

## **РАССЕЯННЫЕ ЭЛЕМЕНТЫ – СПУТНИКИ СВИНЦА, ЦИНКА: РАСПРЕДЕЛЕНИЕ В ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ЦИКЛАХ ПЕРЕРАБОТКИ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ СВИНЦОВО-ЦИНКОВЫХ РУД**

*Г.Л. Пашков, А.Н. Кокорина*

Институт химии и химической технологии СО РАН, г. Красноярск, Россия

В статье обсуждаются некоторые технологические аспекты свинцово-цинкового производства (из серии «не могу молчать») и данные по распределению рассеянных элементов при обогащении полиметаллических руд и металлургической переработке свинцовых и цинковых сульфидных концентратов.

Рассеянные элементы (индий, таллий, селен, теллур, германий, рений, галлий, висмут, кадмий, ванадий) имеют две формы нахождения в природе: концентрация в виде собственных минералов (без рудопроявлений) и рассеяние в чужих минералах. Имеют изоморфизм к свинцу, цинку, никелю, меди и олову.

Современное производство рассеянных элементов – это сложное и при этом удачное сопряжение и сочетание различных процессов пиро-, электро-, и гидрометаллургии. Такую комбинированную технологию называют экстрактивной металлургией. В экстрактивной металлургии каждый процесс решает свои заданные и определенные задачи: основные (извлечение, разделение, обогащение, рафинирование и др.) и вспомогательные (шихтование, рецикл, корректировка физико-механических характеристик и др.).

Для меня сегодня на первом месте не уровень состояния технологии рассеянных элементов (потенциал ее достаточно высокий), а сырьевая проблема. Трехуровневая проблема:

- сокращение объема производства базовых металлов (свинца, цинка, меди) из рудного сырья;
- снижение концентрации рассеянных металлов в концентратах;
- (самое грустное) новые технологические схемы производства цветных металлов вносят «беспрецедентные» волны сокращения сырьевой базы – коллекторов рассеянных элементов.

### **1. О сырьевой базе производства свинца и цинка (источник рассеянных элементов)**

В последние годы состояние сырьевой базы свинца и цинка в России резко ухудшилось. При вполне удовлетворительной обеспеченности действующих предприятий разведанными запасами (20–50 лет) обеспеченность вскрытыми запасами составляет 5–7 лет. Низкая обеспеченность объясняется отсутствием средств на вскрытие нижних перспективных горизонтов и проведение геологоразведочных работ. На обогатительных фабриках получают свинцовые и цинковые концентраты, которые отправляются на переработку: 20% в Казахстан и Узбекистан, 40% – в дальнее зарубежье, 40% концентратов перерабатывают на заводах «Электроцинк» (г. Владикавказ) и Челябинском цинковом заводе.

Укрупненная геолого-экономическая переоценка (ЦНИГРИ) показывает, что в России нерентабельными являются 81,6% запасов свинца и 63,3% цинка, в том числе по разрабатываемым месторождениям – 14,3% запасов свинца и 2,1% – цинка, а по неразрабатываемым – соответственно, 88,2 и 72,5%. Рентабельность запасов месторождений свинца и цинка может быть поднята только при условии строительства крупных горно-металлургических объектов с полным циклом переработки на месте.

Доля России по мировым запасам металлов составляет: свинец – 34,4%, цинк – 48,4%. Уместно отметить, что их содержание в разрабатываемых месторождениях в 2,0–2,5 раза ниже, по сравнению с зарубежными. Доля запасов, приходящихся на эксплуатируемые месторождения довольно низкая: цинк – 16,6%, свинец – 8,8%.

В Сибири числится в госрезерве порядка 75% полиметаллических руд от разведанных запасов на территории Российской Федерации, основные запасы которых сосредоточены в неосвоенных районах с неблагоприятными горнотехническими условиями ведения работ.

Основные запасы руд сосредоточены в рудах Горевского, Озерного и Холодненского месторождений. На долю их приходится 67,1% от всех запасов свинца категории А + В + С<sub>1</sub>.

На Озерном месторождении, после нескольких лет консервации, возобновилось строительство горно-обогатительного комбината. Строительство ведется крайне медленно из-за отсутствия средств. В ближайшие годы не предусмотрено строительство рудника на Холодинском месторождении, так как оно находится в охранной зоне озера Байкал (в 6,5 км от берега озера в северо-восточном направлении).

Месторождения свинцово-цинковых руд, стоящие на учете Роскомметаллургии и Государственном балансе при их вовлечении в отработку позволят увеличить производство этих металлов до масштабов, необходимых для удовлетворения потребности на внутреннем рынке России и частичной их продажи за рубежом. Однако освоение этих запасов потребует больших капитальных вложений как для реконструкции действующих производств, так и для вовлечения новых предприятий в эксплуатацию. Отсутствие госбюджетных вложений в свинцово-цинковую подотрасль в настоящее время еще больше увеличивает разрыв между добычей руды, выпуском свинца и цинка и потребностью России в этих металлах, ставит развитие этой подотрасли в еще большую зависимость от иностранных инвестиций.

К узким местам в развитии свинцово-цинковой подотрасли следует отнести:

- отставание заделного строительства горнорудных и обогатительных мощностей, что в значительной мере ведет к отставанию рудной базы;
- отсутствие централизованных капиталовложений, материальных и трудовых ресурсов приводит к долгострою даже небольших рудников;
- непропорциональным соотношением роста цен на товарную продукцию горно-металлургического производства по сравнению с ценами на топливо, материалы и оборудование, не создавая необходимой величины прибыли для нормальной рентабельности к производственным фондам будущих предприятий.

Повышение эффективности при освоении новых месторождений возможно только при пересмотре кондиций в сторону их ужесточения, снижения капитальных вложений за счет применения в строительстве унифицированных мобильных сборно-разборных зданий и сооружений, а также применением высокопроизводительного горношахтного оборудования.

Вопрос размещения металлургического завода по переработке свинцовых и цинковых концентратов на территориях, расположенных за Уралом, в том числе в Красноярском крае, стоит особо остро и должен решаться на федеральном уровне.

Основные фонды действующих предприятий, которые эксплуатируются десятки лет, морально и физически устарели, требуют больших затрат на поддержание их в рабочем состоянии, что также определяет значительные материальные затраты на производство продукции и невысокую производительность труда.

## **2. Обогащение руд (начальный этап технологии рассеянных элементов)**

Схемы обогащения свинцово-цинковых руд так же различны, как разнообразны они по морфологическим признакам. Практически нет двух обогатительных фабрик с точно идентичной технологической схемой. Но всегда они характеризуются двумя способами обогащения: прямой селективной флотацией или коллективной флотацией с последующей селекцией коллективного концентрата. Схема предусматривает выделение медного, пиритного и баритного концентратов для некоторых полиметаллических руд. Морфология месторождений полиметаллических руд разнообразна и преобладает форма сложных залежей среди порфириров, сланцев и известняков. Первичные колчеданные руды этих месторождений состоят из сфалерита, галенита, пирита, халькопирита и тетраэдрита. Содержание цинковых и свинцовых минералов в верхних и нижних горизонтах месторождений полиметаллических руд обычно неодинаково: верхние – более богаты галенитом, а нижние – цинковой обманкой.

С целью получения кондиционных концентратов промпродукты обогащения подвергаются неоднократным переочисткам и доводке, после чего присоединяют к одному из монометаллических (относительно) концентратов или разассигновывают по нескольким концентратам. При этом часть ценных компонентов теряется с хвостами, а извлечение ценных компонентов из разноименных концентратов почти на всех обогатительных фабриках приводит к значительному удорожанию производства этих компонентов, по сравнению с получением из одноименных концентратов. Так, извлечение свинца из медных концентратов по эксплуатационным затратам выше вдвое, а по капитальным вложениям

в четыре раза, чем из свинцовых; превышение аналогичных затрат на получение свинца из цинковых концентратов составляет, соответственно, 15 и 10%, цинка из свинцовых концентратов дороже в три и в два с половиной раза, чем из цинковых; превышение затрат на извлечение цинка из медных концентратов составляет 4 и 3,5 раза.

Выделение промежуточных продуктов обогащения из цикла флотации и организация отдельной их переработки с более высокими, чем в обогащении показателями, является одним из существенных резервов повышения сквозного извлечения металлов, в том числе, рассеянных элементов и комплексности использования сырья. Селективные концентраты могут быть переработаны по существующим технологиям с минимальным развитием производства попутной продукции, а коллективные промпродукты – гидрометаллургическими или комбинированными методами с максимальным извлечением всех ценных компонентов. В отдельных случаях целесообразно, с целью максимального извлечения ценных компонентов на стадии обогащения, «заглубление» технологии с последующей доводкой некондиционных компонентов гидрометаллургическим методом.

В таблицах 1 и 2 представлены обобщенные данные по распределению свинца, цинка, меди и рассеянных элементов при обогащении полиметаллических (коллективная флотация – селекция коллективного концентрата) и свинцово-цинковых руд (селективная флотация)

Таблица 1

Распределение металлов при обогащении полиметаллических руд

Элемент	Содержание					
	Руда	Концентраты				Хвосты
		свинцовый	цинковый	медный	пиритный	
Свинец, %	1,0–2,5	46–55	1,3–1,8	1,3–1,8	0,2–0,3	0,10–0,12
Цинк, %	4–8	9–12	50–56	9–10	1,0–1,2	0,5–0,6
Медь, %	1,5–2,5	2,0–2,5	1,4–1,6	22–25	0,3–0,4	0,06–0,17
Индий, г/т	1–2	1–2	2–5	1–5	1–2	1–2
Таллий, г/т	2–3	10–30	1–5	1–2	2–5	1–2
Селен, г/т	10–50	75–400	30–70	50–100	30–50	10–60
Теллур, г/т	5–20	20–60	15–30	20–60	10–20	3–5
Галлий, г/т	10–20	1–5	5–60	1–5	1–5	5–15
Германий, г/т	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0
Рений, г/т	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0
Кадмий, %	0,02–0,04	0,03–0,07	0,18–0,25	0,03–0,04	0,005–0,01	0,002–0,003
Висмут, г/т	1–10	20–100	2–3	5–10	2–5	50–60
Серебро, г/т	10–40	100–500	50–60	100–250	15–20	3–4
Золото, г/т	0,3–0,5	0,6–0,8	0,5–0,7	0,3–2,0	0,3–0,6	0,1–0,2

Элемент	Извлечение в концентрат, %				Потери с хвостами, %
	свинцовый	цинковый	медный	пиритный	
Свинец	63–85	7–15	5–14	1–2	3,5–6,5
Цинк	2,5–4,5	78–83	6–12	1,1–1,3	5–6
Медь	1,5–5,5	7–12	78–86	1,5–2,0	3,5–5,0
Индий	1–4	20–35	10–20	1–3	40–60
Таллий	15–20	10–20	3–5	10–15	50–70
Селен	20–30	10–15	5–10	5–15	40–60
Теллур	20–35	10–15	15–20	10–15	20–30
Галлий	1–2	5–20	1–5	5–15	55–85
Германий	1,0	2,0	1,0–3,0	1,0	95–98
Рений	2,0	1,0	2,0	1,0	5–10
Кадмий	3–5	75–80	5–10	2–3	5–10
Висмут	50–80	3–5	3–5	1–3	15–25
Серебро	20–50	10–15	20–50	3–5	5–10
Золото	2–10	15–20	40–50	10–15	15–25

Таблица 2

**Распределение металлов при обогащении сульфидных свинцово-цинковых руд по схеме селективной флотации (с выделением пиритного концентрата)**

Элемент	Содержание				
	Руда	Концентраты			Хвосты
		свинцовый	цинковый	пиритный	
Свинец, %	0,7–3,5	45–76	0,5–2,0	0,2–0,5	0,1–0,3
Цинк, %	1,7–6,5	4–12	45–57	1,9–4,5	0,3–0,9
Медь, %	0,06–1,5	0,1–1,5	0,1–1,1	0,05–0,1	0,05
Индий, г/т	1–50	3–10	50–400	5–8	1–5
Таллий, г/т	2–20	5–70	2–20	3–20	1–20
Селен, г/т	1–30	20–400	5–30	2–10	1–10
Теллур, г/т	1–2	5–25	2–5	1–2	1–2
Галлий, г/т	6–10	1–3	2–60	2–5	6–8
Германий, г/т	5–14	5–10	5–10	5–10	5–10
Рений, г/т	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5
Кадмий, %	0,006–0,035	0,02–0,07	0,06–0,30	0,01–0,02	0,002–0,006
Висмут, г/т	1–30	50–600	5–20	1–5	1–3
Серебро, г/т	20–100	40–2000	40–1000	20–40	5–10
Золото, г/т	0,1–2	1–20	0,2–2	0,3–10	0,1–0,2

Элемент	Извлечение в концентрат, %			Потери с хвостами, %
	свинцовый	цинковый	пиритный	
Свинец	75–88	3,5–7,0	1–3	6–17
Цинк	4–10	70–85	5–10	8–15
Медь	10–15	2–10	2–10	30–80
Индий	2–3	50–60	3–5	30–45
Таллий	20–25	5–10	10–20	50–75
Селен	30–60	7–15	2–8	30–50
Теллур	10–40	10–20	5–20	30–70
Галлий	1–2	5–40	3–5	50–90
Германий	1–2	5–10	5–10	80–95
Рений	–	–	–	98–100
Кадмий	5–10	65–80	3–5	10–25
Висмут	50–70	3–5	3–5	20–45
Серебро	60–80	10–15	5–10	5–15
Золото	10–60	3–10	15–50	10–60

Следует отметить, что потери редких и рассеянных элементов с хвостами обогащения находятся на уровне, %: индия 30–60, таллия 50–75, селена 30–60, теллура 20–70, несколько ниже для висмута 15–45, кадмия 5–25, но очень значительные для галлия 50–90, германия 80–98 и рения 95–100. Следовательно, для последних трех элементов концентраты, получаемые при обогащении полиметаллических и свинцово-цинковых руд, не могут являться значительными сырьевыми ресурсами их производства. Необходимо отметить, что достижения в совершенствовании технологии флотационного обогащения сульфидных свинцово-цинковых и полиметаллических руд мало отражаются на повышении показателей извлечения редких и рассеянных элементов в концентраты.

Отсутствие на отдельных фабриках пиритной флотации приводит к безвозвратной потере с хвостами серы и почти 90% содержащегося в рудах железа. Зарубежные предприятия стремятся использовать содержащиеся в полиметаллических рудах пирит и пирротин, из которых утилизируется сера для производства серной кислоты. Не располагая такими богатыми ресурсами железных руд, зарубежные страны рассматривают огарки в качестве ценного сырья для получения черных металлов. В пиритный концентрат переходит 30–40% индия, 60–80% таллия, 80–90% селена, 85–90% теллура, 25–35% кадмия. Таким образом, пиритные концентраты, направляемые на производство серной кислоты, являются ценным комплексным сырьем, содержащим наряду с серой и железом, редкие и рассеянные элементы, благородные металлы.

### 3. Металлургия свинца и цинка (поведение рассеянных элементов)

Металлургический комплекс – это взаимообусловленное сочетание технологических процессов разделения, концентрирования и извлечения цветных, редких и благородных металлов при комплексной переработке минерального и вторичного сырья с утилизацией отходов производства. Металлургический комплекс всегда привлекателен, когда он замкнутый, – все промежуточные продукты производства перерабатываются в своем цикле.

Изучение металлургии можно подразделить на две основные области: изучение физико-химических основ, куда входят термодинамика, химическая кинетика, и диффузия или изучение химико-технологических процессов, то есть, взаимодействие вышеуказанных понятий с физическими явлениями переноса количества массы, тепла и движения в агрегатах, аппаратах и реакторах. В настоящее время все понимают, что металлургические агрегаты поддаются систематическому анализу и моделированию, что позволяет переносить результаты лабораторных и стендовых опытов на промышленные условия. Например, изучение окисления сульфидов должно проводиться в строго определенных условиях потока массы с тем, чтобы можно было осуществить надежную корреляцию и привязать полученные лабораторные результаты к реактору (печи) кипящего слоя или плазменного окисления.

Обычно бывают две стадии при разработке металлургических процессов. Первая стадия «лабораторная (пилотная) опытная установка» определяет техническую возможность осуществления процесса и дает предварительную оценку его экономических возможностей. Вторая стадия «полупромышленная установка» предназначена для того, чтобы подтвердить экономическую целесообразность процесса и выдать «рыночную» продукцию для потребителей.

Рациональная методология металлургического эксперимента – залог успеха в проектных решениях по созданию новых мощностей, сокращения сроков пуско-наладочных работ и освоения производства.

Электротермические процессы пирометаллургии свинца являются сложными, многостадийными и громоздкими процессами, экологически опасными, с тяжелыми условиями труда. К другим технико-экономическим недостаткам следует отнести: необходимость высокого содержания свинца в исходном сырье – концентратах (не менее 30%), недостаточно высокое извлечение свинца (на передовых компаниях составляет 91–93%), капиталоемкость систем пылегазоочистки и дополнительные затраты на самостоятельную и сложную переработку и утилизацию сернистых газов и шлаков.

Традиционная схема переработки свинцового рудного и вторичного свинцового сырья – агломерация-плавка в шахтных печах (стандартных или Imperial Smelting). Промышленно реализованы новые технологии:

- КИВЦЭТ: заводы в Portovesme (Италия) и Teck Cominco Metals Ltd s (Канада); (шихта содержит) до 30–70% свинцовых кеков цинковых заводов);
- Kaldor-печь, конвектор с верхним дутьем (TBRC): работают три реактора: на заводе Boliden»s Ronskor (Швеция), конвектор 13 м<sup>3</sup> в Иране и печь Калдо в Китае (выплавка 50000 т/год свинца);
- QSL-конвектор: работают две печи QSL – в Stolberg (Германия) и Onsan (Корея);
- TSL-технология: плавка с погружной вертикальной фурмой (top submerged lance), первоначально называлась Siros melt.

Гинцветметом предложена двухступенчатая технология переработки сульфидных свинцовых концентратов, получаемых из руд Горевского месторождения (Красноярский край), и батарейной аккумуляторной пасты. В этом проекте на первой стадии проводят плавку в печи Ausmelt, а на второй – обеднение богатых плавильных шлаков в электротермической печи с получением черного свинцово-сурьмянистого сплава и вторичного шлака, содержащего, %: 1,0–1,5 Pb и 7,0–9,0 Zn. В дальнейшем предполагается доизвлечение из этого шлака цинка и свинца фьюмингованием в печи Ausmelt.

Гидрометаллургический метод переработки сульфидных свинцовых руд затрудняется невысокими скоростями разложения галенита и низкой растворимостью сульфата свинца. В настоящее время он не реализован в промышленности; отсутствуют и перспективные разработки, способные составить конкуренцию пирометаллургическим схемам.

Нитратные растворы являются одной из немногих сред, позволяющих получать высокие концентрации свинца в водной фазе, а азотная кислота представляет собой эффективный окислитель сульфидов металлов. Однако, при этом значительная часть серы окисляется до сульфата, что серьезно усложняет технологию, в особенности свинцовых продуктов.

Институтом химии химической технологии СО РАН разработаны рекомендации к технологическому регламенту гидрометаллургической схемы (рисунок) комплексной переработки сульфидных свинцовых концентратов.

Выщелачивание сульфидного свинцового концентрата осуществляется раствором нитрата железа (III) при температуре 15–20°C и концентрации азотной кислоты 2–5 г/л. Количество железа (III) в растворе составляет 100–120% от теоретически необходимого. Для очистки раствора и регенерации солей железа (III) используется способ высокотемпературного разложения нитрата железа. После нагревания в автоклаве при 150°C (без отвода выделяющихся  $N_xO_y$ ) концентрация железа уменьшается с 40–50 до 0,1–0,2 г/л. Железо осаждается в виде гематита ( $\alpha\text{-Fe}_2\text{O}_3$ ) в хорошо фильтруемый осадок. При выводе из системы нитрозных газов получают азотную кислоту, которая вместе с гематитом используется для приготовления нитрата железа, возвращаемого на выщелачивание. Из твердого остатка выщелачивания концентрата по известным технологиям (флотация, сорбция) получают элементную серу, цинковый концентрат и металл Доре. После цементационной очистки от примесей (Cu, Bi, Sb и др.), на свинцовых гранулах раствор нитрата свинца поступает на электроэкстракцию и/или на получение различных соединений свинца (кроны, сурик, глет и др.). В нитратный раствор свинца при выщелачивании переходит более 90% висмута, индия, кадмия, таллия.

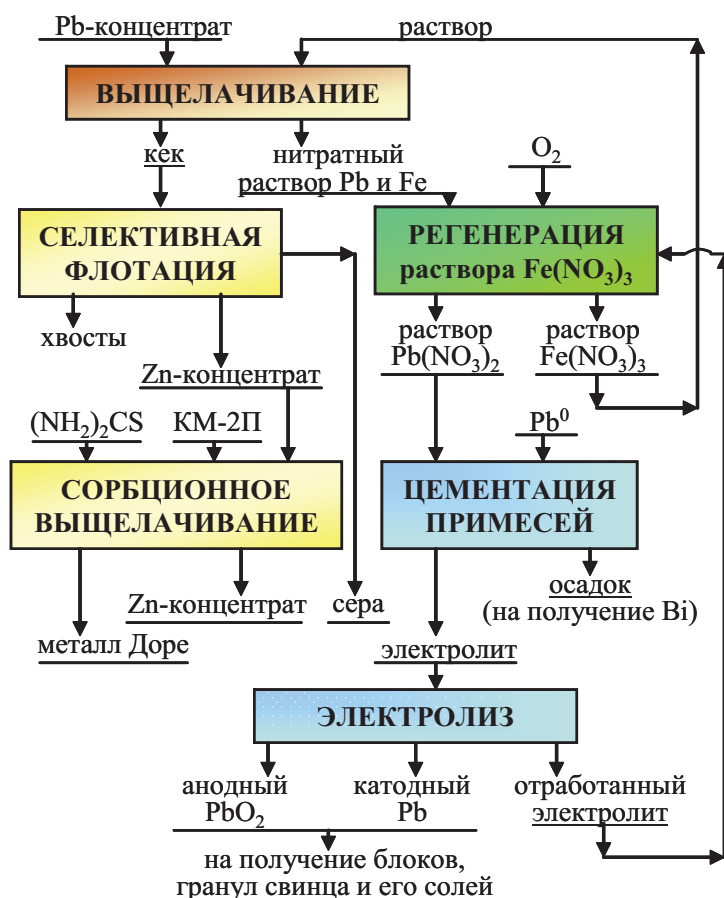


Рис.1. Гидрометаллургическая схема переработки сульфидных свинцовых концентратов

В таблице 3 представлены обобщенные данные по распределению редких металлов в свинцовом производстве. При стандартной схеме – агломерирующем обжиге свинцовой шихты (смеси концентратов, оборотных агломерата и пылей, свинцовых кеков цинкового производства, флюсов др.) в пыли переходит основное количество таллия – 60–70%, значительная часть селена – 30–40%, германия – 35–40%, кадмия – 38–42%. В агломерате практически полностью остаются висмут – 95–97%, галлий – 94–95%, большая доля теллура – 80–90% и индия – 65–70%. Распределение элементов при агломерации во многом определяется содержанием в шихте хлоридов.

Таблица 3

**Распределение редких и рассеянных элементов при переработке  
свинцовых концентратов**

Передел	Продукт	Распределение, % (от загруженного на передел)						
		In	Tl	Se	Te	Cd	Bi	Ga/Ge
Агломерирующий обжиг	Агломерат	65–70	30–40	55–65	80–90	58–62	95–97	95/65
	Пыль	30–35	60–70	35–45	10–20	38–42	3–5	5/35
Шахтная плавка агломерата	Свинец черновой	30–35	4–5	25–30	30–35	3–4	78–82	–
	Штейн	25–30	2–3	22–24	25–28	3–5	4–6	–
	Пыль	30–40	80–85	25–50	20–25	82–87	8–10	–/20
	Шлак	10–15	3–7	3–4	20–22	5–10	5–6	100/80
Фьюмингование шлака	Возгоны	40–50	20–25	10–20	10–15	20–30	5–10	20/40
	Шлак	50–60	75–80	80–90	85–90	70–80	90–95	80/60
Конвертирование штейна	Медь черновая	20–30	10–15	55–60	40–45	10–15	40–50	–
	Пыль	30–40	10–15	20–30	15–20	60–65	20–30	–
	Шлак	40–50	75–85	15–25	40–45	20–30	35–40	–
Непрерывное обезмеживание свинца	Свинец	55–60	70–75	60–65	90–92	60–70	90–94	–
	Штейн	30–40	5–7	28–35	5–6	5–6	5–8	–
	Пыль	2–3	15–20	7–10	2–3	10–20	1	–
	Шлак	5–8	5–10	1–2	1–2	–	1–2	–
Рафинирование черного свинца	Шликеры	30–35	80–85	25–30	7–8	–	12–19	–
	Теллуровый плав	–	–	15–20	75–80	–	–	–
	Антимонат натрия	–	–	–	–	–	–	–
	Арсенат кальция	–	15–20	20–30	3–5	–	–	–
	Висмутистый свинец	5–10	–	–	2–3	–	60–70	–
	Серебристая пена	60–70	–	20–40	10–15	–	10–15	–
	Товарный свинец	–	–	–	–	–	–	–

При шахтной плавке агломерата в свинцовую пыль извлекается (от загруженного на передел) до 80–85% таллия и кадмия, 40–50% селена и 20–25% теллура. В черновой свинец переходит 78–82% висмута, 25–30% селена, до 30–35% теллура и индия. Галлий практически полностью остается в шлаке, куда также переходит и до 80% германия.

Значительный переход в шлак наблюдается и для теллура – 20–22%. Распределение элементов в полиметаллический штейн составляет %: теллура 25–28, селена 22–24, индия 25–30, а таллия, кадмия, висмута в пределах 2–6.

Значительный переход индия в полиметаллический штейн, а далее в черновую медь и конвертерную пыль объясняется высоким содержанием меди в свинцовой шихте. Влияние на повышение содержания индия в продуктах конвертирования штейна оказало освоение промышленной установки непрерывного обезмеживания черного свинца, что определило сокращение выхода шликеров, поступающих на шахтную плавку, и увеличение выхода штейна, направляемого на конвертирование. Необходимо отметить достаточно высокую степень вывода из свинцового производства селена и теллура с черновой медью. В последующем, при ее переработке на медеплавильном и медеэлектролитном заводах селен и теллур частично возвращаются на комбинат со свинцовой пылью и шламами этих производств.

В процессе рафинирования черного свинца на первой операции – непрерывном обезмеживании, наблюдается следующее распределение элементов по продуктам: теллур и висмут на 90–94% переходят в свинец, а селен и индий в свинец – 45–55% и штейн – 30–40%.

На последующей стадии – ликвационном обезмеживании черного свинца – большая часть оставшегося индия, селена и теллура переходит в виде интерметаллидов с мышьяком, сурьмой и медью в медные шликеры, являющиеся оборотными полупродуктами свинцового производства. После обезмеживания черновой свинец подвергают обестеллурированию, щелочному рафинированию от мышьяка, сурьмы и олова, обессеребрению, обезвисмучиванию и качественному щелочному рафинированию.

Каждая из перечисленных операций сопровождается образованием съемов – целевых полупродуктов, которые перерабатываются в отдельном технологическом цикле с возвратом в последующем свинецсодержащих оборотных полупродуктов на переделы свинцового производства. Теллур концентрируется в теллурическом плаве, содержащем 15–20% теллура и 1–2% селена, а висмут в висмутовых дроссах (богатых) – 5–8% висмута. Извлечение в одноименные продукты при рафинировании свинца от общей загрузки на передел составляет, %: теллура 50–70, а висмута 60–75.

В целом по свинцовому производству редкие и рассеянные элементы распределяются следующим образом: в пыли переходит до 80–85% кадмия и таллия, 50–60% селена, 45–50% индия, 28–30% теллура, 10–15% висмута; в отвальный шлак (после фьюмингования) – 40–70% галлия и германия, 8–12% индия, селена, таллия, 2–3% теллура, 1–2% висмута. В полупродукты переходят: в черновую медь при конвертировании полиметаллического штейна – селена 25–30%, теллура 17–20%, индия 10–20%; висмутистый свинец – висмута 70–80%, теллурический концентрат – теллура 43–46%. Таким образом, коллекторами редких и рассеянных элементов в свинцовом производстве являются свинцовые пыли, теллурический плав и висмутовые дроссы.

Процесс переработки сульфидных цинковых концентратов складывается из следующих основных стадий: обжиг концентратов с утилизацией отходящего сернистого газа в виде серной кислоты, выщелачивание полученного огарка отработанным электролитом, очистка цинковых растворов от примесей и электролитическое осаждение цинка с последующей плавкой катодного цинка. В таблице 4 представлены обобщенные данные по распределению редких и рассеянных элементов по продуктам цинкового производства.

При окислительном обжиге сульфидного концентрата в кипящем слое, в зависимости от гранулометрической характеристики концентрата и газодинамических параметров, выход пылей, улавливаемых вне обжиговой печи, составляет 30–40%. В электрофильтрах улавливается 45–55% селена, остальное его количество распределяется между огарком (25–30%) и шламами системы мокрой пылегазоочистки (20–25%). Основная часть ин-

Таблица 4

**Распределение редких и рассеянных элементов при переработке цинковых концентратов**

Передел	Продукт	Распределение, % (от загруженного на передел)							
		In	Tl	Se	Te	Cd	Bi	Ga	Ge
Обжиг концентратов	Огарок	60–65	51–53	25–30	60–65	62–65	96–98	95–97	97–98
	Пыли газоочистки	35–40	47–49	45–55	35–40	35–38	2–3	2–3	1–2
	Шламы мокрой очистки	–	–	20–25	–	–	1–2	1–2	1–2
Выщелачивание огарка и очистка растворов	Цинковый кек	87–90	47–52	75–80	75–80	25–27	80–90	91–94	40–60
	Медный кек	10–13	18–20	20–25	20–25	2–5	10–20	6–9	30–40
	Кадмиевый раствор	–	20–30	–	–	70–72	–	–	5–15
Вельцевание цинкового кека	Вельцокись	71–77	38–90	30–35	80–90	95–97	93–94	5–11	20–40
	Клинкер	19–23	10–12	65–70	10–20	3–5	6–7	89–95	60–80
Выщелачивание вельцокислов и шлаковозгонов	Цинковый раствор	75–85	35–47	–	–	90–92	–	–	–



дия, теллура (60–65%), кадмия (62–65%), висмута, галлия, германия (95–98%) при обжиге остается в огарке.

При переработке цинкового кека вельцеванием многие металлы-спутники доизвлекаются в вельцокись, % (от загрузки с цинковым кеком): индий 77–81, таллий 88–90, теллур 80–90, кадмий 95–97, висмут 93–94. С клинкером от вельцевания, частично перерабатываемом на медеплавильных заводах из цинкового производства, выводится 70% селена, 80% германия и до 95% галлия. Из вельцокиси, перерабатываемой в отдельном гидрометаллургическом цикле совместно со шлаковозгонами, редкие и рассеянные элементы распределяются в свинцовый кек, %: 80–100 селена, теллура, висмута, галлия и германия, 70–80 индия и 35–50 таллия. Значительная часть последнего (20–30%) переходит в промывные растворы при водно-содовой отмывке возгонов от хлора. Кадмий на 90–95% извлекается в цинковый раствор, направляемый далее на выщелачивание цинкового огарка.

Результаты исследований, испытаний и освоения технологических решений в производстве рассеянных элементов – спутников свинца и цинка представлены в книгах:

- Альманах. Старая тетрадь. Сборник статей. – Красноярск, 2009. – 647 с. (ISBN № 5-98708-005-3).
- Гидрометаллургические процессы переработки нетрадиционного сырья редких и цветных металлов. – М. – 2010. – 180 с. (ISBN № 978-5-89747-048-8).