

## ОСОБЕННОСТИ ТЕХНОЛОГИИ ГИДРОЦИКЛОНИРОВАНИЯ ПРИ СМЕНЕ СПОСОБА ПЕРЕРАБОТКИ ШЛАМОВ

Оносов Д.В., Горный институт УрО РАН, Пермь

Сметанников А.Ф., Горный институт УрО РАН, Пермь

Разработан способ переработки складированных (флотационных) шламов с целью извлечения благородных металлов, одним из основных переделов которого является процесс трехстадийного гидроциклонирования обожженных шламов (огарков) с применением на каждой стадии основного и перечистного гидроциклонов. Истертый огарок распульповывается и поступает на линию гидроциклонов с углами конусности 10, 7, 5 градусов, задачей которых является дешламация истертого огарка и получение песков, идущих на центробежную сепарацию с получением концентрата, представляющего собой смесь интерметаллидов Pd, Pt, Ag, Cu, Sn, Pb и интерметаллидов Fe, Cr, Ni. Магнитная сепарация разделяет смесь интерметаллидов на немагнитную фракцию (Pd, Pt, Ag, Cu, Sn, Pb) и магнитную фракцию (Fe, Cr, Ni). Результатом применения трехстадийного гидроциклонирования явилось 10-кратное уменьшение объема истертого огарка, что позволило, в свою очередь, уменьшить масштаб оборудования в операциях по центробежной сепарации песков в 10 крат.

*Ключевые слова:* складированные флотационные шламы, высокотемпературный обжиг, гидроциклоны, органическое вещество, интерметаллиды палладия, платины, серебра, хлориды, вещественный состав

### Введение

Ранее способ переработки шламов с целью извлечения благородных металлов разрабатывался на текущих выпусках галургических шламов и включал трехстадийное гидроциклонирование, высокотемпературный обжиг и кислотно-сорбционную переработку огарка [1]. На трех стадиях гидроциклонирования применялись гидроциклоны с углами конусности соответственно 10, 7 и 5 градусов. Гидроциклоны на каждой стадии работали в паре (основной и перечистой).

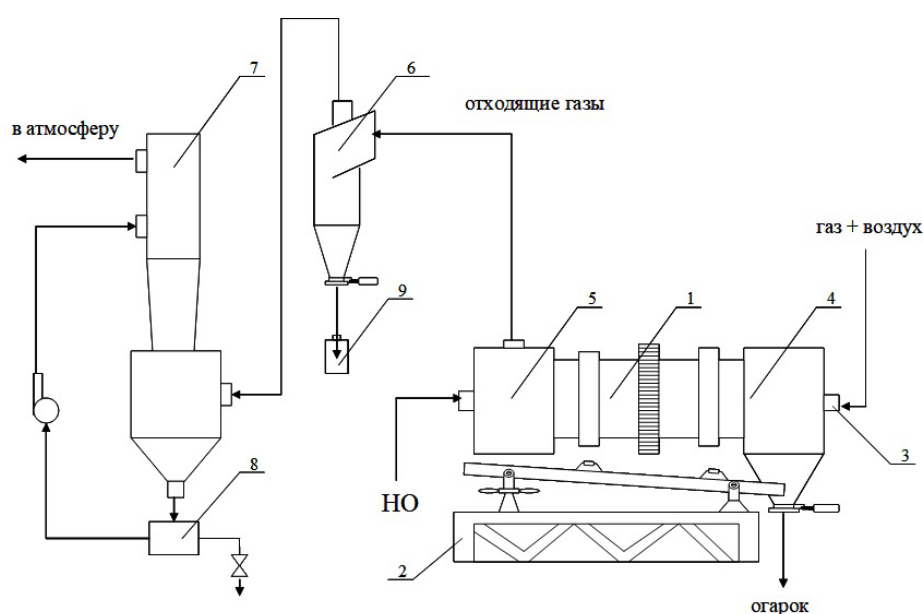
Для реализации этого процесса была разработана аппаратно-технологическая схема. Позиция линии гидроциклонов являлась началом процесса. Роль гидроциклонов заключалась в частичном обессоливании исходных (необожженных) шламов, поскольку переработка обожженного шлама кислотно-сорбционным способом предполагала (обязывала) иметь предел содержания солей в обожженном шламе не более 15-20%. Это связано с тем, что хлориды являются «кислотоемкими» соединениями и высокий расход кислоты может сделать нерентабельным весь цикл переработки шламов. Кроме того, еще одной задачей было выведение крупной фракции шламов, которая практически не содержала сульфатов кальция, включающих органические соединения благородных металлов (БМ). В этой связи диаметры пескового и сливного «насадков» устанавливались в соотношении соответственно 3:2.

Продукт гидроциклонирования проходил стадию переработки на пресс-фильтрах, где также «уходила» в фильтрат часть хлоридов, и далее частично обессоленный шлам

с влажностью 20% подвергался сушке до влажности 14-15% и подавался на гранулятор. Гранулы досушивались во вращающейся печи до влажности 1-3%.



Рис. 1. Вращающаяся прокалочная печь



1 – печь; 2 – рама; 3 – газовая горелка; 4 – горячая камера; 5 – холодная камера; 6 – циклон; 7 – скруббер; 8 – зумпф; 9 – контейнер для пыли

Рис. 2. Схема вращающейся прокалочной печи

Готовый гранулят обжигался при температуре до 800°C во вращающейся прокалочной печи (рис. 1). Элементы конструкции и позиции процесса обжига представлены в блок-схеме вращающейся прокалочной печи (рис. 2). Время обжига составляло не более 30 минут.

Полученный огарок после дробления проходил кислотно-сорбционную переработку с получением коллективного концентрата БМ, предназначенного для аффинажа. Аппаратно-технологическая схема с использованием гидроциклонов в начале процесса показана на рисунке 3.



Рис. 3. Схема переработки галургических шламов

Технология формирования галургических шламов включает растворение измельченной сильвинитовой руды обратным щелоком с температурой 90°C, при котором происходит избирательное растворение КСl на основе различных температурных коэффициентов растворимости хлоридов натрия и калия. Оставшийся галит направляют в отвал. Формируется насыщенный щелок, содержащий растворенный КСl и нерастворимый остаток. Полученный щелок очищают в сгустителях от солевого и глинистого шлама. Из осветленного щелока производят кристаллизацию хлорида калия. Полученный кристаллический КСl сушат и получают товарный продукт – хлорид калия. Маточный щелок после подогрева возвращают на выщелачивание новых порций хлорида калия. В практике в этот процесс вводятся так называемые антислеживатели – реактивы, препятствующие слеживанию хлористого калия. Ввиду того, что щелок используется как оборотный, концентрация реагента антислеживателя практически не меняется на всех стадиях процесса переработки сильвинитовых руд. В качестве антислеживателя на отдельных предприятиях применяют разные реагенты. На БПКРУ-1 (ПАО «Уралкалий») применялся 0,8%-й кислотный раствор аминов, способствующий концентрированию соединений благородных металлов (Au, Pd, Pt, Ag) в глинисто-солевых шламах. На БПКРУ-4 (ПАО «Уралкалий») в этом качестве применяют железосинеродистый калий. Этот реагент оказывает негативное воздействие на процесс осаждения соединений благородных металлов вместе с глинисто-солевыми шламами. Лабораторные исследования по стабилизации щелоков путем добавления соды с целью изменения рН или добавления 0,8% кислотного раствора аминов помогли достигнуть нужного эффекта. Но применение этого способа на практике невозможно в условиях налаженного производственного процесса. Таким образом, для использования галургических шламов в качестве источника благородных металлов требуются дополнительные исследования [2].

### **Результаты исследований по переработке флотационных шламов**

В связи с прекращением исследований галургических шламов возникла необходимость оценки возможности переработки флотационных шламов. Объемы выпуска флотационных шламов превышают выпуск галургических шламов в несколько раз. Годовой выпуск флотационных шламов составляет около 2 миллионов тонн, а их накопленные запасы около 90 миллионов тонн. Необходимость исследований по технологии переработки флотационных шламов стала очевидной.

Результаты исследований повлияли на смену методологии в технологии переработки шламов, которая заключалась в том, что в переработку вводились складированные флотационные шламы из шламохранилищ, свойства которых сильно отличаются от текущих выпусков галургических шламов и объясняются, в первую очередь, их статическим положением в течение длительного времени, которое обуславливает проявление процессов сегрегации, приводящее к изменению распределения макро- и микрокомпонентов шламов. Второе отличие – процесс формирования флотационных шламов. Технология переработки сильвинитовых руд флотационным способом включает механическое и флотационное обесшламливание измельченной сильвинитовой руды. Предварительная обработка реагентами-депрессорами не влияет негативно на поведение соединений благородных металлов.

Рассмотрим подробнее эти отличия.

В шламохранилищах происходит естественная сегрегация шламов, что сказывается на смене грансостава, т.е. с увеличением глубины грансостав меняется в сторону увеличения доли тонких фракций и изменений в минеральном составе шламов.

С увеличением глубины меняется минеральный состав, увеличивается роль ангидрита, носителя соединений благородных металлов, и уменьшается роль гипса. Одновременно уменьшается содержание хлоридов. Если близ поверхности шламохранилища содержание хлоридов может составлять до 40% и выше, то с увеличением глубины их содержание падает до 25-30%. Причем органические соединения благородных металлов, связанные с ангидритом, также мигрируют вниз по разрезу, обогащая нижнюю часть разреза шламохранилища.

Еще одно отличие состоит в том, что во флотационных шламах отсутствует золото, поскольку золото в соляных породах (сильвинитах) связано в гематитовом пигменте сильвина, а палладий, платина, серебро связаны в органических соединениях и приурочены к ангидриту, локализованному в межзерновом нерастворимом в воде остатке (Н.О.) сильвинитов [3, 4]. При флотационном способе передела зерна сильвина не разрушаются, и золото вместе с сильвином «уходит» в удобрения (флотационный розовый зернистый хлористый калий). Палладий, платина, серебро вместе с ангидритом сконцентрированы в Н.О. и при переработке сильвинита «уходят» в шламы. Отличие также состоит в смене концепции технологического передела шламов с целью извлечения благородных металлов. Если в галургическом «переделе», после обжига, огарок подвергался кислотно-сорбционному переделу, то при флотационном «переделе», после смены параметров обжига, необходимость в кислотно-сорбционном переделе отпала. При обжиге флотационных шламов температура превышает 800°C, хлориды, присутствующие в шламе, плавятся (температура плавления галита и сильвина составляет 799 и 801°C), органические соединения БМ отжигаются, и свободные металлы в силу геохимического сродства аккумулируются в процессе собирательной кристаллизации. Т.е. при температуре обжига выше 800°C вместо кислоторастворимых

соединений БМ формируются индивидуализированные обособления интерметаллидов Pd, Pt, Ag, Cu, Sn, Pb, которые могут извлекаться из обожженного шлама (огарка) гравитационными способами [6, 7]. Роль гидроциклонов в данных обстоятельствах сместилась в сторону обогащительных функций. Исходные шламы проходят стадию сушки, затем грануляцию и обжиг. Обожженный материал (огарок) дробится и истирается до крупности  $-0,045$  мм. Большую часть огарка составляют минералы так называемой легкой фракции. Три стадии гидроциклонирования с применением 10, 7 и 5-и градусных циклонов с перечисткой на каждой стадии способствуют максимальному выделению песков с интерметаллидами Pd, Pt, Ag, Cu, Sn, Pb и Fe, Cr, Ni.

Дешламация истертых огарков, полученных при обжиге флотационных шламов, представляет собой иную задачу, чем дешламация исходных шламов при галургическом способе переработки сильвинитовых руд. Грансостав исходного «галургического» шлама на 90-95% представлен фракцией  $-0,045$  мм и оставшаяся часть – фракцией  $+0,045$  мм. Это потребовало реализации соотношения диаметров пескового и сливного «насадков» соответственно 3:2, что позволило при гидроциклонировании выделить до 30% материала, представленного гипсом, хлоритом и избытком хлоридов, в сливной насадок. Через песковый «насадок» был получен материал, на 70% представленный ангидритом, кварцем, полевым шпатом и хлоридами, в котором была сконцентрирована основная масса соединений благородных металлов.

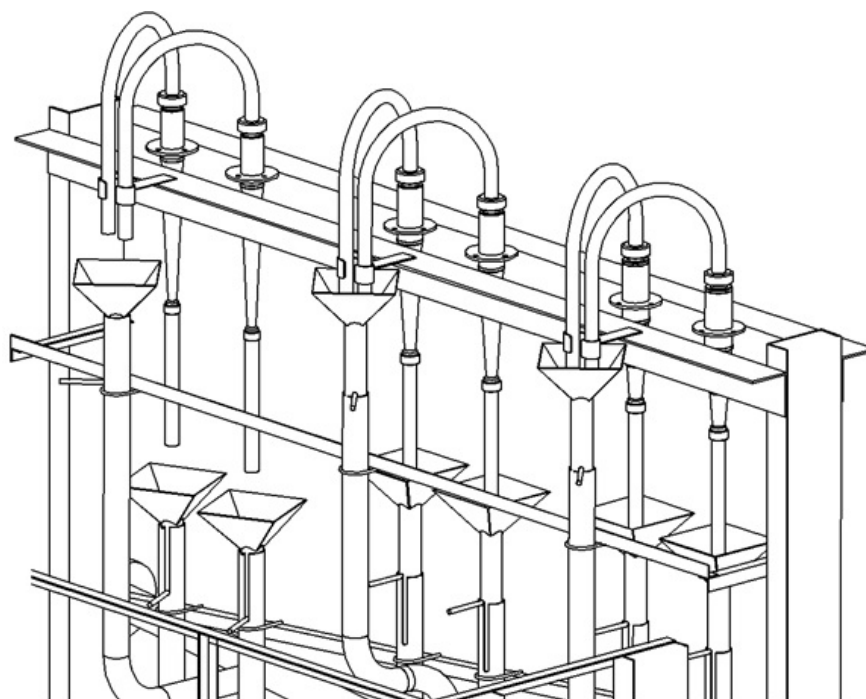
Складированные флотационные шламы вначале проходят процесс сушки, грануляции, обжига гранул и затем процесс дробления и истирания до крупности  $-0,045$  мм. Распульпованный материал представлял собой водную суспензию индивидуализированных обособлений следующих минералов (по убыванию): пироксен, полевой шпат, кварц, ангидрит, оксиды железа, хрома, никеля. В наименьшем количестве оказались обособления интерметаллидов Pd, Pt, Ag, Cu, Sn, Pb с наиболее высокой плотностью. Соотношение диаметров пескового и сливного «насадков» было принято 2:3. Это позволило достигнуть выхода легкой фракции (шламов) в 90%, а тяжелой (песков) в 10%.

Рассмотрим детальней процесс гидроциклонирования. Выход легкой фракции составляет 90-95%, что потребовало трехстадийного обесшламливания с применением длинноконусных циклонов (рис. 4). Причем каждый из трех циклонов работает в паре (основной и перечистной) с циклоном того же угла конусности. На рисунке 5 представлена батарея гидроциклонов в сборе. На рисунке 6 показана схема с выделением и объединением концентратов всех ступеней гидроциклонирования, которая рекомендуется для включения в аппаратно-технологическую цепочку при проектировании опытно-промышленной фабрики для переработки складированных шламов и извлечения благородных металлов в виде интерметаллидов Pd, Pt, Ag, Cu, Sn, Pb.

На рисунке 6 видно, как истертый распульпованный огарок поступает на первую ступень гидроциклонирования, состоящую из двух циклонов с углом конусности  $10^\circ$ . Выделение концентрата может происходить как на первом циклоне, так и с использованием второго для перечистки концентрата первого. Далее слив одного или объединенный слив двух циклонов первой ступени поступает на вторую ступень гидроциклонирования, состоящую из двух циклонов с углом конусности  $7^\circ$ . Концентрат выделяется по тому же принципу, что и в первой ступени. Слив второй ступени гидроциклонирования подвергается аналогичной перечистке на третьей ступени с углом конусности циклонов  $5^\circ$ . Затем концентраты всех трех ступеней объединяются и поступают на дальнейший передел.



*Рис. 4. 10-и, 7-и и 5-и градусный циклоны*



*Рис. 5. Батарея гидроциклонов в сборе*

На рисунке 7 представлена блок-схема процесса технологического передела складированных шламов с батареей гидроциклонов «во главе» второй стадии всего процесса. Первая стадия осуществляет преобразование органических соединений благородных металлов в металлическое состояние и создание «композиций», представленных многофазными сращениями, составляющими две группы элементов: Pd, Pt, Ag, Cu,

Sn, Pb и Fe, Cr, N. Вторая стадия задействована на выделение этих сростаний в концентрат, из которого аффинажем будут получены монометаллы Pd, Pt, Ag, Cu, Sn, Pb.

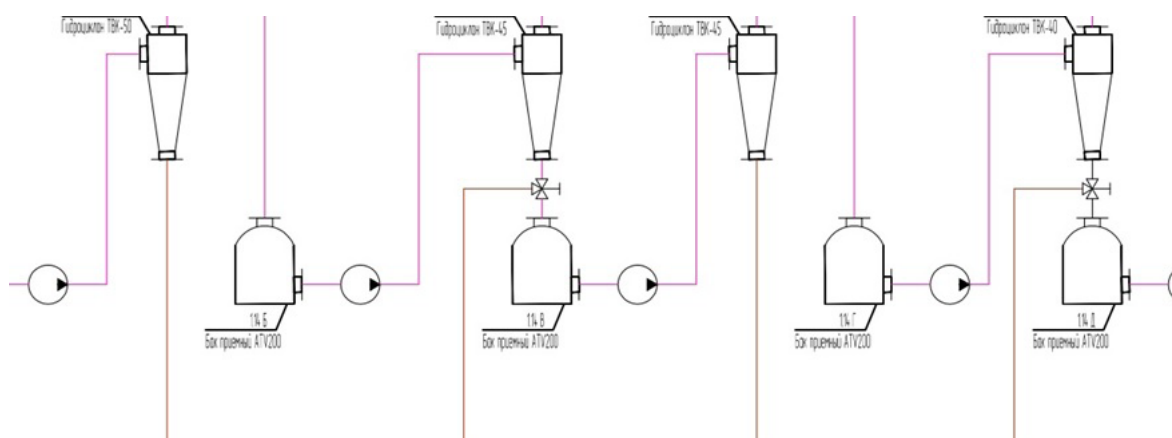


Рис. 6. Схема с выделением и объединением концентратов всех ступеней гидроциклонирования

Шламы после гидроциклонирования и «хвосты» после обогащения песков объединяются и представляют собой материал, который после смешивания и спекания может использоваться для улучшения структурно-физических свойств почвы, изменения ее кислотно-основных свойств, в качестве мелиорантов и комплексных удобрений пролонгированного действия. Иначе говоря, практически весь объем отходов утилизируется, что позиционирует предложенный передел как безотходную технологию переработки шламов [8, 9, 10].

На рисунке 8 показана технологическая схема процесса передела и позиция в ней стадии гидроциклонирования.

На рисунках 9, 10 представлены микрозондовые фото наиболее характерных сростаний интерметаллидов первой группы и детализации сростаний с химическим анализом отдельных фаз. На рисунках 11 – 13 представлены микрофото концентратов общих для двух типов сростаний и отдельных, представляющих каждую группу, с валовым анализом каждой группы. На рисунке 14 представлен концентрат интерметаллидов Pd, Pt, Ag, Cu, Sn, Pb, полученный после магнитной сепарации с элементным анализом отдельных обособлений.

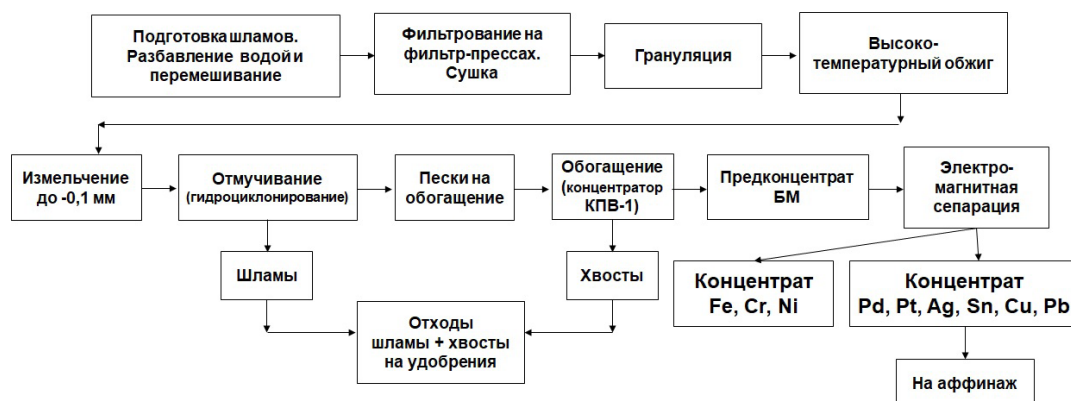


Рис. 7. Принципиальная аппаратно-технологическая схема переработки складированных флотационных шламов

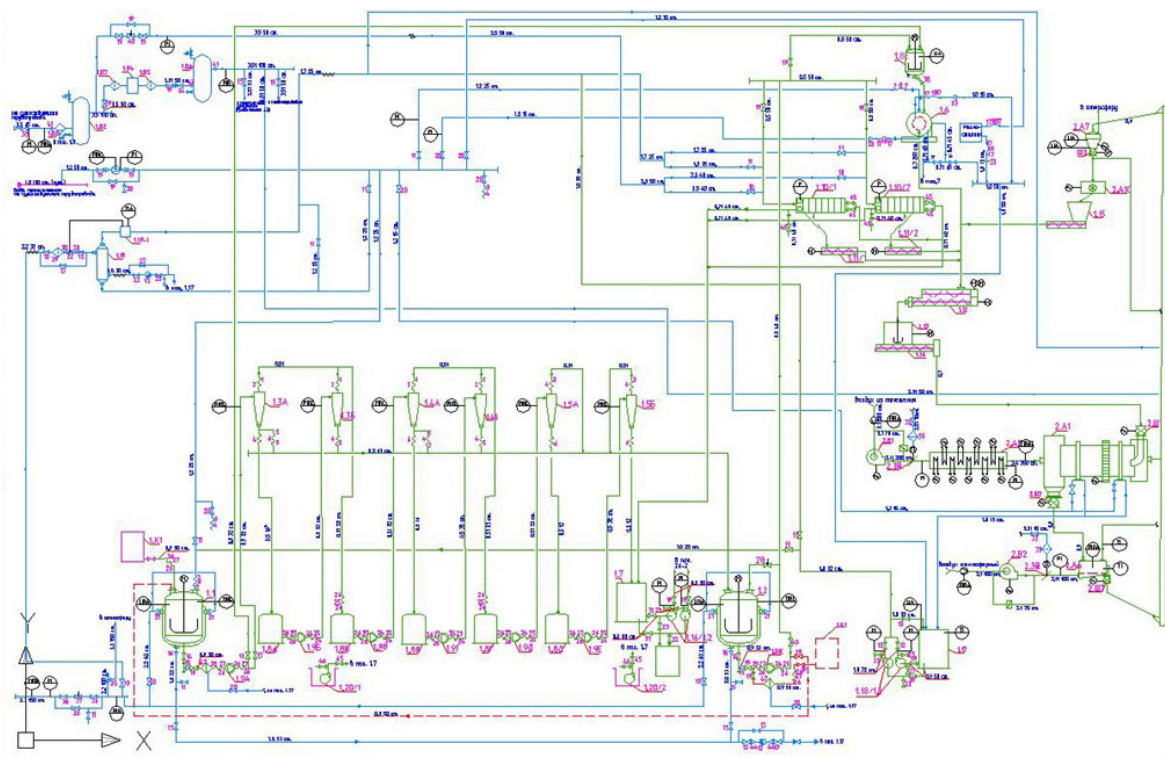


Рис. 8. Технологическая схема процесса передела и позиция в ней стадии гидроциклонирования

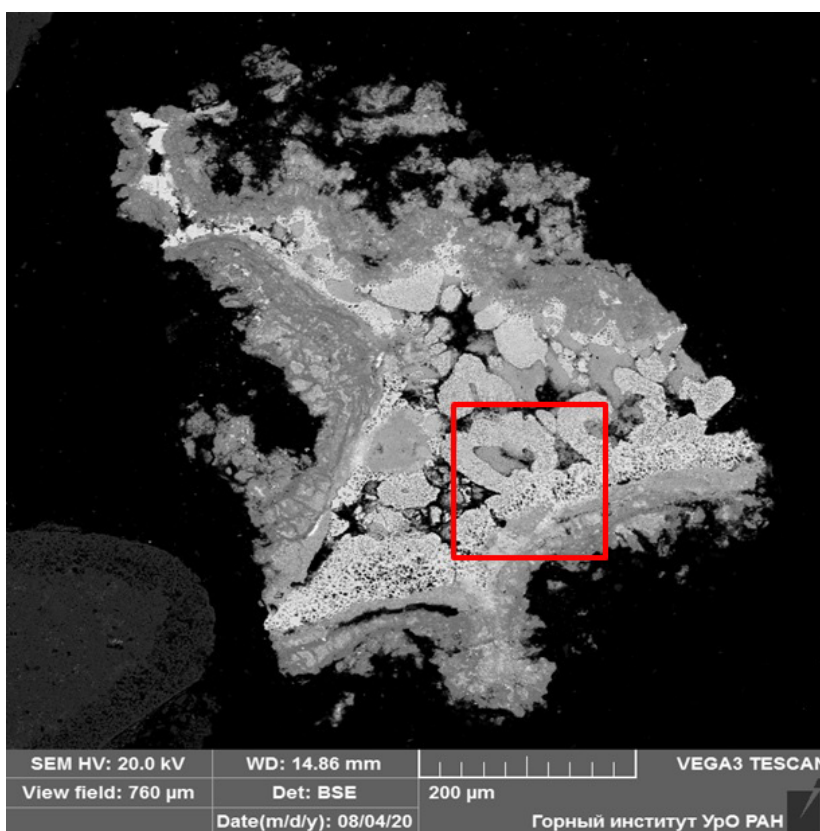
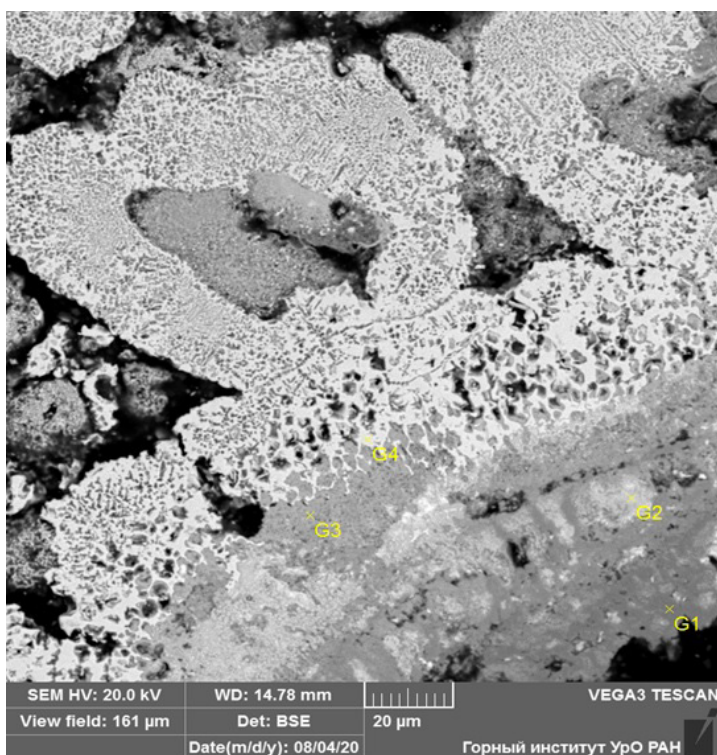


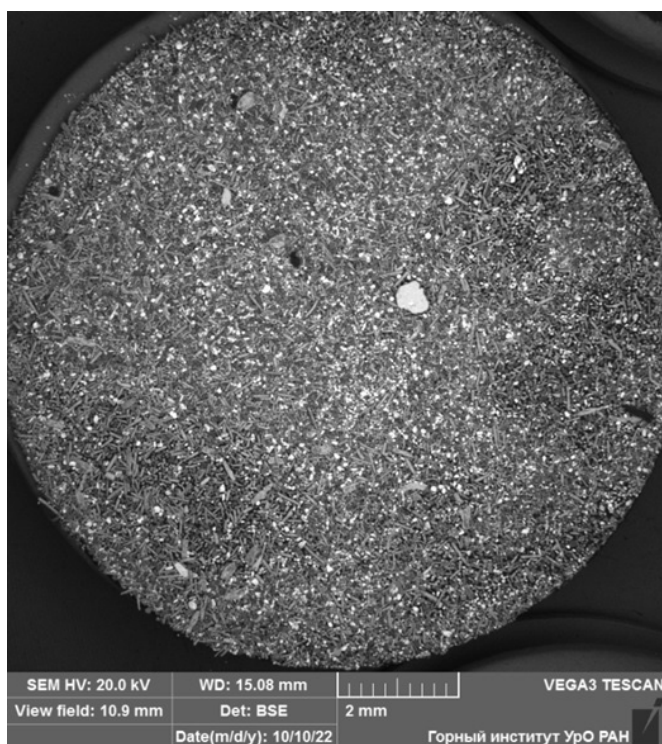
Рис. 9. Электронное фото интерметаллидных обособлений. Обзор



Элементный состав отдельных фаз срастаний

Элементы	Содержания, %			
	G1	G2	G3	G4
O	17,47	16,89	15,97	-
Pd	-	-	-	47,26
Pt	-	-	-	8,96
Ag	-	8,74	4,08	-
Sn	0,23	47,95	68,64	28,39
Pb	-	22,59	2,01	-
Cu	82,3	3,02	7,58	15,4
Σ	100	100	100	100

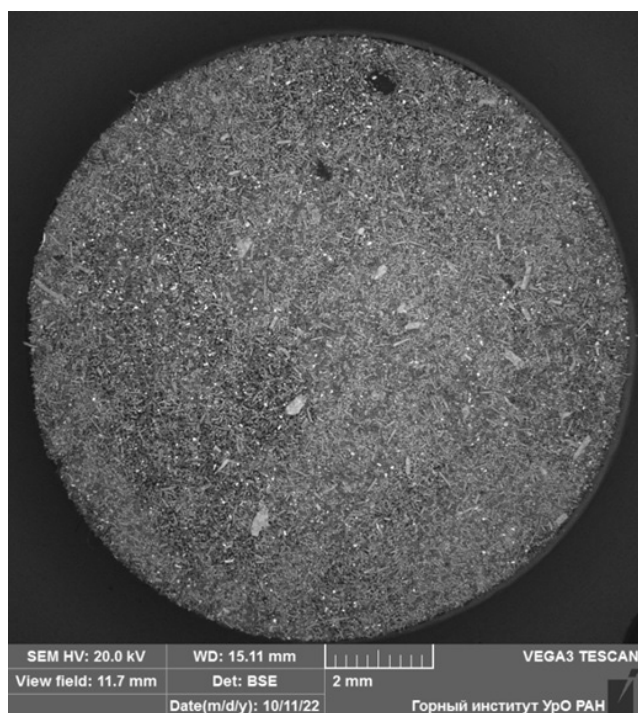
Рис. 10. Электронное фото интерметаллидных обособлений. Деталь



Валовый элементный состав участка 5 x 5 мм

Элементы	Содержания, %
O	22,25
Mg	1,28
Al	1,95
Si	8,03
P, S, Cl, K, Mn	2,58
Ca,	4,76
Ti,	1,37
Cr	8,32
Fe	30,43
Ni	3,45
Cu	5,90
Pd	1,75
Ag	1,24
Sn	4,12
Pt	0,77
Pb	1,82
Σ	100

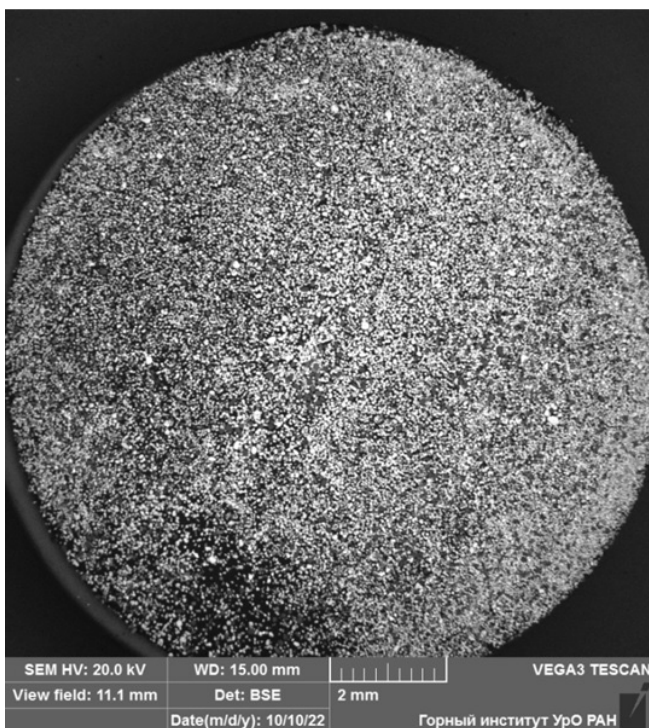
Рис. 11. Электронное фото. Концентрат. Фракция -0,045 мм  
Светлые частицы – интерметаллидные обособления Pd, Pt, Ag, Cu, Sn, Pb



Валовый элементный состав участка 5 x 5 мм

Элементы	Содержания, %
O	23,98
Na	1,22
Mg	1,44
Al	2,47
Si	8,89
P, S, Cl, K, Mn	2,98
Ca	5,71
Ti	1,70
Cr	9,80
Fe	36,28
Ni	4,17
Cu	1,36
Σ	100

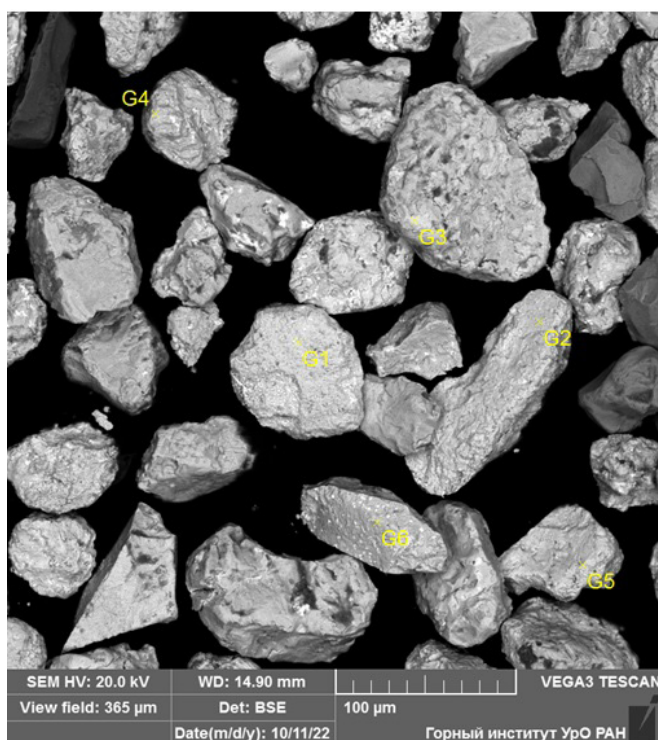
Рис. 12. Электронное фото. Магнитная фракция концентрата.  
Интерметаллидные обособления Cr, Ni, Fe.  
Частицы Pd, Pt, Ag, Cu, Sn, Pb в небольшом количестве



Валовый элементный состав участка 5 x 5 мм

Элементы	Содержания, %
O	22,45
Si	6,06
S	0,61
Ca	1,50
Ti	1,38
Cr	0,15
Fe	0,67
Ni	0,27
Br	1,19
Zr	3,50
Cu	23,94
Pd	7,95
Ag	5,62
Sn	18,42
Pb	6,19
Σ	100

Рис. 13. Электронное фото. Немагнитная фракция концентрата.  
Интерметаллидная фракция Pd, Pt, Ag, Cu, Sn, Pb.  
Частицы Cr, Ni, Fe в небольшом количестве



Элементный состав отдельных обособлений интерметаллидов

Элементы	Содержания, %				
	G1	G2	G3	G4	G5
O	7,77	4,20	7,13	2,88	6,60
Al	-	-	-	-	0,27
Si	-	0,23	-	-	0,61
Fe	-	-	-	-	0,24
Ni	-	0,25	-	-	0,44
Cu	11,31	16,41	31,05	38,73	32,14
Pd	8,09	19,43	17,92	8,18	22,32
Ag	32,60	13,62	6,93	6,28	3,27
Sn	34,81	39,80	35,10	38,12	29,56
Pt	-	4,64	1,87	1,33	2,04
Pb	5,17	1,19	-	4,48	2,26
As	0,24	0,14	-	-	0,13
Σ	100	100	100	100	100

Рис. 14. Электронное фото. Немагнитная фракция. Деталь. Фракция -0,045 мм. Обособления Pd, Pt, Ag, Cu, Sn, Pb

### Обсуждение результатов

Результаты исследований свидетельствуют, что гидроциклонирование осуществляет вторую часть технологического передела, формируя пески (предконцентрат), и уменьшает объем перерабатываемого материала. В опытах по дешламации истертого материала огарков объем материала после гидроциклонирования уменьшался. Выход песков в ряде опытов составлял от 10 до 2-5% от первоначального объема, что зависит от степени истирания огарка. Дело в том, что достигнуть степени истирания материала до -0,045 мм крайне трудно. Скорее всего, в промышленном варианте выход песков будет составлять около 10%.

Тем не менее, следующая часть процесса переработки (центробежная сепарация песков) может использовать оборудование, в котором объем перерабатываемого материала меньше на порядок. Это уменьшает площади производственных помещений, масштаб и производительность оборудования, экономические показатели в целом. В этом плане гидроциклоны являются наиболее производительным оборудованием и наиболее экономичным.

Необходимо отметить, что дальнейший процесс переработки также складывается с сохранением «кратности» уменьшения объема материала уже практически на два порядка, т.к. применение центробежных сепараторов для гравитационного обогащения песков уменьшает объем обрабатываемого материала практически на два порядка.

Выход концентрата после обогащения песков составляет 1%. Выход от исходного материала составляет 0,001%. Это дает основание считать, что гидроциклонирование в комплексе с центробежной сепарацией обеспечивает наиболее оптимальный уро-

вень концентрации для дальнейшей стадии передела. В свою очередь, это обеспечивает возможность разработки исходных данных для проектирования и создания промышленных модулей переработки шламов.

### **Заключение**

Разработано два технологических передела, в которых гидроциклонирование занимает разные позиции:

1. Система гидроциклонирования в схеме технологического передела галургических шламов осуществляет процесс подготовки шламов к основному переделу – обжигу и кислотно-сорбционному процессу извлечения из огарка коллективного концентрата благородных металлов, направляемого далее на аффинаж.

2. В схеме переработки складированных флотационных шламов система гидроциклонирования становится главной после обжига в ряду основных операций – грануляция шламов, обжиг, гидроциклонирование, с выходом песков до 10% и шламов до 90%, что позволяет 10-кратно уменьшить масштаб оборудования для дальнейших операций. Далее следует центробежная сепарация песков. Конечным продуктом является концентрат, представляющий собой смесь интерметаллидов Pd, Pt, Ag, Cu, Sn, Pb и интерметаллидов Fe, Cr, Ni. Электромагнитная сепарация позволяет разделить смесь этих интерметаллидов. Далее концентрат Pd, Pt, Ag, Cu, Sn, Pb направляется на аффинаж.

### **Библиографический список:**

1. *Сметанников А.Ф., Оносов Д.В., Чистяков А.А., Синегрибов В.А., Новиков П.Ю., Красноштейн А.Е.* Способ получения коллективного концентрата. Патент на изобретение RU 2385772 С.1, 10.04.2010. Заявка № 2008138814/03 от 29.09.2008
2. *Незговорова Н.Н., Шевкунова М.Ю., Сметанников А.Ф., Синегрибова О.А.* Изучение поведения палладия и примесей при отмывке обожженных отходов производства хлорида калия. Химическая технология. 2011.Т.12.№5. С. 278-282.
3. *Сметанников А.Ф., Филиппов В.Н.* Некоторые особенности минерального состава соляных пород и продуктов их переработки (на примере Верхнекамского месторождения солей)//Проблемы минералогии, петрографии и металлогении. Научные чтения памяти П.Н. Чирвинского. 2010. №13. С. 99-113.
4. *Сметанников А.Ф., Филиппов В.Н., Янулова Л.А.* Минеральный состав пигмента сильвинов Верхнекамского месторождения солей. Геология и полезные ископаемые Западного Урала. 2000. С. 71.
5. *Сметанников А.Ф., Оносов Д.В., Оносова Е.Ф., Сметанников А.Ф.* Способ извлечения палладия, платины, серебра из отходов переработки калийно-магниевых руд: Патент на изобретение RU № 70546. МПК С22В 11/06 (2006.01) // атентообладатель ООО «Горно-технологическая корпорация Западный Урал». – № 2021116441; заявл. 07.06.21; опубл. 18.04.22, Бюл. № 11.
6. *Оносов Д.В., Сметанников А.Ф.* Способ переработки флотационных шламов и углеродистых сланцев, содержащих органические соединения благородных металлов, технологическое тестирование малообъемных проб // Горное Эхо, 2024, №3, С.
7. *Сметанников А.Ф.* Связь благородных металлов с органическим веществом соляных пород и углеродистых сланцев // Материалы международной конференции «Плаксинские чтения - 2024», г. Апатиты, 23-27 сентября 2024 г., стр. 434-439
8. *Сметанников А.Ф., Косолапова А.И., Корляков К.Н., Оносов Д.В., Фомин Д.С., Ямалтдинова В.Р., Шишков Д.Г., Оносова Е.Ф.* Концепция использования комплексных удобрений пролонгированного действия на основе отходов переработки калийно-магниевых руд как новой парадигмы в улучшении плодородия почв//Бюллетень почвенного института им. В.В. Докучаева. 2019. № 10. С.133-158
9. *Шишков Д.Г., Корляков К.Н., Васбиева М.Т., Цёма Л.Г., Сметанников А.Ф., Ямалтдинова В.Р.* Использование продукта переработки К-МГ руд как комплексной мелиорирующей добавки на

дерново-подзолистой тяжелосуглинистой почве в Предуралье // Вестн. Перм. фед. исслед. центра. – 2022. – № 4. – С. 26-34. – DOI: 10.7242/2658-705X/2022.4.3.

10. Оносов Д.В., Сметанников А.Ф. О возможности использования вторичных отходов из складированных флотационных шламов после извлечения из них Pd, Pt, Ag в качестве комплексных удобрений // Горное эхо. 2023. №3. (92). С. 48-52.

**Для цитирования:**

Оносов Д.В., Сметанников А.Ф. Особенности технологии гидроциклонирования при смене способа переработки шламов // Вестник Пермского федерального исследовательского центра. – 2026. – № 1. – С. 33–45. <https://doi.org/10.7242/2658-705X/2026.1.3>

**Сведения об авторах:**

Оносов Дмитрий Валентинович, ведущий инженер сектора технологической минералогии, Горный институт УрО РАН – филиал Пермского федерального исследовательского центра УрО РАН («ГИ УрО РАН»), 614007, г. Пермь, ул. Сибирская, 78А; e-mail: onosov@inbox.ru, ORCID: 0000-0002-9444-7748  
Сметанников Андрей Филиппович, доктор геолого-минералогических наук, заведующий сектором технологической минералогии, «ГИ УрО РАН»; e-mail: smetannikov@bk.ru, ORCID: 0000-0001-7136-7158

## FEATURES OF HYDROCYCLONING TECHNOLOGY WHEN CHANGING THE SLUDGE PROCESSING METHOD

**Onosov D.V., Smetannikov A.F.**

*Mining Institute UB RAS, Perm*

A method has been developed for processing stockpiled (flotation) sludge for the purpose to extract precious metals. One of the main stages is the process of three-phase hydrocycloning of calcined sludge (cinders) using primary and secondary hydrocyclones at each stage. The ground cinder is pulped and fed to a series of hydrocyclones with taper angles of 10, 7 and 5 degrees. These hydrocyclones desludge the ground cinders and produce sands for centrifugal separation, yielding a concentrate consisting of a mixture of intermetallic compounds (Pd, Pt, Ag, Cu, Sn, Pb) and intermetallic compounds (Fe, Cr, and Ni). Magnetic separation allows for the separation of these intermetallic compounds. The result of using three-phase hydrocycloning was a 10-fold reduction in the volume of ground cinder, which, in turn, made it possible to reduce the scale of equipment in centrifugal separation operations for sand by 10 times.

**Keywords:** *stockpiled flotation sludge, high-temperature roasting, hydrocyclones, organic matter, intermetallic compounds of palladium, platinum, silver, chlorides, material composition*

*Поступила в редакцию: 29.11.2025*

*Принята к публикации: 03.04.2026*