

Название работы: Пути совершенствования эффективности обогащения медно-цинковых руд Северного Кавказа

Авторы работы: Р.Л. Габдулхаев, С.В. Мамонов, М.Г. Видуецкий, А.П. Пургин

Место публикации: Официальный каталог II Уральского горнопромышленного форума «Горное дело. Оборудование. Технологии» (г. Екатеринбург)

Год публикации: 2007 г.

ПУТИ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ ОБОГАЩЕНИЯ МЕДНО-ЦИНКОВЫХ РУД СЕВЕРНОГО КАВКАЗА

Р.Л. Габдулхаев, С.В. Мамонов, М.Г. Видуецкий, А.П. Пургин
ОАО «Уралмеханобр»

На обогатительной фабрике ЗАО «Урупский ГОК» перерабатываются сульфидные медно-цинковые руды шахтной добычи, содержащие, по данным последних лет, в среднем 1,8 % меди, 1,45 % цинка, 27,20 % серы, 1,47 г/т золота и 24,70 г/т серебра. При существующей практике горных работ и отсутствии усреднительного склада содержание основных компонентов подвержены значительным колебаниям. Например, по меди эти колебания могут достигать от 1,70 до 2,20 %, по цинку от 0,90 до 2,20 % и т.д. Одна из типичных для Урупского месторождения проб руды содержит 47,00 % пирита, 3,50 % халькопирита, 0,80 % борнита, 0,40 % тенантита, 2,20 % сфалерита. Сумма нерудных минералов (кварц, серицит, хлорит, полевой шпат, карбонаты) составляет около 40 %, а в некоторых случаях может достигать 45-50 %.

Руды Урупского месторождения отличаются следующими особенностями:

- преобладание вкрапленных текстур над сплошными;
- очень тонкие взаимопрорастания ценных минералов меди и цинка с пиритом;
- наличие двух разновидностей пирита: тонкокристаллической и зернистой;
- наличие интенсивной борнитовой минерализации.

Вкрапленные разности руды обладают весьма неравномерным распределением сульфидов в виде рассеянных зёрен, агрегатов, пятен, желваков, прожилков, размерами от 5-10 мкм до 5-7 мм неравнозернистой структуры: от тонкокристаллической до крупнозернистой.

Сплошные руды представляют сложный агрегат сульфидов неравнозернистой структуры с преобладанием зёрен пирита, на фоне которых ценные минералы образуют вкрапления отдельных зёрен, агрегатов, реже гнёзд и прожилок как в виде мономинеральных масс, так и ассоциаций.

Основной рудный минерал – пирит – в рудах представлен двумя структурными типами: тонкокристаллическим и зернистым.

Тонкокристаллический пирит образует обычно сливные агрегаты без явно видимых отдельных зерен, иногда – редких их очертаний в виде прерывистых трещинок, иногда выполненных другими минералами. При приближении к контактными зонам со значительными количествами сфалерита и медных минералов сливные массы пирита постепенно приобретают ясно выраженную вначале тонкую, затем мелкую и более крупную зернистость.

Зернистые агрегаты размером до 1 мм слагают около 60 % всей массы пирита. Они сопровождаются значительным количеством медных минералов и сфалерита, которые замещают пирит с образованием скелетных зёрен и агрегатов.

Халькопирит является наиболее распространённым минералом меди; представлен гнездово-прожилковыми и сплошными агрегатами мощностью 10-100 мкм. Он всегда ксеноморфен по отношению к зёрнам пирита и выполняет межзерновые его пространства с образованием тонких до 1-15 мкм жилок, подчиняющихся контурам зёрен пирита с раздувами до 50-100 мкм в местах сочленения прожилок. Часто присутствует в виде вкраплений неправильной формы размером до 0,1 мм в породные минералы.

Борнит, как и халькопирит, выполняет межзерновые пространства пирита, цементирует и корродирует дисульфид железа, образуя в нём втеки и заливчики, а также сложные структуры замещения – субграфические и ситовидные с большим количеством включений одного минерала в другом.

Теннантит по распространённости уступает борниту и встречается в виде жилок мощностью до 0,5 мм, выполняющих интерстиции зёрен и агрегатов пирита, но более коротких, пунктирных, а не сплошных в отличие от халькопирита и борнита.

Сфалерит ассоциирует с вышеописанными минералами, образуя сложные взаимоотношения. Агрегаты и зёрна его всегда сопровождаются пиритом с замещением и коррозией последнего как с краёв зёрен, так и по трещинам, обволакивая отдельные его составляющие в виде тонких (5-15 мкм) ветвящихся прожилков. Форма зёрен неправильная, с бухтами и заливами внедрения сфалерита в пирит. В тонкокристаллическом пирите присутствуют мельчайшие эмульсионные включения цинковой обманки. Среди породообразующих минералов сфалерит образует мелкую (5-10 мкм) вкрапленность в виде отдельных зёрен, иногда сегрегированных в более крупные до 1,5 мм пятнистые выделения, содержащие включения других сульфидов.

Золото и серебро встречаются редко в виде минерала петцита $[(Ag,Au)_2S]$, калаверита - $[(Ag,Au)Te_2]$, креннерита - $[(Ag,Au)Te_2]$, электрума - (Ag,Au) , золотин - (Au) , тесно ассоциирующих с пиритом. Количество свободного (цианируемого) золота в рудном материале по данным фазовых анализов достигает 18-20 % отн.

Свободное золото возможно извлечь при относительно грубом измельчении руды – до 60-80 % класса -0,074 мм. Для удовлетворительного раскрытия минералов меди и цинка до уровня 80-85 % свободных зёрен требуется измельчение до крупности 100 % класса -0,044 мм.

Необходимость применения весьма тонкого помола, наличие значительного количества колломорфного и сажистого пирита, а также присутствие в руде переменного до 25-35 % количества вторичных сульфидов меди позволяет отнести урупские медно-свинцовые руды к классу труднообогатимого сырья.

Обогатительная фабрика ЗАО «Урупский ГОК» в настоящее время работает по схеме коллективной медно-цинковой флотации. Она включает основную, контрольную и 2-3 перечистные операции флотации после двухстадиального шарового измельчения руды до крупности 80 % класса -0,074 мм. Селекция коллективного концентрата с получением медного и цинкового концентратов не предусматривается.

Приведённая выше технология обеспечивает получение товарного медного концентрата с массовой долей меди 16 % при извлечении её не ниже 86 %.

Массовая доля цинка в концентрате по данным 2006-2007 гг. колеблется в пределах от 6,3 до 13,0 % при изменении содержания его в руде от 0,95 до 1,74 %.

Кроме того, в начале технологического процесса флотационного обогащения предусматривается получение на концентрационных столах СКО-7,5 и СКО-15 из грубозернистой части питания флотации, выделяемой в короткокonusных гидроциклонах, медно-пиритного золотосодержащего концентрата с массовой долей золота в нём 45-55 г/т при извлечении 7,5-13,5 %. Общее извлечение золота, с учётом повышенного до 6,0-6,5 г/т его содержания во флотационном концентрате, достигает 55 %.

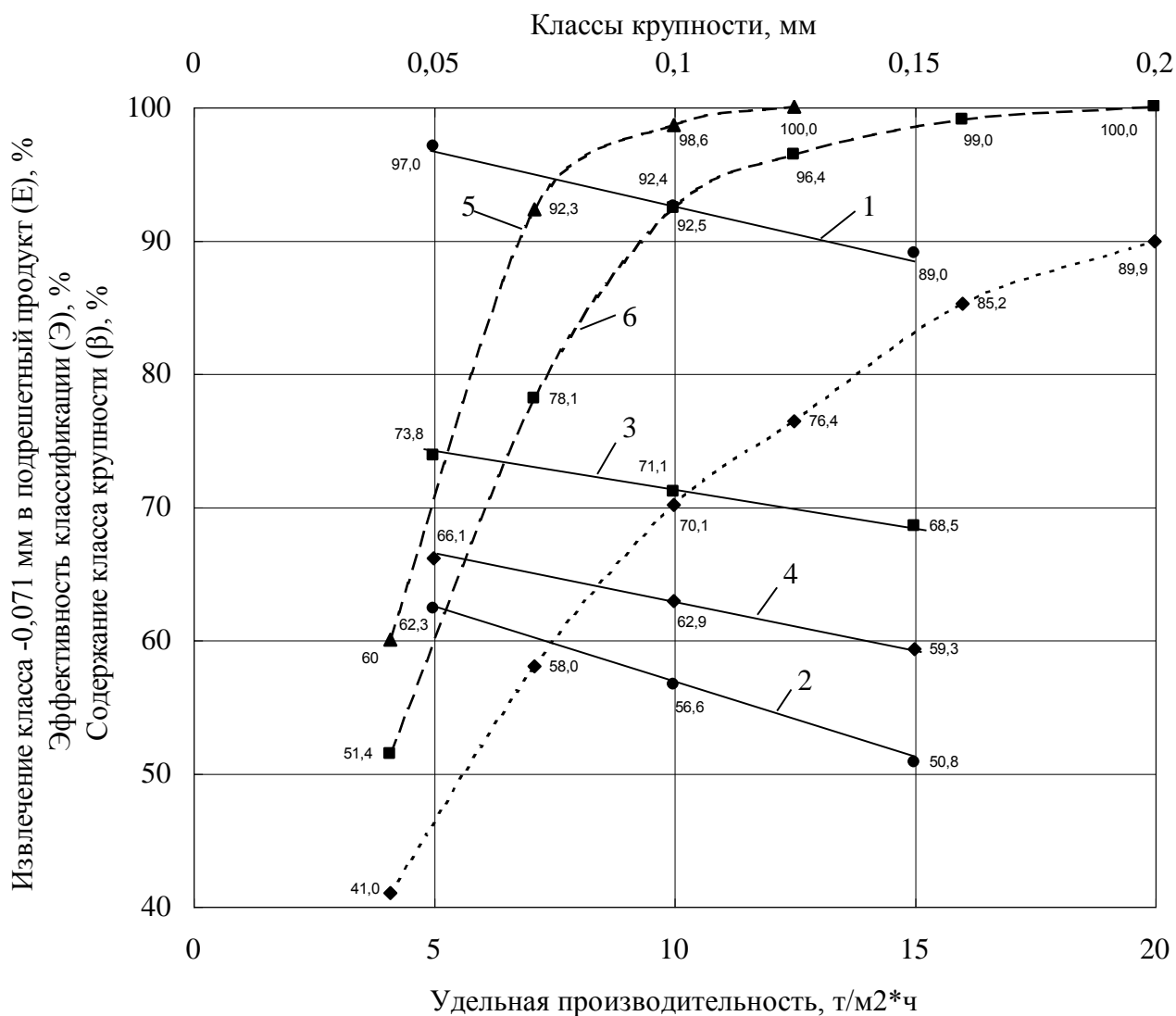
В плане дезинтеграции руды и совершенствования схемы измельчения на обогатительной фабрике институтом «Уралмеханобр» впервые в России и Европе проведены испытания тонкого грохочения на грохоте корпорации «Деррик» применительно к замкнутому циклу во второй стадии шарового измельчения вместо гидроциклонов диаметром 500 мм. Результаты представлены на рисунке 1.

Из данных приведенных на рисунке 1 следует, что при удельной производительности грохота от 5 до 15 т/м²·ч наблюдается постепенное снижение эффективности грохочения. Зависимость эффективности классификации и извлечения класса –0,071 мм в подрешетный продукт от удельной производительности грохота в указанном диапазоне, при прочих равных условиях, имеет вид линейной функции. В общем виде, описывается уравнением линейной зависимости:

$$y = -ax + b,$$

где a и b – постоянные коэффициенты, определяемые в результате постановки эксперимента на конкретном технологическом типе руды.

Предельная нагрузка на грохот, при которой идет «срыв» потока и практически нет выхода подрешетного продукта в исследуемой области, при испытаниях не была достигнута. По экстраполяции построенных кривых можно предположить, что критическая нагрузка лежит в области до 40-50 т/м²·ч. На практике следует рекомендовать ведение рассева при ограниченной или оптимальной удельной производительности 10 т/м²·ч, что соответствует 100 т/ч для типового аппарата Стек-Сайзер. При этом удаётся обеспечить стабильный



- 1- Зависимость извлечения расчетного класса от удельной производительности (разделение 0,140 мм);
- 2- Зависимость эффективности грохочения от удельной производительности (разделение 0,140 мм);
- 3- Зависимость извлечения расчетного класса от удельной производительности (разделение 0,1 мм);
- 4- Зависимость эффективности грохочения от удельной производительности (разделение 0,1 мм);
- 5- Ситовые характеристики подрешетного продукта при производительности грохота 10 т/м²*ч (разделение 0,1 мм);
- 6- Ситовые характеристики подрешетного продукта при производительности грохота 10 т/м²*ч (разделение 0,140 мм);
- 7- Ситовая характеристика исходной пробы питания гидроциклонов II стадии измельчения

Рисунок 1 - Изменение основных технологических параметров (E, Э, β) при тонком грохочении питания гидроциклонов II стадии измельчения ОФ ОАО Урупский ГОК от удельной производительности

показатель эффективности классификации на уровне 56 % и, как результат, прирост готового класса в сливе мельницы на 34 %.

Анализ проб грохочения показывает устойчивую закономерность (таблица 1) по превышению содержания меди в подрешетных продуктах относительно питания грохота. Это происходит за счет отсева более бедных сростков, ускоренного перехода свободных (раскрытых) зерен в подрешетный продукт и, следовательно, уменьшения переизмельчения ценных минералов.

Таблица 1 – Сравнительные анализы продуктов грохочения

Наименование продукта	Массовая доля меди, %	Относительный прирост меди в подрешетном продукте, %
Питание грохота	2,05	15,61
Подрешетный продукт	2,37	
Надрешетный продукт	1,94	

Обводнение подрешетного продукта при грохочении не происходит. При содержании твердого в питании грохота 38-56 % плотность подрешетного продукта составляет 29-37 %, что является оптимальной для флотации рудных материалов.

Помимо вышеизложенного, необходимо отметить, что освоение тонкого грохочения вместо гидроциклонирования позволит на обогатительной фабрике обеспечить стабильность питания последующих стадий измельчения и флотации по плотности и гранулометрическому составу флотируемых продуктов и снизить циркуляционную нагрузку на стадиях измельчения до уровня не более 200-300 %. Данные параметры, наряду с эффективностью классификации, позволяют регулировать производительность процесса замкнутого цикла измельчения.

Разработка институтом «Уралмеханобр» технологии прямой селективной флотации явилась шагом к повышению конечных качественно-количественных показателей обогащения сульфидной медно-цинковой руды. Она включает (рисунок 2) измельчение руды в три стадии в шаровых мельницах до 85-90 % класса -0,044 мм, межстадиальную, основную, контрольную и три перечистные операции флотации с получением кондиционного медного концентрата. Медная

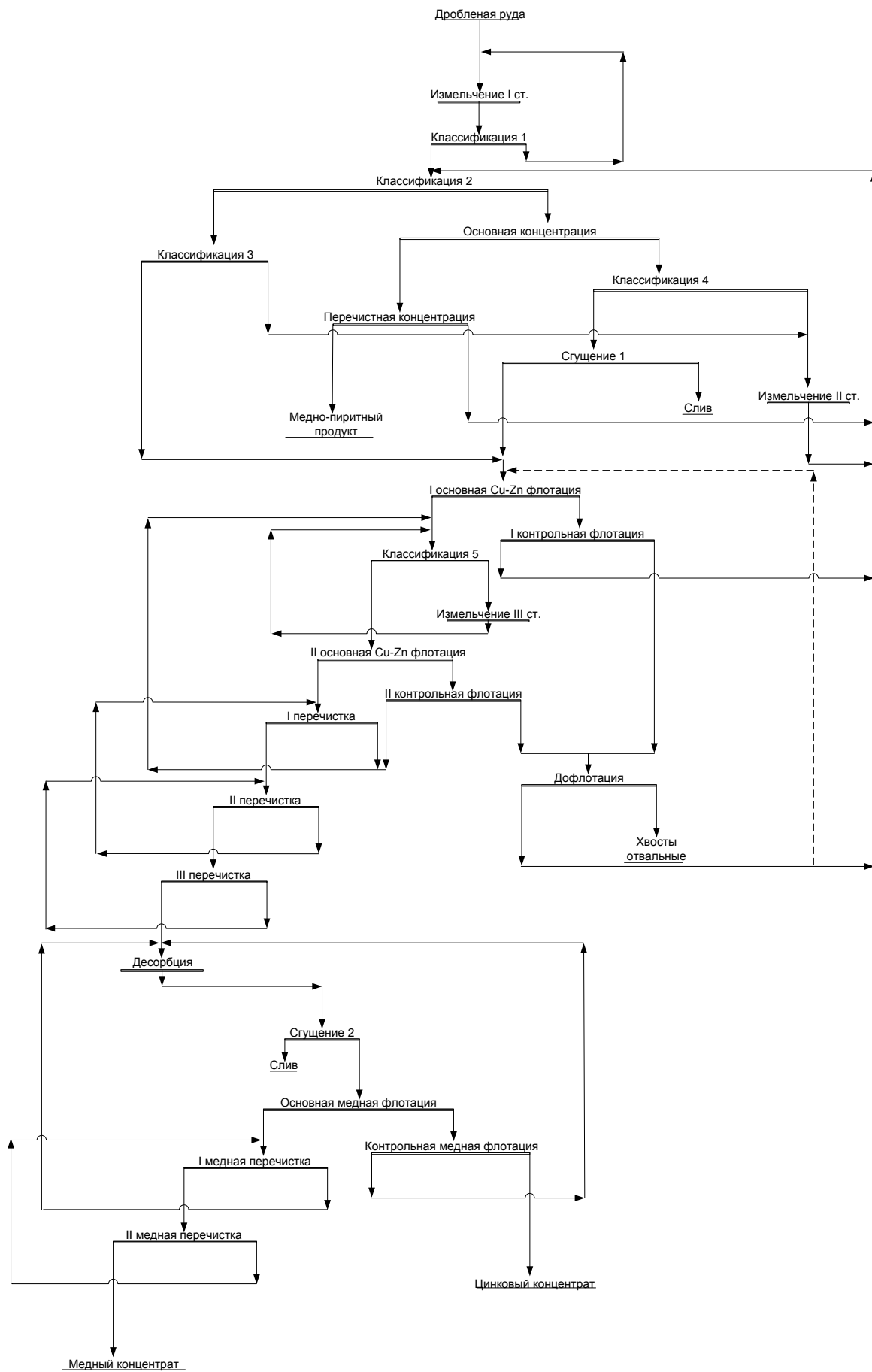


Схема обогащения медно-цинковой руды Урупского месторождения

флотация осуществляется в бесцианидных режимах с депрессией сфалерита сочетанием сернистого натрия и цинкового купороса. Суммарный расход депрессоров в медном цикле флотации составляет: Na_2S – 1300 г/т и ZnSO_4 – 2600 г/т.

Цинковый цикл флотации проводится при щёлочности пульпы не ниже 800 г/м³ свободного СаО после активирования флотации сфалерита подачей медного купороса. Схема обогащения при этом включает основную, контрольную и четыре перечистные операции флотации.

Схема прямой селективной флотации, дополненная операцией гравитационного обогащения на концентрационных столах, обеспечивает получение показателей, приведённых в таблице 2.

Технико-экономический расчёт показывает, что реализация технологии селективной флотации за счёт получения нового товарного продукта может обеспечить экономический эффект в сумме около 15 млн. руб. в год при сроке окупаемости капитальных затрат 3,6 года.

На обогатительной фабрике ЗАО «Урупский ГОК» проведены испытания опытно-промышленной гравитационной установки, состоящей из центробежного концентратора КБ-190 (аналог концентратора Knelson) и концентрационного стола СКДУ (аналог столов фирмы Goldtron). Целью испытаний было дальнейшее совершенствование действующей схемы гравитационного обогащения, включающей предварительную концентрацию в короткокonusных гидроциклонах диаметром 500 мм и на концентрационных столах СКО. В качестве питания установки использованы: руда после первой стадии измельчения (слив спирального классификатора), пески короткокonusных гидроциклонов (питание гравитации) и отвальные хвосты, а также концентрат и промпродукт столов СКО.

При обогащении текущих отвальных хвостов фабрики по схеме, включающей предварительное обогащение на центробежном концентрате с последующей доводкой грубого концентрата на столе СКДУ, был выделен концентрат с массовой долей золота 14,2 – 25,0 г/т при извлечении до 9,0 % от руды. Это свидетельствует о том, что действующая на фабрике схема гравитации

работает недостаточно эффективно и со значительными колебаниями показателей во времени.

Таблица 2 – Ожидаемые показатели обогащения медно-цинковых руд Урупского месторождения

Наименование продуктов обогащения	Выход, %	Массовая доля				Извлечение			
		%		г/т		Cu	Zn	Au	Ag
		Cu	Zn	Au	Ag				
Медный концентрат	11,08	16,54	4,40	5,56	201,70	83,28	22,20	38,52	54,10
Цинковый концентрат	2,26	1,89	47,10	1,97	45,00	1,94	48,48	2,78	2,46
Гравитационный концентрат	0,39	1,57	1,39	70,40	43,20	0,28	0,25	17,17	0,41
Хвосты отвальные	86,27	0,37	0,74	0,77	20,60	14,50	29,07	41,53	43,03
Руда	100,00	2,20	2,20	1,60	41,30	100,00	100,00	100,00	100,00

В целом проведёнными испытаниями показана возможность повышения извлечения золота в гравитационный концентрат на 4,54 %.

В настоящее время в институте «Уралмеханобр» в лабораторных условиях проводятся сравнительные испытания, направленные на возможность замены дорогостоящих концентраторов Knelson на более доступные, например, отсадочные машины.

Выводы:

1. В виду сложного минерального состава, неравномерной вкрапленности, высокого содержания вторичных сульфидов меди, медно-цинковые руды Урупского месторождения следует отнести к классу труднообогатимого сырья.
2. Обоганительная фабрика ЗАО «Урупский ГОК» в настоящее время работает по схеме коллективной флотации, при которой сфалерит извлекается полностью в медный концентрат.
3. В плане дезинтеграции руды внедрение грохота тонкого грохочения во второй стадии шарового измельчения позволит обеспечить стабильный показатель эффективности классификации

на уровне 56 % и, как результат, прирост готового класса в сливе мельницы на 34 %.

4. Разработанная институтом «Уралмеханобр» схема прямой селективной флотации, дополненная операцией более совершенного гравитационного обогащения позволит получать кондиционные гравитационный, медный и цинковый концентраты при приемлемых технико-экономических показателях.