

# РАЦИОНАЛЬНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ И ВОСПРОИЗВОДСТВО ПРИРОДНЫХ РЕСУРСОВ

ТЕО1	2
БП	2
18-180	
Формы д,з,4, 118,119,120	

## ЭКОЛОГИЧЕСКИ МАНОНАПРЯЖЕННЫЕ КОМБИНИРОВАННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ КОМПЛЕКСНЫХ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД, СОДЕРЖАЩИХ БАГОРОДНЫЕ МЕТАЛЛЫ

Д.т.н. С.И. Иванков, д.э.м.н. Б.И. Пирогов, А.Г. Петкевич  
(ФГУП «ВИМС»)

Разрабатываемые технологии обогащения комплексных полиметаллических руд, содержащих багродные металлы помимо основной задачи — достижения высоких технологических показателей, должны быть также направлены на использование в них экологически мадонапряженных процессов и методов переработки рудного минерального сырья. В настоящее время к таким процессам относятся предварительная крупнокусковая радиометрическая сепарация крупнокусковое обогащение в тяжелых суспензиях, прайвационные методы (винтовая и ленточная сепарации, отсадка, концентратия на столах), электромагнитная и электрофизическая сепарации, а также флотация с использованием нестоксичных и маготоксичных флотационных реагентов.

### 1. КОМПЛЕКСНЫЕ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИЕ РУДЫ, СОДЕРЖАЩИЕ МЕТАЛЛЫ ПАТИНОВОЙ ГРУППЫ

В этих рудах платиновые относятся к группе полупушных компонентов, которые либо образуют собственные минералы, либо являются при обогащении в самостоятельном концентрате, либо входят в состав минералов основных компонентов (медь, никель, кобальт и др.), а в процессе обогащения извлекаются в коллективный концентрат или конечные товарные концентраты (медные, никелевые, кобальтовые и др.). Эти основные компоненты имеют промышленное значение, если степень их концентратии в технологических продуктах обеспечивает извлечение компонентов на экономически рентабельной основе. Для МПГ эта величина составляет в среднем 0,4-0,7 г/т. К таким рудам относятся медно-сурьмяная руда участка «Рудный» Чинейского месторождения, содержащая, помимо меди, палладий, платину, золото и серебро.

### 1.1. Детальный анализ ранее выполненных технологических исследований

В научно-исследовательской работе «Изучение физико-механических свойств и вещественного состава медных руд Чинейского месторождения, разработка технологии их переработки» выполненной институтом МИСИС в 1996-98 гг. показано, что показатель контрастности класса -50+25 мм по меди  $M_{50}$  составил 0,77, в классе -100+50 мм — 0,69. Это позволяет отнести пробу к категории слабоконтрастных руд. Там же отмечено, что показателю свойств руды дано сжатие, но обобщенную характеристику руды, а для детального изучения возможностей выбранного признака разделение необходимо анализировать динамику его «взаимоотношений» с полезными компонентами во всем диапазоне по кривым обогатимости и контрастности. Испытано пять различных способов регистрации полезных компонентов в кусковом материале. Из них четыре дали положительный результат — плотностной, рентгенорадиометрический, гамма-отражательный, спектральный и радиометрический.

В течение последних двадцати двух лет было отобрано и исследовано различными организациями 17 проб. Технологические свойства медно-сурьмяной руды участка Рудного изучены на лабораторных (массой 50-1000 кг), поузловской пробе (1639,4 т) и 78 мадообъемных технологических пробах. Схемы обогащения исследователю разрабатывались ПНИПРИ, ГИНИВЕТМЕТОМ, Уралмеханобром. Испытания проводились также в Шерловоторской ОМЭ, Забайкальском ГОКе, ЦХА ПГО «Чита-геология».

Пробы отбирались по эндоконтактовым, экзоконтактовым и смешанным типам руд с содержанием меди от 0,32 до 14,12%. Технологическим образом охвачены все разновидности руд и все основные рудные залежи и тела, участвующие в подсчете запасов.

Технологические исследования (1980-89 гг.) показали возможность улучшения по сравнительно простым флотационным схемам товарных медных концентратов марок ППМ-КМ-2 (ГОСТ-48-77-74) при довольно высоком извлечении меди (87,6-98,6%) и багродных металлов (%: Рс-73-89, Рд-52-68, Ау-61-78, Аг-71-94), никеля (7-87%), кобальта (39-51%).

Однако подавляющее большинство проб по своему составу не соответствовало утвержденным запасам (содержания металлов в 2-10 раз превышало установленные), исследования имели целью утверждение запасов, а не разработку технологии обогащения.

Две пробы эндоконтактовых руд (№ 3486 и №6) и одна проба смешанных эндо- и экзоконтактовых руд по своему составу были близки к утвержденным рудам. Эти пробы были исследованы на обогатимость в ПНИПРИ (1980 г) и Гиниветмете (1985 г). Исследования носили предварительный характер, и их целью было утверждение запасов, а не получение исходных данных для проектирования.

В результате испытаний в ПНИПРИ в 1980 году была предложена схема измелчения и флотации, которая обеспечивала получение удовлетвори-

тевых показателей. Основными недостатком этих исследований явился выбор тонны помола до 91%-0,044+0 мм. Лабораторные мельницы, в отличие от промышленных, не дают оптимальных минералов, что и предопределило высокие показатели обогащения. Однако, эти исследования показали перспективную возможность получения извлечения меди более 90%.

Таким образом, в ПНИПРИ были проведены предварительные опыты по подбору оптимального режима измельчения, состава и расходов реагентов, напряженности магнитного поля, изучено распределение блатородных металлов в продуктах обогащения. Разработана флотационная схема обогащения, включающая двухстадийное измельчение до 91-95% класса -0,044+0 мм, межконтраговую флотацию, основную флотацию и перефлотацию для эндоконтраговой руды и одну для богатых экзоконтраговых руд. Получены медные концентраты марки КМ-6 и КМ-2 из эндоконтраговой руды (извлечение меди 92,8%) и богатых экзоконтраговых руд (извлечение 98,4%) соответственно. Достигнуты хорошие показатели извлечения в концентрат блатородных металлов – платины – 75,9-84,4%, палладия – 57,4-58,0%, золота – 72,5-74,5%, серебра – 84,7-93,7%. Содержание меди в хвостах флотации составило 0,4-0,11%.

Исследованиями института Гиниветмет определено флотационное поведение минералов меди, никеля и кобальта. В результате проведенных предварительных испытаний установлено возможность получения методом флотационного обогащения концентрированных медного концентрата и медно-никелевого продукта из руды с содержанием никеля более 0,2%. Переработка полученных продуктов обогащения возможна по стандартным промышленным схемам.

В 2005 г в институте Гиниветмет были проведены донаитительные исследования, при которых были изучены возможности донизвлечения блатородных металлов и апробирована флотационная схема обогащения. Результаты замкнутого флотационного опыта показали, что извлечение меди в концентрат составило 88,39% (содержание 20,30%) при выходе концентрата 3,44%. Установлено, что флотационное извлечение сульфидных форм меди можно признать удовлетворительным, однако традиционное обогащение Чинейской руды и продуктов ее флотационной переработки, а также применение процесса планирования для продуктов обогащения руды следует считать нецелесообразным.

В результате лабораторных испытаний по обогатимости сульфидных руд Чинейского месторождения, проведенных в ПНИИД Забайкальского ГОКа (1997 г), показано, что извлекаемость сульфидных руд аналогична богатейству руд известных месторождений, имеющих сходные содержание сульфидов и характер вмещающих пород. В результате лабораторных и опытно-промышленных испытаний установлена возможность получения кондиционного медного концентрата, однако извлечение меди в него составило 67,5-83,8%, что существенно ниже аналогичных данных ПНИПРИ и Гиниветмета. Это, очевидно, связано с повышенным содержанием окисленной меди в руде. К сожалению, при проведении опытно-промышленных испытаний не выявлена возможность использования обогатной воады. Не

установлена также возможность получения медно-никелевого продукта. В результате минералогических анализов исходной руды отсутствуют данные по содержанию сульфидов железа. Судя по тому, что при перефлотках черновое медного концентрата не применялись реагенты – депрессоры сульфидов железа (пипида натрия, известь и др.) в переработанных в опытно-промышленных условиях рудах содержание незначительное количество пирротина и пирита. Хотя не обнаружено пирит-пирротин в исходной руде труднообильным, так как при проведении исследований в других институтах наличие пирит-пирротина отсаживалось постоянно. В результате исследований было установлено, что главными рудными минералами медно-сульфидных руд являются: халькопирит и пирротин. Среди второстепенных рудных минералов выделяется группа встречающихся часто, но распространенных неравномерно – от единичных зерен до 1% и более. К ним относятся: пирит, титаноматтит, ильменит, милаерит, борнит, вальвердит.

Основной полезный компонент – медь почти полностью концентрируется в сульфидях (85-95%) и, главным образом в халькопирите (65-90%).

Получены полезные компоненты – Pt, Pd, Au, Ag, Ni, Co. Минералы блатородных металлов в подавляющем большинстве образуют медные включения в рудообразующих сульфидях и арсенидах. Большинство минералов палладия представлено соединениями с висмутом, сурьмой и теллуrom. По данным рационального анализа в зернах свободных и связанных с сульфидами присутствует 98% Pt, 93% Au, 75% Pd.

Лабораторные исследования ПНИИД Забайкальского ГОКа по отработке технологической схемы обогащения руды участка Рудный основывались на более ранних исследованиях проводимых «Уралмеханобр» и включали в себя флотационно-гравитационную часть с последующей довоакой гравитационного концентрата методом электромагнитной сепарации.

В результате проведенных исследований было установлено, что плавная и масляная флотация не обеспечивают получение кондиционных концентратов, суммарное извлечение меди составило от 39,8% до 52,1% (среднее значение 45,95%). Гравитационная часть схемы включала обогащение класса +0,044 мм, содержащего 0,67-0,95% меди. Были получены неустойчивые по качеству концентраты. Суммарное качество концентратов по этим испытаниям по содержанию меди от 4,04% до 6,6%, при извлечении 72,75%-73,40%.

Вместе с тем гранулометрическим анализом было установлено, что наиболее высокое содержание меди приходится на флотационные классы.

Дальнейшие исследования по флотационной схеме включали проведение основной флотации с семякратной перефлоткой концентрата. Оптимальная тонина помола 73,4% класса -0,074+0 мм, при которой было достигнуто качество концентрата с содержанием меди 18,5% и извлечением 81,6%. Вариация расходов собираемая привела к окончательным показателям обогащения по качеству концентрата: содержание меди 22,0% и извлечение 79,0%.

Полупромышленные испытания на опытной обогатительной установке проводились на основании регламента выданного лабораторией. Схема

## Заключение

1. На исследование по глубокому обогащению направлена проба массой 200 кг, составленная из отсева (72,20%), концентрата РРС класса-100+50мм (12,0%) и концентрата РРС класса -50+25 мм (15,80%) пропорционально выходам продуктов РО с содержанием 8,68 г/т Au и 6,52% Sb.

2. С целью определения оптимальных параметров процессов глубокого обогащения и уточнения технологических схем были проведены лабораторные исследования технологических свойств отсева рентгенорадиометрической сепарации, основными ценными компонентами которого являются золото при его содержании 8,0-8,6 г/т и сурьма при содержании 6,1-7,2%, а ценными попутными — серебро — 5 г/т, висмут — 0,005%.

3. Лабораторные исследования по изучению технологических свойств рудного материала (отсева РРС) были проведены по технологической схеме обогащения, аналогичной на действующей фабрике, основными операциями которой являются:

— отсева отсева РРС крупностью -5+0 мм с получением надрешетного и подрешетного концентратов, а также хвостов;

— концентраты на столе подрешетного концентрата отсева с получением «золотой головки» и хвостов;

— классификация и измельчение надрешетного концентрата отсева до крупности -0,5+0 мм с последующей концентратацией на столе и выделением золотосурьмяного концентрата, хвостов и шламов;

— классификация и измельчение хвостов отсева до крупности -0,5+0 мм и последующая концентратация на столе с получением золотосурьмяного концентрата, промпродукта, отвальных хвостов и шламов;

— классификация и доизмельчение промпродуктов и хвостов концентративных столов до крупности -0,2+0 мм и последующая их флотация совместно со шламами;

— флотационный цикл обогащения, включающий операции I и II основной флотации, две контрольные и перечистные операции с получением флотационного золотосурьмяного концентрата.

4. В результате проведенных исследований по изучению технологических свойств отсева РРС получены:

— «золотая головка» с содержанием золота 350 г/т; сурьмы 26,1% при их извлечении от исходного продукта (отсева РРС), соответственно, %: 43,1; 4,2;

— флотационный золотосурьмяный концентрат с содержанием золота 31,0 г/т, сурьмы 22,24% при их извлечении от исходного продукта, соответственно, %: 14,9; 14,1;

— флотационный золотосурьмяный концентрат с содержанием золота 32,9 г/т, сурьмы 51,9% при их извлечении от исходного продукта, соответственно, %: 32,9; 68,4;

— суммарное извлечение золота в товарные концентраты составляет 90,9%, сурьмы — 86,7%;

— промпродукт флотационного цикла с содержанием золота 2,68 г/т, сурьмы 5,29% при их извлечении от исходного продукта, соответственно, %: 2,4; 6,2;

— потери основных ценных компонентов с суммарными отвальными хвостами при содержании в них золота 0,68 г/т, сурьмы 0,55% составили, соответственно, %: 6,7; 7,1.

5. Осуществлена апробация рациональной технологии «глубокого» обогащения на продукте РРС (концентрат + отсев), содержащим 8,68 г/т золота и 6,52% сурьмы, в укрупненно-лабораторных условиях.

6. Результаты гранулометрического анализа объединенного продукта РРС подтвердили выбор основных операций технологии «глубокого» обогащения, а именно:

— в крупных классах крупности (-5+0,5 мм) распределено в сумме 41,1% золота и 51,61% сурьмы, при их содержании, соответственно: 5,39 г/т и 5,09%, что превышает отсадку исходного материала при крупности -5+0 мм с последующим доизмельчением надрешетного концентрата и хвостов отсева до крупности -0,5+0 мм;

— в средних классах крупности (-0,5+0,1 мм) распределено в сумме 48,7% золота и 22,9% сурьмы при их содержании соответственно: 23,03 г/т и 8,12%, что дает возможность прогнозировать эффективное обогащение этого класса по правитационно-флотационной схеме с использованием концентративных столов;

— в нижних классах крупности (-0,1+0 мм) распределено в сумме 10,2% золота и 25,52% сурьмы при их содержании, соответственно: 5,71 г/т и 10,72%, что указывает на необходимость доизвлечения этих элементов методом флотационного обогащения.

7. Основными операциями рациональной экологически малонапряженной технологической схемы при её апробации в укрупненно-лабораторных условиях являются:

— отсева суммарного продукта РРС крупностью -5+0 мм с получением надрешетного и подрешетного концентратов, а также хвостов;

— концентраты на столе подрешетного концентрата отсева с получением «золотой головки» 1, золотосодержащего промпродукта 1 и хвостов;

— классификация и измельчение надрешетного концентрата отсева до крупности -0,5+0 мм с обесшламливанием и последующей концентратацией на столе и выделением «золотой головки» 2, золотосодержащего промпродукта 2 и хвостов;

— классификация и измельчение хвостов отсева до крупности -0,5+0 мм с обесшламливанием и последующая концентратация на столе с получением промпродуктов 3 и 4 и отвальных хвостов;

— классификация и доизмельчение промпродуктов и хвостов концентративных столов до крупности -0,2+0 мм и последующая их флотация совместно со шламами;

— флотационный цикл обогащения, включающий операции I и II основной флотации, две контрольные и две перечистные операции с получением флотационного золотосурьмяного концентрата.

8. В результате проведения укрупненно-лабораторных испытаний по апробации рациональной технологической схемы «глубокого» обогащения были получены следующие технологические показатели:

## СОДЕРЖАНИЕ

### РАЦИОНАЛЬНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ И ВОСПРОИЗВОДСТВО ПРИРОДНЫХ РЕСУРСОВ

*Иванков С.И., Пирогов В.И., Петкевич Д.Г.* Экологически мадоннаприжненные комбинированные технологии обогащения комплексных полиметаллических руд, содержащих благородные металлы:..... 2

— выделены «золотая головка» с содержанием золота 735 г/т, сурьмы 22,8%, серебра 26,4 г/т при их извлечении от исходной руды, соответственно, %: 23,96; 0,95; 8,30 и золотой гравитационный концентрат с содержанием золота 522 г/т, сурьмы 21,3%, серебра 19,30 г/т при их извлечении от исходной руды, соответственно, %: 36,38; 1,90; 12,68;

— суммарный гравитационный золотосодержащий продукт с содержанием золота 589,88 г/т, 21,78% сурьмы, 21,60 г/т серебра при их извлечении от руды, соответственно, %: 60,35; 2,86, 20,98, соответствует гравикоэффициенту марки КСу1Р, при этом следует учесть, что содержание мышьяка на уровне 17,48% не влияет на последующую металлургическую переработку;

— получен товарный флотационный золотосурьмяный концентрат марки КСуФ-1 с содержанием золота 31,5 г/т, сурьмы 60,0%, серебра 6,51 г/т при их извлечении от руды, соответственно, %: 28,15; 68,78, 76,31 (содержание мышьяка находится в допустимых пределах);

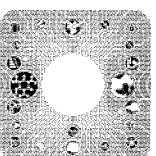
— суммарное извлечение золота в товарные концентраты составило 88,50%, сурьмы — 71,63%, серебра — 76,31%.

— потери в отвальных хвостах глубокого обогащения золота и сурьмы составили, соответственно, %: 4,37; 4,27.

### Список литературы

1. Федорчук В.П. Геология сурьмы. М.: Недра. 1985. 267 с.
2. Бояков А.В., Сидоров А.А., Гончаров В.И., Сидоров В.А. Золото-сурьмяные месторождения вкрапленных руд Северо-Востока России. Геол. рунд. мест. 2002. Т.44. №3. С. 179-197.
3. Амузинский В.А., Ангимова Г.С., Жданов Ю.Я. и др. Сарылахское и Сентячанское золото-сурьмяные месторождения. М.: МАИК «Наука / ИнтерперIODика». 2001. 218 с.
5. О.Е. Юшко-Захарова, В.В. Иванов и др. Минералы благородных металлов // Справочник. — М.: Недра. 1986. 272 с.
6. Макагонов Е.П. К минералогии месторождения Сарылах. Тр. Свердловского Горного Ин-та. 1973. Вып.95. С.23-27.
7. Нургалеев Р.Ю., Никанаров А.Н. и др. Техико-экономическое обновление постоянных разведочных кондиций и пересчет запасов сурьмы и золота Сарылахского золотого-сурьмяного месторождения по состоянию на 01.01.2012 г. Кн. 1. Геологическая часть. Усть-Нера — Москва-Иркутск, 2012.
8. В.П. Федорчук. Минеральное сырье. Сурьма // Справочник. — М.: ЗАО «Геоинформарз», 1998 — 34 с.
9. А.Я. Шубов, С.И. Иванков. Запатентованные флотационные реагенты. Справочное пособие. г. Москва, НЕАРА, 1992г.
10. А.Я. Шубов, С.И. Иванков, Н.К. Щеглова. Флотационные реагенты в процессах обогащения минерального сырья. Книга 1. Справочник. г. Москва, НЕАРА, 1990г.
11. А.Я. Шубов, С.И. Иванков, Н.К. Щеглова. Флотационные реагенты в процессах обогащения минерального сырья. Книга 2. Справочник. г. Москва, НЕАРА, 1990г.

Ответственный за выпуск *И.И. Потанов*



ИД № 04689 от 28.04.01	Подписано в печать: 20.01.2015 г.	Гарн. литература
Бюллетя офсетная	Формат бюллетя 60x84 1/16	Печать цифровая
Усл. печ. л. 7,63	Уч.-изд. л. 9,79	Тираж 57 экз.

Адрес редакции: 125190, Россия, г. Москва, ул. Усиевича, д. 20  
Тел. (499) 152-5500