



УДК 622.831.32

## Исследования обогатимости сульфидных и окисленных руд золоторудных месторождений Алданского щита

П.К.ФЕДОТОВ<sup>1</sup>, А.Е.СЕНЧЕНКО<sup>2</sup>, К.В.ФЕДОТОВ<sup>1</sup>, А.Е.БУРДОНОВ<sup>1</sup>✉

<sup>1</sup> Иркутский национальный исследовательский технический университет, Иркутск, Россия

<sup>2</sup> Научно-исследовательский и проектный институт «Технология обогащения минерального сырья», Иркутск, Россия

В работе представлен анализ исследований обогатимости сульфидных и окисленных руд месторождений Якутии. Руда месторождения представляет собой смесь первичных, смешанных и окисленных руд. Основным полезным компонентом руды месторождения является золото при содержании в исследованных технологических пробах от 1,5 до 2,8 г/т, содержание серебра низкое – 5-17 г/т. Рудные минералы представлены сульфидами, среди которых преобладает пирит. Общее содержание сульфидов не превышает 3-5 %. Отмечено наличие в руде свободного и связанного золота крупностью от долей мкм до 1,5 мм. Золото представлено самородной формой в сростании с сульфидами, а также образует самостоятельные включения. Руды относятся к категории легко цианируемых.

Установлено, что содержание амальгируемого золота составляет 10-49, доля цианируемого золота колеблется в пределах 66,67-91, на долю упорного золота приходится 9,0-33,33 %, что в абсолютном значении составляет 0,24-0,8 г/т. Извлечение золота в гравитационный концентрат варьируется в зависимости от содержания золота в руде и выхода концентрата и составляет для руд с содержанием золота 1,5-2,8 г/т от 40 до 60 %. Прямым цианированием всех исследованных проб руды установлена возможность извлечения золота в раствор до 86,7-92,9 %, содержание золота в кеках цианирования составляет 0,2-0,3 г/т. Исследования гравитационного концентрата методом интенсивного цианирования показали, что при исходном содержании золота ~500 г/т в раствор извлекается до 98,9 %. Содержание золота в кеках интенсивного цианирования составит 6-15 г/т. Выполненный авторами статьи комплекс исследований в различных институтах показал, что переработку руды месторождения целесообразно осуществлять по технологии цианирования с предварительным гравитационным выделением золота.

**Ключевые слова:** золото; руда; гравитация; флотация; цианирование; концентрат; хвосты; извлечение; вещественный состав; обогатимость

**Как цитировать эту статью:** Исследования обогатимости сульфидных и окисленных руд золоторудных месторождений Алданского щита / П.К.Федотов, А.Е.Сенченко, К.В.Федотов, А.Е.Бурдонов // Записки Горного института. 2020. Т. 242. С. 218-227. DOI: 10.31897/PMI.2020.2.218

**Введение.** Необходимость решения задач по освоению месторождений золота связана с ухудшением минерально-сырьевой базы страны. По данным В.А.Чантурия за последние 20 лет содержание золота в рудах снизилось в 1,2-1,5 раза, доля труднообогатимых руд в общей массе сырья, поступающего на обогащение, возросла с 15 до 40 %. Исчерпание запасов приводит к необходимости промышленного использования труднодоступных месторождений руд с потенциальными запасами, что повышает логистические затраты и определяет рентабельность отработки [3, 5, 6], таковыми являются месторождения Республики Саха (Якутия). На основании данных из открытых источников в 2017 г. на территории Якутии добычей золота занимались 58 предприятий, в том числе 11 – на рудных месторождениях и 47 – на россыпных. Основные предприятия рудной добычи золота: ОАО «Алданзолото ГРК» (входит в холдинг «Polyus Gold»), ООО «Нерюнгри-металлик» (входит в компанию «Nordgold») ведут разработку месторождений Темный-Таборный и Гросс в Олекминском районе, ОАО «Сарылах-Сурьма», ОАО «Золото Селигдара», ЗАО ГРК «Западная» в Оймяконском районе обрабатывают месторождение Бадран, ООО Рудник «Дуэт» разрабатывает Дуэтское месторождение. По данным статистики на 2017 г. в Республике Саха добыли 24,8 т золота, из которых 14,6 т – рудное, 10,2 – россыпное.

На основании приведенных данных можно сделать вывод о том, что Якутия является одним из крупных золотодобывающих регионов, а дальнейшее освоение золоторудных месторождений является стратегическим и перспективным направлением развития Республики и Дальнего Востока.

**Постановка проблемы.** В настоящее время запасы россыпных месторождений золота существенно истощились, ухудшилась минерально-сырьевая база добываемого россыпного золота, а именно увеличилась доля трудноизвлекаемых фракций золота в исходном сырье [1-2].



Анализируя работы разных авторов [10, 13, 14, 16, 19], можно утверждать, что увеличивающийся объем окисленных и смешанных руд, поступающих на переработку, усложняет технологию и ухудшает технико-экономические показатели обогащения сырья.

Месторождения золота, к примеру Кочкарское, Боголюбовское, Светлинское, Березовское, Воронцовское, представлены по большей части несколькими типами технологических руд. Это создает определенные трудности в процессе разработки технологии переработки руд [17, 20]. В связи с этим получение новых данных об обогатимости золотосодержащих руд для дальнейшей разработки или совершенствования технологий является актуальным направлением исследования. Научная новизна работы заключается в теоретическом обосновании предлагаемой технологии комплексной переработки сульфидных, смешанных и окисленных золотосодержащих руд.

Целью данной работы являлось проведение и анализ исследований на обогатимость золотосодержащих руд различного типа с учетом решения вопросов комплексного использования минерального сырья для последующей разработки рациональной технологии обогащения.

Задачи исследования:

- изучение химического, гранулометрического и минералогического составов руды, характеристик золота, а так же исследование фазового состава;
- проведение лабораторных испытаний на обогатимость гравитационными и флотационными методами обогащения;
- исследование металлургической переработки руды и изучение полученных концентратов.

**Методология.** Методология исследования базировалась на теоретических основах обогащения полезных ископаемых. Изучение вещественного состава руды и продуктов обогащения было выполнено с использованием химического, пробирного, термического, спектрометрического методов, а также атомно-эмиссионной спектроскопии [2, 7, 8].

Изучение минерального состава проводилось оптическими методами в полированных и прозрачных шлифах. В Научно-исследовательском и проектном институте «Технология обогащения минерального сырья» (Иркутск) и НПП «ГЕОТЭП» (Москва) пробы руды исследовались на обогатимость гравитационными и флотационными методами. Металлургическая переработка осуществлялась с использованием гидрометаллургических методов.

**Обсуждение и результаты.** В результате изучения минерального состава различных проб определены основные природные разновидности руд месторождения, которые можно разделить на три типа: первичные сульфидные; полуокисленные смешанные; окисленные (продукт переработки первичных руд в условиях гипергенезиса).

По вещественному составу типы руд не отличаются друг от друга и разнятся только по количественному содержанию сульфидных и окисленных минералов.

Минералов серебра в пробах не обнаружено, оно присутствует в качестве примесей в самородном золоте (10-15 %), вредных примесей, осложняющих извлечение золота, также не обнаружено (табл.1).

Таблица 1

Минеральный состав исследованных проб

Минералы	Содержание в пробах, %				
	Проба 1	Проба 2	Проба 3	Проба 4	Проба 5
Кварц	2,91	9,70	9,70	12,5	7,48
Калишпат	63,50	70	71	64	66
Плагиоклаз	2,30	1,60	1,20	1,60	1,86
Карбонаты	0,10	–	–	0,50	0,17
Роговая обманка	0,40	0,10	0,10	0,20	0,25
Пироксен	знаки	–	–	знаки	знаки
Мусковит, серицит	25	11,00	7	12	10,87
Эпидот	знаки	знаки	знаки	знаки	знаки
Сфен	0,10	знаки	знаки	знаки	0,04
Пирит	0,59	0,50	2,90	4	1,65
Халькопирит	0,10	0,10	0,20	0,10	0,11
Сфалерит	знаки	знаки	знаки	знаки	знаки
Галенит	знаки	0,10	0,10	0,10	0,06
Гематит	4	6,90	8,50	5	5,64

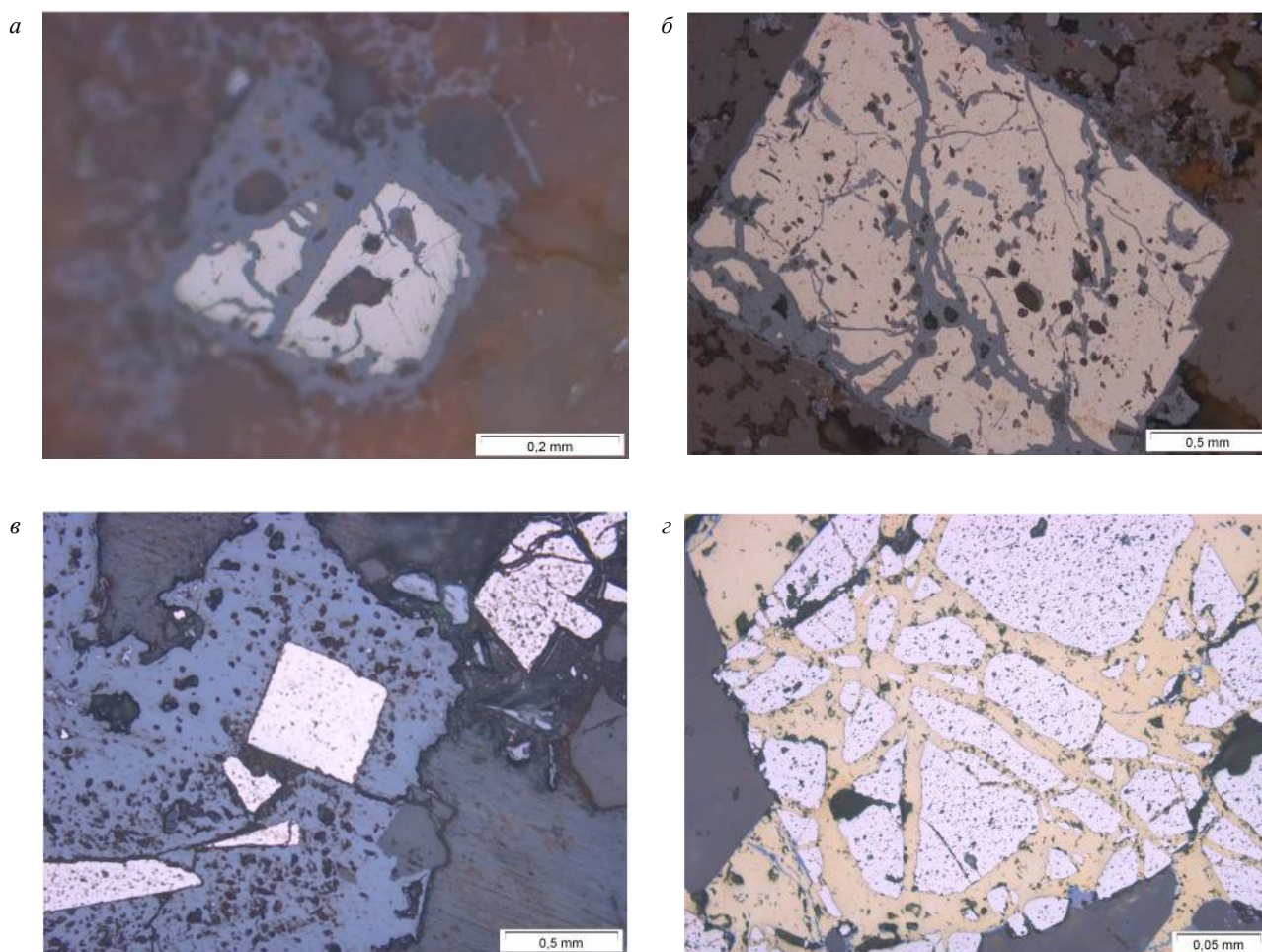


Рис. 1. Полированный шлиф: реликты пирита в гематите (а, б); кристаллы пирита в рубашке гематита (в); прожилки халькопирита в кристалле пирита (г)

По данным минералогического анализа пробы незначительно отличаются друг от друга. Основная масса проб представлена калиевым полевым шпатом и слюдами (76,0-88,5 %), рудные минералы во всех исследованных пробах представлены сульфидами, среди которых преобладает пирит.

Пирит в пробах образует равномерную вкрапленность индивидов, реже агрегаты в рудовмещающих породах. Размер кристаллов пирита от долей до 2-3 мм, агрегаты кристаллов пирита достигают 5 мм. Довольно часто пирит замещается гематитом, который образует каемки на кристаллах сульфида железа и микропрожилки (рис.1). Аналогичные данные представлены в работах [4, 9].

Из других рудных минералов в пробах отмечены халькопирит, сфалерит, ковеллин, марказит, гематит. Гематит наблюдается в виде гнезд размером до 5 мм, микропрожилок и каемок на пирите. Кроме гематита остальные минералы являются редкими, они встречаются в виде отдельных зерен.

*Характеристика золота.* Содержание золота колеблется в пределах 1,5-2,8 г/т. Золото представлено самородной формой в сростании с сульфидами, реже образует самостоятельные включения. Наличие золота зафиксировано только в тяжелых фракциях. Размер золотинок 0,01-1,5 мм. Морфология самородного золота не отличается разнообразием. Форма золотинок, как правило, округлая, края ровные, реже наблюдаются выросты, иногда встречаются удлиненные золотины с отношением длины к ширине 4:1 (рис.2).

*Химический состав.* Изучение химического состава исследованных проб руды месторождения выполнено с использованием химического, пробирного, рентгено-флуоресцентного, атомно-эмиссионного и оптико-спектрального анализов, результаты приведены в табл.2.

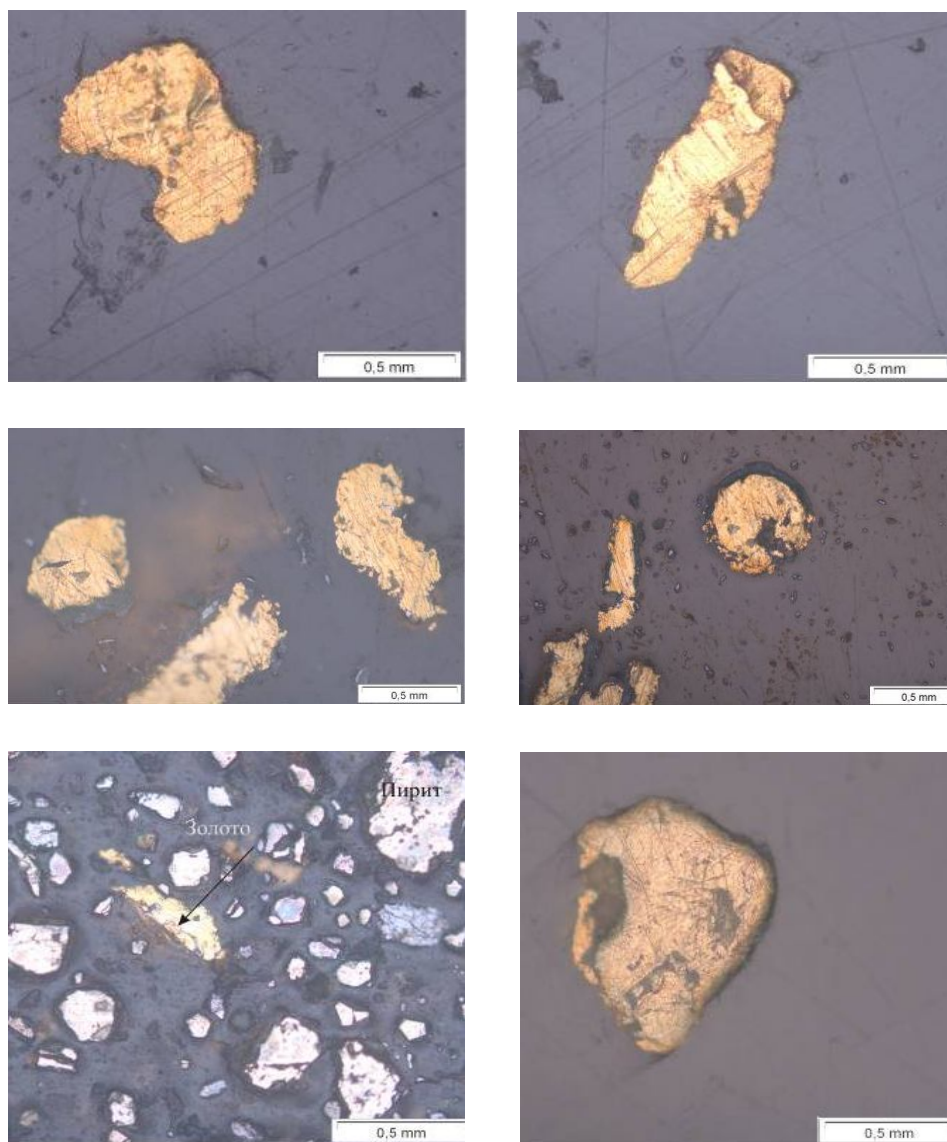


Рис.2. Полированный препарат тяжелой фракции

Таблица 2

Результаты химического состава технологических проб руды (НПП «ГЕОТЭП»)

Компоненты	Содержание, %				
	Проба 1	Проба 2	Проба 3	Проба 4	Проба 5
Na <sub>2</sub> O	0,58	0,42	0,37	0,50	0,51
MgO	0,26	0,19	< 0,1	< 0,1	0,15
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	18,3	16,3	15,0	14,4	16,59
SiO <sub>2</sub>	59,4	61,8	60,5	60,9	60,4
K <sub>2</sub> O	14,3	13,5	13,4	12,8	13,61
CaO	0,18	0,28	< 0,1	0,53	0,27
TiO <sub>2</sub>	0,32	0,50	0,45	0,42	0,41
Fe <sub>общ.</sub>	4,13	4,85	5,94	5,32	4,78
FeO	0,73	< 0,05	< 0,05	0,46	0,43
MnO <sub>общ.</sub>	0,070	0,19	0,52	0,049	0,13
S <sub>общ.</sub>	0,32	0,36	1,58	2,47	1,00
SO <sub>3</sub>	< 0,1	< 0,1	< 0,1	0,46	0,12
S <sub>сульфид.</sub>	0,32	0,36	1,58	2,29	0,95
CO <sub>2</sub>	0,29	< 0,1	< 0,1	0,29	0,19
C <sub>общ.</sub>	0,49	0,74	0,48	0,56	0,56
C <sub>орг.</sub>	0,18	0,43	0,13	0,13	0,21
Ас, г/т	2,8	1,5	1,7	1,6	2,10
Аg, г/т	5,3	10,7	17,5	17,3	11,88



Установлено, что основным ценным компонентом в руде является золото. Содержание сульфидной серы в пробах составило 0,3-2,3 %, что свидетельствует о малом количестве в руде сульфидных минералов.

*Фазовый анализ.* Для установления форм нахождения золота и характера его взаимосвязи с рудными компонентами был выполнен фазовый (рациональный) анализ проб руды, результаты которого приведены в табл.3.

Таблица 3

Сводные результаты определения фазового состава золота в технологических пробах руды

Формы нахождения золота в пробах	НПП «ГЕОТЭП»										Институт ТОМС	
	Проба 1		Проба 2		Проба 3		Проба 4		Проба 5		Проба 1*	
	г/т	%	г/т	%	г/т	%	г/т	%	г/т	%	г/т	%
Золото в свободной форме (амальгамируемое)	1,2	50	0,8	33,34	0,2	11,1	0,2	10	0,73	32,4	1,29	49,3
Золото в сростках (извлекаемое при цианировании)	0,9	37,5	0,8	33,33	1,2	66,7	1,5	75	1,1	48,9	1,1	41,7
Итого цианируемого золота	2,1	87,5	1,6	66,67	1,4	77,8	1,7	85	1,82	81,3	2,39	91
Золото, нерастворимое в цианиде: покрытое пленками оксидов и гидроксидов железа, заключенное в карбонатах	0,3	12,5	0,8	33,33	0,4	22,2	0,3	15	0,42	18,7	0,24	9
ассоциированное с сульфидами	0,1	4,2	0,3	12,5	0,1	5,55	0,1	5	0,15	6,4	0,08	3
тонковкрапленное в кварце	< 0,1	–	0,2	8,33	0,1	5,55	< 0,1	–	0,5	2,4	0,09	3,5
Всего:	2,4	100	2,4	100	1,8	100	2	100	2,24	100	2,64	100

Значительная массовая доля золота в исследуемых пробах находится в амальгамируемой форме (золото, извлекаемое гравитационными методами обогащения) – 10-49 %, цианируемого золота в пробах содержится 66,67-91 %. На долю упорного (не извлекаемого прямым цианированием) золота приходится 9-33,33 %, что в абсолютном значении составляет 0,24-0,8 г/т. По результатам фазового анализа сделан вывод, что руда месторождения является благоприятной для переработки комбинированными методами с использованием гравитационного обогащения и металлургических методов.

Для определения характера распределения золота по классам крупности дробленной руды проведен гранулометрический анализ (табл.4).

Таблица 4

Результаты гранулометрического и пробирного анализа с распределением золота по классам крупности

Класс крупности, мм	НПП «ГЕОТЭП»								Институт ТОМС	
	Проба 1		Проба 2		Проба 3		Проба 4		Проба 1*	
	г/т	%	г/т	%	г/т	%	г/т	%	г/т	%
-2+1	1,8	27,5	2	33,2	1,1	26	1,2	29,6	1,42	10,62
-1+0,5	1,1	11,1	1,6	18,4	1,1	16,1	0,9	14	1,64	20,41
-0,5+0,2	2,9	21,2	1,6	13,3	1,2	12	1,6	18,2	2,28	25,81
-0,2+0,1	5,2	15,8	0,8	2,8	2	9,3	2,2	10,7	2,7	12,46
-0,1+0,074	4,5	7,6	0,7	1,4	2	5,2	2,2	5,7	3,5	4,16
-0,074+0,044	4,8	5,7	3,6	6	2,8	5,9	2,8	5,5	4,6	5,79
-0,044+0,020	7	8,9	7,8	15,5	5,3	12,1	5,3	12,1		
-0,020	1,8	2,2	5,2	9,4	4,8	13,4	2,6	4,2	5,3	20,75
Итого:	2,43	100	2,1	100	1,57	100	1,54	100	2,37	100

Зафиксировано, что распределение золота по классам крупности неравномерное. Такой характер распределения является признаком наличия в дробленной руде частиц золота в свободном состоянии. Отмечено повышенное содержание золота в тонких классах. Установлено, что при содержании золота в исходной руде 1,5-2,4 г/т в классах крупности (табл.4) содержание золота изменяется от 0,9 до 7,8 г/т.



Сравнение результатов гранулометрического анализа, выполненных НПП «ГЕОТЭП» и Институтом ТОМС, позволяет сделать вывод о том, что пробы по содержанию и распределению золота незначительно отличаются друг от друга. Основная масса золота находится в классе крупностью  $-2-+0,2$  мм при значительно больших относительных содержаниях золота в более мелких классах.

Из результатов гранулометрического анализа, выполненного в Институте ТОМС, можно сделать вывод, что исследуемая проба 1\* является, так же как и пробы, исследуемые в НПП «ГЕОТЭП», достаточно упорной к измельчению и ошламованию (выход класса  $-0,045$  мм составляет 9,27 %).

*Исследования на обогатимость гравитационными методами.* Характер ассоциации золота в исследованных пробах руды месторождения при наличии свободного золота, извлекаемого амальгамацией (до 49 %) обуславливает целесообразность проведения исследований гравитационными методами обогащения [11, 12]. Исследования выполнены с использованием концентрационного стола, центробежного сепаратора, а также с применением тяжелой жидкости для определения гравитационной контрастности [1].

Гравитационный анализ показал, что исследованные пробы достаточно контрастны в гравитационном отношении. Извлечение золота в тяжелую фракцию при исходной крупности  $-2$  мм составило 45,3-55,3 %, содержание золота в легких фракциях составило 0,8-1,1 г/т.

По данным того же гравитационного анализа различных проб в тяжелой жидкости установлено, что теоретически при крупности измельчения менее 0,074 мм при выходе концентрата 5-12 % может быть извлечено 81-96 % золота. Содержание золота в хвостах составит 0,2-0,4 г/т. При выполнении научно-исследовательской работы с использованием различного гравитационного оборудования данные гравитационного анализа в тяжелой жидкости не подтвердились. Извлечения в гравитационные концентраты для большинства проб при значительном выходе (5-10 %) не превышает 40-60 %. Уменьшение выхода концентрата приводит к снижению извлечения золота в концентрат.

Анализ результатов обогащения проб руды на концентрационном столе свидетельствует о возможности извлечения в гравитационный концентрат с выходом 3-4 % от 37,8 до 76,5 % золота. Сводные данные обогащения проб на концентрационном столе (НПП «ГЕОТЭП»):

Показатель	Проба 1	Проба 2	Проба 3	Проба 4
Содержание золота в руде, г/т	2,22	2,31	1,6	1,69
Извлечение золота в гравитационный концентрат, %	76,5	37,8	42,2	51
Содержание золота в хвостах, г/т	0,54	1,5	0,98	0,88

При обогащении проб руды по двухстадийной схеме на центробежном сепараторе получены более низкие показатели извлечения золота по сравнению с обогащением на концентрационном столе. Обогащение проводили в две стадии при снижении крупности от 0,5 до 0,1 мм. Сводные данные обогащения проб на центробежном сепараторе (НПП «ГЕОТЭП»):

Показатель	Проба 1	Проба 2	Проба 3	Проба 4
Содержание золота в руде, г/т	2,83	1,97	1,62	1,92
Извлечение золота в гравитационный концентрат, %	62,9	25,2	15	13,8
Содержание золота в хвостах, г/т	1,07	1,5	1,4	1,69

В Институте ТОМС исследования гравитационными методами осуществлялись с использованием центробежной сепарации. Применяли два типа сепараторов – с периодической и непрерывной разгрузкой концентрата. Обогащение проводилось при крупности измельчения материала 90 % менее 0,071 мм.

Моделировалась работа центробежного сепаратора с периодической разгрузкой концентрата на циркулирующем продукте мельницы. В результате обогащения по указанной схеме был получен концентрат с содержанием золота 438 г/т. Извлечение золота в концентрат составило 38,66 %.

Для установления возможности максимального извлечения золота гравитационными методами были выполнены укрупненные исследования по двухстадийной схеме с использованием



двух типов центробежных сепараторов – с периодической и непрерывной разгрузкой концентрата [14]. В результате был получен объединенный гравитационный концентрат с выходом 11,06 % и содержанием золота 14,56 г/т. Извлечение золота в концентрат составило 60,74 %. Извлечение золота из руды с содержанием золота 2,65 г/т при одностадийном обогащении с малым выходом составило 38,66 %, содержание золота в хвостах 1,63 г/т при двухстадийном обогащении с малым и большим выходом извлечение золота в гравитационный концентрат составило 19,88 и 40,86 % соответственно, содержание золота в хвостах 1,17 г/т.

В результате гравитационного обогащения всех исследованных проб руды месторождения отвальные хвосты не были получены, то есть гравитационные методы могут быть включены в схему только для улавливания свободного золота в голове процесса.

В связи с наличием свободного золота в руде (до 1,5 мм) рекомендуется гравитационное обогащение в цикле измельчения для постоянного вывода из циркулирующего потока частиц свободного золота. Применение гравитационного обогащения минимизирует риск потери крупного металла при последующей переработке (флотации, цианировании).

*Исследования на обогатимость флотационными методами.* Предварительные исследования проб руды месторождения по определению обогатимости флотационными методами, выполненные в НПП «ГЕОТЭП», показали, что исходная руда по комбинированной гравитационно-флотационной схеме обогащается весьма эффективно, однако данные укрупненных исследований на шихте руд свидетельствуют о возможности извлечения в объединенные концентраты не более 76,8-82,3 %.

*Металлургическая переработка руды (НПП «ГЕОТЭП»).* Результаты прямого выщелачивания исходной руды при концентрации цианида 0,1 % и продолжительности выщелачивания 24 ч, представлены в табл.5.

Таблица 5

Результаты прямого цианидного агитационного выщелачивания исходных руд при крупности измельчения 100 % класса – 0,074 мм

Наименование пробы	Содержание в руде, г/т		Содержание в кеках выщелачивания, г/т		Извлечение Au в раствор, %		Расход реагентов, кг/т руды	
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	NaCN	CaO
Прямой режим выщелачивания								
Проба 1	2,8	5,3	0,3	< 3,0	89,3	43,4	1,7	2,4
Проба 2	1,5	17,4	0,3	4,0	80,0	77,0	1,7	2,4
Проба 3	1,6	17,5	0,3	4,6	81,3	73,7	1,1	2,7
Проба 4	1,5	10,7	0,3	6,6	80,0	38,3	1,1	2,6
Сорбционный режим выщелачивания (смола АМ-2Б)								
Проба 1	2,8	5,3	0,2	< 3,0	92,9	43,4	1,6	2,3
Проба 2	1,5	17,4	0,2	< 3,0	86,7	82,8	1,4	2,7
Проба 3	1,6	17,5	0,2	4,4	87,5	74,9	0,9	2,8
Проба 4	1,5	10,7	0,2	6,0	86,7	43,9	1,3	2,6

Установлено, что максимальное извлечение золота и серебра при сорбционном выщелачивании проб исходных руд различных участков месторождения составило: 92,9 и 43,4 % для пробы 1; 86,7 и 82,8 % для пробы 2; 87,5 и 74,9 % для пробы 3; 86,7 и 43,9 % для пробы 4.

Извлечение золота из руды в сорбционном режиме обеспечило прирост извлечения 3,6-6,7 %, что указывает на наличие сорбционной активности руды и необходимость ведения выщелачивания как руды, так и продуктов обогащения в режиме, снижающем влияние этого фактора (сорбционный или интенсивный).

В процессе исследования изучено выщелачивание продуктов обогащения руды месторождения. Результаты выщелачивания хвостов флотации, а также концентратов флотации и гравитации, полученных из шихты исходных руд, приведены в табл.6.



Таблица 6

Результаты выщелачивания продуктов обогащения

Продукт (проба)	Содержание в исходном продукте, г/т		Остаточное содержание в кеке цианирования, г/т		Извлечение в раствор по кеку, %		Расход реагентов, кг/т	
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	NaCN	CaO
Гравитационный концентрат	44	115	6	73	86,4	36,5	7,6	6,5
Флотационный концентрат	23,2	122	5,8	82,4	75	32,5	7,9	6,5
Объединенный концентрат	29,1	120	8,5	82	70,8	31,7	8,1	6
Хвосты флотации								
Проба 1	0,3	< 3	< 0,2	1,0	33,3	66,7	1,6	–
Проба 2	0,5	< 3	< 0,2	2,0	60	33,3	1,4	–
Проба 3	0,6	8,6	< 0,2	< 3,0	66,7	65,2	1	–
Проба 4	0,4	14,2	0,3	5,8	25	59,2	1,5	–

Извлечение золота из хвостов флотации составило 25-60 %, прямое цианидное выщелачивание концентратов обогащения шихты исходных руд в режиме агитационного перемешивания пульпы (Т:Ж = 1:2,  $C_{NaCN} = 1$  г/л, рН = 10,5-11,0, время – 24 ч) обеспечило извлечение золота 86,4 % для гравитационного концентрата и 75,0 % для флотационного концентрата. Извлечение серебра при этом составило соответственно 36,5 и 32,5 %. Расход цианида натрия составил 7,6-8,1 кг/т концентрата, извести – 6,0-6,5 кг/т концентрата.

В НПП «ГЕОТЭП» также выполнены тесты по кучному выщелачиванию. В результате исследования проб руды различных участков извлечение золота составило 20-52,6 %. Следует отметить предварительный характер полученных результатов ввиду того, что в тестах использованы непредставительные навески малой величины (1 кг).

На основе выполненных исследований НПП «ГЕОТЕП» предложены три схемы переработки руды:

- сорбционное выщелачивание всей руды при крупности измельчения 95 % – 0,074 мм;
- с применением флотационного и гравитационного обогащения руды и выщелачиванием продуктов обогащения.
- с применением гравитационного обогащения и выщелачиванием продуктов обогащения (рекомендуемая в окончательном отчете НПП «ГЕОТЕП» для промышленной реализации).

*Исследования в Институте ТОМС.* Цианирование гравитационного концентрата выполняли в режиме интенсивного цианирования (концентрация цианида 2 %, едкого натра 0,2 %, температура выщелачивания 60 °С). Хвосты гравитации и исходную руду выщелачивали в сорбционном режиме (активированный уголь марки Norit в количестве 30 % от общего объема).

Результаты цианирования руды и продуктов обогащения:

Наименование продукта	Содержание золота в исходном продукте, г/т	Содержание золота в кеке, г/т	Извлечение золота в раствор, %
Исходная руда	2,65	0,30	88,68
Хвосты гравитации	1,57	0,24	84,71
Гравитационный концентрат	547,0	6,1	98,88

В результате выщелачивания исходной руды получен кек с содержанием золота 0,3 г/т, что соответствует извлечению Au в раствор 88,68 %.

Содержание золота в кеке после выщелачивания гравитационного концентрата составило 6,1 г/т, извлечение золота в раствор – 98,88 % от операции цианирования или 40,4 % от исходной руды. Полученный результат показал хорошую цианируемость гравитационного концентрата и перспективность применения для его переработки процесса интенсивного цианирования.

После гидрометаллургической обработки хвостов гравитационного обогащения содержание золота в кеке составило 0,24 г/т, извлечение золота в раствор достигло 84,71 % от операции цианирования или 50,1 % от исходной руды.

Выполненный комплекс исследований в НПП «ГЕОТЭП» и в Институте ТОМС показал, что исследованная руда и продукты обогащения относятся к категории легко цианируемых. Переработку руды месторождения целесообразно осуществлять по технологии цианирования с предва-





рительным гравитационным выделением золота. При этом цианирование гравитационного концентрата следует осуществлять в отдельном цикле интенсивного цианирования, а хвосты гравитации подвергать выщелачиванию в режиме СІL (сорбционное выщелачивание без предварительного цианирования продукта). Данная схема обеспечивает минимальное содержание золота в хвостах переработки. При содержании золота в руде 2-2,5 г/т уровень его извлечения в концентрат при гравитационной схеме переработки руды составляет 60-76,5, гравитационно-флотационной – 76,8-82,3, гравитационно-цианистой – до 92,9 %.

На основании выполненного комплекса исследований руды и продуктов обогащения металлургическими методами рекомендуется гравитационно-цианистая схема с отдельной гидрометаллургической переработкой хвостов и концентрата.

Учитывая значительные потери золота при сорбционном цианировании руды (золото в жидкой фазе, угольной мелочи) рекомендуется извлекать металл в гравитационный концентрат в цикле измельчения с последующим интенсивным цианированием [15]. Избытки золотосодержащих растворов интенсивного цианирования и кек после доизмельчения могут быть направлены на переработку методом сорбционного цианирования совместно с хвостами гравитационного обогащения. Данная комбинация интенсивного и сорбционного цианирования позволяет минимизировать потери золота [18].

Установлено, что при изменении содержания золота в руде, поступающей на фабрику, в диапазоне 1,8-2,5 г/т прогнозируемое извлечение в товарную продукцию составит 83,3-87,2 % (с учетом потерь при цианировании с угольной мелочью и жидкой фазой хвостов). Снижение содержания золота в руде приведет к снижению общего извлечения золота в товарную продукцию.

**Заключение.** На месторождении выделены следующие природные типы руд: первичные, смешанные и окисленные, которые могут быть отнесены к алюмосиликатным. Преобладающими элементами являются кремний, алюминий и калий.

Основным полезным компонентом руды месторождения является золото, при содержании в исследованных технологических пробах 1,5-2,8 г/т, содержание серебра низкое – 5-17 г/т. Серебро будет извлекаться попутно с золотом и самостоятельной ценности в руде не представляет.

Согласно данным, полученным при фазовом анализе различных проб руды, содержание амальгамируемого золота составляет 10-49 %. Доля цианируемого золота колеблется от 66,67 до 91 %. На долю упорного (не извлекаемого прямым цианированием) золота приходится 9-33,33 %, что в абсолютном значении составляет 0,24-0,8 г/т.

При измельчении руды до крупности 90-95 % класса 74 мкм большая часть золота (до 91 %) находится в форме, доступной для прямого цианирования (в свободном или частично свободном состоянии в сростках с породными и сульфидными минералами).

Извлечение золота в гравитационный концентрат варьируется в зависимости от содержания золота в руде и выхода концентрата и составляет для руд с содержанием золота 1,5-2,8 г/т от 40 до 60 %.

В результате гравитационного обогащения всех исследованных проб руды месторождения отвальные хвосты не были получены, т.е. гравитационные методы могут быть включены в схему только для улавливания свободного золота в голове процесса. Максимальное извлечение золота из руды возможно только при использовании комбинированных схем переработки.

Прямым цианированием всех исследованных проб руды установлена возможность извлечения золота в раствор до 86,7-92,9 %, содержание золота в кеках цианирования составляет 0,2-0,3 г/т.

Исследования гравитационного концентрата методом интенсивного цианирования показали, что при исходном содержании золота ~500 г/т в раствор извлекается до 98,9 % (от операции), содержание золота в кеках составляет 6-15 г/т.

Комплекс исследований, выполненный НПП «ГЕОТЭП» и Институтом ТОМС, показал, что переработку руды месторождения целесообразно осуществлять по технологии цианирования с предварительным гравитационным выделением золота.



## ЛИТЕРАТУРА

1. Александрова Т.Н. Оценка упорности золотосодержащих руд на основе интерпретации данных термического анализа / Т.Н.Александрова, Г.Хайде, А.В.Афанасова // Записки Горного института. 2019. Т. 235. С. 30-37. DOI: 10.31897/PMI.2019.1.30
2. Андреев Д.С. Особенности определения содержания меди, цинка и свинца в продуктах переработки полиметаллических руд методом рентгенофлуоресцентного анализа // Горный журнал. 2012. № 11. С. 83-86.
3. Еремеева Н.Г. Обогащение песков, содержащих тонкое и мелкое золото в крутонаклонном концентраторе / Н.Г.Еремеева, И.А.Матвеев, А.М.Монастырев // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2011. № 10. С. 252-255.
4. Кайнов В.И. Тохтаровское месторождение золота (Тобольское Зауралье) // Уральский геологический журнал. 2005. № 5 (47). С. 4-194.
5. Кожонов А.К. Технологические особенности переработки окисленных золото-медных руд Киргизской Республики // Обогащение руд. 2009. № 3. С. 6-10.
6. Литвинцев В.С. Проблемы рационального освоения техногенных россыпных месторождений благородных металлов в Восточных районах России // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2015. № 1. С. 97-104. DOI: 10.1134/S1062739115010159
7. Лютоев В.П. Исследование возможности определения минерального состава титаномагнетитовых руд по данным спектроскопии / В.П.Лютоев, А.Б.Макеев, А.Ю.Лысюк // Обогащение руд. 2017. № 5 (371). С. 28-36. DOI: 10.17580/or.2017.05.05
8. Макеев А.Б. Спектроскопия в технологической минералогии. Минеральный состав концентратов титановых руд Пижемского месторождения / А.Б.Макеев, В.П.Лютоев // Обогащение руд. 2015. № 5 (359). С. 33-41. DOI: 10.17580/or.2015.05.06
9. К проблеме рудоносности черных сланцев Вишерско-Кутимского антиклинория (Северный Урал) / Г.А.Петров, В.В.Александров, А.И.Зубков, А.В.Маслов, Ю.Л.Ронкин // Вестник Пермского университета. Геология. 2015. Вып. 4 (29). С. 32-43.
10. Прохоров К.В. Хлорид-гипохлоритное выщелачивание золота из окисленных руд Малмыжского месторождения / К.В.Прохоров, А.Е.Бурдонов // Горный журнал. 2018. № 10. С. 62-66. DOI: 10.17580/gzh.2018.10.12
11. Степанов В.А. Месторождения золото-сульфидно-кварцевой формации Приамурской провинции / В.А.Степанов, А.В.Мельников // Региональная геология и металлогения. 2016. № 68. С. 108-116.
12. Степанов В.А. Перспективы золотоносности Чагойя-Быссинской металлогенической зоны Верхнего Приамурья / В.А.Степанов, А.В.Мельников // Вестник Северо-Восточного научного центра ДВО РАН. 2014. № 1. С. 3-15.
13. Исследования обогатимости упорных первичных и смешанных руд золоторудного месторождения Красноярского края / П.К.Федотов, А.Е.Сенченко, К.В.Федотов, А.Е.Бурдонов // Обогащение руд. 2017. № 3 (369). С. 21-26.
14. A design of experiments investigation into the processing of fine low specific gravity minerals using a laboratory Knelson Concentrator / С.Marion, R.Langlois, O.Kökkılıç etc. // Minerals Engineering. 2019. Vol. 135. С. 139-155. DOI: 10.1016/j.mineng.2018.08.023
15. An alternative approach to recover lead, silver and gold from black gossan (polymetallic ore). Study of biological oxidation and lead recovery stages / J.Lorenzo-Tallafigo, N.Iglesias-González, A.Mazuelos, R.Romero, F.Carranza // Journal of Cleaner Production. 2019. Vol. 207. P. 510-521. DOI: 10.1016/j.clepro.2018.10.041
16. Asamoah R.K. Pulp mineralogy and chemistry, leaching and rheological behaviour relationships of refractory gold ore dispersions / R.K.Asamoah, W.Skinner, J.Addai-Mensah // Chemical Engineering Research and Design. 2019. Vol. 146. P. 87-103. DOI: 10.1016/j.cherd.2019.04.001
17. Guzman I. Redox potential measurement during pressure oxidation (POX) of a refractory gold ore / I.Guzman, S.J.Thorpe, V.G.Papangelakis // Canadian Metallurgical Quarterly. 2018. Vol. 57. Iss. 4. P. 382-389. DOI: 10.1080/00084433.2017.1386363
18. Leaching gold by reactive flow of ammonium thiosulfate solution in high aspect ratio channels: Rate, passivation, and profile / S.Kotova, B.Follink, L.Del Castillo, C.Priest // Hydrometallurgy. 2017. Vol. 169. P. 207-212. DOI: 10.1016/j.hydromet.2017.01.015
19. Study of pyrite oxidation with chlorine dioxide under mild conditions / Z.Dong, Y.Zhu, Y.Han, X.Gu, K.Jiang // Minerals Engineering. 2019. Vol. 133. P. 106-114. DOI: 10.1016/mineng.2019.01.018
20. Structural, mineralogical, geochemical and geochronological constraints on ore genesis of the gold-only Tocantinzinho deposit (Para State, Brazil) / J.C.Biondi, A.Borgo, A.Chauvet, P.Monié, O.Bruguier, R.Ocampo // Ore Geology Reviews. 2018. Vol. 102. P. 154-194. DOI: 10.1016/j.oregeorev.2018.08.007

**Авторы:** П.К.Федотов, д-р техн. наук, профессор, fedotov@istu.edu (Иркутский национальный исследовательский технический университет, Иркутск, Россия), А.Е.Сенченко, генеральный директор, senchenko@tomsgroup.ru (Научно-исследовательский и проектный институт «Технология обогащения минерального сырья», Иркутск, Россия), К.В.Федотов, д-р техн. наук, профессор, fedotov@istu.edu (Иркутский национальный исследовательский технический университет, Иркутск, Россия), А.Е.Бурдонов, канд. техн. наук, доцент, slimbul@inbox.ru (Иркутский национальный исследовательский технический университет, Иркутск, Россия).

Статья поступила в редакцию 06.06.2019.

Статья принята к публикации 18.11.2019.