

ISBN 978-83-66216-39-6

А.Т. Такибаева, А.А. Амирхан, Б.Б. Акимбекова,
А.А. Жорабек, М.Ж. Кайырбаева, М.Р. Алиева

ИССЛЕДОВАНИЯ ПО РАЗРАБОТКЕ ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ УПОРНОЙ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ

Монография



 **iScience**
Варшава, Польша - 2020

А.Т. Такибаева, А.А. Амирхан, Б.Б. Акимбекова, А.А. Жорабек,
М.Ж. Кайырбаева, М.Р. Алиева

**ИССЛЕДОВАНИЯ ПО РАЗРАБОТКЕ
ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ УПОРНОЙ ЗОЛОТОСО-
ДЕРЖАЮЩЕЙ РУДЫ**

МОНОГРАФИЯ

Варшава-2020

УДК 622.13(07)
ББК 33.4я6
А 32

Рецензенты:

Мухтар А.А., зав. лабораторией «Обогащение руд», ХМИ. им. Ж. Абишева, к.т.н. доцент

Шерембаева Р.Т., к.т.н. и.о. доцент кафедры «Химия и химические технологии» КарТУ.

Авторы:

Такибаева А.Т.

Амирхан А.А.

Акимбекова Б.Б.

Жорабек А.А.

Кайырбаева М.Ж.

Алиева М.Р.

Исследования по разработке технологии переработки упорной золото-содержащей руды: Монография / Такибаева А.Т., Амирхан А.А., Акимбекова Б.Б., Жорабек А.А., Кайырбаева М.Ж., Алиева М.Р. - Варшава: iScience Sp. z.o.o. – 2020. – 120 с.

В монографии изложены результаты исследования обогатимости Васильковской золотосодержащей руды, определены режимные параметры гравитационного, флотационного и цианистого процессов извлечения золота. На основе их предложены три комбинированные технологические схемы переработки руды и извлечения золота. Выполнены их технологическое и экономическое сопоставление. Более экономичным оказался вариант схемы, включающей гравитационное обогащение отсадкой, раздельное сорбционное цианирование механически активированного гравитационного концентрата и хвостов гравитации, измельченных до 85% класса мельче 0,074 мм. Сквозное извлечение золота составило 84%.

ISBN 978-83-66216-39-6

© А.Т. Такибаева, А.А. Амирхан,
Б.Б. Акимбекова, А.А. Жорабек,
М.Ж. Кайырбаева, М.Р. Алиева 2020
© iScience Sp. z o. o.

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	5
ГЛАВА 1 АНАЛИЗ СОВРЕМЕННОГО СОСТОЯНИЯ И ПУТИ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ПЕРЕРАБОТКИ УПОРНЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД	8
1.1 Технологии переработки золотосодержащего сырья.....	10
1.2 Характеристика технологий переработки упорных коренных золотокварцевых руд.....	26
1.3 Усовершенствование существующих и разработка новых комбинированных технологий переработки упорных золотосодержащих руд Казахстана.....	28
ГЛАВА 2 ОБЪЕКТ И МЕТОДЫ ИССЛЕДОВАНИЙ	30
2.1 Минералогическая характеристика исследуемых руд.....	33
2.2 Методы исследования.....	38
ГЛАВА 3 ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНАЯ ЧАСТЬ	40
3.1 Прямое цианирование исследуемых проб руды.....	40
3.2 Гравитационное обогащение руды.....	43
3.3 Цианирование хвостов гравитации.....	45
3.4 Гравитационная обогатимость крупнодробленной руды.....	49
3.5 Гравитационная обогатимость руды в диапазоне 40-10 мм.....	52
3.6 Закономерности распределения фракций по плотности в мелкодробленной руде.....	61
ГЛАВА 4. ИССЛЕДОВАНИЕ ФЛОТАЦИОННОЙ ОБОГАТИМОСТИ РУДЫ	67
4.1 Результаты флотация руды пробы № 1.....	67
4.2 Результаты флотация руды пробы № 2.....	74
ГЛАВА 5 ПЕРЕРАБОТКА ПРОДУКТОВ ОБОГАЩЕНИЯ	79
5.1 Цианирование продуктов обогащения пробы №1.....	79
5.2 Цианирование продуктов обогащения пробы №2.....	84
5.3 Цианирование гравитационного концентрата.....	85
ГЛАВА 6 ОЦЕНКА ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА ПО РАЗЛИЧНЫМ ВАРИАНТАМ СХЕМ ПЕРЕРАБОТКИ ПРОБ ИССЛЕДУЕМОЙ РУДЫ	87
6.1 Извлечение золота из пробы руды с содержанием золота 9,6 г/т.....	87
6.2 Извлечение золота из пробы руды с содержанием золота 3,8 г/т.....	97

ГЛАВА 7 ВЫВОДЫ	100
7.1 Выводы по результатам исследования пробы № 1	100
7.2 Выводы по результатам исследования пробы № 2	103
ГЛАВА 8 СОСТАВЛЕНИЕ СХЕМ	106
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	114
СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ	118

ВВЕДЕНИЕ

Современное развитие золотодобывающей промышленности характеризуется ростом добычи минерального сырья и постоянным неуклонным снижением качества руды. В этих условиях повышение полноты извлечения золота приобретает первостепенное значение. Это может быть достигнуто за счет интенсификации действующих и создания новых эффективных процессов извлечения золота из бедных, труднообогатимых руд на базе достижений науки и техники, комбинирования обогатительно-гидрометаллургических процессов.

По уровню запасов и их качеству основные золоторудные месторождения Казахстана сопоставимы с месторождениями зарубежных стран и могут обеспечить более высокий уровень производства золота в стране. В условиях мировых цен конца XX столетия изчисляемых на балансе общих запасов конкурентоспособными на мировом рынке являются запасы собственно золоторудных коренных месторождений (75%) и комплексных месторождений (25%). Только 41% собственно золоторудных коренных месторождений легкообогатимы и более половины из них относятся к категории технологически упорных. В сравнении с золоторудной минерально-сырьевой базой мира, в Казахстане добыча золота осуществляется, в основном, из комплексных полиметаллических месторождений, в которых золото-меднопорфировые месторождения составляют гораздо меньший удельный вес.

Основными геолого-промышленными типами месторождений золота в Казахстане являются: кварцево-жильный, штокверковый, минерализованных зон, комплексный (медный, колчеданно-полиметаллический). На долю экзогенных месторождений (россыпи и золотоносные коры выветривания) приходится около 2% активных запасов.

Жильный тип объединяет разнообразные по геологическим условиям формирования месторождения. Магматический фактор является ведущим, контролирующим в размещении таких типов месторождений. Месторождения тесно ассоциируют с малыми интрузиями порфировой формации диорит-гранодиоритового ряда (Бестобе, Акбакай и др.). По морфологии выделяются жильные зоны, жильные поля и шткверки. Они представлены высококонцентрированными рудами, отличаются широким спектром минеральных видов и являются основными объектами добычи. Руды легкообогатимые.

Штокверковый тип характеризуется прожилково-вкрапленным оруденением, связанным с системами разноориентированных кварцевых, кварц-сульфидных и кварц-карбонатных прожилков, приуроченных к эндо- и экзоконтактовым частям интрузий. Рудные тела представ-

лены крутопадающими зонами минерализации (Васильковское, Юбилейное, Жолымбет). Средние содержания золота в рудах 3,6-7,9 г/т. Обогащаемость руд различная, в зависимости от форм нахождения золота.

В казахстанских месторождениях меднопорфирового типа (Актогай, Айдарлы, Коунрад, Коксай) содержания золота не превышают 0,1-0,2 г/т, ряд рудных объектов (Бошекуль, Самарское, Коктасжал) характеризуются содержанием 0,2-0,8 г/т. При этом себестоимость переработки считается по основному металлу, а на золото затратами приходится только металлургический передел, начиная с переработки шламов электролитического производства и до аффинажа. Повышенные содержания золота установлены также в рудах медного месторождения жильного типа Шатырколь (0,8 г/т).

Помимо коренных месторождений, в республике Казахстан выявлено и разведано значительное количество проявлений россыпного золота разнообразных по генезису. Основными являются аллювиальные и аллювиально-пролювиальные россыпи современной гидрографической сети. Расположены они преимущественно в горных системах Восточного и Южного Казахстана (Южный Алтай, Калба, Тарбагатай, Джунгарский и Заилийский Алатау, Каратау) и характеризуются небольшими размерами и запасами при средних содержаниях золота 600-700 мг/м³.

Известно, что в Казахстане более существенную роль, как в запасах так и в добыче играют комплексные месторождения, гораздо меньший удельный вес имеют золото-меднопорфировые месторождения и россыпные месторождения.

Основные проблемы минерально-сырьевой базы золоторудной промышленности Казахстана следующие:

- пока отсутствуют новые крупные золоторудные месторождения, которые могли бы служить базовыми объектами для устойчивого развития отрасли на длительную перспективу. При государственном финансировании геофизических и геологоразведочных работ возможно нахождение таких объектов;

- более 50% имеющихся активных запасов руд характеризуются как сложные для обогащения, содержат вредные примеси - мышьяк и сурьму. Для их освоения требуется более квалифицированный подход в плане разработки технологий с учетом жестких экологических требований, более серьезных и долговременных инвестиций;

- имеющиеся запасы золота по собственно золоторудным месторождениям не обеспечивают прогнозируемый уровень производства золота по Республике в 30-35 тонн;

- ошибочное применение, или копирование технологий (большой частью западных), включающих и финансовые технологии, позволяющих получить быструю прибыль с наиболее богатой и легко обогащаемой части месторождения, а остальную часть признать нерентабельной с соответствующим пересчетом запасов в сторону уменьшения;

- возможности расширения минерально-сырьевой базы за счет комплексных месторождений лимитируется отсутствием подготовленных крупных резервных месторождений.

ГЛАВА 1 АНАЛИЗ СОВРЕМЕННОГО СОСТОЯНИЯ И ПУТИ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ПЕРЕРАБОТКИ УПОРНЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД

В Республике Казахстан разведанные запасы золота в коренных месторождениях оцениваются в количестве 1500 т. По этому показателю Казахстан занимает 9-е место в мире и 3-е среди стран СНГ. Это более 2% подтвержденных и 4,5 % общих мировых запасов с довольно высоким средним содержанием металла (в частности, в собственно золоторудных месторождениях – 6,27 г/т).

Прогнозные ресурсы золота в республике почти в 6 раз превосходят общие активные запасы этого металла. По предполагаемому золотому потенциалу республика занимает 2-е место в мире (11,6%) после ЮАР (48,2).

Балансовые запасы золота сосредоточены в 199 месторождениях. Большая часть (69,5%) расположена в 127 коренных собственно золоторудных месторождениях. На 40 комплексных объектах сосредоточено 30% балансовых запасов золота. Остальные 0,5 % содержатся в россыпных месторождениях.

Половина всех запасов золота сосредоточены в 8-ми крупных месторождениях: Бакырчик, Васильковское, Акбакайское, Мизек, суздальское, Бестобе, Жолымбет, Большевик. На долю трех первых месторождений приходится 33% балансовых запасов золота в республике (Васильковское – 360 т, Бакырчик – 277 т, Акбакай – 55 т).

Сумма разведанных промышленных запасов (А+В+С) золота в собственно золоторудных месторождениях составляет 177 млн. тонн руды, в том числе конкурентоспособных 101млн т (56,7%). По этому показателю Казахстан занимает 13-е место в мире.

Из комплексных месторождений наиболее значительные запасы золота сосредоточены в Риддер-Сокольском, Тишинском, Малевском, Новониколаевском месторождениях.

По содержанию полезного компонента руды, стоящие на госбалансе, отличаются достаточно высоким качеством. Среднее содержание золота в собственно золоторудных месторождениях более 6,0 г/т. по этому показателю Казахстан занимает одно из ведущих мест в мире, уступая лишь Югославии, ЮАР, Китаю и некоторым другим странам. При этом только 41% руд собственно золоторудных месторождений является легкообогатимыми и удовлетворяют требованиям простых схем гравитационного и флотационного обогащения. Более половины руд от-

носятся к категории упорных. К этой группе относятся и наиболее крупные месторождения: Васильковское, Акбакайское и особенно Бакырчикское.

Отраженная в госбалансе запасов сырьевая база золотодобывающей отрасли не в полной мере соответствует действительности, так как часть балансовых запасов не соответствует современным экономическим требованиям и не может быть рентабельно отработана.

В республике в промышленное освоение вовлечено 62% общих балансовых запасов золота (с учетом Васильковского месторождения), 19% подготавливается к освоению. Структура запасов золота по основным геолого-промышленным типам месторождением приведена в таблице 1.

Таблица 1

Структура запасов золота по основным геолого-промышленным типам месторождений

Тип месторождений	%
Минерализованные зоны (Бакырчик, Большевик, Глубокий Лог и др.)	19,5
Кварцево – жильные (Бестобе, Акбакай, Аксу, Жолымбет, Архарлы и др.)	16,0
Штокверковый (Васильковское, Юбилейное)	14,5
Золотоколчаданные полиметаллические (Майкаин, Абыз, Мизек и др.)	9,7
Коры выветривания (Суздальское, Жанан, Мукур и др.)	1,0
Комплексные золотосодержащие полиметаллические месторождения (Риддер-Сокольском, Малевском, Николаевское, Маливское и др.)	38,1
Остальные геолого-промышленные типы	1,2

Таблица 2

Промышленные типы коренных месторождений

Тип месторождения	Пример месторождений		
	Очень крупное	Среднее	Мелкое
Золото-сульфидно кварцевый плутоногенный	Васильковское, Бестобе; Акбакай;	Аксу, Степняк; Долинное;	Алтынтай; Жаксы; Алтынтай;
Золотосульфидный прожилково-вкрапленный	Бакырчик Суздальское	Васильковское Большевик Тохтаровское	Аккайнар Бактай
Золото-скарновый	Неизвестно	Саяк IV	Баксинское

Колчаданно-поли-металлический	Риддер-Сокольском, Н-Ленин-кое, Майкаин	Тишинское, Малеевское, Чекмарь	Мельзильсор, Матсор, Чинасылсай
Медно – порфи-ровый	Неизвестно	Самарское, Коктажал, Коксай	Толагай
Медно – колчадан-ный	Неизвестно	Космурум	Акбастау, Жиланды
Медно – скарно-вые	Неизвестно	Саяк -1	Саяк -2

Анализ запаса золота в коренных золоторудных месторождениях показывает, что 84% всех запасов собственно золоторудных объектов сосредоточены в 8-ми месторождениях, являющихся сырьевой базой 4-х предприятий, которые обеспечат около 70% объема золотодобычи. При этом запасы категории В+С₁ обеспечивают золотодобычу на длительный срок.

Основные золотоносные регионы с указанием промышленных типов коренных месторождений золота Казахстана представлены в таблице 2.

1.1 Технологии переработки золотосодержащего сырья

Технологии переработки золотосодержащих руд отличаются большим разнообразием, которое вызвано влиянием различных технологических особенностей перерабатываемого золотосодержащего сырья. К таким особенностям и относятся вещественный состав и характер (или «упорность») руды фабрик.

Дробление, измельчение и классификацию золотосодержащих руд осуществляют также, как и руд цветных металлов, с использованием одинаковой аппаратуры. На большинстве средних и крупных золотоизвлекательных фабрик приняты двух- и трехстадиальные схемы дробления. В мельницы обычно направляют материалы не крупнее 20 мм, а иногда 8-10 мм.

В упорных золотокварцевых рудах крупность золота обычно таковы, что только тонкое или сверхтонкое измельчение обеспечивает достаточную степень вскрытия золотин. Для их переработки используют схемы с трехстадиальным измельчением, дающие весьма тонкий

помол (90-95 % класса менее 0,044 мм) цианирование такого тонкоизмельченного материала, позволяет, как правило, получать отвальные хвосты.

Вследствие высокой стоимости тонкого измельчения обработка упорных коренных золотокварцевых руд обходится значительно дороже, чем других руд. При переработке упорных золотокварцевых руд удельные затраты на измельчение и обезвоживание могут достичь 60 % общей стоимости обработки руды, тогда как при переработке обычных руд они не превосходят 30-40 %. Кроме того, из-за повышенного содержания в цианистой пульпе вторичных илов, образующихся при тонком измельчении, заметно снижается производительность операций сгущения и фильтрования, что дополнительно увеличивает стоимость извлечения золота из таких руд.

Анализ работы золотоизвлекательных фабрик и результаты научных исследований показали, что общее извлечение золота из руд, перерабатываемых по комбинированным схемам, тем выше, чем полное извлечено свободное золото гравитационными способами. Эта закономерность обусловлена тем, что ни флотация, ни цианирование не обеспечивают извлечения всех форм свободного золота: при флотации не извлекаются крупные частицы с покрытиями из гидроксидов железа и марганца, а также из глинистых минералов; при цианировании с хвостами теряются частицы с плотными покрытиями, непроницаемыми для цианистых растворов, и не успевшие раствориться крупные частицы. Кроме того, при флотационно-цианидной технологии флотационные реагенты сорбируются на минеральных зернах, что ухудшает условия их последующего цианирования.

Таким образом, выделение свободного золота гравитационным обогащением может быть более выгодным, чем его растворение. При этом обеспечивается дополнительный эффект за счет последующего сокращения времени цианирования и снижения потерь золота с отвальными хвостами.

Гравитационные методы обогащения золотосодержащих руд широко применяются в качестве основных методов извлечения благородных металлов, а также в качестве дополнения к флотации, цианированию или амальгамации. Находят применение следующие гравитационные процессы: обогащение в гидроциклонах; отсадка; обогащение на шлюзах, винтовых сепараторах и концентрационных столах; обогащение в центробежных концентраторах; обогащение в тяжелых средах [1].

Обогащение в гидроциклонах используется в качестве первичной концентрации благородных металлов. Находят применение классифицирующие гидроциклоны с углом конусности 20 градусов и короткоконусные гидроциклоны с углом конусности более 90 градусов.

Классифицирующие гидроциклоны применяются для классификации материала в замкнутых циклах измельчения. В них происходит предварительная концентрация высвобождающихся при измельчении частиц [4]. В зависимости от содержания и крупности частиц свободного металла степень концентрации в циркулирующих продуктах измельчения составляет 2-20. Накопление золота в циркулирующих продуктах измельчения находит применение в качестве предварительного обогащения в схемах извлечения свободного золота в «голове» процесса обогащения золотосодержащих руд. Недостатком метода является низкая эффективность работы гидроциклона, как обогатительного аппарата, и большое переизмельчение частиц благородных металлов в мельницах.

Эффективными и высокопроизводительными аппаратами для извлечения мелких частиц благородных металлов считаются короткоконусные гидроциклоны. На золотоизвлекательных фабриках короткоконусные гидроциклоны применяют чаще всего в качестве дополнительных аппаратов к отсадочным машинам и обогащают в них готовые продукты измельчительно-классификационных циклов. При обогащении золотосодержащих руд цветных металлов короткоконусные гидроциклоны используют в циклах второй и третьей стадий измельчения руд, в циклах доизмельчения коллективных концентратов, на различных промпродуктах флотации. Концентраты обычно переочищают на концентрационных столах.

В отдельных случаях короткоконусные гидроциклоны могут заменять отсадочные машины и винтовые сепараторы. Для обогащения в гидроциклонах рекомендуется классифицировать исходное питание по крупности. Тем не менее, тонкодисперсные частицы благородных металлов в гидроциклонах извлекаются неэффективно.

Отсадка широко используется при обогащении руд благородных металлов в качестве первого цикла обогащения. Наиболее часто ее используют в замкнутых циклах измельчения. В настоящее время известно около 90 конструкций отсадочных машин. На драгах и золотоизвлекательных фабриках находят применение диафрагмовые отсадочные машины типа МОД с вертикальной диафрагмой в наружных стенках (МОД-4) и с подвешенным коническим днищем (МОД-1, МОД-2, МОД-3, МОД-6). Для обогащения эфельной части песков в настоящее время

получают распространение отсадочные машины МОД-4, смонтированные в виде передвижного агрегата АОП-1 МОД-4. Удельная производительность этих машин составляет 4-6 м³/ч на квадратный метр решета.

Известные отсадочные машины на золотоизвлекательных фабриках работают недостаточно эффективно. Обычно эти машины работают в замкнутых циклах измельчения на выходе мельниц. Из-за перегрузки машин, питания их неклассифицированным материалом и стремления получить небольшой выход концентрата в последний извлекается преимущественно крупное золото (крупнее 0,071 мм). Известными рекомендациями по повышению эффективности работы отсадочных машин на золотоизвлекательных фабриках являются [2]:

1) удаление из питания отсадки крупных классов (например, плюс 6 мм) с помощью грохота, что позволяет устранить забивание постели и отверстий решета машины и улучшить гидродинамические условия работы;

2) обеспечение равномерного питания, оптимальной плотности питания, состава и размера зерен постели, расхода подрешетной воды, числа и амплитуды пульсаций. Тонкое золото на известных отсадочных машинах практически не извлекается.

Весь процесс извлечения золота из песков россыпных месторождений можно разделить на подготовительные процессы, первичное обогащение с получением гравитационных концентратов и доводку этих гравитационных концентратов с получением товарной продукции. Подготовительные процессы применяются с целью освобождения зернистой части песков вместе с золотом от глины и шламов, а также для удаления крупных фракций песков, не содержащих золота. Первая операция осуществляется с применением дезинтеграции, вторая – грохочения.

Золотосодержащие пески – это плотная масса в основном окатанного материала, сцементированного глиной. Для освобождения зерен золота от зернистой части песков и удаления глины применяется дезинтеграция, при которой разрыхляется вся масса песков, разрушается сцементированный глинистый материал, удаляется глина. При мокрой дезинтеграции таким способом осуществляется и промывка, когда входящая в состав песков глина отмывается в виде ила или шлама. При дезинтеграции и промывке песков на драгах обычно применяются дражные бочки различных конструкций – барабанные грохоты, внутри которых для повышения степени промывки применяются различные механические устройства (ребра, кольцевые пороги, цепи, била и т. п.)

и подача воды внутрь барабана под давлением. Эти аппараты применяются для промывки легко- и среднепромывистых песков при максимальном размере кусков в питании 200-300 мм. Скорость вращения таких барабанных грохотов при дезинтеграции составляет 70-80 % критической, при грохочении она снижается до 30-40 %.

Для дезинтеграции среднепромывистых песков применяются скрубберы, в которых помимо дезинтеграции и промывки осуществляется классификация материала на два или три продукта. Для труднопромывистых песков с высоким содержанием глин дезинтеграция проводится в две или три стадии. Применение во II и III стадиях таких промывочных аппаратов, как наклонные корытные мойки, горизонтальные мойки, вибрационные машины, значительно повышает эффективность дезинтеграции, но и значительно увеличивает удельный расход электроэнергии.

Обогащение на шлюзах является основным процессом в россыпной добыче и используется в качестве первой стадии обогащения. На шлюзах обогащают пески с низким содержанием полезных компонентов при большой производительности. Рекомендуется разделять исходный материал на классы крупности, например, плюс 16 мм и минус 16 мм.

Шлюзы подразделяются на следующие группы:

- шлюзы глубокого наполнения, работающие на рядовых песках;
- шлюзы мелкого наполнения, работающие на дезинтегрированном и расклассифицированном материале;
- ворсистые шлюзы (шлюзы с весьма малым наполнением), работающие на тонкозернистом материале.

Отдельную группу представляют собой подвижные шлюзы и шлюзы с подвешенным улавливающим покрытием. Практика обогащения россыпей и результаты исследований показывают, что минимально возможная крупность извлекаемых на шлюзах частиц благородных металлов не превышает 0,071 мм, частицы крупностью - 0,25 + 0,071 мм извлекается на 40-60 %.

Причина потерь мелких частиц благородных металлов с хвостами шлюзов заключается в том, что скорость осаждения их меньше скорости турбулентных потоков, возникающих в текущем материале. Крупные частицы благородных металлов в шлюзах теряются, главным образом, с глинистыми примазками в «гале».

Также для увеличения извлечения мелкого золота в [3] предложен магнитный шлюз с полусамообразующимся улавливающим покрытием. Улавливающее покрытие на дне шлюза формируется из частиц магнитных минералов (например, магнетита), присутствующих в питании. Магнитные минералы накапливаются в областях с высокой плотностью магнитного потока, создаваемого внешним магнитным полем, и образуют груборельефную структуру в виде дендритовых агрегатов, действующих как своеобразные рифли. Промышленными испытаниями установлена возможность извлечения золота более 90 % при степени концентрации 12,7.

Обогащение на винтовых сепараторах при переработке золото-содержащих руд находит применение в основных и доводочных операциях. Винтовые сепараторы надежны и просты в применении, дают высокие технологические показатели. На флотационных фабриках могут использоваться для извлечения частиц благородных металлов из зернистой части хвостов флотации.

Винтовые сепараторы разделяют на сепараторы для обогащения неклассифицированного материала крупностью от 0.1 до 3.0 мм и винтовые шлюзы для обогащения тонкозернистого материала крупностью от 0,02 до 0,5 мм.

На зарубежных обогатительных фабриках получили широкое распространение винтовые сепараторы Хемфри, новая конструкция которых имеет возрастающий книзу радиус винтового желоба, что делает ненужными часто забивающиеся отверстия для выгрузки концентрата [4]. Сепаратор с тремя витками высотой 1500 мм, массой 40 кг имеет производительность 25-30 т/сут.

Российские винтовые сепараторы диаметром до 1500 мм в настоящее время выпускаются ЗАО «Спирит» [5]. Для геологических работ разработаны и выпускаются винтовые аппараты с диаметром желоба 250, 350, 500 мм. Для обогащения тонкозернистых и шламовых руд и песков выпускаются винтовые шлюзы с диаметром желоба 750 и 1000 мм.

К недостаткам винтовых сепараторов относятся неэффективная работа при колебаниях в объемной производительности по исходному питанию и массовой доле твердого в нем, а также низкое извлечение тонкодисперсных частиц благородных металлов.

Обогащение на концентрационных столах применяется для перемешивания концентратов, получаемых на отсадочных машинах, гидrocиклонах и винтовых сепараторах, обеспечивает высокую степень концентрации, имеет низкую удельную производительность аппаратов.

Крупность питания для руд составляет 3-0,04 мм. Существующие концентрационные столы разделяют на: песковые - для обогащения материала крупностью -3+0,2 мм; шламовые - для обогащения материала крупностью -0,2+0,02 мм. Столы бывают одно-, двух-, трех или многодечные.

Повышение производительности концентрационных столов – главное направление усовершенствования их конструкции. Известные способы повышения производительности связаны с применением пористой поверхности деки, сквозь которую снизу подается вода, с применением высокочастотных вертикальных колебаний деки, с применением дополнительных "толкающих" рифлей, с применением нарифлений типа "волна".

В дальнем зарубежье новая конструкция концентрационного стола предложена фирмой "Ориро" (США). Стол имеет механизм, который придает деке горизонтальное движение, обеспечивает скачкообразное продольное передвижение материала и одновременно с этим дает деке боковое движение аналогичное движению промывных потоков, стол обеспечивает степень концентрации до 28 при извлечении тяжелых минералов в концентрат до 98 %. Производительность стола до 7 т/ч.

Предложена новая конструкция концентрационного стола, основным элементом которого является рабочая поверхность, которая состоит из передвижной непрерывной ленты с криволинейным сечением в форме желоба. На рабочую поверхность накладываются поперечные колебания и продольные дифференциальные встряхивания. Нижний предел крупности питания для данного стола составляет около 20 мкм [6].

Обогащение в центробежных концентраторах используется для переработки грубозернистых песков при разведке золотосодержащих россыпных месторождений. В последние годы центробежные концентраторы типа центрифуг рекомендуются для применения в схемах обогатительных фабрик при извлечении мелкого свободного золота из различных продуктов.

Рекомендуемый к использованию в настоящее время промышленный концентратор представляет собой полусферическую чашу, футерованную рифленой резиновой вставкой. Чаша укреплена на специальной площадке (платформе), получающей вращение от электродвигателя через клиноременную передачу. Концентратор работает периодически. Для разгрузки концентрата, уловленного рифленой резиновой поверхностью, чашу останавливают и производят с полосок.

При работе на грубых золотосодержащих песках концентратор обеспечивает степень сокращения до 1000 раз при извлечении золота крупностью плюс 0,25 мм до 96-98%.

Концентратор-центрифуга непрерывного действия предусматривает выгрузку осевших на стенку ротора тяжелых зерен по спиральным проточкам вверх за счет вращения пульпы и наложения вибраций. Хвосты разгружаются с помощью сифона. Показатели работы такого концентратора значительно ниже.

Дальнейшим развитием центробежных сепараторов является разработка П.А. Брагинским с сотрудниками центробежно-вибрационных концентраторов, обеспечивающих повышение эффективности разделения материала за счет создания псевдооживленного слоя материала во вращающейся конической чаше. Разработаны промышленные образцы концентраторов ЦВК-460, ЦВК-500, ЦВК-900 и ЦВК-1000. При испытаниях ЦВК в производственных условиях отмечено, что неравномерная подача исходного питания оказывает существенное влияние на технологические показатели работы аппарата.

Одними из совершенных в настоящее время считаются центробежные концентраторы фирмы Нельсон Концентрейтрос (Knelson). Они представлены широким диапазоном моделей с диаметром рабочего корпуса от 3 до 48 дюймов. Производительность аппаратов от нескольких кг/ч до 90 т/ч. Принципиальное отличие концентраторов Knelson от других центробежных концентраторов в том, что в слабokonическом роторе осевшая

минеральная постель дополнительно разрыхляется водой, подаваемой через перфорации в боковой стенке ротора. Эти концентраторы составляют основу предлагаемой компанией «Intertech Corporation» технологии интенсивной гравитации в переработке минерального сырья [31]. Перспективы их использования связаны с переработкой техногенного сырья. Об этом свидетельствуют результаты эксплуатации концентраторов в ОАО «Норильская горная компания» при извлечении платиноидов из различных техногенных материалов и обнадёживающие результаты испытаний концентраторов на одной из драг России.

Центробежный сепаратор Тульского завода «Ротор» с диаметром чаши 630 мм, изготовлен из обычного черного металла, испытан на Гайской обогатительной фабрике на песках короткокonusного гидrocиклона после удаления металлического скрапа. Показана высокая работоспособность сепаратора и возможность получения грубого концентрата, содержащего до 85 г/т золота. Дальнейшим развитием этого се-

паратора стало изготовление чаши из полиуретана и совершенствование системы автоматического регулирования подачи питания и разгрузки концентрата.

В Красноярской государственной академии цветных металлов и золота разработан центробежный аппарат КИЦМ. Этот аппарат отличается центробежным способом разрыхления слоя материала. Цилиндрическая часть ротора выполнена из эластичного материала – автопокрышки, которая деформируется роликами для периодического равномерного разрыхления материала. Отмечается высокое извлечение тонкодисперсных (менее 0,04 мм) частиц благородных металлов.

Институтом «Иргиредмет» исследованы возможности по использованию центробежных концентраторов в схемах переработки золотосодержащих руд с целью замены флотационного метода обогащения [33]. Показана возможность получения извлечения золота при использовании центробежных концентраторов взамен флотации на уровне 90 – 95 % от флотационного обогащения.

Теоретические и экспериментальные исследования процесса центробежной концентрации с подачей оживающей воды, позволили разработать ряд эффективных технологических схем переработки россыпей с применением центробежных концентраторов.

К недостаткам существующих центробежных концентраторов можно отнести сложность конструкции и эксплуатации, необходимость стабилизации характеристик исходного питания. Также отмечается низкая эффективность улавливания в центробежном концентраторе Knelson частиц пластинчатой формы. При этом максимальные потери золота наблюдаются в самых мелких и самых крупных классах крупности.

Известно, что адекватное уплотнению частиц разрыхление взвеси противотоком воды (например, в сепараторе Knelson) не обеспечивает увеличение эффективности разделения частиц по их плотности, так как этим противотоком выносятся в хвосты мелкие классы тяжелых фракций.

Противоречивость данных по использованию центробежных концентраторов свидетельствует о необходимости более детального изучения этого, несомненно эффективного, процесса разделения. Задачами совершенствования центробежных концентраторов могут быть упрощение конструкции, снижение металло- и энергоемкости, повышение эксплуатационной надежности аппаратов.

В целом, известные гравитационные аппараты обеспечивают извлечение благородных металлов в гравитационный концентрат на

разных фабриках в широких пределах – от 10% до 80%. Общим недостатком рассмотренных аппаратов является низкая эффективность извлечения тонкодисперсных частиц благородных металлов (мельче 0,1 мм) [7].

В области гравитационного обогащения руд благородных металлов предложены принципиально новые методы циркуляционной, измельчительно-циркуляционной и пульсационной концентрации. Методы открывают дополнительные перспективы по извлечению благородных металлов из руд и техногенных продуктов. Для эффективного их использования требуются детальные теоретические и экспериментальные исследования.

Флотационные методы обогащения являются основным методом обогащения тонкодисперсных частиц благородных металлов. Технология флотации руд благородных металлов аналогична технологии флотации руд цветных металлов. Технологические схемы флотации включают основную и контрольную флотацию, одну или две перечистки. Оборудование для флотации золота применяется традиционное: используют механические и пневмомеханические флотомшины, в последние годы находят применение пневматические колонные и чановые флотомшины.

Развитие технологии флотации золотосодержащих руд в последние годы осуществляется путем разработки специальных способов флотации, основанных на использовании специфических реагентов – собирателей [8]. К таким реагентам относятся: смесь меркаптана и имидазолина; вольфины и их гидрокарбильные производные; смеси алкилтиокарбаматов; четвертичные аммониевые хлориды; алифатический альдоксим и др.

В ЮАР разработан способ селективной флотации золота, основанный на применении дитиофосфатов в среде с повышенным значением pH [9]. Полученный таким способом пенный продукт содержал 10-20 % золота.

Установлено, что золото в рудах обычно представлено разными минералогическими формами, а частицы самородного металла существенно различаются по свойствам поверхности, поэтому целесообразно флотацию проводить с разными реагентами-собирателями.

На флотацию золота оказывают влияние примеси и различные поверхностные покрытия. Примеси серебра и меди при небольшой степени окисления больше сорбируют ксантогенат, чем чистое золото. Ухудшается флотируемость золота и при наличии на его поверхности покровных образований, например гидроксидов железа, а также шламов

сульфидных минералов (халькопирита, пирита, галенита, сфалерита), особенно отрицательно влияет на флотацию золота пирит.

На извлечение благородных металлов методом флотации оказывают влияние флотуемость и крупность частиц. Практика флотации золотосодержащих руд показывает, что в существующих флотационных машинах золото крупностью больше 20-30 мкм не извлекается в пенный продукт. В особенности затруднена флотация золота при переработке комплексных руд цветных металлов. Условия флотации, оптимальные для извлечения цветных металлов чаще всего бывают неблагоприятными для извлечения золота. Кроме того, часть золота, перешедшая в концентрат теряется при перемешивании. В отдельных случаях наблюдается накопление золота в циркулирующих продуктах флотации. Так, на золотоизвлекательной фабрике района Жолымбет (Казахстан) наблюдается значительное накопление золота в циркулирующем пенном продукте контрольной флотации [10]. В отдельные моменты массовая доля золота в концентрате контрольной флотации бывает выше массовой доли золота в готовом концентрате.

В области развития флотационной техники в последние годы осуществляется разработка и освоение большеобъемных флотационных машин. Однако установка больших машин целесообразна на крупных предприятиях.

Для обогащения золотосодержащих руд могут оказаться эффективными разработанные в последние годы центробежные пневматические флотационные машины. Испытания показали, что удельная производительность центробежной флотомшины может быть в несколько раз больше, чем механических. Отмечается отсутствие эффективных конструкций, успешно работающих на сырье различной крупности [11]. Дальнейшее развитие центробежных флотомашин неразрывно связано с созданием многозонных машин, в которых осуществляется переход от флотации в смеси к раздельной флотации узких классов крупности.

Положительные результаты испытаний противоточных колонных машин стимулировали создание и испытание новых конструкций колонных аппаратов в различных странах.

В Чехии разработана колонна, по принципу действия похожая на многоподовый аппарат кипящего слоя с решетками. Отличительная особенность машины - фракционная флотация, позволяющая осуществить разные технологические схемы и многократное использование воздуха путем циркуляции его в колонне. Недостатки предложенной конструкции: относительно крупное диспергирование воздуха с помо-

щью механических решеток, возможность зарастания отверстий диспергатора нерастворимыми осадками, отсутствие равномерного периферийного съема пенного продукта и возможность попадания твердых частиц в пневмосистему.

Во Франции для флотации крупнозернистого сильвинита разработана и испытана на заводе "Теодор" цилиндрикоконическая колонна диаметром 2,1 м с высотой цилиндрикоконической части 1,5 м. Особенность машины - отсутствие диспергатора в камере и создание восходящего потока, снижающего скорость падения крупных частиц.

В Польше разработана противоточная машина "КР". Особенность машины - высокий пенный слой, отсутствие промывной воды. Крунозернистая часть хвостов разгружается через выпускной клапан, а остальная - через наружный шиберный карман, обеспечивая регулировку уровня пульпы в камере. Питание поступает в машину через карман, в котором расположены аэраторы. Поток пульпы проходит над ними и поступает в камеру. Часть камеры между порогом и краем сливного желоба предназначена для самоочистки образующейся пены. Воздух в машину подается через паралитовые плиты с порами диаметром 30 и 40 мкм.

В США фирмой "Дейстер Концентрейтор" создано несколько оригинальных конструкций противоточных машин. Флотационная колонна Халлинсворта имеет камеру прямоугольного сечения высотой от 1,5 до 8 м с расположенными горизонтально на разной высоте перфорированными резиновыми аэраторами. Под ложным перфорированным днищем в нижней части машины установлена перфорированная труба для подачи воды, необходимой для разгрузки хвостов. В модифицированной конструкции этой машины аэрируется не пульпа, а дополнительный объем воды, который затем смешивают с пульпой. Воду и воздух через эжектор подают в нижнюю часть колонны, отделенную решеткой. В машине предусмотрено специальное устройство для одновременного выпуска хвостов и поддержания необходимого уровня пульпы в камере. Трудность эксплуатации машины связана с износом эжекторов и заиливанием нижней части камеры.

В одной из последних разработок фирмы "Дейстер Концентрейтор" с целью более равномерной аэрации по сечению аппарата в нижней его части установлено центробежное устройство для распределения воздушной смеси (патент США №4617133). В центробежном устройстве происходит дополнительное диспергирование пузырьков.

В институте проблем комплексного освоения недр РАН разработана и доведена до промышленной эксплуатации пульсационная

пневматическая флотационная машина. ФПП - 21 с объемом камеры 21 м³. Пульсация пульпы в этой машине осуществляется одновременно с аэрацией пульпы с помощью диафрагмового бесштокового пульсатора воздуха.

Предложен метод электроколонной флотации, заключающийся в использовании для аэрации пульпы электролизных газов. В частности показано, что электроколонная флотация может быть использована при флотации хвостов обогащения золотосодержащих руд [12].

Большой вклад в развитие колонных флотомашин сделан в Иркутском политехническом институте [13].

В последние годы получили развитие колонные флотомшины с нисходящим пульповоздушным потоком [14, 15]. Одним из преимуществ этих машин является возможность создания рециркуляции газовой фазы в машине. Испытания колонных машин с нисходящим потоком при обогащении серебросодержащих руд Дукатского ГОКа показали возможность получения концентрата с содержанием серебра 85-90 кг/т при извлечении 75-80 %. Внедрение данных аппаратов для доизвлечения драгоценных металлов из отвальных хвостов Омсукчанской золотоизвлекательной фабрики Дукатского Гока позволило дополнительно извлечь золота - 62,8 кг, серебра - 2145 кг.

Принципиальным отличием колонных флотомашин от других типов флотомашин является противоточное движение пульпы и пузырьков воздуха. Противоточные пневматические флотационные машины (ФППМ) обеспечивают лучшие условия образования и сохранения флотокомплекса. В связи с отсутствием перемешивающих устройств и низкой турбулентностью потоков пульпы инерционные силы, разрушающие комплекс минерал - пузырек, в колонне почти отсутствуют. Вероятность удержания частиц в пене достаточно велика. Вероятность столкновения частиц с пузырьками в противоточной машине выше, чем в других, вследствие большого аэрируемого объема камеры и длинного пути частиц и пузырьков навстречу друг другу по высоте машины.

Вследствие значительной высоты противоточной колонны время пребывания воздушных пузырьков в ней составляет 20-30 с, то есть процесс минерализации происходит при максимальной флотоактивности пузырьков. Это приводит к интенсификации процесса по сравнению с механическими флотационными машинами.

К числу преимуществ противоточных машин относятся: высокая удельная производительность; низкий расход электроэнергии, опре-

деляемый в связи с отсутствием вращающихся деталей только мощностью двигателя компрессора; небольшие капитальные затраты; площадь, необходимая для установки, составляет 25 % площади, занимаемой другими машинами той же производительности; большой аэрируемый объем; возможность регулирования расхода и дисперсности воздуха [16].

Селективность флотации в колонных машинах выше за счет большего, чем обычно, использования процессов, происходящих в пенном слое. Это позволяет получать высококачественные концентраты, снижать расходы депрессоров и упрощать технологические схемы.

На золотоизвлекательных фабриках также проводятся промышленные испытания колонных машин различных конструкций в операциях основной, контрольной и перечистой флотации. Направление использования колонных машин для флотации является перспективным.

Для флотации золота эффективным считается использование процесса пенной сепарации, при которой исходный материал подается на подготовленную пену сверху. Пенная сепарация, в отличие от обычной флотации, позволяет извлекать сравнительно крупные частицы золота (до 0,4 мм) и сростки золота с другими минералами. Комбинированная флотация с пенной сепарацией на первой стадии испытана в полупромышленных и промышленных условиях на трех типах руд и по результатам испытаний внедрена, перерабатывающей золото - серебряную руду [17].

Для флотационных процессов важную роль играет аэрация пульпы, которая включает различные варианты диспергации и подачи газовой фазы в пульпу. Диспергирование воздуха во флотации осуществляется с помощью механических устройств и пропусканием через пористые перегородки (барботажем).

Механическое диспергирование воздуха в механических и пневмомеханических машинах осуществляется при турбулентном течении воздуха. Разработка эффективных флотационных машин для обогащения золотосодержащих продуктов является актуальной задачей. При совершенствовании пневматических флотомашин необходимы разработка надежных азраторов, исключение запесковывания машин, стабилизация уровня пульпы, оптимизация конструктивных и технологических параметров.

Флотогравитационное обогащение. Комбинирование в одном аппарате процесса флотации с другими обогатительными процес-

сами признано перспективным направлением совершенствования технологии обогащения полезных ископаемых. Наиболее известным является комбинирование флотации с гравитационными методами обогащения. Процессы флотогравитации основаны на одновременном использовании различия в физических свойствах минералов и физико-химических свойствах их поверхности.

Большое внимание уделено процессу флотогравитации на концентрационных столах. Изучено образование флотокомплексов в потоке пульпы на поверхности концентрационного стола, разработаны рекомендации по добавлению в процесс наиболее активных собирателей и их смесей, по проведению активной аэрации пульпы и созданию спокойной зоны продвижения всплывшего материала [18].

В институте Уралмеханобр разработана конструкция флотогравитационного стола, основанная на перемешивании минеральной суспензии тонкодисперсными пузырьками воздуха. Конструктивно устройство для подачи воздуха в пульпу на поверхности концентрационного стола выполнено в виде вмонтированных в деку диспергаторов воздуха. В качестве диспергаторов используются перфорированные трубки с мелкими отверстиями. Флотогравитация на концентрационных столах нашла применение при доводке грубозернистых концентратов, полученных из руд россыпных месторождений. С целью интенсификации процесса предложено использовать электрохимическую обработку пульпы в процессе флотогравитации. Электрофлотогравитация испытана в промышленных условиях на двух оловоперерабатывающих предприятиях. Промышленными испытаниями доказана несомненная перспективность использования электрофлотогравитации.

Исследовались различные диспергирующие устройства, влияние расхода и способа подачи поверхностно-активных веществ на диспергацию воздуха, зависимости технологических показателей флотоотсадки от глубины камеры, расположения диспергирующих устройств, расхода воздуха, реагентов и воды. Подтверждены теоретические предположения эффективного использования в одном аппарате методов флотации и отсадки.

В США запатентован способ флотогравитационного обогащения руд, осуществляемый в желобе винтового сепаратора (патент № 2952360). Аналогичные работы по флотогравитационному обогащению в винтовых сепараторах выполнены Н. Ф. Мещеряковым и О. М. Кнаузом. Ими предложен эжекторный способ насыщения пульпы

пузырьками воздуха, по которому обработанная реагентами пульпа засасывается вместе с воздухом в эжектирующий поток, создаваемый водой, вводимой в эжектор под давлением 0,3 – 0,4 МПа.

С целью вывода частиц полезных минералов из цикла измельчения по мере их освобождения от пустой породы Н. Ф. Мещеряковым предложен способ флотоклассификации, по которому в одном аппарате совмещены операции флотации и гидравлической классификации. Процесс флотоклассификации реализуется в спиральном классификаторе. Пузырьки воздуха для флотационного эффекта выделяются из предварительно насыщенной газами жидкой фазы. Воду, подаваемую в цикл измельчения, насыщают воздухом при давлении 0,4-0,5 МПа.

В институте Механобр (Россия) разработана новая конструкция флотоклассификатора, представляющая собой контактный агрегат, позволяющий осуществлять самотечное сопряжение с мельницей [19]. Агрегат может выдавать сгущенные пески любой крупности, крупнозернистый готовый концентрат и слив для последующей флотации. Эффективность классификации в этом аппарате составляет 40-42 %. Отмечается, что аппарат прост в конструктивном исполнении, может работать на материале в широком диапазоне крупности, позволяет получать кондиционный концентрат в голове процесса, обладает широкими возможностями регулирования.

К флотогравитационным аппаратам может быть отнесен разработанный в Красноярском институте цветных металлов капиллярно-пленочный аппарат для извлечения тонкого золота. Испытания аппарата показали возможность получения из хвостов цианирования продукта с содержанием золота 680 г/т при извлечении 89%, из слива гидроциклона измельчения золотосодержащей руды – продукт с содержанием золота 9,3 г/т при извлечении 78%.

В целом, комбинирование в одном аппарате процессов флотации и гравитации является перспективным направлением развития технологии обогащения, в том числе и для золотосодержащих продуктов. Перспективным направлением флотоклассификации является реализация процесса в аппаратах чанового и колонного типа.

1.2 Характеристика технологий переработки упорных коренных золотокварцевых руд

Эффективным способом переработки упорных коренных золотокварцевых руд являются комбинированные методы, сочетающие в себе гравитационные, флотационные и гидрометаллургические методы. При этом гравитационное обогащение позволяет выделить из руды значительную часть минералов пустой породы и тем самым улучшить для последующего обогащения флотацией соотношение полезных и породных минералов в исходной для флотации материал.

Для упрощения таких сложных технологических схем переработки руд, содержащих вкрапленное и ассоциированное мелкое, тонкое и тонкодисперсное золото, методы обогащения комбинируют с металлургическими способами: цианирование, окислительный обжиг или плавка. Металлургические способы переработки золотосодержащих руд применяют также для руд, содержащих губчатое золото с развитой поверхностью. Золото правильной (округлой, кубической) формы хорошо извлекается из руд гравитацией, но хуже – флотацией. Хорошей флотируемостью обладает золото пластинчатое, чешуйчатое и других неправильных форм.

В зависимости от крупности золота и степени ассоциации его с сульфидами металлов, применяются технологии с использованием флотационных процессов, выделяющих сульфидные минералы с тонкодисперсным золотом в отдельный продукт – коллективный или селективный (медный, цинковый, пиритный, арсенопиритовый и др.) флотационный концентрат:

- флотация руды с тонким доизмельчением полученных флотоконцентратов и их цианированием в несколько последовательных стадий (руды Северного Кавказа, Итогон, Мак-Интайр, Енисейзолото).

- флотация руды с переработкой флотоконцентратов другими металлургическими способами: медного, цинкового и свинцового концентрата по схемам производства одноименных металлов соответственно (руды Поркьюпайн, Гайской ГОФ, Уральского региона).

По первому варианту тонкодисперсное золото вскрывается с помощью тонкого помола или дополнительного измельчения в цианистых растворах до конечной крупности, по второму варианту тонкодисперсное золото не раскрывается при измельчении и не растворяется в цианиде, поэтому флотоконцентраты направляются на металлургическую переработку в циклах производства свинца, меди и цинка.

В редких случаях, когда упорные золотосодержащие сульфидные руды после процессов рудоподготовки подвергаются предварительному вскрытию тонкодисперсного золота одним из перечисленных выше методов вскрытия в технологических схемах переработки сульфидных руд отсутствуют способы обогащения руд (автоклавное окисление).

Переработку окисленных и смешанных руд предлагается проводить **по флотационной технологии** с одновременной флотацией окисленных и смешанных минералов. При этом применяются различные сочетания особенно процессов флотации и гидрометаллургии, в частности в сочетании с процессами сульфидирования с целью перевода минералов из окисленной формы (сульфаты, карбонаты) в легкофлотируемую сульфидную. В комбинированных технологиях переработки окисленных и смешанных руд, например, используется сочетание процессов флотации, выщелачивания, сорбции, экстракции и электролиза.

Для **сульфидирования окисленных** минералов применяется гидротермальное сульфидирование, предварительный обжиг, автоклавное сульфидирование, хлорирование, сегрегационный обжиг и др.

На выбор технологической схемы переработки золотосодержащих руд также оказывают влияние наличие пленок на поверхности золота и характер руды, например, глинистый, углистый, сульфидный, окисленный или мышьяковистый характер руды. Так, например, золото с чистой поверхностью хорошо извлекается гравитацией, флотацией, цианированием и амальгамацией. Золото, покрытое пленками, извлекается с применением дополнительных механических и химических методов, разрушающих оксидные пленки на поверхности золота.

Окисленные и смешанные руды со свободным крупным – мелким золотом перерабатываются **по гравитационно-цианистой схеме** (руды *Тибек-Майское, Олимпиадинское*).

Упорные окисленные, смешанные и малосульфидные золото-кварцевые руды с тонкодисперсным золотом перерабатываются с использованием **методов предварительного (до кучного выщелачивания) вскрытия** тонкодисперсного золота, ассоциированного в рудах с сульфидами и мышьяксодержащими минералами, таких как развитые способы рудоподготовки (руды Серро Колорадо), прокалка (руды Коннемара), автоклавное окисление (руды Меркьюр), бактериальное выщелачивание мышьяксодержащих руд (руды Олимпиадинское).

Использование перед цианированием глубоких энергетических воздействий (магнитно-импульсных, электроимпульсных и др.) на пиритные концентраты позволяет исключить операции предварительного их измельчения или применение металлургических способов переработки, при одновременном повышении извлечения золота до 90% и более.

В основном, упорные золотосодержащие сульфидные руды содержат свободное крупное – мелкое золото. Поэтому в технологических схемах переработки таких руд предусматривается выделение золота указанной крупности гравитационными способами в гравитационный концентрат, из которого золото извлекается методом бесколлекторной плавки с предварительной глубокой доводкой гравиоконцентратов (руды Мак-Интайр, Енисейзолото, Уральского региона, Гайской ГОФ, Поркьюпайн).

1.3 Усовершенствование существующих и разработка новых комбинированных технологий переработки упорных золотосодержащих руд Казахстана

К упорным рудам, наряду с коренными, в настоящее время относятся золотосодержащие руды коры выветривания Казахстана. Такие месторождения золота обнаружены в Семипалатинском Прииртышье (месторождения Суздальское, Жерек, Жанан и др.), Жетыгаринском районе (месторождения Элеваторное, Аккаринское, Комаровское и др.), в юго-восточном регионе Республики (месторождения территории Жаргас в Шу-Илийском и Балхашском побережье).

Разработка данных месторождений руд, так и коренных руд с использованием современных технологий сочетающих гравитационно-флотационную схему обогащения с цианидной технологией переработки продуктов обогащения позволит увеличить долю золота в его общем объеме от добываемого в республике.

Технология переработки включает крупнокусковую отсадку руды в голове процесса с целью снижения количества сырья поступающего непосредственно в технологический процесс. С связи с этим сокращаются затраты на рудоподготовку, сокращается количество используемого оборудования при гравитации, флотации и обезвоживании продуктов обогащения, а также расходы флотореагентов и цианида.

С целью повышения извлечения золота из руд будет использован метод механоактивации при измельчении руд. Для улавливания

мелкодисперсного золота будут использоваться центробежные гидроконцентраторы отечественного производства с высокими технологическими показателями.

При флотационном обогащении с целью повышения технологических показателей процесса предусмотрено использование новых флотационных реагентов на основе модифицирования их свойств энергетическими воздействиями.

Руда характеризуется сложным вещественным составом, тонким взаимопроращением золота с сульфидами и породообразующими минералами, большим разнообразием форм основного полезного компонента, что позволило отнести данное минеральное сырье к трудноперерабатываемому. Руды данного типа перерабатываются на Васильковском ГОКе по гравитационно-флотационной схеме обогащения.

Флотационное выделение золотосодержащего концентрата из хвостов гравитационного обогащения характеризуется повышенным расходом бутилового ксантогената и значительными потерями золота с хвостами флотации. При цианировании упорных золотосодержащих гравитационного и флотационного концентратов потери золота в хвостах сорбции составляют 10-12 г/т.

В связи с этим возникает необходимость совершенствования технологии переработки упорной золотосодержащей руды.

ГЛАВА 2 ОБЪЕКТ И МЕТОДЫ ИССЛЕДОВАНИЙ

Васильковское месторождение относится к золото-сульфидно-кварцевым и умеренно-сульфидным. Породами, вмещающими оруденение, являются в основном гранитоиды, а также габбро и габбро-диориты.

Наиболее важными и характерными минералами первичных пород является золото, арсенопирит, висмутовые минералы. Преобладает среди перечисленных минералов арсенопирит. Такие сульфиды как пирит, халькопирит, блеклая руда, сфалерит, галенит, пирротин приурочены преимущественно к краевым частям месторождений и в основной массе руд встречаются в незначительных количествах. Золото представлено самородным металлом и связано с арсенопирит – кварцевыми прожилками, содержащими минералы висмута.

Для проведения исследований были использованы две пробы руды крупнейшего золоторудного Васильковского месторождения, отобранные на горизонте 120 м от поверхности. Вещественный состав обеих проб представляет собой окварцованные диориты с арсенопиритной минерализацией золота. Среднее содержание золота, определенное по данным бороздкового опробования, составляет 9,6 г/т в пробе №1 и 3,8 г/т в пробе №2. Результаты химического анализа приведены в таблице 3.

Таблица 3

Химический состав исследуемых проб руды

Элемент, соединение	Символ	Содержание, %	
		проба № 1	Проба № 2
Оксид кремния	SiO ₂	64,62	56,22
Оксид алюминия	Al ₂ O ₃	12,99	14,22
Оксид кальция	CaO	4,2	5,12
Оксид магния	MgO	1,43	1,81
Железо общее	Fe _{общ.}	4,70	5,15
Сера общая	S _{общ.}	1,22	1,54
Сера сульфидная	S _{сульф.}	1,18	1,40
Оксид титана	TiO ₂	0,43	0,53
Медь	Cu	0,005	0,011
Свинец	Pb	сл.	0,042
Цинк	Zn	0,01	0,02
Мышьяк	As	2,22	2,55
Золото, г/т	Au	9,6	3,8
Серебро, г/т	Ag	1,5	1,5

Результаты рационального и спектрального анализов двух проб приведены в таблицах 4 и 5. Плотность руды составляет 2860 кг/м³, насыпная плотность 1510 кг/м³.

Основная масса золота в руде текущей добычи находится в сростках с сульфидами и породой – 40,52%. Содержание свободного золота – 31,91%. Это свидетельствует о том, что есть возможность выделить свободное золото гравитационными методами в начале технологической схемы с последующим доизмельчением сростков. Значительная часть золота в ассоциирована с сульфидами (20,52%), которое легко флотируется, а наличие золота в сростках является предпосылкой для стадийной флотации с доизмельчением [20].

Таблица 4

Результаты спектрального анализа руды
пробы 1 и фракции плотностью +3000 кг/м³

Элементы	Символы	Содержание в %	
		в руде	во фракции плотностью +3000 кг/м ³
Хром	Cr	$30 \cdot 10^{-3}$	$20 \cdot 10^{-3}$
Кобальт	Co	$30 \cdot 10^{-4}$	$100 \cdot 10^{-4}$
Цинк	Zn	$25 \cdot 10^{-3}$	$10 \cdot 10^{-3}$
Иттрий	Y	$2 \cdot 10^{-3}$	$3 \cdot 10^{-3}$
Медь	Cu	$10 \cdot 10^{-3}$	$3 \cdot 10^{-3}$
Олово	Sn	$30 \cdot 10^{-4}$	$15 \cdot 10^{-4}$
Молибден	Mo	$3 \cdot 10^{-4}$	$2 \cdot 10^{-4}$
Барий	Ba	$2 \cdot 10^{-2}$	$8 \cdot 10^{-2}$
Никель	Ni	$3 \cdot 10^{-3}$	$3 \cdot 10^{-3}$
Марганец	Mn	$2 \cdot 10^{-2}$	$1 \cdot 10^{-2}$
Ванадий	V	$15 \cdot 10^{-3}$	$5 \cdot 10^{-3}$
Титан	Ti	$2 \cdot 10^{-1}$	$2 \cdot 10^{-1}$
Свинец	Pb	$5 \cdot 10^{-3}$	$3 \cdot 10^{-3}$
Серебро	Ag	$15 \cdot 10^{-5}$	$1 \cdot 10^{-5}$
Цирконий	Zr	$15 \cdot 10^{-2}$	$1,5 \cdot 10^{-2}$
Галлий	Ga	$20 \cdot 10^{-4}$	$20 \cdot 10^{-4}$
Ниобий	Nb	$5 \cdot 10^{-4}$	$5 \cdot 10^{-4}$
Висмут	Bi	$20 \cdot 10^{-4}$	$50 \cdot 10^{-4}$
Германий	Ge	$3 \cdot 10^{-4}$	$1 \cdot 10^{-4}$
Индий	In	-	$8 \cdot 10^{-4}$
Вольфрам	W	$0,3 \cdot 10^{-3}$	$0,3 \cdot 10^{-3}$
Кадмий	Cd	$5 \cdot 10^{-4}$	$60 \cdot 10^{-4}$

Расслоение дробленой руды на фракции плотности проводилось в растворах комплексной соли иодидов бария и кадмия (М–45), предельная плотность, которой составляет 2950 кг/м³.

Исследование измельчаемости золотокварцевой руды проводилось в мельнице, разработанной СКБ ЦМ Гинцветмета. Тонкое измельчение дробленой руды и концентратов проводилось в вибрационном истирателе 75Т-Др-М.

Таблица 5

Результаты спектрального анализа руды
пробы 2 и фракции с плотностью более + 2900 кг/м³

Элементы	Символы	Содержание в %	
		в руде	во фракции плотностью плюс 2960 кг/м ³
Хром	Cr	$40 \cdot 10^{-3}$	$40 \cdot 10^{-3}$
Кобальт	Co	$30 \cdot 10^{-4}$	$400 \cdot 10^{-4}$
Цинк	Zn	$20 \cdot 10^{-3}$	$15 \cdot 10^{-3}$
Иттрий	Y	$3 \cdot 10^{-3}$	$3 \cdot 10^{-3}$
Медь	Cu	$6 \cdot 10^{-3}$	$3 \cdot 10^{-3}$
Олово	Sn	$20 \cdot 10^{-4}$	$8 \cdot 10^{-4}$
Молибден	Mo	$3 \cdot 10^{-4}$	$3 \cdot 10^{-4}$
Барий	Ba	–	$10 \cdot 10^{-2}$
Никель	Ni	$2 \cdot 10^{-3}$	$4 \cdot 10^{-3}$
Марганец	Mn	$2 \cdot 10^{-2}$	$1,5 \cdot 10^{-2}$
Ванадий	V	$10 \cdot 10^{-3}$	$5 \cdot 10^{-3}$
Титан	Ti	$1,5 \cdot 10^{-1}$	$1,5 \cdot 10^{-1}$
Свинец	Pb	$3 \cdot 10^{-3}$	$2 \cdot 10^{-3}$
Серебро	Ag	$10 \cdot 10^{-5}$	$20 \cdot 10^{-5}$
Цирконий	Zr	$1,5 \cdot 10^{-2}$	$2 \cdot 10^{-2}$
Галлий	Ga	$15 \cdot 10^{-4}$	$20 \cdot 10^{-4}$
Ниобий	Nb	$10 \cdot 10^{-4}$	$6 \cdot 10^{-4}$
Висмут	Bi	$15 \cdot 10^{-4}$	$80 \cdot 10^{-4}$
Германия	Ge	$2 \cdot 10^{-4}$	–
Индий	In	–	$5 \cdot 10^{-4}$
Вольфрам	W	$0,3 \cdot 10^{-3}$	–
Кадмий	Cd	$20 \cdot 10^{-4}$	$200 \cdot 10^{-4}$

Флотация измельченной руды осуществлялась в лабораторных флотомашинах ФМ-1 (Геоприбор) с объемом камеры 1,5 и 0,75 дм³.

Методика статистического планирования экспериментов и обработки экспериментальных данных использовалась для движения к оптимуму по градиенту функции отклика, например ДФЭ 2^{5-2} [21].

Цианирование проб руды и концентратов проводилось в склянках механического перемешивателя в присутствии окислителя BaO_2 . Щелочная среда во всех экспериментах создавалась добавлением 94% активности CaO .

Рациональный состав золота в исследуемых пробах золотокварцевой руды представлен в таблице 6.

Таблица 6
Рациональный состав золота исследуемых проб руды

Форма ассоциации золота	Проба №1		Проба №2	
	содержание, г/т	содержание, %	содержание, г/т	содержание, %
Свободное золото	6,6	68,75	1,21	31,85
В сростках с сульфидами и породой	2,1	21,87	1,54	40,52
Ассоциированное с сульфидами	0,64	6,67	0,78	20,52
Ассоциированное с породой	0,26	2,71	0,27	7,11
Всего	9,6	100,0	3,8	100,0

В данной работе использован опыт работы отечественных и зарубежных золотоизвлекательных фабрик, а также патенты в данной области.

2.1 Минералогическая характеристика исследуемых руд

Технологические пробы состоят из штуфов габбро-диоритов, диоритов, гранодиоритов, в различной степени подверженных механическому (дроблению) и гидротермальному (окварцовыванию, хлоритизации, серицитизации и др.) измельчениям.

Породообразующие минералы представлены кварцем, плагиоклазом, калиевым полевым шпатом, роговой обманкой, биотитом, серицитом, хлоритом, флюоритом;

- акцессорные минералы – магнетитом, ильменитом, апатитом, гранатом, сфеном;

- жильные – в основном кварцем, реже – кальцитом.

Текстуры проб – в основном вкрапленная, прожилково – вкрапленная и прожилковая, из структур наиболее часто наблюдаются идиоморфнозернистая, гипидиоморфнозернистая, пойкилитовая, катакластическая и другие структуры дробления.

Из рудных минералов, кроме полезного компонента – золота, в значительном количестве отмечается арсенопирит и пирит, значительно реже – пирротин, висмутин, халькопирит, марказит, блеклая руда и самородный висмут.

Золото микроскопически в пробах не встречено. Очень мелкие и редкие включения его были обнаружены только в полированных шлифах под микроскопом. Цвет золотин различен – от ярко желтого до густо – желтого с красноватым оттенком, что говорит о непостоянной их пробности. Размер золотин колеблется от долей микрометра до 60 микрометров; основная масса их (около 60 %) имеет размеры 3–12 микрометров. Размерность золотин, находящихся в различных ассоциациях, различна. В кварце они образуют весьма тонкие включения от долей микрометра до 10–12 микрометров, изредка достигая 30 микрометров. Обычно такие субмикроскопические включения золота в кварце сопровождаются тончайшей пылевидной вкрапленностью других сульфидов проб: висмутина, блеклой руды, арсенопирита, пирита. Включения золота в арсенопирите имеют несколько большие размеры (от 2 до 60 микрон). Самые крупные золотины встречаются в сростках с висмутом, достигая 100 микрометров в поперечнике.

Форма золотин различна – изометричные, округлые, каплевидные и неправильные зерна, наблюдаются значительное количество золотин, форма которых подчинена очертаниям вмещающих трещин, контактов и интерстиций среди зерен рудных минералов и минералов вмещающей породы.

Арсенопирит в количественном отношении среди сульфидов занимает ведущее место. Наблюдается либо в виде короткопризматических кристаллов и их сротков, либо в виде агрегативных скоплений, образующих прожилки и гнездообразную вкрапленность в измененных вмещающих породах. Размер зерен арсенопирита колеблется в широких пределах – от единиц микрометра до 1,5–2,0 мм: преобладают размеры 150 и 400 микрометров. Кристаллы арсенопирита часто разбиты трещинками катаклаза, выполненными кварцем и, реже, рудными минералами: золотом, висмутином и халькопиритом. Кроме того, некоторые количество золота расположено на границе зерен арсенопирита.

Пирит – довольно распространенный минерал проб, наблюдается как в виде хорошо образованных кубических октаэдрических кристаллов, так и в виде гипидиоморфных зерен, иногда замещаемых арсенипитритом и марказитом; обнаружены единичные сростки его с пирротином.

Размер зерен пирита варьирует от десятых долей миллиметра до 0,6 мм, преобладают 0,06 – 0,1 мм. Других ассоциаций пирита, кроме выше указанных, в пробах не встречено; сростаний его с золотом не обнаружено.

Минералы висмута представлены в основном висмутином и некоторыми другими минералами. Содержание висмута составляет 0,002 %.

Таким образом, оруденение в коренных породах обладает относительно устойчивым минеральным составом. Текстурно-структурные особенности руд - тонкие прожилки и вкрапленность тоже аналогична. Все это указывает на единство происхождения золотой минерализации и приводит к заключению о существовании одного типа первичных природных руд.

В таблице 7 представлен гранулометрический состав исследуемых проб.

Таблица 7

Гранулометрический состав проб руды

Крупность классов, мм	Выход классов, %	
	Проба 1	Проба 2
- 40 + 20	22,82	48,66
- 20 + 10	48,95	31,23
- 10 + 5	13,56	7,58
- 5 + 2,5	7,02	3,28
- 2,5 + 0	7,35	7,25
Всего	100	100

Таблица 8

Распределение золота, мышьяка и серы по классам крупности руды
пробы 1, дробленной до – 2,5 мм

Классы, мм	Вых од, %	Содержание			Распределение, %		
		Золот о, г/т	Мышья к, %	Сера, %	Золот о	Мышь як	Сера
+ 1,25	44,38	9,5	2,04	1,02	43,15	38,79	38,87
- 1,25+0,80	19,14	9,1	2,25	1,08	17,83	18,50	17,57
- 0,80+0,56	6,65	10,5	2,07	1,05	7,15	5,98	5,95

ИССЛЕДОВАНИЯ ПО РАЗРАБОТКЕ
ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ УПОРНОЙ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ

-0,56+0,40	6,02	9,6	1,19	1,10	5,91	5,66	5,63
-0,40+0,30	4,17	9,7	2,35	1,17	4,14	4,21	4,15
-0,30+0,20	4,10	10,9	2,16	1,08	4,57	3,82	3,6
-0,20+0,14	3,01	9,4	3,06	1,71	2,89	3,96	4,66
-0,14+0,10	2,42	6,4	3,39	1,80	1,58	3,52	3,71
- 0,10+0,074	2,18	10,4	4,05	2,09	2,32	3,79	3,88
-0,074 кристал.	2,37	28,0	7,50	3,98	6,79	7,64	8,02
-0,074 мытый	4,44	8,0	2,16	1,16	3,63	4,12	4,78
Руда	100	(9,6)	(2,22)	(1,23)	100,0	100,0	100,0

В таблицах 8 – 11 приведены данные по распределению золота, мышьяка и серы по классам крупности дробленных и измельченных руд.

Представленные в таблицах 8 – 11 данные показывают достаточно равномерное распределение и содержание золота, мышьяка и серы по классам крупности в пробах издробленных до – 2,5 мм.

Значительно богаче, примерно в три раза по сравнению с содержанием в руде пробы 1, получен класс –0,074 мм кристаллический, выделенный в результате отмывки шламов (–0,074 мм мытый) в который перешли вскрытые при дроблении свободное золото и золотосодержащие сульфиды – пирит и арсенопирит.

Таблица 9

Распределение золота, мышьяка и серы по классам крупности руды
пробы 1, измельченной до 46,74 % класса - 0,074 мм

Классы, мм	Выход, %	Содержание			Распределение, %		
		Золото, г/г	Мышьяк, %	Сера, %	Золото	Мышьяк	Сера
+0,20	7,37	5,9	0,75	0,37	5,56	2,27	1,96
+0,14	17,02	6,5	1,63	1,67	12,45	11,4	20,35
+0,10	16,54	9,5	2,22	1,13	17,67	15,0	13,38
+0,074	13,33	10,0	2,74	1,47	14,97	15,01	14,03
-0,074 кристал.	11,68	23,0	6,96	3,36	30,2	33,41	29,79
0,074 мытый	34,06	5,0	1,63	0,84	19,15	22,82	20,49
Всего	100	(9,6)	(2,22)	(1,23)	100,0	100,0	100,0

Таблица 10

Распределение золота, мышьяка и серы по классам крупности руды
пробы 2, дробленой до – 2,5 мм

Классы, мм	Выход, %	Содержание			Распределение, %		
		Золото, г/т	Мышьяк, %	Сера, %	Золото	Мышьяк	Сера
+ 1,25	41,4	2,5	2,28	1,34	42,42	30,74	32,82
-1,25+0,80	17,18	2,6	2,52	1,38	18,31	14,2	14,13
-0,80+0,56	7,93	2,35	2,7	1,3	6,77	6,18	5,44
-0,56+0,40	6,31	3,1	2,79	1,44	8,02	5,7	5,41
-0,40+0,30	4,81	2,8	2,82	1,56	5,52	4,42	4,46
-0,30+0,20	5,73	3,3	3,78	2,0	7,75	7,05	6,82
-0,20+0,14	3,37	1,8	3,54	2,68	2,49	3,88	5,37
-0,14+0,10	3,21	1,6	6,49	3,08	2,11	6,78	5,83
-0,10+0,074	3,21	1,75	7,06	3,59	2,09	7,36	6,84
-0,074 кристал.	2,16	3,15	12,3	6,0	2,79	8,69	7,71
-0,074 мытый	4,69	0,9	3,27	1,86	1,73	5,0	5,19
Руда	100	(3,8)	(3,07)	(1,68)	100,0	100,0	100,0

Таблица 11

Распределение золота, мышьяка и серы по классам крупности руды
пробы 2, измельченной до 48,29 % класса - 0,074 мм

Классы, мм	Выход, %	Содержание			Распределение, %		
		золото, г/т	мышьяк, %	сера, %	золото	мышьяк	сера
+0,14	17,80	1,6	0,75	0,53	11,67	4,42	5,72
- 0,14+0,10	14,83	2,2	1,95	1,06	13,18	9,4	9,4
-0,10+0,074	19,08	2,6	3,27	1,82	16,38	16,53	16,04
-0,074 кристалл	8,63	5,3	11,15	5,43	19,08	32,4	28,92
0,074 мытый	39,66	2,4	2,79	1,59	39,69	37,25	39,92
Руда	100	(3,8)	(2,97)	(1,62)	100,0	100,0	100,0

При измельчении руды пробы 1 до 48,29 % класса – 0,074 мм значительное количество золота, мышьяка и серы (около 30 % каждого) концентрируется в классе - 0,074 кристаллический. При выходе этого класса 11,68 % содержание в нем золота достигает 23 г/т, мышьяка около 7 %, серы 3,36 %. Это подтверждает о наличии в руде пробы 1 значительного количества свободного золота.

В пробе 2 также отмечается достаточно равномерное распределение золота, мышьяка и серы по классам крупности как дробленой до – 2,5 мм, так и измельченной руды до крупности 48,29 % класса – 0,074

мм. Однако количество свободного золота в пробе не велико и кристаллический класс $-0,074$ обогащается по золоту до содержания $5,3$ г/т.

2.2 Методы исследований

Фракционный анализ. Фракционному анализу подвергались классы крупности $40-2,5$ мм. В качестве разделительной среды использовался водный раствор комплексной соли иодидов бария и кадмия ($BaI_2 \times CdI_2$) с плотностью 2950 кг/м³ (М-45), хорошо растворимой в воде.

Фракционирование исследуемой пробы руды проводилось в узких фракциях плотности $2650, 2750, 2950$ кг/м³.

Фазовый анализ рудного золота. Метод заключается в последовательном извлечении золота из измельченных руд амальгамацией, цианированием, цианированием остатка солянокислотной обработки и выщелачиванием царской водкой. Последующее определение золота в жидких фазах и твердом остатке позволяет количественно оценивать следующие формы золота: свободное амальгамирующееся, в сростках, с кислоторастворимыми покрытиями, заключенное в сульфидах, заключенное в кварце.

Методика проведения флотационных опытов на минералах.

Для изучения гидрофобизирующей способности бутилового ксантогената из золотосодержащей руды были выделены сульфидные минералы пирит и арсенопирит. Отобранные образцы исследовали кристаллооптическим методом.

Отобранные минералы измельчали в агатовых ступках. Во флотационных опытах использовали минералы крупностью менее 140 мкм, навеска составляла $1,0$ г, пробы сульфидных минералов хранились в эксикаторах. Флотацию проводили в лабораторной флотомашине механического типа ФЛ-198В с малогабаритной камерой из органического стекла объемом 50 см³. Перед опытом навеска минерала подвергалась вакуумированию с помощью вакуум-насоса Комовского для снятия с поверхности частиц воздушной пленки, соотношение Т:Ж составляло $1:8$, скорость вращения импеллера составляла 1100 об/мин, при этом обеспечивался достаточный подсос воздуха. Опыты проводились в дистиллированной воде.

Минералы перемешивали с водой, после чего подавали реагенты и проводили обработку в агитационном и аэрационном режимах. Агитация минералов с реагентами проводилась непосредственно во

флотомашине без доступа воздуха [113-114]. В качестве собирателя применяли бутиловый ксантогенат, вспенивателя – Т-80, рН среды контролировалась рН-метром типа рН-150, величину рН регулировали серной кислотой H_2SO_4 и едким натром $NaOH$.

Механоактивационное вскрытие тонкодисперсного золота.

Механоактивационное измельчение проводилось в реакционном стакане виброизмельчителя. Измельчение осуществлялось стальной шаровой смесью – 40 % шары диаметром 20 мм, 30% - диаметром 15 мм и 20 % - диаметром 10 мм. Масса шаровой смеси составляла 1100 граммов. Реактор позволяет проводить механоактивацию 50-ти граммовых навесок материала как сухим, так и мокрым методом. Крупность механоактивации оценивалась по содержанию в измельченном материале класса –10 мкм. Содержание этого класса определялось методом седиментационного анализа.

Механоактивация как при сухом, так и при мокром вскрытии упорного золота преследует цель увеличения дефектности кристаллической решетки золотоносного материала без нарушения его химического состава в целом, поэтому время механоактивации может снижаться до необходимого предела, определяемого степенью извлечения золота.

ГЛАВА 3 ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНАЯ ЧАСТЬ

3.1 Прямое цианирование исследуемых проб руды

Цианирование руды пробы 1. Предварительно были поставлены опыты по определению оптимального расхода 96 % активной извести (таблица 12). Масса навески составила 100 г, расход и начальная концентрация цианида составили 200 мл и 0,08% соответственно.

Таблица 12

Определение оптимального расхода извести
при цианировании руды пробы 1

Показатели	номера опытов								
	1	2	3	4	5	6	7	8	9
Концентрация цианида, %									
начальная	0,08	0,08	0,08	0,08	0,08	0,08	0,08	0,08	0,08
конечная	0,02	0,06	0,07	0,07	0,07	0,072	0,072	0,075	0,075
Расход цианида,	1,2	0,4	0,2	0,2	0,2	0,15	0,15	0,10	0,10
Загрузка извести, кг/т	–	0,5	0,75	1,0	1,25	1,50	1,75	2,0	2,5
Продолжительность	24	24	24	24	24	24	24	24	24
Остаточная концентрация извести в растворе	–	0,005	0,015	0,035	0,05	0,065	0,065	0,07	0,07

Полученные результаты показывают, что расход извести, обеспечивающий достаточную концентрацию щелочи в цианистом растворе (0,038 %), составляет 1,0 кг/т 96 % активности извести. При таком расходе извести расход цианида составил 0,2 кг/т против 1,2 кг/т в отсутствие извести при цианировании.

В опытах по цианированию проверялась возможность извлечения золота непосредственно из руды. Результаты опытов по определению влияния продолжительности агитации представлены в таблице 13.

Таблица 13

Влияние продолжительности агитации на извлечение золота цианированием из исходной руды пробы 1

Показатели	номера опытов									
	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19
Продолжительность агитации, час	2	4	6	8	10	12	16	20	24	48
Конечная концентрация цианида, %	0,065	0,065	0,062	0,060	0,06	0,06	0,06	0,055	0,055	0,055
Содержание золота, г/т в исх. продукте	9,6	9,6	9,6	9,6	9,6	9,6	9,6	9,6	9,6	9,6
в хвостах цианирования	2,6	1,9	1,8	1,7	1,4	1,3	1,1	1,0	0,9	0,9
Извлечение золота, %	72,92	80,81	81,25	82,71	85,42	86,46	88,54	89,58	90,63	90,63

Масса навески составила 300 г, крупность измельчения по классу -0,074 мм 80%, плотность пульпы 40%, расход извести 1 кг/т.

Как видно из таблицы 12, продолжительность цианирования исходной руды должна быть не менее 24 часов, что обеспечивает извлечение золота в раствор из руды пробы 1 на 90,63 %.

Влияние крупности измельчения на процесс цианирования представлено в таблице 14. Масса навески составила 300 г, продолжительность агитации 24 ч, начальная и конечная концентрации цианида во всех опытах составили 0,065 и 0,05 % соответственно, расход цианида 0,225 кг/т, извести 1 кг/т.

Таблица 14

Влияние крупности измельчения на извлечение золота цианированием исходной руды пробы 1

Показатели	Номера опытов									
	20	21	22	23	24	25	26	27	28	
Крупность измельчения по кл. -0,074 мм	47,2	55,0	66,0	71,4	78,1	84,54	85,86	87,9	100	
Извлечение золота, %	83,33	86,46	87,50	90,63	91,14	91,14	91,14	90,63	90,14	
Содержание золота, г/т в исходном продукте	9,6	9,6	9,6	9,6	9,6	9,6	9,6	9,6	9,6	
в хвостах цианирования	1,6	1,3	1,2	0,9	0,85	0,85	0,85	0,9	0,85	

Данные таблицы показывают, что необходимая крупность измельчения руды должна составлять 80 – 85% класса мельче 74 мкм. Бо-

лее тонкое измельчение руды на извлечение золота цианированием влияние не оказывает. Хвосты цианирования отходят с содержанием золота 0,9 г/т.

Цианирование руды пробы 2. Опыты по определению оптимального расхода извести (таблица 15) показали, что как и в предыдущих экспериментах наиболее оптимальным является расход извести – 1 кг/т, позволяющий поддерживать достаточную концентрацию щелочи в цианистом растворе (0,038 %).

Таблица 15

Определение оптимального расхода извести
при цианировании руды пробы 2

Показатели	№ опытов							
	29	30	31	32	33	34	35	36
Конечная концентрация цианида, %	0,025	0,0625	0,0625	0,0625	0,0625	0,0625	0,0625	0,07
Расход цианида, кг/т	1,0	0,25	0,25	0,25	0,15	0,15	0,15	0,1
Загрузка извести, кг/т	–	0,5	0,75	1,0	1,25	1,50	1,75	2,0
Остаточная концентрация свободной извести в растворе, %	–	0,025	0,025	0,034	0,048	0,053	0,053	0,058

Изучение влияния крупности измельчения исходной руды на извлечение золота цианированием (таблицы 16) показало, что содержание золота в хвостах цианирования 0,7–0,8 г/т достигается при измельчении руды до 80–85% кл.-0,074 мм. При этом начальная и конечная концентрации цианида были 0,06 и 0,05 % соответственно, расход цианида составил 0,15 кг/т, извести 1 кг/т, плотность пульпы 40%.

Таблица 16

Влияние крупности измельчения руды пробы 2
на извлечение золота с цианированием

Показатели и результаты	№ опытов					
	37	38	39	40	41	42
Крупность измельчения по кл. мельче 0,074 мм	50	60	74,74	82,26	90,40	97,80
Содержание золота, г/т в исходном продукте	3,8	3,8	3,8	3,8	3,8	3,8
в хвостах цианирования	1,0	0,95	0,8	0,7	0,65	0,65
Извлечение золота, %	58,33	60,42	66,67	70,83	72,92	72,92

При более тонком измельчении руды до 90% и более по классу мельче 0,074 мм содержание золота в хвостах цианирования снижается до 0,65 г/т.

При крупности помола руды 82–85% класса мельче 0,074 мм необходимая продолжительность цианирования руды, позволяющая получить хвосты с содержанием золота 0,75–0,8 г/т составляет не менее 12-15 часов (таблица 17). Расход цианида при этом составляет 0,15–0,26 кг/т.

Таблица 17

Влияние продолжительности цианирования руды
пробы 2 на извлечение золота в раствор

Показатели и результаты	№ опытов							
	43	44	45	46	47	48	49	50
Продолжительность агитации, час	3	6	9	12	15	18	24	36
Концентрация цианида, %: начальная	0,075 0,067	0,075 0,0625	0,075 0,0625	0,075 0,0625	0,075 0,0625	0,075 0,0625	0,075 0,0575	0,075 0,0575
Содержание золота, г/т: в исх. продукте	3,8	3,8	3,8	3,8	3,8	3,8	3,8	3,8
Извлечение золота, %	58,33	62,50	64,58	66,67	68,75	78,95	78,95	78,95

3.2 Гравитационное обогащение руды

В лабораторных условиях гравитационное обогащение руды отсадкой производилось по схеме, приведенной на рисунке 1. Было осуществлено стадийное обогащение руды в лабораторной отсадочной машине ЦНИГРИ с перечисткой полученного гравитационного концентрата на лабораторном концентрационном столе СКО-0,5 ОАО завода «Труд» (г. Новосибирск). В опытах было отработано по 30 кг руды 1 и 2 пробы.

Результаты гравитационного обогащения руды пробы 1 представлены в таблице 18.

Таблица 18

Результаты гравитационного обогащения руды пробы 1

Продукты	Выход, %	Содержание золота, г/т	Количество золота, г	Распределение золота, %
Гравитационный концентрат	0,97	108	1,048	11,10

Хвосты перечистки	4,32	21,0	0,907	9,61
Хвосты гравитации	94,71	7,9	7,482	79,29
Руда	100,0	(9,4)	9,437	100

Приведенные в таблице 18 данные показывают, что обогащением отсадкой руды пробы 1 в черновой гравитационный концентрат извлекается около 20% всего золота руды при выходе отсадочного концентрата 5,29%. Содержание золота в концентрате составило 37%. Перечистой такого продукта на концентрационном столе получено 0,97% богатого по золоту продукта с содержанием золота 108 г/т при извлечении 11,1%. Содержание свободного золота, определенного амальгамацией составило 32,4% от операции или 3,6% от всего золота руды. Содержание золота в объединенных хвостах обогащения составило 8,4 г/т. Химический состав полученного гравитационного концентрата стола: оксид кремния – 5,62%; оксид алюминия – 0,12%; сера – 19,0%; железо общее – 33,79%; мышьяк – 42,60%.

Гравитационное обогащение отсадкой руды пробы 2 также было проведено по схеме на рисунке 1, с одной перечисткой первичного отсадочного концентрата в отсадочной машине с целью получения выхода концентрата перечистки в количестве 7–9% с максимальным извлечением в него сульфидной фракции руды. Результаты проделанного опыта представлены в таблице 19.

Таблица 19

Результаты обогащения руды пробы 2 отсадкой

Продукты	Выход, %	Содержание золота, г/т	Распределение, %
Гравитационный концентрат	7,11	22,1	41,4
Хвосты отсадки	92,89	2,4	58,60
Руда	100,0	3,8	100

Результаты опыта в таблице 19 показывают, что при соблюдении условий схемы на рисунке 1 в гравитационный концентрат можно перевести значительное (более 41 %) количество золота, поддерживая его выход 7 % и более. Для сравнения, гравитационным обогащением предыдущих проб при стремлении получить минимальный выход концентрата с максимальным содержанием в нем золота извлечение последнего составляло всего 11–13 %.

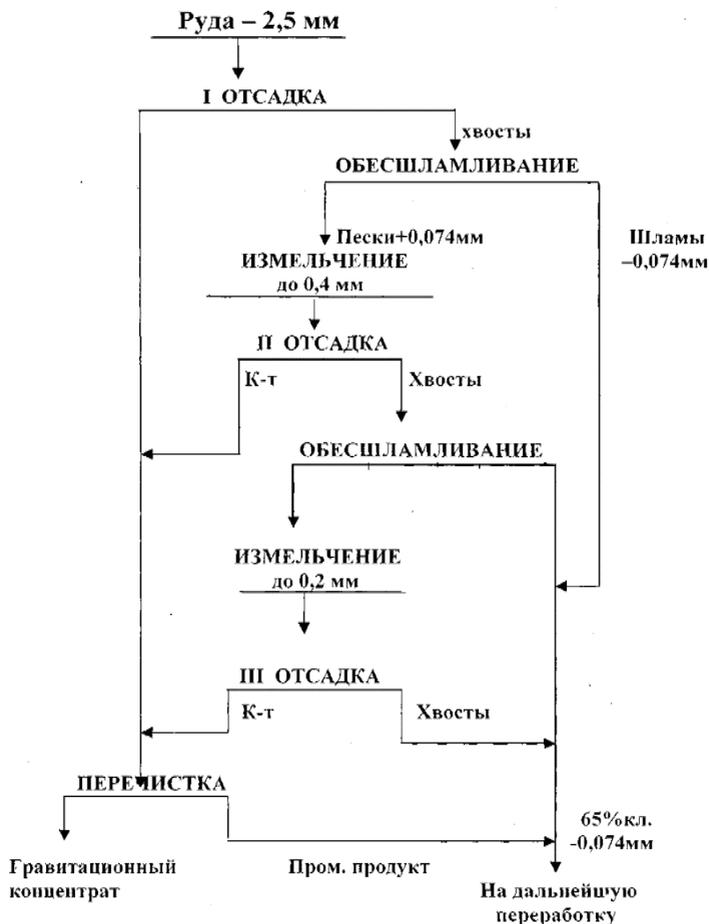


Рисунок 1 - Схема проведения опытов по отсадке руды в цикле измельчения

3.3 Цианирование хвостов гравитации

В опытах предусматривалось проведение цианирования в присутствии сорбента и без него. Однако для проведения цианирования необходимо определить оптимальные параметры ведения процесса, это продолжительность цианирования и крупность измельчения хвостов гравитации, данные экспериментов представлены в таблицах 20 и 21.

Таблица 20

Влияние продолжительности цианирования на извлечение золота в раствор из хвостов гравитационного обогащения руды пробы 1

Показатели	номера опытов									
	51	52	53	54	55	56	57	58	59	60
Продолжительность агитации, час	2	4	6	8	10	12	15	18	21	24
Концентрация цианида, %										
начальная	0,055	0,055	0,055	0,055	0,055	0,055	0,055	0,055	0,055	0,055
конечная	0,050	0,045	0,045	0,045	0,040	0,040	0,040	0,040	0,040	0,040
Расход цианида, кг/т	0,075	0,150	0,150	0,150	0,225	0,225	0,225	0,225	0,225	0,225
Содержание золота, г/т в исходном продукте	8,4	8,4	8,4	8,4	8,4	8,4	8,4	8,4	8,4	8,4
Содержание золота, г/т в хвостах цианирования	1,50	1,20	1,05	0,95	0,95	0,9	0,8	0,85	0,80	0,80
Извлечение золота в раствор от операции, %	82,14	85,71	87,50	88,69	88,69	89,29	90,48	89,88	90,48	90,48

Таблица 21

Влияние крупности измельчения хвостов гравитационного обогащения руды пробы 1 на извлечение золота цианированием

Показатели	номера опытов								
	61	62	63	64	65	66	67	68	69
Крупность измельчения по кл.-0,074 мм, %	49,0	57,92	61,50	72,60	80,66	82,80	85,10	91,72	100,0
Концентрация цианида, %									
начальная	0,07	0,07	0,07	0,07	0,07	0,07	0,07	0,07	0,07
конечная	0,065	0,062	0,06	0,06	0,06	0,06	0,06	0,06	0,06
Расход цианида, кг/т	0,075	0,12	0,15	0,15	0,15	0,15	0,15	0,15	0,15
Содержание золота, г/т: в исходном продукте	8,4	8,4	8,4	8,4	8,4	8,4	8,4	8,4	8,4

ИССЛЕДОВАНИЯ ПО РАЗРАБОТКЕ
ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ УПОРНОЙ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ

в хвостах цианирования	1,5	1,2	1,1	1,1	1,0	0,8	0,8	0,8	0,85
Извлечение золота в раствор от операции, %	82,14	85,71	86,90	86,90	88,10	90,48	90,48	90,48	89,88

Предварительными опытами по сорбционному цианированию руды пробы 1 было установлено, что стабильное содержание золота в хвостах сорбции – 0,9 г/т достигается за 15 часов агитации, а для хвостов гравитационного обогащения руды пробы 1 при такой же продолжительности сорбции содержание золота снижается до 0,8 г/т. Необходимая крупность измельчения хвостов гравитации составила 82–85% по классу – 0,074 мм.

В таблице 22 приведены результаты исследований по доизмельчению песковой части хвостов гравитации (+0,074 мм) и раздельное цианирование доизмельченных до различной крупности песков и выделенной предварительно иловой части хвостов гравитации (класс –0,074 мм). Во всех опытах в качестве материала являются пески, лишь опыте № 81 материалом явился ил. Масса навески составила 300 г, начальная и конечная концентрации цианида составили 0,06 и 0,05% соответственно, плотность пульпы 40%.

Таблица 22

Раздельное цианирование песков и илов хвостов гравитационного обогащения руды пробы 1 при различной крупности доизмельчения песков

Показатели	номера опытов											
	70	71	72	73	74	75	76	77	78	79	80	81
Крупность измельчения по кл.-0,074 мм, %	45	55	67	71	76,1	80	85,1	88,1	94,9	100,0	–	–
Крупность измельчения по кл.-0,056 мм, %	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–	100,0	–
Расход цианида, кг/т	0,15	0,15	0,15	0,15	0,15	0,15	0,15	0,15	0,15	0,15	0,15	0,15
Расход извести, кг/т	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0
Продолжительность агитации, час	24	24	24	24	24	24	24	24	24	24	24	24
Содержание золота, г/т в хвостах цианирования	1,8	1,7	1,55	1,2	1,1	1,0	0,80	0,85	0,80	0,85	0,80	0,80

Результаты опытов показывают, что оптимальная крупность доизмельчения песковой части должна составлять не менее 85 % по классу – 0,074. Хвосты цианирования песковой части иловой отходят с содержанием золота 0,8 г/т при расходе цианида 0,15 кг/т. Производительность сорбционного цианирования хвостов гравитации пробы 1 составляет не менее 15 часов (таблица 23). Дозировка смолы в опытах составила 0,5 г.

Таблица 23

Влияние продолжительности сорбционного цианирования со смолой АМ-2Б на извлечение золота из хвостов гравитации пробы 1

Показатели	номера опытов						
	82	83	84	85	86	87	88
Продолжительность агитации, час	3	6	9	12	15	18	24
Содержание золота, г/т в исходном продукте	8,4	8,4	8,4	8,4	8,4	8,4	8,4
в хвостах цианирования	1,7	1,8	1,1	1,0	0,8	0,8	0,8
остаточное в растворе	0,6	0,2	0,2	нет	нет	нет	нет
Извлечение золота в раствор от операции, %	79,76	84,52	86,90	88,09	90,48	90,48	90,48
Извлечение золота из раствора на смолу, %	92,69	97,18	97,16	100	100	100	100

Цианирование хвостов гравитации пробы 2 в присутствии сорбента активного угля обеспечивает извлечение золота в раствор 70,83 % от операции при содержании золота в хвостах сорбции 0,7 г/т и продолжительности сорбционного цианирования 10 часов (таблица 24).

Таблица 24

Влияние продолжительности цианирования хвостов гравитации руды пробы 2 на извлечение золота сорбционным цианированием с активным углем

Показатели	номера опытов						
	89	90	91	92	93	94	95
Продолжительность агитации, час	2	4	6	8	10	12	15
Концентрация цианида, % начальная	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05

ИССЛЕДОВАНИЯ ПО РАЗРАБОТКЕ
ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ УПОРНОЙ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ

конечная	0,035	0,035	0,03	0,03	0,03	0,03	0,03
Расход цианида, кг/т	0,225	0,225	0,3	0,3	0,3	0,3	0,3
Расход извести, кг/т	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0
Дозировка смолы в опыте, г	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5
Плотность пульпы, % тв.	40	40	40	40	40	40	40
Содержание золота, г/т в исходном продукте	3,8	3,8	3,8	3,8	3,8	3,8	3,8
в хвостах цианирования	1,0	0,85	0,75	0,75	0,7	0,7	0,7
остаточное в растворе	0,30	0,15	0,05	н/о	н/о	н/о	н/о
Извлечение золота в раствор от операции, %	58,33	64,58	68,75	68,75	70,83	70,83	70,83
Извлечение золота из раствора на смолу, %	64,64	85,48	95,45	100,0	100,0	100,0	100,0

3.4 Гравитационная обогатимость крупнодробленной руды

Для исследуемых проб руды Васильковского месторождения, как показало минералогическое исследование характерна агрегатная вкрапленность сульфидной части. Это позволяет провести гравитационное обогащение тяжелосредней сепарацией или крупнокусковой отсадкой.

Для оценки гравитационной обогатимости исходные пробы руды 1 и 2 были продроблены до крупности минус 40 мм и от них методом вычерпывания отобраны навески в количестве 40 кг для фракционного анализа. Фракционный анализ был выполнен с применением тяжелой жидкости М-45, разбавляемой водой до различной плотности. Полученные фракции дробились, измельчались и опробовались на содержания золота, серы и мышьяка. Результаты фракционных анализов, приведенные в таблицах 25-26 показывают следующее.

«Тяжелая фракция» руды 1 может быть представлена фракциями с плотностью $+2960 \text{ кг/м}^3$ и $-2960 + 2900 \text{ кг/м}^3$. Суммарный выход фракций составил 10,21 % от руды. Содержание в ней золота составило 22,8 г/т, мышьяка – 10,7 %, серы – 5,45 %. Извлечение этих составляющих составило соответственно 24,74 % по золоту, 44,74 % по мышьяку и 44,59 % по сере.

«Легкая фракция» может быть представлена фракциями с плотностью меньше 2900 кг/м^3 . Общий выход их составил 89,79 % с содержанием золота -7,9 г/т, мышьяка -1,50 %, серы 0,77 %. Извлечение в

легкую фракцию составило: золота-75,26 %, мышьяка 55,26 %, серы 55,41 %.

Для руды пробы 2 тяжелая фракция также может быть представлена фракциями с плотностью +2960 кг/м³ и –2960+2900 кг/м³. Суммарный выход таких фракций составляет 11,84 % от руды. Во фракцию переходит 46,33 % мышьяка, 46,47 % серы и 45,24 % золота. Содержание золота во фракции составило 14,5 г/т, мышьяка 9,97 % и серы 5,39 %. Как и для фракции руды пробы 2 сульфиды представлены в основном арсенопиритом

Для руды пробы 2 тяжелая фракция также может быть представлена фракциями с плотностью +2960 кг/м³ и –2960+2900 кг/м³. Суммарный выход таких фракций составляет 11,84% от руды. Во фракцию переходит 46,33% мышьяка, 46,47% серы и 45,24% золота. Содержание золота во фракции составило 14,5 г/т, мышьяка 9,97% и серы 5,39%. Как и для фракции руды пробы 2 сульфиды представлены в основном арсенопиритом.

Легкая фракция руды представлена фракциями с плотностью меньше 2900 кг/м³. Выход легкой фракции составил 88,16%. Во фракции концентрируется 54,76% золота, 53,67% мышьяка и 53,53% серы. Фракция обедняется по золоту на 1,4 г/т, по мышьяку до 1,55%, по сере – до 0,83%. С отвальным содержанием золота в легких фракциях не достигается, главным образом из-за тонкой вкрапленности золотоносной сульфидной минерализации.

Таблица 25

Результаты фракционного анализа руды пробы 1. Класс 2,5–40 мм

Плотность фракций, кг/м ³	Выход, %	Содержание			Количество			Распределение от руды, %		
		золота, г/т	мышьяка, %	серы, %	золота, г	мышьяка, кг	серы, кг	золота	мышьяка	серы
+ 2960	5,65	27,6	13,75	7,28	1,559	0,777	0,411	16,59	31,92	32,83
- 2960 + 2900	4,56	16,8	6,84	3,20	0,766	0,312	0,146	8,15	12,82	11,66
Объединенная тяжелая фракция	10,21	22,8	10,70	5,45	2,325	1,089	0,557	24,74	44,74	44,59
-2900 + 2750	13,62	9,7	2,35	1,44	1,321	0,320	0,196	14,06	13,15	15,65
-2750 + 2650	43,87	7,2	1,33	0,67	3,159	0,583	0,294	33,61	23,95	23,48
-2650	24,95	7,8	0,91	0,38	1,946	0,227	0,095	20,71	9,33	7,59
Класс мельче 2,5 мм	7,35	8,8	2,92	1,49	0,647	0,215	0,11	6,88	8,83	8,79
Объединенная легкая фракция	89,79	7,9	1,5	0,77	7,073	1,545	0,695	75,26	55,26	55,41
Руда	100,0	(9,6)	(2,22)	(1,23)	9,398	2,634	1,252	100,0	100,0	100,0

Таблица 26

Результаты фракционного анализа руды пробы 2 крупностью мельче
20 мм

Плотность фракций, кг/м	Выход, %	Содержание			Количество			Распределение от руды, %		
		золота, г/т	мышьяка, %	серы, %	золота, г	мышьяка, кг	серы, кг	золота	мышьяка	серы
+ 2960	7,23	19,7	11,88	6,40	1,424	0,859	0,403	37,52	33,70	33,72
- 2960 + 2900	4,61	6,1	6,98	3,80	0,293	0,322	0,175	7,72	12,63	12,75
Объединенная тяжелая фракция	11,84	14,5	9,97	5,39	1,717	1,181	0,638	45,24	46,33	46,47
-2900 + 2750	12,03	3,6	2,0	1,29	0,433	0,240	0,155	11,41	9,42	11,29
-2750 + 2650	44,71	1,8	1,24	0,65	0,805	0,554	0,290	21,27	21,73	21,12
-2650	17,12	2,5	1,05	0,50	0,428	0,18	0,085	11,28	7,06	6,19
Класс мельче 2,5 мм	14,30	3,3	2,76	1,43	0,472	0,394	0,205	12,44	15,46	14,93
Объединенная легкая фракция	88,16	2,4	1,55	0,83	2,078	1,368	0,735	54,76	53,67	53,53
Руда	100,0	3,8	2,55	1,37	3,795	2,549	1,373	100,0	100,0	100,0

Тем не менее, гравитационное обогащение для выделения тяжелых фракций с плотностью более 2950 кг/м³ представляется целесообразным для первичной концентрации золота, так как по техническим условиям на концентрат гравитационный золотосодержащий (ТУ 98 РК 14-95) массовая доля золота в нем может быть не менее 50 г/т, мышьяка - не более 2%. При этом содержание мышьяка в легкой фракции (плотностью менее 2950 кг/м³) составляет 1,65%. Следовательно, целесообразно разделить дробленой руды по плотности 2900 -2950 кг/м³.

Для раскрытия сростков, основная масса которых сосредоточена в узкой фракции с плотностью 2650-2750 кг/м³, необходимо использовать мелкое дробление и измельчение. Переизмельчение легких фракций при этом не происходит, так как в дробленой руде после ее среднего дробления нет легких фракций с отвальным содержанием золота. Зависимость суммарного извлечения от суммарного выхода показывает, что для мышьяка и серы она идентична. Это свидетельствует о том, что сульфиды представлены арсенопиритом. Об этом же свидетельствует и минералогический анализ. Свободное золото и золото в кварце встречаются, начиная с фракции 2800-2900 кг/м³, включения золота в арсенопирите встречаются с фракции с плотностью 2900–

3000 кг/м³. По данным этого анализа в легких фракциях преобладает кварц и полевые шпаты (до 80%), а в тяжелых фракциях - кварца и кальцита по 3,0%, полевых шпатов и сульфидов - до 45%.

3.5 Гравитационная обогатимость руды в диапазоне 40-10 мм

Гравитационную обогатимость можно оценить с помощью обобщенных кривых и индекса гравитационной обогатимости. Для построения обобщенных кривых необходимо выполнить интерпретацию данных, приведенных в таблицах 27–30. В данной работе детальная обработка данных гравитационной обогатимости приводится для руды пробы 1.

Таблица 27

Изменения гранулометрического состава руды пробы 1 при последовательном снижении верхнего предела крупности

Крупность классов, мм	Руда, дробленая до крупности (мм)					
	40		20		10	
	Выход, %		Выход, %		Выход, %	
	частный	суммарный	частный	суммарный	частный	суммарный
+40	0,74	0,74	–	–	–	–
-40+20	22,08	22,82	2,43	2,43	–	–
-20+10	48,95	71,77	41,14	43,57	2,28	2,28
-10+5	13,56	85,33	26,70	70,27	44,26	46,54
-5+2,5	7,02	92,35	16,49	86,76	31,78	78,32
-2,5+0	7,35	100	13,24	100,0	21,68	100,0
Руда			100,0		100,0	

Анализ фракционного состава дробленной руды после среднего дробления (таблица 28–30) показывает, что содержание золота во фракциях увеличивается с увеличением плотности фракции. Основное извлечение золота соответствует плотности фракции легче 2750 кг/м³ (54,32% от руды, таблица 29). В эту же фракцию извлекается основная масса пробы (68,82% от руды и 74,28% от класса 2,5–40 мм.) Это свидетельствует о том, что в этот, фракции сосредоточено основное количество сростков и, следовательно, гравитационное обогащение после среднего дробления для выделения отвальной по содержанию золота

легкой фракции не представляется возможным. Следует снижать верхнюю границу крупности руды перед гравитационным обогащением. Эксперименты в этом направлении показали следующее. Гранулометрический состав дробленной руды пробы 1 при верхнем значений крупностей 40, 20 и 10 мм приведен в таблице 27.

Из данных этой таблицы следует, что при снижении верхнего предела крупности от 40 до 10 мм увеличивается выход класса 0-2,5 мм от 7,35 до 21,68 %. Это означает, что ухудшаются условия обогащения, так как мелкие классы труднее обогащать гравитационными методами.

Изменение распределения узких фракций плотностью в дробленной руде при снижении верхнего уровня крупности приведено в таблицах 28–30. Из анализа полученных данных следует, что выход узкой фракции с плотностью менее 2750 кг/м³ последовательно снижается с уменьшением крупности дробленной руды. Так в классе 2,5 - 40 мм выход этой фракции составляет 68,22 %, в классе 2,5 - 20 мм – 63,8 %, в классе 2,5– 10 мм – 53,99 %.

Это означает, что раскрытия сростков не происходит, а увеличивается измельчение легких фракций. При снижении крупности дробленной руды не изменяется ни выход тяжелых фракций, ни содержание в них золота. Так во фракции с плотностью более 2950 кг/м³ содержание золота составляет 27,6 г/т в классе 2,5 - 40 мм; 26,6 г/т в классе 2,5 - 20 мм и 27,4 г/т в классе 2,5-10 мм. Выход этой фракции составляет, соответственно 5,65; 6,12; 7,02 %.

Это также свидетельствует о том, что сростки в дробленной руде не раскрываются, а переизмельчаются, увеличивая выход мелких классов и ухудшая гравитационную обогатимость руды. Следовательно, целесообразно на стадии среднего или мелкого дробления разделить по плотности фракции для раздельной их переработки.

Обработка данных таблиц 27–29 приведена в таблицах 30–34. По данным этих таблиц построены графические зависимости фракционных анализов. Анализ данных таблиц и графиков позволяет констатировать следующее.

Таблица 28

Результаты фракционного анализа руды пробы 1. Класс 2,5-40 мм

Плотность фракций, кг/м ³	Выход, %	Содержание			Количество			Распределение от руды, %		
		золота, г/т	мышьяка, %	серы, %	золота, г	мышьяка, кг	серы, кг	золота	мышьяка	серы
+ 2960	5,65	27,6	13,75	7,28	1,559	0,777	0,411	16,59	31,92	32,83

ИССЛЕДОВАНИЯ ПО РАЗРАБОТКЕ
ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ УПОРНОЙ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ

- 2960 + 2900	4,56	16,8	6,84	3,20	0,766	0,312	0,146	8,15	12,82	11,66
Объединенная тяжелая фракция	10,21	22,8	10,70	5,45	2,325	1,089	0,557	24,74	44,74	44,59
-2900 + 2750	13,62	9,7	2,35	1,44	1,321	0,320	0,196	14,06	13,15	16,65
-2750 + 2650	43,87	7,2	1,33	0,67	3,159	0,583	0,294	33,61	23,95	23,48
-2650	24,95	7,8	0,91	0,38	1,946	0,227	0,095	20,71	9,33	7,59
Класс мельче 2,5 мм	7,35	8,8	2,92	1,49	0,647	0,215	0,11	6,88	8,83	8,79
Объединенная легкая фракция	89,79	7,9	1,5	0,77	7,073	1,545	0,695	75,26	55,26	55,41
Руда	100,0	(9,6)	(2,22)	(1,23)	9,398	2,634	1,252	100,0	100,0	100,0

На рисунке 2 приведена обычная графическая интерпретация данных гравитационной обогатимости руды по золоту, позволяющая оценивать выхода всплывших и потонувших фракций, содержание в них золота при других плотностях разделения. Обращает на себя внимание значительная крутизна кривой плотностей, свидетельствующая о труднообогатимости руды. Это подтверждается рассчитанными индексами гравитационной обогатимости [102].

Индекс гравитационной обогатимости рассчитывался по зависимости:

$$I_0 = \frac{100y_l y_m}{\rho_p(y_l + y_m) - 50(y_l - y_m)}, \quad (1)$$

где I_0 - индекс гравитационной обогатимости;

y_l - выход фракции в диапазоне от плотности меньшей ее на 100 кг/м³;

y_m - выход фракции в диапазоне от плотности разделения до плотности, большей ее на 100 кг/м³;

ρ_p - плотность разделения, кг/м³.

При плотности разделения 2750 кг/м³ $y_{2650-2750 \text{ кг/м}^3}$ - 44% (с точностью до целых); $y_{2750-2850 \text{ кг/м}^3}$ - 13 % (см.таблицу 27).

$$I_0 = \frac{100 \times 44 \times 11}{[2750(44 + 13) - 50(44 - 13)]} = 0.37$$

Аналогично рассчитываем индекс гравитационной обогатимости для плотностей разделения 2650 кг/м³ - 0,70; 2700 кг/м³ - 0,69; 2750 кг/м³ - 0,37; 2800 кг/м³ - 0,27; 2950 кг/м³ - 0,08.

ИССЛЕДОВАНИЯ ПО РАЗРАБОТКЕ
ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ УПОРНОЙ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ

Таблица 29

Результаты фракционного анализа пробы 1. Класс 2,5–20 мм

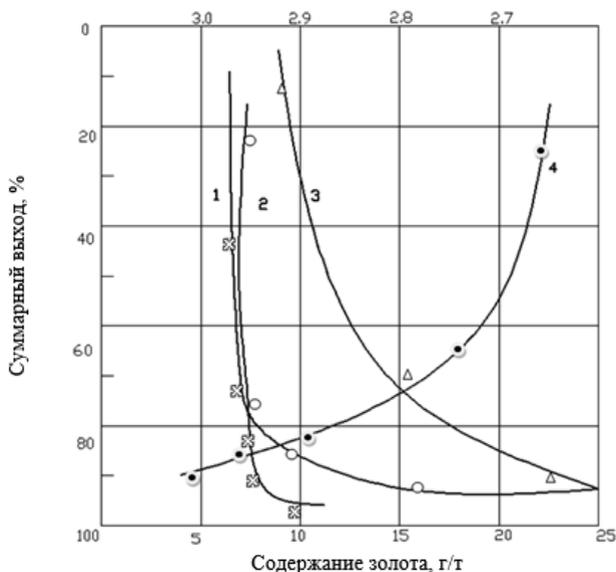
Плотность фракций, кг/м ³	Выход, %	Содержание			Количество			Распределение от руды, %		
		золота, г/т	мышьяка, %	серы, %	золота, г	мышьяка, кг	серы, кг	золота	мышьяка	серы
Более 2260	6,12	26,8	14,05	7,16	1,6400	0,8599	0,4382	16,72	33,72	32,94
- 2960 + 2900	4,90	18,2	0,57	3,37	0,8918	0,3219	0,1651	9,09	13,62	12,41
Объединенная тяжелая фракция	11,02	22,96	10,72	5,47	2,5318	1,1818	0,6033	25,81	46,34	45,35
-2900 + 2750	11,95	9,60	2,01	1,32	1,1472	0,2402	0,1577	11,69	9,42	11,86
-2750 + 2650	42,64	7,1	1,30	0,68	3,2833	0,5543	0,2900	33,47	21,73	21,80
-2650	21,16	7,7	0,85	0,35	1,3293	0,1797	0,0741	16,61	7,05	5,57
Класс мельче 2,5 мм	13,23	9,2	2,98	1,55	1,2172	0,3943	0,2051	12,41	15,46	15,42
Объединенная легкая фракция	86,77	8,39	1,58	0,84	7,2770	1,3685	0,7269	74,19	53,66	54,65
Руда	100,0	(9,6)	(2,55)	(1,33)	9,81	2,5503	1,3302	100,0	100,0	100,0

Таблица 30

Результаты фракционного анализа пробы 1. Класс 2,5–10 мм

Плотность фракций, кг/м ³	Выход, %	Содержание			Количество			Распределение от руды, %		
		золота, г/т	мышьяка, %	серы, %	золота, г	мышьяка, кг	серы, кг	золота	мышьяка	серы
Более 2960	7,02	27,4	12,09	6,92	1,9728	0,8705	0,4982	20,28	34,19	33,71
- 2960 + 2900	6,16	17,2	6,01	3,05	1,0595	0,3702	0,1879	10,89	14,54	12,71
Объединенная тяжелая фракция	13,18	–	–	–	3,0323	1,2407	0,6861	31,17	48,73	46,42
-2900 + 2750	11,15	7,9	1,20	1,27	0,8809	0,1338	0,1416	9,05	5,26	9,58
-2750 + 2650	43,09	7,1	1,09	0,61	3,0594	0,4697	0,2629	31,44	18,45	17,79
-2650	10,90	6,6	0,97	0,43	0,7194	0,1057	0,0469	7,39	4,15	3,17
Класс мельче 2,5 мм	21,68	9,4	2,75	1,57	2,0379	0,5962	0,3404	20,95	23,42	23,03
Объединенная легкая фракция	86,82	–	–	–	6,6976	1,3054	0,7918	68,83	51,27	53,58
Руда	100,0	(9,6)	(2,55)	(1,44)	9,72,98	2,5461	1,4779	100,0	100,0	100,0

Следовательно, гравитационное обогащение облегчается с увеличением плотности разделения, что также свидетельствует о технической возможности выделения тяжелых фракций, обогащенных по золоту с плотностью более 2950 кг/м^3 , и при этом выделить легкие фракции с плотностью менее 2950 кг/м^3 с пониженным кондиционным содержанием мышьяка.



Условные обозначение: 1—элементарные фракции (х), 2 — всплывшие фракции (о), 3 — потонувшие фракции (▲), 4 — кривая плотности (●)
Рисунок 2 - Кривые обогатимости по золоту

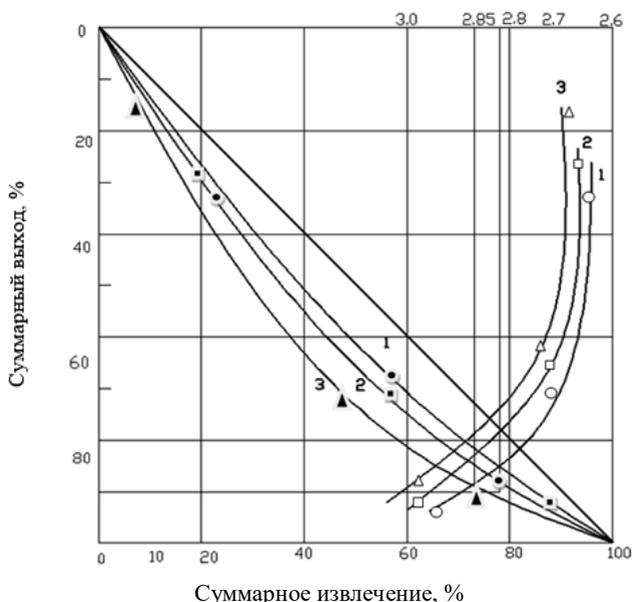
При последовательном снижении верхнего предела крупности от 40 до 20мм суммарный выход фракции плотностью 2750 кг/м^3 снижается на 5,03%, а от 20 до 10 мм — на 9,81% (таблица 31). Следовательно, при снижении верхнего предела крупности (от 40 до 10 мм) происходит измельчение легких фракций, состоящих из породообразующих минералов и их сростков. Обобщенные кривые гравитационной обогатимости, построенные для классов крупностью 2,5 – 40 мм, 2,5 – 20 мм, 2,5 – 10 мм по золоту дали возможность определить плотность разделения по трем классам крупности для золота 2800 кг/м^3 , 2810 кг/м^3 и 2850 кг/м^3 (рисунок 3). Показатели плотности по мышьяку не намного отличаются от приведенных для золота.

Таблица 31

Распределение узких фракций плотности в дробленой руде пробы 1

Плотность фракций, кг/м ³	Выход от руды, %	Содержание		
		золота, г/т	мышьяка, %	серы, %
Крупность дробленой руды 0 – 40 мм				
менее 2650	24,95	7,8	0,91	0,38
2650 -2750	43,87	7,2	1,33	0,67
2750 - 2900	13,62	9,7	2,35	1,44
2900 – 2950	4,56	16,8	6,84	3,20
более 2950	5,65	27,6	13,75	7,28
класс 2,5 – 40мм	92,65	9,45	2,30	1,23
Класс 0 – 2,5мм	7,35	8,8	2,92	1,49
Руда	100,0	9,60	2,43	1,25
Крупность дробленой руды 0 – 20 мм				
менее 2650	21,16	7,7	0,85	0,35
2650 -2750	42,64	7,1	1,30	0,68
2750 - 2900	11,95	9,6	2,01	1,32
2900 – 2950	4,90	18,2	6,57	6,37
более 2950	6,12	26,8	14,05	7,16
Класс 2,5 – 20мм	86,77	9,9	2,29	1,31
Класс 0 – 2,5мм	13,23	9,2	2,48	1,30
Руда	100,0	(9,6)	2,55	1,33
Крупность дробленой руды 0 – 10мм				
менее 2650	7,02	6,6	0,97	6,92
2650 -2750	6,16	7,1	1,09	3,05
2750 - 2900	11,15	7,9	1,20	1,27
2900 – 2950	43,09	17,2	6,01	0,61
более 2950	10,90	27,4	12,09	0,43
Класс 2,5 – 10мм	78,32	9,82	2,53	1,45
Класс 0 – 2,5мм	21,68	9,4	2,75	1,57
Руда	100,0	(9,6)	2,55	1,33

Анализ кривых фракционного состава средне и мелкодробленой руды показал, что они практически идентичны для классов крупностью 2,5 – 40 мм; 2,5 – 20 мм; 2,5–10 мм при суммарном выходе легких фракций от 13 до 100%. Узкие классы крупности 5–10; 2,5 – 5; 1,25–2,5 мм также сливаются, но в пределах суммарного выхода от 80 до 100%, что свидетельствует о раскрытии сростков на стадии мелкого дробления.

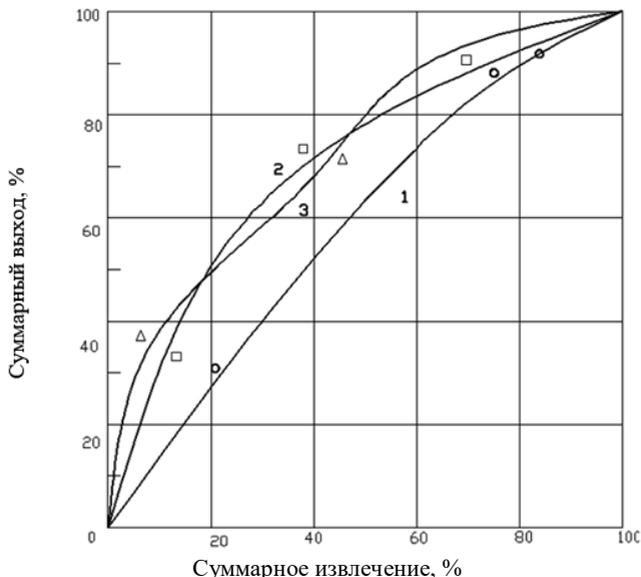


Обозначения кривых: зависимость «суммарное извлечение золота (1), мышьяка (2), серы (3) – суммарный выход фракций

Рисунок 3 - Обобщенные кривые гравитационной обогатимости дробленой руды крупности 2,5 – 40 мм

Анализ табличных данных и графиков свидетельствует, что с повышением плотности разделения по всем классам крупности улучшается гравитационная обогатимость, что свидетельствует о технологической возможности выделения тяжелых фракций обогащенных по золоту с плотностью более 2950 кг/м^3 .

Обобщенные кривые суммарного извлечения мышьяка и серы практически идентичны (рисунок 4), что свидетельствует о том, что сульфидная минерализация руды представлена преимущественно арсенипитом.



Обозначение кривых: зависимость «суммарное извлечение золота (1), мышьяка (2), серы (3)» – суммарный выход фракций.

Рисунок 4. Обобщенные кривые гравитационной обогатимости дробленой руды крупности 2,5 -40 мм

Таблица 32

Исходные данные для построения обобщенных кривых обогатимости, руда проба 1

Плотность, кг/м ³	Суммарный выход фракций, %		Суммарное извлечение от класса 2,5 – 40мм, %		
	от руды	от класса	золота	мышьяка	серы
менее 2650	24,95	26,93	22,35	10,07	8,19
2650 - 2750	68,83	74,28	58,63	35,92	43,04
2750 - 2900	82,45	88,98	73,80	50,11	50,43
2900 - 2950	87,01	93,90	82,60	63,95	63,01
более 2950	92,65	100,0	100,0	100,0	100,0
класс 2,5 – 20 мм					
менее 2650	21,16	24,37	19,14	8,13	6,42
2650 - 2750	63,80	73,53	57,72	33,17	31,54
2750 - 2900	75,75	87,30	71,19	44,02	45,21
2900 - 2950	80,65	92,95	81,64	58,57	66,43
более 2950	86,77	100,0	100,0	100,0	100,0
класс 2,5 – 10 мм					

**ИССЛЕДОВАНИЯ ПО РАЗРАБОТКЕ
ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ УПОРНОЙ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ**

менее 2650	10,90	13,28	9,44	5,30	4,05
2650 - 2750	53,99	68,94	49,45	29,11	26,78
2750 - 2900	65,14	83,17	61,01	35,40	38,99
2900 - 2950	71,30	91,04	74,80	53,14	55,27
более 2950	78,32	100,0	100,0	100,0	100,0

Таблица 33

Фракционный состав по золоту руды пробы 1 крупностью 0 – 40 мм

Плотность фракции, кг/м ³	Элементарные фракции			Всплывшие фракции			Потонувшие фракции		
	Выход, %	Содержание золота, г/т	Произведение	Выход, %	Содержание золота, г/т	Произведение	Выход, %	Содержание золота, г/т	Произведение
менее 2650	24,95	7,8	19,47	24,95	7,8	194,7	92,65	9,45	875,2
2650 – 2750	43,87	7,2	315,9	68,83	7,42	510,6	67,70	10,05	680,5
2759 – 2900	13,62	9,7	132,1	82,45	7,80	642,7	23,83	15,3	364,6
2900 – 2950	4,56	16,8	76,6	87,01	8,27	719,3	10,21	22,8	232,5
более 2950	5,65	27,6	155,9	92,65	9,45	875,2	5,65	27,6	155,9
класс 2,5 – 40мм	92,65	9,45	875,2	-	-	-	-	-	-
класс 0 – 2,5мм	7,35	8,8	64,54						
Руда	100,0	9,40							

Таблица 34

Фракционный состав по мышьяку руды пробы 1 крупностью 0 – 40 мм

Плотность фракции, кг/м ³	Элементарные фракции			Всплывшие фракции			Потонувшие фракции		
	Выход, %	Содержание мышьяка, г/т	Произведение	Выход, %	Содержание мышьяка, г/т	Произведение	Выход, %	Содержание мышьяка, г/т	Произведение
менее 2650	24,96	0,91	22,11	24,96	0,91	22,11	92,65	2,39	221,35
2650 – 2750	43,87	1,33	58,35	68,83	1,17	80,46	67,70	2,94	199,24
2759 – 2900	13,62	2,35	32,01	82,45	1,36	112,47	23,83	5,91	140,89
2900 – 2950	4,56	6,84	31,19	87,01	1,65	143,66	10,21	10,66	108,88
более 2950	5,65	13,75	77,69	92,66	2,39	221,35	5,65	13,75	77,69

класс 2,5 – 40мм	92,66	2,39	221,35	-	-	-	-	-	-
класс 0 – 2,5мм	7,34	2,92	21,43						
Руда	100,0	2,43	242,78						

3.6 Закономерности распределения фракций по плотности в мелкодробленной руде

Исследовано распределение фракций с различной плотностью в руде после ее мелкого дробления. Это распределение может характеризовать степень раскрытия сростков, достаточную для эффективного гравитационного обогащения. При снижении верхнего предела крупности ниже 10 мм происходит измельчение, в первую очередь легких фракций, представленных породобразующими минералами. При этом выход классов мельче 2,5 мм, увеличивается в 3 раза, (таблица 27). Поэтому руда после мелкого дробления (до 10 мм) рассеивалась на классы, мм: 5–10; 2,5–5; 1,25–2,5. Каждый из классов крупности расслаивался в растворах тяжелой жидкости М-45 на фракции плотности (кг/м^3): менее 2700; 2700–2800; 2800–3000; более 3000.

Результаты ситового и фракционного анализов приведены в таблицах 27 и 35–39. Основная масса дробленной руды (78,32%) представлена классами 5-10 и 2,5-5мм, то есть переизмельчение руды не происходит. Фракционные составы этих классов крупности практически идентичны и представлены, в основном, легкими фракциями с плотностью менее 2700 кг/м^3 : в классах 5-10 мм - 79,34%; 2,5-5 - 83,09; 1,25-2,5 – 84,37% (таблица 35–39). Следовательно, при снижении крупности классов от 10 до 1,25 мм дополнительного раскрытия сростков не происходит и гравитационного обогащения целесообразно при крупности руды не менее 2,5 мм, т.е. после мелкого дробления и (или) в первой стадии измельчения.

Выход зерен с повышенной плотностью (более 3000 кг/м^3), состоящих, в основном, из золотосодержащих сульфидов, практически одинаков по классам крупности: 0,66; 0,70; 0,26% или суммарно 1,62% от руды. При этом выход всплывших фракций также практически одинаков по классам крупности, что облегчает условия подготовки и проведения гравитационного обогащения.

Суммарный выход фракций от руды с плотностью менее 2700 кг/м^3 при последовательном снижении верхнего предела крупности от 40 до 20 мм снижается на 5,03%, до 10 мм на 9,81%.

Следовательно, при снижении верхнего предела крупности происходит измельчение легких фракций, состоящих из порообразующих минералов и их сростков.

В тяжелых фракциях с плотностью более 3000 кг/м^3 наблюдается высокое содержание золота и мышьяка. Так, в классе 5–10 мм содержание золота 32,5 г/т и мышьяка – 21%, в классе 2,5 мм – золота 35,9 г/т, мышьяка –21%, в классе 1,25 – 2,5 мм содержание золота 36,8 г/т, мышьяка –21,5%.

Выход этих тяжелых фракций составляет 1–2 % от указанных классов крупности.

Как было показано выше, при снижении верхнего предела крупности (от 40 до 10 мм) происходит переизмельчение легких фракций. В то же время целесообразно проследить изменение гравитационной обогатимости при разделении класса с широким диапазоном крупности на более узкие классы крупности, гравитационная обогатимость класса 0 – 10 мм в узких диапазонах крупности при разделении минеральных зерен на узкие классы: 0–1,25; 1,25–2,5; 2,5–5 и 5–10мм. Результаты расслоения приведены в таблицах 35-38. Из таблиц видно, что основная масса каждого из классов крупности сосредоточена в одном и том же диапазоне плотности: от 2600 до 2700 кг/м^3 . В этом же диапазоне плотности одинаковые (во всех классах крупности) содержание золота: в классе 5–10 – 1,4 г/т; в классе 2,5 – 5 мм –1,2 г/т; в классе –1,25– 2,5 – 1,0 г/т, т.е. содержание золота не зависит от плотности и крупности узкой фракции.

Содержание мышьяка в этой фракции плотности также практически одинаково: 0,37 % в классе 5–10 мм; 0,27 % в классе 2,5–5 мм и 0,22 % в классе 1,25–2,5. Для построения обобщающих кривых в диапазоне крупностей 1,25–40 мм составлена таблица 39. В ней приведена извлечение только для золота и мышьяка, т.к. в соответствии с рисунком 4 кривая суммарного извлечения серы аналогична кривой для мышьяка.

Таблица 35

Распределение золота и мышьяка по фракциям плотности в классе 5–
10 мм мелкодробленой руды пробы 1

Плотность фракций кг/м ³	Выход (%), от		Содержание		Извлечение золота (%) от		Извлечение мышьяка (%) от	
	класса	руды	золота, г/т	мышьяка, %	класса	руды	класса	руды
Менее 2700	79,34	36,92	1,4	0,37	58,77	21,01	29,95	14,22
2700-2800	16,67	7,76	1,5	1,40	13,23	4,73	23,81	11,32
2800-3000	2,58	1,20	2,0	6,0	2,73	0,98	15,80	7,50
Более 3000	1,41	0,66	32,50	21,00	24,25	8,72	30,44	14,43
Класс 5 - 10мм	100,0	46,54	1,89	0,98	100,0	35,44	100,0	47,47
Отсев 0 - 5мм	–	53,46	2,936	0,94	–	64,56	–	52,53
Руда	–	100,0	2,46	0,96	–	100,0	–	100,0

Таблица 36

Распределение золота и мышьяка по фракциям плотности в классе 2,5–
5 мм мелкодробленой руды пробы 1

Плотность фракций кг/м ³	Выход (%), от		Содержание		Извлечение золота (%) от		Извлечение мышьяка (%) от	
	класса	руды	золота, г/т	мышьяка, %	класса	руды	класса	руды
Менее 2700	83,09	26,40	1,20	0,27	47,03	1 1,86	25,78	7,74
2700-2800	11,64	3,70	2,90	1,20	15,92	4,01	16,05	4,82
2800-3000	3,09	0,98	1,80	1,60	2,62	0,67	5,68	1,70
Более 3000	2,18	0,70	35,90	21,00	34,43	9,41	52,49	15,97
Класс 2,25 – 5 мм	100,0	31,78	2,12	0,87	100,0	25,95	100,0	30,93
Отсев 0 – 2,25мм	–	68,22	2,93	0,94	–	74,05	–	19,77
Руда	–	100,0	2,67	0,92	–	100,0	–	100,0

Таблица 37

Распределение золота и мышьяка по фракциям плотности в классе
1,25–2,5мм мелкодробленой руды пробы 1

Плотность фракций кг/м ³	Выход (%), от		Содержание		Извлечение золота (%) от		Извлечение мышьяка (%) от	
	класса	руды	золота, г/т	мышьяка, %	класса	руды	класса	руды
Менее 2700	84,37	9,70	1,0	0,22	42,60	4,90	22,64	1,60
2700-2800	13,35	1,54	2,2	1,1	14,88	0,94	17,91	1,27
2800-3000	-	-	-	-	-	-	-	-
Более 3000	2,28	0,26	36,8	21,50	42,60	2,66	59,45	4,20
Класс 1,25 - 2 , 5 мм	100,0	1 1,50	1,98	0,82	100,0	8,50	100,0	7,07
Отсев 0 – 1,25 мм	-	88,50	3,80	1,4	-	91,50	-	92,93
Руда	-	1 00,0	3,59	1,33	-	100,0	-	100,0

Таблица 38

Зависимость выхода всплывших фракций от их плотности для классов
1,25–10 мм мелкодробленой руды

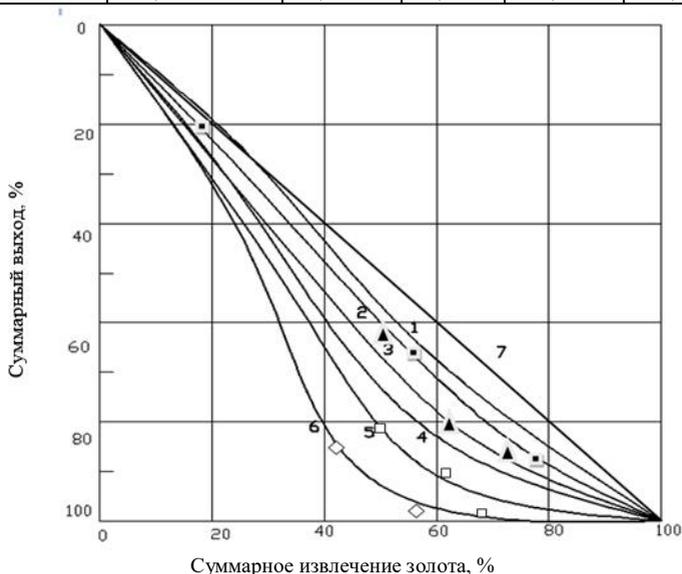
Плотность всплывших фракций, кг/м ³	Классы, мм							
	5 - 10		2,5-5		1,25-2,5		1,25-10	
	Выход (%), от		Выход (%), от		Выход (%), от		Выход (%), от	
	класса	руды	класса	руды	класса	руды	класса	руды
Менее 2700	79,34	36,92	83,09	26,40	84,37	9,70	81,30	73,02
Менее 2800	96,01	44,68	94,73	30,10	97,72	11,24	95,78	86,02
Менее 3000	98,59	45,88	97,82	3 1,08	100,0	11,50	98,20	88,48

Таблица 39

Исходные данные для построения обобщенных кривых обогатимости

Плотность фракций, кг/м ³	Суммарный выход от класса, %	Содержание, %		Суммарное извлечение, %	
Класс 2,5– 40 мм					
Менее 2650	26,93	7,80	0,91	22,35	10,07
2650-2750	74,28	7,20	1,33	58,63	35,92
2750-2900	88,98	9,70	2,35	73,80	50,11
2900-2950	93,90	16,80	6,84	82,60	63,95
Более 2950	100,0	27,60	13,75	100,0	100,0
Класс 2,5– 20 мм					
Менее 2650	24,37	7,7	0,85	19,14	8,13
2650-2750	73,53	7,1	1,30	57,72	33,17
2750-2900	87,30	9,6	2,01	71,19	44,02
2900-2950	92,95	18,2	6,57	81,64	58,57
Более 2950	100,0	26,8	14,05	100,0	100,0
Класс 2,5– 10 мм					
Менее 2650	13,28	6,6	0,97	5,30	4,05
2650-2750	68,94	7,1	1,09	29,11	26,78
2750-2900	83,17	7,9	1,20	35,40	38,99
2900-2950	91,04	17,2	6,01	53,14	55,27
Более 2950	100,0	27,4	12,09	100,0	100,0
Класс 5– 20 мм					
Менее 2700	79,34	1,40	0,37	58,77	29,95
2700-2800	96,01	1,50	1,40	72,00	53,76
2800-3000	98,59	2,00	6,00	75,25	69,56
Более 3000	100,0	32,50	21,00	100,0	100,0
Класс 2,5– 5 мм					
Менее 2700	86,09	1,20	0,27	47,03	25,78
2700-2800	94,73	2,90	1,20	62,95	41,83
2800-3000	97,82	1,80	1,60	65,57	47,51
Более 3000	100,0	35,90	21,00	100,0	100,0

Класс 1,5–2,5 мм					
Менее 2700	84,37	1,00	0,22	42,60	22,64
2700-2800	97,72	2,20	1,10	57,48	40,55
2800-3000	97,72	–	–	57,48	40,55
Более 3000	100,0	36,80	21,50	100,0	100,0



Обозначения кривых: класс 2,5–40 мм (1); класс 2,5–20 мм (2); класс 2,5–10 мм (3); класс 5–10 мм (4); класс 2,5–5 мм (5); класс 1,25–2,5 мм (6) и теоретически невозможная обогатимость (7).

Рисунок 5. Обобщенные кривые гравитационной и теоретически невозможной обогатимости для средне- и мелкодробленой руды (по золоту)

Анализ кривых фракционного состава средне- и мелкодробленой руды показал, что они практически идентичны для классов крупности 2,5–40; 2,5–20; 2,5–10 мм. при суммарном выходе легких фракций от 13 до 100%, узкие классы крупности 5–10; 2,5–5; 1,25–2,5 мм также сливаются, но в пределах суммарного выхода от 80%, до 100%, что свидетельствует о раскрытии сростков на мелкой стадии дробления.

Анализ графиков обобщенных кривых и теоретически невозможной обогатимости (рисунок 5) показывает, что обогатимость зерен класса 2,5–40 мм. 2,5–20 мм хуже, чем в классах 1,25–10 мм. Установлено, что суммарный выход фракций с плотностью менее 3000 кг/м³ в классах крупности 2,5–40 мм. 2,5–20 мм. 2,5–10 мм, 5–10 мм, 2,5–5 мм, 1,25–2,5 мм практически постоянен и составляет от 91.04 % до 98.58 %.

Узкие классы крупности 5–10 мм, 2,5–5 мм, 1,25–2,5 мм отличаются однообразием содержания тяжелых фракций, так, например, выход фракций с плотностью более 3000 кг/м^3 составляет в них от 1,42% до 2,26%. при этом содержание золота в них колеблется в узких пределах от 26,8 до 36,8 г/т, содержание мышьяка изменяется от 12,09% до 21,5%. Обобщенные кривые примерно одинаковы и по золоту, и по мышьяку.

Таким образом, при оценке вопроса о целесообразности использования процесса гравитационной обогатимости Васильковской руды с получением «легкой» и «тяжелой» фракций следует исходить из следующих положений.

1. Получение, каких либо фракций плотности с отвальным содержанием золота (0,5 г/т и менее) не представляется возможным.
2. В «тяжелую» фракцию при выходе её 10 – 11% переходит 45 – 48% сульфидной минерализации руды и 25–30% всего золота, в том числе и значительная часть упорного золота, ассоциированного в сульфидах. Для этой фракции должна быть разработана отдельная технология переработки.
3. Неизбежно должны облегчаться режимы переработки легкой фракции.

ГЛАВА 4 ИССЛЕДОВАНИЕ ФЛОТАЦИОННОЙ ОБОГАТИМОСТИ РУДЫ

4.1 Результаты флотация руды пробы № 1

Для определения оптимальных условий флотации был проведен ряд экспериментов с различным расходом реагентов, в качестве реагентов используются бутиловый ксантогенат, вспениватель Т-80, регулятор среды сода, активатор медный купорос. Условия проведения опытов приведены в таблице 40.

Таблица 40

Условия проведения опытов

номера опытов	Крупность измельчения, % кл. – 0,074 мм	Т-80, г/т	Ксантогенат, г/т	Сода, г/т	Медный купорос, г/т
96	70	37	75	–	–
97	80	37	75	250	–
98	70	74	75	250	–
99	80	74	125	–	–
100	70	37	125	–	150
101	80	37	125	250	150
102	70	74	75	–	150
103	80	74	125	250	150
104	70	74	75	250	150
105	80	37	125	250	150
106	80	37	75	250	–
107	70	74	75	–	150
108	80	74	125	–	150
109	80	74	125	250	150
110	75	55,5	100	125	75
111	85	92,5	150	-	-
112	88	101,0	175	-	-
113	92	119,5	200	-	-
114	95	119,5	225	-	-
115	98	119,5	250	-	-

Как отмечалось ранее флотация измельченной руды осуществлялась в лабораторных флотомашинах ФМ-1 с объемом камеры 1,5 и 0,75 дм³. Как видно из таблицы 46, кроме добавки основных реагентов, процесс регулировался также крупностью измельчения (в данном случае 70-80% по классу менее 0,074 мм). Результаты экспериментов приведены в таблице 41.

ИССЛЕДОВАНИЯ ПО РАЗРАБОТКЕ
ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ УПОРНОЙ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ

Таблица 41

Результаты выполненных по матрице планирования опытов
по флотации руды

номера опытов	Продукты	Выход, %	Содержание золота, г\т	Количество золота, г	Извлечение золота, %
96	Концентрат	8,48	89,46	7,5866	79,03
	Хвосты	91,52	2,20	2,0134	20,97
	Руда	100,00		9,6	100,00
97	Концентрат	5,18	119,43	6,1865	64,45
	Хвосты	94,82	3,60	3,4135	35,55
	Руда	100,00		9,6	100,00
98	Концентрат	9,26	84,07	7,7862	81,10
	Хвосты	90,74	2,00	1,8148	18,90
	Руда	100,00		9,6	100,00
99	Концентрат	8,56	96,12	8,2284	85,72
	Хвосты	91,44	1,50	1,3716	14,28
	Руда	100,00		9,6	100,00
100	Концентрат	6,38	109,38	6,9787	72,70
	Хвосты	93,62	2,80	2,6213	27,30
	Руда	100,00		9,6	100,00
101	Концентрат	7,92	97,95	7,7584	80,82
	Хвосты	92,08	2,00	1,8416	19,18
	Руда	100,00		9,6	100,00
102	Концентрат	6,69	105,84	7,0807	73,76
	Хвосты	93,31	2,70	2,5193	26,24
	Руда	100,00		9,6	100,00
103	Концентрат	8,32	98,85	8,2248	85,68
	Хвосты	91,68	1,50	1,3752	14,32
	Руда	100,0		9,6	100,0
104	Концентрат	7,14	105,90	7,5600	78,75
	Хвосты	92,86	2,20	2,0400	21,25
	Руда	100,0		9,6	100,0
105	Концентрат	8,08	98,80	7,9864	83,19
	Хвосты	91,92	1,70	1,6136	16,81
	Руда	100,0		9,6	100,0
106	Концентрат	6,60	114,32	7,5452	78,60
	Хвосты	93,40	2,20	2,0548	21,40
	Руда	100,0		9,6	100,0
107	Концентрат	7,46	98,91	7,3791	76,87
	Хвосты	92,54	2,40	2,2209	23,13
	Руда	100,0		9,6	100,0
108	Концентрат	7,96	103,25	3,2194	85,62
	Хвосты	92,04	1,50	1,3806	14,38
	Руда	100,0		9,6	100,0
109	Концентрат	7,60	106,86	8,1216	84,60
	Хвосты	92,40	1,60	1,4784	15,40
	Руда	100,0		9,6	100,0
110	Концентрат	7,32	107,09	7,8391	81,66
	Хвосты	92,68	1,90	1,7609	18,34

**ИССЛЕДОВАНИЯ ПО РАЗРАБОТКЕ
ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ УПОРНОЙ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ**

	Руда	100,0		9,6	100,0
111	Концентрат	11,42	71,65	8,1827	85,24
	Хвосты	88,58		1,4173	14,76
	Руда	100,00		9,6	100,00
112	Концентрат	11,04	76,48	8,4435	87,95
	Хвосты	88,96		1,1565	12,05
	Руда	100,00		9,6	100,00
113	Концентрат	10,50	79,49	8,3470	86,95
	Хвосты	89,50		1,2530	13,05
	Руда	100,00		9,6	100,00
114	Концентрат	11,98	69,85	8,3677	87,16
	Хвосты	88,02		1,2323	12,84
	Руда	100,00		9,6	100,00
115	Концентрат	12,60	66,48	8,3764	87,25
	Хвосты	87,40		1,2236	12,75
	Руда	100,00		9,6	100,00

Как видно из таблицы 41 получение отвальных по содержанию золота хвостов флотации получить не удастся даже при крупности измельчения 98% по классу $-0,74$ мм. Содержание золота в хвостах флотации остается на уровне 1,4 г/т. Выход первичного флотационного концентрата составляет около 9–12 %, а извлечение золота в концентраты составляет в среднем 87%. Вследствие чего было решено опробовать флотацию с дробной подачей реагентов. Схема проведения флотации приведена на рисунке 6.



Рисунок 6 - Схема проведения опытов по флотации с дробной подачей реагентов.

Опыты по флотации руды с дробной подачей реагентов (таблица 42) в 1 флотацию 100 г/т и 75 г/т во 2 флотацию ксантогената показателем флотации также не улучшает. Хвосты флотации отошли также с содержанием золота 1,4 г/т, при выходе флотоконцентрата 11,15% и извлечение в него золота 87,17 %.

Таблица 42

Результаты опыта по флотации руды с дробной подачей реагентов

Продукты	Выход, %	Содержание золота, г/т	Количество золота, г	Извлечение золота, %
Концентрат	10,18	83,9	8,5410	87,17
Хвосты	89,82	1,4	1,2575	12,83
Руда	100,00	(9,6)	9,7985	100,00

На рисунке 7 и в таблице 43 представлены результаты опыта по стадийной флотации, 1-я флотация проводилась при измельчении руды до 80 % по кл. – 0,074 мм при расходе Т – 80 100 г/т и ксантогената – 175 г/т. Хвосты 1-ой флотации классифицировались по классу ± 0,056 мм. Класс +0,056 мм доизмельчался до 100% кл. –0,056 мм (контроль крупности проводился на сите с отверстиями 56 мкм), объединялся с классом -0,056 мм и флотировался реагентами: Т – 80 при расходе 74 г/т, ксантогената – 50 г/т. Было получено 11,54% концентрата 1 флотации 72,5 г/т и 12,8 г/т при суммарном извлечении золота 89,0%. Однако и при этих условиях получить отвальные по золоту хвосты флотации не удастся. Содержание золота в них снизилось лишь до 1,3 г/т.

Таблица 43

Результаты обогащения руды по схеме стадийной флотации

Продукты	Выход, %	Содержание золота, г/т	Количество золота, г	Извлечение золота, г/т
I концентрат	11,54	72,50	8,40	83,05
II концентрат	4,68	12,80	0,60	5,95
Хвосты	83,78	1,30	1,09	11,00
Руда	100,00	(9,6)	10,09	100,00

По результатам опытов по флотации руды пробы 1 была намечена схема проведения укрупненного балансового опыта, приведенная на рисунке 8. Результаты этого опыта представлены в таблице 44.

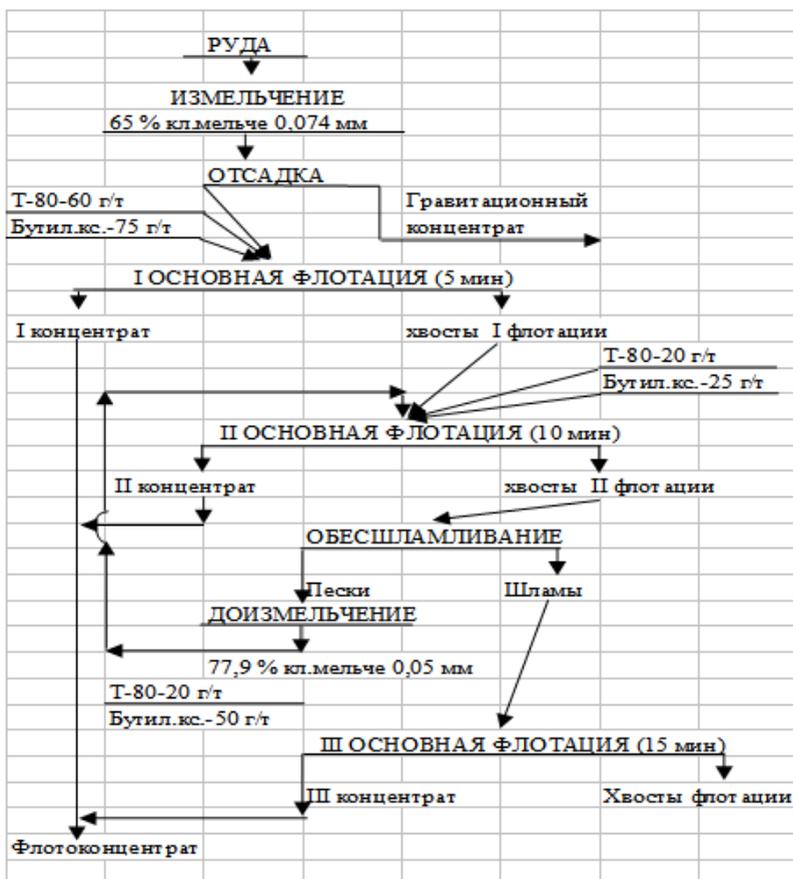


Рисунок 7. Схема проведения опыта по стадийной флотации

Таблица 44

Результаты выполнения схемного опыта флотации руды

Продукты	Выход, %	Содержание золота, г/т	Количество золота, г	Извлечение золота, %
Концентрат	11,15	77,8	8,6747	90,71
Хвосты	88,85	1,0	0,8885	9,29
Руда	100,00	(9,6)	9,5632	100,00



Рисунок 8 - Схема проведения балансового опыта

Расходы реагентов при проведении укрупненного опыта с возвратом промпродукта и 1 концентрата 2 флотации были приняты следующие:

- в основную флотацию
- вспенивателя Т – 80 – 100 г/т,
- бутилового ксантогената – 175 г/т,
- во 2 флотацию
- вспенивателя Т – 80 – 75 г/т,
- бутилового ксантогената – 50 г/т.

Однако при проведении опыта возврат продуктов, а с ними и части флотореагентов, в голову процесса вызвал обильное пенообразование и для нормального ведения флотации расход вспенивателя в 1-ю флотацию был снижен до 50 г/т, а во 2-до 40 г/т.

Данные в таблице 44 показывают, что возврат части продуктов в голову процесса благоприятно отразился на флотации наиболее труд-

нофлотируемых сростков и хвосты флотации получились со значительно более низким содержанием золота –1,0 г/т, а общее извлечение золота во флотоконцентрат составило 90,71% при выходе концентрата 11,15%. Ситовая характеристика хвостов укрупненного опыта представлена в таблице 45, распределение золота по классам крупности в таблице 46. Эти данные показывают, что потери золота в хвостах флотации связаны с классами крупнее 40 мкм.

Таблица 45

Дисперсионный анализ хвостов флотации	
Классы, мм	Выход, %
+ 0,10	2,96
+ 0,074	13,80
+ 0,060	7,87
+ 0,040	19,18
+ 0,020	18,60
– 0,020	37,59
100,00	

При выходе этих классов 43,81% в них переходит 61,55% всего золота хвостов флотации. Содержание золота в них составляет 1,45 г/т. Классы мельче 40 мкм содержат золота значительно меньше –0,5–0,65 г/т. Таким образом, одним из путей снижения золота в хвостах флотации может явиться тонкое измельчение всей руды до крупности –40 мкм, что предопределяет проведение стадийной флотации.

Таблица 46

Распределение золота по классам дисперсионного
анализа хвостов флотации

Классы, мкм	Выход, %	Содержание золота, г/т	Количество золота, г	Распределение, %
+60	24,63	1,8	0,4433	41,70
+40-60	19,18	1,1	0,2110	19,85
+20-40	18,60	0,65	0,1209	11,37
-20 +0	37,59	0,50	0,2879	27,08
Всего	100,00	(1,0)	1,063	100,00

В таблице 47 приведены результаты химического анализа флотационного концентрата укрупненного балансового опыта.

Таблица 47

Химический анализ флотоконцентрата		
Элемент, соединение	Символ	Содержание, %
Оксид кремния	SiO ₂	33,80
Оксид алюминия	Al ₂ O ₃	6,45
Железо общие	Fe общ	17,28
Мышьяк	As	19,80
Золото, г/т	Au	77,8
Сера	S	9,0

4.2 Результаты флотация руды пробы № 2

Исследования по флотационному обогащению были проведены на хвостах гравитации с содержанием золота 3,8 г/т. Условия проведения опытов приведены в таблице 48.

Таблица 48

Условия проведения опытов				
номера опытов	Крупность измельчения, % кл.мельче 0,074	Расход реагентов, г/т		
		Т-80	Бутиловый ксантогенат	Медный купорос
116	65	40	100	0
117	85	40	100	0
118	65	80	100	0
119	85	80	150	0
120	65	40	150	150
121	85	40	150	150
122	65	80	100	150
123	85	80	150	150
124	65	80	100	0
125	85	40	150	150
126	65	40	150	150
127	85	80	150	150

Для постановки опыта флотации руды пробы 2, с учетом предыдущих экспериментов, был принят режим представленный на рисунке 9. Результаты проведения экспериментов представлены в таблице 49.

ИССЛЕДОВАНИЯ ПО РАЗРАБОТКЕ
ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ УПОРНОЙ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ

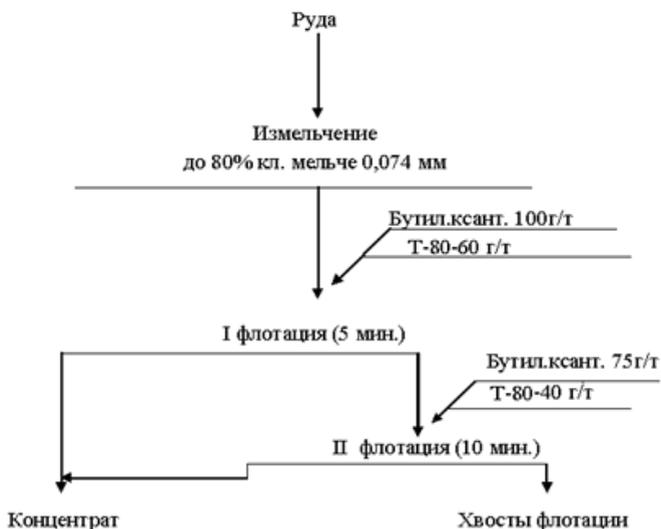


Рисунок 9. Схема проведения опытов по флотации

Таблица 49

Результаты опытов, выполненных по матрице планирования экспериментов

Номера опытов	Продукты	Выход, %	Содержание золота, г/т	Масса золота, г	Распределение, %
116	Концентрат	5,81	25,1	1,458	60,76
	Хвосты флотации	94,19	1,0	0,942	39,24
	Исходная	100,0	(3,8)	(3,8)	100
117	Концентрат	5,88	24,8	1,459	60,78
	Хвосты флотации	94,12	1,0	0,941	39,22
	Исходная	100	(3,8)	(3,8)	100
118	Концентрат	6,81	22,91	1,56	65,0
	Хвосты флотации	93,19	0,9	0,84	35,0
	Исходная	100,0	(3,8)	(3,8)	100
119	Концентрат	8,5	16,40	1,3935	58,06
	Хвосты флотации	91,5	1,1	1,0065	41,94
	Исходная	100,0	(3,8)	(3,8)	100
120	Концентрат	9,63	13,7	1,316	54,83
	Хвосты флотации	90,37	1,2	1,084	45,17
	Исходная	100,0	(3,8)	(3,8)	100

ИССЛЕДОВАНИЯ ПО РАЗРАБОТКЕ
ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ УПОРНОЙ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ

121	Концентрат	8,79	20,0	1,762	73,42
	Хвосты флотации	91,21	0,7	0,638	26,58
	Исходная	100,0	(3,8)	(3,8)	100
122	Концентрат	9,94	16,0	1,59	66,25
	Хвосты флотации	90,06	0,9	0,81	33,75
	Исходная	100,0	(3,8)	(3,8)	100
123	Концентрат	9,27	17,0	1,58	65,80
	Хвосты флотации	90,73	0,9	0,82	34,2
	Исходная	100,0	(3,8)	(3,8)	100
124	Концентрат	6,55	19,5	1,279	53,29
	Хвосты флотации	93,45	1,2	1,121	46,71
	Исходная	100,0	(3,8)	(3,8)	100
125	Концентрат	8,4	11,1	0,934	38,92
	Хвосты флотации	91,6	1,6	1,466	61,08
	Исходная	100,0	(3,8)	(3,8)	100
126	Концентрат	8,76	17,0	1,488	61,98
	Хвосты флотации	91,24	1,0	0,912	38,02
	Исходная	100,0	(3,8)	(3,8)	100
127	Концентрат	9,59	11,8	1,59	66,1
	Хвосты флотации	90,41	0,9	0,81	33,9
	Исходная	100,0	(3,8)	(3,8)	100

Как видно из таблицы извлечение золота остается на уровне 60-70%, следовательно для его повышения необходимо исследование других вариантов, например, стадияльной флотации с более тонким измельчением руды. В этом направлении был поставлен укрупненный (балансовый) опыт по схеме на рисунке 10 при следующих условиях:

- 1) крупность измельчения хвостов гравитации в 1-ю флотацию – 65% кл. мельче 0,074 мм;
- 2) крупность доизмельчения хвостов 2-ой флотации 77,9 % кл. мельче 0,050 мм;
- 3) режим 1-ой флотации:
 - продолжительность флотации – 5 мин;
 - расход Т-80 – 60 г/т;
 - расход ксантогената – 75 г/т;
- 4) режим 2-ой флотации:
 - продолжительность флотации – 10 мин;
 - расход Т-80 – 20 г/т;

- расход ксантогената – 25 г/т;
- 5) режим 3-ей флотации:
 - продолжительность флотации – 15 мин;
 - расход Т-80 – 20 г/т;
 - расход ксантогената – 50 г/т;

Результаты укрупненного опыта представлены в таблице 50.

Таблица 50

Результаты укрупненного опыта

Продукты	Выход, %	Содержание золота, г/т	Распределение, %
Гравитационный концентрат	7,11	22,1	41,58
Флотоконцентрат	14,58	13,1	50,26
Хвосты флотации	78,31	0,43*	8,16
Руда	100,0	3,8	100,0
Примечание: *- средняя по шести опробованиям			

Результаты укрупненного опыта (таблица 50) показывает, что возможно получение вполне отвальных по содержанию золота хвостов флотации. Для этого требуется проведение стадияльной флотации при конечной крупности измельчения не менее 80 % класса мельче 0,05 мм. Без применения перечистных операций выход объединенного флотоконцентрата составил 14,58 % с содержанием золота 13,1 г/т. Хвосты флотации в этом случае получены с содержанием золота 0,43 г/т при общем их выходе 78,31%. Общий выход гравитационного и флотационного концентратов составил 21,69% со средним содержанием золота в смеси концентратов 16,1 г/т.

В таблице 51 представлены результаты дисперсионного и пробирного анализов хвостов флотации укрупненного балансового опыта.

Таблица 51

Результаты дисперсионного и пробирного анализов хвостов флотации укрупненного опыт

Классы, мм	Выход классов, %	Содержание золота, г/т	Масса золота, г	Распределение, %
+0,15	2,15	0,8	0,0172	3,95
+0,10	4,91	0,6	0,0295	6,78
+0,074	9,08	0,55	0,0499	11,47
+0,056	6,20	0,45	0,0279	6,41
+0,040	20,74	0,4	0,0830	19,07
+0,020	18,52	0,4	0,0741	17,01
-0,020	38,40	0,4	0,1536	35,29
Всего	100,0	(0,43)	0,4552	100,0

Расчетные данные, представленные в таблице 51 показывают, что в классах мельче 56 мкм содержание золота составляет 0,4–0,45 г/т. При суммарном выходе этих классов 80,08% средневзвешенное содержание золота в них составляет 0,425 г/т, а в классах крупнее 56 мкм – 0,485 г/т при выходе этих классов 19,92%. Распределение золота по этим классам составило соответственно 77,8% и 22,2%.

ГЛАВА 5 ПЕРЕРАБОТКА ПРОДУКТОВ ОБОГАЩЕНИЯ

5.1 Цианирование продуктов обогащения пробы 1

Эксперименты по обогащению руды в тяжелых средах, крупнокусовой отсадкой, отсадкой руды в цикле измельчения и флотацией свидетельствуют о возможности выделения упорной части руды в отдельные продукты – тяжелая фракция, гравитационный концентрат, флотоконцентрат, хвосты флотации, переработку которых цианированием необходимо осуществлять в режимах отличных от режима цианирования руды.

В таблице 52 представлены результаты по цианированию полученных фракций. Измельчение фракций, отнесенных к «легкой фракции» составляло 80% класса мельче 0,074 мм, а фракций, отнесенных к «тяжелой фракции» - 100% класса мельче 0,074мм.

Таблица 52

Результаты опытов по цианированию отдельных
фракций руды пробы №1

Показатели и результаты	Номера опытов					Класс
	+2960	2900-2969	2750-2900	2650-2750	- 2650	
Продолжительность агитации, час	24	24	24	24	24	24
Плотность пульпы, % тв.	40	40	40	40	40	40
Крупность измельчения, кл.-0,074мм, %	100	100	100	100	100	100
Концентрация цианида, %:						
начальная	0,06	0,06	0,06	0,06	0,06	0,06
конечная	0,025	0,03	0,035	0,035	0,035	0,04
Расход цианида, кг/т	0,525	0,45	0,375	0,375	0,375	0,3
Расход извести, кг/т	1,5	1,5	1,0	1,0	1,0	1,0
Содержание золота, г/т:						
в исходном продукте	27,6	16,8	9,7	7,2	7,8	8,8
в хвостах цианирования	5,9	4,6	0,75	0,65	0,5	0,9
Извлечение золота, %	78,62	72,62	92,27	90,97	93,58	89,77

Опыты показали, что наиболее богатые по золоту хвосты цианирования получены для фракций с большим содержанием сульфидов. Так например, содержание золота во фракции с плотностью +2960 кг/м³ составило 5,9 г/т, а во фракции с плотностью–2960+2900 кг/м³ – 4,6 г/т.

В этих же фракциях значительное содержание мышьяка и серы. Хвосты цианирования легких фракции беднее по золоту (0,5–0,75 г/т) даже в сравнении с хвостами цианирования исходной руды (0,9 г/т).

В таблице 53 приведены расчетные данные потерь золота при цианировании фракции различной плотности. Данные таблицы показывают, что 48,45 % всех потерь золота в хвостах цианирования приходится на фракции с плотностью +2900 кг/м³.

Таблица 53

Потери золота при цианировании отдельных
фракций плотности руды пробы 1

Фракции, кг/м ³ классы, мм	Выход, %	Содержание золота, г/т	Количество золота, г	Распределение золота, %
+2960	5,65	5,9	0,3333	29,73
-2960+2900	4,56	4,6	0,2098	18,72
-2900+2750	13,62	0,75	0,1021	9,11
-2750+2650	43,87	0,65	0,2850	25,42
-2650	24,95	0,50	0,1247	11,12
Класс – 2,5 мм	7,35	0,90	0,0661	5,9
Всего	100		(1,121)	100

Если учесть, что в этих же фракциях концентрируется 45% всех сульфидов, то можно считать, что основным источником потерь в хвостах цианирования, является золото, ассоциированное с сульфидами. Это подтверждается и результатами рационального анализа золота. Систематическое изучение возможности более высокого извлечения золота из тяжелой и легкой фракции показано результатами опытов в таблицах 54 – 56.

В таблице 54 представлены результаты опытов по цианированию тяжелой фракции в зависимости от крупности измельчения. В опытах измельчение проводилось в стержневой мельнице с контролем на ситах с отверстиями сеток 0,074 мм или 0,056 мм. Более тонкое измельчение проводилось в инерционном истирателе 75Т–ГР.

Измельчение в таком аппарате приближается к механоактивационному измельчению. Тонина помола контролировалась дисперсионным анализом по классу 0,010 мм.

Опыты показывают, что наименьшее содержание золота в хвостах цианирования – достигается при крупности 74,8% класса мельче 0,010 мм. Извлечение золота от операции составило 94,74%, а содержание золота в хвостах – 1,2 г/т. Увеличение крупности помола повышает содержание золота в хвостах цианирования, однако даже при крупности

ИССЛЕДОВАНИЯ ПО РАЗРАБОТКЕ
ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ УПОРНОЙ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ

измельчения 49% класса 0,010 мм хвосты цианирования содержат золота 2,8 г/т против 5,4 г/т при крупности измельчения 100% класса мельче 0,074 мм и 100% класса мельче 0,056 мм.

Таблица 54

Результаты опытов по цианированию объединенных фракций плотностью более +2900 кг/м³ руды пробы 1 (влияние крупности измельчения)

Показатели и результаты	Номера опытов						
	128	129	130	131	132	133	134
Крупность измельчения по кл. мельче 0,010 мм, %	100% кл. 0,074 мм	100% кл. 0,056 мм	49,0	60,8	66,0	74,8	80
Продолжительность агитации, час	24	24	24	24	24	24	24
Плотность пульпы, % тв.	33	33	33	33	33	33	33
Концентрация цианида, %:							
начальная	0,085	0,0850	0,085	0,085	0,085	0,085	0,085
конечная	0,06	0,06	0,045	0,04	0,0375	0,0335	0,3
Расход цианида, кг/т	0,5	0,5	0,8	0,9	0,95	1,0	1,1
Расход извести, кг/т	1,0	1,0	1,0	1,0	1,5	2,0	2,0
Содержание золота, г/т:							
в исходном продукте	22,8	22,8	22,8	22,8	22,8	22,8	22,8
в хвостах цианирования	5,4	5,4	2,8	1,8	1,6	1,2	2,0
Извлечение золота, %	76,4	76,4	30,0	92,11	92,98	94,74	91,23

Таблица 55

Результаты опытов по цианированию объединенных фракций плотностью менее - 2900 кг/м³ и класса мельче - 2,5 мм руды пробы № 1 (влияние крупности измельчения)

Показатели и результаты	Номера опытов					
	135	136	137	138	139	140
Крупность измельчения по кл. мельче 0,010 мм, %	43,84	50,0	60,0	67,4	80,0	85,6
Продолжительность агитации, час	24	24	24	24	24	24
Плотность пульпы, % тв.	40	40	40	40	40	40
Концентрация цианида, %:						
начальная	0,055	0,055	0,055	0,055	0,055	0,055
конечная	0,035	0,035	0,03	0,03	0,03	0,03
Расход цианида, кг/т	0,3	0,3	0,375	0,375	0,375	0,375
Расход извести, кг/т	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0
Содержание золота, г/т:						
в исходном продукте	7,9	7,9	7,9	7,9	7,9	7,9
в хвостах цианирования	1,2	1,0	0,9	0,7	0,6	0,6
Извлечение золота, %	84,81	87,34	88,60	91,14	92,41	92,41

Таблица 56

Результаты опытов по цианированию объединенных фракций плотностью менее 2900 кг/м³ и класса менее 2,5 мм (влияние продолжительности цианирования)

Показатели и результаты	Номера опытов						
	141	142	143	144	145	146	147
Крупность измельчения по кл. мельче 0,074 мм, %	67,4	67,4	67,4	67,4	67,4	67,4	67,4
Продолжительность агитации, час	3	6	9	12	15	18	24
Плотность пульпы, % тв.	40	40	40	40	40	40	40
Концентрация цианида, %:							
начальная	0,055	0,055	0,055	0,055	0,055	0,055	0,055
конечная	0,045	0,04	0,04	0,04	0,04	0,04	0,03
Расход цианида, кг/т	0,15	0,225	0,225	0,225	0,225	0,225	0,375
Расход извести, кг/т	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0
Содержание золота, г/т:							
в исходном продукте	7,9	7,9	7,9	7,9	7,9	7,9	7,9
в хвостах цианирования	2,8	2,0	1,2	0,9	0,8	0,7	0,7
Извлечение золота, %	64,56	74,68	84,81	88,6	89,87	91,14	91,14

Характерным является увеличение расхода цианида (0,5 до 1,1 кг/т) с увеличением тонины помола.

Цианирование «легкой фракции» (таблица 69 и 70) позволяет получить хвосты цианирования с содержанием золота 0,6 г/т при помола 80% по классу мельче – 0,074мм и продолжительности перемешивания 24 часа.

При крупности измельчения- 80% кл.мельче – 0,074 мм и продолжительности перемешивания 18 часов, хвосты цианирования отходят с содержанием золота в них – 0,7 г/т.

Цианирование хвостов флотации. В опытах по цианированию хвостов флотации укрупненного опыта проверялась продолжительность перемешивания с цианистым раствором. Из данных таблицы 57 видно, что растворение золота из хвостов агитации протекает достаточно быстро. Уже после 6-ти часовой агитации устанавливается постоянное содержание золота в хвостах цианирования – 0,5 г/т, которое не изменяется даже после 18 часового цианирования.

Аналогичные результаты получены и при сорбционном цианировании хвостов флотации (таблица 58) по ранее описанной методике.

Содержание золота в хвостах цианирования составило 0,5 г/т после 6-ти часового перемешивания со смолой. Дальнейшее увеличение продолжительности сорбционного цианирования до 15 часов не снижает содержания золота а хвостах сорбции. Сорбирование золота из раствора на смолу заканчивается в течение 6 часов.

Таблица 57

Влияние продолжительности цианирования на извлечение золота из хвостов флотации руды пробы № 1

Условия и результаты	Номера опытов					
	148	149	150	151	152	153
Продолжительность цианирования, час	2	4	6	9	12	18
Плотность пульпы, % тв.	40	40	40	40	40	40
Концентрация цианида, %:						
начальная	0,045	0,045	0,045	0,045	0,045	0,045
конечная	0,035	0,035	0,035	0,035	0,035	0,035
Расход цианида, кг/т	0,15	0,15	0,15	0,15	0,15	0,15
Расход извести, кг/т	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0
Содержание золота, г/т:						
в исходном продукте	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0
в хвостах цианирования	0,8	0,6	0,5	0,45	0,5	0,5
Извлечение золота, %	20,0	40,0	50,0	55,0	50,0	50,0

Таблица 58

Влияние продолжительности на извлечение золота при сорбционном цианировании хвостов флотации руды пробы № 1

Показатели и результаты	Номера опытов				
	154	155	156	157	158
Продолжительность агитации, час	3	6	9	12	15
Плотность пульпы, % тв.	40	40	40	40	40
Концентрация цианида, %:					
начальная	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5
конечная	0,035	0,035	0,035	0,035	0,035
Расход цианида, кг/т	0,225	0,225	0,225	0,225	0,225
Расход извести, кг/т	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0
Содержание золота, г/т:					
в исходном продукте	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0
в хвостах цианирования	0,7	0,5	0,5	0,5	0,5
Извлечение золота, %:					
из хвостов флотации	30,0	50,0	50,0	50,0	50,0
из раствора на смолу	95,6	100	100	100	100

Цианирование флотоконцентрата. В таблице 59 представлены результаты цианирования «сырого» флотоконцентрата. Цианирование «сырого» флотоконцентрата, даже при измельчении до 100% кл.-0,056 мм дает неудовлетворительные результаты. Извлечение золота в раствор составило 87,79% при содержании золота в хвостах цианирования – 9,5 г/т.

Таблица 59

Результаты опытов по цианированию флотоконцентрата

Показатели и результаты	номер опыта
	159
Материал на цианирование	концентрат
Крупность измельчения, % кл.- 0,056мм	100
Продолжительность цианирования, час	48
Плотность пульпы, % тв.	33
Концентрация цианида, %:	
начальная	0,08
конечная	0,025
Расход цианида, кг/т	1,1
Содержание золота, г/т:	
во флотоконцентрате	77,8
в хвостах цианирования	9,5
Извлечение золота, %	87,79

5.2 Цианирование продуктов обогащения пробы № 2

Результаты опытов, приведенные в таблице 60 свидетельствуют, что для извлечения золота из легкой фракции цианированием достаточная крупность измельчения составляет 60% по классу мельче 0,074 мм, а продолжительность выщелачивания должна составлять 15 часов. Извлечение золота в раствор при этих условиях составило 79,17% при расходе цианида 0,5 кг/т. Содержание золота в хвостах цианирования составило 0,5 г/т.

Таблица 60

Результаты опытов по цианированию легкой и тяжелой фракций руды пробы № 2

Показатели и результаты	Легкая фракция		Тяжелая фракция			
	Номера опытов					
	160	161	162	163	164	165
Крупность измельчения по кл. мельче 0,074мм	60 % кл. мельче 0,074 мм	60 % кл. мельче 0,074 мм	100 % кл. мельче 0,056 мм	51,5 % кл. мельче 0,03 мм	69,2 % кл. мельче 0,03 мм	90 % кл. мельче 0,03 мм
Продолжительность цианирования, час	12	15	24	24	24	24
Концентрация цианида, %:						
начальная	0,05	0,05	0,16	0,16	0,16	0,16
конечная	0,03	0,03	0,075	0,065	0,05	0,035
Расход цианида, кг/т	0,5	0,5	1,275	1,425	1,65	1,875
Расход сорбента в опыт, г/дм ³ пульпы	1,5	1,5	2,0	2,0	2,0	2,0
Расход извести, кг/т	1,0	1,0	1,5	1,5	1,5	1,5
Содержание золота, г/т: в исходном продукте	2,4	2,4	14,5	14,5	14,5	14,5

в хвостах цианирования (сорбции)	0,55	0,5	4,8	2,4	1,9	1,4
Извлечение золота в раствор, %	77,08	79,17	66,90	83,45	86,90	90,34

Растворение золота из тяжелой фракции происходит значительно хуже и чтобы получить хвосты сорбции с содержанием золота 1,9 г/т необходима крупность измельчения не менее 69% кл. мельче 0,03 мм. Расход цианида при этом составляет 1,65 кг/т продукта.

Суммарное извлечение золота раздельным цианированием легкой и тяжелой фракций при этом составит

$$100 - \frac{(0,1184 \times 1,9 + 0,8816 \times 0,5)}{3,8} \times 100 = 82,48\%.$$

5.3. Цианирование гравитационного концентрата

Результаты опытов по сорбционному цианированию гравитационного концентрата приведены в таблице 61.

Для получения хвостов сорбции с содержанием золота менее 2 г/т необходимо весьма тонкое предварительное измельчение концентрата. Хвосты сорбции с содержанием золота 1,9 г/т были получены при крупности измельчения 85,2% по классу мельче 0,03 мм (30 мкм). Расход цианида при этом составил 1,65 кг/т. Извлечение золота от операции достигла 91,40%. Увеличение крупности измельчения, например, до 50 % кл. мельче 0,03 мм снижает извлечение цианированием до 78,73%.

Таблица 61

Результаты опытов по цианированию гравитационного концентрата
руды пробы № 2

Показатели и результаты	Номера опытов			
	166	167	168	169
Крупность измельчения по кл. мельче 0,03 мм	41,7	50,3	77,5	85,2
Продолжительность цианирования, час	24	24	24	24
Плотность пульпы, % тв.	40	40	40	40
Концентрация цианида, %:				
начальная	0,15	0,15	0,15	0,15
конечная	0,055	0,055	0,045	0,04
Расход цианида, кг/т	1,425	1,50	1,575	1,65

ИССЛЕДОВАНИЯ ПО РАЗРАБОТКЕ
ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ УПОРНОЙ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ

Расход в опыт, известки, кг/т сорбента, г	1,0 1,0	1,0 1,0	1,0 1,0	1,0 1,0
Содержание золота, г/т: в исходном продукте в хвостах цианирования (сорбции)	22,1 5,2	22,1 4,7	22,1 3,0	22,1 1,9
Извлечение золота, %	76,47	78,73	86,43	91,40

Цианирование смеси гравитационного и флотационного концентратов. Результаты опытов по цианированию смеси гравито- и флотоконцентратов при соотношении 1:2 приведены в таблице 62.

Таблица 62

Цианирование смеси гравито- и флотоконцентрата при соотношении в смеси 1:2 руды пробы 2

Условия и результаты	номера опытов	
	170	171
Крупность измельчения по кл. мельче 0,03 мм	75,6	89,9
Продолжительность цианирования, час	24	24
Расход сорбента (АМ-2Б), г/дм ³ пульпы	3	3
Плотность пульпы, % тв.	40	40
Концентрация цианида, %: начальная конечная	0,16 0,040	0,16 0,035
Расход цианида, кг/т	1,8	1,875
Расход известки, кг/т	2,0	2,0
Содержание золота, г/т: в смеси концентратов в хвостах сорбции	16,1 3,2	16,1 2,5
Извлечение золота в раствор, %	80,12	84,47

При цианировании смеси концентратов результаты получены несколько хуже, чем при цианировании только гравитоконцентрата. Например, при крупности доизмельчения смеси концентратов до 89,9% кл. мельче 0,03 мм хвосты сорбции отошли с содержанием золота 2,5 г/т, а при крупности 75,6% кл. мельче 0,03 мм – 3,2 г/т. Извлечение золота в раствор составило соответственно 84,47% и 80,12%. Повышение потерь золота с хвостами цианирования (сорбции) связано, очевидно, с извлечением во флотационный концентрат более тонкодисперсного золота, которое при данной крупности измельчения не вскрывается.

ГЛАВА 6 ОЦЕНКА ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА ПО РАЗЛИЧНЫМ ВАРИАНТАМ СХЕМ ПЕРЕРАБОТКИ ПРОБ ИССЛЕДУЕМОЙ РУДЫ

Приведенные выше результаты исследований были выполнены на пробах Васильковской руды с различным содержанием в них золота. Ниже приводятся результаты балансовых расчетов извлечения золота для проб руды с содержанием золота 9,6 и 3,8 г/т.

6.1 Извлечение золота из пробы руды с содержанием золота 9,6 г/т

Извлечение золота по схеме измельчение–цианирование. Принципиальных схемы приведены на рисунке 10, а балансовое извлечение в таблице 63.

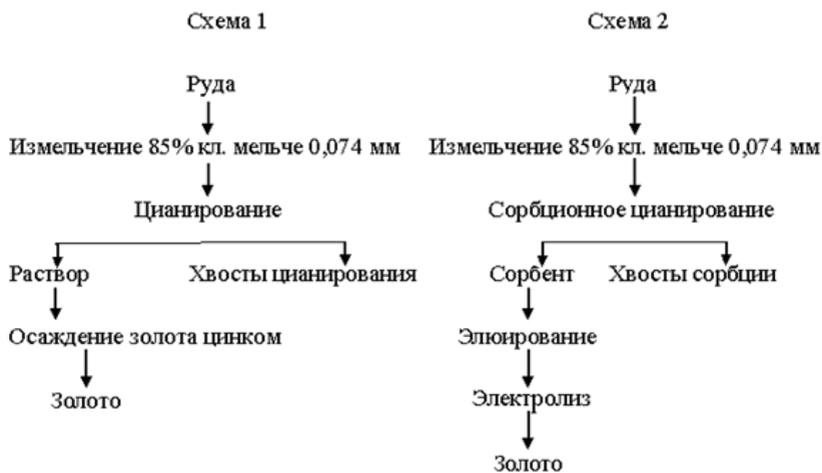


Рисунок 10 - Принципиальные схемы извлечения золота из руды цианированием

Таблица 63

Извлечение золота по схеме: измельчение – цианирование

Продукт	Выход, %	Содержание золота, г/т	Распределение, %
Извлекается: в раствор цианирования	–	–	90,14
Теряется: в хвостах цианирования	100,0	0,85	9,86
Руда	100	9,6	100,0

Извлечение золота по схеме – гравитационное обогащение – цианирование хвостов гравитации.



Рисунок 11 - Схема извлечения золота отсадкой,
цианированием хвостов гравитации

Результаты по извлечению золота по схеме приведены в таблице 64.

Таблица 64

Извлечение золота по схеме: гравитация – цианирование
хвостов гравитации

Продукт	Выход, %	Содержание золота, г/т	Распреде- ление, %
Извлекается: в гравитационный концентрат	0,97	108	11,10
в раствор цианирования	–	–	80,83
Всего	0,97		91,93
Теряется: в хвостах цианирования	99,03	0,8	8,07
Руда	100	9,6	100,0

Извлечение золота по схеме гравитационное обогащение – цианирование гравииоконцентрата и хвостов гравитации (таблица 65).

Таблица 65

Извлечение золота по схеме: гравитация – цианирование гравииоконцентрата и хвостов гравитации

Продукт	Выход, %	Содержание золота, г/т	Распределение, %
Извлекается:	–	–	–
Теряется:			
в хвостах цианирования гравииоконцентрата	0,97	18,3	1,85
в хвостах цианирования хвостов гравитации	99,03	0,8	8,07
Всего потери	–	–	9,92
Руда	100	9,6	100,0

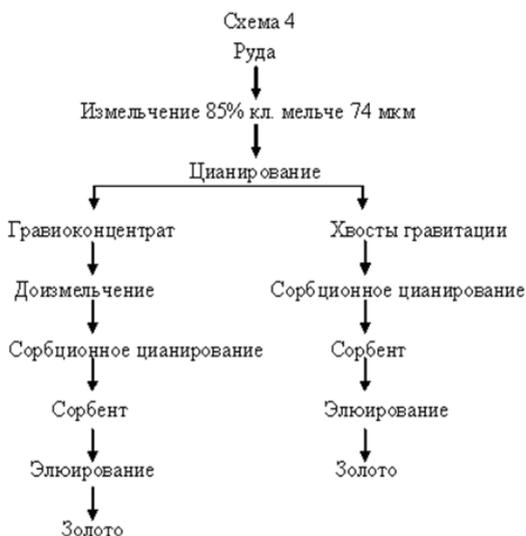


Рисунок 12 - Схема извлечения золота цианированием гравииоконцентрата и хвостов гравитации

Извлечение золота по схемам: измельчение – флотация и измельчение – гравитационное обогащение – флотация.



Рисунок 13 - Схема извлечения флотацией

Извлечение золота по схемам 5 и 6 приведены в таблицах 66 и 67.

Таблица 66

Извлечение золота по схеме: флотация руды

Продукт	Выход, %	Содержание золота, г/т	Распределение, %
Извлекается: во флотоконцентрат	11,15	77,8	90,71
Теряется: в хвостах флотации	88,85	1,0	9,29
Руда	100	9,6	100,0



Рисунок 14 - Схема извлечения золота отсадкой и флотацией

Таблица 67

Извлечение золота по схеме: гравитационное обогащение – флотация

Продукт	Выход, %	Содержание золота, г/т	Распределение, %
Извлекается: в гравитационный концентрат	0,97	108	11,10
в флотационный концентрат	11,15	71,4	79,93
Всего извлечено	12,12		91,03
Теряется: в хвостах флотации	87,88	1,0	8,97
Руда	100	9,6	100,0

Извлечение золота гравитационным и флотационным обогащением и цианирование хвостов флотации.



Рисунок 15 - Схема переработки руды отсадкой, флотацией и цианированием хвостов флотации

Извлечение золота по схеме 7 приведено в таблице 68.

Таблица 68

Извлечение золота по схеме: гравитационное обогащение – флотация –
цианирование хвостов флотации

Продукт	Выход, %	Содержание золота, г/т	Распределение, %
Извлекается:	0,97	108	11,10
в гравитационный концентрат			
во флотационный концентрат	11,15	71,4	79,93
в цианистый раствор	–	–	4,39
Всего извлечено	12,12		95,42
Теряется:			
в хвостах флотации	87,88	0,5	4,58
Руда	100	9,6	100,0

Извлечение золота по схеме гравитационное и флотационное обогащение – цианирование доизмельченных гравито- и флотоконцентратов. Извлечение золота по схеме 8 приведено в таблице 69.

Таблица 69

Извлечение золота по схеме: гравитационное обогащение – флотация –
цианирование концентратов.

Продукт	Выход, %	Содержание золота, г/т	Распределение, %
Извлекается:			
в цианистый раствор	–	–	79,04
Теряется:			
с хвостами флотации	87,88	1,0	8,97
с хвостами цианирования	12,12	9,5	11,99
Всего извлечено			20,96
Руда	100	9,6	100,0

Извлечение золота по схеме 9 приведено в таблице 70.

Таблица 70

Извлечения золота по схеме: крупнокусковая отсадка – флотация легкой фракции

Продукт	Выход, %	Содержание золота, г/т	Распределение, %
Извлекается:			
в тяжелую фракцию	10,21	22,8	24,74
во флотационный концентрат	6,85	93,7	68,61
Всего извлекается	17,06		93,35
Теряется: с хвостами флотации	82,94	0,75	6,65
Руда	100	9,6	100,0

Извлечение золота по схеме: крупнокусковая отсадка – раздельное цианирование тяжелой и легкой фракции.



Рисунок 16 - Схема переработки отсадкой, флотацией и цианированием концентратов

Извлечение золота по схеме крупнокусковая отсадка – флотация легкой фракции.



Рисунок 17 - Схема переработки крупнокусковой отсадкой и флотацией

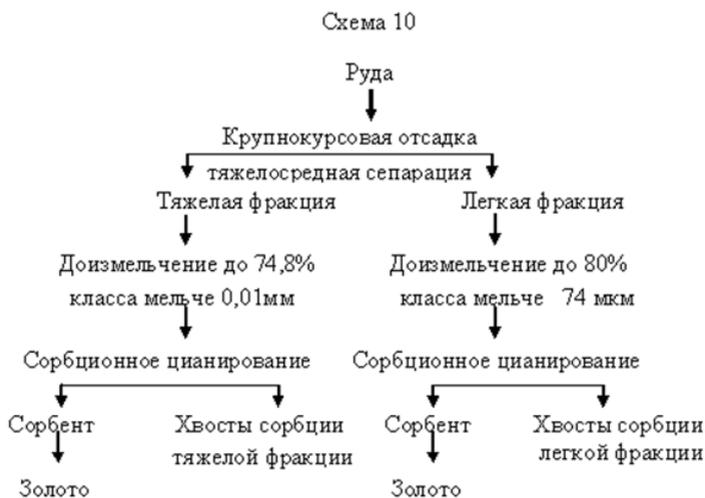


Рисунок 18 - Схема переработки руды крупнокусковой отсадкой и цианирование легкой и тяжелой фракций

Извлечение золота по схеме 10 приведено в таблице 71.

Таблица 71

Извлечение золота по схеме: отсадка крупнокусковой руды – цианированием тяжелой и легкой фракций

Продукт	Выход, %	Содержание золота, г/т	Распределение, %
Извлекается:			
в растворе сорбции тяжелой фракции	–	–	24,83
в раствор сорбции легкой фракции	–	–	68,27
Всего извлекается			93,10
Теряется:			
с хвостами сорбции тяжелой фракции	10,21	1,2	1,28
с хвостами сорбции легкой фракции	89,79	0,6	5,62
Всего извлекается	100,0	0,66	6,90
Руда	100	9,6	100,0

Извлечение золота по схеме: отсадка крупнокусковой руды – флотация легкой фракции – цианирование доизмельченных тяжелой фракции и флотоконцентрата.



Рисунок 19 - Схема переработки крупнукусовой отсадкой, флотацией легкой фракции и цианирование тяжелой фракции и флотоконцентрата

Таблица 72

Извлечение золота по схеме: крупнукусовая отсадка – флотация легкой фракции – цианирование доизмельченных тяжелой фракции и флотоконцентрата

Продукт	Выход, %	Содержание золота, г/т	Распределение, %
Извлекается: в раствор сорбционного цианирования	–	–	91,35
Теряется: с хвостами флотации	82,16	0,75	6,42
с хвостами сорбционного цианирования	17,84	1,2	2,23
Всего извлекается	100,0	0,83	8,65
Руда	100	9,6	100,0

Анализ результатов опытов показывает, что наиболее простой схемой переработки является измельчение руды до 80–85% по классу мельче 0,074 мм и цианирование. При этом цианирование по различным вариантам: отмывка растворенного золота непрерывной противоточной

декантацией (НПД) или фильтрацией на вакуум-фильтрах с осаждением золота металлическим цинком; цианирование с ионообменной смолой типа АМ–2Б или активированным углем обеспечивает извлечение золота на уровне 90,14–90,60%.

Предварительное гравитационное обогащение отсадкой повышает общее извлечение золота до 91,93%, однако, при этом возникает проблема переработки гравитационного концентрата с высоким содержанием мышьяка (таблицы 64, 65).

Включение в схему переработки флотации также обеспечивает извлечение золота во флотационные концентраты на уровне 90,7% для руды и 91,03% (таблицы 66, 67) при включении в схему гравитационного обогащения.

По этому варианту получение отвальных по золоту хвостов обогащения не достигается. Отвальное содержание золота в хвостах переработки (0,5 г/т) достигается лишь при включении в схему переработки цианирования хвостов флотации (таблица 68). По этому варианту также возникает проблема переработки богатого по мышьяку (до 20% мышьяка) продукта.

Применение гравитационного обогащения крупнодробленой руды (40–50 мм) с раздельным сверхтонким измельчением тяжелой фракции (70–75% класса мельче 0,01 мм) и обычным (80% класса мельче 0,074 мм) измельчением легкой фракции обеспечивает общее извлечение золота цианированием отдельно каждой фракции до 93% (таблица 71).

Флотационное обогащение легкой фракции и совместная переработка флотационного концентрата и тяжелой фракции сверхтонким измельчением и цианированием обеспечивает извлечение золота в раствор на уровне более 91% (таблица 72). Следует отметить, что по этому варианту в цианирование будет поступать не более 20% рудного материала.

6.2 Извлечение золота из пробы руды с содержанием золота 3,8 г/т

В таблицах приводятся результаты по извлечению золота по схемам, приведенном в разделе 6.1.

Таблица 73

Извлечение золота по схеме 1 и 2

Продукты	Выход, %	Содержание золота, г/т	Распределение, %
Извлечено: 1) в раствор цианирования	-	-	78,95
Теряется: 1) с хвостами цианирования или сорбции	100	0,8	21,05
Руда	100	3,8	100,0

Таблица 74

Извлечение золота по схеме 3

Продукты	Выход, %	Содержание золота, г/т	Распределение, %
Извлекается: в гравитационный концентрат	7,11	22,1	41,58
в раствор цианирования	-	-	41,31
Всего	7,11	-	82,89
Теряется: в хвостах цианирования	92,89	0,7	17,11
Руда	100	3,8	100,0

Таблица 75

Извлечение золота по схеме 4

Продукты	Выход, %	Содержание золота, г/т	Распределение, %
Извлекается: в раствор цианирования	-	-	81,77
Теряется: в хвостах цианирования			
в гравитационного концентрата	7,11	1,9	3,56
в хвостах цианирования хвостов гравитации	82,89	0,6	14,67
Всего потери			18,23
Руда	100	3,8	100,0

Таблица 76

Извлечение золота по схеме 6

Продукты	Выход, %	Содержание золота, г/т	Распределение, %
Извлекается:			
в гравитационный концентрат	7,11	22,1	41,58
во флотационный концентрат	14,58	13,1	50,26
Всего	21,69	16,1	91,84
Теряется:			
в хвостах флотации	78,31	0,43	8,16
Руда	100,0	3,8	100,0

Для пробы руды 2 цианированием измельченной руды до 80–85% класса мельче 0,074 мм достигается получения хвостов цианирования с содержанием золота 0,8 г/т при извлечении 78,95%. Включение в схему переработки руды гравитационное обогащение отсадкой с получением выхода гравитационного концентрата 7–8% снижает содержание золота в хвостах цианирования до 0,7 г/т. Флотационным обогащением хвостов гравитации при условии выхода гравитационного концентрата не менее 7% достигается получение хвостов флотации с содержанием золота 0,43 г/т при общем извлечении золота в концентраты 91,84%.

Таблица 77

Извлечение золота по схеме 8

Продукты	Выход, %	Содержание золота, г/т	Распределение, %
Извлекается:			
в цианистый раствор	–	–	76,87
Теряется:			
в хвостах цианирования в гравитационного концентрата	78,31	0,43	8,86
с хвостами цианирования гравитационного концентрата	21,69	2,5	14,27
Всего потери			23,13
Руда	100	3,8	100,0

Таблица 78

Извлечение золота по схеме 10

Продукты	Выход, %	Содержание золота, г/т	Распределение, %
Извлекается:			
в раствор сорбции тяжелой фракции	–	–	49,13
в раствор сорбции легкой фракции	–	–	33,29

ИССЛЕДОВАНИЯ ПО РАЗРАБОТКЕ
ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ УПОРНОЙ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ

Всего извлекается			82,48
Теряется:			
с хвостами сорбции тяжелой фракции	11,84	1,9	5,92
с хвостами сорбции легкой фракции	88,16	0,5	11,60
Всего теряется		(0,66)	17,52
Руда	100,0	3,8	100,0

Цианирование совместно гравитационного и флотационного концентратов доизмельченных до 89,9% класса мельче 0,03 мм позволяет достичь извлечения в раствор 84,87 % золота от операции при содержании его в хвостах цианирования 2,5 г/т (таблица 60). Сквозное извлечение золота с учетом потерь в хвостах флотации составило 77,96%.

Гравитационным обогащением руды крупнокусковой отсадкой или тяжелосредней сепарацией выделяется около 12% тяжелой фракции, куда переходит 45% всего золота и более 46% и мышьяка и серы.

Раздельная переработка фракции, например, механоактивационное измельчение тяжелой фракции до 60% класса мельче 0,03 мм и легкой фракции до 60% класса мельче 0,074 мм с последующим цианированием обеспечивает извлечение золота в раствор 82,48% при общем содержании золота в хвостах цианирования 0,66 г/т.

ГЛАВА 7 ВЫВОДЫ

7.1 Выводы по результатам исследования пробы № 1

1. По результатам химического, спектрального и минералогического анализов руду пробы 1 можно отнести к кварцевосульфидным рудам с тонкой вкрапленностью золота в рудных и породообразующих минералах.

2. Золото в руде представлено свободным мелким (до 0,1 мм) и тонким (менее 0,05 мм). Свободное амальгамирующееся золото составляет 68,75% или 6,6 г/т. Часть золота ассоциирует с породообразующими и сульфидными минералами. Крупность ассоциированного золота достигает от долей до нескольких десятков микрометров.

Золото достаточно равномерно распределяется по классам крупности при дроблении и измельчении руды. За счет свободного золота наблюдается обогащение (примерно в 3 раза) класса $-0,074$ мм кристаллического при гидравлической классификации. Содержание золота в руде 9,6 г/т, серебра до 1,5 г/т.

3. Гравитационным обогащением руды в цикле измельчения возможно выделение около 1,0% гравитационного концентрата с содержанием золота 105 г/т и извлечением 11,10%. Содержание свободного амальгирующегося золота в гравитационном концентрате составило 36 г/т или 3,6% от содержания золота в руде.

4. В опытах по цианированию исходной руды и хвостов гравитационного обогащения определены основные условия проведения процесса:

- продолжительность цианирования – 24 часа;
- концентрация цианида $-0,04 - 0,06$ %;
- расход 96 % активной извести $-1,0$ кг/т;
- крупность измельчения по классу $-0,074$ мм – 80 – 85 %
- плотность пульпы, % твердого – 40.

При этих условиях извлечение золота в раствор для исходной руды составило 90,63% при содержания золота в хвостах цианирования 0,9 г/т (таблицы 12,13).

При цианировании хвостов гравитационного обогащения содержание золота в хвостах цианирования снизилось до 0,8 г/т. Извлечение золота от операции составило 90,48 %. Продолжительность цианирования для хвостов может быть снижен до 18 часов. Сквозные извлечение по схеме гравитация – цианирование хвостов гравитации составило 91,89%, а от операции 90,48% (таблица 20).

При цианировании хвостов гравитации руды сорбцией растворенного золота на смоле АМ-2Б извлечение золота на смолу составило:

- для руды –90,63% при содержании золота в хвостах цианирования – 0,9 г/т (таблица 12);

- для хвостов гравитации 90,48 % от операции с содержанием золота в хвостах цианирования – 0,8 г/т. (таблица 20).

Продолжительность сорбции составило не менее 15 часов как для руды, так и для хвостов гравитации. Общая продолжительность цианистого процесса выщелачивания с учетом 4-х часового предварительного цианирования составляет не менее 19 часов.

5. В опытах по флотационному обогащению, поставленных по методу планированного эксперимента, найдено, что получение хвостов флотации с содержанием золота менее 1,0 г/т при крупности измельчения руды 80–85% кл. –0,074 не представляется возможными.

Выход первичного концентрата зависит от расхода вспенивателя и составил по опытам 8–12%. В балансовом опыте (рисунок 7 и таблица 44) с возвратом промпродукта перечистки первичного флотоконцентрата и флотоконцентрата II-ой флотации получены следующие результаты:

При расходе в I флотацию Т- 80 – 50 г/т, ксантогената – 175г/т, во II флотацию Т- 80 – 40 г/т, ксантогената – 59 г/т и при крупности измельчения 80% класса –0,074 мм выход перечищенного флотоконцентрата составил 11,15% с содержанием золота 77,8 г/т. Извлечение золота во флотоконцентрат достигло 90,71%, содержание золота в хвостах флотации составило 1,0 г/т.

Анализ потерь золота по классам крупности хвостов флотации показывает (таблица 46), что более 60% всех потерь золота приходится на классы крупнее 40 мкм. При выходе этих классов 43,81% содержание в них золота составило 1,45 г/т.

6. Цианирование хвостов флотации со смолой и без нее позволяет снизить содержание золота до 0,5 г/т. Продолжительность цианирования без смолы и со смолой составляет 6 часов.

7. Цианированием флотоконцентрата, доизмельченного до 100% класса мельче 0,056 мм извлекается 87,79 % золота от операции или 79,63% от содержания золота в руде, однако хвосты цианирования содержат золота 9,5 г/т (таблица 59).

8. Оценка гравитационной обогатимости крупнодробленой руды (до 40–60 мм) выполненного с помощью фракционного анализа выявила возможность разделения руды на тяжелую и легкую фракцию.

В тяжелую фракцию плотностью $+2900 \text{ кг/м}^3$ при выходе ее 10,2% извлекается до 25% всего золота и до 45 % серы и мышьяка в. Тяжелая фракция, в сравнении с рудой, обогащается по золоту в 2,4 раза по сере и мышьяку в 4,8 раза.

9. Извлечение золота из тяжелой фракции цианированием возможно лишь после сверхтонкого, приближающегося к механоактивационному, измельчения. Содержание золота в хвостах цианирования – 1,2 г/т достигается при измельчении фракции до 75% по классу – 0,010 мм и 1,6 – 1,8 г/т при измельчении до 60–65% по классу–0,010 мм. При измельчении фракции до 100% по классу–0,074 мм или 0,056 мм хвосты цианирования получают с содержанием золота 5,4 г/т.

10. Легкая фракция обедняется по содержанию мышьяка и серы в 1,6–1,8 раза, в то время, как содержание золота снижается всего на 1,7 г/т.

Извлечение золота из такого продукта при крупности измельчения 80% класса мельче – 0,074 мм за 24 часа составило 92,41% от операции при содержании золота в хвостах цианирования 0,6 г/т. При крупности измельчения 67,4% хвосты цианирования получились с содержанием золота 0,7 г/т при извлечении золота 91,14%.

Флотационное обогащение легкой фракции по схеме на рисунке 5 обеспечивает получение хвостов флотации с более низким содержанием золота (0,75–0,8 г/т), чем при флотации руды (1,0 г/т). Извлечение золота во флотоконцентрат достигает 91,89 % и содержанием золота в нем около 90 г/т.

11. По результатам проведенных исследований рекомендуется следующие варианты схем переработки руды:

1) выделение крупного свободного золота и сульфидов в цикле измельчения–сорбционное цианирование хвостов гравитации. Технологический режим:

- крупность измельчения руды 80 – 85% класса мельче 0,074 мм;

- продолжительность цианирования 4–6 часов;

- продолжительность сорбционного цианирования – 15 часов;

- концентрация активного цианида в растворе 0,04–0,06%;

- расход извести (96% активности) –1,0 кг/т;

- плотность пульпы при цианировании 40–45% твердого.

12. Варианты схем с флотационным обогащением руды могут рассматриваться при наличии приемлемой разработанной технологии извлечения золота, из флотационных концентратов.

13. Перспективным направлением может явиться вариант гравитационного обогащения крупнодробленой руды раздельным измельчением тяжелой и легкой фракции до рекомендованных в работе крупностей. Цианирование тяжелой и легкой фракций следует проводить совместно. Окончание схемы может осуществляться как по фильтрационному варианту, так и варианту сорбционного процесса.

При флотационном обогащении легкой фракции и механоактивационном измельчении тяжелой фракции и флотоконцентрата цианистая часть схемы должна осуществляться по сорбционной технологии.

7.2 Выводы по результатам исследования пробы № 2

1. Вещественный состав пробы 2 во многом соответствует составу пробы 1 и представляет собой окварцованные диориты с арсенопиритной минерализацией золота. Свободного золота в пробе содержится 1,21 г/т или 38,85% от его общего содержания. Содержание ассоциированного золота в сульфидах составляет 0,78 г/т или 20,52%, с породными минералами ассоциирует 0,27 г/т или 7,11%. Общее содержание золота в пробе – 3,8 г/т.

2. Прямое сорбционное цианирование руды при крупности измельчения 85% класса мельче 0,074 мм позволяет извлечь в раствор 78,95 % золота, при содержании его в хвостах сорбции 0,8 г/т.

3. Гравитационным обогащением в цикле измельчения с целью максимального извлечения сульфидов в гравитационный концентрат достигнуто извлечение золота 41,4% при выходе концентрата после однократной перечистки на концентрационном столе 7,11% и содержании в нем золота 22,1 г/т.

4. Цианированием хвостов гравитации содержание золота в хвостах сорбции снижается до 0,7 г/т.

5. Цианированием гравитационного концентрата, измельченного до 85,5% по классу мельче 0,03 мм, достигнуто извлечение золота в раствор 85,2 % при его содержании в хвостах сорбции 1,9 г/т. Расход цианида при этом составил 1,65 кг/т концентрата.

6. Прямое флотационное обогащение хвостов гравитации при измельчении до 85% класса мельче 0,074 мм не позволяет получить содержание золота в хвостах флотации 0,7 г/т.

7. Флотационным обогащением хвостов гравитации при крупности измельчения 80% мельче 0,05 мм достигнуто содержание золота в хвостах флотации 0,43 г/т. При выходе флотационного концентрата 14,58%, гравитационного – 7,11%. Извлечение золота в концентраты

составило 91,84%.

8. Цианированием смеси гравитационного и флотационного концентратов в соотношении 1:2, измельченных до 89,9 % класса мельче 0,03 мм, извлекается 84,47% золота при содержании его в хвостах цианирования 2,5 г/т (таблица 60). Содержание золота в смеси концентратов составляло 16,1 г/т.

9. Тяжелосредней сепарацией или крупнокусковой отсадкой руды крупностью 10мм возможно получение тяжелой фракции плотностью более 2900 кг/м³ при выходе ее 11,84%, содержание золота 14,5 г/т и извлечение золота 45,24%. В тяжелую фракцию переходит около 46 % серы и мышьяка.

Объединенная легкая фракция совместно с рудным классом мельче 2,5 мм содержит 2,4 г/т золота. Она обедняется как по содержанию мышьяка (1,55%), так и серы (0,83%).

10. Цианированием тяжелой фракции, измельченной до 90% класса мельче 0,03 мм извлекается 90,34% золота от содержания его во фракции, при содержании его в хвостах цианирования 1,4 г/т, а при крупности измельчения до 69,2% класса мельче 0,03 мм соответственно 86,9% и 1,9 г/т. Продолжительность цианирования должна составлять 24 часа.

Цианированием легкой фракции, измельченной до 60% класса мельче 0,074 мм извлекается 79,17% золота от содержания его во фракции. Содержание золота в хвостах сорбции составило 0,5 г/т.

Продолжительность сорбционного цианирования легкой фракции составляет 15 часов.

Таким образом, по результатам исследования 2-х проб коренных руд Васильковского месторождения установлено, что по химическому и минералогическому составу, характеру золота и поведению в технологических процессах пробы близки и могут перерабатываться по одному из следующих вариантов:

1. Измельчение руды до 80–85% класса мельче 0,074 мм, обогащение руды отсадкой в циклах измельчения, отдельная переработка гравитационного концентрата и хвостов гравитации сорбционным цианированием.

2. Измельчение руды до 78–80% по классу мельче 0,05 мм, обогащение отсадкой в циклах измельчения, стадийная флотация, механоактивационное доизмельчение гравито- и флотоконцентратов с последующим сорбционным цианированием.

3. Тяжелосредняя сепарация или крупнокусковая отсадка, отдельное измельчение легкой (60% класса мельче 0,074 мм) фракции и

тяжелой (70% класса мельче 0,03 мм) фракции с последующим их сорбционным цианированием.

Варианты принципиальных схем переработки руды приведены на рисунках 20–22. Балансовые таблицы приведены для руды с содержанием золота 3,8 г/т.

В схемах на рисунках 20 и 21 целесообразно предусмотреть выделение «золотой головки» в центробежном концентраторе с целью более быстрой реализации свободного золота руды, например, плавкой золотой головки.

ГЛАВА 8 СОПОСТАВЛЕНИЕ СХЕМ

Сопоставление схем проводится по дополнительным операциям, дополнительному расходу электроэнергии, реагентов и количеству извлекаемого золота. Ориентировочные расходы приводятся на производительность фабрики 1 млн тонн руды в год с содержанием золота 3,8 г/т.

Таблица 79

Извлечение золота по схеме на рисунке 20

Продукты	Выход, %	Содержание золота, г/т	Распределение, %
Извлекается: на сорбент	–	–	81,77
Теряется: с хвостами сорбции гравиконо- центрата	7,11	1,9	3,56
с хвостами сорбции хвостов гравитации	92,89	0,6	14,67
Всего теряется	100,0		18,23
Руда	100,0	3,8	100,0

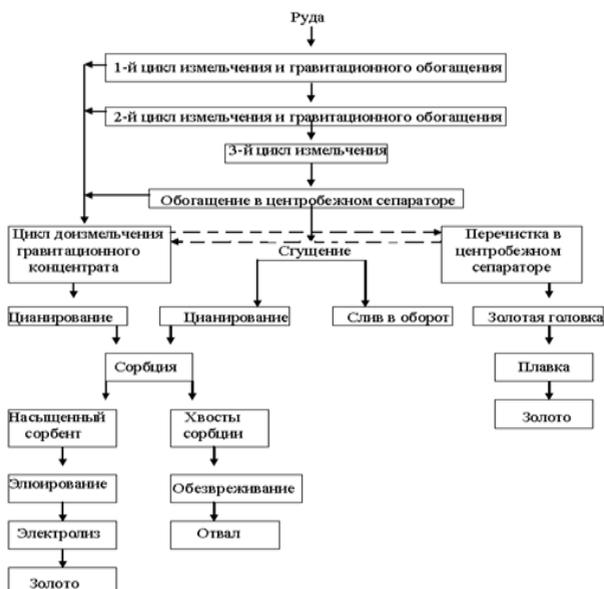


Рисунок 20 - Принципиальная схема гравитационно-сорбционной переработки руды

Таблица 80

Извлечение золота по схеме на рисунке 21

Продукты	Выход, %	Содержание золота, г/т	Распределение, %
Извлекается: на сорбент	–	–	76,87
Теряется: с хвостами сорбции концентратов	21,69	2,5	14,27
с хвостами флотации	78,31	0,43	8,86
Всего теряется	100,0	(0,88)	23,13
Руда	100,0	3,8	100,0

Таблица 81

Извлечение золота по схеме на рисунке 22

Продукты	Выход, %	Содержание золота, г/т	Распределение, %
Извлекается: на сорбент	–	–	82,48
Теряется: с хвостами сорбции легкой флотации	86,16	0,5	11,60
с хвостами сорбции тяжелой фракции	11,84	1,9	5,92
Всего теряется	–	–	17,52
Руда	100,0	3,8	100,0

1. Схема гравитационно-сорбционной переработки руды

Схема приведена на рисунке 21.

Масса извлекаемого золота за год

$$\frac{1000000 \cdot 3,8 \cdot 81,77}{100} = 3107260$$

г или 3107,265 кг.

В цианирование и сорбцию поступает 1 млн тонн хвостов гравитации и гравитационного концентрата в год. Для цианирования и сорбции устанавливается 24 сорбционных колонны с объемом 100м^3

каждая. Расход воздуха $800\text{м}^3/\text{час}$ или $24 \cdot \frac{800}{60} = 320$ $\text{м}^3/\text{мин}$. Для подачи воздуха принимаются 2 турбовоздуховки ТВ–200 с подачей воздуха $200 \text{ м}^3/\text{мин}$. и мощностью электродвигателя 200 кВт для каждой. Расход электроэнергии на подачу воздуха $2 \cdot 200 \cdot 340 \cdot 24 = 3264000$ кВт·ч или 3,26 кВт ч/т, При стоимости 1 кВт·ч 3,57 тенге стоимость электроэнергии составит $3264000 \cdot 3,57 = 11652480$ тенге.

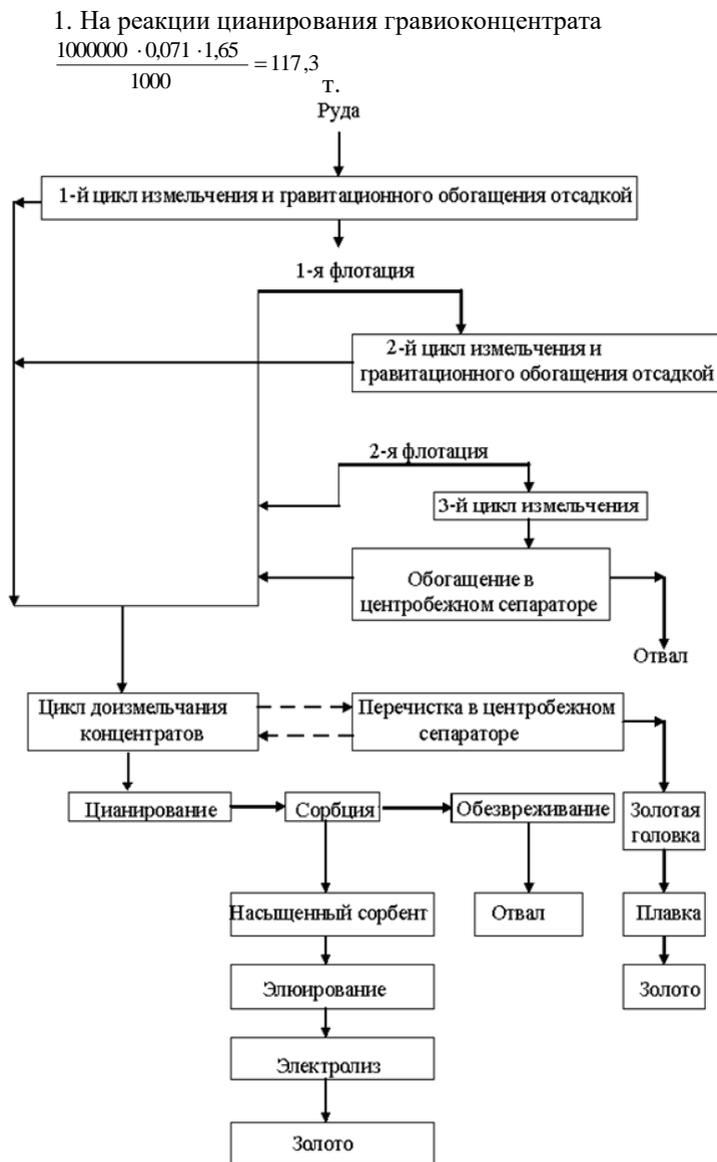


Рисунок 21 - Принципиальная схема гравитационно-флотационного обогащения руды и сорбционного цианирования концентратов

2. На реакции цианирования хвостов гравитации

$$\frac{1000000 \cdot 0,9289 \cdot 0,15}{1000} = 139,3 \text{ т.}$$

3. Активный цианид в хвостах сорбции при остаточной концентрации 0,02 % (0,2 кг/т раствора)

$$\frac{1000000 \cdot 1,5 \cdot 0,2}{1000} = 300 \text{ т.}$$

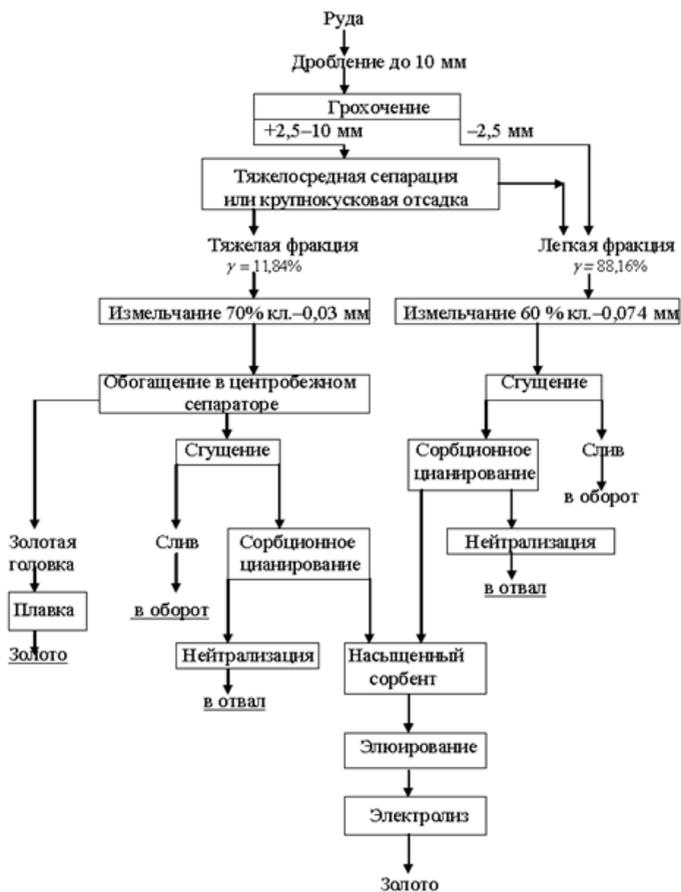


Рисунок 22 - Принципиальная схема тяжелосредной сепарации или крупнокусковой отсадки и сорбционного цианирования легкой и тяжелой фракций

Расход реагентов в цианирование (расход цианида в год):

1,5 – отношение Ж:Т в цианировании и сорбции. Общий расход цианида $117,3+139,3+300=566,6$ т или 0,567 кг/т руды.

При стоимости цианида 72872 тенге за тонну затраты на цианид составят $566,6 \cdot 72872 = 41289275,2$ тенге.

Расход хлора на обезвреживание 1 т цианида $-2,73$ т или $566,6 \cdot 2,73 = 1546,8$ т.

При стоимости 1 т хлора 60000 тенге затраты составят $1546,8 \cdot 60000 = 92209088$ тенге.

Расход смолы составляет 15 г/т или 0,015 кг/т руды в год

$$\frac{1000000 \cdot 0,015}{1000} = 15 \text{ т.}$$

При стоимости смолы 278180 тенге затраты на смолу составят $15 \cdot 278180 = 4172700$ т.

Общие расходы составят:

- Цианид – 41289275,2 тенге;
- Хлор – 92809088 тенге;
- Смола АМ-2Б – 4172700 тенге;
- Электроэнергия – 11652780 тенге;

Всего 147923543,2 тенге.

2. Схема гравитационно-флотационного обогащения руды и сорбционного цианирования концентратов

Схема переработки приведена на рисунке 22.

Годовая масса извлекаемого золота $\frac{1000000 \cdot 3,8 \cdot 0,7687}{1000} = 2901,06$ кг.

Флотация руды

В 1-ю флотацию поступает пульпы $323,1 \text{ м}^3/\text{ч}$. Продолжительность флотации – 15 мин. Для флотации принимаются флотомашинны типа ФПМ – 8,5 с объемом камеры $8,5 \text{ м}^3$.

Количество камер составит: $\frac{323,1 \cdot 15}{60 \cdot 8,5} = 10$ камер.

Во 2-ю флотацию поступает пульпы $405,9 \text{ м}^3/\text{ч}$. Продолжительность флотации – 15 мин. Количество камер составит:

$\frac{405,9 \cdot 15}{60 \cdot 8,5} = 12$ камер.

В 3-ю флотацию поступает пульпы $572 \text{ м}^3/\text{ч}$. Продолжительность

$$\frac{572 \cdot 15}{60 \cdot 8,5} = 18$$

флотации – 15 мин. Количество камер составит:
камер.

Общее количество камер $10+12+18=40$ камер.

Мощность электродвигателя на одну камеру составляет 30 кВт.

Общая установочная мощность $40 \cdot 30 = 1200$ кВт.

Расход воздуха на одну камеру составляет $12,5 \text{ м}^3/\text{мин}$. Общий расход воздуха составит $40 \cdot 12,5 = 500 \text{ м}^3/\text{мин}$.

Годовой расход флотореагентов:

$$\frac{0,15 \cdot 1000000}{1000} = 150$$

1. Бутиловый ксантогенат т.

Стоимость ксантогената $150 \cdot 205000 = 3075000$ тенге.

$$\frac{0,1 \cdot 1000000}{1000} = 100$$

2. Вспениватель Т–80 т.

Стоимость вспенивателя $100 \cdot 50000 = 5000000$ тенге.

Цианирование концентратов

В цианирование и сорбцию поступает $1000000,0,2169=216900$ т

концентратов в год или $\frac{216900}{340 \cdot 24 \cdot 0,95} = 28$ т/ч.

Плотность пульпы при цианировании и сорбции 40 % твердого.

$$\frac{28}{3,0} + \frac{28(100 - 40)}{40} = 51,3$$

Часовой поток пульпы составит $\text{м}^3/\text{ч}$.

На операции цианирования и сорбции устанавливаются 24 пульсационных колонны объемом 55 м^3 каждая. Расход воздуха на одну

колонну $560 \text{ м}^3/\text{час}$. Минутный расход воздуха $\frac{24 \cdot 560}{60} = 224$ $\text{м}^3/\text{мин}$.

Общий расход воздуха на флотацию, цианирование и сорбцию составит $500+224=724 \text{ м}^3/\text{мин}$.

Для подачи воздуха принимаются три турбовоздуходувки ТВ–300 с подачей $300 \text{ м}^3/\text{мин}$ и мощностью электродвигателя 300 кВт каждый. Общая дополнительная установочная мощность электродвигателей составит $1200 + 3,300 = 2100$ кВт

Годовой расход электроэнергии

$(1200 \cdot 340 \cdot 24 \cdot 0,65) + (900 \cdot 340 \cdot 24 \cdot 0,95) = 133416000$ кВт/ч.

На 1 т расход руды электроэнергии составит 13,34 кВт-ч/т.

Стоимость электроэнергии $13341600 \cdot 3,57 = 47629512$ тенге.

Годовой расход флотореагентов

$$\frac{0,15 \cdot 1000000}{1000} = 150$$

1) Бутиловый ксантогенат т.

Стоимость ксантогената $150 \cdot 205000 = 30750000$ тенге.

2) Вспениватель Т-80 $\frac{0,1 \cdot 1000000}{1000} = 100$ т.

Стоимость вспенивателя $100 \cdot 50000 = 5000000$ тенге.

Расход реагентов в цианирование

Расход цианида за год:

1. На реакции цианирования концентратов

$$\frac{1000000 \cdot 0,2169 \cdot 1,875}{1000} = 406,7 \text{ т.}$$

2. Активный цианид в хвостах сорбции при остаточной концентрации 0,02 % (0,2 кг/т раствора)

$$\frac{1000000 \cdot 0,2169 \cdot 1,5 \cdot 0,2}{1000} = 65,07 \text{ т.}$$

Общий расход цианида $406,7 + 65,07 = 477,77$ т или 0,48 кг/т руды. Стоимость цианида $477,77 \cdot 65,07 = 34816055$ тенге.

Расход хлора на обезвреживание цианистых стоков

$$477,77 \cdot 2,73 = 1304,3 \text{ т.}$$

Стоимость жидкого хлора $1304,3 - 60000 = 78258000$ тенге.

Расход смолы АМ-25-15 г/т концентрата или

$$\frac{1000000 \cdot 0,2169 \cdot 0,015}{1000} = 3,25 \text{ т.}$$

Стоимость смолы $3,25 \cdot 278180 = 90408$ тенге.

Общие расходы составят:

- Цианид - 34816055,4 тенге;
- Хлор - 78258000 тенге;
- Смола АМ-2Б - 904085 тенге;
- Электроэнергия - 47629512 тенге;
- Бутиловый ксантогенат - 30750000 тенге;
- Вспениватель -Т -80- 5000000 тенге.

Всего: 197357624,4 тенге.

Таблица 82

Основные результаты технико-экономических расчетов

Показатели	Сорбционная схема	Флотационная схема
Технологическое извлечение золота, %	81,77	76,87
Годовая масса извлекаемого золота, кг	3107,26	2921,06
Масса продукта в цианирование, %	100	21,69
Дополнительный расход электроэнергии, кВт-ч/т	3,26	13,34

ИССЛЕДОВАНИЯ ПО РАЗРАБОТКЕ
ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ УПОРНОЙ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ

Стоимость реагентов, тг:		
цианид	41289275,2	34816015,4
жидкий хлор	92800088	78258000
ксантогенат	–	30750000
вспениватель Т-80	–	5000000
смола АМ-2Б	4172700116	904085
электроэнергия	52780	47629512
Общие затраты в тенге	149914843,2	197357624,4

Технико-экономический расчет свидетельствует о большей целесообразности переработки руды Васильковского месторождения по схеме на рисунке 20.

Вариант схемы с разделением руды на тяжелую и легкую фракцию по стоимости дороже первого и второго варианта, и по стоимости оборудования и расходу электроэнергии из-за необходимости гравитационного обогащения крупнокусковой отсадкой или тяжелосредней сепарацией и переработки каждой фракции по отдельной технологии. Вариант требует доработки в части переработки тяжелой фракции с целью повышения извлечения золота. Это возможно при детальной проверке механоактивационного измельчения. Поэтому в окончательном сравнении вариантов он не был включен в расчет

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

1. При разработке технологии извлечения золота из упорных коренных золотосодержащих руд было проведено исследование технологических свойств трех проб руды штокверкового Васильковского месторождения различных его участков.

Все пробы представлены грано- и габбродиоритами, подверженными в различной степени механическому и гидротермическому изменением.

Все три пробы можно отнести к кварцевосульфидным с бедной сульфидной минерализацией (содержание сульфидов от 5,23% до 6,66%).

2. Основным рудным минералом является арсенопирит, на долю которого приходится от 79% до 86% всей сульфидной минерализации. В подчиненном отношении содержится пирит (10–15%) и в небольших количествах сульфиды меди, свинца, цинка.

3. Золота в рудах представлено мелким, тонким, ассоциированным как с сульфидными, так и с породными минералами. Крупность ассоциированного золота колеблется от нескольких микрометров до 10–20 микрометров.

4. Установлено, что главным технологическим процессом извлечения золота из руды является цианирование при следующем режиме.

- крупность измельчения по классу мельче 0,74 мм – 80–85%;
- продолжительность цианирования – 24 часа;
- плотность пульпы при цианировании 40–45% твердого;
- концентрация свободного цианида – 0,04–0,05%;
- расход извести (96% активности) – 1,0 кг/т.

При соблюдении этих условий содержание золота в хвостах цианирования составит 0,8–0,9 г/т при извлечении золота 90,63% для пробы № 1; 78,95 % для пробы № 2.

5. Включение отсадки в цикл переработки руды снижает содержание золота в хвостах цианирования хвостов гравитации на 0,1 г/т и повышает извлечение золота в раствор на 1–2,5% в зависимости от содержания золота в исходной пробе, но при этом возникает проблема переработки высоко мышьяковистого (более 42% мышьяка) гравитационного концентрата.

6. Цианирование руды и хвостов гравитации в присутствии сорбента уменьшает общую продолжительность цианистого процесса на 5–6 часов, которая в этом случае составляет 18–19 часов. Хвосты

сорбции при этом отходят: для руды пробы № 1–0,9 г/т; для хвостов гравитации – 0,8 г/т; для руды пробы № 2–0,7 г/т; для хвостов гравитации – 0,75 г/т.

7. Оценка гравитационной обогатимости крупнодробленой руды выполненной с помощью фракционного анализа показала возможность разделения руды на тяжелую и легкую фракции. В тяжелую фракцию плотностью более 2900 кг/м³ при ее выходе 10,21–11,84 % извлекается золота: проба 1–24,74 %, проба 2–45,2 %. Извлечение серы и мышьяка в этот продукт составило 44–46 % для пробы 1 и 2. Тяжелая фракция обогащается по золоту в 2,4–4,1 раза.

8. Извлечение золота из тяжелой фракции цианированием возможно лишь после сверхтонкого, приближающегося к механоактивационному, измельчения. Содержание золота в хвостах цианирования 1,2 г/т для пробы 1 достигается при измельчении фракции до 75 % класса мельче 0,010 мм и 1,6–1,8 г/т при измельчении до 60–65 % по классу мельче 0,010 мм. При измельчении фракции и до 100 % по классу мельче 0,074 мм или 0,05 мм хвосты цианирования получаются с содержанием золота 5,4 г/т. Для пробы 2 содержание золота 1,3 г/т в хвостах цианирования достигается при крупности измельчения 66 % по классу мельче 0,010 мм.

9. Легкая фракция обедняется по содержанию мышьяка и серы в 1,6–1,8 раза, в то время, как содержания золота снижается всего на 1,7 г/т для пробы 1 и на 0,7–1,4 г/т для пробы 2. Извлечение золота из такого продукта для пробы 1 при крупности измельчения 80 % по классу мельче 0,074 мм за 24 часа составило 92,41 % от операции при содержании золота в хвостах цианирования – 0,6 г/т. При крупности измельчения 67,4 % хвосты цианирования получились с содержанием золота 0,7 г/т при извлечении золота 91,14 %. Для легкой фракции пробы 2 измельчение оказалось достаточным до 60 % класса мельче 0,074 мм. При продолжительности цианирования 15 часов достигнуто содержание золота в хвостах 0,3–0,5 г/т.

10. В опытах по флотационному обогащению, поставленных по методике планированного эксперимента для проб руды 1 и 2 найдено, что получение хвостов флотации с содержанием золота менее 1,0 г/т при крупности измельчения руды 80–85 % класса мельче 0,074 мм не представляется возможным. Полученные для обеих проб уравнения регрессии свидетельствуют о постановке экспериментов «в почти стационарной области». Снижение содержания золота в хвостах флотации для руды пробы 1 достигнуто до 0,75 г/т применением стадийной флотации при измельчении руды до 85 % класса мельче 0,074 мм.

Анализ потерь золота по классам крупности хвостов флотации для пробы 1 показал, что более 60 % всех потерь золота приходится на классы крупности крупнее 0,040 мм. При выходе этих классов 43,81 % содержание в них золота составило 1,45 г/т.

11. Цианирование хвостов флотации с сорбентом и без него позволяет снизить содержание золота в хвостах цианирования до 0,5 г/т, а продолжительность цианирования с сорбентом и без него составит 6 часов.

12. Флотационное обогащение легкой фракции по схеме на рисунке 21 обеспечивает получение хвостов флотации с более низким содержанием золота, чем это достигается при флотации исходной руды (1,0–1,1 г/т). Например, для пробы 1 флотационным обогащением легкой фракции, измельченной до 85 % кл. мельче 0,074 мм, получены хвосты флотации с содержанием золота 0,75 г/т, а при измельчении до 85 % кл. мельче 0,056 мм – 0,5–0,6 г/т. Для пробы 2 при измельчении до 77,9 % кл. мельче 0,05 мм хвосты флотации получены с вполне отвальным содержанием золота 0,43 г/т. Такое низкое содержание золота достигается исключением из схемы перечистных операций флотоконцентрата. В этом случае выход концентрата составляет 14–16 %.

13. Получение отвальных по золоту хвостов флотации легкой фракции сокращает количество материала, направляемого в цианирование и сорбцию. Например, для пробы 2 общий выход гравитационного и флотационного концентратов составил 21,69 %, т.е. в цианирование количество материала сократилось в 4,6 раза.

14. Цианированием и сорбцией из смеси гравии и флотоконцентрата пробы 2 при доизмельчении смеси до 75,6 % кл. мельче 0,03 мм извлекается 80,12 % золота смеси с получением хвостов сорбции, содержащих 3,2 г/т. Более тонкое измельчение до 89,9 % кл. мельче 0,03 мм повышает извлечение золота до 84,47% и снижает содержание золота в хвостах сорбции до 2,5 г/т.

15. По результатам исследований для извлечения золота из штокверковых руд Васильковского месторождения могут быть рекомендованы схемы, приведенные на рисунках 20, 21 и 22.

16. Ориентировочные технико-экономическое сопоставление схем показывает, что сорбционная схема извлечения золота из гравитационного концентрата и хвостов гравитации более экономично, чем гравитационно-флотационная схема.

17. Изучение характера золота в исследуемой руде, содержания золота, ассоциированного с плотными и нерастворимыми в цианистых растворах минералами: сульфидами (6,67–20,52% всего золота),

кремнеземом (2,71–9,92 % всего золота) позволяет определить коэффициент «физической депрессор золота (K_{ϕ})». Среднее значение коэффициента $K_{\phi}=0,2153$ (среднее содержание ассоциированного золота – 21,53 %). Коэффициент извлечения золота на стадии выщелачивания $K_E=1-K_{\phi}=1-0,2153=0,7847$. По этим признакам руду Васильковского месторождения следует отнести к упорным

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Абрамов А. А. Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых. Том 3. «Технология переработки и обогащения руд цветных металлов». М.: МГТУ, 2009.
2. Абрамов А. А. Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых. Том 1. «Обогатительные процессы и аппараты». М.: МГТУ, 2009.
3. Magnetic gravity concentrator of low-grade heavy mineral placer deposit /Pachejjeff B.S., Nishkov J.M. // Today's Technol. Mining and Met. Ind.: Pag. MMJ/MM Joint Symp., Kyoto 2-4 Oct., 1998. - London, 1998. - p. 343-346.
4. Синельникова Л. А. Совершенствование оборудования для первичного гравитационного обогащения на зарубежных фабриках // Известия металлургии. - № 6. - 1982. - С. 5-20.
5. Иванов В. Д., Прокофьев С. А., Башлыкова Т. В. Современное состояние теории и практики винтовых сепараторов. // III конгресс обогатителей стран СНГ. Тезисы докладов. – М.: Альтекс. – 2001. – С. 210 - 211.
6. A new slime concentrator - the rocking - shaking vanner. Chin P.C., Wang Y.T., Sun Y.P."13th Int. Miner. Proc. Congr., Warszawa, 1979. Prepr. Par. Vol. 2". Warszawa, 1979, p. 207-230.
7. Абрамов А. А. Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых. Том 2. «Технология обогащения полезных ископаемых». М.: МГТУ, 2009.
8. Абрамов А. А. Флотационные методы обогащения. М.: МГТУ, 2010. 711 с.
9. De Kok S.K. Flotation and gold recovery. - Coal, Gold and Base Minerals of S. Afr., 1975, vol.23, N 9, p. 37-39.
10. Анализ работы фабрики района Жолымбет с целью разработки мероприятий по повышению извлечения золота //Отчет по НИР. - Науч. руководитель Морозов Ю. П. – Екатеринбург. - МКП «Таилс». - 1991. - 61 с.
11. Орлов С. Л. Разработка высокопроизводительной флотационной машины на основе изучения особенностей флотации минеральных частиц в центробежном поле /Автореф. дисс.... канд.техн.наук. - М.: Государственный научно-исследовательский институт цветных металлов "Гинцветмет". - 1986. - 20 с.

12. Bhaskar Raju G., Prabhakar S., Khangaonkar P. Beneficiation of low grade ores by electro - column flotation technigue - "Column. Flotat. 88". Littleton (colo), 1988, - p. 293-298.
13. Гловяк В. Э. Разработка методологии расчета конструктивных элементов и технологических показателей работы колонных флотомашин с восходящим пульповоздушным потоком /Автореф. дис.... канд. техн. наук. – Иркутск: Иркутский политехнический институт. - 1991. – 17 с.
14. Попова Н. Ю. Разработка колонных аппаратов с нисходящим пульповоздушным потоком /Автореф. дисс.... канд.техн.наук. – Иркутск: Иркутский политехнический институт. -1991. - 18 с.
15. Попова Н. Ю. Теория и практика флотационного разделения минеральных частиц в колонных аппаратах с нисходящим пульповоздушным потоком /Автореф. дис.... докт.техн.наук. – Иркутск: Иркутский политехнический институт. - 1997. - 29 с.
16. Попов К. И. Оптимизация гидродинамической структуры потоков в колонных пневматических флотационных машинах большой единичной мощности /Автореф. дис.... канд. техн. наук. - Иркутск: Иркутский политехнический институт. - 1988. – 18 с.
17. Effective beneficiation methogs for gold and silver cres. /Zelenov V. I., Lopatin A.G., Nikulin A.I., Khoroshev S.N. //14 Jnt. Miner. Process. Congr. World - wide Jnd. Appl. Miner Process. Technol., Toronto, Oct. 17-23, 1982. Prepr. Sess. 1-2. S.1, s.a.p. 117/1 -117/10.
18. А.С. № 984497 (СССР). Флотационный классификатор / Морозов Ю. П., Базуева Н. В., Козин В. З. и др. //Заявл. 4.05.81. - № 3290518/22-03. – Опубл. 02.01.83. – Бюлл. № 48.
19. Бадеев Ю. С. О применении флотоклассификаторов при обогащении руд цветных металлов // Цветные металлы. - № 5. - 1987. - С. 99-100.
20. Котляр Ю. А. Меретуков М. Л. Металлургия благородных металлов. – М., 2002.
21. Леонов С. Б., Белькова О. Н. Исследование полезных ископаемых на обогатимость. – М.: Интернет Инженеринг, 2001.

МОНОГРАФИЯ

Такибаева А.Т.,
Амирхан А.А.,
Акимбекова Б.Б.,
Жорабек А.А.,
Кайырбаева М.Ж.,
Алиева М.Р.

ИССЛЕДОВАНИЯ ПО РАЗРАБОТКЕ ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРА- БОТКИ УПОРНОЙ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ

Subscribe to print 24/11/2020. Format 60×90/16.
Edition of 500 copies.
Printed by “iScience” Sp. z o. o.
Warsaw, Poland
08-444, str. Grzybowska, 87
info@sciencecentrum.pl, <https://sciencecentrum.pl>



ISBN 978-83-66216-39-6

