



**МОСКОВСКИЙ  
ГОСУДАРСТВЕННЫЙ  
ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ**

**РЕДАКЦИОННЫЙ**

**С О В Е Т**

*Председатель*

**Л.А. ПУЧКОВ**

*Зам. председателя*

**Л.Х. ГИТИС**

*Члены редсовета*

**И.В. ДЕМЕНТЬЕВ**

**А.П. ДМИТРИЕВ**

**Б.А. КАРТОЗИЯ**

**В.В. КУРЕХИН**

**М.В. КУРЛЕНЯ**

**В.И. ОСИПОВ**

**Э.М. СОКОЛОВ**

**К.Н. ТРУБЕЦКОЙ**

**В.В. ХРОНИН**

**В.А. ЧАНТУРИЯ**

**Е.И. ШЕМЯКИН**

**ИЗДАТЕЛЬСТВО  
МОСКОВСКОГО  
ГОСУДАРСТВЕННОГО  
ГОРНОГО УНИВЕРСИТЕТА**

*ректор МГГУ,  
чл.-корр. РАН*

*директор  
Издательства МГГУ*

*академик РАЕН*

*академик РАЕН*

*академик РАЕН*

*академик РАЕН*

*академик РАН*

*академик РАН*

*академик МАН ВШ*

*академик РАН*

*профессор*

*академик РАН*

*академик РАН*



**I.I. Kovlekov**

**MINING SINECES**

# **PLACER GOLD FROM TAILINGS**



**MOSCOW  
PUBLISHING HOUSE OF MOSCOW  
STATE MINING UNIVERSITY**

**2 0 0 2**



**И.И. Ковлеков**

**ГОРНЫЕ НАУКИ**

**ТЕХНОГЕННОЕ  
ЗОЛОТО  
ЯКУТИИ**



**МОСКВА  
ИЗДАТЕЛЬСТВО МОСКОВСКОГО  
ГОСУДАРСТВЕННОГО ГОРНОГО УНИВЕРСИТЕТА  
2 0 0 2**



**Ковлеков И.И.** Техногенное золото Якутии. — М.: Издательство Московского государственного горного университета, 2002. — 303 с. ISBN 5-7418-0195-1 (в пер.)

Изложены результаты исследования проблем извлечения золота из техногенных образований. Описаны особенности технологических свойств золота, являющихся причиной его потерь в начальной стадии обогащения. Приведены данные о качественном и количественном составе золота в хвостах. Предложены способ и устройство обогащения песков, обеспечивающие повышение эффективности извлечения техногенного золота. Рассмотрены методы извлечения тонкого золота из шлиховых концентратов методом цианирования.

Для научных и инженерно-технических работников научно-исследовательских институтов, проектных организаций, горных предприятий, а также преподавателей и студентов горных специальностей.

Табл. 76, ил. 129, список лит. — 253 назв.

**Kovlekov I.I.** Placer Gold from Tailings. — M.: Publishing house of Moskow state mining university, 2002. — 303 p. ISBN 5-7418-0195-1

The results of the research of the gold recovery from Yukutian goldbearing tailings was described in the monography. The description of peculiarities of the gold technological properties is given, which are the reason of the losses on the first stage of the processing. The experimental data on qualitative and quantitative gold contents in the tails was analysed. The method and device of sand processing was invented, which are ensuring an increase of the efficiency of the fine gold recovery. The technique of the placer gold leaching from black sand was considered.

Tabl. 76, il. 129, references. — 253 ref.

## ПРЕДИСЛОВИЕ

---

Якутия имеет наибольший объем запасов россыпного золота среди регионов России. Однако, несмотря на солидные запасы, минерально-сырьевая база россыпного золота имеет устойчивую тенденцию к истощению вследствие его интенсивной добычи и резкого снижения темпов прироста запасов. Как и в целом по отрасли, для россыпной золотодобычи Якутии характерно снижение среднего содержания и уменьшение крупности золота в исходных песках. Более того, для половины балансовых запасов россыпного золота характерно присутствие мелкого золота (менее 0,25 мм), содержание которого колеблется от 20 до 80 %.

На горных предприятиях Якутии при переходе на рыночные отношения произошло резкое удорожание всех видов горных работ и процессов переработки сырья. Поэтому в новых условиях запасы золота в техногенных отвалах становятся более реальным потенциалом для укрепления минерально-сырьевой базы. Освоенность территорий размещения отвалов, отсутствие необходимости в проведении вскрышных работ и легкая промывистость техногенных песков повышают привлекательность объектов для повторной переработки. Кроме того, запасы золота в старых отвалах при переоценке по новым кондициям нередко переходят в разряд промышленных.

Запасы золота в техногенных отвалах России составляют не менее 18 % от запасов россыпного золота. В Якутии из россыпей за весь период деятельности золотодобывающих предприятий извлечено более 1000 т золота. По расчетам, согласно нормативным уровням потерь золота в хвостах, запасы золота в отвалах составляют не менее 100—150 т. Фактические же потери золота, как правило, значительно отличались от плановых и отчетных показа-

телей. Размеры этих потерь по результатам опробований и повторных переработок иногда достигали 30—50 %.

Вместе с тем для обеспечения окупаемости повторной отработки отвалов, имеющих заведомо низкое содержание золота, необходимы изыскания более совершенных методов переработки техногенных россыпей. Углубленное изучение закономерностей характера размещения и строения техногенных россыпей, особенностей включения золота и его технологических свойств расширяет перспективы для рационального освоения техногенных запасов золота.

В работе приведены результаты многолетних исследований проблемы извлечения золота из техногенных образований Якутии за период работы автора в Институте горного дела Севера СО РАН, Якутском государственном университете и Московском государственном горном университете.

Автор выражает благодарность коллегам по работе проф. В.С. Андрееву, к. т. н. Е.Д. Саввину, горному инженеру А.А. Дмитриеву, научному сотруднику А.А. Блинову, начальнику Центральной исследовательской лаборатории Куранахской золотоизвлекательной фабрики Л.М. Кузнецовой и ее сотрудникам, принимавшим непосредственное участие в проведении научных экспериментов, а также руководителям ОАО «Алданзолото» М.Л. Бруку, В.Р. Кычкину, начальнику ТДЦ А.И. Федорову, гл. обогатителю С.Я. Дыку за содействие в организации исследований.

Автор глубоко признателен д. т. н., проф. В.М. Авдохину за ценные замечания и содействие в подготовке работы.

Автор с благодарностью примет замечания по материалам, изложенным в настоящей книге, по адресу E-mail: Kovlekov@mail.ru, Kovlekov@ok.ru, Kovlekov@Jandex.ru.

# **Глава 1**

---

**ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИЕ  
ТЕХНОГЕННЫЕ  
ОБРАЗОВАНИЯ**

---

Непрерывное увеличение объемов горного производства в течение десятков лет привело к образованию огромной массы отходов в виде отвалов и хвостохранилищ. Известно, что они содержат определенное количество ценных минералов, которые отнесены к разряду неизбежных потерь из-за несовершенства техники и технологий. В настоящее время в связи с неуклонным снижением минимального промышленного содержания эти техногенные образования представляют собой значительный резерв пополнения минерально-сырьевой базы [1—4, 252]).

К техногенным образованиям относятся такие результаты деятельности человека, как отходы горного, обогащенного и металлургического производств, строительных и земляных работ. Однако не всякое техногенное образование можно отнести к сфере интересов промышленного освоения. Поэтому примем такое определение: *техногенное месторождение* — это искусственные скопления минеральных веществ, разработка которых экономична. Следовательно, любое техногенное образование может перейти в разряд техногенных месторождений, если содержание ценных компонентов и возможность их извлечения обеспечивают прибыльность разработки.

Особую актуальность на Северо-Востоке России имеют проблемы разработки техногенных россыпей [5—8]. Это вызвано рядом объективных причин:

- многолетняя практика рентабельной повторной разработки техногенных россыпей;
- интенсивная разработка в последние десятилетия россыпных месторождений, связанная с применением высокопроизводительных промывочных приборов и тяжелой землеройной техники;

- отсутствие должного внимания к возможности комплексного извлечения ценных минералов и низкое извлечение мелкого золота;
- наличие отвалов с богатым содержанием, которые образованы при разработке ранее богатых участков несовершенными промывочно-обогащительными установками с большими технологическими потерями;
- переход старых целиковых участков в разряд промышленных по экономическим подсчетам в связи с изменением конъюнктуры рынка;
- повышение технологических показателей современного обогащительного оборудования.

Таким образом, разрешение проблем освоения техногенных россыпей расширит минерально-сырьевую базу без вовлечения в разработку новых месторождений, ускорит восстановление нарушенных земель и будет способствовать снижению экологического ущерба.

### **1.1. ТЕХНОГЕННЫЕ РОССЫПИ**

Неизбежные потери при добыче и обогащении золотоносных песков приводят к образованию техногенных россыпей золота.

Техногенные россыпи давно привлекали внимание старателей, производителей, исследователей и разведчиков не только с позиций необходимости сокращения потерь при эксплуатации, но и как объекты, на которых возможна рентабельная повторная разработка [9]. Еще в 1933 г. М.Г. Кожевников, проводя в Западной Сибири изучение старых золотоносных отвалов [10], рассматриваемых им как «своеобразные месторождения золота», обратил внимание на их некоторые особенности. Позже проводились такие работы и в других районах, в результате которых были получены дополнительные сведения о распределении рудного вещества в этих россыпях, об их минералогической характеристике и т. д. [9].

В Якутии основной объем техногенных образований формировался в условиях экспансивного подхода планового производства за счет внедрения более производительной горной техники. Возможность повторной переработки отвалов в будущем при наличии солидных текущих запасов минерально-сырьевой базы тогда не воспринималась всерьез.

На приисках Якутии промывка золотоносных песков за все время эксплуатации россыпных месторождений осуществлялась на передвижных промывочных приборах и драгах с использованием гравитационных способов обогащения. Большинство промывочных приборов и драг для извлечения золота, как правило, были оборудованы шлюзами, снабженными резиновыми ковриками и металлическими трафаретами. Шлюзовое улавливание золота было широко распространено из-за простоты обслуживания и в то же время достаточно высокой производительности при удовлетворительных показателях извлечения. При промывке глинистых песков потери золота резко увеличивались. Анализ работы обогатительных установок золотодобывающих предприятий Северо-Востока показал, что одной из основных причин потерь золота является некачественная дезинтеграция исходного минерального сырья [11]. Так, из-за некачественной дезинтеграции глинистых песков потери золота с галей достигали 22 %, а потери золота с хвостами шлюзов крупностью менее 1 мм — 32 %.

В силу ведомственного валютного профиля деятельность горнопромышленных предприятий по разработке золотоносных россыпей была направлена только на добычу одного минерала — золота. Пески добывались открытым, дражным и подземным способами. Обогащение горной массы производилось на гравитационных установках. Крупное золото при этом извлекалось с достаточно высокой полнотой, а основная масса мелкого золота и других ценных минералов сносилась в хвосты [12, 134, 135, 150]. И в настоящее время эта традиционная технология преимуще-

ственного извлечения крупного золота из месторождений применяется повсеместно.

В период роста объемов россыпной золотодобычи в 1970—1990 гг. объемы переработки горной массы росли значительно, а выработка основной продукции отставала по темпам роста. Причиной диспропорции являлось непрерывное снижение среднего содержания в металлоносных песках и ухудшение горно-геологических условий. В настоящее время богатые россыпи с крупным золотом и удобные для разработки уже отработаны, а поиски новых месторождений не дают ощутимых результатов из-за резкого снижения объемов геологоразведочных работ. По данным исследований Иргиредмета, около половины балансовых запасов россыпного золота Якутии имеет повышенное или значительное содержание мелкого и тонкого золота. При этом содержание мелкого золота в среднем составляет 40—60 %, а иногда достигает и 80—90 %. К этому следует добавить, что традиционная методика обогащения при геологоразведочных работах не обеспечивала полного извлечения мелкого золота: извлечение класса 0,1—0,5 мм достигало 70 %, класса менее 0,1 мм — 30 %.

Как показали многочисленные и многолетние исследования практики переработки россыпей, основные потери золота имеют место в классах крупностью менее 0,5 мм и преимущественно в классе менее 0,25 мм. Значительные потери металла этой крупности при промывке песков и приводят к возникновению техногенных россыпей.

Основная масса горных пород Северо-Востока при разработке находится в мерзлом состоянии. Короткая продолжительность промывочного сезона (90—130 дней в году) и необходимость выполнения плана по объему горной массы зачастую приводили к подаче мерзлой породы на промывку, особенно в раннее весеннее и позднее осеннее время года. При этом имели место большие потери не только мелкого, но и крупного золота.



Объем добычи золота в Якутии за последние годы существенно сократился вследствие закрытия крупных горно-обогачительных комбинатов («Куларзолото», «Индибирзолото», «Джугджурзолото»). Вместо них образовались сотни мелких субъектов добычи разных форм собственности. В свое время комбинаты содержали необходимый штат инженерно-технических кадров и квалифицированных рабочих, обеспечивающих эксплуатацию промприборов с развитой схемой обогащения и драг с отсадочной технологией, которые более или менее эффективно извлекали мелкое золото. Мелкие же предприятия, пришедшие им на смену, ведут промывку и обогащение золота на несложных шлюзовых промприборах, которые не отвечают возросшим требованиям к уровню показателей извлечения. Это способствует созданию «новых» золотосных техногенных россыпей.

Техногенные россыпи в зависимости от характера происхождения делятся на целиковые и отвальные.

Целиковые техногенные россыпи представлены золотосными песками недоработанных полигонов (неактивированные площади), межходовыми и межшаговыми целиками при дражной разработке, охранными, барьерными, межпанельными и междокамерными целиками при подземной разработке. Бортовые целики в меньшей степени относятся к техногенным россыпям, так как условия их залегания лишь частично нарушены горными разработками. В целом выявление целиковых участков ранее отработанных россыпных месторождений требует специальной методики разведки и подсчета запасов.

Отвальные техногенные россыпи в виде галезфельных отвалов, образующиеся при промывке и обогащении золотосных песков, представляют большой промышленный интерес. В отвалах всегда находится то или иное количество золота, иногда достигающее промышленных значений. Объемы запасов и содержание золота в этих новообразованиях обусловлены многими причинами, в том чи-

сле особенностями перераспределения ценных компонентов в отложениях перерабатываемой горной массы, неправильным подбором обогатительных аппаратов и промывочных приборов, их применением без учета вещественного состава песков и характера полезного ископаемого, изменения кондиций и т. д. Большое значение имеет агрегатное состояние золота, его крупность и литологические особенности, а также фракционный состав отложений. В галезфельных отвалах золото представлено всеми фракциями, характерными для первичных россыпей. В больших количествах содержится мелкое и тонкое золото, а также золото в сростках с кварцем и другими минералами.

Отвальные россыпи представлены не только технологическими отходами в виде галезфельных отвалов, но и вскрышными породами. В ходе разработки месторождения производится удаление пустой породы, перекрывающей промышленный пласт. Вследствие того что рудные минералы в рыхлых отложениях присутствуют и в перекрывающих вскрышных породах, то, естественно, какая-то часть золота уходит вместе с торфами в отвал. Важное значение для формирования вскрышных отвалов имеют принятые кондиции на добываемое минеральное сырье, которые определяют бортовое содержание полезного компонента на единицу объема.

В последние годы отработка техногенных россыпей, благодаря механизации горных работ приобрела широкий масштаб (россыпи Урала, Амура, Якутии и другие). Для обеспечения эффективности разработки этих объектов потребовалась более детальная их доразведка. При этом установлено, что применявшиеся на разных морфологических и генетических типах россыпей обычные методы разведки и определения данных для подсчета запасов здесь оказались непригодными.

В других странах также имеет место повторная отработка техногенных отвалов. В Колумбии на речке Нери используют дражный способ разработки. Многочисленные

группы старателей, перемывая примитивным способом дражные отвалы, добывают из них мелкое золото, не улавливаемое отсадочными машинами на драге [13]. Длительное время из хвостов извлекают золото и в Австралии [14]. Здесь для разработки техногенных отвалов применяют драгу с производительностью до 10 тыс. т / сут. При содержании 1,5 г / т золота переработано 30 млн т с извлечением 50 %.

В последние годы и россыпи Якутии, ранее отработанные драгой или передвижными промывочными приборами, выгодно перерабатываются вторично (техногенные россыпи Алдана, Индигирки, Кулара и др.). Отвалы промывочных приборов, на которые ранее поступали богатые пески, имели содержание свыше 0,5 г / м<sup>3</sup>, а в отдельных случаях — и более 1,0 г / м<sup>3</sup>. Следует отметить, что из-за отсутствия должного учета и контроля материал техногенных россыпей, иногда имеющий высокое содержание золота, используется для дорожных и строительных нужд.

Таким образом, особенности формирования техногенных россыпей обусловлены разнообразием реализованных технологий разработки, широким спектром применявшихся промывочно-обогащительного оборудования и технологических схем обогащения с широкой вариацией показателя потерь ценных минералов, горнотехническими и геокриологическими условиями.

## **1.2. ПРИРОДНЫЕ И ТЕХНОГЕННЫЕ ФАКТОРЫ**

Особенности размещения техногенных отложений определяются рядом факторов, в том числе рельефом местности, где укладываются хвосты отработки, а также видом горных работ, проведенных при первичной разработке. Топографической базой для изучения техногенных отложений являются геологические планы подсчета запасов целиковых зон и участков, маркшейдерские съемки отработанных полигонов на активирование площадей и топо-

графические съемки перед проведением геологоразведочных работ по переоценке запасов.

По условиям размещения техногенные отложения подразделяются на дражные и отвалы промывочных установок — галечные и эфельные.

Дражные техногенные образования представляют собой подводные галезфельные отвалы хвостов обогатительных установок, выложенные в выработанное пространство добычного забоя. Эфельная часть самотеком транспортируется по желобам и находится в нижней части подводного отвала. Галечный отвал выносным ленточным транспортером-стакером укладывается на эфельный отвал и обычно выступает над водой. Таким образом, промытая горная масса со всеми полезными компонентами располагается в отработанном пространстве под водой. Размеры техногенных залежей хорошо прослеживаются маркшейдерскими замерами.

Значительный объем накопленных техногенных образований в Якутии занимают хвосты передвижных обогатительных установок. К ним относятся хвосты переработки песков открытого и подземного способов разработки россыпей. Хвосты подразделяются на галечные и эфельные, которые складываются раздельно.

Галечные отвалы скрубберных промывочных приборов располагаются в виде высоких насыпей, образованных ленточными транспортерами. Галечные отвалы шлюзовых промывочных приборов без грохочения крупных фракций песков укладываются самотеком и по мере накопления убираются бульдозерами в отдельный отвал. Техногенные образования в виде галечного отвала в основном характеризуются содержанием крупного золота, а при разработке песков с глинистыми примазками — мелким и тонким золотом из-за некачественной дезинтеграции.

Эфельные отвалы обогатительных установок, содержащие мелкое и тонкое золото, располагаются на больших площадях с относительно малой мощностью по высоте и рассортированы по гранулометрическому составу. На мес-

тах боя оседают более крупные частицы и по мере удаления от слива происходит уменьшение частиц как по крупности, так и по удельному весу. Мелкие и легкие частицы транспортируются потоком пульпы до прудов-отстойников при оборотной схеме водоснабжения или выносятся во взвешенном состоянии до русла ручья. Места боя эфельных отвалов, где оседают более крупные частицы золота, всегда имеют повышенное содержание до 2—3 г/м<sup>3</sup>. По мере удаления от него крупность частиц уменьшается.

### *Гидрогеологические и геокриологические условия*

Техногенные россыпи, образованные дражным галезфельным отвалом, находятся ниже уровня зеркала воды водоема. На маловодных ручьях после прохождения драги уровень воды понижается и в некоторых случаях отвалы обезвоживаются. То же самое происходит при разработке террасовых целиковых россыпей с проведением вскрышных работ землеройно-транспортной техникой, экскаваторами-драглайнами и т. д. В любом случае надводная часть галезфельных отложений со временем промерзает, и иногда мерзлота сливается с многолетнемерзлыми породами плотика. При разработке обводненных россыпных месторождений подводная часть дражного отвала находится в талом состоянии, а надводная часть галечного отвала по истечении некоторого времени промерзает.

Техногенные россыпи, представленные галечным отвалом промывочных установок, находятся в относительно сухом состоянии и легко разрабатываются даже в зимних условиях бульдозерами или экскаваторами без предварительного рыхления.

Эфельные отвалы смерзаются и могут разрабатываться по мере естественного оттаивания или с использованием бульдозерно-рыхлительного агрегата. При повторной переработке материал промывается относительно легко вследствие незначительного количества глинисто-илистой фракции. Отложения на прудах-отстойниках обычно на-

ходятся в мерзлом состоянии с большим льдосодержанием. В некоторых случаях отложения находятся в талом состоянии, в частности, когда пруды-отстойники располагаются ниже уровня воды естественных водотоков. В этом случае разработка отложений производится после осушения или гидравлическим способом.

### ***Внешние факторы и криогенные процессы***

С момента формирования техногенное образование испытывает интенсивное воздействие внешних факторов: тепловое воздействие вследствие колебания температуры, механическое и химическое выветривание, различные проявления криогенных процессов и т. д. Все эти факторы определенным образом влияют на протекание естественных процессов усадки и уплотнения рыхлого материала, упрочнения или разупрочнения, перераспределения по крупности и смерзания, дезинтеграции и др. В совокупности все они требуют серьезного и всестороннего изучения, так как результаты протекания этих процессов определяют рациональный выбор эффективной технологии повторной разработки и переработки техногенных россыпей.

Особый интерес вызывают процессы криогенной природы, которые сопровождаются перераспределением ценных минералов [15, 16]. Изучение закономерностей перераспределения минералов представляет важное практическое значение с точки зрения выбора рациональной технологии разработки и рассмотрения специальных методов формирования техногенных месторождений с учетом возможности эффективной повторной отработки.

Известно, что криогенная дезинтеграция способствует процессу высвобождения минералов от вмещающих пород. Это явление приобретает важную практическую значимость, если учесть, что золото в сростке с кварцем и другими минералами вследствие низкого удельного веса представляет собой упорную форму для гравитационного обогащения. Не менее интересным представляется щадящий

механизм дезинтеграции, который так важен для драгоценных камней.

В работе [17] приведены сведения о вторичном обогащении отвалов в Бразилии: при исходном содержании золота 0,48 г/т через несколько лет оно достигло значения 3,69 г/т. Исследователь Ф. Фрейзе установил, что переотложение золота происходит путем его растворения органическими гуминовыми кислотами, содержащимися в грунтовой воде. Если учитывать, что при периодических процессах промерзания и протаивания растворимость золота в водных растворах значительно повышается, то необходимость учета возможного переноса золота в растворенном состоянии в деятельном слое мерзлоты не вызывает сомнения.

Таким образом, всестороннее изучение природных факторов внешнего воздействия и всевозможных механизмов протекающих в техногенном образовании процессов необходимо не только для выбора технологии повторной разработки и переработки техногенных месторождений. Установление закономерностей формирования техногенных россыпей и степени участия в этом различных природных факторов позволит целенаправленно управлять рациональным режимом формирования техногенных месторождений.

### **1.3. ВЛИЯНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ДОБЫЧИ**

#### **1.3.1. Способы и системы разработки месторождения**

Специфика применяемых способов и систем разработки месторождений непосредственно отражается на процессе формирования техногенных образований.

Возмещение всех затрат, которые напрямую зависят от технико-экономических показателей принятого способа разработки, учитывается при определении бортового содержания золота для оконтуривания россыпи в плане и по мощности. Величина бортового содержания и определяет кон-

туры бортовых целиков. При открытом способе разработки россыпью бортовое содержание значительно ниже, чем при подземном.

Расположение, размеры и конфигурация внутриконтурных целиков зависят от применяемой системы разработки. Внутриконтурные целики обладают разнообразной формой и небольшими размерами. Однако концентрации в них полезных минералов могут быть очень высокими.

В практике подземной разработки россыпью нашли применение более 20 различных вариантов систем разработки в зависимости от подготовки шахтного поля, способа управления кровлей и направления продвижения очистного забоя. Для качественной оценки потерь в целиках, используя укрупненное разделение на классы, рассмотрим следующие системы разработки: сплошная, столбовая и камерная.

**Сплошная система разработки.** Незначительные потери полезного ископаемого в целиках достигают 2—3 % [18], главным образом в околоштрековых предохранительных целиках. В случае заложения стволов в центре шахтного поля оставляют околоствольные целики. Однако в конкретных вариантах системы разработки потери могут быть больше.

**Столбовая система разработки.** Потери связаны с барьерными и околоштрековыми целиками. Последние могут по мере доработки шахтного поля погашаться. Потери в целиках достигают 4—7 % [18, 19].

**Камерные системы разработки.** Основной объем потерь приходится на междукамерные целики при наличии барьерных, межпанельных и околоштрековых целиков. Потери в целиках могут достигать 10 % и более.

**Дражный способ разработки.** В этом случае потери сосредоточены в основном в бортовых и межходовых целиках. Небольшую долю составляют потери в предохранительных, водоудерживающих, межшаговых целиках и в углах поворота. При выборе системы разработки учитыва-



лись возможные потери участков с промышленным содержанием в бортах полигона при одианрно-продольной и смежно-продольной системах разработки. Затруднения в удержании воды при одианрно-поперечной системе вынуждают оставлять целики между смежными ходами.

Все указанные потери относятся к плановым. Плановые потери закладываются в проект и отражаются в технической документации. Однако в практике разработки россыпей, кроме плановых потерь, имеют место значительные производственные потери. По известным причинам они, как правило, не отражаются в технической документации и не приводятся в отчетных материалах. Размеры этих потерь неизвестны и о действительных масштабах потерь можно только строить предположения.

При дражном способе разработки имеют место следующие виды производственных потерь.

Потери в целиках:

- из-за наличия скопления крупных валунов;
- от резких подъемов и западений плотика;
- из-за значительного уклона отдельных участков;
- от наличия погребенной мерзлоты;
- от заваливания пустыми породами.

Потери от неправильного ведения горных работ:

- в плотике из-за некачественной задирки;
- в бортах россыпи от неправильного установления бортового содержания;
- в заваленных бортах и целиках между смежными ходами;
- от неправильного заборчивания россыпи;
- от просыпи песков в рамную прорезь;
- с пустыми породами при вскрыше или при их раздельной выемке и т. д.

При подземной разработке россыпей к производственным потерям можно отнести потери из-за разлета песков при взрывной отбойке и некачественной активровке. Интенсивные проявления горного давления в виде заколов

и обрушений приводят к увеличению размеров целиков или оставлению недоработанных камер.

Результаты отдельных исследований [20] подтверждают, что основную часть фактических потерь (60—70 %) составляют производственные потери. Драга № 41 на Урале при повторной переработке добыла 71 % от первоначально добытого металла. В Забайкалье на опытном полигоне одной и той же драгой трижды перерабатывался участок [21]. Если количество извлеченного золота при первой отработке принять за 100 %, то при второй и третьей переработке драгой своих отвалов извлечено соответственно 37,6 и 21,8 % от первоначального.

Открытый способ разработки в Якутии является основным при разработке россыпных месторождений золота. Технология разработки россыпных месторождений открытым способом осуществляется при помощи тяжелых землеройных и горнотранспортных машин. Мерзлые пески разрабатываются по мере естественного оттаивания в основном бульдозерами и подаются на приемный бункер промывочного прибора. При разработке россыпи, расположенной ниже уровня водотоков, используется зимняя подготовка песков с вывозом их на незатапливаемые площади. В этом случае промывку песков производят в теплое время года на промывочных приборах, а эфельные хвосты складировать на активированных участках. Вскрышные работы проводятся как в теплое время года по мере естественного оттаивания, так и зимой, когда вскрышные породы находятся в мерзлом состоянии. В зависимости от параметров россыпи и принятой кондиции торфами заваливаются на бортах разрабатываемого полигона забалансовые запасы, которые в будущем могут стать пригодными к промышленной разработке. Очень часто торфами заваливаются борта промышленных контуров из-за некачественных геологоразведочных работ. Золото висячих пластов, которое не фиксировалось разведкой и не учитывалось в запасах, выталкивается во вскрышные отвалы. Туда же по-

ступают и полезные компоненты, находящиеся вне вертикального оконтуривания продуктивного пласта золотоносных песков и не включенные в промышленную мощность, ибо это привело бы к разубоживанию россыпи и затруднило бы селективную выемку.

Вскрышные работы производятся посредством проведения буровзрывных работ в зимнее время с применением землеройно-транспортных машин, экскаваторов, автосамосвалов или в теплое время года с использованием бульдозерно-рыхлительных агрегатов. Мощность вскрываемых торфов достигает 15—30 м и вся горная масса выкладывается за пределами контура геологических запасов или на отработанные (активированные) площади. Таким образом, в виде вскрышных отвалов возможно накапливается некоторое количество запасов полезных компонентов, которые в будущем могут быть отработаны более совершенными технологиями и техникой.

### **1.3.2. Потери золота при обогащении**

Добыча золота со времени зарождения горнодобывающей промышленности в Якутии ведется преимущественно в россыпных месторождениях. Первые разработки велись в основном с использованием ручного труда старателями-одиночками, звеньями и бригадами заключенных. При этом выемка золота производилась выборочно — выбирались особо богатые залежи без проведения детальных геологоразведочных работ.

В настоящее время добычные работы ведутся с использованием мощной тяжелой землеройной техники, электрических драг, обогатительных установок большой производительности. Однако следует отметить, что принципиальная схема обогащения песков, технология и техника улавливания золота за этот период остались без существенного изменения. При кустарно-старательских способах добычи и промывки песков золото улавливали на деревянных проходнушках. Подача песков производилась носилками и тачками, а обогащение при слабом потоке воды

— самотеком. По существу то же самое происходит и в настоящее время. Только золото улавливается на шлюзах с большой пропускной способностью, а подача песков производится мощными бульдозерами и землесосными установками, для промывки вода подается высокопроизводительными электрическими и дизельными насосами. Таким образом, за период становления и развития золотодобывающей промышленности увеличилась существенно только производительность выемочного и обогатительного обораживания, а потери мелкого и тонкого золота снизились незначительно.

Известно, что в начальный период развития золотого промысла осваивались косовые россыпи как наиболее легкодоступные. При этом использовались примитивные гравитационные способы извлечения золота. В Якутии обнаружено немало золотоносных косовых россыпей. В них доля мелкого и тонкого золота превышает 50 %, достигая иногда 90 %, которая при разработке теряется в хвостах.

При составлении проектов на разработку россыпи принято закладывать неизбежные технологические потери, которые после обработки блока или участка погашаются. Расчетные прогнозируемые потери при этом в зависимости от грансостава золота порой достигали 40—50 % от всего запаса. Многие золотоносные россыпи, содержащие значительное количество мелкого золота, по этой причине в геологических отчетах относились в разряд забалансовых.

На обогатительных агрегатах долгое время применялся единый способ сполоска шлюзов и доводки концентрата. Этот способ заключался в предварительном сокращении концентрата до шлихового золота на вашгерде непосредственно у промывочного прибора или драги. Отходы сполоска и вашгердные хвосты смывались, значительно увеличивая потери золота, особенно мелкого и плавучего.

При обогащении золотоносного песка основное внимание уделялось полноте извлечения одного минерала — золота. Следует отметить, что многие россыпные место-

рождения Якутии содержат комплекс ценных минералов. Некоторые из них являются уникальными по части качественного и количественного состава этих минералов, включая и редкоземельные. Ряд месторождений имеет достаточно высокие содержания сопутствующих минералов, попутная добыча которых могла бы быть рентабельной в современных условиях. Наибольший интерес вызывают такие минералы, как монацит, вольфрамит, куларит, шеелит и др. Обладая сравнительно высокой плотностью, они попадают в шлиховой концентрат и усложняют условия доводки золота. Однако их основная масса в силу специфики технологии обогащения золота теряется на стадии первичного обогащения.

### **1.3.3. Причины потерь золота**

Несовершенство оборудования и неоптимальный режим обогащения совместно с производственными погрешностями определяют неизбежные потери золота в процессах дезинтеграция — грохочение — обогащение. Размеры этих потерь по отчетным показателям соответствующих служб, как правило, в большинстве случаев не превышают 5 %. Однако результаты специальных исследований [12, 23, 250] подтверждают, что фактические потери в отчетных показателях существенно занижаются (например, на месторождении р. Омчак истинные потери золота составили 15 % вместо отчетного 1 %). Убедительны итоги контрольных опробований хвостов на 10 приисках: установлены значительные потери гравитационно извлекаемого золота практически на всех выборочно проверенных промывочных приборах, размеры которых порой достигают до 35,83 % [24]. В свою очередь, доля гравитационно неизвлекаемых потерь в зависимости от грансостава золота может достигать 30—50 % [25].

Рассмотрим более подробно возможные причины потерь. Для этого условно разделим все виды потерь при

обогащении на два класса: технологические и производственные. К технологическим отнесем потери, связанные с недостатками применяемой технологии обогащения:

- несовершенство обогатительного оборудования;
- неэффективная технологическая схема обогащения (несоответствие свойствам обогащаемого материала);
- неоптимальный режим обогащения;
- нерациональная компоновка цепи обогатительных аппаратов;
- несоответствие производительности обогатительного комплекса промывочному;
- неэффективная дезинтеграция глинистых песков;
- низкая эффективность извлечения мелкого и тонкого золота.

К производственным — потери, связанные с нарушениями технологического режима обогащения:

- увеличение нагрузки на обогатительные установки;
- механические потери (перелив, выхлест и др.);
- неправильный монтаж прибора (неправильное пульпораспределение и т. д.);
- неудовлетворительное состояние оборудования;
- некачественная промывка-дезинтеграция;
- недостатки способа съемки;
- холостая работа, аварийные остановки (перебои обеспечения энергией, водой и т. д.);
- грязная промывочная вода;
- сезонные эффекты (промерзание деталей обогатительных устройств и т. д.).

Таким образом, определение действительных размеров потерь золота, установление основных причин и разработка методов снижения их влияния требуют более обширных, тщательно продуманных и сложных исследований. В этой связи интересны следующие приоритетные направления исследований:

- оценка организационно-технических резервов решения вопросов снижения технологических и производственных потерь;
- объективный анализ уровня техники и технологий и перспективный план перевооружения;
- изучение возможности повышения эффективности извлечения гравитационно-упорных форм золота и комплекса ценных минералов с использованием известных методов обогащения и разработка принципиально новых.

#### **1.4. ОСНОВНЫЕ ТИПЫ ТЕХНОГЕННЫХ ОБРАЗОВАНИЙ ЗОЛОТА**

В зависимости от условий разработки техногенные формирования минерального сырья в работе [26] разделены на следующие основные типы: отвалы, хвостохранилища и площади в пределах горного отвода. В свою очередь, они подразделены по групповым признакам:

*отвалы:*

- внешние,
- внутренние,
- гидроотвалы;

*хвостохранилища:*

- намывные и наливные,
- сухое складирование;

*площади в пределах горного отвода:*

- запасники сырья,
- временные склады.

Более расширенная и подробная классификация в результате специального изучения особенностей техногенных россыпей золота разработана в [9]. В этой работе техногенные россыпи разделены на два типа: отвальные и целиковые. Каждый тип представлен рядом разновидностей:

*целиковые:*

- бортовые целики,

- внутриконтурные целики (открытый способ),
- охранные целики (подземный способ),
- площади с недоработанными и незащищенными песками,

- активированные площади;

*отвальные:*

- торфяные,
- галечные,
- эфельные,
- заиленные и заэфельные площади.

Комплекс классификационных признаков применительно к техногенным россыпным месторождениям Северо-Востока для их типизации предложен в работе [5]:

- способ первичной отработки,
- геометрические параметры,
- сложность залегания и строения,
- возможный способ разработки.

Система классификаций техногенных россыпей золота, которая основывается на генетических признаках, геологическом строении, продуктивности россыпи и подготовленности к освоению, приведена в работе [6]. Предложенная система классификации по перечню признаков и схеме построения имеет эксплуатационную направленность.

Учитывая рассмотренные варианты типизации и принимая за основу особенности характера происхождения, техногенные россыпи разделены на два основных типа: остаточные техногенные (целиковые) и отвальные техногенные (перемещенные).

В зависимости от совокупности квалификационных признаков основные типы подразделяются на ряд подчиненных делений. Остаточные техногенные россыпи по степени участия техногенного фактора делятся на природно-техногенные и техногенные (рис. 1.1), которые, в свою очередь, подразделяются по характеру образования на следующие группы: целики бортовые; внутриконтурные целики, разделенные на разновидности в зависимости от принятого способа разработки.



В типизации отвальных техногенных россыпей вследствие однозначности характера образования подразделение по степени участия техногенного фактора, как было в

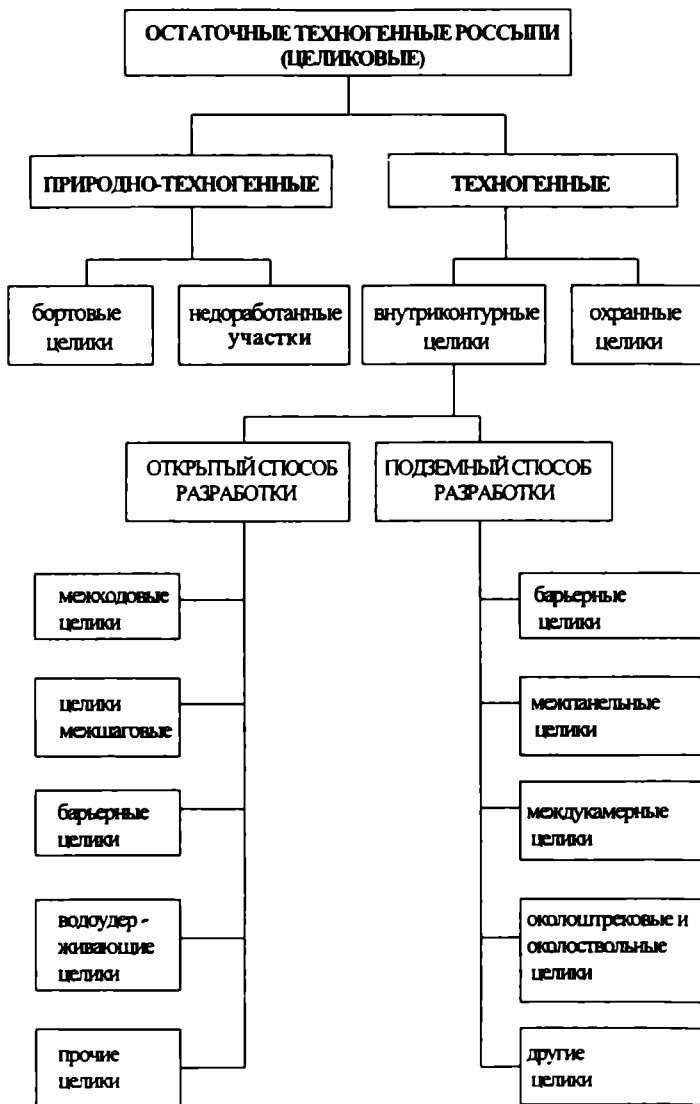


Рис. 1.1. Классификация остаточных техногенных россыпей

остаточных техногенных россыпях, отсутствует. В основе деления на классы здесь применена классификация по характерному типу отвального материала (рис. 1.2).

Для выбора технологии разработки отвальных техногенных россыпей является важным криогенное состояние отвалов. Поэтому составлена альтернативная классификация отвальных техногенных россыпей по этому признаку (рис. 1.3).

Для расчета оптимальной годовой или сезонной производительности предприятия необходима ориентация по размерам объема горной массы. По этому признаку все техногенные россыпи разделены на четыре типа (табл. 1.1): мелкие, средние, крупные и весьма крупные.



Рис. 1.2. Классификация отвальных техногенных россыпей

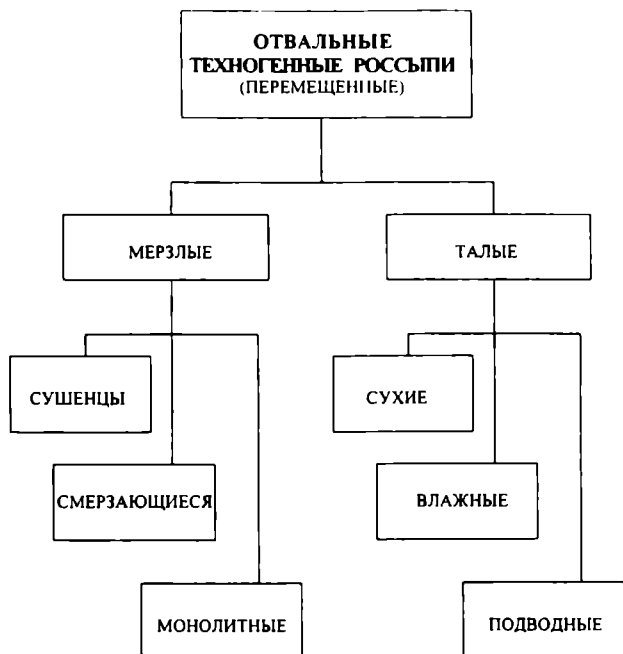


Рис. 1.3. Классификация отвальных техногенных россыпей по криогенному состоянию

Таблица 1.1

Классификация техногенных россыпей по объему горной массы

№ п/п	Техногенная россыпь	Объем горной массы, тыс. м <sup>3</sup>
1	Мелкая	До 50
2	Средняя	50—100
3	Крупная	100—1000
4	Весьма крупная	Более 1000

## 1.5. ФОРМИРОВАНИЕ ТЕХНОГЕННЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Основные требования к способу отвалообразования в практике горных разработок сводятся к обеспечению минимальных затрат на обустройство и безопасность веде-

ния горных работ, устранению препятствий их развития. При соблюдении этих требований способ отвалообразования и применяемые средства механизации должны обеспечить бесперебойное складирование и максимальную производительность. Однако опыт и перспективы повторной переработки техногенных отвалов, содержащих основные и попутные полезные компоненты, способствовали изменению подхода к производственному процессу организации и способу отвалообразования. Дифференцированный подход к продуктам обогащения, селективные способы складирования разносортного отвального продукта, введение специальных технологических операций по сокращению объема и повышению содержания полезного компонента могут значительно повысить эффективность повторной переработки [27—30]. Создание оптимальных условий для эффективной переработки под заданное технологическое решение по объему, геометрическим параметрам отвала, выгодность расположения и низкие объемы рекультивационных работ позволят перевести их в разряд балансовых запасов.

Закономерности формирования техногенных россыпей благородных металлов в зависимости от способа складирования исследованы в работе [31]. С учетом механизма формирования отвала и литологического состава автором выделены три основных типа: намывной, отвальный и отвально-намывной. Изучены зоны концентрации и рассеяния золота в плане и по глубине отвала в конкретных объектах по вышеуказанным типам техногенных фаций.

Методические основы обоснования рациональных параметров формирования техногенных месторождений изложены в работах [32—34]. Предложены аналитические зависимости, математические модели и алгоритмы, позволяющие повысить эффективность отработки месторождения за счет комплексного использования минерального сырья. Разработаны методики выбора технологических схем с учетом влияния кондиций и объемов использования минерального сырья.

Исследования отходов Лебединского и Стойленского ГОКов для установления закономерностей формирования техногенных месторождений выполнены сотрудниками НИИКМА [35]. Разработаны способы разделения хвостов при складировании с концентрацией полезной части пульпы. Показана возможность переработки хвостов обогащения за счет применения малоотходных технологических схем.

Наиболее дешевым способом извлечения золота из бедных руд и отвалов является кучное выщелачивание. Возможность повторной переработки отвальных хвостов методом кучного выщелачивания способствовала разработке новых технических решений, которые повышают эффективность извлечения металла из кучи [36]. При этом увеличение извлечения достигается путем управляемой концентрации содержания металла по слоям.

Эффективное обогащение отвальных продуктов производится на установке, разработанной в Гинцветмете [39], путем отбора обогащенной фракции хвостов из напорного хвостопровода. Выделение обогащенной фракции достигается за счет особенностей конструкции заборного устройства. При этом извлечение золота увеличивается на 5,7 %.

Повысить эффективность повторной переработки отвала можно за счет использования природных явлений промерзания и протаивания [40]. Золотосодержащие отвальные пески складировать на специально обустроенную наклонную площадку с водонепроницаемым основанием. Отвал пропитывают водой и подвергают циклам промерзания и оттаивания. Повторному обогащению подвергают нижний продуктивный слой, в котором, по экспериментальным данным, концентрируется до 75,8 % золота.

В Якутии применяемые в практике разработки россыпных месторождений золота способы отвалообразования не учитывают возможность повторной переработки. Это приводит к безвозвратным потерям недоизвлеченного золота или безнадежно ухудшает возможность эффектив-

ной повторной переработки более совершенной и узконаправленной технологией обогащения. Вместе с тем применение методов выделения обогащенной части хвостов и их селективное складирование, использование закономерностей перераспределения и аккумуляции неизвлеченного золота и других ценных минералов при транспортировании и складировании, подготовка отвала для повторной переработки при его формировании могут значительно повысить эффективность извлечения техногенного золота.

### ***Выводы***

1. Особенности формирования техногенных россыпей золота в большей степени обусловлены характером и количественными показателями потерь золота при промывке и обогащении золотоносного песка.

2. Фактические потери золота по опыту повторной переработки, как правило, значительно превышают отчетные показатели потерь, которые имели место при первоначальной отработке месторождения.

3. Основные потери россыпного золота обусловлены низкими показателями извлечения мелкого и тонкого золота.

## **Глава 2**

---

**ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ  
СВОЙСТВА  
ТЕХНОГЕННОГО  
ЗОЛОТА**

---

Изучение свойств золота в техногенных россыпях целесообразно для выяснения основных причин его потерь при первичном обогащении и необходимо для разработки более эффективных методов извлечения. Формы нахождения техногенного золота в отвалах характеризуются такими важными технологическими свойствами, как морфологическое строение, фазовый состав, гидравлическая крупность и т. д.

## **2.1. ФОРМА**

Форма частицы определяет ее индивидуальную траекторию движения по наклонной поверхности. При движении в потоке пульпы форма становится одним из важных факторов сегрегации частиц между собой. Уплотненность золота определяет дальность его переноса в россыпи. По этой причине для аллювиальных россыпей неудивительно нахождение пластинчато-чешуйчатого золота в хвостовой части. Форма самородного золота разнообразна: дендриты, сложные агрегаты, проволоочки, изометричные зерна, таблички, пластинки, чешуйки и т. д. По мере повышения степени обработанности (окатанности) золотины имеют более округлую форму и гладкую поверхность. Увеличение степени окатанности золота способствует повышению скорости осаждения и облегчает его извлечение. Однако для обогащения мелких классов важнее степень уплотненности, увеличение которой значительно ухудшает эффективность гравитационных методов извлечения.

Изучение разнообразия морфотипов техногенного золота проводилось в пробах хвостов отработки погребенной россыпи р. Б.-Куранах. Анализ соотношения золотин по форме производился по степени уплотненности  $K_y$  (отно-



шение поперечного размера к толщине). В зависимости от значения  $K_y$  можно выделить четыре группы:

- изометрические ( $K_y = 1 \div 1,5$ );
- таблитчатые ( $1,5 < K_y < 4$ );
- пластинчатые ( $K_y = 4 \div 10$ );
- чешуйчатые ( $K_y > 10$ ).

Схема обработки проб приведена на рис. 2.1. В составе монофракций извлеченного из проб золота выделяются три весовых морфотипа: субрудный, изометрично-таблитчатый и пластинчато-чешуйчатый.

Субрудный тип золота представлен прежде всего массивными, дендритовидными формами (лапчатые, ветвистые) тускло-желтого цвета, со сглаженными краями, кавернозной (ноздреватой) поверхностью. К данному типу отнесены также единичные зерна ярко-желтого цвета угловатой (неокатанной), комковидно-таблитчатой формы с рельефно (ясно) выраженной зернисто-заноистой поверхностью. Весовая доля морфотипа в составе монофракции не превышает 20 %.

Морфотип золотин изометрично-таблитчатого облика представлен полными (литыми) выделениями тускло-желтого цвета с округлыми краями и ровной, иногда ямчато-бугорчатой поверхностью. Весовая доля морфотипа также не высока (до 30 %).

Морфотип пластинчато-чешуйчатого золота представлен уплощенными, плотными выделениями медно-желтого цвета, иногда с примазками железисто-глинистого вещества. Обработанность краев золотин разная (облик от лепешковидного до стружек), в основной их массе — средняя. Представлены формы деформированного золота: с валиком бокового наклона, согнутые вдвое. В целом деформация зерен проявлена слабо. Поверхность их ямчато-бугорчатая, сглаженная, выражена шагрень. Весовая доля морфотипа в составе монофракции составляет более 50 %.

Учитывая схожие гидравлические характеристики, в дальнейшем для минералогических анализов выделены два основных морфотипа: изометрично-таблитчатый (ИТ) и пластинчато-чешуйчатый (ПЧ).



Рис. 2.1. Схема обработки проб

Распределение морфотипов золота по классам крупности неравномерное (рис. 2.2). Пластинчато-чешуйчатое золото значительно преобладает в классах  $-0,5 + 0,16$  мм, средняя масса которого в 2,0—2,2 раза меньше, чем изометрично-таблитчатого золота соответствующего класса (табл. 2.1). В тонких классах золота крупностью менее 0,1 мм преобладает доля изометрично-таблитчатого морфотипа. Снижение доли пластинчато-чешуйчатого золота в классах  $-0,16$  мм возможно обусловлено технологической упорностью к доводке тонкого чешуйчатого золота.

Таким образом, морфометрическое изучение самородных минералов показало, что золото в основном представлено пластинчатыми и чешуйчатыми морфотипами. При этом уплощенные формы золотин преобладают в классах более 0,1 мм, а изометричные — наоборот. Доля массивного золота изометричного и таблитчатого морфотипа не

превышает 30 %. Средняя масса по классу у золота изометрично-таблитчатого морфотипа больше, чем у пластинчато-чешуйчатого морфотипа во всех классах крупности в 1,67—2,16 раза.

Таблица 2.1

Средняя масса золотины (мг) по морфотипам в зависимости от крупности

Класс, мм	Морфотип	
	изометрично-таблитчатый	пластинчато-чешуйчатый
- 0,75 +0,5	0,55	0,29
- 0,5 +0,25	0,236	0,109
- 0,25 +0,16*	0,04	0,02
- 0,16 +0,05	0,01	0,006
- 0,05 +0,03	0,0018	—

\* Медианный класс крупности

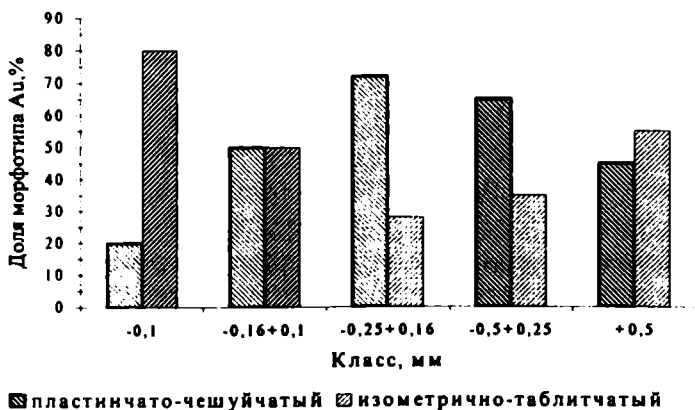


Рис. 2.2. Распределение доли морфотипов золота

## 2.2. ФАЗОВЫЙ СОСТАВ

Фазовый состав техногенного золота обусловлен структурой содержания золота в исходных песках месторождения. Однако качественное и количественное содержание

техногенного золота в фазах значительно отличается от исходного состава в силу избирательности технологических схем обогащения. Степень перераспределения золота в фазах может предопределить эффективность повторной переработки той или иной схемы обогащения.

Золото в техногенных образованиях встречается в следующих фазах:

- свободное;
- в сростках с другими минералами;
- в окисленных пленках (золото в «рубашке», «ржавое» золото);
- в сульфидах и силикатах;
- в амальгаме;
- в сорбентах (уголь, смола);
- в технологических агрегациях.

Свободное золото попадает в отвалы по следующим причинам:

- малые размеры (уменьшение гидравлической крупности приводит к стиранию контрастности свойств для гравитационного обогащения);
- уплощенная форма (наряду с развитостью поверхности пластинчатая и чешуйчатая форма придает золотине «летные» качества) (рис. 1, см. цв. вкл.);
- пористая структура (уменьшение плотности) (рис. 2, см. цв. вкл.).

Золото в сростках практически не извлекается гравитационными методами обогащения из-за уменьшения объемной плотности конгломерата (рис. 3, см. цв. вкл.). В техногенных отвалах в зависимости от продолжительности и интенсивности естественных процессов выветривания это золото может освободиться и перейти в свободную фазу. Попадающее в концентраты магнитного шлюза золото в сростках имеет незначительные (по весу) чужеродные включения (рис. 4, см. цв. вкл.). В отвалах переработки аллювиальных россыпей золото в сростке с чужеродными минералами содержится в незначительных количествах. Из

рассмотренных объектов исключение составляет древняя погребенная россыпь, в эфельных песках которой доля связанного (неизвлекаемого амальгамацией) золота доходит до 14,16 % (табл. 2.2). Фракционный анализ подтвердил, что повышенный выход связанного золота наблюдается в сильномагнитной фракции. Минералогическое же изучение показало, что это обусловлено магнитными свойствами минералов самородного золота. Распределение связанного золота по крупности в пробах независимо от содержания имеет схожий характер (табл. 2.3). Основная масса золота сосредоточена в классах крупности менее 0,63 мм.

Золото в окисленных пленках чаще встречается в хвостохранилищах. В технологических схемах шлихообогачительных установок и фабрик оно попадает в сильно- и слабомагнитные фракции (рис. 5, см. цв. вкл.). Наличие окисленной пленки не дает доступ цианистым растворам к золоту и оно теряется в хвостах ЗИФ. Золото в сульфидах и силикатах представляет собой «упорную» форму и попадает в хвосты из-за технологической сложности «вскрытия» минерала.

Амальгама довольно часто встречается в старых отвалах и хвостохранилищах, что связано с широким использованием ранее ртути для доизвлечения мелкого золота из эфельных хвостов шлюзовых агрегатов и драг. В хвостохранилищах амальгама представлена в виде хвостов амальгамационных бочек и других аппаратов.

Золото в сорбентах встречается в хвостохранилищах ЗИФ. Причиной сброса в хвосты такого золота является износ и разрушение сорбента, а также технологические нарушения.

В технологических агрегациях золото представлено в металлическом скрапе, дроби и естественных минералах гидроокислов железа (рис. 6, см. цв. вкл.). Механизм агрегации — механический (наклеп) и (или) химический (окисление).

Если изменения фазового состава золота в эфельных хвостах незначительны по отношению к исходным пескам, то в рудном переделе они кардинальны. Распределение золота по фазам резко меняется после выщелачивания руды.

Таблица 2.2

## Содержание и доля связанного золота в отвалах

Отвальный продукт	Содержание Au, г/т	Доля Au, %
Эфельный песок	0,065	12,452
Шлиховая проба отвала:		
№ 1	1,6	14,159
№ 2	1,47	11,845
№ 3	1,25	10,452
№ 4	1,12	0,683
№ 5	1,12	8,946
№ 6	0,45	0,618
№ 7	0,32	10,0
№ 8	0,3	2,717
№ 9	0,29	2,25
№ 10	0,242	2,048
№ 11	0,15	0,838
Сильномагнитная фракция	11,5	6,266
Слабомагнитная фракция	19,2	0,684
Немагнитная фракция	52,0	0,232

Таблица 2.3

## Грансостав связанного золота в пробах

Класс, мм	Распределение Au в пробах, %			
	№ 2	№ 3	№ 4	№ 10
+5	—	—	0,64	4,03
+2,5	—	—	5,58	5,92
+1,6	—	—	3,58	5,34
+0,9	0,7	7,4	2,72	5,79
+0,63	1,05	4,02	1,91	6,9
+0,315	8,65	27,03	20,75	20,7
+0,16	57,8	51,09*	53,6	40,11
+0,071	18,7	—	8,98	1,23
-0,071	13,1	10,46	2,24	9,98
<i>Итого</i>	100	100	100	100

\* Значение в объединенном классе +0,071 –0,315 мм.

Результаты изменения фазового состава золота в рудном переделе ЗИФ показаны на следующем примере. Основная масса золота в исходной руде ассоциировалась с формой золота в сростках и составляла долю от 83,8 до 95,7 %. Подчиненную роль играло золото в свободной фазе, выход которого составлял от 1,8 до 6,2 %. На всех рудопроявлениях постоянно присутствовало золото в окисленных пленках, достигая выхода в общей массе до 6 %. Распределение фаз золота в общих хвостах, усредненное за 6 лет работы фабрики, приведено на рис. 2.3. После переработки руды на фабрике значительно увеличились доли свободного золота и золота в неизвлекаемых формах. В неизвлекаемой форме золото в значительных количествах (до 36 %) аккумуляровано в силикатах. Доля золота в сульфидах значительно меньше и не превышает 10 %. Остальные фазы золота в сумме составляют до 55 % всех потерь золота.

Таким образом, техногенное золото имеет разнообразные формы фазового состояния и строения. Некоторые из них носят следы сугубо технологического происхождения. Но основная масса золота в отвалах отработки аллювиальных россыпей содержится в свободном состоянии.

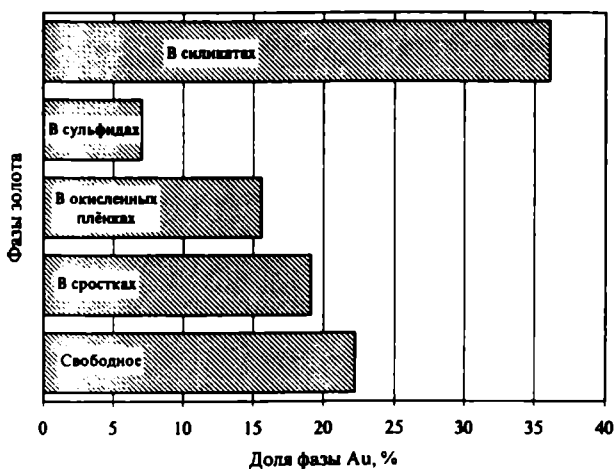


Рис. 2.3. Фазовый состав золота в хвостах ЗИФ

### 2.3. ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКИЙ СОСТАВ

Основная масса золота в техногенной россыпи, являясь продуктом сноса металла пульпой, представлена преимущественно мелкими и тонкими классами крупности. При этом значительная часть золота (60—70 %) менее 0,2 мм является «не тонущей», или плавучей [9], что усложняет его извлечение гравитационными методами обогащения.

В техногенном отвале крупность золота обусловлена нижним пределом крупности эффективно извлекаемого золота на примененном при обработке россыпи обогатительном оборудовании. Для россыпного золота большинством исследователей принят технологический предел крупности 0,25 мм. Его можно использовать условно, поскольку в техногенных отвалах весовая крупность золота не ограничена классом  $-0,25$  мм (в текущих хвостах встречаются отдельные экземпляры золота чешуйчатой формы размерами до 6—8 мм). Кроме того, золото изометричной формы класса  $-0,25 +0,074$  мм извлекается достаточно эффективно и на шлюзах мелкого наполнения при качественной подготовке пульпы и рациональном режиме обогащения.

Для анализа распределения золота по крупности общепринято использование гистограммы гранулометрического состава и суммарного выхода кривых по убыванию и возрастанию. Изучение же распределения золота в мелких классах связано с работой на неравномерной сетке. Использование при этом частотного распределения может привести к ошибкам, поскольку в основу правил строения гистограмм заложено деление на равновеликие события, т. е. на равномерные интервалы классов. Увеличение количества классов рассева для получения более точного распределения золота по крупности при выражении результатов на гистограмме приводит к изменениям качественной картины. При этом чем меньше шаг сетки разбиения в мелких и тонких классах, тем сильнее «занижение» выхода мелких классов. На рис. 2.4 показано распределение золота по



крупности для одной и той же пробы эфельного отвала в разных графических представлениях: в виде гистограммы и кривой плотности распределения. Результаты анализа крупности золота, представленные на гистограмме, свидетельствуют о высоких процентах выхода более крупного золота и соответственно нахождении модальной крупности в классе  $+0,63 - 1,0$  мм. На самом деле, как показывает кривая плотности, модальным классом крупности золота является класс  $+0,16 - 0,2$  мм.

Следует отметить, что если профиль гистограммы гранулометрического состава относителен и зависит от способа разбиения оси абсцисс, то кривая плотности распределения абсолютна, не зависит от конкретного способа разбиения и отражает реальный контур распределения частиц по крупности. Кроме того, использование гистограмм для сравнения грансостава золота в продуктах обогащения и исходных песках осложнено тем, что данные геологоразведки, технологического опробования и золотоприемных касс представлены разными наборами сит рассева. Поэтому для сравнительного анализа золота, особенно в мелких

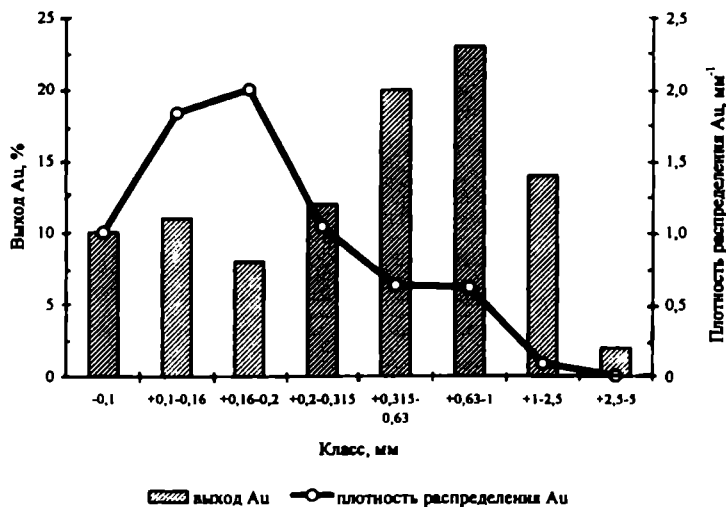
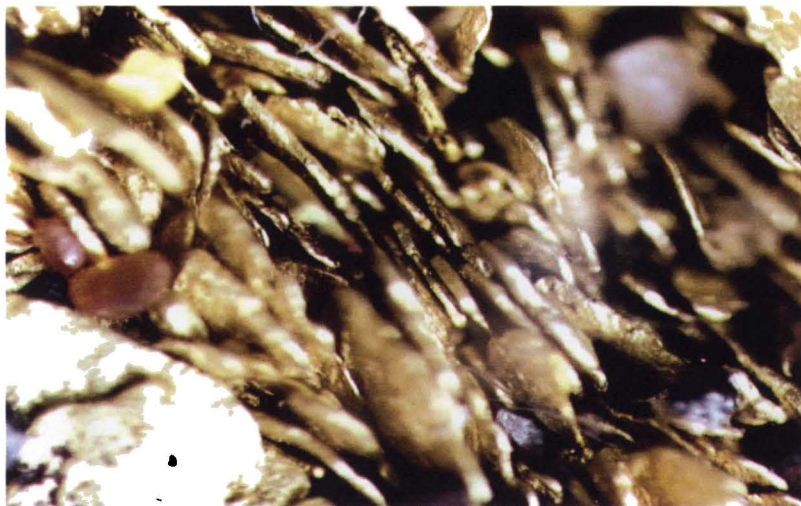
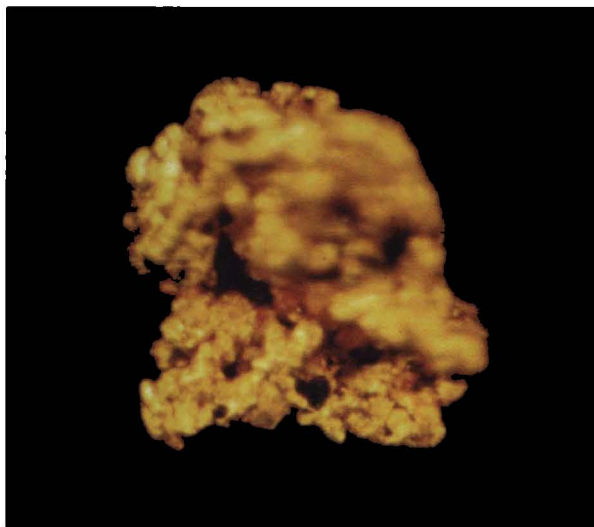


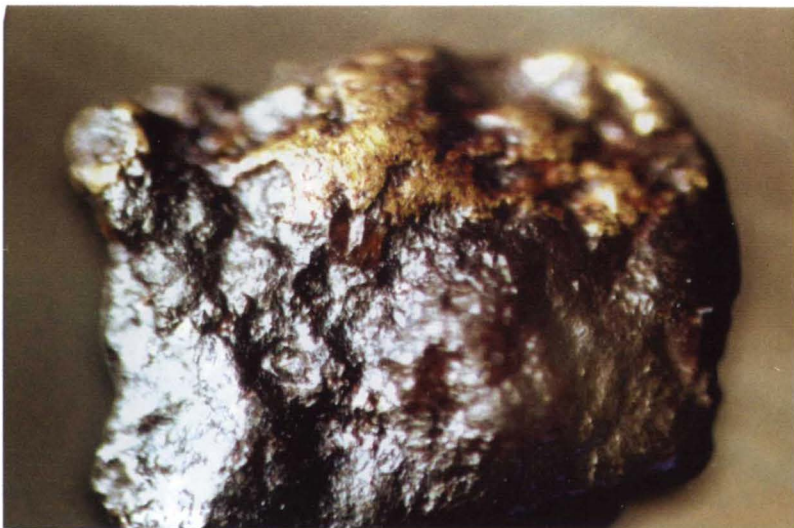
Рис. 2.4. Сравнение графических методов анализа грансостава золота



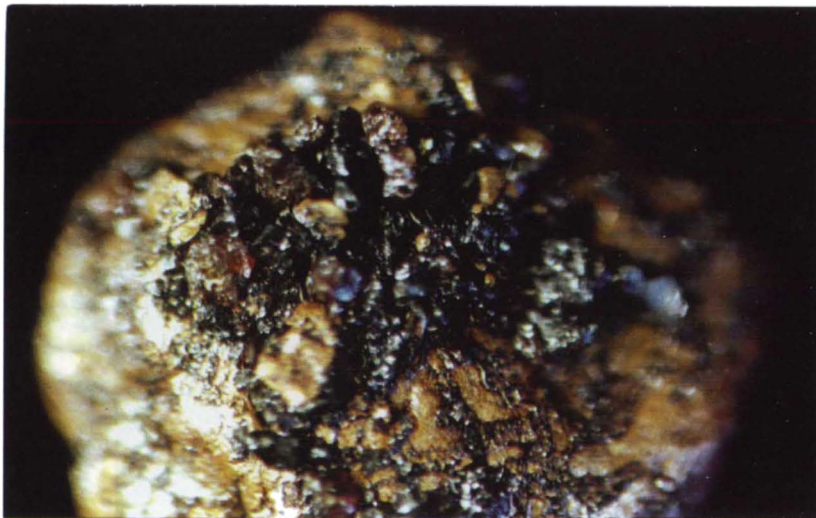
**Рис. 1. Чешуйчатое золото (21-кратное увеличение)**



**Рис. 2. Пористое ноздреватое золото (63-кратное увеличение)**



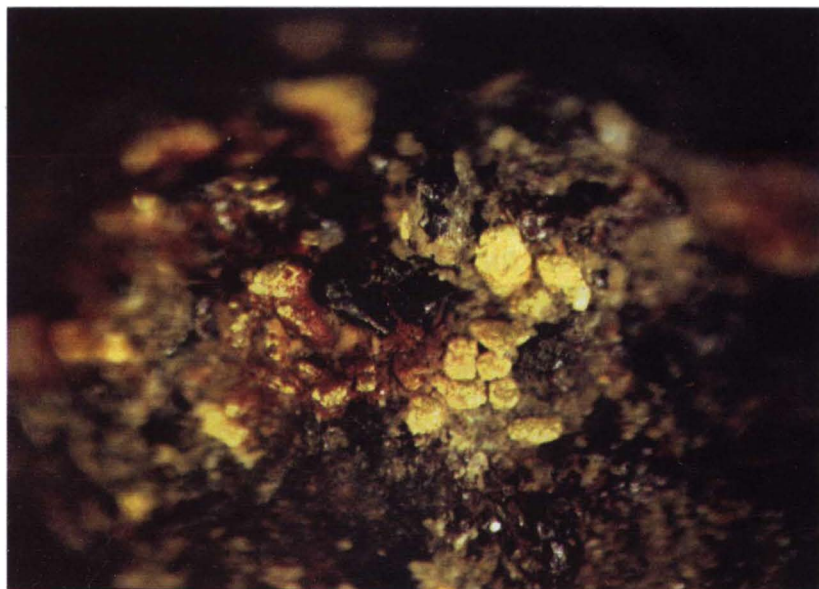
**Рис. 3. Золото в сростках (21-кратное увеличение)**



**Рис. 4. Золото с включениями минералов (21-кратное увеличение)**



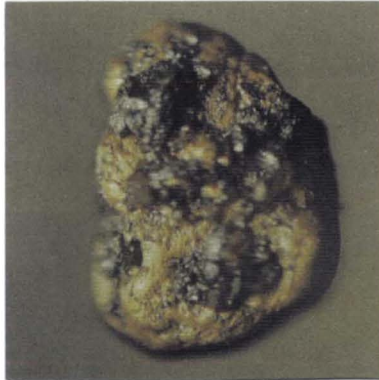
**Рис. 5.** Золото в окисленных пленках (63-кратное увеличение)



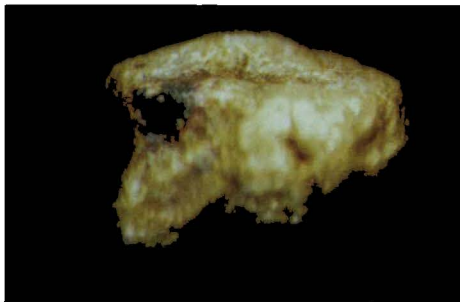
**Рис. 6.** Золото в технологических агрегациях (32,9-кратное увеличение)



**Рис. 7. Внутренняя структура пористого золота**



**Рис. 8. Золото в сростке магнитных минералов**



**Рис. 9. Золото с включением магнитного минерала**

классах, целесообразно применение функции плотности распределения золота по крупности  $f(x)$ , которая обладает следующими свойствами:

$$\int_0^{\infty} f(x) dx = 1, \quad \int_{x_1}^{x_2} f(x) dx = m,$$

где  $x_1, x_2$  — нижний и верхний пределы крупности золота в классе;  $m$  — доля золота.

Изучение особенностей распределения песков и золота по крупности на кривой распределения выхода позволяет обобщить результаты лабораторных анализов гранулометрического состава, полученных на разных сетках разбиения, за счет приведения их к единой системе исчисления. С использованием анализа на кривых плотности распределения был изучен характер изменения распределения платины по крупности в песках до и после обогащения. Пески промывались на промприборе ПГШ-50. Результаты опробования содержания платины в исходном питании и хвостах промприбора в графическом виде приведены на рис. 2.5. Они свидетельствуют в первую очередь об уменьшении средней крупности платины: модальная крупность с 0,38 мм упала до 0,13 мм. Изменения распределения имеют неравномерный характер вследствие нелинейного характера зависимости коэффициента извлечения платины от ее крупности.

Данные о крупности золота в отвалах россыпной и рудной золотодобычи, полученные многолетними опробованиями на ряде горных предприятий Якутии, изучены по вышеописанной методике. Фрагмент обобщения результатов анализа зависимости плотности распределения золота от его крупности приведен на рис. 2.6. В целом проведенные исследования позволяют сделать следующие выводы:

- техногенное золото в отвальных песках представлено преимущественно мелкими классами крупности;
- основная масса золота в эфельных отвалах россыпной золотодобычи имеет крупность  $\sim 0,6$  мм;
- модальная крупность техногенного золота не превышает 0,3 мм.

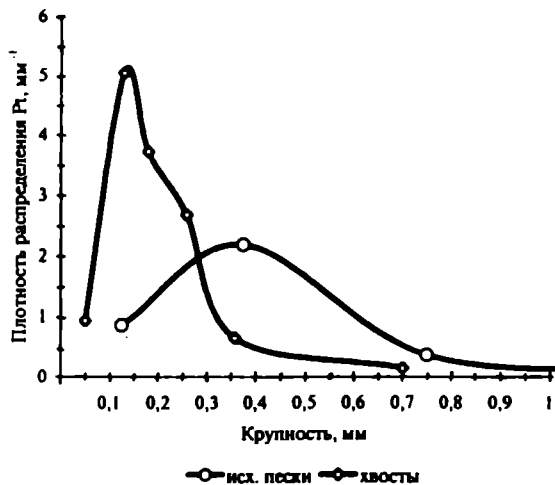


Рис. 2.5. Распределение платины по крупности в песках до и после обогащения

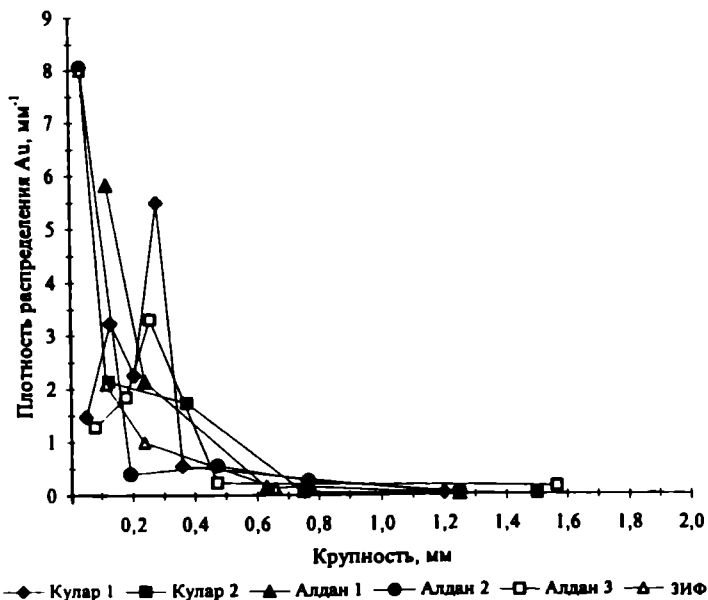


Рис. 2.6. Распределение золота по крупности в эфельных отвалах



## 2.4. ПЛОТНОСТЬ

Плотность химически чистого золота составляет 19,72 г/см<sup>3</sup> при 20 °С, самородного золота — 16,95—19,53 г/см<sup>3</sup> при колебании его пробы от 700 до 980.

Для определения плотности были отобраны минеральные зерна золота разной уплощенности из хвостов переработки песков древней россыпи. Причиной исследований явилось визуальное установление «подозрительного» сноса крупного золота при доводке на лотке. Золотины ни по форме зерен, ни по степени окатанности не отличались от основной массы весового золота. Отличительной особенностью явились сравнительно крупные размеры для металла сноса и более темно-бурый налет. Сколы на зернах и наличие достаточного количества осколков позволяют предполагать о небольшой механической прочности. Сравнительному анализу также были подвергнуты золотины из общей массы чешуйчатого морфотипа характерного желтого цвета и металлического блеска. Замеры максимальных размеров в трех измерениях проводились под бинокуляром.

После усреднения и с учетом погрешности формы установлены следующие значения плотности золота: для изометрично-таблитчатых — 9,56 г/см<sup>3</sup>, чешуйчатых — 15,20 г/см<sup>3</sup>. Плотность золота определялась на экземпляре сфероидального минерала золота путем прямого взвешивания и микрофотометрического измерения. Расчет при  $m = 2,5$  мг и  $d = 0,821$  мм проводился по формуле

$$\rho = \frac{m}{V} = \frac{6m}{\pi d^3}, \quad \rho = \frac{6 \cdot 2,5}{3,1416(0,821)^3} = 8,63 \text{ г/см}^3.$$

Заверка низких значений плотности изометрично-таблитчатых форм выполнялась по методу гидростатического взвешивания. Проведенные измерения подтвердили аномально низкие значения плотности (табл. 2.4). При кажущемся снаружи монолитно-массивном виде изучение внутреннего строения золотин показало их пористую (зернистую) и неоднородную структуру (рис. 7, см. цв. вкл.). Кро-



ме мельчайших зерен золота (0,5—5,0 мкм), имеются включения светлых и темных минералов в сростании и вкраплениях. Некоторые золотины имеют внутренние закрытые и открытые (кавернозные) пустоты. Результаты исследования позволяют утверждать, что небольшая механическая прочность обусловлена особенностью внутреннего неоднородного зернисто-пористого строения золотин.

Таблица 2.4

**Результаты гидростатического взвешивания пористого золота**

Масса золота, мг		Объем вытесненной воды $V \cdot 10^3$ , см <sup>3</sup>	Плотность Au, г/см <sup>3</sup>
сухого	в воде		
251,5	223,6	27,9	9,01
243,5	216,0	27,5	8,85
251,0	223,6	27,4	9,16

Таким образом, установлено, что самородное золото может иметь существенно низкое значение плотности, обусловленное характером зернисто-пористого внутреннего строения. Особые технологические свойства такого золота, связанные с относительно небольшой плотностью и невысокой механической прочностью, требуют для его извлечения специальных методов обогащения.

## 2.5. ГИДРАВЛИЧЕСКАЯ КРУПНОСТЬ

Гидравлическая крупность минералов является важным технологическим показателем для обоснования выбора гравитационного обогащения в жидкой среде. Она определяет характер поведения минералов в среде в зависимости от плотности, формы и размеров. Исследования гидравлической крупности золота проводились для сравнения «гравитационно-упорных» форм техногенного золота с «пластовым» (массивным) золотом и сопутствующими тяжелыми минералами. Гидравлическая крупность определялась путем замера скорости осаждения минерального зерна в дистиллированной воде в градуированной вертикальной сте-

клянной трубе при комнатной температуре ( $t = 23,5^\circ \text{C}$ ). На участках старта и финиша устанавливались увеличительные стекла большого диаметра.

Исследованиям гидравлической крупности были подвергнуты золотины пористого и чешуйчатого строения, платина таблитчатой формы, магнетит, пирит и лимонит. Интервал достижения конечной скорости рассчитывался по формуле

$$L = \frac{1,8v_0^2 \rho}{(\rho - 1)g},$$

где  $v_0$  — конечная скорость, м/с;  $\rho$  — плотность минерала, кг/м<sup>3</sup>;  $g$  — ускорение свободного падения м/с<sup>2</sup>.

Анализ зависимости гидравлической крупности от морфотипа показал, что увеличение скорости осаждения обусловлено более высокими степенями изометричности в следующей последовательности (рис. 2.7): чешуйчатое — таблитчатое — изометричное. Разница скоростей осаждения различных морфотипов с увеличением массы изменяется незначительно. Самая низкая скорость осаждения наблюдается у минералов чешуйчатого морфотипа. По сравнению с изометричным золотом ее величина меньше в 2,6 раза. Гидравлическая крупность чешуйчатого золота меньше даже, чем магнетита (пирита) на всем диапазоне весового размаха, хотя у первого значительно высокая плотность (рис. 2.8). Визуальные наблюдения показали, что особенностью свободного падения золота чешуйчатого морфотипа является его ориентация плоскостью наибольшего поперечного сечения в сторону падения. Собственно процесс падения золотины довольно часто сопровождается маятниковыми колебаниями или зигзагообразной траекторией.

Степень изменения гидравлической крупности от массы независимо от плотности минералов подвержена общим закономерностям (см. рис. 2.7 и 2.8, рис. 2.9). Обобщенную кривую гидравлической крупности можно условно разбить на два характерных участка: неустановившегося и ус-

тановившегося роста гидравлической крупности. Участок неустановившегося роста гидравлической крупности ограничивается сверху величиной массы зерен 8—10 мг. На этом участке характерна высокая степень зависимости гидравлической крупности от массы, прогрессирующая в сторону убывания массы. Золотины с массой более 8—10 мг характеризуют участок с установившимся режимом роста гидравлической крупности. На этом участке изменения скорости осаждения практически монотонны. У всех минералов, независимо от морфологического строения и плотности, характерно резкое падение скорости при массе менее 2—3 мг, т. е. с уменьшением массы ниже этого предела усложняется возможность дифференциации минералов по гидравлической крупности.

Для соотнесения этого значения «пограничной» массы 2—3 мг с крупностью золота были отобраны более двух десятков проб на минералогический анализ. После выделения

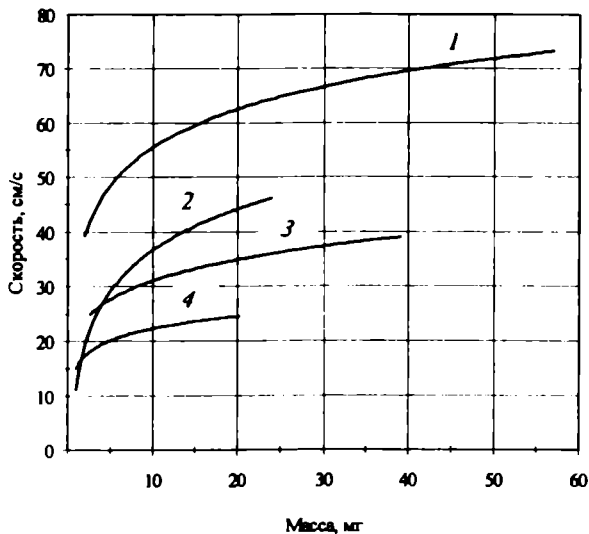


Рис. 2.7. Гидравлическая крупность золота в зависимости от морфотипа: 1 — изометричное [9]; 2 — таблитчатое [249]; 3 — изометричное, пористое; 4 — чешуйчатое

шлихового золота с каждой навески отбирали наиболее крупные экземпляры и сортировали по уплощенности на изометрично-таблитчатый и пластинчато-чешуйчатый морфотипы. Затем в каждой партии их измеряли и взвешивали. При этом средний максимальный размер изометрично-таблитчатых экземпляров золота составил 0,58 мм при средней массе 0,175 мг. Экземпляры пластинчато-чешуйчатого морфотипа были крупнее — 0,66 мм, но весили меньше — 0,162 мг. Результаты анализа гранулометрического состава всего шлихового золота по морфотипам приведены в табл. 2.1.

В целом проведенная серия анализов показала следующее:

- для всех тяжелых минералов (для золота независимо от морфотипа) характерны высокие градиенты изменения гидравлической крупности в узком интервале значений массы от 0 до 3 мг. В этом интервале резко усложняется дифференциация минералов по гидравлической крупности;

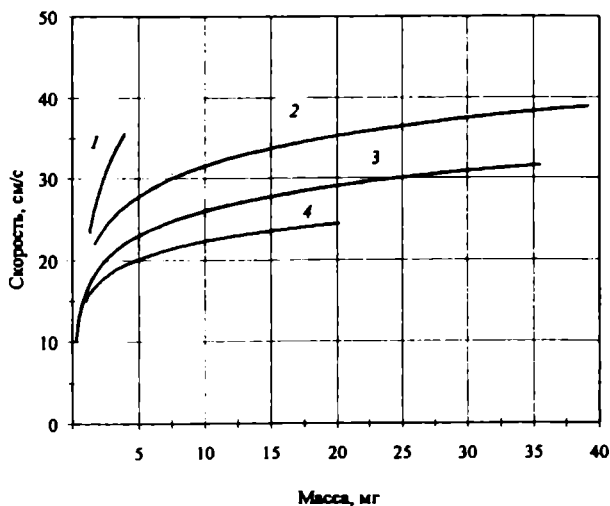


Рис. 2.8. Гидравлическая крупность минералов погребенной россыпи: 1 — платина таблитчатая; 2 — золото изометричное, пористое; 3 — магнетит; 4 — золото чешуйчатое

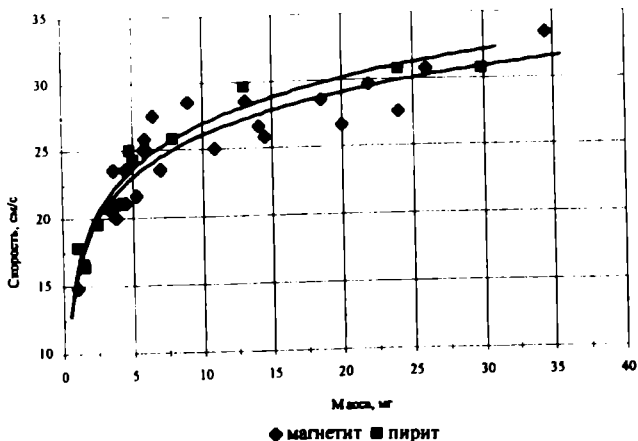


Рис. 2.9. Гидравлическая крупность минералов-спутников золота

- техногенное золото отвальных песков по массе относится к области, в которой практически исчезает свойство контрастности между минералами по гидравлической крупности;
- установлена низкая гидравлическая крупность у чешуйчатого золота: она в 2,6 раза ниже, чем гидравлическая крупность золота изометричного морфотипа;
- близость золота чешуйчатого морфотипа по величине гидравлической крупности к минеральным зернам магнетита и пирита подтверждает его упорность к извлечению гравитационными методами;
- наличие черного шлиха в хвостах на объектах с повышенным содержанием мелкого золота уплощенного морфотипа может служить косвенным признаком повышенных потерь золота.

## 2.6. МАГНИТНЫЕ СВОЙСТВА

### 2.6.1. Золото

Золото не обладает магнитными свойствами. Однако самородное золото может иметь значительную магнитную восприимчивость за счет наличия в нем железа. Известны

следующие формы содержания железа: интерметаллическое соединение золота с железом в виде твердого сплава; включения железосодержащих природных минералов; поверхностная пленка из оксидов железа.

Железо в небольших количествах является практически постоянной примесью самородного золота. Частота встречаемости по результатам количественных спектральных определений составляет до 97,9 %. Наиболее распространено золото с микропримесью Fe 0,01—0,3 %: его доля составляет 80 % анализированных образцов [41]. В табл. 2.5 приведены интересные результаты анализов состава самородного золота с различных месторождений СССР [42], согласно которым содержание железа в самородном золоте может быть значительным.

В 1942 г. из кассы одного золотодобывающего предприятия треста «Якутзолото» передано главному геологу треста В.Т. Андрианову «золото со странными магнитными свойствами» [43]. Магнитные золотины имели форму округлых пластинок величиной от долей миллиметра до 3 мм при толщине в десятые доли миллиметра с неровными краями. Поверхность золотинок была матовая, но в изломе или в шлифах имела обычный металлический блеск и золотистый цвет. Каждая золотинок обладала сильно выраженным полярным магнетизмом: энергично действует на магнитную стрелку; притягивается или отталкивается разными своими частями к магниту; мелкие притягиваются к крупным. После разрезания каждая частица золотинок оказывалась сильно полярно магнитной. Обработка золотинок раствором 0,1N HCl не изменила магнитных свойств. На безрельфных шлифах не обнаружили посторонних включений. При травлении  $\text{CrO}_3$  в HCl установлено, что периферийные части травятся весьма слабо (высокопробность), а основная внутренняя масса травится довольно энергично, чем у обычного золота. Это позволило авторам утверждать, что магнитность — конституционное свойство минерала.

Содержание Fe в составе золота определено в размере 4,4 %. Объемная магнитная восприимчивость

$$k = 0,04 \text{ CGS } \mu_0 \pm 0,005 \text{ CGS } \mu_0 ,$$

измеренная в магнитном поле 440 эрстед индукционным методом, характеризует самородное золото как ферромагнитный материал.

Наличие магнитных свойств у золота отмечено в работах И.Н. Плаксина [44, 45]. Им исследованы минералы золота из Центрального рудника Мариинской тайги. Они содержали в своем составе от 0,1 до 2,0 % железа, причем его повышенные содержания установлены на периферийном слое. Содержание Ag составило от 2,1 до 9,5 %, меди — от следов до 0,25 %. При обработке растворами 0,05NHCl и 0,01NKCn содержание железа резко снижалось. Магнитность исследованных минералов золота, по мнению автора, связана с поверхностными пленками с относительно высоким содержанием Fe, Mg и приповерхностными магнитными включениями («впрессованные» микрочастицы магнетита и других магнитных минералов).

Загадочные свойства магнитных золотин треста «Якут-золото» [43], которые хранились в коллекции Ленинградского горного музея, в 1988 г. были повторно исследованы сотрудниками Всесоюзного института минерального сырья (Москва) и МГУ [46]. Результаты магнитостатических исследований показали, что магнитные свойства с учетом величины содержания Fe обусловлены микровключениями магнетита. Удельная намагниченность насыщения золотины при 300 К составила 5,91 А/м<sup>2</sup>·кг. Содержание Fe по электронно-зондовому анализу составляло в рядовых участках 4,20—4,31 %, богатых микроучастках — 15,68—16,06 %. На электронном микроскопе с увеличением 20—45 тыс. раз отчетливо сняты фотографии октаэдрических кристаллов магнетита, которые распределены однородно. Размеры кристаллов колебались от 0,005 до 0,19 мкм, но основная масса имела крупность от 0,04 до 0,11 мкм.

## *Россыпное золото*

Изучение магнитных свойств россыпного золота проводилось на пробах концентрата магнитного шлюза [47]. Магнитный шлюз использовался в качестве установки для опробования хвостов обогатительной фабрики.

*Таблица 2.5*

**Состав самородного золота месторождений СССР [42]**

№ проб	Месторождение	Содержание, %		
		Au	Ag	Fe
714	Миасс	83,9	14,72	1,6
772	То же	77,35	21,3	1,4
740	Кумак, Итальянская	92,3	6,38	1,12
787	Поповская сопка	84,14	9,71	1,09
281	Знаменитый	94,02	4,54	1,08
786	Мариинская тайга	63,64	39,04	1,08
743	Кумак, Итальянская	88,88	9,12	0,9
752	То же	92,55	6,01	0,89
96	Коммунар	96,43	2,67	0,86
745	Кумак, Итальянская	91,77	8,98	0,69
132	Коммунар	88,01	1,05	0,52
707	Лангур	93,59	6,7	0,52
770	Балей	84,72	11,5	0,48
741	Кумак, Нарезная № 2	93,15	5,4	0,42
721	Кумак	93,14	5,75	0,4
726	Кумак, штольня Ефим	93,48	5,2	0,4
284	Случайный	87,16	10,77	0,39
282	Коммунар	93,98	1,8	0,37
784	Центральное	88,49	11,4	0,37
712	Баладжал	88,24	10,23	0,37
474	Сарала	75,21	21,11	0,32
711	Майкаин	88,2	9,0	0,28



Золото в хвостах фабрики было представлено мелкими классами. Особо следует отметить высокую удельную долю тонкого и дисперсного золота: 65 % свободного золота было представлено классом крупностью  $-0,071$  мм. Классы золота крупнее имели преимущественно пластинчаточешуйчатый морфотип. Содержание свободного золота в концентрате шлюза колебалось в пределах  $11,57$ — $162,81$  г/т. Результаты лабораторных анализов содержания золота и фазовый состав по классам крупности в концентрате шлюза приведены в табл. 2.6.

Таблица 2.6

Ситовой анализ золота в концентрате

Класс, мм	Выход, %		Содержание Au						Распределение Au, %	
			свободного		связанного		суммарного			
	част- ный	суммар- ный	г/т	г/т от исх.	г/т	г/т от исх.	г/т	г/т от исх.	свобод- ного	суммар- ного
+5	2,8	—	—	—	0,4	0,01	0,4	0,01	0	0
+2,5	3,3	6,1	—	—	1,9	0,06	1,9	0,06	0	0,04
+1,6	6,7	12,8	—	—	0,6	0,04	0,6	0,04	0	0,02
+0,9	10,2	23,0	14,0	1,43	0,3	0,03	14,3	1,46	0,88	0,89
+0,63	10,7	33,7	86,29	9,23	0,2	0,02	86,49	9,25	5,67	5,65
+0,315	23,3	57,0	258,36	60,2	1,0	0,23	259,36	60,43	36,97	36,86
+0,16	34,4	91,4	211,58	72,78	1,7	0,6	213,33	73,38	44,71	44,77
+0,071	7,2	98,6	226,66	16,32	1,4	0,1	228,06	16,42	10,02	10,02
$-0,071$	1,4	100	203,25	2,85	1,8	0,03	205,05	2,87	1,75	1,75
<i>Итого</i>	100			162,81		1,12		163,93	100	100

В концентрате магнитного шлюза установлено значительное количество золота с магнитными свойствами. Гранулометрический состав магнитного золота незначительно отличается от грансостава общей фракции. Результаты анализа крупности золота по фракциям приведены в табл. 2.7. Максимальная доля магнитной фракции достигает 63,2 %. Распределение доли магнитного золота неоднородно

(рис. 2.10). В среднем выход магнитной фракции золота составил 28,14 % .

Минералогический анализ показал, что магнитные свойства золота обусловлены следующими причинами:

- в теле золотины содержатся магнитные минералы в виде вкраплений (рис. 7, см. цв. вкл.);
- наклеп на поверхность золотины магнитных частиц (металлический скрап, магнетит и др.);
- наличие пленки гидроокислов железа (рис. 5, см. цв. вкл.);
- золото в сростке магнитных минералов (рис. 8, см. цв. вкл.);
- включения относительно крупных магнитных минералов в золоте (рис. 9, см. цв. вкл.);
- магнитное золото без видимых чужеродных включений.

Установлено также, что магнитные золотины довольно часто встречаются в хвостах магнитной перемешки концентратов отсадочных машин на драге, в сильно- и слабо-магнитной фракциях хвостов доводки в ШОУ и ШОФ. В старых отвалах ШОУ и ШОФ они обнаружены в хвостах амальгамации. Возможно, что подобные золотины не переходят в амальгаму из-за наличия на поверхности окисленных пленок или включений других минералов.

Таблица 2.7

#### Грансостав фракций золота

Класс, мм	Выход фракции Au, %		
	общей	магнитной	немагнитной
+0,4	30,28	35	28,43
-0,4 +0,315	13,01	5,57	15,92
-0,315 +0,2	28,18	25,87	29,09
-0,2 +0,16	5,28	7,29	4,5
-0,16 +0,1	10,77	10,24	10,97
-0,1	12,48	16,03	11,09
<i>Итого</i>	100	100	100

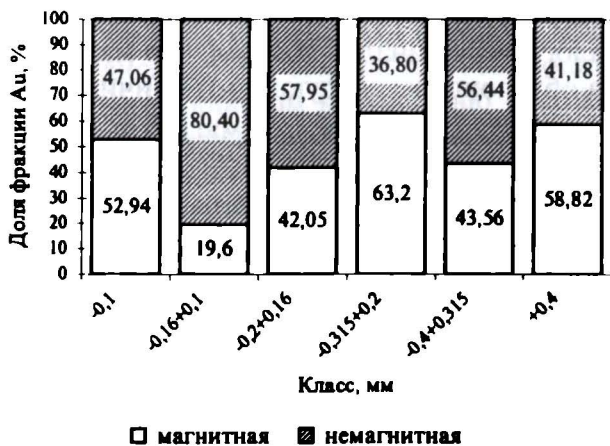


Рис. 2.10. Распределение доли фракций золота по классам крупности

### *Рудное золото*

Концентрат магнитного шлюза, извлеченный из хвостов золотоизвлекательной фабрики, целиком состоял из слабо- и сильномагнитных минералов. Анализ извлеченного концентрата магнитного шлюза показал содержание золота в магнитном шликере 61,36 г/т. Результаты ситовки извлеченного золота подтвердили высокий выход тонкого золота. Золото в основном представлено мелким и тонким классом: 80,32 % золота имеет крупность менее  $-0,2$  мм (рис. 2.11). Причем вся масса извлеченного золота обладает магнитной восприимчивостью (табл. 2.8). Доля сильномагнитного золота по классам выдержана и составляет в среднем 42,67 %.

В целом минералогические исследования подтвердили, что магнитные свойства минералов золота обусловлены содержанием железа в виде включений природных минералов и тонких поверхностных пленок. Нахождение железа в самородном золоте и рудной и россыпной принадлежности имеет следующие разновидности форм включения Fe:

- в теле золотины содержатся магнитные минералы в виде вкраплений;
- наклеп на поверхность золотины магнитных частиц (металлический скрап, магнетит и др.);
- наличие пленки гидроокислов железа;
- золото в сростке магнитных минералов;
- включения относительно крупных магнитных минералов в золоте.

Доля сильномагнитной фракции в концентрате магнитного шлюза в исследованных объектах достигает: в россыпи — 28,14 %, в золоторудном месторождении — 42,67 %.

Таким образом, анализ результатов исследований магнитных свойств золота показал, что самородные минералы золота могут обладать значительной магнитной восприимчивостью. Величина содержания железа и определяет степень магнитной восприимчивости самородного золота.

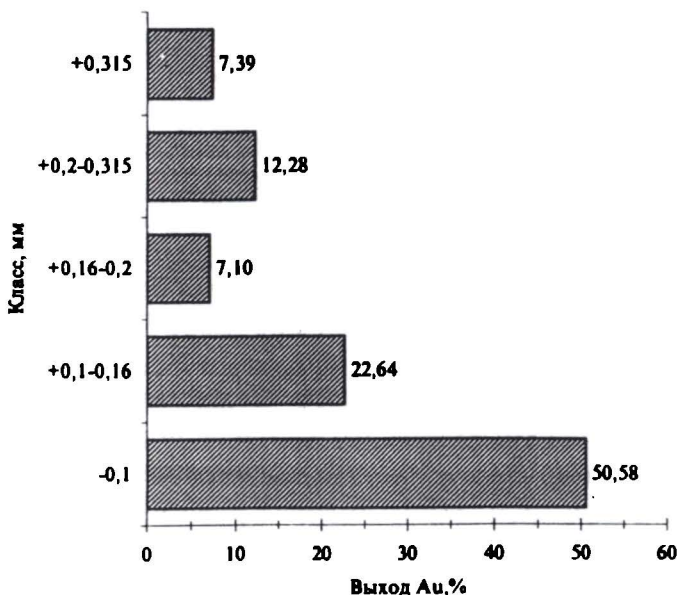


Рис. 2.11. Грансостав рудного магнитного золота

## Результаты сытового и фракционного анализа золота

Класс, мм	Выход фракции Au, %						Доля сильномагнитного Au, %
	сильномагнитной		слабомагнитной		общей		
	г	%	г	%	г	%	
-0,1	3,72	50,75	4,97	50,46	8,69	50,58	42,81
+0,1 -0,16	1,8	24,56	2,09	21,22	3,89	22,64	46,27
+0,16 -0,2	0,5	6,82	0,72	7,31	1,22	7,1	40,98
+0,2 -0,315	0,81	11,05	1,3	13,2	2,11	12,28	38,39
+0,315	0,5	6,82	0,77	7,82	1,27	7,39	39,37
<i>Итого</i>	7,33	100	9,85	100	17,18	100	42,67

**2.6.2. Платина**

Магнитные свойства самородной платины обусловлены прежде всего содержанием железа в виде интерметаллического соединения Pt в твердом растворе. В самородной платине железо содержится в значительных количествах и является одним из минералообразующих компонентов. В известных крупных месторождениях шлиховая платина в основном представлена изоферроплатиной Pt<sub>3</sub>Fe. Содержание Fe в составе изоферроплатины в россыпях составляет не менее 7 %.

Изучение доли магнитной платины производилось при опробовании землесосного промприбора ПГШ-50 магнитным шлюзом. Главными минералами месторождения являются изоферроплатина и золото. Содержание железа в составе платины колеблется от 7,56 до 9,84 %. Золото в россыпи присутствует в небольших количествах. В пробах хвоста оно крупнее платины и имеет преимущественно пластинчато-чешуйчатый морфотип. Анализ платины в концентрате магнитного шлюза по классам крупности приведен в табл. 2.9. Среднее содержание платины в магнитном шлихе составило 207,2 г/т.

## Грансостав платины в фракциях

Класс, мм	Выход фракции Pt, %			Доля магнитной Pt, %
	общей	магнитной	немагнитной	
-0,1	9,4	5,5	12,4	25,4
+0,1 -0,16	30,3	23,7	35,4	33,8
+0,16 -0,2	14,9	17,2	13,1	50
+0,2 -0,315	30,9	42,8	21,8	59,9
+0,315 -0,4	5,6	5,8	5,4	45,2
+0,4	8,9	4,9	11,9	23,9
<i>Итого</i>	100	100	100	43,2

Выделенный шлиховой концентрат был analyzed на содержание магнитной платины (табл. 2.10). Высокое содержание магнитной платины обнаружено в диапазоне от 0,1 до 0,315 мм. Доля магнитной платины колеблется от 23,9 до 59,9 % при среднем значении 43,2 %. Максимальное значение установлено в классе +0,2 -0,315 мм. С уменьшением крупности доля магнитной платины неуклонно падает до 25,4 %.

Таблица 2.10

## Содержание платины в фракциях магнитного шлиха

Класс, мм	Выход, %	Содержание Pt					
		магнитной		немагнитной		общей	
		г/т	г/т от исх.	г/т	г/т от исх.	г/т	г/т от исх.
-0,1	15,3	32,5	5,0	95,7	14,6	128,3	19,6
+0,1 -0,16	18,0	117,8	21,2	231,0	41,6	348,8	62,8
+0,16 -0,2	12,3	125,2	15,4	125,2	15,4	250,4	30,9
+0,2 -0,315	31,6	121,2	38,3	81,1	25,6	202,3	63,9
+0,315 -0,4	9,6	54,4	5,2	65,8	6,3	120,1	11,6
+0,4	13,2	33,4	4,4	106,5	14,0	139,9	18,5
<i>Итого</i>	100		89,5		117,6		207,2

В целом результаты изучения магнитной платины показали следующее: средняя доля магнитной платины в хвостах соответствует 43,2 %; выход основной массы и высокое содержание магнитной платины установлены в узком диапазоне крупности от 0,1 до 0,315 мм; с уменьшением крупности доля магнитной платины неуклонно падает.

### **Выводы**

1. Основная масса золота в эфельных отвалах имеет крупность менее 0,6 мм и представлена мелкими классами крупности.

2. Техногенное золото характеризуется разными формами фазового состояния. В отвалах отработки аллювиальных россыпей основная масса золота содержится в свободной фазе.

3. Золото в отвальных песках представлено в основном уплощенными формами пластинчатого и чешуйчатого морфотипа. Изометричные и таблитчатые формы золота преобладают в тонких классах крупности.

4. Основной объем техногенного золота по массе относится к области, в которой практически исчезает свойство контрастности между минералами по гидравлической крупности. Низкая гидравлическая крупность золота чешуйчатого морфотипа определяет его упорность к извлечению гравитационными методами.

5. Самородные минералы золота могут обладать значительной магнитной восприимчивостью в зависимости от степени содержания железа в разных формах его включения.

# **Глава 3**

---

**ОБОГАЩЕНИЕ ПЕСКОВ  
С МЕЛКИМ И ТОНКИМ  
ЗОЛОТОМ**



## ПРОБЛЕМЫ ИЗВЛЕЧЕНИЯ МЕЛКОГО ЗОЛОТА

Переработка техногенных отвалов в Якутии ранее проводилась обогатительным оборудованием, которое, по сути дела, не отличалось по показателям извлечения от уже применявшегося при отработке месторождения. При этом экономический эффект достигался за счет более высокопроизводительной (по горной массе) горно-обогатительной техники и снижения текущих кондиций на золото при изменении экономической ситуации. В настоящее время из-за истощения запасов и неуклонного снижения средней крупности золота в россыпных месторождениях значительно повысилась себестоимость извлекаемого металла. Добыча же золота из техногенных отвалов, которые характеризуются заведомо низким содержанием золота и повышенным количеством мелкого золота, может быть рентабельна только за счет высокой степени извлечения мелкого золота.

Одно из первых описаний о способе повышения извлечения мелкого золота приведено в [48]. При обогащении россыпного золота из песков установлено, что из-за значительной скорости течения воды при промывке мелкое золото легко увлекается водою и теряется. Предложен следующий прием: «сие неудобство устранено... увеличением на аршин и более последних двух... вашгертов и меньшим их наклоном...». В дальнейшем русскими инженерами-изобретателями были предложены многочисленные варианты конструкций промывочных устройств с плоским, волнообразным, полуцилиндрическим и коническим дном [49]. Для этой же цели также широко применялась амальгамация непосредственно в процессе промывки песка.

Интересные результаты исследований по извлечению тонкодисперсного золота из песка получены замечательным русским новатором, инженером-изобретателем П.П. Аносовым [50]. Промывка песков с амальгамацией по сравнению с используемой на промыслах обыкновенной промывкой на грохоте с корытами повысила извлечение в 7 раз за счет мелкого золота. Этим же способом он переработал откидные пески и доказал, что они «богаче цельных песков».

Избирательное свойство золота к ртути дало возможность разработать установки для извлечения плавучего золота на этом принципе. В устройстве следующего изобретения [51] улавливание плавучего золота достигается с помощью медных листов с ртутью. Верхний слой потока с плавучим золотом отсекается и направляется на листы с амальгамой для контакта. А шлюз, согласно изобретению [52], по длине снабжен оцинкованными железными листами, которые натирают ртутью. Листы подвешены с возможностью отклонения под напором струи. Принудительный контакт «малых частиц» золота с ртутью вращением валика с лопатками предложен в конструкции шлюза [53].

В работе [54] указывается, что золото размером от 1,5 до 0,25 мм и менее в известных аппаратах сносится в отвал. Причем, по данным практики, эти потери составляют до 68 % общего количества металла. Автор предлагает повысить извлечение за счет присасывания мелких частиц металла на ткань, уложенную на дно шлюза под трафаретом. Для повышения эффективности извлечения мелкого золота предлагались шлюзы с барабанами в карманах для разрыхления и отмучивания осевшего концентрата [55], а также с карманом для разделения по крупности с помощью винта Архимеда [56].

В практике геологоразведочных работ применялись бутары с сукном и ковриком из прутьев [57]. Потери мелкого золота достигали 5—15 % и тем самым приводили к неправильной оценке запасов золота. Для повышения извле-

чения плавучего золота было предложено придать сукну волнистую форму. Бутара с раздельным обогащением шламов и песка для извлечения весьма тонкого плавучего золота предложена автором работы [58].

В [59] установлено, что наличие большого сноса золота с доводочных шлюзов и других обусловлено всплытием на поверхность воды плохо смоченных пластинок металла. Автор предлагает утопить плавучее золото с помощью брызгал, которые равномерно распределяют по всей поверхности шлюза. Проведенные эксперименты показали повышение извлечения золота до 50 %. А в изобретении [60] вредное свойство плавучего золота, наоборот, использовано для повышения его извлечения. Предполагая, что такое золото при промывке на золотопромывальных установках не тонет, промывочные воды предложено направить в отстойники. В них вводят пену, которая образована флотирующими золото реагентами. По сути дела, этот «мокрый способ улавливания плавучего золота» является пенной сепарацией золота.

Потери золота до 50 % на драге установлены Гинзолотом на прииске «Юбилейный» (р. Зея) [58]. Потери были обусловлены исключительной тонкостью золота: выход золота крупностью менее 0,15 мм составлял 82,5 %. Причем золото представлено пластинами толщиной от 0,07 до 0,01 мм. При испытании флотационного способа достигнуто извлечение от 75 до 85 %.

На Байкальской опытной станции Гинзолото [58] был испытан качающийся шлюз. Пески содержали пластинчатое золото размером менее 0,25 мм и выходом до 46,5 %. Качание шлюза осуществлялось в продольном направлении с асимметричной гармоникой колебаний. В результате испытаний достигнуто извлечение от 94 до 99 %. В качестве недостатка устройства отмечены низкая производительность и большой расход воды.

Результаты самостоятельных научных исследований содержания и методов извлечения дисперсного золота в рос-

сыпях приведены в диссертационной работе Д.Я. Одинцова [61]. Анализ пробы мути подтвердил содержание дисперсного золота  $0,32 \text{ г/м}^3$  при преобладающей крупности 1—5 мкм. Установлено, что предельная крупность золота, извлекаемого на шлюзе с мелковорсистым покрытием, составляет 20 мкм. Предложены отстаивание слива в отстойнике и обработка осадка цианированием.

По данным В.Д. Барабанова [62], в условиях работы драг на Урале при содержании золота крупностью  $-0,25 \text{ мм}$  до 40—50 % и более потери металла достигали 30 % и выше. Автор по геологическим и производственным данным установил, что доля мелкого класса ( $-0,25 \text{ мм}$ ) во всех россыпных месторождениях золота и платины СССР составляет от 1,2 до 74,3 %. Учитывая прямую зависимость извлечения золота от частоты сполоска, он предложил использовать шлюзы с подвижным резиновым покрытием. Испытания показали прирост извлечения золота от 2 до 6 % за счет мелких фракций. В качестве недостатков указана трудоемкость изготовления цельноформованной резиновой ленты с бортом и недостаточная проработанность вопросов герметизации.

Многочисленные опробования работы шлюзов на драгах и промывочных приборах Северо-Востока, результаты которых приведены в [63], показали, что золото крупностью менее 0,2 мм большей частью теряется с хвостами обогащения. Теоретическими расчетами, основанными на экспериментальных данных, установлено, что для достаточно полного улавливания (99,0 %) мелкого золота потребуется шлюз длиной до 100 м. Между тем отмечено, что снижение потерь мелкого золота можно достичь за счет правильного режима работы шлюза. Например, своевременным сполоском концентрата потери золота класса  $-0,2 \text{ мм}$  в размере 84,7 % можно снизить до 24,4 %. В работе [24] установлено, что оперативное опробование галезфельных хвостов значительно занижает действительные потери золота. Средняя величина занижения для песков с мелким золотом по срав-

нению с результатами валового опробования составила 3,75 раза (максимальное значение — 6,85). На четырех из шести промприборов ГЭП потери золота составили от 10,7 до 35,8 %. Извлеченное на контрольном промприборе золото из хвостов двух ГЭП представлено крупностью  $-0,5 + 0,2$  мм в размере 61,7 и 65,6 % от всей массы. В хвостах же контрольного промприбора золото представлено в основном классом крупности  $-0,2$  мм с выходом соответственно 58,7 и 66,1 %. На основании проведенных работ автор делает вывод, что при промывке на одностадиальных ГЭП песков с мелким золотом неизбежны значительные потери последних.

Высокие значения потерь золота  $-0,2$  мм в размере 67,8 и 74,9 % по классу установлены А.Е. Кокташевым [64] в ходе опробования хвостов шлюза глубокого наполнения при гидроэлеваторной и землесосной подаче песков. Соответствующие потери для шлюзов мелкого наполнения скрубберных промприборов составили 40 %.

В работе [65] приведены результаты опробования различных типов промустановок на горных предприятиях Магаданской области. На одностадиальных промприборах землесосного типа потери золота по классу  $-0,1$  мм составили 82,5—83,9 %. На таких же шлюзах глубокого наполнения с гидроэлеваторной подачей песка потери по классу  $-0,2$  мм соответствовали 52,9—60,0 %. На скрубберных промприборах эти потери были от 20,4 до 50 %. Автор связывает повышенные потери с перегрузкой шлюзов.

Идея селективной фильтрации для извлечения тонкодисперсного и плавучего золота предложена в работе [66]. В лабораторных условиях достигнуто извлечение золота 90 % с содержанием 7,4 кг/т в концентрате. Искусственную смесь золота ( $-0,1$  мм) с кварцем при содержании 10 г/т пропускали через кассетный фильтр из металлических сеток, покрытых тонким слоем парафина. При испытаниях же амальгамационной фильтрации на дражных шламах получено извлечение до 60 %.

В работе [67] отмечается, что в связи с широким внедрением на предприятиях Северо-Востока гидроэлеваторных приборов со шлюзами глубокого наполнения увеличились потери золота из-за низкой эффективности извлечения мелкого золота. Чрезмерное количество воды и увеличение нагрузки ухудшили технологический режим обогащения. Испытания отсадочной машины ОМТ, разработанной автором, показали возможность извлечения мелкого золота (0,15—0,2 мм) наряду с самородками. Им предложена замена шлюзов мелкого наполнения отсадочной машиной ОМТПП-1-800, снабженной подшлюзками для концентрата и перечистной отсадочной машиной.

Результаты исследования зависимости извлечения от крупности питания на дражном шлюзе приведены в [11]. При снижении крупности песка от 16 до 4 мм извлечение золота менее 0,1 мм выросло от 10 до 70 %. Общее извлечение золота на драге составляет 58—85 %, если содержание мелкого золота (–0,25 мм) в песках от 30 до 35 %. Авторами установлено более высокое извлечение мелкого золота на отсадочных машинах, чем на шлюзах. Производственные испытания на драге при замене стационарных шлюзов на МОД-2П показали повышение извлечения от 3 до 6 %. На двухстадиальном промприборе ПГБ-1-1000 извлечение золота крупностью –0,2 мм составило 55 %.

Ряд зарубежных исследователей рассмотрели проблему извлечения мелкого золота [68—74]. В работе [70] отмечается, что микрозернистое золото размером менее 0,1 мм присутствует в большинстве россыпей и распределено вдоль водотока начиная от коренного источника. Оно выносится пульпой любого обогатительного устройства. Способом декантации в несколько циклов была отмучена илистая фракция с содержанием золота 24,9 г/т. В некоторых пробах содержание золота составляло более 3,11 кг/т. Предложена методика для пробирного анализа таких проб.

При уменьшении размеров золота и увеличении его уплотненности значение пробности для извлечения может возрасти [71]. Если дражной шлюзовой ловушкой извлекается 98 % чешуйчатого золота крупностью 0,15 мм при пробности 890, то при снижении пробности до 780 извлечение может упасть до 10 %. Автор предлагает для повышения извлечения тонкого и ультратонкого золота использовать трехъярусные шлюзы: грохот в головной части, центральный шлюз для крупного и боковые шлюзы для мелкого материала. Конструкция практически аналогична устройству «шлюза замедленного режима» [75], который устанавливался на хвостовой части промприбора ГЭП-63.

Исследование аллювиальных россыпей показывает, что большая часть золота имеет пластинчатую форму. Для пластинчатого золота западного побережья Новой Зеландии характерно отношение ширины к толщине 9:1. В таких россыпях коэффициент намыва составляет всего 0,25 [72]. Извлечение на шлюзах, отсадочных машинах и концентрационных столах резко падает, если золото имеет крупность менее 0,2 мм. Причем это было установлено относительно извлечения на амальгамационных листах, в хвостах которых также имелось золото, иногда довольно крупное (+0,2 мм). Содержание золота в хвостах высокое: все пробы показали содержание не менее 2 г/м<sup>3</sup>.

Тонкое золото содержится в любой россыпи, но наибольшая вероятность нахождения его имеется в россыпях с наибольшим уклоном отложений. В [73] указывается, что отсадочные машины и винтовые сепараторы имеют нижний предел извлекаемой крупности материала 0,075 мм, суживающие шлюзы — 0,03 мм и опрокидывающиеся шлюзы — 0,005 мм. Автор предлагает тонкое грохочение, затем флотацию подрешетного материала. Для прибрежных морских песков только разделение по крупности по его анализам может дать товарный продукт с содержанием 233,5 г/т и извлечением 78,14 %.

Подробный обзор методов извлечения мелкого золота из россыпей приведен в работе [74], авторы которой считают, что наиболее экономичным способом извлечения мелкого золота может стать пенная сепарация. Ими установлено, что уплощенность золота снижается с уменьшением крупности, что противоречит общепризнанным закономерностям распределения золота в россыпи. Однако, анализируя и сравнивая уплощенность золотин в гравиконцентрате и в хвостах, отмечая высокую степень уплощенности в хвостах, они пришли к выводу, что россыпное золото с коэффициентом формы меньше 0,15 практически не извлекается гравитационным методом обогащения. Проведенные лабораторные исследования тонких промпродуктов гравитационного концентрата показали, что при пенной флотации извлечение золота удвоилось по сравнению с обогащением на шлиховом концентрационном столе. При этом степень концентрации повысилась в 4 раза. По расчетам, флотационное обогащение экономично, если содержание золота не менее 0,3 г/т, и если при цене на золото 500 долл. за унцию и извлечении 90 % эксплуатационные расходы составят 4 долл/т.

Повышенные содержания мелкого золота в золотоносных россыпях отмечаются многими исследователями разных регионов [9, 11, 22, 25, 76—84, 250]. В ряде россыпей специальным опробованием установлено содержание «тонкодисперсных» (–0,2 мм) минералов самородного золота от 10 до 25 % [9]. Такое золото, как правило, не фиксировалось разведкой и не учитывалось в запасах. Значительная часть его по своей гидравлической характеристике относится к плавучему золоту и поэтому иногда составляет основную массу потерь золота в эфелях. Например, на россыпи бассейна р. Авекова (Северо-Восток) промывкой извлечено 0,16—2 г/м<sup>3</sup> [85]. Пробирный анализ этих же песков показал содержание 10—30 г/м<sup>3</sup>, а амальгамация крупнообъемной пробы — 124 г/м<sup>3</sup>. Промышленные концентрации золота мельче 0,15 мм установлены при изучении россыпей Чукотки [86].



Для оценки масштабов проявления мелкого золота в россыпях С.Г. Желнин [87] предлагает анализ рудно-формационной принадлежности коренного источника. Автором установлено, что доля мелкого золота ( $-0,15$  мм) составляет от 10 до 80 % для субформаций кварцевых прожилков с зонами метасоматического прожилкования. В частности, количество мелкого золота для руд золотосульфидной формации Урала, Казахстана, Сибири, Алтая и Алдана нередко достигает 100 %.

Содержание мелкого золота в россыпях Урала изучено в работе [88]. Для повышения достоверности оценки содержания мелкого золота разработан поэтапный метод изучения проб [89]. Сравнение метода с традиционным на примере Чувальской жилы (бассейн р. Вешеры) показало, что во втором случае содержание золота может быть занижено в 2 раза.

Содержание мелкого золота в среднем составляет 40—60 % от содержания всего свободного россыпного золота в месторождениях, а иногда достигает 80—90 % [90]. В результате экспериментальных исследований на драгах и промывочных приборах установлено, что золото крупностью  $-0,25 +0,15$  мм извлекается на 54 %,  $-0,15 +0,10$  мм — на 23,7 % и  $-0,10 +0,074$  мм — на 5 %. Золото мельче 0,074 мм шлюзами практически не извлекается. В целом при обогащении песков на шлюзах технологические потери золота могут достигать 40 % и более. Для повышения извлечения мелкого золота используют отсадочные машины и шлюзовую технологию с двухоперационным грохочением. При этом достигается извлечение 65—75 %, а при обогащении глинистых песков — 40—50 %. Извлечение же золота менее 0,1 мм не превышает 30 %.

В работе [91] указывается, что перспективы увеличения запасов россыпного золота на Северо-Востоке связаны с древними погребенными россыпями. Они характеризуются мелким золотом и высокой глинистостью. На од-

ном из таких месторождений Чукотки мелкое золото составляет 53,9 %. Ситовой анализ показал, что из фракции  $-0,5$  мм извлекается только 17,8 % золота. При проведении экспериментов по более тщательному опробованию с применением амальгамации и пробирной плавки установлено, что запасы по месторождению могут быть увеличены в 5 раз только по продуктивному пласту.

В россыпных месторождениях Яно-Колымского пояса установлено значительное количество мелкого золота [92]. В некоторых месторождениях количество мелкого золота достигает 70—80 %. Исследовано золото 11 россыпей. Замеры золотин показали, что уплощенность более крупных ( $-2 +1$  мм) выше (32), чем мелких — 4,5 ( $-0,5 +0,25$  мм). Золото месторождения Бургуат Куларского золотоносного района исследовано в работе [22]. В пробах золото менее 0,25 мм составляет от 30 до 65 %. Высокая глинистость песков способствует потерям золота даже при отмучивании. Потери для фракции менее 0,1 мм достигают 38 %.

Наиболее показательным и по запасам, и по содержанию мелкого золота является самое крупное в Якутии месторождение погребенной россыпи р. Б-Куранах [93, 94]. Пески — труднообогатимые, глинистые. Золото в месторождении преобладает в мелких классах. Из них гравитационным способом извлекаемо золото только менее половины исходного содержания. Результаты изучения золота в песках погребенной россыпи и в питающих рудных полях приведены в ряде специальных исследований [41, 95—99].

В работе [100] описаны результаты исследований по методике ЦНИГРИ, включающей центробежную сепарацию, амальгамацию, цианирование и пробирный анализ. Выход мелкого золота  $-0,25$  мм, выделенного из песков на ПОУ-4М и концентрационном столе, составил 46,3 %. Поразительные результаты дала переработка хвостов гравитации амальгамацией и последующим цианированием хвостов амальгамации для установления тонкого золота: до-

извлечение из хвостов концентрационного стола составило 233,4 %, а иловая фракция ( $-0,1$  мм) — 713,5 %. Содержание золота в последней  $6,26$  г/м<sup>3</sup> при выходе фракции в размере 25,7 %. Пробырный анализ галечной фракции на наличие связанного золота показал содержание  $4,14$  г/м<sup>3</sup>.

При исследовании закономерностей распределения тонкодисперсного золота в «древних» россыпях установлено [101, 102], что «свободное» извлекаемое золото составляет от 25,7 до 31,3 %. Причем в илистой фракции заключено 39,1—68,1 % золота, в которой его концентрация в 5—10 раз выше, чем в общей массе. Больше половины золота имеет крупность менее 10 мкм. Распределение его в глинистой фракции неравномерно. Установлена некоторая корреляция с содержанием коалинита. Значительная часть присутствует в гидроокислах железа в виде тончайших высокопробных выделений.

Изучению упорных форм золота в погребенной россыпи посвящены работы [103, 104]. Рассмотрена рациональная схема обогащения, включающая амальгамацию, тиомочевинное и царсководочное выщелачивание, магнитную сепарацию, разделение в тяжелой жидкости и пробырный анализ. Установлено, что 10,8 % составляет золото в ржавых пленках, 44,1 % — в сростках и 10,9 % — в сульфидах. Причем более половины золота в сростках содержится в фракции  $+2,0$  мм. Время полной амальгамации золота погребенной россыпи составляет не менее 42 ч, а на аллювиально-пролювиальной россыпи Урала, содержащей до 84 % золота меньше 10 мкм, время перехода золота в амальгаму сократилось в два раза. Утверждается, что концентратом золота является лимонит, содержащий его до 10 г/т. В сильномагнитной фракции содержание золота не превышает 4 г/т.

Таким образом, проблема извлечения мелкого золота возникла одновременно с проблемой борьбы с потерями золота в хвостах промывки золотоносных песков. По сути

дела, и сегодня эффективность извлечения мелкого золота гравитационным способом является показателем эффективности процесса обогащения россыпного золота. Нижний же предел извлекаемой крупности золота неуклонно снижался с развитием более совершенных конструкций обогатительных аппаратов. Однако в последние годы в связи с высокой интенсивностью добычи золота также неуклонно снижалась средняя крупность золота в разведанных месторождениях. Определенную роль сыграло исключение применения амальгамации при промывке песков и доводке концентрата, которая долгое время служила надежным способом эффективного доизвлечения и контроля потерь мелкого золота. Надежные и эффективные методы извлечения его флотацией и цианированием, которые широко использовались в обогащении тонкого рудного золота, не нашли широкого применения в извлечении тонких классов россыпного золота из-за высокой капиталоемкости и сложности этих технологических процессов.

Проблема извлечения мелкого золота в Якутии имеет три аспекта:

- извлечение мелкого золота из отвалов золотодобычи;
- повышение эффективности извлечения мелкого золота на действующих предприятиях;
- освоение россыпных месторождений, содержащих повышенное количество мелкого золота.

Решение всех аспектов напрямую связано с разработкой и внедрением более совершенной обогатительной аппаратуры, эффективно извлекающей мелкое и тонкое золото. Новые достижения в разработке современных обогатительных установок рассмотрены ниже.

### **3.2. ГРАВИТАЦИОННОЕ ОБОГАЩЕНИЕ**

Для извлечения золота из россыпных месторождений Якутии применяются две базовые гравитационные схемы обогащения — шлюзовая и отсадочная.

Наибольшее распространение получила шлюзовая технология в виде различных типов переставных промприборов. В целом добыча золота из россыпных месторождений с применением шлюзовой технологии достигает 80 %. Доминирование шлюзовой технологии над отсадочной обусловлено в первую очередь горно-геологическими условиями. Немаловажными факторами также являются технологическая надежность, транспортабельность и простота обслуживания. Очевидное преимущество отсадочной технологии, которое заключается в непрерывной разгрузке концентрата и исключении операции сполоска, не устраняет непроизводительные простои промприборов из-за необходимости уборки вашгердной гали и других хвостов. Развитие же шлюзовой технологии путем внедрения шлюзов с непрерывной разгрузкой концентрата, более качественной подготовкой и развитой схемой разделения продуктов обогащения может поставить под сомнение неоспоримые преимущества отсадочной технологии.

В свою очередь, отсадочная технология практически повсеместно вытеснила шлюзовую при дражном способе добычи золота. Непрерывный режим складирования хвостов на драге и непрерывная разгрузка концентрата на отсадочных машинах дали качественный технологический толчок развитию дражного флота. Внедрение отсадочной технологии на драге исключило непроизводительные простои технологического процесса для сполоска со шлюзов концентрата и соединило, по сути дела, в поточную линию операции выемки песков, транспортирования, обогащения и складирования хвостов в единый непрерывный технологический цикл.

### **3.2.1. Обогащение на шлюзе**

Обогащение на шлюзе благодаря своей простоте и надежности нашло широкое применение при извлечении золота гравитационной крупности из россыпных месторождений. Широкий диапазон крупности питания, малая чувствительность к колебаниям качества питания и высокая сте-

пень концентрации полезной компоненты, наряду с высокой производительностью, составляют безусловное преимущество шлюза перед всеми остальными обогащательными установками. Однако в связи с ухудшением качества полезной компоненты и горно-геологических условий россыпных месторождений все яснее выступают следующие недостатки способа обогащения на шлюзе:

- цикличность режима работы шлюза, связанная с необходимостью съемки концентрата, заранее определяет вынужденные простои всей технологической цепи добычи золота;

- трудоемкость операции ручного сполоска концентрата является причиной повышенных потерь золота при этом;

- низкая эффективность извлечения мелкого золота.

В работе [105] описано обогащение золота на подвижных саморазгружающихся шлюзах ШМС, установленных на драге. Подвижные металлические шлюзы имеют стандартную армировку из ковриков и трафаретов. Они связаны между собой цепями, которые натянуты через звездочки ведомого и ведущего вала. При непрерывной работе драги съемка концентрата производится периодическим опрокидыванием шлюза при его переходе через звездочку. Указывается, что извлечение золота на ШМС при трехразовом сполоске не ниже, чем на стационарных шлюзах. Эффективность извлечения мелкого золота на шлюзах ШМС низкая. Для устранения этого недостатка автором предложена конструкция промывочного прибора [106], снабженного шлюзами мелкого наполнения. Они устанавливаются вместо ШМС за головными шлюзами. Промприборы оборудованы грохотами с увеличением живого сечения решет по направлению пульпы. Съемка концентрата производится путем увеличения угла наклона мелких шлюзов до 45 %. Приrost извлечения золота на промприборе составил более 1 %.

В работе [107] указаны существенные конструктивные и технологические недостатки ШМС, установленные опытом их эксплуатации на семи драгах «Амурзолото». Тех-

нологические опробования всех драг показали потери золота от 18,7 до 21,8 %. Авторы предлагают использовать поворотные двухъярусные шлюзы, которые были испытаны и получили положительную оценку на трех драгах. У поворотного шлюза общее днище и поэтому поворот осуществляется вокруг продольной оси на 180°. Армирование состоит из резиновых дражных ковриков и цельнотянутых трафаретов. При снижении массы шлюзового комплекса на 18 т увеличение извлечения золота составило 12,4 %.

Поворотный и качающийся шлюз предложен и в работе [108]. Верхний и нижний желоба имеют общее днище. Поворот осуществляется на 180° вокруг продольной оси посредством пневматических шин, установленных на ролики. Качание шлюза повышает эффективность извлечения мелкого золота за счет предотвращения уплотнения постели между рифлями.

В разные годы предлагались различные варианты механизированного сполоска концентрата путем подъема трафарета. В техническом решении, изложенном в изобретении [109], трафареты не только поднимаются, но и качаются для эффективного улавливания тонких частиц золота. Серия конструкций шлюзов с механизированным сполоском концентрата путем подъема трафаретов предложена группой исследователей Иргиредмета [110—113]. Повышение извлечения мелкого золота достигается разрыхлением постели и своевременным сполоском концентрата.

Результаты многолетних испытаний ВНИИ-1 шлюзовых агрегатов ШГМ приведены в работе [114]. Шлюзы сконструированы двухъярусными в отличие от одноярусных агрегатов АШГМ-1000, у которых большая ширина приводила к неравномерному распределению нагрузки по шлюзам. Трафареты оснащены эластичными уплотнителями, и это позволило отказаться от резиновых ковриков. Для сполоска концентрата подъем трафаретов механизирован, что позволяет сократить время сполоска до 21 мин.

На АШГМ-1000 потери золота  $-0,2$  мм составили  $50,5$  %, а на ШГМ-6х720 —  $20,5$  %. Приведено сравнение со шлюзами АШК-1 конструкции ИГД ДВНЦ РАН, у которых извлечение золота оказалось ниже на  $0,83$  %, а продолжительность сполоска — в 2 раза больше, чем на ШГМ-6х720. В целом проведенные испытания показали высокие эксплуатационные качества шлюзовых агрегатов ШГМ.

Для решения проблемы цикличной работы обычных шлюзов и трудоемкости ручного сполоска с них концентрата в Иргиредмете разработаны различные конструкции шлюза с непрерывной разгрузкой концентрата [115—121]. Шлюз представляет собой желоб с V-образным днищем, снабженный устройством для вывода концентрата.

При промывке песка для повышения извлечения мелкого золота за рубежом применяют тройные шлюзы различной конструкции [71, 122, 123]. Надрешетная фракция подается на центральный шлюз, а подрешетная — на два боковых (рис. 3.1). Повышение извлечения мелкого золота обеспечивается ограничением крупности и более замедленной гидродинамикой потока в боковых шлюзах [71]. Шлюзовая установка RMS Ross Box System компании RMS Ross corporation была испытана в Западной Африке [122]. Установка при высокой производительности экономична, эффективно извлекает золото крупностью до  $0,06$  мм. Отсутствие подвижных конструкций обеспечивает простоту и надежность эксплуатации при большом сроке службы.

Подробные исследования гидродинамики потока пульпы и механизма извлечения золота при различных параметрах армировки шлюза проведены Р. Кларксоном [123] на россыпных месторождениях Клондайка. Он использовал метод радиоактивных индикаторов для оценки эффективности обогащения. Исследованы разные типы трафаретов и мягкого улавливающего покрытия. Основным механизмом эффективного извлечения золота в улавливаю-



шей постели шлюза, как указано в работе, является возникновение вихрей-кружоворотов (vortex) между планками трафаретов (рис. 3.2). Ось вихря расположена горизонтально поперек шлюза. Такой вихрь исключает забивание и уплотнение трафаретов пустой породой и поддерживает в рабочем состоянии мягкое улавливающее покрытие. Изучены условия возникновения благоприятного режима извлечения золота в зависимости от конкретных технических параметров и размеров элементов армировки шлюза. По результатам исследований разработаны рекомендации и переданы действующим предприятиям. Использование этих рекомендаций на многих горных предприятиях позволило повысить извлечение золота на 4—44 %.

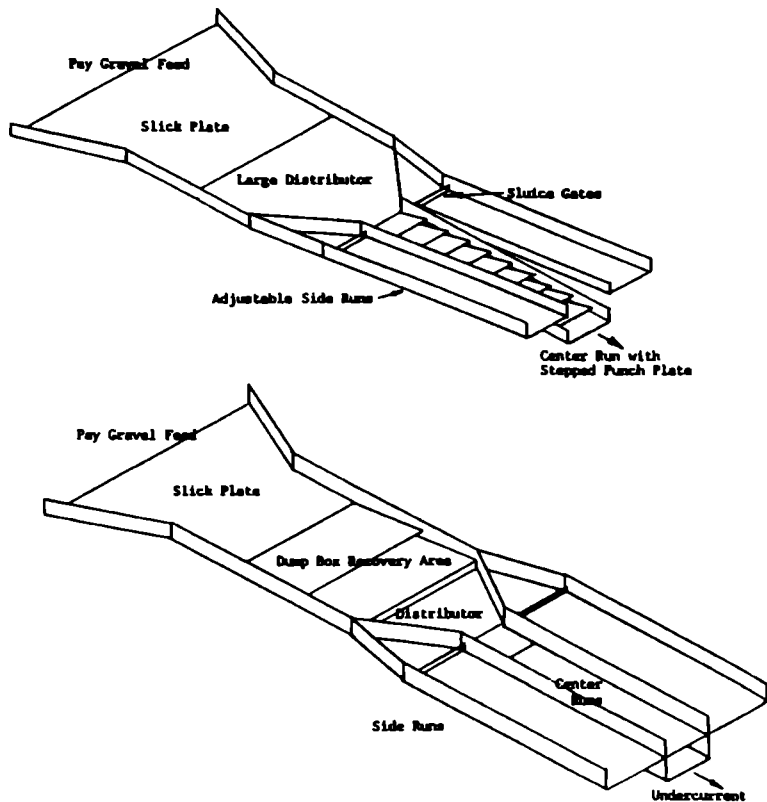


Рис. 3.1. Тройные (triple-run) шлюзы

Сокращение песков на гидрогрохоте и дальнейшее обогащение подрешетного продукта на шлюзах мелкого наполнения предложено в работе [124]. Промышленные испытания технического решения показали повышение извлечения на 28 % за счет мелких классов золота. Повысить извлечение мелкого и тонкого золота за счет разделения песков на узкие классы по крупности и их раздельного обогащения возможно также с помощью шлюза, конструкция которого описана в изобретении [125].

Улучшение гидродинамического режима обогащения на шлюзах мелкого наполнения за счет их радиального расположения использовано на обогатительном приборе КОУ-1200 «Ромашка» [126]. Шлюз имеет расширение в сторону разгрузки. Плавное уменьшение высоты и скорости потока вдоль шлюза создает благоприятный режим для осаждения мелкого и пластинчатого золота. Съемка золота

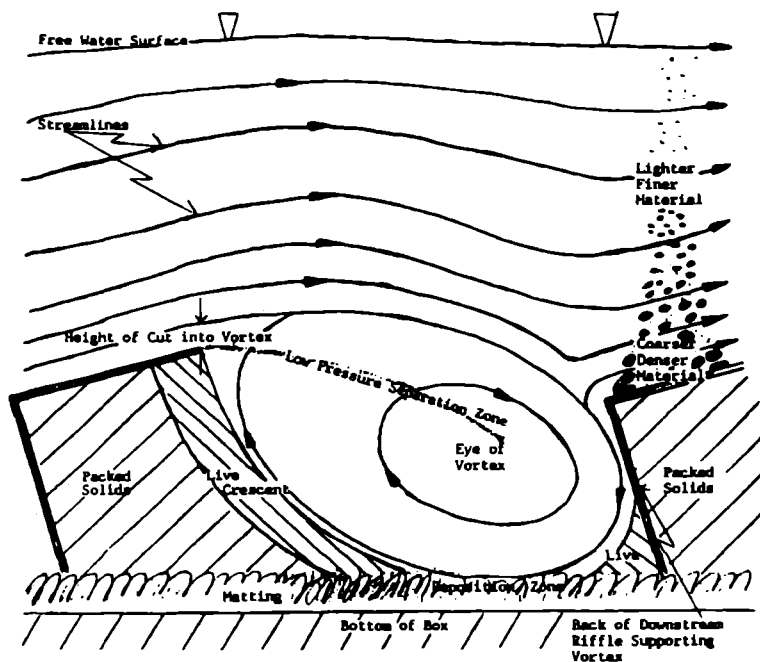


Рис. 3.2. Схема извлечения золота на шлюзе [123]

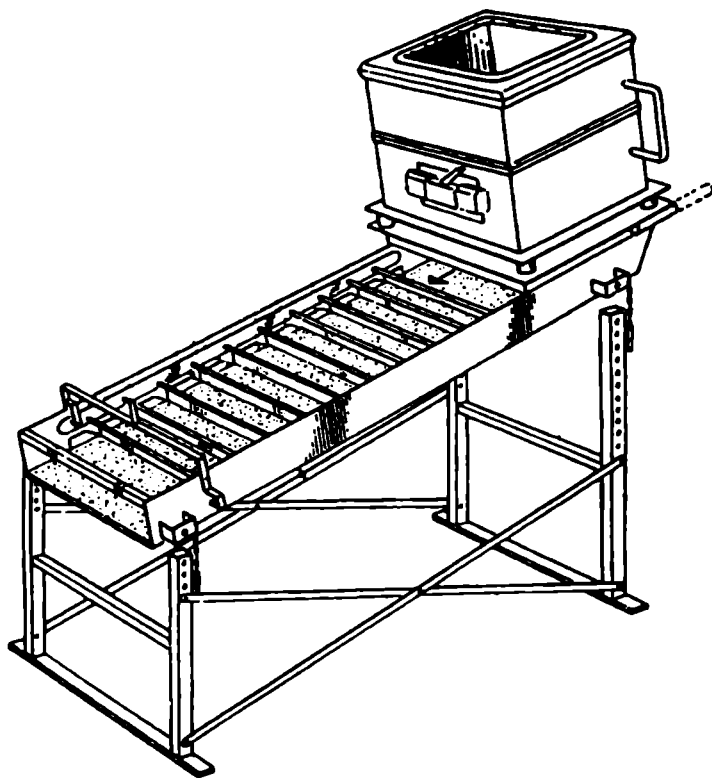
производится без остановки прибора периодически или в непрерывном режиме. Для шлюза задний широкий торец задирают и подают напорную воду для смыва концентрата в бункер-сгуститель с последующей переработкой его на отсадочной машине и концентрационном столе. В целом при питании шлюзов мелкого наполнения фракцией  $-5$  мм обеспечивается наилучшее улавливание золота крупностью  $20-50$  мкм.

Гравитационный угловой концентратор шлюзового типа предложен в работе [127]. Отличительной особенностью устройства является расположение шлюзовых секций под углом друг к другу. По мнению автора, изменение гидродинамических характеристик потока пульпы улучшает режим сегрегации золота в придонном слое. Повышение извлечения мелкого золота ( $-0,2 + 0,125$  мм) по сравнению с традиционными шлюзами мелкого наполнения составило  $4,0$  %. Максимальное извлечение (до  $8,4$  %) достигнуто в классах от  $0,2$  до  $0,5$  мм.

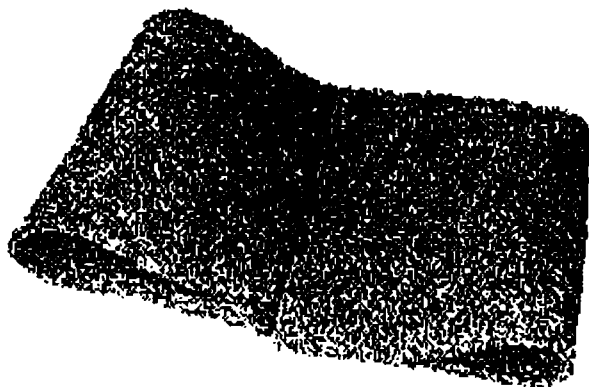
В изобретении [128] планки трафаретов шлюза изготовлены с возможностью изменения угла наклона (рис. 3.3). Регулировка наклона планки позволяет выбирать оптимальные режимы обогащения в зависимости от формы и гранулометрии золота.

Предложены специальные конструкции днища шлюза, позволяющие повысить извлечение мелкого золота [129, 130]. В работе [129] днище выполнено рифленным с образованием продольных углублений. Отсекатели концентрата имеют форму ласточкиного хвоста. На опытном образце достигнуто дополнительное извлечение от  $9$  до  $34,5$  % за счет мелкого и весьма мелкого золота.

Широкий ряд шлюзовых конструкций от переносных аппаратов до землесосных минидраг производит в Калифорнии фирма Keene Engineering. Для повышения извлечения мелкого золота на шлюзах рекомендуется под трафаретами устанавливать плетеные виниловые коврики (рис. 3.4).



**Рис. 3.3.** Переносной шлюз с регулируемым трафаретом [128]



**Рис. 3.4.** Виниловый коврик для мелкого золота

Конструкция вибрационного и качающегося шлюза описана в патенте [131]. Шлюз имеет форму полукруглого желоба с поперечными набринами. Он свободно подвешен к раме и оборудован ограничителями траектории колебания. Механизм качания снабжен магнитами для ударного встряхивания постели. Желоб имеет специальный патрубок для непрерывного съема концентрата с мелким золотом.

Разработана серия шлюзов с барабанами для повышения извлечения тонкого золота [132—134]. Барабаны установлены горизонтально поперек шлюза и снабжены лопастями с рыхлителями. Барабаны вращаются от напора пульпы и при этом лопастями утапливают плавучее золото. Рыхлители предотвращают уплотнение постели в накопительных камерах. Повышение извлечения составило 12—15 %.

### **3.2.2. Отсадка**

Многими исследователями установлено, что мелкое золото извлекается более эффективно отсадкой, чем на стационарных шлюзах [135—138]. Например, внедрение отсадочной технологии на 250-литровой драге повысило извлечение золота на 16—23 % [139]. При этом извлечение золота крупностью 0,1—0,15 мм составило более 90 %. Сравнение шлюзовой и отсадочной технологий обогащения песков на техногенных и частично целиковых участках россыпи проведено в работе [140]. На основной отсадке, на первой и второй перечистных использовались отсадочные машины типа МОД. Более 70 % золота представлено в классе –0,25 мм. Извлечение золота на основных отсадочных машинах МОД-3М составило от 69,2 до 84,6 %. В целом извлечение увеличилось на 16,2 %. Извлечение мелкого золота (–0,2 мм), по сравнению со шлюзами, возросло в 5 раз.

Анализ опыта промышленной эксплуатации отсадочной технологии на комбинате «Алданзолото» приведен в работе [141]. На отсадочную технологию переведены шесть драг с различной вместимостью черпака и береговая обо-

гатительная фабрика. Повышение извлечения составило от 10 до 30 % за счет более полного улавливания золота. Противоположные результаты изложены в работе [107]: замена на драге шлюзовой технологии на отсадочную не уменьшила потери, а, наоборот, увеличила до 34 %. В дальнейшем при замене отсадки на шлюзование (поворотные двухъярусные шлюзы) потери золота снизились до 14,9 %.

В работе [142] предложены промприборы с отсадочной технологией ПКБО, как эффективно извлекающие мелкое золото ( $-0,1$  мм). Испытания технологии с отсадкой проведены и на высокопроизводительном транспортно-обогащительном комплексе [139]. Извлечение мелкого золота на отсадочных машинах составило 90 %, а на шлюзах — 57 %. В целом извлечение при применении отсадочной технологии увеличилось на 1,8 %. По мнению авторов, ожидаемое повышение извлечения составляет 10—15 % при средней крупности золота 0,3—0,5 мм.

Результаты испытаний бескрубберного промприбора ПГО-50 в АК «Алданзолото» приведены в работе [143]. Прибор перерабатывал смешанные пески целиковых и техногенных участков. Доля золота крупностью от 0,8 до 0,16 мм составляла около 75 %. При сравнении показателей извлечения с показателями промприбора ПГШ-50 зафиксировано повышение извлечения на 18—22 %. Извлечение мелкого золота (0,25—0,1 мм) составило 72,3 %, а на ПГШ-50 — 33 %.

На Верхне-Велсовском россыпном месторождении проведены сравнительные испытания шлюзовой и отсадочной схем обогащения на 5 россыпях [144]. Песок на промывочный прибор 2АС подавался грунтовым насосом. Потери металла при шлюзовой схеме составили 17,3 %, при отсадочной — 14,4 %.

Отсадочная машина «Труд-12» с подвижным решетом позволяет извлекать золото крупностью  $-0,25$  мм на 85,6—89,4 % [145]. Испытания проводились на комбинате «Алдан-

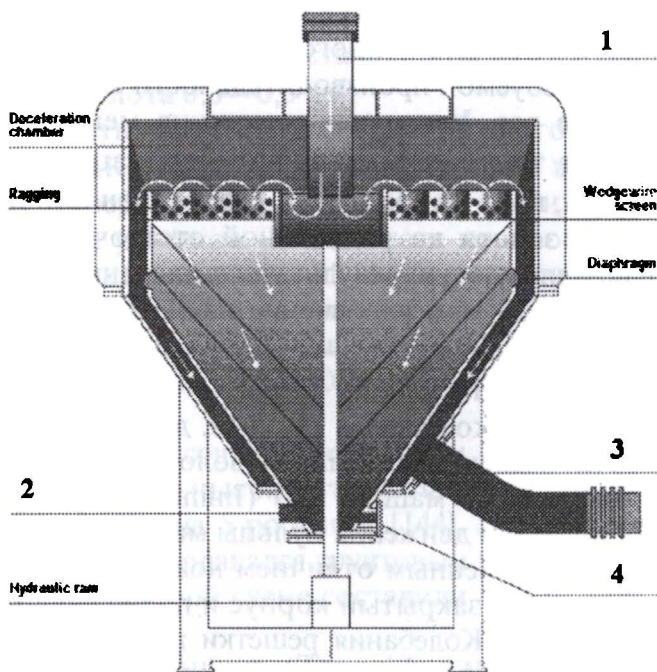
золото». Выход концентрата при этом составлял от 6,5 до 10,9 %.

В зарубежной практике обогащения россыпного песка высокие результаты показали радиальные отсадочные машины. Корпорация RMS Ross для повышения извлечения мелкого золота предлагает модернизированные радиальные отсадочные машины высокой производительностью. При широком диапазоне питания по крупности они экономичны и эффективны. Питание машины песком осуществляется центральным подводом пульпы. Секции расширяются в сторону разгрузки, улучшая гидродинамику для осаждения мелкого золота. Для обеспечения оптимального режима обогащения имеется блок электронного контроля процесса. Радиальные отсадочные машины также производит компания ИНС Holland [146]. Она реализовала удобный модульный принцип сборки. Машина включает двенадцать сегментов для полного круга, из которых в зависимости от требуемой производительности могут быть установлены не все. Усилению осаждения мелкого золота способствуют также асимметричные пульсации: вверх — быстрая фаза, вниз — медленная. Эффективность извлечения тонкого золота на радиальной отсадочной машине показывают следующие результаты испытаний: для золота крупностью 50 мкм извлечение на ИНС соответствует 81 %, на качающемся столе — 37 %, а на обычной отсадочной машине — 16 %.

Компания Gekko Systems Pty. Ltd. для повышения эффективности извлечения мелкого золота предлагает напорную отсадочную машину IPJ (Inline Pressure Jig). По принципу подачи и движения пульпы машина является радиальной. Существенным отличием новой разработки является герметично закрытый корпус и подвижная решетка постели (рис. 3.5). Колебания решетки подобны принципу движения стола Вифлея. Закрытый корпус и характерные колебания постели обеспечивают ламинарный режим при высокой производительности машины. Отмечено повыше-

ние извлечения плоского мелкого золота с гидрофобными свойствами из-за невозможности контакта с воздухом. Многолетние производственные испытания показали низкую энергоемкость и водопотребление, высокую безопасность и простоту обслуживания.

Фирма Goldfield Engineering and Machine Works производит переставные установки серии Alaskan со шлюзоотсадочной технологией обогащения. Они снабжены двухкамерными диафрагмовыми отсадочными машинами Goldfields Duplex Jigs, которые устанавливают за шлюзами мелкого наполнения (рис. 3.6). Машины хорошо себя зарекомендовали при обогащении песков, имеющих высокий выход черного шлиха и мелкого золота. При этом установлено, что высокие показатели соответствуют крупности золота 0,05—0,14 мм.



**Рис. 3.5.** Напорная отсадочная машина IPJ:  
1 — питание; 2 — вода; 3 — хвосты; 4 — концентрат



Передвижные промывочные установки производительностью до 100 т/ч различных типоразмеров выпускает фирма Richards Engineering Inc. Основным обогатительным аппаратом служит отсадочная машина собственной конструкции Yuba Mineral Jig. Установки имеют шасси на колесах (рис. 3.7).

Новый принцип обогащения реализован в конструкции отсадочной машины Kelsey Centrifugal Jig фирмы Geo Logics Pty. Ltd. Главное отличие, по сравнению с традиционным принципом отсадки, заключается в наложении центробежной силы для селективного ускорения частиц (рис. 3.8). Очевидное преимущество, которое заключается в гибком управлении наложенной гравитацией, увеличило показатели извлечения и расширило границы извлекаемой крупности золота до 5 мкм. Установка высокопроизводительна и технологична за счет непрерывной разгрузки концентрата. Испытания машины проводились на Аляске для извлечения чешуйчатого аллювиального золота диамет-

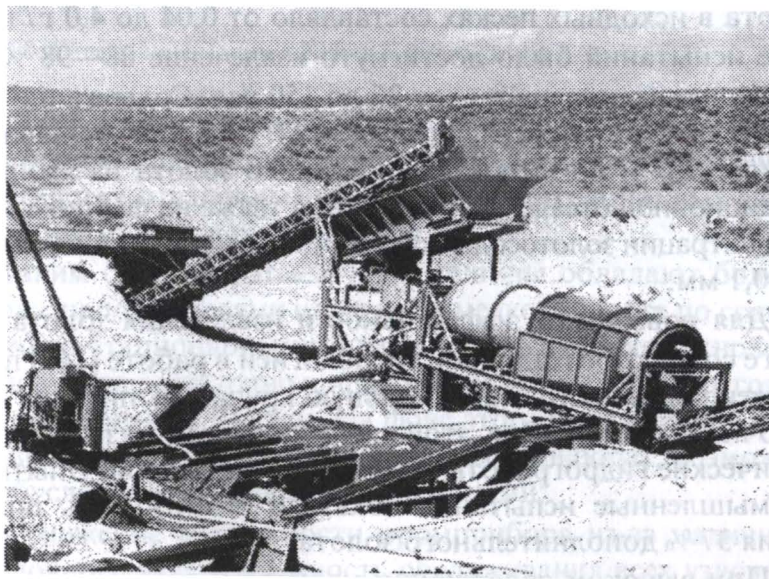
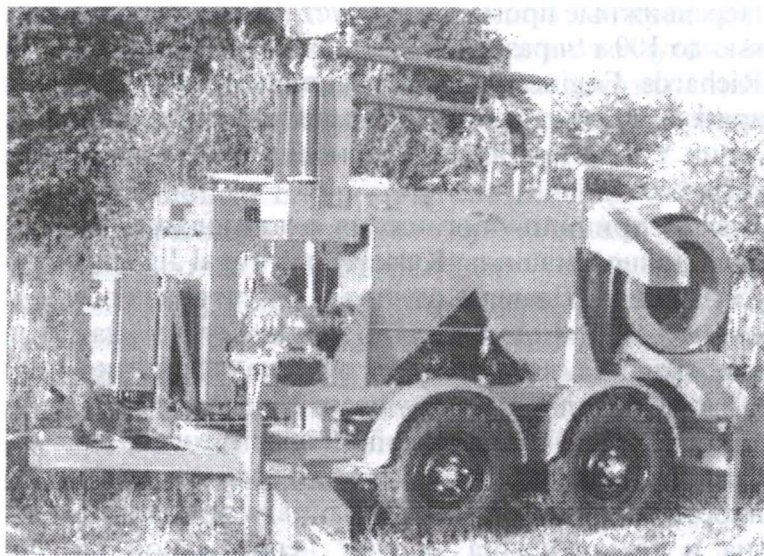


Рис. 3.6. Установка серии Alaskan

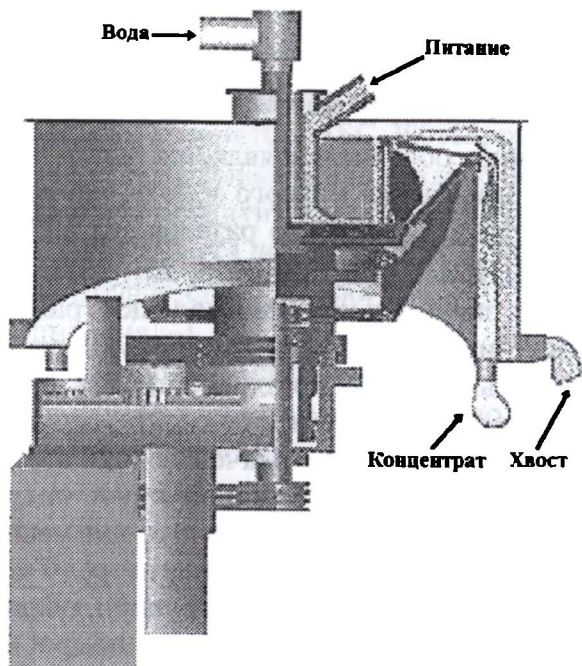


**Рис. 3.7.** Передвижная промывочная установка

ром менее 0,5 мм и толщиной менее 20 мкм. Содержание золота в исходных песках составляло от 0,04 до 4,0 г/т. В ходе испытаний было достигнуто извлечение 88—98 %, а степень концентрации — от 26 до 150 раз. Содержание золота в хвостах не превышало 0,08 г/т. Машина хорошо показала себя и при извлечении мелкого золота из хвостов традиционной отсадочной машины, а также на фабрике при концентрации золотосодержащих сульфидов крупностью менее 0,1 мм.

Для повышения эффективности извлечения золота на драге со шлюзоотсадочной технологией в работе [147] предложено ограничить максимальную крупность питания отсадочных машин. Для этой цели авторами разработаны конические гидрогрохоты и сужающиеся желоба. Опытно-промышленные испытания показали возможность получения 37 % дополнительного золота.

При высоком содержании мелкого золота в россыпи и отсадочная технология может оказаться неэффективной



**Рис. 3.8.** Отсадочная машина Kelsey Centrifugal Jig

[148, 149]. Для повышения эффективности извлечения мелкого и тонкого золота предложены разные схемы перечистки хвостов отсадочных машин и концентрационных столов на центробежных сепараторах.

Таким образом, отсадочные машины обладают более высокими показателями извлечения мелкого золота по сравнению со стационарными шлюзами. Отсадочная технология получила достаточно широкое внедрение на драгах горных предприятий Якутии. На фоне этого ограниченное использование отсадочных машин на промприборах, возможно, обусловлено следующими причинами:

- снижение мобильности промприбора из-за наличия доводочного узла и сложность обслуживания всех узлов и агрегатов;

- незначительное сокращение простоев промприбора из-за необходимости уборки гидровашгердной гали.

### **3.2.3. Центробежное обогащение**

Центробежное обогащение является одним из эффективных способов извлечения мелкого золота. Начиная с 1970-х годов это направление активно развивается ЦНИГРИ, Иргиредметом, ВНИИ-1 [135, 150—155, 251, 253]. Центробежное ускорение, значительно превосходящее гравитационное, в комплексе с ним создает сегрегационную среду, разделяющую минеральные зерна по плотности. Закручивание потока для возникновения центробежного ускорения проводится либо тангенциальной подачей потока под давлением в неподвижный сосуд (короткоконусный гидроциклон), либо механическим закручиванием потока мешалкой или стенкой сосуда (центробежный сепаратор). Технологические показатели, особенности конструкции, область применения и опыт эксплуатации достаточно подробно изложены в [150, 156—159]. Ниже рассмотрены опыт использования обогатительных аппаратов центробежного обогащения на предприятиях Якутии и последние разработки в этой области.

#### ***Центробежные сепараторы***

Результаты испытания центробежного сепаратора на песках древней Куранахской россыпи приведены в работе [151]. При соотношении  $T : Ж = 1 : 20$  извлечение золота крупностью  $-0,25 + 0,1$  мм составило 92—98 %, а при повышении твердого в жидком до  $1 : 5$  извлечение понизилось до 82—88 %. Тонкое золото ( $-0,1$  мм) извлекается до 65—68 %. Сравнительный анализ эффективности обогащения показал, что извлечение на центробежном сепараторе в 2 раза выше, чем на винтовом. Выход концентрата на ЦБС на 18—26 раз меньше, чем на отсадочной машине. В целом исследования, проведенные с использованием цен-



тробежного сепаратора, установили повышенное содержание свободного тонкого золота в древних россыпях типа Куранахских от 35,3 до 51,45 % при содержании до 2,15 г/м<sup>3</sup>.

Центробежный сепаратор ЦБС-300ПЗ, разработанный в МИСиС [153], испытывался для извлечения мелкого золота из продуктов обогатительной фабрики «Алданзолото». Сепаратор отличается пневмозатвором, который уменьшил продолжительность сполоска до 5—6 с. Предельная крупность питания — 1 мм. При скорости вращения чаши 165—250 об / мин производительность по твердому составила 350 кг/ч. Извлечение золота составило 80—99 %.

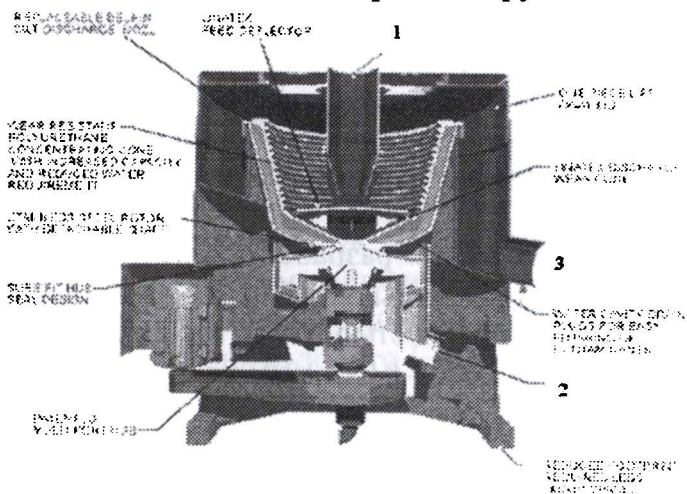
Реверсивный центробежный сепаратор (РЦС), разработанный в ООО «Лаборатория Ками» [159], прошел полупромышленные испытания на фабрике АК «Алданзолото». Реверс включается для смыва концентрата через отверстия на дне чаши. Продолжительность разгрузки концентрата 30—40 с. На РЦС подавались хвосты концентратного стола СКО-7,5 крупностью менее 4 мм. При скорости вращения чаши 360—400 об / мин производительность составила 1,5—5,2 м<sup>3</sup>/ч по жидкой фазе (Т : Ж = 1 : 8 – 10). При испытаниях переработано на РЦС 12—15 м<sup>3</sup> по твердому и извлечено 7 г золота. Однако отсутствие данных по содержанию золота в исходном питании и хвостах сепаратора не позволяет произвести оценку эффективности извлечения.

В НПО «ИТОМАК» разработаны центробежные концентраторы производительностью от 0,1 до 50 т/ч [160]. Извлечение золота крупностью –0,05 +0,025 мм составляет 96—98 %, а крупностью –0,025 +0,01 мм — 92—96 %. Отсутствие данных о степени сокращения не позволяет оценить эффективность обогащения.

В работе [161] отмечается, что среди центробежных сепараторов наиболее популярны сепараторы Эйнлея и Кнудсена. Однако они не лишены следующих недостатков:

- ухудшение извлечения из-за чрезмерного уплотнения постели между рифлями;
- высокая частота сполосков концентрата для предотвращения потерь золота.

Указанные недостатки учтены в конструкции центробежного концентратора Knelson (рис. 3.9). В нем предусмотрено разрыхление постели путем подачи напорной воды через отверстия в чаше на основании круговых углублений. Это решение позволило значительно увеличить предел скорости вращения чаши. Центробежная сила, возникающая при вращении чаши концентратора Knelson, может превысить гравитационную от 30 до 150 раз. Для предотвращения при этом абразивного износа рабочей поверхности чаша имеет полиуретановое покрытие. На базе разработанных типоразмеров концентраторов сконструирована серия передвижных установок на колесном ходу (рис. 3.10). Испытания концентраторов, проведенные Колорадской школой Института горных исследований (GSMRI) на Аляске, показали извлечение не менее 95%. Установлено, что концентраторы особенно эффективны для извлечения тонких частиц золота микронной крупности.



**Рис. 3.9.** Концентратор Knelson 20'':  
1 — питание; 2 — концентрат; 3 — хвосты

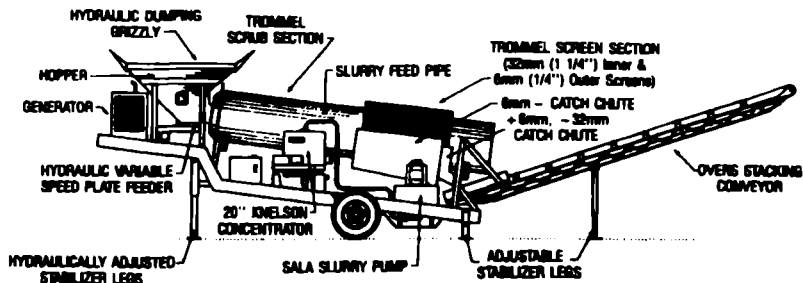


Рис. 3.10. Передвижная промывочно-обогатительная установка Knelson KTP-200

В отличие от концентратора Knelson чаша модели SB концентратора фирмы Falcon Concentrators Inc. имеет рифлы только в верхней части. В нижней зоне чаши без рифлей происходит сегрегация частиц по плотности при вихревом движении вверх. В верхней зоне концентрации постель в рифлях разрыхляется напорной водой. Здесь золото накапливается, а легкая фракция смывается. Для ускорения вращения пульпы концентратор снабжен импеллером. При вращении чаши центробежное ускорение достигает величины (200—300) *g*. Концентратор

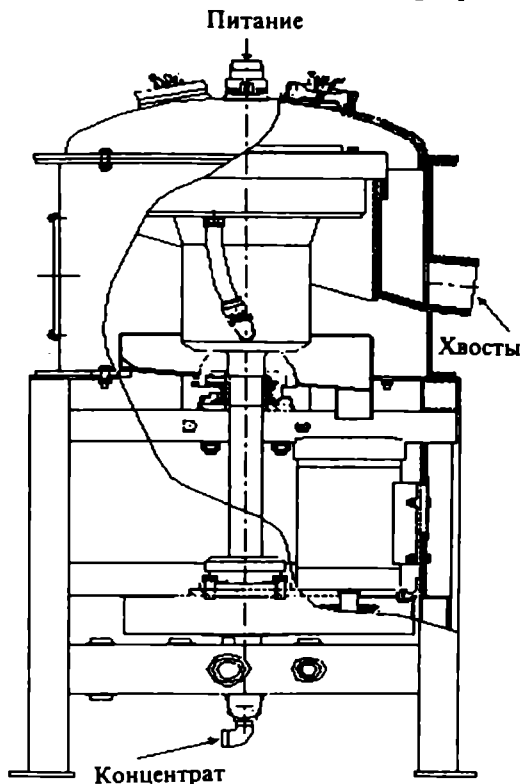


Рис. 3.11. Модель SB концентратора Falcon

имеет закрытый сверху корпус (рис. 3.11). При испытаниях нижний предел извлечения золота по крупности составил 5 мкм. Производительность от 0,5 до 100 т/ч по твердому.

### ***Короткоконусные гидроциклоны***

Изучению процесса обогащения золота на короткоконусном гидроциклоне (ККГЦ), разработке различных вариантов конструкций и оценке эффективности обогащения посвящен ряд самостоятельных исследований [135, 150, 162—168].

Промышленные испытания ККГЦ с разными диаметрами для извлечения тонкого золота проведены на опытно-промышленной установке комбината «Алданзолото» [166]. Цель испытаний — определение условий подготовки песков к обогащению отсадкой. Золото в месторождении представлено мелкой и тонкой фракцией, а выход тяжелой фракции составил 1—3 %. Крупность питания — менее 6 мм, угол конусности — 90 %. При производительности 1,2 т/ч извлечение составило 98,9 %. Степень сокращения — 4,8 раза.

В изобретении [169] для повышения извлечения золота гидроциклон снабжен насадкой с радиальными лопатками со срезом в нижней части в сторону разгрузки. При подаче пульпы под действием динамического напора на лопатки насадка приходит в движение. Использование радиальных лопаток стабилизировало скорость пульпы по высоте гидроциклона и снизило турбулентность потоков жидкости. В дальнейшем устройство получило название УККГЦ (усовершенствованный короткоконусный обогатительный гидроциклон) и испытывалось для извлечения мелкого золота из глинистых песков [135, 170—172]. Производственные испытания проводились в течение двух промсезонов на драге. Более 60 % золота имели крупность менее 0,25 мм, в том числе менее 0,1 мм — 30 %. На драге был смонтирован экспериментальный узел извлечения мелкого золота из хвостов шлюзов первого става. Хвосты подвергали гидроциклонированию на ГЦ-50К. Песковую фракцию обогащали на отсадочной машине МОД-2М, а слив — на УККГЦ-500Р



и ККГЦ (КЦ-500Р). В питании короткоконусных гидроциклонов 90 % золота представлено классом  $-0,25$  мм. Извлечение золота на УККГЦ-500Р составило  $86,6 \pm 6,2$  %, что на 16 % выше, чем на КЦ-500Р.

Короткоконусный гидроциклон с нарифлениями на внутренней поверхности конической чаши предложен в работе [163]. При движении материала вниз по конусу нарифления подвергают его встряхиванию, способствуя лучшей сегрегации. Форма нарифлений, имеющих пологие стенки со стороны движения нисходящего потока и отвесные стенки со стороны восходящего, способствует снижению потерь тяжелых частиц восходящим потоком. Использование устройства для переработки золотосодержащих песков шельфа Японского моря повысило извлечение на 2,7—3,2 %.

Разработка и испытание новых принципов обогащения золота в закрученных потоках жидкости и газа предприняты в работе [173]. В результате проведенных теоретических исследований возможности извлечения мелкого золота в трехфазном закрученном потоке разработан центробежно-барботажный концентратор. Однако испытания аппарата в промышленных условиях на драге показали низкую эффективность обогащения.

Исследование извлечения мелкого золота на компаунд-гидроциклонах за рубежом проводил D. Walsh [174]. Для изучения зависимости извлечения от профиля компаунда, плотности питания, крупности золота, уплощенности и других факторов он использовал метод радиоактивных индикаторов. Это значительно повысило результативность исследований. По величине влияния на процесс извлечения золота имеют место следующие факторы в убывающем порядке от степени важности: профиль, расстояние от сливного патрубка до основания конуса, давление напора и плотность питания. Отмечено, что извлечение зависит от крупности и формы золота, а также степени сокращения. Их влияние комплексное, а взаимовлияние между собой имеют пары «размер — степень сокращения» и «размер —

форма». Добавление в питание до 5 % тяжелых минералов (магнетит) не улучшает извлечение мелкого золота, так же как и высокое содержание шлама. Значительное влияние имеет предельная крупность питания. В целом установлено, что извлечение золота крупностью 38—53 мкм на компанд-гидроциклонах составляет 37—67 %.

Таким образом, большинство исследований доказывает возможность эффективной концентрации мелкого и тонкого золота на короткокonusных гидроциклонах. Однако сильная зависимость извлечения от крупности питания и относительно высокий выход концентрата не позволяют использовать эти аппараты как самостоятельные обогатительные единицы.

### **3.3. ПРОМЫВКА ВЫСОКОГЛИНИСТЫХ ПЕСКОВ**

Повышенное содержание мелкого золота на россыпных месторождениях, как правило, связано с наиболее глинистыми слоями аллювия. Обогащение глинистых песков предъявляет повышенные требования к качеству промывки для исключения потерь золота с глинистыми окатышами и комками, которые не успевают продезинтегрироваться и собирают мелкое золото.

Опробование драг и опытно-промышленной установки со шлюзоотсадочной схемой обогащения показало высокие потери золота (до 50 %) при промывке песков с повышенной глинистостью (20—40 %) на погребенной россыпи р. Б.-Куранах [175]. Установлено, что эти потери связаны с продуктами неполной дезинтеграции в гале дражной бочки. Для интенсификации промывки предложен центробежный дезинтегратор в виде цилиндрического корпуса, который снабжен тангенциально установленным загрузочным патрубком и осевыми двухсторонними разгрузочными патрубками. Дезинтеграция глинистых фракций происходит в закрученных под напором потоках. Проведенные испытания показали эффективность дезинтеграции

глинистых песков. В дальнейшем намечено изучение износа рабочих поверхностей аппарата.

Способ дезинтеграции высокоглинистых песков в водовоздушной среде был предложен ИГДС СО РАН [176—177]. В нем реализован принцип башенной промывки в водной среде с воздушным барботажем [178, 179]. Вода и воздух подаются под давлением снизу. Разработана серия аппаратов по этому способу для дезинтеграции и классификации песков (АДИК). Аппараты обеспечивают режим самопроизвольной дезинтеграции мерзлых глинистых песков. Конструкция установки предусматривает обесшламливание и классификацию по крупности самотеком на наклонных грохотах.

В работе [180] описано устройство для диспергирования комовой глины и извлечения тонкого золота, которое разработано в виде шлюза глубокого наполнения. Перемещение песков — гидромеханическое, а разгрузка продуктов обогащения — цикличная. Дезинтеграция песков производится путем их механического перегребания под водой в глухих секциях лотка. При этом одновременно происходит концентрация тяжелой фракции в придонном слое, которую периодически разгружают через окна на днище. Установка испытывалась в режиме попутного извлечения ценных минералов из русловых песчано-гравийных отложений. При исходном содержании золота 0,02 г / т получен концентрат с содержанием 252,4 г / т [181].

Исследование процессов промывки и очистки минерального сырья некондиционных, забалансовых запасов и техногенных месторождений рассмотрено в работе [182]. Для диспергирования коалиновой суспензии предложено использовать виброакустические воздействия. Эффективной дезинтеграции высокоглинистых песков можно добиться также путем добавления химических реагентов в пульпу. В работе [183] повышение эффекта дезинтеграции глины достигнуто за счет использования модификаторов прочности.

При промывке сильноглинистых песков потери золота происходят не только по причине неполной дезинтеграции глины. Повышенное содержание в пульпе илисто-глинистых частиц увеличивает плотность и вязкость среды, что значительно ухудшает эффективность гравитационного обогащения мелкого золота [184, 185]. При повышении содержания илисто-глинистых частиц в промывочной воде до 200 мг/л потери золота крупностью 0,15 мм на шлюзах возрастают на 16 % [186]. Использование флокулянтов и коагулянтов для получения качественной технологической воды позволило увеличить извлечение мелкого золота (–0,2 мм) на 9,8 %.

Применение же флокулянтов и коагулянтов, предназначенных для осветления технологической воды, для селективной флокуляции тонкого золота дало значительный толчок к развитию нового направления исследований повышения эффективности извлечения мелкого золота [124, 134, 187—192]. Флокуляция тонких частиц золота способствует более эффективному их извлечению на гравитационных аппаратах. Разработан крутонаклонный концентратор (КНК), позволяющий целенаправленно воздействовать на гидросмесь флокулянтами и коагулянтами [134, 189]. По сравнению с известными гравитационными аппаратами повышение извлечения мелкого золота составило 8—15 %.

### **3.4. ОБОГАЩЕНИЕ ТОНКИХ КЛАССОВ**

Гравитационное извлечение тонкого золота возможно при особом гидродинамическом режиме: в тонком слое воды на слабонаклонных поверхностях. На таком принципе работают шламовые концентраторы. По способу съемки концентрата они делятся на концентраторы с периодической разгрузкой (сепаратор «Бартлез-Мозли» и др.) и непрерывного действия (концентраторы «Бартлез-Кроссбелт» и др.).

Сепаратор «Бартлез-Мозли» способен извлекать тяжелые минералы крупностью от 5 до 100 мкм [193, 194]. При производительности до 4 т/ч и степени обогащения 10 раз извлечение достигает 80 %. Сепаратор прост и экономичен в эксплуатации. Однако полученный концентрат требует дальнейшего обогащения до товарного продукта. Наиболее подходящим для этой цели является концентратор «Бартлез-Кроссбелт». Он извлекает до 95 % ценного компонента при содержании его в исходном питании от 1 до 35 %. При производительности 0,5 т/ч степень обогащения составляет 50 раз.

Исследование эффективности извлечения мелкого золота на ленточном концентраторе «Мозли» наряду с другими гравитационными аппаратами (винтовой сепаратор и шлюз, отсадочная машина, шламовый концентрационный стол) проведено в работе [195]. Испытания показали, что при наиболее богатых концентратах наиболее полное извлечение золота из сливов гидроциклона установлено в концентраторе «Мозли». Извлечение золота крупностью менее 50 мкм при степени концентрации от 19,2 до 21,4 составило 55,4—80,0 %, а извлечение на шламовом концентрационном столе при низкой степени концентрации — 44,0—51,2 %. При обогащении тонкоизмельченных золотосодержащих руд с основной массой золота в классе  $-0,056$  мм при степени концентрации от 34,4 до 67,4 достигнуто извлечение 54,8—89,3 % [196].

Результаты исследования извлечения тонкодисперсного золота из промпродуктов флотации сепаратором «Бартлез-Мозли» и ленточным концентратором «Бартлез-Кроссбелт» приведены в работе [197]. На сепаратор подавался слив ККГЦ. Его концентрат подвергали перечистке на ленточном концентраторе. Извлечение золота на сепараторе составило 88,9 %, а на ленточном концентраторе — 90,4 %. По окончании испытаний технология введена в постоянную эксплуатацию.

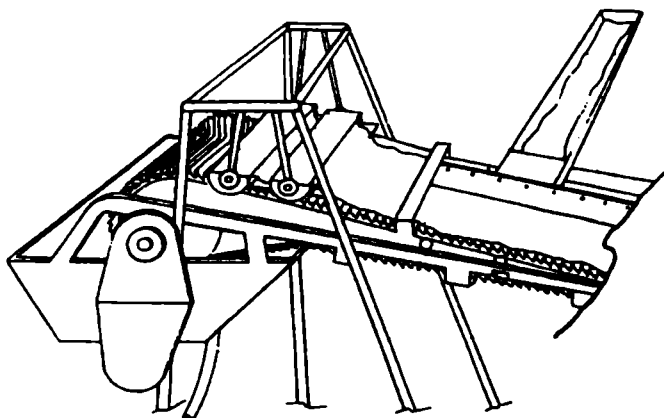
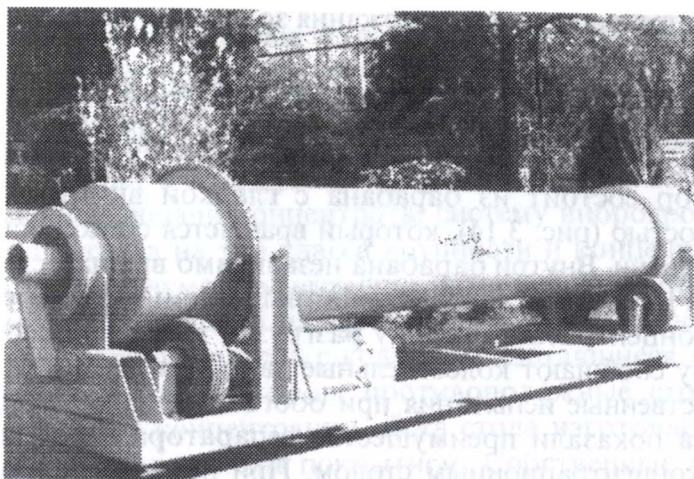


Рис. 3.12. Ленточный сепаратор для извлечения мелкого золота [198]

Конструкция ленточного сепаратора для извлечения мелких зерен золота описана в изобретении [198]. Лента имеет поперечные зубчатые рифли (рис. 3.12). По рисунку рифли составляют два сегмента вдоль ленты. На первом сегменте рифли образуют острый угол в сторону середины ленты, а на втором сегменте продолжение этих рифлей строго перпендикулярно направлению движения. Начиная с точки питания два сегмента делятся перпендикулярным делителем вдоль ленты в сторону уклона. Делитель способствует удалению мелких частиц и лишней воды. Выполненные под углом рифли перемещают золото поперек ленты на второй сегмент. Вода, подаваемая в верхней точке, окончательно вымывает оставшиеся легкие частицы вниз по ленте. Для повышения эффективности разделения сепаратор имеет возможность настройки уклона, скорости вращения и качения ленты. Испытания показали извлечение золота крупностью от 20 до 250 мкм выше 95 %, а иногда — до 99 %.

Покрытие для концентрационного стола из полихлорвинила предложено в изобретении [199]. Покрытие микроволоконистое и имеет очень тонкие микроборозды и микровыступы вдоль стола. Извлечение тяжелых частиц крупностью от 15 до 63 мкм составляет 80,5 %.



**Рис. 3.13.** Концентратор микронного золота фирмы Vardax

Круглый шламовый концентратор был разработан в Механобре [200]. Он представляет собой батарею конических дек, установленных на центральном валу, которому сообщают колебания и медленное вращение. В аппарате предусмотрено регулирование частоты вращения дек, расхода смывной воды и соотношения длин приемных секторов для контролирования качества концентрата. По сравнению с концентрационными столами производительность аппарата выше в 2—3 раза. При степени концентрации до 15 раз производительность составляет 2—6 т/ч.

Для извлечения золота микронной крупности фирма Vardax разработала концентраторы центробежного ускорения золота [201]. Относительно крупное золото извлекается на барабанных сепараторах, имеющих на внутренней поверхности барабана спиральные борозды. Хвосты сепаратора поступают на концентратор микронного золота (рис. 3.13), где они подвергаются ускорению импеллером для подавления флотационных свойств золота. Режим ускорения выдерживают во время загрузки концентратора,

затем прекращают для удержания золота во внутренних отсеках концентратора.

Фирма Richard Mozley Limited для обогащения тонких и ультратонких частиц выпускает мультигравитационный сепаратор MGS (Multy-Gravity Separator) [202—204]. Сепаратор состоит из барабана с гладкой внутренней поверхностью (рис. 3.14), который вращается со скоростью до 300 об/мин. Внутри барабана независимо вращается скребковый механизм с направляющими щетками. Для перемещения концентрата в сторону разгрузки вверх по уклону барабану сообщают колебательные движения вдоль оси. Производственные испытания при обогащении тонкого касситерита показали преимущество сепаратора перед шламовым концентрационным столом. При исследовании эффективности обогащения на искусственной рудной смеси (кварц и ферросиликон) установлено, что преимущество MGS перед концентратором Duplex (GEC) характерно для крупности фракции менее 80 мкм и это преимущество значительно усиливается при уменьшении крупности до 0—20 мкм.

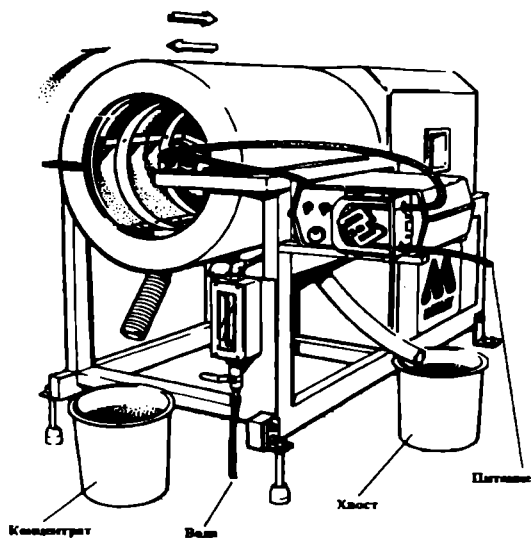


Рис. 3.14. Мультигравитационный сепаратор MGS С-900



Повышение извлечения тонкого золота за счет отдельной доводки концентрата достигнуто на установке Goldtron фирмы Goldfield Engineering and Machine Works. Установка представляет собой интегрированную систему, которая включает в себя бункер с управляемым шнеком для равномерной подачи концентрата, систему виброгрохочения концентрата на три класса крупности и концентрационный стол с двумя симметрично расположенными деками (рис. 3.15). Крупный материал автоматически поступает на самородкоуловитель с ковриком. Оставшиеся минусовые классы разводятся на противоположные стороны для отдельной концентрации. Дека стола изготовлена из стали с фиброглассовым покрытием. Собственные испытания фирмы показали извлечение золота до 38 мкм.

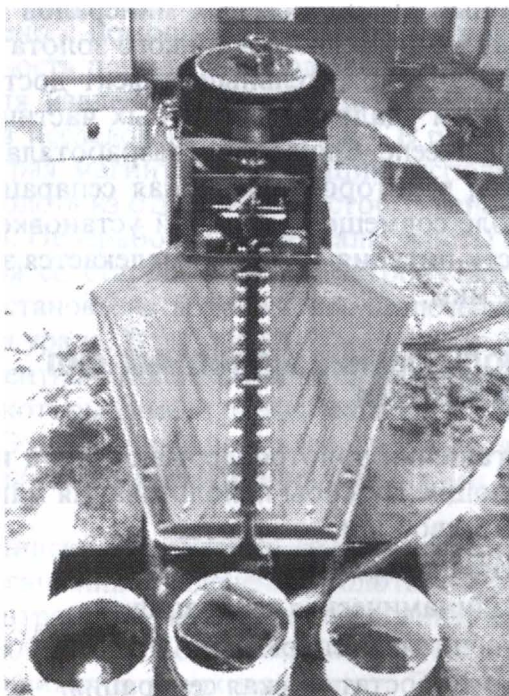
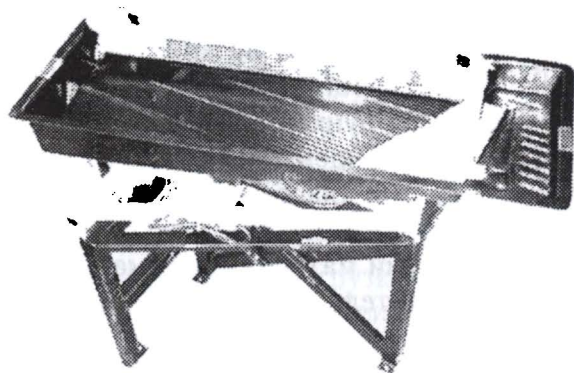


Рис. 3.15. Концентрационный стол Goldtron



**Рис. 3.16.** Концентрационный стол с магнитным сепаратором

Повышенный выход тяжелых минералов значительно ухудшает извлечение мелкого и тонкого золота на доводочных операциях. Положительный эффект достигается при предварительном удалении магнитных частиц из концентрата. Фирма Keene Engineering разработала концентрационный стол, в котором магнитная сепарация и обогащение на столе совмещены в одной установке (рис. 3.16). При крупности питания  $-0,64$  мм извлекается золото крупностью до  $32$  мкм.

### **3.5. ИСПОЛЬЗОВАНИЕ МАГНИТНЫХ СИЛ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ**

При обогащении золотосодержащих руд и песков известны следующие способы использования магнитных сил для извлечения свободного золота:

- магнитная сепарация;
- электродинамическая сепарация;
- гравимагнитная сепарация;
- магнитогидростатическая сепарация.

Магнитогидростатическая сепарация нашла широкое применение на окончательных стадиях доводки шлихово-

го золота. Однако невысокая производительность и жесткие требования к качеству питания не позволяют ее использовать на стадиях первичного обогащения. Ниже рассмотрены остальные направления использования магнитных сил для извлечения золота.

### **3.5.1. Магнитная сепарация**

Самородное золото не обладает магнитными свойствами и при магнитной сепарации переходит в немагнитную фракцию. Магнитная фракция, как правило, также содержит золото, которое попадает в нее путем механического прихвата. Однако часть золота в магнитной фракции может иметь магнитные свойства. Они обусловлены наличием в золоте примесей железа, включений магнитных минералов, пленок окислов железа или наклепа магнитных частиц на его поверхности. Такое магнитное золото может быть извлечено с помощью прямой магнитной сепарации. Целесообразность применения полиградиентной магнитной сепарации для извлечения магнитного и мелкого золота обоснована в исследованиях [205, 206]. В работе [207] описывается мокрая магнитная сепарация, используемая для извлечения золота из отвалов на месторождении Витватерсранд (ЮАР). Переработке подвергали хвосты флотации и цианирования со старых отвалов, затронутых процессом окисления. Установлена возможность извлечения из них до 60 % золота и урана. В работе [208] магнитная сепарация в высокоградиентных полях позволила извлечение из пульпы золотин, которые имели пленки оксидов железа («золото в рубашке»). Эти золотины не извлекались флотацией и были недоступны для выщелачивания цианидами из-за железной «брони».

В австралийском патенте на способ и устройство магнитного обогащения извлечение золота осуществляется путем концентрации слабомагнитных минералов, содержащих его [209]. Устройство состоит из бесконечной ленты, которая движется вверх по уклону. Под лентой установлена подвижная магнитная система, которая имеет роликую цепь с постоянными магнитами. Магниты и лента

движутся в одном направлении. Хвосты смываются вниз по уклону, а концентрат перемещается вверх по ленте и разгружается в специальный приемник. Установку испытывали на хвостах выщелачивания. Золото содержится в слабомагнитных минералах железистого пирита, пирротина, гематита и др. Обогащение на установке железистых пиритов дало извлечение золота до 74,31 % при выходе концентрата 49,79 %.

Для повышения эффективности извлечения золота магнитной сепарацией разрабатываются способы придания частицам золота магнитных свойств. Придание магнитных свойств золотине путем механического вминания (наклепа) в нее металлических опилок предложено в способе, изложенном в изобретении [210]. Для этого смесь золотосодержащего песка с металлическим порошком пропускают через дезинтегратор роторного типа. Способ позволяет извлекать до 65 % золота при сокращении исходного материала более чем в 2 раза.

### **3.5.2. Электродинамическая сепарация**

Электродинамическая сепарация реализует принцип разделения частиц по электропроводности. Золото обладает высокой электропроводностью, которая в сотни тысяч раз превышает электропроводность сопутствующих минералов. Используя такой контраст свойств электропроводности, электродинамический метод позволяет селективно воздействовать на движущееся золото пондеромоторными силами, в результате которых оно приобретает свою особую траекторию движения.

Исследование способа и разработка устройств электродинамической сепарации для извлечения мелкого золота из шлиховых концентратов и продуктов обогащения на драгах и ШОФ были начаты Днепропетровским горным институтом им. Артема [211—213]. В работе [214] описано испытание лабораторного макета электродинамического сепаратора ЭДИС для обогащения мелкого золота в потоке пульпы. Макет сепаратора ЭДИ-3П представлял собой шлюз, установленный между полюсами индуктора. Для от-

секания концентрата на определенной высоте над поверхностью дна установлен отборный лоток. При движении пульпы по шлюзу в зоне высокочастотного магнитного поля токопроводящие минералы выталкиваются пондеромоторными силами вверх к отборному лотку, а нетокопроводящие частицы следуют по шлюзу, не меняя траектории движения, в хвосты. В лабораторных экспериментах в качестве частиц золота использовались имитаторы из алюминия, электропроводность которого близка электропроводности золота. Испытания показали высокие концентрации обогащения (500—1000 раз) и 100 %-ное извлечение при крупности питания от 0,4 до 3 мм. Производительность по твердому составила 220 кг / ч. Однако установлена низкая эффективность электродинамической сепарации для извлечения мелких классов:  $-0,2 + 0,1$  мм. Обоснован вывод о том, что для извлечения мелкого золота ( $-0,2$  мм) из пульпы электродинамический метод не эффективен. Дальнейшее развитие метод электродинамической сепарации для использования его при переработке золотосодержащих россыпей и техногенных отвалов получил в работах [215—217].

### **3.5.3. Гравимагнитная сепарация**

Первые попытки использования гравитационного и магнитного полей в одном устройстве для извлечения россыпного золота были предприняты в 1850 г. в заводской школе Невьянска [49]. Для снижения потерь мелкого золота было предложено устроить «магнитный вашгерд». Однако по представленному проекту работы ограничились лабораторными испытаниями.

Магнитный концентрационный стол для доводки золотосодержащих концентратов был предложен А.И. Казуровым в 1965 г. [11, 218]. Магнитное поле создавалось электромагнитной системой, которая была установлена под столом с обычной доской с нарифлениями. Эта система состояла из электромагнитных катушек, которые попарно двигались по направлению к разгрузочной стороне деки.

В начале 1980-х годов в Ленинградском горном институте были проведены исследования извлечения мелкого золота путем сочетания гравитационного и магнитного методов обогащения [219]. Основная идея предложенного метода заключалась в создании виброфлокуляционной среды из тонких зерен магнетита в электромагнитном поле и использовании ее для разделения минералов по плотности в потоке пульпы. Первые испытания лабораторного электромагнитного шлюза были проведены на песках аллювиальной россыпи р. Студеная архипелага Северная Земля [220]. Шлюз представлял собой подвижное резиновое покрытие, под которым располагался индуктор бегущего магнитного поля. Испытания при крупности питания – 0,315 мм показали преимущество электромагнитного шлюза перед концентрационным столом, электросепаратором и микропаннером. Результаты в целом подтвердили работоспособность конструкции. Однако незначительный объем переработанной пробы (200 г) не позволяет достоверно судить об эффективности устройства. Дальнейшее развитие разработок Ленинградского горного института по совершенствованию сочетаний гравитационных и магнитных методов обогащения для повышения эффективности извлечения мелкого золота изложено в работах [221—223].

Способ обогащения песков на шлюзе с армировкой из металлических трафаретов и резиновых ковриков, который дополнительно снабжен постоянными магнитами для повышения извлечения мелкого и тонкого золота, предложен в техническом решении изобретения ДГИ им. Артема [224]. Почти одновременно и практически на аналогичное техническое решение был получен патент Болгарии на изобретение Высшим горно-геологическим институтом (г. София) [225]. Магнитная система, состоящая из постоянных магнитов, расположена под днищем шлюза. Полюса магнитов поперек шлюза разнородны, а вдоль шлюза — однородны. При движении пульпы по шлюзу магнитные минералы под действием магнитного поля задерживаются,

формируя пряжевидные магнетоминеральные структуры. Тяжелые минералы, по мнению авторов, задерживаются пряжевидными структурами за счет механического столкновения и трения с ними.

Институт горного дела Севера ЯФ СО АН СССР также проводил научные исследования процесса обогащения золотоносных песков на шлюзе с магнитной системой [226—228]. Учитывая, что в черных шлихах большинства россыпей Якутии присутствуют магнитные и слабомагнитные минералы-спутники золота, было предложено формирование улавливающего покрытия из них в магнитном поле взамен традиционной армировки шлюза. Были проведены лабораторные эксперименты и натурные испытания различных конструкций магнитных шлюзов. В качестве магнитных систем, установленных и на днище и под днищем шлюза, использовались постоянные магниты с различной компоновкой, электромагниты и сложные системы из постоянных магнитов. Пробные испытания конструкций шлюзов проводились на россыпном месторождении Бургуаат Нижний с повышенным выходом мелкого золота [229]. Переработке подвергались эфельные хвосты промприборов ПГБ-1-1000, ПГШ-30 и ПГБ-75. Испытания показали, что доизвлечение золота из хвостов за время эксперимента составило 5,6 %.

В Механобре был разработан орбитальный шлюз для обогащения тонких классов, имеющий рабочую поверхность с магнитными свойствами [230, 231]. Шлюз предназначался для обогащения руд, содержащих слабомагнитные минералы. Однако показатели обогащения улучшились и для немагнитных минералов. В качестве покрытия шлюза использована резина с наполнителем из феррита бария, изготовленная в Механобрчермете. Для образования магнитного поля резина была намагничена в виде чередующихся полос разной полярности. Обогащению подвергались шламовые продукты и тонкоизмельченная руда, содержащие танталоколумбит, вольфрамит, ильменит и кас-

ситерит. Для сравнения в качестве покрытий, наряду с магнитной резиной, использовались стеклопластик, полиуретан, резина и полиуретан на магнитной резине. Результаты испытаний подтвердили, что рабочее покрытие из магнитной резины, по сравнению с другими, повышает извлечение минералов с малой магнитной восприимчивостью на 10—15 %. Причем для практически немагнитного каситерита повышение эффективности извлечения составило 7—10 %. По мнению авторов, это обусловлено увеличением шероховатости рабочей поверхности за счет создания на покрытии магнетитовой постели.

Процесс извлечения золота из песков на магнитном шлюзе изучен в работах [232—234]. Магнитный шлюз длиной 0,6 м был оборудован под днищем магнитной системой из постоянных магнитов. Съемка концентрата осуществлялась периодически. При крупности питания — 5 мм производительность установки составила 3,24 м<sup>3</sup>/ч. При выходе концентрата 7,17 % извлечение золота менее 0,3 мм было 92 %.

В работе [235] приведены результаты испытания способа виброфлокуляции для извлечения золота из россыпей и шлиховых продуктов. Установлена принципиальная возможность применения этого способа для извлечения золота, в том числе крупностью менее 0,1 мм. При доводке шлихового продукта достигнуто извлечение в 90 % при сокращении его в 50 раз.

В устройстве для обогащения материалов с магнитными частицами [236] постель из магнитных минералов создается электромагнитами, размещенными под днищем лопушки. Днище состоит из двух соединенных под тупым углом пластин, которые установлены с возможностью поворота для разгрузки концентрата. При отключении электромагнита днище под действием собственного веса и тяжести концентрата опрокидывается, разгружая его.

Научное направление по извлечению мелкого и тонкого золота на ферромагнитных флокулах получило разви-



тие в совместных исследованиях Московского государственного горного и Читинского технического университетов [237—241]. В [237] приведены результаты лабораторных испытаний шлюза с магнитной системой под днищем, которая состояла из постоянных магнитов с чередующей полярностью в направлении потока. Опыты проведены на искусственных смесях кварца, магнетита, золота и его имитаторов (свинец, галенит, пирит). Извлечение золота — от 32,8 до 43,4 % в зависимости от состава смеси. В работе установлена принципиальная возможность устойчивого извлечения мелкого и тонкого золота магнитофлокуляционной сепарацией.

Для извлечения мелкого золота из эфельных хвостов в МГГУ создан концентратор-приставка магнитофлокуляционный (КПФМ) [241]. Устройство имеет два поворотных желоба, ориентированных на  $180^\circ$  друг от друга и имеющих общую магнитную систему под днищем. Магнитная система состоит из поперечных рядов магнитных элементов, размещенных внутри трубы с возможностью поворота вокруг ее оси. На желобе установлена индукционная решетка в виде параллельных пластин для усиления магнитного поля. Съемка концентрата производится путем поворота желоба на  $180^\circ$ . При этом магнитные элементы, снабженные противовесами, не меняют своего положения в пространстве и не препятствуют разгрузке концентрата с нижнего желоба. Испытание установки проведено на объектах добычи россыпного золота в Читинской области [237]. Фактическое извлечение золота крупностью  $-0,1$  мм из эфельных хвостов ПГШ-50 составило 46,4 % при одноразовой съемке в сутки, 53,4 и 87,1 % при съемке соответственно через 6 и 3 ч работы. При переработке хвостов шлюза мелкого наполнения достигнуто извлечение золота крупностью  $-0,2$  мм до 75,5 % при съемке концентрата через каждые 4 ч. Содержание золота в концентрате составило 1—3 г/кг магнетита.

## ***Выводы***

1. Устойчивая тенденция уменьшения средней крупности золота среди вовлекаемых в разработку месторождений и наличие особых объектов с повышенным выходом мелкого золота указывают на необходимость изучения и учета особенностей его извлечения при выборе технологии обогащения.

2. Проблема извлечения мелкого золота наиболее актуальна при повторной переработке техногенных россыпей, которые содержат в преобладающем количестве мелкие классы недоизвлеченного золота.

3. Повышение эффективности извлечения мелкого и тонкого золота в мире является одним из основных направлений развития технологии обогащения россыпного золота.

4. Разработка, внедрение и использование более совершенных методов извлечения мелкого золота при разведке месторождений скрывают в себе значительные резервы укрепления минерально-сырьевой базы золотодобычи.

5. Разработано немало интересных технических решений, направленных на повышение эффективности извлечения мелкого золота, однако не все они получили соответствующие масштабы внедрения и не все отвечают современным требованиям производства.

# **Глава 4**

---

**ПОТЕРИ ЗОЛОТА  
В ХВОСТАХ**

---

Исследования технологических схем обогащения золота преследовали выполнение следующих задач:

- определение качественного состава и количественного содержания золота в отвальных песках;
- разработка и апробация методов магнитно-сегрегационной концентрации мелкого золота;
- исследование процесса обогащения золота на магнитно-сегрегационных установках.

#### **4.1. ВЫБОР СРЕДСТВ И МЕТОДИКИ ОПРОБОВАНИЯ**

Оперативный контроль величины потерь золота в приисках, как правило, производится отбором проб на местах боя и промывкой их на лотке. Как по полноте извлечения золота, так и по непредставительному объему опробования при этом возможно выявление только грубых нарушений технологического режима. А при опробовании хвостов, содержащих мелкое золото, как правило, не удастся установить сколько-нибудь ощутимых потерь золота. Это обусловлено тем, что разрешающая способность невооруженного глаза составляет около 0,1 мм. В реальных условиях доводки на лотке, с учетом ухудшающих объективных и субъективных факторов, опытный опробщик визуально может контролировать снос металла крупностью лишь до 0,2—0,3 мм.

Прямой анализ проб хвоста не может дать полного раскрытия состава и содержания золота из-за низкого его содержания в хвостах и несопоставимо малых объемов проб. Более точные результаты можно получить при проведении опробования на специальных установках обработки проб (ПУРС-400, ПОУ4-2М, ПОУ6 и др.). Однако, будучи предназначенными для разведки «гравитационного» золота, они имеют невысокое извлечение мелкого золота и небольшую производительность по горной массе. Для обеспечения же

максимальной достоверности опробования в идеальном случае необходима фактически полная повторная промывка песков. Поэтому наиболее целесообразным представляется подход, когда сначала большой объем опробуемого материала подвергается предварительной концентрации, а затем уже сокращенный обогащенный концентрат подлежит всестороннему глубокому анализу. Для предварительной концентрации шлихового комплекса по производительности и полноте извлечения мелкого золота наиболее соответствуют методы магнитно-сегрегационной концентрации золота в потоке пульпы.

#### **4.1.1. Метод и установка магнитно-сегрегационной концентрации золота**

Основным механизмом извлечения золота на шлюзе принято считать осаждение частиц по плотности в потоке пульпы. При этом высоту трафарета рассчитывают с учетом высоты взвешивания зерен в потоке, а расстояние между его поперечными планками выбирают для обеспечения благоприятного режима гидродинамики потока. Легкие взвешенные частицы уносятся потоком, а тяжелые минералы оседают в пространстве между планками трафарета.

Не менее важным представляется следующий механизм концентрации золота. Обогащаемый материал с момента подачи пульпы на шлюз заполняет пространство между планками трафарета, сглаживая его неровности. По сути дела, создается улавливающее покрытие, которое одновременно способствует убыстрению прохождения легких, относительно крупных частиц и замедлению перемещения тяжелых. За счет подвижности и постоянного обновления материала в постели происходит концентрация золота. При таком механизме аккумуляции золота становится ясным, что на эффективность процесса сильно влияет характер шероховатости постели.

На действующих предприятиях шлюзы мелкого наполнения армированы соответствующими металлическими лестничными трафаретами и резиновыми ковриками. Крупность питания шлюзов составляет 20 мм. Достигнутый тех-

нологический уровень извлечения мелкого золота уже не удовлетворяет возросшим требованиям. Одной из основных причин потерь, с учетом рассмотренного механизма концентрации, является несоответствие размера золотины степени шероховатости минеральной постели: при крупности золота менее 0,25 мм неровности постели могут до 100 раз и более превысить его размеры. Это приводит к свободной циркуляции мелких золотин в порах, вымыванию и удалению их турбулентными вихрями из постели. Значительно ухудшает процесс концентрации золота в постели и высокое содержание тяжелых шлиховых минералов. Магнетит, лимонит, гематит, ильменит, хромит и другие тяжелые минералы, являясь спутниками золота, присутствуют в каждой россыпи. Забивая ячейки коврика и свободные полости в межтрафаретном пространстве, они препятствуют проникновению золотин в постель и закреплению в ней.

В качестве одного из возможных вариантов решения проблемы была предложена замена традиционной армировки шлюза улавливающим покрытием, которое формируется из естественных магнитных и слабomagнитных минералов россыпи в магнитном поле. Будучи перенесенными от коренного источника зарождения на одинаковое расстояние по долине россыпи, они имеют схожие параметры гидравлической крупности. Расчеты показывают, что по условию равнопадаемости минералы магнетита в 3,47—4,55 раз крупнее зерен самородного золота. Такое соотношение вполне соответствует условиям благоприятной шероховатости постели. Однако любая мономинеральная фракция шлихового комплекса имеет разброс крупности (размах гранулометрического состава), как и золото. При этом особенно неблагоприятно нахождение минералов с магнитными свойствами, соразмерных по крупности с золотом или мельче, по следующим причинам:

- весьма малые размеры магнитных частиц способствуют формированию гладких и плотных структур в магнитном поле, препятствующих проникновению и закреплению зерен золота;

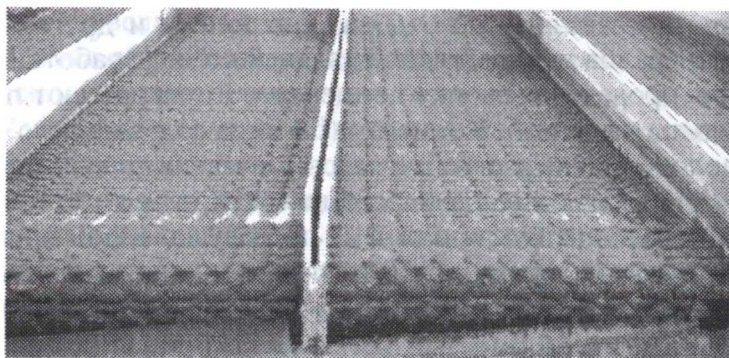
- псевдоутяжеление магнитных частиц под воздействием магнитных сил при их малой крупности способствует выталкиванию уже осевшего в постель золота.

Для более целенаправленного управления формированием улавливающего шероховатого покрытия из магнитных минералов было разработано следующее техническое решение [242].

До подачи пульпы на шлюз из нее извлекают магнитные частицы. На днище шлюза, находящегося в поле влияния магнитных сил, равномерно по длине и ширине насыпают магнитные частицы необходимой крупности, формируя из них улавливающее покрытие. При этом магнитные минералы, располагаясь вдоль силовых линий магнитного поля, образуют шероховатое покрытие ворсистой структуры. Величина крупности магнитных частиц выбирается с учетом ожидаемой крупности золотин, которые при сегрегации должны зацепиться в неровностях или уместиться в свободных порах между магнитными частицами. Изменение крупности частиц минеральной постели позволяет регулировать селективность извлечения тяжелых минералов. Кроме того, разведение крупности магнитных минералов от ожидаемой крупности золота упрощает процесс удаления магнитного материала постели из концентрата при его доводке. Таким образом, на дне шлюза создается ворсистое магнитоструктурированное улавливающее покрытие (рис. 4.1), шероховатость которого в большей степени зависит от свойств магнитного поля и грансостава постели.

Пульпу в виде гидросмеси с золотосодержащим песком подают на шлюз. Тяжелые минералы, в том числе и золото, перемещаясь по донной части, застревают в неровностях постели. Легкие частицы соразмерной крупности уносятся потоком во взвешенном состоянии. Более крупные легкие частицы не могут уцепиться в постели из-за недостаточной для них степени шероховатости. По мере заполнения улавливающего покрытия ценными минералами его шероховатость и улавливающая емкость умень-

шаются, а следовательно, снижается эффективность работы шлюза. Для поддержания оптимальной для извлечения золота шероховатости необходимо в пульпу постепенно добавлять магнитные частицы равномерно по ширине и длине шлюза. При этом происходит «доставивание» магнитного ворса и надежное закрепление уловленного золота в концентрате. Лишний магнитный материал не заполняет и не уменьшает улавливающую емкость постели, поскольку строение постели строго соответствует структуре магнитных силовых линий и лишние магнитные частицы сносятся потоком в хвосты. Нарращивание магнитной постели целесообразно производить в течение всего периода времени до съемки концентрата, длительность которого зависит от рабочих параметров магнитной системы.



**Рис. 4.1.** Ворсистое покрытие магнитного шлюза

Удаление из пульпы магнитных частиц до подачи на шлюз улучшает процесс обогащения за счет разгрузки концентрата от балластного тяжелого шлихового комплекса с магнитными свойствами и исключения забивания улавливающей емкости постели магнитным шламом. Наряду с естественными магнитными минералами в пульпе, как правило, постоянно присутствуют магнитные частицы в виде металлических частиц от абразивного износа оборудования. Создание улавливающей постели из магнитных мине-



ралов заданной крупности повышает извлечение золота за счет оптимизации пустотности и зернистости улавливающей постели в зависимости от крупности золотин и значительно облегчает дальнейшую доводку концентрата путем селективного удаления магнитных частиц грохочением. Использование такой операции для удаления магнитной фракции из концентрата вместо магнитной сепарации исключает потери золота за счет механического захватывания его сфлуктурированными магнитными частицами.

Возможность же потерь золота при магнитной сепарации исходного питания ничтожно мала вследствие относительно малой концентрации в исходных песках. Магнитную фракцию исходного питания складировать отдельно. После естественной сушки из нее отбирают фракцию необходимой крупности для зарядки шлюзов. Оставшуюся часть подвергают анализу на содержание золота и других ценных минералов для возможной дальнейшей переработки.

Для проведения съемки концентрата прекращают подачу пульпы на желоб. Концентрат в виде содержащего мелкое золото магнитного шлиха снимают со шлюза без сокращения. Для сокращения концентрата на месте его подвергают грохочению по нижнему пределу заданной крупности магнитной фракции. При этом основная масса концентрата, состоящая из магнитных частиц и составляющая 70—90 % всего объема, выходит в надрешетный отвальный продукт. Эта операция превращает «минусовой» класс в богатый золотом концентрат. Золото из него извлекают легко из-за отсутствия «гидравлически соразмерных» минералов магнетита и других магнитных частиц, которые значительно ухудшают процесс доводки.

### *Магнитный шлюз*

Конструкция магнитного шлюза как магнитно-сегрегационного концентратора разработана для повышения извлечения мелкого золота за счет оптимизации магнитного поля при формировании магнитоструктурированного улавливающего покрытия [243].

Магнитный шлюз содержит корпус из магнитопроводящего материала в виде желоба, состоящего из бортов 1 и днища 2 (рис. 4.2). На днище желоба уложены магниты 3 с разноименными полюсами наружу. Толщина днища выбирается достаточной для шунтирования силовых линий 7 магнитов друг на друга. Магниты изготовлены в виде прямоугольных пластин и уложены на дно шлюза без зазоров. Они могут быть уложены на днище в шахматном порядке 4 или с чередованием рядов с одноименными полюсами 5 поперек желоба. Магниты также могут быть уложены сплошной укладкой на всю площадь днища или участками с оставлением свободных промежутков 6 поперек желоба.

Установка магнитов разноименными полюсами наружу позволяет в потоке пульпы удерживать и наращивать магнитные пряди за счет замыкания их по силовым линиям на полюсах и увеличения напряженности (сгущения силовых линий) из-за сближения разноименных полюсов. Шунтирование силовых линий магнитов через магнитопроводящие борт 9 и днище (см. рис. 4.2) исключает потери магнитной индукции и направляет ее мощь в рабочее пространство шлюза, равномерно распределяя по площади поверхности шлюза.

Применение прямоугольных магнитных пластин позволяет укладывать их на дно шлюза без зазоров и исключает создание «мертвых» (голых) зон, снижающих эффективность использования рабочей площади днища и обогащения.

Чередование магнитов с одноименными полюсами рядами поперек желоба создает искусственные валики из «меха» (магнитных минералов), которые заставляют тяжелые частицы двигаться волнообразно. Это увеличивает вероятность захвата золотин на валике за счет увеличения траектории ее движения по дну шлюза. Укладка магнитов одноименными полюсами в шахматном порядке увеличивает траекторию движения золотины, которая перемещается под углом к продольной оси шлюза. В этом варианте армировки шлюза магнитами обеспечивается равномерная нагрузка на всю ширину желоба за счет продольных («направляющих») валиков, что, несомненно, улучшает процесс осаждения золо-

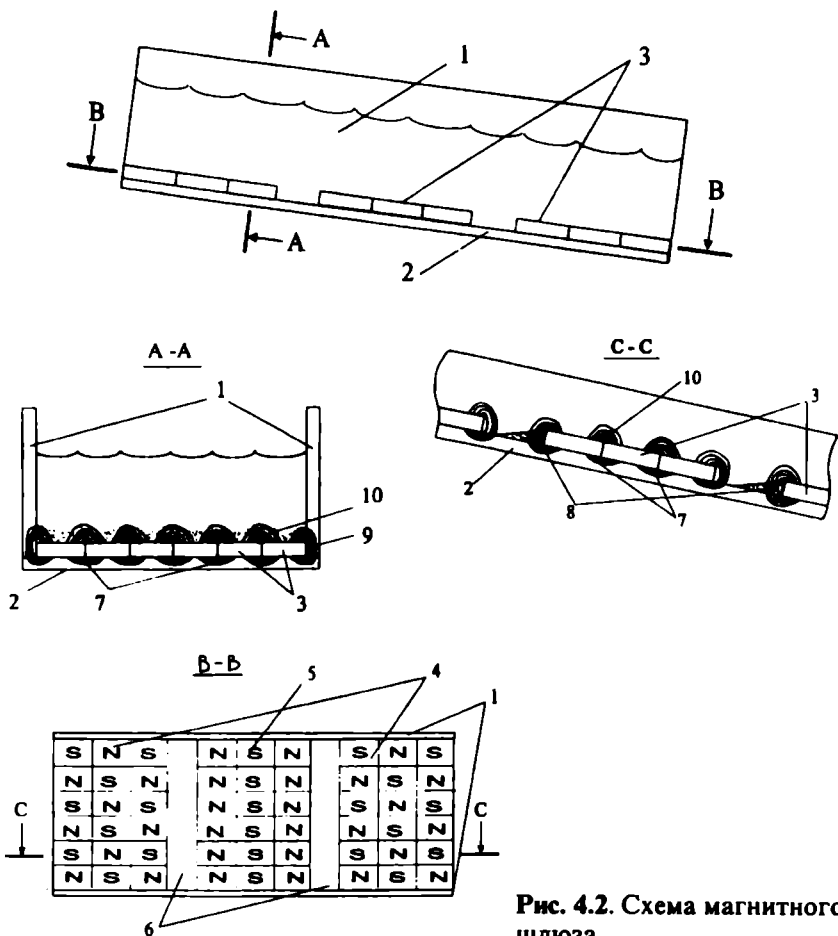


Рис. 4.2. Схема магнитного шлюза

та. Размещение магнитов на дне шлюза участками с оставлением свободных промежутков поперек желоба обеспечивает улавливание относительно крупных гравитационно извлекаемых золотинок по способу контрольного порожка. Кроме того, свободные от магнитов участки служат для сбора и загрузки концентрата в ручные контейнеры.

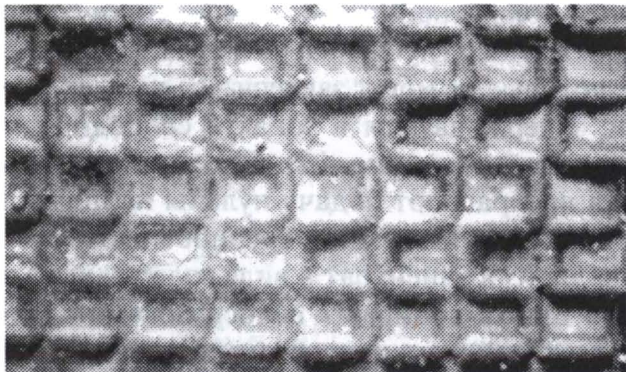
Устройство работает следующим образом. Пульпа, содержащая легкую и тяжелую фракции, в том числе золото

и минералы-спутники (магнетит, ильменит, гематит и др.), поступает в верхнюю часть шлюза. При движении пульпы по наклонному желобу происходит процесс осаждения частиц по удельному весу. Магнитное поле магнитных систем 4 и 5 выхватывает из пульпы магнитные минералы и частицы и формирует над магнитами шероховатое зернистое ковровое улавливающее покрытие 10 (см. рис. 4.2). Частицы золота и других тяжелых минералов, двигаясь по нижней части пульпы, подвергаются процессам сегрегационной концентрации в магнитоструктурированном улавливающем покрытии. Под действием турбулентных струй и ударов твердых частиц магнитоструктурированное улавливающее покрытие шевелится, способствуя частицам золота провалиться глубже. Относительно крупные частицы золота, которые не могут закрепиться на улавливающем покрытии, задерживаются в зонах 8 свободных участков 6 перед магнитами (см. рис. 4.2). Для проведения съемки концентрата прекращают подачу пульпы на шлюз. Собирают песок из зон 8 и извлекают крупное золото гравитационной доводкой. Концентрат в виде содержащего золото магнитного шлиха собирают непосредственно с магнитных систем в контейнеры или предварительно складировуют на участках 6, а затем — в контейнеры.

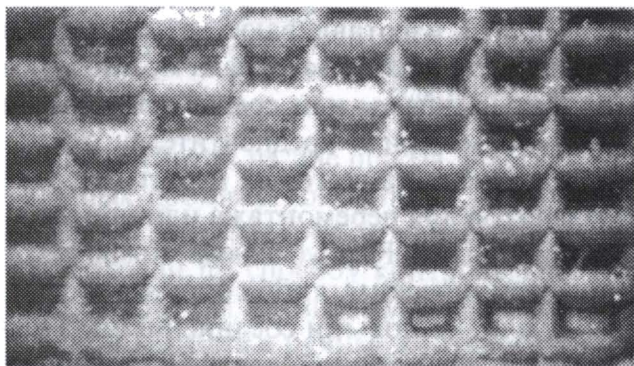
Корпус шлюза изготавливают из магнитомягкого материала. В качестве такого материала можно применить листовой прокат из низко- или среднеуглеродистых сталей. Магнитомягкий материал предпочтителен для исключения остаточного магнетизма, который может мешать при переукладке магнитов для ремонта или при многоразовом использовании шлюза. Корпус шлюза можно изготовить либо цельнометаллическим, либо сборным со сварными, заклепочными или клиновыми соединениями. Толщина днища выбирается достаточной для шунтирования силовых линий магнитов друг на друга. Эта величина определяется экспериментально путем подбора толщины и замера на-

пряженности магнитного поля со стороны шунтирующей пластины. При падении напряженности до 80—90 %, по сравнению с вариантом без шунта, фиксируют толщину пластины и принимают как необходимую толщину дна корпуса. Можно установить более точную толщину при заданном пределе шунтирования, если построить зависимость эффективности шунтирования от толщины конкретного применяемого материала. Ее величина может быть различной в зависимости от физических характеристик материалов постоянных магнитов и магнитопроводящей шунтирующей пластины.

*а*



*б*



**Рис. 4.3. Формирование магнитной постели:**  
*а* и *б* — соответственно начальный и конечный этапы

Укладка магнитов на магнитопроводящее днище не вызывает никаких сложностей: магниты сами притягиваются и прижимаются к поверхности днища. Небольшие размеры и прямоугольная форма магнитов способствуют плотной армировке шлюза и тем самым обеспечивают более эффективное использование полезной площади улавливающей поверхности.

Изготовление днища шлюза из магнитопроводящего материала и с необходимой толщиной для шунтирования магнитов позволяет значительно увеличить степень использования магнитного поля в рабочей зоне. Это обеспечивает надежность закрепления магнитных и тяжелых минералов в искусственной постели и препятствует их сносу под воздействием турбулентных вихрей пульпы. Повышается и улавливающая емкость постели за счет увеличения предельной высоты нарастания ворса из магнитных минералов (рис. 4.3).

Формирование искусственного ворса из магнитных минералов исходного песка, увеличение емкости постели и относительная гидравлическая соразмерность составляющих ее минералов способствуют более эффективному извлечению мелкого золота. Крупное гравитационное золото, попавшее на шлюз, по техническим причинам не может быть уловлено на ворсе из-за своих размеров и массы. Поэтому предусмотрена армировка днища магнитами с оставлением свободных промежутков. Они играют роль контрольных порожков и представляют собой механическое препятствие.

Искусственный ворс благодаря своей «податливости» успокаивает турбулентные потоки в ламинарные и обеспечивает благоприятный режим сегрегации мелкого золота. Мелкие частицы легкой пустой породы транспортируются пульпой над улавливающей постелью. Крупные частицы пустой породы не могут задержаться в постели из-за своих размеров и низкой плотности.

#### 4.1.2. Методика проведения опробования

При выборе методики опробования хвостов необходимо учесть следующие особенности, которые имеют место в золотодобыче. Небольшие объемы получаемого товарного продукта относительно объема всей переработанной горной массы, а также колебания содержания металла в исходных песках приводят к существенным колебаниям объема продукции в единицу времени. Они имеют случайный характер, являясь совокупным показателем наложения объективных и субъективных факторов производства. На рис. 4.4 и 4.5 приведены полные сводки съёмок золота за сезон с промприбора ПГБ-75 при открытом способе обработки месторождения Бургуат. Они подтверждают, что при промывке песков промприборами характерно постепенное

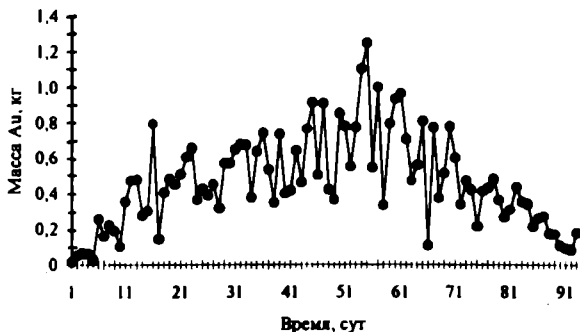


Рис. 4.4. Хроника съёмки золота (промприбор ПГБ-75, Кулар, 1991 г.)

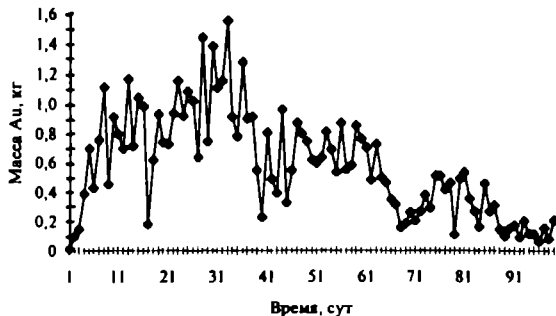


Рис. 4.5. Хроника съёмки золота (промприбор ПГБ-75, Кулар, 1993 г.)

повышение величины съежек в начале промсезона, связанное с постепенным вскрытием тела россыпи в пределах выемочного блока.

Наиболее важными представляются колебания суточной съежки, значение которых нередко превышают абсолютные величины. В большей степени они обусловлены колебаниями содержания золота в исходных песках. Эти колебания характеризуют неоднородность распределения золота по мощности залежи, поскольку при открытой разработке производится их послойная выемка по площади. На рис. 4.6 приведены колебания содержания золота в исходных песках с учетом ежесуточных фактических объемов промывки песков на драге, т. е. с учетом простоев оборудования. Принимая во внимание специфику выемки песков черпаковой драгой, можно утверждать, что вариации содержания золота обусловлены неоднородностью распределения золота по простиранию россыпи. Таким образом, разовые опробования могут привести к неправильной трактовке результатов в случае попадания в пиковые или «провальные» точки. Поэтому для освобождения от влияния изменчивости качества питания целесообразно проводить опробование в течение достаточно длительного периода.

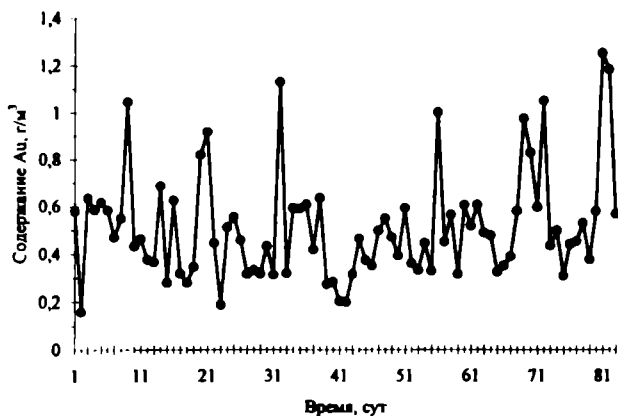


Рис. 4.6. Колебания содержания золота в исходных песках (драга, Алдан, 1996 г.)



Такой подход применялся в качестве основного методического положения при проведении исследований.

Отбор проб и замеры потоков пульпы проводились в соответствии с общепринятыми стандартными методами для россыпных месторождений [244, 245]. Подготовка проб к лабораторным исследованиям и исследование накопительных проб осуществлялись также по стандартным методикам [246]. Порядок операций отбора и исследования проб приведен на рис. 4.7.

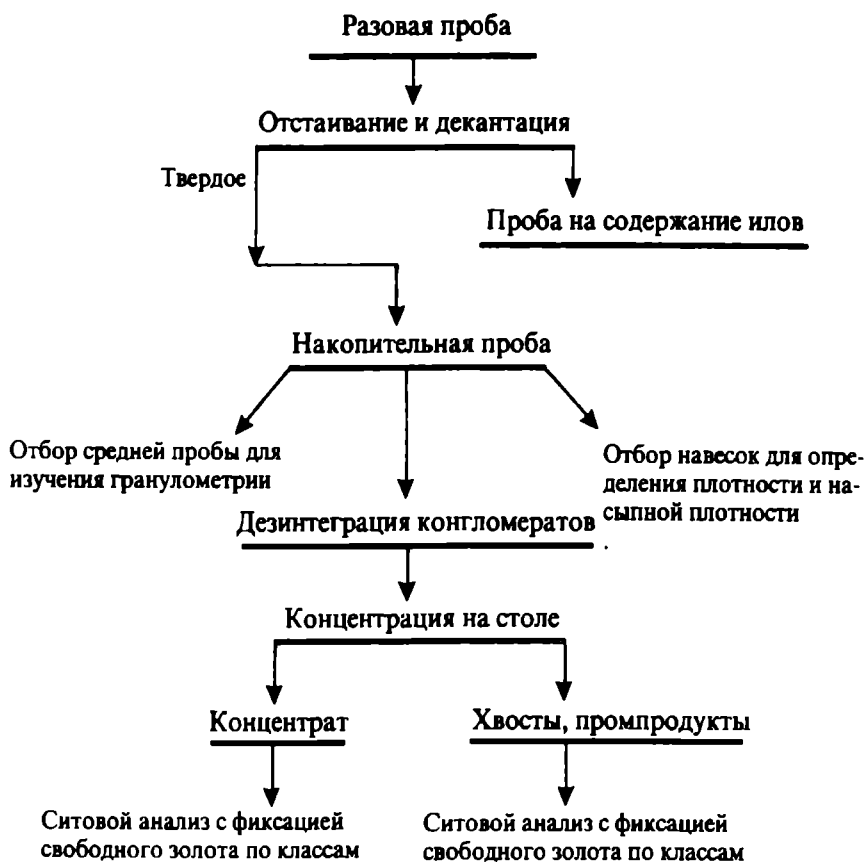


Рис. 4.7. Принципиальная схема отбора и исследования проб

Отбор частных проб в накопительные производился посредством стационарных щелевых пробоотбирателей и вручную. В ходе отбора проб измеряли потоки некоторых продуктов для составления водно-шламового баланса. При опробовании надрешетных продуктов гидровашгерда и барабанного грохота проводились только замеры выхода продуктов из-за отсутствия глинистых конгломератов. Концентраты отсадочных машин, концентрационных столов, пески гидроциклона анализировали без предварительного обогащения на столе.

Лабораторные анализы включали в себя определение плотности и насыпной плотности, гранулометрического состава исходных песков, содержания золота в пробах, ситовой характеристики золота в исходных песках, фракционного состава продуктов обогащения и распределения золота по классам крупности.

### ***Методика исследований процесса обогащения на магнитном шлюзе***

Исследования процесса обогащения на магнитном шлюзе проводились с целью установления эффективности улавливания мелкого золота и включали в себя:

- изучение содержания и гранулометрии золота в концентратах магнитного шлюза;
- установление динамики накопления золота и тяжелых минералов;
- определение характера распределения золота по длине шлюза в зависимости от продолжительности работы.

Для отбора проб была принята следующая рабочая методика.

1. При рабочей нагрузке технологической цепи промприбора и магнитного шлюза вручную отбирают пробы исходного питания и хвостов шлюза с получением часовых проб объемом 0,5 л. Периодичность отбора часовых проб — 10 мин. Полученные накопительные пробы маркируют и направляют на лабораторные анализы. После остановки промприбора проводят съемку и опробование концентрата шлюза с определением выхода концентрата. Фиксируют продолжительность работы промприбора и шлюза.

2. При рабочей нагрузке промприбора и шлюза производят почасовые отборы проб концентрата по длине шлюза на всю глубину слоя концентрата через каждый метр. Замеряют глубину слоя концентрата по длине шлюза. Пробы концентрата и данные замеров направляют на лабораторные анализы.

3. При рабочей нагрузке промприбора и шлюза через каждые 2 ч отбирают пробы концентрата на всю глубину его слоя, замеряя глубину последнего. Пробы отбирают через каждый метр по длине шлюза. Пробы концентрата и данные замеров направляют на лабораторные анализы.

#### **4.2. ЭФЕЛЬНЫЕ ХВОСТЫ ШЛЮЗОВЫХ ПРОМПРИБОРОВ**

Выбор технологии обогащения золотоносных песков производится в соответствии с вещественным составом обогащаемого материала каждого конкретного месторождения. Россыпные месторождения золота, как объекты естественного природного формирования, не идентичны по вещественному и гранулометрическому составу обломочных пород, слагающих золотоносные пески, качеству, количеству, размерности полезного компонента и многим другим параметрам. Поэтому рациональный выбор технологии обогащения определяет уровень технологических потерь полезного компонента в процессе эксплуатации месторождения. Следовательно, качество обогащения песков и технологические потери полезного ископаемого в большей мере зависят от соответствия принятой технологической схемы обогащения свойствам песков и характеру золота.

В практике обогащения золотосодержащих песков широкое применение нашли шлюзовые промывочные приборы. По технологическим схемам обогащения их можно условно разделить на два вида:

- с одностадиальной схемой обогащения (ПГШ);
- с двухстадиальной схемой обогащения (ПГБ).

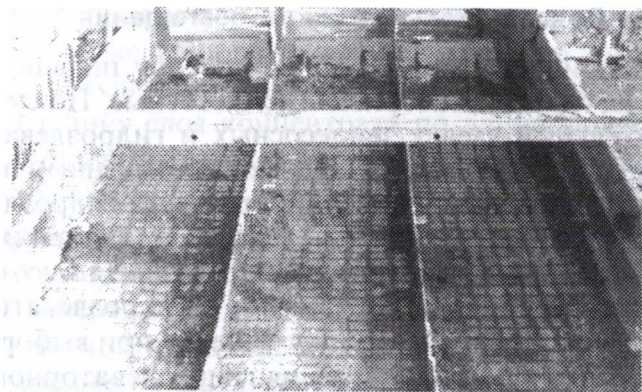
#### 4.2.1. Одностадийная схема обогащения

Промприборы типа ПГШ по способу подачи пульпы делятся на гидроэлеваторные и землесосные. По сути дела, обогатительный узел у землесосных и гидроэлеваторных промприборов идентичный. Однако несомненным преимуществом землесосного промприбора перед гидроэлеваторным является более широкая область применения в разных горнотехнических условиях. Значительная высота подъема пульпы (до 50 м) по сравнению с гидроэлеваторными (до 16 м) дает большую свободу маневра при выборе места приборостоянки и расположения гидроэлеваторного узла. Приборы типа ПГШ целесообразно применять для разработки легко- и среднепромывистых пород с льдонасыщенностью до 30 %. Основными достоинствами этих типов промприборов являются: небольшая масса, обеспечивающая транспортабельность, простота и надежность конструкции, предъявляющие меньше требований к обслуживающему персоналу; высокая скорость монтажа и демонтажа. К основным недостаткам можно отнести низкую эффективность извлечения мелкого золота, высокую энергоемкость и большой расход воды.

##### *Производственные условия опробования*

Опробование землесосного промприбора магнитным шлюзом проводилось на техногенной россыпи Таежная со средним содержанием золота в песках 0,2 г/т.

Промприбор ГРУЛ № 91 состоял из гидровашгердного стола с перфорацией 50 мм, землесосной установки 10ГРУЛ8 и двухшлюзовой колоды с подшлюзками. Длина колоды 26 м. Ширина каждого шлюза 1 м. Шлюзы были армированы резиновыми ковриками и металлическими трафаретами лестничного типа с планками высотой 10 см и углом наклона 70°. В концевой части колоды был оборудован щелевой грохот (1 × 1 м,  $L = 15$  мм). Класс -15 мм направлялся на подшлюзки, армированные резиновыми ковриками и металлическими трафаретами лестничного типа с планками высотой 4 см. Суточная производительность прибора составляет 1 тыс. м<sup>3</sup>.



**Рис. 4.8.** Общий вид на шлюзы до формирования постели

Магнитные шлюзы были установлены за основной колодой промприбора позади щелевых грохотов. Размер щелей  $15 \times 150$  мм. Технические параметры экспериментальной установки: трехшлюзовая колода с шириной шлюза 0,7 м и длиной 6 м (рис. 4.8). Уклон шлюзов  $6^\circ$ . Для исследования потерь золота при съемке на стоке пульпы с подшлюзков был смонтирован специальный съемный шлюз («проходнушка») с гасителем струи. Ширина 0,4 м, полезная длина 1,5 м.

Съемка на установке производилась до съездов на промприборе. Были отработаны два варианта съемки концентрата. В первом варианте после прекращения подачи воды магнитный шлик собирали в небольшие емкости непосредственно на шлюзе, а затем складировали в накопительную емкость. Второй вариант предусматривал контейнерную съемку: вся магнитная постель каждого шлюза при малой воде соскребалась в соответствующий нижний отсек со съемным колосниковым грохотом. Нижний продукт по направляющей трубе самотеком транспортировался в накопительную емкость. Съемка шликов с установки производилась регулярно один раз в сутки, их выход составлял 200 — 300 л. Съемка шликов на специальном шлюзе производилась после съемки на основной колоде промприбора без воды по вышеописанной методике.

Всего с экспериментальной установки снято 12 м<sup>3</sup> шлихов. После сокращения на грохоте с перфорацией 15 × 15 мм объем шлихов составил 10,5 м<sup>3</sup>.

Доводка шлихов производилась на шлихообогащительной фабрике с использованием комплекса безамальгамационного извлечения свободного золота КСЗ-1. После обработки шлихов получено 406,33 г химически чистого золота. Содержание золота в шлихах по фактическому извлечению составило 43,2 г/м<sup>3</sup>. Результаты ситового анализа золота приведены в табл. 4.1.

Таблица 4.1

**Грансостав свободного золота**

Класс, мм	Выход	
	г	%
-0,1	34	7,49
-0,14 +0,1	126	27,75
-0,28+0,14	89	19,6
-0,4 +0,28	90	19,82
-0,8 +0,4	71	15,64
-1,25 +0,8	18	3,96
-3 +1,25	26	5,73
<i>Итого</i>	454	100

**Анализ шлихов магнитного шлюза**

Для изучения закономерностей осаждения золота пробы на магнитном шлюзе отбирали до выполнения съемки. Проводили также отборы проб на специальном шлюзе и с боя основной колоды и подшлюзка.

Для оперативного решения вопроса обработки основной массы шлихов была проведена обработка шлиха объемом 300 л на ШОУ старательской артели. Технологическая схема доводки включала в себя грохочение по классу 15 мм, грохочение по классу 5 мм и концентрацию на сто-

ке с магнитной сепарацией. В ходе доводки пробы извлечено 39 г золота. Магнитная фракция массой 150 кг была подвергнута обогащению на ШОФ, где за счет развитой технологической схемы безамальгамационной доводки дополнительно было извлечено 5 г золота.

С накопительных емкостей для контрольного анализа сняты шесть проб по 1,5—3,0 кг с каждой съемки общей массой 10 кг после отситовки по классу 1 мм.

Комплексному анализу с определением фазового состава подвергнуты 20 л шлихов, отобранных с пяти съёмок. Результаты анализа приведены в табл. 4.2—4.5.

Таблица 4.2

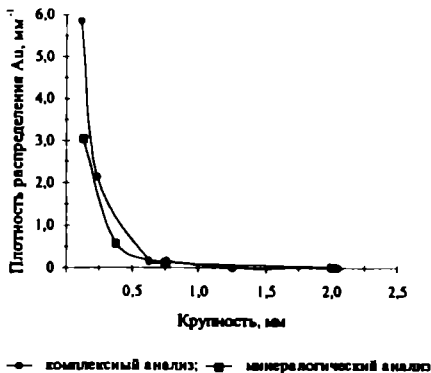
**Результаты ситового анализа шлиховых проб**

Класс, мм	Выход, %	Содержание Au, г/т				Распределение Au, %
		свободного	в сростках	суммарного	от исходного	
+2,5	16	—	0,9	0,9	0,14	0,53
+1,6 -2,5	5,7	1,5	0,4	1,9	0,11	0,4
+0,9 -1,6	4,6	0,52	1,0	1,52	0,07	0,26
+0,63 -0,9	4,9	22,08	0,8	22,88	1,12	4,16
+0,315 -0,63	7,1	35,71	0,7	36,41	2,59	9,6
+0,16 -0,315	40,6	21,38	0,6	21,98	8,92	33,14
+0,071 -0,16	21,1	64,65	1,6	66,25	13,98	51,91
<i>Итого</i>	100				26,93	100

В табл. 4.4 приведены результаты ситового анализа золота в шлиховых пробах, полученные минералогическими анализами. Они показывают, что основную долю занимает золото класса -0,25 мм с выходом 74,2—79,0 %. Полученные результаты распределения золота по крупности близки данным, полученным комплексным анализом (рис. 4.9).

Низкий выход мелкого класса, а также результаты пробирного анализа проб шлиха свидетельствуют о неэффективности выбранной технологической схемы доводки для

Рис. 4.9. Распределение золота по крупности



обогащения шлихов экспериментальной установки. Полученные данные соотношения золота по классам, очевидно, относятся к «золотой головке».

По результатам исследования фазового состава золота установлено, что доля свободного золота составляет 91,77 %, в сростках — 8,2 % и в окисленных пленках — 0,03 %. Ассоциированного золота в сульфидах и силикатах не обнаружено (см. табл. 4.3).

Таблица 4.3

#### Фазовый состав шлиховых проб

Форма золота	Содержание Au, г/т	Распределение Au, %
Свободное	30,2	91,77
В сростках	2,7	8,2
В окисленных пленках	0,01	0,03
<i>Итого</i>	32,91	100

Таблица 4.4

#### Грансостав золота в шлихе, %

№ пробы	Класс, мм			
	+1,0	-1,0 +0,5	-0,5 +0,25	-0,25
46	—	9,7	16,1	74,2
47	3,2	6,1	11,7	79,0
48	5,2	3,8	15,4	75,6
Среднее	4,2	6,5	14,4	76,3

Содержание золота в шлиховом материале магнитных шлюзов, по результатам пробирного анализа, колеблется



в пределах 10,5—70,3 г/т. В начальном участке установки содержание золота составило 18,3—55,2 г/т, в концевой части — 10,6—58,1 г/т. Закономерность снижения содержания золота от питания к концевой части шлюзов показана на рис. 4.10 по результатам накопления магнитных шлихов за сутки. Колебания значений обусловлены колебаниями содержания металла в исходных песках. Содержание золота в шлиховом материале специального шлюза невысокое: 6,0—20,0 г/т.

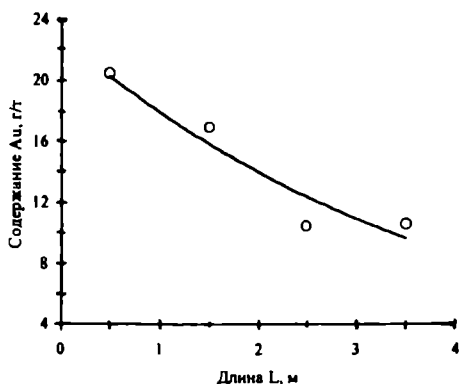
Таблица 4.5

**Результаты минералогического анализа шлиха**

№ пробы	Выход фракции, %		Содержание, кг/т					
	магнитной	тяжелой	сфен	хромит	ильменит	циркон	рутил	анатаз
46	39,93	8,37	2,60	0,17	0,35	2,08	0,35	0,69
47	60,75	13,46	3,97	2,57	0,47	2,34	1,40	0,70
48	58,23	10,53	2,11	1,27	1,69	1,90	1,05	0,21
Среднее	52,97	10,78	2,90	1,34	0,83	2,11	0,93	0,54

Во время эксплуатации экспериментальной установки на промприборе добыто 10,075 кг золота. Из накопленного шлиха экспериментальной установки извлечено 406,33 г

золота, что составило 4 % доизвлечения. Это достаточно высокий показатель, если принять во внимание то, что на магнитные шлюзы подавался материал крупно-



**Рис. 4.10.** Изменение содержания золота по длине магнитного шлюза

стью +15 мм (т. е. не весь объем эфельных хвостов, а его «бедная» часть).

Таким образом, магнитные шлюзы извлекали из потока пульпы мелкое и тонкое золото, которое пролетало мимо грохота и над порогом с высотой 15 см. Результаты ситового анализа золота подтверждают это (см. табл. 4.1). Содержание золота в хвостах промприбора (по фактически извлеченному на магнитном шлюзе) составило 15,32 мг/м<sup>3</sup>.

#### **4.2.2. Двухстадиальная схема обогащения**

Промприбор ПГБ-75 оборудован гидроэлеваторной подачей песков, барабанным грохотом и стакерной уборкой гали. Уборка эфелей производится вразнос и частично бульдозером. Подача воды осуществляется центробежным насосом. Производительность промприбора по твердому — 75 м<sup>3</sup>/ч. Ниже приведены технические данные агрегатов и параметры технологического режима. Тип головного агрегата — АБГ-75, гидроэлеватора — УГЭ-170/350, гидромонитора — ГМН-250, гидровашгерда — ВГ-II-1200, насосного агрегата — АН-12НДС. Эфеля обезвоживаются на классификаторе КСН-20 и совместно с галей выкладываются в отвал.

Выход вашгердной гали крупностью 150 мм и выше составляет 5—7 %, гали барабанного грохота +20—150 мм — 25 %, эфелей — 40—50 %. Скорость движения пульпы по шлюзам не выше 1,5—2,0 м/с. Наклон шлюзов глубокого и мелкого наполнения составляет 9 и 6°. Трафареты 690×500 мм высотой 40 мм. Резиновые коврики 700×700 мм, ячейка 10×10×3 мм.

#### ***Вещественный состав песков и золота на месторождении***

Месторождение Бургуат Нижний Омолойской свиты характеризуется сложным морфологическим строением и представляет в плане струйчатую и линзовую форму. Продуктивный пласт приурочен к нижней границе аллювиаль-

но-элювиальных отложений и к верхней части разрушенных коренных пород. Галечно-щебенистый материал представлен включениями белого и серого кварца, песчано-глинистыми сланцами, песчаниками, иногда осветленного сланца. Галечный материал из кварца составляет 35—40 %, местами достигая 90 %. Связующий состав — супесь, глина (светло-серая, серая, зеленоватая), песок и лед. Пески относятся к категории среднепромывистых. Валунность составляет 5—10 %. Плотность 2,1—2,2 г/см<sup>3</sup>.

**Техническая характеристика агрегатов и параметры технологического режима прибора ПГБ-75**

**Скруббер:**

угол наклона скруббера, град .....	3,5—6,0
диаметр бочки, мм .....	1500
длина глухого става, мм .....	4000
размер перфорации, мм .....	15—20
число оборотов, об/мин .....	19

**Шлюзы ШГМ-6×720:**

ширина общая, мм .....	4320
длина рабочая, мм .....	6500
угол наклона, град .....	6

**Стакер ОЗП-800:**

длина, м .....	30
ширина ленты, мм .....	800
угол наклона, град .....	18

**Насосный агрегат:**

давление, атм .....	6
---------------------	---

Среднее содержание золота варьируется от 0,78 до 1,60 г/м<sup>3</sup>. Золото в пределах месторождения мелкое (рис. 4.11) и имеет преимущественно форму зерен, пластин и чешуек. Пробность золота колеблется от 750 до 833. Окатанность золота хорошая и средняя.

Кроме золота в песках присутствуют касситерит, вольфрамит, киноварь, монацит, турмалин. Главными сопутствующими минералами являются: ильменит, циркон, пирит, куларит, кварц. Второстепенными — лимонит, хлорит, касситерит, турмалин, арсенопирит, рутил, анатаз. Редкими — магнетит, ставролит, пирротин, полевой шпат, мусковит,

марказит, эпидот, андалузит, сфалерит, халькопирит, корунд, гранат, апатит, монацит, буркит, лейкоксен, сфен.

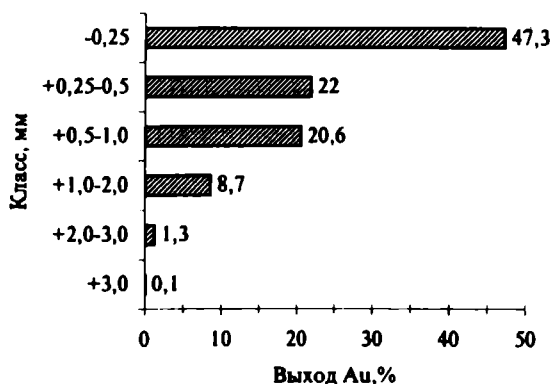


Рис. 4.11. Грансостав золота месторождения Бургуат Нижний

### *Магнитные шлюзы*

Магнитные шлюзы были смонтированы за пределами шлюзов мелкого наполнения, хвосты которых являлись исходным питанием установки (рис. 4.12). Общая конструкция установки представляет собой 6 параллельных шлюзов мелкого наполнения длиной 3 м и стандартной шириной. Уклон шлюзов  $6^\circ$ . Полезная площадь улавливающей поверхности соответствовала  $8 \text{ м}^2$ . Из них  $2 \text{ м}^2$  улавливающей площади было армировано традиционным способом (лестничные трафареты и резиновые коврики). В качестве источников магнитного поля были выбраны постоянные магниты спецификации М16БА190 ( $84 \times 64 \times 8 \div 10 \text{ мм}$ ), поскольку они выгодно отличаются транспортабельностью, небольшими размерами и массой. Характер расположения источников магнитного поля влияет на эффективность его воздействия на пульпу. В связи с этим было осуществлено несколько вариантов сборки магнитной системы (вразбежку, встык, одно- и разнополярные системы, под и над днищем).

Операция съемки концентрата магнитных шлюзов была совмещена со съемкой на промприборе. Это обусловлено жесткой схемой стыковки с промприбором. Хроника съемки золота на промприборе приведена на рис. 4.4. Съемка шлихов проводилась следующим образом: прекращалась подача воды (хвосты сокращения на промприборе направлялись на доводочный шлюз, минуя экспериментальную установку); затем магнитный шлих снимался со шлюзов в ручные емкости без сокращения и переносился в накопительный бункер; после складирования в накопительном бункере шлих направлялся на сокращение. При большой воде (выхлест на экспериментальную установку) или при забивании труб стока на доводочный шлюз съемка не проводилась. Съемка шлихов с установки проводилась регулярно два раза в сутки с интервалом 12 ч. Выход шлихов с установки составлял 40—45 кг/м<sup>2</sup> или 250—270 кг за одну съемку. Всего за период опробования на магнитных шлюзах было накоплено 45—50 т шлихов.



Рис. 4.12. Промприбор ПГБ-75 с магнитными шлюзами

## Результаты пробирного анализа магнитных шлихов

Класс, мм	Масса, г	Выход, %	Содержание Au		Распределение Au, %
			г/г	г/г от исходного	
-0,25	515	23,9	524,7	125,5	58,4
-0,5 +0,25	150	7,0	208,0	14,5	6,7
-1,0 +0,5	590	27,4	258,5	70,8	33,0
-2,0 +1,0	410	19,0	12,1	2,3	1,1
-4,0 +2,0	342	15,9	9,8	1,6	0,7
-8,0 +4,0	147	6,8	1,2	0,1	0
<i>Итого</i>	2154	100		214,7	100

Необходимость сокращения шлихов на месте была вызвана нехваткой накопительных бункеров и задержкой ввода обогащательной фабрики комбината. Для выбора оптимальной крупности грохочения шлиховой материал был подвергнут пробирному анализу с расстановкой на классы (рис. 4.13). Результаты пробирного анализа приведены в табл. 4.6. С учетом результатов анализа было решено провести грохочение по крупности 2 мм. При этом достигалось

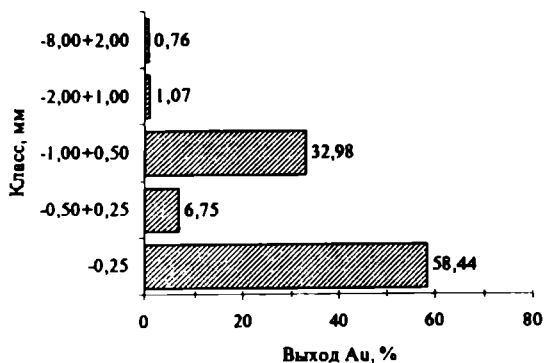


Рис. 4.13. Грансостав золота в магнитном шлихе по пробирному анализу

сокращение материала в 2 раза (см. рис. 4.13 и 4.14) с потерей металла 0,76 %.

Были рассмотрены, изготовлены и испытаны несколько конструкций для сокращения: две конструкции виброгрохота с саморазгрузкой и откидывающимся экраном, а также с размещением экрана под водой. В дальнейшем эксплуатировался гидровиброгрохот на базе ГВ-06, модернизированный для мокрого грохочения.

Отбор исследовательских проб для контрольных анализов на содержание золота выполняли регулярно и проводили с разных точек накопительного бункера по 5—8 проб с навеской 200—300 г. Отбор проб для исследования процесса обогащения на магнитном шлюзе проводили до выполнения съемки на промприборе. Для снятия пробы на середину улавливающей постели накладывали палетку размерами 12×12 см (20×20 см). С очерченной площади шлиховой материал набирали скребками. Масса одной пробы составляла 1—1,5 кг.

Для исследования закономерностей осаждения золота по длине шлюза пробы снимали с четырех точек через 0,5 м с временными интервалами 12, 24, 48 и 84 ч. На участке с традиционной армировкой пробы отбирали с двух точек по длине с такими же временными интервалами. При этом в каждой точке отбирали две пробы: с коврика и трафарета отдельно. Содержание золота в пробе определялось пробирной плавкой.

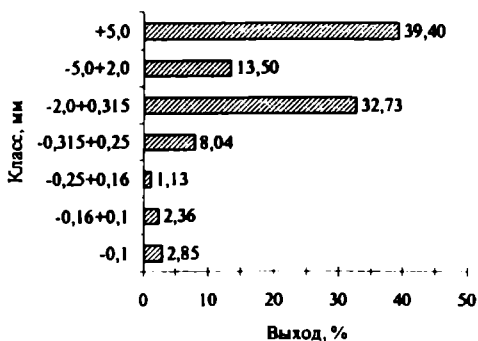


Рис. 4.14. Грансостав магнитного шлиха

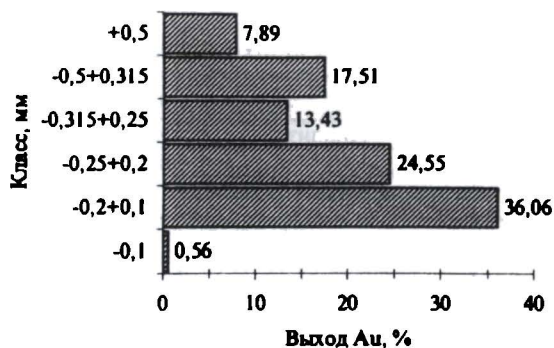


Рис. 4.15. Грансостав золота, извлеченного на промприборе ПГБ-75

### *Анализ шлихов и золота*

Содержание золота в хвостах промприбора, по фактически извлеченному на магнитном шлюзе, составило 76,9 мг/м<sup>3</sup>. Результаты ситового анализа золота, извлеченного на промприборе, приведены на рис. 4.15. Они показывают, что золото представлено в основном мелкими классами. Распределение золота по классам в шлиховом материале, снятом с магнитных шлюзов, приведено на рис. 4.16. Довольно высокое содержание золота наблюдается в классе +0,1–0,25. Грансостав и содержание золота в магнитном шлихе по результатам химических анализов показаны на рис. 4.17 и в табл. 4.7. Минералогическое изучение золотин под микроскопом свидетельствует, что золото полуокатанное (коэффициент окатанности 41 по шкале Пауэрса). Форма уплощенности золотин — чешуйчатая. Рельеф поверхности ровный с мелкой штриховкой. Встречаются золотины с наклепами гидроокислов железа и в сростке с кварцем. Минералогический состав шлихового комплекса представлен в порядке убывания количественного соотношения: ильменитом, лимонитом, лейкоксеном, куларитом, магнетитом, пиритом, гематитом, бадделейтом, касситеритом и др.



## Результаты анализа магнитных шлихов на содержание золота

Класс, мм	Выход, %	Содержание Au, г/т				Распределение Au, %
		Анализ		среднее по классу	от исходного	
		атомно-абсорбционный	прямой в растворе			
-0,1	6,08	205,0	230,0	217,5	13,22	14,71
-0,16+0,1	4,59	332,0	430,0	381,0	17,49	19,45
-0,25+0,16	3,38	504,0	575,0	539,5	18,24	20,28
-0,315+0,25	12,59	228,0	282,5	255,3	32,14	35,74
-0,4+0,315	5,06	73,5	92,5	83,0	4,2	4,67
-2+0,4	68,3	6,8	6,8	6,8	4,64	5,16
<i>Итого</i>	100				89,93	100

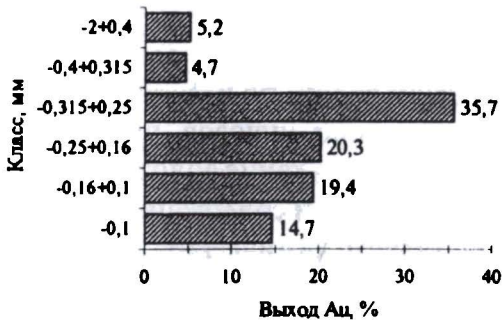


Рис. 4.16. Грансостав золота в магнитном шлихе

Изучение осаждения золота по длине шлюза проводилось по результатам пробирного анализа проб, снятых с четырех точек по длине шлюза с интервалом 0,5 м (рис. 4.18). Содержание золота по всей длине высокое.

С целью определения оптимальной периодичности съемки было исследовано содержание золота в шлиховом материале через разные временные интервалы. В связи с же-

стойкой схемой стыковки магнитных шлюзов и промприбора приняты следующие временные интервалы: 12, 24, 48 и 84 ч (рис. 4.19). Установлено, что содержание золота увеличивается пропорционально увеличению временного периода промывки. Это свидетельствует о том, что в рассмотренных временных интервалах насыщение улавливающей емкости постели не достигнуто.



Рис. 4.17. Изменение содержания золота по классам крупности магнитного шлиха

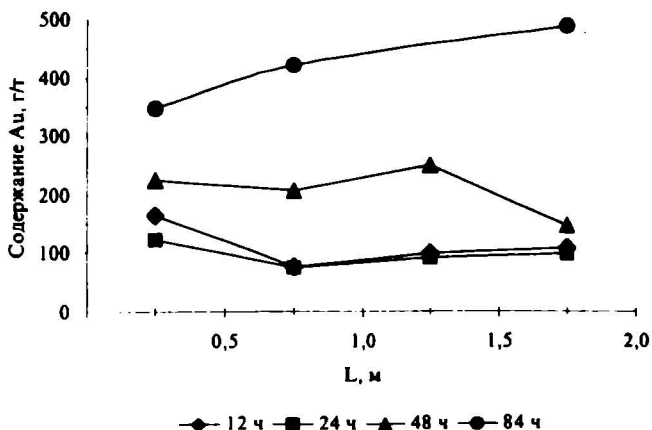


Рис. 4.18. Изменение содержания золота по длине шлюза

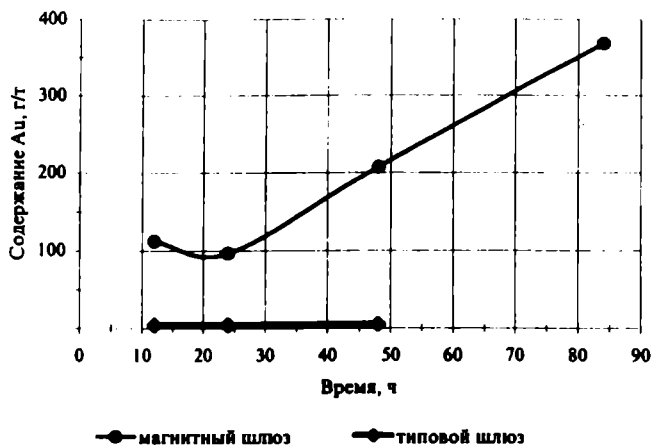


Рис. 4.19. Изменение содержания золота в шлюзах во времени

Для оценки содержания золота на улавливающем покрытии магнитного шлюза по сравнению со шлюзом мелкого наполнения с традиционной армировкой проводился сравнительный эксперимент с параллельной установкой на двух шлюзах с полезной площадью по 2 м<sup>2</sup>. Обыкновенный шлюз был армирован резиновыми ковриками и металлическими трафаретами лестничного типа. Размеры трафарета 690 × 700 мм, высота 40 мм, угол наклона планок 60°, расстояние между планками 50 мм. Результаты испытаний (см. рис. 4.19) свидетельствуют о неконкурентности шлюза с традиционной армировкой: содержание золота в нем соответствует 2,4—5,4 г/т, что на два порядка ниже содержания золота в концентрате магнитного шлюза. Сравнение кривых плотности распределения золота мелких классов в концентратах промприбора и магнитного шлюза показывает (рис. 4.20), что потери золота на промприборе преимущественно представлены классами -0,1 и +0,25 -0,4 мм. Возможно, они обусловлены малыми размерами первых и чешуйчатой формой последних.

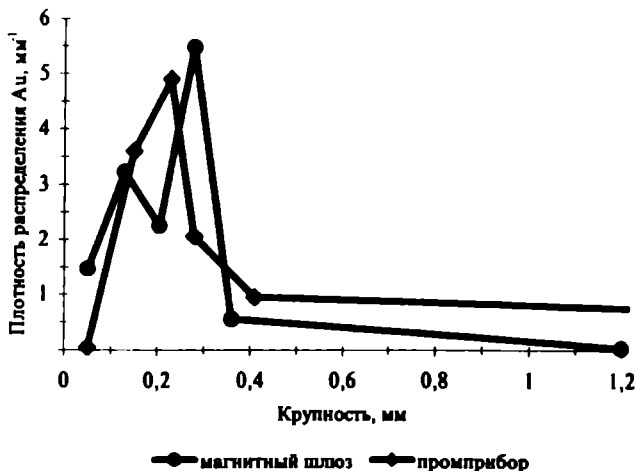


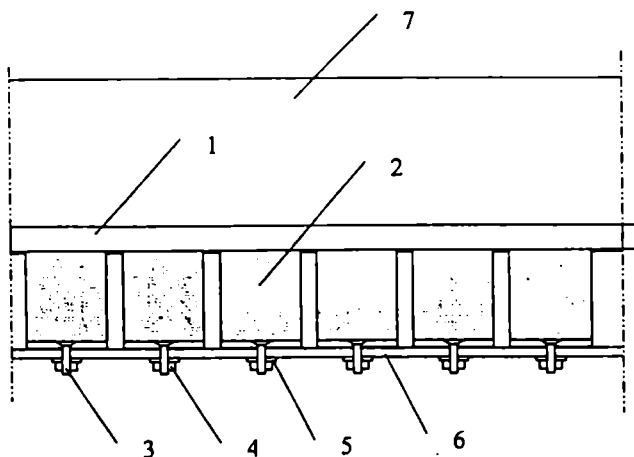
Рис. 4.20. Распределение по крупности золота мелких классов

### *Магнитная система с диамагнитной изоляцией*

Для повышения эффективности формирования улавливающего покрытия и снижения трудоемкости съемки накопленного концентрата был разработан вариант компоновки усиленной магнитной системы из сборных магнитных блоков. Магнитная система была изолирована от потока пульпы с помощью диамагнитной армированной изоляции. В качестве материала изоляции использовали резину, армированную синтетическими волокнами. Изоляция играла роль защиты от удара и абразивного износа. При выборе материала учитывали гидрофобные свойства резины и силу поверхностного трения. Принципиальная схема компоновки магнитной системы приведена на рис. 4.21.

Магнитные шлюзы были смонтированы за пределами шлюзов мелкого наполнения, хвосты которых являлись исходным питанием установки. Хвосты шлюзов поступали в классификатор КСН-20. Общая конструкция установки представляет собой 6 параллельных шлюзов длиной 3 м, шириной  $6 \times 0,72$  м. Полезная площадь улавливающей поверхности составила  $4,7 \text{ м}^2$ .

Съемка шлихов с установки производилась регулярно 2 раза в сутки с интервалом в 12 ч. Хвосты съемок на установку не поступали, так как по технологической схеме промприбора предусмотрено кольцевание при съемке на гидровашгерд. Выход шлихов с установки составил 151—202 кг за одну съемку. Шлих с установки без сокращения складировали в специальный контейнер вместимостью 1,2 м<sup>3</sup>. После наполнения полные контейнеры направлялись на ЗИФ. Всего с магнитных шлюзов за время опробования было накоплено 18 м<sup>3</sup> шлихового материала. Хроника съемки золота на промприборе ПГБ-75 приведена на рис. 4.5.



**Рис. 4.21.** Принципиальная схема компоновки магнитной системы:  
 1 — диамантный армированный изолятор; 2 — магнитный блок; 3 — болт;  
 4 — гайка; 5 — шайба; 6 — днище; 7 — стенка корпуса

### *Анализ шлихов и золота*

Для установления гранулометрического состава анализу подвергали шлиховой материал класса -3 мм, средняя на-

сыпная плотность которого составила  $1,76 \text{ г/см}^3$ . Результаты ситового анализа в виде гистограммы приведены на рис. 4.22. Для определения содержания магнитной фракции проведены анализы проб сухой магнитной сепарацией. Результаты анализов (табл. 4.8) показывают, что выход магнитной фракции небольшой, в среднем  $4,34 \%$ .

Золото в пределах месторождения мелкое и характеризуется следующим грансоставом:  $-10,0 +0,5 — 3 \%$ ;  $-0,5 +0,25 — 42,6 \%$ ;  $-0,25 — 54,4 \%$ .

Анализ грансостава золота песков по результатам опробования скважин четырех разведочных линий в районе добычного блока показал, что выход мелкого золота класса  $-0,25 \text{ мм}$  соответствует  $71,8 \%$  (табл. 4.9). Следует отметить, что низкая средняя масса золотинок класса  $-0,5 +0,25 \text{ мм}$ , по сравнению с золотинами класса  $-0,25 \text{ мм}$ , обусловлена чешуйчатой формой первых.

Грансостав золота, извлеченного на промприборе, был определен непосредственной ситовкой в ЗПК весового золота по итогам съемки за неделю. Выход золота по классу  $-0,5 \text{ мм}$  составил  $96,23 \%$  (табл. 4.10) и подтвердил прогнозы разведки по большому выходу мелкого золота:  $86,5 \%$ .

Результаты анализа содержания золота в магнитном шлихе по результатам пробирного анализа приведены в

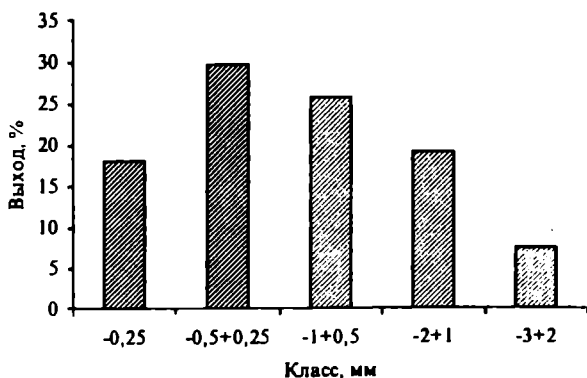


Рис. 4.22. Грансостав магнитного шлиха

табл. 4.11. Выход золота в классе  $-0,5$  мм составил 96,65 %. Золотины класса  $-0,5+0,25$  мм представлены исключительно чешуйчатым морфотипом. Сравнение характера распределения золота по крупности в исходных песках по данным эксплуатационной разведки и по ситовому анализу извлеченного в шлиховые концентраты золота промприбора и магнитного шлюза приведено на рис. 4.23. Основные потери приурочены к мелкому золоту ( $-0,25$  мм). Хвосты промприбора в исходном питании магнитного шлюза имели содержание золота  $15,45$  мг/м<sup>3</sup>.

Таблица 4.8

Соотношение магнитной и немагнитной фракций в магнитном шлихе

№ пробы	Масса фракции, г		Выход фракции, %	
	магнитная	немагнитная	магнитная	немагнитная
1	20	400	4,76	95,24
2	10	200	4,76	95,24
3	10	195	4,88	95,12
4	7	175	3,85	96,15
5	5	175	2,78	97,22
Среднее			4,34	95,66

Таблица 4.9

Грансостав золота по данным эксплуатационной разведки

Класс, мм	Масса, мг	Выход, %	Число золотин	Средняя масса, мг
+1,0	37	3,6	5	7,4
-1,0 +0,5	102	9,9	80	1,275
-0,5 +0,25	152	14,7	720	0,211
-0,25	743	71,8	3240	0,229
<i>Итого</i>	1034	100		

## Грансостав золота, извлеченного на промприборе

Класс, мм	Масса, г	Выход, %
+1,0	21,5	1,34
-1,0 +0,5	38,0	2,37
-0,5 +0,08	1543,5	96,23
-0,08	1,0	0,06
<i>Итого</i>	1604	100

Таблица 4.11

## Результаты анализа магнитного шлиха

Класс, мм	Масса, г	Выход, %	Содержание Au, г/т		Распределение Au, %
			в классе	от исходного	
-3 +2	1030	7,47	9,7	0,72	0,14
-2 +1	2645	19,18	13,8	2,65	0,51
-1 +0,5	3545	25,71	54	13,88	2,7
-0,5 +0,25	4087	29,64	750,1	222,31	43,2
-0,25	2483	18,01	1527,8	275,09	53,45
<i>Итого</i>	13 790	100		514,66	100

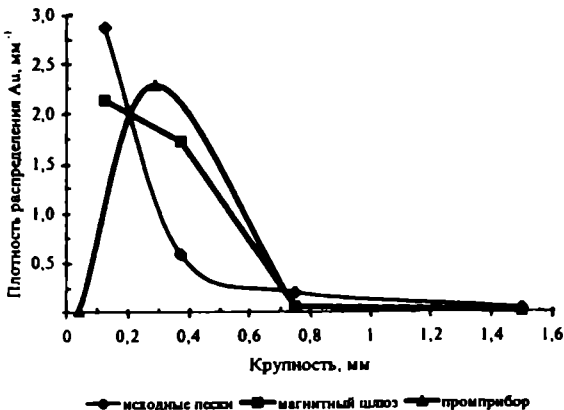


Рис. 4.23. Распределение золота по крупности



## Содержание золота в магнитном шлихе

№ пробы	Содержание Au, г/т	
	Пробирный анализ	Лотковое опробование
1	5,6	111,4
2	72,1	40,9
3	18,1	53,4
4	101,1	28,4
5	87,2	27,3
6	13,1	13,6
7	5,7	12,5
8	60,9	17,0
9	29,9	45,4
10	8,7	30,7
11	31,6	59,1
12	45,0	19,3
13	0	1,1
14	51,8	170,4
Среднее	37,9	45,1

Проведение пробирного анализа требует значительного времени, наличия квалифицированного персонала, специального оборудования и помещений. Поэтому для оценки возможности использования ручных лотков, для оперативного опробования и определения достоверности извлечения золота было проведено независимое опробование 14-ти контейнеров путем извлечения золота на лотках. Обработка проб на лотках проводилась в два этапа: грубая концентрация на большом лотке до серого шлиха, затем отбивка серого шлиха на доводочном лотке маленького размера. При этом из серого шлиха ручным магнитом удалялась магнитная фракция, которая отдельно отбивалась на доводочном лотке. Результаты эксперимента приведены в табл. 4.12. Разброс содержания золота, возможно, обусловлен неравномерностью распределения золота

по объему контейнера (1,2 м<sup>3</sup>). Вызывает интерес завышение содержания золота при лотковом опробовании, хотя теоретически оно ожидалось при пробирном анализе. В целом, несмотря на значительный разброс, значения средних содержаний золота при пробирном анализе и лотковом опробовании близки. Это позволяет использовать лотковое опробование для приближенного прогноза по совокупности проб.

Таким образом, магнитные шлихи имеют относительно высокое содержание золота. Анализ грансостава извлеченного и потерянного золота подтверждает возможность значительных потерь золота в мелких классах с эфельными хвостами промприбора. При этом выход магнитной фракции в исходном материале может иметь значительное влияние на эффективность извлечения золота на магнитном шлюзе.

### **4.3. ОПРБОВАНИЕ ОТСАДОЧНОГО ПРОМПРИБОРА**

Отсадочная технология обогащения, несмотря на значительное преимущество по извлечению мелкого золота перед шлюзовой технологией, в отечественной практике пока не нашла широкого применения в переставных промывно-обогащительных установках. Серийно выпускаемые промприборы ПКБО-100 (конвейерно-бочечный с обогащением на отсадочных машинах МОД-3М) предназначены для промывки и обогащения россыпного олова.

С другой стороны, благодаря достаточно высоким показателям извлечения золота отсадочная технология нашла широкое применение на драгах:

- в 1985 г. внедрена на 250-литровой драге развитая отсадочная технология (раздельное обогащение песковой и илистой фракции) [141];

- в 1987 г. внедрена отсадочная технология на береговой обогащительной фабрике комбината «Алданзолото», позволившая увеличить извлечение золота фракции +0,25–0,1 мм на 80—85 %;

- в 1989 г. внедрена отсадочная технология на 250-литровой драге, позволившая повысить извлечение золота на 16—23 % [139];

- в 1990 г. в комбинате «Алданзолото» на отсадочную технологию переведены 6 драг с черпаками емкостью 80, 150, 250 и 380 л.

Обзор зарубежных источников также показывает широкое использование отсадочных машин различных типов в схеме обогащения передвижных промывочных установок.

Таблица 4.13

Показатели извлечения золота на шлюзовых промприборах [247], %

Шлюзовые промприборы	Класс, мм	
	-0,5 +0,2	-0,2
МПД-4	70,7	58,7
ПКС-1-700, ПКС-1-1200	85	60
ПКБ-1-1000	67	43,8
Землесосные установки с двухстадиальной схемой обогащения	74,5	51
ПГШ	70	40

Таблица 4.14

Экспериментальные данные по извлечению мелкого золота на обогатительных аппаратах [172], %

Аппарат	Класс крупности, мм		
	-0,25 +0,1	-0,1 +0,05	-0,05
Шлюз	51	4	—
Отсадочная машина	76	48	18
Концентратор «Орокон»	80	38	12

Экспериментальные данные, приведенные в табл. 4.13 и 4.14 [172, 247], показывают очевидные преимущества извлечения мелкого золота на отсадочных машинах.

Замена шлюзовой технологии обогащения на отсадочную позволила увеличить извлечение золота на 10—30 %

при промышленной эксплуатации драг за счет более полного улавливания золота мелких классов ( $-0,25$  мм) [141].

### *Схема обогащения на промприборе*

Первичное грохочение песков для удаления крупной гали производится на гидровашгерде ВГ-1000 с размером перфорации 100 мм. Отгрохоченный материал на прибор подается землесосной установкой типа ГРАТ-700-40-3-1,6 (напор — 40 м, производительность — 700 м<sup>3</sup>/ч). Привод установки — электродвигатель асинхронный с рабочими параметрами: мощность — 400 кВт; КПД — 94,2; частота вращения — 1000 об/мин; питание — 6000 В и 48 А. От землесосной установки пульпа проходит через колонковый сгуститель и попадает в струйный дезинтегратор, который оборудован неподвижным грохотом для разделения пульпы с перфорацией 10 мм. После дезинтеграции пески подвергаются грохочению на щелевых грохотах. Нижний продукт ( $-10$  мм) попадает в пирамидальный отстойник — эфелесборник. Верхний продукт проходит дополнительную дезинтеграцию и грохочение на барабанном грохоте с перфорацией 10 мм. Крупная фракция выводится стакером в отвал, мелкая — попадает в эфелесборник. Пески в эфелесборнике сгущают и направляют на основную отсадку, производимую на четырех отсадочных машинах типа МОД-3М1 и «Труд-3». Концентрат с накопительного бункера песковым насосом подается через гидроциклон на перечистную отсадку, которая производится на отсадочной машине МОД-2М1. Производительность промприбора по пескам — 75,0 м<sup>3</sup>/ч. Грансостав песка: +100 мм — 10%; +3 -100 мм — 27%; -3 мм — 63,0%. Технологические показатели обогащения песков приведены ниже и в табл. 4.15.

Концентрат перечистой отсадочной машины поступает на основную концентрацию на столе. Промпродукт и хвосты — на перечистой концентрационный стол. Концентраты основного и перечистного столов гидрозелеватором подаются в специальный бункер для последующей переработки в ШОУ.

Принципиальная технологическая схема обогащения и карта отбросования приведены на рис. 4.24.

### Технологические показатели обогащения песков

Эффективность грохочения, %:	
в струйном дезинтеграторе .....	30,0
в барабанном грохоте.....	95,0
Выход концентрата, %:	
основная отсадка .....	15,0
перечистная отсадка .....	15,0
на СКО-7,5 .....	1,0—3,0
Выход твердого в сливе сгустителей, % .....	3,0
Извлечение золота, % .....	79,8
Общие потери золота, % .....	20,2
В том числе, %:	
с галей .....	3,0
со сливом .....	5,8
с хвостами основной отсадки .....	7,8
с хвостами перечистой отсадки .....	1,6
с хвостами концентрационного стола .....	2,0

Таблица 4.15

### Режим работы отсадочных машин

Технологические параметры	Операции отсадки	
	основная	перечистная
Производительность, м <sup>3</sup> /ч·м <sup>2</sup>	6—8	4—6
Расход воды, м <sup>3</sup> /ч·м <sup>2</sup>	3,5—4,5	4,5—5,0
Ход диафрагмы, мм	16—22	8—12
Толщина постели, мм	30—40	40—60
Выход концентрата, %	15—20	10—15

### Показатели режима работы концентрационного стола СКО-7,5

Производительность, т/ч .....	1,0—7,0
Амплитуда качаний деки, мм .....	10—20
Расход смывной воды, л/ч .....	20—30
Число качаний деки, мин <sup>-1</sup> .....	230—300
Угол поперечного наклона, град .....	5—7

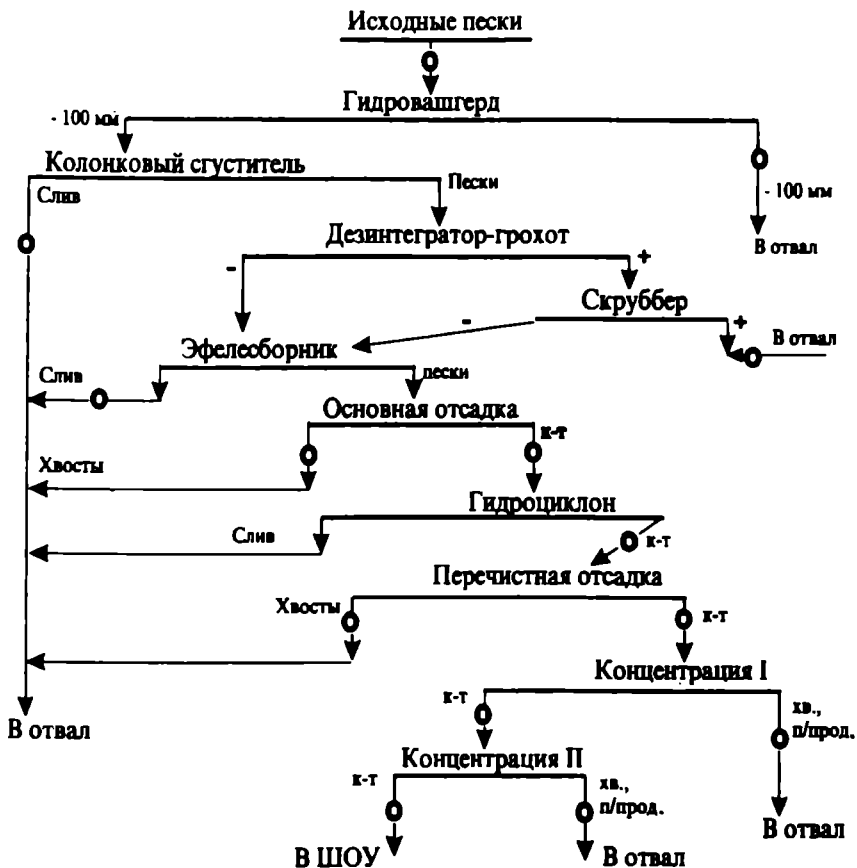


Рис. 4.24. Принципиальная технологическая схема обогащения и карта технологического опробования (○ — точки отбора проб и замеров)

### *Анализ результатов опробования*

Плотность исходных песков составила  $2,7 \text{ г/см}^3$ , насыпная плотность —  $1,8 \text{ г/см}^3$ . Среднее содержание золота в исходных песках выемочного блока —  $0,209 \text{ г/м}^3$ . Результаты ситового анализа исходных песков, приведенные на рис. 4.25, свидетельствуют о повышенном выходе илистой глинистой фракции:  $-0,071 \text{ мм}$  —  $41,4 \%$ . Анализ грануло-

метрического состава золота в исходных песках (рис. 4.26) показывает, что содержание мелких классов золота ( $-0,2$  мм) составляет 19,1 % в общей структуре. Установлен значительный выход золота (70,9 %) крупностью  $-0,63 +0,2$  мм. Золотины этого класса представлены преимущественно пластинчато-чешуйчатым морфотипом. Содержание золота в эфельных хвостах промприбора составляет 43,0 мг/м<sup>3</sup>.

Полученные анализы проб, отобранных согласно принятой карте технологического опробования, легли в основу проведения расчетов схем водно-шламового и качественно-количественного балансов (рис. 4.27 и 4.28). Результаты ситового анализа исходных песков и продуктов обогащения, грансостав золота в исходных песках и продуктах обогащения даны в табл. 4.16 и 4.17. Хроника съемки золота на промприборе в период проведения опробования приведена на рис. 4.29. Анализ золота по фракциям показал, что извлечение золота класса  $+0,2$  мм составило 87 %, класса  $-0,2$  мм — 60,5 %. Сквозное извлечение золота в концентрат составило 81,3 %.

Основные потери золота в размере 8,9 % относятся к хвостам отсадочных машин основной отсадки. Причем значительную долю занимает золото класса  $-0,16$  мм (56,3 %). Возможной причиной этих потерь, судя по расчету водно-шламовой схемы, является значительное обводнение питания (Т : Ж — 1 : 30). Другими возможными причинами потерь могут быть колебания нагрузки по питанию, неравномерное распределение питания и незначительный выход концентрата — 4,7 %. Потери золота в схеме доводки концентратов отсадочных машин составили: слив гидроциклона — 4,3 %, перечистная отсадка — 2,2 %, концентрация на столах — 3 %.

Снижения потерь в хвостах основных отсадочных машин можно было добиться путем предварительного обезвоживания питания. Это позволяет значительно повысить

выход концентрата и улучшить технологический режим обогащения. Дальнейшее улучшение технологического режима возможно при организации работы основных отсадочных машин в режиме грохочения с выходом концентрата не менее 10 % и обеспечении гашения пульсирующей работы землесоса.

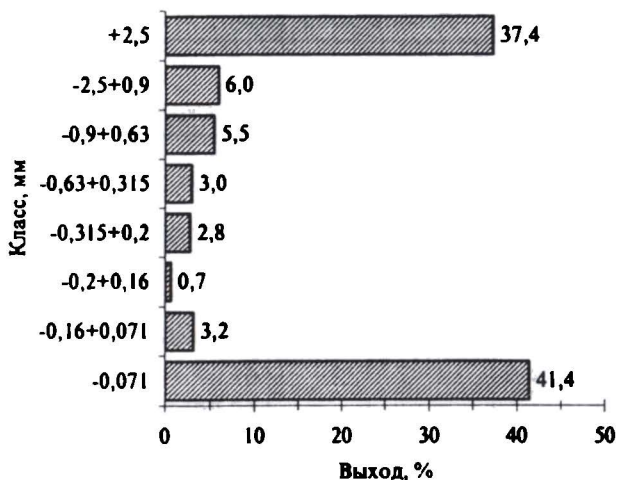


Рис. 4.25. Грансостав исходных песков

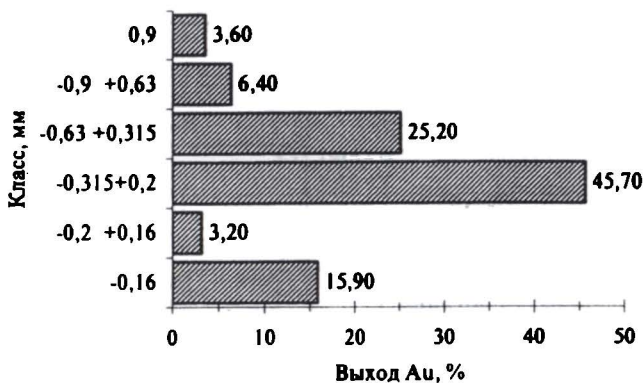


Рис. 4.26. Грансостав золота по месторождению



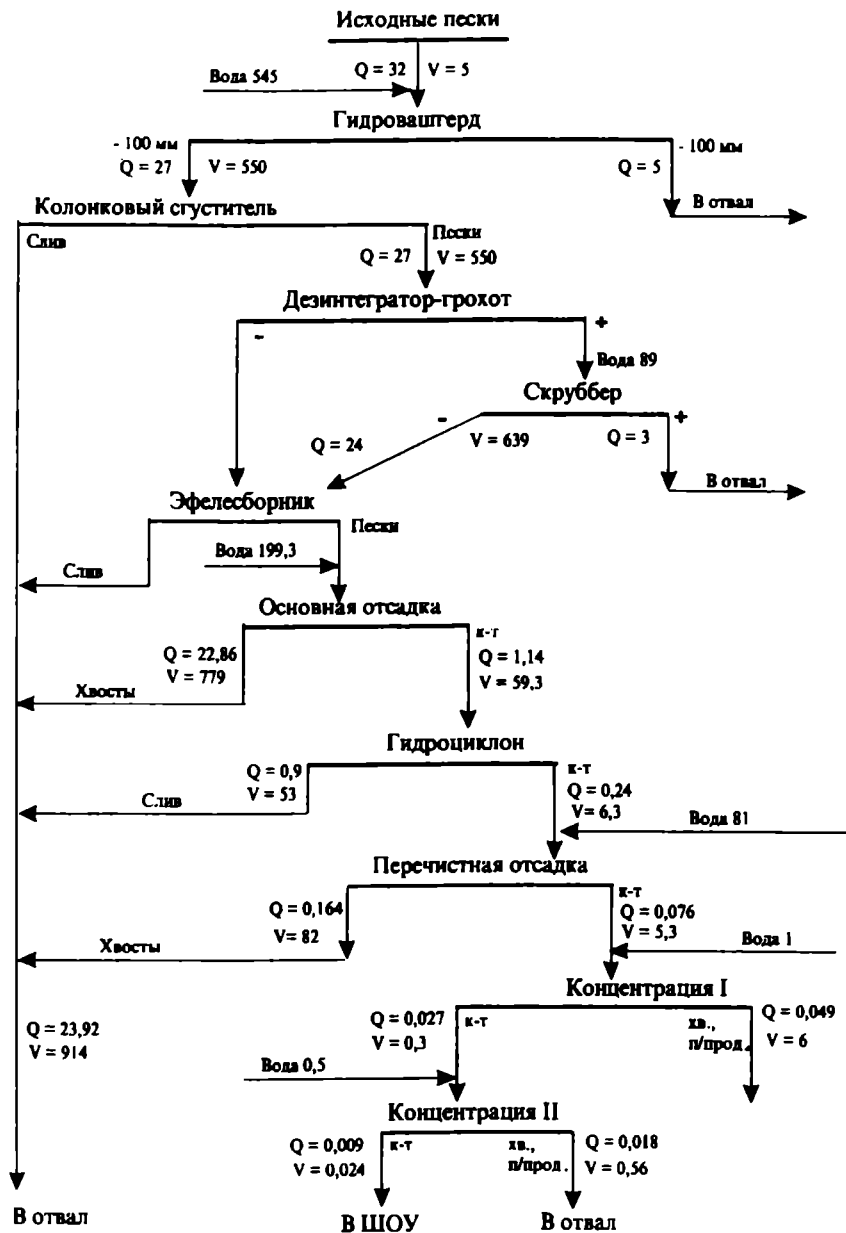
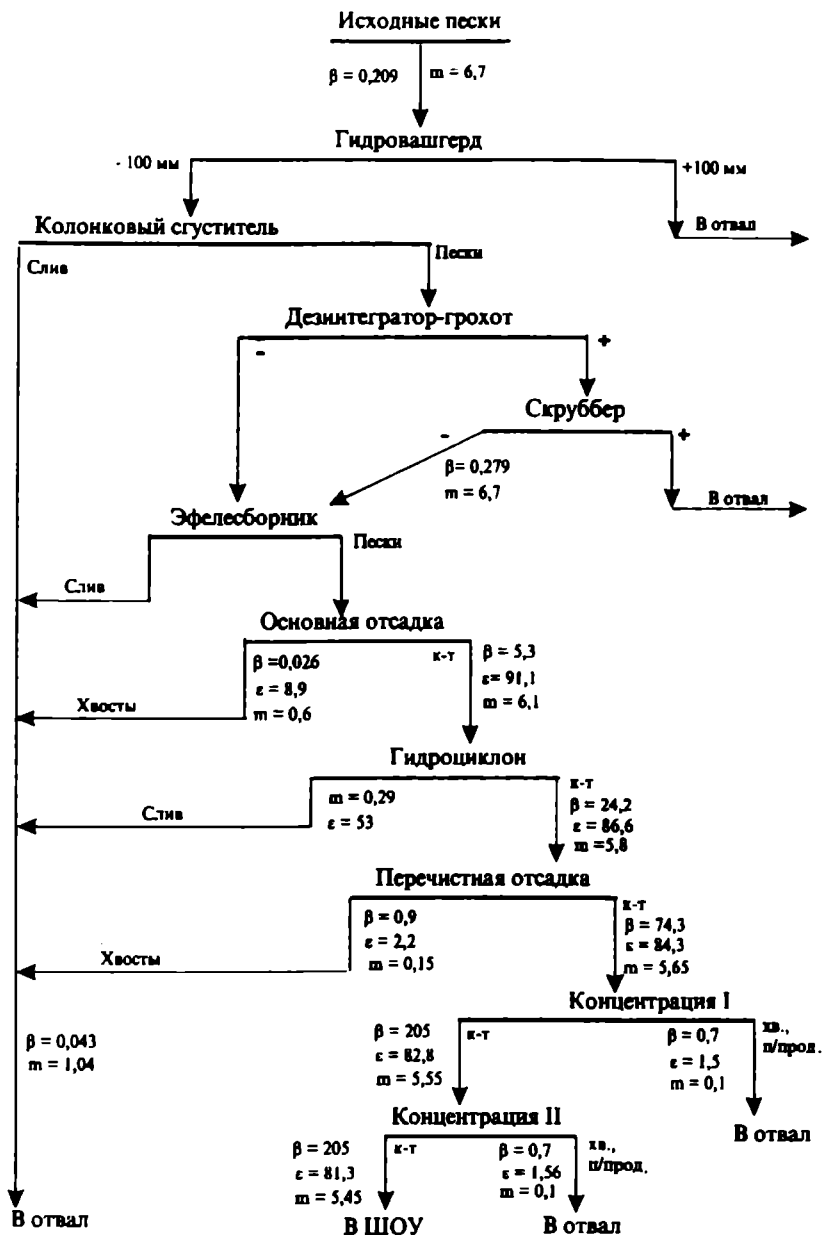


Рис. 4.27. Водно-шламовая схема промприбора:

$Q$  — объем песчано-глинистых пород,  $\text{м}^3/\text{ч}$ ;  $V$  — расход воды,  $\text{м}^3/\text{ч}$



**Рис. 4.28.** Качественно-количественная схема промприбора:

$\beta$  — содержание золота, г/м<sup>3</sup>;  $\epsilon$  — извлечение, %;  $m$  — масса золота, усл. ед.

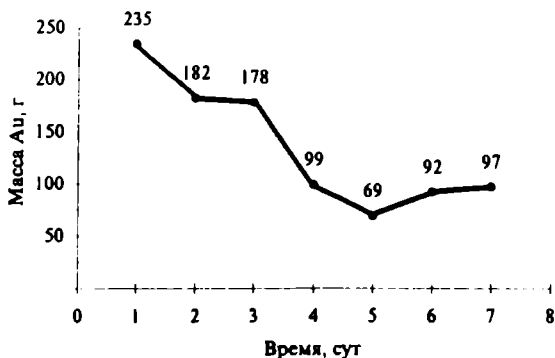


Рис. 4.29. Хроника съёмки золота на промприборе

Таблица 4.16

**Грансостав исходных песков и продуктов обогащения отсадочного промприбора, %**

Продукты обогащения	Класс, мм				
	+0,63	+0,315	+0,2	+0,16	-0,16
Исходные пески	48,9	3,0	2,8	0,7	44,6
Концентрат основной отсадки	22,3	30,1	20,0	9,4	18,2
Хвосты основной отсадки	33,0	2,7	2,9	5,1	56,3
Пески гидроциклона	24,8	25,5	32,1	5,8	11,8
Концентрат перечистой отсадки	6,9	11,9	56,1	10,0	15,1
Хвосты перечистой отсадки	33,1	31,9	20,9	3,8	10,3
Концентрат основного стола	0,5	0,1	46,9	16,4	36,1
Хвосты основного стола	10,5	18,6	61,4	6,4	3,1
Концентрат перечистного стола	0,1	0,1	65,2	13,0	21,6
Хвосты перечистного стола	0,4	8,2	80,7	5,1	4,6

***Опробование хвостов на магнитных шлюзах***

Магнитные шлюзы были установлены на выходе пульповода эфельных хвостов. Пульповод был дополнительно снабжен шиберной системой для заглушения подачи пульпы на колоду магнитных шлюзов и системой отвода ее по запасной трубе. Общий вид магнитных шлюзов показан

на рис. 4.30, а схема отбора проб на шлюзах — на рис. 4.31. Для исследованной конструкции емкость по концентрату составила 250 л.

Таблица 4.17

Грансостав золота в исходных песках и продуктах обогащения отсадочного промприбора, %

Продукты обогащения	Класс, мм				
	+0,63	+0,315	+0,2	+0,16	-0,16
Исходные пески	10,0	25,2	45,7	3,2	15,9
Концентрат основной отсадки	6,3	26,2	49,0	3,1	15,2
Хвосты основной отсадки	47,4	15,3	12,5	3,6	21,2
Пески гидроциклона	6,7	27,6	50,2	1,7	13,8
Концентрат перечистой отсадки	6,7	28,1	51,3	0,9	12,9
Хвосты перечистой отсадки	5,4	7,7	4,4	32,7	49,8
Концентрат основного стола	6,8	28,1	51,2	0,9	13,0
Хвосты основного стола	5,1	31,9	56,6	1,8	4,6
Концентрат перечистного стола	—	—	86,0	0,8	13,2
Хвосты перечистного стола	—	19,8	49,0	3,2	28,0

Концентрат магнитного шлюза имел плотность 3,6—3,9 г/см<sup>3</sup> (насыпную плотность — 2,1—2,3 г/см<sup>3</sup>). Вещественный состав представлен смесью магнитных и слабомагнитных минералов с примесью тяжелых немагнитных минералов и кварца. Золото в концентратах содержится в виде частиц свободного золота с преобладанием мелких фракций. Магнитная фракция в шлихе составляет 34,0—84,1 % от всей массы. Вещественный состав в среднем до 58,2 % представлен магнетитом. Кроме магнетита, в меньшем количестве присутствует гематит. Слабомагнитная фракция содержит в основном ильменит — до 45,6 кг/т. Наряду с ним в порядке убывания содержания присутствуют лимонит, пирит, гематит, гранат, монацит и др. В немагнитной фракции тяжелые минералы представлены рутилом и цирконом.

Грансостав искусственной магнитной постели при ее стихийном формировании за счет естественных минералов россыпи изменяется во времени и по длине шлюза следующим образом. Относительно спокойно ведут себя частицы средней крупности, имея стабильное во времени равномерное распределение по всей длине шлюза (рис. 4.32). Мелкий класс крупностью  $-0,16$  мм имеет нестабильный выход только в первые сутки (рис. 4.33). Начиная с третьих суток доля этого класса стабильна во времени и равномерна по длине шлюза. Наиболее нестабильна доля крупного класса магнитного шлиха (рис. 4.34). Она обусловлена в первую очередь более слабыми магнитными силами притяжения частиц и их крупностью.

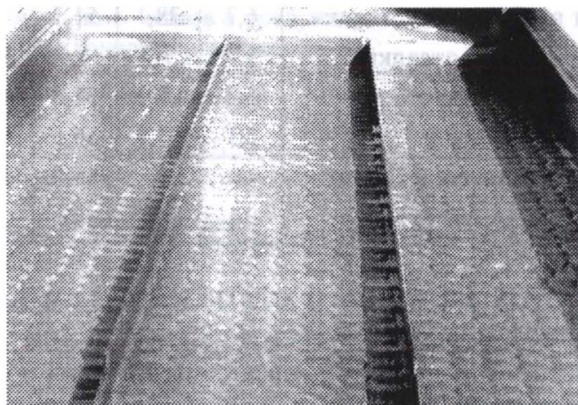


Рис. 4.30. Общий вид на колоду магнитных шлюзов

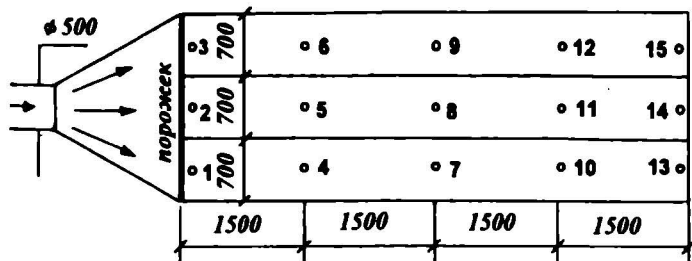


Рис. 4.31. Схема отбора проб на шлюзах

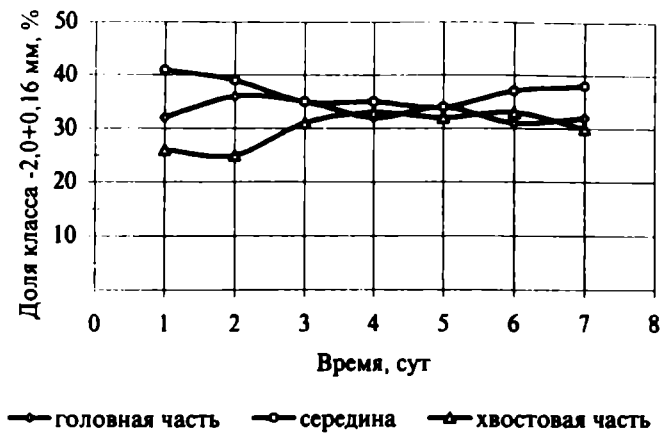


Рис. 4.32. Изменение доли класса  $-2,0+0,16$  мм в магнитном шлихе по участкам шлюза

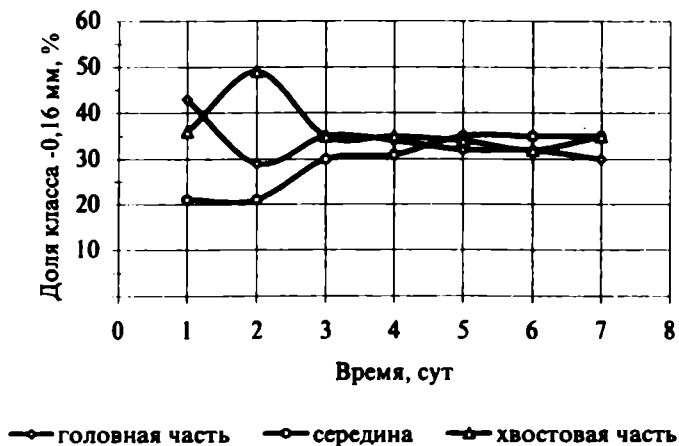


Рис. 4.33. Изменение доли класса  $-0,16$  мм в магнитном шлихе по участкам шлюза

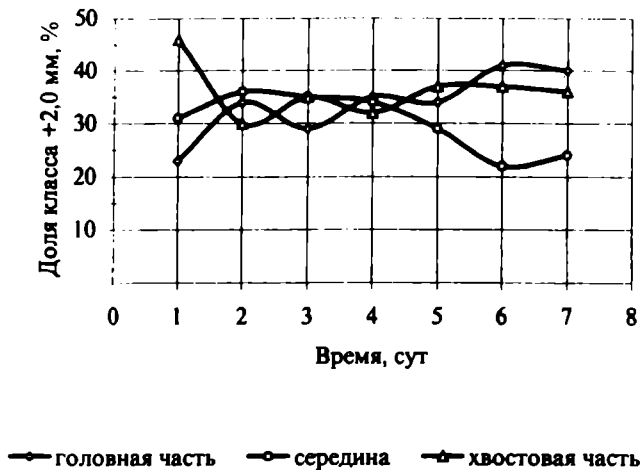


Рис. 4.34. Изменение доли класса +2,0 мм в магнитном шлите по участкам шлюза

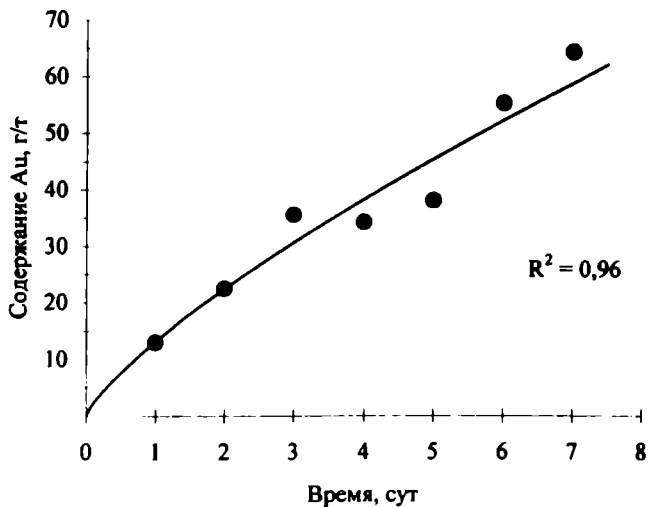


Рис. 4.35. Динамика содержания золота на магнитном шлюзе

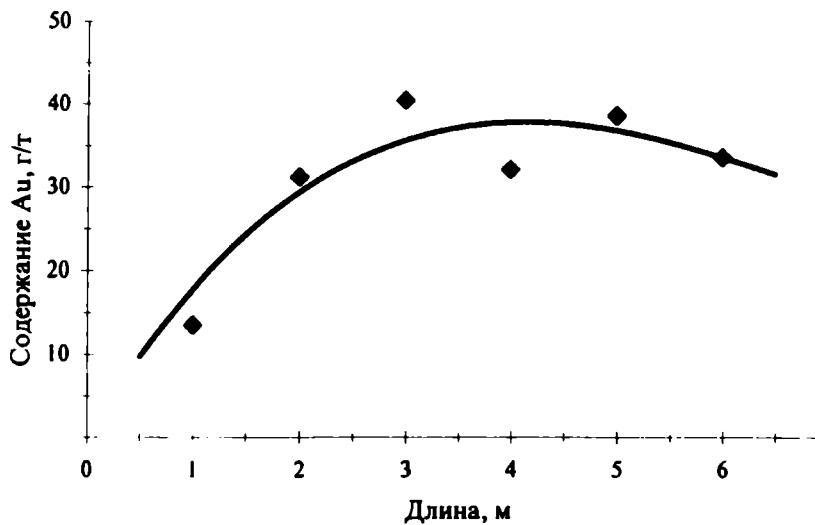


Рис. 4.36. Изменение содержания золота по длине магнитного шлюза



Рис. 4.37. Изменение доли золота класса  $-0,16$  мм по участкам магнитного шлюза



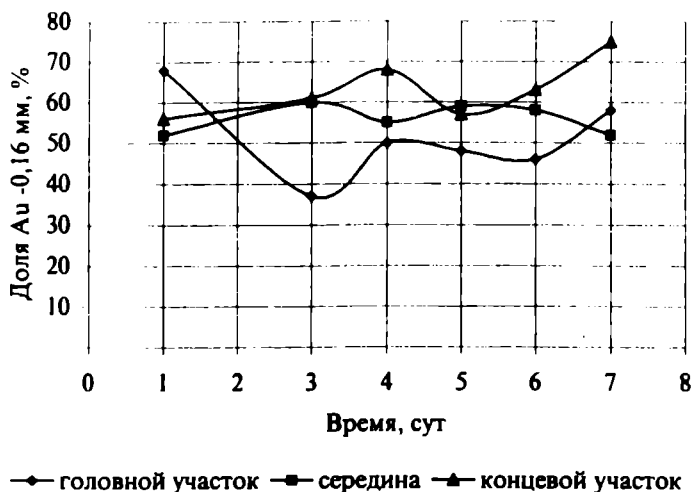


Рис. 4.38. Колебания доли золота класса  $-0,16$  мм во времени

Результаты анализа концентрата показали, что среднее содержание свободного золота составляет  $30$  г/т. Колебания содержания на различных участках шлюза имеют размах от  $10$  до  $80$  г/т. Средняя степень концентрации золота при его содержании в исходном питании шлюза  $43$  мг/м<sup>3</sup> составила  $1200$ , а степень сокращения исходного продукта достигла более  $8000$  раз. Золото представлено исключительно мелкими классами. Более того,  $40$ —  $60$  % из них — частицами крупностью менее  $0,16$  мм.

Накопление золота в искусственной улавливающей постели магнитного шлюза во времени происходит прямо пропорционально продолжительности работы шлюза (рис. 4.35). Предел насыщения емкости магнитной постели не был достигнут, что свидетельствует о ее большой улавливающей емкости. Распределение содержания золота по длине шлюза, усредненное по результатам съемок за неделю, приведено на рис. 4.36. Относительно низкое содержание в начале обусловлено неустановившимся режимом потока пульпы за местом боя. Неизменный уровень содержания по длине шлюза указывает на равномерное осаждение золота

по всей его длине независимо от продолжительности цикла накопления. Вместе с тем отслеживается слабая тенденция роста количества золота мелкой фракции по длине шлюза: доля класса  $-0,16$  мм в головной части 51,2 %, в средней — 56,0 % и в хвостовой — 63,3 % (рис. 4.37). Колебания доли золота этого класса во времени приведены на рис. 4.38.

Таким образом, анализ технологического режима обогащения на отсадочном промприборе, проведенный по результатам комплексного опробования, показал следующее.

1. Возможными технологическими причинами потерь являются значительное обводнение схемы, колебания нагрузки по питанию, неравномерное распределение питания по отсадочным машинам и незначительный выход концентрата. Большие потери золота связаны с нарушениями технологического режима на основных отсадочных машинах и составляют 8,9 %.

2. Значительная доля мелкого золота ( $-0,2$  мм — 19,1 %) и уплощенная форма золотин в классе крупности  $-0,6 + 0,2$  мм при количестве 70,9 % от общей массы создают предпосылки для повышенных потерь золота.

3. Для снижения потерь золота необходимо установить качественное питание основных отсадочных машин (обезвоживание, наладка их работы в режиме грохочения и устранение пульсирующей нагрузки по исходному питанию и др.).

#### **4.4. ЭФЕЛЬНЫЕ ХВОСТЫ ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКИ**

Схема обогащения золотоносных песков на фабрике представляет собой гравитационное обогащение на отсадочных машинах. Пески перед подачей на основную отсадку проходят через дражную бочку. Основная отсадка осуществляется на отсадочных машинах МОД-3, пересортичная — на МОД-2. Концентрат пересортичной отсадки сокращается на месте на концентрационном столе. Ниже

приведены основные технологические показатели обогащения по состоянию на период опробования.

#### **Основные технологические показатели обогащения**

Содержание золота, мг/м <sup>3</sup> .....	451,0
Извлечение, % .....	85,2
Технологические потери, % .....	14,8
В том числе, %:	
с галей .....	3,6
с эфелями .....	11,2

Хвосты фабрики транспортируются землесосом типа ЗГМ-2М по пульповоду диаметром 500 мм и длиной 1 км на хвостохранилище. Общий объем пульпы — 2 тыс. м<sup>3</sup>/сут, максимальная крупность твердых частиц в пульпе — 20 мм, отношение твердого к жидкому (Т:Ж) — 1:10, 1:30.

Достигнутый уровень извлечения современных обогатительных установок на фабрике не в состоянии обеспечить эффективное извлечение мелкого, тонкого и связанного золота. Основная причина — превышение пределов применимости методов гравитационного обогащения, поскольку повышенное значение доли мелкого и связанного золота в россыпи существенно снижает эффект сепарации по плотности.

#### ***Краткие сведения о месторождении***

Месторождение расположено в Центральном-Алданском золотоносном районе. Геолого-промышленный тип месторождения — аллювиальная погребенная россыпь с труднообогатимыми глинистыми песками со значительным выходом мелкого золота.

Литологический состав вмещающих горных пород по месторождению приведен в табл. 4.18. По верхнему участку россыпи среднее содержание глинистых фракций составляет 33,5 %. Сильноглинистые породы приурочены в основном к нижним горизонтам месторождения. Глини-

стые минералы по совокупным результатам различных анализов в целом по россыпи диагностируются как гидрослюды с примесью каолинита и галлуазита. По обогатимости пески древней россыпи относятся к труднопромывистым вследствие большого количества и относительно большой вязкости глинистой фракции.

Таблица 4.18

Литологический состав вмещающих горных пород

№ п/п	Горные породы	Выход, %
1	Щебень, галечник	6,8
2	Песок	14,9
3	Глинистый песок	21,7
4	Суглинок	30,0
5	Глина	26,6
	<i>Всего</i>	100

Шлиховые минералы представлены главным образом магнетитом, рыхлыми гидроокислами железа и гематитом. Содержание шлихового комплекса составляет 15—30 кг / м<sup>3</sup>. Минеральный состав песков крупностью 0,074—0,25 мм и иловой фракции показан в табл. 4.19, 4.20. Грансостав песков россыпи приведен в табл. 4.21.

На месторождении выявлены три морфологических типа золота с пробностью 902,7; 945 и 974,5. Основная часть золотинок имеет форму тонких листовидных пластинок, реже встречаются формы утолщенных палочек, брусочков. Края золотинок неровные. Поверхность их бугорчатая, пористая или губчатая. В общей массе шлиха встречаются сростки золота с мелкими обломками кварца и точечными включениями в обломках бурого железняка. Грансостав золота россыпи показан в табл. 4.22. Связанное золото присутствует во всех классах.

Таблица 4.19

## Минеральный состав песков по классам крупности, %

Горные породы	Класс, мм		
	+0,15 -0,25	+0,1 -0,15	+0,74 -0,1
Кварц, полевые шпаты, карбонаты	92,5	88,5	87,6
Магнетит	1,3	4,3	6,2
Ильменит	0,5	1,2	0,2
Биотит	0,6	0,6	0,2
Пироксены, амфиболы	3,3	4,7	4,7
Сфен	0,8	0,3	0,2
Касситерит	0,1	0,3	0,3
Гранат	0,2	0,3	0,3
Прочие минералы	0,6	0,4	0,9

Таблица 4.20

## Распределение по крупности минералов иловой фракции, %

Класс, мкм	Карбонаты	Кварц	Гидроокислы железа	Глинистые минералы	Акцессорные минералы
+44 -74	5,5	36,8	11,5	45,5	0,7
+20 -44	6,0	41,0	15,0	37,9	0,1
+10 -20	9,0	38,4	22,0	30,5	0,1
-10	15,0	20,0	15,0	50,0	—

Таблица 4.21

## Грансостав песков россыпи, %

Класс, мм	Годы опробования (Иргиредмет)			
	1966	1967	1968	1969
+150	32,2	8,0	20,0	2,6
+8 -150	4,2	22,5	18,4	8,7
+1 -8	14,0	12,1	15,9	6,4
+0,05 -1	26,7	31,6	20,8	10,9
-0,05	22,9	25,8	24,9	71,4

Наибольшее его количество находится в классах крупнее 0,5 и мельче 0,02 мм, в первичных породах и в ассоциации с гидроокислами железа. По данным Б.Р. Шпунта [101], количество золота в гидроокислах железа составляет 18 %, а в глинистой фракции — 68 %. А.А. Ким [98] указывает на присутствие в значительных количествах (до 70 %) проявлений хрупких новообразований гипергенного золота. Они описаны как тонкие сростания мельчайших (0,001—0,005 мм) частичек самородного золота округлой и нитевидной форм с гидроокислами железа.

### *Магнитные шлюзы*

Для опробования фабрики с магнитными шлюзами был рассмотрен и реализован следующий вариант. Магнитные шлюзы устанавливаются на конце пульповода для сброса хвостов. Хвосты магнитных шлюзов сбрасываются самотеком на хвостохранилище фабрики. Съёмка магнитного шлиха производится непрерывно по разгрузочному желобу в зумпф насосов ПБ-63/22,5. Из зумпфа шлихи транспортируются насосами в спецотвал, где подвергаются естественному обезвоживанию.

Таблица 4.22

### Грансостав золота

Класс, мм	Выход Au, %	
	по данным [95]	по данным ГОКа «Алданзолото»
+1	28,5	0,3
+0,5 – 1,0	10,2	12,0
+0,25 – 0,5	15,6	28,0
+0,15 – 0,25	14,1	25,5
+0,10 – 0,15	7,5	3,6
+0,074 – 0,10	4,6	3,2
+0,05 – 0,074	4,6	3,0
+0,02 – 0,05	5,8	2,8
– 0,02	9,1	21,6
<i>Итого</i>	100	100

Для извлечения «головки» предусматривался вариант с узлом сокращения. С помощью пескового насоса пульпа подавалась на грохот с ячейками 2 мм, с которого надрешетный продукт попадал в головную часть магнитных шлюзов. Подрешетный продукт направлялся на доводочный шлюз, хвосты которого самотеком транспортировались в спецотвал. Гравиконцентрат доводочного шлюза собирали в ручные контейнеры и направляли на доводку в ШОФ. Площадка для складирования шлихов была выполнена с уклоном  $3^\circ$  к хвостохранилищу с понижением отметок по периметру, для исключения разлива жидкости, поступающей со шлихами.

Общий вид на установку приведен на рис. 4.39. Для равномерного распределения пульпы по шлюзам был изготовлен приемный лоток длиной 3 м и шириной на входе 1 м. Хвостовой отсек колоды имел аналогичные размеры и был снабжен желобом длиной 3 м для отвода места боя от подсыпки шлюзовой колоды. Желоб был разделен на две равные секции вдоль продольной оси вертикальной направляющей пластиной. Поверхность приемного лотка покрывалась износостойкой армированной резиной.

Магнитные шлюзы были изготовлены из листовой стали 10 мм и профильной стали (угольники)  $100 \times 100$  мм. Размеры шлюзовой колоды: длина — 6 м, общая ширина — 4,08 м. Высота борта шлюза — 0,3 м. Общая улавливающая площадь —  $24 \text{ м}^2$ . На рис. 4.40 показан магнитный шлюз на стадии монтажа. Шлюзовая колода устанавливалась на подпорных кострах (колодах) из лафета с уклоном 0,10. Подпорные конструкции скрепляли скобами и болтами, а затем осуществляли забутовку песчано-гравийной смесью. К разгрузочному желобу через вентиль поступала вода для смыва концентрата. Для регулирования объема подачи на шлюзовую колоду пульпу подавали через задвижку с электрическим приводом.

эфельные хвосты фабрики

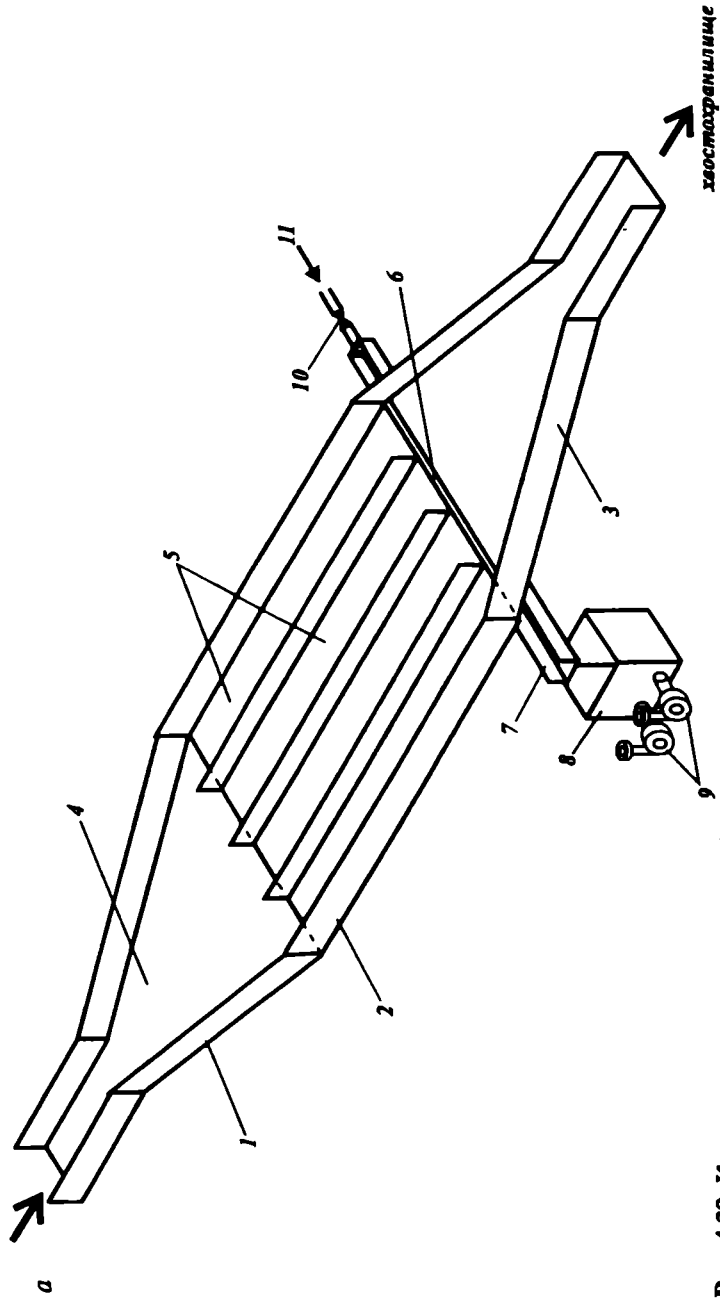


Рис. 4.39. Коллода магнитных шлюзов (а):

6, в и г — вид соответственно сбоку, сверху и спереди; 1 — приемный лоток; 2 — шлюзовой отсек; 3 — хвостовой отсек; 4 — резиновая футеровка; 5 — магнитная армировка; 6 — магнитная армировка; 7 — разгрузочный узел; 8 — разгрузочный лоток для концентрата; 9 — бункер; 10 — песковые насосы; 11 — вентиль; 11 — труба для подачи воды



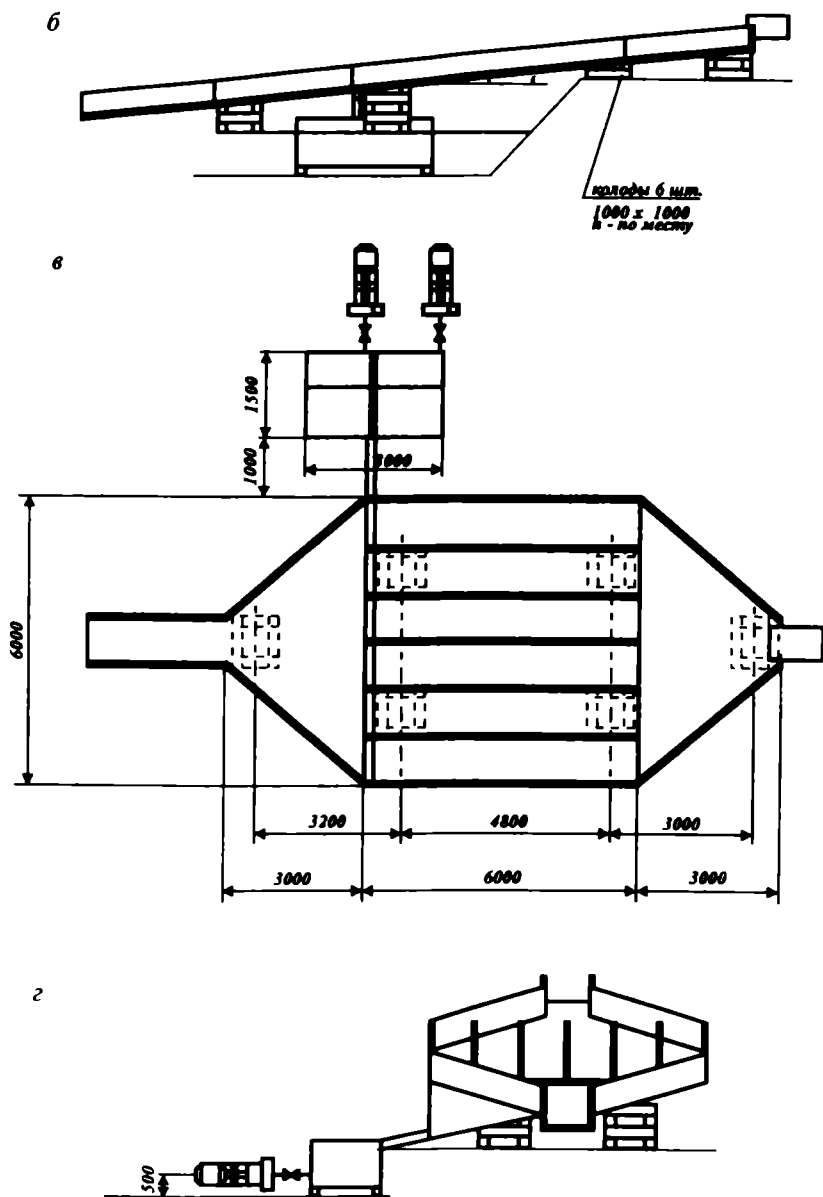


Рис. 4.39. Продолжение

Результаты лабораторных анализов показали, что насыпная плотность твердой фазы в хвостах фабрики составляет  $1,7 \text{ г/см}^3$ . Грансостав продуктов обогащения приведен на рис. 4.41. Он свидетельствует о значительном выходе крупной фракции: грохочение по классу  $0,9 \text{ мм}$  дает сокращение песков в  $2,5$  раза. Золото в хвостах фабрики представлено мелкими классами. Особо следует отметить аномально высокую долю тонкого и дисперсного золота:  $65 \%$  свободного золота представлено классом крупностью  $-0,071 \text{ мм}$  (рис. 4.42). Доля связанного золота соответствует  $12,6 \%$ . Среднее содержание золота в хвостах составило  $99,0 \text{ мг/м}^3$ .

Минеральный состав тяжелой фракции в порядке убывания содержания представлен магнетитом, гетитом, лимонитом, ильменитом, гематитом, амфиболами, пироксенном, гранатом, эпидотом и др. Магнитная фракция содержит угловатые и слегка окатанные кристаллы и обломки магнетита. Слабомагнитная фракция состоит из ильменита и магнетита. В незначительном количестве присутствуют гематит, лимонит, гетит. Немагнитная фракция представлена гетитом, лимонитом, гидрогематитом, амфиболами и пироксеном.

Выход магнитного шлиха составил  $0,8 \%$  от исходного питания, а доля магнитной фракции в нем — до  $67,6 \%$ . Насыпная плотность магнитных шлихов соответствовала  $2,16 \text{ г/см}^3$ . Содержание свободного золота колебалось в пределах  $11,57—162,81 \text{ г/т}$ . Медианный размер частиц золота лежал в пределах  $0,29—0,35 \text{ мм}$  (см. рис. 4.42). Этот класс золота и классы крупнее представлены преимущественно пластинчато-чешуйчатым морфотипом. В немагнитной фракции содержание золота изменялось в интервале от  $71,4$  до  $458,1 \text{ г/т}$ . Доля связанного золота составляла от  $0,68$  до  $2,05 \%$ . Результаты анализа содержания золота и фазовый состав по классам крупности в концентрате приведены в табл. 4.23.

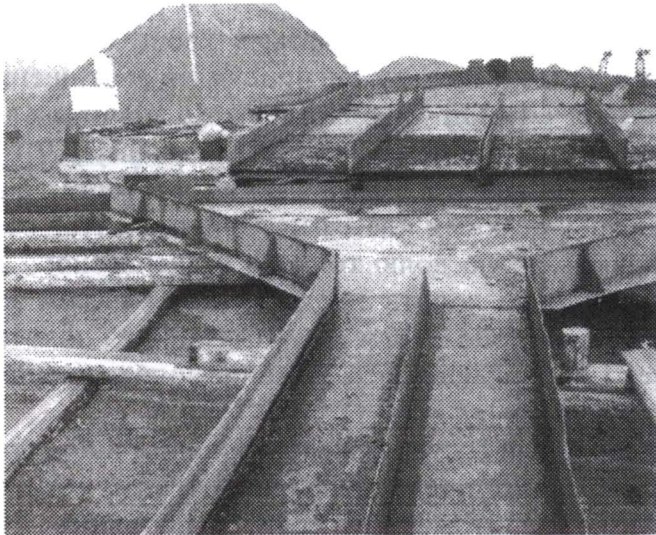


Рис. 4.40. Схема установки магнитных шлюзов во время монтажа

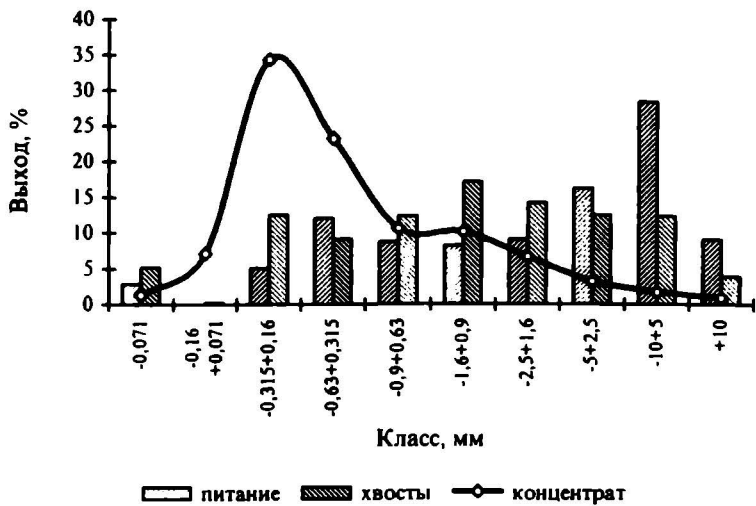


Рис. 4.41. Грансостав продуктов обогащения

## Ситовой анализ золота в концентрате

Класс, мм	Выход, %		Содержание Au						Распреде- ние Au, %	
			свободное		связанное		суммарное			
	част- ный	сум- мар- ный	г/т	г/т от исх.	г/т	г/т от исх.	г/т	г/т от исх.	сво- бод- ное	сум- мар- ное
+5	2,8	—	—	—	0,4	0,01	0,4	0,01	0	0
+2,5	3,3	6,1	—	—	1,9	0,06	1,9	0,06	0	0,04
+1,6	6,7	12,8	—	—	0,6	0,04	0,6	0,04	0	0,02
+0,9	10,2	23,0	14,0	1,43	0,3	0,03	14,3	1,46	0,88	0,89
+0,63	10,7	33,7	86,29	9,23	0,2	0,02	86,49	9,25	5,67	5,65
+0,315	23,3	57,0	258,36	60,2	1,0	0,23	259,36	60,43	36,97	36,86
+0,16	34,4	91,4	211,58	72,78	1,7	0,60	213,33	73,38	44,71	44,77
+0,071	7,2	98,6	226,66	16,32	1,4	0,10	228,06	16,42	10,02	10,02
-0,071	1,4	100	203,25	2,85	1,8	0,03	205,05	2,87	1,75	1,75
<i>Итого</i>	100			162,81		1,12		163,93	100	100

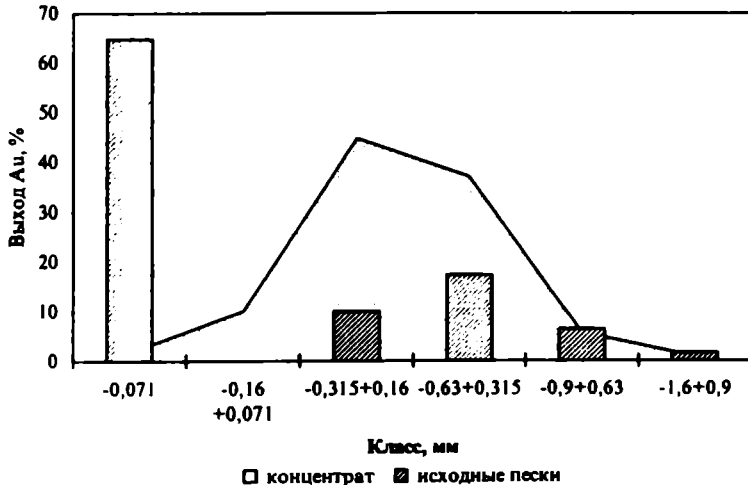


Рис. 4.42. Грансостав свободного золота

Таким образом, хвосты фабрики представлены исключительно тонким золотом: 65 % золота имеет крупность менее 0,071 мм. А более крупные классы представлены преимущественно пластинчато-чешуйчатым морфотипом.

#### **4.5. ХВОСТЫ ЗОЛОТОИЗВЛЕКАТЕЛЬНОЙ ФАБРИКИ**

Сырьевой базой для Куранахской ЗИФ являются руды с месторождений Куранахского рудного поля. Разведаны и эксплуатируются около десяти месторождений. Протяженность по простиранию составляет от сотни метров до нескольких километров. Ширина залежей — от 20 до 1000 м. Мощность — от 1 до 60 м, средняя — 15—30 м.

Месторождения Куранахского рудного поля являются месторождениями гидротермального происхождения и представлены выветрелой рыхлой песчано-глинистой массой. Первичные руды представлены плотными адуляр-кварцевыми гидротермально-метасоматическими образованиями. Руды сложены кварцем различной генерации (43—73 %), глинистыми минералами (гидрослюда, реже каолинит — 14—35 %), гидроокислами железа (гидрогетит — 10—38 %), карбонатными минералами (кальций и др. — 0,5—3 %). Золото находится в свободном состоянии и генетически связано с сульфидами, гидроокислами железа и кварцем. Содержание золота в рудах, даже на одном участке, колеблется в широких пределах. Наиболее обогащены золотом классы руд <math>-40</math> мм. Крупность золота в исходной руде в основном представлена тонким золотом класса <math>-0,071</math> мм. Золото гравитационной крупности (+016 мм) присутствует во всех рудных телах и имеет выход от 18,5 до 53,7 %.

Для опробования хвостов фабрики было решено использовать 4 магнитных шлюза. Они были установлены вдоль пульповода по пикетам. Длина пульповода 5 км, диаметр 500 мм. Соотношение твердого к жидкому (Т : Ж) 1 : 10. Все шлюзы были идентичны и имели ширину 1 м и длину 6 м. Они были снабжены постоянными магнитами и

установлены с уклоном 6°. Общая улавливающая площадь шлюзов составляла 24 м<sup>2</sup>. Все выпускные патрубки были оборудованы задвижками.

Таблица 4.24

Доля свободного золота в магнитном шлихе, %

№ шлюза	Номер усредненной пробы				Среднее
	1	2	3	4	
1	6,91	9,44	6,51	17,71	10,14
2	31,69	64,29	45,87	13,79	38,91
3	34,33	36,94	57,60	18,48	36,84
4	59,68	28,16	44,98	43,88	44,17
Среднее	33,15	34,71	38,74	23,46	

Опробованию на магнитных шлюзах подвергали текущие хвосты ЗИФ на хвостохранилище при производительности фабрики по пульпе 11 146—16 693 м<sup>3</sup>/сут. Магнитные шлюзы располагали последовательно по действующим пикетам непосредственно под сливные патрубки. Они по направлению движения пульпы имели порядковую нумерацию. Регулирование объема подачи пульпы, остановка подачи при проведении опробования и обслуживание шлюзов производились задвижками. Магнитные шлюзы были установлены на четырех соседних пикетах от первого сбросного пикета. В процессе работы шлюзов отбирали суточные и недельные пробы с исходного питания шлюзов (общие хвосты ЗИФ) и продуктов обогащения на шлюзе.

Плотность исходного питания магнитных шлюзов составила 32 %, хвостов — 36 %. Изучение распределения свободного золота по пикетам показало низкое содержание в первом и последовательный рост в следующих (табл. 4.24). Гидродинамика потока из-за высоких скоростей, возможно, ограничивала выход свободного золота на первом пикете. Анализ грансостава золота по шлюзам показал выход золота класса -0,071 мм в среднем на 49,5 %. Усредненные гистограммы выхода золота по шлюзам (рис. 4.43) свидетельствуют об относительно повышенном выходе круп-

ного золота (+0,315 мм) на первом шлюзе, а на четвертом шлюзе наоборот — относительно повышенном выходе золота класса -0,071 мм.

Изменения содержания золота во времени неравномерны. При этом пиковые значения содержания золота могли быть обусловлены случайным попаданием крупных золотин в навеску пробы. Однако анализ гранулометрического состава металла в шлихе при средних пиковых содержаниях золота показывает, что взлеты содержания связаны с общим повышением крупного и понижением количества тонкого классов золота (рис. 4.44). Распределение свободного золота по шлюзам неравномерное. Тем не менее оно имеет устойчивую тенденцию к росту содержания по направлению движения пульпы. Средняя доля свободного золота составила 32,45%. Связанное золото с первого шлюза имеет более высокое содержание, чем свободное, величина которого снижается к последнему шлюзу. В целом общее содержание золота по результатам всех видов анализа растет от первого шлюза к последнему.

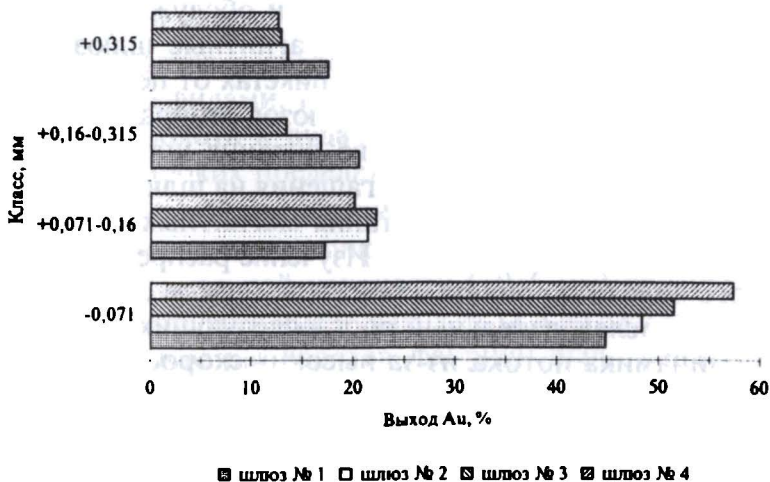
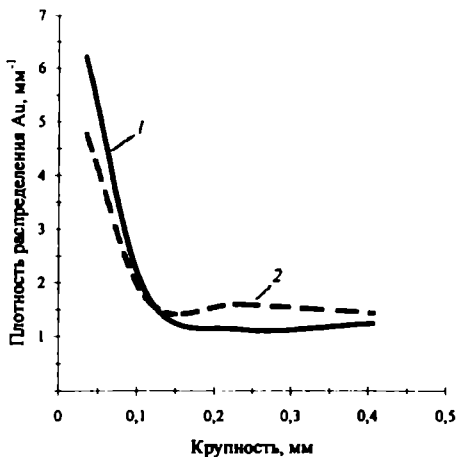


Рис. 4.43. Грансостав золота по шлюзам



**Рис. 4.44.** Распределение золота по крупности при его средних (1) и пиковых (2) содержаниях в шлихе

Анализы гранулометрического состава исходного питания шлюзов показали, что крупность основной массы твердой фазы в питании менее  $-0,16$  мм. В пределах этой крупности доминирует фракция менее  $0,071$  мм, достигая иногда 68 %. Грансостав магнитного шлиха отличается от исходного повышенной долей относительно крупной фракции ( $+0,16$  мм). Причем выход класса  $+0,315$  мм иногда превышает выход илистой фракции (рис. 4.45).

Анализ крупности золота в исходном питании и магнитном шлихе по шлюзам приведен в табл. 4.25. Основная масса золота в исходном питании сосредоточена в тонких классах золота и преобладает в классе  $-0,071$  мм. Характер распределения повторяет характер грансостава твердого в пульпе. В магнитном шлихе преобладает золото крупностью более  $0,16$  мм. Распределение классов крупности золота по шлюзам неравномерное, но тяготеет к крупным фракциям. Характерно низкое содержание или отсутствие золота в классе  $+0,071 - 0,16$  мм. В этом же классе отмечается низкий выход шлиха (рис. 4.46 и 4.47).



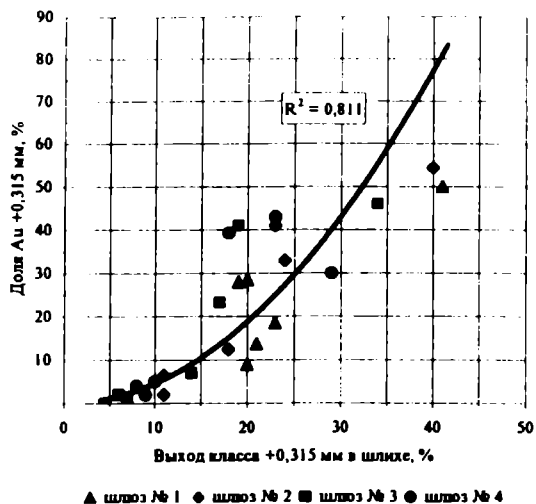


Рис. 4.45. Зависимость доли крупного золота от выхода класса +0,315 мм в магнитной постели

Таблица 4.25

Гранулометрический состав золота

Класс, мм	Шлюз				Среднее, %
	№ 1	№ 2	№ 3	№ 4	
<i>Исходное титание</i>					
-0,071	64,3	65,5	69,5	53,1	63,1
+0,071 -0,16	25,5	21,5	20,5	31,2	24,7
+0,16 -0,315	3,5	8,0	6,5	10,0	7,0
+0,315	6,7	5,0	3,5	5,7	5,2
<i>Итого</i>	100	100	100	0	100
<i>Магнитный ших</i>					
-0,071	24,6	17,5	34,1	26,5	25,7
+0,071 -0,16	7,5	2,3	4,2	3,5	4,3
+0,16 -0,315	28,9	32,5	27,1	33,5	30,5
+0,315	39,0	47,7	34,6	36,5	39,5
<i>Итого</i>	100	100	100	100	100

Для исследования наличия связей между содержанием золота, составом исходного питания и шлиха проведены статистические анализы. Распределение шлиха и золота по классам крупности на шлюзах приведено в табл. 4.26. Между величиной доли крупного золота и выходом крупной фракции шлиха в магнитной постели имеет место устойчивая корреляционная связь (рис. 4.45). С увеличением количества крупной фракции шлиха повышается доля золота крупнее 0,315 мм. Регрессионная кривая имеет степенную зависимость с показателем корреляции 0,811.

Повышенное содержание шламистой фракции в магнитном шлихе ухудшает улавливающую емкость магнитной постели. Шламистая магнитная фракция, обладая малыми размерами и относительно высокой псевдоплотностью в магнитном поле, уплотняясь вытесняет более крупные золотины в хвосты. Это подтверждается наличием связи между долей относительно крупного золота (+0,315 мм) и содержанием тонкой фракции в магнитной постели (рис. 4.46).

Анализ золота, извлеченного из концентрата, показал содержание в исходном магнитном шлихе 61,36 г / т. Оно значительно превышает значения содержания золота, полученные спектральным и фазовым анализом. Золото в основном представлено мелким и тонким классом: 80,32 % золота имеет крупность менее -0,2 мм (рис. 4.47). Причем вся масса извлеченного золота обладает магнитной восприимчивостью. В том числе 42,7 % золота имеет сильномагнитные свойства.

В целом результаты статистического анализа показали, что количество золота определенной крупности связано с долей шлиха соответствующей крупности в постели. Установленные корреляционные связи подтверждают зависимость избирательности извлечения золота на улавливающем покрытии от его грансостава.

Таблица 4.26

## Грансостав шлиха и золота в магнитной постели, %

№ пробы	Крупность шлиха, мм		Крупность Au, мм		
	-0,071	+0,315	-0,071	+0,16	+0,315
<i>Шлюз № 1</i>					
1	28,0	23,0	40,0	23,0	18,5
2	38,0	21,0	47,5	17,5	13,0
3	43,0	20,0	40,0	20,5	28,5
4	38,0	20,0	52,0	21,0	9,0
5	29,0	41,0	21,2	28,8	50,0
6	45,0	19,0	28,0	29,0	28,0
Средняя	36,8	24,0	38,1	23,3	24,5
<i>Шлюз № 2</i>					
1	32,0	24,0	28,4	13,2	33,0
2	47,0	11,0	47,0	24,5	6,5
3	49,0	18,0	56,1	8,2	12,5
4	55,0	11,0	62,0	21,0	2,0
5	36,0	40,0	27,5	18,0	54,5
6	44,0	23,0	7,5	47,0	41,0
Средняя	43,8	21,2	38,1	21,9	24,9
<i>Шлюз № 3</i>					
1	41,0	19,0	34,5	8,0	41,0
2	47,0	6,0	61,5	2,0	2,0
3	49,0	14,0	56,5	15,0	7,0
4	58,0	7,0	53,5	28,5	1,5
5	41,0	34,0	30,0	24,0	46,0
6	54,0	17,0	38,3	30,1	23,3
Средняя	48,3	16,2	45,7	17,9	20,1
<i>Шлюз № 4</i>					
1	34,0	18,0	20,3	14,1	39,3
2	68,0	9,0	85,0	2,0	2,0
3	57,0	8,0	72,0	4,0	4,0
4	56,0	10,0	52,0	20,0	5,0
5	47,0	29,0	38,0	32,0	30,0
6	46,0	23,0	15,0	35,0	43,0
Средняя	51,3	16,2	47,1	17,8	20,5

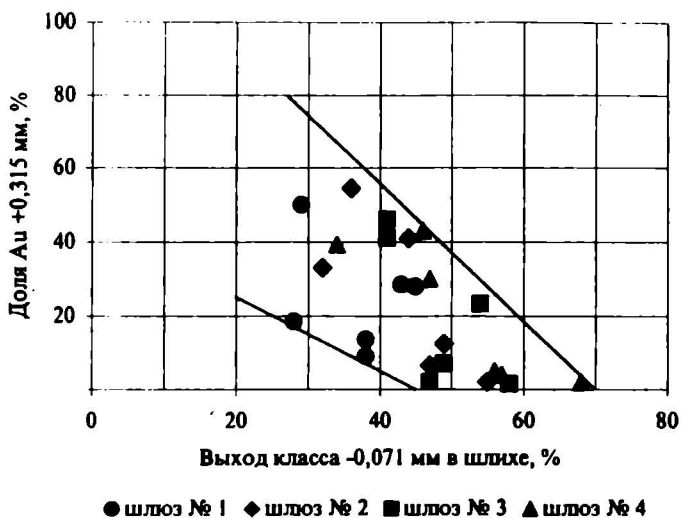


Рис. 4.46. Доля крупного золота в зависимости от выхода шламистого шлиха в постели

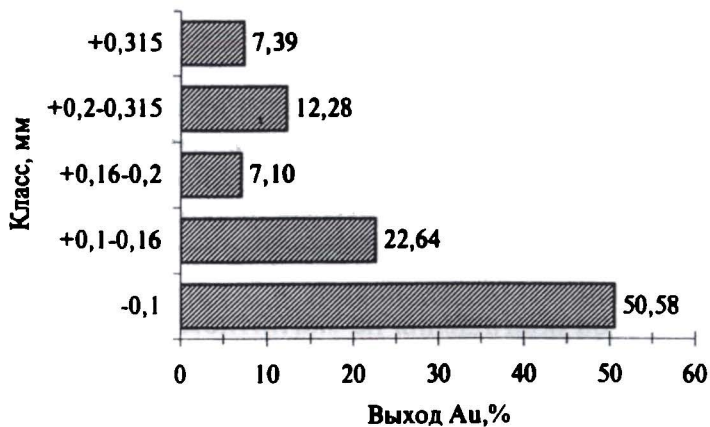


Рис. 4.47. Грансостав золота, извлеченного из магнитного шлиха

## **Выводы**

1. Содержание золота в хвостах невысокое и не превышает  $100 \text{ мг/м}^3$ .

2. Верхний предел крупности для золота с объемом до 90 % от общей массы колеблется от 0,315 до 1 мм. Золото крупностью более 1 мм встречается редко.

3. Основная масса золота в хвостах представлена мелкими классами крупности. Доля золота крупностью менее 0,315 мм составила 56,5 — 90,2 %.

4. Весовое золото крупнее 0,16 мм в основном представлено пластинчато-чешуйчатым морфотипом.

5. Преобладание доли золота изометричного и таблитчатого морфотипов имеет место при крупности менее 0,1 мм.

6. Магнитный шлюз позволяет извлечь золото в шлиховой концентрат с содержанием от 10 до 514,7 г/т. Значительная улавливающая емкость магнитной постели позволяет увеличивать длительность периода между съемками концентрата. Испытания показали, что магнитный шлюз пригоден как для опытно-промышленного опробования техногенного материала, так и для промышленного применения.

7. Для повышения эффективности дальнейшей переработки и обеспечения комплексного использования минерального сырья целесообразна предварительная концентрация тяжелых минералов из хвостов и их временное технологическое складирование для накопления и последующего обогащения по специальной технологии. Для этой цели вполне подходит магнитный шлюз, который имеет высокую пропускную способность, не требует высококвалифицированного обслуживания и энергозатрат. Особенности способа обогащения на магнитном шлюзе не допускают излишнего накопления малоценных магнитных минералов в ущерб извлечению ценных тяжелых минералов.

# **Глава 5**

---

**ДОВОДКА  
ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ  
ШЛИХОВ**

## АНАЛИЗ ШЛИХОВЫХ ПРОБ

### 5.1.1. Амальгамация шлиха с мелким золотом

Для определения содержания свободного золота в шлихе наиболее оперативным методом является амальгамация. Однако при стандартных режимах обработки проб установлено, что часть мелкого золота не извлекается. Поэтому для исследования эффективности извлечения мелкого золота из магнитных шлихов амальгамацией проведены специальные серии опытов на бутылочных агитаторах.

Пробы магнитного шлиха просушивались, а затем последовательно подвергались двухстадийной магнитной сепарации для выделения сильно- и слабомагнитной фракций. Немагнитную фракцию второй стадии магнитной сепарации направляли на феррогидростатическую сепарацию (ФГС) для выделения золота. Гранулометрический состав извлеченного на ФГС золота приведен на рис. 5.1. Он свидетельствует о значительном содержании мелких классов золота: от 81,3 до 86,4 % золота имеет крупность менее 0,4 мм, а средняя крупность соответствует 0,18 мм.

Таблица 5.1

Результаты амальгамации хвостов доводки шлиха с мелким золотом

Фракция	№ пробы	Содержание Au, г/г	Извлечение за 1 цикл, %
Сильномагнитная	1	156	19,83
	2	187	18,94
Слабомагнитная	3	2626	51,12
	4	2948	46,99
Легкая фракция (ФГС)	5	15 583	36,90
	6	29 098	48,92

Амальгамации подвергались хвосты доводки (пробы сильно-, слабомагнитной и легкой фракций) раздельно друг от друга. Содержание золота в пробах продуктов обогащения приведено в табл. 5.1. Продолжительность одного цикла агитации составляла 2 ч. Количество ртути на навеску, соотношение Ж : Т и другие принимались по стандартной методике. Результаты первого цикла агитации, представленные в табл. 5.1, показали, что переход золота в амальгаму низкий и в среднем составил 37,12 %.

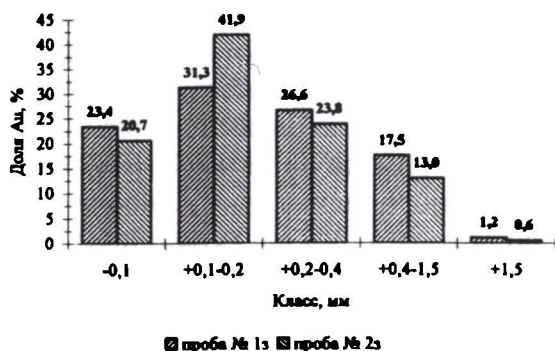


Рис. 5.1. Грансостав шлихового золота

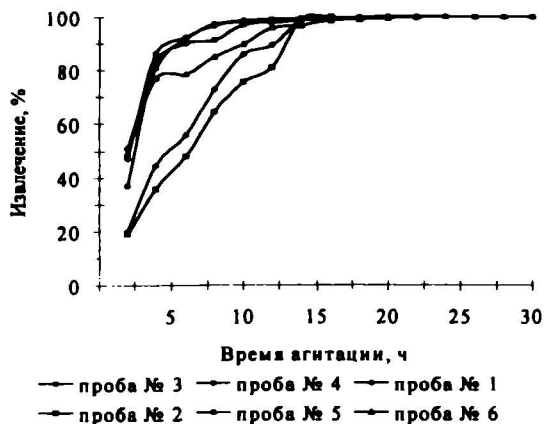


Рис. 5.2. Динамика извлечения золота в амальгаму



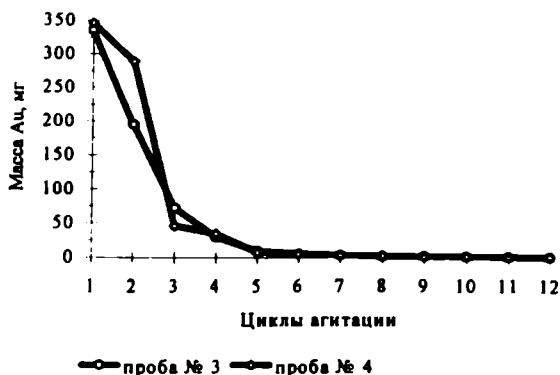


Рис. 5.3. Результаты амальгамации слабомагнитной фракции

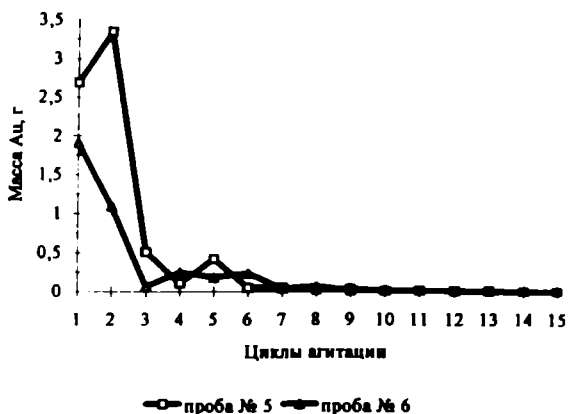


Рис. 5.4. Результаты амальгамации немагнитной фракции

Показатель извлечения сильно зависит от вещественного состава продукта. Очень низкое извлечение золота имеет место в пробах сильномагнитной фракции: 18,9—19,8 %. Повторные циклы агитации проводились до достижения пределов точности метода, а их максимальное число иногда достигало 29. Для обеспечения извлечения на уровне не ниже 90 % по всем пробам потребовалось не менее 14 ч агитации (рис. 5.2). Сравнительная стабилизация динамики перехода золота в амальгаму в пробах слабо- и немагнитной фракций достигается только после 3 циклов агитации.

тации (рис. 5.3 и 5.4). Значительно низкое извлечение золота в амальгаму наблюдается в пробах сильномагнитной фракции (см. рис. 5.2). За 6 ч агитации извлечение золота не превысило и 60 %. Минералогическое изучение показало, что это обусловлено качеством поверхности золотин: они имели пленки гидроокислов железа, включения и наклепы чужеродных минералов.

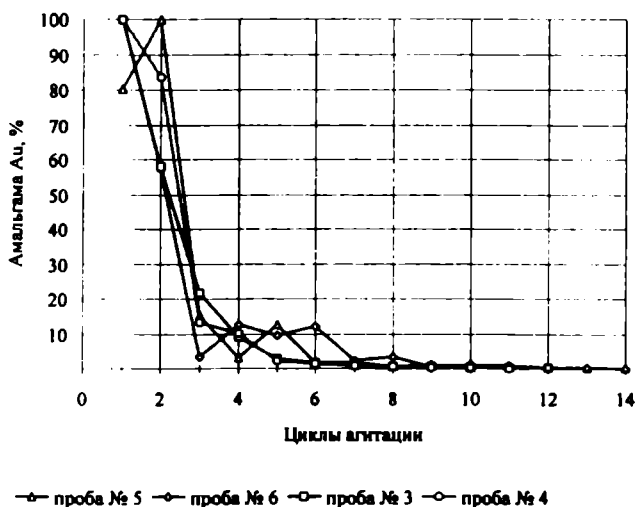


Рис. 5.5. Динамика перехода золота в амальгаму по циклам

Результаты сравнительного анализа динамики перехода золота в амальгаму по безразмерному приведенному показателю количества амальгамированного золота показаны на рис. 5.5. Они свидетельствуют о том, что кривые перехода свободного золота в амальгаму независимо от значения содержания золота имеют схожий характер.

Таким образом, проведенные исследования показали следующее:

- высокое содержание мелких классов золота в шлихе приводит к значительному увеличению продолжительности времени агитации;

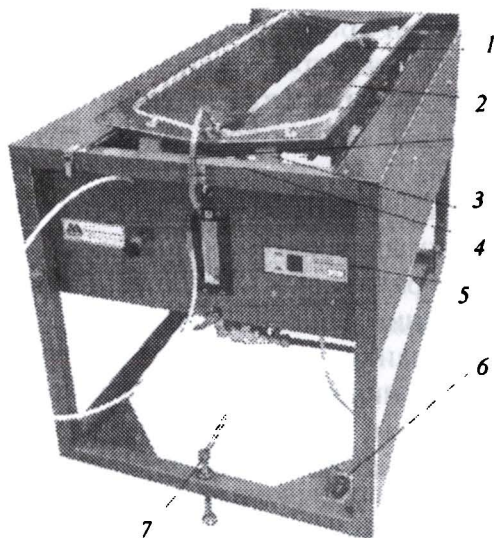
- при обработке проб с мелким золотом для достижения полноты извлечения не ниже 90 % продолжительность агитации должна быть не менее 8 ч;
- для эффективного извлечения «грязного» золота целесообразно проводить предварительную обработку проб для удаления пленок с поверхности золотин.

### **5.1.2. Лабораторный сепаратор Mozley**

Эффективность извлечения золота на обогатительной установке в большей степени зависит от соответствия выбранного режима обогащения составу обогащаемого материала. В практике добычи золота из россыпей одна шлихообогатительная установка (ШОУ), как правило, обслуживает десятки промприборов с разных участков и месторождений. Этим определяется изменчивость качества питания ШОУ, которая отрицательно сказывается на эффективности извлечения золота. Следует отметить, что даже в удаленных друг от друга участках одной россыпи грансостав и морфология золота могут значительно отличаться. Поэтому для снижения потерь золота необходимо проведение оперативного контроля и опробования продуктов обогащения. Однако из-за отсутствия соответствующего оборудования оперативного контроля повсеместно эти работы ограничиваются лишь примитивным лотковым опробованием, результаты которого в большей степени зависят от квалификации опробщика и других субъективных факторов. На крупных горных предприятиях, где есть пробирные лаборатории, потери золота определяют пробирным анализом. Однако эффективность такого контроля крайне низка из-за трудоемкости, длительности проведения анализов и невозможности оперативного вмешательства для управления процессом обогащения.

Возможность использования для этих целей лабораторного сепаратора С-800 фирмы Richard Mozley Limited (рис. 5.6) была подтверждена в ходе испытаний. Сепаратор представляет собой V-образный стальной лоток с регули-

руемым углом наклона, который совершает колебания в поперечном и продольном направлениях при помощи кривошипного механизма. Легкая фракция смывается вниз водой из питающей трубки и дренажных оросителей по контуру лотка. Тяжелая фракция в зависимости от выбранного режима либо остается на лотке, либо медленно движется вверх по лотку. Допустимая крупность питания на сепараторе ограничивается 2 мм. Для материала крупностью менее 0,1 мм используется плоский лоток вместо V-образного. Лотки легкие и изготовлены быстросъемными. Сепаратор имеет небольшие габариты и массу — 0,9 × 1,3 × 0,7 м и 150 кг.



**Рис. 5.6.** Лабораторный сепаратор Mozley C-800:

1 — желоб; 2 — оросительные трубки; 3 — буфер; 4 — рама; 5 — панель управления; 6 — угломер; 7 — домкрат

Для определения эффективности извлечения золота на сепараторе испытывались пробы россыпного золотоносного песка с месторождения р. Темный-Таборный. Пробы представляли собой хвосты двойной перемывки гравита-

ционного концентрата на концентраторе фирмы Knelson Gold Concentrators Inc. Технологическая схема ШОУ и точка отбора проб приведены на рис. 5.7.

По внешнему виду материал проб представлял собой тяжелый шлиховой комплекс черного цвета с включениями буро-желтого минерала. Пробы перед испытаниями на сепараторе Mozley отмачивались в чистой воде для подавления естественной флотации. Пробы были отситованы по классу 2 мм. Фракцию крупнее 2 мм анализировали визуально на содержание золотин. «Минусовая» фракция подавалась на питание сепаратора навесками по 100 г. При этом применялся рабочий лоток V-образного профиля. Извлечение золота проводилось при следующем режиме доводки:



Рис. 5.7. Технологическая схема ШОУ

- рабочее водопотребление сепаратора — не менее 3 л/мин;
- расход воды на ирригацию — 2,5 л/мин;
- уклон — 3°;
- скорость вращения привода качания — 70 об/мин;
- амплитуда качания — 2,5 дюйм.

Обработка результатов лабораторных анализов показала, что содержание свободного шлихового золота в хвостах перемешивающей концентрации соответствует 1638,5 г/т. При этом коэффициент извлечения золота на сепараторе составил 96,1 %, а степень сокращения — от 360 до 610 раз. Результаты анализа грансостава извлеченного золота, приведенные на рис. 5.8, показывают, что основные потери золота в ШОУ сосредоточены в классе  $-2,0 +0,2$  мм с выходом более 80 %. Доля золота в классе  $-0,1$  мм составляет всего 3,49 %.

Минералогический анализ показал, что тонкое золото ( $-0,1$  мм) представлено изометричной, субизометричной и отростковидной формой золотин. Сферичность высокая, по шкале Пауэрса составляет от 1 до 3 в зависимости от степени окатанности (угловатая, полуугловатая). Попадают отдельные губчатые, пластинчатые и с пленкой гидроокислов железа ржаво-красного цвета золотины. Поверхность неровная, ямчато-бугорчатая.

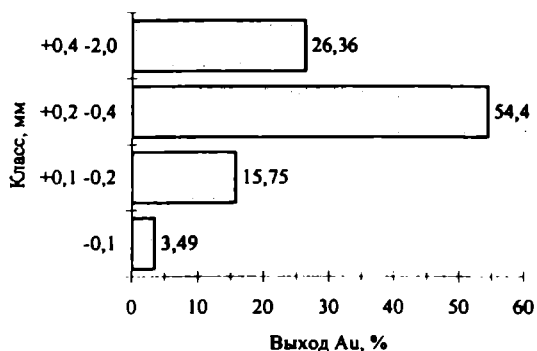


Рис. 5.8. Грансостав шлихового золота

Доля мелкого золота ( $-0,25 + 0,1$  мм) составила 15,75 %. Форма золотин — субизометричная, отростковидная, таблитчатая. Степень окатанности — сильноугловатая и угловатая. Попадаются отдельные золотины в сростке с белым кварцем. Присутствуют золотины с пленкой гидроокислов железа ржаво-красного цвета. Поверхность ямчато-бугорчатая, раковистая.

Относительно крупное золото ( $+0,2 - 2,0$  мм) представлено в основном золотинами неправильной отростковидной формы. Более крупные золотины в этом классе имеют преимущественно уплощенную форму: пластинчатые и листовидные. Степень окатанности в целом угловатая. Имеются золотины с пленкой, с наклепами и включениями гидроокислов железа.

В целом основные потери в хвостах ШОУ представлены относительно крупным золотом, которое извлекаемо традиционными концентрационными столами достаточно эффективно. Низкие показатели обогащения, возможно, обусловлены нерациональной технологической схемой, и в меньшей степени — сложной формой золотин с развитой поверхностью и включениями легких минералов (кварц, гидроокислы железа), которые в конечном итоге снижают плотность самородного золота.

Таким образом, проведенные испытания лабораторного сепаратора Mozley показали эффективность получения оперативных результатов и подтвердили возможность использования сепаратора для контроля потерь золота и оптимизации режима обогащения на любой обогатительной установке. Простота обслуживания, визуальная обзорность, небольшие габариты и масса одновременно с высокими показателями извлечения делают его полезным и удобным в работе.

### **5.1.3. Лабораторный концентратор Knelson**

Для исследования возможности переработки золото-содержащих магнитных шлихов на концентраторах Knelson проводились тестовые испытания на небольшом 3-дюймо-

вом лабораторном концентраторе Knelson 3'' с перфорированной полиуретановой чашей (рис. 5.9). Принцип центробежной сепарации тяжелых минералов и конструкция этой установки принципиально не отличаются от промышленных концентраторов большой производительности. Концентратор имеет небольшие габариты (0,4×0,47×0,31 м) и массу (22,7 кг). Производительность по твердому — до 45 кг/ч. Предельная крупность питания — 1,7 мм. Объем закладки концентрата — 66 мл (180—230 г).

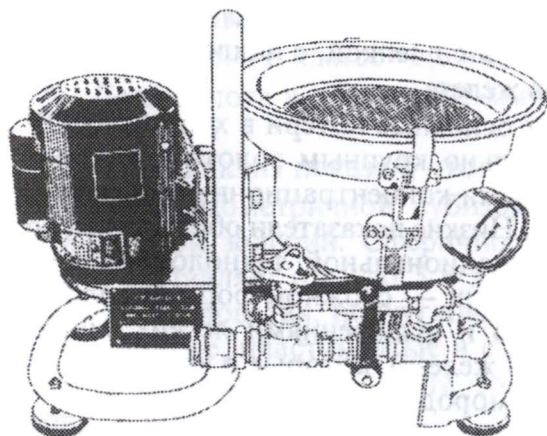


Рис. 5.9. Лабораторный концентратор Knelson 3''

Аналізу подвергали магнітний шліх, існуючий високий вихід малих класів золота з вмістом 39,72 г/т. Для вибору оптимального режиму обогачення проводились серії випробувань з варіацією технологічного режиму сепарації. Показателі обогачення концентрату по найкращим варіантам тестових випробувань приведені в табл. 5.2. По итогам першої стадії концентрації вилучення складало 90,8 %. Після перешливної концентрації хвостів першої стадії обогачення скрізне вилучення було 97,6 %. Однак отриманий продукт мав відносно



Показатели обогащения магнитного шлиха  
на концентраторе Knelson 3''

Продукты обогащения	Выход, %	Содержание Au		Извлечение, %	Концентрация	Сокращение
		г/т	г/т исх.			
<i>Основная концентрация</i>						
Исходный продукт	100,0	39,72		100,0	—	—
Концентрат 1	2,0	1803,0	36,06	90,8	45	50
Хвосты 1	98,0	3,73	3,66	9,2	—	—
<i>Перечистная концентрация</i>						
Исходный продукт (хвосты 1)	100,0	3,73		100,0	—	—
Концентрат 2	1,7	160,0	2,72	72,9	43	59
Хвосты 2	98,3	1,03	1,01	27,1	—	—

бедное для концентрата содержание (1803 г/т), поэтому необходима дальнейшая переработка.

Таким образом, на концентраторе Knelson при относительно удовлетворительной полноте извлечения золота не достигнуто необходимое качество концентрата из-за низкой степени концентрации.

## 5.2. ОБОГАЩЕНИЕ ШЛИХОВ НА КОНЦЕНТРАЦИОННЫХ СТОЛАХ

### 5.2.1. Шлихообогатительные установки

Основным обогатительным аппаратом при доводке шлиховых концентратов является концентрационный стол. К качеству питания столов предъявляются определенные требования в виде ограничения крупности твердого. В Якутии для большинства шлихообогатительных установок (ШОУ) подготовку черного концентрата к обогащению на столе производят путем удаления крупной фракции на

виброгрохоте с последующим ее обогащением на доводочных шлюзах. На некоторых ШОУ удаление крупной фракции от питания столов и извлечение самородков совмещают, производя обогащение на отсадочной машине.

Для выбора оптимальной крупности грохочения концентрат магнитного шлюза был подвергнут пробирному анализу с грубой расситовкой (см. рис. 4.13). С учетом результатов анализа было проведено грохочение по классу крупности 2 мм. При этом было достигнуто сокращение материала на 52,9 % с потерей металла 0,76 %. Содержание золота в подрешетном продукте составило в среднем 173,5 г/т.

Технологическая схема ШОУ показана на рис. 5.10. Отсадка производилась на МОД-4М. Основная и перерешетная концентрация — на столах СКМ-1 с резиновой декой.

В ходе обработки шлихового материала установлено, что основные потери золота при доводке шлиха происходят на концентрационных столах. При визуальном осмотре на деке стола практически не наблюдался веер разделения мономинеральных фракций. Магнитные минералы и металлический скрап, составляющие основную массу шлиха, передвигались с частицами золота с одинаковой скоростью вдоль стола. Выход же бедного концентрата на столе создал определенные сложности для последующих операций очистки концентрата. Кроме того, были обнаружены большие потери видимого золота на хвостах магнитной сепарации концентрата стола. А операция доводки на лотке, несмотря на прилагаемые усилия, превратилась в непродуктивную трудоемкую работу. Исходя из этого, технологическая схема обогащения была скорректирована в другую (рис. 5.11) для обеспечения только извлечения «золотой головки». При переработке шлиха по этой схеме была использована амальгамационная бочка с рабочим объемом 0,22 м<sup>3</sup> и скоростью вращения до 30 об / мин. В итоге дополнительное извлечение золота магнитным шлюзом относительно промприбора по упрощенной схеме доводки составило 16,67 %.

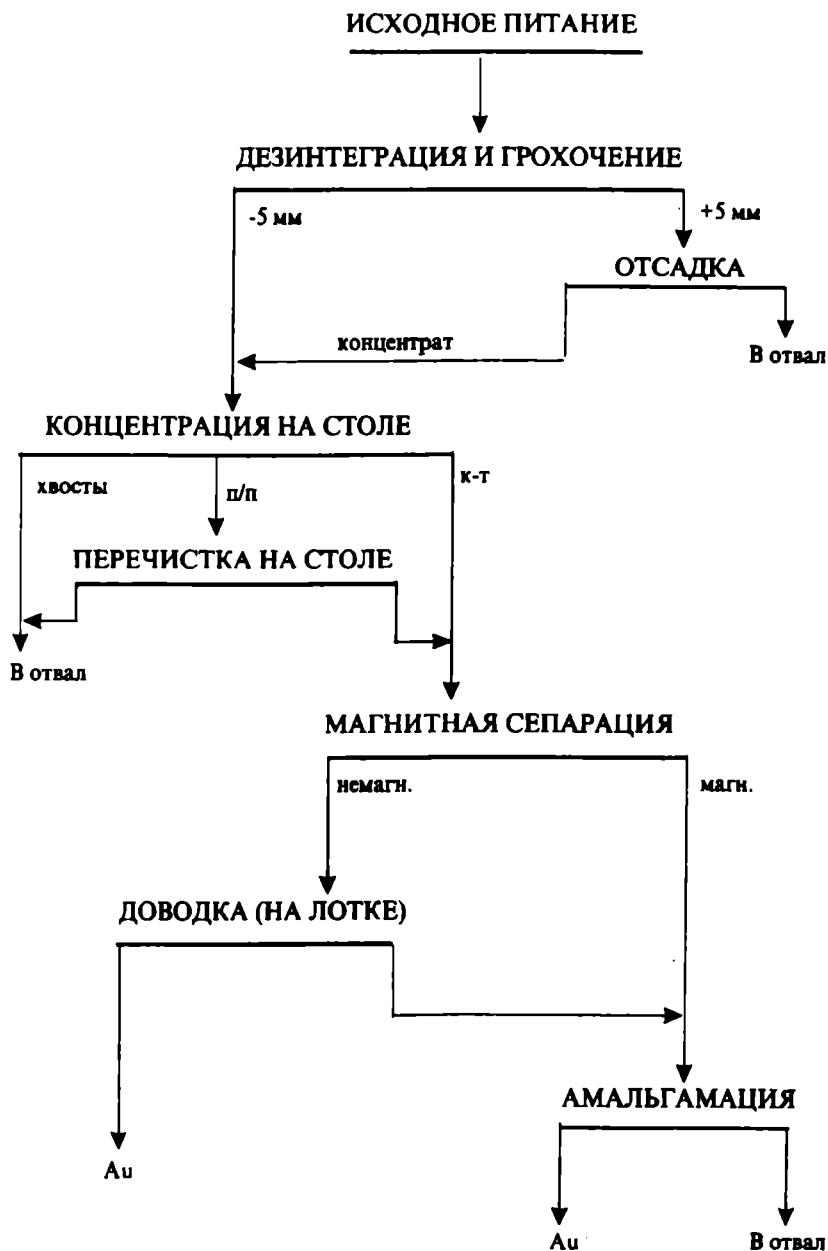
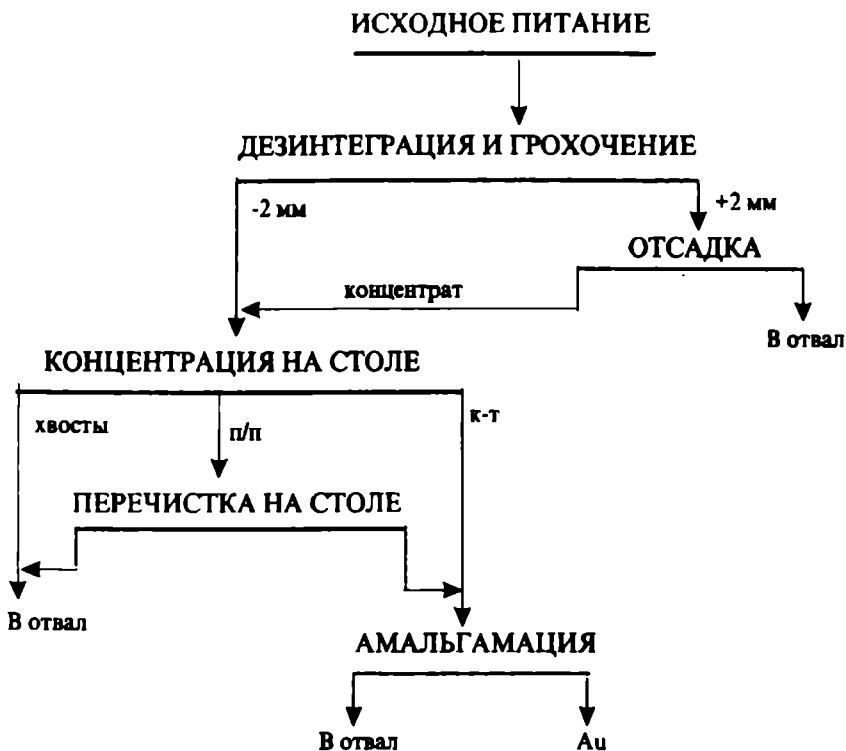


Рис. 5.10. Технологическая схема ШОУ



**Рис. 5.11.** Технологическая схема доводки магнитных шлихов

Основным фактором, отрицательно влияющим на процесс концентрации мелкого и тонкого золота на столе, явилось высокое содержание тяжелых минералов в составе шлиха. В связи с этим была исследована технологическая схема обогащения с разгрузкой концентрата от тяжелых минералов путем предварительного удаления магнитной фракции (рис. 5.12). По этой схеме было переработано 0,3 м<sup>3</sup> магнитных шлихов со средним содержанием 58,7 г/т. Удаленную магнитную фракцию в дальнейшем подвергали сухой магнитной сепарации, из немагнитной фракции которой металл извлекался на феррогидростатическом сепараторе. Количество извлеченного при этом золота показало, что проведение магнитной сепарации шлиха перед кон-

центрацией на столе приводит к потерям золота в магнитную фракцию до 12 % без учета потерь золота при сухой магнитной сепарации. Поскольку основная масса золота после сушки перешла в немагнитную фракцию, можно предположить, что эти потери были обусловлены прихватом золота при флокуляции магнитных минералов в магнитном поле сепаратора.

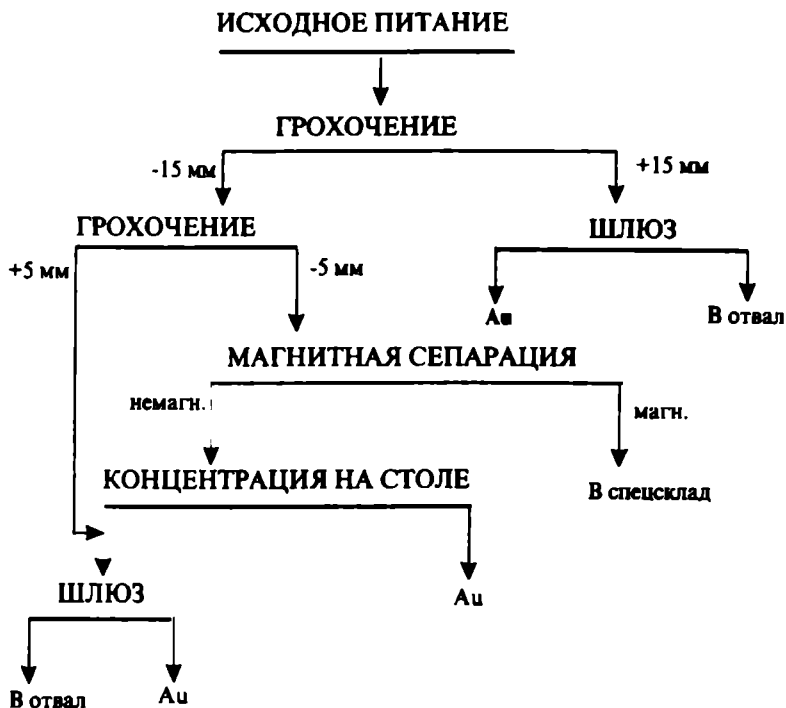


Рис. 5.12. Схема доводки с предварительным удалением магнитной фракции

### 5.2.2. Шлихообогатительная фабрика

Шлихообогатительная фабрика, на которой были проведены испытания доводки магнитных шлихов, имела следующую технологическую схему обогащения (рис. 5.13): на

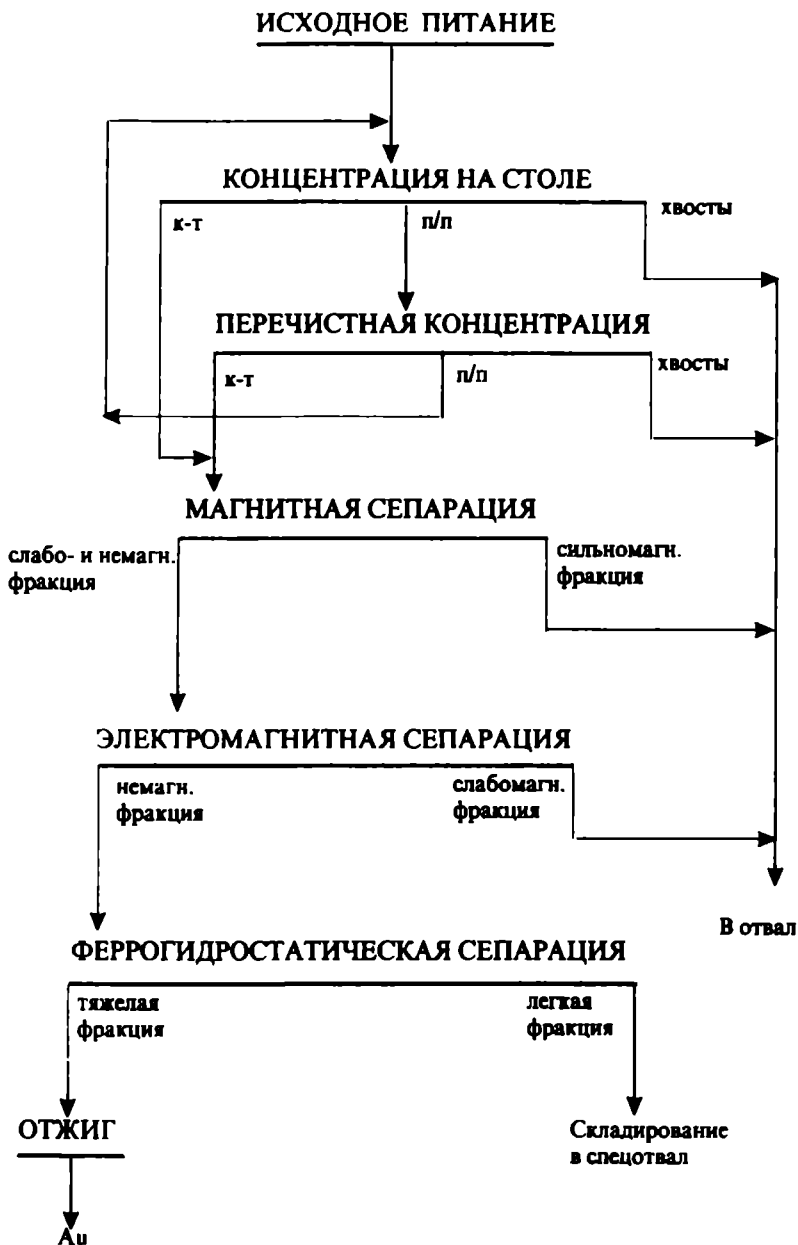


Рис. 5.13. Технологическая схема ШОФ

первой стадии доводки шлихи поступают на концентрационный стол СКО-7,5, а промпродукт перечищается на концентрационном столе СКО-2. На второй стадии полученный концентрат подвергается сухой магнитной сепарации. Магнитная фракция является отвальным продуктом и складывается отдельно. Немагнитная фракция подвергается электромагнитной сепарации. При этом слабомагнитная фракция удаляется в хвосты, а золото из немагнитной фракции извлекается феррогидростатической сепарацией.

На второй стадии доводки концентратов использовался комплекс оборудования для безамальгамационного извлечения свободного золота из концентратов шлиховых минералов россыпей КСЗ-1, разработанный Гипромашуглеобогатением [248]. Комплекс оборудования КСЗ-1 включает в себя:

- сепаратор для извлечения сильномагнитных минералов сухим способом МСЗ-1 производительностью не менее 100 кг/ч;
- сепаратор для извлечения средне- и слабомагнитных минералов ССМ-1 производительностью не менее 50 кг/ч;
- феррогидростатический сепаратор СМЖ-1 производительностью до 10 кг/ч и с плотностью магнитной жидкости 1,06 т/м<sup>3</sup>;
- сушильное устройство КОТ-10 производительностью 100 кг/ч.

Технологические показатели КСЗ-1 по регламенту:

- извлечение золота в немагнитную фракцию МСЗ-1 — 99,5 %;
- извлечение золота в немагнитную фракцию ССМ-1 — 99,6 %;
- извлечение золота в тяжелую фракцию ФГС — 99,5 %.

В целом по технологической схеме комплекса сквозное извлечение золота составляет 98,6 % при производительности по исходному продукту 70 кг/ч.

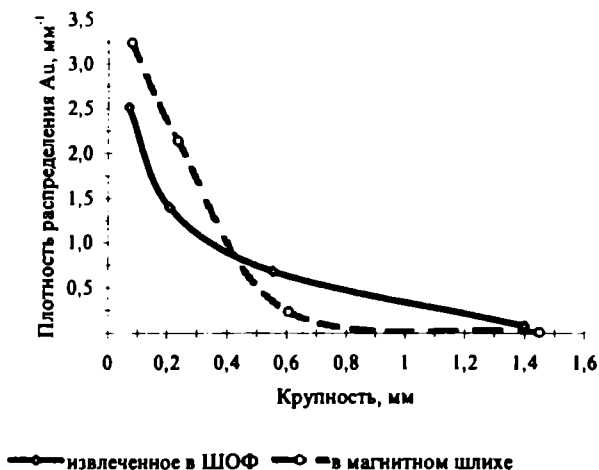


Рис. 5.14. Распределение золота по крупности до и после доводки

По технологической схеме доводки ШОФ объем переработанных магнитных шлихов составил 10,5 м<sup>3</sup>. В результате доводки извлечено 454 г шлихового золота. Содержание золота в шлихах по фактическому извлечению — 43,2 г / м<sup>3</sup>. Грансостав извлеченного на ШОФ золота приведен в табл. 4.1. Сравнение золота по крупности в мелких классах по кривым плотности распределения (рис. 5.14) до и после доводки на ШОФ указывает на низкий уровень извлечения золота крупностью менее 0,4 мм.

Таким образом, проведенные исследования подтвердили «гравитационную упорность» золота в магнитных шлихах. Испытанные технологические схемы обогащения на ШОУ и ШОФ не смогли обеспечить удовлетворительную полноту извлечения мелкого золота.

### 5.3. МУЛЬТИГРАВИТАЦИОННЫЙ СЕПАРАТОР MOZLEY

Мультигравитационный сепаратор MGS-900 фирмы Richard Mozley Limited предназначен для извлечения мелких классов тяжелых минералов. Он представляет собой качающийся и одновременно вращающийся барабан, ус-



тановленный с уклоном. Внутри барабана вращаются диагонально расположенные полиуретановые щетки. При габаритах  $1,65 \times 0,71 \times 1,08$  м весит 350 кг. Производительность установки по твердому составляет 200 кг/ч при энергопотреблении 0,92 кВт.

Для обогащения на MGS-900 отобрано 500 кг магнитного шлиха при среднем содержании золота 32 г/т по пробирному анализу. После отситовки масса класса  $-1$  мм составила 200 кг, содержание золота в нем — 80 г/т. Отситованный магнитный шлик представлен в среднем на 80—85 % магнитными минералами. С учетом пробных прогонов на сепараторе были установлены следующие режимы обогащения:

- наклон —  $6-10^\circ$ ;
- скорость вращения — 280 об/мин;
- частота циклов качания — 5,7 Гц;
- амплитуда качания — 20 мм;
- расход воды — 3 л/мин.

При обогащении отситованного магнитного шлиха крупностью менее 1 мм на MGS-900 было достигнуто извлечение 45,2 %. Для получения сквозного извлечения до 95 % потребовались четыре операции перемешивания хвостов (табл. 5.3). Максимальный показатель извлечения по всем циклам концентрации составил всего 56,42 %. Средний показатель извлечения по операции не превысил 44 %. Результаты анализа грансостава и содержания золота в концентратах при операциях с наиболее высокими и низкими показателями обогащения приведены соответственно в табл. 5.4 и 5.5. Они свидетельствуют о неясной избирательной концентрации класса  $-0,25 + 0,1$  мм: выход соответственно 96,84 и 85,1 %. При этом неожиданно низкой оказалась доля золота крупностью менее 0,1 мм: 0,3 и 10,7 %. Коэффициент извлечения по всем стадиям перемешивания не имел явной зависимости от степени концентрации.

Таблица 5.3

## Показатели обогащения магнитного шлиха на сепараторе MGS-900

Продукты обогащения	Выход, %	Содержание Au		Извлечение, %	Концентрация	Сокращение	Сквозное извлечение, %
		г/т	г/т от исх.				
<i>Концентрация 1</i>							
Исходный 1	100,0	80,0					
Концентрат 1	0,38	9450,98	36,15	45,19	118	261	45,19
Хвосты 1	99,62	44,02	43,85	54,81			
<i>Концентрация 2</i>							
Исходный 2	100,0	44,02					
Концентрат 2	0,21	11 100,48	23,29	52,91	252	477	74,19
Хвосты 2	99,79	20,77	20,73	47,09			
<i>Концентрация 3</i>							
Исходный 3	100,0	20,77					
Концентрат 3	0,06	19 579,83	11,72	56,42	943	1671	88,75
Хвосты 3	99,94	9,06	9,05	43,58			
<i>Концентрация 4</i>							
Исходный 4	100,0	9,06					
Концентрат 4	0,33	1153,85	3,77	41,67	127	306	93,44
Хвосты 4	99,67	5,30	5,28	58,33			
<i>Концентрация 5</i>							
Исходный 5	100,0	5,3					
Концентрат 5	0,38	329,82	1,26	23,81	62	261	95,0
Хвосты 5	99,62	4,05	4,04	76,19			

Таблица 5.4

## Результаты анализа концентрата 3

Класс, мм	Выход, %	Содержание Au		Распределение Au, %
		г/т	г/т от исх.	
+0,5	1,1	151 679,4	1668,5	8,6
-0,5+0,25	3,9	112 004,3	4368,2	22,4
-0,25+0,1	85,1	13 330,7	11 344,4	58,3
-0,1	9,9	21 090,8	2088,0	10,7
<i>Итого</i>	100		19 469,3	100

## Результаты анализа концентрата 5

Класс, мм	Выход, %	Содержание Au		Распределение Au, %
		г/т	г/т от исх.	
+0,5	0,26	28 400,0	74,85	22,9
-0,5 +0,25	1,55	8194,92	127,42	39,2
-0,25 +0,1	96,84	126,41	122,41	37,6
-0,1	1,34	68,63	0,92	0,3
<i>Итого</i>	100		325,6	100

Минералогический анализ морфотипов золота по классам до и после доводки на MGS-900 указывает (рис. 5.15, 5.16) на избирательность извлечения по морфологическому типу золотины. Если в исходном питании преобладает пластинчато-чешуйчатое золото от 83 до 90 % по всем классам крупности (рис. 5.17), то в концентрате, наоборот, — легко извлекаемый изометрично-таблитчатый морфотип с выходом 68—95 %. Значительное снижение доли пластинчато-чешуйчатого золота с 90 до 5 % наблюдается в классе -0,1 мм. Уменьшение доли пластинчато-чешуйчатого золота по классам -0,25 +0,1; -0,5 +0,25 и +0,5 мм составило соответственно 2,3; 4,9 и 18,5 раза. Увеличение же доли изометрично-таблитчатого золота возрастает в сторону уменьшения крупности и составляет 3,5; 9,7 и 339 раз для классов -0,5 +0,25; -0,25 +0,1 и 0,1 мм соответственно. Эти диспропорции в распределении золота по морфотипам подтверждают низкие показатели извлечения весового золота, представленного в основном уплощенной формой.

В целом на сепараторе MGS-900 получены низкие показатели извлечения мелкого золота из магнитного шлиха крупностью менее 1 мм. Они возможно обусловлены высокими требованиями к качеству питания (по крупности и величине колебаний содержания золота), «упорностью» магнитного шлиха к гравитационному обогащению.

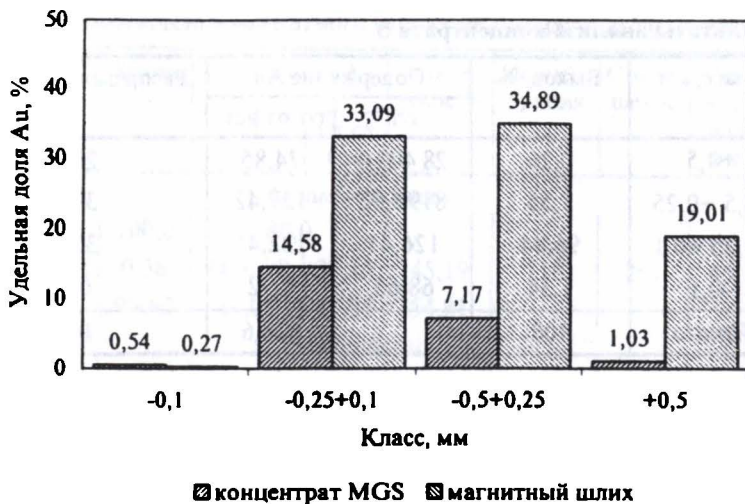


Рис. 5.15. Распределение удельной доли пластинчато-чешуйчатого золота

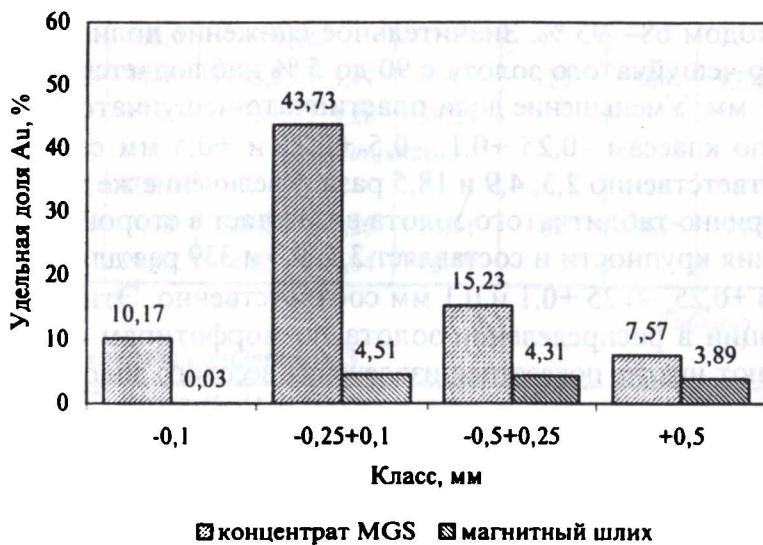


Рис. 5.16. Распределение удельной доли изометрично-таблитчатого золота

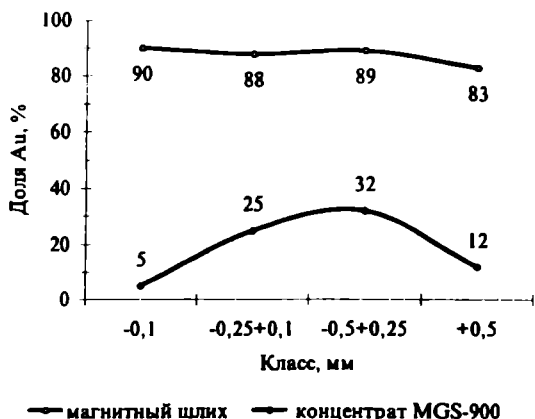


Рис. 5.17. Распределение доли пластинчато-чешуйчатого золота

#### 5.4. ДОВОДКА МАГНИТНЫХ ШЛИХОВ

Проведенные исследования показали, что концентрат магнитного шлюза в виде магнитного шлиха не поддается доводке традиционными гравитационными методами концентрации. Уплощенная форма золотин и малые размеры снижают эффективность процесса обогащения на существующих обогатительных установках. Вещественный состав магнитного шлиха, представленного магнитными и тяжелыми минералами с относительно высокой плотностью, является основной причиной снижения контрастности технологических свойств и эффективности сегрегационных процессов. С учетом полученных результатов исследований наиболее рациональным представляется извлечение из магнитного шлиха части золота, легко извлекаемого гравитационными методами на высокопроизводительных установках, чтобы, допуская некоторое снижение полноты извлечения, можно было добиться высоких степеней концентрации. А хвосты обогащения, содержащие тонкое золото, следует направить на извлечение золота химическим растворением или другими методами.

Для обогащения гравитационно извлекаемого золота была принята следующая технологическая схема доводки

(рис. 5.18). В качестве обогатительной установки первичного обогащения был принят доводочный шлюз, имеющий достаточно высокую пропускную способность. До подачи на шлюз шлиховой материал подвергался мокрому виброгрохочению по классу 5 мм.

Лабораторные анализы показали, что среднее содержание золота в исходном питании шлюза составляло 106,6 г/т. Анализ грансостава золота в нем приведен в табл. 5.6. Доля мелкого золота (-0,25 мм) соответствовала 62,5 %. Сравнительный анализ распределения золота по крупности до и после доводки на шлюзе показывает, что в классах крупнее 0,16 мм качественного изменения не произошло и отклонения составили не более 3,35 %. Заметные изменения произошли в классе -0,1 мм, доля которого с 18,52 % снизилась до 8,2 %. Доля соседнего же класса -0,16 +0,1, наоборот, выросла с 17,68 до 28,4 %. При этом суммарная доля обоих классов практически не изменилась, а разница до и после доводки составила всего 0,4 %. В концентрате шлюза доля мелкого золота не снизилась вопреки ожиданиям, а даже повысилась до 66,3 %.

Таблица 5.6

Грансостав золота в магнитном шлихе и концентрате

Класс, мм	Выход, %	
	Магнитный шлик	Концентрат
+0,5	12,75	10,3
-0,5 +0,25	24,7	23,4
-0,25 +0,16	26,35	29,7
-0,16 +0,1	17,68	28,4
-0,1	18,52	8,2
<i>Итого</i>	100	100

Согласно минералогическому анализу морфотипов в исходном питании шлюза преобладает пластинчато-чешуйчатое золото (рис. 5.19). Высокий выход (до 80 %) изометрич-

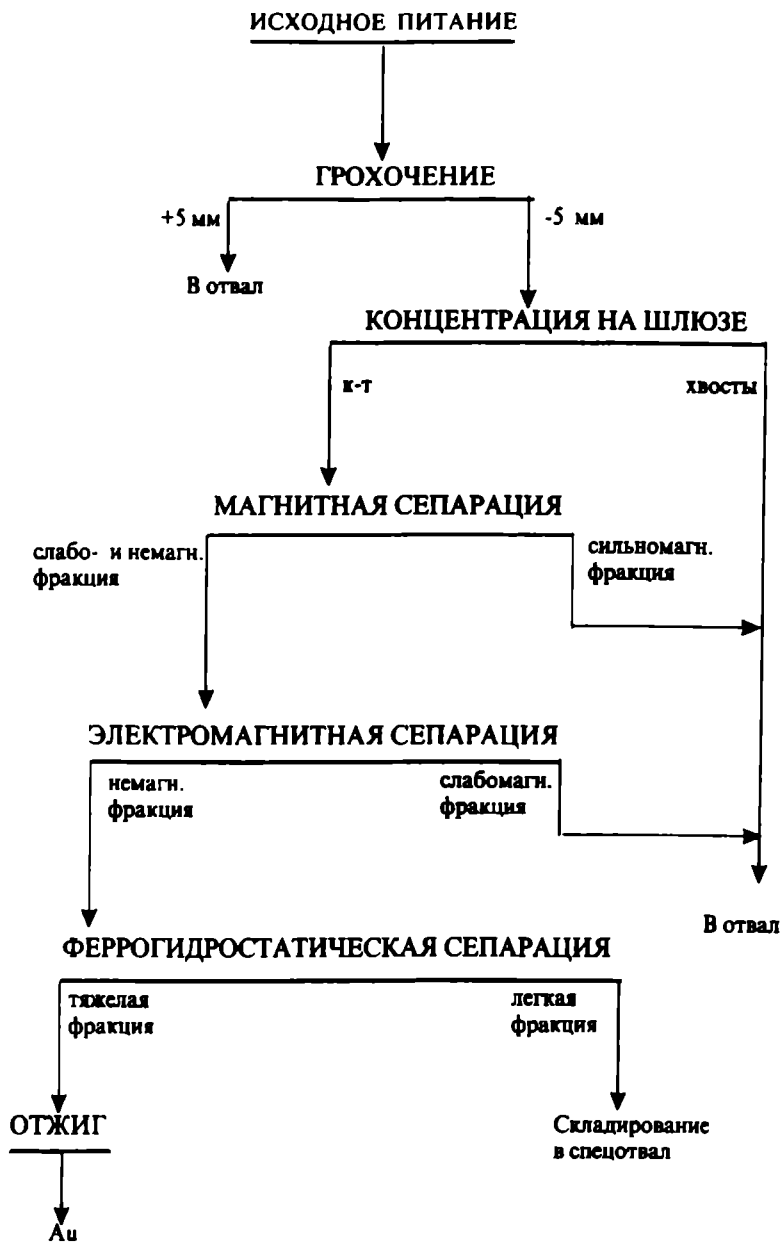


Рис. 5.18. Схема доводки на шлюзе

но-таблитчатого золота имеет место в тонких классах менее 0,1 мм. Распределение же по крупности пластинчаточешуйчатого золота после доводки на шлюзе существенно не изменилось (рис. 5.20). Подобная качественная стабильность при высокой степени концентрации, равной 528, указывает на достаточно высокую эффективность обогащения на шлюзе. При этом содержание золота в концентрате составило 56,32 кг/т, что вполне приемлемо для осуществления дальнейшей стадии доводки.

Концентрат доводочного шлюза перед второй стадией доводки подвергали сушке в специальной печи. Дальнейшие операции включали в себя разделение на сильно-, слабомагнитную фракции и извлечение золота в тяжелую фракцию в магнитной жидкости.

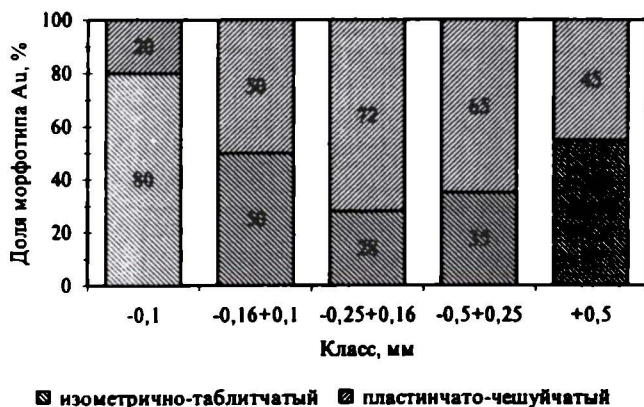


Рис. 5.19. Распределение морфотипов золота в магнитном шлихе

Магнитная сепарация сильномагнитных минералов проводилась на барабанных сепараторах с магнитной системой из постоянных магнитов и индукцией магнитного поля на поверхности барабана 0,16 Тл. Разгрузка концентрата в них прямоточная. Извлечение по операции составило 99,85 % с выходом 25,4%-ного шлихового концентрата золота (табл. 5.7). При этом содержание золота в магнитной



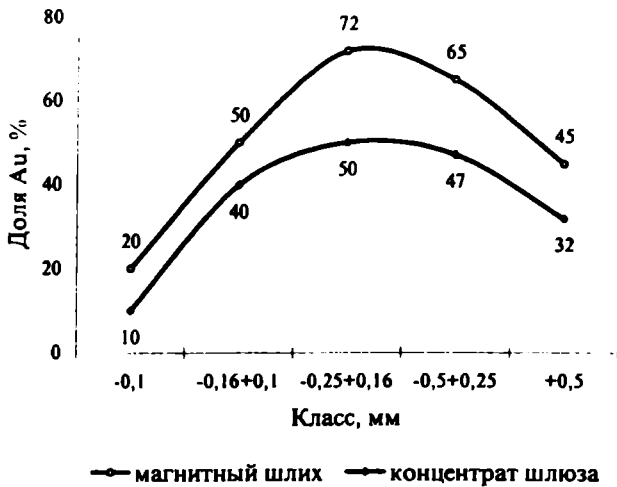


Рис. 5.20. Распределение доли пластинчато-чешуйчатого золота

Таблица 5.7

Концентрация золота на второй стадии доводки

Продукт обогащения	Выход, %	Содержание Au		Извлечение, %
		%	г/т от иск.	
<i>Магнитная сепарация</i>				
Исходный продукт	100,0	5,63	56 324,72	100,0
Концентрат	22,15	25,39	56 241,3	99,85
Хвосты	77,85	0,01	83,43	0,15
<i>Электромагнитная сепарация</i>				
Исходный продукт	100,0	25,39	253 865,05	100,0
Концентрат	49,8	50,7	252 493,59	99,46
Хвосты	50,2	0,27	1371,46	0,54
<i>Феррогидростатическая сепарация</i>				
Исходный продукт	100,0	50,7	506 994,13	100,0
Концентрат	49,58	100,0	495 836,49	97,80
Хвосты	50,42	2,21	11 157,64	2,20

## Содержание золота в хвостах доводки

Фракция	Содержание Au, г/т				
	Пробир- ный ана- лиз	Фазовый анализ			Сред- нее
		свободное	связанное	общее	
Сильномагнитная	69	172	11,5	183,5	107,17
Слабомагнитная	2695	2787,1	19,2	2806,3	2732,1
Легкая (ФГС)	22 000	22 341	52	22 393	22 131

фракции в среднем соответствовало значению 107,17 г / т (табл. 5.8).

Из немагнитной фракции магнитной сепарации слабомагнитные минералы извлекались в сильном магнитном поле электромагнитного сепаратора струйного принципа. Разделение минералов происходило в межполюсном пространстве электромагнита с магнитной индукцией в рабочей зоне до 1,7 Тл. Извлечение золота в немагнитную фракцию составило 99,46 % с повышением качества шлихового концентрата по золоту до 50,7 % (см. табл. 5.7).

В дальнейшем немагнитная фракция подвергалась доводке на феррогидростатическом сепараторе. В качестве тяжелой среды использовалась магнитная жидкость на основе керосина в виде суспензии из коллоидного магнетита. В режиме обогащения приведенная плотность среды поддерживалась на уровне 8 г / см<sup>3</sup>. При обогащении немагнитной фракции электромагнитного сепаратора извлечение золота в тяжелую фракцию составило 97,8 %.

В целом по трем операциям сквозное извлечение составило 97,13 % с выходом товарного концентрата шлихового золота.

Для определения содержания золота в хвостах проводились пробирный и фазовый анализы проб (табл. 5.8). Оба

вида анализа имеют близкие результаты, сходимость которых увеличивается в зависимости от повышения содержания золота в пробе. Доля связанного золота во всех отвальных продуктах минимальная и не превышает 0,69 %. Хотя извлечение золота высокое, отвальные продукты операций доводки все еще имеют относительно высокое содержание золота и требуют специального складирования.

Таблица 5.9

**Выход отвальных продуктов и распределение золота**

Фракция	Выход, %	Содержание Au		Распределение Au, %
		г/т	г/т от исх.	
Магнитная	82,3	107,17	88,26	5,16
Слабомагнитная	11,8	2732,1	321,42	18,77
Легкая (ФГС)	5,9	22 131,0	1302,28	76,07
<i>Итого</i>	100		1711,96	100

Распределение золота по отвальным продуктам обогащения приведено в табл. 5.9. Как видно из таблицы, значительная доля потерь в размере до 76,1 % приходится на хвосты феррогидростатической сепарации, хотя выход продукта составляет всего 5,9 %.

**Выводы**

1. Мелкое золото из шлиховых концентратов по обычной гравитационной схеме доводки шлихового золота извлекается с низкой эффективностью. Незначительный средний вес основной массы золотин, близость значения гидравлической крупности и большой выход сопутствующих минералов-спутников значительно ухудшают процесс сегрегации и концентрации шлихового золота.

2. Наиболее производительным и экономичным способом переработки относительно бедных шлиховых кон-

концентратов для эффективного извлечения относительно крупных золотин из мелких классов крупности является обогащение на доводочном шлюзе, затем последовательная очистка концентрата двухстадиальной магнитной сепарацией и окончательное извлечение товарного концентрата методом феррогидростатической сепарации. Извлечение тонкого золота из отвального продукта доводочного шлюза целесообразно проводить методом химического растворения.

# **Глава 6**

---

**ЦИАНИРОВАНИЕ  
ШЛИХОВ**

---

Определенное количество мелкого и уплотненного золота извлекается в концентрат первичного обогащения. Однако его значительная часть теряется в последующих операциях переработки концентрата. Это подтверждается высоким содержанием золота в отвальных песках съемки, в хвостах доводочных шлюзов и отходах обогащения при доводке шлихового концентрата (табл. 6.1). Доизвлечение золота из них путем дальнейшей глубокой переработки гравитационными методами является неэффективным из-за неизбежных потерь основной массы мелкого и тонкого золота. Увеличение же выхода концентрата для снижения потерь золота неприемлемо из-за необходимости использования комплекса ФГС-сепарации и больших транспортных расходов. Вместе с тем организация целенаправленного сбора, селективного складирования и накопления, учета и контроля шлиховых отвальных продуктов обеспечила бы создание дополнительных потенциальных источников пополнения золота при относительно небольших затратах.

Одним из перспективных направлений переработки золотосодержащих шлиховых отвальных продуктов является химическое растворение золота. В отличие от рудного золота, пригодного для выщелачивания, процесс растворения россыпного золота имеет следующие неопределенные моменты, которые могут иметь влияние на эффективность процесса:

- относительно крупные размеры золота;
- высокая плотность шлиховых минералов;
- кинетика процесса растворения золота;
- реагентный режим;
- вредное влияние сопутствующих рудных минералов.

## 6.1. ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЗОЛОТА ИЗ ШЛИХОВ ЦИАНИРОВАНИЕМ

Принципиальную возможность извлечения золота из шлихов методом цианирования испытывали на пробах магнитных шлихов, полученных из хвостов отсадочного прибора ПГБ-75 на магнитном шлюзе. Исходное содержание золота в магнитных шлихах по итогам пробирной плавки составило 16,0 г/т, по фазовому — 11,3 г/т. Из них 85,8 % металла содержались в свободной фазе. Колебания содержания составили от 5,1 до 20 г/т. Результаты ситового анализа приведены в табл. 6.2.

Цианирование шлихов проводилось в лабораторных условиях в бутылочном агитаторе. Время цианирования — 24 ч. Концентрация  $\text{NaCN}$  — 0,2 %,  $\text{CaO}$  — 0,02 %. Отношение Ж:Т в бутылочном агитаторе 2:1. Результаты испытаний представлены в табл. 6.3. Они свидетельствуют о высокой степени извлечения золота. Интенсивный переход золота в раствор происходит в первые 12 ч.

Связанное золото в исходном магнитном шлихе содержится в размере до 14,2 %. Для оценки степени вскрытия и его извлечения проводился эксперимент цианирования магнитных шлихов с измельчением по реагентному режиму извлечения рудного золота. Процесс измельчения был осуществлен в шаровой мельнице в течение 30 мин в растворе с концентрацией  $\text{NaCN}$  — 0,05 %,  $\text{CaO}$  — 0,01 %. Дальнейший режим цианирования выдерживался при концентрации  $\text{NaCN}$  — 0,025 %,  $\text{CaO}$  — 0,01 %. Отношение Ж:Т при измельчении 1:1, при разгрузке и цианировании — 2:1. Через каждые 4 ч отбиралась проба на экспресс-анализ содержания золота. Процесс перехода золота в раствор показан на рис. 6.1. Баланс металла в продуктах обогащения приведен в табл. 6.4. Полученные результаты свидетельствуют о снижении извлечения по сравнению с процессом цианирования без измельчения. Возможно, это обусловлено относительно низкой концентрацией  $\text{NaCN}$  в растворе. Золото в раствор во время технологического цикла измельчения пе-

решло в размере от 26,6 до 46,9 %. При этом доля связанного золота в твердом продукте снизилась до 6,5 %. Выхаживание мельницы после измельчения магнитных шлихов показало аккумуляцию золота в ней до 13 % от исходного содержания.

Таблица 6.1

Содержание золота в отвальных шлиховых продуктах

Обогатительная установка	Продукты обогащения	Содержание Au, г/т
Промприбор ПГШ-30,50	Пески места боя	0,6—1,3
Промприбор ПГБ-75	Хвосты доводочного шлюза	1,3—12,7
	Пески места боя	2,4—5,4
Отсадочный промприбор типа ПГБ-75	Хвосты доводочного шлюза	8,5—24,0
	Хвосты перечистой отсадки	0,5
Шлихообогатительная установка (ШОУ)	Хвосты основного концентрационного стола	0,5
	Хвосты перечистного стола	0,25—65,3
Шлихообогатительная фабрика	Сильномагнитная фракция магнитной сепарации	69,0—187,0
	Слабомагнитная фракция электромагнитной сепарации	2626,0—2948,0
	Легкая фракция феррогидростатической сепарации	15,5—29,1 кг/т
Мультигравитационный сепаратор «Мозли» MGS-900	Хвосты доводки магнитных шлихов	4,04—43,85
Лабораторный сепаратор «Мозли» С-800	Хвосты (перечистка хвостов двойной перечистки гравиконцентратов на концентраторах Knelson)	63,8
Сепаратор Knelson 3''	Хвосты доводки магнитных шлихов	3,66



Таблица 6.2

## Результаты ситового анализа золота в шлихе

Класс, мм	Выход, %	Содержание Au		Распределение Au, %
		г/т	г/т от исх.	
+0,9	4,0	3,05	0,12	1,0
+0,5	5,0	13,40	0,67	5,6
+0,315	21,0	9,53	2,00	16,8
+0,071	63,5	10,33	6,56	54,9
-0,071	6,5	39,80	2,59	21,7
<i>Итого</i>	100		11,94	100

Таблица 6.3

## Результаты цианирования шлихов в бутылочном агитаторе

Время, ч	Содержание Au, г/т			Извлечение сквозное, %
	в растворе	в твердом	общее	
12	7,04	1,3	8,34	84,4
24	1,00	0,3	1,3	12,0
<i>Итого</i>	8,04	0,3	8,34	96,4

Таблица 6.4

## Результаты цианирования шлихов в шаровой мельнице

№ пробы	Содержание Au, г/т			Извлечение, %
	в растворе	в твердом	общее	
1	11,0	2,30	13,30	82,71
2	11,0	1,10	12,10	90,91
3	11,0	1,90	12,90	85,27
Среднее	11,0	1,77	12,77	86,30

Таблица 6.5

## Содержание металлопримесей в растворе

Лабораторная установка	Содержание, мг/л			
	Ag	Zn	Cu	Fe
Бутылочный агитатор	0,2	0,85	0,7	10
Конус	0,6	1,9	1,6	15
Мельница	0,48	0,58	0,7	0,15

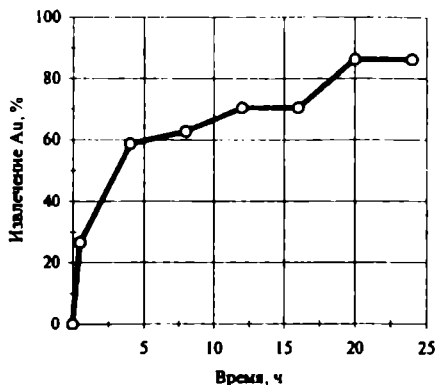


Рис. 6.1. Извлечение золота в раствор

Анализ содержания металлопримесей в растворе проводился после 12 ч цианирования (табл. 6.5). Относительно высокое содержание железа в растворе предопределено наличием железного скрапа и природных железосодержащих минералов в магнитном шлихе.

Таким образом, исследования процесса цианирования шлихов на лабораторных установках показали достаточно высокий коэффициент извлечения мелкого россыпного золота. При этом установлено, что относительно крупный размер золотин и содержание вредных металлопримесей не являются существенным препятствием для интенсивного перехода золота в раствор.

## 6.2. ЦИАНИРОВАНИЕ НА КОНУСЕ

Цианирование магнитных шлихов на лабораторном конусе проводилось при концентрации  $\text{NaCN}$  — 0,2 %,  $\text{CaO}$  — 0,03 %. Время цианирования — 24 ч. Фазовый состав исходных шлихов приведен в табл. 6.6. Доля связанного золота в пробах доходит до 37,8 %. Возможно, по этой причине извлечение золота составило всего 63,3 % (табл. 6.7). Дополнительное цианирование хвостов конуса дало 74,1 % извлечения, что свидетельствует о недорастворенном золоте. Наилучший показатель извлечения состава

вил 98,2 %, причем 96,4 % золота перешло в раствор за первые 12 ч. Таким образом, установлена принципиальная возможность извлечения золота с достаточной полнотой из магнитного шлиха путем цианирования на конусе.

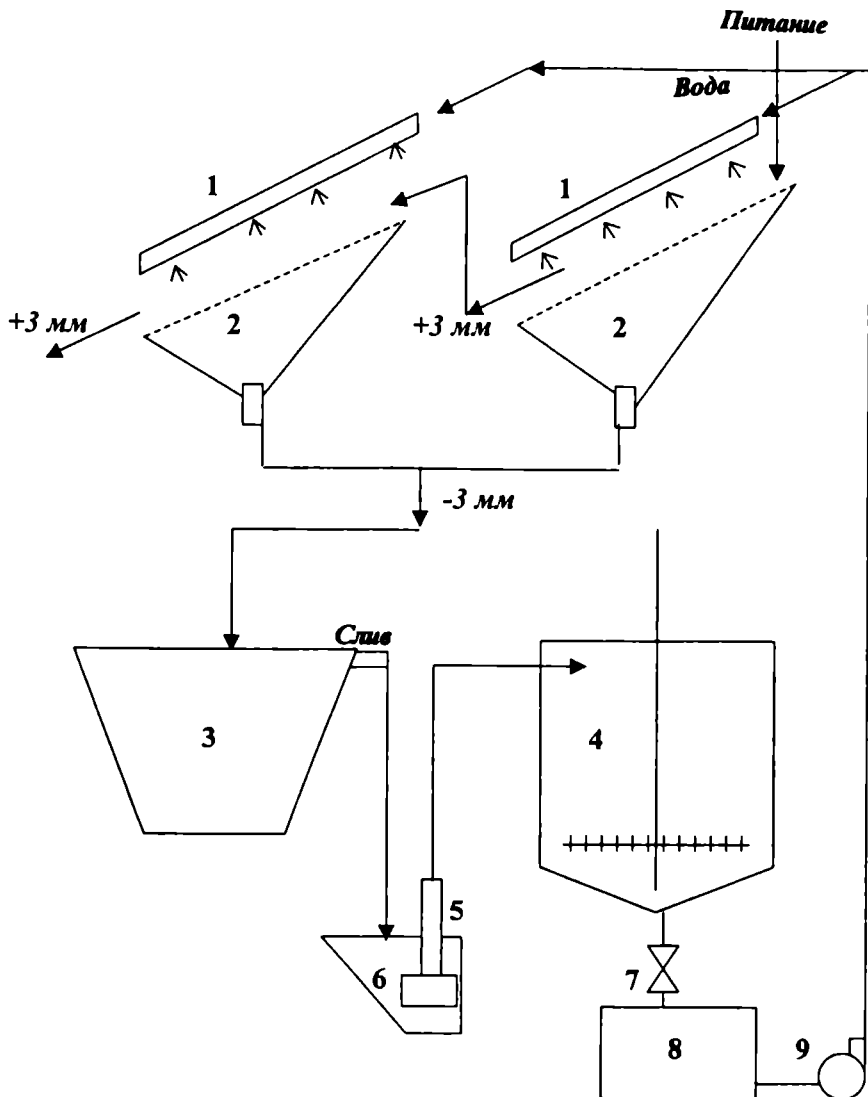
Таблица 6.6

**Фазовый состав исходного материала**

Концентрат магнитного шлюза	Содержание Au				
	свободного		связанного		общее, г/т
	г/т	%	г/т	%	
Из хвостов первичной отсадки	11,7	62,2	6,9	37,8	18,61
	9,7	85,8	1,6	14,2	1,3
Из хвостов доводочного узла	16,9	86,6	2,6	13,4	19,5

С целью установления показателей извлечения при цианировании на конусе в более представительных объемах проводился полупромышленный эксперимент в производственных условиях Куларской ЗИФ. Перед цианированием магнитный шлик подвергался двухстадиальному грохочению на виброгрохотах с напорным орошением по классу 3 мм. Для орошения использовалась оборотная система водоснабжения (рис. 6.2). Двухстадиальная схема грохочения была принята после обнаружения больших потерь золота с надрешетным продуктом. Было установлено, что эти потери обусловлены выходом в галю агрегатированных комков железного скрапа, лимонита и магнетита. Выход классов по загрузкам составил: +3 мм — 59,1 и 58,1 %, -3 мм — 40,9 и 41,9 % соответственно.

Принципиальная схема цепи аппаратов цианирования на конусе приведена на рис. 6.3. Процесс переработки на конусе производился следующим образом. Конус сверху при открытой откидной крышке загружался магнитными шлихами на 2/3 объема. Затем из пачука сливался готовый раствор NaCN на конус до заполнения накопительной емкости. На сливе с готового раствора отбирались пробы для



**Рис. 6.2.** Принципиальная схема цепи аппаратов подготовки шлиха:  
 1 — напорные оросители; 2 — виброгрохоты; 3 — емкость для шлиха; 4 — сгуститель; 5 — дренажный насос; 6 — зумпф; 7 — вентиль; 8 — емкость; 9 — грунтовой насос

Результаты цианирования шлихов на лабораторном конусе

Продукты обогащения	Ж : Т	Циклы, ч	NaCN, %	CaO, %	Содержание Au по циклам		Содержание Au, г/т			Извле- чение, %	
					исх., г/т	р-р, мг/л	в растворе	в твердом	общее		
Концентрат магнитно- го шлюза из хвостов первичной отсадки	2 : 1	Исх.	0,2	0,03	18,6 (6,6*)						
		16 24	0,15	0,012	7,6	4,4	12,0	63,3			
	2,5 : 1	Исх.	0,2	0,03	11,3						
		12 24	0,25	13,75	0,25	0,25	14,0	96,4 98,2			
Концентрат магнитно- го шлюза из хвостов доводочного узла	2 : 1	Исх.	0,2	0,03	19,5 (21,1*)						
		16 24	0,15	0,003	9,0	5,3	24,3	78,2			
Хвосты конуса на им- пеллерной мешалке	2 : 1	24	0,2	0,03	(1,0*)			2,0	0,7	2,7	74,1

\* Содержание Au в дубликатах по результатам химико-спектрального анализа.

определения фонового содержания золота и концентрации реагентов. Далее посредством насоса на вершину конуса подавали раствор из накопительной емкости со скоростью, обеспечивающей взвешивание шлиха в режиме «кипящего слоя». При этом контролировался выход шлиха на сливе. По мере необходимости раствор подкреплялся путем добавления NaCN и NaOH через люк на крышке конуса. По окончании процесса золотосодержащий раствор направлялся на сорбцию золота на ионообменной смоле и далее — на электролиз.

Таблица 6.8

Результаты ситового анализа золота в шлихе

Класс, мм	Масса, г	Выход, %	Содержание Au		Распределение Au, %
			г/т	г/т от иск.	
-3 +2	280	6,10	9,7	0,59	0,20
-2 +1	1365	29,74	8,25	2,45	0,83
-1 +0,5	1215	26,47	31,65	8,38	2,84
-0,5 +0,25	1305	28,43	742,6	211,13	71,52
-0,25	425	9,26	784,8	72,67	24,61
<i>Итого</i>	4590	100		295,22	100

Магнитный шлик имел насыпную плотность 1,76 г / см<sup>3</sup>. Среднее содержание золота в пробах гали +3 мм — 1,1 г/т. Объем магнитного шлиха при первой загрузке составил 0,886 м<sup>3</sup>, при второй — 1,007 м<sup>3</sup>. Среднее содержание золота в исходных шлихах первой загрузки соответствовало 21,45 г/т при колебаниях от 7,0 до 32,5 г/т. На второй загрузке соответственно 98,05 и 2,7—241,29 г/т. Результаты ситового анализа золота и распределение по крупности шлихов второй загрузки приведены в табл. 6.8. Из всей массы 96,1 % золота имеет крупность менее 0,5 мм. Причем золото класса -0,5 +0,25 мм, которое имеет выход 71,5 %, представлено преимущественно пластинчато-чешуйчатым морфотипом. Выход магнитной фракции составил 4,34 %.

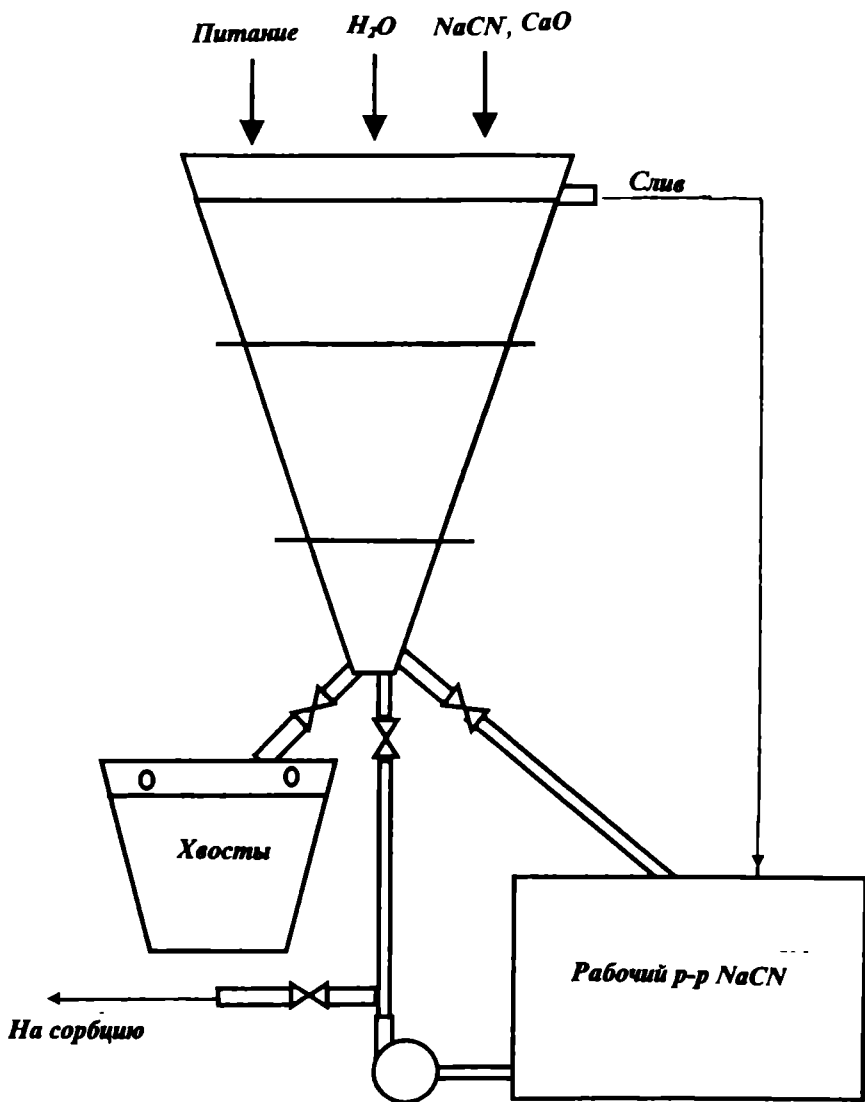


Рис. 6.3. Принципиальная схема цепи аппаратов цианирования на конусе

## Цианирование шлихов на конусе

Время, ч	Концентрация, %		Содержание Au, мг/л	Масса Au, г	Извлечение	
	NaCN	NaOH			г/г	%
<i>Первая загрузка</i>						
0	0,06*	Сл.*	2,5	5	—	—
1	0,04*	Сл.*	—	—	—	—
19	0,02	Сл.*	12,5	25	12,54	37,55
20	0,07*	Сл.	—	—	—	—
48	0,09*	0,01*	5,0	10	3,13	9,39
64	0,13	0,02	12,5	25	12,54	37,55
72	0,11*	0,06	12,5	25	12,54	37,55
74	0,17	0,05	13,5	27	13,79	41,30
88	0,16	0,05	14,5	29	15,05	45,05
<i>Вторая загрузка</i>						
0	0,13*	0,02	12,5	31,3	—	—
3	0,20	0,01*	25,0	62,5	35,31	36,01
5	0,13*	0,04	35,0	87,5	49,44	50,42
24	0,21	0,03	30,0	75,0	42,37	43,22
27	0,24	0,04	37,0	92,5	52,26	53,30
29	0,21	0,02	40,0	100,0	56,50	57,62
46	0,20	0,03	45,0	112,5	63,56	64,82
70	0,14	0,03	56,0	140,0	79,10	80,67
* Подкрепление раствора.						

Цианирование первой загрузки на начальном этапе сопровождалось значительным расходом NaCN при низком количестве перехода золота в раствор (табл. 6.9). Потери цианида, по всей вероятности, были обусловлены реакцией гидролиза, поскольку за этот период замеры показали недостаточность концентрации NaOH. Однако и выход на более приемлемый уровень концентрации реагентов и дальнейшее подкрепление концентрации NaCN не дали в последующем положительных сдвигов в кинетике перехода золота в раствор (рис. 6.4). После 88 ч циркуляции раствора процесс был прекращен. Содержание золота в кеках ци-



нирования составило 18,35 г/т, а коэффициент извлечения — 45,05 % (табл. 6.10). Наиболее вероятной причиной низкого извлечения золота представляется низкая температура в помещении фабрики, которая на момент начала испытаний составила от +1 до +3 °С.

Таблица 6.10

**Результаты цианирования шлихов на конусе**

Загрузка	Содержание Au, г/т	Баланс золота, г/т			Извлечение, %
		в растворе	в твердом	сумма	
Первая	21,45	15,05	18,35	33,4	45,05
Вторая	98,05	79,1	18,95	98,05	80,67

При второй загрузке конуса температура воздуха в помещении составляла от +5 до +8 °С. Концентрация цианида поддерживалась на уровне 0,2 %, а NaOH — 0,02 % (см. табл. 6.9). При таком режиме 50,4 % золота перешло в раствор за 5 ч цианирования. В дальнейшем без подкрепления реагентов за 70 ч цианирования было извлечено в раствор до 80,67 % золота. Содержание золота в растворе составило 56 мг/л.

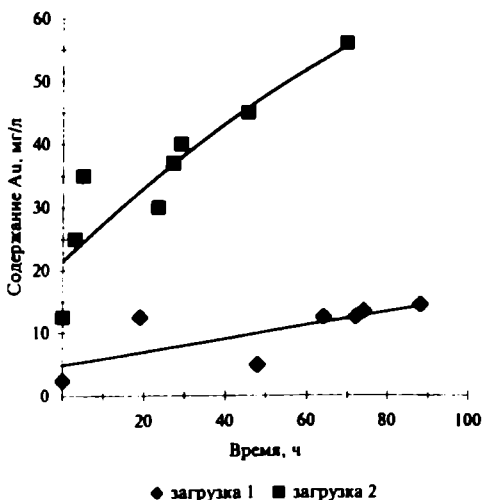


Рис. 6.4. Зависимость содержания золота в растворе от времени

В связи с потерями золота при грохочении в надрешетный продукт +3 мм, достигающими значения содержания золота в некоторых пробах до 1470,5 г / т, магнитные шлихи были в дальнейшем переработаны путем предварительного измельчения исходного материала<sup>1</sup>. Принципиальная технологическая схема переработки шлихов (рис. 6.5) включала в себя следующие операции:

- одностадийное измельчение в мельнице МШР 2700 × × 3100;
- отсадку в машине МОД-2;
- классификацию хвостов отсадки в спиральном классификаторе КСН-20;
- разделение концентрата отсадки и слива классификатора по отдельным веткам гравитационного обогащения на концентрационных столах СКО-7,5 с предварительной классификацией концентратов в гидроциклонах ГЦ-50;
- направление сливов ГЦ-50 в отвал;
- возврат промпродуктов столов на доизмельчение;
- цианирование концентратов, полученных при обогащении концентрата отсадки и слива классификатора в конусе;
- фильтрацию цианистого раствора в нутч-филт্রে;
- извлечение золота из цианистых растворов на графитизированном ватине;
- сушку осадка и сжигание графитизированного ватина;
- обезвреживание отработанных растворов гипохлоритом натрия.

В период переработки концентратов мельница работала в следующем режиме питания с целью обеспечения нормальной загрузки концентрационных столов: 4 мин. питатель работал, 11 мин. — стоял. Чистое время работы мельницы составило 6 ч 45 мин. По окончании цикла мельница захаживалась 3 ч при значительном расходе воды с целью полного ее освобождения от остатков концентратов.

---

<sup>1</sup> Испытания проведены сотрудниками АООТ «Иргиредмет» В.П. Бескровной, В.Е. Бескровным и В.В. Амбаровым.

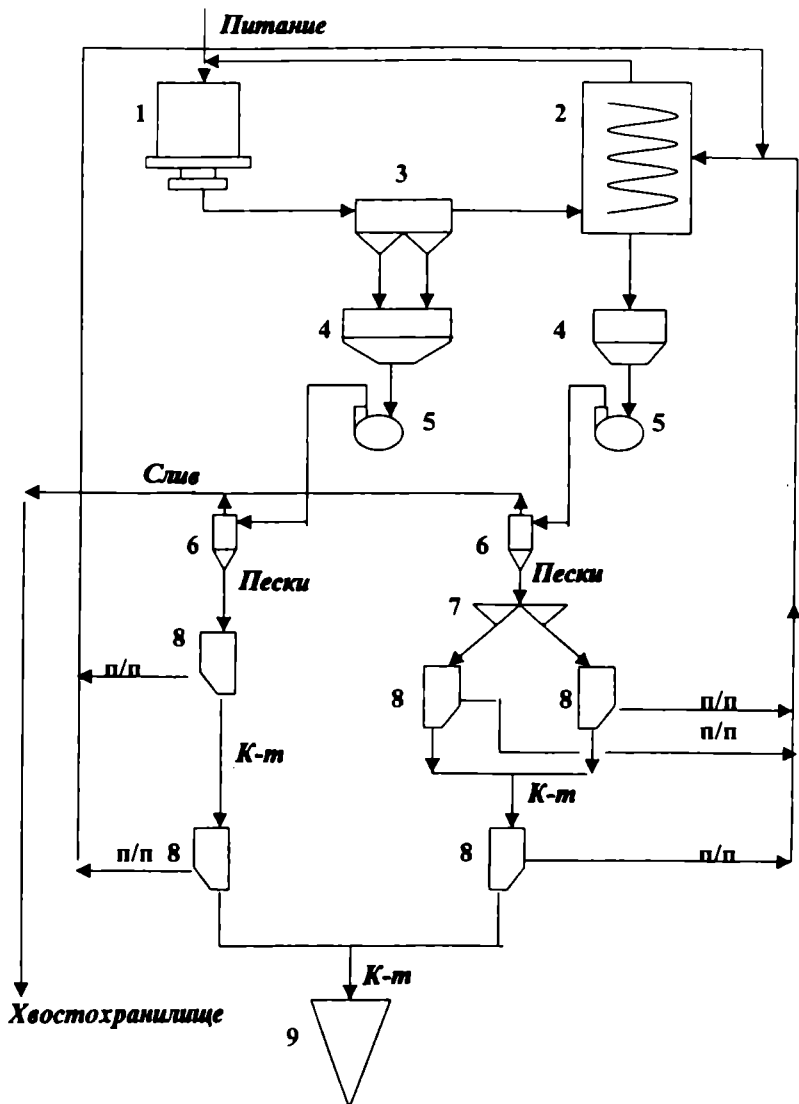


Рис. 6.5. Принципиальная схема переработки магнитных шлихов на Куларской ЗИФ:

1 — мельница МШР; 2 — классификатор КСН-20; 3 — отсадочная машина МОД-2; 4 — зумпфы; 5 — песковые насосы НПБР-160/20; 6 — гидроциклоны ГЦ-50; 7 — пульподелитель; 8 — концентратные столы СКО-7,5; 9 — конус

Дополнительно по шламовой ветке переработана постель сгустителя, оставшаяся после первых двух загрузок конуса. Из нее извлечено 40 г золота.

Содержание золота в исходном продукте по результатам переработки составило 31,29 г/т. По схеме гравитационного цикла обогащения получены следующие показатели переработки (табл. 6.11):

- выход гравиконцентрата, объединенного с обеих веток обогащения, — 3,9 %;
- содержание золота в объединенном гравиконцентрате — 691,5 г/т;
- содержание золота в хвостах гравитации (слив гидроциклона) — 4,5 г/т;
- извлечение золота гравитацией — 86,18 % (566,34 г).

Вместе с постелью сгустителя извлечено золота суммарного в гравиконцентрат 606 г.

При цианировании гравиконцентрата на конусе достигнуто извлечение золота до 97,9 %. Содержание золота в хвостах цианирования составило 12,44 г/т.

Сквозное извлечение по всему переделу соответствует 84,4 %. Всего суммарного золота было извлечено 593,9 г.

Таблица 6.11

**Показатели гравитационного обогащения шлихов**

Продукты обогащения	Масса, т	Выход, %	Содержание Au, г/т	Извлечение	
				г	%
Гравиконцентрат	0,82	3,9	691,5	566,34	86,18
Хвосты	20,18	96,1	4,5	90,81	13,82
<i>Итого</i>	21,0	100	31,29	657,15	100

Таким образом, переработка шлихов на конусе имеет достаточно высокие показатели извлечения золота. При этом установлено, что ни высокая плотность шлиха, ни крупность частиц золота не являются препятствием для эффективного извлечения золота.

### 6.3. КЮВЕТНОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ

Цианирование золотосодержащих шлихов на конусе целесообразно при относительно высоком содержании золота. Однако в общей массе шлиховые продукты имеют невысокое содержание, поэтому их переработка на конусе неэффективна из-за высокой себестоимости. Переработка же шлихов способом кучного выщелачивания проблематична вследствие небольшого объема шлиховых продуктов и необходимости многолетнего накопления для отсыпки необходимого объема кучи. В связи с этим наиболее приемлемым вариантом переработки относительно бедных шлихов может стать технология кюветного выщелачивания, по которой перерабатываются небольшие объемы рудной массы, чем по кучному способу. При этом полное погружение исходного материала в раствор и максимальная доступность золота для контакта с цианидами могли бы обеспечить высокие показатели извлечения.

#### 6.3.1. Коэффициент фильтрации магнитного шлиха

Для технологической оценки эффективности процесса выщелачивания одним из важных свойств испытуемого материала является его фильтрационная способность, которая характеризуется коэффициентом фильтрации. Для определения коэффициента фильтрации образцы магнитного шлиха были отобраны с различных участков поверхности экспериментального магнитного шлюза. Вещественный состав магнитного шлиха представлен смесью магнитных и слабомагнитных минералов с примесью немагнитных тяжелых минералов и кварца. Гранулометрический состав магнитного шлиха в пробах приведен в табл. 6.12.

Коэффициент фильтрации магнитного шлиха определялся в соответствии с требованиями ГОСТ 25584—83 на приборе КФ-00М. Подготовка образца магнитного шлиха к испытаниям проводилась следующим образом. Рабочий цилиндр прибора наполнялся магнитным шлихом путем

насыпания с высоты 5—10 см слоями толщиной 1—2 см с уплотнением каждого слоя трамбованием. Поверхность образца зачищали на один уровень с краем цилиндра. Затем в корпус наливали воду и вращением подъемного винта поднимали подставку до совмещения отметки градиента напора на планке с верхним краем крышки корпуса. Цилиндр с магнитным шлихом устанавливали на подставку и вращением подъемного винта медленно погружали в воду. В таком положении прибор выдерживался до полного увлажнения образца. В процессе водонасыщения поддерживался постоянный уровень воды у верхнего края корпуса.

Таблица 6.12

Грансостав магнитных шлихов, %

№ пробы	Класс, мм					
	+5,0	+1,0—5,0	+0,5—1	+0,25—0,5	+0,1—0,25	+0,02—0,1
1	10,9	24,1	13,8	15,7	24,6	10,9
2	22,7	27,9	12,2	10,9	15,4	10,9
3	—	29,6	14,7	12,1	27,5	16,5
4	7,0	17,0	9,5	13,1	36,9	16,5
5	—	32,7	14,6	12,9	31,3	8,5
6	10,2	21,9	11,4	12,5	24,1	19,9
7	4,3	20,8	13,3	16,1	28,1	17,4
8	7,0	21,6	10,9	22,3	29,0	9,2
9	6,9	23,4	11,3	13,0	33,9	11,5
Среднее	7,6	24,3	12,4	14,3	27,9	13,5

Коэффициент фильтрации  $K_{10}$ , приведенный к условиям фильтрации при температуре 10 °С, вычисляли по формуле

$$K_{10} = 864 V_w / t_m A T G,$$

где  $V_w$  — объем профильтровавшейся воды, см<sup>3</sup>;  $t_m$  — средняя продолжительность фильтрации (по замерам при одинаковых расходах воды), с;  $A$  — площадь поперечного се-

чения цилиндра фильтрационной трубки, см<sup>2</sup>;  $G$  — градиент напора;  $T = (0,7 + 0,03 T_w)$  — поправка для приведения значения коэффициента фильтрации к условиям фильтрации воды при температуре 10 °С;  $T_w$  — фактическая температура воды при испытании, град; 864 — переводной коэффициент (из см/с в м/сут).

Значения коэффициента фильтрации магнитного шлиха, полученные в процессе лабораторных опытов при температуре воды 15 °С, приведены в табл. 6.13.

Таблица 6.13

Коэффициент фильтрации магнитного шлиха, м/сут

Расход воды, мл	Напорный градиент		
	0,4	0,6	0,8
10	4,04 / 6,31	4,21 / 4,36	4,04 / 5,22
20	4,39 / 6,16	3,48 / 4,47	4,27 / 5,15
30	4,04 / 5,87	3,25 / 4,24	4,17 / 5,22
40	6,06 / 5,74	5,22 / 4,17	4,32 / 5,01
50	6,53 / 6,06	3,43 / 4,11	4,08 / 5,15
60	3,10 / 5,37	5,44 / 4,77	3,83 / 5,15
70	—	2,56 / 3,58	4,42 / 5,01
80	—	— / 4,21	3,95 / 4,88

*Примечание.* В числителе приведено значение  $K_{10}$  в первой пробе, в знаменателе — во второй.

При цианировании способом просачивания раствора оптимальным считается коэффициент фильтрации не ниже 1,2 м/сут. Для аллювиальных отложений в районе месторождения следующие коэффициенты фильтрации: гравий с супесью — 0,03 м/сут, гравий с песком — 0,14—0,2 м/сут. Усредненный коэффициент фильтрации магнитного шлиха приведен на рис. 6.6. Среднее значение коэффициента фильтрации составило 4,7 м/сут. Высокая просачиваемость магнитных шлихов свидетельствует об отсутствии или незначительном количестве илесто-глинистых частиц.

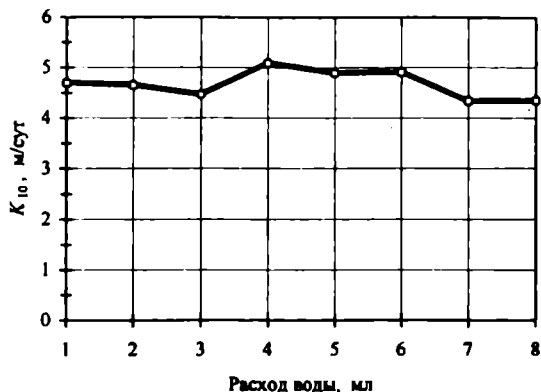


Рис. 6.6. Коэффициент фильтрации магнитного шлиха

Таким образом, магнитный шлик по фильтрационным свойствам вполне пригоден для кюветного выщелачивания.

### 6.3.2. Лабораторное моделирование кюветного цианирования

Лабораторный эксперимент был проведен в небольшой емкости с загрузкой магнитного шлиха массой 3 кг. Результаты фазового и ситового анализа исходной пробы приведены в табл. 6.14. Содержание золота в общей пробе по результатам пробирной плавки составило по трем навескам соответственно 5,1; 8,8 и 20 г/т. Основная масса золотин (до 93,4 %) имеет крупность менее 0,5 мм. Наиболее высокое содержание свободного золота сосредоточено в классе  $-0,071$  мм и соответствует 37,8 г/т. Доля связанного золота составила 10,4 %.

Магнитный шлик подвергался пассивному выщелачиванию раствором  $\text{NaCN}$  с концентрацией 0,2 % в течение 24 ч. Концентрация защитной щелочи  $\text{CaO}$  в исходном растворе составила 0,02 %. Первые шесть отмывок проведены цианистым раствором с той же концентрацией  $\text{NaCN}$  с общим объемом в соотношении  $\text{Ж} : \text{Т} = 1 : 1$ . Последую-



щие отмывки выполнены водой при соотношении Ж : Т = 2 : 1. Циклограмма перехода золота в раствор приведена в табл. 6.15. Содержание извлекаемого выщелачиванием золота в твердом составило 15,65 г/т, а содержание в хвостах — 0,6 г/т. Общее извлечение высокое и достигает 96,3%.

Таблица 6.14

Результаты ситового анализа исходных магнитных шлихов

Класс, мм	Выход, %		Содержание Au					Распределение Au, %	
			свободного		связанного		сумм.	своб.	сумм.
	частный	суммарный	г/т	г/т от исх.	г/т	г/т от исх.	г/т		
+0,9	4,0	4,0	0,75	0,03	2,3	0,09	0,12	0,28	1,0
+0,5	5,0	9,0	12,40	0,62	1,0	0,05	0,67	5,80	5,6
+0,315	21,0	30,0	7,93	1,67	1,6	0,34	2,00	15,57	16,8
+0,16	61,0	91,0	8,85	5,40	1,0*	0,63*	6,56*	50,47	54,9*
+0,071	2,5	93,5	21,00	0,53	—	—	—	4,91	—
-0,071	6,5	100,0	37,80	2,46	2,0	0,13	2,59	22,97	21,7
<b>Итого</b>	<b>100</b>			<b>10,70</b>		<b>1,24</b>	<b>11,94</b>	<b>100</b>	<b>100</b>

\* Для объединенного класса +0,071 -0,315 мм.

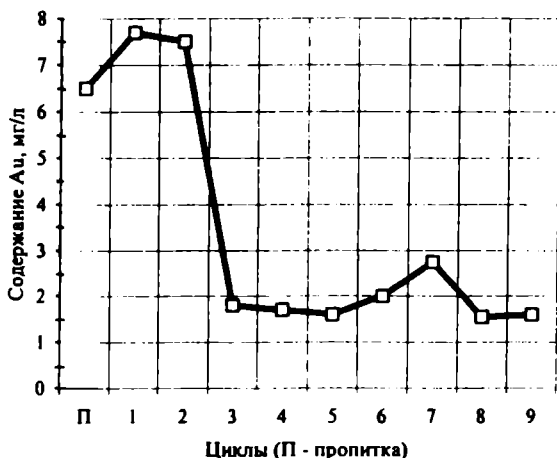


Рис. 6.7. Содержание золота в растворе по циклам

Высокое содержание золота наблюдается только в растворах пропитки и первых двух отмывок. В дальнейшем оно резко падает (рис. 6.7)

Таблица 6.15

Циклограмма перехода золота в раствор

Цикл	Объем р-ра, мл	Содержание Au, мг/л	Масса Au, мг		Извлечение суммарное	
			за цикл	сумм.	г/т	%
Пропитка	38	6,5	0,247	0,25	0,08	0,51
Отмывки:						
1	585	7,7	4,505	4,75	1,58	9,75
2	440	7,5	3,3	8,05	2,68	16,52
3	350	1,8	0,63	8,68	2,89	17,81
4	465	1,7	0,791	9,47	3,16	19,43
5	600	1,6	0,96	10,43	3,48	21,4
6	560	2,0	1,12	11,55	3,85	23,7
Отмывки:						
7	6000	2,75	16,5	28,05	9,35	57,54
8	6000	1,55	9,3	37,35	12,45	76,62
9	6000	1,6	9,6	46,95	15,65	96,31

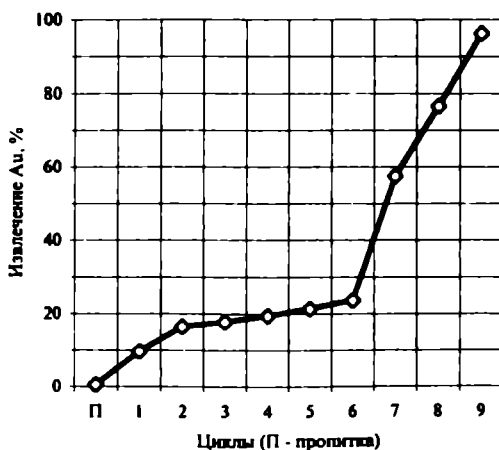


Рис. 6.8. Извлечение золота в раствор по циклам

Извлечение золота по операциям отмывки цианистым раствором низкое и по результатам 6-ти отмывок составило всего 23,7 % (рис. 6.8). Значительный переход металла в раствор произошел при отмывках водой до 72,6 %. В связи с резким повышением извлечения в последних отмывках хвосты были подвергнуты дополнительной отмывке водой путем пятикратной распульковки при  $Ж : Т = 2 : 1$ . Содержание золота в растворе при этом оказалось низким, монотонно и неуклонно снижалось и составило соответственно, мг/л: 0,5; 0,2; 0,15; 0,018; 0,007. Это подтвердило завершение процесса перехода свободного золота в раствор на девятой отмывке. В твердой фазе хвостов содержание золота составило 0,25 г/т.

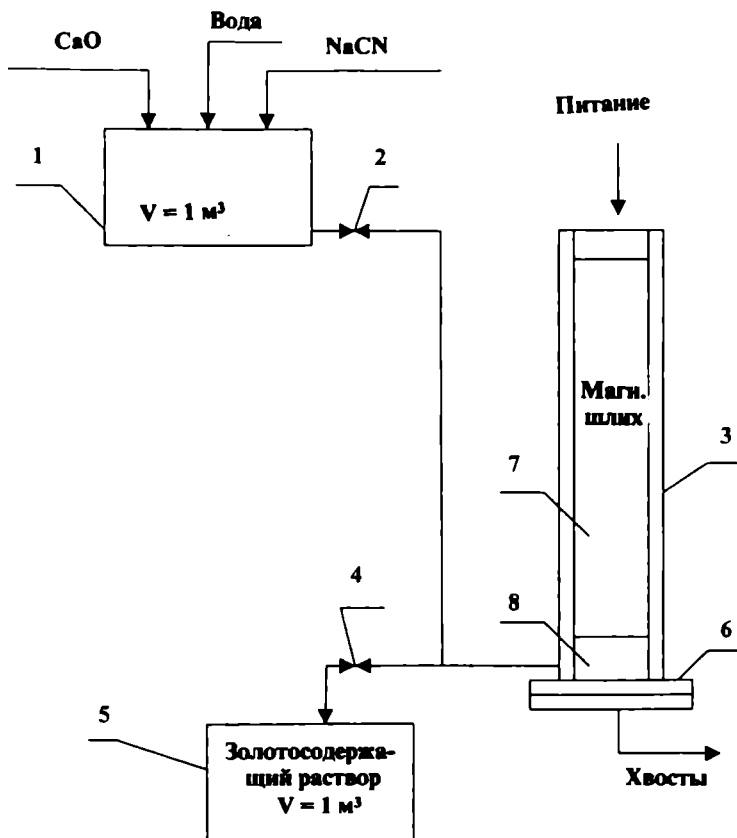
Таким образом, результаты лабораторных исследований показали принципиальную возможность извлечения золота из магнитных шлихов по технологии кюветного выщелачивания.

### **6.3.3. Эксперимент на пилотной установке**

Для подтверждения предварительных положительных результатов, полученных в ходе выполнения экспериментов на лабораторных моделях, в более представительных объемах испытуемого материала были проведены укрупненные лабораторные испытания на пилотной установке АК «Алданзолото».

Схема цепи аппаратов пилотной установки приведена на рис. 6.9. Выщелачивание золота из магнитных шлихов проводилось в цилиндрической емкости в виде колонны 3 диаметром 0,5 м, высотой 4 м, объемом 0,8 м<sup>3</sup> (полезный объем 0,7 м<sup>3</sup>). Исходные цианистые растворы готовились в емкости 1. Подача растворов и воды в колонну осуществлялась через вентиль 2, а слив золотосодержащего раствора — через вентиль 4 в накопительную емкость 5. Объем растворов измеряли по уровню их в емкостях 1 и 5.

Процесс выщелачивания производился следующим образом. Исходный материал с контейнера загружался в ко-



**Рис. 6.9.** Схема цепи аппаратов укрупненной лабораторной установки кюветного выщелачивания:

1, 5 — емкости для раствора; 2, 4 — вентили; 3 — колонна для выщелачивания; 6 — фланец с заглушкой; 7 — магнитный шлик; 8 — дренажный слой

лонну сверху. Перед загрузкой шлик на дно колонны засыпался дренарующий слой гали 8 высотой до 100 мм для предотвращения выноса мелких фракций и забивания ими растворного патрубков. Затем проверялось закрытие вентилей разгрузочных патрубков и в емкости 1 готовился исходный цианистый раствор заданной концентрации по реагентам. Заполнение цианистым раствором колонны осуществлялось самотеком путем открытия вентилей 2 до по-

явления зеркала раствора над поверхностью магнитного шлиха 7. При понижении уровня раствора вновь медленно открывался вентиль, и так продолжалось до получения устойчивого зеркала. По окончании процесса пассивного выщелачивания растворы пропитки сливались и замерялся их объем. При отмывке шлихов от растворенного золота заполнение колонны и слив промывных растворов проводились аналогично пропитке.

Исходный материал опробовался в процессе загрузки равномерно от всей массы с общей массой пробы до 15—20 кг. Отобранная проба усреднялась и сокращалась на месте до 2—3 кг. Дальнейшая подготовка и обработка проб производились по стандартным методикам. При этом определялись влажность, насыпная плотность шлихов, содержание свободного, связанного и суммарного золота, распределение свободного и связанного золота по классам крупности в исходном продукте.

Контроль концентрации  $\text{NaCN}$  и  $\text{CaO}$  в исходном растворе осуществлялся при приготовлении. Периодичность приготовления составляла один раз за цикл. Контроль расхода раствора на пропитку производился один раз за цикл подсчетом по разнице объемов в расходной емкости.

Для определения содержания золота и реагентов регулярно отбирались пробы промывных растворов при отмывках. Проба с твердых хвостов выщелачивания отбиралась равномерно от всего объема материала. Принципиальная схема технологического контроля приведена на рис. 6.10.

Лабораторные анализы показали, что насыпная плотность шлиха в среднем составляет 2,1—2,3 г/см<sup>3</sup>. Влажность — 10 %. Максимальная влагоудерживающая способность — 14,3 %. По вещественному составу основная масса шлиха до 82 % (табл. 6.16) представлена сильномагнитными минералами и железным скрапом. Немагнитная фракция составлена слабо- и немагнитными минералами.

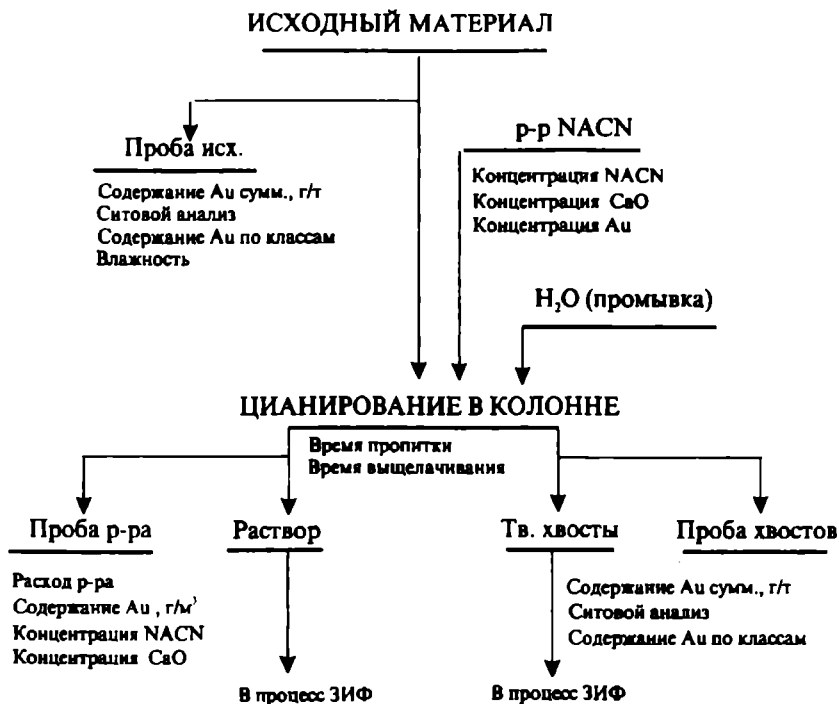


Рис. 6.10. Принципиальная схема технологического контроля

Зернистость и незначительное содержание шламов и глины определили легкую просачиваемость раствора через насыпной слой. По крупности основной зерновой материал шлиха (63—66 %) сосредоточен в узком классе от 0,63 до 0,071 мм. Выход относительно крупного материала +0,63 мм колеблется в пределах 23,2—29,8 %, а выход иловой фракции — 7,8—13 % (рис. 6.11).

Содержание золота в исходных шлихах колеблется в пределах от 10,0 (химический анализ) до 16,75 г/т (пробирный анализ — табл. 6.17). Среднее содержание золота при усреднении результатов пробирного, общего и ситового анализов составило 12,63 г/т. Весовое золото имеет крупность от 0,071 до 0,315 мм и составляет долю 78,8 % (табл. 6.18). С учетом тонких классов 89,1 % золота имеет крупность менее 0,315 мм. Наиболее богатым оказался класс -0,16 +0,071 мм при содержании золота 21,09 г/т.

Таблица 6.16

## Результаты анализа золота в продуктах обогащения по фракциям

Фракция	Выход, %	Содержание Au, г/т			Распределение Au, %		
		своб.	связ.	сумм.	своб.	связ.	сумм.
<i>Исходные шлихи</i>							
Немагнитная	18	11,376	0,083	11,459	100	7,38	91,67
Магнитная	82	—	1,041	1,041	—	92,62	8,33
<i>Итого</i>	100	11,376	1,124	12,500	100	100	100
<i>Хвост цианирования</i>							
Немагнитная	20	1,26	0,160	1,420	100	18,69	67,11
Магнитная	80	—	0,696	0,696	—	81,31	32,89
<i>Итого</i>	100	1,26	0,856	2,116	100	100	100

Таблица 6.17

## Результаты анализа продуктов обогащения

Продукты обогащения	Содержание Au, г/т							Среднее
	Про- бирный анализ	Фазовый анализ			Ситовой анализ			
		своб.	связ.	сумм.	своб.	связ.	сумм.	
Шлихи	16,75	12,6	0,29	12,89	10,95	1,48	12,43	14,02
Хвосты	1,56	1,02	1,25	2,27	0,99	0,75	1,74	1,86
Извлечение, %	90,69	91,90	—	82,39	90,99	49,02	85,99	86,76

Таблица 6.18

## Результаты ситового анализа исходных шлихов

Класс, мм	Выход, %			Содержание Au		Распределение Au, %
	част.	«+»	«-»	г/т	г/т от иск.	
+1,6	10,2	10,2	100,0	1,40	0,143	1,1
+0,9	6,2	16,4	89,8	1,76	0,109	0,9
+0,63	7,0	23,4	83,6	5,10	0,357	2,9
+0,315	10,5	33,9	76,6	7,06	0,741	6,0
+0,16	28,6	62,5	66,1	15,83	4,527	36,4
+0,071	25,0	87,5	37,5	21,09	5,273	42,4
-0,071	12,5	100,0	12,5	10,22	1,278	10,3
<i>Итого</i>	100				12,428	100

Количество свободного золота в шлихах составило в среднем 92,3 % при колебании от 88,1 до 97,7 %. Распределение по классам идентично распределению суммарного золота (табл. 6.19). В магнитной фракции свободное золото не обнаружено (см. табл. 6.16). При магнитной сепарации в немагнитную фракцию переходит 91,7 % золота. В этом объеме 99,3 % золота находится в свободном состоянии при содержании 63,2 г/т.

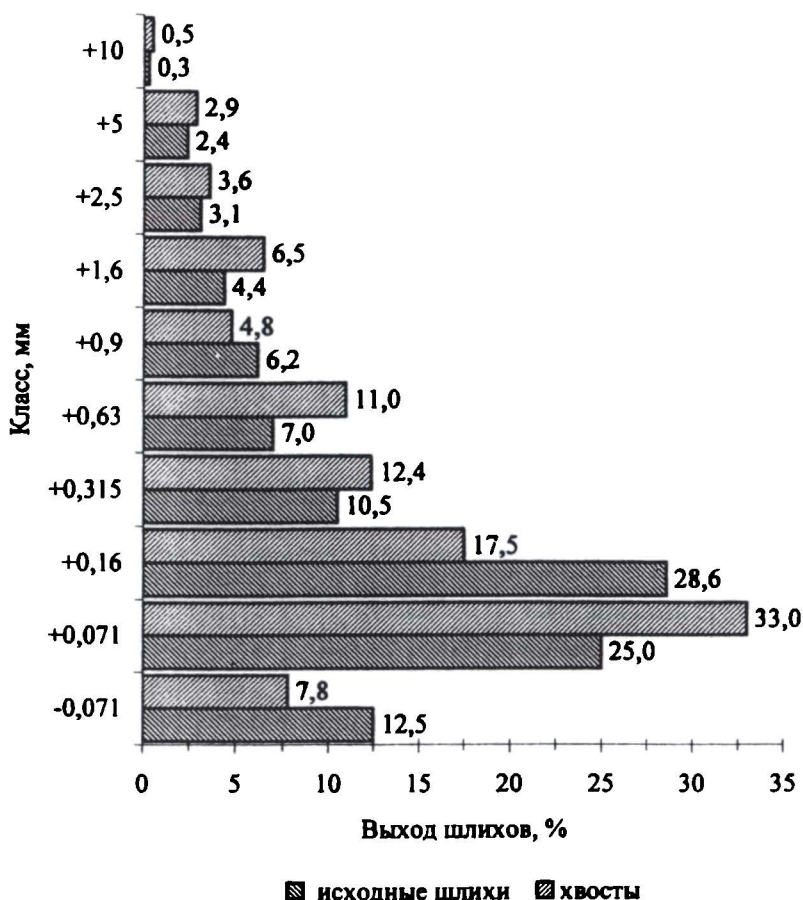


Рис. 6.11. Грансостав шлихов до и после цианирования



Доля связанного золота составила 7,71 % при колебании от 2,25 до 11,9 %. Его содержание по итогам ситового анализа составило 1,48 г / т (табл. 6.20). Основная масса связанного золота до 80,9 % имеет размер менее 0,315 мм. В магнитной фракции все золото находится в связанной форме и имеет содержание 1,27 г/т. При магнитной сепарации 92,62 % связанного золота переходит в магнитную фракцию (см. табл. 6.16). По результатам фазового анализа 72,6 % связанного золота находится в сростках с другими минералами (табл. 6.21).

Таблица 6.19

Результаты анализа свободного золота в продуктах обогащения

Класс, мм	Содержание Au				Распределение Au, %		Извлечение, %
	исходный шлик		хвосты		исх.	хвосты	
	г/т	г/т от исх.	г/т	г/т от исх.			
+0,9	1,61	0,10	0,08	0,004	0,91	0,39	96,0
+0,63	4,90	0,34	0,45	0,050	3,11	5,02	85,3
+0,315	5,96	0,63	1,02	0,126	5,75	12,82	80,0
+0,16	13,13	3,76	1,90	0,333	34,34	33,71	91,1
+0,071	20,09	5,02	1,20	0,396	45,84	40,15	92,1
-0,071	8,82	1,10	1,00	0,078	10,05	7,91	92,9
<i>Итого</i>		10,95		0,987	100	100	91,0

Таблица 6.20

Результаты анализа связанного золота в продуктах обогащения

Класс, мм	Содержание Au				Распределение Au, %		Извлечение, %
	исходный шлик		хвосты		исх.	хвосты	
	г/т	г/т от исх.	г/т	г/т от исх.			
+1,6	1,40	0,143	4,40	0,594	9,67	78,83	—
+0,9	0,15	0,009	0,20	0,010	0,61	1,27	—
+0,63	0,20	0,014	0,15	0,017	0,95	2,19	—
+0,315	1,10	0,116	0,15	0,019	7,84	2,47	83,97
+0,16	2,70	0,772	0,15	0,026	52,20	3,49	96,59
+0,071	1,00	0,250	0,15	0,050	16,90	6,57	80,20
-0,071	1,40	0,175	0,50	0,039	11,83	5,18	77,71
<i>Итого</i>		1,479		0,754	100	100	49,05

## Результаты фазового анализа продуктов обогащения

Формы ассоциаций золота	Содержание Au			
	исходный шлик		хвосты	
	г/т	%	г/т	%
Свободное	9,53	92,9	0,54	45,8
В сростках	0,53	5,2	0,44	37,3
Связанное	0,20	1,9	0,20	17,8
<i>Итого</i>	10,26	100	1,18	100

Пропитка шлихов производилась крепким раствором с концентрацией  $\text{NaCN}$  0,36 %. В качестве защитной щелочи применялся  $\text{CaO}$  при концентрации 0,02 %. Объем раствора на пропитку при массе исходных шлихов 1,5 т составил 84 л. Продолжительность пропитки шлихов раствором составляла до 72 ч. За этот цикл пассивного цианирования извлечено 12,85 % золота с его концентрацией в растворе 29 мг/л (табл. 6.22). Отмывки с 1-го по 14-й цикл произведены раствором с концентрацией 0,15—0,16 %  $\text{NCN}$  (табл. 6.23). За 1-ю отмывку доизвлечение золота составило 7,29 % с последующим монотонным снижением по циклам до 3,46 %. Отмечено значительное падение концентрации  $\text{CaO}$  в первых отмывках. Поэтому с 3-й отмывки раствор подкреплен до концентрации 0,06 %. Однако относительное равновесное состояние установилось только с 6-й отмывки. Отмывки с 15-й по 21-ю выполнены цианистым раствором с концентрацией 0,03 %. При этом резкого снижения скорости перехода золота в раствор не произошло. Значительное падение содержания золота в растворе произошло с 22-й отмывки при концентрации  $\text{NaCN}$  в растворе 0,004 %. Последующие подкрепления раствора до 0,02 % в 23—24 отмывках ожидаемого эффекта не дали. На последней, 29-й отмывке, доизвлечение золота в раствор составило 0,02 %.

## Циклограмма перехода золота в раствор

Цикл	Объем р-ра, л	Содержа- ние Au, мг/л	Масса Au, г		Извлечение сум- марное	
			за цикл	сумм.	г/т	%
Пропитка	84	29,00	2,436	2,44	1,62	12,85
Отмывки:						
1	92	15,00	1,380	3,82	2,54	20,14
2	90	9,50	0,855	4,67	3,11	24,65
3	84	11,00	0,924	5,60	3,73	29,52
4	74	10,50	0,777	6,37	4,25	33,62
5	80	12,00	0,960	7,33	4,89	38,69
6	78	6,50	0,507	7,84	5,23	41,36
7	74	10,00	0,740	8,58	5,72	45,27
8	70	7,50	0,525	9,10	6,07	48,04
9	61	6,00	0,366	9,47	6,31	49,97
10	86	9,50	0,817	10,29	6,86	54,28
11	70	8,00	0,560	10,85	7,23	57,24
12	110	4,25	0,468	11,31	7,54	59,70
13	74	10,00	0,740	12,05	8,04	63,61
14	82	8,00	0,656	12,71	8,47	67,07
15	86	7,00	0,602	13,31	8,88	70,25
16	89	5,60	0,498	13,81	9,21	72,88
17	92	4,00	0,368	14,18	9,45	74,82
18	115	6,00	0,690	14,87	9,91	78,46
19	115	3,20	0,368	15,24	10,16	80,40
20	105	4,20	0,441	15,68	10,45	82,73
21	83	4,00	0,332	16,01	10,67	84,48
22	107	0,538	0,058	16,07	10,71	84,78
23	98	0,450	0,044	16,11	10,74	85,02
24	118	0,238	0,028	16,14	10,76	85,17
25	100	0,120	0,012	16,15	10,77	85,23
26	25	0,091	0,0023	16,15	10,77	85,24
27	100	0,023	0,0023	16,16	10,77	85,25
Отмывки:						
1	103	0,051	0,0053	16,16	10,77	85,28
2	85	0,045	0,0038	16,17	10,78	85,30

## Циклограмма реагентного режима

Цикл	Объем р-ра, л	NCN, %		CaO, %	
		исх.	кон.	исх.	кон.
Пропитка	84	0,360	0,097	0,020	0,000
Отмывки:					
1	92	0,160	0,130	0,020	0,000
2	90	0,150	0,100	0,020	0,000
3	84	0,150	0,130	0,060	0,000
4	74	0,150	0,125	0,060	0,000
5	80	0,150	0,120	0,060	0,000
6	78	0,150	0,130	0,060	0,016
7	74	0,150	0,090	0,050	0,016
8	70	0,150	0,080	0,050	0,020
9	61	0,150	0,090	0,050	0,008
10	86	0,150	0,110	0,020	0,007
11	70	0,150	0,110	0,020	0,020
12	110	0,150	0,080	0,020	0,017
13	74	0,150	0,090	0,020	0,020
14	82	0,150	0,080	0,020	0,014
15	86	0,030	0,060	0,002	0,002
16	89	0,030	0,020	0,002	0,003
17	92	0,030	0,025	0,002	0,002
18	115	0,030			
19	115	0,030			
20	105	0,030	0,021	0,002	0,002
21	83	0,004	0,003	0,003	0,003
22	107	0,004	0,002	0,003	0,002
23	98	0,020	0,011	0,003	0,000
24	118	0,021	0,012	0,006	0,002
25	100	0,013	0,008	0,006	0,002
26	25	0,011	0,008	0,002	0,002
27	100	0,013	0,012	0,001	0,001
Отмывки:					
1	103	0,007	0,002	Сл.	Сл.
2	85	0,004	0,002	Сл.	Сл.

График перехода золота в раствор по технологическим циклам приведен на рис. 6.12. Он свидетельствует о том, что скорость растворения золота по циклам имеет монотонный, практически линейный, характер до 22-й отмывки при относительно высоких содержаниях в растворе.

Сравнительный анализ циклограмм (рис. 6.13 и 6.14) концентрации  $\text{NaCN}$  и  $\text{CaO}$  в растворе показывает отсутствие зависимости между расходом реагентов и количеством растворенного золота. С этой позиции также необъяснимы колебания содержания золота в растворе (рис. 6.15) на протяжении всего эксперимента.

Содержание золота в хвостах в среднем составило 1,86 г/т при колебании от 1,18 до 2,27 г/т (табл. 6.24). Грансостав шлихов до и после цианирования приведен на рис. 6.11. Значительное изменение в распределении золота по крупности внесло понижение доли золотин класса  $-0,315 + 0,071$  мм (рис. 6.16). Сравнение результатов ситового анализа свободного и связанного золота в хвостах показывает, что это обусловлено снижением доли связанного золота в этом классе (рис. 6.17).

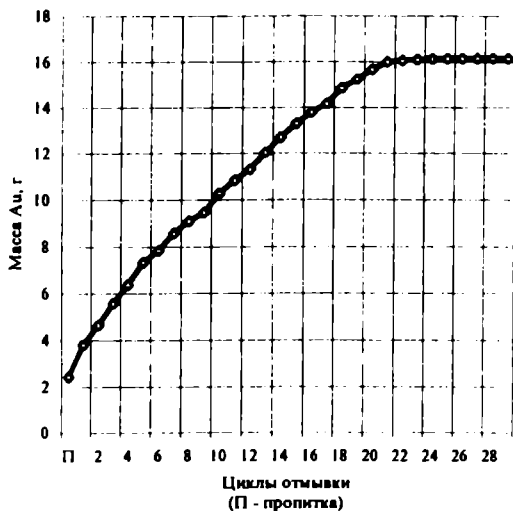


Рис. 6.12. График перехода золота в раствор по циклам

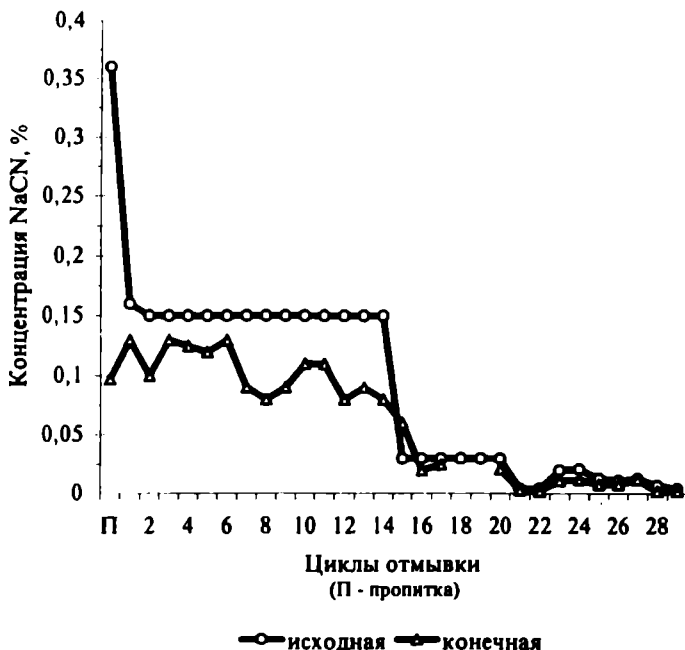


Рис. 6.13. Концентрация NaCN в растворе по циклам

Таблица 6.24

Результаты ситового анализа хвостов

Класс, мм	Выход, %			Содержание Au		Распределение Au, %
	част.	«+»	«-»	г/т	г/т от исх.	
+1,6	13,5	13,5	100,0	4,40	0,594	34,1
+0,9	4,8	18,3	86,5	0,28	0,013	0,8
+0,63	11	29,3	81,7	0,60	0,066	3,8
+0,315	12,4	41,7	70,7	1,17	0,145	8,3
+0,16	17,5	59,2	58,3	2,05	0,359	20,6
+0,071	33	92,2	40,8	1,35	0,446	25,6
-0,071	7,8	100,0	7,8	1,50	0,117	6,7
<i>Итого</i>	100				1,74	100

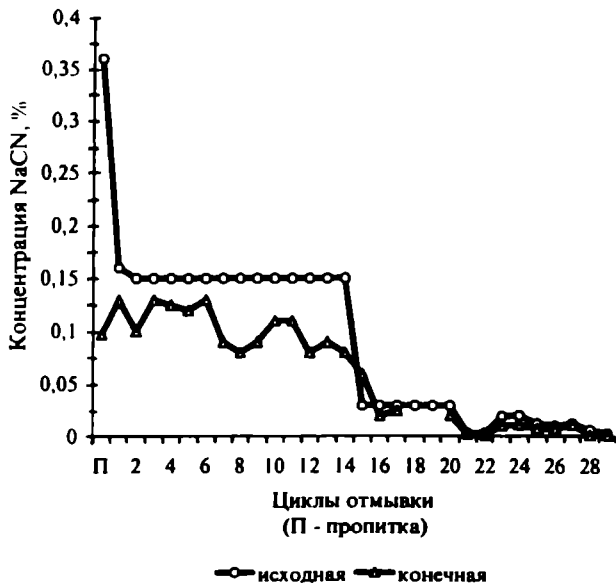


Рис. 6.14. Концентрация  $\text{CaO}$  в растворе по циклам

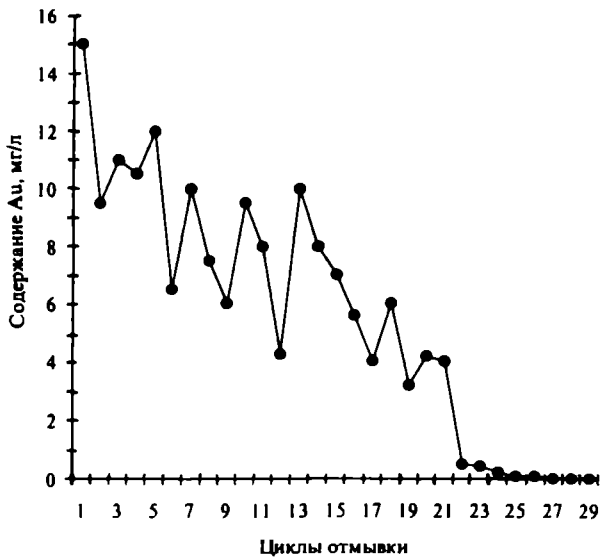


Рис. 6.15. Содержание золота в растворе по циклам

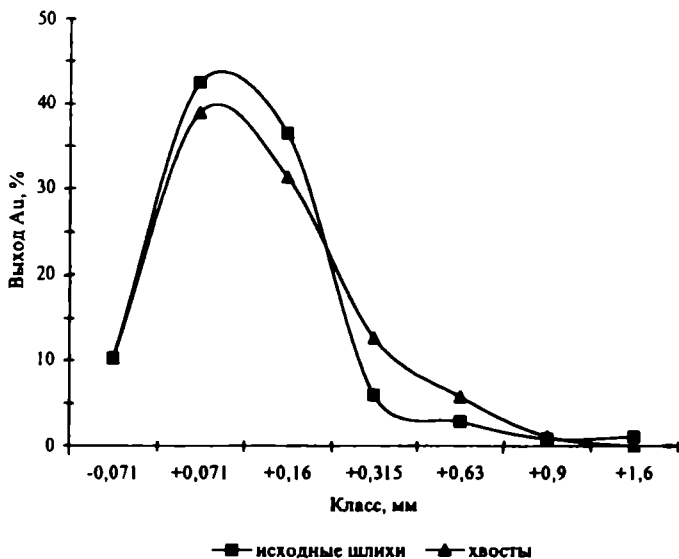


Рис. 6.16. Распределение золота по крупности в продуктах обогащения

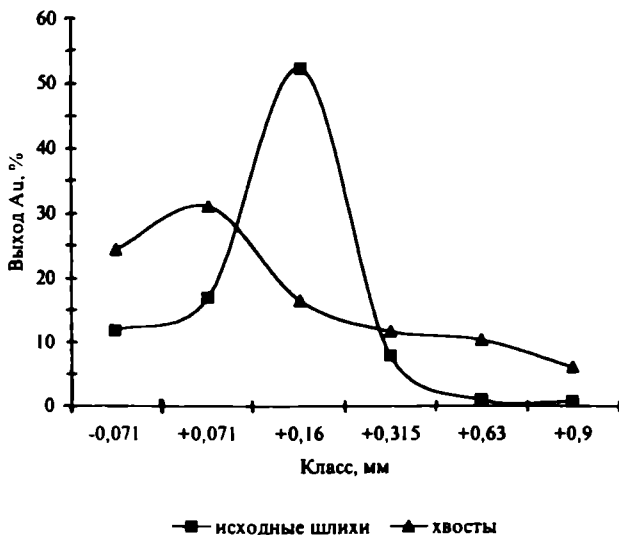


Рис. 6.17. Распределение связанного золота по крупности в продуктах обогащения



Таблица 6.25

## Доля связанного золота в продуктах обогащения, %

Продукты обогащения	В исходной пробе	Вид анализа				
		Ситовой	Фракционный			Фазовый
			немагн.	магн.	сумм.	
Исходные шлихи	2,25	11,9	0,72	100	8,99	7,1
Хвосты	55,07	43,31	11,27	100	40,45	55,1

Таблица 6.26

## Результаты цианирования шлихов в колонне

Содержание Au, г/т			Извлечение Au, %		Содержание Au в исходной пробе, г/т
в растворе	в твердом	общее	в растворе	в твердом	
10,78	1,86	12,64	84,9	86,7	14,0

Свободное золото класса  $-0,315$  мм извлекается на 91,1—92,9 % (см. табл. 6.19). В целом общее извлечение всей массы свободного золота составило 91,0 %, а связанного — всего 49,05 % (см. табл. 6.20). Низкое извлечение связанного золота обусловлено его упорностью в классах крупности  $+0,63$  мм. Грансостав свободного золота после цианирования претерпел незначительные изменения, которые сводятся к уменьшению доли золотин класса  $-0,315$  мм при соответствующем увеличении доли класса  $+0,315$  мм. Напротив, грансостав связанного золота в хвостах существенно изменился (рис. 6.17). Если его доля в исходных пробах составляла всего 7,71 %, то после цианирования она возросла до 46,28 % (рис. 6.18). Из них 81,31 % сосредоточено в магнитной фракции. Изменение доли связанного золота по результатам выполненных анализов отражено в табл. 6.25.

В целом сквозное извлечение золота в раствор составило 84,9 % (табл. 6.26).

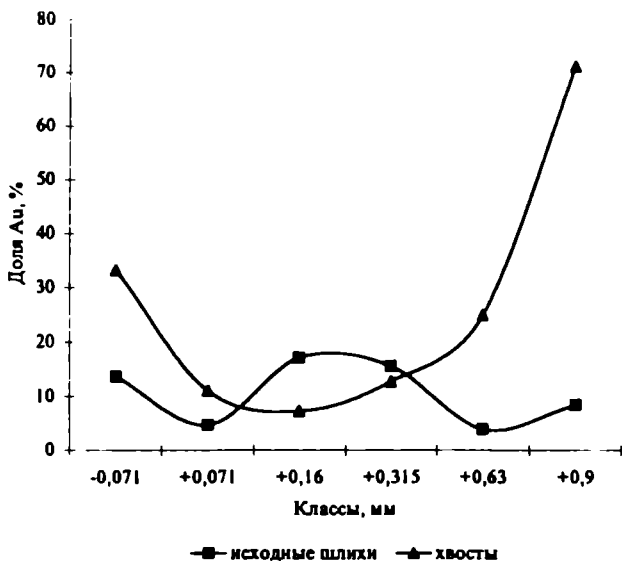


Рис. 6.18. Доля связанного золота в продуктах обогащения

Высокие фильтрационные свойства материала, открытая для доступа раствора поверхность золотин, отсутствие природных сорбентов обеспечили достаточную полноту извлечения. Однако высокое содержание и, возможно, крупность золота определили повышенное количество отмывок. Для оценки «фактора формы» на скорость растворения золота в технологическом цикле были проведены следующие математические расчеты.

### *Расчет динамики растворения золота*

Максимальная скорость растворения химически чистого золота составляет  $3,35 \text{ мг}/(\text{см}^2 \cdot \text{ч})$  [246]. Скорость же растворения самородного золота свежим цианистым раствором достигает  $v_0 = 1,3 \text{ мг}/(\text{см}^2 \cdot \text{ч})$  [244] и это значение с учетом плотности золота использовалось в дальнейших расчетах. Для выбора граничной крупности золота использовались результаты ситового анализа свободного золота.

В качестве этой величины принято  $L_0 = 0,315$  мм с охватом более 90 % массы золота. В качестве морфологических типов рассмотрены золотины таблитчатой формы с коэффициентом уплощенности  $K_y = 3$ , пластинчатой —  $K_y = 6$ , чешуйчатой —  $K_y = 12$  и шаровой. Для приведения всех морфотипов к единой базе использовалось условие равенства массы золотин. С учетом этого условия поправочный коэффициент формы имеет вид

$$K_\phi = \sqrt[3]{\pi K_y / 6} L.$$

При моделировании динамики перехода золота в раствор объем растворенного металла рассчитывался как произведение площади свободной поверхности на толщину слоя в соответствии с химической скоростью растворения:

$$V(\tau) = \int_0^{l(\tau)} S(x) dx,$$

$$l(\tau) = \frac{L_0}{2} - 2v_0\tau,$$

$$S(x) = 2x^2 \left(1 + \frac{1}{K_y}\right),$$

где  $\tau$  — время.

Результаты расчетов приведены в виде кривых извлечения золота в раствор на рис. 6.19. Они имеют качественное подобие с реальной кривой процесса цианирования и отражают связь динамики процесса со степенью развитости свободной поверхности золота. Количественные показатели продолжительности процесса растворения золота в зависимости от морфотипа приведены в табл. 6.27. Они свидетельствуют о том, что золотины всех морфотипов, представленных в магнитных шлихах и имеющих размер  $-0,315$  мм, при вышепринятых исходных данных должны были полностью перейти в раствор до третьей операции отмывки. Поскольку основная масса золота имеет пла-

стинчатую и чешуйчатую форму строения, скорости растворения которых значительно выше, чем у таблитчатого, время полного растворения 90 % свободного золота должно быть в пределах трех суток.

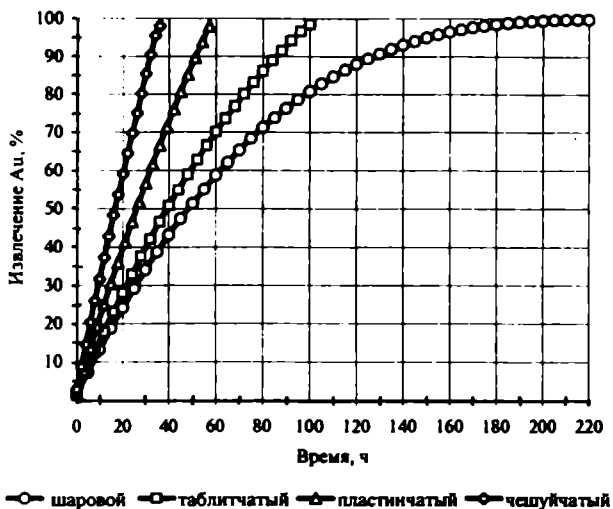


Рис. 6.19. Расчетные кривые извлечения золота в раствор по морфотипам

Таблица 6.27

Время полного растворения золота в зависимости от морфотипа

Морфотип	$K_y$	$K_\phi$	$L_0$ , мм	Время растворения Au, ч
Шаровой	1	1,00	0,315	237
Таблитчатый	3	1,16	0,366	99
Пластинчатый	6	1,46	0,461	57
Чешуйчатый	12	1,84	0,581	35

Таким образом, проведенные расчеты показали, что характер экспериментальной кривой концентрации золота в цианистом растворе отражает общую закономерность уменьшения площади контакта золота с растворителем при рав-

номерном и пропорциональном уменьшении его крупности. При этом величина свободной поверхности контакта золота с раствором является ограничительным пределом скорости перехода золота в раствор. Однако количественные расхождения теоретических расчетов с экспериментальными подтверждают наличие и значительное влияние других факторов, снижающих скорость растворения золота при наличии свободных солей циана. Наиболее вероятными и влиятельными факторами с учетом специфических условий эксперимента могут быть:

- низкая скорость химических реакций в режиме диффузии вследствие неподвижности раствора;
- снижение содержания кислорода в растворе.

#### **6.3.4. Опытно-промышленные испытания**

Опытно-промышленные испытания извлечения золота из магнитных шлихов проводились на опытно-производственном участке кюветного выщелачивания «Надежный» Куранахской ЗИФ. Обоганительный комплекс представляет собой трехсекционное железобетонное сооружение, каждая секция (кювета) которого имеет вместимость до 3000 т горной массы. Секции оборудованы дренажными устройствами в виде желобов на донной поверхности. Слив раствора осуществлялся самотеком через сливное окно в торцевой стенке кюветы. При загрузке желоба засыпались галечным материалом.

В качестве испытуемого материала для закладки в кюветы служили магнитные шлихи массой 294,1 т, извлеченные из хвостов обоганительной фабрики магнитными шлюзами. С промежуточного склада магнитные шлихи загружали на самосвалы, которые через весовой пункт доставляли и выгружали материал в кювету. Грансостав шлихов, содержание и грансостав золота приведены в табл. 6.28. На рис. 6.20 представлено распределение золота по классам крупности.

В кювету с магнитными шлихами подавался раствор с концентрацией  $\text{NaCN}$  0,2 %,  $\text{CaO}$  0,02 % и  $\text{pH}$  11. Рабочий раствор нагнетался через расположенные в днище перфорированные трубы до заполнения кюветы выше уровня шлихов. После заполнения кюветы раствором система «шлихи — раствор» выстаивалась для пропитки рыхлого материала цианистым раствором в течение 114 ч. Затем озолоченный раствор по сливному трубопроводу самотеком сливался в бассейн и направлялся на сорбцию на угле. Затем осуществлялись автоклавная десорбция и электролиз с извлечением золота на катодный осадок. Оставшиеся магнитные шлихи подвергались аэрации путем выстаивания без раствора, а затем отмывались оборотными обеззолоченными растворами с некоторой остаточной крепостью по  $\text{NaCN}$ . Во время всех технологических циклов в заполненную раствором кювету для его насыщения кислородом подавался воздух. Технологические показатели извлечения золота кюветным выщелачиванием приведены в табл. 6.29 и 6.30. Расход  $\text{NaCN}$  с учетом оборота растворов составил 0,8—1,7 кг/т.

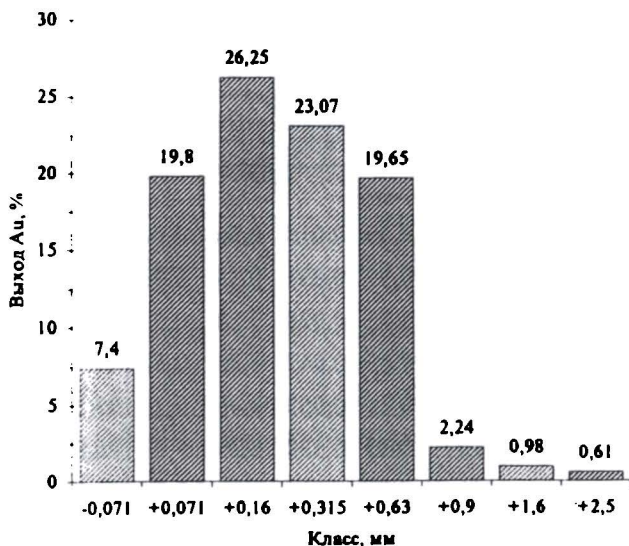


Рис. 6.20. Грансостав золота в исходных шлихах

В исходных шлихах содержание золота составило 3,17 г/т. Из них 91,2 % золота находится в свободной фазе (см. табл. 6.28). По крупности золотины распределены относительно равномерно по классам крупности от 0,071 до 0,9 мм с общей долей 88,8 %. Наиболее богатый по содержанию свободного золота диапазон крупности от 0,071 мм до 0,16 — 8,5 г/т. Содержание же связанного золота незначительно и составляет 0,29 г/т. Распределение его по крупности отличается повышенным выходом в классах от 0,9 до 2,5 мм.

В процессе пропитки продолжительностью 114 ч перешло в раствор 35,68 % золота. После трех циклов отмывки извлечение достигло 75,42 %. На следующих 4-й и 5-й отмывках процесс перехода золота в раствор практически приостановился и по сумме обеих отмывок прирост составил всего 1,72 %. Возможно, это обусловлено низкой концентра-

Таблица 6.28

**Результаты ситового анализа исходных шлихов**

Класс, мм	Выход, %	Содержание Au						Распределение Au,		
		свободного		связанного		общее		%		
		г/т	г/т от исх.	г/т	г/т от исх.	г/т	г/т от исх.	своб.	связ.	общее
+5	3,9	—		—						
+2,5	5,5	0	0	0,35	0,019	0,35	0,02	0	6,75	0,61
+1,6	8,9	0	0	0,35	0,031	0,35	0,03	0	10,93	0,98
+0,9	11,1	0,39	0,04	0,25	0,028	0,64	0,07	1,50	9,74	2,24
+0,63	18,6	3,10	0,58	0,25	0,047	3,35	0,62	19,98	16,32	19,65
+0,315	21,2	3,20	0,68	0,25	0,053	3,45	0,73	23,51	18,60	23,07
+0,16	14,6	5,30	0,77	0,40	0,058	5,70	0,83	26,82	20,49	26,25
+0,071	7,2	8,50	0,61	0,22	0,016	8,72	0,63	21,21	5,56	19,80
-0,071	7,2	2,80	0,20	0,23	0,033	3,03	0,23	6,99	11,62	7,40
<i>Итого</i>	100		2,89		0,29		3,17	100	100	100

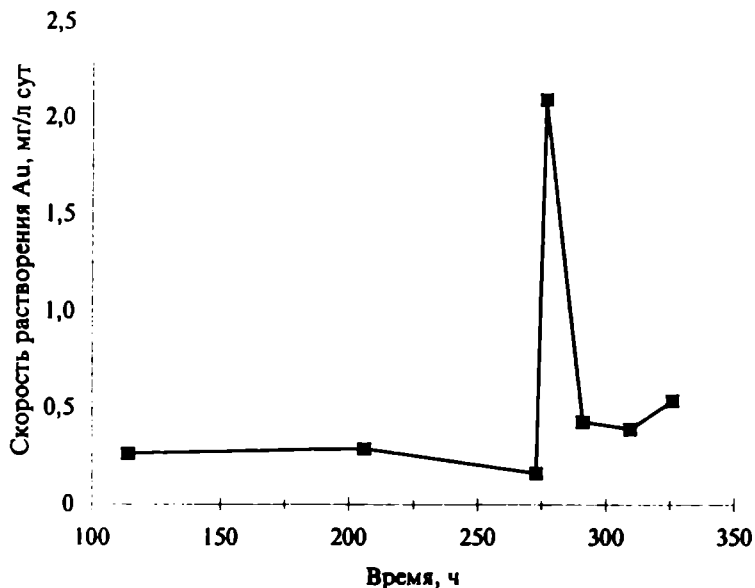


Рис. 6.21. Кривая скорости растворения золота

Таблица 6.29

Циклограмма перехода золота в раствор

Цикл	Объем р-ра, л	Содержание Au, мг/л	Масса Au, г		Извлечение суммарное	
			за цикл	сумм.	г/т	%
Пропитка	130	1,13	146,90	146,9	0,50	35,68
Отмывки:						
1	147	0,75	110,25	257,2	0,87	62,45
2	156	0,20	31,20	288,4	0,98	70,03
3	148	0,15	22,20	310,6	1,06	75,42
4	130	0,00	0,00	310,6	1,06	75,42
5	141	0,05	7,05	317,6	1,08	77,14
6	140	0,22	30,80	348,4	1,18	84,62



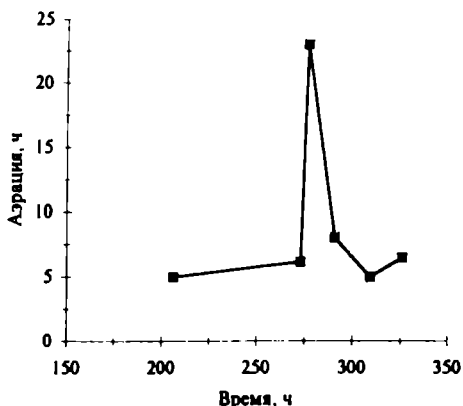


Рис. 6.22. График продолжительности азрации шлихов

Таблица 6.30

**Циклограмма реагентного режима**

Цикл	Продолжительность цикла, ч	Азрация, ч	Объем раствора, л	NCN, %		Скорость растворения Au, мг/л-сут
				исх.	конечн.	
Пропитка	114,0	—	130	0,2	0,09	0,263
Отмывки:						
1	92,0	5,0	147	0,17	0,11	0,287
2	67,0	6,2	156	0,20	0,11	0,161
3	4,0	23,0	148	0,11	0,02	2,100
4	14,0	8,0	130	0,02	—	0,429
5	18,5	5,0	141	0,02	—	0,389
6	16,5	6,5	140	0,02	0,035	0,538

цией NaCN в исходных растворах отмывки, которая снизилась до 0,02 %. Однако последняя отмывка при схожих условиях по продолжительности выстойки, азрации и уровня NaCN в растворе дала дополнительное извлечение золота в размере 7,48 %. В целом извлечение золота в раствор составило 84,62 %. Пробирный анализ проб показал, что содержание золота в хвостах соответствует 0,22 г/т.

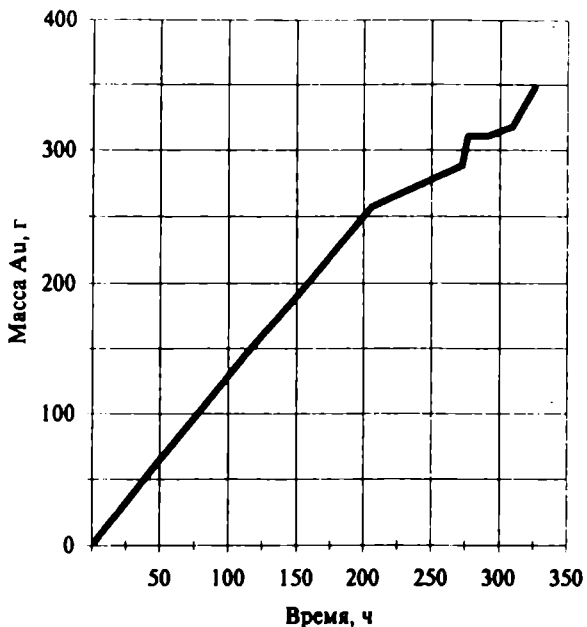


Рис. 6.23. График перехода золота в раствор

Максимальное содержание золота в растворе за весь период выщелачивания не превысило 1,13 мг/л. Весь процесс характеризуется низкой скоростью растворения золота (рис. 6.21). Исключение составляет 3-я отмывка, на которой скорость растворения золота на 5,82 раза выше, чем усредненная скорость всех остальных отмывок. Причем концентрация NaCN в растворе на этой отмывке была снижена в 2 раза. Одной из наиболее вероятных причин такой аномалии является уровень концентрации кислорода в растворе. Это становится ясным при сравнении графика продолжительности аэрации шлихов между циклами выстойки (рис. 6.22) и кривой скорости растворения золота по циклам (см. рис. 6.21). Незатухающий характер кривой перехода золота в раствор (рис. 6.23) свидетельствует о незавершенности процесса извлечения золота.

В целом опытно-промышленные испытания подтвердили возможность извлечения золота из магнитных шлихов с достаточной полнотой. При этом установлены потенциальные резервы повышения эффективности извлечения золота из шлихов за счет корректировки технологического регламента и требований к качеству исходного материала.

### ***Выводы***

1. Переработку относительно богатых шлиховых концентратов с гравитационно-упорным золотом эффективно проводить методом цианирования на конусе, позволяющем интенсивную агитацию и ускоренную кинетику протекания процесса. При этом ни высокая плотность, ни крупность шлихового золота не оказывают существенного влияния на эффективность извлечения.

2. Извлечение тонкого золота из относительно бедных шлиховых продуктов, исходя из прогнозных объемов выхода тяжелых фракций, целесообразно проводить методом кюветного цианирования. При этом возможно достижение достаточно высокой полноты извлечения.

Огромная масса горных пород, представляющая собой отвальные продукты обогащения золотосодержащих песков, размещена на территории Якутии в виде техногенных отвалов. С изменением кондиций многие из них, являющиеся отработкой некогда богатых месторождений, переходят в разряд промышленных техногенных россыпей. Объемы техногенных отвалов с каждым годом увеличиваются из-за незначительных объемов рекультивационных работ на действующих предприятиях, в большинстве которых показатели извлечения золота остались на уровне тридцатилетней давности из-за отставания темпов перевооружения парка промприборов. Увеличению количества техногенных россыпей сегодня способствуют также общее уменьшение крупности золота в разведанных месторождениях и вовлечение в разработку объектов с повышенным содержанием мелкого золота. Эти обстоятельства определяют в ближайшей перспективе актуальность проблем эффективного извлечения золота из техногенных отвалов.

Основная масса золота в техногенных отвалах россыпной золотодобычи содержится в легкоизвлекаемой свободной фазе. Однако низкое содержание, особенности морфологии и малые размеры золота снижают эффективность повторной переработки отвальных песков типовыми установками промывки и гравитационного обогащения, а получаемые при этом шлиховые продукты вследствие значительного выхода тяжелых минералов являются упорными для методов гравитационной доводки концентрата.

В настоящей работе изложены результаты исследований, которые были направлены на изучение состояния проблемы и разработку эффективных методов переработки золотосодержащих песков техногенных россыпей.

В результате исследований изучены особенности технологических свойств теряемого в хвостах золота. Установле-

но, что наиболее важными факторами, определяющими размеры потерь золота, являются форма и размеры золота. Морфологические особенности строения формы, как более значимого фактора, обусловлены степенью уплощенности золотины и развитости ее поверхности. Выход весового золота в техногенных отвалах в основном представлен золотинами средне- и сильноуплощенного морфотипа, верхний предел крупности которого колеблется от 0,315 до 1 мм. Уменьшение степени уплощенности золотинок до чешуйчатого морфотипа может привести к потерям золота вплоть до самородковой крупности. Не менее важным фактором, приводящим к значительным потерям мелкого золота, является крупность золота. Потери золота в классе крупности менее 0,1 мм, в котором хотя и преобладают золотины изометричного и таблитчатого морфотипов, обусловлены исключительно размерами минералов золота.

Исследование скоростей свободного падения золота показало, что основная масса золота в хвостах как по крупности, так и по весу попадает в интервал высоких градиентов изменения величины гидравлической крупности. В узком интервале от 0 до 3 мг практически исчезает возможность дифференциации тяжелых минералов по плотности в потоке из-за снижения контрастности разделительных показателей. Выявлена причина неэффективности извлечения золота чешуйчатого морфотипа методами гравитационного обогащения, которая кроется в низкой величине гидравлической крупности по сравнению с его минералами-спутниками. Установленная соразмерность гидравлической крупности позволяет использовать выход черного шлиха в хвосты на объектах повышенного содержания мелкого золота сильноуплощенного морфотипа в качестве косвенного признака его потерь.

Опробования на действующих предприятиях показали, что содержание золота в хвостах невысокое и не превышает 100 мг/м<sup>3</sup>. Основная масса золота имеет крупность менее 0,6 мм и представлена преимущественно мелкими классами крупности. Золото в техногенных отвалах характеризу-

ется разными формами фазового состояния и строения. В отвалах отработки аллювиальных россыпей основная масса золота содержится в свободном состоянии. Обнаружено, что самородные минералы золота могут обладать не только низкой плотностью, но и значительной магнитной восприимчивостью в зависимости от степени содержания железа в разных формах его включения.

Предложен способ обогащения золота с учетом состава шлихового комплекса и технологических свойств, позволяющий повысить извлечение золота мелких классов крупности и гравитационно-упорных морфотипов за счет управляемой шероховатости магнитоструктурированной улавливающей постели. Для реализации способа обогащения разработан магнитно-сегрегационный концентратор — магнитный шлюз. Испытания магнитного шлюза в производственных условиях показали возможность его применения как для опытно-промышленного опробования техногенных песков, так и для промышленного использования.

Установлено, что очистка шлихового концентрата с мелким золотом по обычной гравитационной схеме доводки имеет низкие показатели извлечения. Близость значения гидравлической крупности сопутствующих минералов-спутников золота и их повышенное содержание значительно ухудшают процесс обогащения. Поэтому предложена более производительная и экономичная схема доводки концентрата для эффективного извлечения относительно крупных золотин из мелких классов крупности, включающая испытанные и надежные методы концентрации золота.

Для оценки возможности и выбора способа переработки шлиховых концентратов с тонким золотом изучен процесс извлечения золота в раствор методом цианирования. Результаты исследования процесса перехода золота в цианистый раствор при разных режимах обработки шлиха показали, что выщелачивание бедных шлиховых концентратов с тонким золотом целесообразно проводить методом кюветного цианирования. Переработка относительно

богатых шлихов эффективна путем цианирования на конусе с более интенсивной кинетикой процесса.

Способы отвалообразования, применяемые в настоящее время при разработке россыпей золота, не учитывают возможность повторной переработки золотосодержащих отвалов. В большинстве случаев это приводит к безвозвратным потерям недоизвлеченного золота из-за безнадежного ухудшения условий повторной переработки по более совершенной технологии. Выделение обогащенной части из хвостов и ее селективное складирование с использованием предложенных в работе технических решений могут значительно повысить эффективность повторной переработки для извлечения золота в комплексе с другими ценными минералами.

Освоение техногенных россыпей золота, способствующее укреплению минерально-сырьевой базы золота, комплексному извлечению сопутствующих ценных минералов, ускорению рекультивации техногенных отвалов, является важной задачей золотодобывающей отрасли и требует разработки приоритетной программы развития этого направления.

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

---

1. Трубецкой К.Н., Уманец В.Н. Комплексное освоение техногенных месторождений // Горный журнал. — 1992. — № 1. — С. 12—16.
2. Секисов Г.В. Техногенные месторождения полезных ископаемых и основные аспекты их формирования. — М.: ИПКОН АН СССР, 1988. — 13 с.
3. Козин В.З. Безотходные технологии горного производства // Изв. вузов. Горный журнал. — 2001. — № 4—5 — С. 167—190.
4. Какорин А.И. Всесоюзная научно-техническая конференция «Перспективные направления по созданию техники и технологии для переработки минерального и техногенного сырья» // Цветные металлы. — 1991. — № 10. — С. 61—63.
5. Мамаев Ю.А., Литвищев В.С., Шаповалов В.С. Перспективы крупномасштабного освоения техногенных россыпных месторождений Северо-Востока СССР // Проблемы и перспективы развития горного дела на Северо-Востоке СССР. — Якутск, 1990, ч. 1. — С. 58—64.
6. Мамаев Ю.А. Научно-методические и технологические основы рационального освоения техногенных россыпей золота: Автореф. дис. д-ра техн. наук. — М.: МГГА, 1996. — 40 с.
7. Яковлев В.Л., Ковлеков И.И. Формирование и разработка техногенных россыпей золота // Горн. информ.-аналит. бюл. Экологические проблемы горного производства. — М.: МГТУ, 1995. — С. 30—32.
8. Саввин Е.Д., Ковлеков И.И. Проблемы освоения техногенных россыпных месторождений Якутии // Сб.: Человек и Север: исторический опыт, современное состояние, перспективы развития. — Якутск, 1992, ч. 3. — С. 29—30.
9. Шило Н.А. Основы учения о россыпях. — М.: Наука, 1981. — 384 с.
10. Кожевников М.Г. К вопросу о роли химических агентов в обогащении старых приисковых отвалов // Тр. треста «Золоторазведка». — М., 1935, вып. 1. — С. 7—13.
11. Обогащение золотосодержащих песков и конгломератов / О.В. Замятин, А.Г. Лопатин, Н.П. Санникова, А.Д. Чугунов. — М.: Недра, 1975. — 262 с.
12. Об истинных технологических потерях золота на промприборах объединения «Северовостокзолото» / Е.И. Богданов, А.А. Ковалев, А.Ф. Кушпаренко, А.Н. Шонина // Комплекс. использ. минер. сырья Дальн. Востока. — Владивосток, 1990. — С. 70—81.



13. *Rydstod A.U.P.* Alluvial gold mining in Antioquia, Colombia // The mining Engineer. — 1987. — February. — P. 549—555.
14. *Dredging 100 years of Mt. Morgan's tailings* // Int. Mining. — 1990. — V. 7. — № 11. — С. 9.
15. *Шумилов Ю.В.* Континентальный литогенез и россыпеобразование в криолитозоне. — Новосибирск: Наука, 1986. — 174 с.
16. *Решетников В.А.* Влияние криогенных факторов на миграцию золота в россыпях прииска «Отрожный» // Колыма. — 1970. — № 11. — С. 43—44.
17. *Звягинцев О.Е.* Геохимия золота. — М.: Изд-во АН СССР, 1941. — 114 с.
18. *Справочник по разработке россыпей* / В.П. Березин, В.Г. Лешков, Л.П. Мацуев, С.В. Потемкин. — М.: Недра, 1973. — 592 с.
19. *Подземная разработка россыпных месторождений Якутии* / В.А. Шерстов, В.Н. Скуба, К.И. Лубий, К.Н. Костромитинов. — Якутск, 1981. — 186 с.
20. *Эксплуатационные потери и борьба с ними при разработке россыпей драгами.* — М., 1967. — 84 с.
21. *Чернев С.С., Искандаров Р.В.* О гранулометрическом составе золота на некоторых техногенных россыпях // Колыма. — 1988. — № 3. — С. 26.
22. *Извлечение мелкого золота по методике ЛОПИ из разведочных проб и определение его удельного веса в запасах россыпей Куларского золотоносного района: Отчет о НИР (закл.) / ПГУ; Рук. Б.С. Лунев. ГР 01830042683.* — Пермь, 1983. — 27 с.
23. *Богданов Е.И., Ковалев А.А., Кушпаренко Л.Ф.* О достоверности показателей извлечения золота на промывочных приборах объединения «Северовостокзолото» // Колыма. — 1986. — № 5. — С. 22—23.
24. *Кокташев А.Е., Езупов П.Е.* Определение уровня потерь и разработка мероприятий по повышению извлечения золота на промывочных установках: Отчет о НИР. Фонды ВНИИ-1, инв. № 1113. — Магадан, 1968. — 24 с.
25. *Маньков В.М., Замятин О.В.* Проблема мелкого золота в россыпях Сибири и Дальнего Востока и пути его извлечения // Колыма. — 1990. — № 11. — С. 16—19.
26. *Гуменик И.Л., Матвеев А.С., Панасенко А.И.* Классификация техногенных формирований при открытых горных работах // Горный журнал. — 1988. — № 12. — С. 53—54.
27. *Выявить закономерности формирования техногенных россыпных месторождений: Отчет о НИР (пром.) / ИГДС СО РАН; Рук. Е.Д. Саввин.* — Якутск, 1993. — 38 с.

28. *Разработать технологию переработки техногенных россыпных месторождений: Отчет о НИР (пром.) / ИГДС СО РАН; Рук. Е.Д. Саввин. — Якутск, 1992. — 25 с.*
29. *Разработать технологию переработки техногенных россыпных месторождений: Отчет о НИР (пром.) / ИГДС СО РАН; Рук. Е.Д. Саввин. — Якутск, 1993. — 31 с.*
30. *Разработать технологию переработки техногенных россыпных месторождений: Отчет о НИР (пром.) / ИГДС СО РАН; Рук. Е.Д. Саввин. — Якутск, 1994. — 25 с.*
31. *Наумов В.А. Особенности формирования и распределения благородных металлов в техногенных россыпях и отвалах Урала // Горный журнал. — 1994. — № 8. — С. 39—50.*
32. *Трубецкой К.Н., Рогов Е.И., Никитин М.Б. Метод обоснования оптимальных параметров создания и разработки техногенных месторождений // Комплекс. использ. минер. сырья. — Алма-Ата: Наука, 1986. — С. 7—11.*
33. *Никитин М.Б. Обоснование рациональных параметров формирования техногенных месторождений при открытом способе разработки: Дис. канд. техн. наук. / КазПТИ. — Алма-Ата, 1991. — 178 с.*
34. *Толумбеков А.З. Формирование и выбор технологических схем разработки техногенных месторождений с учетом влияния кондиций и объемов использования минерального сырья: Дис. канд. техн. наук / КазПТИ. — Алма-Ата, 1992. — 164 с.*
35. *Исследование формирования техногенных месторождений и разработка малоотходных технологических схем их переработки с учетом охраны окружающей среды: Отчет о НИР (закл.) / НИИ по пробл. Курс. магн. аномалии (НИИКМА); Рук. Б.Г. Виничук. ГР 01890052612. — 84 с.*
36. *Способ создания техногенных месторождений: Пат. 2065051 РФ, МКИ Е 21 С 41/26/К.Н. Трубецкой, А.Е. Воробьев, Т.В. Чекушина, В.К. Бубнов. Заявл. 28.07.93.*
37. *Способ формирования техногенного месторождения: Пат. 2004804 РФ, МКИ Е 21 С 41/26/А.Е. Воробьев, Т.В. Чекушина, А.В. Чекушин, С.Е. Воробьев. Заявл. 01.07.91.*
38. *Способ селективного складирования горной массы: Пат. 2009321 РФ, МКИ Е 21 С 41/26/А.Е. Воробьев, Т.В. Чекушина. Заявл. 22.01.91.*
39. *Установка для обогащения отвальных продуктов: Пат. 2040972 РФ, МКИ В 03 В 5/28 / И.А. Енбаев, Б.П. Руднев, А.А. Шамин и др. Заявл. 02.11.92.*
40. *Способ обогащения золотосодержащего горнорудного сырья: Пат. 2116134 РФ, МКИ В 03 В 7/00 / В.Г. Моисеенко, Е.И. Шамрай. Заявл. 27.07.98.*

41. *Петровская Н.В.* Самородное золото. — М.: Наука, 1973. — 347 с.
42. *Состав и свойство самородного золота месторождений СССР: Отчет о НИР/С.М. Певзнер, В.В. Недлер.* — М.: НИГРИЗолото, 1938.
43. *Обручев В.А., Григорьев Д.П.* Самородное магнитное золото // ДАН СССР. — 1945. — Т. 46. — № 7. — С. 318—320.
44. *Плаксин И.Н.* Взаимодействие сплавов и самородного золота с ртутью и цианистыми растворами. — М.—Л.: Metallurgizdat, 1938.
45. *Плаксин И.Н.* Metallургия благородных металлов. — М.—Л.: Metallurgizdat, 1958.
46. *О «магнитном» самородном золоте / Н.Ю. Якубовская и др.* // ДАН СССР. — 1989. — Т. 309. — № 2. — С. 30—36.
47. *Изучение магнитных свойств благородных металлов и разработка эффективного способа извлечения из хвостов первичного обогащения и доводки: Отчет о НИР / ЯГУ; Рук. Е.Д. Саввин.* — Якутск, 2001. — 67 с.
48. *Отечественные записки. Ч. XXI.* — 1825. — С. 22—23.
49. *Данилевский В.В.* Русское золото. — М.: Гос. науч.-техн. изд-во, 1959. — 380 с.
50. *О изобретенном г. полковником Аносовым способе обрабатывать золотосодержащие пески плавкою // Горный журнал.* — 1837. — Кн. 7. — Ч. 3. — С. 28—39.
51. *Аппарат для улавливания пловучего золота: Пат. 19500 СССР, МКИ В 03 В 5/70 / Ю.А. Макаров, Л.И. Шиманский. Заявл. 15.08.29.*
52. *Шлюз для улавливания золота при амальгамации: А. с. 26993 СССР, МКИ В 03 В 5/40 / М.А. Бурдаков. Заявл. 27.11.30.*
53. *Шлюз для улавливания золота: Пат. 12293 СССР, МКИ В 03 В 5/70 / Н.И. Верхотуров. Заявл. 23.12.28.*
54. *Устройство для улавливания золота, платины и тому подобных металлов из россыпей: А. с. 39028 СССР, МКИ В 03 В 5/70 / В.А. Ехлаков. Заявл. 02.02.34.*
55. *Шлюз с барабанами для разрыхления эфельной пульпы: А. с. 26994 СССР, МКИ В 03 В 5/70 / А.Ф. Карякин. Заявл. 05.05.31.*
56. *Шлюз для улавливания золота: Пат. 12771 СССР, МКИ В 03 В 5/70 / А.П. Проняев. Заявл. 04.05.28.*
57. *Золотоизвлекательный станок (бутара) для разведочных и старательских работ: А. с. 41482 СССР, МКИ В 03 В 5/00 / К.М. Наделева. Заявл. 05.06.34.*
58. *Невский Б.В.* Обогащение россыпей. — М.: Гос. науч.-техн. изд-во, 1947. — 336 с.
59. *Устройство для промывки песков: А. с. 44520 СССР, МКИ В 03В 5/26/ И. Д. Чумаков. Заявл. 10.01.35.*

60. *Мокрый* способ улавливания плавучего золота: А. с. 122450 СССР, МКИ В 03 В 5/44 / А.Г. Вечеслов. Заявл. 25.08.33.

61. *Одинцов Д.Я.* Исследование процесса обогащения золотосодержащих песков на шлюзах: Дис. канд. техн. наук. — М., 1950. — 171 с.

62. *Барабанов В.Д.* Совершенствование технологии извлечения золота и платины из россыпных месторождений: Автореф. дис. канд. техн. наук / УПИ. — Свердловск, 1971. — 26 с.

63. *Мацуев Л.П.* Некоторые итоги исследований обогащения золотосодержащих песков на шлюзовых обогатительных установках // Тр. ВНИИ-1. — Магадан, 1967. — Т. 26. — С. 365—409.

64. *Кокташев А.Е.* Технология обогащения золотоносных песков на обогатительных установках и драгах // Тр. ВНИИ-1. — Магадан, 1974. — Т. 34. — С. 122—132.

65. *Рябов Л.И.* Резервы повышения извлечения золота на гидроэлеваторных и землесосных промывочных установках // Колыма. — 1987. — № 1. — С. 16—19.

66. *Тихонов С.А.* Метод извлечения тонкодисперсного и плавучего золота // Колыма. — 1969. — № 6. — С. 24—26.

67. *Богданов Е.И.* Вопросы технического прогресса на промывке песков россыпных месторождений Северо-Востока СССР. — Магадан: Магаданское кн. изд-во, 1967. — 208 с.

68. *Fine ore saving sluice box*: Пат. 2696303 США, НКИ 209-458 / Edwin M. George. Заявл. 13.01.53.

69. *Bert P.O.* Технология гравитационного обогащения. — М.: Недра, 1990. — 574 с.

70. *Walter C. L.* Evaluating a Microfine Gold Placer Deposit // California Mining Journal. — 1984. — V. 53. — № 12. — P. 5—6.

71. *Dave McCracken.* Fine gold recovery // California Mining Journal. — 1984. — V. 53. — № 9. — P. 59—63

72. *Fricker A.* Metallurgical Efficiency in the Recovery of Alluvial Gold // Australian Institute of Mining and Metallurgy. — 1984. — V. 289(1). — P. 59—67.

73. *Conwell C. N.* Recovery of fine gold in a placer operation // Western Miner. — 1981. — V. 54. — № 9. — P. 36—40.

74. *Wang Wenqian, George W. Poling.* Methods for recovering fine placer gold // Canadian Mining and Metallurgical Bulletin. — 1983. — V. 76. — № 860. — P. 47—56.

75. *Иванов Б.Б.* Шлюз замедленного режима в работе // Колыма. — 1964. — № 4. — С. 39.

76. *Детальное* изучение вещественного состава древних россыпей с целью определения истинного содержания и гранулометрии золота: Отчет о НИР / ЦНИГРИ; Рук. А.Г. Лопатин. — М., 1971. — 130 с.
77. *Изыскание* и разработка эффективных способов извлечения золота из древних россыпей: Отчет о НИР / ЦНИГРИ; Рук. А.Г. Лопатин. — М., 1972.
78. *Изучение* золотоносности россыпных месторождений Узбекистана: Отчет о НИР (закл.) / МГРИ; Рук. С.Я. Горюшкина. ГР 01830053456. — М., 1986. — 51 с.
79. *Изучение* золотоносности аллювиальных отложений бассейна р. Северной Сосьвы: Отчет о НИР (закл.) / ПГУ; Рук. Б.С. Лунев. ГР 01860103374. — Пермь, 1989. — 130 с.
80. *Условия* образования и размещения россыпей с мелким и дисперсным золотом на Северо-Востоке СССР: Отчет о НИР (закл.) / СВКНИИ ДВО АН СССР; Рук. И.С. Литвиненко. ГР 01860111888. — 276 с.
81. *Кравцов Е.Д.* Условия формирования крупных и уникальных россыпей тонкого золота // Уникальные месторождения полезных ископаемых России (проблема генезиса и освоения). — СПб., 1996. — С. 39—49.
82. *Оксман В.С., Черосов А.М., Дыбин Д.А.* Мелкое золото в месторождениях Республики Саха (Якутия) // Горный журнал. — 1998. — № 5. — С. 17—20.
83. *Блинов А.А.* Проблема освоения ресурса мелкого и тонкого россыпного золота на территории Якутии // Важнейшие промышленные типы россыпей кор выветривания, технология оценки и освоения. — М., 1997. — С. 41.
84. *Прусс Ю.В.* Проблемы учета запасов «мелкого» и «тонкого» золота россыпей // Разведка и охрана недр. — 1987. — № 12. — С. 22—23.
85. *Таусон Л.В., Глюк Д.С.* Проблемы образования и извлечения тонкодисперсного золота (Перспективный аналитический доклад). — М.: ВИНТИ, 1988. — 28 с.
86. *Кроткова О.А., Пузик К.А.* Промышленное значение тонкодисперсного золота при оценке перспектив золотоносности на Чукотке // Разведка и охрана недр. — 1964. — № 6. — С. 15—17.
87. *Желнин С.Г.* Теоретические основы прогнозирования россыпей с мелким и тонкодисперсным золотом // Колыма. — 1984. — № 6. — С. 34—37.
88. *Лунев Б.С., Осовецкий Б.М.* Уральские россыпи с мелким золотом // Изв. вузов. Горный журнал. — 1994. — № 6. — С. 51—62.

89. *Лунев Б.С., Осовецкий Б.М.* Методика поэтапного изучения мелкого россыпного золота // Колыма. — 1979. — № 7. — С. 36—37.

90. *Центростребно-гравитационное* извлечение мелкого золота из россыпей / В.М. Маньков, О.В. Замятин, А.Г. Лопатин, В.Т. Козловский // Науч.-техн. прогресс в обогащ. полезных ископаемых. — М., 1988. — С. 94—100.

91. *Прусс Ю.В., Куклян А.П., Боршев Ю.П.* К вопросу о методике выявления тонкого золота при разведке россыпей // Колыма. — 1976. — № 1. — С. 44—45.

92. *Бийчук А.Д., Иванюк Б.О., Крутоус В.И.* Морфология, структура и состав мелкого и весьма мелкого золота некоторых россыпей Яно-Колымского пояса // Колыма. — 1977. — № 10. — С. 35—38.

93. *Комплексное освоение природных ресурсов РС(Я): Отчет о НИР/ЯНЦ СО РАН; Рук. Яковлев В.Л.* — Якутск, 1994. — 150 с.

94. *Дик И.П.* Гранулометрическая и минералогическая дифференциация в россыпях Центрального Алдана // Сб.: Особенности россыпей золота и их поисковое значение. — Якутск, 1980. — С. 60—68.

95. *Дик И.П.* Условия формирования и размещения россыпей золота Центрального Алдана: Дис. канд. геол.-мин. наук. — Алдан, 1980.

96. *Яблокова С.В.* Типоморфизм самородного золота зоны гипергенезиса на примере Куранахского рудного поля (Центральный Алдан): Дис. канд. геол.-мин. наук. — М., 1974.

97. *Детальное* изучение вещественного состава «древних» россыпей с целью определения истинного содержания, гранулометрии золота и физико-механических свойств глин (р. Б. Куранах, шахта № 20): Отчет о НИР/ЦНИГРИ; Рук. А.Г. Лопатин. — М., 1971. — 67 с.

98. *Ким А.А.* Анализ минералогических особенностей самородного золота в первичных и окисленных рудах месторождений Центрального Алдана // Древние коры выветривания Якутии. — Якутск, 1975. — С. 109—127.

99. *Минигулов И.М.* Поисковое значение типоморфных особенностей самородного золота и кварца (на примере изучения Центрального Алдана): Автореф. дис. канд. геол.-мин. наук. — Свердловск, 1978. — 24 с.

100. *Лифилиц А.И., Ильинаркий А.С., Горюшкина С.Я.* К вопросу определения полного содержания золота в пробах при разведке россыпных месторождений // Тр. ЦНИГРИ. — М., 1969, вып. 89. — С. 108—118.

101. *Шпунт Б.Р., Шамилина Э.А., Ким А.А.* О распределении тонкодисперсного золота в аллювиальных россыпях // Новости геологии Якутии. — 1973. Вып. 3. — С. 102—104.

102. *Шпунт Б.Р., Шамшина Э.А.* О закономерностях распределения тонкодисперсного золота в россыпях Сибирской платформы // Дальность переноса золота при формировании россыпей. — Якутск: ЯФ СО АН СССР, 1977. — С. 62—73.

103. *Оценка рудной минерализации и связанного с ней золота в россыпных месторождениях и изучение технологии его извлечения (на примере обрабатываемых месторождений Урала, Сибири, Якутии и Забайкалья): Отчет о НИР (закл.) / УПИ; Рук. В.А. Деревянкин.* ГР 01870013412. — Свердловск, 1989. — 87 с.

104. *Брик К.А., Мурзин В.В., Киселева Л.О., Малюгин А.А.* Совершенствование технологии переработки песков и методики оценки россыпей, содержащих упорные формы золота. — Свердловск: УрО АН СССР, 1989. — 41 с.

105. *Костромин Н.С.* Обогащение песков золотоносных россыпей на шлюзах драг // Колыма. — 1987. — № 12. — С. 21—23.

106. *Промывочный прибор:* А. с. 680230 СССР, МКИ В 03 В 5/70 / Н.С. Костромин. Заявл. 02.09.74.

107. *Гуцелюк А.В., Федянин Н.П.* Опыт эксплуатации поворотных двухъярусных шлюзов с механизированным сполоском // Колыма. — 1989. — № 6. — С. 24—27.

108. *Sluice construction:* Пат. 4251357 США, МКИ В 03 В 5/12 / Winston F. Wright. Заявл. 16.07.79.

109. *Шлюз:* А. с. 724194 СССР, МКИ В 03 В 5/70 / Г.Н. Пономарев. Заявл. 29.11.65.

110. *Шлюз для обогащения россыпей:* А. с. 581823 СССР, МКИ В 03 В 5/70/ Э.Г. Герке, В.В. Ширшов, В.П. Болгов. Заявл. 02.07.76.

111. *Шлюз для обогащения россыпей:* А. с. 835006 СССР, МКИ В 03 В 5/70/ Н.Б. Осогоров, В.П. Болгов, Э.Г. Герке. Заявл. 04.01.80.

112. *Шлюз для обогащения россыпей:* А. с. 864632 СССР, МКИ В 03 В 5/70/ Д.А. Бушков, В.В. Ширшов, И.П. Липунов, Э.Г. Герке. Заявл. 05.12.79.

113. *Шлюз для обогащения россыпей:* А. с. 968918 СССР, МКИ В 03 В 5/70/ Э.Г. Герке, И.П. Липунов, В.П. Болгов. Заявл. 28.04.80.

114. *Рябов Л.И., Миленцев В.В.* Разработка и результаты технологических испытаний шлюзовых агрегатов ШГМ-6х700 // Колыма. — 1988. — № 8. — С. 26—30.

115. *Разработка конструкторской документации, изготовление и проведение промышленных испытаний экспериментальных образцов шлюзов с непрерывной разгрузкой концентрата:* Отчет о НИР (закл.) / Иргиредмет; Рук. В.С. Томин. ГР 01840026479. — Иркутск, 1986. — 108 с.

116. *Шлюз* для обогащения россыпей: А. с. 726709 СССР, МКИ В 03 В 5/70/ О.В. Замятин., Ю.Е. Кудрявин, И.П. Липунов, Э.Г. Герке. Заявл. 14.03.78.
117. *Устройство* для обогащения россыпей: А. с. 871379 СССР, МКИ В 03 В 5/70/ О.В. Замятин, В.С. Томин. Заявл. 28.12.79.
118. *Шлюз* для обогащения россыпей: А. с. 1432876 СССР, МКИ В 03 В 5/70/ О.В. Замятин, В.С. Томин, И.С. Суханов, Г.И. Брянских. Заявл. 06.12.86.
119. *Шлюз* для обогащения россыпей: А. с. 1094183 СССР, МКИ В 03 В 5/70/ В.Н. Раздолькин. Заявл. 12.03.79.
120. *Шлюз* для обогащения россыпей: А. с. 1019716 СССР, МКИ В 03 В 5/70/ В.Н. Раздолькин. Заявл. 03.12.81.
121. *Промывочный прибор с непрерывным выводом концентрата*: Пат. 2089295 РФ, МКИ В 03 В 7/00 / В.Н. Раздолькин, К.Л. Ястребов. Заявл. 04.04.95.
122. *Sluicibox* ROSS // Mining Journal. — 1989. — V. 313. — № 8045. — P. 397.
123. *Clarkson R. Placer gold recovery research*. Whitehorse. — 1990. — P. 9.
124. *Промывочный прибор для извлечения мелких зерен ценных минералов*: Пат. 2051746 РФ, МКИ В 03 В 5/70/ А.А. Ковалев. Заявл. 28.09.92.
125. *Шлюз для обогащения полезных ископаемых*: А. с. 1483724 СССР, МКИ В 03 В 5/70 / Е.И. Богданов, А.А. Ковалев. Заявл. 17.04.87.
126. *Промывочный прибор*: Пат. 2064843 РФ, МКИ В 03 В 5/70/ Э.Н. Ганин, О.В. Замятин, М.И. Косов. Заявл. 10.05.94.
127. *Садковский Б.П. Гравитационный угловой концентратор — новый высокоэффективный промывочный прибор для обогащения золотоносных песков* // Горный журнал. — 1996. — № 5. — С. 38—39.
128. *Appareil portatif pour recuperer des particules lourdes dans des materiaux divises*: Пат. 2594357 Франции, В 03 В 5/26/ Н. Ahmadzadeh. Заявл. 14.02.86.
129. *Шлюз* для обогащения россыпей: Пат. 2026744 РФ, МКИ В 03 В 5/26/ А.Л. Гилевич. Заявл. 13.04.92.
130. *Шлюз* для обогащения россыпей: А. с. 1764228 СССР, МКИ В 03 В 5/70/ В.Е. Филиппов, И.И. Ковлеков, П.Н. Кондаков, В.Л. Сухорослов. Заявл. 31.05.90.
131. *Vibrating sluice box*: Пат. 4860874 США, МКИ В 65 G 11/20 / Stephen Winderl. Заявл. 31.03.88.



132. *Шлюз* для обогащения полезных ископаемых: Пат. 1422455 РФ, МКИ В 03 В 5/26/ А.А. Ковалев. Заявл. 02.04.86.

133. *Шлюз* для обогащения полезных ископаемых: Пат. 2027514 РФ, МКИ В 03 В 5/70 / А.А. Ковалев, В.М. Поздняков. Заявл. 18.05.92.

134. *Ковалев А.А.* Интенсификация процессов гравитационного обогащения золотосодержащих россыпей. — Владивосток: ДВО АН СССР, 1991. — 200 с.

135. *Маньков В.М.* Извлечение мелкого золота из песков россыпных месторождений центробежными аппаратами: Автореф. дис. канд. техн. наук / Иркутский политехн. ин-т. — Иркутск, 1985. — 23 с.

136. *Тумальская Т.В., Кузьмина Н.К., Кисляков А.Д.* Обогащение песков с мелким золотом при открытом способе их добычи // Цветная металлургия. — 1986. — № 2. — С. 92—93.

137. *Испытание* и внедрение опытно-промышленного образца обогатительного комплекса с отсадочными машинами на драге № 91: Отчет о НИР (закл.) / Иргиредмет, Рук. Томин В.С. ГР 01830028749. — 107 с.

138. *Разработка* и внедрение обогатительного комплекса для переработки россыпей с повышенным содержанием мелкого золота на базе пневматических отсадочных машин большой производительности: Отчет о НИР / ЧПИ; Рук. С.А. Нырков. ГР 01870068053. — 3 с.

139. *Замятин О.В., Конюкова А.Т., Тарасова Т.Б.* Технология обогащения золотосодержащих песков // Цветная металлургия. — 1988. — № 2. — С. 33—34.

140. *Павловский Б.С.* Реконструированная драга на разработке россыпей // Цветная металлургия. — 1988. — № 3. — С. 19—21.

141. *Применение* отсадочной технологии обогащения песков на ГОКе «Алданзолото» / В.Т. Козловский, В.И. Ушаков, В.М. Татарин и др. // Колыма. — 1990. — № 10. — С. 14—16.

142. *Отсадка* — перспективный способ повышения извлечения золота при промывке песков на промывочных приборах / Т.Б. Тарасова, С.М. Анохин, В.Е. Вашенков, С.Б. Миронов // Цветная металлургия. — 1992. — № 3. — С. 20—22.

143. *Испытание* и внедрение бескрубберного промывочного прибора для старательской добычи золота / В.М. Маньков, В.С. Томин, А.Н. Попов и др. // Горный журнал. — 1995. — № 4. — С. 32—33.

144. *Разработка* рекомендаций по технологическому регламенту для ТЭР разработки Верхне-Велсовского россыпного месторождения золота: Отчет о НИР (закл.) / Гиналмаззолото; Рук. МЛ. Суздальский. ГР 01900016693. — 82 с.

145. *Отсадочная* машина с подвижным решетом «Труд-12» / Л.А. Митин, В.И. Луцко и др. // Цветная металлургия. — 1991. — № 12. — С. 16—17.

146. *Maria C. Rockwell, Macdonald K.A.* Processing Tehnology for the Recovery of Placer Minerals // *Marine Mining*. — 1987. — V. 6. — P. 161—175.
147. *Экспериментальные* исследования процесса переработки продуктивной горной массы техногенных россыпей в гидравлических закрученных потоках и тонкослойном потоке гидросмеси / Ю.А. Мамаев, В.С. Литвинцев, Г.П. Пономарчук, И.А. Яцык // *Колыма*. — 1996. — № 1. — С. 23—27.
148. *Линия* для обогащения золотосодержащих песков: Пат. 2122897 РФ, МКИ В 03 В 9/00 / В.М. Маньков, Т.Б. Тарасова, А.Ю. Иванов. Заявл. 23.07.96.
149. *Линия* для обогащения золотосодержащих песков: Пат. 2122896 РФ, МКИ В 03 В 9/00 / В.М. Маньков, Т.Б. Тарасова, А.Ю. Иванов. Заявл. 23.07.96.
150. *Лопатин А.Г.* Центробежное обогащение руд и песков. — М.: Недра, 1987. — 224 с.
151. *Горюшкина С.Я.* Исследование некоторых методов обогащения золотосодержащих проб россыпей в процессе проведения геологоразведочных работ: Автореф. дис. канд. техн. наук / ВИМС. — М., 1973. — 26 с.
152. *Мельников М.С.* Разработка методов и технических средств обработки высокоглинистых золотосодержащих разведочных проб: Дис. канд. техн. наук / ЦНИГРИ. — М., 1975. — 148 с.
153. *Разработка* и испытание центробежных аппаратов для обогащения песков россыпи Б. Куранах: Отчет о НИР (закл.) / МИСиС; Рук. А.Г. Лопатин. ГР 01890010601. — М., 1989. — 34 с.
154. *Исследование* процесса разделения минеральных смесей в аппаратах центробежно-вибрационного типа: Отчет о НИР (закл.) / ВНИИ-1; Рук. П.А. Брагин. ГР 01860083570. — Магадан, 1988. — 55 с.
155. *Разработка* и внедрение усовершенствованной технологии переработки комплексных руд с использованием новых аппаратов, обеспечивающей повышение извлечения цветных и благородных металлов: Отчет о НИР / Гинцветмет; Рук. И.А. Енбаев. — М., 1983. — 47 с.
156. *Лопатин А.Г.* Обогащение золотосодержащих и алмазосодержащих руд // *Итоги науки и техн. ВИНТИ. Обогащение полезных ископаемых*. — М., 1987. — 128 с.
157. *Зеленов В.И., Щендригин А.Н.* Пути совершенствования технологии переработки золото- и серебросодержащих руд. — М., 1986. — 40 с.

158. *Мельников М.С.* Современные методы и технические средства обработки проб при разработке россыпных месторождений золота. — М.: ВИЭМС, 1990. — 45 с.
159. *Каминский Ю.Д., Копылов Н.И.* Технологические аспекты извлечения золота из руд и концентратов. — Новосибирск: Изд-во СО РАН, 1999. — 124 с.
160. *Новые технологии: Материалы конф. «Новые технологии и инвестиционные проекты» от 10—13 апреля 2000 г.* — Якутск, 2000. — 188 с.
161. *Silva V.* Placer gold recovery methods // Special publication 87. California department of conservation division of mines and geology. — Sacramento, 1986. — P. 22—23.
162. *Сергеев Ю.А.* Исследование процесса обогащения в короткоконусных гидроциклонах применительно к тонкозернистым золотосодержащим материалам: Автореф. дис. канд. техн. наук / ИПИ. — Иркутск, 1974. — 165 с.
163. *Пронер А.А.* Исследование процессов классификации и центробежного обогащения песков шельфовых россыпей: Автореф. дис. канд. техн. наук / Механобр. — Л., 1981. — 25 с.
164. *Думов А.М.* Обогащение тонкоизмельченных золотосодержащих материалов в модифицированных гидроциклонах: Автореф. дис. канд. техн. наук / МИСиС. — М., 1983. — 25 с.
165. *Испытание и внедрение схем по выделению тонкодисперсного золота из продуктов обогащения на Белоусовской обогатительной фабрике: Отчет о НИР / Казмеханобр; Рук. Н.И. Таскин.* 1984. — 94 с.
166. *Испытание короткоконусных гидроциклонов в схемах обогащения песков и выдача рекомендаций по их внедрению: Отчет о НИР (закл.) / ЦНИГРИ; Рук. А.Г. Лопатин. ГР 78051061.* — М., 1979. — 49 с.
167. *Лопатин А.Г., Гирдасова З.М., Демина Н.Н.* Поведение тонкого россыпного золота при гравитационном обогащении и применение для его извлечения короткоконусных гидроциклонов: Материалы семинара работников технологических лабораторий геологических организаций (ВИМС). — М., 1970. — С. 250—264.
168. *Лопатин А.Г., Золин С.Н., Мельников М.С.* Обогащение сильноклинистых золотых песков на короткоконусных гидроциклонах и клиновидных желобах // Колыма. — 1973. — № 7. — С. 24—25.
169. *Гидроциклон для обогащения и классификации песков: А. с. 476024 СССР, МКИ В 03 В 5/34/ В. М. Маньков, А.И. Чернышев Заявл. 25.06.74.*

170. *Интенсификация* процессов обогащения песков россыпных месторождений / В.М. Маньков, А.Г. Лопатин, Т.С. Николаева, И.В. Артемьев // Цветные металлы. — 1980. — № 5. — С. 81—85.

171. *Маньков В.М., Лопатин А.Г.* Применение центробежных аппаратов для извлечения мелкого золота из песков россыпных месторождений // Цветные металлы. — 1985. — № 8. — С. 116—118.

172. *Извлечение* мелкого золота из россыпей с использованием центробежных методов обогащения / В.М. Маньков, О.В. Замятин, В.Т. Козловский и др. // Горный журнал. — 1994. — С. 44—46.

173. *Разработка* и испытание экспериментальных образцов центробежно-барботажных аппаратов для извлечения мелкого золота из песков россыпных месторождений: Отчет о НИР (закл.)/ИФ НИИхиммаш; Рук. Н.П. Смирнов. ГР 01860091268. — Новосибирск, 1987. — 33 с.

174. *Daniel E. Walsh.* Evaluation of the four inch compaund water cyclone as a fine gold concentrator using radiotracer techniques. — Fairbanks, 1985. — P. 133.

175. *Проведение* полупромышленных испытаний экспериментальных образцов центробежного дезинтегратора для нового типа россыпных месторождений глинистых, погребенных: Отчет о НИР / Иргиредмет; Рук. Т.В. Тумольская. — Иркутск, 1985. — 102 с.

176. *Технология* дезинтеграции высокоглинистых песков россыпей золота, олова и алмазов в водовоздушной среде / А.Ю. Бейлин, В.Г. Ширман и др. — Якутск: ЯФ СО АН СССР, 1988. — 44 с.

177. *Определение* рациональных режимов дезинтеграции трудно-промывистых песков и технологии их обогащения, обеспечивающих извлечение мелких фракций металла без предварительной подготовки песков: Отчет о НИР (пром.) / ИГДС СО АН СССР; Рук. В.Г. Ширман. — Якутск, 1983. — 91 с.

178. *Серго Е.Е.* Исследование промывки марганцевых руд в резервуарах башенного типа с применением сжатого воздуха: Дис. канд. техн. наук. — Днепропетровск, 1953. — 217 с.

179. *Корякова О.Ф., Щепанский В.В., Жирнова Е.Ю.* Обобщение опыта башенной промывки марганцевых и железных руд. — М., 1979. — 32 с.

180. *Обогачительно-дезинтегрирующее* устройство для выделения тяжелых минералов из песков / В.А. Чабан, В.А. Вишневский, А.И. Алпатов, Б.Н. Егоров // Горный журнал. — 1996. — № 4. — С. 37—39.

181. *Новое оборудование для извлечения мелких ценных минералов и тонкого золота из песков* / А.И. Алпатов, В.А. Вишневецкий, В.А. Чабан, Б.Н. Егоров // Руды и металлы. — 1996. — № 1. — С. 90—92.

182. *Исследование процессов промывки и очистки минерального сырья и разработка виброкомплексов переработки полезных ископаемых некондиционных и забалансовых запасов и техногенных месторождений: Отчет о НИР (пром.)* / МГИ; Рук. Н.С. Коробейников. ГР 01890083015. — М., 1990. — 41 с.

183. *Исследование возможности разработки технологии и средства снижения прочности высокоглинистых песков при гидромеханизированной разработке россыпных месторождений: Отчет о НИР (закл.)* / ВНИПИгорцветмет; Рук. И.Н. Шашевский. ГР 01840046980. — М., 1985. — 106 с.

184. *Совершенствование технологии обогащения высокоглинистых песков на объектах ПО «Уралзолото»: Отчет о НИР (закл.)* / ВНИПИгорцветмет; Рук. М.Р. Подрабинек. ГР 01860077019. — М., 1988. — 57 с.

185. *Кирик Л.В.* Повышение эффективности промывки глинистых песков на основе физико-химической минералоподготовки: Дис. канд. техн. наук / ИГД ДВО РАН. — Хабаровск, 1993. — 145 с.

186. *Ковалев А.А., Лебухов В.И.* Проблемы водоподготовки при переработке россыпных месторождений Северо-Востока СССР // Проблемы и перспективы развития горного дела на Северо-Востоке СССР. — Якутск, 1990, ч. 2. — С. 381—386.

187. *Использование коагулянтов и флокулянтов для повышения извлечения мелких зерен ценного компонента при разработке глинистых россыпей* / В.П. Небера, В.П. Мязин, А.А. Ковалев, Л.А. Новиков // Колыма. — 1983. — № 7. — С. 23—25.

188. *Ковалев А.А.* Влияние полиэлектролитов на разделение мелких зерен ценного компонента при обогащении золотосодержащих песков на шлюзах // Применение ЭВМ и мат. методов в горном деле. — Владивосток, 1988. — С. 75—85.

189. *Ковалев А.А.* Извлечение мелкого золота на аппарате для селективной флокуляции АСФ-1 // Изв. вузов. Цветная металлургия. — 1990. — № 2. — С. 9—13.

190. *Ковалев А.А.* Оптимизация режимов обогащения золотосодержащих песков с использованием флокулянтов // Науч. основы построения схем обогащения (Плакс. чтения). — М., 1990. — С. 163—167.

191. *Мязин В.П.* Физико-химическая технология минералоподготовки при добыче и первичной переработке песков россыпных месторождений // Технология минерального сырья: теория и практика. РАН СО БНЦ. — Улан-Удэ, 1993. — С. 38—47.

192. *Karaces K.I.* Коллоидно-химические основы применения полиэлектролитов при разработке золотосодержащих месторождений: Дис. докт. техн. наук / РХТИ. — М., 1993. — 344 с.
193. *Burt R.O.* A review of gravity concentration techniques for processing fines // *Prod. and Process. Fine Part.* — New York, 1988. — P. 375—385.
194. *Sand separator*: Пат. 1576469 Великобритании, МКИ В 03 В 5/26 / *Richard H. Mozley*. Заявл. 25.03.77.
195. *Белова Т.Б., Храмченко С.И.* Оценка эффективности извлечения мелкого золота на гравитационных аппаратах // *Цветные металлы*. — 1986. — № 3. — С. 94—95.
196. *Храмченко С.И., Белова Т.Б.* Об использовании ваннера Мозли для улавливания тонкого золота // *Цветная металлургия*. — 1988. — № 3. — С. 26—27.
197. *Гравитационное доизвлечение тонкодисперсного золота из промпродуктов флотации* / Н.А. Мальцева, Г.М. Смаченко, Н.Р. Симахина, Л.В. Шептунов // *Цветные металлы*. — 1989. — № 5. — С. 118—119.
198. *Mineral fines separation machine*: Пат. 4826018 США, МКИ В 03 В 5/08 / *Norvel Lemmons*. Заявл. 02.05.88.
199. *Plateaux de tables a secousses pour le traitement gravimetrique de fines particules*: Пат. 2428470 Франции, МКИ В 03 В 5/06/ *A.M. Blain*. Заявл. 13.06.78.
200. *Новый аппарат КШК-20 для обогащения шламов* / В.А. Рудин, А.М. Базилевский, А.С. Жгулев и др. // *Основные направления совершенствования техники и технологии обогащения руд цветных металлов*. — Л., 1990. — С. 136—141.
201. *Placer gold recovery plants* // *Mining Magazine*. — 1986. — V. 154. — № 1. — P. 75—76.
202. *Minerals separator*: Пат. 2211442 Великобритании, МКИ В 04 В 11/08 / *Richard H. Mozley*. Заявл. 21.05.87.
203. *Modelling the multi-gravity separator* / *P. Tucker, S.K. Chan, R.H. Mozley, J.S. Childs* // *17th Int. Miner. Process. Congr.* — Dresden, 1991. — V. 3. — P. 77—89.
204. *An evaluation of the Mozley MGS for fine particle gravity separation* / *A. Traore, P. Conil, R. Houot, M. Save* // *Minerals Engineering*. — 1995. — V. 8. — № 7. — P. 767—778.
205. *Chadwick J.R.* Ergo-gold tailings reclamation and treatment // *World Mining*. — 1980. — V. 33. — № 6. — P. 48—52.
206. *Черных С.И., Попов Р.Л., Геоня Н.И.* Пути повышения извлечения благородных металлов на обогатительных фабриках // *Цветная металлургия*. — 1991. — № 8. — С. 13—18.

207. *Corrans I.J.* A development in the application of wet high-intensity magnetic separation // *Fine Particles Process.* — New-York, 1980. — P. 1294—1309.

208. *Gold: Physical concentration of gold ores* // *Annu. Rept. Council. Miner. Technol. Randburg.* — 1983. — P. 4—13.

209. *Magnetic recovery means:* Пат. 571597 Австралии, МКИ В 03 В 5/72 / Taylor Chareis Н. Заявл. 26.10.83.

210. *Способ обработки золота перед обогащением:* Пат. 2010621 РФ, МКИ В 07 В 1/00 / Н.Н. Усков, Б.А. Остащенко. Заявл. 25.03.92.

211. *Электродинамический сепаратор:* А.с. 816005 СССР, МКИ В 03 С 1/02 / Н.Г. Поляков, В.А. Повидайло, Ф.А. Мечкань и др. Заявл. 30.11.79.

212. *Липицкий В.Н.* Исследование электродинамической сепарации золотосодержащих шлиховых концентратов и вторичных цветных металлов: Автореф. дис. канд. техн. наук / ДГИ им. Артема. — Днепропетровск, 1979. — 23 с.

213. *Мечкань Ф.А.* Разработка электродинамических устройств для усовершенствования технологии переработки шлиховых золотосодержащих концентратов: Автореф. дис. канд. техн. наук / ДГИ им. Артема. — Днепропетровск, 1983. — 19 с.

214. *Создание ЭДИ сепаратора для обогащения мелкого золота в потоке пульпы:* Отчет о НИР (закл.) / НПО «Сибцветметавтоматика»; Рук. В.В.Власов ГР 00076043809. — Красноярск, 1982. — 75 с.

215. *Бондарь И.М.* Применение метода электродинамической сепарации при переработке золотосодержащих россыпей и галечных отвалов // *Разработка и обогащение рудных и нерудных месторождений при их комплексном освоении.* — М., 1988. — С. 145—148.

216. *Лукьянчиков В.Н.* Траектория движения электропроводного материала при обогащении техногенного сырья на электродинамических сепараторах с дисковой магнитной системой // *Теория и практика комплексного освоения месторождений полезных ископаемых и обогащения минерального сырья.* — М., 1992. — С. 121—122.

217. *Шлюз для обогащения золотосодержащих продуктов:* А. с. 1610639 СССР, МКИ В 03 В 5/70 / К.А. Брик, В.В. Салтанов, А.А. Джангиров, Л.Н. Пасынкова. Заявл. 31.01.89.

218. *Магнитный концентрационный стол:* А. с. 83807 СССР МКИ В 03 В 5/00 / А.И. Казуров. Оpubл. 1965. Бюл. № 14.

219. *Способ* извлечения тонкодисперсного золота из россыпей и устройство его осуществления: А. с. 1480205 СССР, МКИ В 03 С 1/24 / Е.Е. Андреев, С.А. Гладков, О.Н. Тихонов. Заявл. 09.03.87.
220. *Разработка* и внедрение аппарата виброфлокуляционного типа ГГУ: Отчет о НИР / Гипромашобогатение; Рук. Л.К. Богданов. ГР 01830035954. — Л., 1983. — 27 с.
221. *Способ* разделения полезных минералов: А.с. 1436323 СССР, МКИ В 03 С 1/00 / С.А. Гладков, О.Н. Тихонов, С.В. Ковалев. Заявл. 02.02.87.
222. *Способ* разделения минералов: А.с. 1623024 СССР, МКИ В 03 С 1/00 / С.В. Ковалев, О.Н. Тихонов, С.А. Гладков. Заявл. 22.11.88.
223. *Ковалев С.В.* Измерение скоростей движения немагнитных частиц через ферромагнитные среды // Изв. вузов. Цветная металлургия. — 1989. — № 4. — С. 14—17.
224. *Способ* обогащения песков: А. с. 1358148 СССР, МКИ В 03 В 5/70 / В.Н. Лапицкий, В.А. Бунько, В.В. Бабец. Заявл. 25.01.84.
225. *Метод* и устройство за обогатяване в шпозы: А. с. 37877 НРБ, МКИ В 03 С 1/08 / В.А. Атанасов, А.В. Атанасов, И.К. Исаков и др. Заявл. 09.02.84.
226. *Способ* обогащения песков на шлюзах: А. с. 1540085 СССР, МКИ В 03 В 5/70 / Е.Д. Саввин, И.И. Ковлеков, В.Ю. Изаксон и др. Заявл. 22.04.88.
227. *Шлюз* для обогащения россыпей: Пат. 1638871 РФ, МКИ В 03 В 5/70 / В.Ю. Изаксон, Е.Д. Саввин, И.И. Ковлеков. Заявл. 13.03.89.
228. *Трубный* уловитель: Пат. 1695985 РФ, В 03 В 5/70 / И.И. Ковлеков, Е. Д. Саввин. Заявл. 30.03.89.
229. *Устройство* улавливания золота: Отчет о НИР / ИГДС СО РАН; Рук. Е.Д. Саввин. — Якутск, 1991. — 31 с.
230. *Магнитный* сепаратор-концентратор: А. с. 1579564 СССР, МКИ В 03 С 1/24 / Л.Ф. Суббота, В.А. Рудин, Н.Н. Бережной и др. Заявл. 25.04.88.
231. *Асташкина В.Г., Рудин В.А., Суббота Л.Ф.* Испытания нового покрытия шламовых концентраторов для обогащения слабомагнитных руд // Основные направления совершенствования техники и технологии обогащения руд цветных металлов. — Л., 1990. — С. 141—144.
232. *Pachejjeff B.C., Nishkov I.M., Stoev S.M.* Magnetic sluice box with high contact ability for heavy fine minerals // Prep. of XII-th Int. Precious Metals Conf. — Montreal, 1989. — P. 255—260.
233. *Pachejjeff B.C., Nishkov I.M.* Magnetic gravity concentration of low-grade caving mineral placer development // Today's Technol. Mining and Met. Ind. — London, 1989. — P. 343—346.



234. *Pachejjeff B.C., Nishkov I.M., Helfricht R., Bischofberger C.* Magnetically enhanced gravity concentration // Preprints of the Int. Conf. of Alluvial Mining. — London, 1991. — P. 347—362.
235. *Тарасова Т.Б., Анохин С.М., Хорошев Н.К.* Безамальгамационная доводка шлиховых золотосодержащих продуктов // Цветная металлургия. — 1992. — № 3. — С. 13—18.
236. *Устройство для обогащения материалов с магнитными частицами:* А. с. 1623759 СССР, МКИ В 03 В 5/70 / Б.Н. Егоров, Е.С. Станюкович. Заявл. 20.02.89.
237. *Закиева Н.И.* Повышение извлечения золота за счет осаждения мелких классов на ферромагнитных флокулах: Дис. канд. техн. наук / ЧГТУ. — Чита, 1998. — 164 с.
238. *Кармазин В.В., Закиева Н.И.* Технологические возможности магнитно-флокуляционной сепарации тонких классов руд россыпных месторождений // Горн. информ.-аналит. бюл. — 1995. — № 4. — С. 60—62.
239. *Устройство для улавливания тонкого золота:* Пат. 2080937 РФ, МКИ В 03 С 1/00 / В.В. Кармазин, В.П. Мязин, Ю.С. Шевченко, П.А. Сыса. Опубл. 1997. Бюл. № 16.
240. *Устройство для обогащения металлоносных песков:* Пат. 2119827 РФ, МКИ В 03 С 1/08 / В.П. Мязин, В.В. Кармазин, В.Г. Черкасов, Н.И. Закиева, С.Б. Татауров. Заявл. 07.06.96.
241. *Устройство для извлечения тонкодисперсных минеральных частиц из массопотока:* Пат. 2132745 РФ, МКИ В 03 С 1/04 / В.В. Кармазин, А.Д. Бардовский, В.П. Мязин и др. Заявл. 04.11.97.
242. *Способ обогащения песков:* Пат. 2168366 РФ, МКИ В 03 В 5/70 / И.И. Ковлеков, Е.Д. Саввин, В.С. Андреев. Заявл. 10.02.2000.
243. *Магнитный шлюз: Свидетельство на полезную модель РФ № 17869,* МКИ В 03 С 1/00 / И.И. Ковлеков, Е.Д. Саввин, В.С. Андреев. Заявл. 10.02.2000.
244. *Справочник по обработке золотосодержащих руд и россыпей / В.П. Вязельщиков, З.Н. Парицкий; Под ред. М.Д. Ивановского.* — М.: Металлургиздат, 1963. — 650 с.
245. *Пробоотбирание и анализ благородных металлов / Под ред. И.Ф. Барышникова.* — М.: Металлургия, 1978. — 678 с.
246. *Зеленов В.И.* Методика исследования золото- и серебросодержащих руд. — М.: Недра, 1989. — 302 с.
247. *Бажбеук-Меликов Н.К., Кокташев А.Е., Мацуев Л.П.* Практическое руководство по эксплуатации промышленных установок и шлихообогажительных фабрик. — Магадан, 1975. — 60 с.

248. *Изыскание* технических решений для создания ФГС-сепараторов, предназначенных для селекции свободного золота и шлиховых минералов россыпей: Отчет о НИР (закл.) / Гипромашуглеобогащение; Рук. Р.Д. Смолкин. ГР 01860026794. — М., 1990. — 25 с.

249. *Благов И.С., Коткин А.М., Фоменко Т.Г.* Гравитационные процессы обогащения. — М.: Госгортехиздат, 1962. — 232 с.

250. *Сурков А.В.* Новое в изучении песчано-алевритовой компоненты россыпей и осадочных пород (Альтернативная методика). — М.: Издатель Е. Разумова, 2000. — 286 с.

251. *Морозов Ю.П.* Теоретическое обоснование и разработка новых методов и аппаратов извлечения тонкодисперсных благородных металлов из руд и техногенного сырья: Автореф. дис. докт. техн. наук / УГГГА. — Екатеринбург, 2001. — 34 с.

252. *Чанжурия В.А., Седельникова Г.В.* Развитие золотодобычи и технологии обогащения золотосодержащих руд и россыпей // Горный журнал. — 1998. — № 5. — С. 4—9.

253. *Федотов К.В., Леонов С.Б., Сенченко А.Е.* Практика извлечения труднообогатимого золота из россыпных месторождений // Горный журнал. — 1998. — № 5. — С. 56—63.

# ОГЛАВЛЕНИЕ

---

ПРЕДИСЛОВИЕ .....	7
-------------------	---

## *Глава 1*

<b>ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИЕ ТЕХНОГЕННЫЕ ОБРАЗОВАНИЯ</b> .....	9
---	---

1.1. Техногенные россыпи .....	12
1.2. Природные и техногенные факторы .....	17
1.3. Влияние технологии добычи .....	21
1.3.1. Способы и системы разработки месторождения	21
1.3.2. Потери золота при обогащении .....	25
1.3.3. Причины потерь золота .....	27
1.4. Основные типы техногенных образований золота ..	29
1.5. Формирование техногенных месторождений .....	33

## *Глава 2*

<b>ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА ТЕХНОГЕННОГО ЗОЛОТА</b> .....	37
---	----

2.1. Форма .....	39
2.2. Фазовый состав .....	42
2.3. Гранулометрический состав .....	47
2.4. Плотность .....	51
2.5. Гидравлическая крупность .....	52
2.6. Магнитные свойства .....	56
2.6.1. Золото .....	56
2.6.2. Платина .....	64

## *Глава 3*

<b>ОБОГАЩЕНИЕ ПЕСКОВ С МЕЛКИМ И ТОНКИМ ЗОЛОТОМ</b> .....	67
--	----

3.1. Проблемы извлечения мелкого золота .....	69
3.2. Гравитационное обогащение .....	80
3.2.1. Обогащение на шлюзе .....	81
3.2.2. Отсадка .....	89
3.2.3. Центробежное обогащение .....	96

3.3. Промывка высокоглинистых песков .....	102
3.4. Обогащение тонких классов .....	104
3.5. Использование магнитных сил при обогащении .....	110
3.5.1. Магнитная сепарация .....	111
3.5.2. Электродинамическая сепарация .....	112
3.5.3. Гравимагнитная сепарация .....	113

## **Глава 4**

<b>ПОТЕРИ ЗОЛОТА В ХВОСТАХ .....</b>	<b>119</b>
4.1. Выбор средств и методики опробования .....	121
4.1.1. Метод и установка магнитно-сегрегационной концентрации золота .....	122
4.1.2. Методика проведения опробования .....	132
4.2. Эфельные хвосты шлюзовых промприборов .....	136
4.2.1. Одностадиальная схема обогащения .....	137
4.2.2. Двухстадиальная схема обогащения .....	143
4.3. Опробование отсадочного промприбора .....	159
4.4. Эфельные хвосты обогатительной фабрики .....	175
4.5. Хвосты золотоизвлекательной фабрики .....	186

## **Глава 5**

<b>ДОВОДКА ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ ШЛИХОВ .....</b>	<b>195</b>
5.1. Анализ шлиховых проб .....	197
5.1.1. Амальгамация шлиха с мелким золотом .....	197
5.1.2. Лабораторный сепаратор Mozley .....	201
5.1.3. Лабораторный концентратор Knelson .....	205
5.2. Обогащение шлихов на концентрационных столах .....	207
5.2.1. Шлихообогатительные установки .....	207
5.2.2. Шлихообогатительная фабрика .....	211
5.3. Мультигравитационный сепаратор Mozley .....	214
5.4. Доводка магнитных шлихов .....	219

## **Глава 6**

<b>ЦИАНИРОВАНИЕ ШЛИХОВ .....</b>	<b>227</b>
6.1. Извлечение золота из шлихов цианированием .....	230
6.2. Цианирование на конусе .....	233
6.3. Кюветное выщелачивание .....	244
	299

6.3.1. Коэффициент фильтрации магнитного шлиха ...	244
6.3.2. Лабораторное моделирование кюветного цианирования .....	247
6.3.3. Эксперимент на пилотной установке .....	250
6.3.4. Опытно-промышленные испытания .....	268
<b>ЗАКЛЮЧЕНИЕ</b> .....	<b>275</b>
<b>СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ</b> .....	<b>279</b>

# CONTENTS

---

INTRODUCTION .....	7
<i>Chapter 1</i>	
<b>GOLD BEARING WASTE DISPOSALS .....</b>	<b>9</b>
1.1. Artificial Gold Placer .....	12
1.2. Natural and Human Factors .....	17
1.3. Influence of the Technology .....	21
1.3.1. Methods of the Mining Development .....	21
1.3.2. Gold Loss at the Processing .....	25
1.3.3. Reasons of the Gold Losses .....	27
1.4. Basic Types of the Gold Bearing Tailing .....	29
1.5. Creation of the Tailing Deposit .....	33
<i>Chapter 2</i>	
<b>TECHNOLOGICAL PROPERTIES</b>	
<b>OF TAILING GOLD .....</b>	<b>37</b>
2.1. Shape .....	39
2.2. Variety .....	42
2.3. Size .....	47
2.4. Density .....	51
2.5. Settling Velocity .....	52
2.6. Magnetic Property .....	56
2.6.1. Gold .....	56
2.6.2. Platinum .....	64
<i>Chapter 3</i>	
<b>METHODS AND EQUIPMENTS</b>	
<b>OF FINE GOLD RECOVERY .....</b>	<b>67</b>
3.1. Fine Gold Recovery Problem .....	69
3.2. Gravity Processing .....	80
3.2.1. Sluice Box .....	81
3.2.2. Jig .....	89
3.2.3. Centrifugal Separation .....	96
	301

3.3. Processing High Clayey Sand .....	102
3.4. Slime Concentrator .....	104
3.5. Magnetic Methods .....	110
3.5.1. Magnetic Separation .....	111
3.5.2. Electrodynamic Separation .....	112
3.5.3. Combine Gravity Magnetic Separation .....	113

### ***Chapter 4***

<b>TESTING OF GOLD BEARING TAILINGS .....</b>	<b>119</b>
4.1. Technique and Construction .....	121
4.1.1. Method of the Fine Gold Recovery and Magnetic Sluice Box .....	122
4.1.2. Laboratory Test Method .....	132
4.2. Tailings from the Gold Wash Plant .....	136
4.2.1. Single Stage Sluice Processing .....	137
4.2.2. Two-Stage Sluice Processing .....	143
4.3. Test of Jig Pilot Plant .....	159
4.4. Tailings from the Processing Plant .....	175
4.5. Tailings of the Gold Recovery Plant .....	186

### ***Chapter 5***

<b>CLEAN-UP OF GOLD CONCENTRATE .....</b>	<b>195</b>
5.1. Concentrate Test Method .....	197
5.1.1. Fine Gold Mercury Process .....	197
5.1.2. Mozley Laboratory Mineral Separator .....	201
5.1.3. Knelson Concentrator .....	205
5.2. Clean-up on the Concentrating Table .....	207
5.2.1. Conditioning Pilot Plant .....	207
5.2.2. Conditioning Plant .....	211
5.3. Mozley Multy-Gravity Separator .....	214
5.4. Clean-up of the Magnetic Concentrate .....	219

### ***Chapter 6***

<b>LEACHING OF BLACK SAND .....</b>	<b>227</b>
6.1. Gold Extraction by the Cyanidation .....	230
6.2. Cyanidation on the Cone .....	233
6.3. Leaching in the Concrete Cuvette .....	244

<b>6.3.1. Filtration Property of the Black Sand .....</b>	<b>244</b>
<b>6.3.2. Laboratory Modeling .....</b>	<b>247</b>
<b>6.3.3. Pilot Tests .....</b>	<b>250</b>
<b>6.3.4. Tests in the Concrete Cuvette .....</b>	<b>268</b>
<b>CONCLUSION .....</b>	<b>275</b>
<b>REFERENCES .....</b>	<b>279</b>





Иван Иванович Ковлеков

## ТЕХНОГЕННОЕ ЗОЛОТО ЯКУТИИ

*Режим выпуска «кособый»*

Редактор текста *М.М. Титова*  
Компьютерная верстка, подготовка  
оригинал-макета: *Э.Ф. Губницкая*  
Дизайн серии: *Е.Б. Капралова*  
Зав. производством *Н.Д. Урбушкина*

*Диапозитивы изготовлены  
в Издательстве МГУ  
Рисунки в авторском исполнении*

Подписано в печать 14.02.2002. Формат  
60x90/16. Бумага офсетная № 1. Гарнитура  
«Times». Печать офсетная. Уч.-изд. л. 21,06.  
Усл. печ. л. 19. Тираж 1000 экз. Заказ № 150.

**ИЗДАТЕЛЬСТВО  
МОСКОВСКОГО ГОСУДАРСТВЕННОГО  
ГОРНОГО УНИВЕРСИТЕТА**

*Лицензия на издательскую деятельность  
ЛР № 062809 от 30.06.98 г.  
Код издательства 5 X 7 (03)*

Отпечатано в ФГУП «Московская  
типография № 6» Минпечати РФ  
109088, Москва, Южнопортовая ул., 24

Магниеые штампы изготовлены в  
Первой Образцовой типографии

*119991, Москва, ГСП-1, Ленинский  
проспект, 6; Издательство МГУ;  
тел. (095) 236-97-80;  
факс (095) 956-90-40*



**ГОРНЫЕ НАУКИ**