

В. Е. Дементьев
Г. Я. Дружина
С. С. Гудков

КУЧНОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ ЗОЛОТА И СЕРЕБРА



ИРГИРЕДМЕТ
IRGIREDMET

В.Е.Дементьев, Г.Я.Дружина, С.С.Гудков. Кучное выщелачивание золота и серебра.- Иркутск: ОАО «Иргиредмет», 2004.- 352 с. Табл. 42, Ил. 42, Библиогр. – 183 назв.

Рассмотрены научные основы кучного выщелачивания (КВ). Обобщены результаты экспериментальных исследований КВ благородных металлов из минерального сырья различного состава; показаны развитие и практика освоения метода в мировой и отечественной золотодобыче; охарактеризованы сырьевые источники, пригодные для извлечения золота и серебра выщелачиванием. Изложены научно-прикладные основы процессов рудоподготовки, цианистого выщелачивания, переработки растворов; рассмотрены возможные пути их совершенствования и интенсификации. Особое внимание уделено анализу и оценке сырьевой базы Российской Федерации, других стран СНГ для добычи драгметаллов данным методом, а также экологическим аспектам кучного цианистого выщелачивания. Представлен промышленный опыт России, где методы геотехнологии золота применяют преимущественно в суровых климатических условиях. Описан опыт других ведущих золотодобывающих стран в области КВ.

Предназначена для работников цветной металлургии, занятых в промышленности, науке и образовании, а также для студентов, специализирующихся в области гидрометаллургии, обогащения, геологии и горного дела, хозяйственных руководителей, предпринимателей и инвесторов.

Научный редактор – д-р техн. наук, проф. В.В.Лодейщиков

ISBN 5-902234-05-X

© Дементьев В.Е., Дружина Г.Я., Гудков С.С.
ОАО «Иргиредмет», 2004

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	С. 7
ГЛАВА 1. КУЧНОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ: ОСНОВЫ, ОБЛАСТИ ПРИМЕНЕНИЯ, ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ В ОТЕЧЕСТВЕННОЙ ЗОЛОТОДОБЫЧЕ	10
1.1. Основные положения метода и области его применения	10
1.2. Физико-химические основы кучного выщелачивания	14
1.3. Вещественная характеристика сырья - определяющий фактор извлечения благородных металлов	17
1.4. Первые промышленные производства кучного выщелачивания золота	29
1.5. Освоение и перспективы развития кучного выщелачивания в отечественной золотодобыче	34
ГЛАВА 2. ИССЛЕДОВАНИЕ УСЛОВИЙ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЗОЛОТА И СЕРЕБРА ИЗ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ РАЗЛИЧНОГО СОСТАВА	43
2.1. Отработка режима выщелачивания. Организация работ, первые полевые установки в России	43
2.2. Условия и показатели выщелачивания золота и серебра из руд и горных пород различного состава	48
2.2.1. Выщелачивание золота из песчано-глинистых руд (курахский тип)	48
2.2.2. Выщелачивание золота из окисленных и первичных руд золото-сульфидно-кварцевой формации (светлинский тип)	58
2.2.3. Выщелачивание золота, серебра из малокремнистых пород, пород кор выветривания и зон окисления	68
2.3. Условия и показатели выщелачивания золота, серебра из хвостов обогащения различного состава	76

2.3.1. Выщелачивание благородных металлов из хвостов переработки кварцевых и других типов руд, песков	77
2.3.2. Состояние работ на наиболее исследованных объектах. Опыт извлечения золота из эфельных отвалов Кочкарского рудника	86
2.4. «Пассивное выщелачивание» в условиях Крайнего Севера и вечной мерзлоты	90
ГЛАВА 3. СЫРЬЕВАЯ БАЗА РОССИИ, ДРУГИХ СТРАН СНГ ДЛЯ ДОБЫЧИ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ КУЧНЫМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕМ	97
3.1. Критерии пригодности золоторудного сырья для переработки методом кучного выщелачивания	97
3.2. Оценка сырьевой базы государств СНГ	102
3.3. Сырьевая база Российской Федерации	110
3.3.1. Республика Саха (Якутия)	110
3.3.2. Дальний Восток	116
3.3.3. Забайкалье	132
3.3.4. Сибирь и Урал	141
3.4. Сырьевая база Казахстана, республик Средней Азии и Кавказа	149
ГЛАВА 4. ТЕХНОЛОГИЯ И ТЕХНИКА ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ	164
4.1. Основные технологические аспекты кучного выщелачивания	164
4.1.1. Рудоподготовка	164
4.1.2. Организация процесса выщелачивания	167
4.1.3. Формирование отвалов для выщелачивания	171
4.1.4. Извлечение золота и серебра в товарную продукцию	172
4.1.5. Экология и обезвреживание хвостов выщелачивания	178
4.2. Технологические схемы кучного выщелачивания благородных металлов	180
4.3. Оборудование и материалы для кучного выщелачивания	190

ГЛАВА 5. ПРОМЫШЛЕННЫЙ ОПЫТ ДОБЫЧИ ЗОЛОТА И СЕРЕБРА МЕТОДОМ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ В РОССИИ	202
5.1. Освоение метода в отечественной золотодобывающей промышленности	202
5.2. Создание производств кучного выщелачивания. Практика переработки золоторудного сырья	213
5.2.1. Рудник «Майский» (Республика Хакасия)	218
5.2.2. Рудник «Чазы-Гол» (Республика Хакасия)	230
5.2.3. Покровский рудник. Участок КВ (Амурская область)	241
5.3. Организация выщелачивания в суровых климатических условиях	246
5.3.1. Актуальность проблемы и пути ее решения	246
5.3.2. Добыча золота и серебра на месторождении «Комсомольская залежь» (север Хабаровского края)	251
5.3.3. Добыча золота на Бамском месторождении (север Амурской области)	253
5.3.4. Кучное выщелачивание на месторождениях Алданского района и других регионов	258
5.4. Экологическая безопасность производств кучного выщелачивания	260
5.5. Техничко-экономические показатели кучного выщелачивания	266
ГЛАВА 6. ОПЫТ ВЕДУЩИХ ЗОЛОТОДОБЫВАЮЩИХ СТРАН В ОБЛАСТИ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ	273
6.1. Вводные положения	273
6.2. Подготовка сырья к выщелачиванию	280
6.3. Сооружение гидроизоляционного основания рудного штабеля	288
6.4. Формирование рудного штабеля	293
6.5. Системы орошения. Параметры выщелачивания	297
6.6. Методы переработки продуктивных растворов	303
6.7. Мероприятия по продлению сезона выщелачивания просачиванием	310
6.8. Охрана окружающей среды	314
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	319

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ	322
Приложение 1. Минералы золота	337
Приложение 2. Наиболее распространенные минералы, обуславливающие технологическую упорность золото- и серебросодержащих руд	340
Приложение 3. Характеристика оборудования для объектов кучного выщелачивания благородных металлов	342

ВВЕДЕНИЕ

Золото первым из металлов вошло в обиход человека, так как с древнейших времен люди находили самородки. За 6 тысяч лет, в течение которых используется золото, в мире его добыто 130 тыс.т, в Российской Федерации – более 10 тыс.т [1, 2]. На современном этапе развития мировое производство золота удваивается в течение 20-25 лет: например, в период с 1975 по 1994 г. оно возросло с 1200 до 2296 т.

Постоянно увеличивающийся объем производства благородных металлов приводит к закономерному значительному истощению в недрах запасов богатых и легкообогащаемых руд и песков. Все более возрастает необходимость вовлечения в переработку сырья сложного по составу, упорного, низкосортного, с небольшими запасами, техногенного.

Наиболее динамично развивающимся процессом в мировой золотодобывающей промышленности в последние 20 лет стало кучное выщелачивание (КВ). Сырьем для него могут быть бедные и забалансовые руды, относительно богатые руды маломощных месторождений, отходы горно-обогачительных предприятий и некоторых химических производств. Наряду с ухудшающимся качеством минерально-сырьевых ресурсов одной из основных причин, обусловивших переориентацию компаний – производителей на технологию КВ, является снижение мировой цены на золото, в особенности в 1997-2000 гг., когда она упала с 12 до менее 9 долл. за грамм. Низкая цена на золото и невысокое качество сырья предопределяют возможность применения для его переработки лишь высокоэкономичных малозатратных процессов, таких как кучное цианистое выщелачивание. Себестоимость получения золота этим методом в 1,5-2 раза ниже, чем по фабричным технологиям.

Процесс кучного выщелачивания основан на просачивании растворителя через рудный штабель и избирательном растворении ценных компонентов. В теории кучного, как и в целом фильтрационного выщелачивания особое внимание уделяется избирательности процесса, гидродинамике, динамике выщелачивания ценно-

го компонента, влиянию вещественного и гранулометрического состава сырья.

В СССР работы в области геотехнологии золота были начаты в институте «Иргиредмет» в 1960-е годы по инициативе и под научным руководством А.С.Черняка. Промышленное внедрение кучного выщелачивания в отечественную золотодобычу, длительное время сдерживаемое по ряду причин, осуществляется с начала 1990-х годов. Первые в СССР и Российской Федерации промышленные установки КВ золота задействованы на месторождениях «Васильковское» (Казахстан, 1991 г.) [3, 4], «Майское» (Республика Хакасия, 1994 г.) [5, 6]; в последующем – на месторождениях «Чазы-Гол» в Хакасии (1997 г.) [6, 7], «Комсомольская залежь» (1998 г.), «Покровское» (1999 г.) и «Бамское» (2000 г.) на Дальнем Востоке и др. Перечисленные выше российские производства кучного выщелачивания имеют законченный цикл обработки руды, товарной продукцией их являются слитки золота. В 2000 г. в Российской Федерации работало уже 13 промышленных производств кучного выщелачивания золота. Показатели деятельности предприятий свидетельствуют о прибыльности таких производств и их экологической безопасности.

Результаты исследований и технологических испытаний процессов извлечения золота из руд и песков методами кучного, подземного и чанового выщелачивания опубликованы в монографии Г.Г.Минеева и С.Б.Леонова [8]. В монографии изложены научные данные, показатели выщелачивания растворами цианида натрия и нецианистых растворителей (тиокарбамид, хлориды, белковые гидролизаты, гуминовые кислоты). Отражен промышленный опыт кучного выщелачивания, в основном, по показателям зарубежных предприятий.

В настоящей книге представлен анализ сырьевой базы для добычи золота кучным цианистым выщелачиванием в России и других странах СНГ, обобщены результаты исследований, испытаний и освоения технологии КВ, выполненных Иркутским научно-исследовательским институтом благородных и редких металлов и алмазов при непосредственном участии авторов: В.Е.Дементьева (общее и научное руководство) с 1985 по 2004 гг.,

Г.Я.Дружиной с 1975 по 2004 гг., С.С.Гудкова (руководство внедренческими работами). Изложены физико-химические основы фильтрационного цианистого выщелачивания золота и серебра. Рассмотрены вещественная характеристика сырьевых ресурсов, пригодных и непригодных к переработке методом КВ, варианты технологии и техника их промышленного осуществления, опыт ведущих золотодобывающих стран, а также другие аспекты кучного выщелачивания золота.

В книге обобщена и представлена лишь часть результатов исследований института по кучному выщелачиванию, в основном ранее уже опубликованных в печати, а также наиболее ценные результаты исследований других организаций по данным литературных источников. Предполагается, что издание книги будет способствовать пониманию теории и практики осуществляемых процессов кучного выщелачивания благородных металлов, поможет предотвратить возможные ошибки при организации производства КВ на предприятиях, окажет содействие в распространении этого прогрессивного метода добычи благородных металлов.

Авторы выражают искреннюю благодарность коллегам по работе: руководителям НИР доктору техн. наук Минееву Г.Г. и старшим научным сотрудникам Строганову Г.А. и Татаринovu А.П.; доктору техн. наук Лодейщикову В.В.; кандидатам техн. наук Бывальцеву В.Я., Емельянову Ю.Е., Панченко А.Ф., Петрову В.Ф., научным сотрудникам Григорьеву С.Г., Ращенко А.Ф., Рязановой И.И., Цыкуновой Г.В., Шутову А.М. и другим специалистам института «Иргиредмет», участвовавшим в проведении исследований, результаты которых использованы в процессе подготовки книги. Авторы весьма признательны сотрудникам Информационно-аналитического и Аналитического центров Иргиредмета, принимавшим активное участие в подготовке книги к публикации.

ГЛАВА 1

КУЧНОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ: ОСНОВЫ, ОБЛАСТИ ПРИМЕНЕНИЯ, ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ В ОТЕЧЕСТВЕННОЙ ЗОЛОТОДОБЫЧЕ

1.1. Основные положения метода и области его применения

Современное состояние мировых минерально-сырьевых ресурсов характеризуется снижением качества полезных ископаемых. В золотодобывающей отрасли отмечается аналогичная ситуация.

В России, до конца 20 в. добывающей преимущественно россыпное золото, в период с 1970 по 1995 гг. среднее содержание металла в отрабатываемых россыпных месторождениях снизилось в 2,8 раза. Снижалась и добыча: в 1993 г. она составила около 140 т, в 1998 г. – 105 т золота. С 1999 г. Россия увеличивает объемы добычи золота (до 165 т в 2001 г.). Теперь она занимает 4-е место в мире после ЮАР, США и Австралии. В США, где добыча золота осуществляется в основном из коренных месторождений, с 1940 по 1980 г. среднее содержание металла в рудах снизилось более чем в два раза [9], добыча сократилась со 153 до 30 т в год. А с 1980 по 1994 г. за счет вовлечения в переработку нетрадиционного сырья – низкосортных (забалансовых) руд, руд маломощных месторождений, отходов горно-обогатительного производства и др. способом кучного выщелачивания добыча золота возросла в 11 раз – до 331 т в год.

Процесс извлечения золота кучным цианистым выщелачиванием предложен Горным Бюро США в конце 1960-х годов и превратился в эффективный метод переработки окисленных золото- и серебросодержащих руд с 1980-х годов после усовершенствований, в то время как сам принцип кучного выщелачивания имеет длительную историю.

Впервые кучное выщелачивание (меди) было введено в 1752 г. в Рио-Тинто (Испания)¹ и продолжает применяться до на-

¹ Имеются также сведения о том, что горняки Венгрии пропускали сквозь кучи пустой породы медьсодержащие растворы еще в середине 10

стоящего времени, в дореволюционной России метод кучного выщелачивания использовался на Кедабеке (Кавказ) и в Гумешках (Урал), а за рубежом он нашел распространение в США в штатах Монтана и Аризона [10]. На предприятиях в Аризоне кучному выщелачиванию подвергают большие отвалы породы, выщелачивают медь рудничной водой, растворы направляются на цементацию.

Широкое промышленное внедрение кучного и подземного выщелачивания (ПВ) металлов началось в 1960-е годы. Особенно быстро росло производство этими методами урана. Проводились исследования по КВ и ПВ меди, марганца, молибдена, цинка и других металлов [12].

Производство меди способами геотехнологии в развитых странах в 1960-1970 гг. составляло 10 %, а в настоящее время достигает 40 %² от общего объема добычи металла. В СССР работы по кучному выщелачиванию меди активизировались в конце 1970-х годов: были введены в эксплуатацию участки КВ на Алма-лыкском и Балхашском горно-металлургических комбинатах (Кальмакырское и Коунрадское месторождения соответственно), на Гайском горно-обогатительном комбинате и других предприятиях и за период 1971-1988 гг. были получены десятки тысяч тонн меди по себестоимости в 2-2,5 раза меньше, чем по заводской технологии.

Основные положения кучного выщелачивания, изложенные А.А.Бабаджаном, И.Ф.Худяковым, В.И.Власовым во 2-м томе монографии «Основы металлургии» [10], а также другими авторами в более поздних источниках информации [3, 4, 8, 9, 11, 12]), сводятся к следующему:

применимость технологии КВ ограничивается определенными требованиями к вещественному составу и подготовке руд, другого минерального сырья. Обработываемое сырье должно быть

16 в., а испанские горняки на берегах р.Рио Тинто пропускали кислотные растворы через огромные кучи окисленной медной руды приблизительно в 1752 г. [11].

² Шевелева Л.Д., Пирмагомедов Д.А. Уроки испытаний кучного выщелачивания меди // Цветные металлы. - 1999. - № 4. - С.47-48.

по возможности пористым, с микроскопическими каналами, способствующими проникновению выщелачивающих растворов к поверхности частиц ценных компонентов;

кучное выщелачивание характеризуется простотой аппаратурного оформления, низкими капитальными вложениями в строительство промышленных объектов (установки КВ) и небольшими эксплуатационными затратами, так как отсутствует потребность в строительстве завода или фабрики, в больших затратах высококвалифицированного труда;

важное значение имеет подготовка гидронепроницаемого основания под рудный штабель; площадку выщелачивания подготавливают с уклоном от 2 до 8° (и более);

выщелачивающий раствор, просачиваясь через рудный штабель, оказывает растворяющее действие на минералы; на выщелачивание следует подавать лишь необходимое количество раствора, чтобы избежать его разубоживания;

метод КВ позволяет одновременно обрабатывать значительные объемы минерального сырья (до нескольких миллионов тонн), быстро получать готовую продукцию;

благоприятными для кучного выщелачивания условиями являются сухой климат и высокая среднегодовая температура атмосферного воздуха;

дешевизна КВ обуславливает экономическую целесообразность переработки данным методом бедного сырья и руд малых месторождений.

Анализируя информацию начала 1960-х гг., характеризующую в общих чертах кучное выщелачивание, необходимо отметить, что на современном этапе развития КВ при сооружении гидронепроницаемого основания под рудный штабель вместо глины или фабричных илов, смоченных нефтью, применяются другие материалы. Площадки многоразового использования теперь делают преимущественно бетонными либо асфальтированными, а однократного использования — с укладкой мягких изолирующих покрытий: полиэтиленовых или поливинилхлоридных пленок, листовой резины. Снижению эксплуатационных затрат при КВ по сравнению с фабричными технологиями способствует отсутствие

дорогостоящей операции тонкого измельчения перерабатываемого сырья, многократное сокращение энерго- и водопотребления.

Минеральное сырье, перерабатываемое кучным выщелачиванием, характеризуется значительно более грубым гранулометрическим составом по сравнению с перерабатываемым традиционными методами: агитационным выщелачиванием, гравитационным и флотационным обогащением. Как правило, в кучах обрабатывают материал крупностью дробления от -5 до -100 мм, чаще — с размером куска от -10 до -40 мм, иногда естественной или забойной крупности.

Кучное выщелачивание по своей сущности, параметрам и показателям близко к чановому перколяционному выщелачиванию. Поэтому для него показателен опыт переработки крупнокусковой руды в чановом процессе. При осуществлении чанового выщелачивания более 50 лет назад использовали и испытывали такие агрегаты и процессы, как щековые, конусные и валковые дробилки; агломерация выщелачиваемого материала, хотя и без связующих добавок, но с возможным использованием для его увлажнения (до 8-12%) растворов, применяемых при выщелачивании; непрерывное орошение и дренаж растворов без затопления рудной массы (аналог капельного орошения) с тем, чтобы предотвратить разрушение окатышей. С целью устранения сегрегации неокомкованной руды перед загрузкой в чан ее смачивали водой или раствором до влажности 6 % и мелкие частицы слипались с более крупными.

И.Н.Плаксин, рассматривая проблемы перколяционного выщелачивания крупнокускового материала, в своей книге [13], в частности, писал:

«Загрузка мокрого неклассифицированного материала дает значительное повышение извлечения по сравнению с сухой загрузкой.

По данным, проверенным на ползаводской установке, можно применять своеобразную агломерацию руды орошением с целью получения гранул, образованных слипшимися крупными и

мелкими частицами³. Для этого увлажненную массу встряхивают или вращают ... Отдельные гранулы не разрушаются, если выпуск раствора из чана непрерывный и раствор при медленном добавлении не затопляет загрузку руды в чане.

Основной задачей агломерации является значительное ускорение просачивания, примерно в 20 раз в присутствии 29 % класса минус 200 меш».

1.2. Физико-химические основы кучного выщелачивания

Выщелачивание – процесс селективного растворения отдельных компонентов полезного ископаемого.

Выщелачивание полезного компонента из дробленой руды происходит в две стадии: прямое выщелачивание и диффузионное. Прямое выщелачивание имеет место в случаях, когда полезный компонент находится непосредственно на поверхности кусков руды и омывается потоком раствора. Выщелачивание металла, заключенного внутри кусков руды, происходит за счет молекулярной диффузии.

Явление молекулярной диффузии возникает при наличии разности концентраций полезного компонента в поровой жидкости, заключенной в порах и мелких трещинах куска руды, и выщелачивающем растворе. Ионы растворенного минерала движутся из поровой жидкости в выщелачивающий раствор, постепенно насыщают его, вызывая падение концентрации в первой. Скорость диффузионного выщелачивания значительно ниже скорости прямого выщелачивания [12].

Градиент падения концентрации (разность концентраций ионов полезного компонента в поровой жидкости и в выщелачивающем растворе) изменяется во времени. При непрерывной фильтрации раствора через руду, когда к каждому куску руды по-

ступает свежий раствор, градиент максимальный. По мере прохождения раствора через рудный слой значительной высоты градиент постепенно снижается. При гидростатической схеме выщелачивания, когда раствор какое-то время выстаивается, градиент падения концентрации переменный, стремящийся к нулю. Уравнивание концентраций ионов полезного компонента в поровой жидкости и в выщелачивающем растворе означает, что необходимо осуществить подачу свежего раствора, выпустив прежний выщелачивающий раствор.

Фильтрационные свойства руд характеризуются пористостью, проницаемостью и скоростью проникновения растворов в рудные куски.

Для определения открытой (эффективной) пористости обычно пользуются наиболее простым методом из существующих, основанным на определении разности масс сухого и насыщенного водой образца.

Проницаемость руд, обусловленная пористостью, количественно характеризуется коэффициентом фильтрации, определяемым с помощью пьезометрических трубок при постоянной разности давления раствора [14]. Расчет коэффициента фильтрации производится по формуле $K_f = Q \cdot 864 / (F \cdot J)$, где Q – расход раствора или воды, фильтрующихся через площадь поперечного сечения F в единицу времени, замеренный в процессе опыта, $\text{см}^3/\text{с}$; F – площадь поперечного сечения, через которую фильтруются раствор или вода, см^2 ; J – напорный градиент, равный отношению среднего напора к длине пути фильтрации l , т.е. $J = h/l$; K_f – коэффициент фильтрации, $\text{м}/\text{сут}$; 864 – переходный коэффициент от $\text{см}/\text{с}$ к $\text{м}/\text{сут}$.

Методика определения скорости проникновения растворов в рудные куски по продолжительности насыщения кусков различной крупности и литологического состава приведена в [12].

На основании показателей пористости и проницаемости принимается решение о необходимости дробления и окомкования руды. Скорость проникновения растворов в рудные куски является показателем, по которому судят о требуемом гранулометрическом составе руды, подвергаемой дроблению. Даже при большой

³ Первой экспериментальной проверкой агломерации в отечественной гидрометаллургии явилось применение её при выщелачивании ртути на опытном заводе в 1931 г. (И.Н.Плаксин и Ц.Э.Фишкова. Гидрометаллургия ртутных руд и концентратов.- М., 1932).

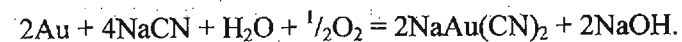
крупности кусков насыщение некоторых пород (например, кварцевых песчаников) протекает довольно быстро. Насыщение же глинистых песчаников идет значительно медленнее и для эффективного их выщелачивания требуется более мелкое дробление.

При просачивании выщелачивающих растворов через руду происходит взаимодействие растворителя не только с благородными металлами, но и с рудообразующими минералами, приводящее в ряде случаев к образованию техногенных минералов. Осадок образовавшихся минералов снижает пористость рудного штабеля, препятствует просачиванию растворов, в результате чего скорость выщелачивания уменьшается. Необходимо учитывать, что в рудном штабеле реагент-растворитель взаимодействует с большим числом крупных и мелких кусков руды, имеющих каждый свои особенности.

Известно, что с увеличением поверхности, приходящейся на единицу массы выщелачиваемого материала, то есть с повышением степени измельчения скорость выщелачивания возрастает. Однако высокодисперсные материалы для фильтрационного выщелачивания обычно не подходят, поскольку через них трудно осуществить просачивание раствора. Наиболее благоприятны для выщелачивания пористые и трещиноватые руды, так как они обладают хорошими фильтрационными свойствами и иногда их выщелачивают без дробления, при естественной крупности, достигающей 300 мм и более. На большинстве же рудников руду перед выщелачиванием подвергают дроблению. Крупность дробления для большинства типов руд от -20 мм до -10 мм. Для кварцевых (плотных) жил и руд, приуроченных к кварцевым жилам, дробление доводят до 5 мм, иногда и мельче (3 мм).

При фильтрационном выщелачивании раствор просачивается через узкие каналы в слое материала ламинарным потоком. Поэтому скорость фильтрационного выщелачивания в случаях, когда она лимитируется диффузией, при прочих равных условиях, меньше, чем при агитационном выщелачивании. При промывке твердой фазы происходит диффузия из толщи зерен оставшейся соли выщелоченного металла в условиях все уменьшающегося градиента концентраций [1].

В промышленной практике выщелачивание золота и серебра осуществляют слабыми растворами щелочных цианидов. В процессе цианирования благородные металлы переходят в раствор в виде комплексных анионов $[\text{Me}(\text{CN})_2]^-$ по реакции, в частности, для золота:



Наряду с выщелачиванием благородных металлов происходит активное взаимодействие с цианистым раствором рудных минералов и это приводит к снижению в растворе концентрации свободного цианида и скорости растворения золота, а также к загрязнению продуктивных растворов примесными элементами.

Примесные элементы, вступающие в реакцию с цианидом, называют цианисидами. Цианисидами являются железо, цинк, сурьма, мышьяк, медь и другие элементы. Железо образует ферроцианиды $[\text{Fe}(\text{CN})_6]^{4-}$ и $[\text{Fe}(\text{CN})_6]^{3-}$, медь — медноцианистые комплексы $[\text{Cu}(\text{CN})_2]^-$, $[\text{Cu}(\text{CN})_3]^{2-}$ и $[\text{Cu}(\text{CN})_4]^{3-}$. Мышьяк и сурьма поглощают большое количество цианида. Они реагируют с известью, образуя соединения, например, $\text{Ca}_3(\text{AsS}_3)_2$, которые затем взаимодействуют с цианидом с образованием тиоцианата (CNS^{-1}). Цинк с цианидом образует комплекс $[\text{Zn}(\text{CN})_4]^{2-}$.

Сера также является цианисидом и образует тиоцианат. Значительное количество цианида поглощают минералы с высоким содержанием серы, понижая извлечение золота и повышая издержки производства. Избыточное поглощение кислорода сульфидными минералами с образованием сульфатов снижает скорость растворения золота. Природа торможения скорости растворения не только в уменьшении концентрации растворенного кислорода, но и в образовании нерастворимых плотных пленок на поверхности зерен золота [8, 9].

1.3. Вещественная характеристика сырья — определяющий фактор извлечения благородных металлов

Технико-экономические показатели производства золота методом кучного выщелачивания, рентабельность предприятия

определяются, прежде всего, производительностью, содержанием металла в сырье и его вещественной характеристикой. При оценке применимости этого метода к конкретному сырьевому источнику, также как и при отработке каждого сырьевого объекта по технологии КВ, необходимо знание минерального состава сырья, характеристики содержащегося в нем золота. В данном разделе приведены литературные сведения по минералогии золота и содержащих его пород [15-19], информация о степени пригодности различных типов руд к переработке кучным цианистым выщелачиванием.

Встречающиеся в природе собственные минералы золота (известно около 30 минералов золота) подразделяют на 3 группы [15, 16]: 1) самородное золото и его разновидности (природные сплавы и твердые растворы золота с серебром, медью, висмутом, металлами платиновой группы); 2) интерметаллические соединения золота с ртутью (амальгамы золота) и висмутом; 3) теллуриды и селениды золота (неметаллические минеральные образования).

Минералы золота (перечень и краткую характеристику см. в прил. 1, [16]) существенно различаются по физико-механическим свойствам: плотности, твердости, хрупкости, по скорости выщелачивания цианистыми растворами (см. прил. 2, [17]). Они характеризуются различной распространенностью в природе и промышленной значимостью. Самыми распространенными в рудах, благодаря своей химической устойчивости, и практически значимыми являются самородное (металлическое) золото и электрум. Теллуриды золота – эти природные химические соединения в золоторудных месторождениях стран СНГ довольно широко распространены, но присутствуют в рудах в небольших количествах и в сырьевом балансе металлов значительной роли не играют [15]. Калаверит, силъванит, петцит и другие золотоносные теллуриды для переработки по технологии кучного цианистого выщелачивания малопригодны, так как скорость растворения их резко понижена сравнительно с самородным золотом или электрумом [9, 20]. Амальгамы золота, ауристобит, другие редкие примесные минералы часто осложняют технологию переработки золотосодержа-

щего сырья, ухудшают показатели выщелачивания и последующих процессов извлечения золота [16, 17].

Основной промышленный интерес из минералов золота представляет самородное золото. Именно оно имеет наибольшую ценность в золотых рудах.

В химически чистом виде самородное золото встречается исключительно редко. Обычно золото содержит от 4 до 15-25 % (по массе) серебра (более богатые по серебру разности образуют самостоятельный минерал – электрум). Реже среди примесей, входящих в состав самородного золота, содержатся медь, палладий, железо, висмут, другие металлы и довольно редко бывают свинец, олово, сурьма, цинк. Содержание элементов-примесей, за исключением серебра, обычно не превышает 1 % [16], их состав зависит в основном от состава сопровождающих минеральных ассоциаций. Примеси в золотинах концентрируются зонально и по границам зерен. Распределение серебра в массе золотин также характеризуется неравномерностью.

Минералы самородного золота существенно отличаются от искусственно получаемых сплавов золота того же состава структурой и неоднородностью, поскольку в большинстве случаев образовались не в процессе затвердевания расплавленной магмы, а путем осаждения из золотосодержащих водных растворов. Как сравнительно мелкие включения золота в кварцево-сульфидных жилах, так и крупные самородки являются продуктами, образованными в коренном месторождении путем выпадения из растворов. Таково же в значительной степени происхождение золота, перешедшего в результате разрушения коренного месторождения в состав россыпи [13].

Содержание химически чистого золота в самородном металле, как и в искусственно приготовленном сплаве, определяется пробой золота. Понятие и термин «проба золота» характеризует число массовых долей Au в тысяче долей минерала или сплава. В рудных месторождениях чаще находится золото пробностью от 700 до 950 [16]. Состав золота значительно колеблется не только в пределах одного месторождения, но даже в пределах одного куска руды. Это является одной из причин того, что часть золота извле-

кается при обработке руды, а другая теряется с хвостами [13]. Самородное золото россыпей в большинстве случаев более высокопробное по сравнению с металлом коренных месторождений.

Золото – единственный металл, имеющий в химически чистом виде, в слитках желтый цвет. В зависимости от примесного состава цвет самородного золота изменяется от желтого (у высокопробного металла) до почти белого (у богатых серебром разностей). В отличие от серебра медь, наоборот, усиливает желтый цвет золота. Плотность его колеблется в значительных пределах – от 21,7 г/см³ (иридитное золото) до 11,3-13,1 г/см³ (кюстелит); плотность самородного золота-минерала составляет 15,6-18,3 г/см³. Золото обладает чрезвычайно высокой ковкостью и прокатывается в очень тонкие листочки. Форма его частиц самая разнообразная в зависимости от характера связи (ассоциации) золота с рудными и породообразующими минералами. Обычно золото в сыром источнике находится преимущественно в металлическом состоянии в виде зерен различной неправильной формы, включенных в кварцевую (нерудную) или рудную массу; кристаллы золота встречаются редко.

Много работ посвящено характеристике размеров частиц золота. Различают видимое (свободное) золото и тонкодисперсное в кварце, пирите, арсенопирите и других минералах. Размер зерен самородного золота – от долей микрометра до крупных самородков.

Известно несколько вариантов классификации золота по крупности частиц. Н.В.Петровская [19] самородное золото подразделяет на самородки (массой более 5 г), видимое золото (от 0,01 до 4 мм и более) и тонкодисперсное (от менее 0,1 до 10 мкм); в каждой группе имеется дополнительное деление. В.И.Зеленов [21] выделяет золото крупное (более 70 мкм), мелкое (от 1 до 70 мкм) и тонкодисперсное (менее 1 мкм).

Классификация золота по крупности, рекомендованная Главзолото (1973 г.), представлена в табл. 1.1. Накопленный в Иргиредмете опыт по изучению гранулометрии золота во взаимосвязи с разработкой технологических схем его извлечения из различного минерального сырья позволяет рекомендовать несколько иную классификацию [16, 22] (табл. 1.2).

В большинстве золоторудных месторождений России, стран СНГ редко преобладают золотишки крупнее 0,2 мм [15]. Наиболее эффективное выщелачивание достигается в случаях, когда выделения свободного золота имеют размер от менее 0,001 до 0,07 мм и чистую поверхность [9].

Таблица 1.1

Классификация золота по крупности (данные Главзолото) [16]

Характеристика золота по размерам	Пределы колебаний размеров золотинок, мм
Самородки	более 10
Мелкие самородки	-10+5
Крупное	-5+2
Среднее	-2+1
Мелкое	-1+0,25
Весьма мелкое	-0,25+0,10
Тонкое	-0,10+0,05
Пылевидное	менее 0,05

Таблица 1.2

Классификация золота по крупности (данные Иргиредмета) [16]

Характеристика золота по размерам	Пределы колебаний размеров золотинок, мм
Самородки	более 5
Очень крупное	-5,0+1,0
Крупное	-1,0+0,5
Среднее	-0,5+0,25
Мелкое	-0,25+0,15
Очень мелкое	-0,15+0,07
Тонкое	-0,07+0,05
Тонкодисперсное	менее 0,05

В рудах самородное золото находится либо в виде свободных зерен, либо в ассоциации с жильными (породообразующими) или рудными минералами. Более и чаще всего в природе золото встречается с кварцем, затем – с пиритом, арсенопиритом, пирро-

тином, галенитом, цинковой обманкой и др.; золото приурочено к трещинам в минералах, к границам их сростаний, так как выделяется в числе самых последних минералов.

По характеру взаимосвязи с рудными компонентами частицы золота подразделяют на 3 категории (рис.1.1) [17]:

1. Золотины с чистой, полностью обнаженной поверхностью («свободное» золото);
2. Золотины с частично обнаженной поверхностью (золото в сростках, покрытое несплошными пленками и проч.);
3. Золотины, поверхность которых полностью изолирована от контакта с растворителями (главным образом тонковкрапленное золото).

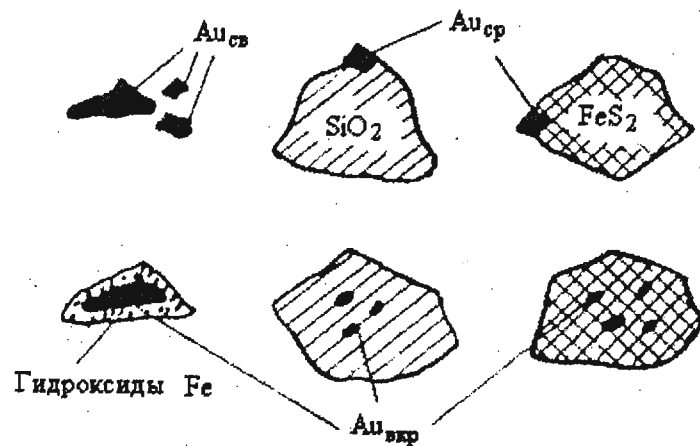


Рис.1.1. Характер ассоциации золота с рудными и породообразующими компонентами:

$Au_{св}$, $Au_{ср}$, $Au_{вкр}$ — соответственно свободное золото; золото, находящееся в сростках и вкрапленное в минералах

Наличие тонковкрапленного золота в минеральном сырье является одной из основных причин технологической упорности сырья. Совокупность двух факторов: плотной структуры минеральных зерен, непроницаемой для цианистых растворов, и дис-

персности заключенного в минералах золота обуславливает упорность золотых руд в процессе выщелачивания. Сочетание указанных факторов в наибольшей степени присуще золотосодержащим сульфидам и отчасти кварцу. Ведущее место среди сульфидов и по распространенности, и по практической значимости принадлежит пириту FeS_2 и арсенопириту $FeAsS$.

Кварц является типичным оксидом, одним из наиболее распространенных в земной коре минералов. В значительных количествах содержится в многочисленных гидротермальных месторождениях в ассоциации с различными минералами: пиритом, халькопиритом, турмалином, кальцитом, хлоритами и др. [18]. Золото в кварце, как правило, крупнее, чем в других минералах одной и той же руды [16]. Крупное и среднее по крупности золото относительно легко освобождается в процессе дробления и измельчения руды от ассоциирующего с ним минерала и далее успешно цианируется. Тонкодисперсное золото, заключенное в кварце, практически не выщелачивается.

Пирит и арсенопирит, как правило, характеризуются повышенной золотоносностью.

На процесс извлечения золота, заключенного в указанных минералах, размер золотин оказывает решающее влияние. Руда, содержащая сравнительно крупное золото в сульфидах, может быть в принципе легко переработана по технологии кучного выщелачивания. Золото же крупностью менее 10 мкм, «запечатанное» в пирите и арсенопирите, как правило, не удастся извлечь кучным выщелачиванием в связи с непроницаемостью цианистых растворов внутрь сульфидных зерен [9, 17].

Кроме пирита и арсенопирита к сульфидным минералам-носителям дисперсного золота могут быть отнесены тетрадимит Bi_2Te_2S , некоторые разновидности антимонита Sb_2S_3 , халькопирита $CuFeS_2$, галенита PbS , сфалерита ZnS [17].

Золото, в том числе тонкодисперсное, часто присутствует в рудах, содержащих природные сорбенты: графит, углистые и органические вещества (уголь, битум, древесина и др.). Переработка таких руд кучным выщелачиванием осложнена из-за снижения

извлечения золота в раствор вследствие обратной сорбции его углеродсодержащими рудными компонентами [9, 20].

Сульфидные и окисленные минералы меди, железа, сурьмы, мышьяка, цинка и другие, взаимодействуя со щелочными цианистыми растворами, могут существенно затруднить процесс растворения благородных металлов. Отрицательное воздействие примесных компонентов на извлечение золота, серебра при цианистом выщелачивании характеризуется как «химическая депрессия» извлекаемых металлов. Основной формой проявления химической депрессии золота и серебра в цианистом процессе является «вялое» растворение металлов вследствие поглощения растворителя (цианида) или кислорода активными компонентами руды — «цианисидами» и восстановителями [17].

Отрицательное влияние цианисидов проявляется не только в том, что они уменьшают концентрацию активного (свободного) цианида в выщелачивающих растворах и вызывают повышенный расход реагента-растворителя. Следствием возрастающего в результате воздействия цианисидов общего солевого фона цианистых растворов является образование на поверхности золотин химических пленок, тормозящих процесс растворения золота (явление «усталости» растворов). Этим в значительной степени объясняется пониженное извлечение благородных металлов при гидрометаллургической обработке руд, содержащих химические депрессоры. Перечень минералов, обуславливающих технологическую упорность золото- и серебросодержащих руд к переработке цианистым выщелачиванием, приведен в прил. 2.

Наиболее сильное депрессирующее действие на растворение золота и серебра в растворах цианидов оказывают сульфидные минералы сурьмы, главным образом антимонит Sb_2S_3 , который в данном процессе выполняет одновременно роль и цианисида и восстановителя (поглотителя кислорода). При цианировании сурьмосодержащих золотых руд на поверхности золотин могут образовываться химические сурьмянистые пленки, замедляющие процесс выщелачивания золота.

К категории химических депрессоров золота также относятся быстроокисляющиеся сульфиды железа: некоторые разновид-

ности пирита, марказит FeS_2 и пирротин FeS_x . Присутствие этих минералов в золотосодержащем сырье может существенно препятствовать осуществлению цианистого процесса, для улучшения которого такое сырье должно подвергаться предварительному окислению в щелочном растворе [9, 17].

Сильное депрессирующее действие на цианирование золота и серебра оказывают минералы меди (халькозин, азурит, малахит и др.), на растворение которых расходуется от 2,3 до 3,4 кг NaCN на 1 кг меди (табл. 1.3).

Таблица 1.3

Реакции растворения минералов меди в водных растворах цианистого натрия [17]

Минерал	Химическая формула	Реакция растворения в цианистых растворах	Расход NaCN, кг на 1 кг меди
Самородная медь	Cu	$2Cu + 6NaCN + \frac{1}{2}O_2 + H_2O = 2Na_2Cu(CN)_3 + 2NaOH$	2,3
Куприт	Cu_2O	$Cu_2O + 6NaCN + H_2O = 2Na_2Cu(CN)_3 + 2NaOH$	2,3
Мелаконит	CuO	$2CuO + 8NaCN + 2H_2O = 2Na_2Cu(CN)_3 + (CN)_2 + 4NaOH$	3,4
Халькантит	$CuSO_4 \cdot 5H_2O$	$2CuSO_4 + 8NaCN = 2Na_2Cu(CN)_3 + 2Na_2SO_4 + (CN)_2$	3,4
Малахит	$CuCO_3 \cdot Cu(OH)_2$	$2CuCO_3 + 8NaCN = 2Na_2Cu(CN)_3 + 2Na_2CO_3 + (CN)_2$	3,4
Азурит	$2CuCO_3 \cdot Cu(OH)_2$	$2Cu(OH)_2 + 8NaCN = 2Na_2Cu(CN)_3 + 4NaOH + (CN)_2$	3,4
Халькозин	Cu_2S	$2Cu_2S + 14NaCN + 2H_2O + O_2 = 2Na_3Cu(CNS)(CN)_3 + 2Na_2Cu(CN)_3 + 4NaOH$	2,7

В отличие от сульфидов сурьмы и железа, большинство медьсодержащих минералов при цианировании не проявляют восстановительных свойств, а некоторые из них, содержащие Cu^{2+} , являются окислителями и разрушают цианид с выделением дициана $(CN)_2$. Так же, как и при цианировании сурьмосодержащих

руд, повышенные концентрации меди в растворах могут вызвать образование на поверхности золотин химических пленок, представляющих собой предположительно комплексные цианиды меди с золотом, серебром и простой цианид меди. Пористые или частичные покрытия поверхности золотин тормозят процесс выщелачивания золота, а сплошные или плотные пленки препятствуют его осуществлению.

Эффективность цианистого выщелачивания золота из сырья снижается в присутствии значительных количеств минералов мышьяка: аурипигмента, реальгара, арсенопирита.

Из минералов, содержащих железо и серу, наиболее заметным цианисидом является пирротин. При взаимодействии с ним образуются CNS^- и ферроцианиды, кроме того, пирротин активно связывает растворенный кислород.

Карбонатные и силикатные минералы с цианидом не реагируют; для высвобождения золота из руд, содержащих эти компоненты, обычно достаточно дробления руды.

Как уже отмечалось выше, основными носителями золота в рудах эндогенных месторождений являются кварц, сульфиды железа (пирит, арсенопирит, пирротин), сульфиды цветных металлов: халькопирит, сфалерит, галенит, антимонит. В зависимости от минерального состава руд выделяют следующие основные формации эндогенных месторождений золота (табл. 1.4).

Наиболее благоприятными для отработки по технологии кучного выщелачивания являются месторождения золото-кварцевой формации (за исключением объектов с тонкодисперсным золотом в кварце) и золото-сульфидно-кварцевой. Золото в таких месторождениях представлено в форме свободного, руды малосульфидные (не более 5 % сульфидов). Благоприятными для кучного выщелачивания являются руды золото-карбонатно-сульфидной и золото-халцедоново-кварцевой формации (при условии отсутствия в них теллуридов). Менее благоприятными для отработки выщелачиванием считаются месторождения руд золото-силикатной (скарновой) и золото-сульфидной (с содержанием сульфидов от 5 до 20 %) формаций, а неблагоприятными – существенно сульфидные руды с содержанием сульфидов более 20 % [9].

Таблица 1.4
Вещественная характеристика золоторудных месторождений и их пригодность для отработки по технологии кучного выщелачивания [9]

Формация эндогенных золоторудных месторождений	Характеристика формации	Степень благоприятности для отработки кучным выщелачиванием
Золото-кварцевая; золото-сульфидно-кварцевая	Золото в основном свободное в кварце, частично в сульфидах. Месторождения представлены жилами, жильными зонами и штокверками в осадочных, вулканических, интрузивных, реже метаморфических породах	Весьма благоприятны*
Золото-сульфидная	В составе руд главную роль играют пирит, халькопирит, арсенопирит, пирротин, сфалерит, галенит. Золото тесно связано с сульфидами. Месторождения представлены зонами вкрапленности золотоносных сульфидов в осадочных и эффузивных толщах. Нередко тяготеют к существенно углистым или графитистым сланцам	Неблагоприятны либо малоблагоприятны
Золото-карбонат-сульфидная	Месторождения типа залежей, жил, гнездового или вкрапленного оруденения в карбонатных толщах и образующихся по ним метасоматитах	Благоприятны
Золото-силикатная (скарновая)	Месторождения представлены скарновыми залежами с наложенной сульфидной и золотой минерализацией и связаны с контактовыми ореолами гранитоидных массивов	Малоблагоприятны
Золото-халцедоново-кварцевая (золото-серебряная)	Характеризуется высокой серебристостью золота и обилием собственно серебряных минералов, для некоторых характерны теллуриды. Месторождения – жилы, минерализованные и жильные зоны, штокверки	Благоприятны, малоблагоприятны (при наличии теллуридов)

* За исключением объектов с тонкодисперсным золотом в кварце

Обычно в верхних горизонтах золоторудных месторождений присутствуют окисленные руды, в большинстве своем пригодные для переработки по технологии кучного цианистого выщелачивания. В экзогенных месторождениях, представляющих собой зоны окисления сульфидных месторождений, золото концентрируется в нижних слоях окисленных руд и находится в тесной ассоциации с вторичными минералами. Парагенетические ассоциации золота зависят от степени окисления руд. Золото отмечается в гидроксидах железа (лимонит $\text{HFeO}_2 \cdot \text{aq}$, гетит HFeO_2 , гидрогетит $\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot \text{H}_2\text{O} \cdot \text{aq}$), ярозите $\text{KFe}_3[\text{SO}_4]_2[\text{OH}]_6$, скородите $\text{FeAsO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$, азурите $2\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$, минералах серебра, карбонатах, каолините, других глинистых минералах, гидрослюдах, свинцовых, висмутовых, сурьмяных охрах. В наиболее преобразованных зонах окисленных руд преобладает более крупное золото, но в совершенно рыхлой рудной массе с большим содержанием гидроксидов железа без видимых первичных сульфидов и других минералов (месторождения Южного Урала, Забайкалья, Якутии) золото очень мелкое, его зачастую не удается обнаружить даже под микроскопом [15, 16, 18].

В золотых кварцевых и малосульфидных месторождениях окисленные руды встречаются редко и небольшими участками. При процессах выветривания кварц является химически стойким минералом и накапливается в виде обломочных зерен в россыпях и осадочных породах – песчаниках, кварцитах (песчаники состоят из сцементированных окатанных зерен кварца) [15, 18].

Из зарубежной практики известно, что кучным выщелачиванием успешно перерабатываются золотые и золото-серебряные руды, приуроченные к известковистым и окремненным осадочным образованиям, карбонатизированным сланцам, вулканическим и интрузивным породам. Лучшее всего процесс фильтрационного выщелачивания осуществляется в рудах, локализованных в хорошо проницаемых для растворов вмещающих породах: песчаниках, алевролитах, известковистых сланцах, известняках.

Высокоэкономичным является кучное выщелачивание руд, представленных вулканическими породами, вторичными кварци-

тами, кварц-сульфидными жилами и др., требующими, однако, более мелкого дробления (до класса -10 и -5 мм).

Глинистые и слюдяные минералы заиливают каналы между кусками руды, повышают слеживание материала в штабеле, затрудняют фильтрацию раствора, в особенности, если эти минералы набухают. Тонкодисперсные частицы глинистых минералов обладают способностью сорбировать растворенное золото и свободный цианид.

Наиболее высокие показатели по серебру при кучном выщелачивании достигаются на рудах, содержащих самородное серебро, электрум, акантит, кераргирит, бромирит, эмболит. Затруднено выщелачивание серебра из руд, содержащих прустит, пираргирит, стёфанит, полибазит, а также из минералов свинца и марганца [9, 17].

Процесс кучного выщелачивания является замкнутым и это определяет небольшой расход воды, но по своему естественному химическому составу вода должна быть пригодной для приготовления рабочих растворов. В ней не должно быть значительных количеств сероводорода, хлора, соединений меди и других примесей, снижающих растворяющую способность цианида по отношению к золоту и серебру. Поэтому наряду с изучением и анализом перерабатываемого золотосодержащего сырья необходимо осуществлять анализ используемой в технологическом процессе воды.

1.4. Первые промышленные производства кучного выщелачивания золота

Горнорудное управление США в 1969 г. сообщило, что компанией Carlin Gold Mining на золоторудном месторождении Carlin Trand (шт.Невада) проведены крупные полевые эксперименты по кучному выщелачиванию золота [23]. Выщелачивание осуществляли цианистыми растворами из руды с содержанием 2 г/т Au, дробленной до крупности -25 мм. Характер руды – известковые сланцы, золото в руде тонкое. Извлечение составило 80 % за 11 сут выщелачивания и 90 % - за 21 сут при плотности ороше-

ния от 1000 до 4000 л/(м²·сут). Эффективное растворение золота с минимальным расходом цианида и извести достигнуто при концентрации в растворах цианида около 1 г/л и рН 10-11. В процессе фильтрации цианистого раствора через слой руды в 3,6 м не происходило заметного снижения содержания в нем растворенного кислорода. По мнению Горного бюро, кучное выщелачивание можно успешно применять на бедных рудах, переработка которых по фабричной технологии нерентабельна [24].

В более поздней (1973 г.) информации [25] сообщалось, что на руднике Carlin руду дробят до крупности -18,6 мм, сваливают на асфальтовую площадку и обрабатывают цианистыми растворами в течение 8 сут. Промытые хвосты выщелачивания убирают погрузчиком в хвостохранилище. На каждой из имеющихся четырех асфальтовых площадок укладывают по 1400 т руды. В сезон с апреля по октябрь перерабатывают по 10000 т руды в месяц с извлечением золота на уровне 70 %.

Первая крупномасштабная отработка кучным выщелачиванием золотосодержащей руды проведена в шт.Невада компанией Cortez Gold Mines, осуществляющей КВ бедных руд наряду с фабричной переработкой кондиционных [26]. Кучному выщелачиванию подвергают половину добываемых руд. К разработке технологии извлечения золота из бедных руд компания приступила в 1969 г. Полупромышленные испытания показали, что руды пригодны для КВ. Промышленную отработку кучным выщелачиванием окисленной известковой руды месторождения Cortez начали в 1971 г., а в 1973 г. компания приступила к разработке близлежащего месторождения песчано-глинистых руд Gold Acres с переработкой бедных руд кучным выщелачиванием, высоко-сортных – на обогатительной фабрике. На месторождении Gold Acres извлечение золота из более богатых, чем на Cortez, растворов стали осуществлять сорбцией на активированный уголь из скорлупы кокосовых орехов (марка CP-4V1), в то время как на Cortez применяли цинковое осаждение.

С целью выявления и оконтуривания рудных зон, сортировки руды на богатую (для фабрики) и бедную (для кучного выщелачивания) фракции на месте экскаваторной выемки осуществля-

ется экспресс-анализ горстевых проб в передвижной лаборатории. На кучное выщелачивание направляли руды с содержанием золота: 0,5-1,2 г/т на месторождении Cortez и 0,5-1,6 г/т – на Gold Acres.

Руду с карьеров перевозили 35-тонными самосвалами на расстояние 1,6 км на непроницаемое основание, подготовленное на местности с уклоном приблизительно 5°. Такой уклон считается оптимальным для стока раствора. Подготовка площадки для выщелачивания включала удаление растительного слоя, нивелирование, уплотнение основания с использованием роликового виброуплотнителя. Материалом для гидроизоляции основания служили глинистый ил или шламистые хвосты обогащения, перевозимые 110-тонными самосвалами. Глинистый ил состоял на 60 % из класса -0,07 мм и при 90 %-ом уплотнении проницаемость его составляла ~0,1 см в сутки. Шламистые хвосты состояли на 80 % из класса -0,07 мм и при 91 %-ом уплотнении проницаемость их была 0,06 см в сутки. Материал укладывали слоями толщиной 5,0-6,5 см, увлажняли до необходимой влажности и уплотняли самоходной вибромашиной Bros. Контроль уплотнения осуществляли с помощью портативного пробника Campbell Pacific модели А. Укладывали слои до толщины основания 37,5 см. Необходимая толщина является функцией скорости просачивания и продолжительности выщелачивания.

На основание укладывали слой крупного гравия крупностью 7-10 см для создания пористой среды, через который просачивающиеся растворы могли бы дренировать под кучей к траншее. Кроме того, гравий защищал основание от возможных повреждений при разгрузке самосвалов. В случае укладки некачественного гравия при дождевых потоках, проникающих вглубь кучи, из-под нее дренирует неосветленный раствор. По траншее, выложенной бутиловой резиной или гипалоном (Hypalon) толщиной 30 мм, раствор выщелачивания поступает в коллектор, откуда по стальной или асбестоцементной трубе перемещается само-теком в сборник продуктивных растворов. Площадка для сборника подготавливается аналогично площадке под кучу.

На основании экспериментов с различной высотой отсыпки куч: 3,0; 6,1 и 9,1 м для руд месторождения Gold Acres была выбрана высота 6,1 м. Руду (без дробления) отсыпали на эту высоту в один слой. Размеры основания кучи 107 м × 137 м. При угле 2,5° куча высотой 6 м содержит около 170000 т руды. На Gold Acres переработано в общей сложности 2,2 млн. т, на Cortez – 2,8 млн. т руды с минимальным (от 0,5 до 1,2-1,6 г/т) содержанием золота в течение первых 3 и 5 лет добычи металла кучным выщелачиванием.

Поверхность кучи перед выщелачиванием планировали бульдозером D8Cat с рыхлителем на 75 см. Уплотненную поверхность куч периодически разрыхляли и в процессе выщелачивания.

Твердая скальная порода на месторождении Cortez выщелачивалась в кучах высотой 6 и 9 м. Нарачивание рудного штабеля поверх выщелоченной руды обеспечивало лучшее извлечение золота, чем на Gold Acres в аналогичных условиях, но извлечение при этом было все-таки ниже, чем при укладке в один слой. Выщелачивание кучи высотой 18,2 м в один слой на Cortez приводило к более низким показателям вследствие перераспределения золота в нижележащие слои.

Растворы для выщелачивания на поверхность куч перекачивали из сорбционного отделения фабрики по стальной трубе диаметром 15 см. Орошение производили пластиковыми оросителями Armstrong с соплами 0,3 см, установленными на расстоянии 15 м. Обычно выщелачиванию подвергали три штабеля, причем третий выщелачивали периодически для поддержания средней скорости потока растворов.

Среднегодовые потери воды от испарения составляли 30 %. Свежая вода на Gold Acres была плохого качества и вызывала образование осадка в трубах. С целью кондиционирования воды до нормы, ее отстаивали в больших прудах. В пруд со свежей водой добавляли гидроксид натрия, закупаемый в виде 50 % раствора. Компоненты, растворенные в жесткой воде, осаждались на дно и проблемы осадкообразования в трубах устранялись.

Выщелачивающий раствор имел pH 10,5 за счет введения каустической соды (NaOH). Крепкий раствор цианистого натрия (15 %) и реагент для обработки воды Бароид S-35 (S-35 Baroid)

дозировали в оборотные растворы и подавали насосом по трубопроводу на выщелачивание. Концентрация цианистого натрия в выщелачивающем растворе составляла 0,3 г/л. Расход реагентов на Gold Acres составлял в среднем 214 г NaCN и 186 г NaOH на 1 т руды.

Производство золота кучным выщелачиванием контролировали опробованием рудного материала и растворов. Качество руды, уложенной в кучу, определяли по данным анализа проб из взрывных скважин и горстевых проб, отобранных на месте экскаваторной выемки. Этой информации достаточно для определения степени извлечения золота. Среднее извлечение из глинистой руды Gold Acres составило 50 % при продолжительности выщелачивания 90 сут, извлечение из крупнокусковой руды на Cortez – 65 %.

На фабрике Cortez, имевшей узел цинкового осаждения, растворы кучного выщелачивания объединяли с богатым фабричным раствором с целью извлечения из них золота в аппаратах Меррилл-Кроу. Когда производительность фабрики Cortez уменьшилась вследствие снижения запасов руды, была внедрена четырехступенчатая угольная сорбция в колоннах диаметром 152 см. Десорбцию золота и реактивацию угля стали осуществлять на фабрике Gold Acres. Десорбцию проводили горячей каустической содой под давлением в автоклавах. Золото из элюатов извлекали электролизом.

В статье [26] описаны аппаратура и технология процессов угольной сорбции, десорбции, электролиза, реактивации угля. Конечный продукт – золотосодержащую стальную вату – перерабатывали на аффинажном заводе с получением слитков сплава Доре. Отмечается, что кучное выщелачивание характеризуется низкими затратами. На обслуживании операций выщелачивания, сорбции, десорбции и реактивации угля занят один рабочий полную смену и помощник – часть смены. Рабочая неделя составляет 7 дней. Основные статьи затрат приходятся на энергию, реагенты, сооружение непроницаемого основания и транспортировку выщелачивающего раствора. Потери угля на Gold Acres незначительны:

расход его составляет 1,1 г на тонну выщелачиваемой руды. Эксплуатационные расходы средние.

Приемлемое извлечение золота на Cortez и Gold Acres достигается на руде забойной крупности без ее предварительного дробления.

1.5. Освоение и перспективы развития кучного выщелачивания в отечественной золотодобыче

Первые работы по кучному выщелачиванию золота в СССР проведены институтом «Иргиредмет» в период 1970-1975 гг., вначале – на золотоносных песках (пос.Б.Коты, Иркутская область) [27], затем – на рудах и хвостах обогащения (пос.Лебединый и Ниж.Куранах, Якутия; пос.Табошары, Таджикистан) [8, 28-29]. Финансирование исследовательских работ по кучному цианистому выщелачиванию осуществлялось слабо, периодически и это сдерживало интенсивность и результативность научных разработок, затягивало процесс промышленного внедрения новой технологии. Проблемы освоения кучного выщелачивания золота в тот период решались, в основном, специалистами институтов «Иргиредмет» и «ВНИПИгорцветмет» при участии в организации проведения испытаний предприятий Всесоюзного производственного объединения «Союззолото» [30, 31]. Проектирование первых опытных установок КВ золота осуществлял институт «ВНИИПРОзолото».

Проект Куранахской опытно-промышленной установки КВ годовой производительностью 8000 т руды забойной крупности (-250+0 мм) был выполнен в 1975 г. В течение летних сезонов 1974-1977 гг. Иргиредметом совместно с комбинатом «Алданзолото» проведена серия полевых испытаний на забалансовом песчано-глинистом сырье Куранахского рудного поля (лежалые хвосты эфельных отвалов, руды месторождений «Центральное» и «Дэлбе»). Схема испытаний включала подготовку площадки, сооружение гидронепроницаемого основания, формирование штабеля массой от 100 до 2500 т золотосодержащего сырья, выщелачивание цианистыми растворами, сорбцию на анионообменную

смолу или активированный уголь с последующей переработкой насыщенного сорбента на ближайшей золотоизвлекательной фабрике – Лебединской или Куранахской. Результаты полевых испытаний наиболее перспективных к отработке кучным выщелачиванием песчано-глинистых и песчаных руд [8, 32-33] изложены в разд.2.1, 2.2.1.

В РЭП «Таджикзолото» (пос.Табошары) Иргиредметом в 1978 г. проведены полевые испытания выщелачивания золота из кварцевой руды с исходным содержанием металла 2,8 г/т на куче массой 200 т [8].

На Кочкарском руднике (производственное объединение «Южуралзолото») по разработкам ВНИПИгорцветмета с середины 1970-х годов в течение 5 лет осуществлялась опытная отработка кучным выщелачиванием дробленых до крупности -20 мм забалансовых руд Кочкарского месторождения. Рудные штабели укладывали на двух бетонных площадках многоразового использования, сооруженных поочередно в 1975 и 1976 гг. Золото выщелачивали цианистыми растворами и из продуктивных растворов извлекали на ФЗЦО им.Артема. Рабочий проект опытно-промышленной установки КВ производительностью 12000 т руды в год был выполнен ВНИИПРОзолото в 1973 г.

Во время опытных работ в 1970-х годах на Кочкаре и Алдане переработано около 70 тыс.т минерального сырья крупностью от -20 до -500 мм [31]. Содержание золота в рудах составляло 1,0-1,5 г/т, извлечение из руды на сорбент 50-60 %. Исследования по кучному выщелачиванию в Иргиредмете выполняли специалисты сектора кучного и подземного выщелачивания, возглавляемого Г.Г.Минеевым, во ВНИПИгорцветмете – под руководством А.А.Рыбальченко.

Был выполнен анализ сырьевой базы действующих золотодобывающих предприятий и ряда территориальных геологических управлений с целью выявления объектов, пригодных к отработке по технологии КВ. Исследованы и испытаны руды 23 месторождений, на основании полученных данных в 1980 г. составлено ТЭО применения кучного выщелачивания на предприятиях ВПО «Союззолото». Выполненная работа показала технологическую и

технико-экономическую эффективность освоения этого процесса на большинстве исследованных сырьевых объектов в различных регионах СССР. Значительный объем работ Иргиредметом выполнен по месторождению «Белая гора» (Хабаровский край), в результате чего были разработаны рекомендации для проектирования опытной установки кучного выщелачивания (1981 г.) и рекомендации по технологическому регламенту для ТЭО опытно-промышленной установки производительностью 150 тыс.т руды в год (1987 г.).

Несмотря на эффективность разработанных технологий выщелачивания золота из руд месторождений Алдана, Забайкалья, Дальнего Востока, Таджикистана и других регионов СССР, промышленное освоение кучного выщелачивания на отечественных предприятиях сдерживалось по целому ряду причин, одной из которых являлось преодоление своеобразного «психологического барьера», связанного с использованием высокотоксичных цианистых растворов на открытых площадках.

В 1988 г. с переходом отраслевой науки на хозяйственный расчет работы по кучному выщелачиванию золота получили дальнейшее, более конкретное развитие. К этому времени технология КВ была существенно усовершенствована. За счет включения в нее операции окомкования со связующими добавками (портландцемент, известь) появилась возможность успешного выщелачивания глинистого и шламистого сырья. Значительный прогресс был достигнут в методах сооружения штабелей. Применение систем капельного орошения дало возможность осуществлять круглогодичное выщелачивание даже в районах с суровыми климатическими условиями, особенно штабелей большой высоты, в которых лучше сохраняется аккумулированное в летний период тепло [4].

По результатам экспериментальных исследований и комплексных полупромышленных испытаний Иргиредметом в конце 1980-х – начале 1990-х годов разработаны технологические регламенты для проектирования промышленных установок кучного выщелачивания золота из руд Макмальского месторождения в Киргизии (1988 г.), Васильковского (1988 г.) и Суздальского (1991 г.)

и Казахстане, «Марджанбулак» (Узбекистан, 1993 г.), из руд месторождений России: «Покровское» (1991 г.), «Светлинское» (1992 г.), «Майское» (1993 г.), «Дельмачик» (Северо-восточная и Антимонитовая зоны, 1993 г.) [3, 34].

В СССР первая промышленная установка КВ золота введена в эксплуатацию на месторождении «Васильковское» в 1991 г. по разработкам институтов «Иргиредмет» и «КазГИНалмаззолото». Производительность установки 300 тыс.т в год окисленной руды с содержанием Au 2,0 г/т [3, 4].

В России на руднике «Майский» (Республика Хакасия) в 1994 г. пущена опытно-промышленная установка КВ производительностью 100 тыс.т руды за сезон с содержанием 4,3 г/т Au [5, 6]. Затраты на сооружение установки были полностью окуплены в первый же год ее эксплуатации. Успешное внедрение артелей старателей «Саяны» и ОАО «Иргиредмет» кучного выщелачивания на Майском руднике явилось прорывом этой прогрессивной технологии в золотодобыче России. Новая технология позволила повысить выработку на одного работающего с 0,5-1 кг до 8-9 кг металла за сезон, обеспечила стабильное положение предприятия в условиях кризисного состояния экономики [35-37].

Со середины 1990-х годов Иргиредметом разработаны еще десятки технологических регламентов для проектирования промышленных производств КВ золота из руд российских месторождений: «Олимпиада», «Куранахское рудное поле», «Амазаркан», «Сахсарская рудная зона» («Чазы-Гол»), «Дельмачик» (Центральный штокверк), «Любовь» и «Мукадек» - в 1995 г., «Комсомольская залежь», «Чертово корыто», «Дыбыксинское» - в 1996 г., «Рябиновое» - в 1997 г., «Синюхинское» (руда и хвосты обогащения ЗИФ рудника «Веселый») и «Тас-Юрях» - в 1998 г., «Бамское», «Самолазовское» и «Самсоновское» - в 1999 г. и некоторых других.

По разработанным технологиям промышленные производства кучного выщелачивания золота вслед за рудником «Майский» созданы и освоены на месторождениях: «Чазы-Гол» (Хака-

сия) – золотодобывающей компанией «Золотая звезда»⁴ в 1997-1998 гг. [6, 38, 39], «Комсомольская залежь» (Хабаровский край) – А/с «Амур» в 1998 г. [40], «Покровское» – ОАО «Рудник Покровский» (1999 г.) [41] и «Бамское» – А/с «Апсакан» (2000 г.) в Амурской области, «Светлинское» (Челябинская область) – ЗАО «Южуралзолото» в 2001 г. и на других объектах. Внедрение и освоение технологий осуществляется с участием специалистов Иргиредмета.

Большинство проектов КВ в Российской Федерации выполнены институтом «Сибгипрозолото» (г.Новосибирск), в том числе для месторождений: «Майское» производительностью 100 тыс.т руды в год, «Покровское», «Олимпиада», «Любовь», «Дельмачик», «Рябиновое» (все на 300 тыс.т), «Куранахское рудное поле» (1,5 млн.т). Иргиредметом выполнены ТЭР и проекты кучного выщелачивания для месторождений «Синюхинское» (300 тыс.т руды и хвостов обогащения), «Светлинское» (1000 тыс.т), «Юзик» (30 тыс.т), «Чертово корыто» (200 тыс.т), «Бамское» (120 тыс.т). В настоящее время ведется строительство предприятий КВ на месторождениях: «Чертово корыто», «Амазаркан», «Рябиновое» и на ряде других.

В РФ эксплуатируются также созданные по разработкам МНПО «Полиметалл», ЦНИГРИ и других организаций следующие установки кучного выщелачивания золота: из руд месторождений «Лопуховское» в Алданском районе, «Западно-Озерное» и «Муртыкты» в Республике Башкортостан [42], «Кировское» в Оренбургской области, Воронцовского месторождения и Сафьяновского рудника в Свердловской области [43], из эфельных отвалов ОАО «Южуралзолото» в Челябинской области [44] (на последнем объекте работы уже завершены).

Предложенный первоначально для переработки низкосортного сырья процесс КВ благородных металлов, усовершенствуясь, со временем стал применяться и для переработки более богатых руд. В золотодобывающей промышленности России, большая часть предприятий которой с 1990-х годов стала убыточной из-за

снижавшейся рыночной цены на золото (до 8,7 долл. за грамм в 2000 г.), перспективными объектами для кучного выщелачивания стали являться маломощные месторождения относительно богатых руд. Оработку таких ресурсов возможно осуществлять с использованием мобильных комплексов рудоподготовки, модульных установок по переработке продуктивных растворов.

Вводимые на маломасштабных месторождениях производства кучного цианистого выщелачивания характеризуются наиболее низкими капиталовложениями, минимальными эксплуатационными расходами, невысокой себестоимостью получения золота, удобством обслуживания. Технология кучного выщелачивания наиболее эффективна для переработки минерального и техногенного сырья с мелким золотом, теряемым в той или иной мере при применении традиционных методов обогащения.

Многие преимущества современной технологии кучного выщелачивания золота (и серебра) из рудного сырья определяются спецификой применяемого для этой цели растворителя – цианидов щелочных металлов. По сравнению с другими альтернативными растворителями благородных металлов (тиосульфаты, тиомочевина, хлор-хлоридные и бром-бромидные растворы и т.д.) щелочные цианиды обладают следующими основными достоинствами:

- селективностью действия по отношению к золоту и серебру, что определяет очень низкий расход растворителя (десятки и первые сотни граммов на 1 т руды);
- возможностью гидрометаллургической переработки руды при обычных температурах;
- неагрессивностью цианистых растворов, что позволяет использовать оборудование из относительно дешевых и недефицитных конструкционных материалов.

К сказанному следует добавить удачное сочетание процессов растворения и выделения золота из растворов, простоту аппаратного оформления процессов и возможность создания на этой основе непрерывнодействующего производственного цикла, легко поддающегося полной механизации и автоматизации.

⁴ До июля 1996 г. – артель старателей «Саяны»

К преимуществам цианистого кучного выщелачивания (как это ни странно звучит на первый взгляд) является его экологичность.

Хорошо известно, что применяемые в золотодобывающей промышленности концентрированные цианистые препараты относятся к категории сильнодействующих ядовитых веществ (СДЯВ). Условия их транспортировки, хранения, так же, как и условия приготовления из этих препаратов рабочих растворов оговариваются специальными инструкциями. Это же относится и к правилам обращения с цианистыми растворами. Вместе с тем, многолетний опыт золотодобывающей промышленности и специально проведенные в этом направлении исследования [45] убедительно свидетельствуют о том, что работа с цианистыми растворами менее опасна и для человека, и для окружающей среды, чем работа с другими растворителями (кислоты, щелочи, соли), применяемыми в цветной металлургии.

За более чем 100-летнюю историю существования гидрометаллургии золота создана надежная система преодоления возможных экологических затруднений, связанных с использованием цианистых солей. Сюда можно отнести:

- снижение до минимума (сотые доли грамма на литр) концентрации цианидов в рабочих растворах, которая на два-три порядка ниже концентрации кислот и щелочей в других гидрометаллургических производствах;
- введение в выщелачивающие растворы «защитной» щелочи (известь), предупреждающей возможность гидролиза цианидов и образование опасных для здоровья человека летучих цианистых соединений;
- максимальное использование технологических растворов (после выделения из них золота) во внутризаводском обороте;
- полная (т.е. до «предельно допустимых концентраций» — ПДК) очистка растворов от простых и комплексных цианидов перед сбросом их в водоемы санитарно-бытового и рыбохозяйственного назначения.

В настоящее время разработаны и применяются в промышленности целый ряд эффективных методов химического, а также

биохимического обезвреживания цианосодержащих стоков, обеспечивающих степень очистки от цианидов на уровне 99,99 %.

Важно подчеркнуть, что в отличие от других токсичных веществ, содержащихся в сточных водах промышленных предприятий, цианистые соединения в процессе химической очистки разлагаются с образованием газообразных компонентов (аммиак, уголекислота), которые не только не вредят, но и, наоборот, стимулируют развитие окружающей флоры и фауны. По этой причине иногда практикуют «естественное» разложение цианидсодержащих стоков в открытых прудах-отстойниках с водонепроницаемым ложем. Под воздействием кислорода воздуха и солнечной радиации значительная часть цианидов распадается на указанные выше компоненты, что позволяет существенно сократить расход реагентов на последующую химическую очистку стоков.

Особую значимость в плане повышения экологической и экономической эффективности работы предприятий, использующих цианистую технологию, приобретают результаты исследований австралийских и российских ученых по изучению поведения цианидов в природной среде и условий естественной деградации цианистых растворов в хвостохранилищах. В частности, установлены интересные закономерности, свидетельствующие о том, что при попадании в почву и грунты растворов, содержащих цианиды и тиоцианаты, возникает естественный биогеологический барьер, препятствующий распространению этих токсичных соединений в подземных горизонтах. В процессе миграции растворов в грунтах содержащиеся в них цианиды и тиоцианаты сорбируются, и жидкая фаза очищается от этих компонентов. Далее сорбированные цианистые соединения разрушаются почвенными и грунтовыми бактериями, окисляются растворенным кислородом до нетоксичных форм. При этом сорбционная способность грунтов восстанавливается. На основании проведенных исследований разработаны математические модели миграции цианосодержащих соединений в подземных горизонтах, позволяющие прогнозировать минимально допустимую глубину очистки сточных вод, сбрасываемых в хвостохранилища, и оптимальный расход обезвреживающих агентов. Отмеченные моменты значительно облегчают решение эко-

логических проблем, связанных с использованием цианидов (как по «фабричной» технологии, так и при кучном выщелачивании).

Более подробно этот вопрос (применительно к условиям кучного выщелачивания) рассмотрен в разделах 4.1.5, 5.4 и 6.8 монографии.

ГЛАВА 2

ИССЛЕДОВАНИЕ УСЛОВИЙ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЗОЛОТА И СЕРЕБРА ИЗ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ РАЗЛИЧНОГО СОСТАВА

Кучное выщелачивание золота и серебра в результате усовершенствований, позволяющих повысить уровень извлечения, приближая его к достигаемому по фабричным технологиям, со временем стало широко использоваться для переработки сырья, существенно различающегося по качеству – как бедного, так и относительно богатого. Это и отходы горно-обогатительного, металлургического и химического производств, бедные и богатые руды, промпродукты и даже некоторые, трудноперерабатываемые стандартными методами, концентраты. Изначально кучное выщелачивание благородных металлов было предложено, разработано и применялось для экономически эффективной переработки больших объемов бедных руд и отходов производства, хотя и характеризовалось относительно невысокими показателями по извлечению металлов. В этой связи наиболее изученными являются процессы кучного выщелачивания золота из бедного сырья.

2.1. Отработка режима выщелачивания. Организация работ, первые полевые установки в России

Отработка режима выщелачивания

Режим кучного цианистого выщелачивания подробно изучен на пробах песчаных и песчано-глинистых руд коры выветривания Куранахского рудного поля. Руды минерализованы кварцем, пиритом, гидроксидами железа, характеризуются развитой поверхностью пор и капилляров, тонкой дисперсностью золота (размер частиц золота от менее 0,1 до 100 мкм), приуроченностью его к мелким фракциям. Содержание Au в рудах составляло 1,5-3,5 г/т. Основная масса присутствующего в руде золота является свободным и легко цианируется [30].

Исследуя влияние концентрации растворителя (в диапазоне от 0,25 до 1,0 г/л NaCN) на показатели кучного выщелачивания, установлено, что при использовании более крепких растворов сокращается продолжительность процесса и возрастает концентрация золота в продуктивных растворах. Из песчаной руды крупностью -100 мм 81 % Au извлекается растворами с концентрацией 1 г/л NaCN за 6 сут, с концентрацией 0,25 г/л – за 25 сут при равных расходах реагентов.

Увеличение плотности орошения руды более 275 л/(м²·сут) приводит к резкому снижению концентрации золота в фильтрате: максимальная концентрация при плотности орошения 275 и 400 л/(м²·сут) составляет 9,0 и 4,5 мг/л Au соответственно. Степень извлечения при этом достигает 94 % Au. С увеличением интенсивности орошения отношение концентрации золота к суммарной концентрации примесных элементов уменьшается.

Скорость просачивания растворов через слой золотосодержащего материала определяется его природой, наличием глинистых фракций, крупностью материала, высотой фильтрующего слоя и др. факторами. Повышенное содержание глини приводит не только к замедленной фильтрации, но и обуславливает потери уже растворенного золота из-за высокой остаточной влажности материала.

Исследование кинетики растворения золота и отмывки растворенного металла от рудной массы различной крупности показало, что даже из крупного класса руды (-120+110 мм) за 5 сут выщелачивается 87 %, из более мелких фракций – до 95 % Au за меньший промежуток времени. Отмывка растворенного золота лимитируется мелкими фракциями руды. Если из фракции крупностью -120+110 мм растворенный металл отмывается за 8 сут, то при крупности -0,3 мм – не менее чем за 16-18 сут, и этот класс будет определять общую продолжительность процесса выщелачивания.

Укрупненные испытания выщелачивания в замкнутом цикле с сорбцией активированным углем и с оборотом обеззолоченных растворов, проведенные на песчаной руде массой 100 кг и крупностью -100 мм, показали, что за 30 сут выщелачивания рас-

творами с концентрацией 0,6-1,0 г/л NaCN и водной отмывки извлекается 93 % Au. Содержание Au в хвостах выщелачивания – 0,24 г/т при исходном содержании по балансу 3,5 г/т. Высокие показатели извлечения обусловлены дисперсностью золота, высокой пористостью руды, умеренным содержанием глини и приуроченностью золота к мелким фракциям. Класс -0,3 мм, выход которого составляет 38 %, содержит до и после выщелачивания 4,8 и 0,18 г Au на 1 т соответственно. Концентрация Au в продуктивном растворе достигала 8 мг/л при интенсивности орошения 100 л/(т·сут), расход реагентов, кг/т: 0,9 NaCN и 2,0 извести [28, 30].

Из продуктивных растворов золото успешно сорбируется активированным углем, анионитом АМ-2Б и его аналогами – смолами «Россион» и «Пьюролайт», применяемыми на отечественных золотоизвлекательных фабриках. Насыщенные по металлу смолы содержат до 20 г Au на 1 кг сорбента.

В рудах со значительным содержанием глини в процессе выщелачивания наблюдается ухудшение фильтрации растворов в результате изменения порового пространства, происходящего вследствие набухания глини и механической коагуляции, затрудняющих выщелачивание глинистых руд. Экспериментально установлено, что с увеличением содержания глинистых минералов в куравахских рудах с 15 до 60 % скорость фильтрации растворов уменьшается с 25 до 0,4 см/сут, а продолжительность выщелачивания возрастает с 15 до 120 сут [32].

При опытных испытаниях, проведенных Иргиредметом на комбинате «Алданзолото» в 1974-1975 гг., из куч массой по 100 т руды крупностью -100 мм с исходным содержанием Au 1,3 и 2,8 г/т за 30 и 25 сут выщелачивания извлечено на сорбент 64,5 и 80,0 % Au, получены хвосты с содержанием Au 0,4-0,6 г/т соответственно для песчано-глинистой и песчаной руд⁵ [30].

⁵ Руды месторождений: «Центральное» (песчано-глинистая) и «Дэлбе» (песчаная).

Организация работ по кучному выщелачиванию. Первые полевые установки

Кучное выщелачивание золота из бедного сырья экономично при крупномасштабном производстве – в сотни тысяч, миллионы тонн. Этим предопределяется характер задач, решаемых при испытаниях технологии и ее внедрении. К ним относятся вопросы рудоподготовки, сооружения гидронепроницаемого основания и дренажных устройств, формирования рудного штабеля, создания системы орошения, транспортировки золотосодержащих растворов, извлечения из них золота и др. [32].

Специалистами комбината «Алданзолото» под руководством и при участии института «Иргиредмет» в 1974-1976 гг. были построены опытные установки КВ: вначале производительностью в сотни тонн руды за цикл на территории Куранахской и Лебединской ЗИФ, затем (1976 г.) – производительностью несколько тысяч тонн за цикл на территории Куранахской ЗИФ.

Планировку поверхности выбранных площадок на местности производили с использованием дорожных механизмов. Вместо запроектированных дорогостоящих бетонных гидронепроницаемых оснований были подготовлены дешевые основания: для тысячетонных штабелей – песчано-гравийное, для стотонных – из слоя дражных эфелей, уплотненные катком, с пленочными экранами, покрытыми слоем песка для предохранения от механических повреждений [32].

Ответственной задачей является создание проницаемого для растворов рудного штабеля, в котором возможное уплотнение материала должно быть сведено до минимума. При сооружении первых полевых установок кучного выщелачивания золота рассмотрен ряд вариантов формирования штабеля небольшого масштаба с использованием различных типов карьерного транспорта и горной техники:

- складирование руды на площадку автосамосвалами БелАЗ-540 и БелАЗ-548 в один слой с последующей планировкой верха штабеля и сооружением оросительных прудков бульдозером Д-494, что позволяет создавать штабели высотой до 2,2 м;

- бульдозерная компоновка штабеля, когда руда на площадку завозится автосамосвалами, а штабель формируется бульдозером. При этом методе формирования возможно увеличение высоты отвала до 4 м и более⁶. Метод связан с некоторым уплотнением руды бульдозером, но является наиболее простым и приемлемым с точки зрения техники и технологии и наряду с первым методом был опробован при сооружении тысячетонных куч;

- вариант формирования рудного штабеля – более эффективный, когда завоз руды на площадку производится автосамосвалами, а наращивание высоты штабеля – фронтальным погрузчиком, например, Н-400С. В этом случае практически исключается уплотнение руды и сокращается продолжительность сооружения штабеля, однако его высота не превышает 3 м;

- при организации кучного выщелачивания в непосредственной близости от забоя разрабатываемого рудного блока или спецотвала транспортировку и складирование руды в штабель целесообразно осуществлять фронтальным погрузчиком.

Погрузку руды в самосвалы осуществляли фронтальным погрузчиком Н-400С с отсортировкой негабарита более 500 мм. Удаление негабарита предохраняет от разрушения слой гидроизоляции при разгрузке автосамосвалов.

После возведения штабеля устанавливали приемную и напорную емкости, шламоотстойник, монтировали оросительную и сборную системы трубопроводов, магистрали сжатого воздуха (на 100-тонных кучах для наклороживания выщелачивающих растворов до концентраций 7,5-8,0 мг/л O_2).

Пробный запуск установок с целью определения герметичности основания, выявления возможных мест утечки растворов производили на известковых растворах, не содержащих цианиды и создающих щелочную среду. Выщелачивающие цианистые растворы имели концентрацию $NaCN$ 0,5-1,5 г/л и pH 10,5. В начальный период орошения кучи растворами происходит вытесне-

⁶ В настоящее время на золотодобывающих предприятиях (рудник «Чазы-Гол» и др.) с использованием легких широкогусеничных бульдозеров – «болотников» формируют штабели высотой 6-7 м [39].

ние поровой воды из рудного слоя. Продолжительность этого периода зависит от длины пути и скорости фильтрации раствора, исходной влажности руды. Затем концентрация золота в продуктивных растворах увеличивается, достигая максимального значения, например, 5,7 и 14,0 мг/л на 7-8 сутки выщелачивания песчано-глинистой и песчаной руд соответственно (штабели массой 100 т). Плотность орошения рудного штабеля при этом находилась в пределах 25-30 и снижалась в дальнейшем до 15-20 л/(м²·сут).

Из продуктивных растворов золото извлекали сорбцией на анионит АМ-2Б или активированный уголь в серии последовательно соединенных колонн [29]. Выщелоченный рудный штабель обезвреживали хлор-агентом [4, 32].

Каждый выщелоченный и обезвреженный штабель был опробован. Стотонные штабели, например, опробовались проходкой четырех шурфов в различных точках штабеля с последующим сокращением проб и анализом на золото.

Технико-экономические расчеты показали, что себестоимость переработки руд с содержанием Au 1,5 г/т кучным выщелачиванием находится на уровне фабричной переработки руд с промышленным содержанием металла и что освоение технологии КВ значительно расширяет сырьевую базу предприятия (в прошлом комбината, ныне — акционерной компании «Алданзолото»).

2.2. Условия и показатели выщелачивания золота и серебра из руд и горных пород различного состава

2.2.1. Выщелачивание золота из песчано-глинистых руд (куранахский тип)

На опытной установке комбината «Алданзолото» производительностью 2000-2500 т руды за цикл проведена серия полупромышленных испытаний⁷ кучного выщелачивания золота из

бедных песчано-глинистых руд Куранахского рудного поля. Аппаратурно-технологическая схема установки представлена на рис.2.1. Небольшой масштаб установки, высокое содержание глини в куранахских рудах, существенно замедляющих процесс выщелачивания и в особенности отмывки, низкое содержание золота в рудах, кратковременность теплого периода года на Алдане — все это не способствовало эффективной эксплуатации установки как опытно-промышленной, статус которой она имела. В соответствии с современными представлениями установкам КВ такой производительности более соответствует статус полупромышленных. Однако напомним: на руднике Carlin в шт.Невада в 1970-е годы на промышленную асфальтированную площадку КВ укладывали всего 1400 т руды [25]. Но таких площадок на предприятии было четыре и руду цианистыми растворами обрабатывали в течение только 8 сут, поэтому в сезоне с апреля по октябрь перерабатывали ежемесячно 10000 т руды с содержанием золота 2 г/т и извлечением 70 % (см. разд.1.4 книги).

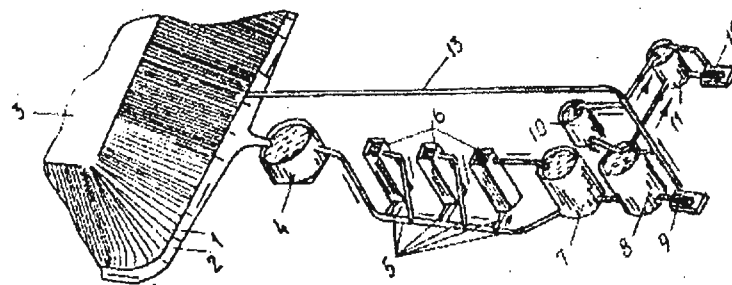


Рис.2.1. Аппаратурно-технологическая схема опытно-промышленной установки кучного выщелачивания:

1 — штабель руды; 2 — траншея для сбора дренажных растворов; 3 — пруд-ороситель; 4 — шламоотстойник (9 м³); 5 — вентили на линии сорбции; 6 — сорбционные колонны (h=2 м, V=1,3 м³); 7 — сборник обеззоленных растворов (5 м³); 8 — емкость для приготовления раствора (5 м³); 9 — насос на оросительной линии; 10 — емкость с известковым молоком (4 м³); 11 — емкость крепкого цианистого раствора (4 м³); 12 — циркуляционный насос; 13 — магистраль исходного растворителя

⁷ Испытания проводили в 1976 и 1977 гг. специалисты Иргиредмета: Г.Г.Минеев, Г.А.Строганов, Г.Я.Дружина и комбината «Алданзолото»: В.П.Винокуров и др.

На алданской установке выщелачивающий раствор с концентрацией NaCN 0,5-2,5 г/л и рН 10,5 подавали насосом в оросительные прудки, расположенные на поверхности рудного штабеля. Продуктивные растворы поступали в шламоотстойник, затем самотеком проходили последовательно через три сорбционные колонны, загруженные смолой АМ-2Б в количестве 450-500 кг. Циркулируемые в обороте обезметалленные растворы подкрепляли цианистым натрием (концентрированным раствором) до устойчивых концентраций в фильтрате 0,10-0,15 г/л NaCN . Относительно низкая концентрация цианистого натрия в технологических растворах позволяла получать продуктивные растворы с незначительной концентрацией цианистых комплексов примесных металлов (рис.2.2). Насыщенная смола транспортировалась на Куранаскую ЗИФ для десорбции золота и регенерации сорбента [21].

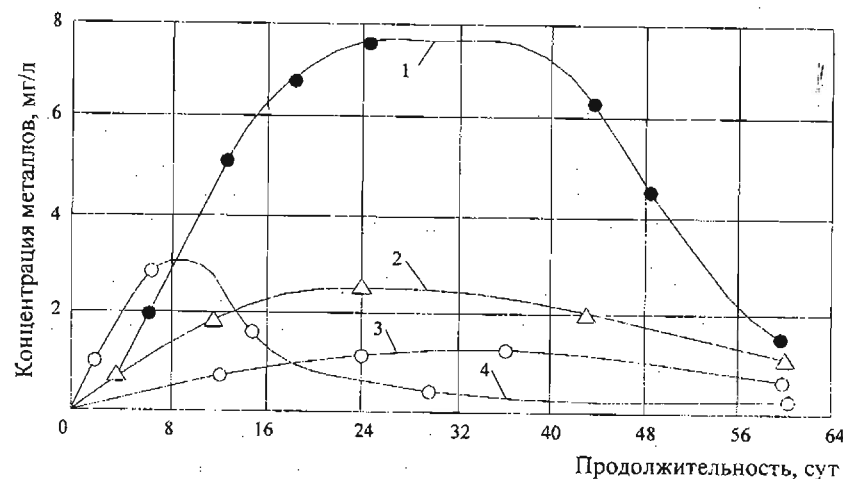


Рис.2.2. Содержание золота (1), цинка (2), меди (3) и железа (4) в выходных растворах кучного выщелачивания руды месторождения «Центральное».

С момента ввода в эксплуатацию установки КВ проведено два цикла испытаний на убогой и забалансовой песчано-

глинистых рудах, проработаны вопросы техники и технологии формирования куч высотой до 3,5 м и массой несколько тысяч тонн.

Первый цикл проведен на убогой руде месторождения «Центральное» крупностью -500 мм с содержанием Au 1,5 г/т. Штабель массой 2000 т и высотой 1,8 м был сформирован автосамосвалами БелАЗ-540 с последующей планировкой поверхности штабеля бульдозером Д-494. Руда содержала 38,7 % класса -0,074 мм и характеризовалась сравнительно низкой проницаемостью. Максимальная скорость фильтрации достигнута на 10-е сутки обработки руды и составила 21,6 л/(м²·сут), далее в результате набухания глинистых минералов и уплотнения штабеля понизилась до 14,4 л/(м²·сут). Наибольшая концентрация золота в продуктивных растворах составила 7-8 мг/л. Растворенное золото за 60 сут обработки руды полностью отмыть не удалось – концентрация его в растворах при завершении испытаний была около 2 мг/л. Опробование хвостов выщелачивания проведено при удалении их с площадки бульдозером Д-494. Были отобраны три пробы: валовая проба от всего штабеля с учетом неорошаемых участков и боковых откосов и две пробы от блоков интенсивного орошения из верхнего и нижнего слоев штабеля. Остаточное содержание золота в пробе из нижнего слоя с учетом неотмытого составило 0,4-0,5 г/т, в пробе из верхнего слоя – 0,2-0,3 г/т. Верхние слои кучи характеризовались практически полной отмывкой растворенного золота из всех классов крупности материала.

По результатам анализа валовой пробы за 60 сут выщелачивания в раствор извлечено 59,5 % Au при остаточном содержании Au в хвостах 0,58 г/т. Из класса крупности руды -500+20 мм извлечено 46 %, из блоков интенсивного орошения – 55,2 и 63,2 % Au соответственно для нижнего и верхнего слоев штабеля.

Второй цикл испытаний кучного выщелачивания проведен на отгруженной из спецотвала забалансовой руде крупностью -500 мм с содержанием 1,2 г/т Au . Руда содержала 26 % класса -0,074 мм. Штабель массой 2500 т руды был сформирован бульдозером. Меньшая заиленность и повышенное содержание крупной фракции в этой руде по сравнению с рудой первого цикла благо-

приятно сказались на устойчивости откосов кучи, хотя высота ее была доведена до 3,0-3,5 м. Для выщелачивания руды второго цикла использовали обезметалленные растворы первого цикла испытаний, собранные в приемные емкости, после подкрепления цианидом и известью. Плотность орошения рудного штабеля достигала 90 л/(м²·сут). Максимальная концентрация золота 5 мг/л в продуктивных растворах была достигнута на 5-е сутки выщелачивания, содержание цинка и железа в них не превышало 5 мг/л, меди — 1,5 мг/л.

За 36 сут обработки руды извлечено на сорбент 49,3 % Au. Расход реагентов составил, кг/т: 0,34 NaCN и 1,8-2,0 извести. Насыщенная смола АМ-2Б содержала, г/кг: 9,0 Au, 9,5 Zn, 1,7 Cu, <1,0 Fe и по качеству не уступала насыщенным смолам от фабричной переработки кондиционных руд.

Расход воды на смачивание руды, восполнение потерь на испарение и выщелачивание составил 0,1 м³ на 1 т руды. При температуре воздуха в пределах 25-30 °С испарение составляло 5,5 л/(м²·сут). Температура продуктивных растворов составляла 15-20 °С, в холодное время при температуре окружающего воздуха -8 °С она понижалась до +4 °С.

Опробование хвостов выщелачивания показало, что удельную поверхность неорошаемых участков (бортов) необходимо свести к минимуму.

За период полупромышленных испытаний, проведенных на комбинате «Алданзолото», переработано около 5000 т руды забойной крупности с содержанием золота 1,2-1,5 г/т, получено 3,370 кг золота при извлечении 49,3-59,5 %. Из результатов испытаний следовало, что технологические показатели кучного выщелачивания золота из руд определяются масштабом установки, содержанием металла и глинистых минералов, высотой штабеля, способом укладки руды и другими факторами. Решающим фактором является заиленность руд. Глины при увлажнении набухают и увеличиваются в объеме до 25-30 %. Увеличение объема пород связано с их гидрофильностью и коллоидной активностью [14, 46]. Это приводит к снижению пористости руд и к снижению их фильтруемости.

По результатам полупромышленных испытаний расход электроэнергии в технологии КВ в 30 раз, а технологической воды в 10 раз ниже, чем в варианте переработки руд по сорбционной технологии с предварительным измельчением. Достигнутый уровень технологических показателей, за исключением производительности, сопоставим с показателями промышленных установок того периода на американских рудниках Cortez и Gold Acres, перерабатывающих в год в кучах свыше 400 тыс.т и около 1 млн.т руды соответственно с содержанием золота, г/т: 0,5-1,2 на Cortez и 0,5-1,6 на Gold Acres [26, 47].

Технология кучного выщелачивания золота из забалансовых песчано-глинистых куранахских руд забойной крупности была принята к промышленному освоению. Но реализация этой технологии состоялась лишь спустя два десятилетия — с 1996 г. в акционерной компании «Алданзолото» в небольшом масштабе ведутся работы по кучному выщелачиванию золота из окомкованных руд на участке «Надежный» [48].

К исследованию процесса КВ золота из забалансовых руд Куранахского рудного поля институт «Иргиредмет» возвращался неоднократно. В 1979-1980 гг. были выполнены технологические испытания и технико-экономическая оценка переработки данным методом золоторудного сырья месторождений «Дорожное», «Канавное», «Центральное», «Порфировое», «Северное», «Боковое» [31, 47, 49]. В 1994-1995 гг. исследована руда месторождения «Якокутское». Содержание глинистой фракции (класса -0,074 мм) в ней составляет 25,5 %. Показатели выщелачивания золота в зависимости от крупности дробления руды приведены в табл.2.1. Дробление менее 25 мм нецелесообразно, так как содержание в хвостах выщелачивания составляет 0,3 г/т Au и не снижается при дальнейшем дроблении. Максимальная плотность орошения дробленной руды не превышает 40 л/(м²·сут).

Таблица 2.1
Технологические показатели фильтрационного выщелачивания
золота из руды месторождения «Якутское»
различной крупности дробления

Крупность руды, мм	Продолжительность выщелачивания ($\tau_{\text{выщ.}}$), сут	Содержание Au в руде по балансу, г/т	Извлечение Au (ϵ_{Au}), %	Влагоем- кость руды, кг/т
-100	20	1,38	69,8	240
-50	20	1,41	75,1	289
-25	20	1,73	82,7	294
-10	20	1,54	80,5	314

Изыскание и технологическую оценку методов окомкования глинистых золотосодержащих руд проводили в первую очередь применительно к куранахским рудам [50, 51]. Показатели выщелачивания золота из руды месторождения «Якутское» при крупности дробления -10 мм в зависимости от наличия и варианта окомкования см. в табл.2.2.

На рудах месторождений «Центральное», «Якутское» и др. экспериментально установлено, что кроме цемента и извести в качестве связующего при окомковании глинистых золотосодержащих руд могут быть использованы такие дешевые материалы, как лигнинсодержащие отходы деревообрабатывающего производства [52] и строительный гипс⁸ [50].

⁸ Известен зарубежный патент по окомкованию золотосодержащих руд с использованием связующей композиции на основе минерального гипса [53].

Таблица 2.2
Показатели фильтрационного выщелачивания золота из руды месторождения «Якутское»
с предварительным окомкованием

с предварительным окомкованием

Вариант рудоподготовки, связующая добавка	$\tau_{\text{выщ.}}$, сут	РН раствора	Au, г/т		ϵ_{Au} , %	Расход реагентов (кг/т) в операции				
			в руде по балансу	в хвостах		окомкования		выщелачивания		
						цемент	CaO	NaCN	CaO	NaOH
Без окомкования	20	10,2	1,54	0,30	80,5	-	-	0,20	3,0	0,08
То же	22	9,6	2,06	0,50	75,7	-	-	0,13	1,5	0,09
С окомкованием:										
Без связующего	15	10,0	1,66	0,17	90,0	-	2,0	0,16	-	0,11
То же	27	10,0	1,66	0,15	91,0	-	2,0	0,17	-	0,12
Известь (CaO)	14	10,5	1,41	0,28	80,1	-	5,0	0,05	-	0,04
То же	14	11,8	1,46	0,31	78,8	-	13,5	0,05	-	0,03
Портландцемент	14	10,0	1,45	0,13	91,0	6	3,5	0,16	-	0,09
То же	14	9,5	1,47	0,13	91,2	6	1,5	0,31	-	0,10
"	14	9,7	1,50	0,12	91,8	8	1,5	0,26	-	0,08
"	14	10,2	1,54	0,13	91,6	12	1,5	0,27	-	0,06
"	14	10,3	1,56	0,13	91,7	14	1,5	0,21	-	0,03
"	14	10,7	1,48	0,21	85,8	16	1,5	0,16	-	0,03

С учетом результатов выполненных технологических исследований, в 1994-1995 гг. проведены комплексные полупромышленные испытания кучного выщелачивания золота из окомкованной, а также неокомкованной смеси руд месторождений «Центральное», «Якокутское» и «Канавное», составленной в соотношении соответственно 3:1:1. Испытания проводили на установках Ирриредмета, в состав которых входят фильтрационные колонны высотой 6 м и диаметром 0,5-0,6 м. Процесс выщелачивания осуществляли в замкнутом цикле с сорбцией золота на активированный уголь и анионообменную смолу и с полным оборотом технологических растворов на стадиях выщелачивания и обезвреживания. По данным полупромышленных испытаний в 1995 г. выдан технологический регламент для разработки рабочего проекта промышленной установки кучного выщелачивания золота из предварительно окомкованных сырьевых ресурсов Куранахского рудного поля производительностью 1,5 млн.т руды в год (для первых лет эксплуатации).

В соответствии с регламентом окомкованию подвергается руда крупностью -40 мм, высота рудного штабеля (каждой из 3-х блок-секций) 8 м, продолжительность полного цикла выщелачивания не менее 60 сут, извлечение золота из руды в золотосодержащие слитки – не менее 75 %.

В 1996 г. Куранахской золотодобывающей компанией выполнен проект опытно-промышленной установки КВ и такие установки масштабом 22-25 тыс.т руды были сооружены на участке «Надежный». В летне-осенний период 1996 г. проведены промышленные испытания⁹ технологии кучного выщелачивания золота из забалансовых руд отвалов горного комплекса Куранахского рудного поля с целью определения показателей для составления ТЭО данной технологии [54].

Были сформированы два штабеля из руд месторождений «Центральное» и «Канавное». Содержание золота в рудах соста-

вило 1,2-1,4 г/т. Рудоподготовка их включала крупное (до -125 мм) дробление и окомкование с добавками цемента из-за значительного содержания в рудах глинистых фракций (до 30 %). Увлажнение руды в процессе окомкования осуществляли раствором цианида натрия. Выщелачивание проводили при скорости орошения 20 м³/ч для руды месторождения «Канавное» и 25-30 м³/ч для руды месторождения «Центральное». Золото из продуктивных растворов извлекали сорбцией на активированный уголь марки GRS 20 фирмы «Calgon». Сорбцию осуществляли в трех бездренажных колоннах конструкции Ирриредмета диаметром 1,4 м, десорбцию золота – в автоклавах раствором гидроксида натрия, выделение благородных металлов из элюатов производили методом электролиза. Обезметалленный уголь после обработки цианистым раствором возвращали в процесс сорбции. Катодные осадки обжигали и плавляли с получением золото-серебряного слитка. Основные параметры и показатели испытаний представлены в табл.2.3.

Таблица 2.3

Показатели опытно-промышленных испытаний технологии кучного выщелачивания золота из забалансовых песчано-глинистых руд Куранахского рудного поля

Месторождение	Масса* рудного штабеля, т	Содержание Au в руде, г/т	Крупность дробления, мм	Извлечение Au, %	Расход на окомкование, кг/т	
					цемента	NaCN
Центральное	24102	1,4	-125	80,4	5,2	0,02
Канавное	21947	1,2	-125	44,2	9,4	0,03

* В расчете на сухую руду

Опытно-промышленные испытания показали, что из забалансовых песчано-глинистых руд по технологии кучного выщелачивания с предварительным дроблением до крупности -125 мм и окомкованием в золото-серебряные слитки возможно извлечь до 80 % золота. Низкое извлечение из руды месторождения «Канав-

⁹ В опытно-промышленных испытаниях принимали участие специалисты канадской фирмы «Эко Бей Майнс», АК «Алданзолото» и ОАО «Ирриредмет».

ное» обусловлено неправильной укладкой штабеля, сформированного не стакером, как в случае штабеля из руды месторождения «Центральное», а с использованием автосамосвалов. Уплотненная самосвалами руда плохо фильтровала растворы.

В 2003 г. Ирриредметом и канадской инжиниринговой компанией «Хатч» выполнены технико-экономические расчеты, свидетельствующие о возможности создания рентабельного производства кучного выщелачивания куранахских руд с содержанием золота 1,0-1,2 г/т. Наиболее эффективным представляется вариант «фабрика-куча», когда руда подвергается дезинтеграции, ила в виде пульпы поступают на сорбционное цианирование, а крупная фракция («галя») – на кучное выщелачивание. Растворы после КВ направляются на дезинтеграцию [55, 56].

2.2.2. Выщелачивание золота из окисленных и первичных руд золото-сульфидно-кварцевой формации (светлинский тип)

На Урале промышленное значение имеют золоторудные месторождения нескольких генетических типов. В числе оцениваемых находятся месторождения с метаморфогенно-гидротермальным оруденением золото-сульфидно-кварцевой формации светлинского типа¹⁰.

В первичных рудах Светлинского месторождения содержание сульфидных минералов (пирит, пирротин, арсенопирит, марказит) составляет от 1-2 до 5-6, иногда до 10 %; содержание благородных металлов, г/т: 2-3 и ниже, максимально до 5 Au, 1-6 Ag¹¹. Следовательно, светлинские руды по содержанию золота и серебра являются бедными.

В окисленных рудах коры выветривания Светлинского месторождения часть золота ассоциирована с кварцем, арсенопиритом и другими рудными минералами; в основном золото сосредото-

чено в глинистой фракции, частично связано с гидроксидами железа. Содержание золота – 0,8-2,3 г/т. Размеры зерен золота зависят от его выделений в первичных рудах. Как правило, в окисленных рудах преобладает мелкое, тонкое и дисперсное золото.

Комплекс забалансовых руд Светлинского месторождения представлен окисленными (рыхлыми) и первичными (скальными) разностями в соотношении 60 и 40 % соответственно. Содержание золота в забалансовых рудах составляет 0,9-1,3 г/т. Исследования с целью разработки технологии кучного выщелачивания золота из забалансовых руд Светлинского месторождения (включая полупромышленные испытания) с выдачей технологического регламента для проектирования промышленного производства проведены Ирриредметом в 1992 г. [3, 4].

По результатам тестовых (предварительных) исследований кучного цианистого выщелачивания из забалансовой окисленной руды в довольно жестких условиях в растворы извлекается не менее 85 % Au. Равновесные растворы имели pH 10,8, расход реагентов составил, кг/т: 0,25 NaCN и 1,6 CaO. Содержание золота, г/т: в исходной окисленной руде по балансам опытов – 0,9, в хвостах выщелачивания – 0,12 (по данным пробирного анализа с атомно-абсорбционным окончанием). На рудных пробах различной крупности дробления в перколяционном режиме выщелачивания установлено, что светлинские окисленные руды могут быть переработаны кучным выщелачиванием практически без дробления (забойной крупности) в то время, как первичные должны быть издроблены до класса -5 мм.

Технологические исследования и полупромышленные испытания проводили на смеси забалансовых окисленной и первичной руд с соотношением 60 и 40 % соответственно, оптимальной с точки зрения технологии переработки и запасов. Крупность дробления составляющих смесь руд: окисленной – 88 % класса -25 мм, первичной – не менее 95 % класса -5 мм. Рудная смесь представляет собой материал крупностью 93 % класса -25 мм и характеризуется высоким содержанием мелких фракций (табл. 2.4).

Из такой смеси забалансовых руд в течение 40 суток цианистого выщелачивания в малых фильтрационных колоннах (вме-

¹⁰ Савельева К.П., Хрыпов В.Н. Новые типы золотого оруденения на Урале, критерии их прогноза // Руды и металлы. - 1999. - № 1. - С.102-104.

¹¹ Минеральное сырье. Золото / Ю.М.Шепотьев, В.И.Куторгин, В.И.Натонинский и др. // Справочник. – М.: ЗАО «Геоинформмарк», 1998. - 85 с.

стимость 10-40 кг руды) извлечение золота в продуктивные растворы составило 90 %. Содержание золота в исходной руде по балансам опытов 1,0 г/т, в хвостах выщелачивания – не более 0,1 г/т (0,10; 0,07; 0,06; 0,06; 0,06; 0,09 г/т – по результатам определений пробирным анализом с химическим окончанием и 0,08; 0,07 г/т – по данным химического анализа). Защелачивание технологических растворов осуществляли до значений pH 10,5-11 известью, подаваемой в процесс в смеси с рудой. Расход реагентов составил (кг на 1 т руды): 0,650 NaCN и 1,7 CaO. Вследствие высокого содержания глинистых и шламистых компонентов (40 % класса -0,074 мм) в выщелачиваемой рудной смеси плотность орошения руды была низкой: от 13 до 18 л/(м²·сут).

Таблица 2.4

Гранулометрический состав смеси* дробленых окисленной и первичной руд Светлинского месторождения и распределение золота по классам крупности (α – выход; β – содержание Au; γ – распределение Au)

Класс, мм	Неокомкованная смесь руд			Окомкованная смесь руд			Хвосты выщелачивания окомкованной смеси руд		
	α , %	β , г/т	γ , %	α , %	β , г/т	γ , %	α , %	β , г/т	γ , %
+25	7,0	1,9	12,1	36,5	1,2	37,1	26,1	0,36	26,0
-25+10	5,5	0,9	4,3	39,3	1,1	39,2	28,0	0,30	23,4
-10+5	6,9	0,8	5,0	9,3	1,3	10,3	12,0	0,49	16,5
-5+1	16,5	1,0	15,1	8,2	1,1	7,8	10,7	0,45	13,4
-1+0,4	11,2	1,5	15,3	2,4	1,1	2,1	8,7	0,33	7,7
-0,4+0	52,9	1,0	48,2	4,3	1,0	3,5	14,5	0,32	13,0
Итого	100,0	1,1	100,0	100,0	1,2	100,0	100,0	0,36	100,0

* Смесь забалансовых окисленной и первичной руд с соотношением 60 и 40 % соответственно

Осложнения процесса выщелачивания, обусловленные низкой проницаемостью заиленных окисленных руд, а также и смеси окисленных и дробленых первичных руд, устраняются при введении в схему рудоподготовки операции окомкования сырья в при-

сутствии связующих добавок. Скорость фильтрации цианистых растворов повышается многократно, и максимально возможная плотность орошения превышает 400 л/(м²·сут), а продолжительность выщелачивания окомкованных руд сокращается в 3-4 раза. Уровень извлечения золота достигает 90 % при содержании в исходном 1,0-1,2 г/т Au.

Мировой опыт кучного выщелачивания показывает, что наиболее достоверные показатели, необходимые для экономических расчетов, проектирования и создания промышленных производств кучного выщелачивания, получают при опытной отработке кучи массой 10000 т и более, что сопряжено со значительными материальными и финансовыми затратами. Затраты существенно сокращаются при проведении полупромышленных испытаний в фильтрационных колоннах высотой 6 м и выше; получаемые при этом показатели и режимные характеристики приемлемы для осуществления проектных проработок [11].

Исходя из известных методических подходов были спроектированы и смонтированы две полупромышленные установки кучного выщелачивания, которые в достаточной мере моделируют реальный процесс промышленного масштаба. Одна из них – для отработки оптимальных режимов и снятия показателей выщелачивания золота из неокомкованных светлинских руд (рис.2.3), другая – для варианта выщелачивания золота из предварительно окомкованных руд (рис.2.4). На обеих установках выдержано основное требование, предъявляемое к колонным испытаниям: диаметр колонны должен быть больше максимальных размеров кусков руды в 6 и более раз с тем, чтобы снизить до минимума пристеночный эффект [11, 34]. Полупромышленные испытания проводили с выделением благородных металлов (золото, серебро) из продуктивных растворов и полным оборотом обеззолоченных растворов в голову технологического процесса (на орошение руды в колонне, моделирующей фрагмент рудного штабеля). Выделение благородных металлов из растворов осуществляли методом ионообменной сорбции полимерными смолами: в одних испытаниях – перспективным низкоосновным анионитом марки АН-20 [57-59], в других – широко применяющимся в отечественной золотодобывающей промышленности среднеосновным анионитом марки АМ-2Б [60].

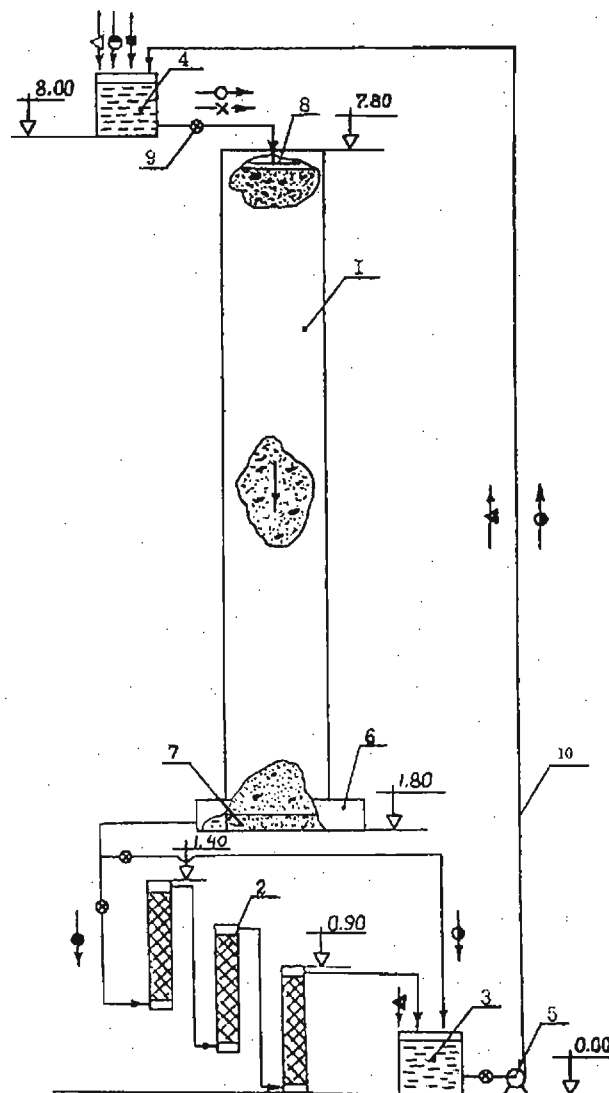


Рис.2.3. Аппаратурно-технологическая схема полупромышленной установки кучного выщелачивания золота из дробленых руд:

1 - фильтрационная колонна Ø51 см, h=6 м; 2 - сорбционная колонка V=1,6 дм³; 3 - емкость для сбора обеззолоченных растворов V=91 дм³; 4 - емкость для приготовления выщелачивающих растворов V=91 дм³; 5 - насос конструкции Каземхановра; 6 - шламоотстойник V=36 дм³; 7 - гравийнопесчаная фильтрующая отсыпка h=5 см; 8 - система орошения; 9 - зажимное устройство; 10 - магистральный трубопровод;

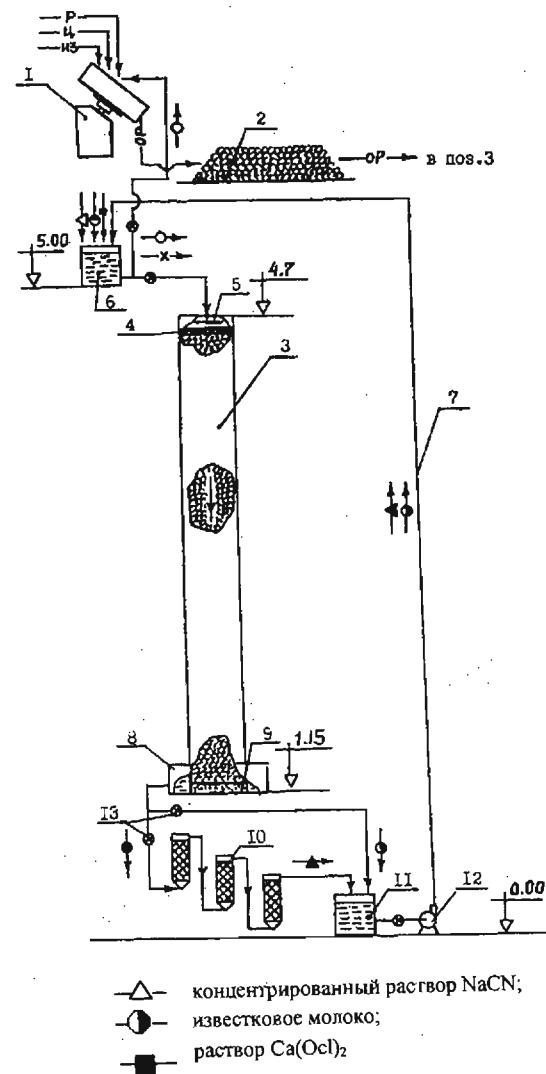


Рис.2.4. Аппаратурно-технологическая схема полупромышленной установки кучного выщелачивания золота из окомкованных руд:

1 - чашевый гранулятор конструкции Ирриредмета; 2 - гидронепроницаемая площадка для складирования окомкованной руды площадью 8 м²; 3 - фильтрационная колонка Ø30 см и h=3,55 м; 4 - песчаный фильтрующий слой; 5 - система подачи растворов; 6 - емкость для приготовления выщелачивающих растворов V=20 дм³; 7 - магистральный трубопровод; 8 - шламоотстойник V=10 дм³; 9 - гравийнопесчаная фильтрующая отсыпка h=5 см; 10 - сорбционная колонка V=0,2 дм³; 11 - емкость для сбора обеззолоченных растворов V=20 дм³; 12 - насос перистальтический НП-1М; 13 - зажимное устройство;

В первые 16 суток орошения неокомкованной руды выщелачивающими растворами (0,9 г/л NaCN, pH 11) проходило ее влагонасыщение (цианистыми растворами), при этом происходило набухание глинистых минералов. Скорость фильтрации растворов была низкой (<0,02 м/сут), плотность орошения – не более 16,2 л/(м²·сут), то есть на порядок ниже, чем на большинстве промышленных установок кучного выщелачивания. За 32 дня выщелачивания в растворы извлечено 10 % Au. Концентрация золота в продуктивном растворе была стабильной, на уровне 3,4-3,8 мг/л (табл.2.5). Цианистые комплексы благородных и цветных металлов практически полностью сорбируются низкоосновным анионитом АН-20.

Таблица 2.5

Состав технологических растворов кучного выщелачивания
забалансовых руд Светлинского месторождения
(полупромышленные испытания)

Продолжительность выщелачивания, сут	Проба раствора	рН	Концентрация в растворе, мг/л							
			Au	Ag	Cu	Zn	Fe	CN ⁻	SCN ⁻	
1. Выщелачивание неокомкованной руды с выделением золота из растворов смолой АН-20										
18	до сорбции	9,9	3,8	1,0	25,0	5,7	0,18	90,0	18,0	
18	после сорбции	9,7	0,0	0,1	0,0	0,0	0,18	0,46	0,12	
28	до сорбции	10,0	3,4	1,0	16,0	16,5	1,00	122,4	24,0	
28	после сорбции	9,8	0,0	0,0	0,0	0,0	0,25	0,81	0,18	
2. Выщелачивание окомкованной руды с выделением золота из растворов смолой АМ-2Б										
4	до сорбции	10,8	3,1	0,8	1,0	29,0	0,09	340	18,0	
4	после сорбции	10,6	0,01	0,3	1,2	4,8	0,16	320	16,0	
12	до сорбции	10,8	0,8	0,4	0,8	15,0	0,16	330	19,0	
12	после сорбции	10,7	0,1	0,4	0,8	12,5	0,10	320	16,0	

По прогнозной оценке для достижения приемлемого уровня извлечения золота (55-65 %) из забалансовой неокомкованной светлинской руды процесс выщелачивания в промышленном масштабе необходимо осуществлять, как минимум в течение 5-6

месяцев. Из-за набухания глинистых компонентов руда резко теряет свои прочностные характеристики, что может привести к разрушению устойчивости кучи.

Окомкование, осуществляемое в чашевом грануляторе в присутствии связующих добавок – 10 кг/т цемента и 0,4 кг/т извести (при увлажнении цианистым раствором с концентрацией 1 г/л NaCN и 0,1 г/л CaO), позволяет снизить на порядок содержание в руде мелких классов (-1 мм, -0,4 мм). Окомкованная руда более чем на 75 % представлена классом +10 мм, содержание класса +25 мм составляет 36,5 % (см.табл.2.4).

Полупромышленные испытания выщелачивания окомкованной руды проведены на установке, в состав которой входит фильтрационная колонна диаметром 30 см и высотой 3,55 м. Выщелачиванию подвергнуто 300 кг окомкованной руды. Эта установка меньшего масштаба в сравнении с установкой кучного выщелачивания неокомкованной руды (см.рис.2.3 и 2.4), но согласно данным, приведенным в литературе [11], результаты испытаний в колоннах диаметром 0,23 м, высотой 2 м и в колоннах размерами 1,2 и 7,3 м соответственно являются сопоставимыми.

Плотность орошения окомкованной руды максимально могла составлять 460 л/(м²·сут), фактически ее поддерживали на уровне 190-210 л/(м²·сут). В первые пять суток выщелачивания концентрация золота в продуктивных растворах в среднем составила 2,8 мг/л. В условиях весьма ограниченных сроков выполнения работы и ускоренного режима выщелачивания (суммарная продолжительность выщелачивания и отмывки 16 сут) к моменту завершения водной отмывки золото все еще поступало с промывными водами (Au 0,35 мг/л). За указанное время (16 сут) в растворы и промывные воды извлечено 69,8 % Au при исходном содержании 1,19 г/т (рис.2.5). С увеличением продолжительности процесса кучного выщелачивания извлечение золота возрастает до 75 % и более. Об этом свидетельствуют кривые динамики выщелачивания рис.2.5 и ранее приведенные результаты лабораторных исследований.



Рис. 2.5. Динамика выщелачивания золота из окомкованных руд золото-сульфидно-кварцевой формации (Светлинское месторождение, смесь руд: 60 % окисленной крупностью дробления 88 % класса -25 мм и 40 % первичной крупностью дробления -5 мм):

1- концентрация Au в продуктивном растворе выщелачивания (C_{Au}); 2- концентрация Au в обеззолоченном растворе сорбции; 3 - извлечение Au в продуктивный раствор (ϵ_{Au})

Из всех выщелоченных металлов смолой АМ-2Б практически полностью сорбируются цианистые комплексы золота; комплексы других металлов (Ag, Cu, Zn, Fe) и компонентов (CN^- , SCN^-) извлекаются в меньшей степени (см.табл.2.5). Насыщенный анионит первой (головной) сорбционной колонки содержит (в мг на 1 г сорбента): 6,1 Au (свыше 60 % от извлеченного на сорбент), 0,38 Ag, 17,4 Zn, 2,6 Cu, 0,47 Ni, 0,15 Co.

Состав обеззолоченных растворов и промывных вод позволяет использовать их в обороте многократно (табл.2.6). По завершению выщелачивания и водной промывки концентрация цианидов и тиоцианатов (роданидов) в жидкой фазе хвостов составляла 115 и 20 мг/л соответственно. В качестве обезвреживающего реагента использовали гипохлорит кальция в виде водного раствора.

Таблица 2.6

Состав оборотных обеззолоченных растворов кучного выщелачивания

pH	Концентрация в растворе, мг/л					
	CN	Au	Ag	Cu	Zn	Fe
9	200	0,05	0,39	0,79	10,5	0,21

В процессе переработки руды происходит некоторое разрушение окатышей. Доля класса -1 мм увеличивается с 6,7 % в окомкованной исходной руде до 23,2 % в обезвреженных хвостах выщелачивания, а классов +25 и -25+10 мм уменьшается более чем на 10 % (см.табл.2.4). Частичное разрушение окатышей не приводит к резкому снижению скорости фильтрации растворов через рудную загрузку и в конце процесса обезвреживания она составляет около 0,4 м/сут. Это позволяет сохранять плотность орошения на прежнем достаточно высоком уровне - 200 л/(м²·сут); максимально она может составить 380 л/(м²·сут).

Исследования и испытания в целом показали, что окисленные руды, а также смесь окисленных и первичных руд золото-сульфидно-кварцевой формации месторождения «Светлинское» могут быть успешно переработаны по технологии кучного цианистого выщелачивания с предварительным окомкованием в присутствии добавок связующего. Технологическим регламентом к промышленной переработке рекомендована окомкованная смесь забалансовых окисленной и первичной руд крупностью дробления -25 и -5 мм соответственно. Выделение золота из растворов планировалось осуществлять анионитом АМ-2Б, переработку насыщенного сорбента - в отделении регенерации Кочкарской ЗИФ [3].

ЗАО «Южуралзолото» и Иргиредметом в 2001 г. внедрена технология кучного выщелачивания на окисленных рудах Светлинского месторождения с учетом данных дополнительных исследований, проведенных институтом в конце 1990-х гг. Производительность предприятия 100 тыс.т окомкованной руды в пусковом году и до 1 млн.т - в последующие годы. Выделение золота

из растворов осуществляется по угольно-сорбционной технологии.

2.2.3. Выщелачивание золота, серебра из малокремнистых пород, пород кор выветривания и зон окисления

С середины 1980-х по начало 1990-х годов был выполнен комплекс исследовательских работ по кучному выщелачиванию благородных металлов из вскрышных и вмещающих пород ряда отечественных золоторудных объектов. В лабораторном масштабе испытаны породы с шахт Кочкарского, Ново-Троицкого месторождений и с отвала Южно-Куросанского карьера на Южном Урале, с некоторых горных отвалов в Забайкалье. Разработаны и испытаны в полупромышленном масштабе технологии выщелачивания вскрышных пород месторождений «Марджанбулак» (Узбекистан) и «Суздальское» (Казахстан)¹².

Вмещающие породы с шахт золоторудного Кочкарского и золотомышьякового Ново-Троицкого месторождений представлены плагиогранитами с глубоко измененными жильными породами – лампрофирами. Плагиограниты состоят из полевых шпатов (масс.доля 60-65 %), кварца (20-25 %), слюды (10-15 %). Лампрофиры – полевошпатово-биотит-карбонатные породы, в которых количественно преобладают биотит, кальцит. В ассоциации с указанными минералами встречаются пирит, магнетит, иногда золото. Соотношение объемов плагиогранита и лампрофиров равно (5-6):1. Вскрышные породы Южно-Куросанского карьера представлены амфиболитами, кварц-серицитовыми сланцами, диабазами, порфиритами и другими породами, частично превращенными в плотные пластичные глины, легкие суглинки, лимонитизированные и каолинизированные породы [61]. Породы всех перечисленных объектов бывшего производственного объе-

¹² В полупромышленных испытаниях технологии кучного выщелачивания золота из вскрышных и вмещающих пород золоторудных объектов участвовали: Г.А.Строганов, А.М.Шутов, В.Е.Дементьев, П.Д.Горбунов, Н.М.Ахметгалеев, А.П.Татаринев, Д.А.Семенов и другие сотрудники института, специалисты золотодобывающих предприятий.

динения (в настоящее время ЗАО) «Южуралзолото» относятся к малокремнистым разновидностям; массовая доля кварца в пробах с шахт, %: Кочкарского месторождения – 32, Ново-Троицкого – 24, в пробах с отвала Южно-Куросанского карьера – от 5 до 13. Это полевошпатово-глинистое сырье. Соотношение полевых шпатов и образующихся за их счет глинистых минералов непостоянно и зависит от степени выветрелости пород.

Как известно, золото в рудных телах обычно связано с кварцем и с разнообразными сульфидами, образующими самостоятельные выделения в жилах либо рассеянную вкрапленность в породах. Поэтому все разновидности пород тоже содержат золото. Содержание золота в породах Южуралзолото составляет 0,2-1,3 г/т. По составу, морфологии и размерам частиц золото аналогично золоту из рудных тел [61]. В окисленных и выветрелых породах Южно-Куросанского месторождения присутствует тонкодисперсное вторичное золото. Содержание серебра в породах низкое и составляет 0,5-2 г/т.

Материал проб представлен в основном крупными фракциями (выход классов +0,074 мм в породах, измельченных до крупности -2 мм, составляет 75-88 %). Благородные металлы по классам крупности распределяются пропорционально выходам, следовательно, равномерно распределены по всей массе пород. Лишь выветрелые породы Южно-Куросанского месторождения (проба 4) характеризуются обогащением иловой фракции в 1,6 раза. Основное количество благородных металлов (60-90 % Au и 70-80 % Ag) находится в крупных классах (табл.2.7). Доля свободного золота в крепких породах крупностью -0,2 мм составляет 67-85 %, в рыхлых породах – 39 % от общего его содержания. Доля цианируемого золота во всех пробах колеблется в пределах 85-99 %.

Характер серебряной минерализации в породах идентичен рудному: серебро связано с сульфидами цветных металлов. Массовая доля цианируемого серебра составляет 51-59 % для пород Кочкарского и Ново-Троицкого месторождений и от 25 до 92 % - для пород Южно-Куросанского месторождения.

Приуроченность металлов преимущественно к крупным фракциям пород, преобладание в них свободного золота и золота (серебра) в виде сростков с другими рудными минералами определяют возможность извлечения их методами гравитации и цианирования. Учитывая низкое содержание благородных металлов в рассматриваемых сырьевых источниках, наиболее экономичным для рентабельной переработки пород представляется процесс кучного и, возможно, чанового (перколяционного) выщелачивания. Моделирование этих процессов осуществляли в фильтрационных колоннах диаметром 20 см и высотой 50 см.

Таблица 2.7

Результаты ситового и рационального анализов полевошпатово-глинистых малокремнистых пород Южного Урала

Характеристика породы (месторождение, № пробы)	Доля металла во фракции -2+0,074 мм, %		Доля металла, извлекаемого цианированием*, %	
	Au	Ag	Au	Ag
Кочкарское, проба 1	76,3	72,8	95,8	59,1
Кочкарское, проба 2	80,6	73,9	-	-
Ново-Троицкое, проба 3	79,0	71,2	98,8	50,8
Южно-Курасанское, проба 4	60,2	80,0	84,7	92,3
Южно-Курасанское, смесь проб 5, 6, 8, 9	90,7	76,7	-	-
Южно-Курасанское, проба 7	-	-	98,2	60,0
Южно-Курасанское, проба 9	-	-	96,9	25,0

* Цианирование агитационное, крупность пород -0,2 мм

В процессе чанового выщелачивания выветрелой породы Южно-Курасанского карьера крупностью -2 мм, при орошении в течение 3 сут цианистым раствором с концентрацией NaCN 1,5 г/л (отношение Ж:Т=0,7:1) и водной отмывке продолжительностью 4 сут в растворы извлечено 85 % Au и 45 % Ag. Концентрация металлов в растворах составила в мг/л: 0,6 Au, 1,5 Ag; остаточное

содержание этих металлов в хвостах выщелачивания - 0,08 и 0,90 г/т соответственно.

В варианте кучного выщелачивания этой же породы после дробления до крупности -25 мм при орошении раствором с концентрацией NaCN в течение первых двух суток 1,0 г/л и в третьи сутки - 0,5 г/л (отношение Ж:Т=0,4:1) за такой же период, с водной отмывкой извлечено 65 % Au и 33 % Ag. Из рис.2.6 видно, что при увеличении продолжительности выщелачивания извлечение металлов возрастает. Сравнение полученных результатов с показателями чанового выщелачивания свидетельствует о том, что росту извлечения способствует и повышение концентрации цианида натрия (табл.2.8). Концентрация благородных металлов в растворах кучного выщелачивания, мг/л: 0,3 Au и 0,8 Ag, содержание в хвостах выщелачивания, г/т: 0,12 Au и 0,82 Ag при исходном содержании 0,34 и 1,22 соответственно.

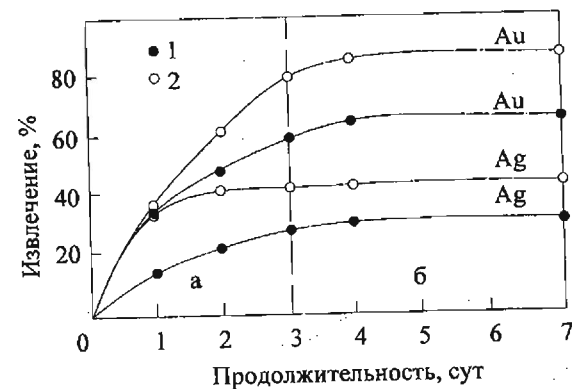


Рис.2.6. Динамика растворения золота и серебра в процессах кучного (1) и чанового (2) выщелачивания пород (Южно-Курасанский карьер, проба № 4)

а - выщелачивание; б - отмывка

Расход реагентов на 1 т пород составил, кг: цианида натрия - 1,5 при чановом и 0,8 при кучном выщелачивании, извести - 1,9 и 1,4 соответственно. Скорость перколяции растворов для усло-

вий чанового и кучного выщелачивания по существующей классификации [21] является удовлетворительной.

При осуществлении процессов в промышленном масштабе концентрация благородных металлов в продуктивных растворах возрастет за счет циркуляции растворов в обороте и снижения отношения Ж:Т.

Таблица 2.8

Технологические показатели кучного и чанового выщелачивания благородных металлов из вскрышных пород Южно-Куросанского карьера (проба 4)

Концентрация NaCN в рас- творе, г/л	Содержание металла в породе, г/т						Извлечение в раствор, %	
	цианируемое		не извле- каемое ци- анированием		исходное (по балан- су)			
							Au	Ag
Кучное выщелачивание (крупность породы -25 мм)								
0,9	0,22	0,40	0,12	0,82	0,34	1,22	65,0	32,8
Чановое выщелачивание (крупность породы -2 мм)								
0,5	0,40	0,84	0,17	0,64	0,57	1,48	70,2	56,8
1,0	0,52	0,71	0,18	0,58	0,70	1,29	74,7	55,1
1,5	0,47	0,65	0,08	0,80	0,55	1,45	85,5	44,8
2,0	0,49	0,73	0,08	0,98	0,57	1,71	85,5	42,7

На разрабатываемом с середины 1980-х годов Суздальском месторождении в Казахстане окисленную руду добывают открытым способом. Руду с содержанием 4 г/т Au и более вывозили за пределы республики на предприятия Урала и Средней Азии. Для переработки таких руд предполагалось в дальнейшем построить на месторождении золотоизвлекательную фабрику. Вскрышные породы, забалансовые и бедные руды складировали в отвалы. Значительное количество складированного забалансового сырья делает район Суздальского месторождения и соседнего с ним месторождения «Джерек» Мукурской зоны одним из значимых объектов для кучного выщелачивания.

Рудовмещающие зоны Суздальского месторождения сложены интенсивно брекчированными и окварцованными известняками, известковистыми песчаниками и алевролитами, углесто-глинистыми алевролитами. В результате экзогенных процессов раздробленные и окварцованные рудовмещающие породы превратились в коры выветривания. Окисленные руды относятся к типу малосульфидных глинистых золотосодержащих руд и также представляют кору выветривания. Руды сложены в основном полевошпатово-слюдисто-глинистыми минералами и кварцем, сульфиды образуют рассеянную вкрапленность очень мелких зерен, массовая доля которых не превышает 1 %.

Для первоочередной отработки методом кучного выщелачивания на Суздальском месторождении предполагалось использовать миллионы тонн золоторудного сырья со средним содержанием Au 1,9 г/т (от 0,5 до 4,0 г/т), из которого более половины составляли вскрышные породы с содержанием металла от 0,5 до 1,2 г/т. Золото в руде и породах мелкое, свободное (распределяется по трещинам и контактам породообразующих минералов; заполняет поры, пустоты и межзерновые пространства среди минералов), хорошо цианируемое. Распределение золота носит неравномерный характер, строгой приуроченности его к кварцу или другим минералам не отмечается. Серебра в суздальском сырье содержится на порядок меньше, чем золота.

Непосредственно на месторождении «Джерек» в 1989 г. были проведены полупромышленные испытания технологии кучного выщелачивания золота из забалансовых окисленных руд месторождений «Суздальское» и «Джерек». Испытания проводили специалисты Иргиредмета на четырех блок-секциях кучи, сформированных из руд забойной крупности и из дробленых руд. При этом достигнуты достаточные высокие показатели (табл.2.9) [34]. В частности, из суздальской руды забойной крупности (-250 мм) с содержанием золота 1,6 г/т извлечение Au на анионит АН-20А составило 68,8 % при общей продолжительности обработки (выщелачивание, водная отмывка, обезвреживание рудного штабеля) 35 сут.

Интенсивность орошения всех блок-секций кучи, л/(т·сут): максимальная – 75, минимальная – 30, средняя – 52. В связи со значительными потерями технологической воды за счет испарения, в особенности при использовании прудкового метода орошения, продуктивные растворы дренировали с интенсивностью 36-48 л/(т·сут).

Таблица 2.9

Показатели полупромышленных испытаний технологии кучного выщелачивания золота из забалансовых руд кор выветривания (месторождения: «Суздальское», «Джерек»)

Место- рождение, проба	Круп- ность руды, мм	Содер- жание Au в руде, г/т	Извле- чение Au, %	Продолжи- тельность обработки, сут	Расход реагентов на 1 т руды, кг		
					СаО	ацетон- циан- гидрин*	гипо- хлорит
Суздальское, ТП-1	-250	1,6	68,8	35	2,1	0,75	0,30
Суздальское, З**	-25	3,6	87,0	30	2,3	0,68	0,33
Джерек, ТП-2	-200	2,1	67,7	34	2,0	0,70	0,28
Джерек, ТП-3	-25	2,2	81,8	25	1,8	0,68	0,30
Джерек, ТП-4	-25	2,3	82,6	25	2,2	0,60	0,30

* Применяли ацетонциангидрин, как равноценный заменитель цианида, не относящийся к категории сильнодействующих ядовитых веществ.

** Приведены показатели укрупненных испытаний.

По результатам полупромышленных испытаний, а также дополнительно проведенных лабораторных исследований и укрупненных испытаний в 1991 г. разработан технологический регламент на проектирование Суздальской промышленной установки кучного выщелачивания производительностью 1,2 млн.т золото-содержащего сырья за сезон. Переработку вскрышных пород (с содержанием Au 0,5-1,2 г/т) рекомендовано осуществлять исходной (забойной) крупности минус 250 мм совместно с дроблеными (-20 мм) и окомкованными (при содержании класса -0,07 мм более 15 %) рудами [3]. Укладка породы и руды предусмотрена на раз-

ные блок-секции (массой по 300 тыс.т) одной кучи (1,2 млн.т) с единой системой сбора и переработки продуктивных растворов в модулях сорбции золота и десорбции. Рекомендована сорбция золота на низкоосновный анионит или активированный уголь. Высота кучи – 6 м, плотность орошения пород и неокомкованных руд 100-120 л/(м²·сут), метод орошения – капельный с использованием систем из напорных эмиттеров. Продолжительность полного цикла выщелачивания породы и руды – 61 сут, продолжительность сезона эксплуатации промышленной установки – 200 сут. Проектное извлечение золота из сырьевых источников Суздальской установки кучного выщелачивания: из вскрышных пород – 60%, из забалансовых руд – 80-85 %. Обезвреживание цианидов и тиоцианатов, оставшихся во влаге выщелоченной и отмытой кучи, в соответствии с регламентом предусматривается осуществлять раствором гипохлорита кальция.

На Марджанбулакском золотодобывающем руднике (Узбекистан) в 1980-1990-е гг. ежегодно в отвалы вывозилось более 1 млн.т забалансовых руд, вскрышных и вмещающих пород с участков «Танги», «Восточный» и «Западный» месторождения «Марджанбулак» [34]. Из перечисленного сырья по технологии кучного выщелачивания вначале исследованы и испытаны вскрышные породы с отвала участка «Западный».

На основании изучения представительной для участка «Западный» технологической пробы, отобранной в 1988 году со вскрышного отвала (проба № 3), установлено, что породы относятся к типу окисленных и состоят из обломков глинистых сланцев, кварца, песчаника, кремнистых сланцев из зоны окисления. Содержание благородных металлов в пробе, г/т: 0,4-0,9 Au, 3-6 Ag; максимальный размер кусков -100 мм.

В колоннах вместимостью по 35 кг пород на вышеуказанной технологической пробе с месторождения «Марджанбулак» проведены укрупненные испытания фильтрационного выщелачивания золота и (попутно) серебра. Благородные металлы из продуктивных растворов извлекали методом сорбции анионообменной смолой АМ-2Б, обезметалленные растворы после коррек-

ровки по реагентам возвращали в голову процесса – на выщелачивание.

Из породы исходной крупности (-100 мм) извлечено на сорбент 50,9 % Au и около 7 % Ag при продолжительности выщелачивания и водной отмывки 22 сут. Дробление пород до крупности -10+0 мм позволяет повысить извлечение металлов: Au – до 70 и Ag – до 25 %. При этом содержание благородных металлов в смоле головной колонны составило, г/кг: 0,7 Au и 1,6 Ag.

Полупромышленные испытания, проведенные непосредственно на месторождении в 1991 г., показали, что из забалансовых руд и вскрышных пород, подаваемых в кучу без предварительной обработки, извлекается 54 % Au при продолжительности выщелачивания 16 суток. Производство кучного выщелачивания целесообразно разместить в районе хвостохранилища Марджанбулакской ЗИФ, используя в качестве технологических растворов осветленные сливы хвостохранилища [34].

В 1991 г. Ирриредметом разработан технологический регламент на проектирование промышленной установки с годовой производительностью 1,2 млн.т пород исходной крупности (-300 мм) с содержанием золота 0,6 г/т. Уровень извлечения золота согласно регламенту – 50 %. Десорбцию и электролиз благородных металлов рекомендовано осуществлять в отделении регенерации Марджанбулакской ЗИФ [3].

2.3. Условия и показатели выщелачивания золота, серебра из хвостов обогащения различного состава

В процессе промышленной переработки золотосодержащего минерального сырья практически вся обрабатываемая горная масса сосредоточивается в хвостохранилищах и за годы деятельности золотодобывающих предприятий накапливаются многомиллионные хвостовые отвалы. Такие отвалы прошлых лет золотодобычи могут быть представлены мелкими материалами: хвостами гравитации, амальгамации, флотации, кеками цианирования, огарками и др., крупнокусковыми – гале-эфельными хвостами, хвостами магнитной сепарации и т.д. Содержание золота в хвостовых отва-

лах прошлых лет может превышать содержание в рудах текущей добычи.

Исследовательские, проектные и внедренческие работы по кучному выщелачиванию благородных металлов из разнообразных хвостов обогащения выполнены в ряде российских НИИ, ВУЗов, на золотодобывающих предприятиях.

2.3.1. Выщелачивание благородных металлов из хвостов переработки кварцевых и других типов руд, песков

Исследована эффективность кучного цианистого выщелачивания золота и попутно серебра (при его наличии в золотосодержащих отходах горно-обогательного производства) из лежащих хвостов цианирования ранее функционировавшей золотоизвлекательной фабрики (ЗИФ) № 1 им.Орджоникидзе Балейского ГОКа, хвостов гравитации Ирокиндинской обогащательной фабрики (ОФ), хвостов промывки песков Белогорской гидравлики из гале-эфельного отвала, хвостов магнитной сепарации железных руд месторождения «Маргоз», лежащих хвостов гравитационно-флотационного обогащения, законсервированных в хвостохранилищах Саралинской ЗИФ, ЗИФ рудника «Веселый». Работы выполнены в 1980-1990-е гг. в институте «Ирриредмет».

Лежалые хвосты цианирования ЗИФ № 1 представлены кварц-полевошпатово-глинистым материалом крупностью -0,3 мм. Золото в них тонковкрапленное, преимущественно (на 90 %) находится в тесной ассоциации с присутствующими минералами. Содержание водорастворимого золота в исходных хвостах незначительно – менее 0,02 г/т [62].

Хвосты гравитации Ирокиндинской ОФ – это кварцевое с небольшой примесью рудных минералов золотосодержащее сырье крупностью -0,5 мм. Золото мелкое и тонкое, присутствует в самородном виде в кварце и сульфидах.

Хвосты промывки песков Белогорской землесосной гидравлики состоят из кварц-серицитовых пород, затронутых процессами окисления. Представлены щебнем различного (не более 150 мм) размера, песком и глиной. Содержание глины – 50 %, песка с

мелким щебнем – 35 %, среднего и крупного щебня – 15 % (табл.2.10). Золото мелкое, слабо ассоциировано с породами, что облегчает его выщелачивание даже из крупнокускового материала.

Таблица 2.10

Гранулометрический состав технологических проб хвостов обогащения, %

Исходный материал	Классы крупности, мм				
	-80+10	-10+0,07	-0,07	-5+2	-2+1
Хвосты цианирования ЗИФ № 1	-	-	-	0,05	0,40
Хвосты гравитации Ирокиндинской ОФ	-	-	-	0,8	1,9
Хвосты промывки песков Белогорской гидравлики	15,0	35,0	50,0	-	-

Продолжение табл.2.10

Исходный материал	Классы крупности, мм				
	-1+0,5	-0,5+0,25	-0,25+0,1	-0,1+0,05	-0,05
Хвосты цианирования ЗИФ № 1	0,45	7,1	27,2	50,4	14,4
Хвосты гравитации Ирокиндинской ОФ	2,5	17,6	30,3	17,1	29,8
Хвосты промывки песков Белогорской гидравлики	-	-	-	-	-

Хвосты магнитной сепарации железной руды месторождения «Маргоз», осуществляемой на дробильно-промывочной фабрике Краснокаменского рудника (Красноярский край), сложены обломками пород различного состава: известняками, роговиками, диоритами, скарнами и сульфидизированными кварцевыми штуфами. Размер обломков от 5,0 до 35-40 мм. Породы обладают мелко- и среднезернистым строением, мало разрушены и изменены. Крупные обломки характеризуются высокой крепостью (скарны, роговики, диориты), в мелких и тонких классах присутствует глинисто-известковистая фракция. Минеральный состав хвостов магнитной сепарации, %: кварц и халцедон – 27, магнетит (гематит) – 28, карбонаты – 20, гранаты – 12, пироксены, амфиболы – 7, полевые шпаты, слюды, глинистые минералы – 3, пирит и марказит – 1, халькопирит, борнит – 0,6, сфалерит, галенит и др. сульфиды – редкие зерна. Золото находится в самородном состоянии в виде

зерен размером менее 0,2 мм, преимущественно в сростках с другими минералами.

Лежалые хвосты обогащения на фабрике рудника «Веселый» представляют собой обезвоженные илы. Это – хвосты переработки по гравитационно-амальгамационно-флотационной схеме руд золото-скарнового месторождения «Синюхинское». И руда, и хвосты малосульфидные. Золото в них распределено неравномерно [63-65].

Содержание благородных металлов в исследованных пробах хвостов обогащения, г/т:

	Au	Ag
Хвосты цианирования ЗИФ № 1	1,0-1,3	1,7-2,3
Хвосты гравитации Ирокиндинской ОФ	2,1-2,9	9,4-12,6
Хвосты промывки песков Белогорской гидравлики	0,7-1,0	-
Хвосты магнитной сепарации железной руды (Маргоз)	0,4-1,2	1,2-3,5
Хвосты флотации ЗИФ рудника «Веселый»	0,7-1,5	-

На всех перечисленных выше материалах проведены лабораторные эксперименты по кучному цианистому выщелачиванию. Для опытов использовались перколяционные колонны вместимостью 10-20 кг твердого. Концентрация NaCN в выщелачивающих растворах составляла 1,0 и 0,5 г/л. Цианированию подвергались как исходные хвосты обогащения, так и хвосты, прошедшие стадию предварительного окомкования (ЗИФ № 1 Балейского ГОКа, ОФ «Ирокинда», ЗИФ рудника «Веселый») или дробления (хвосты Белогорской гидравлики и магнитной сепарации железной руды).

Извлечение золота из исходных хвостов цианирования ЗИФ № 1 за 20 суток КВ (включая водную промывку хвостов) составило 53,9 %; извлечение серебра – 42,4 %. Из хвостов гравитации Ирокиндинской ОФ за 30 сут выщелачивания извлечено 91,1 % Au и 80,6 % Ag. Расход реагентов на 1 т исходного сырья в 1-м случае составил: NaCN – 0,45 и CaO – 1,6 кг; во 2-м случае – 0,35 и 1,5 кг соответственно. Концентрации золота, се-

ребра и примесных элементов в продуктивных растворах находились в пределах нормы для извлечения благородных металлов методами угольной сорбции либо цементации на цинк (табл.2.11) [62, 66].

Таблица 2.11

Состав растворов кучного выщелачивания хвостов обогащения [62]

Исходный материал	Продолжительность выщелачивания, сут	Концентрация, мг/л						
		Au	Ag	Cu	Zn	Fe	Ni	Co
Хвосты цианирования ЗИФ № 1	Первые	2,00	3,5	-	-	-	-	-
	Вторые	1,02	2,0	9,7	21,0	0,98	2,9	0,28
	Седьмые	0,84	1,6	6,7	14,0	10,10	1,7	0,26
Хвосты гравитации Ирокиндинской ОФ	Первые	10,40	37,0	-	-	-	-	-
	Вторые	6,42	18,6	70,0	12,0	0,76	0,60	0,17
	Седьмые	5,46	19,7	60,0	15,0	2,07	0,61	0,16

В процессе проведения экспериментов отмечено, что хвосты гравитации Ирокиндинской фабрики фильтруют растворы медленно ($K_f=0,1$ м/сут). Хвосты цианирования ЗИФ № 1 в этом отношении являются более благоприятными для кучного выщелачивания: экспериментально установленное значение K_f превысило 1 м/сут. Однако, учитывая высокое содержание в исходных хвостах цианирования шламообразующих минералов: каолинита и др. (см. табл.2.10), можно предположить, что при переходе от лабораторных масштабов испытаний к промышленным и на данном материале могут возникнуть осложнения с фильтрацией растворов.

В связи с этим были поставлены опыты кучного выщелачивания хвостов Бaleyской ЗИФ и Ирокиндинской ОФ с предварительным их окомкованием.

В качестве связующего использовали композицию на основе портландцемента и извести. Окомкование проводили в чаше-вом грануляторе с диаметром чаши 0,7 м. Шихту увлажняли цианистым раствором. Оптимальные параметры окомкования: загрузки извести – 1 кг/т, цемента – 15 кг/т; влажность сырых оком-

кованных хвостов цианирования – 19,5 %, хвостов гравитации – 15,3 %, продолжительность затвердения и упрочнения – 2 сут.

Скорость фильтрации растворов через слой (1 м) окомкованных хвостов гравитации резко возросла – до 62,7 см/ч ($K_f=15$ м/сут), для окомкованных хвостов цианирования она составила свыше 30 см/ч ($K_f>7$ м/сут).

За 10 сут выщелачивания (включая водную промывку) из окомкованных хвостов цианирования ЗИФ № 1 в цианистые растворы извлечено 62,0 % Au и 37,5 % Ag, из окомкованных хвостов гравитации Ирокиндинской ОФ – 94,9 % Au и 87,7 % Ag. Суммарный расход реагентов в операциях окомкования и выщелачивания составил, кг/т: 0,59 и 0,33 NaCN, 1,5 и 1,4 CaO для хвостов цианирования и гравитации соответственно. Таким образом, включение окомкования в технологическую схему позволяет повысить извлечение золота из хвостов цианирования на 8,1 % при снижении извлечения серебра на 4,9 %, из хвостов гравитации извлечение возрастает на 3,8 % Au и 7,0 % Ag, при этом общая продолжительность обработки окомкованных хвостов сократилась в 2 и 3 раза соответственно (см. рис.2.7).

Ситовой анализ выщелоченных окомкованных хвостов гравитации Ирокиндинской ОФ с фиксацией металлов по классам крупности позволил выявить неравномерность распределения в них остаточных количеств золота и серебра (табл.2.12). Более низкое содержание металлов, в особенности золота, отмечено в окатышах крупностью около 15 мм. Данная закономерность подтверждена двумя методами анализа золота – пробирным и химическим. Следовательно, с целью снижения потерь благородных металлов с отвальными хвостами окомкование предпочтительно производить до крупности 15 мм с возвратом мелких классов на доокомкование. Согласно литературным данным, окатыши крупностью 15-18 мм являются наиболее прочными.

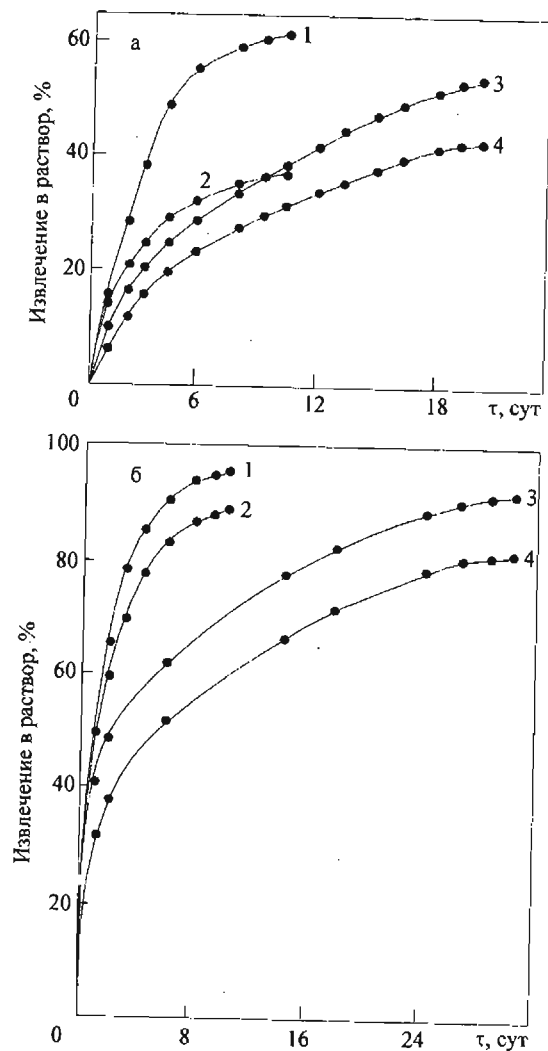


Рис.2.7. Динамика кучного выщелачивания золота и серебра из хвостов цианирования ЗИФ № 1 (а) и хвостов гравитации Ирокиндинской ОФ (б) с предварительным окомкованием (1, 2) и без окомкования (3, 4): 1, 3 – золото; 2, 4 – серебро

Таблица 2.12

Ситовая характеристика выщелоченных окомкованных хвостов гравитации Ирокиндинской ОФ с распределением золота и серебра по классам крупности

Класс крупности, мм	Выход, %	Содержание, г/т		Распределение, %	
		Au	Ag	Au	Ag
+20	2,7	0,14	1,9	2,6	3,4
-20+10	43,1	0,09	1,4	26,9	40,5
-10+5	13,1	0,15	1,6	13,6	13,5
-5+0	41,1	0,20	1,6	56,9	42,6
Итого	100,0	0,14	1,6	100,0	100,0

Добавки пероксида бария в окомковываемую шихту хвостов цианирования и хвостов гравитации в количестве 1 кг/т на показатели КВ золота и серебра положительного влияния не оказали, что свидетельствует о поступлении с выщелачивающим раствором достаточных количеств естественного окислителя – растворенного кислорода воздуха.

При кучном выщелачивании золота из недробленых хвостов промывки песков Белогорской гидравлики (табл.2.13) естественной крупности при небольшой продолжительности выщелачивания (12 сут) и невысоком расходе реагентов в растворы извлекается более 55 % Au. Дробление до крупности в интервале от -10 мм до -2 мм обеспечивает повышение извлечения золота на 4-22 %. Остаточное содержание металла в выщелоченных хвостах крупностью -2 мм в 2 раза ниже по сравнению с хвостами исходной крупности (0,2 и 0,4 г/т соответственно).

Увеличение продолжительности КВ с 6 до 12 сут дает прирост извлечения золота на 14 % (абс.), позволяет дополнительно извлечь 0,23 г/т металла из хвостов исходной крупности и 0,36 г/т – при крупности -2+0 мм. Динамика выщелачивания свидетельствует о возможности дальнейшего повышения технологических показателей с увеличением продолжительности процесса свыше 12 сут.

Таблица 2.13
Показатели кучного выщелачивания золота из хвостов промывки
песков Белогорской гидравлики

Крупность материала, мм	Содержание Au в исходной пробе по балансу, г/т, при $\tau_{\text{выщ}}$		Извлечение Au в раствор, %, при $\tau_{\text{выщ}}$		Расход реагентов, кг/т, при $\tau_{\text{выщ}}$ 12 сут	
	6 сут	12 сут	6 сут	12 сут	NaCN	CaO
Исходная (-80)	0,70	0,93	42,9	57,0	0,30	1,1
-40	0,82	1,02	39,0	54,0	0,41	1,2
-25	0,75	0,80	46,7	56,0	0,39	1,1
-10	0,77	0,90	48,1	61,1	0,44	1,2
-5	0,93	1,00	57,0	70,0	0,60	1,1
-2	0,83	0,99	51,8	79,8	0,51	1,2

Концентрация золота в продуктивных растворах, даже в случае выщелачивания материала исходной крупности, находится на уровне 1,1-1,3 мг/л.

По результатам укрупненных испытаний в замкнутом цикле с сорбцией и оборотом обезметалленных растворов извлечение золота из дробленых до -10 мм хвостов промывки песков Белогорской гидравлики за 15 сут кучного выщелачивания составило 65 %. Остаточное содержание Au в выщелоченных хвостах 0,35 г/т, расход реагентов (кг на 1 т исходного сырья): 0,39 NaCN, 1,0 CaO. Максимальная концентрация золота в продуктивных растворах, равная 2,9 мг/л, достигнута на 10-е сутки выщелачивания при небольшой примесной нагрузке, мг/л: 4,1 Cu; 4,7 Zn; 1,5 Fe. Концентрация металлов в насыщенных сорбентах, мг/г:

	Au	Ag	Cu	Zn	Fe
Анионит AM-2Б	8,7	2,1	8,6	2,2	9,0
Активированный уголь ИГИ-С	2,6	0,8	-	-	-
Активированный уголь БАУ	2,3	0,7	-	-	-

В активированных углях содержание примесных элементов ниже, чем в смоле, так как по отношению к благородным металлам они обладают большей селективностью¹³. Качество насыщенных сорбентов соответствует таковому при переработке руд с промышленным содержанием золота по фабричным технологиям.

Из хвостов магнитной сепарации железной руды месторождения «Маргоз», дробленных до крупности -5+0 мм и содержащих 0,5 г/т Au, по данным тестовых исследований КВ, в растворы извлекается 66 % металла. Попутно в растворы извлекается более 20 % Ag от исходного содержания 3,5 г/т. Расход реагентов при этом составляет в кг на 1 т исходного: 0,6 NaCN, 0,2 CaO, 0,05 NaOH.

Опыт мировой практики кучного выщелачивания золоторудного сырья свидетельствует о том, что при таком низком исходном содержании золота как 0,3-0,7 г/т процесс КВ представляется экономически целесообразным при соблюдении двух основных условий:

1. Масштаб производства – не менее 1 млн. тонн в год.
2. Гидрометаллургической переработке подвергается материал исходной крупности, без предварительного дробления и окомкования.

Применительно к хвостам магнитной сепарации Краснокаменского рудника первое условие является вполне допустимым. На предприятии имеются в наличии многомиллионные запасы продукта, подходящего для кучного выщелачивания золота, расположенные рядом с действующей дробильно-промывочной фабрикой. Кроме того, рудник располагает определенными трудовыми и энергетическими ресурсами для организации промышленного производства золота.

Что касается 2-го условия – возможности КВ материала исходной крупности (минус 40 мм), то результаты проведенных экспериментов пока не дают однозначного ответа на этот вопрос. С одной стороны, по результатам рационального анализа на золото материал данной крупности содержит значительное количество

¹³ Экспериментальное подтверждение см. в [29] и других работах.

металла в цианисторастворимой форме. С другой стороны, переход золота в растворы в условиях кучного выщелачивания материала исходной крупности протекает с очень низкой скоростью (13,5 % извлекаемого золота за 18 сут), хотя и характеризуется четко выраженной положительной динамикой.

Для окончательного решения вопроса о целесообразности внедрения технологии КВ на данном рудном объекте рекомендуется провести длительные (до 3 месяцев и более) укрупненные испытания на представительном по составу материале и по результатам этих испытаний провести соответствующие технико-экономические расчеты.

2.3.2. Состояние работ на наиболее исследованных объектах.

Опыт извлечения золота из эфельных отвалов

Кочкарского рудника

Лежалые хвосты обогащения (илы хвостохранилища) государственного золотодобывающего предприятия Республики Горный Алтай рудника «Веселый» характеризуются низкой влагопроницаемостью, поэтому процесс выщелачивания золота осуществляли с предварительным окомкованием сырья. Как показали эксперименты, окомкование с добавкой цемента 4-6 кг на 1 т хвостов позволяет поддерживать плотность орошения на уровне 100-150 л/(м²·сут). Извлечение золота из окомкованного материала в растворы при продолжительности выщелачивания 10 сут составляет 60 %. Из растворов золото эффективно осаждается угольной сорбцией или цементацией на цинк [63]. По результатам исследований и испытаний забалансовых руд Синохинского месторождения и хвостов обогащения выпущены отчет о НИР и технологический регламент на проектирование промышленного комплекса кучного выщелачивания. Выполнены (в ценах декабря 1998 г.) технико-экономические расчеты (ТЭР) эффективности вовлечения в переработку указанного сырья, разработан рабочий проект комплекса. Работы выполнены специалистами ОАО «Иргиредмет».

Комплекс кучного выщелачивания на руднике «Веселый» (проект) включает две площадки КВ: площадку выщелачивания

руды и площадку выщелачивания хвостов обогащения. Предусмотрены: в первый год эксплуатации пуск рудной площадки, во второй – площадки выщелачивания хвостов; переработка насыщенного угля с каждой из площадок – централизованная (в цехе, расположенном на территории Веселовской ЗИФ). Проектная производительность установки кучного выщелачивания – 300 тыс.т сырья в год блок-секциями по 100 тыс.т. Себестоимость получения 1 г золота – 130 рублей при расчетной цене за золото 190 рублей за грамм.

В 1999 г. были начаты проектно-изыскательские работы, комплектация оборудования и подготовительные работы на площадке строительства. Пущенная в 2001 г. установка КВ масштабом 60 тыс.т забалансовой руды законсервирована в связи с низким качеством сырья.

В Читинском политехническом институте выполнена оценка возможности и целесообразности переработки природного и техногенного сырья Балеysкого ГОКа методом кучного цианистого выщелачивания [67]. В число потенциальных сырьевых источников золота включены упорные силикатные и сульфидные руды, золотоносные пески, хвосты обогащения руд золотоизвлекательных фабрик. В качестве защелачивающего агента в процессе цианирования применяли соду Na₂CO₃, расход которой составлял 10 кг на 1 т перерабатываемой массы.

Экспериментально установлено: извлечение золота находится в зависимости от продолжительности выщелачивания, концентрации растворителя, степени насыщения растворов кислородом воздуха, крупности материала; продолжительность выщелачивания в зависимости от упорности сырья может изменяться от 0,5 до 15 месяцев при размере кусков 50-70 мм и размере зерен золота не более 0,25 мм; извлечение золота из упорных силикатных и сульфидных руд составляет 50 % при выщелачивании класса -7 мм.

В рассматриваемой работе отмечается, что на Балеysком ГОКе в переработку методом кучного выщелачивания предпочтительно вовлекать силикатные руды и пески после переработки их на гравитационных установках, извлекающих крупное (более 0,25 мм)

золото. Хвосты обогащения золотоизвлекательных фабрик экономически выгодно подвергать выщелачиванию при содержании золота не менее 0,5-0,6 г/т (по данным расчетов, выполненных в период до 1993 г.). Все расходы на реагенты: цианид, щелочь, реагенты на обезвреживание и нейтрализацию отходов кучного выщелачивания не превышают 12-15 % от стоимости реализуемого золота.

По результатам исследования разработаны принципиальная технологическая схема переработки золотосодержащих продуктов Байлейского ГОКа и технологический регламент, составлен проект установки кучного выщелачивания.

В ЗАО ГЕОТЭП ВНИИХТ проведены укрупненные опытные работы на хвостах обогатительной фабрики, перерабатывающей золотосодержащую кварцевую руду месторождения «Ирокинда». В результате укрупненных заводских испытаний процесса КВ (на пробе массой 420 кг) получены данные для технико-экономических расчетов. Растворами цианидов NaCN и KCN извлекается от 70 до 90 % золота. Показана возможность переработки золотосодержащих растворов выщелачивания методом сорбции анионитом АМ-2Б. Составлено «Экологическое обоснование опытных работ на месторождении Ирокинда». В 1992 г. выполнен комплекс опытных работ на штабеле массой 1000 т. Извлечение золота из хвостов гравитации Ирокиндинской фабрики, уложенных в штабель, составило 85 %. Данный сырьевой источник золота рекомендован к переработке кучным выщелачиванием¹⁴.

Институтом ВНИИХТ совместно с ЗАО «Инвестиционная фирма «Чукотка» разработан и опробован в производственных условиях на месторождении «Сопка Рудная» комбинированный метод добычи золота из руд, включающий гравитационное обогащение и кучное выщелачивание хвостов обогащения. Сквозное извлечение золота составляет 85 %. Метод рекомендуется для ос-

¹⁴ Разработка типовых технологических схем и комплексов оборудования установок кучного выщелачивания для основных типов золотосодержащего сырья на базовые производительности 150 и 500 тыс.т руды в год: Отчет о НИР / ВНИИХТ; ЗАО ГЕОТЭП ВНИИХТ; Рук. М.М.Фазлуллин.- М., 1995.- 118 с.

воения небольших месторождений с минимальными капитальными вложениями [68].

По технологии и проекту, разработанным в ЦНИГРИ, в середине 1990-х годов работала установка кучного выщелачивания золота из техногенного сырья – лежалых эфельных хвостов из старых отвалов золотоизвлекательных фабрик Кочкарского рудника (впоследствии – производственное объединение и затем АО «Южуралзолото»). Эксплуатацию установки осуществляло ТОО «Колорадо» - совместное предприятие Зеленогорской геологоразведочной экспедиции, ОАО «Южуралзолото», ЦНИГРИ и концерна «Геологоразведка» (г.Пласт Челябинской области) [44, 69].

Установка производительностью 50 тыс.т в год была сооружена на территории старого хвостохранилища ОАО «Южуралзолото». Эфельные хвосты с содержанием золота 0,8-3,0 г/т доставляли с отвалов самосвалами на расстояние 1-5 км. Эфеля, содержащие более 50 % материала крупностью -50 мкм, окомковывали в барабанном окомкователе. Прочные, хорошо проницаемые окатыши получали при использовании в качестве связующего смеси портландцемента с известью [70]. Расход цемента 3-4 кг на 1 т эфелей. Рудный штабель формировали с помощью конвейеров или автопогрузчиков на площадке, имеющей гидроизоляционное основание, выполненное из глины и полиэтиленовой пленки. Фильтрационный слой в основании кучи создавали путем отсыпки на полиэтиленовую пленку песка и щебня. Высота рудного штабеля составляла 3 м.

Выщелачивание золота осуществляли щелочным цианистым раствором с концентрацией, г/л: 1,0 NaCN и 0,3-0,5 NaOH . Орошение кучи осуществляли из полиэтиленовых шлангов, равномерно размещенных по ее поверхности. Продуктивные золотосодержащие растворы, собираемые в коллекторные трубы в основании штабеля, с концентрацией Au 1,3-1,5 г/м³ самотеком поступали в чан-сборник, оттуда насосом их подавали на осаждение золота. Металл выделяли сорбцией на анионообменную смолу АМ-2Б или активированный уголь. Десорбцию золота с насыщенной смолы, емкость которой по золоту составляла от 2 до 5 кг/т, получение катодного золота и регенерацию смолы осуществляли

(по договоренности) на близлежащей золотоизвлекательной фабрике, расположенной в 2 км от предприятия «Колорадо».

Десорбцию и регенерацию угля проводили на месте, на установке модульного типа собственного изготовления. Золото с угля десорбировали раствором цианида натрия и гидроксида натрия при температуре 90-95 °С.

Смола и уголь являлись оборотными продуктами и многократно использовались в цикле сорбция-десорбция. Выщелачиванием из окомкованных лежалых хвостов извлекали 52-60 % Au за 42 сут, из неокомкованных – 31 % за 60 суток. Потери золота с хвостами выщелачивания обусловлены тонкой вкрапленностью золота в порообразующие минералы.

Доизмельчение эфелей до 85-90 % класса -0,074 мм и переработка их сорбционным цианированием на золотоизвлекательной фабрике ОАО «Южуралзолото» позволяли достичь извлечения металла до 80-85 %. Однако стоимость дополнительно извлекаемого золота не покрывала затрат на переработку бедных эфелей, и фабричный вариант оказался убыточным по сравнению с технологией кучного выщелачивания. Себестоимость золота по методу КВ оказалась в два раза ниже, чем при переработке бедных руд на фабрике.

Предприятие «Колорадо» работало круглогодично, частично вахтовым методом. Выщелачивание проводили сезонно в течение 6 месяцев со второй половины апреля до конца октября. При небольших отрицательных температурах процесс выщелачивания не останавливали. В зимний период сырье из отвалов доставляли на подготовленную летом площадку для выщелачивания.

2.4. «Пассивное выщелачивание» в условиях Крайнего Севера и вечной мерзлоты [71]

Специалистами институтов ВНИИ-1, МГРИ и комбината «Алданзолото» разработан метод выщелачивания благородных металлов из минерального сырья при низких температурах (до минус 40 °С), не требующий движения растворителя относительно

кусков руды [72]. Метод был назван «пассивным выщелачиванием» (пассивным цианированием).

Сущность метода заключается в следующем. Руду подвергают крупному дроблению, смешивают со щелочным цианистым раствором до полной пропитки рудной массы и выдерживают в течение определенного времени, пока все свободное золото не перейдет в водорастворимое состояние. Количество раствора, необходимое для пропитки руды, должно быть меньше влагоудерживающей способности рудной массы на 1-2 % (во избежание его возможных утечек) и определяется за вычетом естественной влажности руды. Величину влагоудерживающей способности устанавливают экспериментально. Обычно она составляет 18-30 % от массы сухой руды в зависимости от пористости и гранулометрического состава.

Концентрация NaCN в выщелачивающем растворе варьирует в пределах 1,5-5,0 г/л и зависит от вещественного состава, исходной влажности руды; концентрация CaO – 1,0 г/л. Продолжительность выдерживания пропитанной цианистым раствором рудной массы может составлять от 2 ч до 30 сут. Она определяется гранулометрией исходной руды и минералогической характеристикой содержащегося в ней золота. Процесс растворения осуществляется в условиях, когда раствор не перемещается относительно растворяемого металла и не подвергается специальной аэрации, то есть протекает пассивно.

По окончании процесса пассивного цианирования рудную массу подвергают обработке чистой водой по одному из двух вариантов:

- непосредственно в кучах, отвалах, на месте залегания;
- по противоточной схеме в любых промысловых аппаратах типа скрубберов, барабанных грохотов, корытных моек, вибромоек и других для отмывки растворенного золота от рудной массы. Выбор варианта определяется технико-экономическими расчетами.

По второму варианту жидкую металлосодержащую фазу вместе со шламами крупностью менее 0,16 мм подают в сорбционные аппараты с активированным углем или ионообменной смо-

лой или отправляют в схему противоточной декантации с извлечением металла из осветленных растворов. Концентрация свободного цианида в отмытой руде или пульпе после извлечения золота не превышает ПДК для ЗИФ. Это объясняется малым расходом цианида вследствие меньших (в 10-15 раз) объемов цианистых растворов по сравнению с объемами, необходимыми при просачивании и перемешивании. Расход цианида снижается в 3-5 раз, известны — в 30-36 раз.

Главная особенность пассивного выщелачивания — низкотемпературные условия отработки золото-серебряного сырья, что особенно важно для регионов, расположенных на Крайнем Севере и северо-востоке Российской Федерации.

Среди широкого круга специалистов укоренилось мнение, что в условиях отрицательных среднегодовых температур, на вечной мерзлоте, с чрезвычайно коротким теплым периодом (2,5-3 месяца в году) применение геотехнологии — выщелачивания в кучах, отвалах, шламохранилищах — нецелесообразно, даже нерационально. Неоднократно высказывалось суждение, что химическое растворение горных пород на Крайнем Севере чрезвычайно замедленно. Имеют место ссылки на слабую диссоциацию воды при низких температурах, утверждения, что особенно сильное, скачкообразное изменение скоростей реакции происходит при температуре около 0°C, соответствующей переходу воды из жидкого состояния в твердое, и что природные химические реакции при этом бесконечно замедляются, а зона вечной мерзлоты является зоной химического покоя.

Между тем накоплено достаточно данных, интерпретация которых требует коренного пересмотра традиционных представлений о взаимодействии растворов с твердой фазой горных пород при отрицательных температурах. Так, например, в работе Тютюнова И.А. установлено, что тонкие водные пленки на поверхности раздела фаз остаются незамерзшими в большом интервале отрицательных температур [73]. В тонкодисперсных породах промерзание обуславливает постепенную миграцию воды к фронту промерзания. Этот процесс сопровождается образованием прослоек или шпиров льда. Миграция воды к фронту промерзания про-

исходит, главным образом, под воздействием температурного градиента посредством пленочного механизма перемещения влаги, осуществляемого молекулярными (адсорбционными) силами.

В процессе промерзания уже при небольших значениях отрицательной температуры происходит кристаллизация свободной влаги. Вода, связанная с поверхностью частиц руды или ионами раствора, кристаллизуется при более низких температурах. При этом, чем больше влияние сил, удерживающих связанную воду, тем ниже температура ее кристаллизации. Вследствие этого крупнокусковой песчаный материал, содержащий в основном капиллярно-гравитационную влагу, промерзает при небольших значениях отрицательных температур (до -0,2 °C), в то время как тонкодисперсные глинистые породы промерзают при отрицательных температурах в несколько десятков градусов.

Исследованиями установлено, что по энергии окислительно-восстановительных процессов почва тундровой зоны сходна с почвой подзолистой зоны, и в зимний период эти процессы нередко протекают более энергично, чем в осенний. Установлено, что с понижением температуры промерзания образцов почвы от 0 до -50 °C энергия окислительно-восстановительных процессов возрастает, а с повышением температуры от 0 до +50 °C уменьшается. С понижением температуры процесс растворения продолжается и даже несколько интенсифицируется; при постепенном замораживании происходит миграция воды, в результате чего образуются ледяные линзы, в которых сконцентрированы соли; пленочная вода при замораживании разрушает горную породу; при замораживании и оттаивании уменьшается водоудерживающая способность породы.

Таким образом, разработка технологии пассивного цианирования и накопленные мерзлововедами страны практические данные позволяют с новых позиций оценить перспективы применения геотехнологических методов переработки минерального сырья в условиях Крайнего Севера.

В 1980-е годы ВНИИ-1, комбинатом «Алданзолото» и МГРИ изысканы возможности применения геотехнологических

методов извлечения благородных металлов из руд Якутии и северо-востока СССР.

Для выявления перспективных объектов, пригодных для переработки выщелачиванием в отвалах, кучах, непосредственно в шламохранилищах, были изучены фондовые материалы по 28 сырьевым источникам (10 месторождений Якутии и 18 месторождений Магаданской области). В качестве критерия отбора использованы следующие основные требования: 1) рудная порода должна быть пористой для проникновения выщелачивающего раствора в течение всего цикла выщелачивания; 2) размер частиц благородных металлов в руде должен быть не более 0,2 мм, а сами частицы должны быть доступны для воздействия цианистых растворов; 3) частицы благородных металлов в руде с малой пористостью могут освобождаться при дроблении; 4) руда не должна содержать природных сорбентов и «цианисидов».

На выбранных объектах предприятиями «Севвостгеология», «Северовостокзолото» и комбината «Алданзолото» отобраны технологические пробы для экспериментальных исследований.

Испытания пассивного и кучного (перколяционного) выщелачивания проведены на рудах 12 месторождений и на материале двух ЗИФ. Экспериментально выбраны, как перспективные, 9 месторождений благородных металлов: 7 рудных и 2 техногенных. Последние представлены продуктами шламохранилищ золотоизвлекательных фабрик.

Исследованы и определены технологические параметры и показатели перколяционного (кучного) и пассивного выщелачивания: максимальная влагоудерживающая способность золото-серебряного сырья, поглощение реагентов, оптимальная концентрация растворителя, влияние температуры, извлечение металлов.

Впервые экспериментально доказана возможность перевода в водорастворимую форму золота и серебряных минералов цианистыми солями в интервале температур от 0 до -40 °С. Количественно определены скорости растворения золота в «пассивных» условиях при температуре +18 и -5 °С, показано повышение скорости растворения золота при вымораживании раствора, а также при уменьшении крупности частиц рудного наполнителя. Моде-

лирование процесса пассивного цианирования на выбранных объектах в лабораторных условиях, а также на укрупненных пробах руд Куранахских месторождений массой до 28 т и крупностью до 200 мм подтвердило возможность эффективной переработки золото-серебряного сырья естественной крупности в широком диапазоне температур: от +10 до -40 °С.

Испытание процесса пассивного цианирования применительно к тонкозернистым серебросодержащим шламам хвостохранилища выявило ряд особенностей, обусловленных минеральным и гранулометрическим составом материала. Так, оптимальная концентрация цианида натрия составляет 5 г/л, что в 5 раз выше, чем для золотосодержащих руд. При снижении концентрации NaCN до 2 г/л продолжительность выщелачивания увеличивается в 3 раза. В условиях отрицательных температур растворение серебряных минералов зафиксировано вплоть до температур -40 °С, при этом разница в извлечении серебра в водорастворимую форму тем больше, чем больше контраст температур. Установлено, что из шламов хвостохранилища за 9 сут пассивного цианирования при плюсовой температуре можно извлекать в раствор до 84 % серебра.

В качестве наиболее благоприятного объекта для практической реализации геотехнологии в северных условиях определены серебросодержащие шламы хвостохранилища Омсукчанской ОФ.

Данный выбор обусловлен следующими факторами: сравнительно большими запасами извлекаемого выщелачиванием серебра;

исключением 1 секции хвостохранилища из технологического цикла;

наличием в ложе хвостохранилища двухслойного противоточного экрана из полиэтиленовой пленки, который доказал свою надежность в течение пятилетней эксплуатации;

возможностью целенаправленного использования низких температур для создания мерзлых завес в водонасыщенном материале хвостохранилища и предотвращения утечек токсичного растворителя.

Разработка рациональной схемы и аппаратного оформления технологии выщелачивания серебра из лежащих хвостов фабрики на месте залегания была начата в 1986 г. Опробованием со сплошным отбором керн на всю глубину залегания хвостов изучен участок месторождения площадью 10000 м².

Растепление блока требуемого объема предполагалось осуществлять методами гидроигловой оттайки, совмещенной с выщелачиванием серебра.

Несмотря на то, выполненные научные и технические разработки в области «пассивного» цианирования золота и серебра по различным причинам так и не были реализованы в промышленных масштабах, они, тем не менее, показали, что геотехнологические методы могут быть достаточно универсальными и применимыми как к крупнокусковым рудам, породам, так и к шламовому сырью хвостохранилищ обогатительных фабрик. При этом процесс выщелачивания можно осуществлять как в теплый период, так и зимой при температурах до -40 °С.

ГЛАВА 3

СЫРЬЕВАЯ БАЗА РОССИИ, ДРУГИХ СТРАН СНГ ДЛЯ ДОБЫЧИ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ КУЧНЫМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕМ

3.1. Критерии пригодности золоторудного сырья для переработки методом кучного выщелачивания

Минеральное сырье, содержащее золото и серебро, в ходе исследований, разработки и испытаний технологии кучного выщелачивания подвергается нескольким стадиям технологической оценки [74].

В начальной стадии осуществляется технико-экономическая оценка сырьевых ресурсов, когда на основании изучения геологической документации и конъюнктуры спроса на благородные металлы делается заключение о потенциальной пригодности сырья для переработки методом кучного выщелачивания.

К минеральному сырью, наиболее пригодному для переработки кучным выщелачиванием, относится сырье, обладающее достаточной пористостью и проницаемостью, обеспечивающих доступ цианистых растворов к поверхности минералов благородных металлов и диффузию растворенных цианистых комплексов металлов в продуктивный раствор, который в дальнейшем поступает на извлечение благородных металлов известными методами. К этой категории сырья в первую очередь относятся пористые окисленные руды (типа руд месторождений Куранахского рудного поля, «Олимпиада», «Светлинское», «Суздальское»); руды, основными породообразующими компонентами которых являются силикатные и карбонатные породы, содержащие золото, вскрываемое при дроблении (типа руд месторождений «Майское», «Дельмачик» и др.); малосульфидные и сульфидные руды, в которых благородные металлы не имеют тесной ассоциации с сульфидными минералами и также вскрываются при дроблении (типа руд Коммунарковского месторождения). Потенциальным сырьем, пригодным для переработки методом кучного выщелачивания,

являются пески россыпей с тонким и мелким золотом (типа песков погребенных Куранахской и Нагиминской россыпей, промытых песков Белогорского месторождения); промпродукты доводки концентратов обогащения песков россыпей на ШОУ и ШОФ; лежалые хвосты гравитационного, амальгамационного, флотационного обогащения, законсервированные в хвостохранилищах (типа хвостов Кочкарского рудника, рудника «Веселый» и Саралинской ЗИФ); лежалые хвосты цианирования, в которых благодаря длительному воздействию природных факторов произошло окисление золотосодержащих сульфидов и высвобождение золота (типа хвостов ЗИФ № 1 им.Орджоникидзе); рудные отвалы законсервированных рудников (типа отвалов Кировского рудника¹⁵); отходы ряда химических производств (таких, как огарки сернокислотного производства) [3, 4, 31, 47].

Содержание золота в минеральном сырье для кучного выщелачивания может варьировать от 1 г/т (забалансовые руды Куранахского рудного поля, лежалые хвосты обогащения и цианирования Саралинской фабрики и ЗИФ № 1 им.Орджоникидзе) до 40 г/т и серебра до 150 г/т (руды Улаханского рудного поля). Запасы горнорудной массы могут изменяться от десятков тысяч тонн до свыше 100 млн.т (забалансовые руды в отвалах и недрах Куранахского рудного поля [75]).

К сырью, практически непригодному для переработки кучным цианистым выщелачиванием, относятся сульфидные и мышьяковистые руды, благородные металлы в которых присутствуют в виде тонких включений в пирите и арсенопирите; руды, содержащие природные сорбенты, в частности, активный углерод, который вызывает сорбцию уже растворенного золота; сырьевые источники, содержащие ряд цветных металлов - цианисидов, особенно медь, как в самородном состоянии, так и в виде окисленных и сульфидных минералов.

Последующая стадия оценки потенциальных сырьевых объектов для кучного выщелачивания – это тестовые (предваритель-

ные) исследования, осуществляемые на малообъемных пробах. Тестовые исследования проводят, как правило, в агитационном режиме на пробе материала, дробленого до минимальной крупности, применяемой в промышленной практике КВ золота. Результаты тестовых исследований позволяют получить информацию об ориентировочном уровне и скорости извлечения благородных металлов в цианистые растворы, расходе реагентов, возможных вариантах рудоподготовки (в частности, о необходимости предварительного окомкования) и о предпочтительном методе извлечения благородных металлов из продуктивных растворов. На основании результатов экспериментов и в соответствии с масштабами предполагаемого производства делается предварительное заключение о целесообразности вовлечения данного сырья в переработку методом кучного выщелачивания [11, 74].

Следующая стадия технологической оценки представляет собой детальные исследования на материале различного качества и крупности с целью окончательного выбора варианта рудоподготовки (дробление, окомкование или их сочетание). Эксперименты обычно проводят на пробах руды массой от 10 до 45 кг в малых фильтрационных колоннах. Исследования могут проводиться как с извлечением благородных металлов из продуктивных растворов кучного выщелачивания и оборотом обезметалленных растворов, так и без этой операции. На основании результатов таких технологических исследований определяют параметры рудоподготовки, выщелачивания и последующих технологических операций.

Заключительной стадией технологической оценки являются комплексные полупромышленные испытания технологии кучного выщелачивания с отработкой оптимальных режимов и параметров по всем основным технологическим переделам, включая переработку продуктивных растворов с получением конечной товарной продукции (золото, серебро) и обезвреживание хвостов выщелачивания.

В мировой практике золотодобычи при проведении полупромышленных испытаний процесса КВ используют два метода. Первый предусматривает создание опытной кучи массой не менее 10 тыс.т. Меньший масштаб испытаний не позволяет воспроизве-

¹⁵ На прежде законсервированном Кировском руднике добыча золота в 1995 г. возобновлена [76].

сти гидродинамические режимы, достаточно полно моделирующие условия выщелачивания в производствах промышленного масштаба. Статус опытного производства не исключает разработку проекта и его согласование с контролирующими организациями. Этот метод связан со значительными финансовыми затратами, а на неэксплуатируемом месторождении приводит к еще более значительным затратам и техническим проблемам, в особенности на отдаленных сырьевых объектах.

Второй метод предусматривает проведение испытаний на полупромышленной установке, в состав которой входит фильтрационная колонна высотой 6 м и более и диаметром, не менее чем в 6-8 раз превышающим размер максимального куска в испытываемой пробе руды [34]. В таких фильтрационных колоннах достаточно полно моделируется гидродинамика процесса кучного выщелачивания производств промышленного масштаба. Полупромышленная установка комплектуется дробильным оборудованием и оборудованием для окомкования, системой переработки продуктивных растворов КВ (сорбционными колоннами или/и цементаторами), емкостями для сбора и корректировки состава технологических растворов, насосами с магистральными трубопроводами [74].

В фильтрационной колонне с использованием вспомогательного оборудования можно достаточно полно моделировать процесс укладки рудного штабеля различными способами и определять наиболее рациональные из них.

Испытания проводятся на представительной для данного сырьевого объекта технологической пробе массой до 5 тонн. Комплектация полупромышленной установки двумя и более фильтрационными колоннами позволяет одновременно проводить испытания на сырье различных категорий – от вскрышных пород, для которых дробление, как правило, экономически неоправданно, до кондиционной или богатой руды, для которой рудоподготовка в виде мелкого дробления, а в ряде случаев и окомкования, экономически приемлема.

Этот метод испытаний характеризуется существенно меньшим расходом материальных и финансовых ресурсов и может

быть реализован в более сжатые сроки, чем в варианте с использованием опытной кучи. По оценке зарубежных экспертов полупромышленные испытания в колонном варианте обходятся в 25-30 тыс.долл. США, в то время как в варианте с использованием опытной кучи общие затраты превышают 50 тыс.долл. и в отдельных случаях достигают более 250 тыс.долл. США даже при простой технологической схеме [11].

Полупромышленные испытания (оба метода) проводятся в замкнутом цикле с полным оборотом технологических растворов как на стадии выщелачивания, так и на стадии обезвреживания. В процессе обезвреживания в растворах контролируются концентрации лимитирующих примесей (цианиды, роданиды, цветные металлы, мышьяк и др.) и устанавливается их соответствие существующим в РФ нормам ПДК.

На основании результатов испытаний определяются показатели процесса, разрабатывается технологический регламент для проектирования промышленного производства золота методом кучного выщелачивания; одновременно разрабатывается и регламент экологического мониторинга в районе предполагаемого размещения технологических производств [74].

Заключительной стадией НИР и ПИР (проектно-изыскательские работы) является разработка проекта промышленной установки кучного выщелачивания благородных металлов. Вся проектная документация согласовывается с контролирующими организациями и региональным комитетом природных ресурсов. Одновременно с этим начинается экологический мониторинг района строительства. Далее осуществляется строительство объектов промышленной установки КВ и их ввод вначале в опытно-промышленную, а в дальнейшем – в постоянную эксплуатацию. На этапе опытно-промышленных испытаний в реальных условиях отрабатываются техника и технология формирования кучи с определением наиболее рационального варианта, с этой целью в проекте выделяется пусковой комплекс.

Важно отметить, что каждый сырьевой объект имеет свои особенности в технологии добычи и обогащения методом кучного выщелачивания и, как правило, не копирует полностью всю тех-

нологическую цепочку (от добычи до получения готовой продукции – золото-серебряного слитка) другого сырьевого объекта.

Вместе с тем, при создании нового производства КВ во всех случаях должен, во возможности в максимальной степени, учитываться и опыт действующих предприятий аналогичного профиля.

Изложенные методические подходы к исследованиям и комплексным испытаниям рекомендуется использовать для технологической оценки минерального сырья благородных металлов на пригодность для отработки методом КВ. Такая методика применяется в Ирриредмете с конца 1980-х годов. Полупромышленные испытания осуществляются, как правило, по второму методу – в фильтрационных колоннах высотой 6 м и диаметром не менее 0,6 м в комплекте с другим необходимым оборудованием [34].

Полнота и достоверность получаемых при этом результатов (используемых в качестве исходных данных для разработки технологических регламентов на проектирование промышленных и опытно-промышленных установок КВ) подтверждена многочисленными примерами из практики золотодобывающей промышленности России и стран СНГ.

3.2. Оценка сырьевой базы государств СНГ

Как уже отмечалось выше (разделы 1.1 и 1.4), кучное выщелачивание благородных металлов, получившее широкое распространение в мировой золотодобывающей промышленности как альтернатива традиционным фабричным методам извлечения, впервые применено в США в конце 1960-х годов. Горнорудным управлением США с 1967 г. проведена инженерная оценка более 1300 жильных и россыпных месторождений, в которых сосредоточены основные запасы золота, для определения их потенциала. Подсчитано, что эти месторождения содержат более 12400 т золота, из которых на 1967-1968 гг. при существующих ценах на золото (35 долларов за унцию) признано экономически выгодно обрабатывать лишь 2 %. Повышение цен на золото в течение 1-2 лет на 400 % обусловило необходимость переоценки запасов. В 1979-1980 гг. в эксплуатацию вовлечены руды с содержанием золота

0,9-1,0 г/т, с конца 1980-х годов уже отрабатываются бедные руды с содержанием 0,3-0,5 г/т [34].

Постоянная инженерно-экономическая оценка сырьевых ресурсов позволяет четко реагировать на конъюнктуру рынка, иметь резерв для золотодобычи и в зависимости от обстоятельств вводить в эксплуатацию новые месторождения или закрывать старые, извлечение золота из которых при существующих ценах является нерентабельным. В 1972 г. в США кучным выщелачиванием было добыто 6 % золота, в 1989 г. – уже более 30 %, а с середины 1990-х годов – не менее 50 % от общей золотодобычи.

В СССР впервые к систематической оценке сырьевых объектов для кучного выщелачивания благородных металлов по заданию Главалмаззолото приступил в 1979 г. институт «Ирриредмет». За два года институтом выполнены технологические испытания и исследования (в том числе минералогические) более 30 проб руд из недр и рудных отвалов 24 месторождений страны; проведен анализ сырьевой базы ряда действующих золотодобывающих предприятий и территориальных геологических управлений различных регионов [31, 49, 77].

Результаты этих работ показали, что метод кучного выщелачивания наиболее приемлем для переработки песчаных, песчано-глинистых и кварц-карбонатных руд, в которых золото приурочено к мелким фракциям руды. Даже по существующим в 1980 г. ценам на золото руды 15-ти месторождений были признаны пригодными для кучного выщелачивания. К ним отнесены руды месторождений Куранахского рудного поля в Якутии (Алданский район): Дорожное, Канавное, Порфиоровое, Центральное, Боковое и Северное; Белогорское – в Хабаровском крае, Юрьевское – в Охотском районе, Джилау и Апрелевское – в Таджикистане, Маднеульское – в Грузии, Маломырское и Токур – в Амурской области, Кулинское и Дыбыксинское – в Забайкалье (табл.3.1).

Таблица 3.1
Результаты технологической оценки золоторудного сырья,
пригодного к переработке кучным выщелачиванием

Месторождение	Крупность руды, мм	Содержание в руде, г/т		Продолжительность обработки, сут	Извлечение в раствор, %		Расход реагентов, кг/т	
		Au	Ag		Au	Ag	NaCN	CaO
Дорожное	-80	1,2	-	10	84,8	-	0,50	1,0
	-25			10	84,4	-	0,57	1,1
	-10			10	90,4	-	0,90	1,2
Канавное	-80	2,3	-	6	85,5	-	0,25	1,1
	-10			6	89,8	-	0,60	1,2
Порфиоровое	-80	2,0	-	12	94,0	-	0,32	1,1
	-25			12	95,3	-	0,40	1,2
	-10			6	90,3	-	0,57	1,1
Центральное	-80	3,0	-	6	89,0	-	0,26	1,0
	-25			6	84,3	-	0,27	1,2
Боковое	-80	2,4	-	10	78,9	-	0,46	1,1
	-25			10	80,4	-	0,33	1,1
Северное	-80	1,9	-	6	82,5	-	0,38	1,1
	-25			6	76,4	-	0,22	1,1
Джилау	-8	3,8	-	6	72,8	-	0,38	1,0
Апрелевское	-10	8,2	19,6	6	65,0	21,5	0,30	1,0
	-5			6	74,4	32,9	0,40	1,0
Юрьевское	-10	3,6	5,7	12	71,8	50,0	0,18	1,1
	-5			12	75,0	64,7	0,36	1,2
Белогорское	-10	1,8	10,7	12	74,0	46,0	0,28	1,3
	-5			12	75,6	57,9	0,34	1,2
Маломырское	-10	1,5-5,0	-	12	60,8	-	0,85	1,2
	-5			12	71,6	-	0,93	1,3
Токур	-10	1,7	-	12	62,2	-	0,37	1,0
	-5			12	70,0	-	0,40	1,1
Кулинское	-10	4,5	58,7	12	77,9	36,4	0,32	1,3
	-5			12	82,0	41,4	0,38	1,3
Дыбыксинское	-10	2,5	-	12	52,0	-	0,34	1,3
	-5			12	68,8	-	0,39	1,2
Маднеульское	-10	2,0	13,8	12	70,0	20,0	0,65	1,2

Как следует из представленных в табл.3.1 данных, при небольшой продолжительности выщелачивания (6-12 суток) получены приемлемые технологические показатели на куранахских рудах исходной крупности без дробления (-80 мм) и на других рудах, после их дробления до крупности минус 5 – минус 10 мм.

В качестве возможных сырьевых источников для КВ определены также руды месторождений «Сергеевское» (Приморский край), «Наталкинское» (Магаданская область), «Малоурюмское», отвалы рудника «Любовь», Карийского карьера и Амурской дайки в Читинской области, отвалы Кировского рудника и руды Албынской зоны в Амурской области, хвосты Белогорской гидравлики в Хабаровском крае.

Анализ результатов минералогических и технологических исследований и испытаний и литературных информационных материалов позволил выявить наиболее вероятные типы руд, пригодных для кучного выщелачивания [31, 47]:

1. Окисленные руды коры выветривания, «железных шляп», зон выщелачивания и окисления, в которых сульфидные минералы разрушены и замещены оксидами и гидроксидами железа;
2. Известковые алевриты, содержащие субмикроскопические частицы золота и малые количества сульфидов (пирит, галенит, киноварь, стибнит);
3. Окремненные алевриты, содержащие микронные частицы золота, часто связанные с остаточными оксидами железа;
4. Доломитовые руды, в которых частицы мелкого золота встречаются между зернами породы;
5. Жильные и кварцевые руды, в которых золото встречается в полостях и трещинах, богатых лимонитом;
6. Изверженные вмещающие горные породы, прорванные небольшими кварцевыми жилами, содержащие свободное золото;
7. Черные сланцы, содержащие свободное золото в расслоениях горных пород;
8. Лежалые хвосты гравитационного и гравитационно-флотационного обогащения как собственно золотых руд, так и золотосодержащих руд цветных металлов.

Для большинства руд рассмотренных типов выщелачивание осуществляется успешно лишь при наличии предварительного дробления. И только для руд первых трех типов условной типизации достаточно высокие показатели достигаются при выщелачивании руды забойной крупности (до 300 мм), однако продолжительность процесса при этом в 2-3 раза больше в сравнении с вариантом выщелачивания дробленной руды.

По выданным Иргиредметом исходным данным институтом «ВНИИГорцветмет» в 1980 г. составлено технико-экономическое обоснование кучного выщелачивания руд наиболее перспективных месторождений. Ожидаемая рентабельность по перспективным для кучного выщелачивания объектам составляет 20 % и более к производственным фондам [31, 47].

В 1987 г. Иргиредмет возобновил работы по оценке сырьевой базы для кучного выщелачивания золота. Объектом изучения явились руды Казахстана и Средней Азии [34].

Проведена оценка сырьевых ресурсов по Узбекистану, Киргизии, Таджикистану и Северному Казахстану, исследованы и испытаны руды Макмальского (Киргизия) и Васильковского (Казахстан) месторождений, по которым в 1988 г. составлены технологические регламенты¹⁶ на проектирование опытно-промышленных установок КВ.

Важным итогом этого цикла работ является выделение в качестве сырьевого объекта для кучного выщелачивания Мукурской рудной зоны в Казахстане, работы по которой были продолжены по хоздоговорам с Семипалатинской ГРЭ и с комбинатом «Алтай-золото» (1989-1991 гг.).

Полупромышленные испытания, проведенные на забалансовых окисленных рудах коры выветривания месторождения «Джерек» Мукурской зоны и соседнего с ними Суздальского месторождения (малосульфидные глинистые руды кор выветривания), дали хорошие результаты. Технологический регламент на

¹⁶ Технологический регламент для проектирования Васильковской установки КВ выполнен совместно Иргиредметом и Казахским филиалом института «ГИНалмаззолото».

проектирование опытно-промышленной установки для руд и пород Суздальского месторождения и месторождения «Джерек» выдан Иргиредметом в 1991 г. По разработанному австралийской компанией «Ликоподиум» рабочему проекту на месторождении «Суздальское» в 1990-х гг. создано производство КВ.

В 1990 г. для Центрально-Мукурского участка произведен подсчет запасов на основании условных кондиций, согласованных с ПГО «Востказгеология», которое предусматривало отработку участка кучным выщелачиванием. По проекту, разработанному институтом «КазГИНалмаззолото», установка КВ на месторождении «Центральный Мукур» запущена в 1995 г. Этим же институтом для артели старателей «Балхаш» производственного объединения «Каззолото» выполнены регламент и проект промышленной установки с рудным штабелем в 70 тыс. т окисленных руд еще по одному месторождению Мукурской зоны – Пустынному [20]. Установка запущена в 1994 г. Содержание золота в руде – 1,4 г/т. В число сырьевых источников Казахстана, перерабатываемых в 1998 г. кучным выщелачиванием, входят руды месторождений «Далабай», «Акбакай», хвосты обогащения Бестюбинской ОФ [78]. В 2001 г. в Казахстане действовало шесть объектов КВ на месторождениях: Васильковское, Суздальское, Пустынное, Центральный Мукур, Миялы, Жанан.

С пуском в 1991 г. на Васильковском ГОКе первой в СССР промышленной установки кучного выщелачивания процесс промышленного освоения прогрессивной технологии в отечественной золотодобыче резко интенсифицировался. Также интенсифицировались и работы, связанные с оценкой пригодности сырьевых ресурсов предполагаемых к отработке методом КВ объектов.

В России в 1990-е годы сырьевая база для кучного выщелачивания золота существенно расширилась в результате выполнения крупных научно-исследовательских работ по договорам с золотодобывающими предприятиями различных форм собственности; преимущественно – с артелями старателей.

В последнее десятилетие определены пригодными для переработки по технологии КВ сырьевые источники золота в регионах:

Республика Хакасия – руды месторождений «Майское»* [5, 6, 37], «Тибекское», «Чазы-Гол»* [6, 7, 39], «Юзик» [44], «Бабгора»*;

Челябинская область – хвосты обогащения старых фабрик Кочкарского рудника* [44], руды месторождений «Светлинское»*, «Березняки»*;

Свердловская область – руды Сафьяновского медно-цинкового [43] и Воронцовского* золоторудного [44] месторождений;

Республика Башкортостан – окисленные руды месторождений «Муртыкты»* [42, 79], «Западно-Озерное»*;

Республика Горный Алтай – лежалые хвосты обогащения ЗИФ рудника «Веселый», забалансовые руды месторождения «Синюхинское» [63];

Красноярский край – окисленные руды месторождений «Олимпиада» [34], «Самсоновское» [80], «Титимухта» и другие источники;

Иркутская область – слюдисто-кварцевые руды месторождений «Чертово корыто», «Мукадек» [80];

Забайкалье – руды месторождений «Дельмачик»* [3], «Любовь», «Амазаркан», лежалые хвосты цианирования ЗИФ № 1 им.Орджоникидзе Балейского ГОКа [62] (Читинская область), хвосты гравитации Ирокиндинской ОФ [62, 68] (Республика Бурятия);

Республика Саха (Якутия) – забалансовые руды месторождений «Якокутское» [50], «Лопуховское»* и «Таборное»* [80], «Надежда» и др., кондиционные руды месторождений «Самозовское»*, «Рябиновое», «Гарбузовское», залежи «Холодная» [80, 81];

Амурская область – руды золоторудных месторождений «Покровское»* [41, 82], «Бамское»* [83], полиметаллическая руда месторождения «Березитовое»;

Хабаровский край – руды месторождений «Комсомольская залежь»* [40, 80], «Скарновое», «Утес Колчеданный» [84], «Тас-Юрях» [80], «Дыльменское» [85], «Дурминское» [44];

а также некоторые другие источники в различных российских регионах.

Кроме того, по результатам технологической оценки выявлена перспективность ряда природных и техногенных источников золота к переработке кучным выщелачиванием, например, таких как золото-серебряно-полиметаллические руды месторождения «Весеннее» на Чукотке, пески погребенных россыпей: Куранахской на Алдане [4] и Нагиминской в Амурской области [86, 87], хвосты магнитной сепарации железных руд месторождения «Маргоз» в Красноярском крае и т.д.

Работы по выявлению и оценке сырьевой базы для добычи золота кучным цианистым выщелачиванием в период промышленного освоения этого процесса в СССР, Российской Федерации и странах СНГ проводили многие НИИ (Иргиредмет, КазГИНалмаззолото, ЦНИГРИ, ВНИИХТ, Сибгипрозолото и др.), МНПО «Полиметалл», предприятия, ВУЗы.

Как показано в предыдущих главах монографии, главным фактором, определяющим пригодность руды для кучного выщелачивания, является ее минеральный состав. Окисленные пористые руды, в которых обеспечивается хороший доступ растворителя к частицам ценного компонента, могут направляться на выщелачивание без предварительного дробления, непосредственно забойной крупности. Руды, основными порообразующими компонентами которых являются силикаты и карбонаты, обычно требуют дробления для раскрытия золота. Дробление необходимо и в тех случаях, когда золото расположено по трещинам между минералами. Практически не извлекается кучным выщелачиванием тонкое золото, заключенное в кварце. Непригодны для выщелачивания в кучах первичные руды, содержащие сульфиды с тонковкрапленным золотом, а также руды, содержащие углистые вещества, которые обладают повышенной сорбционной активностью по отношению к цианистым комплексам золота.

Существенные затруднения для технологии КВ представляют глинистые минералы, практически всегда присутствующие в окисленных рудах со свободным золотом. При наличии в руде глинистой фракции в количестве 15 % и более дробление и оком-

* Сырьевые объекты, отрабатываемые методом кучного выщелачивания.

кование являются необходимыми процессами, в противном случае скорость фильтрации растворов через кучу может быть в 10-50 раз ниже.

Эффективность кучного выщелачивания в наибольшей степени определяется содержанием золота в сырье и производительностью установки. Техничко-экономическими расчетами, выполненными в Иргиредмете, показано, что с увеличением объемов переработки от 50 до 200 тыс. т руды в год удельные капитальные затраты снижаются в 1,4 раза, также снижается себестоимость выщелачивания более чем в 1,3 раза. Увеличение содержания золота в исходном сырье от 1,5 до 2,5 г/т приводит к снижению себестоимости получения золота в два-три раза [88-90].

Более подробная информация по сырьевой базе России, Казахстана, среднеазиатских и других государств СНГ для создания производств кучного выщелачивания в золотодобывающей промышленности представлена ниже в разделах 3.3 и 3.4.

3.3. Сырьевая база Российской Федерации

3.3.1. Республика Саха (Якутия)

Минерально-сырьевая база Якутии для добычи золота кучным выщелачиванием сосредоточена на юге республики. В отвалах и недрах месторождений Куранахского, Лебединского, Нижнеякокитского, Колтыконского рудных полей и отдельных месторождений, погребенной Куранахской россыпи, расположенных в Алданском районе, сосредоточены значительные запасы сырья, пригодного для переработки этим методом.

Куранахское рудное поле представлено рядом месторождений руд одного технологического типа с относительно легко цианируемым золотом (см. табл.3.1). Добываемая из куранахских месторождений горнорудная масса состоит из песчано-глинистого материала, смешанного с обломками вмещающих пород и первичных руд. В качестве обломков первичных руд встречаются интенсивно окварцованные метасоматические породы, песчаники и известняки. Преобладают метасоматиты, кремнен-

ные породы изменяющегося состава, фельзит-порфиры и кварцадуляровые породы. Обломки песчаников и известняков составляют в рудах отдельных месторождений (Порфировое, Центральное, Новое и Боковое) примерно половину (иногда и более) всего обломочного материала. Глинистый материал, составляющий в рудах некоторых из месторождений до 30 % и более, представлен смесями продуктов механического разрушения, окисления и нерастворимых остатков карбонатных пород карста.

Исследованные технологические пробы руд характеризуются довольно низким содержанием золота, которое в рудной массе распределено более или менее равномерно; какой-либо приуроченности его к одному или нескольким минеральным компонентам не наблюдается. В рудах куранахского типа только 0,5 % золота имеет крупность зерна 0,05-0,10 мм, основная масса представлена микроскопическими (0,1-0,0001 мм) и субмикроскопическими, пылевидными (менее 0,1 мкм) частицами.

Минеральный состав куранахских руд не отличается большим разнообразием, но труден для изучения ввиду того, что все составляющие минералы интенсивно изменены, раздроблены и перемешаны между собой. Преобладает кварц, в меньшем количестве присутствуют глинистые минералы, гидроксиды железа и карбонаты [8].

Кварц в рудах отмечается в виде нескольких разновидностей. Он является породообразующим в песчаниках и фельзит-порфирах и новообразованием в кварц-гематитовых прожилках. Встречаются удлиненные прозрачные кристаллы и друзы горного хрусталя. Халцедоновидный кварц сопровождает карбонаты и тесно ассоциирует с ними.

Глинистые минералы, составляющие тонкие (<0,005 мм) фракции илов, по данным рентгеноструктурного и термического анализов, представлены в основном гидрослюдами с небольшой примесью каолинита.

Гидроксиды железа – гетит, гидрогетит, гематит и др. в смеси с глинисто-карбонатно-кварцевыми образованиями являются широко распространенными минералами. Форма проявления их очень разнообразна: корки и пленки на стенках пустот и трещин,

тонкие прожилки в кварце и карбонатах; налеты на кристаллах кварца, псевдоморфозы по пириту и т.д.

Карбонаты слагают обогащенные углистым веществом известняки, а также развиваются по прожилкам. В значительных количествах в рудах присутствуют известковые полурастворившиеся образования в виде своеобразных скелетных форм в смеси с глинистыми минералами, кремневыми остатками и гидроксидами железа.

Наличие в куранахских рудах сложных механических смесей, различных по составу тонкодисперсных полиминеральных агрегатов, включающих тонкоперетертый кварц, недорастворившиеся карбонаты, глины и др.; значительное содержание гидроксидов железа; интенсивное развитие различных форм одних и тех же минералов, обилие разнообразных псевдоморфоз и структур (пористых и губковых, рыхлых и землистых, коллоидных, корковых и полосчатых) – все перечисленные особенности резко отличают эти руды от обычных золото-кварцевых и золото-сульфидных руд.

Состав руд куранахского типа (рыхлые структуры гидроксидов железа, наличие выветрелых пород и тонкодисперсного свободного золота) является в целом благоприятным для процессов кучного выщелачивания. Первоочередными сырьевыми ресурсами для организации масштабного производства КВ являются забалансовые руды, добытые попутно с кондиционными (для Куранахской ЗИФ) и складированные в спецотвалы (табл.3.2). К первоочередным ресурсам относятся и забалансовые руды, находящиеся в недрах, которые будут самостоятельно добываться в процессе постоянной эксплуатации промышленных мощностей кучного выщелачивания.

Содержание золота в забалансовых запасах (отвалах и недрах) по Куранахскому рудному полю находится на уровне 1,1-1,2 г/т. Эта категория сырья может обрабатываться методом кучного выщелачивания с предварительным окомкованием, поскольку затраты на рудоподготовку в данном случае окупаются дополнительно извлеченным золотом.

Таблица 3.2

Характеристика забалансовых руд – сырьевой базы
Куранахского рудного поля, планируемых к отработке
методом кучного выщелачивания

Месторождение	Запасы руды в отвалах*, тыс.т	Содержание Au, г/т	Массовая доля, %		Извлечение Au в раствор, %
			Кварц и другие Si-содержащие минералы	Глинистые минералы	
Центральное	-	1,1	40,1-47,5	28,3-35,0	80,4-89,0
Якутское	800	1,2	-	25,5	69,8-91,8
Канавное	600	0,8	38,3-40,1	27,5-28,3	85,5-89,8
Дорожное	1000	0,9	42,0-44,1	36,1-39,0	84,8-90,4
Северное	700	1,2	71,5-73,7	13,5-17,5	82,5
Первухинское	200	1,2	-	-	-
Порфиоровое	900	1,2	61,0-85,0	4,2-18,0	94,0-95,3

* По состоянию на 01.01.1994 г.

За время отработки месторождений Куранахского поля в отвалах складированы многие миллионы тонн вскрышных пород. Прогнозное содержание золота в них, по данным анализа шламов буровых скважин одного из отвалов, находится на уровне 0,7 г/т. Золото из этой категории сырья также может быть извлечено с использованием процесса КВ.

Таким образом, основным сырьем для промышленной добычи золота методом кучного выщелачивания в акционерной компании «Алданзолото» являются забалансовые руды (в отвалах и недрах) и отвалы пустых пород месторождений Куранахского рудного поля. Технологические аспекты выщелачивания золота из куранахских руд приведены в разделах 2.1, 2.2.1, 3.2.

Первые опытно-промышленные кучи объемом 25 тыс.т каждая в АК «Алданзолото» введены в эксплуатацию на участке «Надежный» в 1996 г. на забалансовых рудах месторождений «Центральное» и «Канавное».

В пределах Колтыконского рудного поля расположена залежь «Холодная». Содержание золота в руде залежи колеб-

лется в очень широких пределах: от 0,1 до 90 г/т. Оруденение (по категории С1) было установлено в блоке 50×28 м [81].

Комплексным испытаниям в ОАО «Иргиредмет» подвергнута проба руды залежи «Х о л о д н а я», состоящая из смеси обломков пород и продуктов их окисления и выветривания. Обломки представлены известняками, песчаниками и калиевошпатowymi метасоматитами. В целом руда представлена преимущественно глинисто-слюдистыми минералами. Золото – тонкое, содержание его в пробе – 37 г/т. Первично оруденелыми являются метасоматиты с рассеянными в них частицами золота размером 1-10 мкм, находящимися внутри пирита. При окислении пирита, разрушении и выветривании метасоматитов золото высвобождается и рассредоточивается с оксидами железа в рыхлых породах. Основная масса золота в руде находится в легкоцианируемых формах.

Исследования показали, что данную руду перед выщелачиванием следует дробить до класса -20 мм. Извлечение золота в процессе кучного выщелачивания при этом составляет 76 %. Так как руда характеризуется повышенным содержанием (52 %) фракции -1 мм, которая представлена глинисто-слюдистыми минералами, затрудняющими фильтрацию цианистых растворов, полупромышленные испытания кучного выщелачивания проводили на руде, дробленной и окомкованной с добавками извести и цемента. Расход связующих составлял 4 и 9 кг на 1 т руды соответственно. Испытания проводили на установке колонного типа, высота рудного слоя в которой составляла 4 м. Установлено, что окомкование дробленной руды позволяет повысить плотность орошения штабеля с 40 до 140 л/(м²·сут) и сократить продолжительность выщелачивания в два раза. Концентрация золота в продуктивном растворе достигла максимума на 15-е сутки и составила 57 мг/л. Из растворов золото более чем на 95 % извлекается в цементные осадки цинковой стружкой. По результатам испытаний выдан регламент на проектирование экспериментальной кучи с закладкой 10 тыс.т руды.

С 1996 г. артель старателей «Селигдар» осуществляет промышленную добычу золота кучным выщелачиванием из бедных руд и горных пород Лопуховского месторождения (Алдан-

ский район) [91]. Перерабатываемая горная масса представлена крепкими породами, содержащими в качестве породообразующих минералов кварц, кварциты, песчаники, известняки. Содержание золота в выщелачиваемом сырье составляет 1,0-2,9 г/т. Производительность опытно-промышленной установки – 100 тыс.т руды (пород) за сезон [80]. Переработку руды осуществляют по схеме: дробление – кучное выщелачивание – сорбция на активированный уголь – десорбция – электролиз – плавка [69]. Извлечение золота – на уровне 70 % [92].

Месторождение «Самолазовское» располагается на территории Алданского улуса в пределах Алданского горно-промышленного района. Рудное поле включает два типа золотого оруденения – кору выветривания, сложенную рыхлыми породами, и зоны железных шляп, получивших развитие на осадочных карбонатных породах и песчаниках. Сульфиды практически отсутствуют, цветные металлы в руде находятся в виде сульфатных соединений.

Исследованная в ОАО «Иргиредмет» проба представлена обломками крепких гематитовых песчаников с небольшим количеством известняков. Обломочный материал в песчаниках состоит из окатанных зерен кварца, полевого шпата. Цементом служат оксиды железа, глинистые материалы: гидрослюды, каолинит, гидрокаолинит, аллофан. Соотношение обломочного материала и цемента выражается как 3:2. Кроме основных породообразующих компонентов: оксидов кремния, кальция, алюминия и железа, в пробе содержатся следы меди, свинца, цинка, мышьяка, сурьмы и других элементов. Содержание золота типично для руд железных шляп и составляет 2,2-2,5 г/т. Золото в руде самородное, дисперсное, привнесенное со вторичными продуктами, главным образом, с оксидами железа. Содержание золота в первичных породах (песчаники, известняки) – десятые-сотые доли грамма на тонну руды.

По результатам исследования и полупромышленных испытаний Иргиредметом в 1999 г. выдан технологический регламент для разработки рабочего проекта опытно-промышленной установки кучного выщелачивания золота из руды данного месторож-

дения [93]. В качестве исходных данных для разработки проекта приняты:

- годовая производительность промышленной установки – 300 тыс.т руды;
- режим работы установки – сезонный (продолжительность сезона эксплуатации – 140-160 сут);
- содержание золота в товарной руде – 4,6 г/т;
- крупность руды, направляемой на кучное выщелачивание, – 40 мм;
- высота рудного штабеля – не менее 5 м;
- рекомендуемая схема рудоподготовки – одностадиальное дробление;
- рекомендуемый способ извлечения золота из продуктивных растворов – осаждение на активированный уголь;
- извлечение золота из товарной руды в золотой слиток – 84 %.

На Самолазовском месторождении артелью старателей «Селигдар» в 2001 г. пущена в эксплуатацию установка кучного выщелачивания золота производительностью 200 тыс.т руды в год.

В период 1997-2003 гг. проведен комплекс работ по изучению возможностей применения цианистого кучного выщелачивания и на других золоторудных объектах, расположенных на территории Республики Саха (Якутия). В частности, разработаны технологические регламенты и проекты производств КВ золота из руд месторождений «Рябиновое», «Таборное», «Гарбузовское». Годовая производительность установки на месторождении «Рябиновое» - 300 тыс.т руды; разработчиком регламента является Иргиредмет, разработчиком проекта – институт «Сибгипрозолото» [94]. В 2002 г. ООО «Нерюнгри-металлик» осуществлен запуск установки кучного выщелачивания на месторождении «Таборное» (по разработкам ОАО «Иргиредмет» [80]). Производительность установки – 600 тыс.т руды (1 г/т Au) в год.

3.3.2. Дальний Восток

Из сырьевых объектов данного региона, пригодных к отработке кучным выщелачиванием, наиболее подробного рассмотрения заслуживает Белогорское месторождение в Хабаровском

крае. Белогорский узел включает коренное месторождение золота, приуроченное к привершинной части Белой Горы, и россыпи, залегающие на северном ее склоне.

О Белогорском золоторудном месторождении известно более ста лет. Оно сложено породами вулканического происхождения, превращенными в результате гидротермальной деятельности в различные кварцевые, кварц-серицитовые и кварц-полевошпатовые разности. Месторождение отличается значительными ресурсами, однако не вовлечено в эксплуатацию, поскольку характеризуется низким содержанием золота. Выявленные запасы промышленных руд незначительны и отработка их, осуществлявшаяся периодически (1901-1903, 1907-1915, 1933-1941 гг.), была прекращена после отработки отдельных участков богатых руд.

Золотое оруденение на месторождении имеет прожилково-вкрапленный характер. Золотоносными являются все гидротермально измененные породы, слагающие месторождение: моно-кварциты, каолинит-серицит-гидрослюдистые вторичные кварциты, андезиты. Они представляют собой огромный штокверк с убогим оруденением на глубину более 300 м. В выделенном контуре проведен подсчет запасов при содержании золота 0,97 г/т руды. По всему Белогорскому штокверку редко рассредоточены обогащенные рудные гнезда небольших размеров.

Золото в рудах низкопробное, серебристое, пробность от 550 до 640. В приповерхностных участках месторождения проба золота может быть менее 500 (табл.3.3). Золото с серебром дают изоморфную смесь, по составу близкую к электруму. Соотношение Ag:Au в белогорских рудах составляет от 2,4 до 11,6. Часто встречается золото «в рубашках» из оксидов металлов.

Таблица 3.3

Химический состав золота белогорских руд

Приуроченность золота	Массовая доля, %					
	Au	Ag	Cu	Fe	As	Bi
Золото из кварцевых прожилков	64,4	32,1	1,0	1,7	0,74	0,06
Золото из зоны окисления сульфидных руд	49,0	29,4	-	17,6	4,0	-

Наличие в рудах меди (0,017-0,036 %) и железа (1,27-1,63 %) отмечается в сростаниях золота с галенитом и халькопиритом. Содержание серы в рудах низкое (0,02-0,03 %¹⁷), цинка – 0,07-0,18 %. Самым распространенным рудным минералом является пирит, встречающийся в виде тонкой и мелкой вкрапленности. В зоне окисления пирит переходит в оксиды железа.

В период с 1933 по 1941 гг. отработаны самые значительные из обогащенных золотом гнезд. Руду добывали вначале открытым способом, транспортировали на бегунную фабрику (построена в 1932 г.) на расстояние 2,5 км. В дальнейшем эксплуатационные работы проводили с помощью подземных выработок – шахт, штолен. В 1940 г. эксплуатация привершинной части Белой Горы стала нерентабельной и разработка была сосредоточена на самостоятельном рудном теле, после отработки которого карьерами работы на месторождении были прекращены.

Извлечение золота на фабрике осуществляли методом амальгамации. Согласно исследованию, выполненному в Ирриредмете (И.М.Матвеев и другие) в 1933 г., из белогорской руды с содержанием, г/т: 1,5 Au и 3,5 Ag, измельченной до крупности -0,07 мм, в амальгаму извлекается 59 % золота. В переработанной на бегунной фабрике за 9 лет руде содержание золота составило 3,5 г/т, в том числе амальгамируемого – 50-60 %. При обработке каолинизированных и пиритизированных руд извлечение золота иногда снижалось до 20 %.

Оценка возможности извлечения золота кучным выщелачиванием из руд Белогорского месторождения осуществлена Ирриредметом (Г.А.Строганов) в 1976 г. на технологической пробе № 5, отобранной по всему рудному полю и представленной смесью дикиитовых и серицитовых кварцитов с адуляр-кварцевыми породами в отношении 10:6:1. Проба отобрана из канав, пройденных до коренных пород методом задирки. Из руды, дробленной до крупности -5 мм, в течение 12 сут в цианистый раствор извлекает-

ся 70,6 % Au при исходном содержании 0,7 г/т. Содержание серебра в пробе – 2,2 г/т.

В 1979-1980 гг. были проведены технологические исследования и укрупненные испытания кучного выщелачивания благородных металлов из руды и хвостов промывки песков. Проба руды массой 350 кг была отобрана из центральной части Белогорского штокверка и представлена сильно лимонитизированными кварц-серицитовыми породами. В результате исследования установлено, что белогорские руды характеризуются не только наличием мелкого золота, но и слабо выраженной ассоциацией его с рудной массой, что облегчает выщелачивание Au даже из относительно крупного материала.

По данным укрупненно-лабораторных испытаний процесса КВ по полной схеме, включающей сорбционное извлечение благородных металлов из продуктивных растворов (с циркуляцией обезметалленных растворов в обороте), из руды крупностью -10 мм извлечение металлов на сорбенты составило, %: 73,7 Au и 55,6 Ag при исходном содержании металлов 1,9 и 10,8 г/т соответственно. Расход цианида натрия не превышал 0,3-0,4 кг/т. Золото и серебро из продуктивных растворов практически полностью извлекаются сорбцией на ионообменные смолы и активированные угли.

По договору с Нижне-Амурской ГРЭ в 1981-1982 гг. Ирриредметом выполнены работы по уточнению сырьевой базы для отработки Белогорского месторождения по технологии кучного выщелачивания, включая укрупненные испытания на месторождении. Исследовано 11 проб, из них 9 проб окисленных руд и 2 пробы (кernовые) первичных руд. Последние представлены обломками базальтов, дацит-базальтов, дацит-андезит-базальтов и др. пород, сцементированных глинисто-кварцево-сульфидным материалом с карбонатами. При крупности дробления материала -10 мм, отобранного из приповерхностных окисленных руд, за 12 сут обработки извлекается от 50 до 76 % Au при исходном содержании от 0,2 до 1,8 г/т и от 41 до 86 % Ag при содержании его от 2,9 до 32,2 г/т. Выщелачивание материала kernовых проб первичных руд такой же крупности дробления (-10 мм) осуществляется при большей (16-17 сут) продолжительности процесса. При этом

¹⁷ Содержание серы в kernовых пробах первичных руд составило 0,20-0,49 %.

извлечение металлов из руд, содержащих 1,8 и 5,5 г/т Au и 3,5 г/т Ag, составляет, %: 52,4 и 93,8 Au; 50,7 и 62,9 Ag соответственно.

Укрупненные испытания 1982 г. проведены на пробе, отобранной из карьеров № 3 и 4 центральной части штокверка и характеризующей окисленные руды Белогорского рудного поля. Масса пробы 2 т, содержание в ней, г/т: 0,9 Au и 10,0 Ag. При крупности дробления -20 мм скорость фильтрации растворов через рудный слой составляла около 2,2 м/сут. Процесс выщелачивания осуществляли щелочными растворами ацетонциангидрина с концентрацией, эквивалентной 2 г/л цианистого натрия, содержащими в качестве окислителя 0,7 г/л персульфата калия.

Общая продолжительность выщелачивания с промывкой составила 12 сут, хотя, судя по анализам растворов, выполненным уже после завершения опыта, руду следовало выщелачивать не более 7 сут, так как в последующем в растворах возрастало лишь содержание примесных элементов, в особенности меди и железа, а увеличения концентраций золота и серебра не отмечалось.

Несмотря на крайне неблагоприятные температурные условия (средняя рабочая температура растворителя за 10 сут натурального выщелачивания в октябре составила +2,3 °C) и низкое содержание золота, на руде с крупностью дробления -20 мм были получены довольно высокие технологические показатели - извлечение в раствор составило, %: 77,5 Au и 52,4 Ag. Извлечение золота из различных фракций крупности руды в раствор находится приблизительно на одном уровне, извлечение же серебра заметно возрастает - от 44 до 80 % с уменьшением крупности материала.

В целом проведенными работами экспериментально доказана пригодность бедных руд различных участков Белогорского месторождения для переработки по технологии кучного выщелачивания. Технологические исследования и испытания руд, выполненные Ирриредметом в период с 1976 по 1982 гг., и укрупненные технико-экономические расчеты института «ВНИПИгорцветмет» позволили установить, что при открытом способе добычи руды и переработке ее методом кучного выщелачивания производство золота из руд данного состава представляется экономически целесообразным.

На основании результатов исследований и укрупненных испытаний Ирриредметом разработаны рекомендации к технологическому регламенту для проектирования опытно-промышленной установки кучного выщелачивания на месторождении «Белая Гора» производительностью 150 тыс.т руды в год (содержание, г/т: 1,8 Au и 10,0 Ag, извлечение в раствор - 74 и 46 % соответственно) [34].

Читинским филиалом института «ВНИПИгорцветмет» разработано ТЭР опытно-промышленной установки со снижением первоначальной производительности в 5 раз (один модуль КВ на 30 тыс.т) и изменением первоначальной сырьевой базы. В качестве последней для стадии опытно-промышленных работ определена залежь «Пологая» Белогорского месторождения с повышенным содержанием золота. Для руды с исходным содержанием 3,7 г/т Au и 2,2 г/т Ag извлечение металлов в растворы принято равным 80 и 30 % соответственно. Операцию регенерации смол и электролитическое выделение металлов из растворов предусматривалось осуществлять на Нижне-Амурском ГОКе.

Сырьем, потенциально пригодным для переработки по технологии кучного выщелачивания, являются хвосты промывки песков Белогорской гидравлики с содержанием золота 0,7-1,0 г/т и более, заскладированные в галезфельном отвале [62] (см. разд.2.3.1). Из таких хвостов без дополнительного дробления цианистым выщелачиванием в растворы извлекается более 55 % Au.

Пригодной для переработки по комбинированной технологии с применением кучного выщелачивания является и руда месторождения «Дыльменское». Руда характеризуется как кварцевая, убогосульфидная с содержанием золота порядка 5 г/т. В результате выполненных исследований и испытаний разработана гравитационно-гидрометаллургическая технология извлечения золота [85], включающая дробление, измельчение руды до крупности -0,07 мм и гравитационное обогащение с получением «золотой головки», промпродукта и хвостов гравитации. Промпродукт подвергается гидрометаллургической переработке с осаждением золота из цианистых растворов цинковой пылью и плавкой получаемых осадков. Хвосты цианирования промпродукта с со-

держанием золота 15 г/т направляют на кучное выщелачивание. Хвосты гравитации (3,2 г/т Au) после сгущения, фильтрации и подсушивания подвергаются окомкованию и также направляются на кучное выщелачивание. Предложенная комбинированная технология переработки руды Дыльменского месторождения не требует строительства хвостохранилища для складирования хвостов гравитации, позволяет эффективно извлекать золото из руды и характеризуется достаточно высокими экономическими показателями. Извлечение золота по разработанной технологии составляет 87,6 %.

Минерально-сырьевая база для добычи золота кучным выщелачиванием на северо-западе и севере Хабаровского края представлена месторождениями: «Комсомольская залежь», «Скарновое», «Утес Колчеданный», «Тас-Юрях», «Юрьевское» и т.д.

Руда месторождения «Комсомольская залежь» сложена из обломков крепких пород и рыхлых продуктов окисления и выветривания. Первично оруденелыми являются кварцевые жилы, скарны, частично сульфиды. Сульфидные минералы в руде практически полностью окислены, представлены лишь пиритом. Вмещающие породы сложены скарнами, роговиками, аргиллитами, известняками, жильным кварцем, карбонатами [40]. Руда характеризуется как окисленная, золото-серебряная, железисто-кварц-карбонатная.

Содержание золота в руде достигает 34-35 г/т, серебра – 150-270 г/т. Золото самородное, тонкодисперсное (менее 0,05 мм) и тонкое (-0,07+0,05 мм). Присутствует в основном в сростках и в форме свободного. Преобладающая минеральная форма серебра – серебряная чернь и акантит. Основная масса благородных металлов в руде находится в форме, доступной для цианирования.

Лабораторными исследованиями и полупромышленными испытаниями технологии КВ, проведенными в 1995 г., установлено, что руду месторождения «Комсомольская залежь» необходимо дробить до крупности -10 мм и окомковывать с добавками цемента и извести. Извлечение благородных металлов в процессе выщелачивания за 55 сут составляет в %: 76 Au и 89 Ag.

В 1996 г. Иргиредметом выдан технологический регламент на проектирование опытно-промышленной установки кучного выщелачивания производительностью 30 тыс.т окомкованной руды в год. По техническому проекту, выполненному научно-производственным предприятием «ГЕОТЭП» ВНИИХТ, ЗАО «Артель старателей «Амур» построило и в 1998 г. запустило установку в промышленную эксплуатацию. В этот же год выщелачиванию было подвергнуто 9 тыс.т руды с содержанием 35 г/т Au и 152 г/т Ag, получено более 200 кг химически чистого золота. К 2001 г. на участке за три сезона получено около 1 т золота [40, 84].

Вещественная характеристика и обогатимость руды месторождения «Скарновое-1» исследованы в 1993-1995 гг. Руда сложена преимущественно скарнами, подвергнутыми гипергенным изменениям. Преобладающими минералами являются гранат в форме андродита (28 %), гидроксиды железа – лимонит, гетит, гидрогетит (20 %), присутствуют кремнистые образования, кварц, гидротетит (20 %), присутствуют кремнистые образования, кварц, полевые шпаты (суммарно 17 %), тальк, серицит, глинисто-гидрослюдистые минералы, карбонаты. Руда характеризуется повышенным содержанием окисленных минералов меди (хризокolla, малахит). Из рудных минералов присутствуют также мартит, магнетит, гематит, единичные зерна пирита. Сульфидные минералы практически отсутствуют.

Основной ценный компонент руды месторождения «Скарновое-1» – золото. Содержание его колеблется от 7 до 20 г/т. Золото самородное, высокопробное (930-й и 890-й проб), ассоциировано с кремнисто-силикатной частью руды, а также с мартитом, гидроксидами железа, глиной и гранатом. Размеры частиц золота – от крупных до тонкодисперсных, основная масса (62 %) золотин имеет крупность -0,5+0,1 мм.

В измельченной руде золото содержится преимущественно в виде свободных зерен, в том числе с чистой поверхностью – 80,0 %, с покрытиями гидроксидов железа – 6,6 %, доля золота в сростках с минералами – до 10,0 %. Границы сростаний золота с другими минералами четкие и это способствует хорошей вскрываемости его при дроблении.

Значительные количества (от 20 до 40 %) глины и илистых фракций, содержащихся в руде, затрудняют ее дробление. В связи с этим по предложению ОАО «Иргиредмет» в схему рудоподготовки в голову ее включена операция дезинтеграции, позволяющая выделять до 50 % глинистого материала с высоким содержанием золота (продукт направляют на отсадку) и нормализовать дробление крупнокускового материала. Извлечение благородных металлов из руды месторождения «Скарновое-1» по разработанной гравитационной технологии составляет, %: 79-82 Au и 60-62 Ag.

Режим кучного выщелачивания золота из рудного сырья месторождения «Скарновое-1» оптимизирован в ОАО «Иргиредмет» на пробе массой 180 кг. Проба представлена фракцией -40+10 мм, выделяемой на обогатительной фабрике рудника «Юбилейный» в первой стадии дробления плюсового продукта дезинтеграции (класс -400+20 мм) совместно с песковой фракцией хвостов отсадки (-20 мм). Выход рудной фракции -40+10 мм превышает 20 % от руды. Такой рудный материал с содержанием золота более 2 г/т складывается в отвал.

Из данных, представленных в табл.3.4, следует, что для успешного выщелачивания золота руду необходимо дробить до крупности -5 мм. Извлечение золота при этом возрастает с 34 % до 70 %.

Продуктивные растворы КВ содержат (мг/л): 1,2 Au, 1,4 Ag, 115 Cu, 2,9 Zn, 0,3 Fe. Повышенные концентрации меди обусловлены наличием в исходном сырье хризоколлы $\text{CuSiO}_3 \cdot n\text{H}_2\text{O}$ (ярко-голубые зерна которой в пробе наблюдаются визуально). Концентрация цианида меди, при превышении которой извлечение золота методом цементации на цинк прекращается, составляет 850 мг/л, хотя осложнения могут иметь место и при более низких концентрациях (более 25 мг/л) [66]. Тестовый опыт по цементации благородных металлов из продуктивных растворов вышеуказанного состава на цинковую стружку показал, что золото и серебро в цементный осадок переходят практически полностью, осложнений процесса цементации не проявилось.

Таблица 3.4

Технологические показатели кучного выщелачивания золота из пробы руды месторождения «Скарновое-1»

Крупность руды, мм	Содержание Au в руде по балансу, г/т	Извлечение Au в раствор, %	Влагоемкость руды, л/т	Коэффициент фильтрации, м/сут	Расход реагентов, кг/т	
					NaCN	CaO
исходная (-40+10)	2,57	33,8	50	32	0,57	0,6
-10+0	1,96	61,7	94	25	0,66	1,0
-5+0	2,18	70,2	127	6	0,65	1,0
-2+0	2,24	73,2	176	2	0,76	1,0

Примечание. Продолжительность выщелачивания с отмывкой – 23 сут.

Проба руды характеризуется хорошей фильтруемостью цианистых растворов и процесс кучного выщелачивания может быть осуществлен в стандартном варианте без окомкования рудного материала. В целом исследования определили пригодность рудного сырья месторождения «Скарновое-1» для переработки по технологии кучного выщелачивания.

Исследовательские работы на пробе руды месторождения «Утес Колчеданный» выполнены в направлении изучения вещественной характеристики сырья и определения эффективности извлечения золота кучным выщелачиванием [84].

Руда сложена из смеси обломков пород, жильного кварца и сульфидов. Сульфиды на 98 % представлены пиритом. Золото самородное, присутствует в руде в форме свободного и ассоциированного с кварцем и пиритом. Содержание золота в исследованной пробе – до 30 г/т.

Согласно результатам технологических испытаний, руду предлагается дробить до класса крупности -10 мм и выщелачивать в режиме капельного орошения. Плотность орошения руды растворами цианида – 140 л/(м²·сут). Извлечение золота составляет более 70 %. Максимальная концентрация его в продуктивных рас-

творях — 70 мг/л, осаждение Au из растворов осуществляется цементацией на цинковую пыль.

Пробы кондиционных руд месторождения «Тас-Юрях» испытаны в 1998 и 1999 гг. Месторождение относится к кварц-золоторудной формации, руды убогосульфидные. Вмещающие породы представлены окварцованными доломитами, охристыми глинами и алевроитами.

Лабораторные и полупромышленные испытания показали, что для эффективной переработки руды верхних горизонтов месторождения по технологии кучного выщелачивания необходимо дробление до крупности -40 мм и окомкование руды с добавками цемента. При этом извлечение золота достигает более 90 %. По результатам выполненных работ выдан технологический регламент для разработки рабочего проекта опытно-промышленной установки кучного выщелачивания производительностью 100 тыс.т руды в год [80, 93].

Для проб нижних горизонтов рекомендованы аналогичные режимы рудоподготовки и выщелачивания. Извлечение золота в растворы составляет также более 90 %. Содержание примесных элементов — цианисидов (цинка, меди, мышьяка, сурьмы, серы), в наибольшей степени отрицательно воздействующих на процессы выщелачивания и осаждения золота, в руде невысокое и они не оказывают на технологические показатели существенного негативного влияния.

Руды месторождения «Юрьевское» (расположено в Охотском районе в зоне многолетней мерзлоты) относятся к типу малосульфидных, золото-кварц-карбонатных. Испытанная в Иргиредмете технологическая проба руды массой 320 кг была представлена преимущественно жильным материалом адуляр-кварц-кальцитового состава и более чем на 80 % состояла из кусков кальцита и небольшого количества вмещающих пород. Доля глинисто-сланцевых минералов в ней — 7 %, среднее содержание золота — 3,6, серебра — 5,7 г на 1 т руды.

В процессе фильтрационного выщелачивания в течение 12 сут извлечение золота и серебра из дробленых (до крупности -10 и -5 мм) проб руды в цианистые растворы составило, %: 71,8; 75,0 Au и 50,0; 64,7 Ag соответственно (см. табл.3.1).

В исходных данных для составления ТЭО кучного выщелачивания отмечено, что промышленную установку годовой производительностью 200 тыс.т руды предполагается разместить на расстоянии 1,5-2,5 км от месторождения, в 80 км от Хаканджинского ГОКа.

Минерально-сырьевой базой для добычи золота кучным выщелачиванием в Амурской области являются гидротермальные месторождения золота: «Покровское», «Бамское», «Березитовое», «Кировское», «Маломырское», «Токур».

В 1991 г. Иргиредмет разработал технологический регламент для проектирования опытно-промышленной установки кучного выщелачивания золота из руд Покровского месторождения (рис. 3.1) производительностью 300 тыс.т руды в год. Первоначально предполагалось провести исследование только для забалансовых руд, но анализ сырьевой базы показал, что добыча только забалансовых руд из зоны окисления является нереальной — запасы их составляют всего около 1,5 млн.т. Работы проводили на рудах с содержанием 3,0 г/т Au (полупромышленная проба) и более.

Исследованные пробы руды представлены дресвяно-глинистым материалом, включающим обломки кварца, окварцованных кварц-серицитовых метасоматитов, массовая доля класса -0,074 мм составляет 25 %. Более обогащенными по золоту являются крупные классы (+10 мм), однако они представлены наименее проницаемым для растворителя халцедоновидным кварцем [41]. Установлено, что приемлемые технологические показатели кучного выщелачивания золота из покровских руд могут быть достигнуты только после вскрытия золота в процессе дробления руды до крупности куска не более 10 мм.

Регламентом предложено осуществлять кучное выщелачивание из руд с содержанием 3,4 г/т Au. Рекомендуемая крупность дробления руды: -10 мм. Переработка продуктивных растворов осуществляется методом цементации на цинк с последующей плавкой на золотой слиток [3]. Проект установки кучного выщелачивания выполнен институтом «ВНИПИпромтехнология» в 1999 г. и в этом же году осуществлен пуск установки в промышленную эксплуатацию (см. разд.5.2.3).

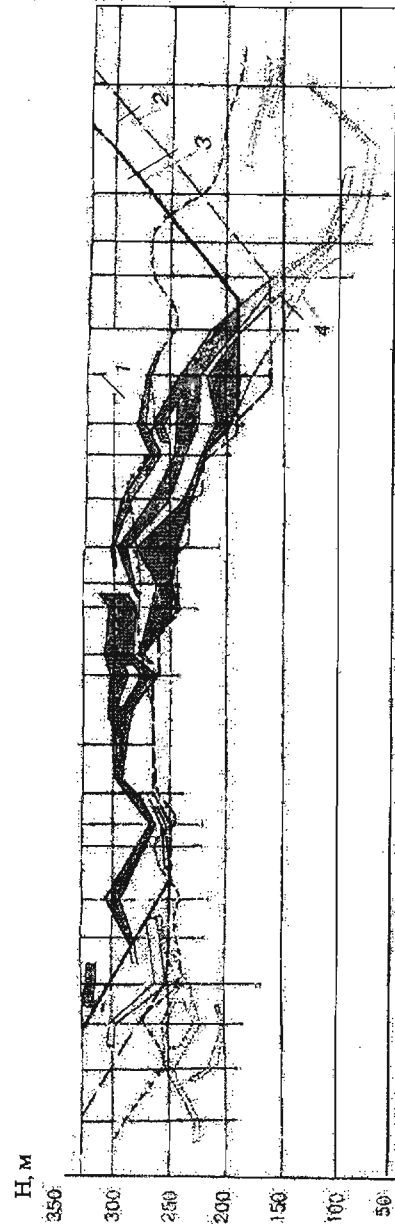


Рис.3.1. Месторождение Покровское

1 – балансовые рудные тела; 2 – контур карьера ГКЗ; 3 – контур карьера по ТЭО;
4 – забалансовые рудные тела [95]

Существуют перспективы выявления новых месторождений в окрестностях и за пределами Покровского месторождения. Здесь интерес могут представить Боргуликанское золотосодержащее медно-порфировое месторождение, месторождения «Пионер» и «Буринда» [76].

Бамское месторождение в Верхнегиллойском золотоносном районе представлено зоной жильно-прожилкового окварцевания мощностью около 300-400 м при протяженности по простиранию до 4 км. Протяженность рудных тел 1200 м, мощность – от 0,2 до десятков метров. Среднее содержание золота и серебра составляет 6,1 и 18,6 г/т соответственно. По падению рудные тела прослежены скважинами до глубины 300-350 м. Оценены предварительно запасы золота по месторождению [76].

Золотая минерализация связана с гидротермально измененными породами листовит-березитовой формации. Из рудных минералов в телах преобладают пирит и марказит, присутствует халькопирит. В верхних горизонтах коры выветривания и зоны окисления содержатся вторичные минералы меди, оксиды и гидроксиды железа и марганца.

Право на разведку с последующей отработкой Бамского золоторудного месторождения в 1996 г. получило ООО ГРК «Апсакан». В 2000-2001 гг. компания осуществляла добычу руды открытым способом и извлечение золота по технологии кучного выщелачивания, разработанной ОАО «Иргиредмет». В пусковом году в штабель уложено около 130 тыс.т руды. В результате мероприятий по утеплению рудного штабеля, систем орошения и дренажа, а также подогрева растворов сезон добычи был продлен до конца января 2001 г. и это позволило получить 300 кг золота за первый сезон (о технологии и технике КВ см.разд.5.3.3).

На пусковых объектах, с целью быстрого возврата вложенных средств и получения прибыли, может проводиться селективная отработка обогащенных участков месторождений. При этом крупное золото, вскрываемое при дроблении и измельчении, целесообразнее выделять гравитационными методами.

Разработана комплексная технология переработки руд Бамского месторождения по схеме: дробление руды до крупности -2 мм, измельчение до -0,07 мм; гравитационное обогащение с получением гравиконоцентратов и хвостов гравитации; цианирование

гравииоконцентра в отдельном цикле; кучное выщелачивание окомкованной смеси кеков цианирования гравииоконцентра, хвостов гравитации и бедной руды [83].

Проведенными Иргиредметом испытаниями на трех технологических пробах показано, что данная технология позволяет сократить продолжительность получения золота в виде товарной продукции и повысить сквозное извлечение его из руды на 7-10 %.

Маломырское месторождение Верхнеселемджинского рудного района расположено в 40 км к северу от пос.Стойба, вблизи месторождения «Токур». Площадь месторождения «Маломырское» сложена дислоцированными углеродсодержащими сланцами. Предварительно оценены его запасы [76].

Основное оруденение сгруппировано в рудоносной зоне, представленной сериями локальных зон дробления, брекчирования и катаклаза с сульфидно-кварцевой прожилковой минерализацией. Рудоносная зона прослежена поверхностными горными выработками и скважинами на 4200 м. По зоне утверждены запасы категории С₂ со средним содержанием золота 2 г/т.

Месторождение имеет значительные прогнозные ресурсы. Его можно отрабатывать открытым способом.

Оценка пригодности руд месторождения «Маломырское» для переработки по технологии кучного цианистого выщелачивания проведена в Иргиредмете в 1980 г. на двух технологических пробах массой 220 и 200 кг, предоставленных Маломырской геолого-разведочной партией ДВТГУ. Проба № 1 представлена обломками пород гранитного и кварцевого состава с редкой тонкой вкрапленностью арсенопирита и пирита, проба № 2 – разрушенными до состояния дресвы лимонитизированными обломками тех же пород и окварцованными слюдисто-глинистыми сланцами. Золото выделяется в виде тонких частиц, связанных с кварцем, арсенопиритом и пиритом. Результаты технологических исследований маломырских руд приведены в табл.3.5.

Минералогические и технологические исследования показали, что для осуществления процесса кучного выщелачивания золота руду Маломырского месторождения необходимо дробить до крупности куска не более 10 мм. При этом извлечение золота в

раствор за 12 сут выщелачивания составляет 47-61 % и его можно повысить на 5-10 % за счет более мелкого дробления и увеличения продолжительности процесса. Серебро при содержании в руде 0,4-0,9 г/т в условиях кучного выщелачивания извлекается на 32-51 %.

Таблица 3.5

Показатели выщелачивания золота из руды месторождения «Маломырское»

Крупность руды, мм	Содержание Au, г/т		Извлечение Au, %		Расход реагентов, кг/т			
					NaCN		CaO	
	Проба 1	Проба 2	Проба 1	Проба 2	Проба 1	Проба 2	Проба 1	Проба 2
-40	1,9	4,8	27,5	-	0,12	-	1,0	-
-25			40,2	-	0,27	-	1,3	-
-10			47,0	60,8	0,30	0,85	1,3	1,2
-5			52,0	71,6	0,45	0,93	1,4	1,3
-2			-	78,7	-	0,95	-	1,3

Примечание. Продолжительность процесса выщелачивания – 12 суток

Технологическая проба руды месторождения «Кировское» состояла из кусков гранитных пород, окварцованных в разной степени, а также без видимого окварцевания. Породы крепкие, мало разрушенные, неокисленные. В отдельных обломках просматриваются сульфиды: арсенопирит, пирит, халькопирит, галенит. В руде содержатся десятые доли процента мышьяка и меди, сотые доли процента висмута и свинца, следы вольфрама, сурьмы, кобальта, серебра, цинка; содержание золота составляет 2,3 г/т. Минеральный состав пробы: кварц и халцедон – 57,0 %, полевые шпаты, слюды, глинистые минералы – 34,7 %, турмалин, пироксены, амфиболы, хлорит, эпидот – 4,9 %, кальцит, арагонит – 2,8 %.

В процессе 12-суточного фильтрационного выщелачивания в растворы из руды извлекается 52 % золота при крупности дробления руды -10 мм и 55 % – при крупности дробления -5 мм. Имеется возможность повысить извлечение золота при увеличении

продолжительности выщелачивания за счет дорастворения относительно крупных частиц металла.

Березитовое месторождение в Верхнеамурском золотоносном районе известно с 1932 г., изучалось периодически. Золото-полиметаллическое оруденение связано с зонами гранатосодержащих сульфидных березитов. Содержание благородных и цветных металлов в руде составляет: 3,3 г/т Au, 14,3 г/т Ag, 0,57 % Pb, 0,93 % Zn. Мощность тел рудоносных березитов 100-160 м, протяженность до 1000 м.

Институтом «Иргиредмет» в 2000 г. было экспериментально показано, что из окисленной руды выщелачиванием в цианистый раствор извлекается 85 % Au и около 60 % Ag при исходном содержании 4,0 и 9,4 г/т соответственно и крупности дробления руды -10 мм. Растворы по содержанию благородных металлов и примесных (в мг/л: 2 Au, 3 Ag, 7 Cu, 49 Zn) являются пригодными для извлечения из них золота и серебра известными методами. По завершению полупромышленных испытаний в 2001 г. выдан технологический регламент для проектирования и создания на базе руд Березитового месторождения опытно-промышленного производства КВ.

Месторождение «Токур» в Верхнеселемджинском рудном районе представлено кварцевыми жилами, залегающими в толще переслаивания песчаников, алевролитов и аргиллитов. В последние годы на месторождении выявлены новые рудные зоны [76].

На пригодность к переработке кучным выщелачиванием исследована технологическая проба руды с содержанием золота 1,7 г/т, отобранная из отвалов ручной сортировки. Проба состоит из метасоматических кварцитов и характеризуется как малосульфидная. За 12 суток фильтрационного выщелачивания извлечение золота составило 62 и 70 % при крупности руды -10 и -5 мм (см. табл.3.1).

3.3.3. Забайкалье

В Читинской области к настоящему времени открыто и в различной мере изучено более 1000 золоторудных месторождений

и рудопроявлений. Большинство из них относятся к мелким [96], представлены золото-кварцевыми, малосульфидными жилами, прожилково-вкрапленными зонами, штокверками, столбами и гнездами и являются пригодными для освоения [97].

В пределах золото-молибденового пояса Забайкалья (рис.3.2.) выделяются Дарасун-Апрелковская и Итака-Могочинская рудные зоны. Из месторождений этих зон золото может быть извлечено кучным выщелачиванием с высокими технологическими и экономическими показателями (показано работами Иргиредмета [3, 4, 31, 34, 62], Сибгипрозолото [94], СО РАН [98], Забайкалцветметниипроекта [3] и других институтов).

В Иргиредмете эффективность метода кучного цианистого выщелачивания применительно к золоторудному сырью Забайкалья исследуется с 1979 г. По результатам экспериментальных исследований определены пригодными к переработке этим методом руды месторождений: «Кулинское» (исследования проведены в 1979-1980 гг.), «Дыбыксинское» (1979-1980, 1996 гг.), «Амазаркан» (1993-1995 гг.), «Дельмачик» (1993, 1995 гг.), «Любовь» (1979-1980, 1994, 1995 гг.); признаны перспективными руды месторождений «Карийское», «Егоркина Горка», рудные отвалы Амурской дайки, хвосты обогащения ЗИФ № 1 им.Орджоникидзе Бaleyского ГОКа и Ирокиндинской обогатительной фабрики (Бурятия).

Проба руды Кулинского месторождения представлена сухаревидными гидротермальноизмененными мелкообломочными туфами с интенсивным окварцеванием и пиритизацией. Минеральный состав ее, %: кварц, опалы – 50,0; оксиды железа (магнетит, гематит, гетит, гидрогетит) и марганца – 34,3; карбонаты – 3,8; полевые шпаты, глинистые минералы – 6,3; пироксены, амфиболы, турмалин – 5,6; сульфиды (реликты) – следы. Содержание серы в пробе составляет, %: общей – 0,20, сульфидной – 0,05. Содержание золота по данным Иргиредмета (пробирный и химический анализы) – 4,5 г/т (по данным спектроаурометрического анализа ЧТГУ – 2,7 г/т), серебра – 58,7 г/т.

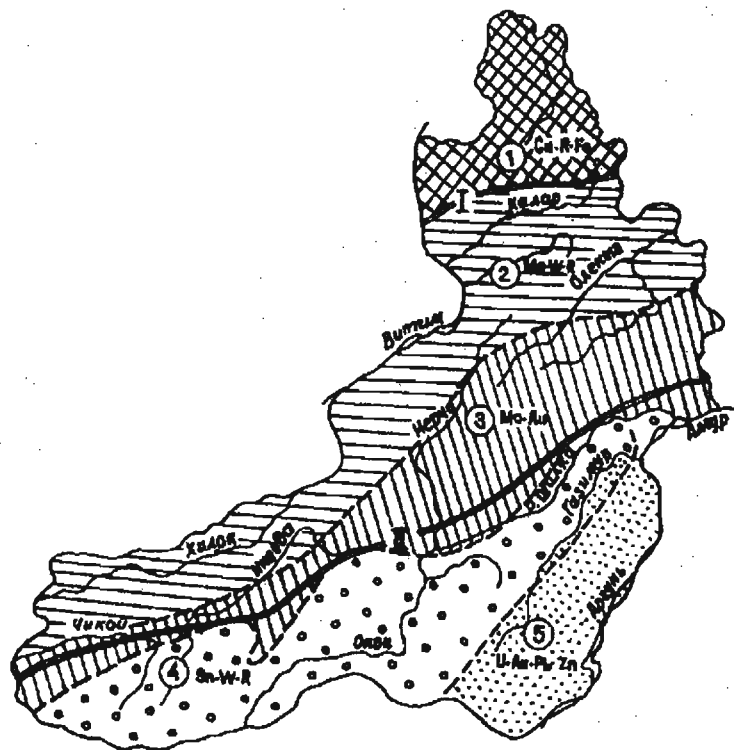


Рис.3.2. Схема металлогенического районирования Забайкалья
металлогенические пояса (цифры в кружках): 1 – редкометалльно-железо-медный; 2 – редкометалльно-молибденово-вольфрамовый; 3 – молибденово-золотой; 4 – олово-вольфрамово-редкометалльный; 5 – ураново-золото-полиметаллический; I – зона Станового разлома; II – зона Монголо-Охотского разлома

Из руды крупностью дробления -10 мм в процессе фильтрационного выщелачивания в течение 12 сут в продуктивные растворы извлекается, %: 77,9 Au и 36,4 Ag. Более мелкое дробление (до -5 мм) позволяет повысить извлечение металлов до 82,0 и 41,4 % соответственно. Расход реагентов при этом составляет, кг/т: цианида натрия – 0,4, оксида кальция – 1,3.

В соответствии с результатами выполненных исследований (включая экономическую оценку) руды Кулинского месторождения рекомендованы к переработке методом кучного цианистого выщелачивания.

Золото в руде Дыбыксинского месторождения преимущественно свободное. Связанное золото ассоциировано с амфиболами, биотитами, полевыми шпатами, апатитом, кварцем и гидроксидами железа. Размер золотинок от 0,07 до 0,63 мм. Содержание золота в руде по данным бороздowego опробования составляет 1,5-2,0 г/т; содержание в технологической пробе по результатам прямого анализа – около 2 г/т (от следов до 5,2 г/т), среднее балансовое – 2,5 г/т. Серебро и сера в исследованной пробе не обнаружены.

Технологические исследования показали, что руду Дыбыксинского месторождения следует выщелачивать при крупности дробления в интервале от минус 5 до минус 10 мм. При продолжительности процесса 12 сут в золотосодержащие растворы при этом извлекается 68,8 и 52,0 % соответственно (извлечение золота из руды, дробленной до класса -25 мм, составило около 30 %). Расход реагентов: NaCN 0,4 и CaO 1,2 кг на 1 т руды..

В 1996 г. на полупромышленной пробе с содержанием Au 2,1 г/т проведены комплексные испытания фильтрационного выщелачивания в замкнутом цикле с угольно-сорбционным извлечением золота из растворов и с обезвреживанием хвостовых продуктов. Концентрация золота в продуктивном растворе, мг/л: максимальная – 6,0, средняя – 1,8, извлечение – не менее 63 %. Концентрация золота в растворе после сорбции – 0,05 мг/л. Емкость угля по золоту, мг/г: максимальная – 4, средняя – 2. По результатам полупромышленных испытаний Иргиредметом разработан технологический регламент для проектирования опытно-промышленной установки КВ на Дыбыксинском месторождении.

Руды месторождения «Дельмачик» относятся к типу малосульфидных. Основными породообразующими компонентами являются силикатные породы и кварц. К наиболее распространенным гипогенным минералам могут быть отнесены пирит, арсено-

пирит, халькопирит, пирротин, антимонит, кварц, турмалин, карбонаты, серицит.

Изучение первичной геологической документации показало, что по технологическим свойствам руд, горнотехническим условиям залегания рудных зон основные сырьевые запасы месторождения «Дельмачик» могут обрабатываться открытым способом с последующей переработкой методом кучного выщелачивания.

Руда минерализованной тектонической зоны «Антимонитовая» малосульфидного тонковкрапленного золотопиритного типа. Золото и серебро в ней находятся в основном в самородном виде, реже отмечаются теллуриды золота и серебра. Золото тонкое, около 87 % его связано с кварцсерицитовыми образованиями, 11 % - с гидроксидами железа и ярозитом, около 1 % - с минералами сурьмы. Содержание в пробе составило, г/т: 3,2 Au, 26,4 Ag и в %: 0,1-0,3 As и от 0,3 до 1,0 Sb.

Руда рудной зоны «Северо-Восточная» частично окисленная, малосульфидная, золото-пиритсодержащая. Золото в руде мелкое. Для рудного тела Северо-Восточной зоны характерны более низкие содержания полезных компонентов, г/т: 2,8 Au и 3,1 Ag. Минеральный состав пробы, %: кварц - 24, кварц-серицитовые сростки - 72, полевые шпаты - 2, мусковит - 1,2, лимонит - 0,5, ярозит - 0,2. Содержание металлов в технологической пробе, г/т: 1,5 Au, <0,5 Ag; <0,5 % As, Sb - не обнаружена.

Технологические исследования показали, что из руд крупностью -40 мм извлекается не менее 80 % Au; извлечение серебра не превышает 26 %. Дробление руды до крупности -20 мм позволяет повысить извлечение золота на 3-5 %, а при крупности -10 мм - на 5-8 %. Извлечение серебра максимально составляет 36 %. Разработаны рекомендации к технологическому регламенту на проектирование промышленного производства кучного выщелачивания золота из руд месторождения «Дельмачик» годовой производительностью 300 тыс.т руды, дробленной до крупности -20 мм [3, 4].

В 1995 г. проведены комплексные полупромышленные испытания и выдан технологический регламент для разработки рабочего проекта промышленной установки КВ золота из руды Центрального штокверка.

В процессе выщелачивания золота из руды крупностью -20 мм, с последующим извлечением его из продуктивных растворов угольной сорбцией, извлекается не менее 78 % Au. Продолжительность полного цикла обработки руды составляет 80 сут.

В 2001 г. на месторождении «Дельмачик» завершены работы по созданию и пуску промышленного предприятия кучного выщелачивания золота. В пусковом году производительность его составила 105 тыс.т руды с содержанием Au 2,5 г/т.

В 1994 г. проведены тестовые исследования кучного выщелачивания на малообъемной пробе руды Северо-Западной рудной зоны Любавинского месторождения. Содержание золота в пробе по результатам шести определений пробирным анализом составило 2,0 г/т. Из руды крупностью -5 мм извлечение золота по данным параллельных опытов составило от 58,9 до 77,5 %. Тестовые исследования определили целесообразность проведения исследований и полупромышленных испытаний выщелачивания золота из поверхностных окисленных руд месторождения. Иргиредметом выполнена такая НИР, включающая эксплуатационную разведку и опробование Северо-Западной рудной зоны, а также разработку технологии кучного выщелачивания золота¹⁸.

Результаты исследований и испытаний явились основой для разработки технологического регламента на проектирование промышленной установки кучного выщелачивания, выданного в 1995 г. Регламентом рекомендовано трехстадиальное дробление руды перед выщелачиванием до крупности -5 мм, а извлечение золота из продуктивных растворов предусмотрено методом цинкового осаждения. Степень извлечения золота из поверхностных руд - от 66 до 85 %. Годовая производительность установки кучного выщелачивания по руде - 300 тыс.т.

Институтом «Сибгипрозолото» разработан проект промышленной установки, в настоящее время возможно выполнение работ по созданию промышленного производства золота методом

¹⁸ Методика эксплуатационной разведки, опробования Северо-Западной рудной зоны / Иргиредмет; Отв.исп. И.Ф.Днепровский.- Иркутск, 1995.- 20 с.

кучного выщелачивания из сырьевых ресурсов рудника «Любовь».

Амазарканское золоторудное месторождение расположено в Могочинском рудном районе. Рудные образования представляют собой кварц-полевошпатовые, эпидот-хлоритовые, кварц-турмалин-серицитовые и кварц-серицитовые метасоматиты с прожилково-вкрапленной сульфидной минерализацией (пирит, арсенопирит). Вмещающие породы состоят из амфибол- и пироксен-биотитовых кристаллических сланцев, иногда с графитом; графитовых гнейсов и гнейсов с телами скарнов; из даек порфи-ров, порфири-тов и лампрофи-ров.

Исследования перспектив отработки Амазарканского месторождения кучным выщелачиванием [99] выполнены Иргиредметом на технологической пробе окисленной руды Северной залежи № ТА-2 массой 5,15 т.

Проба представлена среднекрупнообломочным материалом с песком, дресвой и супесью окисленных рудных образований. Максимальный размер кусков – до 100 мм. Расчетное содержание золота в руде составляет 3,1 г/т, серебра – 9,0 г/т. Мышьяк содержится в количестве 0,8 %. В пробе присутствует графит (массовая доля 1,5 %).

В процессе исследований изучен вещественный состав пробы руды, проведены тестовые и технологические исследования, комплексные полупромышленные испытания (колонный вариант) процессов выщелачивания золота и серебра с извлечением металлов из растворов и обезвреживанием хвостовых продуктов переработки. По результатам исследований и испытаний разработан технологический регламент для выполнения рабочего проекта промышленной установки кучного выщелачивания золота из окисленных руд Северной залежи месторождения [4].

Внедренческие работы КВ на месторождении ведутся с 2003 г. с участием Иргиредмета.

Технологические пробы руд с Карийского месторождения и Амурской дайки (масса проб – по 200-300 кг) исследованы в Иргиредмете в 1979-1980 гг.

Пробы представлены измененными в поверхностных условиях и железненными породами гранитного состава. Золотоносность пород связана с кварц-турмалиновыми жилами, залегающими в порфири-видных гранитах, сиенитах, гнейсах и сланцах (табл.3.6).

Таблица 3.6

Минеральный состав рудных проб Карийского месторождения и Амурской дайки

Минералы	Массовая доля, %	
	Карийское место- рождение	Амурская дайка
Кварц, опалы	27,0	16,0
Карбонаты	2,3	2,2
Оксиды железа (магнетит, гематит, гетит, гидрогетит) и марганца	0,1	0,1
Пироксены, амфиболы, турмалин	39,6	56,7
Полевые шпаты, глинистые минералы	31,0	24,0
Сульфиды (реликты)	редкие зерна	

Технологические исследования выщелачивания золота проведены на рудном материале различной крупности при продолжительности процесса 6 и 12 сут в фильтрационных колоннах. Экспериментально установлено, что при снижении крупности материала от -40 до -5 мм и увеличении продолжительности процесса извлечение золота из руд существенно возрастает. Из руды Карийского месторождения (содержание золота 20,3 г/т) при крупности дробления -5 мм извлечение золота за 6 сут выщелачивания составляет 25,8 %, за 12 сут – 46,8 %; из руды Амурской дайки (содержание золота 7,8 г/т) – 50,0 и 74,4 % соответственно. Данные по динамике выщелачивания свидетельствуют об ожидаемом существенном повышении уровня извлечения золота путем дальнейшего увеличения продолжительности цианистой обработки руд и последующей водной отмывки выщелоченного штабеля.

Из забалансовых руд месторождения «Егоркина Горка» (объединение «Забайкалзолото») на первой стадии проверки пригодности их для переработки кучным выщелачиванием по ре-

результатам тестовых испытаний в цианистые растворы извлечено 80 % золота от исходного содержания 0,9 г/т [34].

В Республике Бурятия значительный ресурсный потенциал по рудному золоту имеет Кедровско-Ирокиндинский рудный узел в Муйском районе [100]. С целью оценки пригодности данных ресурсов к переработке кучным выщелачиванием в Иргиредмете в разные годы исследованы пробы хвостов гравитации руд месторождений «Ирокинда» и «Кедровское», также проба ирокиндинской руды.

Руды месторождения «Ирокинда» существенно кварцевые золотосодержащие с тонкой вкрапленностью рудных минералов¹⁹. Рудная минерализация приурочена к кварцевым жилам, залегающим среди скарнированных пород, на контактах с известняками, амфиболами и кристаллическими сланцами. Массовая доля сульфидных минералов (галенит, пирит и др.) в жилах не превышает 0,5 %. Промышленную ценность представляют золото и серебро. Золото присутствует в самородном виде, главным образом в кварце и сульфидах, распределено крайне неравномерно. Серебро встречается в виде примесей в галените, блеклых рудах и золоте.

Согласно технологическим исследованиям 1990-1991 гг. [62] (см. разд.2.3.), из хвостов гравитации крупностью -1 мм, содержащих 2,5 г/т Au и 11,0 г/т Ag, кучным выщелачиванием извлекается до 94,9 % Au и 87,7 % Ag. При этом сквозное извлечение золота из руды по схеме гравитация – выщелачивание составит 96-98 %. По результатам тестовых исследований (1994 г.) из руды крупностью дробления -5 мм с содержанием, г/т: 23,5 Au и 31,0 Ag при небольшом расходе реагентов (кг/т: 0,15 NaCN, 1,2 CaO) извлечение металлов составило (соответственно) не менее 82 и 40 %. Затруднений с фильтрацией растворов для руды такой крупности не наблюдалось. Достигаемые технологические показатели свидетельствуют о целесообразности продолжения работ

¹⁹ Внедрение технологии флотационного обогащения на обогатительной фабрике месторождения «Ирокинда»: Отчет о НИР (заключ.) / Иргиредмет; Рук. Г.М.Панченко. - Иркутск, 1992. - 38 с.

по кучному выщелачиванию золота и серебра из хвостов гравитации, а также из исходных руд с пониженным содержанием благородных металлов Ирокиндинского месторождения с целью последующего внедрения технологии.

Хвосты гравитации руды месторождения «Кедровское» исследованы в 1998 г. на двух малообъемных пробах. На стадии предварительного изучения проб установлено, что золото и серебро в хвостах обогащения находятся в классе -0,05 мм, выход которого составляет 84-89 %, сульфиды в хвостах практически отсутствуют. Содержание благородных металлов по данным пробирного анализа составляет: золота 1,3, серебра 4,8 г/т. По результатам тестовых исследований кучного выщелачивания из проб № 1 и 2 в растворы извлекается 97,2 % Au и 12-14 % Ag.

Информация о сырьевых источниках Забайкальского региона с низким содержанием золота и серебра, пригодных для кучного выщелачивания, подробнее изложена в разд. 2.3. Решение проблемы освоения золотосодержащих ресурсов Забайкалья с использованием данной технологии может внести существенный вклад в восстановление и развитие золотодобывающей отрасли всего региона и особенно Читинской области.

3.3.4. Сибирь и Урал

Значительные сырьевые ресурсы для добычи золота кучным выщелачиванием сосредоточены в Сибири и на Урале. Именно в этих промышленно развитых золотодобывающих регионах были созданы первые отечественные производства золота, основанные на применении методов геотехнологии.

В Республике Хакасия золотодобывающая компания «Золотая звезда» (до 1 июля 1996 г. – артель старателей «Саяны») осуществляет добычу золота способом кучного выщелачивания на Майском руднике с 1994 г. и на руднике «Чазы-Гол» – с 1997 г. Пуск первых производств КВ осуществлен по разработкам и при участии института «Иргиредмет».

Месторождение «Майское» расположено на восточном склоне Кузнецкого Алатау, в северной части Уйбатского золото-

носного района, относится к золото-кварцевой формации малых и средних глубин формирования [5, 6, 35]. Глубина зоны окисления 40 м, запасы золота в окисленных рудах составляли 3,0-3,5 т [5, 101]. Производительность рудника с 1994 г. – 100 тыс. т руды в год. Содержание золота в руде – от 4,3 до 9,7 г/т. В 1998 г. запасы окисленных руд в штокверках в контурах карьера полностью отработаны. Добытая из недр руда к середине 1999 г. уложена в штабели, процесс выщелачивания продолжен в последующие годы. На начало 1999 г. на руднике Майском по технологии кучного выщелачивания добыто золота 2196 кг, в том числе по годам (с 1994 по 1998 гг.): 285; 399; 510; 618 и 384 кг. Извлечение золота из руды достигло 86,5 %. Сырьевой базой КВ на руднике в дальнейшем являются руды линейных крутопадающих зон Майского месторождения, а также руды месторождений «Дорожное» и «Тибекское».

Рудник «Ч а з ы - Г о л» построен ЗАО ЗДК «Золотая звезда» в 1996-1997 гг. на Кузнецовском участке Чазыгольского месторождения, добывает золото из окисленных руд. Месторождение и участок находятся в Аскизском районе, расположены на юго-восточном склоне Кузнецкого Алатау, на юге Уйбатского золотоносного района. Относятся к золото-кварц-сульфидной формации. Руды представлены березитами кварц-серицит-карбонатного, альбит-кварц-серицитового состава с вкрапленностью сульфидов (максимально до 15 %). Окисленные руды распространены на глубину 40-60 м, содержат вторичные минералы, гидроксиды железа. Золото представлено частицами размером от 0,05 до 0,45 мм. В окисленных рудах оно находится в основном (на 87 %) в цианируемых формах – в виде свободного и в сростках с минералами. В первичных рудах доля цианируемого золота составляет 48 %. Среднее содержание золота в руде – 3,3 г/т. Годовая добыча металла на руднике – 460 кг (в пусковом, 1997-м году она находилась на уровне 170 кг) [39, 101]. Извлечение золота из руды в золотые слитки – 75-80 %.

Ведутся работы по вовлечению в промышленную переработку руд участка «Ю з и к» на северо-западе Саралинского рудного района в Хакасии.

Участок расположен в узкой полосе контакта карбонатных отложений с вулканитами в пределах Юзикского глубинного разлома.

Основная рудоносная зона находится в центральной части Юзикского участка. Зона представлена окварцованными лимонитизированными доломитами и габбродиабазам; кварц-серицитовыми, кварц-серицит-карбонатными и кварц-каолин-серицитовыми метасоматитами. Трещиноватость и дробленность доломитов обусловлена их приуроченностью к зоне разлома.

В центральной части участка прослеживается каолиновая кора выветривания. Именно к коре выветривания приурочено золотое оруденение. Промышленные концентрации золота наблюдаются лишь в каолинизированных разностях. Реже оруденение наблюдается в метасоматических кварцитах и отбеленных доломитах.

Опробованием на участке выделено пять рудных тел. Все они выходят на поверхность и представляют собой приповерхностные залежи, выклинивающиеся на глубине до 40 м.

Руды участка относятся к окисленным, представлены преимущественно продуктами каолиновой коры выветривания, в меньшей мере прожилково-окварцованными каолинизированными доломитами и метасоматическим кварцем.

Золото чаще встречается в кварце, где образует пластинчатые выделения размером от 0,04×0,02 до 0,6×0,6 мм и приурочено к контактам кварцевых прожилков. Встречается золото в периферических частях лимонита по пириту в виде дендритовидных выделений размером 0,004-0,05 мм. В рудах постоянно присутствует серебро, коррелируемое с золотом средним соотношением Au:Ag=1,0:1,2.

Проведенные геологоразведочные работы показали, что золоторудное проявление «Юзик» имеет гидротермально-метасоматический генезис и относится к малоглубинной золото-серебряной формации.

По данным исследований, выполненных в ОАО «Иргиредмет» в 2000-2002 гг., извлечение золота из руд Юзика по технологии кучного выщелачивания составляет от 80 до 95 %. Это дает

основание оценивать рассматриваемый участок как вероятный сырьевой объект для кучного выщелачивания.

В Красноярском крае в 500 км на север от г. Красноярска расположено коренное месторождение золота «Олимпиадинское». Месторождение представлено окисленными, а также первичными (серу- и мышьяксодержащими) рудами [102]. Исследования и разработку технологии кучного выщелачивания золота из окисленных руд Иргиредмет выполнял с перерывами на протяжении ряда лет.

В 1987 г. проведены укрупненные исследования на производственных площадях Северо-Енисейского ГОКа, где в период с 1985 по 1996 г. перерабатывалось олимпиадинское сырье. Ввиду повышенного содержания в руде иловой фракции (свыше 50 % класса -0,074 мм) испытания проводили по варианту с предварительным окомкованием. Из окомкованных руд с содержанием золота 4 и 9 г/т извлекается 87 и 93 % Au соответственно, из вскрышных пород (Au 0,5 г/т) извлечение составляет 61 % [34].

В 1995 г. Иргиредметом выдан технологический регламент на проектирование промышленной установки кучного выщелачивания золота из окомкованных окисленных руд Олимпиадинского месторождения годовой производительностью 300 тыс. т. В 1996 г. институтом «Сибгипрозолото» разработан проект такой установки.

Вблизи Олимпиадинского месторождения в Северо-Енисейском районе Красноярского края расположено рудопроявление «Титимухта». Золотое оруденение связано с кварцевой прожилково-жильной зоной в составе слюдисто-полевошпатово-кварцевых кварцитовидных пород. В пределах рудной зоны выделено четыре основных рудных тела мощностью от первых метров до 20-30 м. Содержание золота по рудопроявлению на основании данных пробирного анализа изменяется от следов до десятков грамм на 1 т и в среднем составляет около 3,4 г/т.

Установлено, что минеральный состав руд «Титимухта» относительно простой: руды малосульфидные, практически не содержат вредных примесных элементов; золото в рудах самородное, в подавляющей массе – мелкое. Руды представлены кварц-

слюдистыми сланцами и слюдяными микрокварцитами с жилами кварца и прожилками кварц-полевошпатового, хлоритового, карбонатного и смешанного составов [103]. В составе сульфидов (массовая доля сульфидов от 0,2 до 2,0 %) преобладают пирит, пирротин, марказит, в незначительных количествах встречаются халькопирит и арсенопирит. Химический состав указывает на силикатный характер руд (содержание SiO_2 от 66 до 82 %) при незначительном содержании связанной углекислоты и серы.

Исследование по изучению пригодности руд «Титимухта» к переработке кучным выщелачиванием проведено на пробе Т-4, отобранной из керна скважины в интервале 42-62 м. Материал пробы представлен крепкими породами – слюдисто-кварцевыми алевросланцами с жилами и прожилками кварца, других минералов. Выделения золота приурочены к контактам кварцевых прожилков с сульфидами. Содержание цианисидов в руде невысокое и составляет, %: 0,190 S, 0,034 Cu, 0,013 Zn, 0,005 Sb и 0,005 As.

Лабораторными экспериментами показано, что процесс кучного выщелачивания золота из руды, дробленной до крупности -20, -10 и -5 мм, характеризуется близкими показателями. Извлечение золота составляет 68,5; 69,7 и 69,9 % соответственно. Из руды крупностью -70 мм в раствор при этом извлекается 52 % Au.

По данным укрупненных испытаний (проведены в фильтрационном режиме на руде крупностью -10 мм) выщелачиванием в течение 33 суток в растворы извлекается 77,5 % Au. Содержание золота в хвостах выщелачивания составило 0,7 г/т, в золотосодержащих растворах – до 6 мг/л при содержании металла в руде по балансу 3,1 г/т. Скорость фильтрации растворов через 2-метровый рудный слой высокая. Плотность орошения достигает 1000 л/(м²·сут), в процессе испытаний ее поддерживали в пределах 190-210 л/(м²·сут).

Из примесных металлов в продуктивных растворах преобладают (мг/л): медь – 64; железо – 11; цинк – 3,4; никель – 1,2. Такие концентрации примесных элементов не должны существенно осложнять процесс извлечения благородных металлов (золото, серебро) из растворов.

Результаты выполненных исследований позволяют сделать вывод, что руды проявления «Титимухта» пригодны для переработки по технологии кучного выщелачивания. При этом из руд с более высоких горизонтов (42-62 м) извлекается 77,5 %, а с более низких (71-100 м) – порядка 60 % золота (по данным предварительной оценки пробы Т-5). Работы следует продолжить на представительной полупромышленной пробе массой 3-5 т с целью уточнения параметров выщелачивания, отработки технологии извлечения золота из продуктивных растворов и обезвреживания выщелоченного штабеля с последующей разработкой регламента на проектирование промышленного производства.

В Сибирском регионе выявлен еще ряд сырьевых источников золота, пригодных к переработке по технологии КВ. Планируется в ближайшие годы освоить добычу золота с применением данной технологии из руд месторождений «Чертово корыто» в Иркутской области, «Самсоновское» в Красноярском крае и других объектов [104].

На месторождении «Чертово корыто» в сопровождении и по разработкам Иргиредмета ведется строительство установки КВ. Технология переработки золоторудного сырья и технологический регламент для проектирования промышленной установки разработаны в 1996 г., проект установки КВ – в 1999 г. Продолжаются изыскательские и исследовательские работы по уточнению сырьевого потенциала месторождения.

Открытие на Урале новых промышленных генетических типов оруденений: золото-кварц-сульфидной формации светлинского типа, золото-сульфидной формации воронцовского типа и других значительно расширяет перспективы развития минерально-сырьевой базы Уральского региона, как крупной золотоносной провинции¹⁰.

Полигенный характер рудообразования светлинского типа привел к формированию мощных зон прожилково-вкрапленных руд с широким спектром рудных минералов (пирит, самородное золото, халькопирит, галенит, сфалерит, шеелит, теллуриды сурьмы и висмута) с невыдержанным, иногда высоким содержанием

золота. Рудные тела образуют крупные месторождения, пригодные для открытой отработки.

В зависимости от состава рудовмещающих пород руды полигенных и полихронных месторождений воронцовского типа подразделяются на силикатные и карбонатные. Продуктивная минеральная ассоциация: пирит, антимонит, арсенопирит, самородное золото, реальгар, аурипигмент, киноварь. Распределение золота относительно выдержанное, максимальные концентрации сосредоточены в карбонатных рудах.

Выделенные типы месторождений характеризуются мощными золотоносными корами выветривания. Рудоносные коры выветривания представлены дресвяно-глинистыми, дресвяными и глинистыми образованиями, по составу кварц-каолинит-монтмориллонит-гидрослюдистыми с гидроксидами железа, окисленными сульфидами, реликтами рудных метасоматитов и рудовмещающих пород. Золото в них обычно свободное (до 80 %), содержание золота – близкое к содержанию в первичных рудах.

Запасы золота в забалансовых рудах Светлинского месторождения (Челябинская область) с содержанием металла 1,4-1,5 г/т, планируемых к переработке кучным выщелачиванием, составляют свыше 100 т [105]. В 1992 г. Иргиредметом выполнен комплекс работ, включающий исследование руд, разработку технологии выщелачивания, полупромышленные испытания и разработку технологического регламента на проектирование промышленной установки производительностью 500 тыс. т руды в год, (см. разд. 2.2.2). Произошедшее в 1997-1999 гг. значительное снижение цены на золото и невысокое содержание металла в светлинских рудах обусловили необходимость увеличения масштаба создаваемого предприятия вдвое.

С учетом данных дополнительных исследований, проведенных в институте в конце 1990-х гг., ЗАО «Южуралзолото» и Иргиредметом в 2001 году внедрена технология кучного выщелачивания золота из окисленных руд месторождения.

Эксплуатировавшееся в 1990-е годы по технологии КВ небольшое предприятие «Колорадо» в Челябинской области с годовым объемом добычи 25-50 кг золота, исчерпав запасы сырья

– лежалых эфельных хвостов золотоизвлекательных фабрик Кочкарского рудника (АО «Южуралзолото»), в 1998 г. прекратило свою деятельность [105]. О переработке техногенного сырья ТОО «Колорадо» подробно изложено в разд.2.3.2.

В корях выветривания Воронцовского месторождения в Свердловской области содержание золота составляет 4,9 г/т. С 2000 г. ЗАО «Золото Северного Урала» (МНПО «Полиметалл») отрабатывает их по технологии кучного выщелачивания. Годовая производительность опытно-промышленного участка КВ 300 тыс.т руды, дробленной до крупности -20 мм и окомкованной. Из продуктивных растворов золото извлекают осаждением на цинковую пыль. Извлечение золота из руды в золото-серебряный сплав – 75 %. Режим работы предприятия – круглогодичный, объем добычи золота по проекту 2500 кг в год [105].

В малосульфидной окисленной руде Кировского месторождения в Оренбургской области содержание золота составляет 7,5 г/т. ЗАО «Южно-Уральская золотодобывающая компания» (МНПО «Полиметалл») с 1999 г. отрабатывает его кучным выщелачиванием. Руду дробят до -10 мм и окомковывают. Золото из продуктивных растворов осаждают на цинковую пыль, цинковые осадки подвергают кислотной обработке, после чего плавят на слитки золота. Извлечение золота из руды в слитки – 70 %. Производительность установки – 50 тыс.т руды в год, объем добычи золота в 2000-м году составил 384,5 кг (в пусковом 1999-м году – 37 кг).

На Южном Урале в Республике Башкортостан, вблизи от г.Учалы расположено месторождение «Муртыкты». На базе месторождения созданы два предприятия: одно – для переработки окисленных руд методом кучного выщелачивания (предприятие эксплуатируется с 1996 г.), и второе – для добычи первичных руд [42, 79]. Переработку руды выщелачиванием осуществляет ЗАО Научно-производственное предприятие «Башкирская золотодобывающая компания» (МНПО «Полиметалл»). Схема рудоподготовки включает дробление до крупности -10 мм и окомкование. Годовая производительность установки – 50 тыс.т руды. Объем добычи золота в 1996 г. (пусковом) составил 40 кг.

Первую стадию проверки – тестовые испытания прошли окисленные руды месторождений Башкортостана «Санкым» и «Балто-Тау». С Тубинского рудника в адрес Иргиредмета в 1990 г. поступили пробы массой по 200 кг. Выщелачиванием из руд крупностью дробления -5 мм в растворы извлечено 92 и 84 % Au при содержании 2,7 и 3,7 г/т и 69-72 % Ag (содержание 21,7 и 40,6 г/т) соответственно.

На Сафьяновском медно-цинковом месторождении (Свердловская область, Средний Урал) в отвалах было за складировано на 1998 г. 800 тыс.т окисленных золотосодержащих руд. Основной тип сырья – золотосодержащая «железная шляпа» – продукт окисления колчеданных и прожилково-вкрапленных руд. В рудах присутствует медь (0,2 %) в виде ковеллина, халькопирита, борнита и халькантита, а также сульфидная сера (1 %). До 72 % золота находится в формах, позволяющих извлекать его цианированием [43].

В 1998 г. АО «Уралэлектромедь» начата эксплуатация опытно-промышленной установки кучного выщелачивания масштабом 30 тыс.т руды с содержанием золота 3 г/т. Из результатов следовало, что для завершения процесса выщелачивания штабеля высотой 4,5 м потребуется 1,5-2 года. Следовательно, на промышленных установках необходимо предусматривать круглогодичную переработку «железной шляпы» Сафьяновского месторождения.

3.4. Сырьевая база Казахстана, республик Средней Азии и Кавказа

В 1970-е, начале 1980-х годов по технологии кучного и чанового выщелачивания Иргиредметом исследованы и испытаны руды ряда сырьевых объектов Таджикистана: месторождений «Джилау», «Апрелевское», «Школьное», «Кызыл-Чеку», рудника «Табошары». В результате выполненных работ выявлены наиболее перспективные объекты – месторождения «Джилау» и «Апрелевское» (см. разд.3.2). Исследования по оценке сырьевой базы Казахстана, Кыргызстана, Узбекистана проведены в период с 1987 по 1991 гг. В первые два года работы выполнялись по заданию и

при финансировании «Главалмаззолото» СССР, в последующие – по хозяйственным с Семипалатинской ГРЭ и комбинатом «Алтай-золото».

Из 25 месторождений северных районов Казахстана, проанализированных к 1988 г., было выделено 5 перспективных для кучного выщелачивания объектов. По результатам исследований и технологических испытаний первоочередными признаны окисленные руды Васильковского месторождения и Мукурской рудной зоны, представленной месторождениями «Суздальское», «Джерек» [34], «Пустынное» [78] и другими.

Технологический регламент на проектирование установки кучного выщелачивания золота из окисленных руд Васильковского месторождения разработан Иргиредметом и СПКТБ ПО «Каззолото» в 1988 г. Проекты установок нескольких масштабов: первоначально – производительностью 150-300 тыс.т руды в год, в 1995 г. – в объеме 1 млн.т выполнены институтом «Каз-ГИНалмаззолото». В мае 1991 г. на Васильковском месторождении впервые в СССР осуществлено промышленное внедрение технологии кучного выщелачивания золота.

Участок КВ расположен в 20 км от г.Кокчетав на промплощадке (отвал пустых пород) Васильковского ГОКа [106]. Параметры процесса выщелачивания: крупность руды – 200 мм, растворитель – цианид натрия, защелачивающие реагенты – известь и гидроксид натрия, продолжительность – до 270 сут. В качестве сорбента растворенного золота используется анионит АМ-2Б. Содержание золота в руде 1,7-2,0 г/т, извлечение в товарную продукцию (катодные осадки) – 54-60 % [3, 78, 106, 107].

За 10 лет работы участка КВ добыто более 4 т катодного золота. Запасы руд, утвержденные для переработки методом кучного выщелачивания, на Васильковском месторождении составляют 61,4 млн.т, из которых на 2000 г. добыто из карьера немногим более 1 млн.т [107].

Несомненным успехом явилось выделение в качестве сырьевого объекта для кучного выщелачивания Мукурской рудной зоны. Окисленные руды Мукурской зоны оцениваются как сырьевая база для технологии КВ в крупных масштабах [34].

На площади Мукурской зоны выделено два крупных участка: Центрально-Мукурский, в отводы которого входит месторождение «Джерек», и Восточно-Мукурский. В юго-восточном фланге Мукурской зоны на значительной площади в зоне окисления выявлено большое количество золоторудных тел, по содержанию и размерам аналогичных рудным телам Восточно-Мукурского участка. В 1990 г. для Центрально-Мукурского участка произведен подсчет запасов.

Выполненным комплексом исследований и полупромышленных испытаний на сырье месторождений «Джерек» и «Суздальское» (последнее расположено вблизи Мукурской рудной зоны) показано, что кучным цианистым выщелачиванием из руд забойной крупности извлекается 67,7 и 68,8 % золота; из руд, дробленных до класса – 25 мм, – 82,0 и 88,1 %. Содержание Au в рудах указанных месторождений составляет соответственно 2,1 и 1,6 г/т. Из глинистых руд золото также хорошо извлекается в процессе кучного выщелачивания – при содержании в суздальской глинистой руде 3,5 г/т извлечение золота составляет 80-85 %.

Технологический регламент на проектирование опытно-промышленной установки для руд Суздальского месторождения и месторождения «Джерек» выдан Иргиредметом в 1991 г. [34]. По рабочему проекту, разработанному австралийской компанией «Ликоподиум», на Суздальском месторождении построено и введено в эксплуатацию золотодобывающее предприятие кучного выщелачивания. Среднее содержание золота в перерабатываемой руде составляет 6,4 г/т, извлечение в раствор – 90 %, в товарную продукцию – более 80 %.

Ранее (в составе СССР) месторождения «Джерек» и «Суздальское» разрабатывались ГОКом «Алтайзолото» открытым способом. Руду с содержанием золота 4 г/т и выше вывозили на золотоизвлекательные фабрики Урала и Средней Азии, частично реализовывали в качестве флюса. Добытые бедные и забалансовые руды не вовлекались в сферу промышленного производства и складировались. Получение золота на месте добычи по технологии КВ позволяет снизить минимальное промышленное содержание золота с 4 до 1-1,5 г/т, увеличить запасы промышленных руд,

снизить себестоимость переработки руды. В пользу организации кучного выщелачивания на месторождениях Мукурской рудной зоны свидетельствует еще ряд существенных факторов:

наличие в пределах зоны площадок, рельеф которых благоприятен для размещения отвалов кучного выщелачивания;

широкое развитие в пределах Мукурской зоны мощной (50-80 м) глинистой коры выветривания, являющейся естественным водоупорным горизонтом;

большая глубина залегания грунтовых вод (25-30 м), которые по своему составу из-за повышенного содержания солей пригодны лишь для технических целей.

Положительными факторами являются также малонаселенность района (засушливая степь и полупустынные участки) и отрицательный водный баланс в весенне-осенний сезон.

По итогам исследований и технологических испытаний Иргиредметом был сделан вывод о необходимости освоения сырьевых объектов Мукурской рудной зоны по технологии кучного выщелачивания и целесообразности строительства сразу нескольких площадок вблизи наиболее крупных объектов с единым узлом регенерации насыщенного сорбента и получения золота в виде металла непосредственно на месте добычи [34].

Отработка кучным выщелачиванием золоторудных месторождений «Центральный Мукур» и «Миялы» была начата в 1995 г., месторождения «Пустынное» - в 1994 г. [20, 78 и др.]. Окисленные руды месторождения «Пустынное» в настоящее время перерабатываются с получением сплава Доре ОАО «Горнорудная компания «АБС - Балхаш»²⁰ (рис.3.3, 3.4). Содержание золота в выщелачиваемой руде составляет 1,4 г/т, производительность установки – 70 тыс.т руды в год и ее предусматривается значительно увеличить.

Предприятие КВ на месторождении «Жанан», перерабатывающее окисленные малосульфидные руды (массовая доля сульфидов в руде 5-8 %), проработав несколько месяцев в сезоне

1993 г., было законсервировано. Освоение технологии возобновлено в 1995 г.

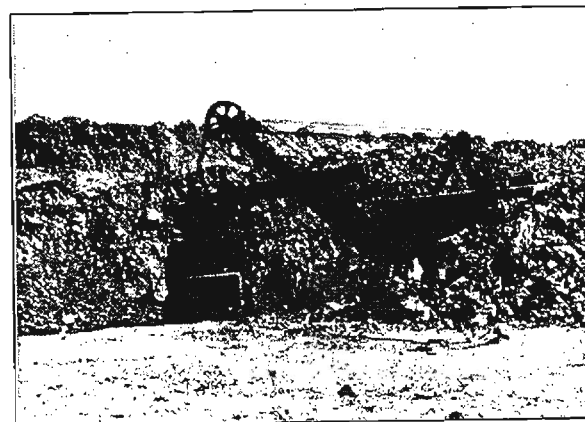


Рис.3.3. В карьере ГМП «Пустынное»

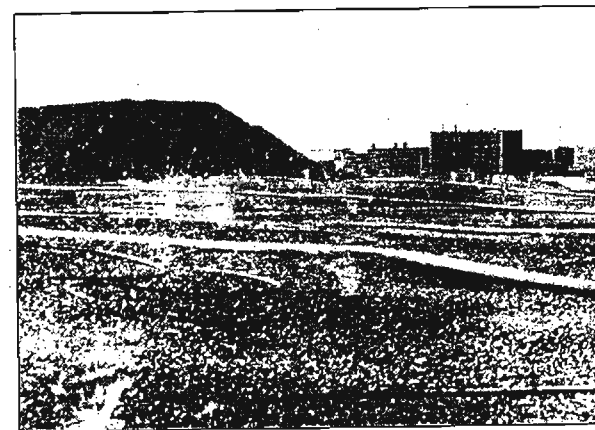


Рис. 3.4. ГМП «Пустынное»:

Во второй половине 1990-х гг. в Казахстане кроме вышеуказанных объектов кучным выщелачиванием перерабатывали руду месторождения «Акбакай» и хвосты обогащения Бестюбин-

²⁰ Лузин Б.С. Компания «АБС-Балхаш» - флагман золотодобычи Казахстана //Горный журнал.- 2001.- № 11.- С.78-79.

ской фабрики [78]. Запущенные в 1998 г. установки КВ на бедном золоторудном сырье месторождений «Далабай» и «Карьерное» на данный момент законсервированы. На конец 2001 г. процесс КВ золота в республике осуществлялся на месторождениях «Васильковское», «Суздальское», «Центральный Мукур», «Пустынное», «Миялы» и «Жанан». Перспективными для данной технологии определены окисленные руды месторождений «Мизек», «Юбилейное» и других.

В Среднеазиатском регионе СНГ одним из объектов для применения КВ являются забалансовые руды месторождения «Макмал» в Кыргызстане. На месторождении в 1985 г. построен Макмальский золотодобывающий комбинат, функционирующий в настоящее время (в 1997 г. на комбинате получено 1,7 т золота) [108]. При отработке месторождения открытым способом в отвалы отсыпается ежегодно около 400 тыс. т забалансовых руд, которые, по данным исследований, могут являться сырьевой базой для организации промышленной добычи золота кучным выщелачиванием [34].

По эксплоразведочным работам на месторождении «Макмал» выделено три технологических типа забалансовых руд с содержанием золота менее 3,5 г/т: 1) выветрелые давленные серицитизированные граниты (гранитная сыпучка); 2) скальные скарнированные мраморы и скарны; 3) давленные и выветрелые скарнированные породы.

В Иргиредмете в 1988 г. исследованы четыре технологические пробы забалансовых руд, характеризующих сырьевую базу для кучного выщелачивания на Макмальском ЗДК. Содержание золота в пробах – от 1,0 до 2,3 г/т, среднее – 1,6 г/т.

По результатам двух циклов комплексных испытаний технологии кучного выщелачивания золота из усредненной пробы руды (в замкнутом цикле с сорбцией на анионит АМ-2Б и оборотом обеззолоченных растворов) разработан технологический регламент на проектирование опытно-промышленной установки КВ. Производительность установки – 175 тыс. т руды в год. Извлечение золота из руды крупностью -10 мм составляет 65-70 %. Рег-

ламент согласован с Макмальским ЗДК и проектной организацией – институтом «ГИНалмаззолото».

Опытно-промышленную установку кучного выщелачивания рекомендовано разместить в районе карьера, исключив тем самым затраты на транспортировку горной массы, а насыщенную золотом смолу направлять за 30 км в регенерационное отделение Макмальской ЗИФ.

Создание промышленных мощностей кучного выщелачивания на Макмальском месторождении позволит существенно увеличить добычу золота и повысить полноту использования природных ресурсов.

В Республике Узбекистан сырьевым объектом для кучного выщелачивания являются забалансовые руды и вскрышные породы Марджанбулакского месторождения (участки «Танги» и «Восточный» в Джизакском районе). Ежегодно в отвалы вывозится более 1 млн. т такого сырья.

Полупромышленные испытания, проведенные Иргиредметом на месторождении, показали, что из забалансовых руд и вскрышных пород крупностью -300 мм за 16 суток выщелачивания извлекается 54 % золота [34].

Установку КВ целесообразно разместить в районе хвостохранилища Марджанбулакской ЗИФ, используя осветленные сливы хвостохранилища в качестве технологических растворов. Извлечение золота из продуктивных растворов предпочтительно осуществлять методом сорбции на анионите АМ-2Б, десорбцию и электролиз – в отделении регенерации Марджанбулакской ЗИФ [3]. Технологический регламент на проектирование промышленной установки годовой производительностью 1,2 млн. т вскрышных пород выдан в 1991 г.

Уникальным сырьевым источником для добычи золота кучным выщелачиванием являются забалансовые руды месторождения «Мурунтау». Месторождение золото-кварцевое, расположено в Кызылкумском промышленном регионе, открыто в 1958 г. и представляет собой крупный по размерам штокверк [109].

Рудовмещающие породы штокверка представлены песчаниками и алевролитами углисто-кварцевого состава, переслаиваю-

щимися со слюдисто-кварцевыми, кварц-хлоритовыми и углисто-слюдистыми сланцами. Руды сосредоточены в основном в трех залежах, главный структурный элемент которых – кварцевые жилы, группирующиеся в системы мощностью до 100 м. Рудные залежи по падению прослежены на глубину до 1000 м. Оруденение внутри залежей распределено неравномерно, представлено часто сменяющимися участками кондиционных и некондиционных руд, пустых пород.

В условиях отсутствия естественных границ между рудой и породой, неравномерного распределения рудных тел в горном массиве и золота в рудных телах при реализации открытого способа разработки месторождения образуется значительное количество забалансовых руд. Ориентация на переработку их была принята как перспективное направление в развитии Зарафшанского золотоизвлекательного комплекса. В карьере «Мурунтау» с самого начала его работы ведется раздельная добыча и складирование кондиционной и забалансовой руд и вскрышных пород. Забалансовые руды сортируют по содержанию золота, г/т: 2-2,5; 1,5-2,0; 1-1,5, раздельно укладывая в склады № 2, 3, 4 соответственно. Горная масса с содержанием золота менее 1 г/т относится к породам вскрыши и отдельно не складировается, накапливается в отвалах.

Для переработки кучным выщелачиванием забалансовых руд, накопленных на складах карьера «Мурунтау» за 25 лет его существования, компанией «Ньюмонт» (США), Государственным комитетом по геологии и минеральным ресурсам Республики Узбекистан и Навоийским горно-металлургическим комбинатом создано совместное предприятие «Зарафшан-Ньюмонт». Согласно договору, совместному предприятию для переработки передано 220 млн.т руды со средним содержанием золота 1,4 г/т (рис.3.5) [109, 110].

Исследованиями, проведенными на предприятии, показано, что из руды карьера «Мурунтау» забойной крупности (-300 мм) извлечение золота не превышает 25-30.

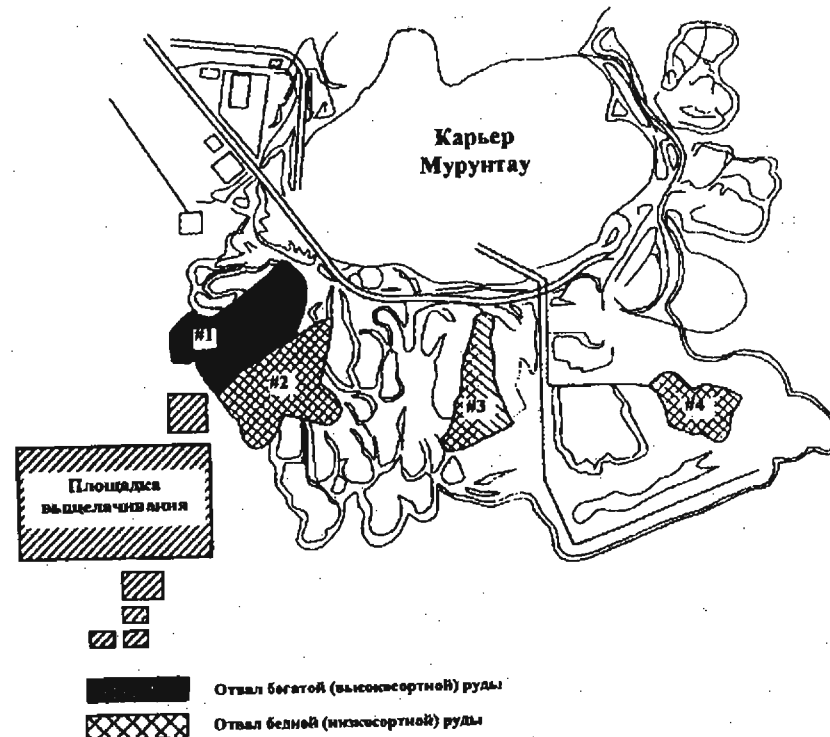


Рис.3.5. Схема размещения площадки выщелачивания в СП «Зарафшан-Ньюмонт»

Экономическими расчетами установлена рациональная степень дробления руды перед кучным выщелачиванием в зависимости от содержания золота в исходном сырье:

Содержание Au, г/т	Крупность руды, мм
1,1	-3,25
0,8	-5,0
0,53	-10,0

СП «Зарафшан-Ньюмонт» введено в эксплуатацию в 1995 г. (рис.3.6). Кучным выщелачиванием предусматривается переработать часть забалансовой руды (с извлечением золота 50-65 %), ос-

тальную руду, хвосты кучного выщелачивания и руду от сортировки отвалов вскрышных пород планируется переработать на гидрометаллургическом заводе № 2 (извлечение золота 85-94 %) после окончания горных работ в карьере «Мурунтау». С целью сокращения сроков погашения кредитов, в первые 5 лет деятельности совместного предприятия переработке подлежат 60 млн.т руды с повышенным (1,6 г/т) содержанием золота при извлечении 65 %, в последующие 10 лет – 160 млн.т руды с содержанием 1,1 г/т при извлечении 50 % [109].



Рис.3.6. Совместное предприятие «Зарафшан-Ньюмонт», кучное выщелачивание забалансовых золотосодержащих руд

Несмотря на низкое содержание золота в руде, необходимость мелкого дробления, осуществляемого в четыре стадии, и относительно невысокое извлечение металла, проект СП «Зарафшан-Ньюмонт» по коммерческой добыче золота успешно реализован. Этому способствовало наличие мощной сырьевой базы, обеспечивающей высокую производительность (более 13 млн.т руды в год), благоприятные природно-климатические условия и

возможность формирования высокого штабеля руды. Планируемая высота кучи 80 м (8 слоев руды высотой по 10 м каждый). Создание предприятия кучного выщелачивания на карьере «Мурунтау» отражает элемент адаптации существующей сырьевой базы к новой экономической ситуации, так как технология кучного выщелачивания позволяет резко ускорить реализацию золота, получаемого из бедного сырья.

Производительность перерабатывающего завода по руде через два года приблизилась к проектной (13,8 млн.т/год) с ежегодным выпуском золота в количестве 12 т в первые годы (табл.3.7) и 7 т – в последующие [109, 111].

Таблица 3.7

Динамика вовлечения сырьевых ресурсов карьера «Мурунтау» в переработку по технологии кучного выщелачивания

Показатели	1995 г.	1996 г.	1997 г.	1998 г.
Количество руды, уложенной на площадку выщелачивания, тыс.т	4205	11222	13285	13542
Содержание золота в руде, г/т	1,78	1,81	1,72	1,76
Выпуск золота, кг	761	9535	13683	11724

Накопленная в отвалах карьера «Мурунтау» горная масса является сырьем, принципиально пригодным для промышленной переработки с целью получения золота, хотя проектами к использованию не предусматривается. Отвалы пород представляют собой типичное техногенное месторождение со значительными запасами золота, которые постоянно пополняются за счет пород внутренней вскрыши [109].

В отвалах могут быть выделены участки горной массы с содержанием золота 0,5-1,0 г/т и общими запасами 250 млн.т, перерабатывать которую традиционными способами при таком содержании золота в настоящее время экономически невыгодно. Вместе с тем исследованиями установлена экономическая целесообразность переработки пород с содержанием золота 0,53 г/т по технологии кучного выщелачивания. Возможность освоения технологии выщелачивания золота из скальной горной массы позволяет

рассматривать отвалы карьера «Мурунтау» как сырьевую базу, перспективную для добычи золота. Порода предусматривается подвергать радиометрической сортировке с последующим направлением на кучное выщелачивание обогащенной золотом минерализованной массы.

Проведены экспериментальные исследования, в том числе крупномасштабные (1776 т руды) опыты, по отработке параметров выщелачивания окисленных руд месторождений «Кокпата» и «Даугызтау» - крупных сырьевых объектов Кызылкумского региона. Из руд забойной крупности (82 % массы представлено классом -50 мм) с содержанием золота 0,9-1,0 г/т извлечение составляет 50-55 %. Результаты исследований положены в основу исходных данных для разработки ТЭО освоения месторождения «Даугызтау» (СП «Амантайтау-Голдфилз»).

В целом месторождения и рудопроявления Кызылкумского региона (в количестве более сотни) характеризуются относительно низким содержанием золота и значительным выходом забалансового сырья в процессе открытой разработки. В таком сырье, являющемся принципиально пригодным для переработки методом кучного выщелачивания, в Кызылкумском регионе содержится около 400 т золота.

Минерально-сырьевая база для добычи благородных металлов кучным выщелачиванием в Кавказском регионе представлена рядом золоторудных и комплексных золотосодержащих месторождений. К таким месторождениям, в частности, относятся: в Грузии - «Маднеульское», в Азербайджане - «Кедабек», на Северном Кавказе - «Радужное».

На Маднеульском ГОКе при проведении вскрышных работ добывается большое количество вторичных золотосодержащих кварцитов. Исследования по установлению возможности извлечения золота различными методами из маднеульских кварцитов проводил Кавказский институт минерального сырья (КИМС) им.А.А.Твалчрелидзе (г.Тбилиси). При оценке применимости метода кучного выщелачивания были получены положительные результаты.

По просьбе КИМСа на предоставленной пробе маднеульских золотосодержащих кварцитов Иргиредметом в 1980 г. проведены исследования процесса выщелачивания благородных металлов. Масса пробы составляла 80 кг. В составе руды по данным пробирного и химического методов анализа содержится, г/т: золота 2,0, серебра 12,1 и в %: серы 0,91 (вся сера присутствует в сульфидной форме), мышьяка 0,05, меди 0,03, цинка 0,02; свинец и сурьма не обнаружены.

Судя по полученным результатам исследований (табл.3.8), руда может быть переработана по технологии кучного цианистого выщелачивания. За 12 суток из руды крупностью -10 мм извлекается до 70 % золота, из руды крупностью -5 мм - 78,8 %. Извлечение серебра составляет 26 и 29 % соответственно и при увеличении продолжительности процесса, очевидно, должно возрасти. Содержание золота в растворах достигает 5, серебра - 8 мг/л; отношение (масс.) суммы благородных к сумме примесных металлов составляет 0,04. Учитывая наличие в растворах значительных количеств примесных элементов, благородные металлы из продуктивных растворов рекомендовано извлекать по угольно-сорбционной технологии.

Таблица 3.8

Показатели кучного выщелачивания благородных металлов из маднеульских кварцитов

Крупность руды, мм	Продолжительность обработки*, сут	Извлечение, %		Расход, кг/т		
		Au	Ag	NaCN	CaO	H ₂ O
-25	8	40,6	11,0	0,59	1,0	230
-10		67,7	20,0	0,65	1,2	250
-5		44,7	19,0	0,79	1,0	283
-2		46,2	18,0	0,77	1,0	300
-10	12	69,7	26,0	0,69	1,3	280
-5		78,8	29,0	0,76	1,3	360

* Продолжительность выщелачивания (в фильтрационных колоннах), включая водную отмывку.

Иргиредметом выданы исходные данные для составления ТЭО кучного выщелачивания на установке годовой производительностью 100 тыс.т руды крупностью дробления -10 мм. Расчетами, выполненными институтом «ГИНалмаззолото», подтверждена эффективность переработки золотосодержащих кварцитов Маднеульского ГОКа по технологии кучного выщелачивания.

В 1997 г. по договору между АО «Маднеули» и австралийской компанией «Кропвуд» вблизи маднеульского карьера построено предприятие КВ проектной производительностью 2 т золота в год. С мая 1997 г. по июнь 2003 г. на нем переработано 8,2 млн.т золотосеребросодержащих кварцитов и в виде сплава Доре получено 348 тыс. унций золота и 146 тыс. унций серебра (М.И.Чохонелидзе, Б.З.Менабдишвили, В.А.Миронов, 2004 // Горн. журн.- 2004.- № 4).

Институтом ВНИИХТ по заказу артели старателей «Тамаша» в 1990-х гг. проведены лабораторные исследования руды месторождения «Радужное». Месторождение золото-кварцевой формации, содержание в руде составляет, г/т: золота 5,6, серебра 200. Извлечение золота – на уровне 85 %. Разработано ТЭО освоения кучного выщелачивания на предприятии с годовой производительностью 100 тыс.т руды, рекомендовано проведение опытно-промышленных работ.

Кедабекское месторождение более 100 лет служило объектом добычи руды для извлечения из нее меди, золота и серебра²¹. Начиная с 1991 г. институтом «ЮЖЦНИГРИ» (г.Баку) ведутся исследования по переоценке Кедабекского рудного поля. Остаточные запасы сырья в недрах с учетом бедных руд с содержанием меди менее 2,5 % составляют более 4 млн.т. Эти руды характеризуются достаточно высоким содержанием золота и серебра. Лежалые хвосты обогащения прошлых лет со средним содержанием золота 2,3 г/т, серебра 27,3 г/т, меди 0,45 % также представляют определенный интерес для вторичной переработки. К дополнительным источникам золота, серебра и меди можно

²¹ Мамедов М.М., Халил-Заде В.К. Состояние и перспективы освоения минеральных ресурсов в горных районах Азербайджана //Горный журнал.- 2001.- № 10.- С.70-73.

отнести и вторичные кварциты, широко развитые в Кедабекском рудном поле.

По результатам выполненных в 1989-1992 гг. лабораторных исследований и полупромышленных испытаний институтом «ЮЖЦНИГРИ» разработана принципиально новая схема кучного выщелачивания руды месторождения «Кедабек», позволяющая с высокой эффективностью извлекать из нее золото. В 1993-1994 гг. НПП «ГЕОТЭП» ВНИИХТ по заказу государственной компании «Азергызыл» разработан рабочий проект строительства на месторождении промышленного предприятия по добыче золота из отвалных руд и вторичных кварцитов. Проектная производительность предприятия кучного выщелачивания – 300 тыс.т руды в год.

Потенциальные ресурсы золота в Азербайджане в результате геолого-экономической переоценки золоторудных объектов, проведенной в последние годы, увеличены более чем на порядок. В настоящее время созданы реальные условия для развития в республике золотодобывающей промышленности с законченным циклом производства металла, в том числе – на основе процесса кучного выщелачивания.

ГЛАВА 4

ТЕХНОЛОГИЯ И ТЕХНИКА ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

4.1. Основные технологические аспекты кучного выщелачивания

Успешность осуществления проектов кучного выщелачивания благородных металлов из руд и отходов горно-обогатительного производства определяется проработанностью ряда аспектов, к которым в первую очередь относятся следующие:

- сырьевая база для создания промышленных производств;
- рудоподготовка;
- организация процесса кучного выщелачивания;
- формирование отвалов для выщелачивания;
- переработка продуктивных растворов;
- получение товарной продукции в виде слитков лигатуры;
- экология и обезвреживание хвостов выщелачивания [4].

Характеристика золоторудных объектов с точки зрения пригодности их к отработке методом кучного выщелачивания и запасов сырья достаточно подробно отражена в предыдущих разделах монографии (1.3, 3.1-3.4). Поэтому основное внимание в данной главе уделено собственно технологическим аспектам КВ.

4.1.1. Рудоподготовка

Технологические свойства и качество минерального сырья определяют метод подготовки его к кучному выщелачиванию. Цикл рудоподготовки может предусматривать дробление или сочетание дробления и окомкования, он может быть также представлен только окомкованием (например, мелкодисперсных хвостов обогащения), либо шихтовкой глинистого сырья со скальными породами.

Целью рудоподготовки является получение частиц рудного материала такой крупности, при которой обеспечивается контакт раствора с благородными металлами, сохраняются устойчивость штабеля руды и его проницаемость, достаточная для прохождения растворов через тело штабеля с приемлемой скоростью. Эти требования зачастую могут входить в противоречие друг с другом, когда достигаются приемлемые показатели извлечения металлов из дробленой руды, но при низкой скорости фильтрации растворов, за очень длительный период времени.

Расходы на дробление прямо связаны с рентабельностью извлечения золота: если затраты на дробление руды не компенсируются прибылью, полученной за счет повышения извлечения золота, то операция дробления нецелесообразна.

Дробление проводят с использованием: 1) стационарных дробилок и 2) мобильных дробильно-сортировочных комплексов.

Использование стационарных дробилок требует значительного объема строительно-монтажных работ и времени. Как правило, в зависимости от технологических свойств руды и требуемых параметров используется двухстадиальное или трехстадиальное дробление. Трехстадиальное дробление до крупности -5 мм рекомендовано для руд месторождений «Майское» и «Любовь»; двухстадиальное – для руд месторождений «Дельмачик», «Амазаркан», Сахсарской рудной зоны и др. Дробление на первой стадии осуществляют в щековых дробилках типа ЩДП, на второй – в конусных типа КСД и на третьей стадии – в конусных инерционных дробилках типа КИД. На вторую стадию дробления руды целесообразно подавать известь с целью дробления и перемешивания ее с рудой.

По второму варианту отделение рудоподготовки комплектуется бункер-питателем типа ТК-16А, агрегатом крупного дробления типа СМД-133А, агрегатом среднего дробления типа СМД-131А, агрегатом мелкого дробления типа СМД-134А и специальными передвижными транспортерами типа С-988А, которые в перспективе могут быть использованы и при формировании куч.

Золотосодержащие руды с повышенным содержанием глины (руды Куранахского рудного поля, окисленные руды Светлин-

ского и Олимпиадинского месторождений), руды с повышенным содержанием шламов, образующихся в результате дробления (окисленные руды Майского месторождения), а также лежалые и текущие хвосты гравитационного и гравитационно-флотационного обогащения (хвосты Саралинской и Ирокиндинской фабрик) практически повсеместно с трудом подвергаются кучному выщелачиванию из-за крайне низкой скорости фильтрации цианистых растворов через кучу, что может привести к необоснованно затянутому периоду выщелачивания, низкой степени извлечения и, как следствие, к относительно низкой прибыльности производства золота методом КВ. Проблема, возникающая при переработке такого рода минерального сырья, может быть решена путем предварительного окомкования. Основная цель окомкования – получение пористого, однородного по крупности материала, который был бы устойчив к механическому воздействию при транспортировке, формировании кучи и просачивании цианистых растворов вглубь окомкованного материала [11]. Качество окомкованного сырья определяется следующими факторами:

- природой и загрузкой связующей композиции или связующего;
- количеством воды или цианистого раствора, подаваемых на операцию окомкования;
- продолжительностью отвердевания и упрочнения окомкованной руды с целью создания необходимых физико-механических свойств [51, 52, 112-115].

В операции окомкования в качестве связующих добавок используют цемент, известь, отходы некоторых производств и различные композиции на их основе. Для ряда сырьевых объектов продолжительность кучного выщелачивания окомкованного сырья в сравнении с традиционным вариантом сокращается от 2 до 5 раз, а для многих эта операция является обязательной, поскольку без нее процесс КВ практически не осуществим. В первую очередь это относится к окисленным рудам месторождений «Светлинское» и «Олимпиада» и к ряду месторождений Куранахского рудного поля. Наряду с многократным сокращением продолжи-

тельности выщелачивания имеет место и повышение уровня извлечения благородных металлов.

В зависимости от гранулометрического и минерального состава сырья аппаратурно процесс окомкования может быть оформлен различно. В основном используется следующее оборудование: барабанные и чашевые окомкователи и окомкователи из каскада ленточных транспортеров.

4.1.2. Организация процесса выщелачивания

К промышленному использованию рекомендованы три основных варианта КВ, отличающиеся организацией основных и вспомогательных работ, конструкцией гидротехнических сооружений и характером общепромышленных мероприятий [4, 11, 116].

Первый из них предусматривает строительство долговременных площадок многоразового использования из твердых гидроизоляционных покрытий, способных выдерживать механическое давление складированного штабеля, погрузочно-разгрузочных механизмов и транспортных средств. Для проведения кучного выщелачивания по данному методу требуются: ограниченный по площади участок земли, предназначенный для размещения площадок под рудные штабели; участок, пригодный для строительства хвостохранилища; высокопрочное гидроизоляционное основание (чаще из бетона или асфальта); технологические емкости относительно небольшой вместимости. Процесс выщелачивания должен быть непродолжительным и характеризуется двойной переработкой рудной массы (загрузка, выгрузка). Метод (его разновидность) применяется в артели старателей «Амур» при переработке руды месторождения «Комсомольская залежь» на площадках выщелачивания, исполненных в форме кювет.

Второй вариант, наиболее распространенный, предусматривает строительство гидроизоляционных площадок однократного использования из мягких изолирующих покрытий (полиэтиленовые или поливинилхлоридные пленки, листовая резина) в сочетании с глинистой изоляцией или без нее при наличии естественного водоупора толщиной не менее 1 м. Набор технологиче-

ского оборудования для этого варианта остается таким же, как и в первом варианте.

По второму варианту выщелоченная и обезвреженная руда остается на месте переработки. В этом случае отпадает необходимость сооружения и эксплуатации хвостохранилища. Затраты на строительство гидроизоляционных площадок должны быть минимальными, с использованием местных строительных материалов. Такой вариант организации кучного выщелачивания реализован в промышленном масштабе на рудах месторождений «Майское», «Покровское», «Бамское» и др., основные принципы его заложены в проекты установок КВ золота из руд месторождений «Олимпиада», «Амазаркан», «Мукадек» и других.

Третий вариант кучного выщелачивания — отвальное выщелачивание, подготовка к которому заключается в укладке руды перед удерживающим сооружением, имеющим вид дамбы. Как правило, кучу орошают до тех пор, пока в раствор не перейдет порядка 75 % от извлекаемого количества золота, после чего осуществляют дренаж растворов и складирование свежей руды. В процессе орошения кучи после ее наращивания наряду с выщелачиванием золота из выщележащего слоя происходит доизвлечение золота из нижележащего слоя. По окончании выщелачивания хвосты подвергают обезвреживанию и рекультивации, подобно отвалам пустой породы.

Для организации отвального выщелачивания необходима крепкая руда. Метод можно использовать на крутых участках с большим углом наклона. Для осуществления его необходимы высокоплотное прочное покрытие в связи с гидравлическим напором, возведение устойчивых куч, подобных отвалам пустой породы. Метод может быть реализован в климатических условиях широкого диапазона и приспособлен к длительному периоду выщелачивания (до нескольких лет).

В отвальном варианте на подготовленное гидроизоляционное основание отсыпается гравий или крупнообломочная пористая руда, которые выполняют две функции. Первая функция — создание пористой среды внутри нижнего слоя кучи, которая должна вмещать технологические растворы и влагу атмосферных осадков. Второй функцией гравийной отсыпки является создание своеобраз-

разного «скелета» для удержания руды в условиях пересыщения растворами нижних слоев гравийной отсыпки. В качестве идеальной гравийной отсыпки могут служить промытые пески из галеефельных отвалов от разработки россыпей как драгами, так и промприборами. На рис.4.1. представлена рекомендованная Ирриредметом аппаратурно-технологическая схема отвального варианта выщелачивания золота из окомкованных сырьевых ресурсов Куранахского рудного поля при годовой производительности по руде 1,5 млн.т.

Возможно сочетание вариантов, когда кондиционные для кучного выщелачивания руды после дробления и при необходимости — окомкования подвергают выщелачиванию на площадках многократного использования, а забалансовые руды без какой-либо рудоподготовки выщелачивают на площадках однократного использования. Обезвреженные хвосты выщелачивания кондиционных руд складывают на поверхность обезвреженных блоков выщелоченных забалансовых руд. Основное технологическое оборудование может быть единым.

Ирриредметом с участием специалистов АК «Алданзолото» разработан способ переработки золотосодержащих руд, по которому при КВ бедных руд в качестве выщелачивающего раствора используют осветленную жидкую фазу хвостохранилища от обезвреженной пульпы выщелачивания богатой (кондиционной) руды по фабричной технологии, а золотосодержащие растворы КВ используют в фабричном процессе цианирования богатой руды. Такой технологический прием позволяет утилизировать содержащийся в растворах цианид, получать более концентрированную по золоту жидкую фазу. При этом отпадает необходимость в сооружении цеха по извлечению благородных металлов из продуктивных растворов КВ с одновременным снижением отрицательного воздействия на экосистему за счет отсутствия бассейнов для сбора технологических растворов. Способ позволяет снизить капитальные затраты на 36 % и эксплуатационные — на 27 %. За счет получения более богатой промежуточной продукции (в среднем на 20 %) снижается себестоимость получения золота [117].

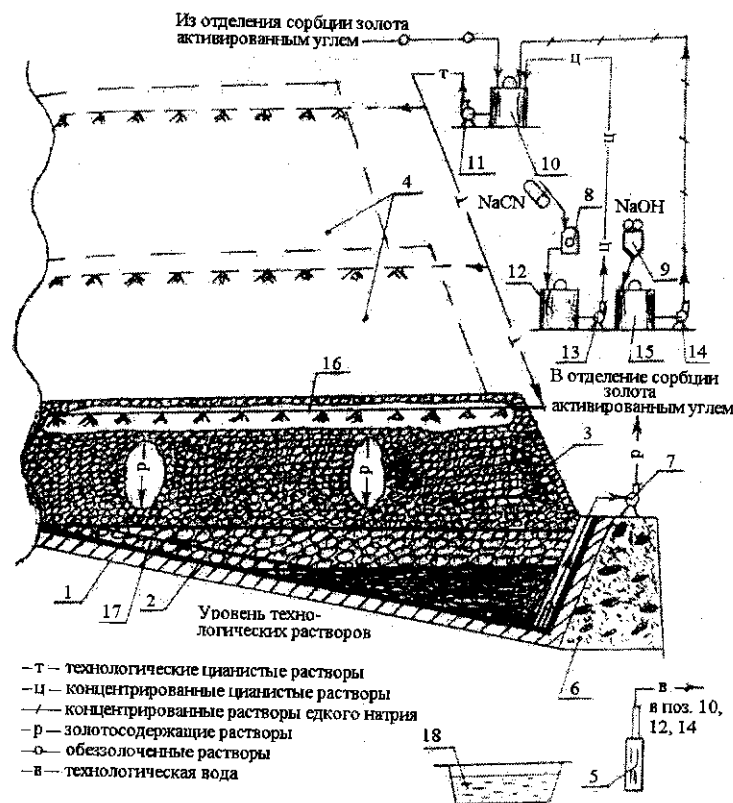


Рис. 4.1. Аппаратурно-технологическая схема отделения кучного отвального выщелачивания золота из окомкованной руды Куранахского рудного поля

1 — глиняный слой гидроизоляции; 2 — полимерное покрытие; 3 — руда первого подъема (3 блок-секции по 500 тыс. т); 4 — руда второго и третьего подъема (по 1,5 млн. т); 5 — скважины технологической воды; 6 — подпорная (ограждающая) дамба; 7 — погружной электронасосный агрегат типа 23ЦВ10-63-65; 8 — аппарат для вскрытия барабанов и вымывания сыпучих материалов типа УРРН-С42; 9 — аппарат для растаривания барабанов с едким натрием; 10 — сборник обеззоленных растворов типа КЧ-25; 11 — насос типа К-100-80-160; 12 — емкость для разварки цианида типа КЧ-12,5; 13 и 14 — насос типа АХ-40-25-160-А-СД; 15 — емкость для приготовления 25 % раствора NaOH типа КЧ-12,5; 16 — заглубленная капельная система орошения (напорные эмиттеры); 17 — закрытая система сбора продуктивных растворов; 18 — емкость для сбора технологического раствора в аварийной ситуации

4.1.3. Формирование отвалов для выщелачивания

Важным и ответственным этапом осуществления процесса кучного выщелачивания является сооружение рудного отвала, в котором возможное уплотнение материала должно быть сведено до минимума. При уплотнении его скорость фильтрации цианистых растворов уменьшается и это отрицательно сказывается на технологических показателях, особенно на производительности промышленного производства.

Метод формирования отвала во многом определяется физико-механическими свойствами и технологическими параметрами минерального сырья. Поскольку в природе, как правило, не существует двух похожих рудных тел, некоторые вариации необходимы в каждом проекте КВ в зависимости от рельефа местности и параметров отвала.

Наиболее простым и наименее затратным является метод формирования отвала с использованием автосамосвалов (для отсыпки нижнего слоя) и фронтальных погрузчиков для последующего наращивания высоты штабеля, которая в этом случае не превышает 4,3 м. Высота отвала во многом определяет удельные капитальные вложения на переработку 1 т минерального сырья. Чем выше отвал, тем меньше удельные капитальные вложения.

Минимальное уплотнение материала, обусловленное лишь его собственной массой, при повышенной высоте отвала (свыше 4 м) обеспечивают методы с использованием специальных отвалообразователей, либо экскаваторов-драглайнов.

Вышеуказанные методы формирования отвалов с использованием погрузчиков (в сочетании с автосамосвалами), отвалообразователей, экскаваторов-драглайнов применимы для всех категорий минерального сырья: от крепкого (типа руд месторождений «Любовь», «Титимухта») до механически малопрочного (окомкованные руды, окомкованные хвосты обогащения).

Бульдозерный способ формирования отвала, при котором сырье на площадку выщелачивания доставляют автосамосвалами, а штабель формируют бульдозером, применим для прочного материала (руды месторождений: «Майское» [5], «Чазы-Гол» [39],

«Бамское» [118] и др.)²². Прочная руда наименее подвержена уплотнению при передвижении бульдозера. На рис.4.2 показана схема бульдозерного способа формирования штабеля с предшествующей рудоподготовкой (двухстадийное дробление до крупности -20 мм с промежуточным грохочением и перемешиванием с цементом). Схема рекомендована для переработки руды золото-серебряного месторождения «Приморское». Аналогичная схема рудоподготовки и закладки кучи реализована на месторождении «Бамское».

Для укладки окомкованного сырья предпочтителен метод с использованием конвейеров и стакера. Таким методом сформирован штабель руды высотой 6 м на месторождении «Покровское» [119].

При организации выщелачивания в непосредственной близости от разрабатываемого забоя рудного блока или спецотвала транспортировку и складирование руды в штабель целесообразно осуществлять фронтальным погрузчиком [32]. Метод формирования рудного штабеля погрузчиком заложен в проекте предприятия кучного выщелачивания золота из руды Любавинского месторождения [94].

4.1.4. Извлечение золота и серебра в товарную продукцию

Переработка продуктивных растворов

В промышленной практике кучного выщелачивания для извлечения золота и серебра из продуктивных растворов, как и в фабричной технологии, применяют три метода: сорбцию на анионите АМ-2Б, сорбцию на активированном угле и цементацию на металлическом цинке. Выбор метода переработки растворов определяется рядом факторов: концентрацией примесных элементов (Cu, As, Sb), масштабами производства, соотношением концентраций Au и Ag в растворах, возможной кооперацией с действующей в регионе ЗИФ.

²² Высота рудных отвалов (масса от 100 до 500 тыс.т) промышленных установок КВ на месторождениях «Майское» и «Чазы-Гол» составляет 5-7 м, на месторождении «Бамское» - от 8 до 12 м.

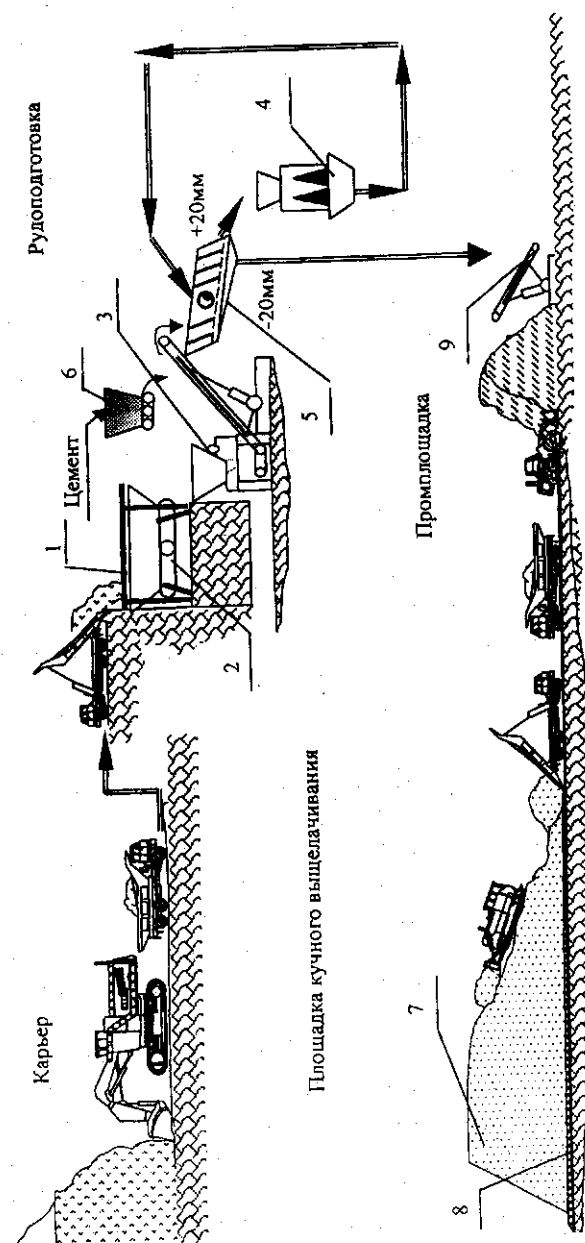


Рис.4.2. Схема рудоподготовки и формирования рудного штабеля опытно-промышленной установки кучного выщелачивания золота из руды месторождения «Приморское»
1 – приемный бункер; 2 – пластинчатый питатель; 3 – щековая дробилка; 4 – конусная дробилка; 5 – инерционный грохот; 6 – бункер с цементом; 7 – штабель руды на стадии формирования; 8 – подготовленное гидроизоляционное основание; 9 – ленточный транспортер

На смолу АМ-2Б сорбируют золото из растворов кучного выщелачивания на Васильковском ГОКе, на руднике «Жанан» (ЗАО «Бунашам») в Казахстане, в 1990-х гг. извлекали золото, выщелоченное из песков эфельных отвалов Кочкарского рудника (ТОО «Колорадо», г.Пласт, Челябинская область), из окисленной руды месторождения «Муртыкты» в РФ (МНПО «Полиметалл», г.Учалы, Башкортостан).

Обладая высокими емкостными, кинетическими и прочностными свойствами, анионит АМ-2Б имеет существенный недостаток – для десорбции золота и восстановления сорбционных свойств необходима сложная схема регенерации, включающая 6 операций. В схеме используется серная кислота, каустическая сода, тиокарбамид. Ввиду высокой коррозионной активности кислот тиокарбамидных растворов для процесса регенерации требуется дорогостоящая титановая аппаратура, сложное реагентное хозяйство. Проблемы, связанные со сложностью схемы регенерации АМ-2Б, указывают на то, что в составе установок кучного выщелачивания нецелесообразно создавать отделение регенерации. Использование данного сорбента имеет смысл лишь при незначительном расстоянии участка КВ от действующей ЗИФ, использующей процесс «смола в пульпе», где можно проводить регенерацию сорбента и получать готовую продукцию [59].

Насыщенный анионит АМ-2Б с установок кучного выщелачивания Васильковского ГОКа, например, транспортируют за 20 км на опытно-промышленную ЗИФ, где осуществляют десорбцию золота (и регенерацию сорбента) с последующим получением товарной продукции в виде катодного металла [57, 107].

Более предпочтительным из сорбционных методов выделения благородных металлов из растворов кучного выщелачивания является метод с использованием активированных углей, поскольку он характеризуется меньшими капитальными вложениями и эксплуатационными затратами, менее сложной схемой регенерации сорбента, низкой чувствительностью к составу растворов [4, 29]. Метод широко используют на зарубежных золотодобывающих предприятиях. Применяют его и на отечественных предприятиях кучного выщелачивания: артель старателей «Селигдар»

- на рудах месторождений «Лопуховское» и «Самолазовское», акционерная компания «Алданзолото» – на участке «Надежный» на рудах месторождений «Центральное», «Канавное» и др., ЗАО «Южуралзолото» – на забалансовых рудах Светлинского месторождения.

Для маломасштабных предприятий и при соотношении концентраций серебра и золота в растворах более 5-10 целесообразно использовать цементацию благодаря быстрой фондоотдаче, низкой капиталоемкости и меньшим эксплуатационным затратам по сравнению с сорбцией [59, 66]. Метод цементации отличается также крайне низкой энергоемкостью, особенно в варианте осаждения на цинковую стружку, что в условиях дефицита электроэнергии может иметь решающее значение для выбора способа извлечения золота из раствора. Цементацию на цинковую стружку осуществляют на установках кучного выщелачивания золота из руд Майского, Чазыгольского и Бамского месторождений, цементацию цинковой пылью – на месторождениях «Комсомольская залежь», «Покровское», «Воронцовское» и других [4, 105, 120].

Альтернативой применяемым способам является разработанный в Иргиредмете способ извлечения золота из растворов КВ с использованием отечественной низкоосновной смолы типа АНЗ-1, которая прошла стадию полупромышленных испытаний [57, 58]. Схема десорбции золота и регенерации низкоосновного анионита предусматривает использование щелочно-цианистых растворов при умеренной температуре (60 °С), то есть тех реагентов, которые применяются в основном технологическом процессе – кучном выщелачивании. Ввиду простоты обе операции (сорбция и десорбция) могут осуществляться в одной колонне без перегрузки анионита [59].

Получение товарной продукции в виде слитков лигатуры

Промежуточной богатой продукцией при выделении благородных металлов из продуктивных растворов кучного выщелачивания являются золотосодержащие шламы после кислотной обработки осадков цинкового осаждения, а также катодные осадки, получаемые в процессе электролиза товарных щелочно-

цианистых и тиомочевинных элюатов. Содержание золота в шлаках составляет 20-25 %, в катодных осадках – 70-80 %.

Плавку после обжига золотосодержащих материалов осуществляют в стандартной тигельной индукционной печи типа ИСТ или в нестандартной, специально разработанной для этой цели руднотермической электропечи конструкции института «Иргиредмет» производительностью от 1 до 10 кг золота за одну плавку (рис.4.3, 4.4.) [121, 122].

В руднотермических печах можно эффективно плавить (наряду со шлиховым золотом) сравнительно бедные золотосодержащие продукты с массовой долей Au всего 10-15 %. Выпускаются две разновидности таких печей: «З-3» и «З-10», отличающиеся по производительности и другим параметрам. В 1997-2000 гг. конструкция этих печей существенно доработана в направлении большей надежности, оптимизации геометрии и способа футеровки ванны, крепления рабочих электродов и механических узлов.

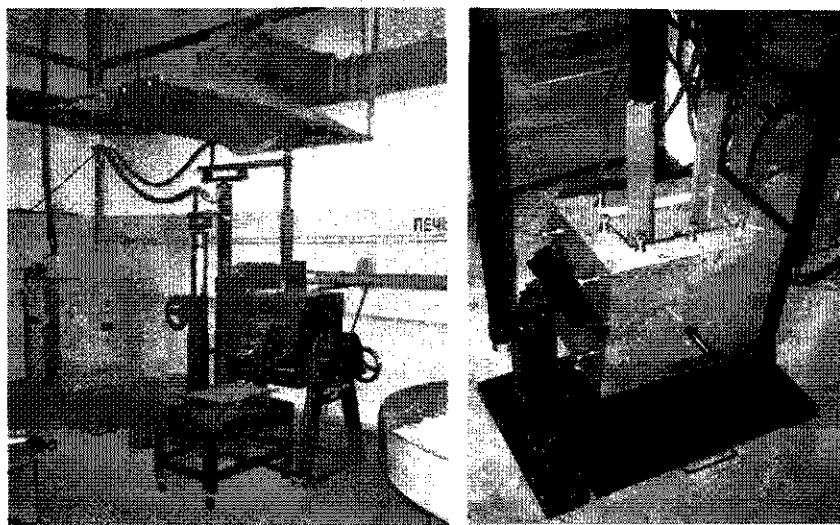


Рис.4.3. Руднотермическая печь конструкции Иргиредмета (внешний вид)

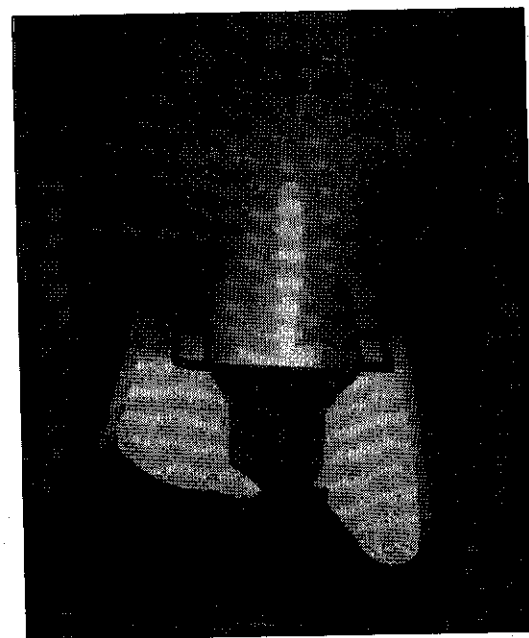


Рис.4.4. Выпуск расплава из руднотермической печи в изложницу

В руднотермических печах плавят золотосодержащие шламы производств кучного выщелачивания на рудниках Майском и Чазы-Гол (ЗАО ЗДК «Золотая звезда»), в ООО ГРК «Апсакан» (месторождение «Бамское»), катодные осадки ЗАО «Южуралзолото» (месторождение «Светлинское»). Промышленная практика эксплуатации печи на Майской установке показала, что до 200 кг лигатурного золота может быть получено без замены хромомagneзитовой футеровки. За 4 года эксплуатации на ней выплавлено 2500 кг золота в виде лигатурного металла, пригодного к аффинажу.

Первичные шлаки после дробления рекомендуется подвергать гравитационному обогащению с последующей плавкой гравитоconцентратов и направлением хвостов гравитации на кучное выщелачивание. Золотосодержащие слитки содержат более 80 % суммы благородных металлов.

4.1.5. Экология и обезвреживание хвостов выщелачивания

Объекты кучного выщелачивания являются достаточно сложными с точки зрения охраны окружающей среды [123]. Расположение рудных штабелей и сборников на открытых площадках делает водный баланс процесса зависимым от погодных условий (количество осадков, испарений).

К природоохранным мероприятиям технологии КВ относятся следующие [4]:

1. Наличие противодиффузионных слоев в основании площадки, на которой формируется куча, и противодиффузионных экранов в конструкции сборников технологических растворов, включая и аварийный.

2. Использование технологических, промывных и обезвреживающих растворов в локальном оборотном водоснабжении.

3. Отсутствие постоянного сброса сточных вод (что характерно, в частности, для работы ЗИФ).

4. Выбор и поддержание параметров технологических процессов, при соблюдении которых выделение токсичных реагентов, особенно паров синильной кислоты, в окружающую среду не будет превышать ПДК в рабочей зоне.

5. Обезвреживание жидкой фазы хвостов выщелачивания, содержащей цианиды и роданиды (тиоцианаты), до норм ПДК.

6. Наличие запасной емкости (резервуара) для сбора избытка технологических растворов, образующихся в результате продолжительных атмосферных осадков.

7. Наличие резерва объемов в сборниках (резервуарах) технологических и обезвреживающих растворов, составляющего не менее 1/3 вместимости каждого сборника.

С учетом особенностей кучного выщелачивания для конкретного сырьевого объекта в районе сооружения добывающих и перерабатывающих мощностей необходимо осуществлять мониторинг окружающей среды по двум основным направлениям: охрана воздушного бассейна и охрана поверхностных и грунтовых вод. Перед началом строительства промплощадки плодородный почвенно-растительный слой необходимо складировать в спе-

цотвалы. После отработки рудного штабеля и его обезвреживания производят сглаживание углов естественного откоса, покрытие штабеля глинистым слоем. На глинистый слой отсыпают ранее складированный в спецотвалы почвенно-растительный слой.

Многолетняя зарубежная практика КВ благородных металлов в различных климатических районах, в том числе и в районах с большим количеством атмосферных осадков, показала надежность всех его систем. Первые годы эксплуатации промышленной установки на Васильковском ГОКе при осуществлении планового мониторинга окружающей среды показали экологическую надежность производства: при систематическом контроле состояния воздушного бассейна, поверхностных и грунтовых вод каких-либо отклонений от существующих требований не было отмечено. Концентрация паров HCN на поверхности кучи и по периметру подошвы основания была ниже $0,3 \text{ мг/м}^3$, а сумма цианидов и роданидов в грунтовых водах не превышала $0,1 \text{ мг/л}$ [3]. Полученная впоследствии в ходе мониторинга информация о концентрации цианистых соединений, мышьяка и тяжелых металлов используется при уточнении технологического регламента процесса выщелачивания [107].

Проведение экологических мониторингов на российских предприятиях кучного выщелачивания золота (из руд месторождений «Майское», «Чазы-Гол», «Покровское», «Куранахское», «Самолазовское» и др.) указало на отсутствие вредного влияния на окружающую среду, приводящего к необратимым последствиям [123, 124]. В 2000 г. завершена разработка технологии безреагентного обезвреживания отходов кучного выщелачивания в РФ под действием природных факторов. Такая технология обезвреживания отработанных штабелей в естественных условиях с последующей консервацией выщелоченной рудной массы, как потенциального сырья для доизвлечения золота, реализуется на участках выщелачивания в ЗАО ЗДК «Золотая звезда».

4.2. Технологические схемы кучного выщелачивания благородных металлов

Переработка руды методом кучного выщелачивания включает следующие технологические и подготовительные операции:

рудоподготовку, которая в зависимости от содержания золота, фильтрационной способности, гранулометрического и минерального состава сырья может включать дробление, грохочение, шихтовку глинистых руд со скальными, окомкование мелких и тонкодисперсных фракций;

выбор и подготовку площадки под выщелачивание (снятие плодородного слоя и планировка площадки);

сооружение гидроизоляционного основания (отсыпка и уплотнение глины, укладка полимерной пленки, отсыпка дренажного слоя, укладка коллекторов сбора продуктивных растворов);

формирование рудного штабеля;

орошение руды цианистыми растворами;

собственно выщелачивание золота;

дренаж и накопление золотосодержащих растворов в сборнике, отстаивание;

осветление растворов;

извлечение золота из растворов;

плавку цинковых или катодных осадков;

обезвреживание отработанного штабеля (хвостов выщелачивания);

рекультивацию нарушенных земель.

Промышленная технология кучного выщелачивания благородных металлов для каждого сырьевого объекта разрабатывается на основании результатов лабораторных исследований и полупромышленных испытаний. На рис.4.5 представлена одна из аппаратурно-технологических схем колонного варианта полупромышленных испытаний, проводимых в ОАО «Иргиредмет».

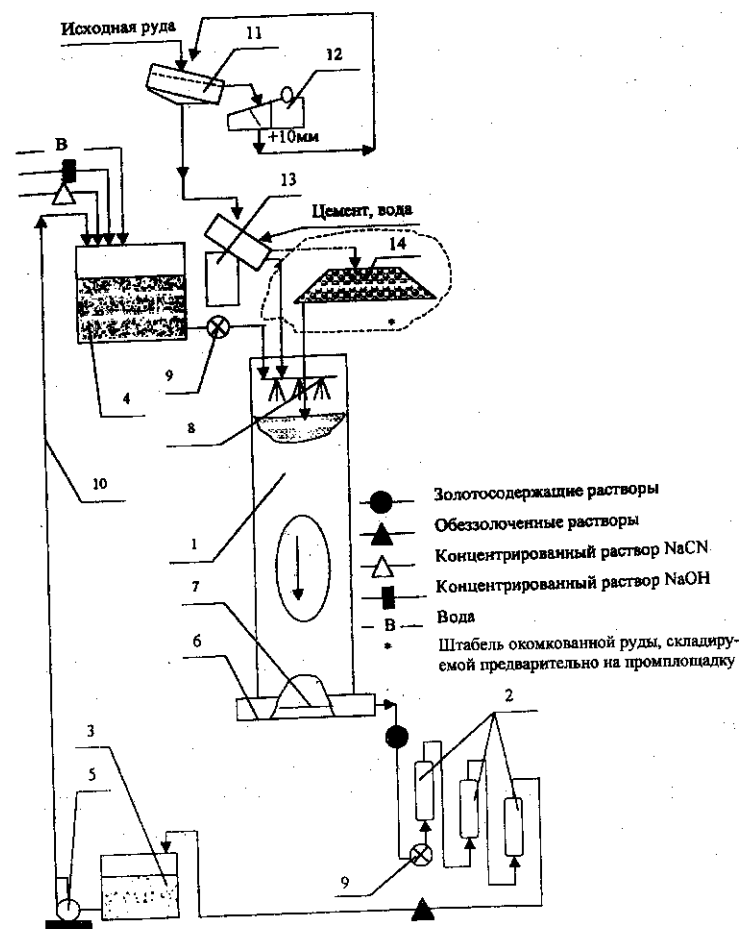


Рис.4.5. Аппаратурно-технологическая схема полупромышленной установки кучного выщелачивания золота из руды месторождения «Чазы-Гол»

1 – фильтрационная колонна; 2 – колонка с цинковой стружкой; 3 – емкость для сбора обеззолоченных растворов; 4 – емкость для приготовления исходных цианистых растворов; 5 – насос; 6 – шламоотстойник; 7 – гравийно-песчаная фильтрующая отсыпка; 8 – система орошения; 9 – вентиль; 10 – магистральный трубопровод; 11 – грохот с отверстием сита 10 мм; 12 – щековая дробилка; 13 – окомкователь; 14 – штабель окомкованной руды

В технологии кучного выщелачивания благородных металлов из любых пригодных сырьевых источников неизменным до последнего времени являлся процесс выщелачивания цианистыми растворами – другие известные растворители золота [125, 126] уступают по эффективности цианистому и практически не находят промышленного применения [4, 17, 127]²³. Именно на использование цианистого выщелачивания ориентированы существующие способы рудоподготовки и методы извлечения благородных металлов из продуктивных растворов.

Для различных категорий сырья разработаны и реализуются в промышленности типовые технологические схемы кучного выщелачивания с годовой производительностью установок 150-500 тыс.т по рудной массе (рис.4.6-4.8) [4].

Первая схема (рис.4.6) предполагает переработку забалансового сырья. Бедные руды, вскрышные и вмещающие породы, хвосты различных технологий обогащения крупностью не менее -2 мм, удовлетворительно фильтрующие и содержащие золота от 0,6 до 1,8 г/т, рекомендуется перерабатывать в исходном состоянии, без предварительной рудоподготовки [4, 11, 62, 128]. Для этой категории сырьевых ресурсов при невысокой производительности предприятия дробление, как правило, экономически не оправдано. С целью вовлечения в переработку труднофильтрующего сильноглинистого материала крупностью -25 мм и ниже (в особенности хвостов обогащения) и интенсификации процесса КВ оправданным является введение в технологическую схему операции окомкования (рис.4.6, вариант II).

²³ О первом промышленном опыте кучного выщелачивания золота тиосульфатными растворами сообщается в статье: « Промышленное освоение тиосульфатной технологии извлечения золота на месторождениях Казахстана / А.Б.Бегалинов, Ч.К.Медеев, А.П.Яковлев и др. // Горный журнал.- 2001.- № 11.- С.90-93.

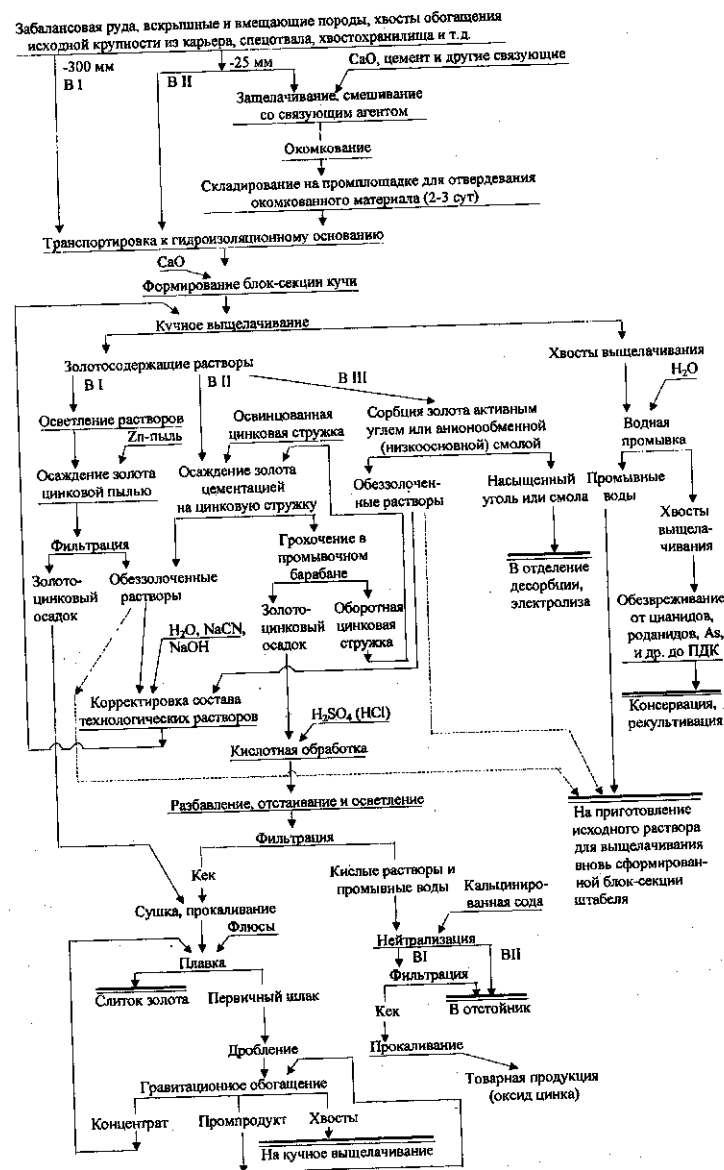


Рис. 4.6. Типовая технологическая схема кучного выщелачивания золота из забалансового сырья

Экономически неэффективна переработка по данной технологии сырья содержанием золота ниже 0,6 г/т при производительности не более 500 тыс.т. Однако известны рентабельные производства КВ (например, крупнейшее в мире предприятие Round Mountain в США, шт.Невада), перерабатывающие низкосортное сырье с содержанием золота до 0,2 г/т, но масштабы производства исчисляются десятками миллионов тонн в режиме круглогодичной эксплуатации [128]. Кучное выщелачивание бедных руд и пород с содержанием золота 0,3-0,5 г/т осуществляют обычно без предварительного дробления и окомкования при масштабах ежегодной переработки свыше миллиона тонн.

Выщелачивание золота осуществляется цианистыми растворами с концентрацией NaCN 0,1-1,0 и NaOH 0,1-0,2 г/л в течение нескольких месяцев. Золото из бедных продуктивных растворов КВ забалансового сырья предпочтительнее извлекать цементацией на цинк (с последующей плавкой золото-цинковых осадков на золотой слиток), в связи с относительно небольшим количеством извлекаемого золота (не более 1 кг в сутки при годовой производительности 150-500 тыс.т руды) [66].

Конструктивно прост в изготовлении и эксплуатации и высокоэффективен цементационный аппарат колонного типа для осуществления процесса цементации золота на цинковую стружку, изобретенный в Иргиредмете [129]. Наличие его дает основание отдавать предпочтение методу цементации на цинковую стружку, а не на пыль, тем более, что в настоящее время в России цинковая пыль хорошего качества является дефицитным реагентом, что существенно ограничивает ее применение. На предприятиях, где установки КВ сооружаются в сочетании с фабричными производствами, перерабатывающими более богатое сырье, целесообразно использовать тот же метод извлечения золота из растворов, что и на фабрике, например, сорбцию анионитом АМ-2Б или активированным углем.

Вторая схема, представленная на рис.4.7, отражает варианты КВ золота из кондиционных руд небольших месторождений, сырьевые запасы которых не позволяют организовать масштабное фабричное производство. Эта схема в основном предназначена для переработки руд с содержанием золота 2-7 г/т. Она

включает в себя дробление в одну-две стадии и при необходимости – окомкование.

Дробление руд, позволяющее увеличить в них суммарное количество пор и капилляров и максимально обеспечить доступ цианистых растворов к благородным металлам, как правило, обеспечивает существенное повышение степени извлечения золота и серебра. Дробление осуществляется как обычно – в замкнутом цикле с грохочением.

Количество золота, производимого установками КВ с годовой производительностью 150-500 тыс.т кондиционных руд, составляет обычно несколько килограммов в сутки, поэтому в схемах извлечения золота из продуктивных растворов предпочтение следует отдавать сорбционным методам.

В качестве сорбента для извлечения золота из цианистых фабричных пульп и растворов кучного выщелачивания используют активированные угли и полимерные аниониты. За рубежом (США, Австралия и др.) используют механически прочный активный уголь из скорлупы кокосовых орехов. В отечественной золотодобыче большее развитие получили процессы с использованием анионитов АМ-2Б, «Россион». Создано производство активированных углей АГ-90 и АГ-95, которые применяются как эффективные сорбенты золота. Целесообразна организация промышленного производства низкоосновных анионообменных смол, показавших (как уже отмечалось в разд. 4.1.4) высокую технологическую и экономическую эффективность за счет чрезвычайно простой схемы десорбции золота и регенерации анионита [57-59].

Третья схема (рис.4.8) ориентирована на переработку богатых руд маломощных месторождений с высоким содержанием золота (более 7 г/т) или серебра. Она включает дробление в одну-три стадии и окомкование (при необходимости). При содержании золота в продуктивных растворах более 10-12 мг/л извлечение металла из них предпочтительней осуществлять методом цементации на цинк. Данный метод особенно эффективен для растворов с высоким соотношением $\text{Ag}:\text{Au}$ (10:1 и выше). Помимо осаждения цинковой пылью или освинцованной цинковой стружкой предлагается к реализации вариант осаждения золота и серебра на графитизированный ватин в контакте с цинковой стружкой

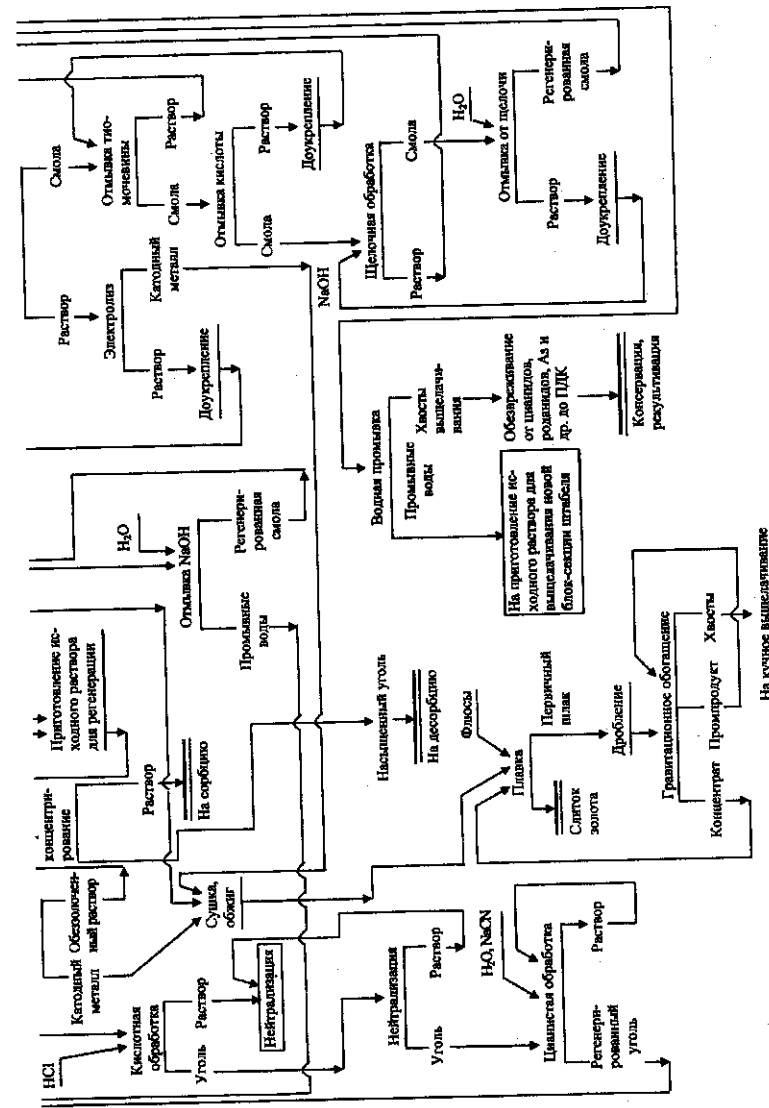
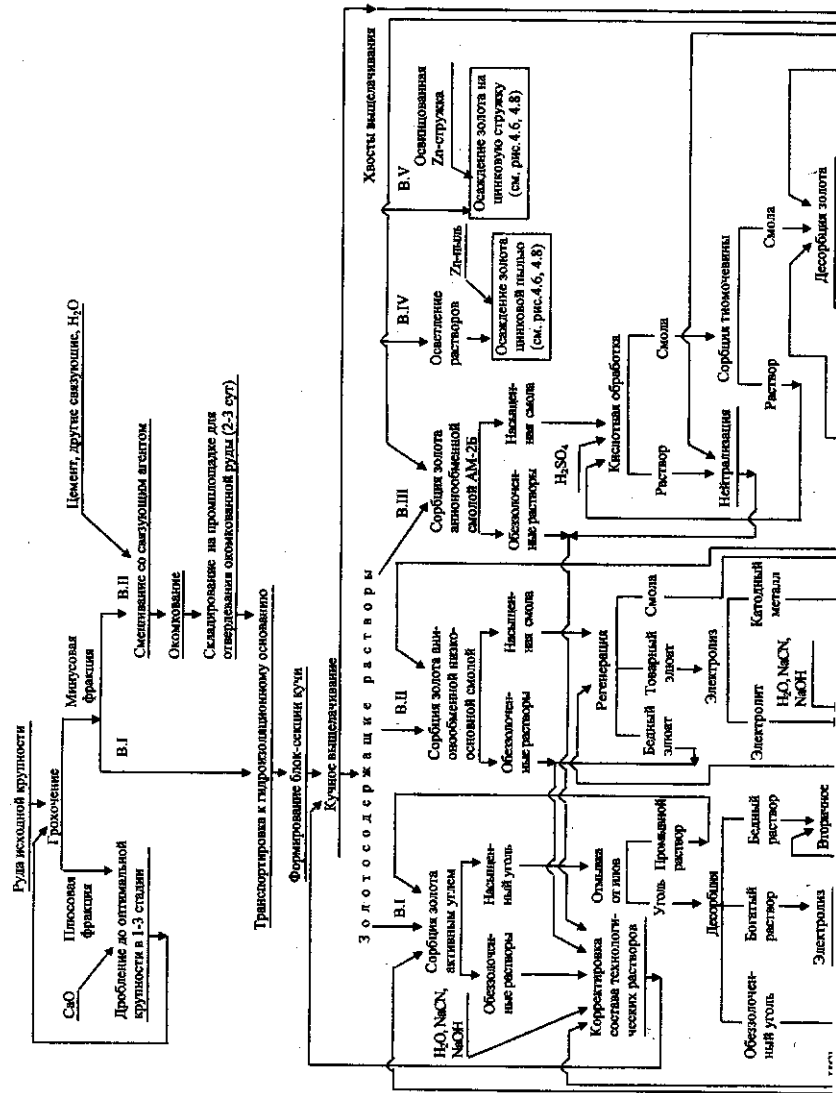


Рис.4.7. Типовая технологическая схема кучного выщелачивания золота из кондиционных руд небольших месторождений

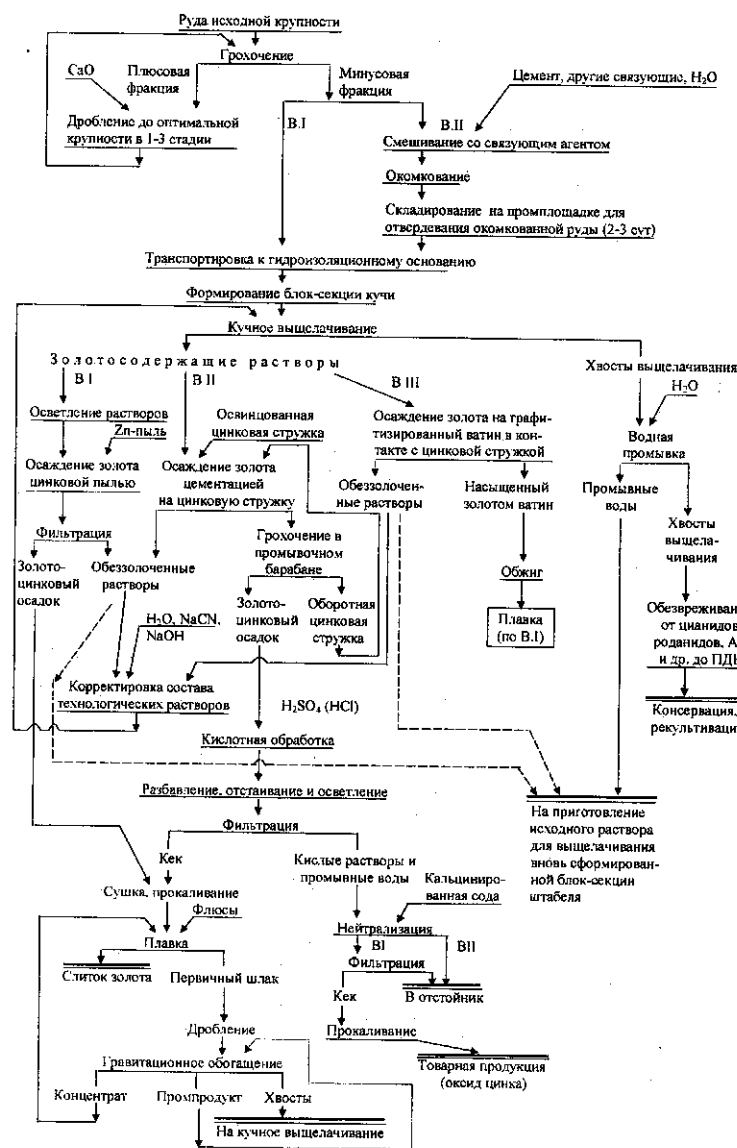


Рис.4.8. Типовая технологическая схема кучного выщелачивания золота и серебра из богатых руд маломощных месторождений

[130]. Этот способ осаждения драгметаллов значительно упрощает схему. В сравнении с методом осаждения цементацией цинковой пылью при его использовании устраняется операция фильтрации золото-цинкового осадка, а в сравнении с методом цементации на цинковую стружку — отпадает необходимость в грохочении стружки и в кислотной обработке золото-цинкового осадка. Способ характеризуется высоким содержанием благородных металлов в цементном осадке (50-90 %) при высоком извлечении (не менее 99 %), но он применим в основном к богатым растворам с суммарной концентрацией золота и серебра не ниже 20 мг/л. Насыщенный драгметаллами ватин подвергают обжигу и последующей плавке на слиток. Способ прошел промышленные испытания, внедрен на ряде золотоизвлекательных фабрик и обеспечивает получение существенного эффекта технологического и экономического характера.

Полученные по разным технологическим схемам обогащенные драгметаллами продукты (золото-цинковые и катодные осадки, насыщенный золотом ватин) после сушки, проковки или обжига подвергают плавке с добавлением флюсов на золотой или золото-серебряный слиток. Для плавки рекомендуется руднотермическая электропечь конструкции Ирриредмета, которая успешно испытана в промышленных условиях и эксплуатируется на ряде предприятий.

По завершении процесса выщелачивания золота, заканчивающегося водной промывкой, рудный штабель подвергают обезвреживанию; обезвреживанию подвергают и избыточные (оборотные) цианистые растворы, образующиеся в результате выпадения большого объема атмосферных осадков. Обезвреживание от цианидов и тиоцианатов (роданидов) осуществляют «активным» хлором, в качестве которого используют в основном гипохлорит кальция [131], а также иногда по комбинированной схеме с использованием железного купороса и анионообменного сорбента, например, АМ-2Б. Железным купоросом производят очистку от основных количеств цианидов, последующую доочистку от тиоцианатов и остаточных количеств цианидов осуществляют анионитом АМ-2Б [4].

Обезвреживание рудного штабеля и растворов, содержащих кроме цианидов и тиоцианатов водорастворимый мышьяк, осуществляется по двухстадийной схеме. На первой стадии предусмотрена очистка от цианидов и тиоцианатов «активным» хлором (гипохлорит кальция), на второй – от мышьяка и гексацианоферратов – железным купоросом.

Обезвреженный рудный штабель подлежит консервации с дальнейшей рекультивацией.

4.3. Оборудование и материалы для кучного выщелачивания

Внедряемые в золотодобывающую промышленность России технологии кучного выщелачивания базируются на использовании оборудования, материалов и реагентов, производимых, в основном, отечественными предприятиями.

В соответствии с заданием Роскомдрагмета институтами «Иргиредмет», «ВНИИХТ» и «ЦНИГРИ» выполнена НИР по разработке комплексов оборудования для установок КВ с годовой производительностью 150-500 тыс.т золотосодержащего сырья. Перечень оборудования и основных материалов для кучного выщелачивания драгметаллов, разработанный в ОАО «Иргиредмет», приведен в табл.4.1 и 4.2. В данном перечне (разработчики: Деметьев В.Е., Строганов Г.А., Дружина Г.Я., Кавчик Б.К., Николаев Ю.Л.) указаны предприятия-производители и поставщики, их адреса. Техническая характеристика оборудования для объектов КВ приведена (выборочно) в прил.3.

Таблица 4.1

Оборудование, применяемое при кучном выщелачивании,
его производители и поставщики

Стадии работ, наименование оборудования	Названия и адреса предприятий-производителей и поставщиков
РУДОПОДГОТОВКА	
I. Вариант со стационарно-установленным оборудованием	
1. Щековая дробилка типа ЩДП-9×12	АО «МЕХАНОБР-ТЕХНИКА» 199026, г.Санкт-Петербург, 21 линия, 8а, тел.213-99-09

Продолжение табл. 4.1

Стадии работ, наименование оборудования	Названия и адреса предприятий-производителей и поставщиков
2. Конусная дробилка среднего дробления типа КСД-1750	ПО «ЮЖУРАЛМАШ» 462425, Оренбургская обл., г.Орск, пр.Мира, 12, тел.9-46-20
3. Дробилка конусная инерционная типа КИД-1200	АО «МЕХАНОБР-ТЕХНИКА» 199026, г.Санкт-Петербург, 21 линия, 8а, тел.213-99-09 АО «УРАЛМАШ» 620012, г.Екатеринбург, пл.1-Пятилетки, тел. 37-15-21, факс 37-46-63, телетайп 221170 ПРЕСС
4. Пластинчатый питатель типа 2-1060	КОСТРОМСКОЙ ЗАВОД «СТРОММАШИНА» 156604, г.Кострома, ул.Вокзальная, 54, тел.30491, 31592, 31941, факс 31561, телетайп 129105 ТРОС
5. Питатель ленточный типа ПК-1,2-8	НОВОЧЕРКАССКИЙ МАШИНОСТРОИТЕЛЬНЫЙ ЗАВОД им.НИКОЛЬСКОГО 643430, Ростовская обл., г.Новочеркасск, ул.Подтелкова, 69, тел. 24252, 28252, факс 44533, телетайп 623828 ДОЛОТО
6. Грохот инерционный типа ГИТ-51 В-3	АО «МЕХАНОБР-ТЕХНИКА» 199026, г.Санкт-Петербург, 21 линия, 8а, тел.213-99-09 КОСТРОМСКОЙ ЗАВОД «СТРОММАШИНА» 156604, г.Кострома, ул.Вокзальная, 54, тел.30491, 31592, 31941, факс 31561, телетайп 129105 ТРОС
II. Вариант на базе мобильных дробильно-сортировочных комплексов	
1. Питатель пластинчатый передвижной типа ТК-16А	ОАО «ДРОБМАШ» 607030, Нижегородская обл., г.Выкса, ул.Заводская, тел. (83177) 68206, 68207, 68834 КОСТРОМСКОЙ ЗАВОД «СТРОММАШИНА» 156604, г.Кострома, ул.Вокзальная, 54, тел.30491, 31592, 31941, факс 31561, телетайп 129105 ТРОС
2. Грохот инерционный типа ГИТ-51В	АО «МЕХАНОБР-ТЕХНИКА» 199026, г.Санкт-Петербург, 21 линия, 8а, тел.213-99-09 КАРАГАНДИНСКИЙ МАШИНОСТРОИТЕЛЬНЫЙ ЗАВОД им.ПАРХОМЕНКО 470045, Казахстан, г.Караганда, ул.Амангельды, 26, тел.336560, 336206, 336513, телетайп 271151 ФАКЕЛ

Продолжение табл. 4.1

Стадии работ, наименование оборудования	Названия и адреса предприятий-производителей и поставщиков
3. Агрегат крупного дробления типа СМД-133А	УХОЛОВСКИЙ ЗАВОД «СТРОММАШИНА» Рязанская обл., пос. Ухолово, тел. 51606, 51755, факс 51323, телетайп 136432 СТРЕЛА ОАО «ДРОБМАШ» 607030, Нижегородская обл., г.Выкса, ул.Заводская, тел. (83177) 68206, 68207, 68834
4. Агрегат среднего дробления типа СМД-131А	УХОЛОВСКИЙ ЗАВОД «СТРОММАШИНА» Рязанская обл., пос. Ухолово, тел. 51606, 51755, факс 51323, телетайп 136432 СТРЕЛА ОАО «ДРОБМАШ» 607030, Нижегородская обл., г.Выкса, ул.Заводская, тел. (83177) 68206, 68207, 68834
5. Агрегат мелкого дробления типа СМД-134А	УХОЛОВСКИЙ ЗАВОД «СТРОММАШИНА» Рязанская обл., пос. Ухолово, тел. 51606, 51755, факс 51323, телетайп 136432 СТРЕЛА ОАО «ДРОБМАШ» 607030, Нижегородская обл., г.Выкса, ул.Заводская, тел. (83177) 68206, 68207, 68834
6. Транспортёры специальные передвижные типа С-988А	ЗАВОД СТРОИТЕЛЬНЫХ МАШИН Оренбургская обл., г.Орск, телекс 144525 ВОСТОК ЗАВОД ПОДЪЕМНО-ТРАНСПОРТНОГО ОБОРУДОВАНИЯ 601460, Владимирская обл. г.Гороховец, ул.Набережная 54
III. Вариант с использованием окомкователей	
1. Барабанный окомкователь типа ОБ5-3,2×12,5, ОБ6-3,2×12,5	ПО «ЮЖУРАЛМАШ» 462425, Оренбургская обл., г.Орск, пр.Мира, 12, тел.9-46-20
КУЧНОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ	
1. Контактный чан типа КЧ-6,3	ДМИТРОВГРАДСКИЙ ЗАВОД ХИМИЧЕСКОГО МАШИНОСТРОЕНИЯ 433510, Ульяновская обл., г.Дмитровград, ул.Куйбышева, 254, тел. 26770, 27341, 27175
2. Контактный чан типа КЧ-12,5	ДМИТРОВГРАДСКИЙ ЗАВОД ХИМИЧЕСКОГО МАШИНОСТРОЕНИЯ 433510, Ульяновская обл., г.Дмитровград, ул.Куйбышева, 254, тел. 26770, 27341, 27175

Продолжение табл. 4.1

Стадии работ, наименование оборудования	Названия и адреса предприятий-производителей и поставщиков
3. Электронасосный агрегат типа 29 ЦВ 10-6888-65	НПП «ПРОМОБОРУДОВАНИЕ» 660062, г.Красноярск, ул.Телевизорная, 4, корп.2, тел. (3912) 49-94-47, 29-85-72, 49-95-97 АО «ТРУБОПРОВОДНАЯ АРМАТУРА И СПЕЦОБОРУДОВАНИЕ» 665825, Иркутская обл., г.Ангарск, а/я 5002, ул.Б.Хмельницкого, 16, тел. (39518) 9-17-89, 9-16-72, 9-13-55, факс 9-16-73, телетайп 325142 АНГАР ЯСНОГОРСКИЙ МАШИНОСТРОИТЕЛЬНЫЙ ЗАВОД Тульская обл., г.Ясногорск, ул.Заводская, 3, тел. (08766) 21-462, 24-120, телетайп ТУЛА НАСОС 253842
4. Насос центробежный химический типа Х 80-50-200	НПП «ПРОМОБОРУДОВАНИЕ» 660062, г.Красноярск, ул.Телевизорная, 4, корп.2, тел. (3912) 49-94-47, 29-85-72, 49-95-97 ЯСНОГОРСКИЙ МАШИНОСТРОИТЕЛЬНЫЙ ЗАВОД Тульская обл., г.Ясногорск, ул.Заводская, 3, тел. (08766) 21-462, 24-120, телетайп ТУЛА НАСОС 253842 КАТАЙСКИЙ НАСОСНЫЙ ЗАВОД Курганская обл., г.Катайск, ул.Матросова, 10, тел. (35251) 91375, 91471
5. Установка для вскрытия барабанов типа УВРМ-С-УЧ-2	ПО «ГЕОФИЗИКА» г.Красноярск, ул. акад. Киренского, 89, тел. (3912) 43-29-52, телетайп 288037 ТАЙМЫР
6. Дренажные трубы диаметром от 70 до 150 мм	АО «КОМПАНИЯ РОСТРУБПЛАСТ» 143980, Московская обл., г.Железнодорожный, тел. 527-50-75, 527-72-69 БАЛАХНИНСКИЙ ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЙ ЗАВОД ПОЛИМЕРНЫХ И ДРЕНАЖНЫХ ТРУБ 606404, Нижегородская обл., г.Балахна, ул.Административная, 16, тел. (83144) 28-40 БУДЕНОВСКИЙ ЗАВОД ПОЛИЭТИЛЕНОВЫХ ТРУБ 357920, Ставропольский край, г.Буденовск, ул.Розы Люксембург, тел. (86559) 32-845, 32-503

Продолжение табл. 4.1

Стадии работ, наименование оборудования	Названия и адреса предприятий-производителей и поставщиков
	ПЕРВОУРАЛЬСКИЙ НОВОТРУБНЫЙ ЗАВОД 623112, Свердловская обл., г.Первоуральск, ул.Торговая, 1, тел. (34392) 22-763, 75-444, 75-945 И ДР.
7. Системы капельного орошения с эмиттерами	«СПЕЦПОЛИМЕРДРЕНАЖ» 700182, Узбекистан, г.Ташкент, ул.Коржавина, 3
8. Запорная арматура (вентили, задвижки и т.д.)	АО «ТРУБОПРОВОДНАЯ АРМАТУРА И СПЕЦОБОРУДОВАНИЕ» 665825, Иркутская обл., г.Ангарск, а/я 5002, ул.Б.Хмельницкого, 16, тел. (39518) 9-17-89, 9-16-72, 9-13-55, факс 9-16-73, телетайп 325142 АНГАР
9. Стальные трубы диаметром от 50 до 200 мм	ПЕРВОУРАЛЬСКИЙ НОВОТРУБНЫЙ ЗАВОД 623112, Свердловская обл., г.Первоуральск, ул.Торговая, 1, тел. (34392) 22-763, 75-444, 75-945 НОВОСИБИРСКИЙ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ ЗАВОД им.КУЗЬМИНА 630032, г.Новосибирск, ул.Станционная, 28, тел. 413644, телетайп 1063 ПРОКАТ И ДР.
10. Аппарат для вскрытия банок с шпатель (аппарат Андреева)	СИБГИПРОЗОЛОТО 630007, г.Новосибирск, Красный пр., 1, тел. 23-13-34, телетайп 133111+1792
ПЕРЕРАБОТКА ПРОДУКТИВНЫХ РАСТВОРОВ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ	
I. Извлечение благородных металлов цементацией на металлический цинк	
1. Цементатор колонного типа для осаждения благородных металлов на цинковую стружку (нестандартное оборудование)	ОАО «ИРГИРЕДМЕТ» 664025, г.Иркутск, бульвар Гагарина, 38, тел.33-08-81, факс 33-08-33

Продолжение табл. 4.1

Стадии работ, наименование оборудования	Названия и адреса предприятий-производителей и поставщиков
2. Цементатор ящичного типа (нестандартное оборудование)	ОАО «ИРГИРЕДМЕТ» 664025, г.Иркутск, бульвар Гагарина, 38, тел.33-08-81, факс 33-08-33
3. Комплектное оборудование по извлечению золота и серебра модели «Меррилл-Кроу» пропускной способностью 20 м ³ /ч	Ди-АР-Си Интернэшнл, ИНК, США
4. Аппарат для кислотной обработки осадка 8003-3, 2.160-450-3, 175	СТАРОРУССКИЙ ЗАВОД ХИМИЧЕСКОГО МАШИНОСТРОЕНИЯ 175200, Новгородская обл., г.Старая Русса, ул.К.Цеткин, 22, тел. 22215
5. Нутч-фильтр (нестандартное оборудование)	СИБГИПРОЗОЛОТО 630007, г.Новосибирск, Красный пр., 1, тел. 23-13-34, телетайп 133111+1792
6. Промышленный барабан для грохочения золотосодержащей цинковой стружки (нестандартное оборудование)	ОАО «ИРГИРЕДМЕТ» 664025, г.Иркутск, бульвар Гагарина, 38, тел.33-08-81, факс 33-08-33
7. Рамный осветлитель (нестандартное оборудование)	СИБГИПРОЗОЛОТО 630007, г.Новосибирск, Красный пр., 1, тел. 23-13-34, телетайп 133111+1792
8. Вакуум-ресивер	НПО ТОЧНОГО МАШИНОСТРОЕНИЯ 617740, Пермская обл., г.Чайковский, ул.Декабристов, 21, тел. 43309, 44506, телетайп 634763 КЕДР
9. Вакуум-насос типа ВВН 1-3	НПП «ПРОМОБОРУДОВАНИЕ» 660062, г.Красноярск, ул.Телевизорная, 4, корп.2, тел. (3912) 49-94-47, 29-85-72, 49-95-97 БЕССОНОВСКИЙ КОМПРЕССОРНЫЙ ЗАВОД 442780, Пензенская обл., г.Бессоновка, тел. 21812 ЯСНОГОРСКИЙ МАШИНОСТРОИТЕЛЬНЫЙ ЗАВОД Тульская обл., г.Ясногорск, ул.Заводская, 3, тел. (08766) 21-462, 24-120, телетайп ТУЛА НАСОС 253842

Продолжение табл. 4.1

Стадии работ, наименование оборудования	Названия и адреса предприятий-производителей и поставщиков
10. Смеситель	УХОЛОВСКИЙ ЗАВОД «СТРОММАШИНА» Рязанская обл., пос. Ухолово, тел. 51606, 51755, факс 51323, телетайп 136432 СТРЕЛА ДМИТРОВГРАДСКИЙ ЗАВОД ХИМИЧЕСКОГО МАШИНОСТРОЕНИЯ 433510, Ульяновская обл., г.Дмитровград, ул.Куйбышева, 254, тел. 26770, 27341, 27175
11. Цементатор с графитизированным ватином (нестандартное оборудование)	ОАО «ИРГИРЕДМЕТ» 664025, г.Иркутск, бульвар Гагарина, 38, тел.33-08-81, факс 33-08-33
II. Извлечение благородных металлов сорбцией на ионообменные смолы АМ-2Б и «Россион-12»	
1. Высоконапорные сорбционные колонны вместимостью до 50 м ³	ВНИИПРОМТЕХНОЛОГИЯ 115230, г.Москва, Каширское шоссе, д.33
2. Электролизер типа ГН-2-120 (нестандартное оборудование)	ОАО «ИРГИРЕДМЕТ» 664025, г.Иркутск, бульвар Гагарина, 38, тел.33-08-81, факс 33-08-33
3. Аппараты с перемешивающими устройствами для приготовления растворов реагентов	УХОЛОВСКИЙ ЗАВОД «СТРОММАШИНА» Рязанская обл., пос. Ухолово, тел. 51606, 51755, факс 51323, телетайп 136432 СТРЕЛА
III. Извлечение благородных металлов на активный уголь	
1. Модульная установка для осаждения золота на активный уголь (нестандартное оборудование)	ОАО «ИРГИРЕДМЕТ» 664025, г.Иркутск, бульвар Гагарина, 38, тел.33-08-81, факс 33-08-33
2. Модульная установка десорбции и электролиза (нестандартное оборудование)	ОАО «ИРГИРЕДМЕТ» 664025, г.Иркутск, бульвар Гагарина, 38, тел.33-08-81, факс 33-08-33

Продолжение табл. 4.1

Стадии работ, наименование оборудования	Названия и адреса предприятий-производителей и поставщиков
IV. Получение слитков золота	
1. Муфельная печь типа СДО 10 125/10 5А или СНО	ПРЕДПРИЯТИЕ п/я А-3411
2. Руднотермическая печь (нестандартное оборудование)	ОАО «ИРГИРЕДМЕТ» 664025, г.Иркутск, бульвар Гагарина, 38, тел.33-08-81, факс 33-08-33
3. Индукционная печь типа УПВ-8-0,6 и УПВ-8-3,7	АО «АЛМАЗЗОЛОТОАВТОМАТИКА» 660062, г.Красноярск, пер.Телевизорный, 9А, тел. 45-69-78, факс 45-69-90, телекс 788232 ДЕВИЗ
4. Трансформатор типа РТТМ-25/05 ТУ	АГРОПРОМЭНЕРГО 682270, Хабаровский край, с.Ленинское, ул.Школьная, 15, тел. 21098 ЗАВОД СИЛОВЫХ ТРАНСФОРМАТОРОВ 682220, Хабаровский край, г.Биробиджан, ул.Трансформаторная, 1, тел. 68257, 68345, 62622

Таблица 4.2

Материалы и реагенты, применяемые при кучном выщелачивании, их производители и поставщики

Наименование	Названия и адреса предприятий-производителей и поставщиков
1. Бура (тетраборат натрия)	ПО «АГРОХИМ» Костромская обл., г.Буй, ул.Чапаева, 1, тел. (09435) 2-41-29, телекс 129252 КОЛБА ПРИМОРСКОЕ ПО «БОР» 692430, Приморский край, г.Дальнегорск, пр.50-летия Октября, 143, тел. (42373) 91-297, 91-361, телекс 213927 БОР
2. Селитра натриевая	АО «РЯЗАНСКИЙ НЕФТЕПЕРЕРАБАТЫВАЮЩИЙ ЗАВОД» 390016, г.Рязань, пос.Никуличи, тел. 72-06-42, 72-17-24, факс 7200-84, телетайп 136121 АГАТ АО «АЗОТ» 618401, Пермская обл., г.Березники, Чертанское шоссе, 75, тел. 5-42-18, 5-81-46, телетайп 634063 НИВА

Продолжение табл. 4.2

Наименование	Названия и адреса предприятий-производителей и поставщиков
3. Селитра калиевая	АО «АЗОТ» 618401, Пермская обл., г.Березники, Чертанское шоссе, 75, тел. 5-42-18, 5-81-46, телетайп 634063 НИВА
4. Кремневая кислота (безводная)	ПОДОЛЬСКИЙ ХИМИКО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ ЗАВОД 142100, Московская обл., г.Подольск, ул.Рошинская, 3, тел. 137-92-28, телетайп 205556 АЛМАЗ
5. Кислота азотная	АО «АЗОТ» 618401, Пермская обл., г.Березники, Чертанское шоссе, 75, тел. 5-42-18, 5-81-46, телетайп 634063 НИВА ПО «ОМСКНЕФТЕОРГСИНТЕЗ» 644040, г.Омск, ул.Топливая, тел. (3812) 644522 НОВОМОСКОВСКОЕ ПО «АЗОТ» 301670, Тульская обл., г.Новомосковск, ул.Связи, 10, тел. 2-17-70, 39-21-10, телетайп 253317 КЕДР И ДР.
6. Кислота серная	КЕМЕРОВСКОЕ ПО «АЗОТ» 650099, г.Кемерово, пос.Предзаводской, тел. (38422) 284387 МЕЛЕУЗОВСКИЙ ХИМЗАВОД 453310, Башкортостан, г.Мелеуз, (34764) 20250, 20302, телетайп 350672 АММОФОС ПО «ОМСКНЕФТЕОРГСИНТЕЗ» 644040, г.Омск, ул.Топливая, тел. (3812) 644522 НОВОМОСКОВСКОЕ ПО «АЗОТ» 301670, Тульская обл., г.Новомосковск, ул.Связи, 10, тел. 2-17-70, 39-21-10, телетайп 253317 КЕДР И ДР.
7. Кислота соляная	НПО «ЗАВОД СИНТЕТИЧЕСКОГО КАУЧУКА» 620026, Татарстан, г.Казань, ул.Лебедева, 1, тел. (8432) 370497, 370897, телетайп 224187 ПОБЕДА НПО «СИНТЕЗ» 109088, г.Москва, ул.Угрешская, 2, тел. (095) 2798995
8. Сода кальцинированная	ПО «СОДА» 453122, Башкортостан, г.Стерлитамак, ул.Бабушкина, 7, тел. (34711) 22135, 27550 АЧИНСКИЙ ГЗК г.Ачинск

Продолжение табл. 4.2

Наименование	Названия и адреса предприятий-производителей и поставщиков
9. Гидроксид натрия	АО «УСОЛЬЕХИМПРОМ» 665470, Иркутская обл., г.Усолье-Сибирское, тел./факс 3-33-52, 3-33-05, телекс 231627 КОКС
10. Гипохлорит кальция (марка А)	АО «УСОЛЬЕХИМПРОМ» 665470, Иркутская обл., г.Усолье-Сибирское, тел./факс 3-33-52, 3-33-05, телекс 231627 КОКС
11. Купорос железный	ИЖЕВСКИЙ МЕТЗАВОД 426000, Удмуртия, г.Ижевск САРАТОВСКИЙ МЕТИЗНЫЙ ЗАВОД 410076, г.Саратов, ул.Верхняя, 17, тел. (8452) 250619, 257201
12. Натрий цианистый	НАВОЙСКИЙ ХИМКОМБИНАТ Узбекистан, г.Навои, ул.Навои, 5, тел. (43622) 92200, 92534, факс 37580, телетайп 108731 АЗОТ ООО «КОРУНД» Нижегородская обл., г.Дзержинск, ул. 1 Мая АО «АГРОХИМЭКСПОРТ» 199900, г.Москва, ул.Грицевецкая, 2, тел. 203-50-33, 203-04-70, факс 200-12-16
13. Тиомочевина (тиокарбамид)	АО «АГРОХИМЭКСПОРТ» 199900, г.Москва, ул.Грицевецкая, 2, тел. 203-50-33, 203-04-70, факс 200-12-16
14. Пленка полиэтиленовая (толщина 0,2 и 0,4 мм)	АО «АНГАРСКАЯ НЕФТЕХИМИЧЕСКАЯ КОМПАНИЯ» 665805, Иркутская обл., г.Ангарск, тел. (395-18) 7-57-97, 7-59-56, факс (395-18) 6-64-88 МЕЛЕУЗОВСКИЙ ХИМЗАВОД 453310, Башкортостан, г.Мелеуз, (34764) 20250, 20302, телетайп 350672 АММОФОС И ДР.
15. Пленка полиэтиленовая (толщина 1 мм)	ЗАО «ТЕХПОЛИМЕР» г.Новосибирск, ул.Н.-Данченко, 165, тел. (3832) 46-50-59; г.Красноярск, ул.Матросова, 10д, тел. (3912) 36-25-84
16. Пленка поливинилхлоридная толщиной 0,43-0,8 мм ГОСТ 16272-79 и толщиной 2 мм	АО «ХИМПЛАСТ» 630007, г.Новосибирск, ул.Фабричная, 10 ЗАВОД «ПОЛИМЕРМАТЕРИАЛЫ» г.Екатеринбург

Продолжение табл. 4.2

Наименование	Названия и адреса предприятий-производителей и поставщиков
17. Поливинилхлоридная хлорированная смола ПХС-ЛС (ОСТ 6-01-37-88. Вып. 701-92)	АО «ХИМПЛАСТ» 630007, г.Новосибирск, ул.Фабричная, 10
18. Этилацетатный растворитель (ГОСТ 8981)	АО «ХИМПЛАСТ» 630007, г.Новосибирск, ул.Фабричная, 10
19. Ватин графитизированный	НПО «НЕОРГАНИКА» Московская обл., г.Электросталь, ул.К.Маркса, 4
20. Уголь активированный	НПО «НЕОРГАНИКА» Московская обл., г.Электросталь, ул.К.Маркса, 4 ПО «ЗАРЯ» Нижегородская обл.
21. Ионообменная смола АМ-2Б	ПРИДНЕПРОВСКИЙ ХИМЗАВОД г.Днепродзержинск
22. Ионообменная смола «Россион-12»	ПО «ОМСКХИМПРОМ» 644035, г.Омск, тел. (3812) 65-08-88
23. Цинковая пыль	БЕЛОВСКИЙ ЦИНКОВЫЙ ЗАВОД Кемеровская обл., г.Белово, ул.Кузбасская, 37, тел. (38452) 21637, 20065
24. Цинк металлический	ЧЕЛЯБИНСКИЙ ЭЛЕКТРОЛИТНЫЙ ЦИНКОВЫЙ ЗАВОД 454106, г.Челябинск, ш.Свердловское, тел. (3512) 351655, 350640 АО «ПРОМСТРОЙКОМПЛЕКТ» Иркутская обл., г.Ангарск, тел. 6-82-10, 5-33-52 И ДР.
25. Уксуснокислый свинец	ЛЕНИНОГОРСКИЙ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИЙ КОМБИНАТ Казахстан, г.Лениногорск, ул.Тохтарова, 21, тел. 22750, 22630, 22350 СТАВРОПОЛЬСКИЙ ЗАВОД ХИМИЧЕСКИХ РЕАКТИВОВ «ЛЮМИНОФОР» 355036, г.Ставрополь, пр.Химиков, 1 ДАЛЬНЕВОСТОЧНОЕ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЕ ПО «ДАЛЬПОЛИМЕТАЛ» 692430, Приморский край, г.Дальнегорск, пр.50-летия Октября, 93, тел. (42373) 91-390, 92-294 И ДР.
26-30. Глина, песок, гравий, порглицемент (марки 300-600), известь (комовая)	ПРОДУКЦИЯ МЕСТНОГО ПРОИЗВОДСТВА

Комплексы оборудования и материалы для золотодобывающих производств кучного выщелачивания, рекомендуемые институтами «ВНИИХТ» и «ЦНИГРИ», представлены в их отчетах о НИР^{14, 24}.

ОАО «Иргиредмет» (Коммерческий центр) в течение последних четырех лет активно работает с российскими и зарубежными (Китай, Южная Корея и др.) предприятиями – производителями обогатительного оборудования и реагентов, осуществляя поставку их золотодобывающим предприятиям.

В период 2000-2003 гг. для ОАО «Покровский рудник», ЗАО «Артель старателей «Амур», ЗАО «ЗДК «Золотая звезда», ЗАО «Южуралзолото» и др. предприятий поставлено дробильное оборудование, установки сорбции и десорбции, электролизеры, системы орошения, более 10 тыс. тонн цианида натрия, активированный уголь, гипохлорит кальция, цинковая пыль, уксуснокислый свинец, известь комовая [56].

²⁴ Разработка типового комплекса оборудования для кучного выщелачивания золота производительностью 150 и 500 тысяч тонн руды в год: Отчет о НИР (заключ.) / ЦНИГРИ.- Москва.- 1995.- 51 с.

ПРОМЫШЛЕННЫЙ ОПЫТ ДОБЫЧИ ЗОЛОТА И СЕРЕБРА МЕТОДОМ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ В РОССИИ

5.1. Освоение метода в отечественной золотодобывающей промышленности

Технология кучного выщелачивания в золотодобычу бывшего СССР впервые внедрена на строящемся Васильковском ГОКе в Казахстане в мае 1991 г. Технологический регламент для проектирования промышленной установки производительностью 300 тыс.т окисленной руды в год выполнен в 1988 г., разработчики регламента – Иргиредмет и СПКТБ ПО «Каззолото». Проекты промышленных установок КВ производительностью от 150-300 тыс.т до 1 млн.т руды в год выполнены институтом «КазГИНалмаззолото».

Первый штабель из окисленной забалансовой руды (содержание Au – 1,75 г/т, масса – 30 тыс.т) сооружен в 1990 г. В период с мая 1991 г. по март 1992 г. на нем проведены промышленные испытания. За десять лет на участке КВ Васильковского ГОКа сооружено восемь технологических куч разных размеров, большая часть из которых отработана и обезврежена от цианистых соединений и мышьяка. Получено более 4 т катодного золота [107]. Данный объект характеризуется относительно невысоким содержанием золота в руде, подвергаемой выщелачиванию, значительной удаленностью участка выщелачивания от карьера (7,8 км), сложной и дорогостоящей схемой десорбции с насыщенного анионита АМ-2Б. Выщелачивание руды забойной крупности (-300 мм) без какой-либо рудоподготовки обуславливает длительность процесса и недостаточно полное извлечение золота. Кратко характеристика работы участка КВ дана в конце раздела в обобщающей табл.5.3.

По заключению специалистов ОАО «Алтыналмас» (Б.Д.Лерман, Т.Г.Габдуллин), ОАО «Васильковский ГОК» (Х.К.Абсалямов, Б.А.Утепбаев) и Института горного дела

им.Д.А.Кунаева НАН РК (Д.Г.Букейханов и другие) для рентабельной производственно-хозяйственной и финансово-экономической деятельности Васильковского ГОКа годовая производительность карьера по руде должна составлять не менее 5,8 млн.т, в том числе для кучного выщелачивания – 3,4, для переработки на ЗИФ – 2,4 млн.т [132].

В России первая промышленная установка КВ золота создана в 1994 г. на руднике «Майский» (Республика Хакасия). Строительство промышленного комплекса выщелачивания, добычу руды открытым способом и ее переработку ведет ЗАО ЗДК «Золотая звезда» (до 1996 г. – АО «Артель старателей «Саяны»). Ввод установки в эксплуатацию и освоение технологии кучного выщелачивания осуществлены по разработкам, под руководством и при непосредственном участии специалистов Иргиредмета. Производительность установки КВ составляет 100 тыс.т руды в год, объем добычи золота – от 285 до 618 кг в год.

В первый сезон работы установки поэтапно на двух площадках выщелочено 108 тыс.т окисленной руды с содержанием Au 4 г/т, получено свыше 300 кг лигатурного золота в виде слитков. Добыча золота на одного работающего составила около 8 кг [35], в то время как на большинстве других предприятий отрасли она находится в пределах 0,5-1,0 кг в год. В зимний период гидрометаллургическое оборудование было законсервировано, осуществляли лишь добычу на карьере и дробление руды. К началу второго сезона была подготовлена третья гидроизоляционная площадка. Подготовленную в зимний период руду отсыпали на вновь построенную площадку и на поверхность двух первых блок-секций сезона 1994 г. Таким образом, на трех блок-секциях было размещено порядка 200 тыс.т руды, которую выщелачивали в течение сезона 1995 г. (рис.5.1). Сетевой график строительства и первых лет эксплуатации промышленной установки кучного выщелачивания представлен в табл.5.1.

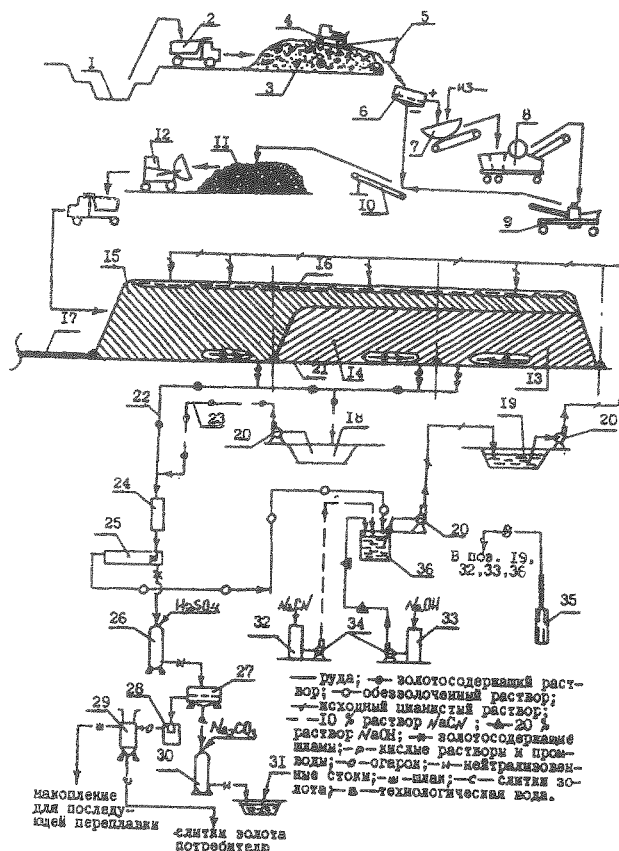


Рис.5.1. Аппаратурно-технологическая схема промышленной установки кучного выщелачивания золота из окисленных руд Майского месторождения

1 — карьер; 2 — автосамосвал типа БелАЗ-540; 3 — промывал исходной руды; 4 — бульдозер типа Т-130; 5 — бункер; 6 — инерционный грохот; 7 — бункер-питатель; 8 — агрегат крупного дробления; 9 — агрегат мелкого дробления; 10 — транспортер специальный передвижной; 11 — промывал дробленой руды; 12 — колесный погрузчик типа ТО; 13 — 1-я блок-секция массой 50 тыс. т руды; 14 — 2-я блок-секция массой 50 тыс. т руды; 15 — 3-я блок-секция массой 100 тыс. т руды; 16 — прудовая система орошения; 17 — блок-секция на стадии строительства с системой дренажных устройств; 18 — емкость — сборник золотосодержащих растворов; 19 — емкость — сборник обеззолоченных растворов; 20 — насосный агрегат; 21 — гидроизоляционное основание с системой дренажных устройств; 22 — самотечная магистраль продуктивных растворов КВ; 23 — напорная магистраль продуктивных растворов КВ; 24 — расходная емкость золотосодержащих растворов; 25 — цементатор яичного типа; 26 — реактор кислотного разложения Иргиредмета; 27 — нутч-фильтр; 28 — сушильная печь типа СНЮЛ; 29 — руднотермическая печь конструкции основным карбонатом цинка; 30 — реактор для нейтрализации кислых растворов и промвод; 31 — отстойник с раствором NaOH; 32 — емкость разварки цианида; 33 — емкость для приготовления 20 % раствора NaOH; 34 — химический насос; 35 — скважина; 36 — зумпф

Таблица 5.1
Сетевой график строительства и первых двух лет эксплуатации промышленной установки кучного выщелачивания на Майском руднике

Наименование основных операций технологиче- ского цикла	Месяцы									
	январь- март	апрель	май	июнь	июль	август	сентябрь	октябрь	ноябрь- декабрь	
1994 г.										
Общеинженер- ные работы на промплощадке										
Строительство объектов промышленной установки: - дробильного комплекса, фабрики по переработке продуктивных растворов КВ - гидротехни- ческих соору- жений (осно- вания под 1 и 2 блок-секции кучи, сборников технологических растворов										
Добыча, дроб- ление руды										
Формирование штабеля: - 1-й блок-секции - 2-й блок-секции										
Кучное выще- лачивание: - 1-й блок-секции - 2-й блок-секции										
Консервация оборудования фабрики по переработке продуктивных растворов КВ.										
1995 г.										
Добыча, дроб- ление руды										
Строительство основания 3-ей блок-секции										
Расконсервация оборудования										
Формирование 3- ей блок-секции										
Кучное выще- лачивание 3-х блок-секций										
Консервация оборудования										

В 1996 г. введена в эксплуатацию блок-секция 4, на которой переработано 86 тыс.т руды с содержанием Au 6 г/т. На секцию 3 был дополнительно уложен слой руды (24 тыс.т); в процессе орошения наращенного штабеля проходило извлечение и доизвлечение золота. Таким образом, в сезоне 1996 г. в работе находилось четыре секции выщелачивания, на которых получено более 500 кг золота [6]. Максимальный объем добычи (618 кг металла) имел место в 1997 г. На начало 1999 г. на Майском руднике по технологии кучного выщелачивания добыто 2196 кг золота, извлечение из руды составило 76,5 % [101], а в дальнейшем оно достигло 86,5 %.

Успешная эксплуатация Майского рудника позволила российской золотодобывающей компании «Золотая звезда» продолжить наращивание производственных мощностей. В 1996 г. компания приступила к строительству рудника кучного выщелачивания на Кузнецовском участке Сахарской рудной зоны Немир-Чазыгольского рудного поля. Рабочий проект производства золота на Кузнецовском участке по технологии кучного выщелачивания (разработана Иргиредметом) и строительство рудника выполнены специалистами компании практически за один год.

В структуру рудника «Ч а з ы - Г о л» входит комфортабельный вахтовый поселок с необходимым соцкультбытом и промышленная зона, в которой расположены карьер, дробильно-сортировочный комплекс, полигон КВ, золотоизвлекательная фабрика, автогаражное хозяйство, энергетическая и ремонтно-механическая службы. Рудник с мая 1997 г. добывает золото из окисленных руд со средним содержанием Au 3,3 г/т. Годовая производительность составляет 200 тыс.т руды, извлечение золота в слитки – 75 %.

На юге Республики Саха (Якутия) в Алданском районе в 1996 г. проведены опытно-промышленные испытания кучного выщелачивания на нескольких золоторудных объектах с целью промышленного освоения экономической технологии, ввода в эксплуатацию производств КВ.

Коммерческое предприятие Госкомгеологии РС(Я) артель старателей «Селигдар» к этому периоду перешла с разработки россыпей на добычу рудного золота. В качестве основного варианта переработки руд выбран метод кучного выщелачивания. По технологическому регламенту и проекту, разработанным

ЦНИГРИ, артель осуществила строительство золотоизвлекательного завода КВ на Лопуховском месторождении в 1996 г. За опытом по внедрению новой технологии специалисты артели старателей «Селигдар» обращались к зарубежным партнерам [133]. Производительность завода КВ – 100 тыс.т руды (либо пород) за сезон. Перерабатываемое сырье рудных отвалов Лопуховского месторождения является бедным: содержание золота в нем находится на уровне 1 г/т, объем добычи золота измеряется десятками килограммов в год.

С 1999 г. артель старателей «Селигдар» перерабатывает методом кучного выщелачивания руду месторождения «С а м о л а з о в с к о е» (Алданский улус). Руду, добываемую в карьере, вывозят на Лопуховский завод КВ, где перерабатывают наряду с сырьем Лопуховского месторождения. В сезоне 1999 г. на первом заводе КВ было получено более 200 кг золота. В 2001 г. артель завершила строительство второго завода кучного выщелачивания и перерабатывает на нем в год по 150 тыс.т руды Самолазовского месторождения с содержанием золота 3 г/т.

Исследования и комплексные полупромышленные испытания руды месторождения «Самолазовское» были выполнены Иргиредметом. Технологический регламент для разработки рабочего проекта опытно-промышленной установки КВ институтом выдан в 1999 г.

Рекомендованные параметры, режимы и показатели выщелачивания золота приведены в табл.5.2.

В настоящее время (2002 г.) для артели старателей «Селигдар» Иргиредмет разрабатывает технологии переработки руд (в том числе кучным выщелачиванием) Алданского улуса: Гарбузовского месторождения и Нижнеякокитского рудного поля (рудопроявления «Надежное», «Смежное» и др.).

Акционерная компания «Алданзолото» с 1996 г. добывает золото по технологии кучного выщелачивания на обогащательном комплексе «Надежный». Выщелачиванию подвергают забалансовые руды месторождений Куранахского рудного поля: Канавное, Центральное и др. Руду дробят до крупности -125 мм, окомковывают и укладывают в штабели общей массой около 50 тыс.т. Золото из продуктивных растворов выделяют по угольно-

сорбционной технологии (рис.5.2) [134]. Установка КВ работает в сезонном режиме.

Таблица 5.2

Технологические параметры и ожидаемые показатели производства золота кучным выщелачиванием из руды месторождения «Самолазовское»

Наименование параметра, показателя	Единица измерения	Характеристика и значение показателя
Тип перерабатываемых руд	-	Окисленные («железные шляпы» и кора выветривания)
Производительность установки	тыс.т в год	300
Режим эксплуатации установки	-	Сезонный
Содержание золота в руде	г/т	4,6
Крупность дробления руды	мм	-40
Схема рудоподготовки	-	Одностадийное дробление
Высота рудного штабеля	м	5 и более
Метод извлечения золота из продуктивных растворов	-	Угольная сорбция
Извлечение золота	%	84
Вид товарной продукции	-	Золото в слитках

В 1996 г. была предпринята попытка переработать кучным выщелачиванием руду залежи «Холодная» Колтыконского рудного поля в Алданском районе. Артелью старателей «Недра» был отсыпан штабель массой 15 тыс.т руды забойной крупности²⁵ с содержанием золота 8 г/т (вместо предполагаемого 40 г/т). За 20 суток эксплуатации установки кучного выщелачивания (до резкого понижения в сентябре температуры атмосферного воздуха до -10 °С) было получено 27 кг золотосодержащих цинковых осадков

²⁵ В соответствии с технологическим регламентом и проектом, разработанными Ирриредметом, руду залежи «Холодная» рекомендовано дробить до крупности -20 мм и окомковывать. На практике в промышленном масштабе рудоподготовку не проводили из-за отсутствия средств.

с содержанием золота 6-10 %. В связи с низкой скоростью выщелачивания и низким извлечением золота были запланированы работы по разборке штабеля, дроблению, окомкованию, повторной укладке руды в штабель и извлечению золота [81]. Предприятие в 1998 г. законсервировано в связи с неподтверждением запасов по золоту.

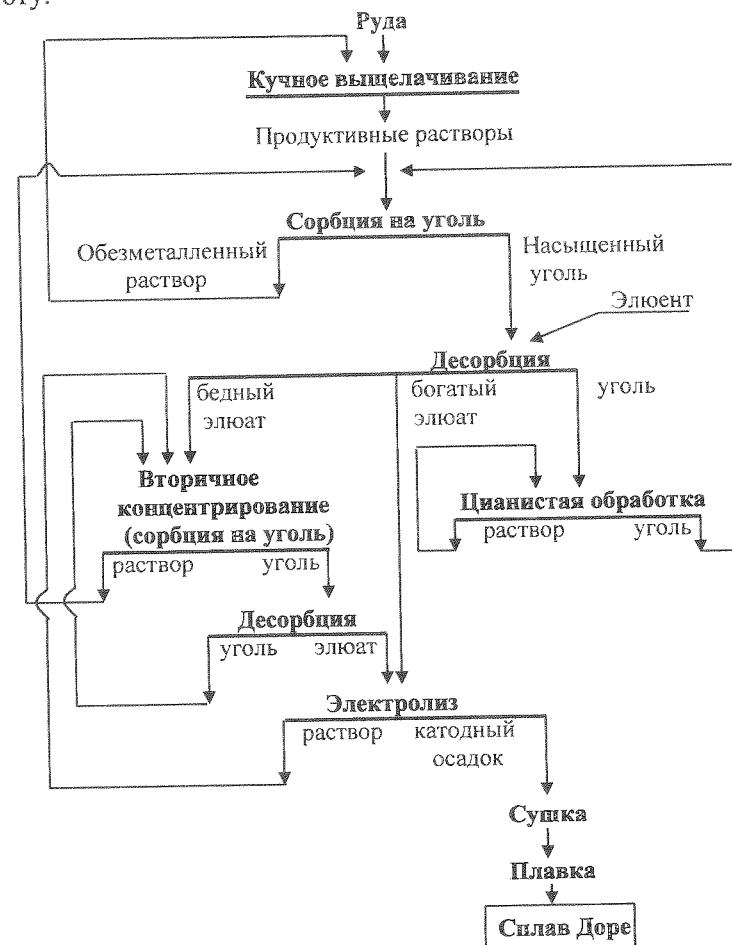


Рис. 5.2. Технологическая схема сорбционного извлечения золота из растворов кучного выщелачивания ОК «Надежный»

Промышленное производство благородных металлов по технологии кучного выщелачивания на Дальнем Востоке вначале было организовано на месторождении «Комсомольская залежь» (Улаханское рудное поле). Месторождение расположено на северо-западе Хабаровского края в зоне вечной мерзлоты. Разведку и отработку его осуществляет ЗАО «Артель старателей «Амур». Месторождение – маломасштабное. Руду подвергают дроблению до крупности -10 мм и окомкованию со связующими компонентами – цементом и известью. Принципиальная схема переработки руды [40] представлена на рис.5.3.

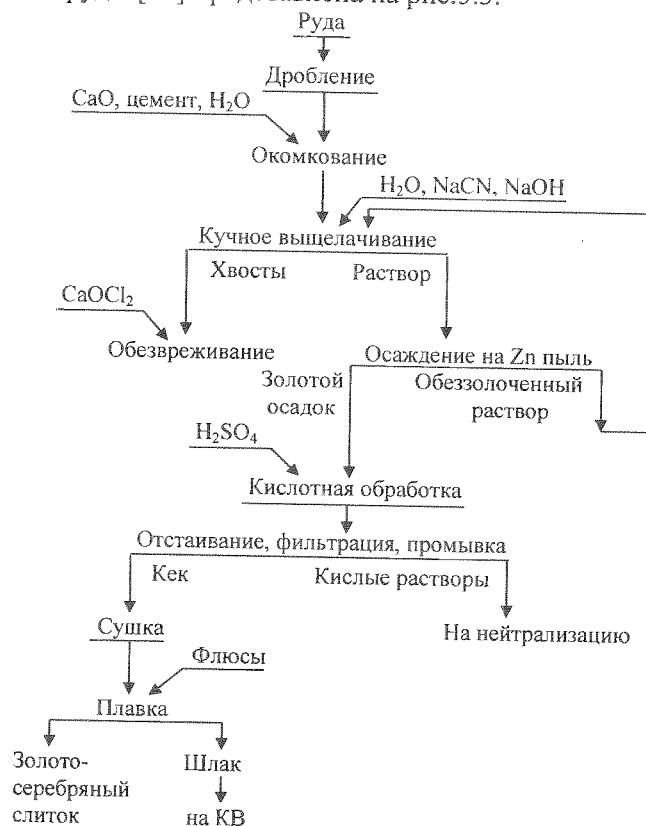


Рис.5.3. Технологическая схема кучного выщелачивания благородных металлов из руды месторождения «Комсомольская залежь»

В сезоне 1998 г. (год пуска участка кучного выщелачивания) в три секции-кюветы железобетонной площадки КВ было заложено 9 тыс.т руды со средним содержанием золота 35 г/т и серебра 152 г/т, получено более 200 кг химически чистого золота. Извлечение из руды составило, %: более 70 Au и 85 Ag. За три сезона (1998-2000 гг.) работы установки КВ получено около 1 т золота [84]. Проектная производительность участка кучного выщелачивания на месторождении «Комсомольская залежь» - 30 тыс.т окисленной руды за сезон.

Из предприятий кучного выщелачивания золота в Амурской области первой в 1999 г. построена и запущена в эксплуатацию опытно-промышленная установка на месторождении «Покровское». Строительство и запуск предприятия осуществлены акционерным обществом «Покровский рудник». Технологический регламент для проектирования установки производительностью 300 тыс.т руды в год разработан Иргиредметом, рабочий проект – институтом «ВНИПИПромтехнология».

Месторождение «Покровское» расположено в 14 км от железнодорожной станции «Тыгда» Транссибирской магистрали. Сырьем для выщелачивания являются дезинтегрированные золото-кварцевые руды из зоны окисления. Руды Покровского месторождения являются упорными для переработки по технологии кучного выщелачивания вследствие тонкой вкрапленности золота в кварце и высокого содержания глины. Приемлемые показатели по выщелачиванию могут быть достигнуты только после вскрытия золота в процессе дробления руды. Извлечение Au из руды рекомендованной крупности дробления (-10 мм) составляет 65 % [41].

В связи с трудностью финансирования работ по освоению технологии Покровским рудником был принят к реализации вариант переработки руды с дроблением до крупности -40 мм и окомкованием. В 1999 г. к концу сентября было отсыпано 80 тыс.т руды, подготовленной таким образом. Благодаря утеплению рудного штабеля и подогреву подаваемых на орошение растворов до 8-10 °С руднику удалось продлить сезон добычи до конца 1999 г. и получить более 200 кг золота. Летом 2000 г. было уложено в шта-

бель более 400 тыс.т окомкованной руды. В первые два года эксплуатации установки перерабатывали обогащенную золотом руду с тем, чтобы окупить затраты, получить прибыль и начать строительство фабрики, на которой планируется переработать позже все хвосты кучного выщелачивания [119].

Золото из продуктивных растворов выщелачивания извлекают осаждением цинковой пылью на модульной установке «Merrill-Crowe». Золотосодержащие шламы после сушки подвергают плавке в тигельной печи на золотосодержащий слиток. Всего за 1999-2000 годы методом кучного выщелачивания получено более 1800 кг химически чистого золота. В 2000 г. опытно-промышленная установка КВ на Покровском руднике переведена на круглогодичный цикл работы.

В зону экономического освоения Байкало-Амурской магистрали входит месторождение «Бамское», с 2000 г. обрабатываемое по технологии кучного выщелачивания. Месторождение и участок выщелачивания с ближайшим населенным пунктом – железнодорожной станцией «Хорогоча» связаны автодорогой протяженностью 220 км. Разведку и отработку месторождения с производством лигатурного золота вело ООО ГРК «Апсакан». Исследованиями Ирриредмета установлено, что золотая минерализация связана с гидротермально измененными породами лиственит-березитовой формации, по химическому и минеральному составу окисленные руды благоприятны для переработки методом кучного выщелачивания [118]. Извлечение золота из руды крупностью дробления -20, -10 и -5 мм составляет, %: 68,0; 80,7 и 82,4 соответственно. При выщелачивании первичной руды извлекается менее 50 % золота даже из класса -2 мм, для улучшения процесса необходимо тонкое измельчение. Из смеси окисленной и первичной руд с дробильного комплекса промышленной установки извлекается 64,8 % золота.

Летом-осенью 2000 г. в штабель высотой 8-12 м уложено 130 тыс.т смеси окисленной и первичной руд (50 тыс.т - крупностью дробления -20 мм и 80 тыс.т – крупностью -40 мм). Золото из продуктивных растворов извлекают методом цементации на цинковую стружку. В связи с поздним пуском установки ГРК

«Апсакан» вынуждена была продлить сезон добычи золота. Куча, растворные емкости, коммуникации были теплоизолированы, растворы подогревали до 20 °С. Выполненные мероприятия позволили продлить работу установки КВ до конца января 2001 г. и довести объем полученного металла до 300 кг.

Бедные руды Светлинского месторождения (Челябинская область) с содержанием Au 1 г/т кучным выщелачиванием с 2001 г. перерабатывает ЗАО «Южуралзолото». Весь комплекс работ на месторождении выполнен менее чем за год: в январе начато проектирование, в мае – строительство промышленной установки, а в декабре этого же года на ней получены первые 50 кг золота. Полный комплекс исследовательских, проектных и пусковых работ, включая поставку оборудования, осуществлен Ирриредметом.

По разработанному институту регламенту пущены в эксплуатацию промышленные производства КВ на месторождениях: «Дельмачик» (Читинская область, ОАО «Забайкальский ГОК») – в 2001 г., «Таборное» (Якутия, ООО «Нерюнгри-металлик») – в 2002 г.

Краткая характеристика осваиваемых объектов и в целом отечественных производств кучного выщелачивания золота приведена в табл.5.3.

5.2. Создание производств кучного выщелачивания.

Практика переработки золоторудного сырья

Детали создания промышленных производств в отечественной практике золотодобычи и пути преодоления возникающих при этом технических и технологических проблем отражены в многочисленных источниках информации (обзорах, статьях, докладах и т.д.).

Таблица 5.3
Золотодобывающие производства кучного выщелачивания РФ и бывшего СССР

1	2	3	4	5	6	7	8	9
Месторождение (его месторасположение)	Предприятие КВ, год пуска КВ, 1991	Произ- водитель- ность, тыс.т в год	Тип пере- рабатыва- емого сы- рья	Масс. доля Ац, г/т	Извле- чение Ац, %	Объем добычи Ац, т в год	Технологическая схема производства благород- ных металлов	Разработчик технологи- ческого рег- ламента, проекта
1. Васильковское (Казахстан; в 1991-1992 гг. - в составе СССР)	Васильковский ГОК. Участок КВ, 1991	300-450	Окислен- ные руды	1,7-2,0	От 69 до 44*	>400	КВ (крупность руды - 300 мм) - сорбция на анио- нит АМ-2Б. Десорбция и электролиз в отделении регенерации опытной фабрики ГОКа	Иргиредмет и СПКТБ ПО «Каззо- лото»; Каз- ГИНалмаз- золото
2. Майское (Ха- касия)	Рудник «Май- ский» А/с «Саяны» (с 1996 г. - ЗАО ЗДК «Золотая звезда»), 1994	100	Золото- кварцевые руды	4,3-6,0	73-86	285- 618	Дробление (-10 мм) - окомкование - КВ - це- ментация на цинковую стружку - кислотная об- работка осадков - обжиг - плавка на слиток	Иргиред- мет; Сибти- прозолото
3. Куранхское рудное поле (Ал- данский район). Месторождения: Порфировое Центральное	АК «Алданзо- лото», ОПУ ОК «Надежный» 1995 (ковчег)	100	Песчано- глинистые руды; забалан- совых отвалов	1,3	46	60	Ковчегное выщелачива- ние - сорбция на активи- рованный уголь - де- сорбция - электролиз - плавка на слиток	Ньюмонт (США), АК («Алданзо- лото»)

Продолжение табл. 5.3

1	2	3	4	5	6	7	8	9
Канавное Центральное	1996 (куча)	50	рудного тела; заба- лансового отвала	1,3	>65	50	Дробление (-125 мм) - окомкование - КВ - сорбция на активиро- ванный уголь - десорбция - электролиз - плавка на слиток	Иргиредмет, Эко Бей Майнз (Ка- нада), Сиб- типрозолото и др. ЦНИИРИ; ЦНИИГРИ
4. Лопуховское (Алданский рай- он)	А/с «Седи- глар». Завод КВ, 1996	100	Кварц- карбонат- ное сырье из отвалов	1,0	70		Дробление (-10 мм) - сорбция на активиро- ванный уголь - десорб- ция - электролиз - плав- ка на слиток	МНПО** «Полиме- талл»; МНПО «Полиме- талл»
5. Муртыкта (Башкортостан)	ЗАО «Башкир- ская ЗДК» МНПО «Поли- металл», 1996	50	Окислен- ные руды «железных шлак»	4,8	75	200- 350	Дробление (-10 мм) - окомкование - КВ - це- ментация на цинковую пыль - кислотная обра- ботка - плавка на слиток	Иргиред- мет; ЗАО ЗДК «Золо- тая Звезда»
6. Чазы-Гол (Ха- касия)	Рудник «Чазы- Гол» ЗАО ЗДК «Золотая звез- да», 1997	200	Окислен- ные руды	3,3	75	460	Дробление (-10 мм) - цементация на цинко- вую стружку - кислотная обработка - обжиг - плавка на слиток	Иргиред- мет; НПП «ТЕОТЭИ» ВНИИХТ
7. «Комсомоль- ская залежь» (Хабаровский край)	ЗАО «А/с «Амур». Уча- сток КВ, 1998	9,0 (1998 г.) 30,0 (проект)	Окислен- ные, вы- ветренные руды	35	70	>200	Дробление (-10 мм) - окомкование - КВ - це- ментация на цинковую пыль - кислотная обра- ботка - сушка - плавка на сплав (24 % Au, 76 % Ag) - обработка азотной ки- слотой с получением хи- мически чистого золота	

Продолжение табл. 5.3

1	2	3	4	5	6	7	8	9
8. Западное-Озерное (Башкортостан)	ЗАО «Башкирская ЗДК» МНПО «Полиметалл», 1998	100	Окисленные руды	8,1	70	>500	Дробление (-10 мм) – окомкование – КВ – сорбция на смолу «Рес-снор-12» - десорбция – электролиз – плавка на слиток	МНПО «Полиметалл»; МНПО «Полиметалл»
9. Кировское (Оренбургская область)	ЗАО «Южно-Уральская ЗДК» МНПО «Полиметалл», 1999	>50	Мало-сульфидные окисленные руды	9	75	400	Дробление (-10 мм) – окомкование – КВ – це-ментация на цинковую ботка – плавка на слиток	МНПО «Полиметалл»; МНПО «Полиметалл»
10. Покровское (Амурская область)	ОАО «Покровский рудник», 1999	450	Дезинтегрированные золотокварцевые руды	3,1-5,5	53	>1000	Дробление (-40 мм) – окомкование – КВ – це-ментация на цинковую ботка – плавка на слиток	Иргиредмет; ВНИПИпромтехнология
11. Бамское (Амурская область)	ООО ГРК «Апсакан», 2000	130	Окисленные руды	4-5	65	300	Дробление (-20 мм) – КВ – цементация на цинковую стружку – кислотная обработка – плавка на слиток	Иргиредмет; Иргиредмет
12. Самозаводское (Алданский район)	Завод КВ А/с «Селигдар» [133], 2000	150	Окисленные руды	3,0	75	335	Дробление (-40 мм) – КВ – сорбция на активированный уголь - десорбция – электролиз – плавка на слиток	Иргиредмет; А/с «Селигдар»

Продолжение табл. 5.3

1	2	3	4	5	6	7	8	9
13. Воронцовское (Свердловская область)	Воронцовский ГОК ЗАО «Золото Северного Урала» [135] МНПО «Полиметалл», 2000	600	Окисленные руды (кора выветривания)	4,9	75	>1000	Сушка – дробление (-20 мм) – окомкование – КВ – цементация на цинковую пыль – кислотная обработка – черновая плавка – переплавка на сплав Au и Ag – разварка в азотной кислоте – плавка на слиток	МНПО «Полиметалл»; МНПО «Полиметалл»
14. Светлинское (Челябинская область)	ЗАО «Южуралзолото», 2001	600	Окисленные руды	1,0	65	400	Дробление (-20 мм) – окомкование – КВ – сорбция на активированный уголь – десорбция – электролиз – плавка на слиток	Иргиредмет; Иргиредмет
15. Дельмачик (Читинская область)	ОАО «Забайкальский ГОК», 2001	80	Мало-сульфидные руды	2,5	>60	>120	Дробление (-20 мм) – КВ – сорбция на активированный уголь – десорбция – электролиз – обжиг – плавка на слиток	Иргиредмет; Сибгипрозолото
16. Таборное (Республика Саха (Якутия))	ООО «Нерон-гри-металлик», 2002	600		1,0	65	400		Иргиредмет
17. Кочкарское (Челябинская область)	ООО «Колорадо», 1993-1998***	50	Лежалые хвосты эфельных отвалов ОАО «Южуралзолото»	0,8-3,0	52-60	25-50	Окомкование – КВ – сорбция на смолу. Десорбция – электролиз – плавка на слиток, осуществляемые на Кочкарской ЗИФ	ЦНИГРИ

* Извлечение золота из руд Васильковского месторождения по данным, опубликованным в 1991, 1994, 1997 и 2001 гг., составило, %: 69 [106]; 60 [3]; 54 [78] и около 44 [136] соответственно.

** МНПО – Межрегиональное научно-производственное объединение [137].

*** 1998 г. – год завершения работы установки КВ в ООО «Колорадо» [105].

В опубликованных материалах наиболее полно представлена информация по созданию и освоению производств кучного выщелачивания акционерным обществом «Золотодобывающая компания «Золотая звезда» на руднике Майском и на месторождении «Чазы-Гол» в Республике Хакасия [3-7, 35-39, 101], акционерным обществом «Покровский рудник» - на Покровском месторождении в Амурской области [3, 4, 41, 82, 119]. Результаты деятельности указанных производств, а также созданных на месторождениях: «Комсомольская залежь» в Хабаровском крае (отрабатывает месторождение ЗАО «Артель старателей «Амур») [40, 80, 104], «Бамское» в Амурской области (отрабатывало ООО «ГРК «Апсакан») [118] и других, свидетельствуют об эффективности отечественных предприятий кучного выщелачивания, хотя расположены они в малоблагоприятных по климатическим условиям регионах.

Ниже (разделы 5.2.1-5.2.3, 5.3) представлена информация по созданию и эксплуатации производств кучного выщелачивания золота в РФ, в том числе наиболее подробно – по первому российскому золотодобывающему предприятию такого профиля – Майскому руднику.

5.2.1. Рудник «Майский» (Республика Хакасия)

Целесообразность разработки новой технологии для извлечения золота из руд Майского месторождения определена Иргиредметом в 1991 г. по результатам тестовых исследований, а также предварительных технико-экономических соображений (ТЭС).

Согласно экспериментальным данным, при содержании Au в окисленной руде 3,3 г/т кучным выщелачиванием извлекается от 70 до 80 % металла. Капитальные вложения в создание промышленного производства КВ в соответствии с ТЭС могут окупиться за первый год эксплуатации, в то время как в строительство обогатительной фабрики с комплексом хвостохранилища – за срок не менее четырех лет. Прибыль от реализации золота, добытого методом кучного выщелачивания, может на порядок превышать прибыль от реализации золота, полученного по фабричной технологии [36].

Исследованиями и комплексными полупромышленными испытаниями, проведенными на установках института в замкнутом цикле на рудах исходной крупности (-100 мм) и дробленых до классов -10 и -5 мм, отработаны оптимальные режимы и параметры основных операций: рудоподготовки, выщелачивания, осаждения золота из растворов цементацией на цинковую стружку, кислотного разложения золото-цинкового шлама, рудотермической плавки, обезвреживания хвостов выщелачивания и сбросных растворов [5, 36]. На основе полученных результатов разработан технологический регламент для проектирования промышленной установки КВ золота из окисленных руд. Исходные данные для разработки проекта установки приведены в табл.5.4.

На основании положений технологического регламента Иргиредмета институтом «Сибгипрозолото» в 1993 г. разработан проект опытно-промышленной установки КВ золота из руд Майского месторождения. Параллельно с проектированием, используя оперативно выдаваемую информацию, АО «Артель старателей «Саяны» вело инженерную подготовку промплощадки, строительство ряда объектов промышленной установки, добычу и дробление руды. С коррективами некоторых проектных решений в конце июня 1994 г. было завершено строительство всего комплекса опытно-промышленной установки, закончено дробление руды, сформирована первая куча массой 50 тыс.т руды и на ее поверхности смонтирована система орошения.

В состав установки кучного выщелачивания Майского рудника²⁶ входят следующие объекты и сооружения: рудный штабель, система орошения, дамба, лоток для сбора золотосодержащих растворов, рабочие и аварийные емкости золотосодержащих и обеззолоченных растворов, цех гидрометаллургии, станция обезвреживания, пруд-накопитель, шламохранилище, системы напорного и самотечного гидротранспорта растворов, насосная

²⁶ Установка кучного выщелачивания золота из окисленных руд / АОЗТ «Саяны», АО «Иргиредмет». - Минусинск, Иркутск, 1995. - 12 с.

станция, объекты энергоснабжения, хозяйственного и технического водоснабжения, складского хозяйства [6] (рис.5.4).

Таблица 5.4

Исходные данные для разработки проекта опытно-промышленной установки КВ золота из окисленных руд Майского месторождения [5]

Наименование параметра, показателя	Характеристика и значение показателя, параметра
Сырьевая база для горнорудного предприятия	Окисленные руды с запасами около 3,5 т золота
Производительность установки, тыс.т/год	100
Режим эксплуатации установки	Сезонный
Продолжительность сезона эксплуатации, сут	160-180
Содержание золота в товарной руде, г/т, не менее	4,0
Крупность руды, направляемой на КВ, мм	-5
Число стадий дробления	3
Тип гидроизоляционного основания под кучу	Одноразового использования
Число блок-секций для КВ, шт., не менее	2
Масса каждой блок-секции, тыс.т	50,0
Рекомендуемая высота каждого штабеля, м	6,0
Максимальное число штабелей на одном основании	3
Извлечение золота, %, не менее	80
Вид товарной продукции	Золото в слитках, отвечающее требованиям ТУ-48-16-7-75

Переработка руды включает операции: дробление до класса -10 мм, укладку в штабель (кучу); орошение цианистым раствором (концентрация NaCN 0,4-0,5 г/л, pH 10-11, плотность ороше-

ния 150-160 л/м²·сут); сбор продуктивных растворов; осаждение золота цинковой стружкой; обработку золото-цинковых осадков кислотой; сушку и прокалку осадков, плавку с флюсами на слиток лигатурного золота; обезвреживание отработанного штабеля (хвостов выпелачивания) гипохлоритом кальция; рекультивацию отвалов и нарушенных земель.

Добытую в карьере руду автосамосвалами БелАЗ грузоподъемностью 27 тонн доставляют на дробильно-сортировочный комплекс (ДСК), где дробят в две стадии. Линия дробления включает щековую дробилку СМД-186, конусную дробилку мелкого дробления КМД-1200 и обеспечивает производительность по дроблению до 100 тыс.т в год. Руду перед дроблением подвергают грохочению. Выделенную глинистую фракцию смешивают бульдозерами с дробленным классом, на площадку выпелачивания доставляют автосамосвалами БелАЗ (грузоподъемность 27 т). Штабель формируют бульдозером Т-130. Укладку руды производят на специально подготовленное основание.

Основание под рудный штабель подготовлено следующим образом: на спланированную естественную грунтовую площадку с продольным уклоном 0,05 и поперечным – 0,01 уложена послойно (с уплотнением каждого слоя дорожным катком) глина. На глинистый слой (500 мм) уложена поливинилхлоридная пленка толщиной 0,45 мм марки «ОН», выпускаемая АО «Химпласт», г.Новосибирск. Соединение пленки осуществляли склеиванием (клей - раствор поливинилхлоридной хлорированной смолы в ацетоне). Поверх пленки уложен защитный слой из отсева руды толщиной 100 мм, на котором смонтирована дренажная сеть из перфорированных труб для вывода продуктивных растворов.

Первоначально для подачи раствора на руду была смонтирована система капельного орошения. Из-за кальцинации каналов капельниц пришлось перейти на прудковую систему орошения, которая оказалась наиболее эффективной для данных условий. Системы орошения с применением разбрызгивателей типа газонных или качающихся трубок также не нашли применения из-за постоянно дующих сильных ветров.

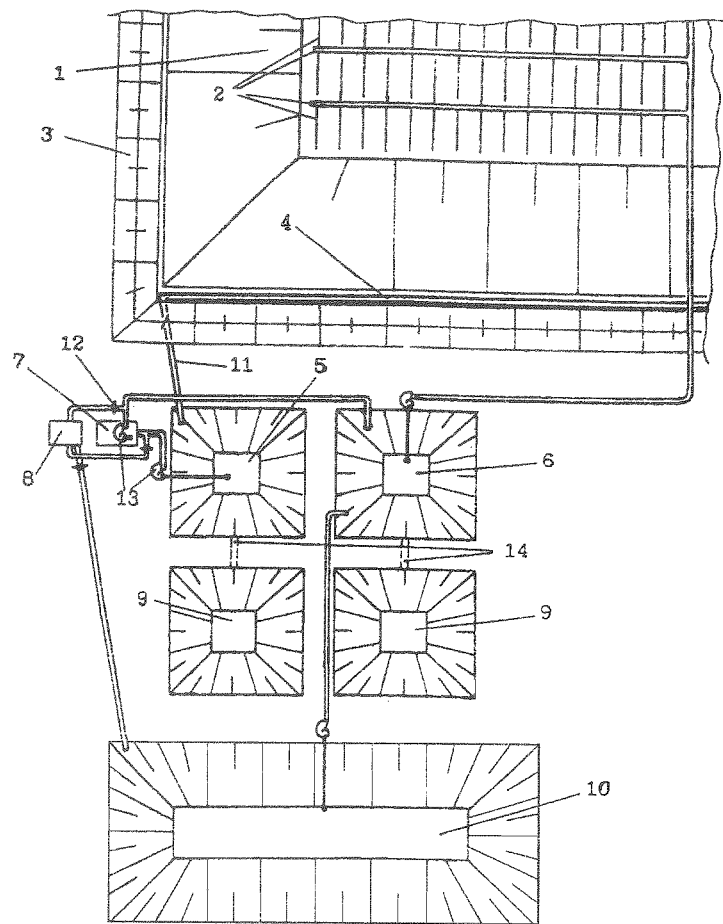


Рис.5.4. Установка кучного выщелачивания Майского рудника

1 – рудный штабель; 2 – система орошения; 3 – дамба; 4 – лоток для сбора золотосодержащих растворов; 5 – емкость золотосодержащих растворов; 6 – емкость обеззолоченных растворов; 7 – цех гидрометаллургии; 8 – станция обезвреживания; 9 – аварийные емкости; 10 – пруд-накопитель; 11 – трубопроводы; 12 – задвижки; 13 – насосные станции; 14 – трубы перелива

Выщелачивающий раствор, просачиваясь через рудный штабель, растворяет золото. Золотосодержащий раствор из-под кучи поступает в лоток и по трубе через дамбу выводится в емкость, где происходит отстаивание тонких рудных частиц. Осветленный золотосодержащий раствор направляют в цех гидрометаллургии для осаждения золота цинковой стружкой и последующих операций. Обеззолоченные растворы подкрепляют реагентами и закачивают на штабель руды для орошения, замыкая водоборот.

В цехе гидрометаллургии расположены отделения цементации, пирометаллургии, приготовления крепких растворов цианида натрия и щелочи; грохочения, фильтрования и кислотной обработки осадка, а также весовая, лаборатория, щитовая, бытовые помещения, расходные склады цианида натрия, щелочи, вентиляционная камера, комната для охраны (рис.5.5).

Золотосодержащие растворы по трубопроводу поступают в приемную емкость отделения цементации. Из приемной емкости растворы распределяются по цементаторам, в которых протекает реакция обмена: золото из раствора выпадает в осадок, цинк переходит в раствор. Обеззолоченные растворы поступают из цементаторов в зумпф, откуда насосом откачиваются в емкость обеззолоченных растворов и возвращаются на орошение кучи.

В зумпфе производится подкрепление обеззолоченных растворов цианидом натрия и щелочью, концентрация которых снижается при дренировании через слой руды. Крепкие растворы цианида натрия (100-150 г/л) и гидроксида натрия (200-250 г/л) готовят в соответствующих отделениях (поз. 3 и 4 на рис.5.5).

Для вскрытия барабанов с порошком цианида натрия предусмотрен специальный аппарат (поз.21). Порошок из барабана высыпается в емкость (поз.22) и перемешивается до полного растворения. Готовый раствор цианида натрия насосом (поз.23) закачивается в емкость, из которой при необходимости подается в зумпф по трубопроводу. Пустые барабаны из-под цианида натрия тщательно промываются водой, обезвреживаются раствором гипохлорита кальция или железного купороса в емкости (баке) и утилизируются.

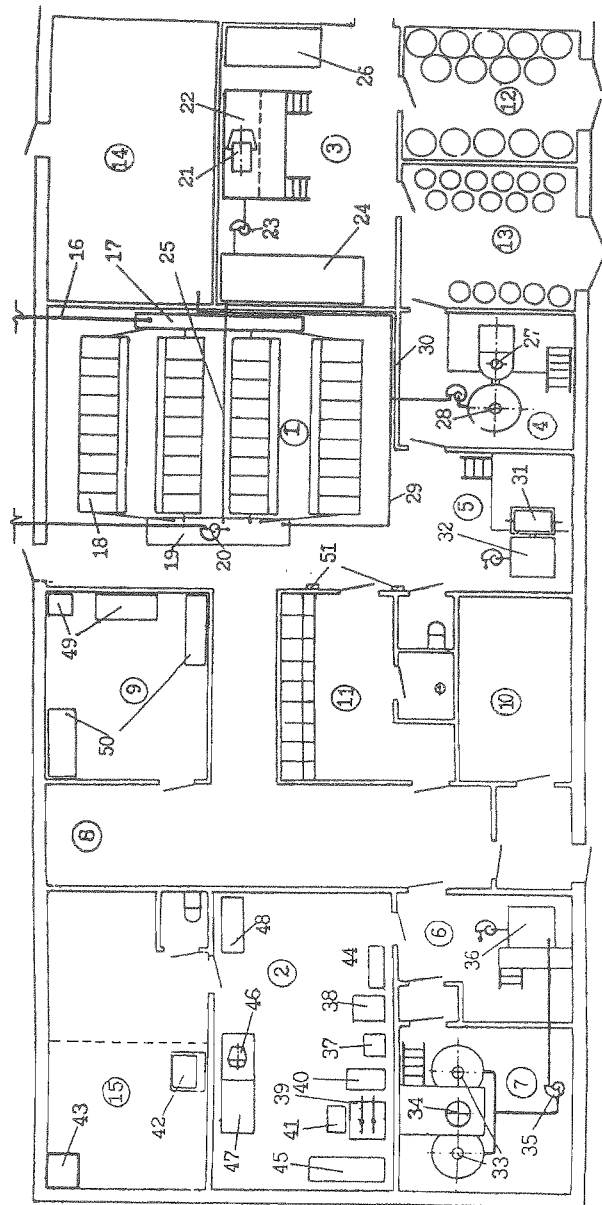


Рис.5.5. Цех гидрометаллургии Майского рудника

Отделения: 1 – цементация; 2 – пирометаллургии; 3 – приготовления раствора цианида натрия; 4 – приготовления раствора щелочи; 5 – грохочения осадка; 6 – фильтрования; 7 – кислотной обработки осадка. Прочие помещения: 8 – весовая, 9 – лаборатория, 10 – щитовая, 11 – бытовые помещения, 12 – склад цианида натрия, 13 – склад щелочи, 14 – вентиляционная камера, 15 – комната для охраны. Оборудование: 16 – трубопровод золотосодержащих растворов, 17 – приемная емкость золотосодержащих растворов, 18 – цементатор, 19 – зумпф обеззолоченных растворов, 20 – насос, 21 – аппарат для вскрытия барабанов, 22 – емкость для приготовления раствора цианида, 23 – насос для откачки раствора цианида, 24 – емкость для приготовления раствора цианида, 25 – трубопровод раствора цианида, 26 – бак для обезвреживания барабанов из-под цианида, 27 – размывочная воронка, 28 – аппарат с перемешивающим устройством, 29 – трубопровод раствора щелочи для подкормления технологических растворов, 30 – трубопровод для газоочистки, 31 – промывочный барабан, 32 – нутч-фильтр, 33 – реактор, 34 – мерник серной кислоты, 35 – насос для пульпы осадка, 36 – нутч-фильтр, 37 – плита для сушки, 38 – муфельная печь, 39 – руднотермическая печь, 40 – трансформатор, 41 – столик для изложниц, 42 – весы, 43 – сейф, 44 – рукавный фильтр, 45 – скруббер, 46 – смеситель шихты, 47 – шихтовый стол, 48 – ларь для флюсов, 49 – лабораторные столы, 50 – шкафы, 51 – цифровые анализаторы

Щелочь из упаковки разгружается в размывочную воронку и смывается водой в аппарат с перемешивающим устройством. Готовый раствор щелочи по трубопроводам направляют в зумпф и вентиляционную камеру для очистки воздуха от паров синильной кислоты.

Золотосодержащий цинковый осадок из цементатора загружают в промывочный барабан отделения грохочения осадка. Крупную фракцию стружки, выделяемую при грохочении, возвращают в цементаторы, золотосодержащая пульпа поступает на нутч-фильтр. Кек осадка после фильтрации подвергают кислотной обработке в одном из реакторов. Обработанный кислотой осадок подается насосом в кислотостойкий нутч-фильтр. В отделении пирометаллургии отфильтрованный осадок сушат на плитах, затем обжигают в муфельной печи. Огарок смешивают с флюсами и плавят в руднотермической печи, запитанной через трансформатор. Металл разливают в изложницы, которые размещают на століке. Слитки взвешивают на весах, установленных в комнате для охраны, и помещают в сейф на временное хранение.

В отделении пирометаллургии установлены рукавный фильтр и скруббер для очистки воздуха от газов и пыли, образующихся при обжиге и плавке осадка, смеситель шихты, шихтовочный стол, ларь для флюсов.

Лаборатория укомплектована столами, шкафами для посуды, реагентов, контрольных растворов и оборудованием для фильтрования и титрования. Определение концентрации цианида, золота и водородных ионов (рН) в растворах осуществляют с помощью анализаторов, установленных в отделении цементации.

Конструкция секции выщелачивания приведена на рис.5.6. В основании рудного штабеля находится противофильтрационный экран, состоящий из двух гидронепроницаемых слоев: слоя глины толщиной 0,5 м и синтетической пленки толщиной 0,45 мм. Противофильтрационный экран сооружен также по внутренним склонам дамб, ограждающих рудный штабель. Контроль за исправностью противофильтрационного экрана осуществляется контрольным трубопроводом, состоящим из водосборной дрены, отводящей и наблюдательной труб.

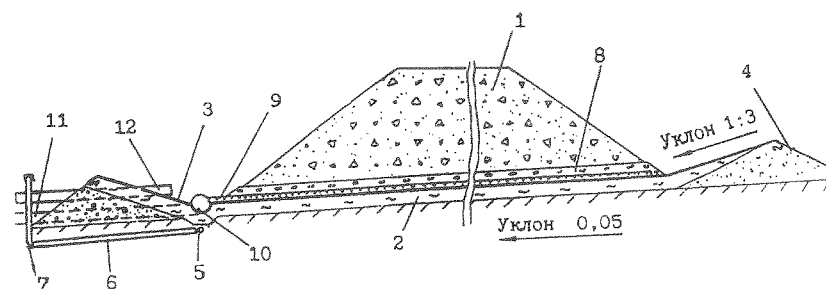


Рис.5.6. Конструкция секции выщелачивания (рудник «Майский»)

1 – рудный штабель, 2 – слой глины, 3 – пленка, 4 – дамба, 5 – водосборная дрена, 6 – отводящая труба, 7 – наблюдательная труба, 8 – защитный слой, 9 – дренажная труба, 10 – приемный лоток золотосодержащих растворов, 11 – рабочая сливная труба, 12 – аварийная сливная труба

Пленку от повреждений во время укладки руды предохраняет защитный слой из гравия или крупнозернистого промытого песка. На пленку укладывают дренажные трубы, по которым золотосодержащие растворы стекают в приемный лоток, из которого они выводятся в емкость золотосодержащих растворов по рабочей трубе. Предусмотрен аварийный сброс растворов из секции выщелачивания по трубе, расположенной на 0,5 м выше рабочей.

Подщелачивание технологических растворов до рН 10-11 подавляет реакцию гидролиза цианида натрия, сопровождающуюся выделением паров синильной кислоты в атмосферу, и позволяет поддерживать концентрацию ее паров в рабочей зоне ниже предельно допустимой концентрации (0,3 мг/м³). Процесс выщелачивания руды осуществляют при полном водообороте без сброса промышленных растворов в окружающую среду.

На четвертые сутки подачи цианистых растворов на орошение с первой блок-секции кучи начали поступать продуктивные (золотосодержащие) растворы. Максимальная концентрация золота в продуктивном растворе была достигнута на 15-е сутки обработки и составила около 30 г/м³ [5] (рис.5.7). Одновременно с выщелачиванием золота на первой блок-секции сооружали гидроизоляционное основание с системой дренажных устройств и осуществляли дробление руды для второй блок-секции в 50 тыс.т. В августе 1994 г. стало поступать и золото со второй блок-секции

кучи. К моменту окончания сезона эксплуатации установки концентрация золота в растворах, прошедших через первую и вторую блок-секции кучи, составляла 1,8 и 2,6 г/м³ соответственно.

Золото из растворов извлекали наиболее простым в технологическом и аппаратном оформлении процессом – цементацией на цинковую стружку в цементаторах ящичного типа из девяти секций. В установившемся режиме извлечение золота составляло не менее 98 % при его концентрации в обеззолоченном растворе не более 0,1 г/м³. Как правило, до 95 % золота извлекается в первых семи секциях цементатора (рис.5.8). Стружку изготавливают непосредственно перед загрузкой в цементаторы.

Первичные цинковые осадки из первых четырех секций цементатора содержат от 9 до 12 % Au, 25-40 % Zn. После серно-кислотного разложения содержание золота в осадках повышается более чем в два раза с одновременным снижением содержания кислоторастворимых примесей (табл.5.5). Плавку кеков кислотного разложения после сушки и обжига осуществляют в печи 3-10 конструкции Иргиредмета. Получаемые слитки содержат от 82,0 до 84,0 % золота, в сумме золота и серебра – не менее 85 %.



Рис.5.7. Динамика кучного выщелачивания золота из блок-секций окисленной руды опытно-промышленной установки Майского рудника

1 и 2 – концентрация золота в продуктивном растворе первой и второй блок-секций; 3 – концентрация золота в обеззолоченном растворе

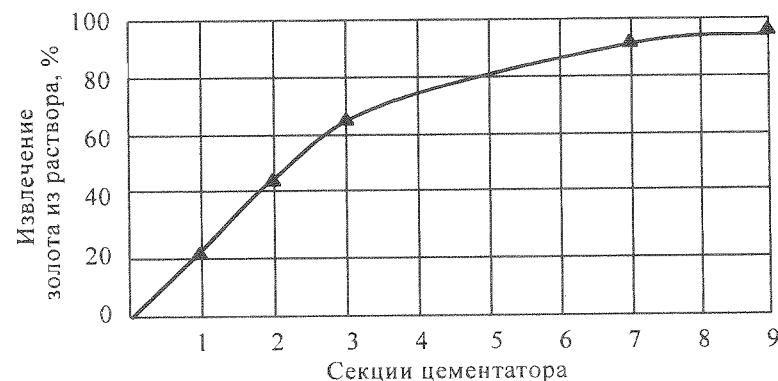


Рис.5.8. Динамика цементации золота из продуктивных растворов КВ

Таблица 5.5
Состав золотосодержащих осадков до и после кислотного разложения растворами серной кислоты

Содержание компонентов, %						
Au	Ag	Zn	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Cu	Pb
В исходных осадках						
9,8-12,1	0,4-0,8	25,1-40,8	4,6-7,3	1,8-3,2	0,4-0,7	3,1-7,2
После кислотного разложения						
21,2-35,9	0,9-1,2	1,9-21,1	13,8-21,1	2,4-5,5	1,1-1,4	10,7-21,3

На основании опыта эксплуатации установки КВ внесены конструктивные изменения, снизившие эксплуатационные затраты и повысившие экологическую безопасность технологии. Так, благодаря естественному гидродинамическому напору за счет перепада отметок, прозрачные продуктивные растворы, минуя сборник золотосодержащих растворов, самотеком поступают в цементаторы на осаждение золота. Сборник золотосодержащих растворов используется лишь в случае, если при выпадении интенсивных атмосферных осадков с кучи, в основном с бортов, поступают замутненные растворы и необходимо их осветление (отстаивание). В этом случае для подачи растворов из сборника на цементацию используют насосный агрегат.

В конце добычного сезона, когда в ночное время температура окружающего воздуха понижается до -10°C , температура продуктивных растворов, благодаря аккумуляции кучей тепла в летний период, не опускается ниже $+5^{\circ}\text{C}$. Это позволяет продлить сезон эксплуатации установки практически до конца декабря.

С целью интенсификации процесса оттаивания поверхности кучи ее рыхлили бульдозером, оснащенным навесным рыхлительным оборудованием. На руднике выщелачивали не только свежеложенную руду (ежегодно по 100 тыс.т и более), но и материал уже выщелоченных секций после перемешивания драглайном и бульдозером. Для определения полноты извлечения золота в ноябре-декабре 1996 г. на блок-секциях 1,2 и 3 было пробурено 18 скважин глубиной по 4 м и пройдено 7 заверочных шурфов глубиной по 4 м. Среднее содержание золота в отобранных 104 пробах составило менее 1 г/т.

Для сокращения продолжительности выщелачивания и достижения степени извлечения 75 % и более за один сезон с осени 1997 г. на Майском руднике начали окомковывать (с добавлением цемента) отсеv и шламовую фракцию дробленой руды. Окомкованный материал перед укладкой в штабель смешивают с основной массой неокомкованной руды.

5.2.2. Рудник «Чазы-Гол» (Республика Хакасия)

Исследование руд Сахсарской золоторудной зоны (месторождение «Чазы-Гол») на пригодность к переработке кучным цианистым выщелачиванием для золотодобывающей компании «Золотая звезда» институт «Иргиредмет» проводит с 1995 г. На основании результатов полупромышленных испытаний, проведенных на пробе окисленной руды массой 5 т, и с учетом данных дополнительных исследований, выполненных на пробах руд текущей (1996 г.) добычи, на Кузнецовском участке (западный фланг Сахсарской рудной зоны) в мае 1997 г. построен и введен в эксплуатацию промышленный комплекс кучного выщелачивания – рудник «Чазы-Гол».

В полупромышленных условиях процесс выщелачивания золота осуществляли в замкнутом цикле с цементацией на цинковую стружку и оборотом обеззолоченных растворов на установке, моделирующей гидродинамические режимы промышленного масштаба. Технологический регламент на проектирование промышленной установки разработан на годовую производитель-

ность 500 тыс.т руды в сезонном и круглогодичном режимах эксплуатации.

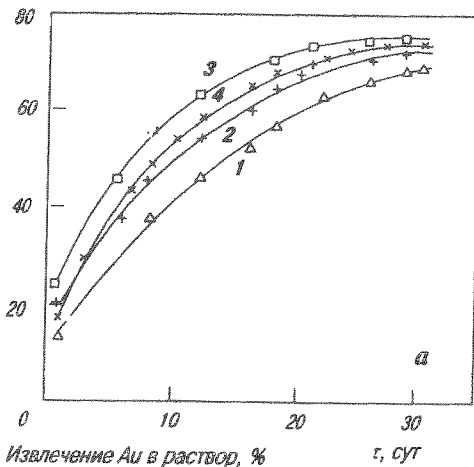
При выполнении дополнительных исследований в составе глинистых фракций руды обнаружены такие тонкоизмельченные минералы²⁷, как гидрослюда, каолинит, гидрокаолинит, хлорит, монтмориллонит, монотермит, гидрохлорит, аноксит, аморфная кремневка, алюминит. Указанный состав обусловливает затрудненную фильтрацию цианистых растворов через рудный штабель из-за набухания присутствующих в руде глин. Для выщелачивания технологических растворов и повышения проницаемости руды в отсутствие извести, дефицитной в Аскизском районе, было предложено использовать цемент, массовая доля оксида кальция в котором составляет до 50 %.

В динамике и в сопоставлении с другими вариантами КВ (без подачи связующего, с добавками извести) установлены расход цемента, воздействие его на фильтрационную способность руды различной крупности дробления и влажности [38, 39].

Добавка цемента в окисленную руду месторождения «Чазы-Гол» обеспечивает необходимую пористость рудного штабеля и интенсифицирует процесс выщелачивания в несколько раз (рис.5.9). За 29-30 сут обработки растворами с концентрацией 1 г/л NaCN при плотности орошения 150-200 л/(м²·сут) из руды крупностью -20 мм с добавкой цемента (3-8 кг/т) в продуктивный раствор извлекается 75 % Au, без добавки цемента – 69 %. Минимальный расход цемента, равномерно перемешиваемого с отсеvом и дроблеными классами руды, обеспечивающий хорошую фильтруемость руды (коэффициент фильтрации K_f равен 1 м/сут и более) при максимальном извлечении золота из руды, составляет 3 кг/т (табл.5.6). Из руды мелкого дробления (-5 мм) с добавкой цемента (3-5 кг/т) или извести (2 кг/т) извлекается до 90 % Au при выщелачивании в течение 29 сут с малой плотностью орошения (2-10 л/(м²·сут), поскольку фильтрация растворов через руду крупностью мельче 5 мм даже при наличии коагулирующих добавок остается низкой (табл.5.7). В отсутствие добавок из руды такой крупности извлечение золота за 29 сут выщелачивания составило всего 52,8 %, при этом скорость просачивания растворов чрезвычайно низкая (K_f – в пределах 0,001-0,005 м/сут).

²⁷ Минеральный состав проб исследован канд.техн.наук С.И.Храмченко.

Извлечение Au в раствор, %



Извлечение Au в раствор, %

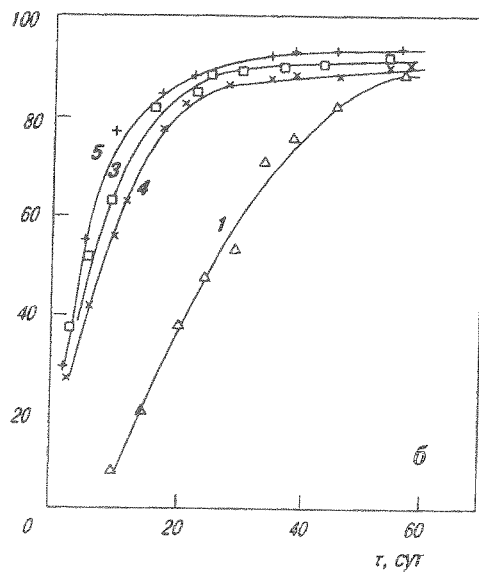


Рис.5.9. Динамика кучного выщелачивания золота из руды крупностью -20 мм (а) и -5 мм (б) в зависимости от расхода цемента, кг/т: 1 – 0; 2 – 1,0; 3 – 3,0; 4 – 5,0 и извести: 5 – 2,0 кг/т

Таблица 5.6
Показатели кучного выщелачивания золота из окисленной руды месторождения «Чазы-Гол» с добавками цемента

Крупность, мм	Содержание Au, г/т	τ, сут	K _ф , м/сут	Извлечение Au в раствор, %	Расход, кг/т			
					цемент	CaO	NaOH	NaCN
-20	3,5	30	0,3-0,8	69,2	-	-	0,38	0,66
-20	3,3	29	0,7-1,3	74,8	1,0	-	0,20	0,65
-20	3,4	29	1,2-3,0	75,2	3,0	-	-	0,63
-20	3,3	30	1,4-2,1	74,6	5,0	-	-	0,64
-20	3,2	30	0,8-1,4	75,0	8,0	-	-	0,60
-5	3,4	29	0,001-0,005	52,8	-	-	-	0,30
-5	5,1	56	0,001-0,005	89,6	-	-	0,10	-
-5	4,6	29	0,02-0,06	90,4	-	2,0	-	-
-5	4,6	56	0,02-0,06	92,5	-	2,0	-	1,1
-5	4,6	29	0,005-0,02	89,4	3,0	-	-	-
-5	4,6	56	0,003-0,02	90,8	3,0	-	-	0,9
-5	4,8	29	0,005-0,02	86,0	5,0	-	-	-
-5	4,8	56	0,005-0,02	90,6	5,0	-	-	0,8

Таблица 5.7
Влияние коагулирующей добавки и крупности дробления руды на гидродинамику
кучного выщелачивания золота

Крупность дробления, мм	Добавка коагулянта, кг/т	Влаго- емкость руды, л/т	Коэффициент фильтрации при продолжительности выщелачивания (сут), м/сут							Максимальная плотность орошения, л/(м ² ·сут)
			5	10	15	20	25	30	35	
Водная обработка руды (с циркуляцией раствора)										
-20	Без добавок	163	0,5	1,2	1,9	0,7	0,6	0,6	-	250
-20	Известь: 1,0	159	1,4	2,1	2,7	2,4	2,3	2,2	-	700
-20	2,0	155	1,2	1,5	1,4	1,2	1,2	1,1	-	630
-20	Цемент: 2,0	168	1,1	1,1	1,5	1,3	1,3	1,3	-	600
-20	3,0	162	2,8	4,9	6,1	4,1	4,4	4,3	-	1450
-20	5,0	161	-	-	2,7	2,3	2,0	2,0	-	1040
-20	8,0	160	2,5	2,5	2,5	1,5	1,3	1,3	-	675
-10	3,0	223	2,2	4,3	4,8	4,3	4,5	3,9	3,8	1140
-5	3,0	232	0,2	0,2	0,2	0,2	0,2	0,2	0,2	105
-2	3,0	283	0,1	0,1	0,1	0,1	0,1	0,1	0,1	50

Продолжение табл. 5.7

Крупность дробления, мм	Добавка коагулянта, кг/т	Влаго- емкость руды, л/т	Коэффициент фильтрации при продолжительности выщелачивания (сут), м/сут							Максимальная плотность орошения, л/(м ² ·сут)
			5	10	15	20	25	30	35	
Выщелачивание цианистыми растворами										
-20	Без добавок	163	0,3	0,8	0,5	0,4	0,4	0,5	-	156
-20	Цемент: 1,0	170	0,7	-	1,3	-	-	1,0	-	360
-20	3,0	162	1,2	-	2,6	3,0	-	2,9	-	650
-20	5,0	161	-	1,4	-	2,1	1,9	2,0	-	700
-20	8,0	160	-	0,8	-	1,3	1,4	1,4	-	440
-5	Без добавок	225	-	0,005	0,002	0,001	0,001	0,001	0,001	0,5-2,5
-5	Известь: 2,0	202	0,04	0,05	0,06	0,03	0,02	0,02	0,02	10,4-31,0
-5	Цемент: 3,0	232	0,02	0,01	0,01	0,005	0,005	0,005	0,003	1,6-10,4
-5	5,0	221	0,02	0,01	0,01	0,01	0,01	0,005	0,005	2,6-10,4

С учетом полученных данных Ирриредметом в 1997 г. были выданы дополнительные рекомендации по рудоподготовке с использованием добавок цемента (как связующего при окомковании либо в качестве коагулянта) и формированию рудного штабеля, в том числе при отрицательных температурах в зимний период.

Принципиальная схема промышленной установки кучного выщелачивания аналогична используемой компанией «Золотая звезда» на Майском руднике (см. рис.5.1, [6, 36, 37]). Руду из карьера доставляют на дробильно-сортировочный комплекс автосамосвалами типа БелАЗ грузоподъемностью 18 т. Дробление руды трехстадиальное, осуществляется последовательно в щековой дробилке типа ШДС 800×630, конусных дробилках: среднего дробления - типа КСД-1200, мелкого дробления - типа КМД-1200. Дробильно-сортировочное оборудование обеспечивает производительность 300 тыс.т руды по классу -10 мм в год. Перед дроблением руда подвергается двухстадиальному грохочению на грохотах с ячейей 25×25 мм (верхнее сито) и 10×10 мм (нижнее сито), т.к. она содержит около 15 % (иногда до 40 %) глинистой фракции.

Для создания гидроизоляционного основания под рудный штабель используется поливинилхлоридная пленка толщиной 0,43 мм (ГОСТ 16272-79). Ее полосы склеивают клеем, изготавливаемым на месте из поливинилхлоридной хлорированной смолы ПХС-ЛС (ОСТ 6-01-37-88. Вып.701-92) и этилацетатного растворителя (ГОСТ 8981). Пленку укладывают на увлажненный глинистый экран. Такой тип основания пригоден для одноразового использования. После отсыпки защитного слоя, монтажа дренажной системы и отсыпки дренажного слоя на подготовленном гидроизоляционном основании формируют рудный штабель. Руду с дробильного комплекса доставляют самосвалами, рудный штабель формируют с использованием легких широкогусеничных бульдозеров («болотников»).

Применяется метод прудкового орошения рудного массива, простой в оформлении, удобный в эксплуатации, малочувствительный к осадкообразованию и повышающий фильтрацию растворов за счет гидростатического напора (рис.5.10). Концентрацию растворителя (NaCN) в циркулируемых выщелачивающих растворах поддерживают на уровне 0,5-0,6 г/л, pH 10-11.

Для извлечения золота из растворов на руднике «Чазы Гол» принят процесс цементации на цинковую стружку в цементаторах ящичного типа. Первичные цинковые осадки из первых трех камер цементатора содержат 8-11 % Au и 30-45 % Zn. После серно-

кислотной обработки содержание золота повышается в 2,0-2,5 раза при одновременном снижении содержания кислоторастворимых примесных элементов. Кеки кислотного разложения после сушки и обжига плавят в руднотермической печи конструкции Ирриредмета на слитки золота. Получают лигатурное золото пробностью 750-850.

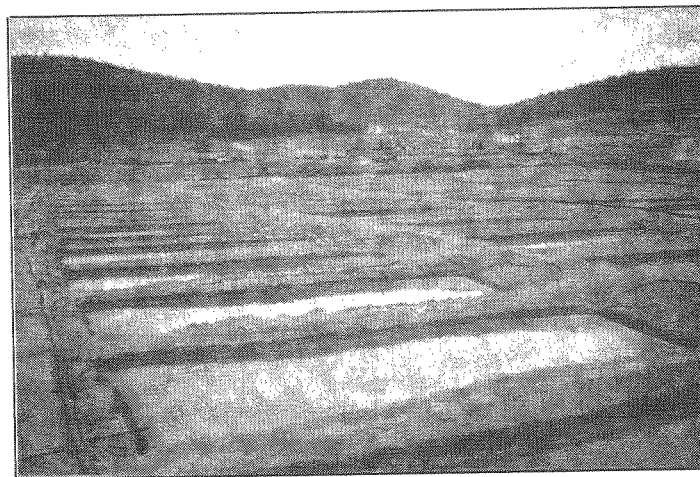


Рис. 5.10. Прудковое орошение рудного штабеля

Завершающей стадией технологического процесса является обезвреживание отработанных рудных штабелей и растворов гипохлоритом кальция и рекультивация нарушенных земель. С момента запуска рудника постоянно проводится мониторинг окружающей среды под руководством сотрудников Ирриредмета.

В 1997 г., в первом сезоне добычи золота на месторождении «Чазы-Гол», на площадку в штабель высотой 6 м поэтапно было уложено 190 тыс.т руды со средним содержанием Au 2,6 г/т. Процесс выщелачивания проходил неэффективно – золота извлекалось мало, содержание его в продуктивных растворах было низким. Анализ работы установки показал, что фильтрация растворов в рудном массиве штабеля происходит крайне неравномерно (значение коэффициента фильтрации по разным зонам изменяется в широких пределах – от 0,08 до 5-6 м/сут), так как в штабеле образовались локализованные зоны с различной проницаемостью.

Большая разница в проницаемости различных зон приводила к тому, что выщелачивающие растворы, следуя по пути наименьшего сопротивления, быстро просачивались по каналам и через грубые рудные области, минуя или чуть смачивая зоны с большим количеством мелочи, шлама и глины, что и привело к неудовлетворительным показателям.

Образование локальных зон с различной проницаемостью произошло вследствие того, что выделяемые в дробильно-сортировочном комплексе рудные фракции («отсев», мелкая и крупная «дробленка») перед укладкой в штабель не были надлежащим образом перемешаны. Негативное воздействие на проницаемость руды оказало и то, что подача цемента не осуществлялась, дробленая руда при хранении на рудном складе подвергалась воздействию естественных осадков (пропитывалась влагой), что привело к утрамбовке ее во время укладки в штабель (при заезде на него БелАЗов) и разравнивания бульдозерами. Присутствие в технологических растворах большого количества горючесмазочных материалов, имевшее место в первом сезоне выщелачивания, также снизило проницаемость кучи и оказало отрицательное воздействие на процессы выщелачивания и цементации.

Для нормализации работы установки КВ было предложено производить более тщательное перемешивание всех фракций руды и цемента на дробильно-сортировочном комплексе и исключить наезд колесного транспорта на укладываемую в штабель руду [39].

В связи с наличием в руде ртути (в виде киновари) продуктивные цианистые растворы содержали повышенные концентрации Hg. Так, растворы, вытекающие из-под опытно-промышленной кучи в период с 29.05.97 по 19.06.97, имели состав, мг/л: 2,1-1,7 Au, 0,1-0,3 Ag, 1,5-2,0 Cu и 5-7 Hg. Ртуть осложняла процесс выщелачивания золота, а при цементации концентрировалась в цементных осадках.

За 120 сут выщелачивания опытно-промышленной кучи получено 135 кг золота, степень извлечения была низкой – 27,3 %. Кроме вышеуказанных факторов на уровень извлечения золота отрицательно повлияло также нарушение параметров дробления и сортировки руды – крупность дробления фактически составила -20 мм вместо рекомендованной по технологическому регламенту крупности -10 мм.

Испытания процесса кучного выщелачивания в режиме, приближенном к оптимальному, проведенные осенью 1997 г. на опытной куче массой 10 тыс.т руды (Au 5 г/т) крупностью -10 мм,

перемешанной по составляющим ее фракциям и с цементом (5 кг/т), показали, что за счет равномерного просачивания цианистых растворов через слой подготовленной таким образом руды (со скоростью порядка 1 м/сут) извлечение золота в растворы может быть повышено до 80 %. При выщелачивании в течение 30 сут получено более 35 кг золота. Из-за наступивших заморозков орошение было прекращено, но данные по динамике выщелачивания свидетельствовали, что оптимизация параметров и режимов рудоподготовки обеспечивает среднее извлечение золота за сезон более 75 %.

В 1998 г. (с мая по октябрь) на Чазыгольском руднике было уложено на новую площадку в штабель 200 тыс.т руды с содержанием Au 3,4 г/т, дробленной до крупности -10 мм. Подачу цемента из расчета 3-5 кг на 1 т руды осуществляли в «отсев» с помощью шнекового питателя. Смешивание готовых фракций руды производилось на двух конвейерах, установленных параллельно дробильной линии. Сооружение штабеля и ввод его в переработку осуществляли поэтапно блок-секциями массой по 40 тыс.т руды. Высота кучи – от 5 до 7 м. Плотность орошения составляла 100-150 л/(м²·сут). Концентрация золота в продуктивных растворах колебалась в интервале от 2 до 15 мг/л.

Работа установки КВ в сезоне 1998 г. подтвердила, что наличие в растворах ртути приводит к снижению показателей процесса цементации. Концентрация золота на выходе из цементаторов повышалась до 1 мг/л, что негативно отразилось на производительности цементационного оборудования и привело к увеличению расхода цинка и цианида. Потребовалось увеличение фронта цементации в два раза. Дополнительно к ранее установленным при строительстве установки КВ цементаторам ящичного типа был изготовлен и введен в работу цементатор колонного типа.

Несоблюдение оптимальных параметров цементации неоднократно приводило к нарушению процесса осаждения золота. Так, в июле 1998 г. на Чазыгольской установке наблюдались перерастворение и снижение кинетики осаждения золота на цинк, на поверхности цинка образовывался осадок белого цвета. В результате на орошение штабеля направлялись оборотные растворы с повышенной концентрацией золота: 2-10 мг/л. Было установлено, что осадок, представляющий собой гидроксид цинка, образовывался из-за низкой щелочности и крепости технологических растворов – pH снизился до 8-9 (оптимальное значение 10-11), концентрация NaCN понизилась до 0,16 г/л (при минимально допус-

тимом ее значения 0,2-0,3 г/л). Этот осадок блокировал поверхность цинка и затруднял процесс цементации. Например, при концентрации золота на входе в осадительные аппараты-цементаторы, равной 12,4 мг/л, на выходе она составляла в среднем 2,3 мг/л. Концентрации золота и ртути при этом приблизительно равнозначны (табл.5.8).

По мере пассивации цинка концентрация золота в хвостах цементации растет, в отдельные моменты превышая содержание в исходных золотых растворах. По этой причине в период эксплуатации с мая по июль 1998 г. на руднике в виде слитков было получено всего лишь около 50 кг золота. После корректировки технологических режимов и расширения фронта цементации в период с августа по октябрь получено более 400 кг Au.

Таблица 5.8

Поведение золота и ртути в процессе цементации в условиях дефицита цианида натрия и щелочи

Раствор	pH	Концентрация		
		NaCN, г/л	Au, мг/л	Hg, мг/л
Золотосодержащий из-под кучи № 3	9,3	0,16	12,4	9,4
В цементаторе после 1-й камеры	8,0	0,15	8,0	9,0
В сливе цементатора после 9-й камеры	8,1	0,14	2,3	1,5

Несмотря на осложнения, периодически имевшие место в процессе освоения технологии кучного выщелачивания золота из окисленных руд на месторождении «Чазы-Гол», в 1998 г. рудник сработал весьма эффективно, получив за сезон 460 кг золота. Товарное извлечение из всей массы руды (200 тыс.т), подвергнутой выщелачиванию в 1998 г., составило 65-70 % Au, в том числе по первым трем секциям – около 80 %. Степень извлечения может быть повышена до 88-90 % за счет более мелкого дробления руды (до -5 мм) и последующего ее окомкования в присутствии добавок цемента. На предприятии с 2001 г. внедрена угольно-сорбционная технология извлечения золота из растворов KB, как менее чувствительная к их солевому составу.

5.2.3. Покровский рудник. Участок KB (Амурская область)

Покровское золоторудное месторождение, расположенное в Амурской области в 10-14 км к северу от железнодорожной станции «Тыгда» и в 320 км к северо-западу от г.Благовещенска, разведано и отрабатывается ОАО «Покровский рудник». Главные рудные зоны – «Покровка-1» и «Покровка-3». Климат региона резко континентальный. Глубина промерзания почвы достигает 3 м и на низко расположенных участках встречаются зоны вечной мерзлоты. Энергоснабжение региона осуществляется от Зейской гидроэлектростанции. Вблизи площадки рудника проходит ЛЭП 500 и 220 кВ [95, 119].

Руда Покровского месторождения – золото кварцевая, сравнительно хрупкая, с большим содержанием глинистого материала, особенно в верхних окисленных зонах. Ценными компонентами в ней являются золото и серебро. Золото в рудах мелкое и тонкое, на 70-90 % присутствует в сростках с кварцем. Сырьевой базой для производства драгметаллов кучным выщелачиванием являются дезинтегрированные руды из зоны окисления [41].

Более подробная характеристика руды представлена в разделе 3.3.2.

Иргиредметом в 1991 г. на рудах Покровского месторождения выполнены экспериментальные исследования и полупромышленные испытания технологии кучного выщелачивания в замкнутом цикле. Исследованы две технологические пробы с содержанием, г/т: 5,5 Au, 8,5-10,0 Ag, и 3,1 Au, 2,6 Ag (полупромышленная проба). Экспериментально установленная оптимальная крупность руды для KB – не более 10 мм.

Существуют некоторые проблемы с дроблением покровских руд из-за их избыточной обводненности, так как месторождение «Покровское» расположено в болотистом месте. Из дробильных агрегатов для дробления влажных руд больше подходят валковые дробилки (роликовые прессы), позволяющие дробить материал с влажностью до 12 %. Дробление руд Покровского месторождения целесообразно осуществлять в зимний период в замороженном виде.

Наличие глинистых минералов существенно затрудняет фильтрацию рабочих растворов, особенно при выщелачивании

руды исходной крупности (-100 мм) и дробленой до размера куса -5 мм и мельче. По мере снижения крупности дробления от исходной до -10 мм максимальная плотность орошения руды повышается до 200 л/(м²·сут). Поэтому из руды, дробленой до -10 мм, процесс кучного выщелачивания может осуществляться в традиционном варианте. Более тонкодробленную руду необходимо предварительно окомковывать с добавками связующего - цемента и извести.

Дробление позволяет на 20-30 % поднять уровень извлечения золота. Если из руды исходной крупности в течение 30-40 сут обработки в раствор извлекается не более 40 % Au, то из дробленой (-10 мм) степень извлечения возрастает до 65 %. При выщелачивании руды, дробленой до -5 мм, извлекается более 68 % Au и 50 % Ag. Из окомкованной руды крупностью -2 мм извлечение золота за 20 сут обработки составляет 73 % и более. Оптимальные параметры окомкования: расход цемента 13-14 кг/т и извести 0,5 кг/т, массовая доля влаги в шихте - 15 %.

На полупромышленной установке Иргиредмета в течение двух с половиной месяцев проводили комплексные испытания с отработкой режимов и параметров выщелачивания золота из дробленой руды, водной промывки, угольной сорбции из продуктивных растворов и обезвреживания хвостов выщелачивания. Из руды с содержанием Au 3 г/т за 46 сут кучного выщелачивания и водной промывки извлечено более 70 % Au. Содержание золота в насыщенном активированном угле головной колонны составило 3,7 г/кг. Средняя плотность орошения - 150 л/(м²·сут), расход реагентов в кг на 1 т руды: 0,4 NaCN; 2,3 CaO на выщелачивание и 0,25 гипохлорита кальция - на обезвреживание выщелоченной руды.

Из руды крупностью -2 мм, окомкованной с добавками цемента и извести при увлажнении цианистым раствором, за 25 сут выщелачивания с осаждением золота на цинк извлечено около 80 % Au. Общая продолжительность обработки руды с обезвреживанием составила 36 сут. Расход реагентов, кг/т: 0,5 NaCN, 0,7 CaO, 14 цемента и 0,32 гипохлорита кальция. Получен золото-серебряный сплав пробностью 845.

На основании результатов исследований Иргиредметом в 1991 г. разработан технологический регламент на проектирование

опытно-промышленной установки КВ золота производительностью 300 тыс.т руды в год. В регламенте отмечено, что руды Покровского месторождения являются упорными для переработки по технологии кучного выщелачивания из-за тонкой вкрапленности мелких золотинок в кварце и высокого содержания глины.

По проекту, разработанному институтом «ВНИИПромтехнология», акционерным обществом «Покровский рудник» в 1999 г. построена и запущена в эксплуатацию на Покровском месторождении опытно-промышленная установка КВ. В связи с трудностями финансирования, предприятие было вынуждено пойти на упрощенный вариант технологии с дроблением руды до -40 мм. В первые два года отрабатывали блоки обогащенной по золоту руды с тем, чтобы окупить затраты на кучное выщелачивание, получить прибыль и начать строительство фабрики, на которой планируется переработать позже все наработанные ранее хвосты кучного выщелачивания [119].

Месторождение отрабатывали двумя карьерами: «Покровский-1» и «Покровский-3». Руду из карьеров доставляли автосамосвалами на площадку рудоподготовки, где ее дробили в щековой дробилке ДЩЛ 600×900 до класса -80 мм. Затем руда по ленточному транспортеру поступала на грохот ГИТ-51. Класс +40 мм после дробления в роторной дробилке и минусовой класс грохочения ленточным питателем подавали на окомкование. Процесс окомкования проводили в барабанном окомкователе длиной 12 м и диаметром 1,6 м с частотой вращения 9-10 об/мин и углом наклона 4°. Цемент подавали из силосных башен шнековым и ленточным питателями в количестве 9-12 кг на 1 т руды. Увлажнение руды до необходимой для окомкования влажности (13-15 %) осуществляли добавлением через форсунки в окомкователь цианистого раствора с концентрацией NaCN 10 г/л.

Окомкованная руда по ленточному транспортеру поступала на гидроизоляционную площадку с подготовленной системой дренажа и с использованием стакера фирмы «Westek» укладывалась в рудный штабель высотой 6 м (рис.5.11). После отсыпки первой партии руды массой 10 тыс.т монтировали систему капельного орошения с применением капельниц типа «Вариодрип» производства США. Для устройства гидроизоляционного основа-

ния была использована полиэтиленовая пленка отечественного производства (ЗАО «ТехПолимер», г.Новосибирск) толщиной 1 мм.

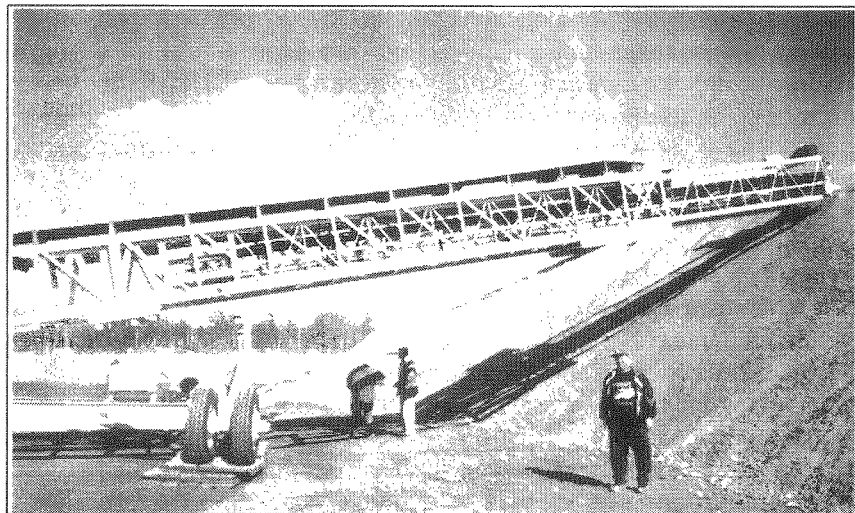


Рис.5.11. Укладка рудного штабеля с помощью стакера в ОАО «Покровский рудник»

Одновременно с монтажом системы орошения осуществляли приготовление выщелачивающих растворов с концентрацией NaCN 1-1,5 г/л и pH 11-12. Раствор подавали при плотности орошения рудного штабеля 140-160 л/(м²·сут). Первые 4-5 сут происходило влагонасыщение руды в штабеле цианистым раствором. Вытекающие из-под кучи растворы через коллекторную трубу поступали в зумпф, откуда подавались насосом в три соединенные между собой пятидесятикубовые железные емкости. Пробы растворов для анализа на золото, серебро, цианид натрия и pH отбирали через каждый час.

Золото из продуктивных растворов осаждали цинковой пылью на модульной установке «Merrill-Crowe», поставленной компанией «Lyntek». На данной установке вместо диатомовой земли (используемой в мировой практике) в качестве намывного слоя в осветлителе и осадителе была применена белая перлитная пыль,

являющаяся отходом производства перлита на Шелеховском заводе ЖБИ, которая успешно зарекомендовала себя в технологическом процессе.

Осаждение золота из осветленных и обезкислороженных растворов и отделение золото-цинкового осадка осуществляли на пластинчатом фильтр-прессе. Ежечасно отбирали пробу обеззолоченного раствора после цементации для определения содержания тех же компонентов, что и в исходном золотосодержащем растворе. Раствор после цементации поступал в три соединенные между собой пятидесятикубовые железные емкости, где его доукрепляли по цианиду натрия и при необходимости подщелачивали до pH 10-11. Из емкостей раствор насосом подавали в систему орошения рудного штабеля. Съемку цинковых шламов с фильтр-пресса проводили по мере их накопления. Состав технологических растворов опытно-промышленной установки КВ до и после осаждения золота приведен в табл.5.9.

Таблица 5.9

Результаты анализов технологических растворов ОПУ КВ
Покровского рудника

Наименование продукта	Концентрация, мг/л											pH
	Au	Ag	Cu	Zn	Fe	Ni	Co	Hg	Sb	As	NaCN	
Раствор до цементации	5,1	1,7	0,4	170	0,1	0,6	0,05	<0,1	<0,1	<0,1	47	9,55
Раствор после цементации	0,35	0,1	0,4	190	0,1	0,6	0,05	<0,1	<0,1	<0,1	57	9,85

Как видно из приведенных в таблице данных, концентрация в рабочих растворах примесных элементов, нарушающих процессы цементационного извлечения благородных металлов и кучного выщелачивания, чрезвычайно низкая.

Обезвоженные золотосодержащие шламы снимали с фильтр-пресса, взвешивали, сушили при температуре 150-200 °С в сушильной печи. Высушенный кек взвешивали, шихтовали с кальцинированной содой (Na_2CO_3), бурой ($\text{Na}_2\text{B}_4\text{O}_7$), селитрой (NaNO_3) и плавил в тигельной печи в течение 2-3 ч при температуре 1100-1300 °С. Расплав отливали в изложницы, получали золотосодержащий слиток (его анализировали на золото и серебро)

и шлак. Шлак использовали в обороте или после дробления и гравитации направляли в цикл выщелачивания руды.

В 1999 г. к концу сентября было отсыпано 80 тыс.т окомкованной руды. Благодаря утеплению рудного штабеля и подогреву подаваемых на орошение растворов до 8-10 °С сезон добычи был продлен до конца 1999 г. и было получено более 200 кг золота. Утепление штабеля проводили полимерной тканью производства КНР с закреплением по периметру и подачей под ткань теплого воздуха, подаваемого от теплогенератора. Мероприятия позволили успешно проработать весь зимний период времени и полностью подготовить оборудование к весенне-летнему сезону 2000 г. Летом было уложено в штабель окомкованной руды более 400 тыс.т. Всего за 1999-2000 гг. методом кучного выщелачивания получено более 1800 кг химически чистого золота. В последующем рудник перешел на круглогодичный режим работы установки КВ.

5.3. Организация выщелачивания в суровых климатических условиях

5.3.1. Актуальность проблемы и пути ее решения

Золоторудная база России сосредоточена преимущественно на ее северо-восточных территориях в холодных и труднодоступных районах. На Чукотке, Колыме, в Якутии, северных районах Хабаровского края, Амурской области, Забайкалья и Сибири и ряда других регионов период среднесуточных положительных температур атмосферного воздуха составляет менее полугода (до 100-120 дней).

Низкие температуры и наличие многолетнемерзлого грунта осложняют и значительно увеличивают стоимость работ по созданию и эксплуатации производств кучного выщелачивания. Организация производства КВ в таких климатических условиях (см. табл.5.10) требует выполнения ряда мероприятий по продлению сезона добычи, либо организации круглогодичного процесса.

На отечественных золотодобывающих предприятиях для сбережения тепла в отрабатываемых кучах осуществляют следующие мероприятия:

Таблица 5.10
Климатические условия в золотодобывающих регионах РФ
(основные параметры по метеорологическим пунктам*)

Регион	Наименование метеопункта	Период среднесуточных температур <0 °С, дней	Среднемесячная температура в январе, °С	Наличие вечномерзлого грунта
Челябинская область	Бреды, В.Уфалей,	168; 175	-17,4; -16,1	нет
	Троицк, Челябинск	161; 168	-17,2; -15,5	нет
Свердловская область	Каменск-Уральский,	169	-17,0	нет
	Ивдель, Серов	182; 174	-18,6; -17,6	нет
Новосибирская область	Карасук, Кыштовка,	174; 179	-19,8; -20,7	нет
	Татарск, Чулым	182; 183	-19,8; -19,7	нет
Красноярский край	Абакан,	175	-21,3	нет
	Канск, Тура	182; 222	-20,2; -36,7	да
Республика Тыва	Кызыл, Туран	181; 192	-33,7; -34,9	да
Иркутская область	Ангарск, Бодайбо,	175; 196	-22,3; -31,8	да
	Усолье-Сибирское	180	-23,4	да
Республика Бурятия	Багдарин, Кяхта,	205; 174	-30,3; -22,4	да
	Улан-Удэ	181	-25,4	да
Читинская область	Агинское, Борзя,	183; 184	-23,6; -28,0	да
	Чара, Чита	209; 184	-33,7; -26,6	да
Амурская область	Благовещенск,	171	-24,3	нет
	Зея, Тында,	190; 206	-30,1; -31,7	да
	Магдагачи	188	-25,8	да
Хабаровский край	Аян, Охотск,	198; 212	-19,7; -23,0	да
	Бикин, Хабаровск,	161; 162	-22,4; -22,3	нет
	Комсомольск-на-Амуре	170	-25,6	нет
Республика Саха (Якутия)	Верхоянск,	232	-48,6	да
	Зырянка, Чульман	230; 219	-38,3; -36,6	да
Магаданская область	Ола, Омсукчан,	212; 232	-19,3; -34,6	да
	Сусуман, Ягодное	234; 231	-39,8; -35,1	да
Чукотский автономный округ	Анадырь, Певек,	238; 245	-22,8; -27,8 (февр.)	да
	Чаун, М.Шмидта,	254; 266	-31,4; -27,2 (февр.)	да
	Эгвекино	244	-19,4 (февр.)	да

* По данным, приведенным в отчете ЗАО ГЕОТЭП ВНИИХТ 1995 г. (см. разд.2.3.2).

- сооружение рудного штабеля в кюветах (изготовлены в ЗАО «Артель старателей «Амур» для укладки сырья Улаханского рудного поля – руд месторождения «Комсомольская залежь» и др., в ЗАО «ИФ «Чукотка» - для хвостов гравитационного обогащения руды месторождения «Сопка Рудная»);

- применение системы капельного орошения, состоящей из напорных эмиттеров-капельниц лабиринтного типа (смонтированы на большинстве российских установок КВ);

- использование снежного покрова как естественного теплоизолирующего верхнего слоя рудного штабеля (возможность использования раннего снежного покрова имеется и реализуется в артели старателей «Селигдар» на месторождении «Самозавское», в ЗАО «Южуралзолото» на Светлинском месторождении, на других объектах КВ);

- укрытие кучи на холодный период теплоизолирующими материалами: полимерной тканью с подачей теплого воздуха под покрытие (в ОАО «Покровский рудник», ООО «ГРК «Апсакан» на рудах Покровского и Бамского месторождений), горнорудной массой: слоем 0,5-1,0 м поверх коллекторных труб и эмиттеров (Курахацкий проект с объемом переработки 20 млн.т руды в год);

- подогрев технологических растворов (в ОАО «Покровский рудник», ООО ГРК «Апсакан», артели старателей «Селигдар» на участках выщелачивания руд месторождений «Покровское», «Бамское», «Самозавское»).

Исходя из отечественного и зарубежного опыта выщелачивания золота и других металлов в зимних условиях [80, 119, 138-140], кроме вышеперечисленных мероприятий рекомендуется: размещать площадку выщелачивания и рудный штабель с учетом максимально возможного использования солнечной энергии и наименьшего воздействия ветра; избегать формирования штабеля на участках вечной мерзлоты, либо тщательно изолировать его от мерзлого грунта; не укладывать в рудный штабель смерзшиеся материалы – руду, другое сырье, лед, снег.

С внедрением капельного метода орошения стало возможным круглогодичное выщелачивание даже в районах с суровой зимой, особенно штабелей большой высоты, так как в них создается значительный запас тепла [138, 139]. Использование заглубленной в штабель капельной системы, укрываемой слоем руды до

4 м перед наступлением зимы, позволяет защитить системы транспортирования растворов от замерзания.

Эмиттеры (нагнетатели) и трубопроводы на рудном штабеле устанавливают таким образом, чтобы каждый эмиттер орошал площадь около 1 м². Эмиттеры имеют извилистый канал, проходя по которому раствор теряет давление и каплями равномерно орошает руду без образования каналов и промоин. Линии эмиттеров могут быть расположены как в слое руды, так и на поверхности штабеля (рис.5.12).

При организации золотодобывающих производств КВ в суровых климатических условиях может быть использован ценный опыт круглогодичного выщелачивания редких металлов в Забайкалье (зимой температура опускается до -45 °С), где забалансовые руды перерабатывают в отвалах с 1974 г. [140]. После опытно-промышленных испытаний 1981-1983 гг. там введено круглогодичное производство за счет теплоизоляции рудного отвала слоем горнорудной массы (толщиной 2,2 м поверх оросительной системы) и теплозащиты раствороподающих и дренажных коммуникаций (слоем минеральной ваты и т.п.). Одним из основных факторов выщелачивания при отрицательных температурах является поддержание непрерывной бесперебойной подачи растворов. Испытаниями показана рациональность и эффективность использования заложенных в слой рудной массы систем орошения для аэрации руды воздухом, подачи реагентов в туманно-капельном состоянии.

Испытаниями, проведенными в том же регионе в 1984-1986 гг., установлено, что укрытие бесперебойно орошаемых поверхностей отвала полотнищами черной полиэтиленовой пленки (сварены из 3-4 рулонов на специальной установке) позволяет избежать наледей и перемерзания теплоизолированных трубопроводов.

Примеры разработки технологий, создания и эксплуатации российских производств кучного выщелачивания золота в суровых климатических условиях на севере Хабаровского края и Амурской области, в Республике Саха (Якутия) и других регионах рассмотрены далее в разд. 5.3.2-5.3.4.

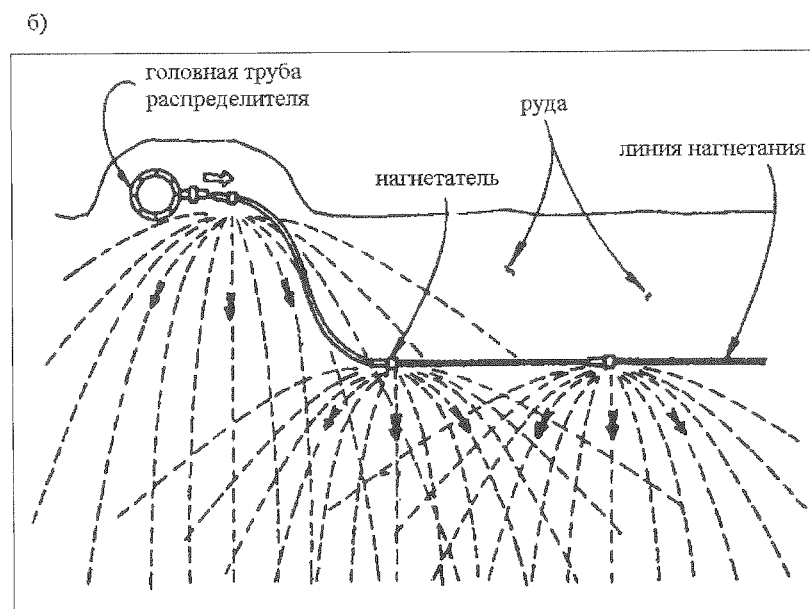
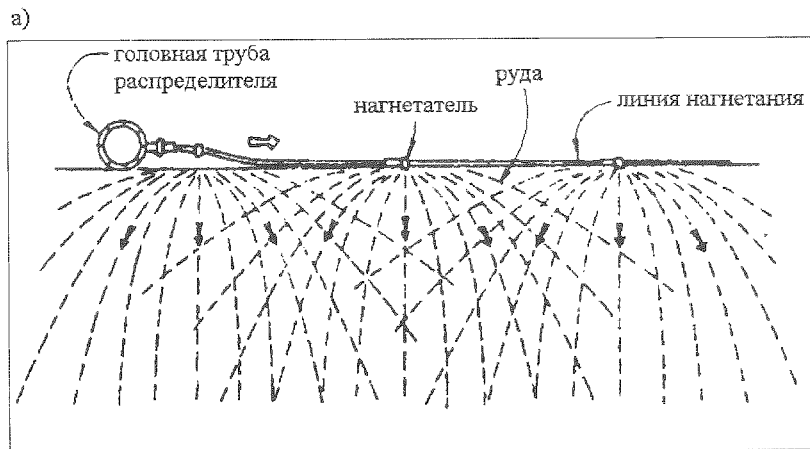


Рис.5.12. Орошение при установке нагнетателей на поверхности рудного штабеля (а) и в слое руды (б)

5.3.2. Добыча золота и серебра на месторождении «Комсомольская залежь» (север Хабаровского края)

На месторождении «Комсомольская залежь» ЗАО «Артель старателей «Амур» под авторским надзором специалистов ОАО «Иргиредмет» в 1998 г. успешно произведен запуск опытно-промышленной установки КВ в условиях вечной мерзлоты. Месторождение находится на северо-западе Хабаровского края, удалено от железных и шоссейных дорог. Руда золото-серебросодержащая, кварц-карбонатная, железистая. Представлена обломками пород, продуктами окисления и выветривания [40]. Минералогия ее кратко изложена в разд.3.3.2. Золото в руде самородное, тонкодисперсное и тонкое (крупностью менее 0,07 мм), находится в основном в сростках и в свободном состоянии, т.е. в доступной для цианирования форме. Минеральная форма серебра – серебряная чернь и акантит.

Полупромышленными испытаниями (Иргиредмет, 1995 г.) было установлено, что для осуществления процесса кучного выщелачивания руду необходимо дробить до крупности -10 мм и окомковывать. В фильтрационной колонне, моделирующей рудный штабель, полное влагонасыщение окомкованной руды при плотности орошения 150 л/(м²·сут) происходило в течение 3 сут. Максимальная концентрация золота в продуктивных растворах достигнута на восьмые сутки, серебра – на пятнадцатые. Продолжительность выщелачивания составила 55 сут, концентрация благородных металлов в растворах снижалась до (мг/л) 0,2 Au и 37,5 Ag. Извлечение на операции выщелачивания составляет, %: 76 Au и 89 Ag при содержании в руде, г/т: 34,2 и 227,7 соответственно, в процессе цементации извлекается 98 % Au и 95 % Ag.

В 1998 г. на месторождении создан опытно-промышленный участок КВ проектной производительностью 30 тыс.т руды в год. Перед выщелачиванием руда подвергается дроблению до крупности -10 мм и окомкованию со связующими компонентами – цементом и известью (рис.5.13).

Площадка выщелачивания подготовлена в виде трех железобетонных секций – кювет вместимостью 2640 т руды каждая. На дно кюветы уложены защитный слой песчаного грунта и двухслойный экран из полиэтиленовой пленки. В основании каждой кюветы проложена система сбора продуктивных растворов, состоящая из трех коллекторов рабочего дренажа, которые обеспечивают вывод дренируемых растворов. Эти коллекторы соединя-

ны с самотечными магистральными коллекторами, по которым растворы поступают на цементацию. Для загрузки окомкованной руды в секции-кюветы и разгрузки выщелоченной руды применяют фронтальные погрузчики.

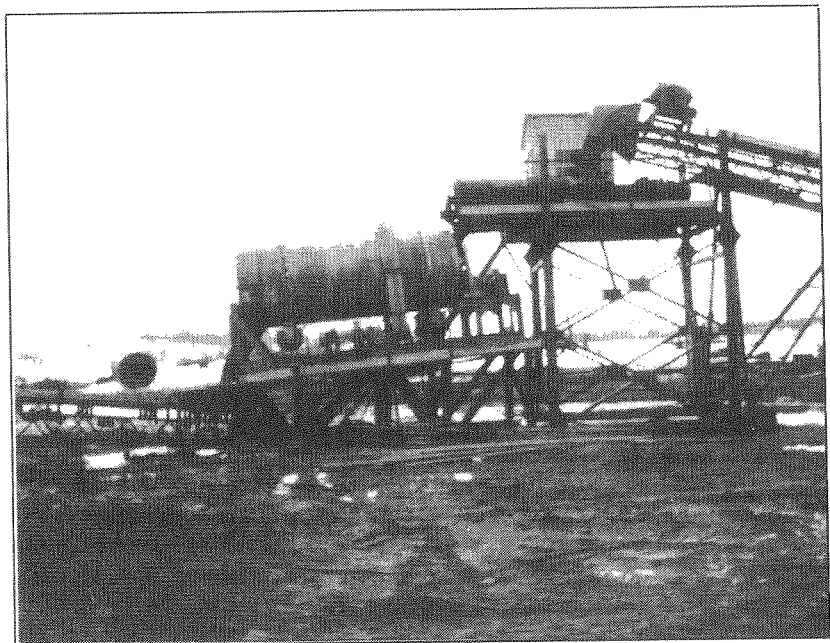


Рис. 5.13. Окомкование руды месторождения «Комсомольская залежь» ЗАО «Артель старателей «Амур»

После завершения формирования рудного штабеля монтируют систему орошения, предназначенную для подачи и равномерного распределения растворов по поверхности штабеля (рис.5.14). Цианистые растворы подают с концентрацией 1 г/л NaCN и pH 12-12,5 при плотности орошения 160-200 л/(м²·сут). Извлечение золота и серебра из продуктивных растворов кучного выщелачивания (среднее содержание, мг/л: 35 Au, 170 Ag) осуществляют осаждением цинковой пылью на установке Merrill-Crowe, поставленной из США. Золотосодержащие растворы поступают в листовой вакуум-фильтр для осветления, затем – в башенный де-

аэратор и фильтр-пресс, в который дозатором подается цинковая пыль для осаждения драгметаллов.

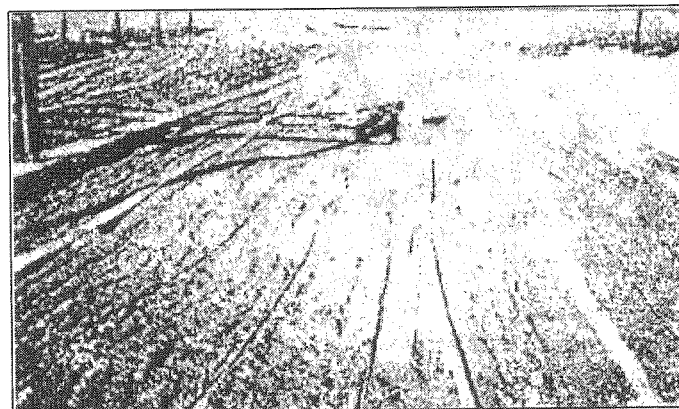


Рис.5.14. Орошение рудного штабеля цианистым раствором с помощью капельниц

Цинковые золото-серебросодержащие осадки, выделяемые на фильтр-прессе, содержат, %: 12-15 Au и 60-65 Ag. Сквозное извлечение из руды составляет более 73 % Au и 85 % Ag. Цинковые осадки обрабатывают 15 % серной кислотой. Кек кислотной обработки промывают водой, сушат и плавят. Полученный золото-серебряный слиток с содержанием, %: 24 Au и 76 Ag обрабатывают азотной кислотой.

Жидкие и твердые хвосты выщелачивания обезвреживают гипохлоритом кальция до норм ПДК. За период с 1998 по 2000 гг. в течение трех сезонов работы установки КВ на ней получено около 1 т чистого золота [84].

5.3.3. Добыча золота на Бамском месторождении (север Амурской области)

Месторождение «Бамское» расположено к северо-западу от г.Тында, в 220 км по автомобильной дороге от ближайших железнодорожных станций Хорогоча, Ларба, Лопча Байкало-Амурской магистрали, в зоне многолетней мерзлоты. С железной дорогой месторождение связано грунтовой круглогодичной дорогой III

категории, проходящей в основном по правому борту р.Средняя Ларба.

В пределах Бамского месторождения установлено значительное количество рудных зон с многочисленными рудными телами различной степени изученности. Предварительно охарактеризовано девять основных рудных тел [118], которые представлены линзами, гнездами, отдельными жилами и прожилками. Между собой рудные тела разобщены полосами измененных и дробленых вмещающих пород. Границы оруденения нечеткие и устанавливаются по данным опробования при бортовом содержании 0,6-1,5 г/т. Наиболее перспективными на Бамском месторождении считаются рудные тела 2 и 4.

Рудное тело РТ-2 представляет собой кварцевую жилу в сопровождении гранитов и порфиринов. Рудное тело РТ-4 отделяется от РТ-2 зоной березитизированных гранитов и гранито-гнейсов. Во всех оконтуренных рудных телах преобладающими из рудных минералов являются пирит и марказит. В верхних горизонтах коры выветривания и зоны окисления фиксируются вторичные минералы меди, железа и марганца. В целом вещественный состав окисленной руды благоприятен для применения технологии КВ.

Согласно экспериментальным данным, из окисленной руды крупностью -10 мм (такая крупность рекомендована технологическим регламентом) кучным цианистым выщелачиванием извлекается 80 % Au. Для первичной руды даже на классе -2 мм извлечение золота в растворы составляет менее 50 % и для его повышения необходимо тонкое измельчение материала (табл.5.11). Общее извлечение золота из смеси окисленной и первичной руд, уложенных в рудный штабель, составило 64,8 %, расход цианида натрия – 1,2-1,5 кг/т.

Концентрация меди в растворах выщелачивания окисленной руды, как правило, не превышает 30 мг/л. Она не оказывает отрицательного влияния на цементацию золота на цинковую стружку. В растворах от цианирования первичной руды медь присутствует в количестве более 200 мг/л (определено на стадии тестовых исследований), что может негативно воздействовать на процесс цементации.

На месторождении «Бамское» ООО ГРК «Апсакан» в 2000 г. построена и запущена в эксплуатацию опытно-промышленная установка кучного выщелачивания производительностью 130 тыс.т руды за сезон.

Таблица 5.11

Технологические показатели кучного выщелачивания золота из руд Бамского месторождения

Тип руды	Крупность, мм	Содержание Au в руде (по балансу), г/т	Извлечение Au, %	Расход NaCN, кг/т
Окисленная	-20	4,5	68,0	0,71
	-10	4,6	80,7	0,80
	-5	4,5	82,4	0,82
Первичная	-2	19,3	47,3	1,4
	-0,2	18,6	78,6	1,8
	-0,074	17,9	91,6	2,1
Смесь окисленной и первичной руд	-40+20	4,2	36,0	1,0
	-20+10	1,7	40,5	1,1
	-10+5	3,9	55,6	1,2
	-5	15,0	72,9	1,5
	-40	7,3	64,8	1,2-1,5

Добываемую в карьере руду автосамосвалами доставляют к дробильному комплексу и подвергают двухстадийному дроблению в двух щековых дробилках СМД-111, СМД-109 и одной конусной дробилке КМД-1750 с промежуточным грохочением. После первой стадии дробления в руду с помощью питателя подают известь (1,5-2 кг/т) и цемент (2 кг/т). Производительность дробильного комплекса – 1800 т/сут, содержание золота в руде составляет 4-5 г/т.

По указанной схеме было издроблено 50 тыс.т руды до крупности -20 мм, затем конусная дробилка была демонтирована из-за непрочного фундамента. В дальнейшем руду дробили в одну стадию до крупности -40 мм на двух параллельно установленных щековых дробилках. При таком дроблении извлечение золота из руды на 15-20 % ниже извлечения, достигаемого на рекомендованной крупности (-10 мм). Уложенный в штабель большой объем первичной руды также отрицательно сказывался на извлечении золота.

До конца сентября 2000 года в штабель было уложено около 100 тыс.т руды. Высота кучи составила 8-12 м. Формирование штабеля осуществляют бульдозерами с использованием конвей-

ерного метода подачи руды на площадку выщелачивания (рис.5.15).

Орошение рудного штабеля после его укладки на гидроизоляционное основание (суглинок толщиной 300 мм, слой рубероида и полиэтиленовая пленка толщиной 1 мм) осуществляли системой капельного типа, состоящей из напорных эмиттеров, с интенсивностью 100-120 л/(м²·сут). Из трех шестидесятикубовых емкостей в систему орошения подавали раствор с концентрацией NaCN, г/л: первоначально – 1,5-2, в дальнейшем – 0,6-0,8 при pH 11-12.

Золотосодержащие растворы по желобу собирались в три последовательно соединенные шестидесятикубовые емкости, из которых их подавали в цементаторы колонного типа (два диаметром 1,6 м и один диаметром 1,8 м), загруженные цинковой стружкой. Концентрация золота в продуктивных растворах в начальный период выщелачивания находилась на уровне 8-10 мг/л, в октябре – 2-3 мг/л; остаточная концентрация растворителя – 0,4-0,8 г/л NaCN.



Рис.5.15. Укладка рудного штабеля на Бамском месторождении ООО ГРК «Апсакан»

Первые растворы содержали большое количество илов и имеющиеся емкости не могли обеспечить их отстаивание, поэтому часть растворов была выведена в аварийную емкость. Растворы сильно мутнели также после затяжных дождей и это отрицательно сказывалось на процессе цементации, так как частично илы осаждались на золото-цинковый осадок. Возникла опасность забивания капельниц илами. Было предложено в дальнейшем работать только через бассейны, используемые в качестве осветлителей растворов.

Капельницы орошали поверхность руды струйками, в результате чего образовывались промоины, и борта штабеля начали сползать. Это вызвало необходимость орошения с минимальной производительностью по растворам. Применение антинакипина производства США позволило полностью исключить кальцинацию трубопроводов и капельниц, при этом расход его составил не более 5 г/т.

В первые дни эксплуатации цементационной установки были отмечены значительные колебания по концентрации золота в хвостовых растворах, достигающей иногда 5-6 мг/л. В результате выполнения ряда мероприятий (увеличение концентрации NaCN на входе до 0,7-0,8 г/л, периодическая подгрузка свежей цинковой стружки, равномерная подача растворов в каждый цементатор) концентрация золота на выходе из цементаторов была снижена до 1 мг/л и менее.

Главной вредной примесью в технологических растворах является медь (концентрация ее в растворах ОПУ КВ участка «Бамский» составляет, мг/л: до цементации – 461, после цементации – 419 при концентрации золота 7,8 и 0,6 мг/л соответственно), связывающая основную массу цианида. Это и явилось причиной использования растворов с повышенной концентрацией NaCN, что, в свою очередь, привело к увеличению расхода цинка в цикле осаждения.

ООО ГРК «Апсакан» вынуждено было продлить сезон добычи золота в связи с поздним запуском опытно-промышленной установки кучного выщелачивания. Все трубопроводы были теплоизолированы, для емкостей золотосодержащих и обеззолоченных растворов построено деревянное помещение. Рудный штабель был укрыт полимерной тканью китайского производства, под которую от теплогенератора подавали теплый воздух. Растворы также подогревали до 20 °С. Параллельно продолжали укладку дробленой руды в штабель (дополнительно было уложено около 30 тыс.т руды). Указанные мероприятия позволили продлить ра-

боту установки КВ до конца января 2001 г. и довести объем полученного металла до 300 кг.

5.3.4. Кучное выщелачивание на месторождениях Алданского района и других регионов

В Алданском районе Республики Саха (Якутия) среднемесячная температура в январе опускается до -40°C и продолжительность теплого периода со среднесуточными положительными температурами составляет не более 4,5 месяцев. Здесь, в зоне вечной мерзлоты с 1996 г. добывают золото методом кучного выщелачивания из руд ряда месторождений.

Артель старателей «Селигдар» - крупное коммерческое предприятие Госкомгеологии Якутии осуществила строительство в Алданском районе двух золотоизвлекательных заводов кучного выщелачивания [133]. Первый из заводов расположен на Лопуховском месторождении. Введен в эксплуатацию в 1996 г. Сырьем для переработки по технологии кучного цианистого выщелачивания являются рудные и породные отвалы Лопуховского месторождения с содержанием золота 1 г/т. Производительность участка КВ – 100 тыс.т руды (пород) за сезон. Общий вид кучи приведен на рис.5.16.



Рис.5.16. Кучное выщелачивание на месторождении «Лопуховское» артели старателей «Селигдар»

На Лопуховском участке КВ с 1999 г. наряду с сырьем Лопуховского месторождения выщелачивают руду месторождения

«Самозавское», транспортируемую за десятки километров. Руда Самозавского месторождения характеризуется повышенным содержанием золота, поэтому объем его добычи на Заводе № 1 заметно возрос – от десятков до сотен килограммов за сезон.

Затем артель старателей «Селигдар» ввела в эксплуатацию второй завод кучного выщелачивания (для переработки руд Самозавского месторождения). В 2001 г. на предприятии переработано 200 тыс.т окисленной руды с содержанием 3 г/т Au. Схема переработки руды, согласно технологическому регламенту Ирригдмета, предусматривает одну стадию дробления до крупности -40 мм, укладку дробленой руды в штабель высотой 5 м и более, выщелачивание цианистыми растворами, угольную сорбцию, получение товарной продукции в виде золотого слитка. Проектное извлечение золота из руды в товарный продукт – 84 %. Режим работы установки КВ – сезонный.

С целью продления сезона выщелачивания на Самозавском горнорудном комплексе в качестве теплоизолирующего верхнего слоя рудного штабеля используют снежный покров, осуществляют процесс сорбции активированным углем в помещении и подогрев технологических выщелачивающих растворов.

Согласно договорам между артелью старателей «Селигдар» и Ирригдметом выполнены исследования, проведены полупромышленные испытания по разработке технологии КВ для руд месторождений «Гарбузовское» и «Межсопочное» (с выдачей регламентов) и др. (сырьевые объекты Нижнеякокитского рудного поля).

Другое золотодобывающее предприятие Алданского района – ОАО АК «Алданзолото» осуществляет промышленную добычу золота кучным выщелачиванием также с 1996 г. Руды Куранхского рудного поля (месторождения «Канавное», «Центральное», в перспективе – «Якутское» и др.) перерабатывают на опытно-промышленной установке КВ обогатительного комплекса «Надежный». Руду дробят до крупности -125 мм и окомковывают с добавками цемента, укладывают в штабели массой по 25 тыс.т. Орошение рудного штабеля осуществляют капельным методом, золото из растворов извлекают сорбцией на активированный уголь. Установка КВ работает сезонно, производительность ее – 50 тыс.т/год.

В АК «Алданзолото» предполагается организация крупномасштабного золотодобывающего предприятия кучного выщелачивания производительностью в несколько миллионов тонн низкосортной руды в год. Большой объем исследований и опытных

работ по КВ золота из забалансовых руд месторождений Куранахского рудного поля выполнен Иргиредметом в период с начала 1970-х гг. по настоящее время (см. разд.2.2.1).

Институтом ВНИИХТ совместно с ЗАО «Инвестиционная компания «Чукотка» в 1997 г. испытана в опытно-промышленном масштабе комбинированная технология извлечения золота из золото-кварцевой руды месторождения «Сопка Рудная» на Чукотке [68, 105]. Технология включает гравитационное обогащение руды и кучное выщелачивание песковой фракции хвостов гравитации, содержание золота в которых составляет 5 г/т. Проектная производительность объекта – 30 тыс.т хвостов в год, объем добычи золота – до 50 кг. Метод извлечения золота из растворов – цементация на цинковую стружку. Процесс выщелачивания хвостового продукта (-20 мм) осуществляют сезонно на площадке, выполненной в виде кюветы.

Круглогодичное производство золота методом кучного выщелачивания в России в суровых климатических условиях с 2001 г. организовано в ОАО «Рудник Покровский» Амурской области [119], где в районе месторождения наблюдаются участки вечной мерзлоты (см. табл.5.10, метеопункт г.Магдагачи). Подробно об участке КВ на Покровском руднике сказано в разделе 5.2.3.

5.4. Экологическая безопасность производств кучного выщелачивания

Осуществление процесса цианистого выщелачивания вызывает необходимость выполнения ряда природоохранных мероприятий. Комплекс таких мероприятий реализован на всех действующих объектах кучного выщелачивания золота [3, 4, 124, 141].

Как уже отмечалось в разделе 1.5, цианиды являются химически и биологически деградируемыми соединениями. Продуктами реакций окисления этих веществ кислородом воздуха, а также процессов биологической деструкции являются ионы аммония, карбонаты. Образующийся аммоний эффективно усваивается как азотсодержащее питательное вещество высшими растениями, микроорганизмами и микроводорослями [45, 142].

Применение водно-щелочных цианидсодержащих растворов в условиях недостаточного защелачивания их и рудного штабеля приводит к образованию синильной кислоты (HCN). Последняя имеет низкую температуру кипения (~30 °C), вследствие чего частично улетучивается, загрязняя атмосферу. В воздушной среде

под действием солнечного света синильная кислота достаточно быстро разрушается.

При контактировании рудной массы с цианистым раствором в жидкую фазу переходят металлы в виде цианистых комплексов или кислородсодержащих анионов, в результате реакции с сульфидами образуются тиоцианаты, возможно образование аммония, нитратов, нитритов.

Воздействие установок КВ на окружающую среду (атмосферный воздух, подземную и поверхностную гидросистему, почвенный и снежный покровы) оценивали путем проведения экологического мониторинга районов действия установок в соответствии с программами, согласованными с региональными природоохранными организациями. Работы выполнялись специалистами лаборатории охраны окружающей среды и аналитического центра ОАО «Иргиредмет» (руководитель работ – В.Ф.Петров). Анализ экологических проб осуществлялся по методикам, аттестованным и допущенным к использованию для целей государственного экологического контроля ГУАК²⁸ Минприроды РФ, включенным в Государственный реестр методик экологического контроля.

Загрязнение атмосферного воздуха синильной кислотой возможно в результате испарения ее с поверхностей рудных штабелей и технологических емкостей, вентиляционных выбросов гидрометаллургических цехов по переработке золотосодержащих растворов. Интенсивность улетучивания кислоты зависит от pH и температуры растворов, скорости ветра, атмосферного давления. Наибольшее влияние оказывает pH, так как при его снижении до менее 10,5 наблюдается количественное образование синильной кислоты по реакции $\text{CN}^- + \text{H}^+ = \text{HCN}$.

В технологии кучного выщелачивания с целью снижения возможности образования HCN предусмотрено защелачивание цианистых растворов до pH 11-11,5 путем добавления в них щелочных компонентов, таких как известь, цемент (в руду перед укладкой в штабель) и гидроксида натрия – в циркулируемые растворы.

С учетом возможного загрязнения воздуха пылью при транспортировании и дроблении руды, формировании и эксплуатации рудных штабелей контроль атмосферного воздуха проводят на дробильно-сортировочных комплексах, рудных штабелях, в

²⁸ Главное управление аналитического контроля и метрологического обеспечения природоохранной деятельности [142].

гидрометаллургических цехах, на границах санитарно-защитных зон (СЗЗ), в вахтовых поселках и в близлежащих населенных пунктах.

В период проведения экологических наблюдений содержание пыли и синильной кислоты на производственных объектах находилось в пределах норм ПДК, установленных для рабочей зоны. На границе СЗЗ, в вахтовых поселках и населенных пунктах синильная кислота не обнаружена. Следовательно, по результатам мониторинговых наблюдений воздействие установок кучного выщелачивания (на месторождениях «Чазы-Гол», «Майское», «Покровское», Куранахского рудного поля и др.) на атмосферный воздух минимально и находится в пределах установленных норм.

Подземные воды в районах расположения установок КВ — наиболее уязвимая составляющая природного комплекса, так как не исключено появление дренажных потерь цианидсодержащих растворов при повреждениях противифльтрационных экранов под рудными штабелями и в прудах-отстойниках. Для контроля за состоянием подземных вод используют наблюдательные и контрольные скважины. В случае обнаружения в скважинах контролируемых химических веществ в концентрациях, превышающих нормы ПДК, производят ремонт гидроизоляционного экрана с целью исключения потерь цианида и растворенного золота, предотвращения загрязнения подземных вод.

Концентрации анализируемых компонентов (Ca, Mg, карбонаты, гидрокарбонаты, сульфаты, хлориды, нитраты, нитриты, аммоний, цианиды, тиоцианаты, Cu, Fe, Zn, As, Pb, Hg, Ni, Cd, Mo, Cr, Se, Te) в пробах подземных вод не изменялись по сравнению с фоновыми, что свидетельствует об эффективности действия противифльтрационных экранов на наблюдаемых объектах КВ (перечислены выше).

В период пуска в эксплуатацию новых штабелей отмечено два случая появления в наблюдательных скважинах цианидов, что вероятно, связано с незначительными дефектами противифльтрационных экранов. Цианиды фиксировались не более месяца с содержанием ниже ПДК. Затем, очевидно, произошла коагуляция дефектов илами, вымываемыми из рудной массы, и потери цианидсодержащих растворов прекратились. В контрольных скважинах на всех объектах за весь период наблюдений цианид обнаружен не был.

Сложности при проведении экологического мониторинга вызывают наблюдения за аммонийными соединениями. Аммоний (NH_4^+) широко встречается в природных водных объектах как со-

единение естественного происхождения. В то же время он может быть техногенным, являясь продуктом распада цианида или составляющей взрывчатых материалов на основе аммиачной селитры. В связи с вышеуказанным влияние технологии кучного выщелачивания на изменение концентрации NH_4^+ в подземных водах остается пока невыясненным. Накапливания же аммония в подземных водах не наблюдается, так как это вещество усваивается биосферой.

Другой проблемой экологического мониторинга является анализ растворенного железа в скважинах, оборудованных стальными обсадными трубами. За счет коррозии стали искажается значение реального содержания железа в подземных водах. Результаты анализа на железо зависят от сроков и тщательности прокачки скважин перед пробоотбором, способов отбора проб, пробоподготовки и других факторов.

Воздействие производства кучного выщелачивания на поверхностные водоемы возможно при наличии поверхностного стока с промышленной площадки во время аварийных ситуаций, а также в результате подпитки загрязненными подземными источниками. Сброс сточных вод в поверхностные водоемы и на земную поверхность на всех объектах наблюдения за период проведения экологического мониторинга отсутствовал.

Наблюдения за поверхностными водотоками вблизи установок КВ в зоне потенциального загрязнения проводили с опробованием, как минимум, двух точек, размещенных в 500 м от границ возможного воздействия выше и ниже по течению. Такая схема наблюдений позволяет учесть природную концентрацию веществ в воде и четко определить наличие или отсутствие техногенного воздействия.

В ходе мониторинговых наблюдений в зоне потенциального воздействия ни в одном случае не было зафиксировано каких-либо отклонений состава поверхностных природных вод от фоновых составов. Отмечены изменения концентраций химических веществ в зависимости от времени года.

Загрязнение почв и снежного покрова в процессе эксплуатации установок КВ возможно за счет миграции рудной пыли, выделяющейся при дроблении и транспортировании руды, а также при ветровой эрозии поверхности куч. В летнее время возможна поверхностная миграция подвижных форм техногенных веществ и их накопление в почвах. Анализ проб снежного покрова, отобранных на границе СЗЗ в точках наиболее вероятного загрязнения с учетом зимней розы ветров, не показал наличия тех-

ногенных загрязнений. При анализе почвенных проб из различных зон не установлено накопления подвижных форм металлов.

Отсутствие техногенного влияния объясняется тем, что на всех контролируемых установках перерабатывают руды верхних горизонтов, из которых под воздействием природных факторов уже мигрированы подвижные формы металлов. Поэтому даже при попадании в почву рудной пыли заметного образования металлосодержащих форм не происходит. Воздействие на почвы рудной пыли может проявиться при кучном выщелачивании полиметаллических руд, особенно цинксодержащих. Однако такие руды обычно перерабатывают по фабричным технологиям.

Наблюдения за состоянием окружающей природы в районах действия установок КВ показали, что и за пределами земельного отвода деградационные процессы отсутствуют. Не отмечено поражения травяного покрова и деревьев, гибели насекомых, пернатых, мелких грызунов и других животных. На Майском месторождении (Хакасия) в озере Турпановом, расположенном в 500-600 м от установки КВ, сохранилось гнездовье диких гусей-огорей (турпанов), которые каждый год выводят птенцов.

Шумовое воздействие установок КВ развивается на расстоянии не более 3-7 км, поэтому районы возможного отсутствия диких животных из-за миграции от воздействия шума незначительны.

Общее воздействие российских установок КВ на окружающую среду оценено как допустимое, находящееся в пределах установленных экологических нормативов и не приводящее к необратимым для природы последствиям. Кучное выщелачивание при соблюдении определенного комплекса природоохранных мероприятий по уровню техногенного воздействия на окружающую среду не является экологически опасным производством.

Некоторыми особенностями отличается экологическая ситуация на Васильковском ГОКе, в составе которого в бывшем СССР осуществлено впервые промышленное освоение технологии кучного выщелачивания золота. Регион ГОКа характеризуется золото-мышьяковыми геохимическими проявлениями, создающими в почвах, воде, растениях повышенные концентрации мышьяка. На природные аномалии накладывается техногенное влияние, обусловленное составом перерабатываемых руд (руды содержат мышьяк и тяжелые цветные металлы) и технологией выщелачивания с использованием цианистых соединений [107].

Программа начального этапа экологического мониторинга района действия производства КВ на Васильковском ГОКе была

разработана специалистами ГУНПП «Геотехнология» Московского геологоразведочного института. Она предусматривала решение следующих основных задач:

- установление фонового содержания загрязняющих веществ в районе расположения участка КВ;

- определение площади загрязнения почвенного покрова и рыхлых поверхностных отложений цианидами, мышьяком, тяжелыми цветными металлами;

- изучение состава и концентрации загрязняющих веществ в различных средах непосредственно на промплощадке и на различном расстоянии от нее;

- изучение влияния метеорологических условий на состав и концентрацию загрязняющих веществ во всех наблюдаемых средах;

- установление влияния геологических и гидрогеологических факторов на концентрацию, интенсивность и характер миграции загрязняющих веществ в рыхлых отложениях и подземных водах;

- определение влияния интенсивности и масштабов производственных процессов на характер выделения загрязняющих веществ в окружающую среду.

Систематический контроль состояния воздушного бассейна, поверхностных и грунтовых вод в первые годы (1991-1993) эксплуатации промышленной установки КВ при осуществлении планового мониторинга не выявил каких-либо отклонений от существующих требований. Концентрация паров HCN на поверхности кучи и по периметру подошвы основания была ниже $0,3 \text{ мг/м}^3$, а сумма цианидов и роданидов в грунтовых водах не превышала $0,1 \text{ мг/л}$ [3].

С 1993 г. экологические исследования продолжили сотрудники Казахского отделения Всемирной лаборатории (КОВЛ) «Экология биосферы» совместно с отделом охраны окружающей среды Васильковского ГОКа [107].

В ходе наблюдений установлены закономерности распределения техногенных загрязнений на территории промплощадки, прилегающих сельхозугодий и населенных пунктов. Определена система экологических мониторинговых наблюдений за состоянием атмосферы, почвы, растений, подземных и поверхностных вод, что позволило с 1996 г. приступить к проведению стационарных наблюдений экологами ГОКа под методическим руководством специалистов КОВЛ. Полученная в ходе мониторинга информа-

ция используется при уточнении технологического регламента процесса кучного выщелачивания.

5.5. Техничко-экономические показатели кучного выщелачивания

В настоящее время в России наиболее выгодным вложением средств в золотодобывающую промышленность является освоение технологии кучного выщелачивания золота из руд небольших месторождений, бедных и забалансовых руд, лежалых хвостов обогащения и некоторых вскрышных пород. Это связано с рядом преимуществ кучного выщелачивания:

- в течение одного года с начала освоения технологии можно получить товарный металл в виде слитка;
- капитальные вложения в производство кучного выщелачивания несравненно ниже, чем в фабричное производство;
- себестоимость добычи золота (составляет в среднем 4-6 долл. за 1 г) в 1,5-2,5 раз ниже, чем при эксплуатации фабрики;
- выработка золота за год на одного работающего составляет до 10 кг, в то время как на большинстве предприятий золотодобывающей отрасли – 0,5-1,0 кг;
- наряду с круглогодичной возможна и сезонная отработка месторождений;
- прибыль, получаемая от эксплуатации промышленных установок КВ, позволяет финансировать геологоразведочные работы и работы по наращиванию промышленных мощностей кучного выщелачивания [3].

В табл.5.12 приведены показатели переработки руды по технологии КВ в сопоставлении с фабричной цианисто-фильтрационной технологией.

Перечисленные выше факторы и некоторые другие (в том числе и экологические) приближают в известной мере технологию кучного выщелачивания к технологии переработки россыпей.

Техничко-экономические показатели (проектные данные) ряда действующих и потенциальных производств КВ золота (из руд месторождений «Майское», «Покровское», «Дельмачик», Куранахского рудного поля, «Любавинское» и «Олимпиадинское») представлены в табл.5.13. Приведенные данные характеризуют относительное распределение капитальных вложений и эксплуатационных затрат по трем основным узлам технологии: рудоподготовке и формированию штабеля, гидрометаллургической переработке и обезвреживанию.

Таблица 5.12
Сравнительные показатели переработки руды по различным вариантам

Показатели	Фабричная переработка	Кучное выщелачивание
Расход электроэнергии, кВт·ч/т	25-32	5-7
Расход воды, м ³ /т	0,8-1,2	0,2-0,3
Производительность труда, усл.ед	1	8-12
Капитальные затраты, усл.ед.	1	0,35-0,50
Эксплуатационные затраты, усл.ед.	1	0,3-0,4
Срок окупаемости капиталовложений в создание промышленного производства, лет	Не менее 5	1-2 (не более 5)

Срок окупаемости капитальных вложений в строительство установок кучного выщелачивания колеблется от 0,5 (месторождение «Олимпиада») до 4,6 года (Куранахское рудное поле) и в среднем составляет 1-2 года.

Техничко-экономические расчеты показывают, что суммарная прибыль от реализации золота, добытого по технологии КВ, может быть на порядок больше, чем в варианте с использованием фабричной технологии. Экономическая эффективность добычи металла определяется многими факторами и в наибольшей степени – запасами сырья, пригодного к переработке выщелачиванием, содержанием золота и серебра, экономико-географическим положением объекта, производительностью промышленной установки.

Наиболее привлекательными для освоения являются сырьевые объекты, расположенные в районах с развитой инфраструктурой и, в первую очередь, вблизи действующих горнодобывающих предприятий. В этом случае упрощается организация обеспечения квалифицированными кадрами, электроэнергией, оборудованием, реагентами и материалами (известь, цемент, взрывчатые, горюче-смазочные, строительные материалы, трубы, топливо и т.д.). Удаленность месторождений от железнодорожных станций, морских и речных портов, необходимость строительства автомобильных дорог отрицательно влияют на экономические показатели создаваемого предприятия [9, 143]. Для эксплуатации производств КВ, расположенных в удаленных, экономически не освоенных районах, успешно применяется вахтовый метод работы.

Результаты анализа технико-экономических показателей
производств кучного выщелачивания золота [105]

Наименование объекта	Произво- дитель- ность, тыс.т в год	Капитальные вложения, % к общим		Эксплуатационные затраты, % к общим			Срок окупае- мости капи- тальных вло- жений, год
		Подготовка и укладка руды	Гидро- металлу- ргия	Обезвре- живание	Подготовка и укладка руды	Гидроме- таллур- гия	Обез- врежи- вание
ЗАО ЗДК «Золотая звезда». Рудник «Майский»	100	21,6	49,5	28,9	23,7	34,5	41,6
ОАО «Покровский рудник». Участок КВ	300	35,4	45,0	4,8	25,4	66,1	8,5
Предприятие по до- быче и переработке руды месторождения «Дельмачик»	300	21,0	72,0	7,0	17,6	50,8	31,6
АК «Алданзолото». Участок КВ (Кура- нахское рудное поле). Проект, 1995 г.	1500	23,0	45,0	5,4	45,3	46,6	8,2
Рудник «Любовь». ОПУ КВ (Любавин- ское месторождение). Проект, 1995 г.	300	23,2	47,2	8,3	40,3	35,3	24,4
ЗДК «Полос». ОПУ КВ (месторождение «Олимпиада»). Про- ект, 1995 г.	300	40,3	54,5	4,8	55,6	35,2	9,2

Влияние основных факторов на условия применимости куч-
ного выщелачивания показано в табл.5.14.

Таблица 5.14

Характеристика условий применимости кучного выщелачивания
золота [143]

Факторы	Условия применимости КВ		
	весьма благоприятные	благоприятные	неблагоприятные
Экономико-геогра- фическое положение объекта КВ	Вблизи от же- лезных и госу- дарственных автомобильных дорог	Требуется строи- тельство подъ- ездных путей небольшой про- тяженности	На значительном расстоянии от железных и авто- мобильных дорог
Продолжительность теплого периода	9-10 месяцев	До 7 месяцев	3-4 месяца
Характер выпадения атмосферных осад- ков	Дожди в тече- ние года выпа- дают равномер- но	Короткий период выпадения сезон- ных дождей	Длительный пе- риод выпадения дождей, бурное снеготаяние
Запасы руды, млн.т	Более 10	1,0-10,0	Менее 1,0
Содержание Au, г/т	Более 2,0	1,0-2,0	Менее 1,0
Степень окисления руды	Полностью окисленная руда	Окисленная >70 %	Окисленная <70 %
Характер рудной минерализации и форма нахождения золота	Прожилковая минерализация с налетами и корочками пе- реотложенного Au. Свободное Au > 50 % + сростки с другими минералами. Размер золотин до 200 мкм.	Прожилково- вкрапленная ми- нерализация. Свободное Au < 50 % + сростки с другими минера- лами. Размер зо- лотин от 200 до 500 мкм	Тонкодисперсная минерализация с распределением Au по всей массе рудных кусков. Au в ассоциации с другими минера- лами, покрыто инертной плен- кой. Размер золо- тин более 500 мкм
Наличие вредных примесей (сульфиды, As, органическое вещество)	Содержание сульфидов ме- нее 2 %, отсут- ствие органики	Содержание сульфидов 2-5 %, органики менее 0,2 %	Содержание сульфидов более 5 %, органики более 0,2 %
Источник поступле- ния руды для кучно- го выщелачивания	Отвалы заба- лансовых руд, хвосты обогати- тельных фабрик	Месторождения, разрабатываемые открытым спосо- бом для КВ	Месторождения, пригодные для разработки под- земным способом

Продолжение табл.5.14

Факторы	Условия применимости КВ		
	весьма благоприятные	благоприятные	неблагоприятные
Производительность предприятия КВ, тыс.т/год	>500	200-500	<200
Степень дробления руды	Крупная	Средняя	Мелкая
Предварительная рудоподготовка	Не требуется	Дробление, окомкование, гранулирование	Предварительная кислотная обработка, обжиг
Наличие воды	Имеются поверхностные источники воды	Имеются подземные или технологические источники воды	Источники воды отсутствуют
Влияние мощности выщелачиваемого слоя руды на скорость фильтрации растворов	Практически не влияет при мощности 40-50 м	Влияет заметно при мощности слоя >10 м	Влияет существенно при мощности слоя >3 м

Благоприятными для освоения по технологии кучного выщелачивания являются месторождения, расположенные в районах с умеренными осадками и продолжительным периодом положительных температур. В условиях обильных осадков необходимы дополнительные затраты на увеличение объема сборников и бассейнов во избежание их перелива, усложняется управление процессом. При низких температурах необходимо применять подогрев раствора, осуществлять орошение нагнетанием с заглублением оросительной системы, укрытие штабеля и трубопроводов различными материалами и другие мероприятия, связанные с дополнительными затратами.

Запасы золотосодержащего сырья предопределяют производительность предприятия КВ, продолжительность его эксплуатации. Перспективы увеличения запасов руд, техногенного сырья позволяют выбирать производительность предприятия с большей степенью обоснованности. А чем крупнее предприятие, тем меньше удельные затраты на единицу производимой продукции. Однако из-за трудностей в экономике переходного периода в Рос-

сии в последнее десятилетие выбывающие запасы компенсируются не полностью. Экономически целесообразным может быть использование забалансовых руд из отвалов или лежалых хвостов обогащения в качестве сырья для кучного выщелачивания. Затраты на добычу и рудоподготовку отходов горно-обогатительного производства выполнены ранее и не входят в структуру себестоимости. Например, совместное предприятие «Зарафшан-Ньюмонт» перерабатывает отвалы забалансовых руд месторождения «Мурунтау» с высокой эффективностью с 1995 г. Годовая производительность предприятия КВ составляет 14 млн.т руды с содержанием 1,1-1,8 г/т Au (см. разд.3.4).

Содержание золота в сырье, перерабатываемом кучным выщелачиванием, варьирует в очень широких пределах – от менее 1 г/т при больших объемах переработки до 50 г/т в рудах месторождений с небольшими запасами золота (до 10 т), отработка которых по фабричной технологии экономически не обоснована.

С целью снижения первоначальных вложений, ускорения ввода в эксплуатацию месторождения и начала выдачи драгметалла, освоение месторождения среднего масштаба в ряде случаев целесообразно начинать с кучного выщелачивания богатых руд. Прибыль, получаемая в процессе эксплуатации установки КВ, позволяет финансировать строительство золотоизвлекательной фабрики (ОАО «Покровский рудник» в Амурской области, ЗАО «Артель старателей «Амур» в Хабаровском крае и другие предприятия).

Разрабатываемые Ирриредметом технологии кучного выщелачивания в зависимости от технологических свойств минерального сырья позволяют извлекать от 50 до 90 % Au и от 26 до 85 % Ag при исходной массовой доле соответственно от 0,8 до 8 г/т и от 5 до 150 г/т. Для ряда месторождений извлечение золота методом КВ сопоставимо с показателями переработки сырья по традиционной фабричной технологии. Технологии КВ базируются на использовании оборудования, материалов и реагентов, производимых предприятиями России. Конечной продукцией технологической схемы является золото в виде слитка.

Перспективность любого способа переработки минерального сырья определяется его запасами. Существенными запасами

руд, пригодных для кучного выщелачивания благородных металлов, располагает Российская Федерация (см. разд.3.3.). Определенный интерес представляют сведения о запасах руд для кучного выщелачивания, массовой доле и количестве в них золота по основным странам-производителям. Распределены они следующим образом (по данным, приведенным в [138, 144]).

В горных отводах действующих предприятий по выщелачиванию золота и на складированных отвалах рудников и карьеров, разрабатывающих полиметаллические руды, в Австралии выявлено 526 млн.т руды со средней массовой долей 0,59 г/т Au и общим количеством золота 311 т; соответственно эти показатели: в Канаде – 541,8 млн.т, 0,65 г/т и 353 т; в ЮАР – 1000 млн.т, 0,5 г/т и 500 т и в США – 420,9 млн.т, 0,58 г/т и 243 т. В горных отводах строящихся и проектируемых промышленных золотоизвлекающих предприятий из той же категории сырья для кучного выщелачивания в Австралии выявлено 1772,2 млн.т руды с массовой долей металла 0,69 г/т и количеством золота 1231 т; соответственно в Канаде – 3106,7 млн.т, 0,49 г/т и 1528 т; в ЮАР – 1239 млн.т, 0,26 г/т и 328 т; в США – 793 млн.т, 0,77 г/т и 613 т. Растет число полигонов кучного выщелачивания золота в Перу, Чили, Папуа-Новая Гвинея, Мексике, в странах СНГ: России, Казахстане и в других странах ближнего и дальнего зарубежья.

ГЛАВА 6

ОПЫТ ВЕДУЩИХ ЗОЛОДОБЫВАЮЩИХ СТРАН В ОБЛАСТИ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

6.1. Вводные положения

Многолетняя практика работы зарубежных, а в последние годы – и отечественных предприятий КВ подтверждает их высокую технико-экономическую эффективность. По сравнению с традиционными фабричными технологиями КВ характеризуется низкими капитальными вложениями и эксплуатационными затратами, меньшим энерго- и водопотреблением, высокой производительностью труда, щадящим экосистему уровнем производства, низкой себестоимостью добычи золота и серебра, и это позволяет вовлекать в отработку бедные золото-серебряные месторождения, а также маломощные месторождения относительно богатых руд, отвалы забалансовых руд, вскрышных и вмещающих пород, хвосты обогащения и другое низкосортное сырье, переработка которого альтернативными методами нерентабельна [4]. Существенным недостатком кучного выщелачивания по сравнению с агитационным является пониженное извлечение золота (60-90%).

Как уже было отмечено в разделе 1.4, промышленное использование метода впервые было осуществлено в 1969 году компанией Carlin Gold Mining Company на севере шт. Невада. Компания Cortez Gold Mines приступила к эксплуатации первых крупных разработок КВ на месторождениях Cortez и Gold Acres (рис.6.1) в 1971 и 1973 гг. соответственно. Выщелачиванию было подвергнуто на Cortez 2,8 млн.т, на Gold Acres – 2,2 млн.т руд с минимальным промышленным содержанием золота в течение первых 3-5 лет эксплуатации [26]. В настоящее время в мире работает более 150 предприятий кучного выщелачивания золота [92]. Техника и технология КВ постоянно совершенствуются.



Рис.6.1. Размещение полигонов кучного выщелачивания в шт.Невада

Для удешевления производства золота выщелачиванию подвергают преимущественно руды, добываемые открытым способом, и материал старых отвалов. В США объем такого сырья составляет соответственно 70 и более 25 % (4 % - материал из подземных рудников) [68, 138]. Попутно добываемые низкосортные руды при шахтной добыче также могут быть успешно переработаны способом КВ.

Кроме хорошей растворимости золота цианистыми растворами не менее важной характеристикой сырья, подвергаемого кучному выщелачиванию, является проницаемость его в штабеле. Наличие в сырье большого количества тонких фракций ухудшает фильтрацию, приводит к образованию каналов и закупоренных зон внутри штабеля, увеличивает продолжительность выщелачивания и снижает извлечение. В отдельных случаях глина или шламы могут полностью закупорить штабель [9, 138].

С целью переработки глинистых и шламистых руд, хвостов гравитационного и флотационного обогащения в конце 1970-х годов разработан процесс агломерации [11, 145, 146]. Впервые он был использован фирмой «Tombstone Exploration» при кучном выщелачивании 1360 т/сут руды крупностью -12,7 мм с содержанием Ag 65 г/т [8]. Окомкование проводили на наклонном конвейере с увлажнением руды цианистыми растворами. Извлечение серебра возросло с 37 до 90 %. На руднике Maggic Creek фирмы «Carlin Gold Mining» окомковывают руду путем осыпания ее по откосам отвала при разгрузке ленточного конвейера. Фирма «Silver State Mining Corporation» проводит окомкование во вращающемся барабане диаметром 2,45 м и длиной 9,75 м. Расход портландцемента составляет 5 кг на 1 т руды с содержанием Au 2 г/т, руду увлажняют цианистым раствором.

На руднике компании Brewer Gold в Южной Каролине в процессе агломерации руды вносят полимерную добавку из расчета 90 г на 1 т [139]. Использование полимеров в дополнение к цементу позволяет снизить уровень остаточной влажности в штабеле. Внесение полимерных добавок облегчает промывку переработанной руды [147].

Одно из направлений совершенствования технологии кучного выщелачивания – уменьшение крупности дробления материала, что вызывает необходимость перехода от стандартных дробилок (щёковых, конусных) к дробилкам самоизмельчающего типа. Такая дробилка типа «Бармак» (серийно выпускается в США) обеспечивает дробление до крупности -3,5 мм и меньше [138]. Она используется на карьере «Маклейн» в шт. Невада. Введенные в эксплуатацию компанией «КНД Хумболт Сегар АГ» (ФРГ) валковые дробилки не только измельчают материал, но и образуют в нем микротрещины, что приводит к увеличению скорости выщелачивания и повышению извлечения золота. По сравнению с обычными дробилками они потребляют меньше энергии, их применение позволяет также уменьшить расход связующего, получить более стабильные окатыши.

Создаваемые вначале в виде однослойных структур гидроизоляционные покрытия площадок выщелачивания, мест сбора и хранения растворов с середины 1980-х годов, в связи с ужесточением требований к охране окружающей среды, превратились в двухслойные, а в некоторых случаях – трехслойные, состоящие из нескольких слоев синтетики и природных материалов. Для повышения механической прочности площадки выщелачивания и устойчивости самого штабеля в качестве гидроизоляционного покрытия с 1980-х годов используют полиэтилен высокой прочности (ПЭВП) в комбинации с геотекстилем [11, 138, 148].

Значительный прогресс достигнут в методах формирования штабелей. Процесс формирования штабеля, как и процессы рудоподготовки, орошения, является основным фактором успешного осуществления выщелачивания. При несовершенных методах сооружения кучи имеет место сильная сегрегация материала, создаются участки уплотненной руды, что приводит к увеличению продолжительности выщелачивания и обуславливает низкое извлечение золота и серебра.

На практике используют в основном три способа укладки штабелей в зависимости от типа сырья. Для крепкого материала, не содержащего большого количества мелочи, применяют метод отсыпки самосвалами с последующим выравниванием бульдозе-

ром и глубоким рыхлением. В случае непрочной или окомкованной руды применяют метод кучной отсыпки рудовозами либо погрузчиком. После выщелачивания первого слоя (яруса) в обоих способах укладывают последующие слои. Наибольшее распространение получили методы конвейерной укладки, впервые освоенные на руднике «Ортиз» в шт. Нью-Мексико. Материал из бункера или барабанного окомкователя разгружают на главный конвейер, откуда он системой промежуточных конвейеров перемещается к самоходному конвейеру-укладчику (стакеру). Последний метод используют для таких же руд, как и в случае кучной отсыпки, система минимально воздействует на укладываемую в штабель рудную массу [11]. В используемой в США практике в штабель чаще отсыпают от 50 до 300 тыс. т руды. На ряде полигонов эксплуатируются постоянно наращиваемые площадки с высотой штабеля более 30-50 м [138]. Производительность установок КВ обычно колеблется от 30-50 тыс. до 0,5-1,0 млн. т руды в год, а в отдельных случаях – до 10-18 млн. т в год (рудники «Gold Quarry», «Wind Mountain Mining», «Round Mountain» в США [128, 138, 149]).

С внедрением на руднике «Rochester» компании «Coeur d'Alene» в штате Невада систем капельного орошения это оборудование стало штатным на площадках КВ практически всех компаний, применяющих данный метод [139]. Достоинствами системы капельного орошения являются возможность точного регулирования подачи раствора на кучу, равномерность распределения его по укладке руды, надежность работы в прохладный период времени. Точное регулирование подачи раствора дает возможность рассчитывать эффективные режимы фильтрации с более интенсивной подачей раствора на участки со свежей укладкой руды и менее интенсивной – на участки завершающей стадии выщелачивания.

К недостаткам метода капельного орошения следует отнести забивание эмиттеров в периоды жаркой сухой погоды твердыми отложениями, выпадающими из растворов при их нагреве в трубопроводах; засорение эмиттеров мелкими рудными частицами, приносимыми раствором из емкостей-отстойников; трудоем-

кость установки такой системы орошения. Большинство типов систем орошения являются адаптацией соответствующих сельскохозяйственных установок.

Для уменьшения потерь цианидов отказываются от практики хранения раствора в прудках и бассейнах открытого типа в пользу закрытых хранилищ [139]. Однако в системах циркуляции оборотного раствора таких установок КВ предусматривают бассейны-растворосборники на случай паводковых вод и ливневых дождей, когда система может быть переполнена и нанесен ущерб окружающей среде. При нормальных погодных условиях такие бассейны из системы циркуляции отключают, в результате чего потери цианистых растворов от испарения существенно снижаются.

Вышеприведенная информация, касающаяся лишь некоторых, первостепенных аспектов КВ и составленная на основе опубликованных в печати обзорных источников за последние 15 лет [4, 8, 9, 11, 92, 138, 139, 143, 150-152], свидетельствует, что технология кучного выщелачивания золота и серебра быстро совершенствуется и характеризуется многовариантностью аппаратного и технологического исполнения, организации производства.

Как высокорентабельный процесс золотодобычи, КВ широко вошло в практику США, Канады, Австралии, ЮАР, КНР, Мексики, Чили, Португалии и многих других стран.

Рентабельность КВ определяется условиями выполнения одного или нескольких параметров:

- | | |
|--------------------------------|---------------------|
| - объем переработки руды | - более 5000 т/сут; |
| - степень извлечения золота | - более 80-85 %; |
| - необходимость дробления руды | - отсутствует; |
| - соотношение вскрыша : руда | - менее 1:1, т.е. |

вскрышные работы – минимальные [138, 151].

Внедрение технологии КВ идет очень быстро и эффективно, сроки окупаемости инвестиций чрезвычайно малы, для многих предприятий срок не превышает одного года.

Если в 1979 г. в валовой добыче золота США на кучное выщелачивание приходилось всего 6 %, то к 1990 году эта доля

увеличилась до 50 % при общем ежегодном увеличении золотодобычи на 10-15 %. Производительность установок КВ по руде на крупнейших рудниках составляет от 1 тыс. до 50 тыс. т/сут, средняя себестоимость получения золота кучным выщелачиванием определена от 4,0 до 7,2 долл./г [11, 152].

Австралия за счет широкого применения метода кучного выщелачивания в сочетании с фабричной технологией с 1983 г. по 1990 г. увеличила добычу золота в 9 раз (с 23 т в 1983 г. до 208 т в 1990 г.) и по этому показателю вышла на третье место в мире [153].

В развитых золотодобывающих странах техника, технология и экономика КВ разработаны достаточно полно и продолжают совершенствоваться.

Для крупнотоннажных бедных месторождений содержание золота в рудах может составлять 0,8-1,0 г/т, а при больших объемах производства – 0,5-0,6 г/т. Примером эффективной переработки бедных руд может служить компания «Smoky Valley Mining» в США. Площадка выщелачивания на этом предприятии размером 880×76 м разбита на 24 секции, имеющие индивидуальные системы орошения и подъездные пути. В любой момент 19 секций находятся на стадии выщелачивания, одна – на промывке, одна – на дренаже раствора, одна разгружается, одна загружается и на одной ведется ремонт. Загрузка и разгрузка одной секции продолжается двое суток. Первоначальная высота куч – 4,3 м, в дальнейшем фирма перешла на длительный период обработки куч высотой 10,7 м. В результате нововведений производительность предприятия увеличилась вдвое, достигнув 13,1 тыс. т/сут.

На карьере добываемую горную массу делят на три сорта – руду с содержанием золота более 0,515 г/т, бедную руду (0,275-0,515 г/т) и породу (менее 0,275 г/т). Руда с содержанием свыше 0,5 г/т Au дробится и выщелачивается в кучах, бедная руда подается на выщелачивание без дробления. Себестоимость добычи золота составляет 7,1 долл./г [11].

Для эффективного выщелачивания золото в отрабатываемой руде должно находиться преимущественно в виде мелких, свободных и чистых частиц. Руда не должна содержать в значитель-

ных количествах цианисиды (сульфиды, соединения цветных металлов) [17, 154], которые могут вызвать повышенный расход реагентов, замедлить процесс выщелачивания и привести к недорастворению золота. Руда, содержащая углистое вещество, также малопригодна для кучного выщелачивания из-за преждевременной сорбции золота, происходящей в штабеле руды. Наличие водорастворимых органических веществ в руде может осложнить процесс извлечения золота из растворов как методом цементации, так и методом сорбции.

Производство КВ включает ряд технологических процессов, подготовительных операций и мероприятий. Основные из них рассмотрены ниже в разд. 6.2-6.8.

6.2. Подготовка сырья к выщелачиванию

Легко поддаются кучному выщелачиванию руды, имеющие пористую, трещиноватую структуру. Но таких руд относительно немного. Основной объем минерального сырья, подвергаемого КВ, нуждается в специальной подготовке.

Цель рудоподготовки – вскрытие золота и повышение проницаемости рудной массы, обеспечивающих возможность цианистому раствору вступать в контакт с благородными металлами, достаточную просачиваемость растворов и устойчивость рудного штабеля. Рудоподготовка может предусматривать только дробление или полностью исключает данную операцию, может включать дробление и окомкование, либо только окомкование, в некоторых случаях – шихтовку глинистых руд со скальными породами.

Дробление – энергоемкая и потому затратная операция. Целесообразность ее осуществления и принимаемая крупность дробления определяются величиной прироста извлечения золота. Если затраты на дробление крупной руды не компенсируются прибылью, полученной в результате повышения степени извлечения золота, то дробление обычно не применяют.

Аппаратурно дробление может быть оформлено в двух вариантах: с использованием стационарных дробилок и мобильных дробильно-сортировочных комплексов.

Установка стационарных дробилок связана со значительным объемом строительно-монтажных работ и требует времени. В зависимости от свойств руды и требуемых параметров обычно применяется двухстадиальное или трехстадиальное дробление.

В России дробление на первой стадии осуществляют в щёковых дробилках типа ЩДП, на второй – в конусных дробилках типа КСД и на третьей стадии – в конусных инерционных дробилках типа КИД.

По второму варианту в зависимости от производительности дробильное отделение комплектуют бункер-питателем типа ТК-16А, агрегатом крупного дробления типа СМД-133А, агрегатом среднего дробления типа СМД-131А, агрегатом мелкого дробления типа СМД-134А и передвижными транспортерами типа С-988А, которые могут быть использованы и при формировании рудного штабеля.

В Узбекистане на совместном предприятии «Зарафшан-Ньюмонт» применяют дробление руды (содержание Au 1,4 г/т, максимальная крупность кусков в питании 990 мм) в 4 стадии до крупности –3,35 мм. Дробление осуществляют последовательно на самой большой в мире мобильной щёковой дробилке типа «Нордберг 1560», стандартной конусной дробилке «Нордберг МР-1000», двух короткоконусных дробилках «Нордберг МР-1000» и на вертикальных молотковых дробилках типа «Кемко» (16 штук) [109, 111].

Наибольшую трудность при кучном выщелачивании представляют руды, содержащие большое количество глины и вторичных шламов, а также лежалые и текущие хвосты гравитационного и флотационного обогащения, цианирования. Из отечественных сырьевых источников повышенным содержанием глин характеризуются руды Куранахского рудного поля, Покровского месторождения, окисленные руды Светлинского, Олимпиадинского и других месторождений; повышенным содержанием шламов – окисленные руды Майского месторождения, хвосты обогащения Саралинской и Ирокиндинской фабрик, бывшей ЗИФ им. Орджоникидзе [4]. Такое сырье с трудом подвергается кучному выщелачиванию из-за плохой фильтрации цианистых растворов по высоте

рудного штабеля, что приводит к затянутому во времени периоду выщелачивания, низкой степени извлечения и в итоге – к относительно низкой рентабельности производства золота методом КВ. Установлено, например, что с увеличением содержания глинистых минералов в рудах Куранахского рудного поля с 15 до 60 % скорость фильтрации растворов через штабель высотой 2,5-3 м уменьшается в 60 раз (с 25 до 0,4 см/сут), а продолжительность процесса возрастает с 15 до 120 сут [8, 32].

Проблема кучного выщелачивания руд, содержащих тонкие фракции, может обостриться по причине естественной сортировки грубого и мелкого материала во время сооружения штабелей. При отсыпке кучи происходит концентрация рудной мелочи в центре навала, а более крупных кусков – на нижних склонах и в основании куч. Дополнительная сегрегация материала происходит за счет миграции тонких частиц в период просачивания растворителя через рудный штабель, когда мелочь просеивается через более крупные частицы руды. Сегрегация приводит к образованию локализованных зон с заметной разницей в проницаемости. В результате этого выщелачивающие растворы, следуя по пути наименьшего сопротивления, просачиваются вниз через грубые рудные области, минуя или чуть смачивая зоны с большим количеством мелочи или шлама, наблюдается каналообразование [8, 11, 145].

Предотвратить сегрегацию рудного материала, нормализовать и интенсифицировать процесс выщелачивания глинистого и шламистого сырья позволяет предварительное окомкование его с добавками связующих материалов [11, 50-52, 155]. Если требуется дробление материала до 19 мм и мельче, окомкование, как правило, необходимо даже в отсутствие глины [11]. Основная цель окомкования – получение пористого материала, который был бы устойчив к механическому воздействию при его транспортировке, формировании кучи и просачивании цианистых растворов через окомкованный материал. Процесс окомкования включает в себя перемешивание подготовленного (прошедшего при необходимости сушку, дробление, грохочение) золотосодержащего материала с защелачивающей и связующей добавками, увлажнение полу-

ченной шихты водой либо цианистым раствором, собственно окомкование (осуществляемое путем перемешивания и перекачивания увлажненного материала), отверждение и упрочнение окомкованной массы [112, 145, 156].

Для большинства руд подготовка к окомкованию включает только дробление до оптимальной крупности и грохочение. Сильноглинистые руды и высокошламистое сырье, например, хвосты обогащения, иногда нуждаются в просушке до приемлемой влажности перед добавлением связующего, т.к. при избыточной влажности их невозможно хорошо перемешать. На золотодобывающем предприятии «Маунт Гейнз» в Калифорнии высокоглинистые и влажные лежалые отходы толчеи перед агломерацией просушивают на солнце. Для этого их распределяют на большой площади и перемешивают рыхлителем. Для крупномасштабного производства решить проблемы с сушкой влажного глинистого материала практически невозможно [145].

Качество окомкованного материала определяется природой и загрузкой связующего, количеством влаги (воды или цианистого раствора), подаваемой на увлажнение окомковываемой смеси, продолжительностью отвердевания и упрочнения материала с целью придания ему необходимых физико-механических свойств.

В качестве связующей добавки при окомковании используют цемент, известь, отходы ряда производств (в том числе пыли цементных заводов) и различные композиции на их основе.

Цемент и известь обладают одновременно и связующими и защелачивающими свойствами, но цемент является более эффективным связующим, а известь – наиболее эффективным защелачивающим агентом. Выбор защелачивающего и связующего агентов определяется по результатам лабораторных исследований и испытания прочности окомкованного материала с учетом стоимости и доступности каждого из агентов. На практике нет единого правила для выбора связующего – одни руды окомковывают только с цементом, другие – с цементом и известью, третьи – только с известью. Необходимо, чтобы известь и цемент были тщательно перемешаны с рудой до увлажнения рудной массы [145].

Перемешивание руды и связующего осуществляется разными путями. В ряде производств цемент и известь добавляют в оборудование, производящее дробление и грохочение, в других — на ленточных конвейерах; при окомковании в барабанных окомкователях и глиномялках часто связующее добавляют в питание аппарата, в головной части которого осуществляется сухое перемешивание.

В промышленной практике окомкования увлажнение золоторудного материала проводят предпочтительно цианистыми растворами, что способствует сокращению продолжительности последующего выщелачивания. Руды, характеризующиеся высоким потреблением цианида, возможно окомковывать с увлажнением крепкими цианистыми растворами, но использование крепких растворов может оказаться опасным из-за возможности разбрызгивания их в ветреную погоду и выделения токсичных газов. Обычно при окомковании используют оборотный обеззолоченный раствор с концентрацией цианида натрия до 1 кг/м^3 . Ограничивающим фактором в данном случае является то, что перемешивающее и агломерирующее оборудование должно находиться в закрытой зоне, и это отрицательно сказывается на капитальных затратах.

Современная теория окомкования предопределяет целесообразность струйной подачи раствора на крупные частицы, становящиеся центрами, вокруг которых формируются окатыши. Эта теория справедлива для тонкоизмельченных материалов. Для грубых руд метод подачи раствора играет меньшую роль. При окомковании дробленого материала крупные частицы руды являются центрами формирования окатышей. В тонкодисперсном материале окатыши появляются на каплях жидкости, поэтому при окомковании тонкодисперсных продуктов размер капель и способ подачи раствора становятся решающими.

Окомкование начинается тогда, когда к рудному материалу добавлены раствор или вода и адгезия частиц приводит к образованию и росту окатышей. Под действием окомковывающего оборудования процессы перемешивания материала с влагой и уплотнения окатышей интенсифицируются.

Прочность неотвердевших окатышей сильно зависит от количества воды или раствора, добавляемых при окомковании. При увеличении влажности до некоторого предела прочность окомкованных частиц возрастает, но затем (при превышении этого предела) она резко падает. Оптимальное содержание влаги в сыром окомкованном материале составляет от 8 до 16, преимущественно — 12 % для дробленых руд и от 16 до 25 % — для тонкоизмельченных материалов [11, 143].

Физико-химическое воздействие связующих на рудную массу сводится к обмену катионов натрия глинистых минералов с катионами кальция связующего агента (и это улучшает проницаемость глин) и к цементирующему воздействию связующего, придающему прочность окомкованным материалам [8, 11, 156].

Аппаратурно процесс окомкования может быть оформлен различно в зависимости от гранулометрического и минерального состава сырья. В промышленной практике КВ на золотодобывающих предприятиях окомкование проводят в барабанных окомкователях (Аллигатор Ридж, Маунт Гейнз, Голдфилдс); в глиномялках (Хэивуд-Сантьяго, Флорида Каньон); на системах из ленточных транспортеров (Томбстоун, Литл Бэлд Маунтин), в том числе включающих линию виброконвейеров (Хог Рэнч); путем каскадирования материала по откосам отвала или наклонным стенкам бункеров и хранилищ при разгрузке с ленточных конвейеров (Магги Крик, Карлин, Кэрсон Хилл) [11, 145]. Кроме того, для окомкования могут применяться мельницы, чашевые окомкователи и другие агрегаты. Ленточные транспортеры предпочтительны в случаях, когда в руде содержится сравнительно мало тонких частиц, барабанные окомкователи — при средних содержаниях тонких фракций, чашевые окомкователи — для руд и хвостов обогащения с высоким их содержанием [143, 151].

Сырые окатыши при температуре окружающего воздуха приобретают заметную твердость примерно через 6 ч после окомкования. Рабочая прочность окатышей достигается за 72 ч и такая продолжительность отвердения и упрочнения в промышленной практике считается стандартной, хотя еще в течение недель они будут продолжать упрочняться. Отвердение окомкованного мате-

риала может происходить в формируемых для выщелачивания кучах или в специальных штабелях. Применяют оба метода, однако специальные штабели обеспечивают лучшую сохранность окомкованного материала при его транспортировке к месту укладки кучи с помощью самосвалов или погрузчиков. Прочность неотвердевших комков является достаточной для предотвращения оседания кучи. Преждевременная обработка выщелачивающим раствором недостаточно отвердевшего материала приводит к разрушению окатышей [145].

В процессах окомкования очень важен контроль подачи выщелачивающего агента, особенно в высококислый материал. Если добавлено недостаточное количество извести, то кислота, содержащаяся в рудном материале, будет реагировать с цементом и снизит эффективность его как связующего. При увлажнении цианистым раствором также важно присутствие в нем защитной щелочи с целью предотвращения потерь цианида и загрязнения им воздушной среды. С другой стороны, добавка избыточного количества извести в процесс окомкования может привести к снижению кинетики выщелачивания и создать проблемы с работой насосов, трубопроводов и использованием активированного угля из-за повышенного осадкообразования.

Один из методов контроля за расходом связующего предусматривает применение ускоренного твердения (Миллиган, 1983 г.) [145]. Пробу агломерата нагревают приблизительно до 93,3 °C в течение 6 ч (требуемое время отвердения при нагревании снижается с 72 до 6 ч), после чего испытывают на прочность («крепость» и «стабильность»). Метод не является экспрессным (такого пока не существует), но он может снизить вероятность получения большого количества плохо окомкованного материала. Методики лабораторных испытаний агломератов на «крепость» и «стабильность» приведены в ряде работ [11, 145 и др.].

Продолжительность КВ окомкованного сырья в сравнении с традиционным вариантом (без окомкования) сокращается от 2 до 5 раз, а для многих сырьевых объектов эта операция является обязательной, поскольку без нее последующее кучное выщелачивание практически не осуществимо. Наряду с многократным сокра-

щением продолжительности КВ имеет место и повышение степени извлечения благородных металлов до 25-30 % (абс.) [4, 11, 115].

Примером промышленного осуществления окомкования может служить рудник в Северной Неваде, где ежедневно добывается и перерабатывается 2200 т руды с содержанием Au 1,2 г/т. Руда добывается открытым способом и перевозится на расстояние 0,8 км к площадкам выщелачивания. Там она дробится до крупности -13 мм в две стадии: сначала – в щековой, затем – в конусной дробилках. После первой стадии дробления на разгрузочный конвейер щековой дробилки подается портландцемент из расчета 3,0-4,5 кг на 1 т руды и перемешивается с ней на второй стадии дробления. Смесь руды и связующего после второй стадии дробления подается по конвейеру в механический укладчик с радиальной стрелой. На разгрузочном конце укладчика смесь орошается водой до влажности от 9 до 13 %. Руда окомковывается посредством каскадирования по стенкам конусообразного хранилища, предназначенного для приема окомкованной руды. Дополнительно она доокомковывается во время загрузки в самосвал из хранилища с помощью погрузчика и в момент разгрузки самосвала на площадку выщелачивания. Портландцемент, добавляемый при окомковании, обеспечивает необходимую щелочность среды выщелачивания. Для поддержания оптимального pH в оборачиваемый обезметалленный раствор добавляют небольшие количества гидроксида натрия (NaOH). Цикл выщелачивания и водной промывки составляет 20 дней [11, 114].

Избежать неблагоприятного влияния мелочи и пыли на процесс перколяционного выщелачивания содержащего их сырья помимо окомкования в ряде случаев позволяет простое смачивание руды водой перед укладкой ее на выщелачивание. Это давно известный агломерационный прием [151].

сток земли, подготовленный к укладке гидроизолирующего покрытия. Подготовительные работы включают планировку площадки, снятие растительного слоя, при необходимости – отсыпку дамбы, подготовку котлована и т.п. Обычно используют следующие типы гидроизоляционных покрытий: глинистые, геомембранные, бетонные, асфальтовые, прорезиненно-асфальтовые, композиционные и другие [8, 143, 157].

Глиняные покрытия состоят из малопроницаемого природного глинистого фундамента, утрамбованных закладочных материалов, бентонито-глиняных листов. Проницаемость утрамбованного глиняного слоя определяется типом (минералогией) используемых глин. Более низкая проницаемость наблюдается у монтмориллонитовых глин (по сравнению с каолинитовыми); монтмориллонит натрия менее проницаем, чем монтмориллонит кальция. Покрытия склонны к растрескиванию, предотвращаемому путем увлажнения глин.

К геомембранам относят синтетические, полимерные, пластиковые, другие компактные (небольшой толщины) гидроизоляционные покрытия. В настоящее время большинство непроницаемых оснований под рудные штабели сооружают с использованием геомембран. Чаще геомембранные покрытия представляют собой фабричные листы относительно непроницаемых полиэтиленовых и поливинилхлоридных материалов. Однако ПВХ-геомембраны теряют пластичность под воздействием ультрафиолетового света, что может привести к разрывам.

Асфальт, состоящий из одного, иногда двух слоев, толщиной 50, 100-150 мм применяют для покрытия площадок многоразового использования (за рубежом – наиболее часто).

Прорезиненно-асфальтовые покрытия состоят из слоев плотной резины и асфальтовых материалов, применяются на многократно используемых площадках, где тяжелое оборудование укладывает руду и убирает хвосты выщелачивания с поверхности площадки. Например, на руднике «Ортиз» фирмы «Голд Филдз Майнинг» площадка КВ покрыта двумя слоями асфальта: верхний – высококачественный толщиной 180 мм, нижний – так называемый «гидравлический асфальт» толщиной 51 мм, с резиновой

прокладкой между ними. Площадка (61×392 м) разделена на 8 секций размерами 61×49 м.

Композитные основания представляют собой комбинацию подстилающих глинистых грунтов и фабричных покрытий, тесно соприкасающихся друг с другом и образующих композитную систему. Этот тип покрытий наиболее практичный и экологически безопасный. Геокомпозит «клаймакс», например, состоящий из слоя бентонитовой глины, который расположен между полипропиленом и полиэфирным геотекстилем, обладает свойством самосклеиваться при пробоях.

Тип гидроизолирующего покрытия выбирают в зависимости от условий его использования и наличия нужных материалов. Прочными и компактными являются основания, покрытые геомембраной, в особенности из полиэтилена высокой прочности. Применяемые в зарубежной и отечественной промышленной практике материалы и структуры гидроизоляционных покрытий под рудные штабели показаны на рис. 6.2.

Наиболее распространенные в настоящее время двухслойные покрытия имеют два гидроизолирующих слоя: например, геомембрана, лежащая на глине и отделенная от нее дренажным слоем из песка или гравия для сбора утечек растворов. Трехслойные покрытия включают, как правило, две геомембраны, разделенные дренажным слоем, и подстилающий глиняный слой.

С переходом в 1980-е годы на двухслойные, иногда трехслойные покрытия под штабели взамен однослойных затраты на гидроизоляцию возросли с 4-5 долл. за 1 м² до 23-25 долл./м² [138].

Поверх гидроизоляционного покрытия укладывают верхний дренажный слой из песка, гравия или дробленой руды толщиной 100-500 мм. Назначение последнего состоит в эффективном сборе фильтрующихся через кучу растворов, предохранении покрытия от механических повреждений (разрывы и пр.) кусками руды, животными, ветром и т.д. во время сооружения штабеля, в защите геомембраны от воздействия ультрафиолетового излучения, предохранении глинистого экрана от растрескивания.

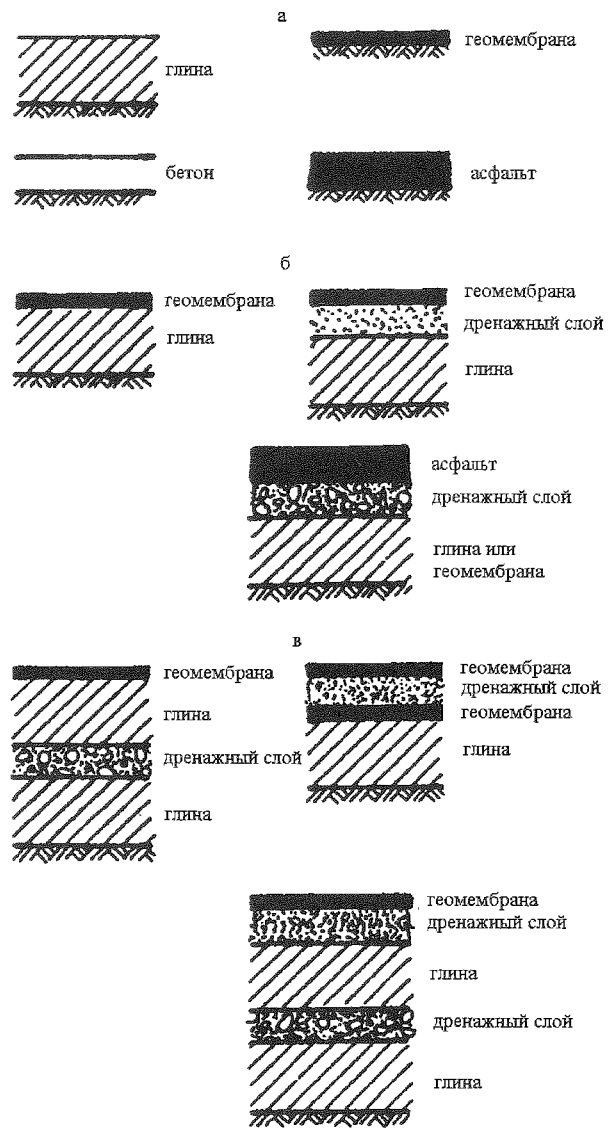


Рис.6.2. Гидроизолирующие покрытия под рудный штабель:
а – однослойное; б – двухслойное; в – трехслойное

На поверхности геомембранного покрытия обычно укладывают гофрированные и перфорированные дренажные трубы в качестве дополнения к дренажу покрывающей засыпки на низких или плоских участках, в частности, на уклонах менее 5° и вдоль главных стоков основания [157].

Практически во всех точках, где присутствуют растворы, существует опасность их утечки и, следовательно, потерь металла, загрязнения окружающей среды. Гидроизоляция мест сбора и хранения растворов, устойчивая к действию солнечного света, перепаду температур, выполняется, как правило, из синтетических материалов в два слоя, между которыми находятся дренажный слой и система сбора фильтрата. Устройство дренажа позволяет определить место утечки раствора в случаях, когда это происходит.

6.4. Формирование рудного штабеля

На подготовленное соответствующим образом основание, снабженное системой дренажа, укладывают рудный штабель. Применяется несколько методов формирования штабеля: отсыпка самосвалами с разравниванием бульдозером и рыхлением, укладка погрузчиком, формирование штабеля бульдозером или системой транспортеров со стакером и другие методы (см. разд.4.1, 6.1). Тип используемого оборудования определяется физико-химическими свойствами руды и имеющимся машинным парком [32, 150, 158-163].

Метод отсыпки самосвалами с последующим выравниванием и глубоким рыхлением применяют для материала, не образующего большого количества рудной мелочи и достаточно прочного, прежде всего – для кварцевых руд. Сооружение кучи из несортированной руды сбрасыванием с самосвала осуществляют следующим образом. Вначале сооружают из отвальных пород загрузочную площадку так, чтобы был доступ к одному из концов кучи. Высота площадки должна соответствовать высоте рудного штабеля. Перевозящие руду грузовики поднимаются на вышеупомянутую площадку, сваливают руду вниз на основание кучи

вначале с отвесной стороны площадки, а затем уже с наращиваемого штабеля, формируя его по направлению к противоположному концу основания, пока оно полностью не покроется рудой. Выравнивание вершины штабеля осуществляют бульдозером, затем следует глубокое рыхление руды. После выщелачивания первого слоя укладывают последующий слой [8, 138].

В случае непрочного или окомкованного сырья применяют метод кучной отсыпки. Формирование штабеля начинают с укладки грейфером защитного слоя из дробленой руды толщиной 30-50 см с тем, чтобы предотвратить повреждение гидроизоляции рудничным транспортом. Затем самосвалами завозят руду и отсыпают ее в виде отдельных перекрывающихся малых куч высотой около 2 м. Данный метод формирования штабеля исключает уплотнение руды. После выщелачивания первого слоя укладывают последующие рудные слои. Возможен и другой вариант кучной отсыпки: самосвалы разгружают руду у подножия кучи, затем погрузчик складировать ее в штабель высотой 4,3 м. Поверхность кучи получается более ровная, но дополнительная перегрузка может вызвать разрушение и сегрегацию частиц руды [4, 143].

Наиболее перспективными являются методы конвейерной укладки штабеля и они получают все большее распространение на производствах кучного выщелачивания, поскольку характеризуются равномерным распределением руды по площади штабеля, отсутствием шламообразования и уплотнения материала от воздействия тяжелой техники, высокой производительностью.

Промышленное применение находит ряд разновидностей конвейерных систем. По одному из вариантов руда из бункера или агломерационного агрегата транспортируется системой конвейеров к самоходному раздвижному конвейеру-укладчику (стакеру). Стакер перемещается с помощью колес в различных направлениях, схема укладки руды с его применением показана на рис.6.3.

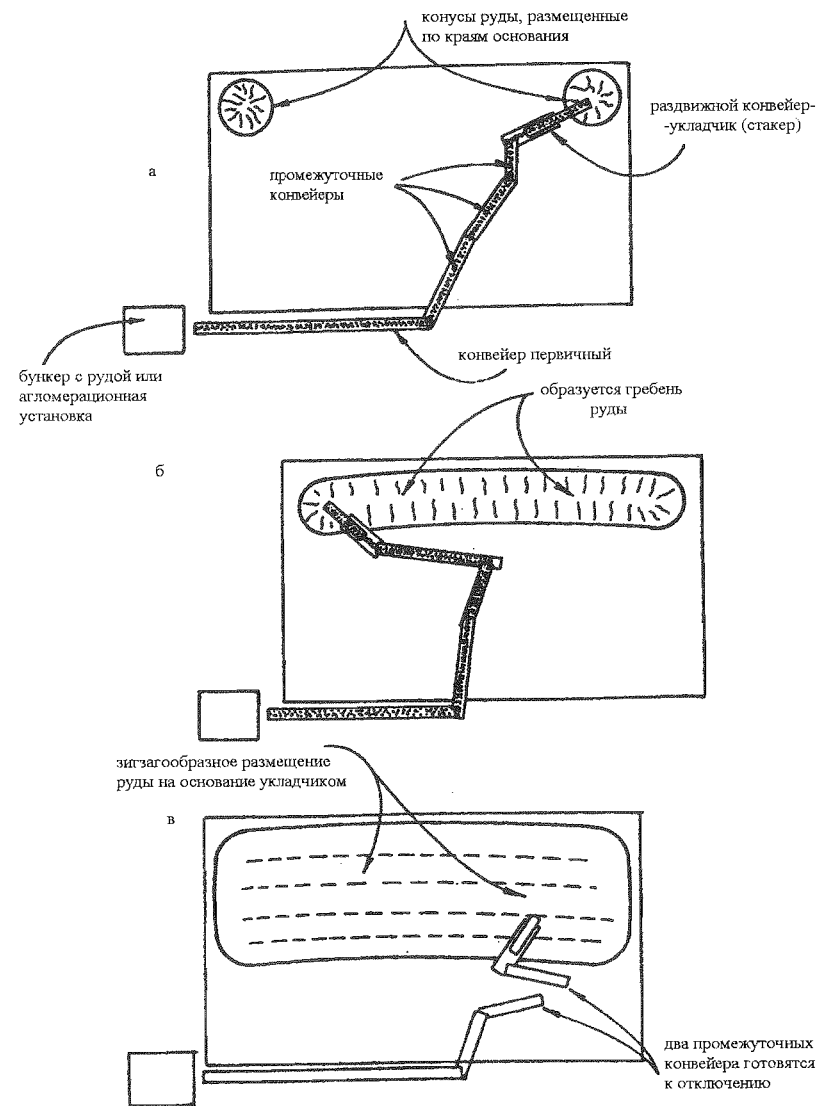


Рис.6.3. Схема конвейерной укладки рудного штабеля: а – начальная стадия; б – промежуточная; в - завершающая

Объем и высоту штабеля определяют такие факторы, как производительность установки, качество и фильтруемость перерабатываемого сырья, расход цианида и кислорода, имеющиеся механизмы для укладки руды и др. Высота рудного штабеля во многом определяет удельные капитальные вложения в производство кучного выщелачивания: чем выше штабель, тем меньше удельные капвложения. На первых производствах высота штабеля в зависимости от содержания глинистых шламмов в руде составляла 2-5 м, к настоящему времени она возросла до 3-12 м, а на ряде предприятий эксплуатируют полигоны КВ со штабелями высотой до 60 м и более.

Положительными результатами укладки высокого штабеля являются:

- повышение рентабельности производства в связи с отсутствием необходимости подготовки новых площадок, систем орошения, коммуникаций и т.д.;

- интенсификация процесса выщелачивания и продление сезона добычи за счет лучшего сохранения в высоком штабеле тепла, аккумулированного в летний период и генерируемого в процессе окисления сульфидных минералов.

Основной отрицательный результат выщелачивания высокого штабеля – пониженная степень извлечения ценных компонентов вследствие большего уплотнения руды, снижения ее фильтрационной способности и обеспеченности реагентами (цианид, кислород, щелочь), в особенности кислородом на нижних отметках штабеля.

В большинстве случаев рудные штабели имеют форму усеченной пирамиды; количество руды, отсыпaeмой в штабель, составляет преимущественно от 50 до 300 тыс.т.

Наиболее серьезной проблемой, которая возможна при кучном выщелачивании, является катастрофическое разрушение штабеля. Разрушение может произойти в случае, когда выщелачиваемый тонкодробленый материал становится влагонасыщенным и обрушивается за счет сил сдвига. Возможность сдвига существует, когда штабели покоятся на слабом фундаменте, располагаются на крутом склоне значительной высоты или же имеют высо-

кий уровень зон насыщения. Устойчивость часто достигается простым выравниванием площадки, осуществляемым до отсыпки штабеля [143].

При выборе формы штабеля, площадки и коллекторной системы необходимо производить анализ их устойчивости. Важнейший параметр расчетов – сила сдвига или сопротивление материалов трению.

6.5. Системы орошения. Параметры выщелачивания

После отсыпки штабеля на его поверхности монтируют систему орошения выщелачивающими растворами. Оросительная система в простейшем случае представляет собой гибкие, либо жесткие перфорированные шланги или трубы, расположенные на поверхности штабеля параллельно с определенным шагом (например, 1 м) и подсоединенные к коллектору. Излив растворов через отверстия при этом точечный, неравномерный из-за снижения напора по мере удаления орошаемого участка штабеля от насосной станции. На рудный штабель растворы подают центробежными насосами по пластиковым, либо стальным трубам.

Из большого числа опробованных систем подачи раствора на производствах кучного выщелачивания в настоящее время применяют капельное орошение (предпочтительно), а также орошение разбрызгиванием, прудковое орошение и реже – другие системы. Распределение раствора по штабелю осуществляют с использованием следующих устройств: эмиттеров, вращающихся импульсных разбрызгивателей, разбрызгивателей Вобблера, виглеров, прудков, траншей, канав, перфорированных труб и шлангов.

Метод прудкового орошения уложенной в штабель руды применяли при пуске первых производств кучного выщелачивания. И в данный момент предприятия продолжают успешно использовать этот метод (см. рис.5.10) для руд с невысокой фильтрационной способностью. С целью повышения эффективности выщелачивания плохо фильтрующего сырья, например, доломитовой руды крупностью 50 % класса –0,15 мм, кучу высотой 10,6 м

рекомендовано орошать из пруда, расположенного на вершине кучи. Это позволяет увеличить скорость фильтрации более чем в два раза за счет большого напора [8, 39].

При использовании виглеров равномерность подачи растворов достигается за счет хаотичного раскачивания трубок, вставляемых в отверстия оросительных труб.

Орошение руды разбрызгиванием раствора над поверхностью штабеля осуществляют через форсунки – разбрызгиватели различных конструкций. Радиус действия разбрызгивателя достигает 9-10 м (см.рис.3.4). Капли раствора захватывают дополнительно из воздуха кислород, необходимый для процесса выщелачивания.

Широко применяемые на промышленных производствах КВ оросители – разбрызгиватели Вобблера вращательного типа. Монтируют их на стояках высотой до 1,2 м над поверхностью руды. На выходе вобблера в зависимости от необходимой плотности орошения устанавливают определенное давление. Орошение разбрызгиванием позволяет увеличивать испарение до 33 % с целью сокращения водного баланса предприятия. Из-за замерзания растворов, подаваемых разбрызгиванием, в зимний период такую систему орошения не применяют.

Капельное орошение осуществляют с помощью напорных эмиттеров (рис.6.4), подающих растворы непосредственно в рудный слой.

Основное преимущество эмиттеров заключается в том, что они обеспечивают непрерывность орошения штабеля с минимальным воздействием на тонкие рудные частицы, предотвращая их миграцию и каналообразование. Размещение распределительного магистрального трубопровода, шлангов и погружных эмиттеров под слоем руды 0,25 м и более (см.рис.5.12, 5.14) позволяет осуществлять орошение и выщелачивание в зимний период, что также является одним из основных преимуществ системы капельного орошения. В результате замены оросителей Вобблера напорными эмиттерами на многих производствах кучного выщелачивания США плотность орошения была снижена на 30-50 % без потери извлечения [138]. Рассматриваемая система позволяет менять

плотность орошения в широких пределах и снизить до минимума потери раствора за счет испарения.

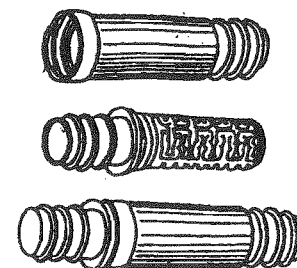


Рис.6.4. Конструкция нагнетательного погружного эмиттера
Сверху вниз: корпус, сердечник, эмиттер в сборе

К недостаткам капельной системы орошения следует отнести некоторую сложность и трудоемкость ее монтажа, а также возможность забивания эмиттеров, шлангов и трубопровода осадками кальцита, гипса и других соединений, образующихся в процессе кучного выщелачивания золотосодержащего сырья.

Выбор системы подачи раствора на рудный штабель, обеспечивающей оптимальную интенсивность орошения, равномерную подачу и фильтрацию раствора, устойчивость штабеля и исключающей каналообразование, является одним из условий успешного осуществления процесса кучного выщелачивания. Подбранная система орошения должна обеспечивать эффективный доступ растворов (выщелачивающих, промывных, обезвреживающих) ко всей уложенной в штабель массе руды, равномерную смачиваемость штабеля в горизонтальном и вертикальном направлениях.

С целью устранения, либо снижения вредного влияния сегрегации рудного материала на равномерность просачивания растворов возможно воздействовать на поток путем его рассредоточения [164]. Для этого в массиве штабеля формируют один или несколько слоев мелкозернистого материала (-2,0+0,5 мм) высо-

той 50-120 мм. В результате обеспечивается распределение потока по всему сечению штабеля.

Плотность орошения рудного штабеля на большинстве золотодобывающих производств КВ на настоящий момент стала ниже – ее поддерживают в интервале от 86 до 520 л/(м²·сут) [143]. Снижение интенсивности орошения наблюдается с началом освоения капельного способа подачи раствора. На предприятиях, имеющих положительный водный баланс, продолжают широко использоваться обычные дождевальные установки [139].

Элементы систем орошения: трубы, разбрызгиватели, эмиттеры изготавливают из пластика. Такие изделия являются коррозионностойкими и относительно недорогими. Нельзя изготавливать их из меди или латуни, так как последние быстро разъедаются цианидом, загрязняя растворы.

В непосредственной близости от кучи ниже по рельефу строят три резервуара (сборника) для растворов: один – для золотосодержащих, один – для обеззолоченных и один – резервный или на случай аварии. На ложе резервуара укладывают один или два слоя пластика²⁹ [149].

По завершении работ по устройству дренажной системы и резервуаров, установке оросительной системы и сорбционных колонн, либо цементаторов осуществляют проверку работоспособности всей системы производства КВ. Для этого наполняют резервуар для свежего раствора чистой водой, воду эту подают на орошение руды, после просачивания направляют в сборник для золотосодержащего раствора, оттуда прогоняют через сорбционный, либо цементационный узел и сливают обратно в резервуар для свежего раствора. При необходимости устраняют обнаруженные недостатки и проводят повторное опробование. Затем только приступают к рабочему циклу [151].

²⁹ За рубежом выпускают широкий перечень изделий для производства КВ. Покрытия площадок, резервуары, желоба и трубы для хранения и циркуляции рабочих растворов непрерывно совершенствуются, материалом для их изготовления вместо поливинилхлорида стал использоваться в основном полиэтилен [139].

Просачиваясь через рудный штабель, цианистый раствор выщелачивает золото и серебро из руды. Образующийся золото- и серебросодержащий раствор по дренажной системе собирается в первый резервуар-растворосборник, из которого его направляют на золото- и сереброизвлекающую установку, сорбционную или цементационную. Обезметалленный раствор сливают в резервуар для свежего (обеззолоченного) раствора, где его подкрепляют реагентами и возвращают на орошение.

Процесс кучного выщелачивания осуществляют при оптимальных значениях щелочности, концентрации цианида натрия и растворенного кислорода, обеспечивающих максимальную скорость растворения благородных металлов. Контроль состава выщелачивающего, золотосодержащего и обеззолоченного растворов необходим на протяжении всего процесса и особенно в начале выщелачивания. В период пуска объекта КВ в эксплуатацию требуется большое количество воды и раствора для смачивания кучи, заполнения резервуаров, работающего оборудования. Количество раствора, необходимое на увлажнении руды, составляет 10 % и более от массы штабеля, еще такое же количество раствора может храниться в сборниках и оборудовании.

Оптимальная щелочность цианистых растворов определяется значениями pH 10,8-11,0 и обеспечивается за счет подшихтовки извести или цемента в руду до ее укладки в штабель и (или) подачи гидроксида натрия с цианистыми растворами. Контроль содержания кислорода в выщелачивающем растворе особенно важен в тех случаях, когда кислород вводится непосредственно в рудный штабель, при высоком содержании в руде сульфидов или органики, а также больших габаритах кучи. Кислород расходуется по мере просачивания раствора через кучу, участвуя в реакциях растворения металлов, потребляясь другими компонентами руды. В условиях дефицита кислорода процесс выщелачивания благородных металлов замедляется и может полностью прекратиться.

Температура выщелачивания в куче изменяется от 0 до 35 °С. В таком температурном диапазоне энергия активации растворения золота и серебра в цианистой среде находится в пределах 2-5 ккал/моль [8], что указывает на диффузионный характер процесса.

В зимний период скорость растворения благородных металлов обычно составляет около 70 % от летней скорости растворения.

Известь вносят в руду в количестве 1,3-2,5 кг/т. Цианистый раствор готовят с концентрацией 0,3-2,0 г/л. Процесс выщелачивания завершают при концентрации золота в растворе, меньшей того значения, при котором извлечение его экономически оправдано.

Выпадение осадков, в основном карбоната и сульфата кальция, из циркулируемых цианистых растворов и накопление их в различных местах прохождения растворов приводит к резкому снижению скорости фильтрации последних, забиванию трубопроводов, закупорке оросителей, поровых каналов сорбентов, потере производительности насосов и т.д. Промышленное применение нашли несколько способов устранения, либо снижения осадкообразования. Многие годы применяют известковое или известково-содовое умягчение обезметалленных растворов с выводом образующихся при этом осадков методом фильтрации. В последующем для предотвращения осадкообразования стали использовать ингибиторы, являющиеся полимерными соединениями; наиболее успешное применение нашли ингибиторы класса органофосфатов.

В последние годы внедряют новый класс полимеров, специально разработанных для предотвращения отложения солей и имеющих карбоксильные и сульфокислотные функциональные группы (например, полиакрилат-полималеиновый ангидрид) [143].

Применение антинакипина³⁰ производства США на ряде российских золотодобывающих предприятий кучного выщелачивания позволило исключить кальцинацию трубопроводов и капельниц. Расход его невысокий: например, на Бамском месторождении на штабеле руды массой более 100 тыс.т и высотой 8-12 м расход антинакипина не превышал 5 г на 1 т [118].

6.6. Методы переработки продуктивных растворов

В практике золотодобычи кучным выщелачиванием, как и при фабричной технологии, для извлечения золота и серебра из цианистых растворов используются методы сорбции на активированный уголь и анионит АМ-2Б, а также цементация на металлический цинк. Каждый из этих методов обладает специфическими особенностями и выбор оптимального из них определяется целым рядом факторов. К ним относятся: концентрация золота, серебра и примесных элементов (медь, мышьяк, сурьма, сера и т.д.); масштабы производства; соотношение золота и серебра в растворах; возможность кооперации с близлежащей ЗИФ, работающей по гидрометаллургической технологии [4].

Сорбция на анионообменную смолу АМ-2Б (и ее аналог Россион-12) используется, либо использовалась ранее в технологических схемах промышленных установок КВ в составе Васильковского ГОКа [3], в ТОО «Колорадо» (г.Пласт, Россия; эфелные отвалы ОАО «Южуралзолото») [44], ЗАО НПФ «Башкирская золотодобывающая компания» (Россия, месторождение «Западно-Озерное») [143] и на других предприятиях.

Проблемы, связанные со сложностью схемы регенерации анионита АМ-2Б, свидетельствуют о том, что в составе установок КВ нецелесообразно создавать отделения регенерации. Использование данного сорбента имеет смысл при незначительном расстоянии промышленного производства КВ от действующей ЗИФ, использующей процесс «смола в пульпе».

Метод сорбции на активированный уголь является более предпочтительным по сравнению с сорбцией на анионит АМ-2Б, поскольку характеризуется меньшими капвложениями и эксплуатационными затратами. Метод менее чувствителен к присутствующим в растворах цианистым комплексам меди и цинка, осложняющим процесс сорбции на анионит и последующей его переработки [29]. Для угольной сорбции характерны высокая степень извлечения золота и селективность по отношению к золоту и серебру в цианистых средах, низкая чувствительность к некоторым примесным элементам, загрязняющим золотосодержащий

³⁰ Состав антинакипина производителем не раскрывается.

раствор, достаточная надежность и степень механизации и автоматизации [66]. Рентабельность ее могут снизить большие количества кальция и магния в растворах, также потери золота с угольной пылью при низкой прочности угля.

Активированные угли нашли широкое применение для извлечения золота из растворов и пульп и это считается одним из наиболее важных достижений современной гидрометаллургии благородных металлов [165]. Наиболее распространенным типом угля для сорбции золота из растворов и пульп, используемым североамериканскими компаниями, является уголь из скорлупы кокосовых орехов [139], характеризующийся высокой механической прочностью.

Применительно к извлечению золота из растворов кучного выщелачивания технологическая схема включает сорбцию в серии последовательно расположенных колонн (обычно 3-5 колонн), десорбцию металлов с насыщенного угля и его регенерацию, электролитическое выделение золота из элюатов [59, 134].

Аппаратурное оформление сорбционного процесса может быть различным: колонны с нисходящим и восходящим потоком раствора, пульсколонны. Наибольшее распространение получили колонны с восходящим потоком при линейной скорости раствора 25-30 м/ч, обеспечивающей работу в условиях псевдооживленного слоя угля.

Применяемые за рубежом методы элюирования благородных металлов с насыщенного активированного угля основаны на использовании горячих щелочно-цианистых растворов [59, 165-170].

Для восстановления сорбционной активности углей применяют обработку его растворами реагентов и высокотемпературную реактивацию. Кислотная обработка проводится для удаления неорганических примесей, присутствующих в сорбенте (главным образом, карбоната кальция, а также цинка, никеля, железа). Эта операция может проводиться до и после элюирования благородных металлов. Уголь после кислотной обработки промывают водой. Избыток кислоты нейтрализуют щелочным раствором. Термическая реактивация служит для удаления различных органиче-

ских соединений, снижающих сорбционную активность углей. Ее проводят при температуре 600-900 °С. Потери сорбента составляют от 2 до 10 %. Сорбент после реактивации подвергают грохочению для удаления мелких классов угля.

В России угольно-сорбционная технология извлечения благородных металлов, разработанная институтом «Иргиредмет» совместно с ИрГТУ и АК «Алданзолото», была успешно внедрена первоначально на Лебединской ЗИФ [171-173]. Технологическая схема извлечения золота из растворов кучного выщелачивания включает противоточную сорбцию металлов из раствора, автоклавную десорбцию золота с насыщенного угля, цианистую обработку регенерированного сорбента, вторичное концентрирование золота из бедных элюатов и обеззолоченных растворов от электролиза, электролитическое выделение металлов из товарных элюатов.

Особенностью данной технологии в сравнении с зарубежными аналогами является использование автоклавного метода десорбции драгметаллов с насыщенного угля щелочным элюентом и операции концентрирования золота из бедных растворов (также на активированный уголь).

В зависимости от состава перерабатываемой руды и получаемой емкости угля по благородным металлам и металлам-примесям в технологическую схему могут быть включены дополнительные операции: кислотная обработка, десорбция меди, термическая реактивация угля и др. [134]. Операция вторичного концентрирования (см. рис.5.2) позволяет получать товарные элюаты, поступающие на электролиз, со значительно более высокой концентрацией благородных металлов, нежели в исходных продуктивных растворах, что особенно важно в конце рабочего сезона.

Разработанные в Иргиредмете технология и аппаратное оформление процессов сорбции из растворов и десорбции золота с активированного угля защищены рядом патентов РФ.

АК «Алданзолото» с 1996 г. осуществляет промышленную переработку руд Куранахского рудного поля по технологии кучного выщелачивания. В первом сезоне в кучи высотой 6-8 м было отсыпано 22 и 24 тыс.т дробленых до крупности -125 мм и оком-

кованных руд месторождений «Канавное» и «Центральное». Из цианистых растворов выщелачивания золота извлекали сорбцией на активированный уголь марки GRS 20 фирмы «Calgon», полученный на основе скорлупы кокосовых орехов крупностью — 3,34+1,4 мм.

Испытания 1996 г. в целом подтвердили эффективность кучного выщелачивания с переработкой растворов по угольно-сорбционной технологии. Концентрация золота в растворах после сорбции составляла не более 0,02 мг/л. Была установлена надежная работа бездренажных сорбционных колонн конструкции Иргиредмета. В последующие три года эксплуатации установки показано, что емкость активированного угля от сезона к сезону снижается из-за покрытия поверхности угля плотной пленкой карбоната кальция, что вызывает необходимость осуществления дополнительных операций по восстановлению сорбционной активности сорбента — солянокислотной и термической обработок.

По угольно-сорбционной технологии извлекают золото из продуктивных растворов отечественных установок КВ, введенных в эксплуатацию на месторождениях «Самолазовское», «Дельмачик», «Светлинское» и других. Уголь используют российского производства (АГ-95) и импортный.

В условиях маломасштабного производства и значительного дефицита электроэнергии, отсутствия стационарных ее источников наиболее предпочтительным для извлечения золота из растворов КВ может оказаться метод цементации. В отличие от сорбционных методов цементация характеризуется более низкими капиталоемкостью и эксплуатационными затратами, а также низкой потребляемой электрической мощностью, что может иметь решающее значение при выборе метода переработки растворов [4].

Процесс осаждения благородных металлов цинком состоит из трех основных операций: осветления продуктивных растворов (освобождение их от взвешенных твердых частиц, существенно снижающих эффективность цементации), деаэрации растворов и собственно цементации благородных металлов цинком в присутствии солей свинца.

Вакуумная деаэрация позволяет удалить не только кислород (пассивирующий поверхность цинка), но и диоксид углерода, как вредную составляющую растворов, наличие которого может привести к образованию карбоната кальция и забиванию фильтров [8].

Существует две разновидности цинкового осаждения золота: осаждение на пыль (процесс Меррилл-Кроу) и осаждение на стружку.

Цементация с использованием цинковой пыли в Российской Федерации применяется на некоторых небольших цианистых фабриках и на установках КВ в составе рудников «Покровский» и «Юбилейный», Воронцовского ГОКа и других предприятий. Цементация на цинковую пыль используется корпорацией «Newmont» на месторождении «Мурунтау» в Узбекистане при переработке забалансовых руд в количестве 13,8 млн.т в год [109].

На руднике «Канделария» в США раствор от выщелачивания стекает по дренажным трубам в сборный бассейн, откуда закачивается в промежуточный резервуар емкостью 151 м³. Из него раствор закачивается в установку, состоящую из трех фильтров-осветлителей, и оттуда — в следующий промежуточный резервуар емкостью 114 м³. Далее раствор пропускают через вакуумный деаэратор для максимального удаления кислорода. В слив деаэратора добавляют цинковую пыль и пропускают его через два рамных фильтр-пресса для удаления осадка, содержащего золото и серебро. Каждый фильтр имеет размеры 1,2×1,2 м, оснащен 60 рамами; общая площадь поверхности каждого аппарата — 135 м². Для фильтрации используют синтетическую ткань с предварительно нанесенным на нее слоем цинковой пыли. Обеззолоченный раствор после подкрепления цианидом натрия направляют в сборный бассейн, из которого закачивают на выщелачивание [8].

В условиях реформирования отечественной экономики достаточно привлекательным представляется метод осаждения золота из растворов КВ на цинковую стружку. Благодаря своей простоте, малой энергоемкости, надежности, невысоких требований к квалификации обслуживающего персонала этот метод получил в России определенное развитие. Он используется на рудниках

«Майский» и «Чазы-Гол» в Хакасии, на месторождении «Бамское» в Амурской области [6, 7, 37, 118].

Осаждение золота цинковой стружкой осуществляют в стандартных цементаторах ящичного типа, а также в аппаратах колонного типа конструкции Иргиредмета [129] (см. разделы 4.2, 4.3, 5.2, рис.5.5).

Процесс переработки золотосодержащей цинковой стружки включает предварительную операцию грохочения ее на сите 1-2 мм с возвратом плюсового класса в цикл извлечения золота. Минусовой класс (содержащий 6-12 % Au) фильтруют и обрабатывают серной или соляной кислотой с концентрацией 30-50 г/л при соотношении Ж:Т=3:1. Кеки с содержанием золота 30 % и более после промывки водой, фильтрации и сушки обжигают (в случае использования серноокислотной обработки) и плавят в руднотермической печи. Получаемые слитки золота имеют пробу 820-840. Недостатком метода является высокий расход цинка, который может составлять до 100-150 г на 1 т перерабатываемой руды.

Для переработки цинковых осадков используют также тигельные (с различным способом нагрева) печи.

По опубликованным данным, от 60 до 80 % золота, добываемого кучным выщелачиванием в США, Бразилии, Зимбабве, извлекается из растворов угольной сорбцией. В Австралии, Канаде, на Филиппинах и в Океании эта доля составляет 50-55 %. В европейских странах, в Чили, напротив, преобладает осаждение на цинк (свыше 80 %) [59, 66]. В США по угольно-сорбционной технологии работают (работали) предприятия кучного выщелачивания: Раунд Маунтин, Чимни-Крик, Ортиз, Акрэ, Голд Кворри и т.д.; с использованием цинкового осаждения – Канделария, Тускарора, Винд Маунтин, Рочестер, Флорида Каньон и др.

Считается, что осаждение на цинк предпочтительно по сравнению с угольной сорбцией в следующих случаях: при переработке растворов выщелачивания с соотношением концентраций Ag:Au более 5:1 [59] – 10:1 [66]; на небольших предприятиях, извлекающих менее 1 кг драгметаллов в сутки, которые не смогут оправдать относительно высокие затраты на оборудование для элюирования и регенерации угля; а также в случае переработки

богатых растворов с содержанием золотого эквивалента выше 10-15 г/т [66]. Основными преимуществами осаждения на цинк являются простота аппаратного оформления и небольшие капитальные и эксплуатационные расходы. Технология осаждения благородных металлов на цинк более чувствительна к нарушениям технологического режима, в большой мере зависит от качества растворов, степени подготовки их к процессу осаждения.

Альтернативой сорбции на активированный уголь и цементации на металлический цинк является разработанный в России (ОАО «Иргиредмет») метод извлечения золота из растворов КВ с использованием отечественной низкоосновной смолы типа АНЗ-1, прошедшей стадию полупромышленных испытаний [57, 58]. Основным преимуществом данной технологии являются очень низкие капитальные и эксплуатационные затраты на регенерацию сорбента. Схема десорбции золота и регенерации насыщенного низкоосновного анионита чрезвычайно проста и предусматривает использование щелочно-цианистых растворов (10 г/л NaOH и 1 г/л NaCN) при умеренной температуре ($t=60^\circ\text{C}$), то есть тех же реагентов, которые применяются в основном технологическом процессе – кучном выщелачивании золота. Процессы сорбции и десорбции-регенерации в данном варианте могут осуществляться в одной колонне без перегрузки анионита [59], либо в отдельном оборудовании, изготовленном из обычной стали (СТ-3), что также удешевляет обработку. В России ранее (1995 г.) планировалось организовать масштабное производство сорбента АНЗ-1 и его широкое внедрение для извлечения золота из растворов. Однако до настоящего времени промышленное производство этих смол не налажено.

К выбору метода извлечения благородных металлов из растворов выщелачивания в США, Канаде, Австралии, других странах за рубежом подходят строго индивидуально, путем всестороннего технико-экономического сопоставления недостатков и преимуществ угольной сорбции и цементации на цинковую пыль для каждого конкретного предприятия, сырьевого объекта. Анализ эффективности применения указанных способов извлечения драгметаллов из цианистых растворов по зарубежным данным

приведен в обзоре [66]. Сопоставление сорбционных способов извлечения золота и серебра с использованием активированных углей и анионообменных смол по результатам исследований Иргиредмета показано в работе [174].

Основной товарный продукт производства кучного выщелачивания – золото-серебряные слитки получают при плавке катодных осадков, либо шламов кислотной обработки цементных осадков. Содержание золота в катодных осадках составляет 70-80 %, в шламах – 20-30 %. Плавку обожженных золотосодержащих продуктов осуществляют в индукционной печи типа ИСТ или в руднотермической печи конструкции Иргиредмета производительностью от 1 до 10 кг золота за одну плавку. Руднотермические печи типа «3-10» позволяют осуществлять накопительную плавку при высокой степени разделения в системе металл-шлак.

6.7. Мероприятия по продлению сезона выщелачивания просачиванием

Показатели производства кучного выщелачивания, сама целесообразность его организации в значительной степени зависят от географического положения сырьевого источника и климатических условий. Благоприятным является расположение производства в районах с продолжительным теплым периодом, с развитой инфраструктурой, с предсказуемыми атмосферными осадками (предпочтительно – умеренными).

На Аляске, в западных районах США, в Канаде, Казахстане и особенно в России золоторудная база рассредоточена преимущественно в холодных и труднодоступных районах. Низкие температуры атмосферного воздуха и наличие вечномёрзлого грунта существенно затрудняют организацию работ по освоению месторождений. В районах, где период со среднесуточными температурами выше 0 °С составляет 100-120 дней, без специальных мероприятий по защите инженерных сооружений от воздействия отрицательных температур, по подогреву циркулируемых растворов реализация технологии кучного выщелачивания практически не осуществима.

В США, Канаде, России накоплен опыт по организации кучного выщелачивания в районах с холодным климатом [80, 104, 140, 143, 175 и др.]. В качестве ключевого решения проблемы продления сезона выщелачивания и организации круглогодичного производства используется заглубленная система капельного орошения. В золотодобыче впервые капельное орошение внедрено на руднике «Кер Роучестер» в шт.Невада для осуществления выщелачивания в зимних условиях.

Погружная система напорных эмиттеров перед наступлением холодного периода покрывается слоем рудной массы толщиной до 4 м для защиты рудного штабеля и системы орошения от промерзания (см. разд.5.3). В последующем подобные системы были установлены на рудниках «Карлин» и «Балд Маунтин» в шт.Невада, «Саммитвилль» в шт.Колорадо, «Памур» в шт.Онтарио и т.д.

Себестоимость конечной продукции кучного выщелачивания в круглогодичном режиме в суровых климатических условиях значительно выше, чем в стандартных метеоусловиях (для условий Аляски в 1,7-2 раза выше, чем для Невады) [143].

При организации производства КВ на месторождениях Российской Федерации для использования представляет интерес практика работы предприятия ADR корпорации «Viceroy Resources» из Ванкувера на месторождении Бруверли Крик (провинция Юкон, Канада). Объект привлекает внимание, т.к. технология кучного выщелачивания в золотодобыче прежде не применялась в таких удаленных северных районах, где температура зимой достигает -45 °С и держится длительное время [80, 104].

Содержание золота в руде, перерабатываемой на указанном канадском предприятии, составляет 1,45 г/т, извлечение – 78 %. При производительности рудника 2,3 млн.т руды в год ежегодная добыча золота находится на уровне 2,5 т. Добычу руды осуществляют в течение 7-8 месяцев, а выщелачивание – круглогодично³¹.

³¹ Практическим опытом круглогодичного кучного выщелачивания в суровых климатических условиях Забайкалья редкометалльная промышленность России располагает с начала 1980-х гг. [140] (см. разд.5.3.1).

Вся площадка делится по длине на 10 отсеков, разделенных ПВХ-перегородкой высотой 1 м. Наличие отсеков обеспечивает возможность применения выщелачивающего раствора в одном отсеке при одновременном проведении промывки и обезвреживания руды в других отсеках. Это позволяет направлять продуктивный раствор в отделение переработки его при одновременной циркуляции промывочного раствора. Цианистый раствор на штабель подают системой капельных эмиттеров с очень низкой плотностью орошения, составляющей 0,001 л/мин·м². На зимний период система орошения покрывается 4-метровым слоем исходной руды для теплоизоляции, все наружные трубопроводы изолируются. Для подогрева растворов используют тепло отходящих от дизельгенераторов газов. Имеются в наличии резервные единицы электрогенераторов и насосов для бесперебойной работы предприятия. Проводимые мероприятия позволяют поддерживать температуру растворов на уровне 8-12 °С.

На рудниках, расположенных в регионах с холодным климатом, иногда растворы заливают в специальные углубления – бассейны на поверхности кучи, поддерживая в них гидравлический напор на уровне 0,9-1,2 м. Такой метод орошения позволяет осуществлять выщелачивание вплоть до полного застывания раствора в бассейнах [8, 176].

Промышленная практика работы Майского рудника в России (Республика Хакасия, ЗАО ЗДК «Золотая звезда») подтвердила возможность функционирования установки КВ в период отрицательных температур в ночное время (октябрь – начало ноября) благодаря аккумуляции тепловой энергии рудным штабелем в летний период. При этом работоспособность установки стабильно сохраняется. Например, при температуре окружающего воздуха -8...-10 °С продуктивные растворы кучного выщелачивания поступали с температурой не ниже +5 °С. Таким образом, сезон добычи золота методом кучного выщелачивания был продлен, как минимум, на один месяц.

На расположенных в суровых климатических условиях российских предприятиях КВ продление сезона выщелачивания (в ряде случаев до января, февраля) обеспечивается за счет осуществ-

вления специальных мероприятий (см.разд.5.3) [40, 118, 119, 177, 178].

На круглогодичный цикл работы переведена в 2000 г. промышленная установка КВ ОАО «Покровский рудник». С 2000 г. в круглогодичном режиме осуществляется кучное выщелачивание благородных металлов на Воронцовском ГОКе.

Проект строительства крупномасштабного предприятия на забалансовых запасах Куранахского рудного поля предусматривает сооружение долговременных площадок многоразового использования (табл.6.1). Система гидро- и теплоизоляции площадки выщелачивания включает полиэтиленовую пленку толщиной 1,5 мм поверх слоя уплотненного грунта (300 мм) с очищенной и укатанной поверхностью. С целью предотвращения смерзания природных почв, над пленкой (ПЭВП) предусмотрен защитный дренажный слой толщиной 2 м. Защитный слой покрывают плотным асфальтом (толщина 300 мм) с уклоном и помещенной в него эластичной мембраной для сбора растворов выщелачивания. На поверхность асфальта укладывают перфорированные дренажные трубы и руду в секции по 65 тыс.т, устанавливают систему труб и эмиттеров, обеспечивающую плотность орошения 240 л/(м²·сут).

В октябре, в последний месяц укладки руды засыпают систему орошения слоем (0,5-1,0 м) горнорудной массы для снижения потерь тепла из раствора и возможности промерзания.

Исходя из зарубежного и отечественного опыта выщелачивания золота, других металлов в зимних условиях [80, 119, 140, 143, 179, 180], кроме перечисленных в разделе 5.3 мероприятий рекомендуется отсыпку штабеля осуществлять максимально возможных размеров, особенно высоты, так как в большой куче содержится значительный запас тепла.

Одним из основных факторов осуществления процесса кучного выщелачивания в условиях отрицательных температур атмосферного воздуха является поддержание непрерывной подачи раствора. Успешному результату способствует подогрев растворов до 8-20 °С.

Таблица 6.1

Параметры площадки кучного выщелачивания
(Куранахский проект по разработкам канадской
компании «Эко Бей Майнс»)

Наименование параметра	Характеристика параметра
Тип площадки	Многократного использования
Производительность, т/год	10000000
Максимальная высота слоя руды, м	8
Размер площадки, м	530×1226
Размер секции, м	200×27
Продолжительность, сут:	
загрузки руды в секцию	1
укладки (выемки) труб	1
цикла выщелачивания	25-40
дренажа	2
удаления руды	1
Оборудование для:	
загрузки	Конвейер-укладчик
выгрузки	Ковшовый колесный экскаватор и конвейер
Период эксплуатации, дней в году	150
Срок службы площадки, лет	15-20

6.8. Охрана окружающей среды

Основными критериями оценки производства кучного выщелачивания являются получение дохода и ненанесение ущерба окружающей природе. Если первый критерий касается в основном предприятия, организующего КВ, то экологическое воздействие производства распространяется на всех без исключения людей, проживающих на данной территории, а также животных, птиц, рыб, растительный мир и т.п.

Процессы выщелачивания золота и серебра на предприятиях всего мира ведут токсичными растворами цианистых солей. В связи с этим установки КВ строятся с учетом гарантии невозможности утечки растворов, содержащих ядовитые вещества, в наземные и подпочвенные воды, защиты водных источников от загрязнения цианидом во время и после прекращения эксплуатации разработки кучного выщелачивания [181].

Используемые нередко в кучном выщелачивании методы разбрызгивания растворителя иногда приводят к загрязнению воздушной среды вредными аэрозолями, создавая повышенную опасность для здоровья обслуживающего персонала и обуславливая дополнительные потери растворов. Загрязнение воздушной среды, кроме того, возможно синильной кислотой (HCN), выделяющейся в условиях недостаточного защелачивания растворов, когда pH снижается до значений менее 10,5. Поэтому строгое соблюдение норм ПДК, установленных как для водных, так и для воздушных выбросов действующего производства, является необходимостью.

В США, по данным Общества горных инженеров, имеется широкий набор ограничительных требований, обеспечивающих при кучном выщелачивании сохранение окружающей среды и учитывающих многие десятки факторов. Право на проведение кучного выщелачивания выдают федеральные и местные власти. Процедура получения разрешений подробно отражена в работах [8, 127, 141]. В местных газетах публикуются сведения о проекте разработки, затем обсуждаются замечания и предложения общественности. Для большинства проектов подготовка оценки влияния на окружающую среду и утверждение плана эксплуатации занимает не менее 4-6 месяцев.

Совокупность ограничительных требований стимулировала углубленное решение методических и практических задач кучного выщелачивания. В основании куч используют полимерные покрытия высокой прочности и большой толщины, в том числе из материалов, способных «самозалечиваться» при разрывах или проколах, геотекстиль совместно с геомембранным покрытием или плотная бентонитовая глина между слоями геотекстиля. Най-

дены оптимальные системы орошения куч и дренажа растворов, типы покрытий для каналов, прудов-отстойников, решения непрерывных циклов загрузки-разгрузки куч, учета сейсмичности, отпугивания птиц от прудов и открытых емкостей и т.д.

Технология кучного выщелачивания благородных металлов включает следующие природоохранные мероприятия [3]:

создание противofильтрационных покрытий (двух- или трехслойных) в основании штабеля и противofильтрационных экранов в сборниках технологических растворов, включая и аварийный;

использование внутреннего оборота технологических, в том числе промывных и обезвреживающих растворов;

поддержание оптимальных параметров технологических процессов, при соблюдении которых выделение синильной кислоты в окружающую среду не превышает ПДК (рН 10,5-11,0);

обезвреживание отработанного штабеля (его жидкой фазы) и избыточных количеств обеззолоченных растворов от цианидов и тиоцианатов (роданидов) до ПДК;

наличие запасной емкости для сбора избытка технологических растворов, образующихся в результате обильных атмосферных осадков;

наличие резервного объема в сборниках растворов, составляющего не менее 1/3 вместимости каждого сборника;

устройство наблюдательных скважин, либо других систем контроля утечки цианистых растворов через основание штабеля или экраны [149].

Высокая токсичность цианида обуславливает жесткие требования к сбросам. Для большинства штатов США содержание свободного CN^- -иона в сбросных растворах составляет не более 0,2 мг/л [8]. Система гидроизоляции исключает неорганизованные сбросы жидкой фазы с установки.

С целью снижения выделений синильной кислоты рекомендуется щелочность технологических растворов контролировать с использованием промышленных рН-метров, установленных в приемных и расходных емкостях. Контроль концентрации си-

нильной кислоты в рабочей зоне осуществляют пиридин-барбитуровым методом анализа.

Обезвреживание отработанного штабеля и сбрасываемых излишков вод возможно осуществлять методом хлорирования путем обработки гипохлоритом кальция с подачей известкового молока. Рудный штабель обезвреживается растворами, содержащими «активный хлор». Обезвреженные излишки вод рекомендуется сбрасывать в емкость для сбора и хранения воды для технологических нужд.

В последние годы отмечается переход от щелочного хлорирования к более эффективным и экономичным при кучном выщелачивании способам, включая естественное обезвреживание выщелоченного штабеля и сбросных растворов под воздействием природных факторов (солнце, воздух, почвы и т.д.), поскольку цианиды в принципе являются химически и биологически деградируемыми соединениями [124, 142, 182]. Продуктами реакций окисления этих веществ кислородом воздуха, а также процессов биологической деструкции являются углекислота, ионы аммония, которые эффективно усваиваются высшими растениями, микроорганизмами и микроводорослями.

Для защиты местной фауны от цианидов при кучном выщелачивании над прудами, бассейнами-отстойниками натягивают сетки с ячейей 25×25 см (от птиц), а вокруг них устанавливают сетчатые ограждения (от животных). Применяют и другие средства: на руднике «Mesquite» компании «Gold Fields» в Южной Калифорнии пруды-отстойники с выщелачивающим раствором покрывают тонкой пленкой, препятствующей посадке птиц и способствующей замедлению процесса испарения [139].

Для уменьшения потерь цианидов отказываются от практики хранения раствора в прудах и бассейнах открытого типа в пользу закрытых емкостей. Тем не менее, в системе циркуляции оборотных растворов на площадках КВ предусматриваются бассейны-растворосборники на случай паводковых вод и ливневых дождей. При нормальных погодных условиях такие бассейны из системы циркуляции отключаются, что дает ощутимую экономию энергетических ресурсов и денежных средств.

Рудный штабель после обезвреживания пригоден для консервации с дальнейшей рекультивацией. Рекультивацию осуществляют путем нанесения на поверхность штабеля гидромониторами водной суспензии почвенного покрова с добавлением семян дикорастущих трав.

Выполнение необходимых природоохранных мероприятий при строительстве установки кучного выщелачивания обеспечивает экологически безопасную технологию с минимальным воздействием на окружающую среду.

По отдельным оценкам средние затраты на ликвидацию полигона КВ с рекультивацией на действующих предприятиях США составляют примерно 0,2-0,3 долл. в расчете на 1 т перерабатываемой руды [8]. Себестоимость производства золота кучным выщелачиванием по зарубежным и отечественным данным находится на уровне 4,0-7,2 долл./г [11, 183].

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В мировой золотодобывающей промышленности кучное выщелачивание стало наиболее динамично развивающейся технологией. Высокие темпы и масштабы его внедрения обеспечены благодаря разработке и применению эффективных методов окомкования глинистого и шламистого золотосодержащего сырья, совершенствованию практически всех операций и узлов технологических схем, разработке способов, позволяющих увеличивать продолжительность сезона выщелачивания.

Создание надежных гидроизоляционных покрытий из полиэтилена высокой прочности, других типов геомембран и материалов способствовало увеличению масштабов разработок КВ. Применение конвейерных систем укладки куч, включающих самоходные штабелеукладчики-стакеры, позволило интенсифицировать процесс выщелачивания за счет лучшей проницаемости пород и повысить извлечение золота и серебра. С использованием систем капельного орошения появилась возможность осуществлять выщелачивание круглогодично даже в районах с суровым климатом.

Положительные результаты совершенствования кучного выщелачивания и достигнутые при этом технологические показатели дают основание оценивать данный метод извлечения благородных металлов как один из прогрессивных и результативных в золотодобыче.

Вся технология цианистого кучного выщелачивания к настоящему времени является достаточно надежной, технически оснащенной, технологически обоснованной, экологически защищенной, высокорентабельной.

Об этом, в частности, свидетельствует опыт использования КВ в США. На крупнейших золотодобывающих рудниках производительность установок КВ по руде составляет от 1 тыс.т до 50 тыс.т в сутки, средняя себестоимость получения золота кучным выщелачиванием – от 4,0 до 7,2 долл./г.

В последние 10 лет кучное выщелачивание благородных металлов интенсивно развивается в России, других странах СНГ, Южной Америке (в особенности в Перу), Азии, Африке.

В России работы в области КВ активизировались после успешного промышленного освоения технологии в 1994 г. на руднике «Майский» (артель старателей «Саяны», Иргиредмет, Сибгипрозолото). На начало 2003 г. в стране насчитывалось 15 действующих производств КВ мощностью от 50 тыс.т до 600 тыс.т руды в год и несколько законсервированных промышленных установок.

Все российские производства КВ, за исключением входящего в состав Покровского рудника, построены за счет собственных средств предприятий и кредитов отечественных банков. На Покровском руднике на прибыль, полученную в первые годы (1999-2001) работы участка КВ (производительность 450 тыс.т руды в год), построена и в 2002 г. введена в эксплуатацию золотоизвлекательная фабрика.

Установки КВ, даже расположенные в суровых климатических условиях (Самолазовский горнорудный комплекс, участки КВ на рудниках «Юбилейный», «Покровский» и др.), являются достаточно высокорентабельными. Добыча золота по технологии КВ на одного работающего в год достигает 8-10 кг. Себестоимость получения золота кучным выщелачиванием в РФ в среднем составляет 4-6 долл./г.

Экономические показатели кучного выщелачивания могут существенно различаться в зависимости от содержания благородных металлов в сырье, его типа, объемов переработки, условий транспортировки, климатических условий, опыта персонала и т.д.

При часто возникающей необходимости вовлечения в отработку малых рудных месторождений важным этапом их освоения является оперативная подготовка качественной документации. В Иргиредмете имеется все необходимое для детальных исследований, накоплен большой научный и производственный опыт, накоплена информация по оборудованию, имеются многочисленные типовые решения и это позволяет выполнять работы оперативно – за 3-6 месяцев. Изучено и рекомендовано для внедрения недорогое оборудование российского и китайского производства. На настоящий момент оборудованием, произведенным в России, КНР и США, укомплектованы установки КВ на месторождениях «Светлинское», «Березняки», «Бамское», «Покровское» и других. Не-

стандартное оборудование разрабатывается специалистами института и изготавливается на месте или на заводах.

На всех производствах строго соблюдается комплекс мероприятий по предотвращению вредных воздействий цианистых соединений, проводится экологический мониторинг районов действия производств, осуществляемый по согласованным с региональными природоохранными организациями программам. Общее воздействие российских объектов КВ на окружающую среду специалистами оценивается как допустимое, находящееся в пределах установленных нормативов и не приводящее к необратимым для природы последствиям.

Наибольшие объемы исследований и внедрения КВ в России выполняет Иргиредмет, которым проводится полный цикл работ, включая оценку сырьевой базы, тестовые испытания и технологические исследования руд; разработку регламентов, проектов, банковских ТЭО; содействие в получении инвестиций; поставку оборудования и реактивов; шефмонтаж и запуск производства; обучение специалистов.

Отечественный опыт применения кучного выщелачивания в золотодобыче подтверждает его высокую эффективность, указывает на необходимость более широкого распространения.

Совершенствование технологии КВ в дальнейшем необходимо осуществлять прежде всего в направлении разработки и практической реализации эффективных способов, позволяющих продлевать сезон выщелачивания в холодных условиях, разработки и промышленного освоения комбинированных схем комплексной переработки минерального сырья, сочетающих кучное выщелачивание с элементами фабричной технологии: автоматической сепарации, дезинтеграции, среднего или тонкого помола, гравитационного обогащения, химико-металлургических методов и т.д.

С целью наиболее полного использования запасов отечественной золоторудной базы особенно важно решение проблемы переработки кучным выщелачиванием углеродсодержащего сырья.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Основы металлургии: В 4-х т. /Редкол.: Ю.А. Быховский и др. - М.: Металлургиздат, 1961. - Т.1: Общие вопросы металлургии. Ч. 1. - 661 с.
2. Федотова Н.В. Экономические аспекты добычи и обогащения золота в современных условиях //Горн. журн. - 1998. - № 5. - С.44-46.
3. Технология кучного выщелачивания благородных металлов /Г.А. Строганов, В.Е. Дементьев, А.М. Шутов и др. //Горн. журн. - 1994. - № 12. - С.10-11.
4. Дементьев В.Е. Технологические аспекты кучного выщелачивания благородных металлов из минерального сырья /В.Е. Дементьев, Г.Я. Дружина, Г.А. Строганов //Анализ, добыча и переработка полезных ископаемых: Сб. науч. тр. (посвящ. 125-летию ин-та «Иргиредмет»). - Иркутск, 1998. - С.332-354.
5. Промышленные испытания технологии кучного выщелачивания золота из окисленных руд Майского месторождения /Г.А. Строганов, К.М. Цитлидзе, В.И. Чечкин и др. //Горн. журн. - 1996. - № 4. - С.39-41.
6. Цитлидзе К.М. Опыт применения способа кучного выщелачивания для извлечения золота из руд Майского и Чазы-Гольского месторождений /К.М. Цитлидзе, А.М. Чурилов, А.М. Мутьев //Биотехнология и выщелачивание золота из золотосодержащих руд: Материалы междунар. симп. (8-10 окт. 1997 г., г. Красноярск). - Красноярск, 1997. - С.25-33.
7. Дементьев В.Е. Опыт НИР и разработки технологических регламентов для процессов кучного выщелачивания /В.Е. Дементьев, С.С. Гудков, А.П. Татаринов //Там же. - С.10-13.
8. Минеев Г.Г. Кучное выщелачивание золотосодержащих руд /Г.Г. Минеев, С.Б. Леонов. - Иркутск: ИрГТУ, 1997. - 99 с.
9. Королев Н.И. Методические рекомендации по выбору месторождений золотых руд, пригодных для отработки способом кучного выщелачивания /Н.И. Королев, Р.С. Владимиров, В.В. Стефанович; Под ред. Г.В. Седельниковой. - М.: ЦНИГРИ, 1989. - 41 с.
10. Основы металлургии: В 4-х т. /Редкол.: Ю.А. Быховский и др. - М.: Металлургиздат, 1962. - Т.2: Тяжелые металлы. - 792 с.
11. Introduction to Evaluation, Design and Operation of Precious Metal Heap Leaching Projects //Society of Mining Engineers. - Littleton, Colorado, 1988. - VII. - 372 p.
12. Кучное и подземное выщелачивание металлов //Г.Д. Лисовский, Д.П. Лобанов, В.П. Назаркин и др.; Под ред. С.Н. Волощука. - М.: Недра, 1982. - 113 с.
13. Плаксин И.Н. Гидрометаллургия /И.Н. Плаксин, Д.М. Юхтанов. - М.: Металлургиздат, 1949. - 732 с.
14. Ломтадзе В.Д. Физико-механические свойства горных пород. Методы лабораторных исследований. - Л.: Недра, 1990. - 328 с.
15. Минералогическое исследование руд цветных и редких металлов /Под ред. А.Ф. Ли. - М.: Недра, 1967. - 260 с.
16. Лодейщиков В.В. Методические рекомендации по типизации руд, технологическому опробованию и картированию коренных месторождений золота /В.В. Лодейщиков, А.В. Васильева. - Иркутск: ОАО «Иргиредмет», 1997. - 164 с.
17. Лодейщиков В.В. Технология извлечения золота и серебра из упорных руд /ОАО «Иргиредмет». - Иркутск, 1999. - 2 т. - 786 с.
18. Бетехтин А.Г. Курс минералогии. - М.: Госгеолтехиздат, 1956. - 558 с.
19. Петровская Н.В. Самородное золото (общая характеристика, типоморфизм, вопросы генезиса). - М.: Наука, 1973. - 348 с.
20. Коробанов Е.Е. Определение перспективных направлений и испытания по кучному выщелачиванию руд Казахстана /Е.Е. Коробанов, А.Х. Алагузов, К.А. Ибраев //Кучное выщелачивание золотосодержащих руд: Докл. Шк. передового опыта по изучению техники и технологии добычи золота из рудного сырья способом кучного выщелачивания (20-23 авг. 1991 г., г.Кокчетав). - Иркутск, 1992. - С.22-29.
21. Зеленов В.И. Методика исследования золото- и серебросодержащих руд. - М.: Недра, 1989. - 302 с.
22. Храменко С.И. Исследование золотосодержащих руд для оценки их технологических свойств. - М.: Цветметинформация, 1969. - 56 с.
23. Potter G.M. Recovering Gold from Stripping Waste and Ore by Percolation Cyanide Leaching //US Bureau of Mines TPR 20. - 1969. - Dec.
24. Gold from Low Grade Ores //Mining J. - 1971. - Vol.277, № 7092. - P.73.
25. Pizarro R., McBeth J.D., Potter G.M. Heap Leaching Practice at the Carlin Gold Mining Co., Carlin, Nevada //Solution Mining Simp. (Soc. of Mining Eng., AIME Annual Meet., 24-28 Febr., 1974, Dallas, Texas). - Ref. op. :Mining Engineering. - 1973. Vol.25, № 12. - P.61.
26. Duncan D.M., Smolik G.J. How Cortez Gold Mines heapleached low grade ores at two Nevada properties //Engineering and Mining J. - 1977. - Vol.178, № 7. - P.65-69.
27. Перспективы технологического освоения забалансового золотосодержащего сырья /Г.Г. Минеев, А.С. Черняк, Г.А. Строганов и др. //Колыма. - 1975. - № 2. - С.28-33.

28. Минеев Г.Г. Разработка и полупромышленные испытания технологии кучного выщелачивания золота из забалансовых руд /Г.Г. Минеев, Г.А. Строганов //Материалы II-й Всесоюз. конф. по геотехнологическим методам добычи полезных ископаемых. - М., 1975. - С.402-409.
29. Минеев Г.Г. Сорбция золота из растворов кучного выщелачивания руд активированным углем /Г.Г. Минеев, Г.Я. Дружина, Г.А. Строганов //Цв. металлы. - 1976. - № 12. - С.68-69.
30. Минеев Г.Г. Режим кучного выщелачивания забалансовых золотосодержащих руд /Г.Г. Минеев, Г.А. Строганов //Цв. металлы. - 1977. - № 5. - С.80-82.
31. Строганов Г.А. Минералогическая и технологическая типизация золотосодержащих руд, пригодных для отработки по технологии кучного выщелачивания /Г.А. Строганов, Г.Я. Дружина, А.М. Шутов //Обработка золотых, алмазных и редкометалльных руд: Сб. науч. тр. /Иргиредмет. - Иркутск, 1983. - С.9-14.
32. Строганов Г.А. Рудоподготовка и организация кучного выщелачивания рудного сырья /Г.А. Строганов, Г.Г. Минеев, В.П. Винокуров //Цв. металлы. - 1979. - № 11. - С.99-101.
33. Технология и опытно-промышленные испытания кучного выщелачивания золота из бедных песчано-глинистых руд /А.С. Синакевич, Г.Г. Минеев, Г.А. Строганов и др. //Комплексное использование золоторудного сырья: Науч. тр. /Иргиредмет. - Иркутск, 1979. - С.47-54.
34. Дементьев В.Е. Основные положения технологии кучного выщелачивания и сырьевая база для добычи благородных металлов из рудного сырья /В.Е. Дементьев, А.М. Шутов //Кучное выщелачивание золотосодержащих руд: Докл. Шк. передового опыта по изучению техники и технологии добычи золота из рудного сырья способом кучного выщелачивания (20-23 авг. 1991 г., г.Кокчетав). - Иркутск, 1992. - С.3-13.
35. Первый опыт эксплуатации промышленной установки по кучному выщелачиванию золота /Г.А. Строганов, К.М. Цитлидзе, В.И. Чечкин и др. //Горн. журн. - 1996. - № 9-10. - С.101-102.
36. Практика промышленного использования метода кучного выщелачивания золота на Майском руднике АОЗТ «Артель старателей «Саяны» /Г.А. Строганов, А.П. Татаринов, А.А. Синакевич и др. // Анализ, добыча и переработка полезных ископаемых: Сб. науч. тр. (посвящ. 125-летию ин-та «Иргиредмет»). - Иркутск, 1998. - С.354-361.
37. Применение метода кучного выщелачивания золота на Майском руднике /А.П. Татаринов, Г.А. Строганов, А.А. Синакевич и др. // Цв. металлы. - 1998. - № 5. - С.41-43.
38. Интенсификация процесса кучного выщелачивания золота /В.Е. Дементьев, Г.Я. Дружина, А.П. Татаринов и др. //Цв. металлы. - 1999. - № 8. - С.26-30.
39. Освоение технологии кучного выщелачивания золота на месторождении «Чазы-Гол» /С.С. Гудков, А.П. Татаринов, Г.Я. Дружина и др. //Цв. металлы. - 1999. - № 12. - С.38-41.
40. Кучное выщелачивание благородных металлов из руды месторождения Комсомольская залежь /С.Г. Григорьев, А.П. Татаринов, С.С. Гудков и др. //Цв. металлургия. - 1999. - № 10. - С.10-12.
41. Дементьев В.Е. Опыт разработки технологий кучного выщелачивания золота из низкосортного минерального сырья /В.Е. Дементьев, Г.Я. Дружина, А.П. Татаринов //Научные основы, методы и технологии разделения минеральных компонентов при обогащении техногенного сырья (Плаксинские чтения): Сб. тез. докл. - Иркутск, 1999. - С.54-56.
42. Хайретдинов И.А. Кучное выщелачивание золота Муртыкты /И.А. Хайретдинов, В.Г. Меньшиков //Изв. вузов. Горн. журн. - 1997. - № 5-6. - С.142-143.
43. Кучное выщелачивание золота на Среднем Урале /Г.Н. Рудой, А.И. Голумзик, Т.А. Бажева и др. //Цв. металлы. - 1999. - № 5. - С.39-40.
44. Седельникова Г.В. Практика кучного выщелачивания золотосодержащих пород //Горн. журн. - 1996. - № 1-2. - С.122-124.
45. Terry McNulty. Cyanide substitutes // Mining Mag.- 2001.- Vol.184, №5.- P.256-258, 260-261.
46. Ломтадзе В.Д. Инженерная геология. Инженерная петрология. - Л.: Недра. 1970. - 528 с.
47. Геотехнологические методы извлечения золота и перспективы их применения на предприятиях ВПО «Союззолото» /Г.А. Строганов, А.М. Шутов, Г.Я. Дружина и др. //Перспективы применения гео- и биотехнологии для извлечения золота из нетрадиционного сырья: Сб. науч. тр. /Иргиредмет. - Иркутск, 1988. - С.19-24.
48. Брук М.Л. Становление и развитие золотодобывающей промышленности Алдана //Горн. журн. - 1999. - № 10. - Цв. вкл.
49. Строганов Г.А. Использование кучного и чанового выщелачивания для извлечения золота из убогих и забалансовых руд /Г.А. Строганов, Г.Я. Дружина, А.М. Шутов //Пути повышения извлечения золота из руд и песков: Науч. тр. /Иргиредмет. - Иркутск, 1981. - С.125-130.
50. Дружина Г.Я. Кучное выщелачивание золота из предварительно окомкованных руд /Г.Я. Дружина, Г.А. Строганов, М.Н. Зырянов //Цв. металлы. - 1997. - № 9. - С.17-19.

51. Строганов Г.А. Окомкование золотосодержащей руды перед кучным выщелачиванием /Г.А. Строганов, Г.В. Цыкунова //Цв. металлы. - 1987. - № 11. - С.109-110.
52. А.с. 1426111 СССР, МКИ⁵ С 22 В 11/00. Способ извлечения благородных металлов из руды /Г.А. Строганов, Г.В. Цыкунова; Иркут. НИИ ред. и цв. металлов. - № 4159983/02; Заявл.20.10.86; Опубл.23.09.88, Бюл. № 35.
53. Пат. 645231 Австралия, МКИ⁵ С 22 В 001/243. Состав связки и способ агломерации руды /D.D. Jr.Walker, J.L. Oliphant; Chem. Lime Co. - № 16023/92; Заявл. 04.05.92; Опубл. 06.01.94.
54. Промышленные испытания технологии кучного выщелачивания золота из руд Куранахского рудного поля /Г.И. Войлошников, Н.С. Войлошникова, А.Ф. Рашенко и др. //Биотехнология и выщелачивание золота из золотосодержащих руд: Материалы междунар. симп. (8-10 окт. 1997 г., г.Красноярск). - Красноярск, 1997. - С.13-14.
55. Пат. 2141537 Россия, МКИ С 22 В 11/00, 3/02. Линия переработки глинистых золотосодержащих руд / В.К.Чернов, А.Ф.Рашенко, В.Е.Дементьев, Г.И.Войлошников и др.; Акционерная компания «Алданзолото».- № 98111299/02; Заявл. 15.06.1998; Опубл. 20.11.1999, Бюл. № 32.
56. Баликов С.В. Научно-технические разработки Иргиредмета – золотодобывающим предприятиям / С.В.Баликов, В.Е.Дементьев, В.В.Лодейщиков // Драг. металлы. Драг. камни.- 2003.- № 7 (115).- С.42-57.
57. Промышленные испытания сорбционного метода извлечения золота из продуктивных растворов кучного выщелачивания /В.Е. Дементьев, Г.А. Строганов, А.П. Татаринцов и др. //Цв. металлы. - 1993. - № 7. - С.63-65.
58. Извлечение золота низкоосновными анионитами /Г.А. Строганов, В.Е. Дементьев, А.П. Татаринцов и др. //Цв. металлы. - 1991. - № 2. - С.68-69.
59. Дементьев В.Е. Системы извлечения благородных металлов из технологических растворов кучного выщелачивания //Кучное выщелачивание золотосодержащих руд: Докл. Шк. передового опыта по изучению техники и технологии добычи золота из рудного сырья способом кучного выщелачивания (20-23 авг. 1991 г., г.Кокчетав). - Иркутск, 1992. - С.53-58.
60. Пунишко А.А. Развитие научных разработок, создание и опыт внедрения сорбционной технологии извлечения благородных металлов из руд и продуктов их обогащения // Анализ, добыча и переработка полезных ископаемых: Сб. науч.тр. (посвящ. 125-летию ин-та «Иргиредмет»).- Иркутск, 1998.- С.271-290.
61. Дружина Г.Я. Извлечение золота и серебра из вскрышных и вмещающих пород /Г.Я. Дружина, Г.А. Строганов, С.И. Храмченко //Цв. металлы. - 1988. - № 1. - С.82-84.
62. Строганов Г.А. Извлечение золота и серебра из хвостов обогащения методом кучного выщелачивания /Г.А. Строганов, Г.Я. Дружина //Цв. металлы. - 1997. - № 6. - С.11-14.
63. Кучное выщелачивание забалансовых руд и лежалых хвостов обогатительной фабрики рудника «Веселый» /Ю.Е. Емельянов, С.С. Гудков, А.П. Татаринцов и др. //Научные основы, методы и технологии разделения минеральных компонентов при обогащении техногенного сырья (Плаксинские чтения): Сб. тез. докл. - Иркутск, 1999. - С.34-35.
64. Отзыв рудника «Веселый» на научно-технические работы АО «Иргиредмет», выполняемые по заказам предприятия //Золотодобыча: Информ.-реклам. бюл. /ОАО «Иргиредмет». - 1999. - № 10(11). - С.3.
65. Ворошилов В.Г. Структура Синохинского золоторудного поля, Горный Алтай /В.Г. Ворошилов, С.А. Коротких //Руды и металлы. - 2000. - № 2. - С.65-70.
66. Marsden J., Fuerstenau M. Comparison of Merrill-Crowe Precipitation and Carbon Absorption for Precious Metals Recovery //XVIII Intern. Miner. Proc. Congr. (May 21-23, Sydney, Australia). - Parcvill, 1993. - Vol.5. - P.1189-1194.
67. Межеричкий Ю.И. Золото из «хвостов». Кучное выщелачивание – перспективное направление в технологии /Ю.И. Межеричкий, Ю.И. Рубцов, В.Ф. Офицеров //Недра Востока. - 1993. - № 2. - С.33-35.
68. Фазлуллин М.И. Коммерческие возможности в золото- и алмазодобывающей и перерабатывающей отраслях России и республик Средней Азии (Материалы 2-й международной конференции) /М.И. Фазлуллин, А.Б. Белоусов, А.Ф. Авдеев //Цв. металлы. - 1998. - № 7. - С.11-15.
69. Технологические схемы и режимы кучного выщелачивания золотосодержащего сырья /Г.В. Седельникова, А.В. Нарсеев, В.И. Зеленев и др. //Драгоценные металлы и драгоценные камни: проблемы добычи и извлечения из руд, песков и вторичного сырья: Тез. докл. науч.-техн. конф. (25-28 июня 1996 г., г. Иркутск). - Иркутск, 1996.- С.8.
70. Кучное выщелачивание техногенного золотосодержащего сырья / Г.В. Седельникова, Г.С. Крылова, Н.И. Королев и др. //Научные основы, методы и технологии разделения минеральных компонентов при обогащении техногенного сырья (Плаксинские чтения): Сб. тез. докл. - Иркутск, 1999. - С.26-27.
71. Развитие геотехнологических методов извлечения благородных металлов в условиях Крайнего Севера и вечной мерзлоты /Ю.И. Фролов, О.Н. Шарпова, Л.Ю. Бейлин и др. //Перспективы применения гео- и биотехнологии для извлечения золота из нетрадиционного сырья: Сб. науч. тр. /Иргиредмет. - Иркутск, 1988. - С.36-44.

72. А.с. 839285 СССР, МКИ С22 В 11/08. Способ переработки золотосодержащей руды /А.Ю. Бейлин, Ю.И. Фролов, В.В. Хомутов. - № 2820194/22-02; Заявл.25.09.79.
73. Физико-химические процессы в промерзающих и мерзлых горных породах /Под ред. И.А. Тютюнова. - М.: Изд-во АН СССР, 1961. - 110 с.
74. Строганов Г.А. Критерии оценки пригодности минерального сырья для переработки методом кучного выщелачивания /Г.А. Строганов, А.М. Шустов //Цв. металлы. - 1996. - № 7. - С.4-6.
75. Кучное выщелачивание в Куранах: Совместное предприятие: Предварительное изучение объемов работ. Проект № 6048.01. - BEI Bateman Engineering Inc. - 1993. - 62 с.
76. Золото Амурской области - состояние и перспективы /В.А. Пак, И.А. Васильев, В.Д. Мельников и др. //Руды и металлы. - 1999. - № 1. - С.89-91.
77. Лодейщиков В.В. Состояние исследований и проблемы практического использования гео- и биотехнологических процессов в гидрометаллургии золота //Перспективы применения гео- и биотехнологии для извлечения золота из нетрадиционного сырья: Сб. науч. тр. /Иргиредмет. - Иркутск, 1988. - С.5-19.
78. Технология гидрометаллургической переработки некондиционных и убогих руд /Т.О. Оспанбеков, О.Т. Абдуллаев, Н.А. Усенов и др. //Биотехнология и выщелачивание золота из золотосодержащих руд: Материалы междунар. симп. (8-10 окт. 1997г., г.Красноярск). - Красноярск, 1997. - С.38-40.
79. Магадеев Б.Д. Минерально-сырьевая база Республики Башкортостан. Концепция ее освоения /Б.Д. Магадеев, Э.М. Юлбарисов, А.И. Грешилов //Изв. вузов. Горн. журн. - 1997. - № 5-6. - С.3-9.
80. Перспективы извлечения золота методом кучного выщелачивания в холодных климатических регионах России /В.Е. Дементьев, А.П. Татаринов, С.С. Гудков и др. //Колыма. - 2000. - № 3. - С.33-35.
81. Опыт внедрения маломасштабной установки кучного выщелачивания /А.П. Татаринов, В.Я. Бывальцев, Ю.Е. Емельянов и др. //Цв. металлы. - 1997. - № 11-12. - С.13-15.
82. Кучное выщелачивание золота из руд Покровского месторождения /А.П. Татаринов, С.С. Гудков, А.Ф. Рашенко и др. //Развитие идей И.Н.Плаксына в области обогащения полезных ископаемых и гидрометаллургии: Тез. докл. юбил. Плаксына. чтений (10-14 окт. 2000 г., г.Москва). - М., 2000. - С.179-180.
83. Комбинированная технология переработки золотосодержащих руд /Н.А.Дементьева, Д.И.Коган, А.Ф.Панченко и др. // Горн. журн.- 2001.- № 5.- С.62-65.
84. Применение метода кучного выщелачивания для руд месторождения «Утес Колчеданный» /С.С. Гудков, А.П. Татаринов, С.Г. Григорьев и др. // Развитие идей И.Н.Плаксына в области обогащения полезных ископаемых и гидрометаллургии: Тез. докл. юбил. Плаксына. чтений (10-14 окт. 2000 г., г.Москва). - М., 2000. - С.176.
85. Переработка руды месторождения «Дыльменское» по гравитационно-гидрометаллургической схеме /С.С. Гудков, А.П. Татаринов, И.И. Рязанова и др. //Там же. - С.178.
86. Дружина Г.Я. Кучное выщелачивание россыпного золотосодержащего сырья /Г.Я. Дружина, В.Е. Дементьев, Г.Г. Минеев //Технологические и экологические аспекты комплексной переработки минерального сырья: Тез. докл. междунар. науч.-практ. конф. (июнь 1998 г., г. Иркутск). - Иркутск, 1998. - С.135-136.
87. Дементьев В.Е. Кучное выщелачивание золотосодержащего сырья /В.Е. Дементьев, Г.Я. Дружина, Г.Г. Минеев //Изв. вузов. Горн. журн. - 2000. - № 2. - С.74-78.
88. Минеев Г.Г. Техничко-экономиче-ские соображения о перспективах использования кучного и подземного выщелачивания в золотодобывающей промышленности /Г.Г. Минеев, В.Д. Томилов, Г.А. Строганов //Материалы II-й Всесоюз. конф. по геотехнологическим методам добычи полезных ископаемых. - М., 1975. - С.492-498.
89. Минеев Г.Г. Вопросы экономики кучного выщелачивания золота из бедных кварцевых руд /Г.Г. Минеев, Т.А. Соколова //Цв. металлы. - 1976. - № 12. - С.14-15.
90. Минеев Г.Г. Экономическая эффективность кучного выщелачивания золотосодержащей руды /Г.Г. Минеев, Т.А. Соколова, Г.А. Строганов //Комплексное использование золоторудного сырья: Науч.тр. /Иргиредмет. - Иркутск, 1979. - С.54-61.
91. Седельникова Г.В. Развитие идей И.Н. Плаксына в области гидрометаллургических процессов переработки золотосодержащего сырья /Г.В. Седельникова, Г.С. Крылова, Е.Е. Савари //Развитие идей И.Н.Плаксына в области обогащения полезных ископаемых и гидрометаллургии: Тез. докл. юбил. Плаксына. чтений (10-14 окт. 2000 г., г.Москва). - М., 2000. - С.165-166.
92. Чантурия В.А. Развитие золотодобычи и технологии обогащения золотосодержащих руд и россыпей /В.А. Чантурия, Г.В. Седельникова //Горн. журн. - 1998. - № 5. - С.4-9.

93. Кучное выщелачивание обеспечивает рентабельную отработку руд с низким содержанием //Золотодобыча: Информ.-реклам. бюл. /ОА О «Иргиредмет». - 2000. - № 9 (22). - С.12.
94. Вохомский С.С. Опыт проектирования объектов для кучного выщелачивания золотосодержащих руд //Биотехнология и выщелачивание золота из золотосодержащих руд: Материалы междунар. симп. (8-10 окт. 1997 г., г. Красноярск). - Красноярск, 1997. - С.40-43.
95. Технично-экономическое обоснование строительства золотодобывающего предприятия ОАО «Покровский рудник» /С.Е. Ермоленко, П.А. Масловский, Е.В. Петренко и др. //Горн. журн. - 1999. - № 5. - С.23-25.
96. Минерально-сырьевая база Читинской области, перспективы использования и развития //Разведка и охрана недр. - 2000. - № 1. - С.2-10.
97. Наркелюн Л.Ф. Проблемы рационального и комплексного использования полезных ископаемых Забайкалья /Л.Ф. Наркелюн, В.П. Федоров //Там же. - С.48-51.
98. Кошелев Ю.Я. Некоторые особенности малых месторождений золота, пригодных для открытой разработки и кучного выщелачивания //Проблемы рудообразования, поисков и оценки минерального сырья. - Новосибирск, 1996. - С.165-168.
99. Прошин Ю.М. Состояние и перспективы развития минерально-сырьевой базы Читинской области //Горн. журн. - 2000. - № 11-12. - С.26-32.
100. Даржаева С.И. Состояние и перспективы развития золотодобывающей промышленности Республики Бурятия /С.И. Даржаева, П.Ж. Хандуев, З.И. Хажеева //Горн. журн. - 2000. - № 11-12. - С.12-14.
101. Адышев В.М. Опыт применения кучного выщелачивания в Республике Хакасия //Минер. ресурсы России. Экономика и упр. - 1999. - № 5. - С.34-37.
102. Совмен Х.М. Нам надо самим развивать свою промышленность: Выступление 19.12.2000 г. на XI съезде старателей России //Драг. металлы. Драг. камни. - 2001. - № 1(85). - С.21-22.
103. Михнев А.Д. Характеристика золотосодержащих руд Енисейского района и опробование способов их переработки /А.Д. Михнев, В.А. Гронь //Научные основы, методы и технологии разделения минеральных компонентов при обогащении техногенного сырья (Плаксинские чтения): Сб. тез. докл. - Иркутск, 1999. - С.47-48.
104. Дементьев В.Е. Перспективы извлечения золота методом кучного выщелачивания в холодных климатических регионах России /В.Е. Дементьев, А.П. Татаринцов, С.С. Гудков и др. //Страницы золотопромышленника: <http://www/Irnet.ru/gold/Technolog/Kycha/Kycha.htm>.
105. Седельникова Г.В. Кучное выщелачивание золота: состояние и перспективы развития: Докл. на конф. «Золотодобывающая пром-сть России. Проблемы и перспективы» //Драг. металлы. Драг. камни. - 2001. - № 3(87). - С.77-88.
106. Рудой Г.Н. Результаты первого цикла испытаний технологии кучного выщелачивания золота из окисленных руд Васильковского месторождения //Кучное выщелачивание золотосодержащих руд: Докл. Шк. передового опыта по изучению техники и технологии добычи золота из рудного сырья способом кучного выщелачивания (20-23 авг. 1991 г., г.Кокчетав). - Иркутск, 1992. - С.36-39.
107. Абсаямов Х.К. Проблемы и перспективы развития Васильковского ГОКа /Х.К. Абсаямов, Б.А. Утепбаев //Горн. журн. - 2000. - № 11-12. - С.7-8.
108. Доолоталиев С. Золотодобывающая промышленность Кыргызстана //Цв. металлы. - 1999. - № 1. - С.4-7.
109. Толстов Е.А. Физико-химические геотехнологии освоения месторождений урана и золота в Кызылкумском регионе. - М.: Изд-во МГТУ, 1999. - 314 с.
110. Золоторудное месторождение Мурунтау /Под ред. Т.Ш. Шаякубова. - Ташкент: Фан, 1998. - 539 с.
111. Толстов Е.А. Кучное выщелачивание золота из забалансовой руды карьера Мурунтау на совместном предприятии «Зарафшан-Ньюмонт» /Е.А. Толстов, Г.А. Прохоренко, Дж. Браунли //Цв. металлы. - 1999. - № 7. - С.53-56.
112. Строганов Г.А. Рудоподготовка минерального сырья к кучному выщелачиванию //Кучное выщелачивание золотосодержащих руд: Докл. Шк. передового опыта по изучению техники и технологии добычи золота из рудного сырья способом кучного выщелачивания (20-23 авг. 1991 г., г.Кокчетав). - Иркутск, 1992. - С.18-22.
113. Строганов Г.А. Связующие вещества для окомкования глинистых золотосодержащих руд /Г.А. Строганов, Г.В. Цыкунова //Перспективы применения гео- и биотехнологии для извлечения золота из нетрадиционного сырья: Сб. науч. тр. /Иргиредмет. - Иркутск, 1988. - С.25-31.
114. McClelland G.E. Agglomerated and unagglomerated heap leaching behavior is compared in production heaps //Mining Engineering. - 1986. - Vol.38, № 7. - P.500-503.
115. Строганов Г.А. Укрупненные исследования кучного выщелачивания золота из предварительно окомкованных руд /Г.А. Строганов, Г.В. Цыкунова //Цв. металлы. - 1992. - № 6. - С.68-70.
116. Строганов Г.А. Организация технологических процессов кучного выщелачивания //Кучное выщелачивание золотосодержащих руд: Докл. Шк. передового опыта по изучению техники и технологии добычи золота из рудного сырья способом кучного выщелачивания (20-23 авг. 1991 г., г.Кокчетав). - Иркутск, 1992. - С.14-17.

117. Пат. 2077780 Россия, МКИ⁶ С 22 В 11/00. Способ переработки золотосодержащей руды /В.Е. Дементьев, Г.А. Строганов, С.И. Доро-феев и др.; ОАО «Иркут. НИИ благород. и ред. металлов и алмазов». - № 94025081/02; Заявл. 04.07.1994; Оpubл. 20.04.1997, Бюл. № 11.
118. Опытнo-промышленные испытания технологии кучного выщелачивания на Бамском месторождении /А.П. Татаринов, А.Ф. Рашенко, С.С. Гудков и др. //Добыча и переработка золото- и алмазосодержащего сырья: Сб. науч. тр. (посвящ. 130-летию ин-та «Иргиредмет»). - Иркутск, 2001. - С.172-179.
119. Особенности переработки руд Покровского месторождения по технологии кучного выщелачивания /А.П. Татаринов, С.С. Гудков, А.Ф. Рашенко и др. //Там же. - С.179-182.
120. Дементьев В.Е. Основные аспекты технологии кучного выщелачивания золотосодержащего сырья /В.Е. Дементьев, А.П. Татаринов, С.С. Гудков //Горн. журн. - 2001. - № 5. - С.53-55.
121. Аппаратурное оформление пирометаллургической переработки золотосодержащих продуктов /С.В. Баликов, В.Е. Дементьев, В.Я. Бывальцев и др. //Добыча и переработка золото- и алмазосодержащего сырья: Сб. науч. тр. (посвящ. 130-летию ин-та «Иргиредмет»). - Иркутск, 2001. - С.152-167.
122. Баликов С.В. Плавка золотосодержащих концентратов /С.В. Баликов, В.Е. Дементьев, Г.Г. Минеев. - Иркутск: ОАО «Иргиредмет», 2002. - 323 с.
123. Петров В.Ф. Решение экологических вопросов при гидрометаллургической переработке золотосодержащих руд //Золотодобыча: Информ.-реклам. бюл. /ОАО «Иргиредмет». - 2001. - № 11(36). - С.8-9.
124. Петров В.Ф. Экологическая оценка установок кучного выщелачивания золота /В.Ф. Петров, С.В. Петров, Н.М. Мурашов //Горн. журн. - 2001. - № 5. - С.56-58.
125. Минеев Г.Г. Растворители золота и серебра в гидрометаллургии /Г.Г. Минеев, А.Ф. Панченко. - М.: Металлургия, 1994. - 240 с.
126. Минеев Г.Г. Биометаллургия золота. - М.: Металлургия, 1989. - 159 с.
127. Черняк А.С. Процессы растворения: выщелачивание, экстракция. - Иркутск: Изд-во Иркут. гос. ун-та, 1998. - 407 с.
128. Spickelmier K. Round Mountain halves its cutoff grade //Mining Engineering. - 1993. - Vol.45, N 1. - P41-48.
129. Пат. 2064974 Россия, МКИ С 22 В 11/00. Устройство для цементации благородных металлов /В.Я. Бывальцев, В.Е. Дементьев, Ю.Е. Емельянов и др.; ОАО «Иркут. НИИ благород. и ред. металлов и алмазов». - № 5043225/02; Заявл. 22.05.1992; Оpubл. 10.08.1996, Бюл. № 22.
130. Пат. 1356480 Россия, МКИ С 22 В 11/04. Способ извлечения благородных металлов из растворов /В.Е. Дементьев, В.Я. Бывальцев, В.М. Муллов; ОАО «Иркут. НИИ благород. и ред. металлов и алмазов». - № 4045600/22; Заявл. 27.03.1986; Оpubл. 30.11.1987, Бюл. № 44.
131. Строганов Г.А. Исследование оборотного водоснабжения и обезвреживания хвостов кучного выщелачивания /Г.А. Строганов, А.М. Шутов, Н.М. Ахметгалеев //Цв. металлы. - 1991. - № 5. - С.68-70.
132. Развитие горных работ в карьере Васильковского ГОКа /Б.Д. Лерман, Т.Г. Габдуллин, Х.К. Абсалямов и др. //Горн. журн. - 2001. - № 11. - С.71-73.
133. Артель старателей «Селигдар» //Драг. металлы. Драг. камни. - 2001. - № 9(93). - С.129-134.
134. Войлошников Г.И. Сорбционная технология извлечения благородных металлов из растворов кучного выщелачивания /Г.И. Войлошников, Н.С. Войлошникова, И.И. Григорьева //Добыча и переработка золото- и алмазосодержащего сырья: Сб. науч. тр. (посвящ. 130-летию ин-та «Иргиредмет»). - Иркутск, 2001. - С.183-189.
135. Альбрехт В.Г. Кучное выщелачивание золота на Воронцовском ГОКе /В.Г. Альбрехт, В.В. Ишпахтин //Изв. вузов. Горн. журн. - 2001. - № 4-5. - С.157-166.
136. Абсалямов А.Х. Практика кучного выщелачивания золотосодержащих руд в Казахстане /А.Х. Абсалямов, К.Н. Оразалина //Золото Сибири: геология, геохимия, технология, экономика: Тр. Второго Междунар. Симп. (4-6 дек. 2001 г., г. Красноярск). - Красноярск, 2001. - С.102-104.
137. ОАО МНПО «Полиметалл» //Драг. металлы. Драг. камни. - 2001. - № 9(93). - С.155-160.
138. Рысев В.П.. Опыт кучного выщелачивания золота /В.П. Рысев, Р.Х. Садыков, М.И. Фазлуллин //Горн. журн. - 1994. - № 12. - С.8-10.
139. О совершенствовании методов производства золота в США и Канаде: Аналит. обзор. - М.: ЦСИС, 1995. - 29 с.
140. Разработка и внедрение технологии кучного выщелачивания руд в зимнее время года /В.Ф. Зайцев, А.П. Жарков, В.В. Анастасов и др. //Кучное выщелачивание золотосодержащих руд: Докл. Шк. передового опыта по изучению техники и технологии добычи золота из рудного сырья способом кучного выщелачивания (20-23 авг. 1991 г., г.Кокчетав). - Иркутск, 1992. - С.43-49.
141. Аренс В.Ж. Химико-экологические проблемы выщелачивания /В.Ж. Аренс, А.С. Черняк //Горн. журн. - 1994. - № 12. - С.5-7.

142. Петров С.В. Опыт эксплуатации установок кучного выщелачивания золота в России с точки зрения их экологической безопасности /С.В. Петров, В.Ф. Петров, Н.М. Мурашов //Добыча и переработка золото- и алмазосодержащего сырья: Сб. науч. тр. (посвящ. 130-летию ин-та «Иргиредмет»). – Иркутск, 2001. – С.193-206.
143. Кучное выщелачивание благородных металлов /Под ред. М.И. Фазлуллина. – М.: Изд-во Акад. горн. наук, 2001. – 647 с.
144. //Intern. Gold Mining Newstell. – 1992. – Vol.19, № 7. – P.107-109.
145. Tibbals R.L. Agglomeration practice in the treatment of precious metal ores //Proc. of the Intern. Symp. on Gold Metallurgy (Aug. 23-26, 1987, Winnipeg, Canada). – 1987. – Vol.1. – P.77-86.
146. Butwell J.W. Heap leaching of fine agglomerated tailings at Asamera's Gooseberry Mine //Mining Engineering. – 1990. – Vol.42, № 12. – P.1327.
147. Polizzotti D.M., Robertson J.J. Polymeric Agglomeration agents for the Gold Mining Industry. – Vancouver, British Columbia, 1992. – P.223-228.
148. Webb T. The Use of HDPE Geomembranes in Heap Leach Gold Mines //Economics and Practice of Heap Leaching Gold Mining (Aug. 3-6, 1988, Cairns, Queensland).
149. Кусков А.М. Отчет по командировке группы специалистов Главалмаззолото СССР в США (8-18 окт. 1990 г.). – М., 1990. – 48 с.
150. Хабилов В.В. Прогрессивные технологии добычи и переработки золотосодержащего сырья /В.В. Хабилов, В.К. Забельский, А.Е. Воробьев. – М.: Недра, 1994. – 270 с.
151. Методы кучного и подземного выщелачивания драгоценных металлов: Темат. сб. – М.: ЦСИС, 1994. – 44 с.
152. Седелникова Г.В. Последние мировые достижения в технологии переработки золотосодержащего сырья //Драг. металлы. Драг. камни. – 2003. – № 4(112). – С.83-90.
153. World mine Production of Gold 1989-1993 /The Gold Institute Washington. – 1994.
154. Плаксин И.Н. Металлургия благородных металлов. – М.: Metallurgizdat, 1943. – 420 с.
155. McClelland G.E. Heap leaching and agglomeration: heap leaching practice in the United States //Gold 100: Proc. of the Intern. Conf. on Gold. – 1986. – Vol.2: Extractive Metallurgy of Gold.
156. Лотош В.Е. Безобжиговое окислование руд и концентратов /В.Е. Лотош, А.И. Окунев. – М.: Наука, 1980. – 216 с.
157. Breitenbach A.J. Heap leach pad liner systems in North America //Mining Engineering. – 1994. – Vol.46, № 1. – P.46-56.
158. Каталог-справочник машин и механизмов, серийно изготавливаемых предприятиями объединения «Северовостокзолото» по технической документации ЦКБ ВНИИ-1 /Под ред. М.С. Зусмановича. – Магадан, 1980. – 146 с.
159. Спиваковский А.О. Карьерный конвейерный транспорт /А.О. Спиваковский, М.Г. Потапов, Г.В. Приседский. – М.: Недра, 1979. – 264 с.
160. Буянов Ю.Д. Разработка песчано-гравийных месторождений. – М.: Недра, 1988. – 208 с.
161. Суховерский В.Ф. Особенности формирования штабеля наклонными слоями /В.Ф. Суховерский, А.А. Ашимбаев //Новые методы открытой разработки месторождений Киргизии. – Фрунзе, 1974.
162. Ломтадзе В.Д. Физико-механические свойства горных пород. Методы лабораторных исследований. – Л.: Недра, 1990. – 328 с.
163. Дробильно-измельчительное, классифицирующее и обогатительное оборудование: Справочник-каталог /Комитет РФ по металлургии, АО «Ин-т «Механобр». – СПб, 1994. – 109 с.
164. Воробьев А.Е. Классификация штабелей кучного выщелачивания металлов /А.Е. Воробьев, Т.В. Чекушина //Горн. журн. – 1997. – № 3. – С.36-42.
165. Меретуков М.А. Металлургия благородных металлов (зарубежный опыт) /М.А. Меретуков, А.М. Орлов. – М.: Металлургия, 1990. – 416 с.
166. Potter G.M., Salosbury H.B. Innovation in Gold Metallurgy //Mining Congr. J. – 1974. – № 7. – P.54-57.
167. Zadra J.B., Engle A.L., Heinen H.J. Process for recovery gold and silver from activated carbon by leaching and electrolysis //US Bureau of Mines RI 4843. – 1952. – 32 p.
168. Heinen H.J., Peterson D.S., Lindstrom R.E. Gold desorption from activated charcoal with alkaline alcohol solution //World Mining and Metals /AIME. – New York, 1976. – P.551-564.
169. Леонов С.Б. Гидрометаллургия: Учебник [для вузов] /С.Б. Леонов, Г.Г. Минеев, И.А. Жучков. – Иркутск: Изд-во ИрГТУ, 2000. – Ч. II: Выделение металлов из растворов и вопросы экологии. – 492 с.
170. Davidson R.J., Veronese V. Further studies on the elution of gold from activated carbon using water as eluant //J. of the South Afr. Inst. of Mining and Metallurgy. – 1979. – Vol. 79, № 15. – P.437-445.
171. Сорбционное извлечение благородных металлов из цианистых пульп активированными углями /В.К. Чернов, В.В. Елшин, С.И. Суринова и др. //Гидрометаллургия золота: [Материалы Первого всесоюз. совещ. (нояб. 1977 г., г.Ташкент)]. – М., 1980. – С.88-92.

172. Чернов В.К. Разработка и полупромышленные испытания процесса автоклавной десорбции благородных металлов из активных углей /В.К. Чернов, Н.Я. Елизов, В.Г. Вихорев //Тез. докл. Всесоюз. Совещ. – Ташкент, 1977. – С.42-43.
173. Use of «carbon-in-pulp» process in Russia /V.K. Chernov, G.I. Voiloshnikov, V.V. Elshin et al //XVIII Intern. Miner. Proc. Congr. (May 21-23, 1993, Sydney, Australia). – Parcvill, 1993. – Vol.5. – P.1213-1214.
174. Dementyev V.E., Voiloshnikov G.I. Irgiredmet experience on gold and silver recovery using anion exchange resins and activated carbons // Randol Gold & Silver Forum'98: Conf. & Exhib. (Apr. 26-29 1998, Hyatt Recency Tech Center Denver, Colorado). – Randol Intern. Ltd, 1998. – P.129-132.
175. Дементьев В.Е. Опыт применения современных технологий на российских золотодобывающих предприятиях /В.Е. Дементьев, О.В. Замятин, Б.К. Кавчик //Драг. металлы. Драг. камни. – 2003. – № 2 (110). – С.50-53.
176. Эффективность кучного выщелачивания золотосодержащих руд и перспективы его внедрения в отечественную практику /Л.Г. Минеев, О.А. Пунишко, Н.Ю. Попова и др. //Изв. вузов. Цв. металлургия. – 1995. – № 3. – С.36-39.
177. Опыт освоения технологии кучного выщелачивания благородных металлов / Г.Я.Дружина, А.П.Татаринов, С.С.Гудков, А.Ф.Рашченко, С.Г.Григорьев // Цв.металлы. – 2003. – № 5. – С.37-40.
178. Лабунь А.Н. Золотой Алдан – артель старателей «Селигдар» //Золото России /Редкол.: В.В. Рудаков и др. – М., 2002. – С.537-538.
179. Дементьев В.Е. Научное обеспечение золотодобывающей промышленности / В.Е.Дементьев, Б.М.Рейнгольд, Н.П.Лавров //Там же. – С.380-398.
180. Дружина Г.Я. Состояние и перспективы освоения технологии кучного выщелачивания благородных металлов / Г.Я.Дружина, С.С.Гудков, А.П.Татаринов // Золотодобыча: Информ.-реклам. бюл. / ОАО «Иргиредмет». – Август 2003. – № 57. – С.8-10.
181. Мурашов Н.М. Прогнозирование экологических последствий аварийных ситуаций на золотодобывающих предприятиях кучного выщелачивания / Н.М.Мурашов, В.Ф.Петров, О.Н.Мурашова //Добыча и переработка золота- и алмазосодержащего сырья: Сб. науч. тр. (посвящ. 130-летию ин-та «Иргиредмет»). – Иркутск, 2001. – С.226-232.
182. Петров С.В. Испытания процесса обезвреживания отходов кучного выщелачивания под действием природных факторов / С.В.Петров, В.Ф.Петров, А.Ю.Чикин // Там же. – С.207-212.
183. Золотодобывающая промышленность России. Состояние и перспективы развития: [Информ. о 4-й Междунар. конф.] //Горн. журн. – 2002. – № 6. – С.79-84.

ПРИЛОЖЕНИЕ 1

МИНЕРАЛЫ ЗОЛОТА [16]

Минерал	Формула; состав, %	Примеси	Плотность, г/см ³	Твердость по шкале Мооса	Другие свойства *)
Самородное золото и его разновидности					
Самородное золото	Au	Ag, Cu, Pd, Bi, Pt, Hg, Fe, Te, Se	15,6-18,3	2,5-3,0; ковкое	За счет примеси Fe бывает магнитным; хороший проводник электричества; растворяется в царской водке, H ₂ SeO ₄ , хлорной воде
Электрум	Au, Ag Au 48-63 Ag 25-50	Cu, Pd, Rh	12,5-15,6	1,0-3,0; весьма ковкий	Температура плавления: 1061 °С при содержании Ag 35,4 %, 1046 °С при содержании Ag 39,9 %
Кюстелит (золотистое серебро)	Ag _{2,5} Au Ag 78-90 Au 10-20	Pb, Bi, Rh	11,3-13,1	2,0-2,5; ковкий	Наилучший проводник электричества; растворяется в HNO ₃
Купроаурид, аурикуприд	AuCu ₂ Au 61-71 Cu 26-31	Pd, Pt, Ag	-	2-3; ковкий	
Бисмутауририт (висмутистое золото)	При содержании Bi до 4 % - твердый раствор; при более высоких содержаниях - смесь твердого раствора с самородным Bi	-	-	-	По свойствам почти не отличается от самородного золота
Родит	Au Rh Au 66-57 Rh 34-43	-	15,5-16,8	хрупкий	

ПРИЛ. 1 (продолжение)

Минерал	Формула; состав, %	При- меси	Плот- ность, г/см ³	Твер- дость по шкале Мооса	Другие свойства *)
Порпещит (палладистое золото)	Au ₅ Pd Au 84-91 Pd 5,5-12 Ag до 4 %	Ag, Cu, Bi	15,7	3,0; ков- кий	
Иридитное золото	Содержит до 30 % Ir; воз- можно явля- ется смесью Au с Ir	-	21,7	-	
Платинистое золото	Содержит до 10 % Pt, воз- можно явля- ется смесью Au с Pt	-	19,5	-	
Интерметаллические соединения					
Амальгама золота	Au ₂ Hg ₃ Au до 40, Hg до 60	Ag	15,5	Мягкие частицы и шари- ки, жид- кая мас- са, кри- сталлы	
Мальдонит	Au ₂ Bi; преимуще- ственно представлен смесью Au с Bi Au 65, Bi 35	-	15,5	1,5-2,0	Растворяется только в царской водке. Очень ред- кий
Теллуриды и антимониды золота					
Калаверит	AuTe ₂ Au 43,6 Te 56,4	Ag, Cu, Sb, Pb	9,1-9,4	2,5-3,0; хрупкий	Разлагается HNO ₃ с образованием осадка Au. Темпе- ратура плавления 464 °C

ПРИЛ. 1 (продолжение)

Минерал	Формула; состав, %	При- меси	Плот- ность, г/см ³	Твер- дость по шкале Мооса	Другие свойства *)
Креннерит	(Au, Ag)Te ₂ Au 33,0 Te 59,7 Ag 7,3	-	8,6	2,5; хрупкий	
Сильванит	(Au, Ag)Te ₄ Au 24,2 Ag 13,2 Te 62,6	-	8,1-8,2	1,5-2,0; хрупкий	Разлагается HNO ₃ с образованием осадка Au
Петцит	Ag ₃ AuTe ₂ Ag 41,7 Au 25,4 Te 32,9	Hg, Cu, Mo	8,7-9,4	2,5-3,0; слегка ковкий до хрупкого	Разлагается HNO ₃ с образованием осадка Au
Нагиагит	Pb ₅ Au(Te, Sb) ₄ S ₅₋₈ Au 7,5 S 10,8 Pb 56,8 Te 17,7 Sb 7,2	Ag, Se	7,3-7,7	1,0-1,5; пластин- чатые выделс- ния, гиб- кие	Растворяется в царской водке; разлагается HNO ₃ с образованием осадка Au
Ауростибит (антимонид)	AuSb ₂ Au 45 Sb 55	-	9,9	3,0-4,0; хрупкий	Редкий

*) Характерным свойством большинства минералов золота является их способность вступать в химическое взаимодействие с цианидами щелочных металлов (калия, натрия, кальция) с образованием водорастворимого комплекса MeAu(CN)₂

ПРИЛОЖЕНИЕ 2
НАИБОЛЕЕ РАСПРОСТРАНЕННЫЕ МИНЕРАЛЫ,
ОБУСЛОВЛИВАЮЩИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКУЮ УПОРНОСТЬ
ЗОЛОТО- И СЕРЕБРОСОДЕРЖАЩИХ РУД [17]

Минерал	Химическая формула	Растворимость минерала в KCN	Характер депрессирующего влияния минерала на извлечение Au и Ag в цианистом процессе (депрессия)
Минералы железа			
Пирит	FeS ₂		физическая
Марказит	FeS ₂		химическая
Пирротин	FeS _{1+x}		химическая
Лимонит	Fe ₂ O ₃ · H ₂ O · aq		физическая
Гематит	Fe ₂ O ₃		физическая
Минералы мышьяка и сурьмы			
Арсенопирит	FeAsS		физическая
Реальгар	As ₂ S ₃		химическая
Аурипигмент	As ₂ S ₃		химическая
Скородит	FeAsO ₄ · 2H ₂ O		физическая
Арсенолит	As ₂ O ₃		химическая
Антимонит	Sb ₂ S ₃		физическая, химическая
Валентинит	Sb ₂ O ₃		химическая
Минералы меди			
Халькопирит	CuFeS ₂		физическая, химическая
Халькозин	Cu ₂ S	хорошо растворим	химическая
Борнит	Cu ₃ FeS ₄	хорошо растворим	химическая
Ковеллин	CuS	растворим	химическая
Блеклые руды	Cu ₁₂ (As, Sb) ₄ S ₁₃	хорошо растворим	химическая
Малахит	CuCO ₃ · Cu(OH) ₂	хорошо растворим	химическая
Азурит	2CuCO ₃ · Cu(OH) ₂	хорошо растворим	химическая
Куприт	Cu ₂ O	хорошо растворим	химическая
Хризоколла	CuSiO ₃ · nH ₂ O	хорошо растворим	химическая
Медь самородная	Cu		химическая
Прочие минералы			
Галенит	PbS		физическая
Сфалерит	ZnS		физическая
Церуссит	PbCO ₃		химическая

ПРИЛ.2 (продолжение)

Минерал	Химическая формула	Растворимость минерала в KCN	Характер депрессирующего влияния минерала на извлечение Au и Ag в цианистом процессе (депрессия)
Англезит	PbSO ₄		химическая
Цинкит	ZnO		химическая
Смитсонит	ZnCO ₃		химическая
Кварц	SiO ₂		физическая
Пирролизит	MnO ₂		физическая
Графит	C	не разлагается	сорбционная активность
Минералы золота и серебра			
Золото самородное	Au	хорошо растворим	-
Электрум	Au, Ag	хорошо растворим	-
Кюстелит	Ag, Au	хорошо растворим	-
Серебро самородное	Ag	хорошо растворим	-
Аргентит	Ag ₂ S	растворим	Химическая
Пираргирит	Ag ₃ SbS ₃	растворим	компонентами, входящими в состав
Прустит	Ag ₃ AsS ₃	растворим	собственных минералов золота и серебра
Гессит	Ag ₂ Te	растворим	(сера, мышьяк, сурьма, теллур)
Калаверит	AuTe ₂	растворим	
Ауристобит	AuSb ₂	растворим	

Примечание: Незаполненные графы таблицы (по растворимости минералов в цианистых растворах) означают отсутствие достоверных данных

ПРИЛОЖЕНИЕ 3
ХАРАКТЕРИСТИКА ОБОРУДОВАНИЯ ДЛЯ ОБЪЕКТОВ КУЧНОГО
ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ

1. Мобильные дробильно-сортировочные комплексы

1.1. Агрегат крупного дробления СМД-133А

Предназначен для дробления горных пород и получения несортированного дробленого материала.

Техническая характеристика

Производительность (при ширине выходной щели 130 мм), м ³ /ч	Не менее 98
Размер исходного материала, мм	До 500
Скорость перемещения, км/ч	До 20
Установленная мощность, кВт	До 78
В том числе основного привода, кВт	До 75
Габаритные размеры, мм:	
длина	11000
ширина	3500
высота	4500
Масса (без запчастей и инструмента), кг	До 30000

В комплект поставки входят агрегат, техническая документация, ЗИП. Агрегат отгружается без упаковки в частично демонтированном виде. Запасные части, инструмент и принадлежности, пульт управления, кабельная продукция, а также техническая документация отгружаются в ящике. Запасные дробящие плиты отгружаются без упаковки.

Агрегат можно транспортировать железнодорожным и водным транспортом, а также по автомобильным дорогам тягачом.

Разработчик и изготовитель — Выксунский завод дробильно-размольного оборудования.

1.2. Агрегат среднего дробления СМД-131А

Предназначен для дробления горных пород с кусками размером до 210 мм, поступающих из агрегата крупного дробления, и получения несортированного дробленого материала. В состав агрегата входят две щековые дробилки СМД-108А.

Техническая характеристика

Производительность (при ширине щели 40 мм), м ³ /ч	44
Размер загрузочного материала, мм	До 210
Скорость перемещения, км/ч	До 20
Установленная мощность, кВт	До 96
В том числе основных приводов, кВт	90

Габаритные размеры, мм:

длина	8000
ширина	3200
высота	3300

Масса (без запчастей и инструмента), кг

25500

В комплект поставки входят агрегат, техническая документация, ЗИП. Агрегат отгружается без упаковки в частично демонтированном виде. Запасные части, инструмент, принадлежности и техническая документация отгружаются в ящике. Агрегат можно транспортировать железнодорожным и водным транспортом, а также по шоссейным дорогам.

Разработчик и изготовитель — Выксунский завод дробильно-размольного оборудования.

1.3. Агрегат мелкого дробления СМД-134А

Предназначен для дробления горных пород и получения несортированного дробленого материала.

Техническая характеристика

Производительность (при ширине выходной щели 23 мм), м ³ /ч	56
Диаметр основания дробящего конуса, мм	900
Размер загружаемого материала, мм	До 120
Скорость перемещения, км/ч	До 20
Установленная мощность (без двигателя насоса гидросистемы), кВт	58
Габаритные размеры, мм:	
длина	8200
ширина	2900
высота	3500
Масса (без запчастей и инструмента), кг	19000

В комплект поставки входят агрегат, техническая документация, ЗИП. Агрегат отгружается без упаковки в частично демонтированном виде. Запасные части, инструмент и принадлежности, пульт управления, кабельная продукция, а также техническая документация отгружаются в ящике, запасные конусы — отдельным местом. Станция гидропривода и электроаппаратный шкаф отгружаются на раме агрегата.

Агрегат можно транспортировать железнодорожным транспортом, а также по автомобильным дорогам, прицепленным к тягачу.

Разработчик и изготовитель — Выксунский завод дробильно-размольного оборудования.

1.4. Питатель пластинчатый передвижной ТК-16А

Предназначен для загрузки исходной горной массы в щековую дробилку крупного дробления.

Техническая характеристика

Производительность, м ³ /ч	40; 50; 80; 100; 120; 200
Ширина полотна, мм	1000
Длина транспортирования, мм	6000
Скорость движения ленты, м/с	0,04; 0,05; 0,08
Размер транспортируемого материала, мм	До 600
Установленная мощность, кВт	5; 6,3; 10
Габаритные размеры, мм:	
длина	8300
ширина	3810
высота	4700
Масса, кг	16000

В комплект поставки входят пластинчатый питатель, бункер, техническая документация, комплект запасных частей, принадлежностей и инструмента.
Разработчик и изготовитель – Костромской завод «Строммашина».

2. Оборудование для формирования штабелей кучного выщелачивания

2.1. Фронтальные пневмоколесные погрузчики

Марка погрузчика	ТО-19	ТО-16	ТО-6Б	ТО-17
Грузоподъемность, т	0,5	0,8	1,8	2
Вместимость основного ковша, м ³	0,28	0,4	1	1
Максимальная высота разгрузки, мм	2635	2050	2300	2700
Мощность двигателя, л.с.	40-50	50	75	90
Наибольшая скорость движения по передачам, км/ч:				
вперед	7 (1,62-26,68)*	3,4-30	7,5-29	6,4-37,9
назад	5,28	6,27	8-21	До 20,6
Масса в заправленном состоянии, кг	3909	4130	7500	8500
Производительность при дальности перевозок 200-400 м, т/ч	5-10	10-15	20-30	20-30
Марка погрузчика	ТО-18	ТО-11	ТО-8	ТО-8
Грузоподъемность, т	3	4	5	5
Вместимость основного ковша, м ³	1,5	2	2,7	3,350
Максимальная высота разгрузки, мм	2750	3200	3350	240
Мощность двигателя, л.с.	130	212		
Наибольшая скорость движения по передачам, км/ч:				
вперед	3 (7-42)	4 (9,5-44,2)		0-40

назад	7-25,2	До 44	0-40
Масса в заправленном состоянии, кг	10700	16340	1990
			0
Производительность при дальности перевозок 200-400 м, т/ч	30-40	40-50	50-70

* В скобках указан разброс от минимального до максимального значения.

2.2. Самоходный отвалообразователь ОГ-30/350

Вид перемещаемых пород	Связные
Техническая производительность, м ³ /ч	350
Угол поворота отвалообразователя в плане, градус	360
Длина приемной консоли, м	9
Максимальный угол подъема разгрузочной консоли, градус	15
Вылет разгрузочной консоли при максимальном угле подъема, м	28
Высота разгрузки, м	9,5
Ширина ленты конвейера, мм	1000
Скорость движения ленты разгрузочного конвейера, м/с	3,5
Давление на грунт, МПа	0,045
Преодолеваемый уклон, градус	4,5
Ходовой механизм	Гусеничный
Длина гусеничного хода, мм	2700

Изготовитель – Донецкий машиностроительный завод.

2.3. Отвалообразователи звеньевые поворотные (СПЗ)

Марка отвалообразователя	ОЗП-800-1	ОЗП-800-2	ОЗП-1000
Длина, м	40,73	53,23	51,7-67,7
Число звеньев	3	4	3-4
Длина одного звена, м	12,5	12,5	16
Скорость движения ленты, м/с	1,6	1,6	1,5
Ширина конвейерной ленты, мм	800	800	1000
Угол наклона, градус	15	15	15
Угол поворота по горизонтали, градус	150	150	150
Массовая подача, м ³ /ч	70	70	160
Вместимость отсыпaeмого отвала, м ³	26·10 ³	56·10 ³	(56-134)·10 ³
Масса, т	8,9	10,5	21,1-25,4
Климатическое исполнение	ХЛ (холодный климат)		
Устройство для передвижки	Салазки		

Изготовитель – Магаданский РМЗ.

2.4. Отвалообразователи поворотно-звеньевые (СПЗ)

Марка отвалообразователя	СПЗ-11-650	СПЗ-11-800
Длина, м	25,8-40,8	26,1-63,6
Число звеньев	3-5	3-8
Длина одного звена, м	7,5	7,5
Скорость движения ленты, м/с	1,1-1,5	1,1-1,5
Ширина конвейерной ленты, мм	650	800
Угол наклона, градус	13-16	13-16
Угол поворота по горизонтали, градус	До 150	До 150
Массовая подача, м ³ /ч	50-70	80-110
Вместимость отсыпаемого отвала, м ³	До 40-10 ³	До 125-10 ³
Масса, т	6,1-7,4	8,3-12,9
Климатическое исполнение		ХЛ
Устройство для передвижки		Салазки

Изготовитель – Магаданский РМЗ.

2.5. Бульдозеры

Марка бульдозера	ДЗ-110А	ДЗ-141ХЛ
Базовый трактор	T-130МГ-1	T-500Р-1
Мощность двигателя, кВт	118	367
Номинальное тяговое усилие, кН	100	350
Параметры отвала, мм	1180х3220	2000х4800
Объем грунта, перемещаемого отвалом, м ³	3,5	8,5
Наибольшая высота подъема отвала (над опорной поверхностью), мм	995	1430
Наибольшая величина опускания отвала (ниже опорной поверхности), мм	465	640
Основной угол резания, градус	55	55
Угол установки отвала в плане, градус	90	90
Угол поперечного перекоса отвала, градус	12	8
Габаритные параметры бульдозера, мм	5490х3220х3087	10380х4820х4170
Угол въезда, градус	24	-
Масса бульдозерного оборудования, т	2	8,6
Общая масса бульдозера, т	16	59,9

Изготовитель – АО «Дормаш», г. Челябинск.

Сменная производительность бульдозеров

Тяговый класс трактора, кН	100	150	250	350
Сменная производительность бульдозера, м ³ , при расстоянии перемещения, м:				
30	530	960	1350	1500
50	310	560	805	1000
70	-	370	530	640

2.6. Автосамосвалы

Марка самосвала	КамАЗ-5611	КрАЗ-256Б-1
Грузоподъемность, т	10	12
Вместимость кузова, м ³	7,2	6,0
Масса снаряженного автосамосвала, т	9	11
Полная масса, т	19	23
В том числе на заднюю ось, т	14,7	18,5
Габариты, м	7,2х2,5х2,7	8,1х2,7х2,8
Наименьший радиус поворота, м	8,5	11
Погрузочная высота, м	2,2	2,3
Номинальная статическая нагрузка на заднюю ось, кН	40х2	50х2
Среднее расчетное давление на основание автодороги, МПа	0,44	0,54
Наибольшая скорость, км/ч	80	68
Контрольный расход топлива на 100 км, л	27	36

Изготовители – Камский автозавод (КамАЗ-5611), Кременчугский автозавод (КрАЗ-256Б-1).

3. Оборудование для процессов выщелачивания и сорбции

3.1. Установки для вскрытия барабанов с монолитным реагентом (NaOH)

Марка установки	УВРМ-М-У6	УВРМ-М-У10	УВРМ-М-У16
Число барабанов за цикл	6	10	16
Производительность, кг/ч	990	1650	2400
Длительность цикла, мин	57,2	60	66
Расход воды, м ³ /ч	90	150	240
Габариты, мм	4120х2770х2200	5120х2770х2200	6560х2770х2200
Масса, кг	-	5680	-
Давление воды, кН/м ²		500	
Мощность, кВт		6,42	

Напряжение (в цепях управления 24, 36, 220 В), В 380
 Масса реагента в барабане, кг 165
 Габариты барабанов, мм D=435÷443; H=657÷685

Изготовитель – Восточно-Казахстанский машиностроительный завод «Востокмашзавод», г. Усть-Каменогорск.

3.2. Установки для вскрытия барабанов с сухим реагентом (NaCN)

Марка установки	УВРМ-С-У2	УВРМ-С-У4	УВРМ-С-У6	УВРМ-С-У8
Число барабанов за цикл	2	4	6	8
Производительность: барабан/ч	3,2	6,5	9,7	13
кг/ч	211	420	634	845
Длительность цикла, мин	32	33,5	35	36,6
Габариты, мм	1400x2300 x1650	2300x2300 x1650	3200x2300 x1650	4100x2300 x1650
Масса, кг	1400	1900	2400	2900
Давление воды, кН/м ²			350	
Расход раствора, м ³ /ч			10	
Мощность, кВт			0,9	
Напряжение (в цепях управления 24, 36, 220 В), В			380	
Цит управления, мм			800x600x2200	
Масса реагента в барабане, кг			65	
Габариты барабанов, мм			D=435÷443; H=657÷705	

Изготовители – Восточно-Казахстанский машиностроительный завод «Востокмашзавод», г. Усть-Каменогорск; ПО «Геофизика», г. Красноярск, ул. акад. Киренского, 89.

3.3. Характеристики контактных чанов для приготовления и хранения крепких растворов NaOH и NaCN

Рабочий объем, м ³	0,8	1,6	3,15	6,3	12,5	25
Габариты, м:						
внутренний диаметр	1,04	1,29	1,64	2,04	2,54	3,19
без футеровки						
высота	2,5	2,716	3,304	3,761	4,815	5,52
Мощность электродвигателя, кВт	1,5	1,5	2,2	6,5	7,5	15
Масса, т	0,609	0,751	1,172	1,94	3,079	4,821

Исполнение По желанию заказчика: обычное, обычное с укрытием; кислотостойкое с укрытием

Изготовители – Восточно-Казахстанский машиностроительный завод «Востокмашзавод», г. Усть-Каменогорск; Дмитровградский завод химического машиностроения, Ульяновская обл., г. Дмитровград.

3.4. Техническая характеристика сорбционных колонн для извлечения золота из растворов ионообменными смолами (АМ-2Б, «Россион-12»)

Марка колонны	СНК-1	СНК-2	СНК-3
Производительность по растворам, м ³ /ч	30-40	90	210-280
Объем смолы в колонне, м ³	4,1	15	42
Материал колонны	Ст.3 ГОСТ 380-88		
Габаритные размеры, м:			
высота	6,1	5,55	9,1
в плане	1,1	2,2	3,9
диаметр	1	2	3
Масса колонны, т	2,425	5,2	9,7
Масса колонны при полной загрузке, т	8,2	27	68,5

Рабочие чертежи напорных сорбционных колонн имеются в проектных институтах и на горно-металлургических предприятиях Минатома РФ.

3.5. Основные характеристики насосных агрегатов, применяемых на объектах КВ

Марка насосного агрегата	Производительность Q, м ³ /ч	Напор Н, м	Мощность N, кВт	Завод-изготовитель
X2/30-Р-СД	2	30	2	Целиноградский насосный завод
АХ 50-32-160-А-СД	12,5	32	2,6	То же
ПР 12,5/12,5	12,5	12,5	1	Бобруйский машиностроительный завод
X2/30-Р	36,4	15,8	4	Кусинский машиностроительный завод
X45/23/4-П	45	21	7	Г.Кирово-Чепецк, учреждение ОР-216/5
X45/31-Ф-С-УЧ	45	31	11	Славянский керамический комбинат
ХВС-45/54-Ж-СД	45	54	30	Щелковский насосный завод
К80-50-200-СД	50	50	15	Катайский насосный завод

КМ-80-50-200-С	50	50	15	То же
Х-80-50-200-К-СД	50	50	18,5	"-
Х80-50-250-К-СД	50	80	37	"-
Х80-50-160Д-С	50	32	15	"-
АХ100-65-400-К-СД	50	50	30	"-
2ЦГ 50/80-К-30-4	50	80	30	НПО «Молдавгидро-маш»
АХ-125-80-250-К-СД	80	20	15	Целиноградский на-сосный завод
К-100-65-200а-С	80	40	18,5	Катайский насосный завод
К-100-65-250а-С	80	67	37	То же
Х90/33-Ф-С-У4	90	33	22	Славянский керами-ческий завод
К100-65-250-СД	100	80	45	Катайский насосный завод
К-100-65-200-СД	100	50	30	То же
К100-80-160-СД	100	32	15	"-
КМ100-65-200-С	100	50	30	"-
КМ 100-80-160-С	100	32	15	"-
Х100-65-200К-СД	100	50	37	"-
Х100-65-250-К-СД	100	80	75	"-
Х100-80-160-К-СД	100	32	22	"-
ЦГ100/32-К-15-2	100	32	15	НПО «Молдавгидро-маш»
1ЦГ100/80-К-45-5	100	80	45	То же
АХ 125-100-400-К-СД	125	50	55	Катайский насосный завод
АХ125-100-315-К-СД	125	32	37	То же
АХ125-100-315-И-СД	125	32	37	"-
К150-125-315-С	200	32	30	"-
Х150-125-315-К-СД	200	32	45	"-
Х150-125-400-К-СД	200	50	75	"-
1ПЦ-200/50-К-45-5	200	50	45	"-
Х200-150-500-К-СД	315	80	200	Уральский завод гид-ромашин
АХ200-150-400-И-СД	315	50	110	То же
СМ-200-150-500/4	130-400-450	85-80-78	200	Рыбинский насосный завод



В.Е.Дементьев. Канд. техн. наук. Генеральный директор Иркутского научно-исследовательского института благородных и редких металлов и алмазов (ОАО «Иргиредмет»)



Г.Я.Дружина. Научный сотрудник Иркутского научно-исследовательского института благородных и редких металлов и алмазов (ОАО «Иргиредмет»)



С.С.Гудков. Заведующий лабораторией металлургии благородных металлов Иркутского научно-исследовательского института благородных и редких металлов и алмазов (ОАО «Иргиредмет»)