

В.А. Бочаров  
В.А. Игнаткина  
Д.В. Абрютин

# **Технология переработки золотосодержащего сырья**

Учебное пособие

022.7(075)  
Б86  
№ 101

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РФ

ФЕДЕРАЛЬНОЕ ГОСУДАРСТВЕННОЕ АВТОНОМНОЕ ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ  
ВЫСШЕГО ПРОФЕССИОНАЛЬНОГО ОБРАЗОВАНИЯ

«НАЦИОНАЛЬНЫЙ ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ «МИСИС»

Кафедра обогащения руд цветных и редких металлов

В.А. Бочаров

В.А. Игнаткина

Д.В. Абрютин

# Технология переработки золотосодержащего сырья

Учебное пособие

Допущено учебно-методическим объединением  
по образованию в области металлургии в качестве  
учебного пособия для студентов высших учебных заведений,  
обучающихся по направлению 150100 – Металлургия



Москва 2011

Рецензент  
д-р техн. наук, проф. *Л.С. Стрижко*

**Бочаров, В.А.**

**Б72**      Технология переработки золотосодержащего сырья : учеб.  
пособие / В.А. Бочаров, В.А. Игнаткина, Д.В. Абрютин. – М. :  
Изд. Дом МИСиС, 2011. – 328 с.  
ISBN 978-5-87623-373-8

Учебное пособие содержит сведения о химико-минералогической характеристике золотосодержащих руд, генетической и технологической классификации, технологических свойствах руд и минералов. Рассмотрены физико-химические свойства благородных металлов и их минеральных образований. Приведены характеристики химической устойчивости и условия растворения золота. Выделены основные способы подготовки руд к обогащению. Отмечены особенности применения технологических процессов (рудоподготовка, гравитация, флотация, химико-металлургические и другие методы). Рассмотрены гравитационно-флотационные технологии. Освещены гидрохимические процессы переработки руд, концентратов, продуктов на основе выпелачивания в кислотах, растворах цианидов, хлора, иода, брома, тиокарбамида, тиосульфата. Рассмотрены примеры гидро- и пирометаллургической переработки золотосодержащего сырья, включая сорбционно-экстракционные и биохимические процессы на российских и зарубежных предприятиях.

Предназначено для студентов направления «Металлургия» профиля «Технология минерального сырья» специальности «Обогащение полезных ископаемых» и может быть полезно специалистам, исследователям, занимающимся переработкой золотосодержащего сырья.

УДК 622.7

ISBN 978-5-87623-373-8

© Бочаров В.А.,  
Игнаткина В.А.,  
Абрютин Д.В., 2011

# ОГЛАВЛЕНИЕ

|                                                                                                             |     |
|-------------------------------------------------------------------------------------------------------------|-----|
| Предисловие .....                                                                                           | 6   |
| 1. Химико-минералогическая характеристика<br>золотосодержащих руд .....                                     | 8   |
| 1.1. Вещественный состав и общая характеристика руд .....                                                   | 8   |
| 1.2. Генетическая и технологическая классификация руд .....                                                 | 12  |
| 2. Общая характеристика и применение золота в экономике .....                                               | 39  |
| 3. Физико-химические свойства золота и минеральных<br>образований .....                                     | 47  |
| 3.1. Минералогический состав руд .....                                                                      | 47  |
| 3.2. Основные свойства рудного золота .....                                                                 | 49  |
| 4. Химические свойства золота .....                                                                         | 60  |
| 4.1. Химическая устойчивость и растворение золота .....                                                     | 60  |
| 4.2. Цианирование золота .....                                                                              | 61  |
| 4.3. Тиокарбамидное и тиосульфатное выщелачивание .....                                                     | 64  |
| 4.4. Растворение золота в кислотах .....                                                                    | 65  |
| 4.5. Растворение золота в растворах хлора, иода и брома .....                                               | 66  |
| 4.6. Восстановление золота .....                                                                            | 68  |
| 4.7. Химико-технологические свойства и выбор способов<br>обогащения золота .....                            | 74  |
| 5. Подготовка минерального сырья к обогащению .....                                                         | 76  |
| 5.1. Раскрытие золота, его минеральных ассоциаций в схемах<br>дробления и измельчения .....                 | 76  |
| 5.2. Режимы рудоподготовки и кондиционирования<br>разделяемых минералов .....                               | 84  |
| 6. Общая характеристика технологических процессов .....                                                     | 96  |
| 6.1. Гравитационные процессы .....                                                                          | 96  |
| 6.1.1. Обогащение на отсадочных машинах .....                                                               | 96  |
| 6.1.2. Обогащение на винтовых аппаратах .....                                                               | 102 |
| 6.1.3. Обогащение на концентрационных столах .....                                                          | 106 |
| 6.1.4. Обогащение в короткокonusных гидроциклонах .....                                                     | 111 |
| 6.1.5. Обогащение в центробежных концентраторах .....                                                       | 116 |
| 6.1.6. Технологические особенности применения каскада<br>гравитационных аппаратов в схемах обогащения ..... | 127 |
| 6.1.7. Обогащение на модульных установках .....                                                             | 130 |
| 6.1.8. Доводка гравитационных концентраторов .....                                                          | 136 |
| 6.2. Магнитно-электрические способы .....                                                                   | 141 |
| 6.2.1. Магнитная сепарация .....                                                                            | 141 |

|                                                                                                |     |
|------------------------------------------------------------------------------------------------|-----|
| 6.2.2. Электрическая сепарация .....                                                           | 142 |
| 6.2.3. Радиометрическая сепарация .....                                                        | 146 |
| 6.2.4. Магнитно-гидродинамическая и магнитно-гидростатическая сепарации .....                  | 149 |
| 6.2.5. Магнитно-флокуляционная сепарация.....                                                  | 150 |
| 6.2.6. Магнитно-жидкостная сепарация .....                                                     | 152 |
| 6.3. Флотационное обогащение .....                                                             | 154 |
| 6.3.1. Общая характеристика процессов .....                                                    | 154 |
| 6.3.2. Основные принципы применения флотореагентов .....                                       | 155 |
| 7. Гравитационно-флотационные технологии.....                                                  | 160 |
| 7.1. Рудоподготовка и кондиционирование пульп.....                                             | 160 |
| 7.2. Практика гравитационно-флотационного извлечения золота .....                              | 167 |
| 7.3. Особенности флотационного извлечения золота из руд цветных металлов.....                  | 205 |
| 7.4. Изучение распределения золота при обогащении пиритных (массивных) медно-цинковых руд..... | 212 |
| 7.5. Гравитационные способы извлечения золота из руд цветных металлов.....                     | 215 |
| 7.6. Технология извлечения золота из окисленных руд.....                                       | 217 |
| 8. Гидрохимические процессы переработки руд и концентратов ....                                | 220 |
| 8.1. Выщелачивание золота в щелочных растворах цианидов .....                                  | 220 |
| 8.2. Тиокарбамидное, тиосульфатное и сульфитное выщелачивание .....                            | 221 |
| 8.3. Выщелачивание с использованием кислот .....                                               | 225 |
| 8.4. Выщелачивание в растворах хлора, иода.....                                                | 226 |
| 8.5. Выщелачивание просачиванием .....                                                         | 227 |
| 8.6. Кучное выщелачивание .....                                                                | 228 |
| 8.7. Выщелачивание перемешиванием .....                                                        | 230 |
| 8.8. Сорбционное выщелачивание .....                                                           | 231 |
| 8.9. Автоклавное выщелачивание .....                                                           | 232 |
| 8.10. Биохимическое выщелачивание.....                                                         | 234 |
| 8.11. Методы извлечения золота из растворов.....                                               | 239 |
| 8.12. Технологии химического обогащения (по данным В.В. Лодейщикова, ОАО «Иргиредмет»).....    | 248 |
| 8.12.1. Переработка пиритсодержащих руд и продуктов.....                                       | 248 |
| 8.12.2. Переработка пирротинсодержащих руд и продуктов.....                                    | 258 |
| 8.12.3. Переработка сернистых руд.....                                                         | 259 |
| 8.12.4. Обогащение глинистых руд.....                                                          | 266 |
| 8.12.5. Обогащение руд черных металлов .....                                                   | 272 |

|                                                                                                       |     |
|-------------------------------------------------------------------------------------------------------|-----|
| 9. Пирометаллургические процессы переработки концентратов.....                                        | 275 |
| 9.1. Окислительный обжиг сульфидных материалов.....                                                   | 276 |
| 9.2. Хлорирующий окислительный обжиг.....                                                             | 281 |
| 9.3. Щелочной и другие виды обжига.....                                                               | 289 |
| 9.4. Магнитно-электроимпульсная обработка.....                                                        | 291 |
| 10. Плавка упорных концентратов.....                                                                  | 295 |
| 10.1. Плавка медных концентратов.....                                                                 | 295 |
| 10.2. Плавка цинковых концентратов.....                                                               | 297 |
| 10.3. Плавка свинцовых металлов.....                                                                  | 299 |
| 10.4. Плавка сурьмяных продуктов.....                                                                 | 303 |
| 10.5. Плавка сульфидных концентратов.....                                                             | 304 |
| 10.6. Плавка концентратов на сплав металл Доре.....                                                   | 305 |
| 11. Аффинажная переработка золотосодержащих материалов.....                                           | 307 |
| 11.1. Хлорирование золота.....                                                                        | 308 |
| 11.2. Электролитическое рафинирование золота.....                                                     | 309 |
| 11.3. Электролитическое рафинирование серебрянозолотых<br>сплавов.....                                | 312 |
| 12. Обезвреживание сточных вод обогащения и растворов<br>выщелачивания золота и цветных металлов..... | 313 |
| 12.1. Очистка сточных цианистых вод.....                                                              | 313 |
| 12.2. Очистка отработанных электролитов и сточных вод.....                                            | 316 |
| 12.3. Извлечение благородных металлов из техногенных<br>продуктов и растворов.....                    | 317 |
| 13. Пробоотбор и контроль на золотоизвлекательных<br>предприятиях.....                                | 320 |
| 13.1. Пробоотбор.....                                                                                 | 320 |
| 13.2. Контроль и управление технологическими процессами.....                                          | 321 |
| Заключение.....                                                                                       | 324 |
| Библиографический список.....                                                                         | 326 |

## ПРЕДИСЛОВИЕ

Технология золотосодержащих руд сложна и многообразна. Технологическая схема переработки руд в зависимости от особенностей минерального, фазового, химического, гранулометрического состава, крупности и геометрической формы частиц золота, чистоты поверхности золотин, которые определяют «упорность» минерального сырья, включает десятки технологических операций, относящихся к сочетанию обогатительных и химико-металлургических процессов.

Современные технологии переработки золотосодержащих руд в технологической цепочке имеют развитые циклы рудоподготовительных операций – рентгенорадиометрическая сепарация, само- и полусамонизмельчение, каскады гравитационных аппаратов, методы магнитно-электрической сепарации, флотация, различные способы выщелачивания (кучное, сорбционное, бактериальное, «уголь в пульпе»), осаждение золота из растворов выщелачивания (сорбционно-экстракционное, электролиз), электролитическое рафинирование и многие другие специальные способы переработки руд, минеральных материалов, доводки черновых концентратов, пирометаллургические, химические и другие методы обработки золотосодержащих концентратов цветных и других металлов.

Книга состоит из 13 глав.

В гл. 1 приведена химико-минералогическая характеристика золотосодержащих руд, дана генетическая и технологическая классификация руд, выделены технологические особенности минеральных образований золота, рудных, породных и сопутствующих минералов. В гл. 2 указаны краткие сведения о производстве золота в РФ и зарубежных странах и регионах мира, состояние технологии, характеристика благородных металлов, их применение в экономике. В гл. 3 рассмотрены физико-химические свойства благородных металлов, их минеральных образований, особенности химического, фазового и минералогического состава руд, гранулометрический состав минералов и золота. В гл. 4 выделены химические свойства золота, условия растворения золота в растворах кислот, щелочей, в растворах цианида, тиомочевины, тиосульфатов; способы осаждения золота из растворов. В гл. 5 включены способы подготовки минерального сырья к обогащению, условия раскрытия золота и его минеральных форм, схемы, режимы рудоподготовки и кондиционирования, физико-химическая подготовка разделяемых минералов, принципы разделения минералов

по крупности, плотности и т.д. В гл. 6 дана характеристика технологических процессов: гравитационных методов и аппаратов; особенности применения каскада гравитационных аппаратов, модульных установок, процессов доводки черновых концентратов; магнитно-электрических методов; флотационных способов. В гл. 7 подробно рассмотрены гравитационно-флотационные технологии золотосодержащих руд: процессы рудоподготовки, схемы обогащения российских и зарубежных золотоизвлекательных фабрик. В гл. 8 освещены гидрохимические процессы переработки руд и концентратов: выщелачивание с использованием кислот; растворов хлора, иода, брома, тиокарбамида, тиосульфата, серощелочных растворов, цианидных растворов; выделены способы и аппараты выщелачивания, включая биохимические процессы; приведены примеры гидрохимического выщелачивания золота; описаны способы осаждения золота; выделены схемы химического обогащения руд и концентратов (пиритных, пирротинных, сурьмяных, серных, глинистых и др.). В гл. 9 описаны пирометаллургические процессы переработки концентратов: обжиг, магнитно-электроимпульсная, электрохимическая, электронная и другие способы обработки. В гл. 10 рассмотрены процессы плавки упорных концентратов: медных, цинковых, свинцовых, сурьмяных, сульфидных; плавка концентратов на сплав металл Доре. В гл. 11 кратко изложена технология аффинажной переработки золотосодержащих материалов. В гл. 12 даны способы обезвреживания сточных вод обогащения и растворов выщелачивания золота и цветных металлов. В гл. 13 приведены основы организации пробоотбора и контроля на золотоизвлекательных предприятиях.

Гл. 1, 2 написаны В.А. Бочаровым, гл. 3, 4 – В.А. Игнаткиной, главы 5–10 написаны совместно В.А. Бочаровым и В.А. Игнаткиной, гл. 11–13 – Д.В. Абрютным. Общее редактирование учебного пособия выполнено проф. В.А. Бочаровым.

Авторы благодарны Ю.А. Котляру, М.А. Меретукову, Л.С. Стрижко, В.В. Лодейщикову, М.И. Фазлуллину, А.А. Абрамову, В.П. Небере, авторам докладов, тезисов, опубликованных в трудах конференций «Илаксинские чтения», «Неделя Горняка», «Конгресс обогатителей стран СНГ» за 2001–2010 гг., и многим другим за ценные материалы и результаты исследований по практике переработки руд.

# **1. ХИМИКО-МИНЕРАЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД**

## **1.1. Вещественный состав и общая характеристика руд**

Понятие «вещественный состав» включает в себя информацию о минералогическом, химическом, фазовом, гранулометрическом составе, текстурно-структурных характеристиках, физико-химических и технологических свойствах рудного сырья. Параметры вещественного состава определяются при технологическом опробовании, геолого-технологическом картировании, геолого-технологическом моделировании, которые осуществляются на всех стадиях геологических работ, технологической оценки и промышленной переработки руд месторождения. При этом решаются следующие задачи:

- изучение минералогического и химического состава;
- изучение минеральных форм рудных и породных компонентов;
- исследование технологических свойств минералов и руд с целью определения оптимальных методов их разделения и получения высоких результатов;
- исследование возможных способов повышения контрастности свойств разделяемых полезных и породных компонентов;
- определение текстурно-структурных признаков во взаимосвязи с технологическими свойствами и показателями обогащения;
- выделение технологических типов и сортов руд разных тел, блоков, горизонтов с определением прогнозируемых показателей обогащения по исследованным технологическим схемам;
- определение комплекса критериев, характеризующих вещественный состав типов руд по основным технологическим параметрам, на основе которых формируются технологические свойства руд и минералов, определяющие направления в разработке оптимальных схем обогащения;
- классификация и изучение вещественного состава техногенных месторождений с определением экономической оценки утилизации минеральных заскладированных материалов с извлечением ценных компонентов.

Технологические свойства минералов и выбор методов обогащения определяются типоморфно-генетическими особенностями формирования рудопоявлений золота и других благородных металлов. Различным генетическим типам месторождения (в основу которых положена классификация Бетехтина) присущи строго конкретные ассоциации минералов и рудных элементов (табл. 1.1).

На выбор схемы и показателей обогащения влияют основные геолого-минералогические критерии: содержание ценных компонентов, минералогический состав рудных и породных минералов, формы проявления ценных элементов, изоморфизм и примесный состав минералов, степень окисленности, текстурно-структурные признаки.

Таблица 1.1

**Распределение компонентов в некоторых генетических типах месторождений**

| Генетические типы месторождений                   | Полезные и рудные компоненты                      |                                                                                                                                                          |
|---------------------------------------------------|---------------------------------------------------|----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|
|                                                   | основные                                          | попутные                                                                                                                                                 |
| <b>Магматический титаномагнетитовый</b>           | Железо, титан, ванадий, апатит                    | Хром, платиноиды, медь, цирконий, золото, серебро, титан, ниобий, редкоземельные элементы, галлий, скандий                                               |
| <b>Магматический медно-никелевый</b>              | Никель, медь, кобальт, платиноиды                 | Селен, теллур, серебро, золото, <b>пирротин</b> , таллий, галлий                                                                                         |
| <b>Пегматитовый редкометальный</b>                | Литий, бериллий, тантал, ниобий                   | Олово, уран, торий, рубидий, титан, скандий, иттрий, цезий, берий, редкоземельные элементы, ювелирные камни, кварцево-полевошпатовые, керамическое сырье |
| <b>Карбонатитовый редкометальный</b>              | Ниобий, тантал, цирконий, редкоземельные элементы | Уран, торий, стронций, барий, скандий, цементное сырье                                                                                                   |
| <b>Скарповый магнетитовый</b>                     | Железо                                            | Кобальт, ванадий, никель, бор, висмут, селен, теллур, серебро, редкоземельные элементы, скандий, бериллий, цирконий, платина                             |
| <b>Гидротермальный медно-молибденовый</b>         | Молибден, медь                                    | Вольфрам, рений, германий, висмут, селен, теллур, золото, серебро                                                                                        |
| <b>Гидротермальный молибден-вольфрамовый</b>      | Молибден, вольфрам                                | Олово, бериллий, висмут, скандий, теллур, селен, серебро, золото                                                                                         |
| <b>Гидротермальный касситерит-сульфидный</b>      | Олово, свинец, цинк                               | Индий, медь, кобальт, кадмий, германий, селен, теллур, серебро, золото, висмут, галлий, таллий, бериллий, скандий, редкоземельные элементы               |
| <b>Гидротермальный и стратиформный</b>            | Свинец, цинк                                      | Серебро, кадмий, германий, кобальт, висмут, индий, галлий, медь, селен, теллур, олово, таллий, сурьма, бериллий, золото, барит                           |
| <b>Колчеданный медно-цинковый</b>                 | Медь, пирит, цинк                                 | Кадмий, германий, серебро, золото, кобальт, висмут, свинец, индий, галлий, ртуть, сурьма, мышьяк, таллий, селен, платиноиды                              |
| <b>Стратиформный, медистые песчаники и сланцы</b> | Медь                                              | Свинец, цинк, кобальт, серебро, золото, рений, селен, платиноиды                                                                                         |

Формы нахождения золота в земной коре разнообразны – самородное, теллуридное, ферри-формы, тонкодисперсное включение в сульфидах, сорбированное, металлоорганическое, водорастворимое. В зависимости от массового содержания и соотношения форм разнообразны и типы золотосодержащих руд и месторождений. Технологическая оценка золотосодержащих руд определяется генотипом месторождения, глубиной и условиями залегания руд, характером рудной минерализации, содержанием, крупностью, формой нахождения золота, наличием примесей.

Технологические свойства золота в техногенном месторождении значительно отличаются от рудного золота. При хранении золотосодержащих пород и хвостов золотоизвлекательных предприятий в отвалах, на складах, хвостохранилищах происходят значительные геохимические изменения исходного минерального материала. Золото, несмотря на низкую растворимость, способно к комплексообразованию, механической миграции и геохимической подвижности в виде микроскопических форм. С разрушением золотосодержащих рудных минералов и пород под действием различных климатических и геохимических факторов при хранении в техногенных минеральных объектах (ТМО) золото может переходить в раствор, мигрировать и осаждаться повторно. Мигрированные процессы золота при техногенном минералообразовании зависят от степени устойчивости к разрушению рудных минералов – носителей золота. Устойчивость горных пород в техногенных объектах в отношении выделения золота в жидкую фазу можно расположить в ряд: метаморфические – магматические кислые – габброиды – ультрабазиты – гранодиориты – кварцевые диориты – диориты – габбродииориты – амфиболиты – углистые и глинистые сланцы – алевролиты. Кроме механического переноса возможно и химическое растворение золота, которое происходит на всех стадиях рудообразования, разработки, обогащения, хранения, транспортировки золотосодержащих материалов.

Основная золотосырьевая база коренных месторождений сосредоточена в России – на Урале, в Республике Саха (Якутия), в Забайкалье, на Дальнем Востоке и Северо-Востоке. Основную часть рудных месторождений золота составляют гидротермальные эндогенные золото-кварцевые, золото-кварц-сульфидные, золото-теллуридные, золото-сульфидные. Большинство экзогенных месторождений приурочено к корам выветривания, «железным шляпам» серно-медно-колчеданных и полиметаллических месторождений,

также к россыпям. Месторождения стран ЮАР, Объединенной Республики Танзании, Республики Ганы и других регионов мира в основном являются метаморфизированными конгломератами.

Полезные компоненты в рудах представлены разными формами:

самостоятельные минеральные образования;

изоморфные примеси в кристаллических решетках рудных и попутных минералов;

рассеянные или сорбированные в зернах или на поверхностях других минералов;

биогенные соединения и другие формы.

По распространенности и значимости минералы золотосодержащих руд разделяют на рудные, породные, главные, второстепенные и редкие. Основные рудные минералы, как правило, являются концентраторами ценных компонентов, основные из которых, содержащиеся в рудах цветных и благородных металлов, являются: минералы меди, висмута, кобальта, железа (ширит, пирротин, арсенопирит), мышьяка, никеля, свинца, сурьмы, цинка, теллура, золота (самородное, электрум, калаверит, креннерит, селенит), серебра, платиноидов.

Второстепенные минералы содержатся в рудах в подчиненном количестве и существенно не влияют на выбор технологии для извлечения основных ценных компонентов. Минералы, в которых заключена основная масса полезного компонента, являются минералами-носителями или минералами-концентраторами. Технологические схемы должны предусматривать извлечение этих минералов, а также других ценных сопутствующих компонентов.

Схемы измельчения, классификации руд цветных и благородных металлов в значительной степени определяются твердостью (по шкале Мооса) основных рудных минералов – меди (1...6), железа (2...6,5), молибдена (1...4,5), никеля (2...6), свинца (1...4), цинка (2...5,5), золота и его минеральных форм (2...3), серебра и его минеральных форм (1...2,5), платиноидов и его минеральных форм (2...7,5). По данным акд. РАН К.Н. Трубецкого, практически все группы рудных минералов имеют широкий диапазон твердости от 1 до 7,5, что необходимо учитывать при выборе схем, определении оптимальной степени раскрытия как легко измельчающихся (1...4), так и наиболее крепких (4...7,5). На разрушение и измельчаемость пород и руд влияют крепость породных минералов, их твердость и крупность минеральных агрегатов. Большинство породных минералов в рудах цветных и благородных минералов имеют также неодинаковую твердость 2...7,5;

наиболее твердые: авгит (5...6), альбит (6...6,5), апатит (5), арагонит (4), диопсид (6), жадеит (7), кальцит (3,5), кварц (7), корунд (9), лабрадор (6,5), лазурит (5,5), марказит (6), мельниковит (5), микроклин (6,5), оливин (7), опал (5,5), ортоклаз (6,5), пироксен (6), пироп (7,5), плагиоклазы (6,5), полевые шпаты (6,5), фосфорит (5). Лишь немногие породные минералы – слюда, гипс, графит, доломит, криолит, серпентин, хлорит, ярозит и другие – имеют твердость 1...3,5.

Качественный, количественный состав, соотношение рудных и породных минералов, количественный состав легкошламующихся и твердых минералов, характер их крупности и равномерность распределения по рудному телу определяют выбор технологии усреднения, дробления, измельчения, грохочения, классификации и способов обогащения.

## 1.2. Генетическая и технологическая классификация руд

В России длительное время основными сырьевыми источниками производства золота являлись россыпи, но в настоящее время благодаря государственной политике и инициативе золотопромышленников основной рост производства золота предполагается осуществить за счет освоения исключительно эндогенных рудных месторождений и метаморфических образований. Существует множество классификаций месторождений руд (по Ю.А. Билибину, К.И. Богдановичу, М.Б. Бородавскому, Г.П. Воларовичу, М.И. Новгородовой, Н.В. Петровскому, И.С. Рожкову, В.И. Смирнову и др.). Все они имеют общие признаки: плутогенные месторождения – в основном гидротермальные; глубинные – высокотемпературные; вулканогенные – приповерхностные или малоглубинные и низкотемпературные.

Основные причины, осложняющие систематизацию руд, следующие. Во-первых, часто месторождения золота разнообразны во времени образования и ассоциированы с минералами цветных, редких и других металлов. Во-вторых, рудопроявления золота формируются в широком диапазоне температур 400...1300 °С, на различных глубинах 0,5...5 км и генетически связаны с основными, ультраосновными, щелочными и кислыми породами. Помимо этого вмещающие породы могут быть вулканогенные и осадочные. В-третьих, золото проявляется в достаточно высоких концентрациях в месторождениях руд цветных, редких, железных, радиоактивных и других металлов в виде примесей в различных формах. В-четвертых, месторождения золота, как правило, комплексные.

содержащие кроме золота цветные, редкие и другие металлы, стоимость которых часто превышает стоимость золота.

Обобщающая классификация содержит элементы генетического класса, определяющие условия и названия рудообразований: магматические, скарновые, гидротермальные (низкотемпературные), колчеданнные, метаморфизированные и метаморфические. Геолого-промышленные типы руд этой классификации насчитывают одиннадцать групп, основные из них – медно-никелевые (Норильск, Талнах); золото-халькопиритовые (Ольховское, Синюхинское и др.); золото-кварц-пиритовые (Советское, Мурунтау и др.); золото-кварц-арсенопиритовые (Кочкар и др.); золото-полисульфидные (Березовское, Валей, Дарасун и др.); золото-антимонитовые (Сарылахское и др.); золото-медно-молибденит-порфиновые (Кальмакыр и др.); теллуридно-полисульфидные (Крипл Крик и др.); золото-серебро-сульфидные (Куранах, Балей, Тас-сеевское и др.); золото-халькопирит-пиритовые (Гайское, Зырянское и др.); золото-пирит-уранитовые (Витватерсранд); углерод-сульфидно-кварцевые (Сухой Лог и др.).

Породные минералы вмещающих пород весьма разнообразны: скарны (граниты, диабазы, диорит-порфиры, кварцевые порфиры); граниты, гранодиориты, гранитпорфиры, углистые сланцы; монзониты, диориты, плагιοграниты; сиониты, диоритовые порфириты, углистые и графитистые сланцы; андезиты, дациты, габбро-диориты, песчаники, сланцы; базальты, кварцевые долериты, туфы, лавы; песчаники, конгломераты.

Генетическая и геолого-технологическая классификация, представленная и процитированная в работах В.М. Изонто, позволяет прогнозировать принципиальные схемы обогащения в зависимости от особенностей вещественного состава минерального сырья.

Вещественный состав золоторудных месторождений весьма разнообразен.

Например, золото-мышьяковые месторождения РФ представлены следующими типами руд: Кочкарское (Урал), ряд месторождений Северо-Востока, Советское (Енисей), Куранахское (Алданский щит), Ольховское, месторождения Забайкалья и др. Рудные тела Кочкарского месторождения по составу относят к золото-кварц-сульфидной минерализации. Золото ассоциировано с кварцем, пиритом, арсенопиритом, тетрадимитом, халькопиритом, блеклыми минералами меди. Форма выделения золота комковидная и дендритообразная. Размеры золотин колеблются от тысячных долей до нескольких миллиметров,

пробность золота – 800...970. Золото месторождений Северо-Востока характеризуется кварцевыми жилами, дайками кислого состава, прожилковыми зонами. Золотое оруденение связано с кварцевыми или кварц-альбит-карбонатными прожилками и жилами, в которых преобладают рудные минералы – пирит, арсенопирит, пирротин, золото, шеелит, галенит, сфалерит, джемсонит, антимонит, халькопирит, блеклые руды. Золото чаще встречается в свободном виде в крупных зернах, дендритовых прожилках, самородках.

Для руд Хакаджинского месторождения (Охотский массив) характерно, что в кварцевых жилах и прожилковато-метасоматических залежах присутствуют минералы – адуляр, гидрослюда, доломит, кальцит, арагонит, родонит, родохрозит; из рудных минералов распространены – пирит, аргентит, самородное серебро и золото, сфалерит, халькопирит, арсенопирит, киноварь, содержание которых составляет 1...2 % и более. Вещественный состав руд месторождения Валунистое близок к Хакаджинскому. Руды месторождения «Советское» представлены жилами и прожилками. Жилы состоят из массивного крупнокристаллического кварца. Жильные минералы – кварц, карбонаты, альбит, серицит, хлорит. Выделены типы руд – кварцевые, кварцево-сланцевые, кварц-пиритовые, кварц-арсенопиритовые, кварц-сульфидные полиметаллические. Рудные минералы – пирит, арсенопирит, халькопирит, галенит, сфалерит, пирротин, марказит. Золото – самородное мелкое и тонкое; форма золотинок – угловатая и комковидная.

В золото-пиритных рудах Куранахского месторождения рудные тела – лентообразные залежи с раздувами и пережилками. Содержание пирита от 5...10 до 50...60 %; в ассоциации с пиритом встречаются марказит, самородное золото, серебро, висмут, пирротин, халькопирит, арсенопирит, галенит, сфалерит. Основной минерал золотосодержащих кварцевых метасоматитов – разнородный кварц. Крупность золотинок до 1,5 мм с пробностью 900...923. Золото-кварцевое месторождение «Белая гора» принадлежит к малосульфидному с прожилково-вкрапленной минерализацией. Рудные минералы – пирит, арсенопирит, сфалерит, сульфосоли серебра, самородное золото и серебро. Крупность золотинок – 0,5 мкм...8 мм; содержание свободного золота – 70 %, в сростках с другими минералами – около 30 %. Форма золотинок – комковидная, жилковидная, пластинчатая; пробность – 630...670.

Для руд Ольховского месторождения, которые залегают в карбонатных породах, сульфидные тела имеют форму залежей столбообразных

линз, труб. Оруденение представлено кварцевыми и кварц-сульфидными жилами и прожилками. Рудные минералы – пирротин, пирит, халькопирит, марказит, сфалерит, арсенопирит, галенит, самородное золото, магнетит, висмут, гессит, борнит, халькозин. Золото тонкодисперсное неправильной, комковидной, проволочной и скелетной форм – в сульфидных рудах; уплощенной и пластинчатой форм – в кварцевых жилах; крупность золотинок 0,05...3 мм; пробы золота 359...688. Рудные минералы Ключевского месторождения – пирит, халькопирит, арсенопирит, рутил, сфен, золото, теннантит, молибденит, галенит, сфалерит, борнит и др. Золото мелкое (0,1...0,0001 мм), в основном связано с сульфидами; пробы 840...880.

Золоторудное месторождение «Итакинское» (Читинская область) представлено молибденит-халькопирит-кварцевым, золото-пирит-кварцевым, золото-арсенопирит-кварцевым, золото-лимонит-кварцевым (Малесевский участок) типами руд. Руды прожилково-вкрапленные и вкрапленные, иногда жильные. В кварцевых рудах основные минералы – кварц, адуляр, гематит, полевые шпаты, карбонаты, серицит, каолинит, самородное золото (2,45...5,59 г/т) и серебро (3,95...24,5 г/т); сульфидов до 3 %, мышьяка 0,8 %. Мышьяковистые руды содержат минералы – кварц, карбонаты, каолинит, тонкокристаллический арсенопирит, пирит-марказит в ассоциации с тонкодисперсным золотом; содержание сульфидов 3...7 %, мышьяка до 2 %. Золото-лимонит-кварцевые руды содержат минералы – лимонит, гематит, гидрогетит, ярозит, каолинит, самородное золото. Серебро содержится во всех типах руд до 1250 г/т. Руды участка «Сурьмяная горка» содержат мышьяк 0,9...17 %, сурьму 0,008...0,31 %, золото 7,2...15,5 г/т, серебро 6,2...7,8 г/т.

Минеральный состав руд Уконикского месторождения неравномерный. Руды вкрапленные, прожилково-вкрапленные, содержащие 1,5 % сульфидов; на золото-пиритные руды приходится 80...90 % запасов золота, содержание в них золота неравномерное и составляет 1...110 г/т, мышьяка до 0,22 %. В золото-кварцевых рудах содержание золота до 80 г/т, мышьяка до 0,8 %. Золото-арсенопирит-кварцевые руды – жильные и прожилково-вкрапленные, содержащие серебра 20 г/т, золота 10...20 г/т. Среди руд участка «Гавриловский» встречаются золото-арсенопирит-кварцевые руды, содержащие серебра до 1220 г/т и золота до 7 г/т. В рудах Уконикского месторождения основными рудными минералами являются пирит, самородное золото, пирротин, марказит, халькопирит, теннантит, электрум, аргентит, гематит, ильменит, магнетит, платиноиды и др.; нерудные – кварц, лимонит,

ярозит, хлорит, сидерит, кальцит, апатит и др. Основными минералами – носителями золота – являются арсенопирит, пирит, сфалерит, в которых распределение золота составляет 4,0; 40,8; 10,5 % соответственно. Содержание золота 1...120 г/т, серебра 4...250 г/т; содержание мышьяка до 6 %, сульфидов до 16 %.

Руды Ключевского месторождения относят к прожилково-вкрапленным жильного типа. Вмещающие породы гранодиорит – порфиры, граниты; различают первичные и окисленные руды. Структура первичных руд – неравномерно-зернистая, гетероморфная, радиально-лучистая; для окисленных – пористая, сетчатая, реликтовая. Основные минералы – кварц, молибденит, пирит, магнетит, рутил, циркон, апатит, минералы меди, доломит, кальцит, флюорит, арсенопирит. Содержание золота 2 г/т, бортовое содержание 1 г/т; золото пластинчатое, комковидное с размером золотинок 0,05...0,3 мм. Содержание золота амальгамируемого 22...44 %, цианируемого 18...50 %, связанного с сульфидами – до 48 %, с гидроксидами и породными минералами – до 10 %.

Многокомпонентные руды Чинейского месторождения являются ильменит-титан-магнетитовыми, содержащими ванадий, цветные и благородные металлы. Содержание металлов в рудах, %: железа 25,4...54,79; оксида титана 3,6...10,9; пентаоксида ванадия 0,29...1,12; меди 0,4; никеля 0,78; кобальта 0,28; платины 2,7 г/т; палладия 0,83 г/т; золота 0,5 г/т; серебра 2 г/т. Концентраторами цветных и благородных металлов являются халькопирит, пирит; палладия – пирротин. По распределению с сульфидами связано до 93 % платины, 63,7 % палладия и 92,4 % золота.

Бугдаинское золото-молибденовое месторождение порфирового типа представлено кварцевыми, кварц-магнетитовыми, кварц-молибденовыми, кварц-пиритовыми и другими жилами и прожилками. Основные минералы – пирит, молибденит, галенит, сфалерит, арсенопирит. Среднее содержание молибдена 0,07 %, золота до 110 г/т, серебра до 270 г/т. Самородное золото различной крупности – от тонкодисперсного до 3 мм.

Золото-кварцевые руды сульфидных месторождений в РФ распространены на Урале, Северо-Востоке. В течение многих десятилетий разрабатывается Березовское месторождение (Урал), которое характеризуется жилами, приуроченными к дайкам. Рудные минералы – пирит, тетраэдрит, шеслит, галенит и халькопирит – присутствуют в количествах 2...10 %. Золото мелкое, пылевидное, частично связано с сульфидами. Агатовское месторождение сложено кварцевыми

и карбонат-кварцевыми жилами, с содержанием сульфидов до 10 %; структура руд от тонкозернистой до метаколлоидной.

Коммунарское месторождение (Республика Алтай) представлено жилами диоритового состава, скарнами и кварцевыми прожилками. Рудные минералы – пирит, пирротин, халькопирит, блеклые руды, магнетит и ильменит. Крупность золотинок 0,01...0,001 мм (65 %) до 1,5 мм.

Руды Ольховского месторождения залегают в виде линз, труб, столбообразных залежей и представлены кварцевыми и кварц-сульфидными рудопроявлениями. Для Балейского и Тассеевского месторождений жильного типа, которые расположены в Восточном Забайкалье, характерны крупнозернистые выделения золота 0,2...0,5 мм. Жилы представлены кварцем, адуляром, каолинитом, карбонатами, блеклыми рудами. Золото тонкодисперсное, реже – средней и крупной вкрапленности. Примеси – сурьма, ртуть, селен, теллур.

В месторождениях Приморья главным минералом жильной минерализации является кварц (97 %). Рудные минералы представлены минералами: пирит, марказит, гематит, галенит, сфалерит, халькопирит, аргентит, теллуриды золота и серебра, молибденит, касситерит, вольфрамит. Крупность золотинок 0,2...0,4 мм. Форма комковидная и дендритовидная. Часть золота тонкодисперсная по всей массе кварца, образующая тончайшие включения внутри зерен кварца и на поверхности в виде эмульсионного налета.

Олимпиадинское золоторудное месторождение расположено в районе Крайнего Севера на территории Северо-Енисейского района Красноярского края. По природно-климатическим и горно-геологическим условиям месторождение является сложнейшим в мире. Среднее содержание золота на 1 т горной массы при добыче окисленных руд составляет 270 мг. Многолетняя мерзлота имеет островной характер и развита в долинах рек и на северных склонах. В геологическом строении породы представлены Верхнекординской подсвитой верхнего протерозоя, перекрытой корами выветривания мощностью до 400 м. Породы смяты в сложные складки. Окисленные руды месторождения залегают в древних сланцах. Первичные руды (упорные, сульфидные и мышьяковистые) состоят из мелковкрапленных сульфидных минералов (арсенопирит, пирротин и др.). Золото (20...40 мкм) размещено внутри сульфидных минералов, свободного золота 6...12 % от общей массы. На месторождении разведано четыре рудных тела, из них три мелкие и имеют сложную конфигурацию; четвертое рудное тело содержит 85 % всех запасов золота месторождения. Форма рудообразо-

ваний месторождения – цилиндрическая с расширением на глубину. Руды четвертого рудного тела выходят на поверхность на горизонте 670 м; его размеры по окисленной руде на отметке 600 м –  $400 \times 150$  м, на отметке 300 м –  $170 \times 80$  м; по первичной руде на отметке 600 м –  $200 \times 70$  м, на отметке 300 м –  $600 \times 300$  м. Предусматривается отработка окисленных руд четвертого рудного тела карьерным способом до отметки 300 м. Гидрогеологические условия месторождения исключительно сложные. Водоносный горизонт трещиноватых отложений кординской свиты распространен повсеместно. Уровень грунтовых вод изменяется от 0,1 до 7,1 м. Питается водоносный горизонт в основном за счет инфильтрационных вод. На месторождении выделяется комплекс водоносных горизонтов, представленный четвертичными отложениями, корами выветривания, породными комплексами кординской свиты. Фильтрационные свойства отложений меняются в широких пределах от 0,55 до 8,23 м/сут. Из-за сложности гидрогеологических условий отработка месторождений возможна только с предварительным осушением.

На территории Чукотского автономного округа известно 6 коренных месторождений, на долю которых приходится 45 % суммарных запасов категорий А + В + С и около 98 % категории С<sub>2</sub>. Относительно высокая доля коренных месторождений в запасах золота при их небольшом количестве обусловлена запасами крупного Майского золотосульфидного месторождения. Среднее содержание золота в руде 12 г/т. На месторождении (площадь рудного тела 10 км<sup>2</sup>) выявлено около 20 преимущественно крутопадающих рудных тел мощностью 2...4 м, протяженностью по простиранию 200...1100 м. Рудные тела характеризуются равномерным распределением полезного компонента. Главная масса золота сосредоточена в игольчатом арсенопирите. Установленный вертикальный размах оруднения – 900 м. Первичных руд – около 90 % запасов, окисленных – 10 %.

Воронцовское золоторудное месторождение расположено на Северном Урале. На месторождении выявлено 48 рудных тел. Содержание золота колеблется от 2,65 до 5,2 г/т. Выделены два основных типа руд Воронцовского месторождения: 1) скальные первичные сульфидно-силикатные и сульфидно-карбонатные; 2) рыхлые окисленные (структурные коры выветривания).

На территории Казахстана в настоящее время выделено 20 золоторудных районов, в которых насчитывается более 2000 месторождений и рудопроявлений золота, из них разведано около 200.

Золотосодержащие месторождения Казахстана весьма разнообразны. Основные из них: Аиансай, Аир, Акбейт, Аксу, Акэнал, Бақырчицкое, Баладжал, Барамбаевское, Бетсюбе, Васильковское, Вера-Чар, Джаркулак, Желамбет, Джетыгара, Джуса, Железногорское, Казан-Чункур, Комсомольское, Степняк и др. Для рудопроявлений Мада-нъят и Азыобай характерны пирит-пирротиново-халькопирит-золотая минерализация. Кварц-сульфидное Акбейтское месторождение представлено жилами и телами, в которых вмещающими породами являются андезит-дацитовые туфы с линзами порфириров и дацитов, кремнистые сланцы, песчаники, туфы. На Аксуйском рудном поле выделяют кварцевые жилы и метасоматические кварциты с сульфидами. Золото в них содержится в кварцитах, кварц-серицитовых и кремнисто-углистых сланцах, магнетитовых скарпах, монокварцитах. Мелкое золото встречается в кварце, пирите, халькопирите, гидроксид-ах железа. Оруденения Центрального, Северного и Южного месторождений Казахстана представлены кварцевыми жилами прожилкового, прожилково-вкрапленного типа с высоким содержанием золота (18...975 г/т). Майканинская и Александровская группы месторождений являются кварцевыми; среди них выделяют барит-металлические и серно-колчеданные, которые сложены изгибающимися линзами, состоящими из барита и сульфидов.

Васильковское месторождение расположено на севере Кокчетавской области, в нем распространены мышьяковистые руды (1,28...8,5 % As) вкрапленной, прожилковой и прожилково-вкрапленной минерализации. Золото распределено неравномерно, его содержание от десятых долей до 4 г/т. Кварц-арсенопиритовые прожилки составляют основную массу рудных тел. Выделяют кварц-сульфидные жилы и зоны прожилкования. Основные рудные минералы: самородное золото, висмут, гематит, пирит, марказит, арсенопирит, халькопирит, молибденит, блеклая руда, висмутин, халькозин, борнит, кварц, серицит, хлорит, турмалин, кальцит, флюорит. Широко распространено золото на контакте кварц-арсенопирит. Размер частиц самородного золота – от десятых долей до 120 мкм.

Месторождения северо-запада Казахстана характеризуются наличием в руде золото-теллур-висмутово-медной минерализации. Жилы располагаются в гранодиаритах с высоким содержанием золота (50...537 г/т). Месторождения Восточного Казахстана представлены комплексными медно-полиметаллическими и собственно золоторудными жилами кварцево-жильного типа с содержанием золо-

та 19...100 г/т. Золото гнездовое или столбовое, есть руды прожилково-вкрапленного типа, в том числе кварцевые порфиры. В Южно-Алтайском районе Маралихинское месторождение характеризуется наличием кварцевых жил с охристомземлистой массой по периферии. Вмещающие породы представлены кристаллическими сланцами полевошпат-амфиболого и слюдяного состава. Рудные минералы – арсенопирит, пирит, галенит, сфалерит. Золото связано с пиритом, арсенопиритом, имеет неравномерное, кустовое распределение.

Месторождения Центрального Казахстана (Акабастау, Кусмурун и др.) характеризуются медно-золото-барит-полиметаллическими рудами, в том числе обогащенными золотом в зоне окисления; столбовидные и пластообразные залежи представлены ярозитом, опалом, гидротермалитом, глинистыми породами. Золото тонкодисперсное; 20...30 % находится в свободном состоянии. В руде присутствуют серебро, свинец, барит; под зоной окисления залегает золотосодержащая пиритовая «сыпучка». Отдельные руды относятся к кварц-баритовому типу пластообразной формы, переходящие на глубине в бедные сульфидные полиметаллические руды.

В Прибалхашье насчитывается около двух десятков месторождений следующих типов: кварц-золото-пирит-арсенопиритовый, кварц-турмалин-золото-халькопиритовый, кварц-барит-золото-галенит-сфалеритовый, кварц-золото-шеселитовый, кварц-золото-пиритный, кварц-золото-антимонитовый, золото-пирит-магнетит-халькопиритовый, кварц-карбонат-золотосульфидный. На севере от оз. Балхаш расположено перспективное Таскоринское рудное тело, представленное кварцевыми жилами и штокверками. В рудах установлены: гематит-кварцевая, золото-сфалерит-халькопирит-кварцевая, золото-молибденит-кварцевая, кварцевая, сульфидная, цоолит-карбонатная ассоциации. В руде встречаются халькопирит, сфалерит, галенит, пирит; содержание золота 0,5...1,5 г/т. Породные минералы представлены кварцевыми диабазитами, дацитовыми порфирами, кварцевыми микродиорит-порфиритами и гранит-порфирами.

На территории Южного Казахстана выявлено более 600 месторождений золота малосульфидных кварцевых и кварц-сульфидных руд. Сульфидная минерализация представлена пиритом, халькопиритом, блеклыми минералами, галенитом, сфалеритом, арсенопиритом. Содержание золота 10...15 г/т. В Карауу месторождения представлены золотоносными кварцитами с вкрапленностью пирита, халькопирита, сфалерита, шеселита, серебра, галенита, арсенопирита и др. Распреде-

ление золота – неравномерное, кустовое. Минералы породы – кварц, барит, серицит, турмалин, флюорит, гранат, эпидот, биотит, амфибол. В регионе Каратау известен ряд месторождений (Кызыл-Булок, Алтын-Тау, Карамурун, Баламурун и др.), для которых характерна золотая минерализация среди известняков, окварцованных диабазовых порфиров, песчаников, плагиогранитов, слюдистых сланцев, карбонат-кремнистых сланцев с трещиноватостью и лимонитизацией пород, среди которых наблюдается рассеянная вкрапленность пирита, галенита, золота, минералов висмута, мышьяка, серебра. Из наиболее известных золото-скарновых рудопроявлений развиты гранат-магнетитовые (Брик Восточный) и гранатовые скарны (Таскайнар), несущие редкометальную минерализацию. Содержание в них золота до 40 г/т. Золото свободное, а также связанное с кварц-сульфидной ассоциацией: галенитом, сфалеритом, халькопиритом, пиритом.

Из месторождений Кыргызстана наибольший интерес представляют около 10 рудопроявлений золота. Они составляют три минерало-морфологических типа: золотополиметаллические жилы, зоны с прожилково-вкрапленной сульфидной минерализацией, кварцево-медно-колчеданные жилы. Содержание золота около 6...10 г/т.

Из месторождений Узбекистана крупными являются Кочбулакское, Куранах, Мурунтау. Первое представлено золоторудными жилами и зонами окварцевания. Рудные минералы – гюбнерит, арсенопирит, пирит, висмутин, сфалерит, халькопирит, блеклая руда, марказит, галенит, аргентит, тетраэдрит, теллуrowисмутит, самородный висмут, сильвенит, калаверит, гессит, самородное золото. Нерудные минералы – кварц, серицит, кальцит, барит. Текстура жил полосчатая, кокардовая. Крупность золотинок – от пылевидной до 0,1...0,2 мм; форма – комковатая, жилковидная, проволоочная, дендритовая. Месторождение Куранах залегает в карбонатных, доломитных и мергелевых породах. Форма – жилолентообразная. Распространены щебеночно-глинистые породы, песчаники, известняки, брекчиевые текстуры осадочных пород, сцементированные кварцем. Имеются ассоциации золота с пиритом, марказитом, серебром, висмутом, пирротинном, халькопиритом, арсенопиритом, галенитом, сфалеритом. Крупность частиц золота – от мелких и средних до мельчайших зерен.

Промышленные концентрации золота установлены практически во всех сульфидных месторождениях руд цветных металлов. В медно-никелевых рудах (Норильская группа) золото связано с оливинит-габбровой формацией; золото ассоциирует с теллуридами, висмутом

и платиновыми металлами, иногда – с халькопиритом, пирротинном, пентландитом. Золото в основном тонкодисперсное 0,001...0,05 мм. Иногда золото встречается в ассоциации с теллуридами в виде электрума и других форм. Химический состав, %: золото 68,5...79,5; серебро 17,3...23,2; медь 0,1...0,9; палладий 1,4...2,9. В малосульфидных рудах содержание золота невысокое 0,1...0,2 г/т, оно ассоциирует с халькопиритом, пентландитом, миллеритом, пирротинном. Самородное золото представлено палладиевой разновидностью (5...10 % палладия) в виде тонкой вкрапленности в сульфидах.

В скарновых рудах (Чойское, Восток-2, Лермонтовское, Тырныауз, Яхтон, Синюхинское, Лебедское, Саякское и другие месторождения), представленных гранат-пироксеновыми скарнами, главные минералы – пироксен, гранат, амфибол, эпидот, магнетит, шеелит, молибденит, пирит, минералы меди, теллурида серебра. Содержание золота 0,1...3 г/т. Форма золотинок дендритовая, угловатая, изометричная. Крупность золота 0,001...0,06 мм.

Теллуридно-полисульфидный тип руд распространен в Австралии, США, Японии, Армении, северо-востоке РФ. Рудные минералы – теллуриды золота и серебра, пирит, арсенопирит, галенит, сфалерит, минералы меди. Свободного золота мало. Формы золотинок – комковидная, пластинчатая, губчатая, дендритовая крупностью от мелкого до крупного 2...3 мм. Золото-серебряные руды распространены на северо-востоке РФ (Охотско-Чукотский вулканический пояс, Забайкалье). Золото-серебро-адуляровый геологический тип руд залегает среди слоистых осадочных и эффузивных пород. Рудные минералы – пирит, галенит, сфалерит, марказит, блеклые руды, сульфосоли серебра, золото, серебро, киноварь. Структура полосчатая. Крупность золотинок субмикроскопическая в кварце и сульфидах. Примером этих руд являются месторождения Карамкен (Дальний Восток) и Перкьюпайн (Канада).

Колчеданные месторождения – медные, медно-цинковые, полиметаллические, цинковые, серно-колчеданные характеризуются низким содержанием золота 0,5...1,5 г/т с незначительным содержанием свободного золота 5...30 % от общей массы. Остальная часть золота тесно ассоциировано с сульфидами, в основном с пиритом. Колчеданные месторождения широко распространены на Кавказе, Урале, Казахстане, в Болгарии, Швеции, Японии. Выделяют пять типов колчеданных месторождений: Кипрский, Уральский, Малокавказский, Рудноалтайский и Раммельсбергский.

Медно-колчеданные золотосодержащие месторождения Урала приурочены к осадочно-вулканогенным толщам (рассланцованные диабазы, диабазовые порфиры, альбитофиры, туфы, сланцы). Основные ценные компоненты, имеющие промышленное значение и извлекаемые и товарные концентраты, – медь, цинк, сера, золото, серебро, селен, теллур, германий, кадмий, индий. В зависимости от соотношения рудных и нерудных минералов выделяют сплошные и вкрапленные руды. По условиям образования В.И. Смирнов выделяет три группы руд: вулканогенно-осадочные; субвулканические, метасоматические, образовавшиеся под воздействием гидротермальных растворов; комбинированные. Все они прошли, но в разной степени, стадии метаморфизма. Главные рудные минералы и ценные компоненты колчеданных руд – пирит (марказит, мельниковит), халькопирит, сфалерит (вюрцит), борнит, блеклые руды, халькозин, ковеллин, арсентит, самородное золото и серебро; реже встречаются – молибденит, кубанит, пирротин, магнетит, гематит и др. Основные жильные породные минералы – сирецит, хлорит, кварц, барит, кальцит, сидерит, гипс, рутил.

Пирит наиболее распространен на всех месторождениях в виде нескольких генераций. Основную массу серно-колчеданных залежей составляет пирит I генерации – мелко- и неравномерно зернистый крупностью 0,1...0,5 мм.

Пирит II – крупнозернистый (0,5...2,0 мм) ассоциирует с халькопиритом; пирит III – тонко- и скрытокристаллический, иногда имеющий колломорфное, мелкоглобулярное и полосчатое строение, ассоциирует со сфалеритом, реже в ассоциации с халькопиритом и блеклыми рудами; пирит IV – тонкозернистый, встречается во вкрапленных рудах, пористый, кружевной, часто имеет полосчатую текстуру, ассоциирует с минералами меди. Свойства пирита изменяются в зависимости от формы его выделения и от степени метаморфизма.

По обобщенным данным В.И. Изюмко (табл. 1.2, 1.3) физические и химические свойства пиритов разных генераций значительно различаются.

Таблица 1.2

Физические свойства пирита

| Структура пирита | Микротвердость, ГПа |
|------------------|---------------------|
| Землистая        | 3,58...4,64         |
| Колломорфная     | 5,57...6,23         |
| Тонкозернистая   | 6,23...9,27         |
| Крупнозернистая  | 10,72...15,64       |
| Прожилковая      | 11,50...13,50       |

Химические свойства пиритов

| Типы руды                      | Генерация | Содержание, % |       |       |       |      |      |        |        | Параметр ячейки $a_0$ , нм |         |
|--------------------------------|-----------|---------------|-------|-------|-------|------|------|--------|--------|----------------------------|---------|
|                                |           | Fe            |       | S     |       | Cu   |      | Se     | Te     | 1                          | 2       |
|                                |           | 1             | 2     | 1     | 2     | 1    | 2    |        |        |                            |         |
| Пиритовая                      | I         | 45,5          | 45,83 | 53,02 | 53,2  | 0,16 | 0,18 | 0,0089 | 0,0022 | 0,5420                     | 0,54164 |
| Пирит-халькопиритовая          | II        | 45,7          | 45,80 | 52,59 | 52,82 | 0,36 | 0,31 | 0,0035 | 0,0038 | 0,54163                    | 0,54170 |
| Пирит-халькопирит-сфалеритовая | III       | 45,65         | 45,79 | 52,84 | 52,10 | 0,23 | 0,30 | 0,0028 | 0,0038 | 0,54168                    | 0,54176 |
| Усредненная                    |           | 45,62         | 45,81 | 52,82 | 52,70 | 0,25 | 0,29 | 0,0051 | 0,0033 | 0,54178                    | 0,54170 |

Примечание. Степень метаморфизма: 1 – значительная; 2 – слабая.

Халькопирит, как и пирит, распространен в четырех генерациях; он основной концентратор меди, теллура, индия и в меньшей степени золота; в нем имеются примеси цинка, свинца, кадмия, индия, сурьмы, мышьяка. Выделения халькопирита представлены тонкодисперсными включениями в пирите, прожилками в пирите, эмульсионной вкрапленностью в сфалерите и ескушими прожилками с баритом, кварцем.

В табл. 1.4 в качестве примера приведен примесный состав минералов Гайского месторождения.

Таблица 1.4

Распределение примесей в минералах Гайского месторождения, %

| Элементы | Пирит  |      | Халькопирит |      | Сфалерит |      |
|----------|--------|------|-------------|------|----------|------|
|          | 1      | 2    | 1           | 2    | 1        | 2    |
| Селен    | 0,064  | 129  | 0,0010      | 20   | 0,004    | 79,4 |
| Теллур   | 0,0026 | 2670 | 0,0036      | 3580 | 0,0011   | 4060 |
| Висмут   | 0,004  | 19,9 | 0,0048      | 23,7 | 0,0065   | 32,5 |
| Индий    | 0,0001 | 15,0 | 0,0029      | 2,92 | 0,0017   | 1,6  |
| Галлий   | 0,003  | 0,2  | 0,0024      | 1,58 | 0,0436   | 29,1 |
| Германий | 0,003  | 0,4  | 0,0008      | 1,15 | 0,0042   | 6    |
| Таллий   | 0,0004 | 1,2  | 0,00025     | 0,83 | 0,0005   | 1,5  |
| Свинец   | –      | –    | 0,011       | –    | 0,09     | –    |
| Сурьма   | –      | –    | 0,008       | –    | 0,016    | –    |
| Мышьяк   | –      | –    | 0,0015      | –    | 0,048    | –    |
| Кобальт  | –      | –    | 0,0016      | –    | 0,001    | –    |
| Se-Te    | 24,6   | –    | 0,28        | –    | 0,36     | –    |

Примечание. 1 – содержание; 2 – концентрация.

Необходимо подробно остановиться на комплексных рудах месторождений Норильского региона, являющихся основным сырьем для производства платиновых металлов в РФ. По данным В.М. Изотко и других авторов в медно-никелевых рудах Норильска присутствуют все металлы платиновой группы в виде разных ассоциаций: самородные металлы, их сплавы; интерметаллические образования, сульфиды, сульфоарсениды и арсениды. В разных ассоциациях металлы благородной группы встречаются во всех рудопроявлениях: сплошных пирротиновых, сплошных медных, пиритовых, талнахитовых и других типах руд. В малосернистых ассоциациях образуются интерметаллиды, а в высокосернистых – сульфиды платины и палладия. Вкрапленные формы приурочены к халькопириту, другим сульфидам, магнетиту и силикатам. Возможны ассоциации с галенитом, сфалеритом, валлеритом. Палладий (Pd) и платина (Pt) находятся в руде в виде собственных минералов, твердых растворов в пирротине, пентландите; родий (Rh), рутений (Ru), иридий (Ir), осмий (Os) – в виде примеси. Платина и палладий вместе с золотом ассоциируют с минералами меди, родий и другие – с никелем и кобальтом.

Металлы платиновой группы (МПГ) различаются размерами выделений, структурой, твердостью, хрупкостью. Отличительной особенностью платиноносного горизонта является неоднородность минерального состава (табл. 1.5), строения, структуры (габбровая, офитовая, зернистая). Основные породообразующие минералы – пироксен, оливин, биотит, флогопит, апатит, хлорит, карбонаты, кварц, цеолиты, роговая обманка, плагиоклаз и другие; рудные – пирротин, пентландит, халькопирит, кубанит, миллерит, пирит и другие. Платиновая минерализация распределена неравномерно.

Количество МПГ и золота возрастает с увеличением содержания меди в руде и долей пород повышенной основности. МПГ и золото в основном связаны с сульфидами, в конечной стадии переработки руд они накапливаются в сульфидных концентратах, а затем извлекаются при металлургических процессах. При конвертировании медных концентратов они переходят в черновую медь, а при электрохимическом рафинировании черновой меди остаются в анодных шламах, которые перерабатывают на аффинажных заводах с извлечением всех благородных металлов. Стоимость извлекаемых МПГ и золота сопоставима со стоимостью 400 т катодной меди.

Химический состав минералов медно-никелевых руд  
месторождений Норильска

| Минералы           | Содержание элементов, г/т |            |            |             |            |             |
|--------------------|---------------------------|------------|------------|-------------|------------|-------------|
|                    | Pt                        | Pd         | Rh         | Ru          | Ir         | Os          |
| <i>Рудные</i>      |                           |            |            |             |            |             |
| Золото самородное  | 600                       | 10...1000  | 60         | -           | 30         | 4           |
| Серебро самородное | 40                        | 10         | -          | -           | -          | -           |
| Медь самородная    | 0,3                       | -          | -          | -           | -          | -           |
| Висмут самородный  | 0,8                       | -          | -          | -           | -          | -           |
| Пирротин           | 1...3                     | 2...25     | 0,4...1,6  | 0,02...0,45 | 0,07...0,5 | 0,06...0,3  |
| Троилит            | 380                       | 510        | -          | -           | -          | -           |
| Халькопирит        | 0,1...0,5                 | 0,2...0,45 | 0,02...1   | 0,09...0,2  | -          | 0,03...0,05 |
| Кубанит            | 8,6                       | 12...270   | 0,2...0,5  | 0,3         | -          | -           |
| Борнит             | 10                        | 0,01...33  | -          | -           | -          | -           |
| Пентландит         | 0,2...10                  | 0,5...910  | 0,4...1    | 0,06...0,32 | 0,05...0,6 | 0,04...0,1  |
| Никелин            | 380                       | 0,1...0,45 | -          | -           | -          | -           |
| Молібденит         | 0,02...1                  | 0,01       | 0,2        | -           | 0,05       | -           |
| Аргентит           | 4                         | 9          | 2          | -           | 1          | -           |
| Прустит            | 20                        | 3          | 0,8        | -           | 0,2        | -           |
| Кобальтин          | 0,1...2                   | 0,1...0,5  | -          | -           | -          | -           |
| Албаит             | 10                        | 30         | 2          | -           | 2          | 0,05        |
| Гессит             | 50                        | 60         | 12         | -           | 15         | -           |
| Клаусталит         | 40                        | 90         | -          | -           | 5          | 0,1         |
| Уманганит          | 10                        | 5          | -          | -           | 0,6        | -           |
| Касситерит         | 0,2...0,5                 | 0,4        | 0,01       | 0,05...0,2  | 0,05       | -           |
| Магнетит           | 6,4                       | 0,6...20   | 0,3        | -           | -          | -           |
| Хромит             | 0,08...15                 | 0,1...0,5  | 0,01...0,1 | 0,02...0,05 | 0,01...0,1 | 0,02...0,03 |
| <i>Нерудные</i>    |                           |            |            |             |            |             |
| Оливин             | 0,08                      | 0,05       | -          | 0,01        | -          | 0,05        |
| Серпентин          | 0,05...0,1                | 0,08       | -          | -           | -          | -           |
| Диопсид            | 0,01                      | 0,02       | -          | -           | -          | -           |
| Амфибол            | 0,06                      | 0,007      | 0,001      | -           | -          | -           |
| Ортоклаз           | 0,04                      | 0,008      | -          | -           | 0,0001     | -           |
| Апатит             | 0,01...0,04               | -          | -          | -           | -          | -           |
| Циркон             | 0,04...0,1                | -          | -          | -           | -          | -           |

Практически все промышленные месторождения полиметаллических руд цветных металлов содержат благородные металлы. Выделяют руды: скарновые, метасоматические в карбонатных породах, гидротермальные жилы в интрузивных породах, гидротермальные жилы в вулканических породах, колчеданные, стратиформные, метаморфизированные. Скарновые руды широко распространены в Восточном Забайкалье, Приморье (Тетюхе, Советское, Партизан, Светлое, Тигровое и др.); в Центральном Казахстане; в Средней Азии

(Алтын-Топкан, Уч-Кулак, Кансай и др.); в Китае, Болгарии, Мексике, США, Швеции, Японии. Текстура массивная, пятнистая, полосчатая с неравномерной вкрапленностью. Главные рудные минералы – сфалерит, галенит, пирротин, пирит, марказит, халькопирит, арсенопирит, магнетит; реже встречаются – касситерит, станин, кубанит, теллуриды, золото и серебро. Нерудные минералы – кварц, кальцит, хлорит, полевошпат, серицит.

Метасоматические пирит-галенит-сфалеритовые руды в карбонатных и кремнисто-карбонатных породах представлены месторождениями в Восточном Забайкалье, на Кавказе, в Казахстане. Они сложены жильобразными рудными телами и залежами. Рудные минералы – сфалерит, галенит, пирит, арсенопирит, халькопирит, тетраэдрит, пирротин, аргентит; нерудные – кварц, доломит, кальцит. Основные сопутствующие – серебро, сурьма, мышьяк, кадмий, золото.

Гидротермальные месторождения в силикатных породах представлены рудами Восточного Забайкалья, Кавказа, Средней Азии, Приморья и зарубежными. Рудные минералы – галенит, сфалерит, халькопирит. Жильные нерудные минералы – кварц, кальцит, барит, флюорит, серицит, хлорит, гидрослюда; сопутствующие элементы в рудах – серебро, золото, кадмий, индий, теллур, селен, сурьма, молибден.

К эффузивным породам и вулканическим структурам относятся месторождения Закарпатья, Забайкалья, Армении, Узбекистана, Болгарии, Перу и др. Рудные тела – в виде кварц-карбонат-сульфидных жил, линз и прожилков. Текстура руд прожилковая, вкрапленная, полосчатая, брекчиевая, со средне- и мелкозернистой, метакolloидной, колломорфной структурой. Главные рудные минералы – галенит, сфалерит, пирит, халькопирит; жильные породные – кварц, кальцит, барит, флюорит; второстепенные – арсенопирит, блеская руда, борнит, аргентит, сидерит, доломит, каолинит; сопутствующие – медь, серебро, золото.

Из колчеданных золотосодержащих полиметаллических месторождений интерес представляют в Республике Алтай Белоусовское, Золотушинское, Зыряновское, Орловское, Риддер-Сокольное, Тишинское и др.; в Забайкалье – Озерное, Халоднинское и др.; в Казахстане – Жайрем и др.; на Кавказе – Мадисули, Филизчайское и др.; в Средней Азии – Хандиза и др. и многие месторождения Канады, США, Австралии, Швеции, Турции, Японии. Месторождения связаны с вулканогенными толщами. Рудные залежи представлены линзами и пластообразующими телами. Текстура руд массивная, вкрапленная,

полосчатая, пятнистая, брекчсвидная; структура – мелко-, тонкозернистая и метаколлоидная. Главные рудные минералы – пирит, галенит, сфалерит, халькопирит; второстепенные – пирротин, арсенопирит, блескые руды, марказит, магнетит; реже – теллуриды, самородное золото и серебро; нерудные – кварц, альбит, серицит, флюорит, барит, кальцит, доломит, хлорит, каолинит, магнезит, сидерит.

Запасы стратиформных свинцово-цинковых руд весьма существенны. Основные из них: Ачисай, Миргалимсай (Казахстан); месторождения Кыргызстана, Узбекистана, Якутии, Австрии, Алжира, Болгарии, Италии, Испании, Ирана, Канады, США и других регионов мира. Оруденения этих месторождений – пластообразные, линзовидные, жило- и гнездообразные с полосчатой, прожилковой, вкрапленной текстурой и мелко- и тонкозернистой структурой. Основные рудные минералы – пирит, галенит, сфалерит; нерудные – доломит, кальцит, барит, кварц; в незначительном количестве присутствуют халькопирит, теннантит, тетраэдрит, халькозин, аргентит, самородное серебро, арсенопирит, магнетит, гематит, флюорит и др. Наибольшее значение имеют свинец, барит, цинк, серебро, золото, германий, таллий, кадмий, медь, кобальт.

В группе метаморфизированных месторождений промышленное значение имеют: Горевское, Холоднинское, Таежное (РФ); месторождения Австралии, Индии, Канады, США. Рудные тела пластовые и пластообразные, встречаются линзообразные и секущие. Рудные минералы – галенит, сфалерит, пирит; нерудные – кварц, сидерит, доломит, кальцит; второстепенные – пирит, марказит, магнетит, арсенопирит, халькопирит, золото, серебро, хлорит, биотит, серицит и др.

В основных рудных минералах большинства месторождений полиметаллических руд присутствуют изоморфные примеси других ценных компонентов. В сфалерите – железо, марганец, кадмий, медь, серебро в количестве от десятых долей до 20 %; олово, индий, ртуть, кобальт, серебро – до 5 %. В галените примесями являются золото, серебро, висмут, селен, теллур; в халькопирите и пирите – золото, сфалерит и др.

Особый интерес представляет генетический тип древних рудных конгломератов и кварцитов, хотя многие геологи и исследователи относят этот тип сырья к россыпям. Месторождения конгломератов являются основным сырьевым источником производства золота (Южная Африка, Гана, Бразилия). Из них получают три четверти произведенного в мире золота. Месторождение Витватерсранд (ЮАР) сложено

галькой, кварцем, кварцитом, сланцами, сцементированных шлами́ми кварца, хлорита, слюды, карбонатов, углистым веществом и рудными минералами – пиритом, марказитом, пирротинном, арсенопиритом, сульфидами меди, свинца. Содержание золота 10 г/т, серебра и платиноидов 3...30 г/т, урана 0,028 %. Золото – тонковкрапленное в сульфидах. Золотоносные конгломераты имеют олигомиктовый или мономиктовый состав. Золото находится в виде тонкой вкрапленности в сульфидах и цементе (первичное) и перекристаллизованного в цементе и гальке. Серебро присутствует в форме электрума самородного, штрומейрита, прустита и дискразита; платина представлена сплавом с иридием, бреггитом, куперитом; осмий и иридий содержатся в преобладающем количестве по сравнению с рутением и платиной; уран образует самостоятельные минералы. Крупность самородного золота от 1...10 до 100 мкм, примесь палладия в самородном золоте 0,27 %. Основная масса золота – тонкодисперсная (до 78 %).

Золотосодержащие месторождения Кызылкумского региона (Узбекистан) подразделяются на золото-кварцевые, золото-колчеданные и смешанные. К первому типу относятся руды месторождения Мурунтауского рудного поля (Мурунтау, Мютенбай, Беспантау, Бойлик, Триада), а также месторождения Алтынсай и Айтым. Для этих месторождений характерно малое содержание сульфидов (до 2 %) и тесная ассоциация золота с кварцем. В основной массе золото самородное, свободное (85...95 %), тонкодисперсное с размером золоти́н менее 0,05 мм (до 45 % общей массы золота). Золото-колчеданные месторождения широко распространены по границам тектонических блоков. Основные минералы-носители золота – пирит-арсенопиритовые с пирротинном и сульфосолями, также кварц-сульфидные жилы и прожилки, с которыми связано до 40 % золота; руды содержат повышенное количество мышьяка. Золото-колчеданные руды достаточно активно окисляются и переотлагаются в зоне гипергенеза. Переотложения золота в ассоциации с гидроксидами железа часто формируют вторичные месторождения колчеданных руд (Амантайтау, Аджибугут, Аристантауская и Восточно-Ташдныская). Золото-кварцевые и золото-колчеданные месторождения, относящиеся к типу смешанных, представлены рудами Даугызтау, Кокпатас, Бальтау.

Месторождение Мурунтау – крупный штокверк. Вмещающие породы – метаморфизированные песчаники и алевролиты углисто-кварцевого состава с прослойками слюдисто-кварцевыми, кварц-хлоритовыми, углисто-слюдистыми сланцами. Штокверк пересекают

кварцевые жилы, кварцевые брекчии, кварцевые и сульфидные прожилки. Руды залежи прослеживаются по простиранию до 1300 м, на глубине до 1000 м; мощность рудных тел до 280 м. Месторождение Даугызтау расположено на площади в 1 км<sup>2</sup> и представлено 16 залежами. Месторождение Кокпатас состоит из 30 несвязанных между собой участков с промышленным содержанием золота. Все месторождения золота Кызылкумского региона характеризуются неоднородностью физико-химических свойств горных пород, сложной конфигурацией рудных тел, широким диапазоном изменений размеров рудных тел и неравномерным распределением в горном массиве ценного компонента.

При разработке карьера Мурунтау предусмотрена раздельная добыча и складирование товарной, забалансовой руды и вмещающих пород. Горная масса с содержанием золота менее 1 г/т отнесена к породам вскрытия. На территории Кызылкумского региона имеются три действующих (Зарафшанский, Учкудукский, Навонийский) и проектируемый (СП «Амантайтау Голдфилз») горно-металлургические комплексы. В Кызылкумском регионе насчитывается около 100 месторождений золота, из которых на долю Мурунтау приходится 70 % всех запасов, а на Кокпатас, Даугызтау, Амантайтау и другие приходится 20 % запасов, остальные 8...10 % составляют руды месторождений Аристантау, Сармич, Каракутан, Песчаное, Узунсай и др. На Зарафшанском комплексе эксплуатируются месторождения Мютенбай, Бесапантау, Байлик, Триада и менее крупные рудопроявления золота в радиусе до 10 км; разведаны месторождения Восточно-Ташдынской, Аристантауской и Ясвайской рудных зон в радиусе до 45 км. В сырьевую базу Учкудукского комплекса включены рудные зоны Кокпатаского рудного поля, Алтысай, Айтым, Булуткан, Турбай в радиусе до 30 км. В состав Навонийского комплекса включены месторождения, расположенные в Нуратинских и Зирабулак-Зиаэтдинских горах (40 км от завода). В новый комплекс СП «Амантайтау Голдфилз» входят месторождения Амантайтау и Даузагтау и рудопроявления золота – Асаукакское, Сарбатырское, Ясаульское, Зарсайское, Тумшуктауское, Карасайское, Ауминзинская группа месторождений. При переработке руд месторождения Мурунтау помимо золота получают серебро, палладий, вольфрам. Кроме того, при переработке золото-урановых руд отдельных циклах гидрометаллургической переработки накапливаются молибден, рений, скандий, осмий и другие элементы. За многие десятилетия промышленной разработки золоторудных месторождений

скопились большие запасы отходов гидрообогачения, металлургической переработки и отвалов забалансовых руд, в которых содержание золота составляет не менее 0,6...0,8 г/т, а часто превышает 1 г/т.

Для кучного выщелачивания карьерной руды, отходов, забалансовых отвалов разработаны геотехнологические условия. Содержание золота более 2 г/т; запасы природного и техногенного минерального сырья оценены в 10 млн т и более; сырье окисленное; форма нахождения золота – прожилковая минерализация с налетами и корочками перетолщенного золота; более 50 % массы золота свободное и в сростках с другими минералами с крупностью золотин до 200 мкм; содержание сульфидов менее 2 %; органика отсутствует.

Железо-медистое Волковское месторождение (Урал) расположено в пределах платиноносного пояса габбро-перидотитовой формации. Вмещающие породы – габбро и диориты. Выделяются типы руд – ванадиево-железо-медные; ванадиево-железные; борнит-апатит-титаномagnetитовые; апатит-титаномagnetитовые, халькопирит-борнитовые.

Основные рудные минералы – титаномagnetит, апатит, борнит, халькопирит, халькозин, гематит, ильменит, малахит, азурит, хризолла, гидроксиды железа. Нерудные минералы – пироксен, роговая обманка, плагиоклазы, карбонаты, серицит, альбит, хлорит, magnetит. Крепость пород высокая 1210...2032 кг/см<sup>2</sup>. Примесные ценные компоненты – золото, серебро, палладий и другие благородные металлы. Палладиевый минерал – меренскит PdTe<sub>2</sub> – встречается часто, крупность 1...70 мкм; в меренските примесь платины до 3,31 %, золота 0,53 %. Содержание палладия доходит до 0,31 %. Медно-кобальтовый теллурид тонкозернистый (10...70 мкм) встречается вместе с борнитом. Карролит Co<sub>2</sub>CuS<sub>4</sub> обнаружен в ассоциации с меренскитом и самородным золотом. Гессит Ag<sub>2</sub>Te найден в борнитовых рудах, крупность частиц до 100 мкм; в нем имеется примесь палладия.

Исследованиями В.М. Изонтько (ЗАО «МеханобрИнжиниринг») показано, что хромитовые руды характеризуются малым содержанием платиноидов. Тугоплавкие иридий, рутений, осмий находятся в виде мельчайших включений (1...5 мкм) в хромшпиннелидах в виде самородных, сульфидных и сульфоарсенидных включений. Платина и палладий связаны с сульфидами и встречаются в самородной, теллуридной и арсенидной формах в пирротине, пентландите, халькопирите, хизлевудите.

В железистых кварцитах содержание золота на порядок превышает кларковые количества в земной коре. Концентрация золота неравномер-

ная 0,005...20 г/т. В рудах Костомукшского железорудного месторождения установлена повышенная золотоносность биотит-магнетитовых, магнетитовых, амфибол-магнетитовых, грюнерит-магнетитовых разновидностей железистых кварцитов. Максимальное содержание золота (12...23 г/т) прослеживается в самородной и тетрааурикупридной формах в ассоциации с арсенопиритом, сфалеритом, галенитом, висмутом. Содержание благородных металлов в отдельных пробах составляет, г/т: платина – 0,05, палладий – 0,2, золото – 4,5. Ресурсы золота оценены в 5...9 т. Содержание золота в железистых кварцитах Оленегорской группы месторождений от 0,01 до 12 г/т; содержание платины и палладия коррелирует с концентрацией золота. Золото самородное и в ассоциации с пиритом, халькопиритом, галенитом, борнитом, гематитом и реже с силикатами. Есть собственные минералы золота – аурикуприт и тетракупроаурид, иногда в сростках с халькопиритом. Встречается самородный осмий крупностью 50 мкм. В немагнитной фракции гравитационного концентрата обнаружена концентрация осмия, иридия, рублидия, плагинны, палладия. В гематитовых рудах – железистых кварцитах Михайловского месторождения – содержание золота до 5 г/т с крупностью зерен 30...70 мкм; золото пластинчатое, крючковатое, палочкообразное, комковидное. В рудах Лебединского месторождения самородное золото связано с сульфидами в кварцевых прожилках от 0,5 до 1,2 г/т. Золото чешуйчатое в сростках с пиритом. Платина концентрируется в магнитном продукте, а палладий – в слабомагнитном, основная часть платиноидов рассеяна в виде эмульсионной вкрапленности в силикатах и магнетите. В отдельных рудах железистых кварцитов при извлечении гематита гравитацией в нем концентрируется золото; после доводки гематитового концентрата на Оленегорской обогатительной фабрике извлекается 40...60 кг золота в год. В скарновых железорудных месторождениях Абаканской группы выведено более 30 золотоносных залежей с содержанием золота 1,3...19 г/т и серебра – 5...45 г/т. Отмечается гидротермальная полиметаллическая и марганцевая минерализация золота с галенитом, сфалеритом, пиритом, халькопиритом, заключенные в агрегаты магнетита. Самородные отложения золота в виде кюстелита образуют и мелкие включения 0,04...4 мм, не связанные с сульфидами. Самородное в пирите, пирротине и магнетите золото имеет крупность от долей микрометров до 0,35 мм; преобладает крупность 5...10 мкм. Скарновые железорудные месторождения – Шерешевское, Тейское, Абаканское, Амपालьское и Высокогорское – также содержат золото, г/т: 0,2...0,7; 0,05...0,15; 0,05...3,2; 0,6...7; 0,06...0,11

соответственно. Как уже отмечалось, благородные металлы содержатся в рудах Качканарского и Гусевогорского титано-магнетитовых месторождений (0,05...0,2 г/т), ассоциированные в основном с сульфидами. Основные минералы благородных металлов – высокоцит, брэггит, куперит, изоферроплатина, атенсит, мертинит с крупностью 1...200 мкм. На Ковдорском бадалейт-апатит-магнетитовом месторождении выявлены высокие концентрации благородных металлов во флотационном продукте после гравитационного выделения из него тяжелой фракции высокоплотных минералов, г/т: платина – 0,54...0,83; палладий – 0,05...0,4; золото – 0,025...0,2; серебро – 3...12. Полученные концентраты содержат 100 г/т благородных металлов. Минералы платиновой группы в этих продуктах: изоферроплатина, самородная платина, куперит, мертинит, сперилит, монцит, брэггит, штурмфлит, винсентит, гаунглинит. Платиноносные хромитовые руды Алданского щита (Инаглинское и Кодерское месторождения) являются как коренными, так и представленными элювиально-аллювиальными типами.

В последние десятилетия значительное увеличение производства золота произошло вследствие вовлечения в переработку техногенного золотосодержащего сырья: хвостов золотоизвлекательных фабрик, легкой фракции гравитационного обогащения россыпей, забалансового сырья, пиритных огарков и других продуктов. Получающиеся отходы, складываемые в отвалах, хвостохранилищах, оставляемые в недрах, – это источники получения золота в будущем, из которых для получения 1 г золота необходимо переработать в десятки раз больше техногенного сырья, чем природного минерального. Из всех отходов наиболее подготовленными считаются хвосты золотоизвлекательных обогатительных фабрик. Варианты утилизации хвостов выбираются на основе технико-экономического анализа их переработки по различным технологиям.

Техногенные отходы производства золота можно классифицировать на несколько групп:

- минерализованные породы, забалансовые руды, которые при вскрытии рудных тел месторождения складываются в отвалах; содержание золота составляет 0,5...3,0 г/т, присутствуют серебро, медь, цинк, молибден;
- отвалы дражных полигонов, карьеров по добыче песков; руды достаточно бедные по содержанию золота, но богаты серебром и платиной;
- отвальные хвосты и шламы горного производства и обогатительных фабрик крупностью от  $-2+0,5$  мм до 60...80 мм; содержание золота – до 2 г/т; присутствуют медь, цинк, иногда уран;

– отвальные хвосты циклов измельчения, гравитации, флотации золотоизвлекательных фабрик; содержание золота – до 0,5 г/т; присутствуют серебро и цветные металлы;

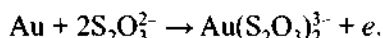
– хвосты цианирования, складированные в хвостохранилищах золотоизвлекательных фабрик и гидрометаллургических заводов; содержание золота – до 0,4 г/т; незначительное содержание серебра и цветных металлов;

– хвосты амальгамации золотоизвлекательных фабрик; содержание золота – до 0,1 г/т; в меньшем количестве серебро и цветные металлы.

К техногенному сырью относят шлиховые материалы, получаемые на драгах и промприборах, хвосты шлихообогащительных установок, хвосты золото-урановых предприятий, хвосты и пиритные продукты переработки колчеданных руд цветных металлов, хвосты обогащения железных руд и др. Шлиховые продукты характеризуются высоким содержанием благородных металлов (5...50 г/т), тяжелых породных и полезных фракций; значительная часть золота в этих продуктах представлена тонкодисперсными и чешуйчатыми частицами. Для переработки техногенных материалов возможно применение двухуровневых схем переработки с получением на первой стадии грубого золотошлихового продукта с последующей его переработкой на специальных шлихообогащительных фабриках.

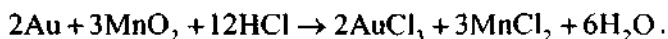
Разработка технологии обогащения техногенных продуктов не может быть качественно выполнена без исследования геохимических процессов, происходящих при длительном хранении этих продуктов на разрабатываемых месторождениях. В условиях хранения техногенных продуктов возможен механический перенос, химическое растворение, переотложение и повторное растворение золота. Растворение, миграция и осаждение золота зависят от площади его выделений, минерального состава и текстурно-структурных особенностей пород, физико-химических свойств среды. Так, чем крупнее золотины, тем меньше вероятность растворения золота. В растворы переходит микроскопическое и тонкодисперсное золото. Основными растворяющими компонентами золота являются водные растворы  $\text{FeCl}_2$ ,  $\text{Fe}_2(\text{SO})_3$ ,  $\text{CuCl}_2$ ,  $\text{CuSO}_4$ ,  $\text{NaCl}$ ,  $\text{HCl}$ ,  $\text{H}_2\text{SO}_4$ , которые образуются непосредственно в отвальном массиве. Золото растворяется также водами отвала, содержащими галогенидные, азотно- и сернокислые соли щелочных металлов, органические кислоты и др.

В сернистых растворах в присутствии диоксида марганца, кислорода, трехвалентного железа и двухвалентной меди растворение золота идет интенсивно. Способность золота к комплексообразованию значительно повышает его миграционную способность. В присутствии галогенид-ионов, даже при небольших концентрациях, происходит окисление золота с последующим его растворением более слабыми окислителями. Очень часто в массиве отвалов образуются высококонцентрированные растворы кислородных соединений серы низшей валентности. Продукт окисления сульфидного минерала – тиосульфат – образует с золотом растворимые комплексные соединения:



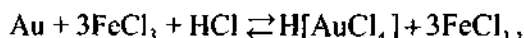
В мономинеральных водах возможно образование гидроксокомплекса  $[\text{Au}(\text{OH})_2]^-$ , а в сильноминерализованных водах хлоргидроксокомплекса  $[\text{AuCl}_3\text{OH}]^-$ . Иногда тонкодисперсное золото может переходить в коллоидный раствор. Стабилизаторами коллоидного золота являются коллоидный кремнезем, карбонат натрия и гидроксид железа (III). Присутствие в отвальных водах хлорид-ионов, которые получают в результате взаимодействия хлоридов и диоксида марганца, является основанием для образования устойчивого трехвалентного комплекса золота  $\text{AuCl}_4^-$ .

Растворимость золота при одной и той же концентрации  $\text{FeCl}_3$  выше для пород с высоким содержанием марганца:



При этом возможно и образование свободного хлора, являющегося окислителем золота. Растворимое соединение  $\text{AuCl}_3$  образуется также при действии окислителей хлоридов железа и меди. При этом в водной среде образуются комплексные соединения  $\text{H}_2[\text{AuClNH}_3]$ ,  $\text{Me}[\text{Au}(\text{Cl})_4]$ ,  $\text{AuF}_3$ ,  $\text{AuBr}_3$ ,  $\text{AuI}_3$ .

В динамических условиях возможна реакция



но при этом возможен сдвиг реакции вправо.

Золото в отвальных водах может растворяться иодом под действием аминокислот (серин, гистидин, аспарагин), гуминовых кислот в щелочных средах, сульфокислот в кислых, нейтральных и щелочных средах. При этом образуются комплексные соединения типа хелатов.

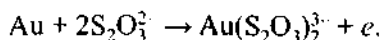
Скорость фильтрации золотосодержащих растворов в отвалах определяется пористостью отвального массива. Для песчаников она составляет 10...20 %, карбонатов 5 %, магматических пород 1...2 %, для сплошных пород 1...4 %, для сульфидных продуктов с высокой степенью окисления 20...40 %.

Возможны также сульфатные  $\text{Au}(\text{SO}_4)_2^-$ , сульфитные  $\text{Au}(\text{SO}_3)_2^-$ , сульфидные  $\text{AuS}$ , тио-сульфатные  $\text{Au}(\text{S}_2\text{O}_3)_2^-$ , хлоридные  $\text{AuCl}_4^-$ , гидроксокомплексные  $\text{Au}(\text{OH})_2^-$ ,  $\text{Au}(\text{OH})_4^-$  формы миграции золота.

Локализованное техногенное концентрирование золота в результате его переотложения из растворов зависит от возможных геохимических барьеров: кислородного, восстановительного, сульфатного, карбонатного, щелочного, углеродистого, сульфидного, сорбционного или их комбинаций. Повышение концентрации кислорода увеличивает вероятность распада всех форм золота, кроме коллоидных миграционных, и осаждение его в самородном состоянии.

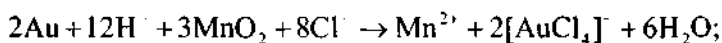
Процессы растворения, миграции и вторичного осаждения золота в условиях хранения техногенных минеральных объектов (ТМО) зависят от вещественного состава горных пород, физико-химических свойств среды. При хранении ТМО в раствор переходят микроскопическое и тонкодисперсное золото, которое после высвобождения от вмещающих минералов легко мигрирует в отвальном массиве.

В сернистых средах в присутствии сильных окислителей – диоксида марганца, кислорода,  $\text{Fe}^{3+}$  и  $\text{Cu}^{2+}$  – золото растворяется интенсивно. В присутствии галогенид-ионов происходит окисление золота с последующим его растворением. При окислении сульфидов образуются устойчивые в нейтральных и щелочных средах тиосульфаты, которые при взаимодействии с золотом образуют комплексные растворимые соединения

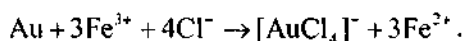


Ассоциации Au в пирите наиболее подвержены растворению вследствие действия сульфата трехвалентного железа, являющегося сильным окислителем. Пирит и пирротин активно окисляются при значениях  $\text{pH} > 5$  и особенно в щелочных средах. Тонкодисперсное золото при растворении сульфидов переходит в коллоидный раствор под воздействием коллоидного кремнезема, карбоната натрия и гидроксида железа. При окислении золота активную роль проявляют хлорид-ионы, которые выделяются в результате действия кислых вод, содержащих хлориды, диоксид марганца (пирролюзит, псиломелан-вад

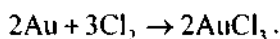
и др.). При этом в отвальном массиве хлорид-ион образует с  $\text{Au}^{3+}$  комплексное устойчивое соединение  $\text{AuCl}_4^-$  по реакциям



или



Чем выше содержание марганца в отвальном массиве, тем выше растворимость золота:



Золото в раствор может переходить и под действием брома, йода. Гуминовые кислоты также растворяют золото, они образуют с золотом комплексные соединения типа хелатов.

Золото активно мигрирует среди биоактивных и углистых пород. В ТМО повышенное содержание золота наблюдается в слабокислых, нейтральных или слабощелочных водах. Перенос золота в виде хлорных комплексных ионов возможен в сильнокислых хлористо-водородных водах; в более щелочных водах с  $\text{pH} > 6,5$  устойчивы комплексные тиосульфатные соединения золота. При окислительных (кислородных) процессах, когда золото активно растворяется, переотложение (осаждение) золота не происходит, возможно только частичное поглощение его из растворов гидроксидами железа или марганца продуктами окисления сульфидов.

При восстановительных процессах золото переходит из растворов в самородные формы при наличии восстановителей – органических веществ, сероводорода, поливалентных металлов – железа, меди, сидерита, железистого кальцита, марганца, серного ангидрида и других восстановителей.

Существенное влияние на подвижность золота в массиве золото-содержащих ТМО оказывают карбонатные процессы, при которых наряду с осаждением карбонатов восстанавливается до самородной формы и происходит насыщение золотом кальцита и других карбонатов. В случае смены кислых вод на нейтральные или слабощелочные наблюдается повышение концентрации золота. При  $\text{pH} < 8$  золото концентрируется вместе с опалом, гидроксидами железа. При нейтрализации кислых вод карбонатными породами также происходит осаж-

дение золота; минералы халькозин, пирротин способствуют осаждению золота.

Все сульфиды, через которые мигрирует растворенное золото, а также карбонатные минералы осаждают золото из хлоридных растворов – их поверхность покрывается слоем мелкого коллоидного золота. Постепенно укрупняясь, отложения коллоидного золота образуют высокопробное губчатое золото. Сорбентами для осаждения золота из растворов могут быть каолинит, галлуазит, глины, опал, кварц, псиломелан, гематит, гетит, ярозит, кальцит, смитсонит, малахит, слюда. В кислых средах прочное закрепление золота происходит на каолините, опале; в щелочных средах – на минералах щелочного ряда. Основные концентраторы золота в зоне окисления ТМО – оксиды железа, гипс, барит, сульфиды.

Примерами техногенных месторождений могут быть Матросовское месторождение, которое существует более 50 лет с момента разработки Наталкинского золото-кварц-сульфидного прожилково-вкрапленного месторождения. Главный полезный компонент – золото, содержание которого составляет 0,4...3,2 г/т. Основные минералы: кварц (50 %), слоистые силикаты, плагиоклазы, пироксен, эпидот, цеолит, ангидрит и сульфиды. Рудные минералы – пирит, пирротин, арсенопирит, халькопирит, гидрогетит. Имеются включения халькопирита и пирротина в пирите и содержание углеродного вещества в свободной форме и включения в кварце.

Благородные металлы обнаружены также в хвостах обогащения руд многих месторождений железа, марганца, а также комплексных, редкометальных и неметаллических руд, что предполагает необходимость их комплексной переработки.

Железистые кварциты Курской магнитной аномалии содержат золота в количествах, позволяющих его концентрировать в гравитационных концентратах (15 г/т) при высоком извлечении (75 %).

## **2. ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА И ПРИМЕНЕНИЕ ЗОЛОТА В ЭКОНОМИКЕ**

Технологические процессы производства золота совершенствовались в течение многих столетий. Такие способы, как промывка песков, дезинтеграция вручную в каменных ступках, жерновах были известны с древних веков. Обогащение проводилось на примитивных шлюзах-желобах, а золото улавливалось на шкурах диких животных. В Древнем Египте была известна плавка золота, амальгамация впервые применена 2000 лет назад. Центрами добычи золота являлись Африка, Испания, Азия, Кавказ, Китай, Америка. Особое развитие производство золота получило в связи с применением его как меновой ценности, когда оно стало выполнять функцию денежных знаков.

Гидравлические установки добычи золота, механические способы дезинтеграции (измельчения), амальгамация появились в XV–XVII вв. В России увеличение добычи золота началось с открытием россыпных месторождений в XVII в. Наибольший бум в добыче и производстве золота начался в XIX в. с открытием в Калифорнии (США) россыпных месторождений. В это же время появляются первые обогащательные фабрики по обогащению руд с применением амальгамации, обжига, хлорирования, плавки сульфидных руд на штейн. В XIX в. впервые была применена технология цианирования золота в присутствии окислителя – кислорода, а затем и процессы осаждения золота из цианистых растворов с применением в качестве восстановителя металлического цинка.

Первые установки по цианированию золота зарегистрированы на Урале в 1898 г. Производство золота в России из руд коренных месторождений отмечается в 1745 г. вблизи Екатеринбурга. К активной добыче и переработке россыпей Урала, Алтая, Сибири, Забайкалья приступили в начале XIX в.

Современная технология переработки золотосодержащих руд включает две основные стадии: обогащение и гидрометаллургию. При обогащении применяют сочетание последовательных технологических операций: дробление, грохочение, измельчение, дезинтеграцию и промывку (для россыпей), гравитацию, флотацию. Гидрометаллургическая переработка руд и концентратов включает процессы цианирования (или иные методы выщелачивания), амальгамацию, обжиг, плавку, биотехнологию с предварительным окислением, сорбционные методы извлечения золота из пульпы и растворов, экстрак-

ционные способы концентрации золота из растворов выщелачивания, осаждение золота из растворов восстановителями (цементация), электролиз золота, методы гидрохлорирования, автоклавного окислительного выщелачивания трудновоскрываемых форм золота и аффинажное производство.

В последние годы проведена типизация руд месторождений с учетом технологических факторов извлечения золота. В основу классификации положено разделение руд по крупности выделяемого золота: очень крупное – более 0,3 мм; крупное – 60...70 мкм; мелкое – 10...60 мкм; тонкодисперсное – менее 20 мкм. Определена характеристика геометрических форм золота: изометрическая, пластинчатая, чешуйчатая, палочная, неопределенной формы, дендровидная, кристаллическая. Выделены понятия чистоты поверхности: чистая, частично покрытая пленкой и со сплошной пленкой. Обозначены границы упорности минерального сырья, когда золото считается трудноизвлекаемым: тонкодисперсное золото; в сульфидах; сурьмяное золото; мышьяковистое золото; золото, связанное с глинистым и углистым веществом. Переработку золотосодержащего сырья на всех исторических этапах развития производства золота определяло: наличие в рудах сопутствующих полезных компонентов, имеющих промышленное значение; содержание в рудах окисленных и сульфидных минералов; наличие компонентов, осложняющих технологию переработки; фазовый состав и крупность частиц золота.

Основным сырьем для производства золота являются:

- золотые руды и россыпи;
- руды цветных металлов и полиметаллическое минеральное сырье;
- вторичное сырье (промышленный и бытовой лом, отходы);
- техногенное сырье.

Для выделения свободного золота применяют гравитационные методы обогащения как из руды, так и из продуктов ее переработки (хвостов обогащения, цианирования, огарков), с использованием для этого различных гравитационных аппаратов. До 80-х годов XX в. для выделения свободного золота очень часто гравитацию совмещали с амальгамацией, но с 80-х годов XX в. законодательством РФ запрещено применение амальгамации. Флотационные способы обычно применяют для извлечения золота из упорных и комплексных руд, руд со сложным вещественным составом и сульфидных тонковкрапленных руд.

Сульфидные руды с тонковкрапленным золотом перерабатывают по схеме: флотация – обжиг концентратов – цианирование. При сульфидно-теллуридном сырье для извлечения золота используют флотацию с последующим цианированием хвостов и продуктов и плавкой концентратов. Из сульфидных руд флотируют сульфиды и золото с последующей плавкой концентрата и цианированием хвостов.

Перколяционное выщелачивание используют при переработке пористых руд и шламов. В последние годы активно применяют сорбционно-безфильтрационные технологии выщелачивания, используя ионообменные смолы и активированные угли. В США разработан процесс извлечения золота активированным углем из пульпы – «уголь в пульпе». Для обжига сульфидных золотых концентратов, упорных глинистых руд и другого подобного сырья используют подовые печи кипящего слоя с температурой 500...730 °С и последующим цианированием огарка; извлечение золота высокое – более 97 %. Применяют также автоклавное вскрытие сульфидов, освобождая золото под давлением при температуре 120...130 °С в водно-кислородной, щелочной, цианидной, кислой и кислородно-аммиачной средах; при этом железо и мышьяк не переходят в раствор. Для извлечения золота из углистых руд применяют предварительное окисление органики растворами гипохлорита натрия. А затем ведут сорбцию на смолах.

В странах СНГ золото из растворов извлекают в основном способами цементации, сорбции на углях и ионообменных смолах. Конечной продукцией золотоизвлекающих предприятий являются: черновое золото, богатые золотые осадки, шламы электролитического производства цветной металлургии.

В последнее время широкое распространение получили технологические схемы выщелачивания: кучное выщелачивание (КВ), шахтные системы выщелачивания, скважинные технологии выщелачивания. Наиболее широко применяются КВ золота цианидными растворами. Выщелачиванию подвергают малосульфидные, золото-кварцевые, окисленные руды, оруденение которых приурочено к прожилкам, трещинам со свободным золотом, с открытой поверхностью и отсутствием вредных примесей. Вредными примесями являются сульфиды, углистые и органические вещества, карбонаты, глины, слюды. Те же требования предъявляются и для шахтных систем.

Важное значение для эффективности извлечения золота имеет самородное золото, размеры частиц которого могут быть в широких пределах – 0,07 мм до +0,001 мм. Самородки золота встречаются редко. Золо-

то, как правило, содержит более 40 примесных компонентов: серебро, платина, палладий, медь, висмут, железо, свинец, сурьма и др.

Отложение самородного золота и минералов золота происходило в поздние стадии рудообразования из гидротермальных растворов.

Ассоциации самородного золота с пиритом, арсенопиритом, галенитом, сфалеритом, халькопиритом, сульфосолями, теллуридами и другими наблюдаются во всех рудопроявлениях золота.

Различия в свойствах золота зависят от условий формирования месторождений (температура, давление, состав и свойства растворов). Растворимость золота и его комплексов в воде также зависит от температуры. Концентраторы золота для разных генетических типов неодинаковы. Так, для медно-колчеданных и медно-цинковых руд – это пирит; для медно-порфировых – халькопирит; для полиметаллических – галенит; для золотых руд – арсенопирит и пирит. Наиболее распространенным золотосодержащим минералом является пирит, имеющий несколько генераций и разные кристаллографические формы: кубическую, октаэдрическую и др. Кристаллы пирита чаще октаэдрической формы. Пирит содержит до 2 % золота. Иногда сера пирита замещена мышьяком. Вторым золотосодержащим минералом является арсенопирит. В нем золото часто является механической примесью. В арсенопирите железо и часть мышьяка изоморфно замещены золотом. В глубинных месторождениях часть золота тонкодисперсно рассеяна в массе метаколлоидного кварца.

Выбор процессов и аппаратов для извлечения золота зависит от форм нахождения и морфологии золота. Так, крупное золото извлекают гравитацией; мелкое флотируют и выщелачивают; тонкое и тонкодисперсное цианируют после окислительного обжига или подвергают пирометаллургической плавке, как и золото, связанное с кварцем. Применяют и новые процессы: радиометрическую, пенную сепарацию, кучное и бактериальное выщелачивание, хлоридовозгонку, биотехнологические процессы.

Российские золотодобытчики и ученые внесли значительный вклад в развитие производства золота. Среди них М.В. Ломоносов, разработавший основы методики пробирного анализа с использованием жидкого хлора; П.Р. Багратион, впервые применивший растворение золота в щелочных растворах; П.П. Аносов, разработавший способ плавки золотосодержащих продуктов и другие процессы производства золота. В развитие новых методов переработки золотосодержащего минерального сырья большой вклад внесли ученые XX в.: В.О. Мостович,

И.Н. Плаксин (комбинированные технологии на основе обогащения и гидрометаллургии); В.В. Лодейщиков, И.А. Каковский (растворители золота, теория и технология выщелачивания); А.Г. Лопатин (обогащение золота в центробежных концентраторах) и др.

Благородные металлы составляют целый класс химических элементов, к которому относят золото, серебро, металлы платиновой группы (платина, палладий, осмий, иридий, рутений, родий). Золото, серебро, платина известны с древних времен, а остальные открыты в XVIII–XIX вв. Все они при определенных условиях имеют достаточно высокую химическую активность. Несмотря на малую распространенность в природе и высокую стоимость, благородные металлы и их сплавы имеют широкое применение в технике и в быту, что связано с разнообразием их физико-химических, механических и других свойств. Золото и серебро в периодической системе Д.И. Менделеева занимают I группу, а платиновые металлы – VIII группу.

Золото и серебро имеют гранцентрированную кубическую кристаллическую решетку, близость размеров которой даст возможность получать сплавы в виде ряда твердых растворов. Во внешнем электронном слое имеется по одному электрону, а в предпоследнем 18 электронов. Степень окисления золота (потеря электронов) +1, но золото может в определенных условиях потерять электроны из предпоследнего электронного слоя и тогда валентность его может быть +3. Золото и серебро являются легкоплавкими металлами и имеют высокую пластичность. Они обладают хорошей ковкостью и тягучестью, легко поддаются прокатке. При этом можно получить золотую фольгу толщиной 0,1 мкм и проволоку диаметром 1 мкм. Золото и серебро имеют высокую теплопроводность и электропроводность; у серебра она больше, чем у всех других металлов; золото по этим характеристикам занимает 3-е место после серебра и меди.

Все металлы платиновой группы имеют высокие температуры плавления и кипения, а у золота и серебра она ниже (табл. 2.1). Температура плавления золота 1063 °С, серебра 960 °С, осмия 2700 °С. По твердости металлы платиновой группы близки к закаленной стали, а у золота и серебра она очень низкая. Плотность их высокая и составляет, г/см<sup>3</sup>: рутений 12,2; родий 12,45; палладий 12,16; платина 21,45; золото 19,3. По химической устойчивости (а они все достаточно стойкие) они располагаются в ряд: серебро, палладий, осмий, платина, золото, рутений, родий, иридий.

Золото растворяется в царской водке и ряде других растворителей. Все металлы платиновой группы при воздействии кислот при обычных температурах никаких соединений не образуют. Устойчивы: к кислороду – платина; к сере – рутений; к хлору – иридий; к фтору – родий.

Таблица 2.1

Физические свойства металлов платиновой группы

| Металлы                   | Ru   | Rh   | Pd   | Ag    | Os   | Ir   | Pt     | Au   |
|---------------------------|------|------|------|-------|------|------|--------|------|
| Температура плавления, °C | 2450 | 1966 | 1552 | 960,5 | 2700 | 2450 | 1773,5 | 1063 |
| Температура кипения, °C   | 4900 | 4500 | 3980 | 1950  | 5550 | 5300 | 4500   | 2600 |

Легко окисляется кислородом на воздухе при обычной температуре осмий с образованием  $OsO_4$ . Все благородные металлы образуют комплексные соединения. Их применение в технике и в быту связано с химической и коррозионной стойкостью, высокой тепло- и электропроводностью, высокими теплоэлектрическими и другими свойствами. Из них готовят многочисленные сплавы специального назначения, электроконтакты, термосопротивления, термопары, нагреватели лабораторных печей, химическую посуду, антикоррозионные покрытия, медицинский инструмент, катализаторы, зубные протезы, ювелирные изделия и др.

Золото до настоящего времени сохраняет денежный эквивалент. Основная масса золота потребляется в виде сплавов, главным образом в ювелирном деле. Это сплавы золота с медью и серебром с добавлением платины, палладия, цинка, олова и других цветных металлов. В России в ювелирном производстве установлены пробы (число частей благородного металла в 1000 частей по массе):

для золота .....375 (37,5 % золота); 500; 583; 750; 958  
 для серебра ..... 750; 800; 875; 916; 925; 960

Существует также карат – мера содержания золота в сплаве, равная 1/24 массе сплава; чистый металл соответствует 24 каратам. Так, золотой сплав пробы 18 карат содержит 18 весовых частей чистого золота и 6 весовых частей других металлов. Соотношение метрической системы с каратом следующее: 23 карата – проба 958, 21 карат – проба 875, 18 карат – проба 750, 14 карат – проба 583. Проба изделий гарантируется постановкой на них оттиском специального клейма.

Для придания механических свойств и цвета в сплавы ювелирных изделий вводят добавки цветных и драгоценных металлов. Бе-

лое золото содержит серебро и палладий. Изменение соотношения содержания золота и серебра в сплаве позволяет получить золото белого, желтого, зеленоватого цветов. Золотой сплав, содержащий 9 % серебра и 32,5 % меди, имеет оранжевый цвет. Червонное (красное) золото является сплавом золота с медью (соотношение 9:1).

В табл. 2.2 приведены пробы золота для обручальных колец в разных странах.

Таблица 2.2

Пробы золота, используемые для изготовления обручальных колец

| Проба золота | Страна         | Содержание золота, % | Содержание золота, карат* |
|--------------|----------------|----------------------|---------------------------|
| 958          | Россия         | 95,8                 | 23,0                      |
| 920          | Франция        | 92,0                 | 22,1                      |
| 917          | Англия         | 91,66                | 22,0                      |
| 840          | Франция        | 84,0                 | 20,2                      |
| 750          | Россия         | 75,0                 | 18,0                      |
| 585          | Нидерланды     | 58,5                 | 14,0                      |
| 583          | Россия         | 58,3                 | 14,0                      |
| 500          | Италия, Россия | 50,0                 | 12,0                      |
| 415          | Нидерланды     | 41,6                 | 10,0                      |
| 375          | Англия, Россия | 37,5                 | 9,0                       |
| 333          | —              | 33,3**               | 8,0                       |

\* 1 каратная проба = 41,666 метрической пробы.

\*\* Не может считаться золотом.

При переработке золотосодержащего сырья обязателен контроль качества исходных и конечных продуктов. В настоящее время при контроле качества используют следующие стандартные образцы.

1. Отраслевой стандартный образец (ОСО 33–87) концентрата флотационного, аттестованный на содержание золота (22,7 г/т), мышьяка (0,59 %), сурьмы (0,087 %), оксида алюминия (1,95 %).

2. Стандартный образец предприятия руды золотосодержащей (СОП РЗС-1–2000), аттестованный на содержание золота (11,8 г/т), серебра (26,2 г/т), меди (0,026 %), цинка (0,015 %), свинца (0,035 %), сурьмы (0,098 %), мышьяка (0,108 %) и серы общей (0,65 %).

3. Стандартный образец предприятия состава хвостов общих золотосодержащих, аттестованный на содержание золота (0,50 г/т).

По действующим техническим условиям (ТУ 117-2-8–75) гравитационному золотосодержащему концентрату соответствует содержание: золота – не менее 50 г/т, мышьяка – не более 0,7 %, сурьмы – не более 0,3 %, оксида алюминия – не более 10 %.

В соответствии с ГОСТ 28058–89, в Российской Федерации выпускают две марки золота:

|                       | ЗЛА – I П | ЗЛА-1 |
|-----------------------|-----------|-------|
| Аu, %, не менее. .... | 99,9      | 99,9  |
| Примеси, %, не более: |           |       |
| Pb .....              | 0,0005    | 0,001 |
| Sb .....              | 0,0005    | 0,001 |
| Bi .....              | 0,0005    | 0,001 |
| Fe .....              | 0,0005    | 0,001 |
| Всего .....           | 0,01      | 0,01  |

Золото лигатурное в слитках (ТУ 117-2-7-75) должно содержать: золота – не менее 10 %, серебра и меди – не ограничивается, свинца – не более 5 %, ртути – не более 0,1 %.

Золото катодное по ТУ 48-16-3-78 содержит: золото и серебро – не менее 40 %, ртуть – не более 0,1 %.

### 3. ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА ЗОЛОТА И МИНЕРАЛЬНЫХ ОБРАЗОВАНИЙ

#### 3.1. Минералогический состав руд

Основные месторождения золота: эндогенные, экзогенные, техногенные.

В гидротермальных месторождениях золота выделяют формации: золото-кварцевая, золото-сульфидная, золото-кварц-сульфидная, золото-кварц-арсенопиритная, антимонитовая, золото-кварц-висмутинная, золото-баритовая, золото-карбонатная.

Состав золото-кварцевых руд – сульфидов до 5 %, основные из них: пирит, пирротин, арсенопирит, реже галенит, сфалерит, халькопирит, марказит, висмутин и другие, жильный минерал – кварц. Нерудные – полевой шпат, биотит, мусковит, турмалин, кальцит, хлорит, апатит и другие. Основная масса золота образовалась после минерализации кварца, арсенопирита и турмалина одновременно с полиметаллами, с мелкой вкрапленностью в кварце, пирите и других сульфидах, а также в виде пленок на контактах сульфидов, комковатых, угловатых, округлых частиц. Кварцевые малосульфидные руды незначительны по запасам, хотя и богаты золотом (4...12 г/т). Золото в них крупное самородное, ассоциированное с кварцем.

Золото-пирит-кварцевые руды также просты по вещественному составу. В них доля крупного свободного золота составляет 8...20 % при содержании в руде 2...12 г/т. Доля добычи золота из таких руд в РФ составляет всего 4 %, а в Узбекистане практически все золото добывается из золото-пирит-кварцевых руд.

Золото-кварц-сульфидные месторождения находятся среди вулканогенно-осадочных толщ. Состав руд сложный, золото в них находится в разных формах – тонкодисперсное в сульфидах, самородное – в кварце. Руды широко распространены во всех странах мира. Наиболее характерный пример этих руд – Березовское месторождение на Урале.

Золото-арсенопиритовые руды характеризуются повышенным содержанием сульфидов – до 10 % и значительным содержанием мышьяка (Урал, Казахстан, Забайкалье, Красноярский край). Самородное золото в них – в виде крупных выделений в кварце и мелких тонкодисперсных включений в сульфидах.

Золото-турмалин-пиритовые руды распространены в Забайкалье; в них самородное золото отлагается в кварц-пиритовой, кварц-

полиметаллической, редкометальной формациях. Мелкое золото связано в основном с пиритом, крупное – с кварцем.

Руды золото-полисульфидные распространены в Забайкалье, Узбекистане, Приморье, Казахстане. В них мелкое и тонкодисперсное золото связано с сульфидами. Золото-антимонитовые руды на Урале, северо-востоке РФ представлены жилами и линзами кварца с богатым сурьмяным оруденением (до 50...70 %). Самородное золото тонкодисперсное в антимоните и пирите; содержание золота 5...10 г/т.

Молибденит-халькопиритовые руды содержат золото и серебро в небольших количествах 0,05...0,8 г/т и 1...12 г/т соответственно. Самородное золото тонкодисперсное в пирите и халькопирите.

Гидротермальные вулканогенные месторождения распространены в поясах – Охотско-Чукотский, Карпатский, среди которых выделяют – теллуридные, золото-серебряные. В РФ теллуридные руды встречаются редко. Свободного золота в рудах мало; золото в основном тонкодисперсное в пирите и кварце.

Золото-серебряные руды широко распространены в Охотско-Чукотском поясе, в Забайкалье, на Кавказе. Содержание в них сульфидов до 10 %. Самородное золото в них тонкодисперсное (3...50 мкм) и приурочено к сульфидам. Теллуридное золото отлагается в конце процесса минералообразования. В колчеданных месторождениях золото в основном тесно ассоциировано с пиритом и частично с минералами меди, свободного золота до 30 %.

Сделаем основные выводы по минеральному составу золота.

Минеральный состав руд золота изменяется от простого кварцсодержащего до сложного (более 100 минералов). Полиминеральность руд, содержание в них теллуридов и тонкодисперсного золота уменьшаются с увеличением глубины и температуры образования рудопрооявления. Большая часть золота выделяется в конце процессов минерализации после сульфидов железа, меди, свинца и цинка, по времени близком к выделению серебросодержащих блесклых руд, буланжерита, тетрадимита и теллуридов. Позднее золота отлагаются джемсонит, антимонит, киноварь, карбонаты, халцедон.

В зоне окисления сульфидных руд субмикроскопическое золото растворяется в  $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$  и  $\text{FeCl}_3$ , а более крупное золото высвобождается и накапливается в нижних зонах «железных шляп» и реже – в зоне вторичного обогащения. Для руд золота различных генетических типов характерны общие черты: связь с магматическими породами; отложение самородного золота и золотосодержащих

минералов в поздние стадии рудообразования; близкая температура отложения золота; постоянство образования ассоциаций самородного золота во времени их формирования; чувствительность процессов отложения золота к колебаниям температуры, pH и Eh, содержанию в растворах железа, серы, мышьяка, других элементов. Содержание золота в рудных минералах колеблется в широких пределах. Наибольшее содержание золота, г/т: в пиритах – 0...1500; арсенопирите – до 1000; халькопирите – до 1000; висмутине – до 600; в антимоните, галените, сфалерите и других минералах – до 100 г/т.

Наиболее распространен золотосодержащий минерал пирит. Кристаллы пирита (в основном октаэдри) содержат до 2 % золота. Неоднородность строения пирита обусловлена микровключениями слюды, кварца, сфалерита, углистого вещества, рутила, циркона. Характерной примесью золотосодержащего пирита является мышьяк. Установлена прямая зависимость золотоносности руд от мышьяковистости пирита. Золото изоморфно входит в решетку пирита вместо железа.

Арсенопирит содержит механическую примесь частиц золота размером от 5 до сотых долей микрометров и менее; возможно изоморфное замещение железа одновалентным золотом; по другим данным большая часть золота в арсенопирите находится в виде химических соединений катионной и анионной формы.

### **3.2. Основные свойства рудного золота**

Под техническими и физико-химическими свойствами рудных минералов и благородных металлов, используемых при разделении полезных ископаемых, понимают плотность, механические, спектрорадиометрические, магнитно-электрические, физико-химические, химические, термохимические и др. Чем выше контрастность указанных свойств рудных, золотонесущих и породных минералов, тем эффективнее проходят процессы и методы их разделения.

Для золотосодержащих руд основными из физико-механических свойств являются плотность рудных минералов и форм золота, в частности самородного, крепость рудных и породных минералов, гранулометрический состав минеральных форм золота, а также рудо- и породообразующих минералов.

Плотность минералов определяется их химическим составом и структурой кристаллической решетки. Наибольшую плотность имеют благородные металлы, минералы тяжелых цветных и редких металлов и некоторых железорудных минералов. По плотности минералы

условно разделяются на легкие (менее 3 г/см<sup>3</sup>), средние (3...4 г/см<sup>3</sup>), тяжелые (4...5 г/см<sup>3</sup>) и очень тяжелые (более 5 г/см<sup>3</sup>).

В табл. 3.1 приведены плотности основных минералов, наиболее часто встречающихся в рудах, содержащих благородные металлы.

Таблица 3.1

Плотность основных минералов руд благородных металлов

| Плотность, г/см <sup>3</sup> |            |             |               |               |
|------------------------------|------------|-------------|---------------|---------------|
| <3                           | от 3 до 4  | от 4 до 5   | от 5 до 6     | >6            |
| Гипс                         | Азурит     | Антимонит   | Арсенопирит   | Айкнинит      |
| Графит                       | Биотит     | Барит       | Борнит        | Англезит      |
| Доломит                      | Брошантит  | Вюрцит      | Куприт        | Аргентит      |
| Кальцит                      | Гетит      | Гидроцинкит | Магнетит      | Висмут самор. |
| Каолинит                     | Гидрогетит | Ильменит    | Миллерит      | Висмутин      |
| Кварц                        | Корунд     | Малахит     | Миметизит     | Галенит       |
| Магнезит                     | Малахит    | Марказит    | Моноцит       | Золото самор. |
| Микроклин                    | Оливин     | Мельниковит | Мышьяк самор. | Калаверит     |
| Опал                         | Пироксены  | Молибденит  | Пирит         | Киноварь      |
| Ортоклаз                     | Пироклор   | Пентландит  | Пироморфит    | Кобальтин     |
| Серицит                      | Родонит    | Пирротин    | Халькозин     | Медь самор.   |
| Серпентин                    | Родохрозит | Рутил       | Шеелит        | Осмий самор.  |
| Тальк                        | Сидерит    | Смитсонит   |               | Палладий      |
| Халькантит                   | Сфалерит   | Талнахит    |               | Платина       |
| Хлорит                       | Ярозит     | Теннантит   |               | Серебро       |
| Хризоколла                   |            | Тетраэдрит  |               | Теллур        |
|                              |            | Троилит     |               | Электрум      |
|                              |            | Халькопирит |               |               |

Плотность самородных благородных металлов значительно выше тех минералов, которые указаны в табл. 3.1.

Высокие плотности благородных металлов позволяют достаточно легко выделять их из общей рудной массы, применяя гравитационные методы обогащения в различных средах – воде, воздухе, тяжелой жидкости, суспензии и жидком электролите, помещенном в скрещенные электрические и магнитные поля.

Плотность минералов изменяется в зависимости от микровключений и изоморфных примесей на десятые доли. Плотность в сочетании с крупностью минеральных зерен определяет эффективность применения гравитационных и других процессов разделения.

*Гранулометрическая характеристика золота.* Характер крупности и вкрапленности золота, его геометрические формы, взаимосвязь с рудообразующими сульфидными и породными минералами влияют на выбор методов и аппаратов для извлечения минеральных форм золота.

В коренных рудах различают: крупное золото (более 70 мкм), мелкое золото ( $-70+20$  мкм), тонкое и тонкодисперсное золото (менее 20 мкм). Золото мелкое и крупное достаточно полно выделяется с применением гравитационных и флотационных методов. Тонкое и тонкодисперсное золото руд не раскрывается от сростков с другими минеральными формами даже при ультратонком измельчении; при цианировании такое золото не вскрывается; при флотации и гравитации частично извлекается с минералами-носителями: сульфидами меди, пиритом, арсенопиритом, пирротинном и другими. Для руд с тонкодисперсным золотом применяют специальные методы переработки. Форма частиц самородного золота коренных месторождений различна – зернистое, полосчатое, комковидное, уплощенное, пластинчатое, округлой и кубической структуры. Частицы золота правильной геометрической формы плохо извлекаются флотацией, но эффективно могут быть выделены гравитацией. Пластинчатое, чешуйчатое, губчатое золото с развитой поверхностью хорошо извлекается флотацией и цианированием.

Гранулометрический анализ золотосодержащего рудного материала проводят путем разделения на классы крупности на ситах (до крупности  $+0,040$  мм), гидравлической (при крупности  $-0,074$  мм) классификацией в восходящих потоках, микроскопическими и другими методами. Для ситового анализа применяют стандартные наборы сит. Для гидравлической классификации используют аппарат для дисперсного анализа порошков (АДАП). Применяют также метод седиментационного анализа, основанный на различии скоростей осаждения частиц различного удельного веса и различной крупности. Фракции гранулометрического состава анализируют на распределение отдельных элементов (благородных металлов), используя для этого химический, минералогический и фазовый методы анализа.

Размеры выделений золота в месторождениях уменьшаются от высокотемпературных скарновых и золото-кварцевых к вулканогенным. В табл. 3.2 приведено распределение золота по генетическим типам, минеральным формам и размерам.

На примере золотосодержащих медно-цинковых сульфидных руд Гайского месторождения в табл. 3.3 показано распределение золота по классам гранулометрического состава измельченного до флотационной крупности пробы. Золото неодинаковой крупности освобождается от сростков с сульфидами минералов постепенно в зависимости от степени измельчения. Золото крупное и мелкое раскрывается при измельчении 30 % содержания класса  $-0,074$  мм; золото тонкое и ча-

стично тонкодисперсное – при измельчении 70 % класса  $-0,074$  мм. Распределение золота по классам крупности лежалых хвостов имеет другой характер, в них во флотационные классы распределяется значительно меньше золота (табл. 3.4).

Таблица 3.2

**Распределение золота по крупности генетических типов руд, %**

| Характеристика<br>золота                | Геолого-технологические типы |                     |                      |                      |                      |         |                      |                      |         |                      |
|-----------------------------------------|------------------------------|---------------------|----------------------|----------------------|----------------------|---------|----------------------|----------------------|---------|----------------------|
|                                         | 1                            | 2                   | 3                    | 4                    | 5                    | 6       | 7                    | 8                    | 9       | 10                   |
| Крупное                                 | <u>6...8</u><br>7            | <u>8...36</u><br>19 | <u>5...28</u><br>14  | <u>14...25</u><br>18 | <u>5...18</u><br>12  | –<br>15 | <u>0...12</u><br>2   | <u>0...22</u><br>10  | –<br>20 | –                    |
| Мелкое:                                 |                              |                     |                      |                      |                      |         |                      |                      |         |                      |
| в сростках с<br>силикатами              | <u>10...36</u><br>12         | <u>5...20</u><br>13 | <u>14...60</u><br>24 | <u>1...8</u><br>6    | <u>0...7</u><br>2    | –<br>20 | <u>15...38</u><br>26 | <u>15...30</u><br>23 | –<br>5  | <u>0...5</u><br>1    |
| в сростках с<br>сульфидами              | <u>12...27</u><br>15         | –<br>46             | <u>28...82</u><br>44 | <u>22...47</u><br>40 | <u>20...32</u><br>24 | –<br>5  | <u>30...48</u><br>39 | <u>22...40</u><br>33 | –<br>55 | <u>5...50</u><br>30  |
| в сростках с<br>антимонитом             | –                            | –                   | –                    | <u>0...1</u><br>1    | <u>5...64</u><br>45  | –       | <u>0...1</u><br>1    | <u>0...4</u><br>1    | –       | –                    |
| в ассоциации<br>с углистым<br>веществом | –                            | <u>0...5</u><br>2   | –                    | <u>0...8</u><br>2    | –                    | –       | –                    | –                    | –<br>5  | <u>20...40</u><br>40 |
| Тонкодисперсное<br>в сульфидах          | <u>50...69</u><br>63         | <u>6...32</u><br>19 | <u>10...20</u><br>18 | <u>3...52</u><br>35  | <u>9...28</u><br>17  | –       | <u>20...42</u><br>32 | <u>22...40</u><br>32 | –<br>15 | <u>20...70</u><br>40 |
| Калаверит и дру-<br>гие теллуриды       | <u>0...10</u><br>3           | <u>0...5</u><br>1   | –                    | <u>0...3</u><br>1    | –                    | –<br>60 | <u>0...5</u><br>1    | <u>0...5</u><br>1    | –       | –                    |

Примечание: числитель – предел колебаний; знаменатель – среднее значение номера технологических типов, соответствующее генетической классификации руд.

Таблица 3.3

**Распределение золота по классам крупности**

| Класс круп-<br>ности, мм | Вы-<br>ход, % | Содержание, г/т   |                   |                    |                                | Распределение, %  |                   |                    |                   |
|--------------------------|---------------|-------------------|-------------------|--------------------|--------------------------------|-------------------|-------------------|--------------------|-------------------|
|                          |               | Au <sub>общ</sub> | Au <sub>сул</sub> | Au <sub>своб</sub> | Au <sub>пор</sub> <sup>*</sup> | Au <sub>общ</sub> | Au <sub>сул</sub> | Au <sub>своб</sub> | Au <sub>пор</sub> |
| +0,25                    | 5,29          | 1,45              | 0,21              | 1,24               | 0,129                          | 5,19              | 0,80              | 3,93               | 0,46              |
| -0,25+0,10               | 25,58         | 2,00              | 0,40              | 1,60               | 0,098                          | 34,61             | 6,91              | 25,99              | 1,71              |
| +0,10                    | 30,87         | 1,91              | 0,28              | 1,43               | 0,104                          | 39,80             | 7,71              | 29,92              | 2,17              |
| -0,1+0,074               | 18,76         | 2,40              | 0,52              | 1,88               | 0,093                          | 30,45             | 6,60              | 22,67              | 1,18              |
| -0,074+0,044             | 13,98         | 2,00              | 0,52              | 1,48               | 0,094                          | 18,92             | 4,91              | 13,12              | 0,89              |
| -0,044+0                 | 36,40         | 0,44              | 0,07              | 0,37               | 0,18                           | 10,83             | 1,72              | 4,69               | 4,42              |
| +0,044                   | 63,60         | 2,08              | 0,45              | 1,53               | 0,098                          | 89,17             | 19,22             | 65,71              | 4,23              |
| -0,25+0,044              | 58,31         | 2,13              | 0,47              | 1,57               | 0,096                          | 83,98             | 18,42             | 61,78              | 3,78              |
| Исходная<br>проба        | 100           | 1,48              | 0,31              | 1,04               | 0,13                           | 100               | 20,94             | 70,40              | 8,66              |

Au<sub>пор</sub><sup>\*</sup> – золото, связанное с порфирами.

Гранулометрический состав лежалых хвостов

| Класс<br>крупности,<br>мм | Вы-<br>ход, % | Содержание |      |      | Извлечение, % |       |       |
|---------------------------|---------------|------------|------|------|---------------|-------|-------|
|                           |               | %          | г/т  |      |               |       |       |
|                           |               | Cu         | Au   | Ag   | Cu            | Au    | Ag    |
| +0,295                    | 10,4          | 0,23       | 0,5  | 5,0  | 6,57          | 4,17  | 8,45  |
| 0,295+0,208               | 13,3          | 0,22       | 0,7  | 3,7  | 8,06          | 7,46  | 8,0   |
| 0,208+0,147               | 14,9          | 0,31       | 0,5  | 4,4  | 12,7          | 5,97  | 10,66 |
| 0,147+0,104               | 15,1          | 0,42       | 1,3  | 6,0  | 17,43         | 15,73 | 14,72 |
| 0,104+0,074               | 12,6          | 0,46       | 1,6  | 7,8  | 15,56         | 16,16 | 15,98 |
| 0,074+0,044               | 10,0          | 0,40       | 1,8  | 7,0  | 11,0          | 14,42 | 11,38 |
| 0,044                     | 23,7          | 0,44       | 1,9  | 8,0  | 28,68         | 36,09 | 30,81 |
| Итого                     | 100           | 0,36       | 1,25 | 6,15 | 100           | 100   | 100   |

Если сравнить распределение золота в сульфидной и окисленной (кварц-ярозитовой) рудах Гайского месторождения, то во втором случае в класс +0,25 мм распределяется золота на порядок выше (табл. 3.5), что указывает на высокую концентрацию крупного золота в условиях естественной дезинтеграции при формировании рудопроявления золота в зоне коры выветривания коренных сульфидных руд.

Таблица 3.5

Гранулометрический состав пробы руды коры выветривания

| Класс<br>крупности, мм | Выход, % | Содержание<br>золота, г/т | Распределение<br>золота, % |
|------------------------|----------|---------------------------|----------------------------|
| +2                     | 38,4     | 3,25                      | 25,47                      |
| -2+1                   | 11,6     | 2,7                       | 6,40                       |
| -1+0,5                 | 9,0      | 3,0                       | 5,5                        |
| -0,5+0,25              | 6,5      | 6,0                       | 7,96                       |
| -0,25+0,16             | 6,6      | 6,5                       | 8,76                       |
| -0,16+0,08             | 5,4      | 7,0                       | 7,71                       |
| -0,08+0,044            | 2,7      | 8,5                       | 4,68                       |
| 0,044+0,02             | 0,1      | 110,0                     | 2,25                       |
| -0,02+0,01             | 0,7      | 23,5                      | 3,36                       |
| -0,01+0                | 19,0     | 7,19                      | 27,91                      |
| Итого                  | 100,0    | 4,90                      | 100,0                      |

Распределение золота по классам крупности и минеральным формам Васильевского месторождения (Красноярский край) приведено в табл. 3.6. и 3.7.

Распределение золота по классам крупности (А.К. Алгебраистова)

| Класс крупности, мм | Выход, % | Содержание золота, г/т | Распределение золота, % |
|---------------------|----------|------------------------|-------------------------|
| +2,5                | 48,4     | 7,0                    | 28,1                    |
| 2,5+1               | 16,5     | 6,2                    | 8,5                     |
| 1+0,5               | 11,3     | 34                     | 31,9                    |
| 0,5+0,3             | 6,1      | 17,8                   | 9,0                     |
| -0,3+0,16           | 4,8      | 21                     | 8,4                     |
| -0,16+0,074         | 7,7      | 11,3                   | 7,2                     |
| -0,074+0            | 5,2      | 16,01                  | 6,9                     |
| Исходная руда       | 100,0    | 12,05                  | 100,0                   |

Содержание золота в минералах руды (А.К. Алгебраистова)

| Минералы          | Содержание золота, % | Размер зерен, мм |
|-------------------|----------------------|------------------|
| <i>Рудные</i>     |                      |                  |
| Пирит             | 0,43                 | 0,12...4,0       |
| Арсенопирит       | 0,47                 | 0,3...0,7        |
| Галенит           | 0,046                | 0,24...0,8       |
| Блеклая руда      | 0,024                | 0,3...1,4        |
| Сфалерит          | 0,03                 | 0,4...1,3        |
| Халькопирит       | 0,02                 | 0,01...0,06      |
| Гидроксиды железа | 2,5                  | До 0,1           |
| <i>Нерудные</i>   |                      |                  |
| Кварц             | 60,4                 | 0,03...2,0       |
| Карбонаты         | 3,9                  | 0,015...0,03     |
| Хлорит            | 3,5                  | 0,015            |
| Гидролюда         | 2,2                  | 0,009...0,45     |
| Альбит            | 5,0                  | 0,03             |
| Рутил             | 0,75                 | 0,01...0,02      |
| Апатит            | 0,9                  | 0,01...0,015     |

С плотностью и крупностью минеральных материалов связаны и другие физические свойства: кусковатость, крепость, разрыхление, пористость, прочность или хрупкость пород и минералов, твердость.

*Кусковатость* оценивается выходом различных классов крупности, средневзвешенным диаметром кусков, диаметром максимального куска. Для разных типов руд (цветных, черных, редких, благородных металлов) кусковатость руды нормируется техническими условиями и определенным образом влияет на выбор схем и аппаратов дробления,

измельчения и дезинтеграции с лимитированием шламов в конечном продукте, поступающем на обогащение.

*Твердость* характеризуется способностью минерального вещества противодействовать проникновению в него другого крепкого по прочности тела. По десятибалльной шкале Мооса твердость возрастает в ряду от 1 до 10: тальк, гипс, кальцит, флюорит, апатит, ортоклаз, кварц, топаз, корунд, алмаз и др.

*Крепость* пород характеризуется сопротивляемостью разрушению в технологических операциях и оценивается по шкале М.М. Протодьяконова: мягкие имеют коэффициент до 10, твердые 30...40, весьма твердые >45.

*Прочность пород* оценивают по сопротивляемости разрушающему усилию на сжатие и растяжение. Механическая прочность и крепость пород определяют энергетические затраты на дробление и измельчение руд. При механическом воздействии горная порода подвергается деформации – упругой, пластической и разрушающей. Пластическая деформация обусловлена внутрезерновым или межзерновым скольжением, зависит от минерального состава и не нарушает агрегативной целостности. Повышение пластичности в породах, в частности, повышение содержания в золотосодержащих рудах глинистых составляющих, сопровождается снижением их модуля упругости; повышение содержания кварца снижает их пластичность.

Разрушение горных пород может быть результатом их хрупкости или пластичности и сопровождается разрывом связей – межзерновых и внутримолекулярных. Величина кристаллических напряжений в породах и их прочность зависят от прочности минералов, структуры горных пород, слоистости пород.

Трудно разрушаются вязкие породы с высокой прочностью и пластичностью. Механическая прочность (крепость) пород и руд в техногенных условиях характеризуется дробимостью, хрупкостью, твердостью, абразивностью.

Механические свойства минералов, кристаллов (деформация, твердость и упругость) неодинаковы. В одном направлении кристалл может быть пластичным, в другом – хрупким. Упругость зависит от прочности и характера межатомных связей. Эти свойства минералов, имеющих различную упругость, используются при обогащении по упругости, при обогащении по форме и при обогащении по трению.

*Магнитно-электрические свойства.* У большинства минералов магнитные свойства возникают и проявляются в сильном магнитном поле с высокой напряженностью. Основные параметры проявления магнитных свойств – магнитная индукция, создаваемая магнитным полем, магнитная проницаемость минералов и связанная с ней магнитная восприимчивость, от которых зависит намагниченность минералов, величина которой определяется напряженностью магнитного поля. Магнитные свойства зависят от химического состава и структуры минералов. Повышенная магнитная восприимчивость и намагниченность свойственны минералам, в которых содержится железо, никель, кобальт, марганец.

В зависимости от напряженности внешнего магнитного поля минералы делятся: на диамагнитные, парамагнитные и ферромагнитные. У диамагнитных минералов (они имеют отрицательную магнитную восприимчивость) их намагниченность направлена противоположно внешнему магнитному полю и они выталкиваются. К диамагнитным относятся соли, сульфиды, силикаты, самородные металлы (висмут, графит, серебро, золото), флюорит, кальцит, кварц. Парамагнитные материалы характеризуются примесными ионами с нечетным числом электронов или с незаполненной внутренней оболочкой. К ним относят ильменит, гематит, хромит, вольфрамит, сидерит, пиролюзит и железосодержащие силикаты. Удельная восприимчивость и намагниченность увеличиваются с ростом напряжения магнитного поля и уменьшаются при нагреве. По данным В.И. Ревнивцева, непродолжительный обжиг увеличивает магнитную восприимчивость (сфен, рутил, лейкоксен).

Минералы-ферромагнетики характеризуются высоким положительным значением магнитной восприимчивости; они являются сильномагнитными минералами. Их восприимчивость зависит от напряженности магнитного поля и температуры. При нагревании магнитные домены и их магнитные моменты компенсируются и ферромагнетик превращается в парамагнетик. К ферромагнетикам относят самородное железо, ферроплатину, железосодержащее золото. Ферромагнитные минералы также относят к сильномагнитным, но они отличаются от ферромагнитных меньшей величиной намагниченности и наличием в их составе немагнитных катионов и анионов. Наибольшей намагниченностью обладает магнетит, затем титаномагнетит, кубанит, тронлит, ильменит. Они имеют высокую остаточную намагниченность и высокомагнитны

в отсутствии магнитного поля. При обогащении золотосодержащих руд различие в магнитных свойствах минералов используется при доводке черновых золотых концентратов или продуктов с целью их очистки от примесных компонентов, обладающих магнитными свойствами.

*Электрические свойства минералов* используют для их разделения при электрической, магнитно-гидродинамической и магнитно-гидростатической сепарации. Мерой электропроводности минералов служит удельное электрическое сопротивление ( $\rho$ ), или удельная электропроводность. Минералы по величине электропроводности подразделяют на проводники, полупроводники и диэлектрики. Минералы-проводники ( $\rho = 10^{-6} \dots 10^2$  Ом·м) – самородные металлы с металлическим типом химической связи. Минералы-полупроводники ( $\rho = 10^{-6} \dots 10^{10}$  Ом·м) – большинство сульфидов, некоторые оксиды, ископаемые угли. Среди них различают минералы с *n*-типом дырочной проводимости. Электропроводность их зависит от примесей и структурных дефектов, температуры. У минералов-диэлектриков валентная зона целиком занята электронами. К диэлектрикам относят минералы с ионной и ковалентной связью – галоидные соединения, силикаты, соли кислородных кислот, минералы – мусковит, галит. Под действием электрического тока у диэлектриков возможна поляризация, мерой которой является диэлектрическая проницаемость. У кварца, полевых шпатов, слюды она равна 4...5; у карбонатов 6...8, у рутила – 150, у касситерита – 24, у церуссита – 25.

Различие в электропроводности минералов используется при обогащении на электростатических, коронных электрических, коронных электростатических, трибоэлектростатических сепараторах. Материалы для электрической сепарации подвергают сушке, обеспылеванию, классификации по крупности, иногда обрабатывают реагентами для очистки поверхности минералов.

При магнитогидродинамической и магнитно-гравитационной сепарации (МГД- и МГС-сепарации) разделение минералов ведут в электролите, помещенном в скрещенные электрическое и магнитное поле. МГД- и МГС-сепарация применяется при доводке черновых золотых концентратов, получая при этом высококачественные концентраты с минимальными потерями золота.

Одной из важных характеристик электрических свойств является электродвижущая сила их кристаллов (термоЭДС), представляющая разность потенциалов, возникающая в них при наличии

градиента температуры. При нагреве отдельных частей кристалла свободные носители (электроны, дырки) диффундируют из горячей области с более высокой концентрацией и энергией в холодную зону. Перемещение заряженных частиц противоположного знака приводит к их концентрации на разных участках, что вызывает образование внутреннего электрического поля и возникновение термоЭДС.

*Текстуриро-структурные особенности* руд предопределяют выбор схемы и показателей обогащения. Текстура руд определяет строение, форму, размеры и пространственное соотношение минеральных агрегатов. Текстуры подразделяют на макроскопические и микротекстуры. А.Г. Бетехтин составил классификацию текстур, в которую положены генетические признаки (табл. 3.8).

Таблица 3.8

**Классификация текстур руд**

| Обогащаемость                  | Текстуры                            |                                                                                                                 |
|--------------------------------|-------------------------------------|-----------------------------------------------------------------------------------------------------------------|
|                                | Генетические группы                 | Морфологические виды                                                                                            |
| Благоприятная для обогащения   | Однородные                          | Равномерновкрапленная, массивная                                                                                |
|                                | Пятнистые                           | Вкрапленная, пятнистая, полосчатая                                                                              |
|                                | Удлиненные                          | Гнейсовидная, слоистая, линзовидная, сланцевая, плойчатая, прожилковая                                          |
| Неблагоприятная для обогащения | Катакlastические                    | Брекчневая, брекчневидная                                                                                       |
|                                | Кластические                        | Конгломератовая                                                                                                 |
|                                | Цементные                           | Цементная                                                                                                       |
|                                | Натечные (коллоидные, металлоидные) | Оолитовые, почковидные, колломорфные, корковая, натечно-скорлуповатая, сталактитовая, сталагмитовая, порошковая |
|                                | Коррозионные                        | Скелетная, каемочная, нитеобразная, петельчатая или сетчатая, эмульсивная                                       |
|                                | Каркасные                           | Пористая, ящичная                                                                                               |

*Структура руд* определяется строением минерального агрегата, формой, размером и характером сростков слагающих кристаллических зерен. В основу классификации структуры А.Г. Бетехтиным положены генетические признаки. Крупность полезных компонентов, их связь с другими рудными и породообразующими минералами определяют конечную степень измельчения (табл. 3.9).

## Классификация структур руд

| Обогащаемость                     | Структуры                         |                                                                                                                  |
|-----------------------------------|-----------------------------------|------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|
|                                   | Генетические группы               | Морфологические виды                                                                                             |
| Благоприятная<br>для обогащения   | Зернистые                         | Идиоморфнозернистые, гребенчатая, радиально-лучистая, аллотриоморфнозернистая, пидиоморфнозернистая, сидеритовая |
|                                   | Метазернистые                     | Идиоморфнозернистая, аллотриоморфнозернистая, гипидиоморфнометазернистая                                         |
|                                   | Собственно кристалло-бластические | Идиоморфнобластическая, аллотриоморфнобластическая или гранобластическая, гипидиоморфнобластическая              |
| Неблагоприятная<br>для обогащения | Катакластические                  | Раздробленная, гранокластическая                                                                                 |
|                                   | Кластические                      | Ориентированно-кластическая, ориентированно-зернистая, обломочная                                                |
|                                   | Коррозионные                      | Скелетная, реликтовая, скрытокристаллическая                                                                     |
|                                   | Коллоидные                        | Концентрически-зональная, перлитовая                                                                             |
|                                   | Металлоидные                      | Радиально-лучистая, пластинчатая, решетчатая, субграфическая, пламенивидная, петельчатая                         |
|                                   | Распады твердых растворов         | Эмульсионная, пластинчатая, графическая, субграфическая, пламенивидная, петельчатая                              |

## . ХИМИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА ЗОЛОТА

### 4.1. Химическая устойчивость и растворение золота

Химические свойства минералов и руд характеризуют растворимость в растворах различных органических и неорганических растворителей в присутствии окислителей с целью последующего применения флотационных, гидрометаллургических, биохимических и электрохимических технологий в схемах комплексной переработки полезных ископаемых. Различие в химических свойствах минералов используется при селективном или коллективном растворении минеральных рудных или породных компонентов. В качестве растворителей используют кислоты, щелочи, комплексообразующие соединения, чаще в присутствии различного рода окислителей, стимулирующих процесс растворения. Скорость растворения зависит от концентрации растворителя, крупности частиц минералов, степени их окисленности, примесных компонентов и других факторов. Эффективность растворения зависит от интенсивности перемешивания пульпы, температуры, минерального состава (самородные металлы, оксиды, карбонаты, сульфаты, сульфиды и т.д.) и применения бактериальных культур.

Химические свойства минералов изменяются под воздействием различных химических реагентов (растворов, газов), электрохимического и других видов кондиционирования. Нагревание, обжиг, плавка приводят к полиморфным переходам, фазовым превращениям, термической диссоциации, окислению или восстановлению в присутствии различных окислителей или восстановителей. На основе этих свойств созданы процессы окислительного, восстановительного, магнетизирующего, сульфатизирующего, сульфидизирующего, хлорирующего обжигов.

Золото и другие благородные металлы в сравнении с другими металлами являются химически стойкими. Золото не реагирует с кислородом, водородом, азотом, серой, углеродом даже при высоких температурах; активно взаимодействует с бромом при комнатной температуре, с фтором, хромом, иодом – при нагревании. Электродный потенциал ( $E_0$ )  $Au^+$  равен 1,68 В, а  $Au^{3+}$  – 1,50 В. В щелочах и кислотах золото растворяется в присутствии сильных окислителей. Легко золото растворяется в царской водке, в растворах цианидов щелочных металлов при наличии кислорода, в растворе тиомочевины в присутствии окислителя – хлорида или сульфата трехвалентного железа.

Растворяют золото хлорная и бромная вода, раствор иода в иодистом калии или иодоводородная кислота. Во всех случаях растворение золота сопровождается образованием комплексных соединений. В разных условиях золото образует: оксид золота; галиды золота; прочный цианидный комплекс; простой цианид, растворимый в цианиде натрия (калия); водородорастворимые тиосульфатные и сульфитные комплексы; хлориды золота; тиомочевинный комплекс.

Для переработки труднообогатимого (упорного) минерального сырья применяют обжиг, плавку, химическое выщелачивание, энергетические методы обработки (например, электромагнитно-импульсная) с последующим цианированием. В.В. Лодейщиковым разработана типизация руд, по которой золото должно успешно извлекаться цианированием, если:

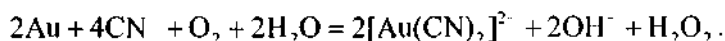
- в раствор переходит 90 % золота и более, при этом содержание его в отвальных хвостах не превышает более 0,5...1,0 г/л;
- крупность измельчения руды перед цианированием не превышает 80...90 % содержания класса  $-0,074$  мм;
- продолжительность перемешивания пульпы не превышает 24 ч;
- золото легко осаждается из растворов выщелачивания стандартными способами, например, цементацией цинковой пылью со степенью осаждения 95...97 %, возможны сорбционно-электролитические способы;
- цианистые пульпы легко могут сгущаться и фильтроваться;
- расход цианида не превышает 0,5...1 кг/т.

Наиболее благоприятным сырьем для цианирования является кварцевая золотосодержащая руда. Глинистая руда плохо фильтруется. При цианировании углистой руды велики потери золота с хвостами. Сульфидная руда с тонкодисперсным золотом цианируется плохо и считается упорной. Для упорных руд с целью удаления в раствор примесных компонентов предварительно проводят кислотное выщелачивание (автоклавное, бактериальное), иногда окислительный обжиг с последующим цианированием кеска или огарка.

## **4.2. Цианирование золота**

Цианирование является основным методом извлечения золота из упорных руд и концентратов, которое осуществляется в разбавленных растворах цианистых солей щелочных и щелочно-земельных металлов в присутствии окислителя (кислород, пероксид соли, озон и др.).

При растворении металлического золота в водном растворе цианида, насыщенного кислородом воздуха, образуется прочный цианидный комплекс  $[\text{Au}(\text{CN})_2]$  по реакции



Окислительные потенциалы кислорода (+0,4 В), пероксида водорода (+0,95 В) недостаточны для окисления золота и перевода его в раствор. Но потенциал золота уменьшается вследствие уменьшения активности ионов золота в растворе при его растворении в щелочных цианидных растворах. Растворение золота идет по электрохимическому механизму. На аноде – переход ионов золота в раствор с освобождением эквивалентного количества электронов:  $\text{Au} - e = \text{Au}^+$  ( $E_0 = +1,68$  В). На катоде – концентрация избыточных электронов в присутствии окислителя (кислорода) с его восстановлением и образованием гидроксида, пероксида. Скорость восстановления кислорода на поверхности металла определяет кинетику растворения золота. Кислород или другой окислитель необходим для окисления избыточных электронов, которые накапливаются при переходе в раствор ионов металла. При недостатке кислорода даже при избыточной концентрации цианида растворение золота может прекратиться. Цианирование – гетерогенный процесс. Он состоит из нескольких стадий: адсорбция кислорода раствором, доставка ионов цианида и молекул кислорода из объема раствора к поверхности металла; химическое взаимодействие с поверхностью металла; отвод продуктов растворения металла в раствор. Скорость процесса растворения зависит от скорости каждой стадии. Самая медленная стадия – перенос растворителя и окислителя из общего раствора к поверхности минеральных частиц. Вероятность и интенсивность взаимодействия минеральных частиц с растворителем и окислителем определяются молекулярной диффузией за счет разности концентрации и вследствие движения (перемещения) частиц растворенного вещества вместе с потоком жидкости. Молекулярная диффузия играет значительную роль при малой скорости движения жидкости, т.е. при недостаточном или слабом перемешивании. Молекулярная диффузия наиболее существенна лишь в тонком приграничном слое к поверхности частиц минерала. Толщина этого слоя в меньшей степени зависит от величины диффузионного слоя, примыкающего непосредственно к поверхности частицы металла, а определяется в основном интенсивностью перемешивания, т.е. зависит от скорости движения жидкости относительно твердого

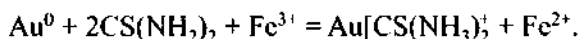
тела. Процесс выщелачивания металла может лимитироваться скоростью химической реакции при взаимодействии растворителя и окислителя с поверхностью твердого тела. Скорость химической реакции описывается кинетическими уравнениями и не зависит от условий перемешивания. Кинетические и диффузионные ветви процесса влияют на растворение металла. Увеличение скорости растворения с повышением интенсивности перемешивания свидетельствует, что процесс выщелачивания проходит в диффузионном режиме. И наоборот, независимость скорости растворения от условий перемешивания указывает на кинетический режим. Скорость химической реакции с повышением температуры растет быстрее, чем скорость диффузии, хотя скорость диффузии также возрастает, но значительно медленнее.

При низких температурах кинетические реакции могут перейти в диффузионные, а при уменьшении перемешивания наоборот. На практике в большинстве случаев растворение золота идет в диффузионном режиме, применяя растворы с концентрацией цианида 0,02...0,05 % и интенсивное перемешивание с аэрацией. Оптимальный диапазон температур 15...45 °С. На скорость выщелачивания влияют крупность исходного материала, пористость, форма частиц, вязкость и плотность пульпы, примесный состав. В частности, теллуриды золота снижают скорость растворения металла, сульфиды железа и цветных металлов повышают расход кислорода и цианида. Продукты окисления сульфидов железа, взаимодействуя с цианидом, образуют роданиды, простые цианиды железа, ферроцианид. Минералы меди и цинка, взаимодействуя с цианидом, образуют различные комплексные цианистые соединения, роданиды, нерастворимые соли цианидов.

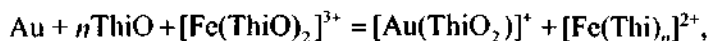
Роль щелочи в цианистых растворах велика. Щелочь предотвращает гидролиз цианистых соединений и образование синильной кислоты и других вредных примесей. Для защиты от гидролиза цианида применяют 0,025%-ный раствор извести или 0,01%-ный раствор NaOH. При pH меньше 9,36 цианистый водород выделяется в атмосферу. Снижение pH возможно при промывке пульпы и аппаратов цианирования, при случайном попадании углекислого газа. Повышение концентрации щелочи также нежелательно, так как при этом снижается скорость растворения вследствие образования на поверхности минерала пленок; возрастает взаимодействие с сопутствующими компонентами, что увеличивает расход цианида; повышает расход восстановителя (цинка) при цементационном методе осаждения золота из раствора.

### 4.3. Тиокарбамидное и тиосульфатное выщелачивание

Растворение золота в тиомочевине идет по реакции



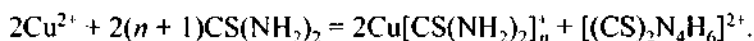
Процесс проходит в растворе кислоты, что вызвано необходимостью сохранения тиокарбамидного комплекса золота, который устойчив при  $\text{pH} < 4$ . Окисляющая роль  $\text{Fe}^{3+}$  связана с образованием комплекса  $\text{Fe}(\text{ThiO}_2)^{3+}$  или  $[\text{Fe}(\text{SO}_4) \cdot \text{CS}(\text{NH}_2)_2]^{2+}$  по реакции



где ThiO – тиокарбамид  $\text{CS}(\text{NH}_2)_2$ .

Если присутствует кислород, то тиокарбамид окисляется до дисульфата формамидина, являющимся окислителем при растворении золота. Повышение температуры вызывает разложение тиокарбамида с образованием роданида и сероводорода.

При выщелачивании золотых руд, содержащих сульфиды меди, предпочтительнее применять вместо цианидного растворения тиокарбамидное, так как при этом растворение сульфидов меди в 6–8 раз ниже. Но в этом случае расход тиокарбамида возрастает за счет образования тиокарбамидного комплекса меди:



Для снижения расхода тиокарбамида предварительно окисляют сульфиды железа, сурьмы, меди в кислой среде гидроксидом железа. Из тиокарбамидных растворов золото осаждают цементацией свинцом, цинком, алюминием, сорбцией на активных углях, щелочами, электролизом.

Тиомочевинное растворение возможно при переработке глинистых углеродсодержащих руд при подземном и кучном выщелачивании. Выполненные исследования на многих типах минеральных продуктов и руд в РФ и за рубежом (Китай, Франция, Австралия, Греция) показали, что тиокарбамидное выщелачивание конкурентоспособно с процессами хлоринации, цианирования по следующим параметрам: меньше токсичность, большая скорость растворения золота, меньше чувствительность к примесным компонентам, применимость процесса к низкокачественному природному и техногенному сырью.

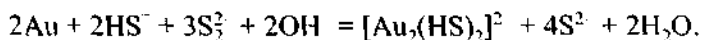
Тиосульфатное растворение золота происходит по реакции



Термодинамическая вероятность растворения золота высока:  $\Delta G_{298} = -81\,102$  Дж/моль. С увеличением концентрации тиосульфата и кислорода растворение золота возрастает. При повышении температуры и продолжительности процесса тиосульфат частично разлагается с образованием сульфид-иона и гидросульфид-иона, которые также являются растворителями золота. Оптимальное соотношение тиосульфата и окислителя должно быть 5:1.

С повышением температуры с 40 до 80 °С происходит разложение тиосульфата. С повышением в растворе сульфата меди разложение заметно активизируется. Возможно также образование на частицах золота кислородно-гидратных покрытий, что требует применения реагентов-восстановителей. При уменьшении побочных явлений тиосульфатное растворение сопоставимо с цианированием. Растворение золота возможно также в серощелочных растворах и сероорганических растворителях.

Реакция растворения золота в серощелочных растворах имеет вид



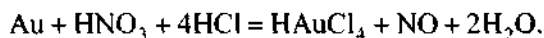
Основную роль в процессе растворения металлов играют гидросульфид-ионы и полисульфидные ионы. Для золота основным является дисульфид-ион ( $\text{S}_2^{2-}$ ), никеля – трисульфид-ион ( $\text{S}_3^{2-}$ ), меди и серебра – тетрасульфид-ион ( $\text{S}_4^{2-}$ ). Процесс растворения металлов определяется молярным соотношением серы к кислороду; с увеличением его степень растворения увеличивается в ряду:  $\text{Au} < \text{Ni} < \text{Cu} < \text{Co} < \text{Ag} < \text{Pb} < \text{Zn}$ , что предполагает возможность селективного выщелачивания металлов.

Растворы органических сульфидов селективно растворяют цветные и благородные металлы, образуя устойчивые сольваты. В присутствии в растворе  $\text{Cu}^{2+}$  (окислителя) образуется прочный комплекс  $[\text{AuCuCl}_2\text{S}]$ . При накоплении в растворе сольвата меди при подаче в процесс металлического цинка, последний восстанавливает медь сольватов до металлической фазы, которая является цементирующим агентом для золота.

#### 4.4. Растворение золота в кислотах

Наряду с классическими методами растворения золота – хлорированием и цианированием – разработаны процессы выщелачивания в кислотах. Выщелачивание золота в «царской водке» существует из-

давна и оно применяется в аффинажном производстве и при очистке золотосодержащих материалов и растворов. В растворах кислот золото не растворяется, но в смесях кислот, например соляной и азотной при соотношении 3:1 золото активно растворяется по реакциям.

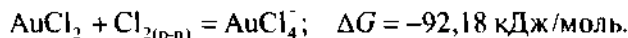
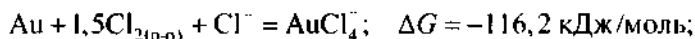
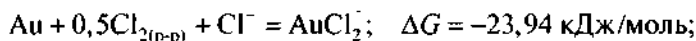


Газообразный хлор в этой системе является окислителем со стандартным потенциалом  $E_0 = 1,36$  В, который меньше потенциала золота; при этом затрачивается энергия Гиббса ( $\Delta G$ ), равная 317 кДж/моль.

В аффинажной практике в «царской водке» растворяют золото из малосеребряных сплавов, при этом серебро остается в виде хлорида серебра в осадке. Из раствора выщелачивания удаляют азотную кислоту, а остаток с растворенным золотом разбавляют водой и осаждают золото каким-либо восстановителем (цинковым порошком и другими металлами).

#### 4.5. Растворение золота в растворах хлора, иода и брома

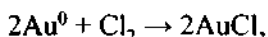
Растворение золота в растворах хлора сравнимо с цианидным процессом. В хлорно-хлоридной среде (раствор хлора и хлорида натрия), где хлор является окислителем и комплексообразователем; растворение золота идет по реакциям:



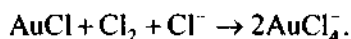
Одкисление раствора соляной кислотой увеличивает эффект растворения вследствие повышения концентрации хлорид-ионов. В качестве окислителя в этих растворах используют также диоксид марганца. В системе  $\text{Au}-\text{Cl}-\text{Mn}-\text{H}_2\text{O}$  растворение золота с образованием комплексных ионов  $\text{AuCl}_2^-$  и  $\text{AuCl}_4^-$  возможно в присутствии окислителей  $\text{Cl}_2$ ,  $\text{H}_2\text{O}_2$ , атомарного и молекулярного кислорода.

Процесс проходит в широких диапазонах pH 0,5...6,0, но с разной скоростью. Из хлоридных растворов золото легко восстанавливается щавелевой и муравьиной кислотами, хлоридом олова, углеродом, цинком, оксидом углерода, диоксидом серы и другими восстановителя-

ми. Хлоринация золота до использования цианидного процесса была основным методом его извлечения. Этот процесс, как способ предварительного выщелачивания перед цианированием, в США применяется и в настоящее время. Система хлоридного выщелачивания включает кислоту (соляная и серная), хлорид натрия – окислитель, а также возможно гипохлорид (перманганат, диоксид марганца). Расход окислителя сокращается при увеличении расхода соляной кислоты и хлорида натрия. Активным началом в этом процессе является образование хлорида, а его количество зависит от pH раствора и концентрации хлорида. При растворении золота вначале образуется хлорид золота:

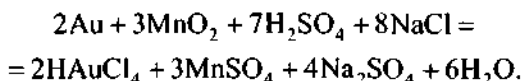


затем образуется комплексные ионы золота:

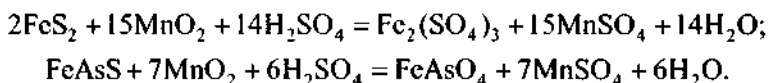


Как будет показано ниже, гипохлоридное растворение, как и цианидное, является электрохимическим процессом.

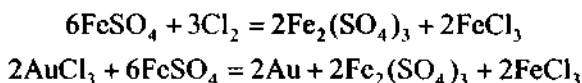
В случае применения сернокислотно-хлоридно-пиролюзитовой системы суммарная реакция растворения золота имеет вид:



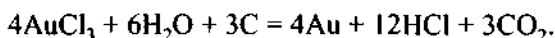
Преимущество этого способа растворения заключается в возможности растворения золота, связанного с сульфидами (пиритом, арсеником, что при цианировании не происходит):



Золото из растворов после хлоридного выщелачивания осаждают сульфатом железа (II), который не образует избыток хлора и восстанавливает золото:

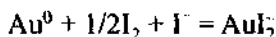


**Можно** золото осаждают древесным углем:



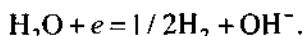
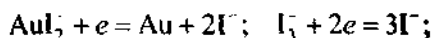
Иод (йодид) при малых концентрациях, не являясь сильным, может быть использован в качестве растворителя золота. Си-

стема на основе иода состоит из иода  $I_2$  и иодида  $I^-$  в отношении  $I_2 : I^- = 1 : (5 - 9)$ . Растворение идет по реакции

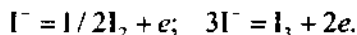


при значениях pH 3,5–9,5; для снижения эффективности выщелачивания железа из сульфидов процесс ведут при pH 6–7. Иодидное выщелачивание экономично, если раствор иодида регенерировать, применяя электролиз.

При электролизе возможны реакции:  
на катоде



на аноде



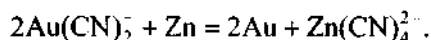
Золото из иодидных растворов можно осадить, применяя химический и сорбционный методы. Вначале пероксидом водорода осаждают элементарный иод, а затем смолой АВ-17-84с в растворе аминокислоты осаждают золото. Процесс исследован на руде Воронцовского месторождения. Из руды с содержанием 2,6 г/т золота извлечение в раствор составляет 84 %. Кинетика растворения сопоставима с цианидным выщелачиванием. В литературе имеются данные по исследованию технологии на основе гипохлорита и бромата.

#### 4.6. Восстановление золота

Из растворов выщелачивания золото выделяют, применяя осаждение цинком, сорбцию ионообменными смолами и активными углями, экстракцию, электролиз.

Наиболее распространенным способом осаждения золота из растворов цианирования была цементация цинком.

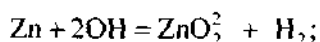
В электрохимическом ряду напряжений потенциал цинка (–0,76 В) значительно отрицательнее, чем потенциал золота (+1,5 В) и серебра (+0,8 В). В цианистых растворах электродный потенциал для цинка также более отрицателен (–1,26 В), чем для золота (0,61 В) и серебра (–0,51 В). Поэтому металлический цинк легко вытесняет золото из цианистых растворов по реакции:



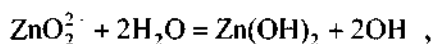
Теоретически расход цинка на восстановление золота составляет 0,19 г на 1 г золота, а практически его расход в десятки раз больше, так как металлы, стоящие в электрохимическом ряду слева от него – медь, серебро, платина, свинец, никель и др., – будут также осаждаться вместе с золотом. По электрохимическому механизму на анодных участках цинка идет его ионизация, а на катодных – восстановление золота, кислорода, воды. При этом происходит перетекание электронов по металлу от анодных участков к катодным. Со временем вследствие окисления цинка его активная поверхность уменьшается, возрастает анодная поляризация, стационарный потенциал сдвигается в сторону положительных значений и может начаться процесс растворения осажденного золота. Для увеличения поверхности цинка его обрабатывают раствором соли свинца – уксусной или азотно-кислой. На поверхности цинка образуется рыхлый губчатый осадок металлического свинца с очень большой удельной поверхностью.

Освинцование тонкодисперсного порошка металлического цинка ускоряет осаждение золота из раствора. Перед восстановлением золота цианистые растворы подвергают обескислороживанию, а осаждение ведут методом просачивания через слой порошка металлического цинка.

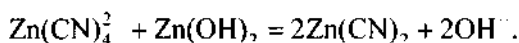
При цементации происходит окисление цинка с образованием цинкат-ионов:



При низкой щелочности цинкат-ионы гидролизуются с образованием нерастворимого белого осадка гидроксида цинка:

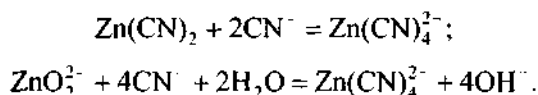


который при слабой концентрации цианида взаимодействует с комплексным цианидным ионом цинка с образованием белого осадка цианистого цинка:



Образование белых осадков гидроксида и простого цианида цинка нежелательно, так как они отлагаются на поверхности цинка, препятству-

ют контакту цинка с раствором. В связи с этим концентрация цианида и щелочи в растворе должна быть оптимальной, чтобы не допустить образование белых осадков. При избытке цианида простой цианид цинка растворяется, а цинкат-ион образует комплексный ион цинка:



Примесные компоненты образуют на поверхности цинка плотные пленки, препятствующие осаждению золота:



Поэтому вначале из раствора осаждают цинком медь, а затем оцинкованным цинком – золото. Растворы для цементации должны быть абсолютно чистыми. Растворы осветляют, сгущая в песковых фильтрах, рамных вакуумных и пресс-фильтрах. Осветленные растворы смешивают с цинковым порошком и уксусно-кислым свинцом и фильтруют, одновременно осаждая золото. Расход свинцовой соли составляет 10...30 % от расхода цинка, а расход цинка 10...50 г/т раствора. Степень осаждения золота 99,9 %, а концентрация золота в обеззолоченных растворах не превышает 0,02...0,03 г/м<sup>3</sup>. Цинковые осадки после цементации имеют сложный состав, в них содержится, %: золото 5...35, цинк 20...60, свинец 4...25, медь до 30, селен до 12 и другие элементы. Способы очистки золотых осадков различны. Наиболее распространен метод серно-кислотной (10...15 %) обработки с последующей сушкой и плавкой кека на золотосеребряный сплав.

В этом процессе в кислоте растворяют основную массу цинка и другие соединения. Расход кислоты 1...2 кг на 1 кг осадка. Пульпу фильтруют, золотосодержащий осадок промывают водой. Фильтрат и промывная вода содержат до 1 г/м<sup>3</sup> золота, которое извлекают активным углем или смолами. Из растворов выщелачивания кристаллизацией осаждают сульфат цинка или содой осаждают карбонат цинка, которые после прокаливания отправляют на цинковый завод. Золотосодержащий осадок промывают, фильтруют и сушат; содержание в нем золота повышается до 50 %. Затем осадки прокаливают при 500...700 °С, при этом неблагородные металлы переходят в оксиды, которые при последующей плавке выделяются в шлак. Полученные сплавы могут содержать благородные металлы 950–980 пробы, которые отправляют на аффинажное производство. Шлаки повторно

плавят, затем обогащают, выделяя из них золото и серебро амальгамацией, обогащением на шлюзах, концентрационных столах с последующим цианированием хвостов.

Применяют и другой метод очистки осадков: плавка сырых цинковых осадков без кислотной обработки и сушки. Используют также следующие методы: окислительный обжиг и плавку сырых осадков, двукратную обработку 30%-ной соляной кислотой с переводом неблагородных металлов в раствор. Реже применяется хлорирование осадка с переводом золота в раствор и последующим его осаждением диоксидом серы.

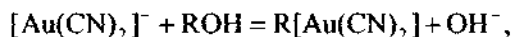
Сорбционное осаждение золота ионообменными смолами в последние годы находит широкое применение.

В качестве сорбентов для извлечения золота из растворов используют нерастворимые твердые высокомолекулярные вещества, которые в своем составе имеют ионогенные активные группы, способные обмениваться с ионами раствора того же заряда и знака в эквивалентном количестве. Макромолекула ионообменных смол состоит из полимерных молекул, углеводородные цепи которых имеют поперечные связи – мостики, образующие матрицу смолы. Матрица несет в себе неподвижные заряженные группы – фиксированные ионы, заряд которых нейтрализуется внутри смолы подвижными ионами противоположного знака – противоионами. В целом фиксированные ионы и противоионы образуют ионогенную группу.

Противоионы обладают подвижностью и легко обмениваются с ионами раствора того же знака. Если фиксированные ионы имеют отрицательный знак, то смола способна к обмену катионов и называется катионитом, а если заряд положительный, то смола может обмениваться анионами и называется анионитом. Ионный обмен возможен, если ионообменная группа диссоциирована. Большое распространение получили ионообменные смолы с четко выраженными физическими порами – макропористые иониты с развитой внутренней поверхностью 10...60 м<sup>3</sup> на 1 г ионита. Ионообменные смолы выпускают в виде гранул сферической формы размером 0,5...3 мм. Увеличение объема гранул смолы при набухании в воде составляет 1,5...20 %. Для цианистого комплекса золота в качестве ионообменной смолы разработан на основе стирола и дивинилбензола бифункциональный макропористый анионный сорбент АМ-2Б. Противоионом в смоле является гидроксильный ион ОН<sup>-</sup>, который легко обменивается на золотоцианистый комплекс. Смола легко ре-

генерируется, имеет высокую смкость и селективность. Расход смолы 10...20 г/т.

Взаимодействие цианистого комплекса со смолой проходит по реакции



где R – каркас ионита.

Сорбцию золота на анионитах ведут из цианистых пульп, содержащих 2...10 мг/л золота.

Сорбция золота активными углями является наиболее эффективным и распространенным методом восстановления золота.

Активные угли – пористые углеродные сорбенты, которые получают из древесины, углей, костей животных, скорлупы кокосового ореха и т.д. Для получения микропористой структуры уголь активируют обработкой диоксидом углерода или водяным паром при температуре 800...900 °С. Удельная поверхность активного угля составляет 400...1000 м<sup>2</sup>/г.

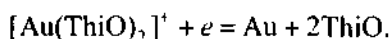
Активные угли проявляют анионо- и катионообменные свойства в зависимости от температурного режима активирования. При комнатной температуре при контакте после активирования с кислородом на поверхности углей образуются оксиды; при соприкосновении с водой кислород образует гидроксид, а поверхность угля заряжается положительно. В этом процессе «положительный» уголь обменивает ионы OH<sup>-</sup> на анионы растворенного электролита, аналогично механизму обмена ионами в ионообменной смоле. При контактировании угля с кислородом при повышенной температуре 400...500 °С часть кислорода хемосорбционно входит в состав поверхностных соединений, имеющих кислотный характер. В растворах электролита такой уголь (отрицательный) проявляет катионообменные свойства; часть смкости этих углей обусловлена ионами H<sup>+</sup>. Практически катионообменные угли частично обладают и анионными свойствами, и наоборот, анионообменные угли частично имеют катионообменные свойства.

Для сорбции благородных металлов из цианистых растворов применяют «положительные» активные угли, у которых преобладают анионообменные свойства. Такой активный уголь используют для сорбции благородных металлов как из осветленных цианистых растворов, так и из пульп. Сорбция на активных углях широко используется в практике кучного выщелачивания.

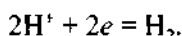
Экстракция используется для селективного извлечения металлов из водных растворов с получением концентрированных растворов по извлекаемому металлу. Экстрагент – органическое вещество, образующее с извлекаемым металлом соединение, способное растворяться в органической фазе. Экстрагент должен обладать селективностью, малой растворимостью в водных растворах, легко регенерироваться, иметь низкую вязкость, отличаться от водной фазы по плотности, иметь малую летучесть, быть малотоксичным. В качестве разбавителей применяют органическое вещество (жидкое), которое не смешивается с водой, но растворяет экстрагент. Наиболее часто применяют керосин, ксилол, уайт-спирит, толуол и др. При экстракции получают экстракт и рафинад.

Для экстракции золота из соляно-кислых тиомочевинных и цианистых растворов (эфир, кетоны, спирты, трибутилфосфат и др.), соляно-кислых отходов аффинажа используют сольватирующие экстрагенты.

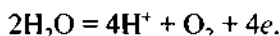
Электролиз – наиболее совершенный метод осаждения золота из растворов выщелачивания. При пропускании постоянного тока через тиомочевинный раствор на катоде восстанавливается золото:



Вместе с золотом восстанавливается серебро и в меньшей степени металлы – примеси с более отрицательным потенциалом. На катоде также идет восстановление водорода:



На аноде идет окисление молекул воды с выделением кислорода:



Возможно также окисление тиомочевины с образованием формидиндисульфида, который разлагается на тиомочевину, цианид и элементарную серу. Окисление тиомочевины приводит к увеличению ее расхода, загрязнению катодного осадка серой, которая способствует растворению уже восстановленного золота. Во избежание этого анодное и катодное пространство электролизера разделяют ионитовой мембраной с высокой электропроводностью, пропускающей катионы или анионы.

В катодное пространство попадает золотосодержащий тиомочевинный раствор (католит), в анодное пространство – разбавленный раствор (20 г/л) серной кислоты (анолит). Для разделения пространства этих растворов применяют катионитовые мембраны. В катодном

пространстве должна регенерироваться вся тиомочевина и частично серная кислота. В реальных условиях часть серной кислоты попадает в катодное пространство, возможно также проникновение в анодное пространство католита. Температура повышает скорость электролиза, но при 50 °С и более мембрана начинает разрушаться. Интенсивность электролиза золота возрастает с увеличением катодной поверхности. Катодные блоки выполнены в виде набора тонких пластин или волокнистых углеродных материалов (толщина волокон 5...10 мкм). На электродных катодах осаждают 30...50 кг золота на 1 кг углеродного материала.

#### **4.7. Химико-технологические свойства и выбор способов обогащения золота**

Выбор технологии обогащения золотосодержащих руд определяется как и для большинства типов минерального сырья генезисом месторождения. Его текстурно-структурные особенности, характер крупности и вкрапленности золота, его геометрические формы и фазовый состав являются основными факторами, влияющими на выбор процессов и аппаратов, применяемых для обогащения золотосодержащих руд.

В коренных рудах основные формы золота тесно ассоциированы с рудообразующими (сульфидами) и породообразующими (кварц) и другими минералами, часть приходится на свободное золото и собственные минералы золота. В коренных рудах различают крупное золото (более 70 мкм), мелкое золото (–70+20 мкм), тонкое и тонкодисперсное золото (менее 20 мкм). Геометрические формы частиц золота – зернистая, полосчатая, комковидная, уплощенная, с неровной с разрывами линии по периметру зерна, с правильной геометрической формой (сферическая, кубическая и т.д.). Тонкодисперсное золото, тесно ассоциированное с рудными и породными минералами, не раскрывается от тесной взаимосвязи со сростками при измельчении и цианировании, при гравитации или флотации возможно извлечение только открытых сростков тонкого золота или просто сростков золота с минералами-носителями. Для обогащения упорных руд, в которых тонкодисперсного золота более 50 % от общей массы золота, применяют энергетические методы вскрытия золота и его минеральных форм – автогенную плавку сульфидных продуктов, предварительный обжиг, процессы хлорной металлургии, биотехнологические процес-

сы, электро- и магнитно-импульсное активирование с последующим цианированием.

Золото мелкое и крупное извлекают с применением гравитационно-флотационных методов. Золото средней крупности неплохо раскрывается при тонком измельчении, хорошо флотируется само и с минералами-носителями, неплохо цианируется, хорошо амальгируется, частично может быть извлечено гравитацией. Золото крупное, свободное и в сростках эффективно извлекается гравитацией, цианируется, амальгируется, хуже извлекается флотацией.

Степень окисленности основных рудных минералов – пирита, оксидов железа, пирротина, арсенопирита и других минералов (носителей золота) – определяет состояние разрушенности горной массы и степень освобождения золота от сростков с минеральными формами и предопределяет возможность гравитационного обогащения, или создания специальных условий для флотационного извлечения золота и его минеральных форм.

Наличие в руде глины и шламов предопределяет необходимость промывки или дещламинации. Если со шламами теряется до 10 % общей массы золота, то этим классом можно пренебречь, сбросив его в отвальный продукт.

Геометрическая форма частиц золота влияет на выбор методов и аппаратов обогащения. Золото пластинчатое и чешуйчатое хорошо флотируется, золото округлой, кубической формы плохо извлекается флотацией, но хорошо может быть извлечено гравитацией. Золото с развитой неровной поверхностью хорошо цианируется и амальгируется.

Золото с чистой поверхностью без примесных компонентов хорошо извлекается всеми основными методами. Золото, покрытое различными пленками, хуже флотируется, цианируется; гравитацией такое золото извлекается, но требуется доводка черновых концентратов. Теллуриды золота легко персизмельчаются и плохо обогащаются гравитацией, но легко флотируются. «Золото в рубашке» плохо амальгируется – необходима предварительная механическая и химическая очистка поверхности.

В соответствии с отмеченными факторами технологических особенностей золотосодержащих руд различных типов с учетом геолого-технологической классификации можно прогнозировать выбор основных методов и показателей переработки золоторудного минерального сырья.

## **5. ПОДГОТОВКА МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ К ОБОГАЩЕНИЮ**

### **5.1. Раскрытие золота, его минеральных ассоциаций в схемах дробления и измельчения**

Рудоподготовительные процессы, применяемые для раскрытия всех минеральных форм золота, как и для большинства рудного сырья, включают операции дробления, дезинтеграции, грохочения, классификации, измельчения. Для золотосодержащего минерального сырья в схемах рудоподготовительных процессов должны учитываться физико-механические свойства золота и его минеральных форм – неравномерная от эмульсионной до крупнозернистой вкрапленность в рудных и породных минералах; высокая плотность; неодинаковая геометрическая форма частиц от правильной до пластинчатой и чешуйчатой; различная твердость и крепость рудных, породных минералов и самородного золота; расплющивание и развальцовывание частиц самородного золота при ударных и истирающих нагрузках с образованием тончайших листообразных пластин с разрывами по периферии; наличие в минеральном составе руды легкошламующихся рудных (вторичные сульфиды, колломорфный пирит, пирротин, арсенопирит, молибденит, теллуриды золота и другие) и породных (талк, хлориты, углистые сланцы, глинистые минералы и другие) минералов; степень окисленности основных рудных минералов и наличие различных гидроксидных пленок на частицах самородного золота.

Основная задача рудоподготовительных процессов состоит в получении измельченного продукта необходимого гранулометрического состава, обеспечивающего достаточно полное раскрытие золота и его минеральных форм при сохранении естественной геометрической формы и размеров частиц золота для последующего эффективного их извлечения, применяя сочетание различных обогатительных и химических технологий. Для достижения необходимой степени раскрытия минералов и сохранения естественных характеристик золота важно выбирать оптимальные схемы дробления, измельчения и классификации, обеспечивающие гранулометрический состав и исключаящие расплющивание частиц золота и переизмельчение легкошламующихся минералов и форм золота.

Схемы дробления золотосодержащих руд практически не отличаются от схем, используемых в практике обогащения других типов руд.

Для первичного дробления крупнокусковых золотосодержащих руд применяют щековые и конусные дробилки, для среднего дробления – конусные дробилки различных конструкций (как и для руд цветных и других металлов), для мелкого дробления – короткоконусные, реже молотковые, иногда валковые дробилки.

В последние годы в проектах реконструкции действующих и при проектировании новых обогатительных фабрик применяют схемы с мельницами полусамонизмельчения, исключаящие среднее и мелкое дробление.

Интенсивность процесса дробления в каждой стадии характеризуется степенью дробления, равной отношению размеров максимальных кусков в исходном материале и дробленном продукте. Общая степень дробления равна произведению степеней дробления всех стадий. Крупность дробимого материала по стадиям составляет:

- крупное дробление (от 1500...300 до 350...100 мм);
- среднее дробление (от 350...100 до 100...40 мм);
- мелкое дробление (от 100...40 до 30...5 мм).

Измельчение дробленой руды проводится в одну или несколько стадий в зависимости от требуемой крупности измельченного материала, текстурно-структурных особенностей и характера вкрапленности рудных минералов. Степень измельчения оценивается соотношением размеров зерен исходного и измельченного продуктов или содержанием в конечном продукте готового (требуемого) класса крупности, в процентах (+100 мкм; –0,074 мкм; –0,044 мкм). Процессы дробления и измельчения считаются энергоемкими, на которые расходуется более половины энергетических затрат. В связи с этим на практике всегда действует принцип: «Не дробить ничего лишнего». Поэтому перед дроблением или измельчением готовые классы крупности выделяют, применяя операции грохочения или классификации для последующего обогащения.

Циклы дробления или измельчения, включающие операции грохочения и классификации, могут быть открытыми или замкнутыми. Операции предварительного грохочения в циклах среднего и мелкого дробления позволяют снизить содержание класса +16 мм в дробленном продукте до 12 %, что в последующем улучшает гранулометрическую характеристику измельченного продукта. Снижение крупности дробленого продукта в замкнутых циклах наряду с уменьшением размера ячейки сит на грохотах возможно с применением двухступенчатых циклов мелкого дробления. Додрабливание дробленого продукта третьей

стадии возможно как в короткоконусных дробилках мелкого дробления, так и в дробилках роторного типа (при небольшой производительности фабрики). На рис. 5.1 и 5.2 приведены схемы рудоподготовки, применяемые на отечественных и зарубежных предприятиях.

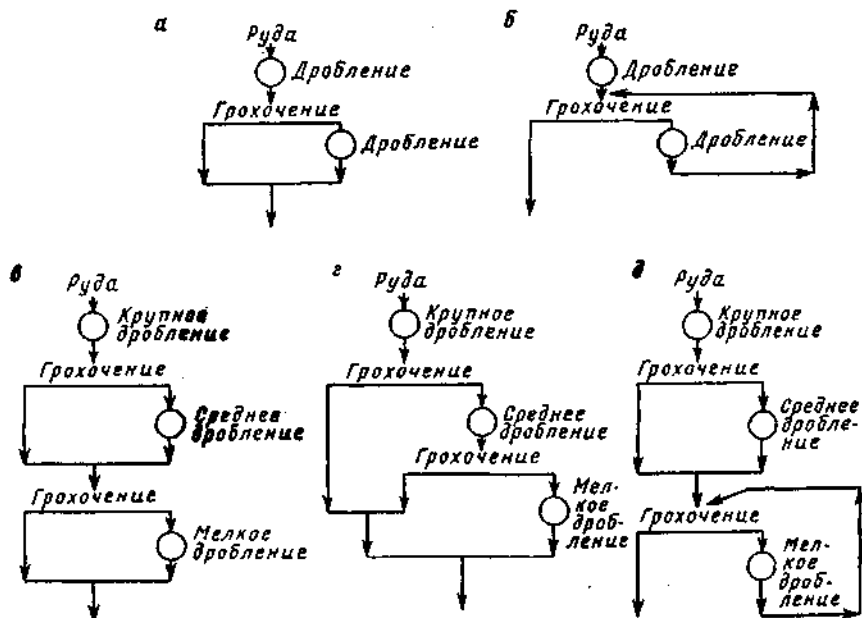


Рис. 5.1. Двухстадийные (а, б) и трехстадийные (в -- г) схемы дробления

Применение электрогидравлических и электроимпульсных дробилок пока не находит широкого практического использования, хотя по принципу их действия разрушение материала преимущественно происходит избирательно по плоскостям спайности минералов и трещинам в горных породах. Эти дробилки наиболее эффективно могут работать в схемах дробления хрупких и мягких материалов (алмазы, изумруды, благородные металлы и др.). Применение электрогидравлических дробилок ограничено в связи с большим расходом электроэнергии, малым сроком службы электрооборудования и повышенной опасностью при работе на оборудовании с высоковольтным напряжением. Применение электроимпульсных дробилок более перспективно — они обеспечивают более высокую избирательность раскрытия при расходе электроэнергии, близком к механическим дробилкам.

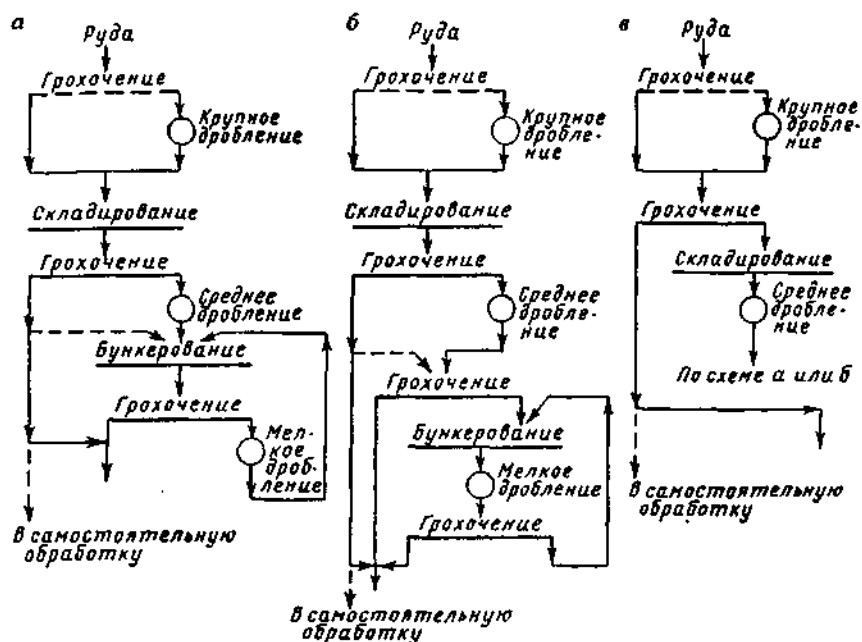


Рис. 5.2. Рекомендуемые схемы дробления

На рис. 5.3–5.6 приведены примеры (М.М. Фазлуллин) схем рудоподготовки в открытом и замкнутом циклах для золотосодержащих руд коренных месторождений.

Здесь и далее  $b_0$  – ширина выходной щели;  $d_n$  – номинальная крупность дробленого материала;  $Q_m$  – максимальная производительность оборудования при принятой выходной щели; в скобках приведены марки используемых дробильных аппаратов и грохотов.

В последнее время в схемах рудоподготовки стали использовать конусные инерционные дробилки (КИД), обеспечивающие более высокую эффективность процесса дробления по крупности дробленого материала.

Дробленый материал подвергают измельчению. В зависимости от вида измельчающей среды различают мельницы шаровые, стержневые, самоизмельчения, полусамонизмельчения, которые по способу разгрузки подразделяют на мельницы с решеткой и с центральной разгрузкой. В схемах измельчения руд применяют шаровые мельницы с решеткой (МШР) или центральной разгрузкой (МШЦ).

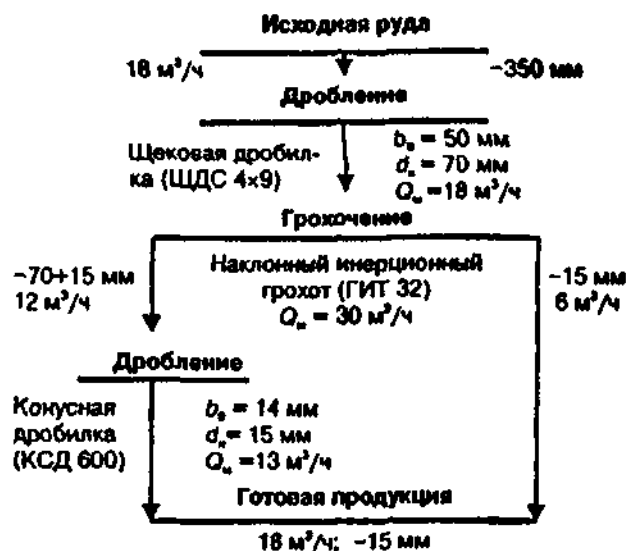


Рис. 5.3. Схема дробления руды до класса крупности  $-15 \text{ мм}$  в открытом цикле

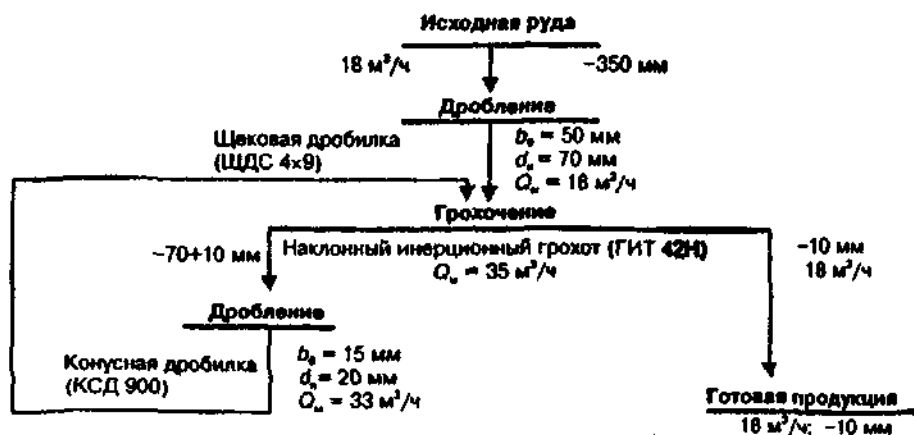


Рис. 5.4. Схема двухстадийного дробления руды до класса крупности  $-10 \text{ мм}$  в замкнутом цикле с грохочением на второй стадии дробления

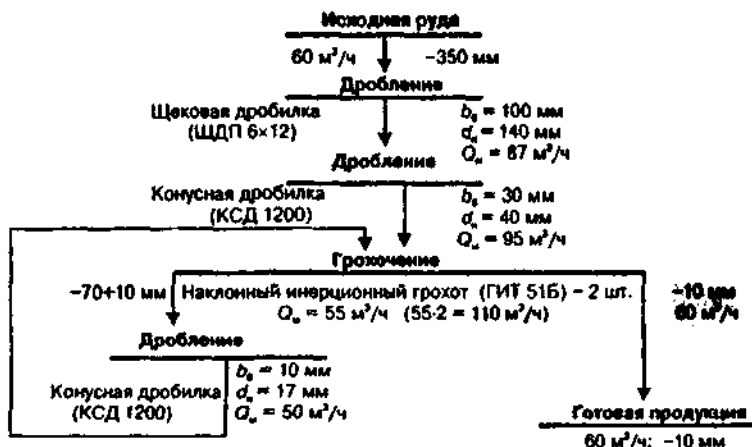


Рис. 5.5. Схема с трехстадийным дроблением руды с грохочением в замкнутом цикле на 3 стадии с получением продукта -10 мм

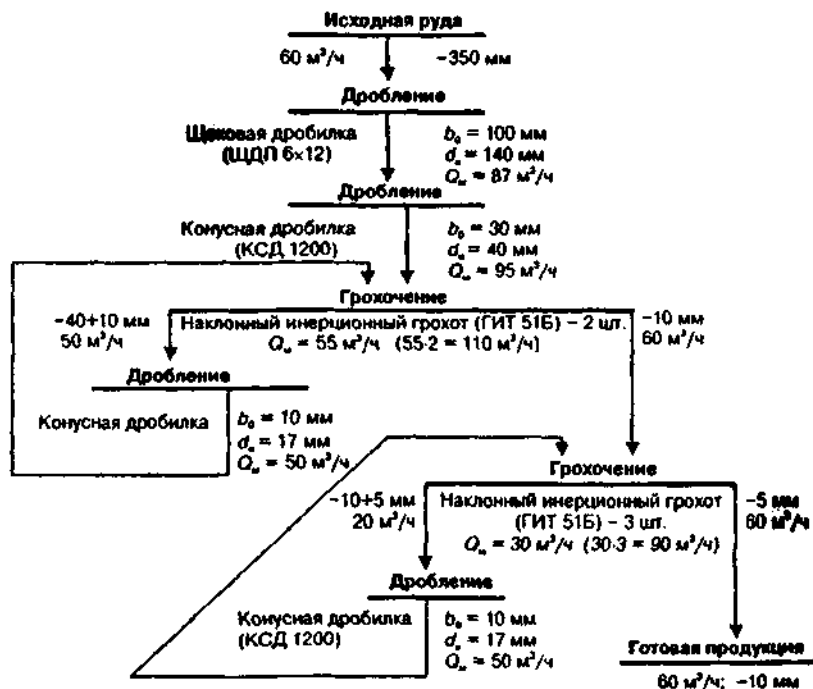


Рис. 5.6. Схема четырехстадийного дробления руды с дроблением в замкнутом цикле на двух последних стадиях до получения продукта класса крупности -5 мм

Мельницы галечные с разгрузкой через решетку (МГР) и мельницы шаровые с разгрузкой через решетку, галечные, универсальные (МШРГУ) диаметром 4...6 м, длиной 6...12,5 м, с рабочим объемом 83...320 м<sup>3</sup> применяют для тонкого измельчения золотосодержащих, полиметаллических, железных и других типов руд и продуктов. Замена в мельницах металлических шаров на гальку и куски руды с плотностью около 3,5 г/см<sup>3</sup> (у шаров плотность 7,8 г/см<sup>3</sup>) приводит к снижению производительности мельницы в 2–2,5 раза и некоторому увеличению расхода электроэнергии.

Мельницы самоизмельчения предназначены для тонкого измельчения крупнокускового (300...600 мм) неклассифицированного или расклассифицированного на две фракции исходного материала (+100 и –100 мм), используются в схемах обогащения медно-молибденовых, золотосодержащих, железных и других типов руд. В этом процессе крупные куски самоизмельчаются вследствие истирания и трения между собой, футеровкой мельницы, а мелкие куски измельчаются более крупными. Отличие мельниц самоизмельчения от обычных заключается в ином соотношении диаметра (11...13 м) и длины (0,3...0,5 диаметра). Величина диаметра мельницы обеспечивает большую силу удара кусков материала и увеличивает производительность мельницы.

Применение мельниц самоизмельчения заменяет две-три стадии дробления, одну-две стадии измельчения, снижает расход измельчающей среды, повышает эффективность процесса измельчения и раскрытия сростков минералов, улучшая гранулометрический состав измельченного материала. Однако процесс самоизмельчения имеет ряд недостатков – чувствительность к изменению физико-механических свойств руды, зависимость от количества кусков «критической крупности» (которые не измельчаются и не могут быть мелющими телами), большие энергозатраты. Для устранения этих недостатков в мельницу добавляют стальные шары (до 10 % объема мельницы).

Увеличение массы шаровой загрузки ведет к росту производительности мельницы. По опыту работы мельницы самоизмельчения на СП «Эрдзнет» увеличение шаровой загрузки до 90 т положительно влияет на производительность мельницы и выход готового класса, улучшая интенсивность и эффективность процесса измельчения в мельницах мокрого самоизмельчения (ММС) 90×30. Сравнением работы двух ММС в режиме шаровой загрузки 55...60 т и 82...90 т (шары диаметром 100...120 мм) показано, что при увеличении загрузки производительность мельницы возрастает на 12 %. С учетом стоимости

извлекаемых металлов, электроэнергии, износа мелющей среды экономичность процесса самоизмельчения с увеличенной шаровой загрузкой возрастает.

Аналогом ММС является мельница сухого самоизмельчения. Измельченный продукт выносится через разгрузочную цапфу воздушным потоком от вентилятора и поступает в воздушный сепаратор для разделения по крупности.

Трехстадиальные схемы измельчения применяют для массивных (колчеданных) медно-цинково-пиритных руд (Гайское, Учалинское, Узельгинское, Сибайское и другие месторождения). В схемах во второй и третьей стадиях применяют замкнутые циклы измельчения в шаровых мельницах с гидроциклонами; в первой стадии чаще работают мельницы стержневые в открытом цикле, если в дробленой руде содержится более 20 % класса +16...20 мм. Если в дробленой руде до 80 % и более класса –10...12 мм, применяют шаровые мельницы. Использование трехстадиальных схем измельчения неизбежно способствует образованию шламистого материала, если после каждой стадии измельчения не выделять на флотацию готовый по крупности материал класса –0,074 мм, который в последующих стадиях безусловно перемельчается, ухудшая качественные и количественные показатели селективной флотации. Применение трехпродуктовых гидроциклонов конструкции и производства РФ в схемах измельчения сульфидных руд позволяет распределить циркуляционные нагрузки между стадиями измельчения, уменьшить шламообразование, улучшить гранулометрическую характеристику конечного продукта измельчения.

В строительной, химической, металлургической, золоторудной промышленности используют вибрационные мельницы. В этих мельницах, используемых для сухого измельчения, нет вращающихся механизмов.

Инерционный или гириационный вибраторы возбуждают круговые колебания, вызывающие измельчение материала в результате ударных и истирающих нагрузок. При изменении амплитуды колебания (5...15 мм) и частоты вращения дебаланса (1000...3000 мин<sup>-1</sup>) можно создавать дозированное разрушающее воздействие на измельчающий материал. Мелющие тела вибромельниц – шары, стержни; футеровка – резина, сталь. Мельницы могут работать при повышенном давлении и вакууме, при нагревании и охлаждении; они обеспечивают более тонкий помол, чем обычные мельницы; они работают в замкнутом цикле с воздушным сепаратором.

## **5.2. Режимы рудоподготовки и кондиционирования разделяемых минералов**

Большинство месторождений золотосодержащих сульфидных руд цветных металлов в верхних горизонтах представлено окисленными и смешанными сульфидно-окисленными рудами зон вторичного обогащения и «железной шляпы», в которых содержание вторичных сульфидных минералов составляет 50 % и более, окисленных минералов до 30 % от общей массы цветных металлов. Схемы рудоподготовки таких руд имеют свои технологические особенности, учитывающие возможность шламообразования и перензмелчения минералов. В операциях дробления при переработке этих руд образуется достаточно большое количество первичных шламов, а при измельчении руд неизбежно появляются и вторичные шламы. Мировой и отечественный опыт показывает, что для снижения отрицательного влияния первичных шламов и снижения шламообразования при измельчении в технологических схемах должны быть предусмотрены: промывка дробленой руды перед измельчением; циклы самонзмелчения или полусамонзмелчения; схемы многостадийного измельчения в стержневых и шаровых мельницах с межстадиальной гравитацией и флотацией; создание оптимальных условий в операциях измельчения и классификации, при которых обеспечивается достижение циркулирующей нагрузки, способствующей снижению шламообразования; контрольные и поверочные классификации сливов в рудных гидроциклонах второй и третьей стадий измельчения с использованием сочетания гидроциклонов разного типоразмера; трехпродуктовые гидроциклоны с выделением грубого и тонкого слива; коллективные, промпродуктовые и доводочные циклы флотации с отдельной обработкой песковой и шламовой фракций.

Учитывая способность многих типов сульфидных руд цветных и благородных металлов к самоокислению, перед селективной флотацией необходима специальная пульпоподготовка и кондиционирование.

При окислении сульфидных минералов в пульпе одновременно проходят процессы окисления сульфидной серы минералов, особенно пирита, с образованием различных серосодержащих анионов в жидкой фазе и реакции окисления металлов сульфидных минералов с образованием оксидных и гидроксидных соединений на их поверхности.

В сульфидных пульпах в процессе рудоподготовки окислительно-восстановительные реакции проходят интенсивно. Продуктами

окисления сульфидных минералов являются  $S^0$ ,  $S^{2-}$ ,  $S_2O_3^{2-}$ ,  $SO_3^{2-}$ ,  $S_nO_m^{2-}$ ,  $SnO_6^{2-}$ ,  $SO_4^{2-}$  и др. В слабокислых средах образуются ионы  $HSO_3^-$  и диоксид серы  $SO_2$ . Наиболее устойчивыми являются ионы  $S_2O_3^{2-}$  и  $SO_4^{2-}$ .

Исследованиями авторов показано, что концентрация серосодержащих ионов в растворе зависит от времени измельчения, скорости окисления пирита, которая определяется значениями pH раствора. С повышением pH в щелочных средах концентрация сульфоксидных соединений повышается. В соответствии с предложенной схемой окисления пирита сера элементарная и сера сульфидная вначале окисляются до сульфит-иона и тиосульфат-иона, конечным продуктом окисления серы являются сульфат-ионы. Концентрация тиосульфат-иона всегда значительно выше концентрации сульфитного иона (в промышленных пульпах она составляет 50...1500 мг/л).

По степени насыщения жидкой фазы пульпы продуктами окисления серы сульфиды располагаются в ряд:  $FeS_2 > CuFeS_2 > ZnS > Cu_{13}AsS_{12} > Cu_5FeS_4$ .

Стабилизация умеренной концентрации депрессирующих ионов в пульпе важна для успешного подавления сфалерита и пирита, флотации золота и его минеральных форм. Установлено, что подача в процессе селекции кроме сернистого натрия сульфоксидных соединений способствует поддержанию необходимой концентрации депрессирующих ионов.

Различия в физико-химических свойствах поверхности минералов используют для их селективного разделения, применяя различные методы обогащения и химико-металлургические процессы. Повышение контрастности свойств разделяемых минералов возможно с применением различных физико-химических воздействий – температуры, давления, неорганических или органических реагентов, изменяющих флотационные, электрические и магнитные свойства разделяемых минералов.

Воздействие может быть поверхностным и более глубоким. При поверхностном воздействии минеральная фаза сохраняется, изменяется лишь состав поверхностных соединений минерала, которые придают минералу новые технологические свойства. При глубоком воздействии может полностью измениться минеральная фаза с образованием новых структур с иным химическим составом, совершенно иными технологическими свойствами. Глубокие фазовые превращения возможны при воздействии высоких температуры, давления, сильных окислителей, растворителей, кислот, щелочей и т.д.

Одними из основных процессов обогащения золотосодержащего минерального сырья являются гравитационные методы, основанные на разделении минеральных частиц, различающихся плотностью, крупностью, формой и другими физико-механическими свойствами.

В совокупности с гидравлической классификацией гравитационные процессы остаются весьма эффективными технологическими операциями в схемах обогащения золотосодержащих руд и россыпей.

Гидравлической классификацией называют процесс разделения смеси минеральных зерен на классы крупности по скоростям падения в воде. В случае использования разделительной среды – воздуха – классификация называется пневматической, или воздушной. Классификацией по крупности можно разделить лишь однородные минеральные смеси по плотности и форме; если компоненты смеси имеют значительную разницу по этим факторам, то при классификации происходит частично разделение (обогащение) по гравитационным признакам – плотности и форме. При гидравлической классификации материал разделяют на два или несколько классов крупности. Мелкий продукт, состоящий из зерен тонких и тонкодисперсных, увлекаемых водным потоком частиц, называют сливом, а продукт, состоящий из потока выпавших грубозернистых частиц, называют песками. При гидравлической классификации происходит разделение на классы по равнопадаемости. При содержании в смесях зерен разной плотности и формы при гидравлической классификации в любой класс возможно частичное выделение зерен другой крупности – мелких зерен тяжелых минералов и крупных зерен легких минералов в соответствии с коэффициентом равнопадаемости. В этом отличие гидравлической классификации от гравитации. Гидравлическая классификация осуществляется в вертикальных (восходящих – нисходящих) или горизонтальных потоках воды, или в потоках, не совпадающих с направлением основных действующих сил (гравитационных, сил сопротивления среды движению зерен, инерционных и сил взаимного влияния зерен при соударении). Гидравлическая классификация относится к подготовительным процессам рудо- и пульпоподготовки перед гравитационными способами разделения или для других обогащательных приемов. Исключение составляет гидравлическая классификация, применяемая для промывки и обесшламливания глинистых руд, когда в отвальный продукт выделяется часть тонких породных минералов. В этом случае песковая фракция обогащается содержанием ценных компонентов. Промывка, как классификация, является

самостоятельной обогатительной операцией, в том числе и для обогащения золотосодержащего сырья. Но в этом случае потери золота со шламовой фракцией не должны превышать 10 %. В соответствии с законами равнопадаемости размер зерен рудных минералов, выделяемых в слив, должен быть в 2–3 раза меньше размера зерен породных минералов.

Когда классификация включена в цикл измельчения рудного материала, неизбежно попадание тяжелых мелких зерен ценного компонента (золота) в песковую фракцию с возвращением в мельницу, что приводит к уменьшению размеров и изменению формы зерен и ухудшению их технологических свойств. Во избежание этого пески гидравлической классификации перед подачей в мельницу направляют на тонкое грохочение или гравитационное обогащение.

Верхний предел крупности материала для гидравлической классификации руд 5...6 мм, а граничная крупность разделения более 40 мкм. Обессламливание в зависимости от распределения ценного компонента по классам крупности проводят по зерну размером 10...40 мкм. Применяемые аппараты для гидравлической классификации – классификаторы, гидроциклоны, конусы и др. Классификация основана на двух основных положениях: во-первых, скорость обтекания зерна равна скорости стесненного падения или равна скорости свободного падения зерна при классификации в сильноразбавленных пульпах; во-вторых, скорость движения частиц относительно неподвижных стенок классифицирующего аппарата равна разности между скоростью восходящего потока и скоростью стесненного падения зерна.

Исходя из этого следует, что теоретически все частицы, скорость (гидравлическая крупность) которых больше скорости восходящего потока, должны опуститься на дно и попасть в песковую фракцию, а зерна с гидравлической крупностью (скоростью), меньше скорости восходящего потока, должны быть вынесены в сливной продукт. На практике всегда наблюдается засорение пескового продукта мелкими зернами, а сливного продукта – крупными зернами. Классификация – массовый процесс, на который влияют турбулентность потока, различная скорость слоев потока по сечению, непостоянство концентраций зерен в потоке, изменения давления среды, форма и масса зерен, взаимодействие соприкасающихся частиц, возмущения при поступлении исходного материала в зону классификации и т.д.

Массовый характер движения частиц способствует выравниванию скоростей движения различных по размерам зерен вследствие их соуда-

рения и передачи энергии движения от одних зерен к другим, перемещающихся с меньшей скоростью. Возможно образование сконцентрированных агрегатов зерен («пакетов»), движущихся как единое целое. Скорость зерен, захваченных таким «пакетом», значительно возрастает. Таким образом, направление движения, полученное частицей, неоднозначно связано с разницей в скоростях потока и осаждения зерна.

Эффективность классификации определяется разностью между извлечением в слив расчетного класса и извлечением в него же крупного класса. Эта разность учитывает количественный и качественный состав сливного продукта.

Классификаторы разделяют:

- по принципу действия: гравитационные и центробежные;
- по способу разгрузки песков: с механической (принудительной) и самотечной разгрузкой.

Гравитационные классификаторы с механической разгрузкой: механические классификаторы (дражные, речные, спиральные, чашевые), сгустители и осветлители, промывочно-классифицирующие (бутара, грависмойки, корытные мойки и другие промывочные агрегаты).

Гравитационные классификаторы с самотечной разгрузкой: конусные классификаторы (песковый и шламовый конусы), гидравлические многокамерные классификаторы.

Центробежные классификаторы с механической разгрузкой: центробежные осадительные, центробежные фильтрующие.

Центробежные классификаторы с самотечной разгрузкой: гидродиклоны (классифицирующие, обесшламливающие).

Механические классификаторы часто применяют в замкнутых циклах измельчения, иногда для отмывки глинистых материалов, обволакивания зернистых продуктов, реже как смесительные аппараты.

Выбор и расчет механических классификаторов сводится к определению производительности по пескам и сливу. Из гидравлических классификаторов, работающих на измельченных рудах, применяют многокамерные аппараты с горизонтальными и вертикальными потоками. В классификаторах этого типа классификация проходит в две стадии:

- в горизонтальном потоке в условиях свободного осаждения; в каждую последующую камеру поступает более тонкий материал;
- в вертикальных классификационных трубках каждой камеры с восходящими потоками воды определенной скорости; в них классификация осуществляется в стесненных условиях.

Выбор и расчет гидравлических классификаторов проводится по определению производительности конуса по сливу, пескам и исходному питанию.

Центробежные классификаторы широко используют при обогащении практически всех типов руд, а в последние годы – для гравитационного обогащения тонкоизмельченных золотосодержащих руд. К центробежным классификаторам относят гидроциклоны и турбоциклоны, осадительные центрифуги; конструктивно гидроциклоны подразделяются на конические, батарейные, трехпродуктовые, короткоконусные.

В гидроциклоне существует два вихревых потока, вращающихся в одном направлении, но имеющих противоположное осевое перемещение: внешний пристенный – нисходящий и внутренний – восходящий. В приосевой части гидроциклона действует центробежная сила внутреннего потока с образованием воздушного столба. Область, разделяющая нисходящий и восходящий потоки, называют поверхностью реверсирования, или поверхностью нулевых вертикальных скоростей. Переход жидкости (пульпы) из внешнего вихря во внутренний, поднимающийся вверх, происходит при повороте внешнего вихря, спускающегося по стенке гидроциклона, в нижней части конуса. Поднимающийся вихрь образует слив и циркуляционный поток (за пределами сливного парубка); по наружной поверхности сливного патрубка имеется короткозамкнутый подкрышечный поток. Потоки жидкости в гидроциклоне имеют сложный турбулентный характер; степень турбулентности максимальна в центральной части поднимающегося вихря.

Скорость движения жидкости в гидроциклоне можно разделить на составляющие:

- тангенциальную, направленную перпендикулярно к радиусу вращения в горизонтальном сечении;
- радиальную, направленную к оси вдоль радиуса гидроциклона;
- вертикальную, направленную вниз или вверх в зависимости от нахождения элемента жидкости.

С увеличением диаметра гидроциклона его производительность возрастает пропорционально квадрату диаметра, но при этом увеличивается крупность слива. В аппаратах диаметром 250...1000 мм возможно получение слива крупностью от 0,5 мм до 90...100 % класса  $-0,074$  мм; более тонкие сливы легче получить в гидроциклонах малого диаметра ( $D$ ). С увеличением длины гидроциклона ( $h$ ) растет

его производительность пропорционально отношению  $(h/27D)^{0,33}$ . Изменение диаметра питающего патрубка изменяет производительность гидроциклона прямо пропорционально диаметру, качество слива меняется мало; форма питающего патрубка прямоугольная с соотношением высоты к ширине 2:1; диаметр питающего патрубка ( $d_{\text{пит}}$ ) эквивалентен диаметру гидроциклона:  $d_{\text{пит}} = (0,08...0,25)D$ . Диаметр сливного патрубка ( $d_{\text{сл}}$ ) влияет на все показатели работы гидроциклона: увеличение диаметра повышает производительность пропорционально его величине; установлены оптимальные соотношения:  $d_{\text{сл}} = (0,2...0,4)D$ ,  $d_{\text{сл}} = 1,2d_{\text{пит}}$ . Изменение диаметра пескового отверстия не влияет на производительность, но изменяет качественные показатели классификации. Уменьшение размера пескового отверстия повышает содержание твердого в песках, уменьшает их выход и увеличивает выход слива; при большой насадке вся пульпа может разгрузиться в пески и классификация полностью нарушается. На практике  $d_{\text{пит}} = (0,15...0,8)d_{\text{сл}}$ ;  $d_{\text{пит}} : d_{\text{сл}} = 0,3...0,5$ . Для получения тонкозернистых сливов угол конусности  $5...10^\circ$ , но на практике чаще применяют гидроциклоны с углом конусности до  $20^\circ$ , что ухудшает классификационные характеристики и гидроциклон начинает работать как обогащательный аппарат. Гидроциклоны большого диаметра с удлиненной цилиндрической частью следует устанавливать в наклонном положении; изменение угла установки изменяет крупность разделения и соотношение выходов слива и песков. Давление на входе при заданной объемной производительности зависит от  $d_{\text{сл}}$  и  $d_{\text{пит}}$  патрубков гидроциклона. При изменении производительности давление меняется пропорционально ее квадрату. При получении грубых сливов гидроциклоны удовлетворительно работают при малых давлениях  $5 \cdot 10^4$  Па; для получения тонкозернистых сливов необходимо давление не менее  $(20...30) \cdot 10^4$  Па. На грубозернистых материалах всегда получают более крупный слив и плотные пески. Эффективность разделения повышается, когда исходный материал содержит небольшое количество классов промежуточной крупности. Содержание твердого в исходном продукте влияет на крупность и плотность песков и слива. Выбор и расчет гидроциклонов производят, находя производительность по питанию, задаваясь остальными параметрами с учетом их оптимальных зависимостей.

Разделение зерен гравитационными методами осуществляется по одному из разделительных признаков путем гидро- или аэродинамического воздействий на минеральную смесь. Разделительными при-

никами являются: реологические параметры среды разделения, скорости движущихся зерен (в пульсирующем потоке в струе жидкости, текущей по наклонной плоскости, в вертикальном потоке). В зависимости от разделительных признаков и характера среды гравитационные методы подразделяют на: расслоение в гидравлических, пневматических, тяжеложидкостных, суспензионных потоках; расслоение в пульсирующем потоке (отсадка, обогащение на вибромашинах и в пульсаторах); расслоение в струе жидкости, текущей по наклонной плоскости (обогащение в желобах и шлюзах, в струйных концентраторах, на концентрационных столах, винтовых аппаратах); расслоение в криволинейных потоках (гидроциклонах, центрифугах, центробежных концентраторах).

На процесс расслоения минеральной смеси влияют параметры среды: плотность, вязкость, сопротивление, устойчивость. Плотность различных сред составляет,  $\text{кг/м}^3$ : воды 1000; воздуха 1,23; тяжелых жидкостей –  $\text{ZnCl}_2$  2500,  $\text{CaCl}_2$  2500; жидкости Клеричи 4250; высокоплотностных суспензий 2700...7200. Разделение в тяжелосредных потоках для золотосодержащих руд применяют крайне редко – для золота крупного и средней крупности.

Из тяжелых жидкостей чаще используют хлористый цинк, хлористый кальций, бромформ, жидкость Туле, жидкость Клеричи, которые хорошо растворимы в воде. На их основе можно приготовить растворы с широким диапазоном плотностей, пригодных для фракционного анализа и обогащения.

Плотность суспензии зависит от плотности утяжелителя и объема содержания его в суспензии. В практике гравитационного обогащения для приготовления суспензий используют магнетитовый концентрат плотностью  $4400 \text{ кг/м}^3$  и ферросилиций плотностью  $6800 \text{ кг/м}^3$ .

Для сред характерно свойство – вязкость. Это способность оказывать сопротивление движению элементарных слоев, величина которого зависит от сил внутреннего трения. Силы трения по закону Ньютона прямо пропорциональны скорости относительного движения и площади поверхности соприкосновения, зависящие от рода среды. Вязкость суспензий не зависит от природы утяжелителя и его плотности, но зависит от крупности частиц утяжелителя. Для более грубозернистых утяжелителей возрастание вязкости проявляется при объемной концентрации его 40 %, а для тонкозернистых – при концентрации более 30 %.

Устойчивость – способность суспензии сохранять заданную плотность по высоте слоя. Повышение устойчивости достигается добав-

лением глины, тонкозернистых утяжелителей и рудных шламов. Для снижения структурообразования применяют реагенты – пептизаторы (жидкое стекло, сульфитный щелок, алюминаты) в количествах, не превышающих 0,001...0,5 % массы утяжелителя.

Минеральные зерна в гравитационных аппаратах перемещаются в среде с разными скоростями, зависимиыми от крупности, плотности, формы зерен и реологических параметров среды. Время и путь перемещения – весьма малые величины в пределах минут и сантиметров соответственно.

Движение минеральных зерен в разделительных средах может быть:

- свободным – движение в неограниченной неподвижной среде или в сосуде, размеры поперечного сечения которого более чем в 30 раз превышают размеры зерна;
- стесненным – движение в ограниченной среде или сосуде, размеры которого соизмеримы с размерами зерна; при этом зерно испытывает влияние среды и окружающих частиц, а среда испытывает действие каждого зерна и массы их в целом.

Режим движения разделяемых жидкостей может быть ламинарным – при небольших скоростях движения, турбулентным – при высоких скоростях.

Важным фактором разделяемых минеральных смесей является равнопадаемость зерен – это зерна различной крупности и плотности, имеющие одинаковую скорость движения, считаются равнопадающими. Зерна кварца крупностью 4 мм с плотностью  $2650 \text{ кг/м}^3$  и частицы галенита крупностью 1 мм с плотностью  $7500 \text{ кг/м}^3$  при движении в неподвижной жидкости или восходящем потоке имеют одинаковую скорость движения. Для гравитационного разделения таких материалов необходима предварительная классификация по шкале с модулем, равным коэффициенту равнопадаемости. Для смеси кварца и галенита крупностью  $-80+0$  мм классификацию необходимо проводить на классы  $-80+20$ ,  $-20+5$ ,  $-5+1,25$ ,  $-1,25+0,31$  и т.д., т.е. модуль равнопадаемости равен четырем; он выражает отношение размера зерна легкого минерала к размеру зерна тяжелого минерала, равнопадающего с ним.

Характер движения зерен в стесненных условиях и встречных потоков жидкости носит иной характер. Совместное движение зерен сопровождается гидродинамическим сопротивлением и сопротивлением от механического взаимодействия частиц вследствие их столкновения и трения между собой и о стенки аппарата. Сужение потоков увели-

чивает градиент относительной скорости движения и повышает гидродинамическое сопротивление. При совместном падении частиц скорость в стесненных условиях будет меньше скорости свободного падения, а с повышением объемной концентрации твердого в жидкости (плотности пульпы) она в большей степени снижается.

В обогащительных аппаратах стесненное падение частиц происходит в жидкости, поток которой ограничен стенками аппарата. По сечению аппарата скорости движения жидкости распределены неравномерно – у стенок меньше, в центре – больше; но при этом одновременно происходит перемешивание частей потоков в продольном и поперечном направлениях.

Циркуляционное движение частиц нарушает упорядоченность структуры потока, который приобретает диффузионный характер.

Закономерности стесненного падения тел основывается на двух концепциях:

- 1) стесненное падение – совокупное движение частиц как бы в объеме фильтрационной среды, через которую пропускается жидкость в вертикальном направлении снизу вверх;
- 2) стесненное падение – это падение отдельной частицы, находящейся в массе других.

Различия в скоростях движения частиц в свободных и стесненных условиях изменяет равнопадаемость. Коэффициент равнопадаемости в стесненных условиях по абсолютному значению значительно больше для одних и тех же минералов (табл. 5.1).

Таблица 5.1

**Коэффициенты равнопадаемости тяжелых минералов  
по отношению к кварцу**

| Минерал     | Свободное падение | Стесненное падение |
|-------------|-------------------|--------------------|
| Галенит     | 3,75              | 5,842              |
| Вольфрамит  | 3,26              | 5,155              |
| Касситерит  | 3,12              | 4,698              |
| Арсенопирит | 2,94              | 3,737              |
| Пирротин    | 2,08              | 2,808              |
| Сфалерит    | 1,56              | 2,127              |

Практически это означает, что в свободных условиях размер тяжелого зерна должен быть больше, чем в стесненных условиях, что позволяет расширить шкалу классификации для выделения классов крупности с целью последующего их обогащения. Значения равнопадаемости важны в процессах гидравлической и пневматической клас-

сификаций при обогащении золотосодержащих руд цветных металлов и различных типов золото-сульфидных руд.

Для гравитационных процессов важное значение имеет формирование структуры взвесей, составляющими компонентами которых являются вода, минеральные зерна, а для суспензий – частицы утяжелителя. Нахождение минеральных частиц во взвешенном состоянии определяется физическими параметрами взвеси и их реологическими свойствами. В гравитационных аппаратах взвешенное состояние достигается применением вертикального, горизонтального, фиксирующего, тангенциального и комбинированного потоков.

Горизонтальные и вертикальные потоки применяют в гидравлических и пневматических классификаторах, суспензионных сепараторах; комбинированные – в отсадочных машинах и классификаторах, суспензионных сепараторах; пульсирующие – в отсадочных машинах, вибрационных шлюзах, суспензионных сепараторах; тангенциальные – в гидроциклонах, винтовых сепараторах, центробежных концентраторах.

Способ стабилизации взвеси определяет структуру взвешенного слоя. Так, в процессе отсадки под действием восходящего потока материал переходит во взвешенное состояние, при котором частицы могут относительно перемещаться. Тяжелые частицы проникают через всю массу и концентрируются в нижних слоях, а легкие располагаются в верхних слоях рудного потока.

При чередовании восходящего и нисходящего потоков происходит расслоение материала: на самом нижнем слое (на решетке) оказываются мелкие тяжелые частицы, затем слой крупных тяжелых частиц, между ними могут быть мелкие тяжелые и легкие частицы, затем слой мелких частиц и над ними слой крупных легких частиц. При многократном чередовании потоков смесь четко разделяется по слоям: внизу – тяжелые частицы, вверху – легкие. Такое разделение минеральных зерен по крупности и плотности во взвеси называют сегрегацией. При движении потока в желобах, шлюзах плотность взвеси в горизонтальном и наклонном положении аппарата увеличивается сверху вниз, а подвижность ее уменьшается с глубиной потока. При гравитационном обогащении взвесь должна быть плотной, но способной пропустить перемещающиеся в ней минеральные зерна, т.е. при реализации процессов отсадки, концентрации на столах необходимо создавать условия для снижения стесненности движения частиц. Попеременное разрыхление и уплотнение взвеси способствует перемещению частиц в условиях высокой плотности. В момент уплотнения

происходит эффективное разделение минеральной смеси, разрыхленность слоев взвеси (постели) определяет эффективность разделения. Малая разрыхленность постели уменьшает скорости падения или подъема тяжелых и легких частиц. При значительном разрыхлении постели происходит перемешивание частиц различной плотности и крупности, при этом наблюдается взаимозасорение продуктов обогащения посторонними фракциями и снижается эффективность разделения. Гидродинамика пульсирующего потока – число пульсаций, скорость и расход воды, параметры цикла отсадки – определяет структуру взвешенного состояния постели и всей массы минеральной взвеси и оценивается коэффициентом разрыхления.

Взвеси могут быть мономинеральными и полиминеральными. Существуют несколько видов движения взвеси – совместное движение частиц, соизмеримых по форме и крупности; совместное движение частиц во взвеси, на соизмеримых по размерам и составленных из зерен минеральной смеси; совместное движение частиц, не соизмеримых по размеру в суспензии, составленной из частиц другого минерала.

## **6. ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ**

### **6.1. Гравитационные процессы**

Основные процессы разделения минеральных смесей по плотности осуществляют в потоках постоянного и переменного направлений, которые реализуются в полях сил тяжести и гидро- и аэродинамического воздействия среды. При обогащении в потоках переменного направления применяют процессы разделения минералов в отсадочных машинах. Наиболее сложные гравитационные процессы проходят в горизонтальных, наклонных и вертикальных потоках постоянного направления – в противоточных сепараторах, и в криволинейных потоках – в центробежных концентраторах.

#### **6.1.1. Обогащение на отсадочных машинах**

Применение отсадки основано на различии скоростей движения минеральных зерен в пульсирующей среде – водной или воздушной. Закономерности расслоения материала по плотности в стесненных условиях обусловлены явлениями разделения во взвешенном состоянии и процессом сегрегации. На перемещение минеральных зерен влияют масса минералов, гидростатические силы сопротивления, силы инерции среды, механические силы трения, силы ударов зерен между собой и о стенки аппаратов. Восходящий поток среды, разрыхляя зерна, перемещает легкие зерна, скорость падения которых меньше скорости потока, вверх, а тяжелые зерна переходят во взвешенное состояние. При нисходящем потоке тяжелые зерна увлекаются им вниз с большей скоростью, чем легкие, при этом на решетке происходит уплотнение минеральных зерен. При многократно восходяще-нисходящих потоках материал расслаивается: легкие зерна минералов выносятся вверх, а тяжелые зерна концентрируются в нижних слоях. Материал, осевший на решетку отсадочной машины, называют естественной постелью. Тяжелая фракция разгружается через шиберные устройства или решетку, а легкие – потоком разделительной среды выносятся через сливной порог. Оптимальная толщина постели равна 5–10 диаметрам максимальных зерен в питании. При большей толщине постели происходит ее уплотнение и возрастает гидростатическое сопротивление, а при малой толщине наблюдается увеличение скоро-

сти потока из-за недостаточного гидростатического сопротивления, при этом материал перемешивается, что влечет взаимное засорение тяжелой и легкой фракций.

При обогащении рудного мелкозернистого материала (менее 3...5 мм) на решето укладывают слой искусственной постели – гематит, магнетит, ферросилиций, металлическую дробь и другие материалы, плотность которых должна быть выше плотности тяжелых минералов в обогащенном сырье с крупностью в 2–2,5 раза больше самого крупного минерального зерна, которая составляет 30...40 мм. Искусственная постель предотвращает прохождение мелких легких зерен под решето отсадочной машины, повышая количество тяжелой фракции – концентрата; она является контрольным «решетом» и средством разделения зерен, способствуя процессу сегрегации минеральных зерен. Изменяя параметры постели, можно управлять процессом отсадки. Чем меньше содержание тяжелых зерен в исходном материале, тем больше должна быть высота постели, не менее трех максимальных диаметров зерен, а толщина надпостельного слоя в 20 раз больше максимальной крупности частиц минеральной смеси.

Частоту и амплитуду колебаний при отсадке выбирают в зависимости от плотности и крупности исходного материала. При больших параметрах крупности и плотности применяют большую амплитуду и меньшую частоту колебаний среды. При меньшем числе пульсаций достигаются более высокие скорости восходящего потока, увеличиваются амплитуды колебаний и разрыхленность постели, но процесс отсадки в этом случае неустойчив и чувствителен к изменению производительности и гранулометрическому составу. При большем числе пульсаций процесс более устойчив, но снижается разрыхленность постели. Средством оперативного регулирования отсадки является давление и расход подрешетной воды, с помощью которой возможно увеличение скорости восходящего потока и разрыхленности постели, уменьшение скорости нисходящего потока и попадание мелких легких классов под решето, обеспечение качественного выноса легкой фракции через сливной порог. Увеличение расхода и давления подрешетной воды снижает выход подрешетного продукта и повышает его качество, но при этом возможен вынос мелких тяжелых фракций в слив. Обычно скорость подрешетной воды увеличивают с крупностью материала, но не более 0,6 см/с.

Плотность пульпы в питании отсадки должна быть не более  $J:T = 2:1$ , иначе возрастает скорость горизонтального потока, на-

рушающая расслоение по плотности из-за чрезмерного взмучивания материала. Общий расход воды при отсадке рудных материалов колеблется в широких пределах 1,0...8,0 м<sup>3</sup>/т (углей – 2,3...6,0 м<sup>3</sup>/т), при этом доля подрешетной воды составляет 40...70 %. Обычно крупность исходного материала для обогащения на отсадочных машинах 0,25...50 мм (для золотых руд до 25 мм). Эффективность отсадки повышается при предварительном обесшламливании исходного материала. На узкорасклассифицированном материале разделение минеральной смеси улучшается. С учетом коэффициента равнопадаемости каждый класс крупности обогащают на разных отсадочных машинах. Эффективность отсадки возрастает с крупностью зерен разделяемых минеральных смесей. С уменьшением крупности материала качество разделения частиц по плотности снижается в связи с увеличением возрастающего влияния вязкости среды. В связи с чем отсадка наибольшее применение находит при обогащении крупно- и средневкрапленных железных и марганцевых руд, углей, не требующих тонкого измельчения. При обогащении золотосодержащих руд и песков россыпей отсадка также широко используется, если в них содержание мелкого золота не превышает 30...40 %. Поскольку отсадка – процесс достаточно сложный и дорогой, то его применение требует дополнительной рудо-пульпоподготовки и должно быть обосновано в сравнении с другими гравитационными методами (винтовая сепарация, обогащение на центробежных концентраторах и других аппаратах).

Для руд крупность золотосодержащего материала, поступающего на отсадку, составляет 0,3...6 мм. Для выделения мелкого и крупного золота (более 0,25 мм) применяют диафрагмовые отсадочные машины, которые отличаются простой конструкцией, компактностью, постоянством амплитуды колебания диафрагмы (рис. 6.1). Применяемые типы отсадочных машин для обогащения золота: ОВМ-1, МОД-4, МОД-2, МОД-3, МО-6 и др.

Техническая характеристика, режим и показатели работы всех машин приведены в табл. 6.1–6.3. На рис. 6.2 показана зависимость извлечения частиц золота различной крупности на отсадочной машине в сравнении со шлюзами. В зарубежной практике на фабриках для обогащения золота применяют отсадочные машины типа «Кливленд» с диаметром до 7,5 м и площадью 416 м<sup>2</sup>, производительность которых может достигать 350 т/ч (рис. 6.3).

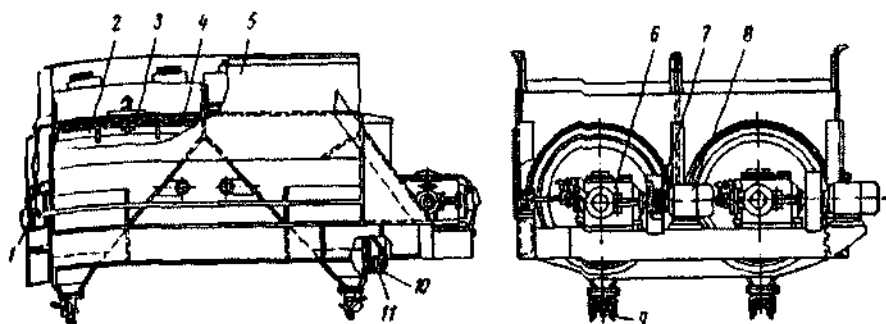


Рис. 6.1. Диафрагмовая отсадочная машина МОД-4:

- 1 — задняя траверса; 2 — подрешетная рама; 3 — решето; 4 — надрешетная рама;  
5 — корпус; 6 — редуктор; 7 — упругая муфта; 8 — электродвигатель;  
9 — разгрузочное устройство; 10 — передняя траверса; 11 — манжета

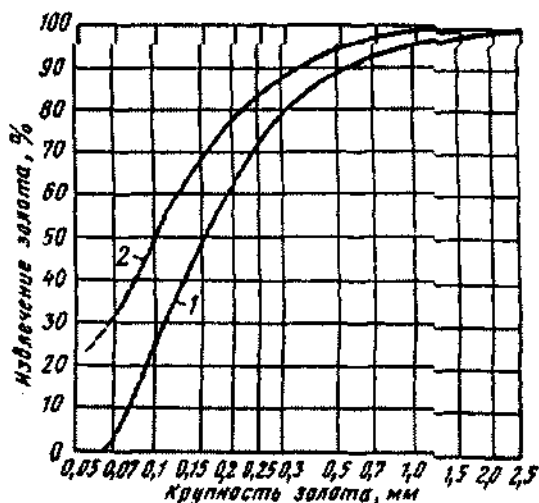


Рис. 6.2. Извлечение золота различной крупности:

- 1 — на шлюзах; 2 — на отсадочной машине

Концентраты отсадочных машин подвергают доводке на концентрационных столах. Считается, что экономически целесообразно использовать отсадочную машину, если более 1% золота представлено классом крупнее более 0,25 мм.

Таблица 6.1

## Техническая характеристика диафрагмовых отсадочных машин

| Параметры                       | Марка машины                 |         |        |           |         |
|---------------------------------|------------------------------|---------|--------|-----------|---------|
|                                 | МОД-02                       | МОД-05  | МОД-07 | МОД-1М1   | МОД-2М1 |
|                                 | Производительность до 25 т/ч |         |        |           |         |
| Рабочая площадь, м <sup>2</sup> | 0,18                         | 0,5     | 0,7    | 1         | 2       |
| Число камер, шт.                | 2                            | 2       | 2      | 2         | 2       |
| Крупность питания, мм, не более | 8                            | 15      | 15     | 15        | 15      |
| Производительность, т/ч         | 0,9                          | 5       | 7      | 10        | 25      |
| Масса, кг                       | 290                          | 380     | 750    | 1005      | 1800    |
|                                 | МОД-3М1                      | МОД-4М2 | ТРУД-3 | Трул-6ПР  | Трул-12 |
|                                 | Производительность до 30 т/ч |         |        |           |         |
|                                 |                              |         |        |           |         |
| Рабочая площадь, м <sup>2</sup> | 3                            | 4       | 3      | 6         | 12      |
| Число камер, шт.                | 3                            | 4       | 2      | 2         | 2       |
| Крупность питания, мм, не более | 15                           | 30      | 25     | 25        | 20      |
| Производительность, т/ч         | 30                           | 36      | 46     | 100...150 | 200     |
| Масса, кг                       | 2890                         | 3900    | 2000   | 5130      | 13300   |

Таблица 6.2

## Результаты отсадки песков на ОМДСД-1

| Регионы    | Площадь, м <sup>2</sup> | Удельная производительность, м <sup>3</sup> /м <sup>2</sup> | Ж. Т        | Скорость подачи подreshетной воды, л/(с·м <sup>2</sup> ) | Число колебаний | Ход диафрагмы, мм | Выход, %   | Извлечение золота, % |
|------------|-------------------------|-------------------------------------------------------------|-------------|----------------------------------------------------------|-----------------|-------------------|------------|----------------------|
| Урал       | 40                      | 4...6                                                       | (4...6):1   | 3...4                                                    | 125...160       | 16...20           | 2...10     | 90...94              |
| Забайкалье | 24                      | 4...6                                                       | (10...12):1 | 3...4                                                    | 125             | 35                | 8,3...18,8 | 93...94              |
| Якутия     | 24                      | 4,6...5,2                                                   | (8...10):1  | 3...3,5                                                  | 125             | 40                | 8...9      | 91...93              |

Таблица 6.3

## Режим работы отсадочных машин

| Технологические параметры                               | Операции отсадки |             |
|---------------------------------------------------------|------------------|-------------|
|                                                         | Основная         | Пересчетная |
| Производительность, м <sup>3</sup> /(ч·м <sup>2</sup> ) | 6...8            | 4...6       |
| Расход воды, м <sup>3</sup> /(ч·м <sup>2</sup> )        | 3,5...4,5        | 4,5...5,0   |
| Ход диафрагмы, мм                                       | 16...22          | 8...12      |
| Толщина постели, мм                                     | 30...40          | 40...60     |
| Выход концентрата, %                                    | 15...20          | 10...15     |

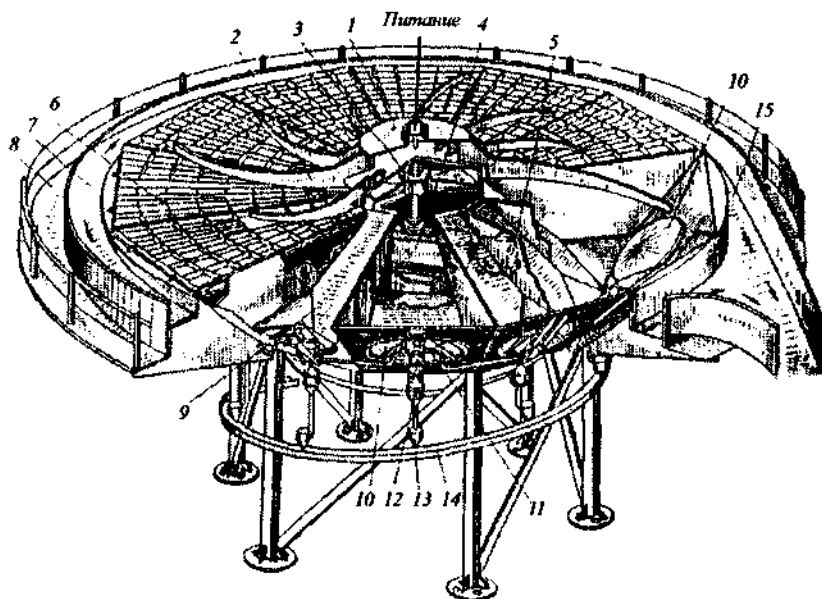


Рис. 6.3. Отсадочная машина «Кливленд»:

1 – гребковое устройство; 2 – гребки; 3 – главный подшипник; 4 – редуктор; 5 – электродвигатель; 6 – грохоты с решеткой; 7 – хвостовой желоб; 8 – платформа для обслуживания; 9 – камер-секция; 10 – диафрагма; 11 – привод-вибратор; 12 – клапан-зажим; 13 – спигот циклонного типа; 14 – желоб для концентрата; 15 – хвостовой приемник

В отечественной практике использование отсадочных машин в основном целесообразно при обогащении песков россыпей, в которых золото в значительной части представлено свободными зернами крупностью более 0,25...0,5 мм. В рудах же большинства коренных месторождений золото мелкое, тонкое и тонкодисперсное, которое легче извлекается частично гравитационными методами (центробежные концентраторы, концентрационные столы) и в основном – флотацией и химическим выщелачиванием. Отсадка применяется на обогащательных фабриках, перерабатывающих полиметаллические руды (Ленинградская, Казахстан), свинцово-цинковые руды (Алмалыкский горно-металлургический комбинат, Узбекистан), кварц-сульфидные и малосульфидные углистые руды Наталкинского месторождения (ЗИФ им. Матросова). В зарубежной практике обогащение на отсадочных машинах используют значительно шире, что безусловно можно объ-

яснить более благоприятным для отсадки гранулометрическим составом крупного и мелкого золота. По литературным данным в схемах обогащения упорного золоторудного минерального сырья отсадка используется на обогатительных фабриках Канады – в 8 случаях, Австралии – 7, РФ – 4, ЮАР – 2.

При одностадиальном измельчении на сливе мельницы отсадка применяется на обогатительных фабриках в замкнутом цикле с механическими классификаторами, гидроциклонами: «Мак-Интаир» (Канада) – для кварцево-пиритных руд; «Кембелл» (Канада) – для пирит-арсенопиритных руд; «Дилнайт» (Канада) – для пирит-пирротин-арсенопиритовых руд; «Херешу» (Австралия) – для медно-золотых руд; «Консолидейшед» (ЮАР) – для золото-сурьмяных руд; «Кик крик» (Канада) – для силикатно-графитовых руд. В двухстадиальной схеме отсадку применяют или на сливе стержневой мельницы первой стадии или на сливе шаровой мельницы второй стадии измельчения перед классификацией в гидроциклонах на фабриках: «Артур Вийт» (Канада) – для пирит-арсенопиритовых руд; «Копер Рэнд» (Канада) – для медно-пирит-пирротиновых руд; «Сарылахская» (РФ) – для золото-сурьмяных глинисто-углистых руд; «Арктик» (Канада) – для золото-серебряных руд.

В большинстве случаев для отсадки применяются отсадочные машины – «Денвер» (дуплекс), «Минпро», двухкамерные диафрагмовые и другие. Измельчение руды осуществляется в стержневых, шаровых, рудно-галечных и в мельницах мокрого самоизмельчения. Концентраты отсадки переочищаются на винтовых сепараторах, центробежных концентраторах.

Извлечение золота в гравитационные концентраты в зависимости от крупности золота в исходном материале составляет 15...65 %. По данным А.Г. Лопатина на степень концентрации золота при отсадке особо влияет форма зерен постели. Установлено, что кубическая форма зерен постели обеспечивает более высокую концентрацию ценного компонента.

### **6.1.2. Обогащение на винтовых аппаратах**

Винтовые аппараты (сепараторы, шлюзы) применяют для обогащения мелкозернистого материала; они просты по конструкции, не имеют вращающихся деталей, дешевы в эксплуатации. При движении в потоке на частицы минералов действуют гравитационные, гидроди-

нимические и центробежные силы, вызывающие различие в скоростях по глубине потока и радиуса. По мере удаления зерен от дна к поверхности слоя потока и от внутреннего борта винта к внешнему скорости возрастают, что вызывает поперечную циркуляцию потока: верхние слои удаляются от оси к внешнему, а внутренние слои – к внутреннему борту желоба.

На винтовом желобе частицы по глубине потока распределяются в соответствии с их гидравлической крупностью, происходит распределение частиц и в поперечном направлении. Легкие зерна минералов верхнего слоя сносятся к внешнему борту, а тяжелые зерна нижних слоев – к внутреннему. Разделение частиц по плотности и крупности завершается после прохождения потоком двух-трех витков, и далее частицы перемещаются параллельно винтовым линиям на постоянном расстоянии от оси аппарата. Глубина потока неодинакова по сечению: малая глубина потока – у внутреннего борта, максимальная – в средней части и ближе к внешнему борту. Винтовые сепараторы выпускают с постоянным и переменным шагом. Диаметр сепаратора определяет его производительность, которая также зависит от крупности и плотности минералов. Материал крупностью 1...2 мм эффективно обогащается на сепараторе диаметром 1000 мм и более, для материала крупностью более 0,5 мм – диаметр сепаратора 500...750 мм. Размер шага винта 0,4...0,6 м; для грубозернистого материала –2+0,2 мм применяют сепараторы с малым шагом. Извлечение на винтовых сепараторах ниже, чем на отсадочных машинах, но их стоимость на 15...60 % дешевле. Винтовые аппараты применяют на основных и пересчетных операциях.

Одной из основных активных сил, определяющих общий характер движения потока, является сила тяжести. Ее радиальная составляющая в сочетании с центробежной силой определяют положение потока и профиль потока. Силы трения на движение частиц по желобу влияют незначительно. На винтовом шлюзе эти силы значительно больше, чем на винтовом сепараторе. Винтовые шлюзы (рис. 6.4) имеют желоб с малой кривизной днища. На шлюзах обогащают тонкозернистый материал (менее –0,074 мм) с уплощенной формой частиц золота при малых скоростях движения потока в желобе.

Особенности движения потока по винтовому шлюзу:

- поток под влиянием центробежных сил имеет серповидный характер поперечного сечения;

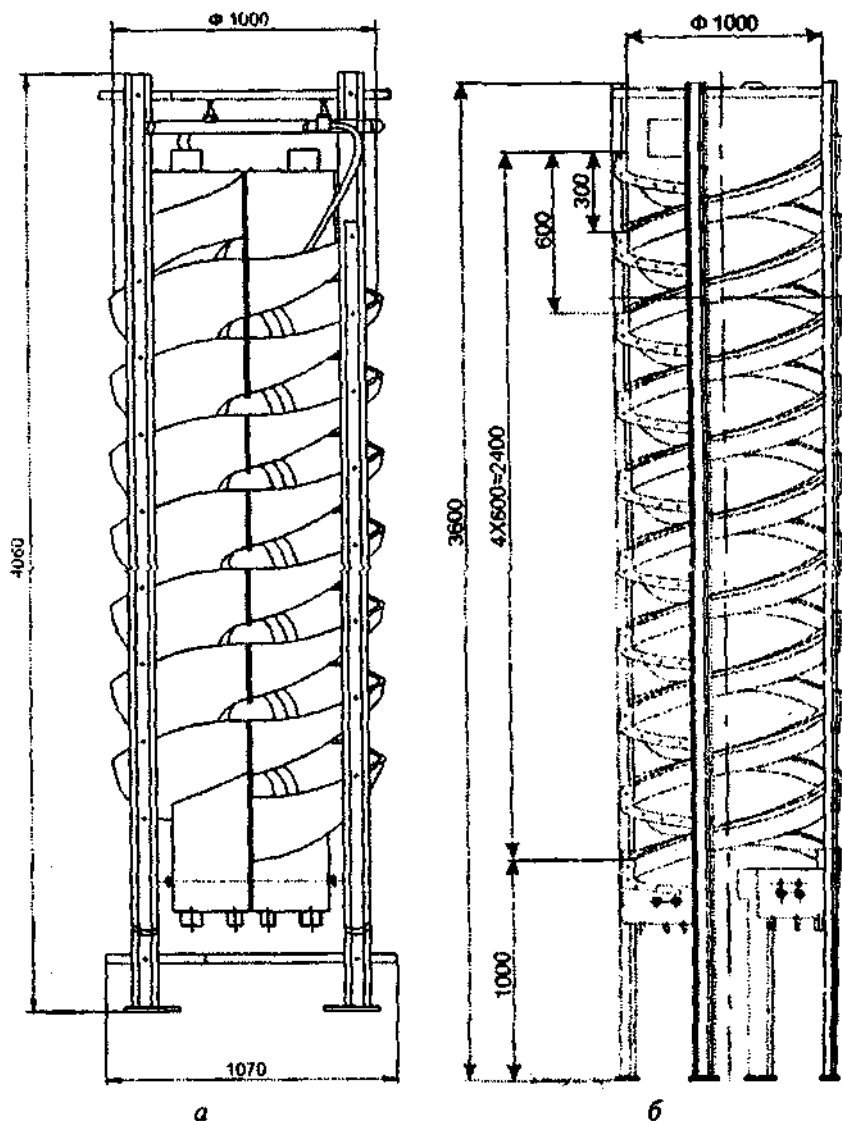


Рис. 6.4. Общий вид винтовых приборов:  
*а* – винтовой сепаратор СВ2-1000; *б* – винтовой шлюз ШВЗ-1000

– в разных зонах поперечного сечения глубина неодинакова: у внутреннего борта она меньше, в средней части ближе к внешнему – она больше;

различная скорость потока в зонах поперечного сечения по глубине и по радиусу;

максимальная продольная скорость потока в шлюзах у внешнего борта 1,5...2,0 м/с и минимальная у внутреннего борта 10...20 см/с;

различен характер движения – от ламинарного в тонких внутренних слоях до турбулентного в глубокой внешней части потока.

Из-за различия в скоростях движения возникают циркуляционные течения – поперечная циркуляция потока. Равнодействующая всех сил, действующих на минеральное зерно, определяет траекторию его движения и положение в поперечном сечении. В итоге, легкие зерна с большей скоростью перемещения обгоняют зерна придонного слоя потока и одновременно смещаются под влиянием центробежной силы и поперечной циркуляции к внешнему борту потока, образуя всерпродукта.

Зернистый материал на винтовом желобе расслаивается в два этапа. В первой фазе материал расслаивается по вертикали с переходом тяжелых минералов в придонный слой. Во второй фазе идет перераспределение зерен в радиальном направлении с образованием пещер продуктов сепарации. Интенсивность поперечной циркуляции влияет на перераспределение зерен по сечению желоба, она зависит от глубины потока. При поперечном перераспределении зерен формируются отдельные слои потока (концентрат, промпродукт, хвосты). Разделение промпродуктов обогащения из всера винтового желоба осуществляется поворотами ножей (отсекателей), установленных с интервалом 0,5...1,0 виток. На верхних витках выделяют концентрат, ниже промпродукты, внизу желоба – хвосты. Распределители смывной воды обеспечивают равномерную подачу ее по всему периметру внутреннего борта желоба. С увеличением шага винта возрастает выход тяжелых минералов в всер концентрата. Винтовые желоба иногда делают с различной шириной рабочей поверхности по длине винта. Эффективно винтовые шлюзы работают при извлечении зерен малой крупности и уплощенной формы.

Винтовые сепараторы применяют на основных и перечисленных операциях. На обогатительной фабрике «Уоррего» (Австралия) при обогащении золото-медно-висмутовых руд винтовые сепараторы используются для извлечения свободного золота в цикле измельчения руды. После самоизмельчения руды в одну стадию в замкнутом цикле с двухъярусными Рсйчберта и гидроциклонами черновой золотой концентрат (извлечение в него золота 70 %) классифицируют на

дуговом грохоте по классу  $-0,4$  мм. Класс  $-0,4$  мм обогащают на винтовом сепараторе с последующим дообогащением хвостов на шлюзе Вермана. Класс  $+0,4$  мм (дугового грохота) обогащают на отсадочной двухкамерной машине «Денвер» ( $0,4 \times 0,9$  м). На обогатительной фабрике «Хиллграв» (Австралия) черновой концентрат, выделенный на конусном сепараторе Рейчерта из пирит-пирротин-арсенопиритовой руды жильного типа, перечищают вначале на винтовом сепараторе, а затем на концентрационном столе. Готовый гравитационный концентрат содержит 2000 г/т золота при извлечении 35...40 %.

### 6.1.3. Обогащение на концентрационных столах

Обогащение на концентрационных столах осуществляется в тонком слое потока воды, текущей по слабонаклонной плоскости деки стола, совершающей асимметричные возвратно-поступательные движения в горизонтальном направлении, перпендикулярном движению потока. Крупность обогащаемого материала  $-0,3+0,04$  мм. Деки стола – трапецидальной или ромбической формы. На поверхности деки крепятся рейки – рифли, высота которых уменьшается к торцевой концентрационной части. Пульпа перемещается под воздействием потока воды и наклона деки стола в поперечном направлении. На минеральное зерно действуют сила тяжести; сила гидродинамического давления турбулентного потока; сила трения о деку стола зерен, расположенных веером в зависимости от плотности и крупности. Песковые столы применяют для материала крупностью  $-3+0,2$  мм и шламовые – для материала крупностью  $-0,2+0,02$  мм. Они могут быть одно- и многодечные. Песковые столы имеют прямоугольные рифли на более узких деках стола, шламовые – более низкие рифли треугольного сечения. Концентрационные столы используют на доводочных, перечистных операциях и реже в основных технологических циклах. Показатели их сопоставимы с результатами обогащения на винтовых и центробежных аппаратах. В табл. 6.4 приведена техническая характеристика, а на рис. 6.5–6.8 общие виды применяемых концентрационных столов.

На обогатительных фабриках «Кембела» (Канада), «Сарылахская» (РФ) и других концентрационные столы работают на перечистных операциях. На обогатительных фабриках «Блю-Спек» (Австралия), «Консолидейшд Мэрчисон» (ЮАР), «Калгурли» (Австралия) концентрационные столы работают в основных циклах измельчения руды.

Сравнительные характеристики концентрационных столов типа СКО

| Параметры                            | СКО-0,5 | СКО-2      | СКО-1-3,5 | СКО-7,5ТШС | СКО-1-7,5К | СКО-15    | СКО-22     |
|--------------------------------------|---------|------------|-----------|------------|------------|-----------|------------|
| Число дек                            | 1       | 1          | 1         | 1          | 1          | 2         | 3          |
| Сбная площадь дек, м <sup>2</sup>    | 0,5     | 2          | 3,5       | 7,5        | 7,5        | 15        | 22         |
| Крупность питания, мм, в пределах:   |         |            |           |            |            |           |            |
| песков                               | -3+0,4  | -3+0,2     | -1+0,5    | -          | 4          | -3+0,2    | -3+0,2     |
| шламов                               | -       | -0,2+0,04  | -0,5+0,04 | -          | -          | -0,2+0,04 | -0,2+0,04  |
| тонких шламов                        | -       | -          | -         | 0,1+0,01   | -          | 0,1+0,01  | -          |
| Производительность, т/ч, в пределах: |         |            |           |            |            |           |            |
| песков                               | > 0,05  | 0,3...1,0  | 0,5...1,0 | -          | 0,5...5,0  | 2,0...7,0 | 3,0...10,0 |
| шламов                               | -       | 0,08...0,3 | 0,3...0,5 | -          | -          | 0,7...2,0 | -          |
| тонких шламов                        | -       | -          | -         | 0,2...0,5  | -          | 0,4...1,0 | 1,0...3,0  |
| Масса, кг                            | 80      | 290        | 1400      | 1550       | 1690       | 2500      | 3300       |

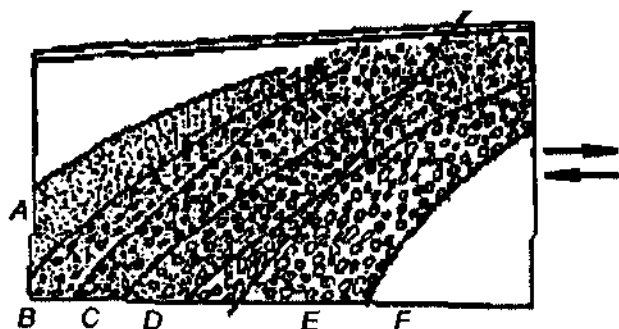


Рис. 6.5. Всереобразное расположение зерен на деке стола:

**A** – концентрат; **B** – промпродукт I; **C** – промпродукт II; **D** – хвосты;  
**E** – отвальные хвосты; **F** – шламы

По данным зарубежной и отечественной практики высокую эффективность при доводке тонких классов обеспечивают концентрационные столы «Сетепи», выпускаемые английской фирмой MTL (см. рис. 6.7).

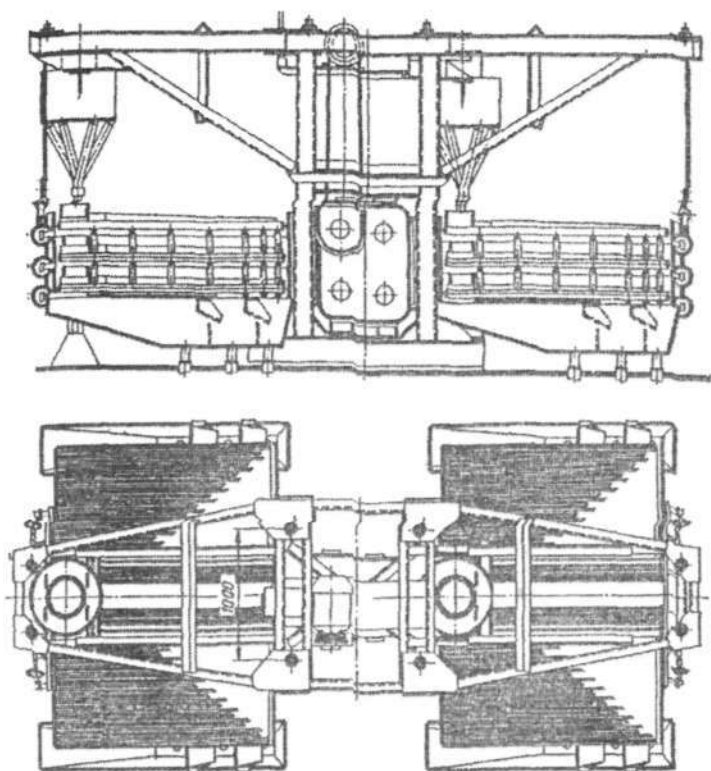


Рис. 6.6. Многолечный подвесной стол

Установлено, что эти столы могут извлекать тонкое золото класса  $0,008...0,01$  мм со степенью извлечения  $95...96\%$  и концентрацией  $1500...1800$  раз. Техническая характеристика столов представлена в табл. 6.5. На двухсторонней деке стола Gemeni установлены рифлированные канавки, расположенные под углом к продольной оси, а параллельно оси проходит «золотая рифля», предназначенная для улавливания тонких свободных зерен золота. Желобки расположены горизонтально, параллельно направлению хода деки в 6 ярусов. В местах разрыва желобков происходит перечистка собранного в веере концентрата. Регулируется поступление воды на каждый веер, меняя частоту колебания деки, можно получить высокую концентрацию золота. На столе можно выделять концентрат, два промпродукта и хвосты (легкую фракцию).



Рис. 6.7. Концентрационный стол Gemeni

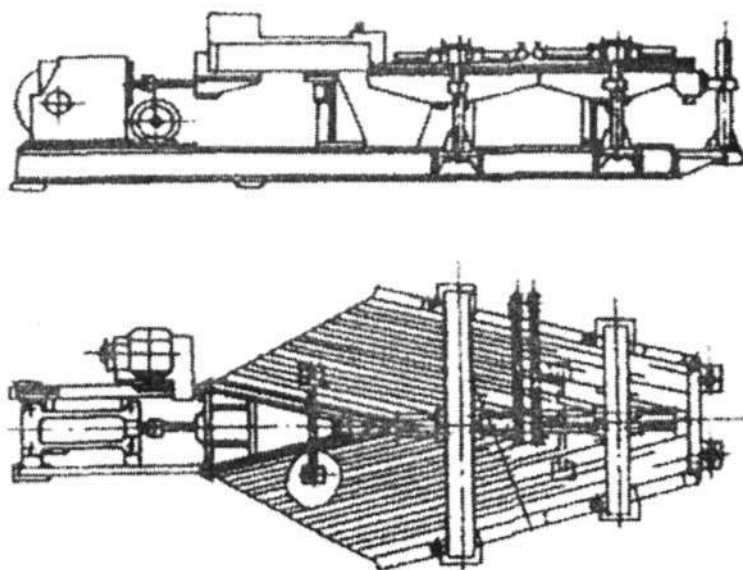


Рис. 6.8. Схема концентрационного стола СКО-1-3,5

Характеристики концентрационных столов Gemeni

| Параметры                                   | Gemeni 60 | Gemeni 250 | Gemeni 1000 |
|---------------------------------------------|-----------|------------|-------------|
| Производительность, кг/ч:                   |           |            |             |
| оптимальная                                 | 27        | 114        | 455         |
| максимальная                                | 45        | 136        | 545         |
| Крупность зерна питания, мм:                |           |            |             |
| рекомендуемая                               | > 0,8     | > 0,8      | > 0,8       |
| максимальная                                | 1,2       | 1,2        | 1,2         |
| Максимальный расход воды, м <sup>3</sup> /ч | 0,7       | 1,4        | 2,3         |
| Потребляемая мощность, кВт                  | 0,2       | 0,2        | 0,2         |
| Масса, кг                                   | 136       | 273        | 591         |
| Высота подачи питания, мм                   | 1118      | 1270       | 1346        |
| Габариты, мм:                               |           |            |             |
| ширина                                      | 914       | 1372       | 1829        |
| длина                                       | 1372      | 2134       | 2845        |
| высота                                      | 914       | 1219       | 1295        |

В табл. 6.6 приведена сравнительная характеристика параметров работы гравитационных аппаратов. В зарубежной практике применяют пневматические концентрационные столы с пористой декой, через поры которой под давлением подают пульсирующий воздух. Фазы движения деки стола и пульсации синхронизированы. На оловянных

Таблица 6.6

Сравнительная характеристика гравитационных аппаратов

| Параметры                          | Концентрационный стол |         | Концентрационный сепаратор СК-3,6/3,6 | Струйный концентратор СКГ-3М | Витовой сепаратор СВ3-1500 | Витовой шлюз ШВ5-1500 | Короткоконусный гидроциклон КЦ-500 | Отсадочная машина МОД-3М |
|------------------------------------|-----------------------|---------|---------------------------------------|------------------------------|----------------------------|-----------------------|------------------------------------|--------------------------|
|                                    | СКО-05                | Gemeni  |                                       |                              |                            |                       |                                    |                          |
| Производительность, т/ч            | 0,030...0,070         | 0,10    | 1,5...3,0                             | 1,5...3,0                    | 3,75                       | 3,75                  | 12                                 | 2                        |
| Энергопотребление, кВт/ч           | 1,4                   | 3,3     | —                                     | —                            | —                          | —                     | 1,3                                | 0,4...0,6                |
| Массовая доля твердого, %          | 15...40               | 15...40 | 50...60                               | 50...60                      | 15...35                    | 15...35               | 15...25                            | 30...60                  |
| Водопотребление, м <sup>3</sup> /т | 2                     | 2...4   | —                                     | —                            | 0,12                       | 0,07                  | —                                  | 4...5                    |
| Относительная масса, т/ч           | 2,0                   | 6,0     | 0,1                                   | 0,1                          | 0,2                        | 0,1                   | 0,03                               | 0,2...0,4                |
| Площадь, м <sup>2</sup>            | 4                     | 47      | 0,2                                   | 0,4                          | 0,2                        | 0,3                   | 0,1                                | 0,5...0,7                |

рудах показана возможность увеличения удельной производительности в 4 раза в сравнении с концентрационными столами обычного типа. Известна конструкция пневматического стола (ОАО «Иргиредмет») для доводки шлихового золота (см. рис. 6.8). На этом столе эффективно извлекается золото из мелкозернистых концентратов, шлиховых продуктов крупностью менее 0,25 мм. Параметры работы пневматического стола: крупность питания – 0,25...1,0 мм; амплитуда колебания деки стола – 6 мм; число качаний деки – 400; угол наклона деки – 9°; извлечение золота – 95...99 %. Концентрационный пневматический стол может быть использован для доводочных операций по очистке черновых богатых концентратов.

#### **6.1.4. Обогащение в короткокonusных гидроциклонах**

В гравитационных аппаратах (отсадка, безнапорные наклонные пологи) основной силой, определяющей разделение зерен, является сила тяжести. В криволинейных потоках появляется активно действующая сила – центробежная. В винтовых аппаратах эта сила, формируя полог, обуславливает образование весра продуктов. В том случае, если центробежная сила в криволинейном потоке намного больше силы тяжести, разделение в основном идет под действием центробежной силы, и тогда этот процесс называют центробежным обогащением. Создание центробежного поля в обогатительных аппаратах (концентраторах или сепараторах) может осуществляться двумя путями:

- 1) тангенциальной подачей потока под давлением в закрытый (или открытый) неподвижный цилиндрический (конический) сосуд;
- 2) закручиванием свободно подаваемого потока стенкой вращающегося сосуда или вращающейся мешалкой внутри его.

Аппараты центробежного обогащения называют центробежными концентраторами: напорные концентраторы циклонного типа применяют для разделения мелкозернистого материала и безнапорные аппараты типа центрифуг – для разделения грубых и мелкозернистых продуктов. К группе напорных аппаратов можно отнести короткокonusные гидроциклоны. Они имеют цилиндрическую верхнюю часть, в которую под давлением вводится тангенциально суспензия или пульпа.

Нижняя часть выполнена или в виде тупого короткого конуса, или составлена из нескольких усеченных конусов с разными углами конусности. Длина цилиндрической части не превышает одного диаметра, поэтому основное расслоение зерен по плотности и крупности происходит в конической части, т.е. ниже уровня сливного патрубка.

В классифицирующем гидроциклоне обогатительный эффект проявляется во всем диапазоне крупности песков слабо. Более заметен обогатительный эффект в классах  $-0,08+0,04$  и  $-0,04+0,01$  мм. Селективность разделения зерен в крупном классе ( $-0,25+0,08$  мм) снижается. Тенденция к снижению селективности сохраняется и для зерен большей крупности. Для тех же зерен легкого и тяжелого минералов, которые полностью переходят в пески, например для классов  $-1+0,5$  и  $-0,5+0,4$  мм, обогатительный эффект исчезает. Таким образом, по всему диапазону крупности обогатительный эффект невелик. Поэтому в классах крупности, которые полностью переходят в песочный продукт, никакого обогащения по плотности не наблюдается.

Радиальное распределение зерен различной крупности в цилиндрической части короткоконусного гидроциклона подчиняется логарифмическому закону. Закон радиального распределения зерен в цилиндре оказывается единым для зерен легких и тяжелых минералов. Например, для гидроциклона с углом конусности  $90^\circ$  для классов одной и той же крупности ( $-0,1+0,05$  мм) в цилиндрической части разделения минеральной смеси по плотности (кварц + ферросилиций) начинает проявляться, хотя еще и слабо. В цилиндрической части классифицирующего гидроциклона с углом конусности  $20^\circ$  пристенный слой концентрации тяжелых зерен невелик, а в обогатительном гидроциклоне (угол конусности  $90$  и  $120^\circ$ ) пристенный слой составляет  $5$  вместо  $2$  мм в обычном гидроциклоне. Чем более тупой конус у гидроциклона, тем в большей степени тяжелые зерна концентрируются в пристенной области в его цилиндрической части. Увеличение угла конусности проявляется двояко: усиливается турбулентное перемешивание и наблюдается сегрегация материала в конусе; с ростом плотности зерен максимум их распределения еще в большей степени смещается к стенке гидроциклона. В конусе образуется более или менее плотная, достаточно толстая минеральная постель, препятствующая распределению зерен.

Концентрирование тяжелых зерен в конусе обогатительного и классифицирующего гидроциклонов происходит совершенно неодинаково. В первом случае минеральная постель обогащена тяжелыми зернами при движении ее по конусу вниз к песковому отверстию, во втором случае обогащение происходит лишь во внутренних, приосевых частях потока, но не в пристенной. Высокая плотность внутренних слоев в постели препятствует проникновению тяжелых зерен к стенке в конусе. Плотная минеральная постель при конусности в  $20^\circ$

в центральной части создает своеобразный затвор для проникновения крупных легких и более мелких тяжелых зерен. В обогащительном гидроциклоне содержание тяжелых зерен увеличивается в пристенной части постели конуса и постепенно распространяется в ее толщу; при этом во внутренней зоне постели содержание тяжелых зерен не снижается. В классифицирующем гидроциклоне пористость постели вблизи пескового отверстия одинаковая, а в обогащительном аппарате пористость различных слоев постели различна. Пристенные слои более плотные, а внутренние слои сохраняют рыхлость даже вблизи пескового отверстия. Пристенная концентрация тяжелых зерен в конусе обогащительного гидроциклона обусловлена снижением поперечного сечения конуса. С учетом минимальной пористости реальной постели (45 %) максимальная концентрация может достигать 4...5.

Основное отличие минеральной постели, образующейся в конусе гидроциклона, значительно бóльшая неоднородность состава ее пристенных и внутренних слоев, т.е. пристенные слои более плотные, грубые, а внутренние более разрыхленные. Снижение пористости пристенной части постели ниже 55 % приводит к прекращению перераспределения зерен по крупности не только в классифицирующем, но и в обогащительном гидроциклоне. Достаточная пористость постели гидроциклона, особенно в нижней части конуса, — это основное условие, при котором возможно перемещение зерен в радиальном направлении. Дополнительная подача воды в нижнюю часть конуса, разрыхляющая постель, существенно повышает эффективность разрыхления. Многие из конструкций аппаратов с тупым конусом или различным сочетанием конической и сферической поверхностей позволяют создавать более плотную разделяющую минеральную среду в нижней зоне аппарата.

Высота цилиндрической части влияет на результаты разделения по плотности и крупности. Для классифицирующего гидроциклона высота цилиндрической части рекомендуется не менее 0,5 диаметра; увеличение длины позволяет повысить производительность. Длина цилиндрической части короткоконусного гидроциклона от нижней кромки сливного патрубка до пескового отверстия оказывает такое же влияние, как и изменение плотности разделения. Оптимальной высотой цилиндрической части  $H$  при сохранении объемной производительности следует считать  $H = (1,0...2,0)D$ , а длина погружения сливного патрубка не должна быть больше высоты цилиндра, т.е. патрубок не должен заходить в конус. Сливные патрубки большого сечения

обеспечивают более высокую эффективность обогащения. Изменение диаметра сливного патрубка влияет не только на соотношение потоков слив-пески, но и на общую производительность. Для классифицирующих аппаратов диаметр сливного патрубка принимают больше диаметра питающего патрубка. Регулирование выхода песков путем изменения диаметра сливного патрубка в короткоконусном гидроциклоне оказывается эффективным при соотношении  $d_{\text{сл}}/d_{\text{инт}} = 1/1,3$ .

Оптимальное соотношение между диаметром сливного патрубка  $d_{\text{сл}}$  и диаметром гидроциклона  $D$  для золотосодержащих руд составляет  $d_{\text{сл}}/D = 0,3/0,21 \dots 0,26$ . Это соотношение зависит от диаметра пескового отверстия  $d_n$  и составляет 0,21 при  $d_n = 25$  мм и 0,3 при  $d_n = 45$  мм. С учетом того, что  $d_{\text{инт}}$  в гидроциклоне постоянен и принят, например, равным  $0,2D$ , оптимальный диаметр сливного отверстия  $d_{\text{сл}} = (0,232 \dots 0,256)D$ . Общепринято, что диаметр пескового отверстия не влияет на объемную производительность гидроциклона, но существенно влияет на эффективность разделения. Диаметр пескового отверстия сказывается на выходе песков. По А.Г. Лопатину, выход песков в короткоконусном гидроциклоне (ККГЦ) линейно зависит от отношения оптимальных диаметров песков и сливного патрубка. Вначале устанавливают оптимальный диаметр сливного патрубка, который зависит от давления и диаметра питающего патрубка, и только потом определяют необходимое песковое отношение. Параметры обогащения в короткоконусном гидроциклоне следует регулировать не изменением диаметра песковой насадки, а подбором диаметров сливного и пескового отверстий.

С увеличением угла конусности гидроциклона эффективность извлечения тяжелых фракций возрастает. Отдельные минеральные компоненты (плотность которых лежит между плотностью легкого и извлекаемого тяжелого минералов) играют весьма положительную роль в улучшении эффективности разделения. Так, при обогащении в короткоконусных гидроциклонах бедных кварцевых руд с малым (2...3 %) содержанием тяжелой фракции добавка 5...7 % пирита увеличивает извлечение свободного золота.

Крупность разделяемых минеральных компонентов влияет на эффективность обогащения в короткоконусных гидроциклонах. Степень обогатимости для классов крупности  $-0,25+0,08$  мм,  $-0,08+0,04$  мм и  $-0,04$  мм в короткоконусных гидроциклонах с углами конусности 100 и 140° выше, чем для гидроциклона с углом конусности 40°. Характерно, что небольшое содержание более грубых зерен кварца в

тонкодисперсной смеси положительно влияет на извлечение мелких тяжелых зерен, поскольку эти зерна играют роль подвижной улавливающей постели. Извлечение мелких зерен тяжелой фракции из равномернозернистых смесей различной крупности происходит сложнее; при этом имеет значение величина соотношений размеров зерен тяжелого и максимально легкого зерна в исходном питании. При степени измельченной руды до  $-0,5$  мм крупность частиц золота должна быть  $-0,074$  мм, а при крупности измельчения  $-0,2$  мм соответственно  $0,025$  мм, и отношение диаметра зерна кварца и диаметра зерна золота должно быть:  $0,5:0,074 = 6,75$  и  $0,2:0,025 = 8$ . В этом случае извлечение мелких зерен золота из грубодисперсной руды крупностью  $0,5$  мм в целом проходит с меньшей эффективностью, чем тонкозернистой крупностью  $-0,2$  мм. Установлена связь между гранулометрическим составом исходного обогащаемого продукта и крупностью золота при оптимальном давлении на входе в гидроциклон и показателями обогащения гидроциклонов.

Установлено, что при давлении  $0,095$  МПа оптимальное соотношение диаметра сливного и диаметра питающего патрубков гидроциклона составляет  $1,4$ , а для диаметров сливного и пескового отверстий гидроциклона оптимальное соотношение находится в диапазоне  $3,6...3,0$ . Плотность пульпы в гидроциклоне влияет как на рост производительности (по твердому), так и на изменение реологических свойств суспензии. При обогащении зернистых материалов эффективность разделения в разбавленных пульпах (суспензиях) значительно повышается:  $Ж:Т = (6...10):1$ , что позволяет включать в схему обогащения эти аппараты без предварительного обезвоживания исходных продуктов. Успешное обогащение в короткоконусном гидроциклоне зависит от содержания крупных легких зерен. Практика показала, что для эффективного извлечения золота крупность обогащаемых песков необходимо снижать до  $4...5$  мм. При обогащении грубозернистых песков желательно крупную фракцию, как правило, не содержащую золота, выделять предварительной классификацией в отвальный продукт.

Сравнение результатов лабораторных опытов, полученных на короткоконусных гидроциклонах и других гравитационных аппаратах на различных пробах золотосодержащих руд, показало, что обогатительные гидроциклоны обеспечивают получение показателей обогащения, близких к результатам, полученным при обогащении на концентрационном столе, и даже лучше, чем при отсадке. Тонкое золото в короткоконусном гидроциклоне эффективнее извлекалось, чем на кон-

центрационном столе. При этом производительность короткоконусного гидроциклона значительно выше, чем других гравитационных аппаратов. При обогащении высокоглинистых песков крупностью – 3 мм можно получить степень сокращения исходного материала в 20 раз. Схема обогащения песков с мелким золотом включает следующие операции: дезинтеграцию и грохочение со сбросом гали в отвальный продукт, классификацию в гидроциклонах отмытого зернистого продукта, отсадку песков гидроциклонов классификации и обогащение слива в короткоконусных гидроциклонах, доводку тяжелой фракции отсадки и короткоконусных гидроциклонов в центробежных концентраторах и концентрационных столах.

Короткоконусные гидроциклоны хорошо работают в схеме с концентрационными столами для улавливания мелкого и тонкого свободного золота в цикле измельчения при обогащении сульфидных руд цветных металлов.

### **6.1.5. Обогащение в центробежных концентраторах**

Центробежные концентраторы безнапорного типа периодического и непрерывного действия получили широкое практическое применение при обогащении золота и платиносодержащих руд и россыпных материалов. Наибольшее распространение получили центробежные концентраторы канадской компании Knelson Concentrators, основанной в 1980 г. Особенностью сепараторов Knelson («Нельсон») является использование промывной воды, подаваемой тангенциально в кольцевые желоба конуса, что создает «оживленный» слой и способствует разрыхлению и перемешиванию накапливаемого концентрата. Центробежные сепараторы различаются по диаметру чаши, конструкции рабочего органа (чаша или кольцо), виду разгрузки (MD – ручная разгрузка, CD – центральная разгрузка, CVD – центральная вращающаяся разгрузка, XD – автоматическая разгрузка), компоновке (концентратор сочетается с виброгрохотом KRC-VS соответствующего размера). Рекомендуемая плотность пульпы составляет 25...40 % твердого; центробежное ускорение изменяется в диапазоне 60...200 g, чаще используется 60 g. С 2001 г. на концентраторы «Нельсон» устанавливается вариатор, позволяющий изменять ускорение от 60 до 300 g. В табл. 6.7 приведена техническая характеристика некоторых моделей концентратора «Нельсон», а на рис. 6.9 – принципиальная схема.

Техническая характеристика центробежных концентраторов «Нельсон»

| Параметры                                  | KC-MD3"     | KC-MD7"   | KC-MD12"  | KC-MD20"    | KC-CMD30"   | KC-XD48"    |
|--------------------------------------------|-------------|-----------|-----------|-------------|-------------|-------------|
| Диаметр чаши, мм                           | 100,0       | 200,0     | 300,0     | 500,0       | 780,0       | 1200,0      |
| Производительность:<br>по твердому, т/ч    | 0,045       | 0,68      | 3,6       | 13,6        | 30...60     | 120...150   |
| по пульпе, м <sup>3</sup> /ч               | 0,66        | 5,64      | 10,14     | 27,24       | Н.д.        | Н.д.        |
| Максимальная крупность питания, мм:        |             |           |           |             |             |             |
| россыпи                                    | 1,7         | 4,7       | 6,0       | 6,0         | 6,0         | 6,0         |
| коренные руды                              | 1,7         | 1,7       | 1,7       | 1,7         | 1,7         | 1,7         |
| Расход охлаждающей воды, м <sup>3</sup> /ч | 0,66...0,9  | 4,5...6,8 | 6,8...9,1 | 18,1...27,2 | 34,2...45,6 | 40,9...65,7 |
| Время концентрации, ч:                     |             |           |           |             |             |             |
| рудные месторождения                       | Н.д.        | Н.д.      | 0,5...4   | 0,5...4     | 0,5...4     | 0,5...4     |
| россыпи                                    | Н.д.        | Н.д.      | 4...12    | 4...12      | 4...12      | 4...12      |
| Время выгрузки, мин                        | 1...2       | 1...2     | 1...2     | 1...2       | 1...2       | 1...2       |
| Объем концентрата, л                       | Н.д.        | 0,88      | 2,82      | 9,2         | 17,6        | 41,0        |
| Масса концентрата, кг                      | 0,08...0,15 | 0,7...1   | 2,5...4,5 | 7...10      | 20...30     | 45...50     |
| Мощность электродвигателя, кВт             | 0,13        | 0,56      | 1,1       | 3,7         | 12          | 30,0        |
| Масса концентратора, кг                    | 25          | Н.д.      | 222       | 544         | 900         | 5680        |
| Габариты, см:                              |             |           |           |             |             |             |
| высота                                     | 41          | 66        | 97        | 140         | 165         | 264         |
| длина                                      | 54          | 84        | 102       | 137         | 191         | 292         |
| ширина                                     | 33          | 61        | 102       | 135         | 163         | 274         |
| Стоимость, тыс. долл.                      | 6,2         | 9,6       | 17,0      | 28,4        | 39,5        | 173,4       |

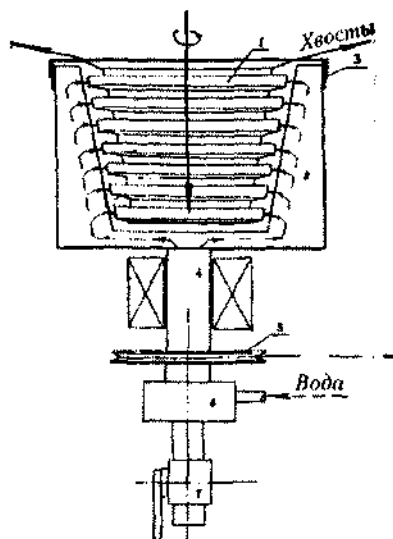


Рис. 6.9. Принципиальная схема центробежного концентратора «Нельсон»:  
1 – чаша; 2 – ватержакет; 3 – крышка; 4 – полый вал; 5 – шквив; 6 – сальник;  
7 – неподвижный патрубков с пробковым краном

Исходная пульпа подается в нижнюю центральную часть чаши, раскручивается и под действием центробежных сил выбрасывается через верх чаши. Тяжелые частицы оседают в каналах между нарифлениями. На донной части каналов имеется большое количество отверстий, сквозь которые под давлением из ватержакета подается вода, разрыхляющая осевшие тяжелые частицы, что способствует сегрегационному разделению. Отверстия направлены почти по касательной по ходу вращения, что обеспечивает движение осевшей постели вдоль по каналам и уменьшает попадание частиц в ватержакет. Контроль за количеством оживающей воды осуществляется по давлению воды, подаваемой через сальник.

Подача оживающей воды в аппарат «Нельсон» позволяет получать высокое извлечение золота (извлекаются частицы самородного золота размером от 10 мкм). По периметру конуса сепаратора размещены горизонтальные кольцевые углубления (кольца), разделенные на сегменты; диаметр кольца увеличивается снизу вверх. Стенки каждого кольца снабжены сквозными отверстиями для подачи оживающей воды, которая поступает с внешней стороны, образуя кипящий слой в зоне обогащения. При этом частицы тяжелого минерала, попадая в кольцо, вытесняют более легкий минерал и занимают его место.

Обогатительный конус установлен в специально вращающейся камере, помещенной в водяную рубашку. Ожижающая вода подается в камеру через вал ротора. При заполнении камеры водой под давлением она поступает через отверстия в обогатительные кольца. Продолжительность цикла обогащения коренных руд крупностью 1,6 мм составляет от 2 до 6 ч, а при обогащении россыпей крупностью до 6 мм – 8...12 ч, но на конкретном исходном питании параметры обогащения определяются экспериментально. Питание концентратора осуществляется самотеком через неподвижную футерованную трубу, итем пульпа поступает в нижнюю часть конуса и попадает на разгонный импеллер, который равномерно распределяет ее по периметру конуса. Под действием центробежных сил пульпа устремляется снизу вверх равномерным слоем. На золотонизвлекательном заводе Dome Mine (Канада) замена отсадочных машин концентраторами повысила извлечение золота на 10...12 %.

В РФ работа центробежных концентраторов исследована на различных объектах: сульфидных рудах, корах выветривания, россыпях, лежащих хвостах, рудных отвалах, продуктах золотонизвлекательных фабрик (ЗНФ), драг, аффинажного производства. Исследованы руды месторождений Балахчино, Богунай, Майское, Олимпиадинское, Перевальное, Васильевское, Коммунар и др. В большинстве случаев получены хорошие результаты. Исследованы условия применения центробежных концентраторов на пересчетных и доводочных операциях шлиховых концентратов. Концентраторы позволяют повысить извлечение мелкого и трудноизвлекаемого золота из легко- и среднеспромывистых песков руды россыпей в схеме шлюзовых промывочных приборов.

Компания Golofilol Engineering (США) выпускает центробежный концентратор Golofilol-30, который по основным техническим характеристикам аналогичен сепаратору «Нельсон» и предназначен для извлечения тонкого золота менее 30...50 мкм. Основное его отличие – в способе подачи разрыхляющей воды. Канадская компания Falcon Concentrators выпускает два типа концентраторов для центробежного гравитационного обогащения:

- 1) модель SB – с ручной или автоматизированной периодической разгрузкой;
- 2) Модель С – с автоматизированной периодической разгрузкой.

Концентраторы с периодической разгрузкой используют для получения высокосортных концентратов при низком их выходе (при доводке концентратов); рекомендуются для извлечения драгоценных

металлов, в том числе золота. Концентраторы с автоматизированной периодической разгрузкой, не требующие подачи дополнительной воды, используются для извлечения тонких фракций металлов и минералов, в том числе углей, из хвостов обогащения, либо для предварительной концентрации перед основным циклом обогащения первичных руд или лежалых хвостов.

Центробежные концентраторы Falcon («Фалькон») модели SB извлекают частицы золота более 45 мкм. Тяжелая фракция осажается на гладкой внутренней поверхности конуса и удерживается на ней с помощью порога, а разгрузка осуществляется самотеком непрерывно через выпускные клапаны. Производительность их до 390 т/ч. Рекомендуемая плотность питания 25...45 % твердого, крупность питания 1,4...6,0 мм, время разгрузки 40 с. Они оснащены системой автоматизации. На рис. 6.10 показана принципиальная концентратора «Фалькон» (Falcon SB-40).

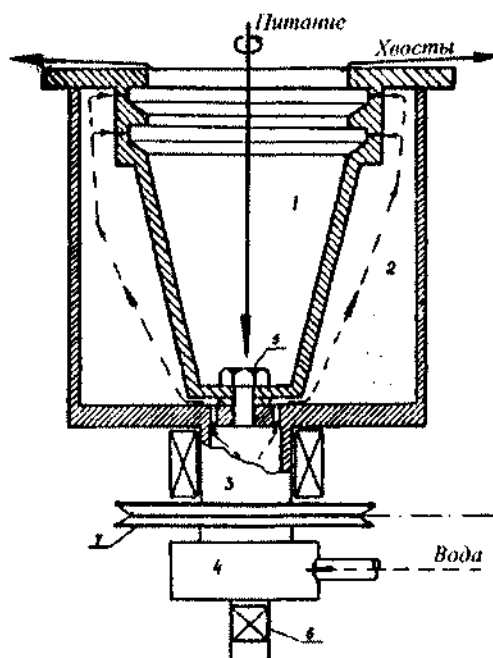


Рис. 6.10. Схема концентратора Falcon SB-40:

- 1 — коническая чаша; 2 — ватерjackет; 3 — полой вал для подачи воды;  
4 — сальник; 5 — винт для выгрузки концентрата; 6 — пробковый кран;  
7 — шкив электродвигателя

Исходное питание подается по центральной трубе в нижнюю часть конической чаши, которая находится внутри ватержакета. Внутренний диаметр чаши равен 4 дюйма (100 мм). Ожижающая вода подается в ватержакет через полый вал и сальник. Из ватержакета вода под давлением через многочисленные отверстия подается на дно кольцевых каналов, разрыхля осевшую в них тяжелую фракцию. Во вращение ватержакет с чашей приводятся через шкив электродвигателем переменного тока, подключенным через преобразователь частоты, что позволяет в широких пределах плавно регулировать скорость вращения чаши. В концентраторе Falcon SB предусмотрено предварительное расслоение пульпы на удлинённой гладкой конической части, после чего нижние слои постели попадают в кольцевые каналы, в которых разрыхление осевших частиц осуществляется ожиженной водой, подаваемой перпендикулярно по ходу вращения через многочисленные отверстия в дне каналов. В концентраторе Falcon SB улавливающих колец меньше, чем в концентраторе «Нельсон», но каналы глубже, скорость вращения чаши больше, что позволяет достигать центробежного ускорения до 300 g, причем возможна плавная регулировка этого параметра. В табл. 6.8 приведена техническая характеристика центробежных концентраторов Falcon модели SB, а в табл. 6.9 техническая характеристика центробежных концентраторов Falcon модели C.

Таблица 6.8

Техническая характеристика концентраторов Falcon SB

| Показатели                                                                | Falcon SB-40  | Falcon SB-250 | Falcon SB-750  | Falcon SB-1350    | Falcon SB-2500    | Falcon SB-5200     |
|---------------------------------------------------------------------------|---------------|---------------|----------------|-------------------|-------------------|--------------------|
| Производительность:<br>по твердому, т/ч<br>по пульпе (максимальная), м³/ч | 0,025<br>2,28 | 1...8<br>17,1 | 5...47<br>79,5 | 23...114<br>141,9 | 42...206<br>283,8 | 105...392<br>545,1 |
| Площадь концентрирования, см²                                             | 285           | 1710          | 5320           | 8710              | 17445             | 32615              |
| Центростремительное ускорение, g:<br>минимальное<br>максимальное          | 50<br>300     | 50<br>300     | 50<br>300      | 50<br>300         | 50<br>300         | 50<br>300          |
| Масса, кг                                                                 | 37            | 365           | 1135           | 2445              | 4395              | 9386               |
| Мощность электродвигателя, кВт                                            | 0,4           | 2,2           | 7,5            | 15                | 30                | 75                 |
| Расход ожижающей воды, м³/ч                                               | 0,24...1,2    | 1,8...2,7     | 6...9          | 8...15            | 15...24           | 30...42            |

Техническая характеристика концентраторов Falcon C

| Показатели                                  | Falcon C400 | Falcon C1000 | Falcon C2000 | Falcon C4000 |
|---------------------------------------------|-------------|--------------|--------------|--------------|
| Производительность:<br>по твердому, т/ч     | 1...4,5     | 5...27       | 20...60      | 45...100     |
| по пульве (максимальная), м <sup>3</sup> /ч | 17,1        | 73,8         | 210          | 399          |
| Площадь концентрирования, см <sup>2</sup>   | 2500        | 6890         | 14210        | 26 425       |
| Центростремительное ускорение, g:           |             |              |              |              |
| минимальное                                 | 50          | 50           | 50           | 50           |
| максимальное                                | 300         | 300          | 300          | 300          |
| Масса, кг                                   | 1215        | 2525         | 4615         | 10 150       |
| Мощность электродвигателя, кВт              | 7,5         | 15           | 30           | 75           |

### Центробежно-вибрационный концентратор (ЦВК)

Концентраторы ЦВК, выпускаемые ОАО «Грант» (рис. 6.11), реализуют способ, основанный на использовании центробежных сил с высокочастотной направленной вибрацией, интенсифицирующей разделение минеральной смеси по плотности.

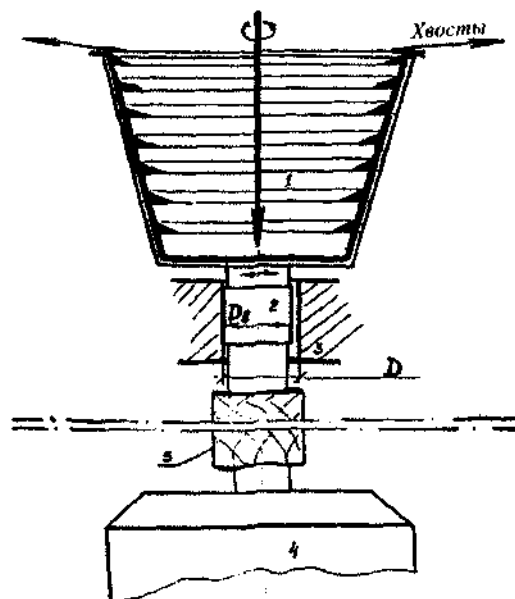


Рис. 6.11. Схема центробежного концентратора ЦВК-100:  
1 – чаша; 2 – вал с проточенной контактной шейкой; 3 – втулка;  
4 – низкоскоростной двигатель; 5 – резиновая муфта

Выпускаются следующие типы концентраторов:

- ЦВК-100 – для переработки малообъемных проб;
- ЦВК-200 – для среднеобъемных проб;
- ЦВК-300 – полупромышленное оборудование;
- ЦВК-500 – промышленное оборудование.

В процессе работы чаша концентратора ЦВК-100 совершает гармонические планетарные колебания высокой частоты (до 150 Гц) с амплитудой, равной разнице внутренних диаметров вала  $D_n$  и втулки  $D$  (обычно 1...3 мм). Центробежное ускорение у ЦВК-100 ниже, чем у концентратора Knelson MD-3, но скорость вращения регулируется преобразователем частоты в широких пределах. Наложение высокочастотной направленной вибрации позволяет осевший на дне материал разрыхлять; суммарное ускорение может достигать 100 g, что приводит к отрыву осевшей в каналах постели из тяжелых частиц от дна каналов и таким образом обеспечивает разрыхление постели. Тяжелые минералы задерживаются в нарифлениях, а легкие уносятся с потоком вверх чаши. В табл. 6.10 приведены характеристики концентраторов ЦВК.

Таблица 6.10

Характеристики концентраторов ЦВК

| Модель<br>(диаметр<br>чаши) | Номиналь-<br>ная произво-<br>дительность,<br>т/ч | Максималь-<br>ное питание<br>по твердому,<br>т/ч | Максималь-<br>ное питание<br>по пульпе,<br>м/ч | Мощность<br>электро-<br>двигателя,<br>кВт | Мас-<br>са, кг | Стои-<br>мость,<br>руб.(долл.) |
|-----------------------------|--------------------------------------------------|--------------------------------------------------|------------------------------------------------|-------------------------------------------|----------------|--------------------------------|
| ЦВК-100<br>(100 мм)         | 0,2                                              | 0,18                                             | 0,99                                           | 0,18                                      | 60,0           | 105 000<br>(3281)              |
| ЦВК-200<br>(200 мм)         | 2,0                                              | 5,4                                              | 15,0                                           | 0,55                                      | 75,0           | 204 000<br>(6375)              |
| ЦВК-300<br>(300 мм)         | 10,0                                             | 16,2                                             | 45,0                                           | 0,74                                      | 170,0          | 280 000<br>(8750)              |
| ЦВК-500<br>(500 мм)         | 20,0                                             | —                                                | —                                              | —                                         | —              | 560 000<br>(17 500)            |

ЗАО «Новые технологии» разработали центробежный концентратор с плавающей постелью (ЦКПП), в котором использованы элементы, позволяющие соединить преимущества отсадочной машины, вибрационного стола и центробежного концентратора. В нем частицы с большой плотностью независимо от форм и размера под воздействием центробежных сил осаждаются на волнообразно изгибающуюся (плавающую) постель, а минералы породы в результате волнового эффекта постоянно находятся в псевдооживленном состоянии и уно-

ся из аппарата восходящим потоком воды. Рабочий орган аппарата изготовлен из эластичного полиуретана в виде усеченного конуса с рифленой внутренней поверхностью. Конус с внешних сторон обжат роликами, вызывающими волнообразное изменение его формы. Аппарат способен улавливать тяжелые частицы крупностью от 2...3 мм до 10 мкм из весьма бедных и высокоглинистых материалов. Выпускаются концентраторы с диаметром конуса у основания 120 и 300 мм. Производительность аппарата ЦКПП от 5...15 до 120 кг/мин по твердому при степени извлечения золота крупностью 0,01...3 мм – 90 %. Центробежное ускорение у верхнего края конуса 0...200 g. Промышленный концентратор ЦКПП-300 имеет производительность по твердому 3...5 т/ч, центробежное ускорение 100 g.

На основе этих аппаратов создаются передвижные промывочные модули для доизвлечения мелкого и тонкого золота из эфелей и хвостов обогащения. Производительность по твердому на россыпях 40...80 т/ч, на руде (измельченной) 25...50 т/ч. А.В. Богданович приводит результаты испытаний центробежных концентраторов вышеприведенных типов на искусственных смесях (табл. 6.11).

Таблица 6.11

**Результаты испытаний центробежных концентраторов различных типов на искусственных смесях**

| Вид смеси                                        | Марка концентратора | Крупность тяжелого компонента, мкм | Выход концентрата, % | Содержание тяжелой фракции в концентрате, % | Извлечение тяжелой фракции в концентрате, % |
|--------------------------------------------------|---------------------|------------------------------------|----------------------|---------------------------------------------|---------------------------------------------|
| Кварцевый песок с добавкой 1 % ферросилиция      | Knelson KC-MD30     | 30                                 | 8,3                  | 10,2                                        | 85,6                                        |
|                                                  | Falcon SB-40        | 30                                 | 7,8                  | 11,1                                        | 86,6                                        |
|                                                  | ЦБК-100М            | 30                                 | 8,3                  | 11,6                                        | 96,2                                        |
|                                                  | ЦКПП-120            | 30                                 | 8,9                  | 10,9                                        | 96,7                                        |
|                                                  | Knelson KC-MD30     | 20                                 | 8,0                  | 7,7                                         | 61,7                                        |
|                                                  | Falcon SB-40        | 20                                 | 7,8                  | 7,9                                         | 61,5                                        |
|                                                  | ЦБК-100М            | 20                                 | 8,0                  | 10,8                                        | 86,5                                        |
|                                                  | ЦКПП-120            | 20                                 | 9,0                  | 9,6                                         | 86,7                                        |
| Ферросилиций ФС-15Г-3 с добавкой 0,5 % вольфрама | Knelson KC-MD30     | 15                                 | 31,1                 | 1,0                                         | 62,3                                        |
|                                                  | Falcon SB-40        | 15                                 | 27,1                 | 1,1                                         | 60,1                                        |
|                                                  | ЦБК-100М            | 15                                 | 30,1                 | 1,3                                         | 80,3                                        |
|                                                  | ЦКПП-120            | 15                                 | 35,6                 | 1,1                                         | 78,4                                        |

Вибрационный концентратор ВК-2 разработан для обогащения минерального сырья крупностью  $-3$  мм, обесшламленного по классу  $0,074$  мм. Аппарат состоит из двух жестко связанных концентраторных элементов длиной  $2$  м каждый, изготовленных из труб диаметром  $324$  мм. Концентрационные элементы подвешены к раме на пружинах и получают от вибратора круговые колебания с частотой  $1000...1800$  об/мин и амплитудой в вертикальной плоскости  $0,2...0,7$  мм. Под действием вибраций и напора воды, подаваемой снизу, постель в трубах принимает состояние псевдожидкости, где и происходит расслоение материала по плотности. Тяжелые зерна из поверхностного потока выпадают, погружаются в толщу постели, под действием вибраций и уклона перемещаются в нижние слои к месту разгрузки. Производительность концентратора ВК-2 на  $1$  м<sup>2</sup> площади пола в среднем в  $14$  раз больше производительности концентрационного стола, а показатели извлечения золота практически одинаковые.

Струйные концентраторы, или суживающие желоба, применяют чаще в зарубежной практике обогащения золотосодержащих песков. Разновидности этих концентраторов – веерные, клиновидные, шлюзовые и др; размеры желобов: длина  $600...1000$  мм, ширина загрузочной части  $120...230$  мм, разгрузочной  $8...25$  мм. Угол наклона  $10...22^\circ$ . Плотность пульпы  $40...60$  % твердого. Шлюзы концентратора «Фаннэн» располагаются параллельно и имеют делитель для деления продуктов обогащения. Сепаратор «Кеннон» состоит из  $48$  радиально расположенных желобов. Загрузка желобов производится с периферии, а разгрузка в центральной части. Упрощенный песковый шлюз состоит из четырех секций, в каждой из которых по  $12$  элементов, расположенных навстречу друг другу (зубья одной гребенки вставляются между зубьями другой). Струйные желоба применяются в голове процесса обогащения. Они имеют ряд преимуществ: простота конструкции, четкость регулировки, малый расход воды, высокая производительность ( $4...8$  т/ч на  $1$  м<sup>2</sup> площади пола, для винтовых сепараторов –  $1$  т/ч на  $1$  м<sup>2</sup>).

Показатели извлечения золота сопоставимы с результатами обогащения на винтовых сепараторах. Для повышения извлечения ценных минералов применяют шлюзы с разгрузкой через поперечные щели в нескольких местах по длине шлюза. Институт «Гиредмет» сконструировал концентраторы СКГ-2 и СКГ-3, по эффективности близкие к концентрационным столам и отсадочным машинам.

Гидравлические струйные аппараты также начинают применяться при обогащении минерального сырья. Среди них трубчатый гидравличе-

ский сепаратор «Лаводюн», работающий по принципу гидравлического классификатора со стесненным падением. Обогащение происходит в наклонной трубе. В нижней части трубы имеется сужение, способствующее в этой зоне скорости движения материала. Материал загружается в нижнюю часть трубы. Тяжелые частицы под действием силы тяжести оседают, образуя подвижную постель в виде дюны, в которой происходит повторное обогащение с выделением в нижнюю зону концентрированной тяжелой фракции с последующей ее разгрузкой. Эффективность удаления легкой фракции и плотность разделения зависят от скорости движения жидкости в верхней части трубы, а концентрация тяжелых минералов в дюне – от скорости движения в суженной части. В аппарате «Лаводюн» обогащают материал крупностью 0,5 мм.

Для более тонкого материала (0,1...0,5 мм) применяют аппарат «Лавофлукс», разделение в котором происходит в наклонном ламинарном восходящем потоке. Разделение осуществляется в наклонных трубах диаметром 14...16 мм. Место подачи исходного питания труб расположено чуть ниже середины аппарата. При накоплении подвижной постели и достижении определенной высоты тяжелые частицы сегрегируют в нижнюю часть и попадают в гидравлическую ловушку, а затем разгружаются через боковой карман. Для увеличения производительности однотрубного аппарата «Лавофлукс» применяют установку из шести труб.

Аппарат «Лаводюн» может заменить отсадочную машину без изменения результатов обогащения. Аппарат «Лавофлукс» имеет высокую удельную производительность, но при этом необходимы предварительная классификация материала по узкой шкале и дополнительный расход воды.

В табл. 6.12 приведены показатели извлечения золота различной крупности на гравитационных аппаратах.

Таблица 6.12

**Извлечение золота различной крупности на обогатительных аппаратах**

| Аппараты                     | Извлечение золота, %, крупностью, мм |           |            |            |            |      |
|------------------------------|--------------------------------------|-----------|------------|------------|------------|------|
|                              | >1,0                                 | 1,0...0,5 | 0,5...0,25 | 0,25...0,1 | 0,1...0,05 | <0,5 |
| Шлюзы                        | 100                                  | 94        | 79         | 52         | 4          | -    |
| Отсадочные машины            | 100                                  | 98        | 93         | 76         | 48         | 18   |
| Концентрационный стол        | 100                                  | 100       | 97         | 94         | 90         | 75   |
| Короткоконусные гидрониклоны | 100                                  | 100       | 95         | 86         | 72         | 61   |
| Центробежные концентраторы:  |                                      |           |            |            |            |      |
| «Орокон»                     | 100                                  | 94        | 85         | 80         | 38         | 12   |
| ЦБК                          | 100                                  | 100       | 97         | 94         | 90         | 75   |

### 6.1.6. Технологические особенности применения каскада гравитационных аппаратов в схемах обогащения

*Гравитационные аппараты* – шлюзы, отсадочные машины, винтовые аппараты, концентраторы в зависимости от крупности, формы и фазового состава, сопутствующих минеральных компонентов руды или концентратов – могут быть использованы в основных, контрольных, пересчетных операциях индивидуально и в различном сочетании. Приведем некоторые характерные примеры использования гравитационных аппаратов в технологических схемах различных типов руд. Для руд месторождения «Зарнистан» (Узбекистан) рекомендована схема с выделением части свободного золота после измельчения отсадкой с пересчеткой чернового концентрата на концентрационном столе с последующей флотацией легкой фракции и хвостов отсадки. Содержание свободного самородного золота (в том числе электрума) составляет 75 % от общей массы, серебра – 7,7 %; сростков в сульфидах – золота 7,3 %, серебра 32,5 %; сростков в прочих минералах 17,7 % золота и 59,8 % серебра. Сульфиды представлены пиритом, арсенопиритом, пирротинном. Прочие минералы – ильменит, титаномагнетит, гидроксиды железа, полевые шпаты, хлорит. Благородные металлы находятся в основном в виде тонкой вкрапленности или твердых растворов и раскрываются неполностью при измельчении 80 % класса  $-0,074$  мм. Для руд Федоровско-Талановского месторождения (Кемеровская область) в технологическую схему обогащения включены: классификация измельченной руды на классы  $+2$  мм;  $-2+0,5$  мм и  $-0,5$  мм с сепарацией мелких и тонких классов на центробежных концентраторах «Итомак»; пересчетка концентратов на концентрационном столе; доводка концентратов столов на магнитожидкостном сепараторе с получением шлихового золота; измельчение легкой фракции и контрольная центробежная сепарация.

Н.К. Алгебраистовой с соавторами испытаны различные варианты схем с использованием концентраторов Нельсона применительно к рудам Васильевского месторождения (Красноярский край). Крупность частиц самородного золота  $0,01...1,5$  мм; содержание свободного золота (отн.) 63 %, связанного с сульфидами 31 %, с силикатами – 6 %. Содержание золота в руде 12,5 г/т. Распределение золота по классам крупности, %:  $+1$  мм (36,6);  $-1+0,3$  мм (40,9);  $-0,3+0,074$  мм (15,6) и 6,9 % золота в классе  $-0,074$  мм. Содержание сульфидов око-

лю 1 % (пирит, арсенопирит, сульфиды меди, цинка, свинца); нерудные – кварц, карбонаты, силицит, хлорит. В процессе укрупненных испытаний сравнивались технологические параметры концентрационных столов и концентраторов «Нельсон». Установлено, что центробежный концентратор работает эффективнее стола в циклах измельчения, контрольной и пересчетной операций. Рекомендованная схема включает: самонмеление руды; грохочение с разделением обогащением классов крупности; отсадку подрешетного продукта и 2-кратную пересчетку черного концентрата на концентрационных столах СКО-7,5 и СКО-2; контрольное обогащение легкой фракции отсадки на центробежном концентраторе «Нельсон» КС-СД-48 с пересчеткой черного концентрата на концентраторе КС-СД-12; измельчение надрешетного продукта грохота с последующей отсадкой и совместной пересчеткой концентрата отсадки вместе с мелкой фракцией концентрата первой отсадки; контрольное обогащение легкой фракции на концентраторе КС-СД-48 с последующей пересчеткой концентрата на концентраторе КС-СД-12; многократную классификацию легкой фракции пересчетных концентраторов с возвратом промпродуктов в соответствующие операции и выделение тонкой фракции в последней классификации в отвальный продукт.

Исследованы центробежные концентраторы «Нельсон» на пробах сульфидных и малосульфидных руд, коры выветривания, продуктов ЗИФ, лежалых хвостов, старых рудных отвалов (Читинская, Амурская области, Хабаровский и Красноярский края). В большинстве случаев на центробежных концентраторах, исследованных в разных технологических циклах, получены положительные результаты. Центробежные концентраторы испытаны и внедрены при обогащении медно-никелевых руд месторождений Норильска. Промышленными испытаниями отвальных хвостов вкрапленных руд Талнахского месторождения показано, что обогащение песковой фракции на центробежном концентраторе КН-48 позволяет снизить потери благородных металлов-платиноидов на 4...4,8 %. При испытании центробежного концентратора на пробах рудного цикла измельчения вкрапленной руды месторождения «Норильск-1» по гравитационно-флотационной схеме получен прирост извлечения по сравнению с флотационной схемой, %: никеля 0,75; меди 0,75; платины 12,62; палладия 2,64; золота 12,72.

На рудах месторождений «Юзик», «Олимпиадинское», «Майское», в которых золото тесно ассоциировано или с гидроксидами же-

леза (продуктами окисления сульфидов) или сульфидами, в которых частицы золотин имеют крупность менее 0,01 мм, извлечение золота в тяжелую фракцию центробежного концентратора составляло 3, 7 и 40 % соответственно. Концентраторы исследованы на лежалых и текущих хвостах ЗИФ «Коммунарская», «Советская», «Артемовская», в которых золото связано с сульфидами и продуктами их окисления. На пробах измельченных и недонизмельченных хвостов извлечение золота в черновой концентрат составляет 20 % и 10 % соответственно.

В НИТУ «МИСиС» и институте «Гинцветмет» выполнены исследования донизвлечения золота из пиритсодержащих хвостов Гайского месторождения по следующей схеме: концентрация на винтовом шлюзе с пересчеткой чернового концентрата на концентрационном столе Gemini; получены положительные результаты.

Гравитационные аппараты иногда используют для доводки флотационных золотых концентратов (Дарасунская, Березовская, Балейская и другие ЗИФ), хвостов гравитации с последующей флотацией. Гравитационно-флотационная доводка флотационных концентратов сокращает выход концентрата, поступающего на цианирование золота, почти в 4 раза, что во столько же раз уменьшает объем оборудования и снижает расход реагентов в гидрометаллургическом процессе.

Аналогичная технология предусмотрена для переработки сульфидной углистой золотосодержащей руды месторождения «Сухой Лог», которая включает гравитационно-флотационное обогащение, гравитационно-флотационную доводку флотационного концентрата, плавку пересищенного гравитацией концентрата или гидрометаллургическую переработку по процессу цианирования «Смола в пульпе». Технология снижает выход концентрата (общего) в 1,5 раза, в том числе углистого – в 3 раза; сокращается в 2 раза продолжительность цианистой обработки сульфидного концентрата и в 4 раза – углистого концентрата, а объем гидрометаллургического оборудования уменьшается в 6 раз; расход активного угля сокращается в 5 раз и расход других реагентов в 2 раза.

Принцип гравитационного обогащения использован в магнитно-гравитационном сепараторе (МГС), предназначенном для извлечения мелкого золота (крупность 0,1 мм) при доводке гравитационных концентратов, разделение в котором осуществляется в среде ферромагнитной жидкости. Применение МГС ограничено вследствие высокой стоимости ферромагнитной жидкости и отсутствием способов ее регенерации. В связи с чем они используются там, где объемы концентратов невелики, соответственно и потери жидкости незначительны.

### 6.1.7. Обогащение на модульных установках

Одним из перспективных направлений в производстве золота является разработка эффективных технологий для обогащения мало-мощных месторождений (0,3...3,0 т золота) с высоким содержанием ценного компонента 10...50 г/т. Разработка их представляет определенные проблемы: удаленность от промышленно развитых центров и отсутствие социальной инфраструктуры; необходимость организации полного цикла обогащения; низкая рентабельность строительства и эксплуатации стационарных фабрик вследствие малых запасов золота. Эффективное решение этой проблемы – создание модульных мобильных фабрик или установок сезонного действия. Разработке таких модульных установок в последние годы посвящены исследования и проектные разработки ряда золотодобывающих организаций.

Модульные фабрики представляют собой небольшие, компактные обогатительные установки, предназначенные для работы на мало-мощных, удаленных месторождениях или для освоения на начальном этапе новых крупных месторождений. К преимуществам модульных установок относят: низкие капитальные затраты, короткие сроки монтажа, возможность возведения объектов в труднодоступных районах, минимальное вовлечение под промышленное предприятие земельных участков, небольшой штат обслуживающего персонала, возможность быстрой реализации различных технологических схем и дальнейшего использования установки на других объектах.

Опыт создания и реализации мобильных обогатительных фабрик и установок имеется в Южной Африке, Австралии, странах Америки. Одним из первых производителей мобильных фабрик является шведская компания Sala Internacional. Южно-африканские компании Dovolving Reynarol & Associates и Von bek & Innies Itol производят фабрики для переработки золота и алмазосодержащих руд с использованием различного обогатительного оборудования. Британские компании Separation Products Limited и Kichart Engineering Limited выпустили несколько типов установок для обогащения элювиального золота. Они производят и поставляют обогатительные установки (фабрики) производительностью от 2 до 100 т/ч в Африку и Азию. Установки до 30 т/ч выполнены на колесных трейлерах, а более крупные фабрики – в виде отдельных модулей, фрагментов и элементов на опорах. Американская компания Larpeo Inc и австралийская Mingsal Deposits Limited проектируют и выпускают мобильные обогатительные фабрики для обогащения пляжных песков. Голландская компания INC производит модульные уста-

новки с применением в схеме обогащения эффективных отсадочных машин модели INC высокой производительности.

Как правило, модули выполняются в виде металлических каркасных конструкций, которые устанавливаются на стационарные платформы или автомобильные трейлеры. Цепочка технологического оборудования может быть самой разнообразной в зависимости от вещественного состава минерального сырья. Производительность модульных установок от 5 до 200 т/ч; для россыпных песков – наибольшая производительность, для коренных руд – оптимальная меньшая. Лимитирующим элементом является производительность цикла измельчения, часто при этом используют шаровые мельницы рольгангового типа, выпускаемых фирмой Sala. Ее размеры 2,1×3,6 м; производительность 10...15 т/ч.

С.Б. Леонов, К.В. Федотов, В.И. Белобородов, А.А. Потемкин совместно с АО «Северная корона» и компанией Minpro Internacional разработали проект модульной установки для обогащения тонковкрапленных золотосодержащих кварцевых руд. В проекте предусмотрены перспективные решения: тонкое трехстадиальное дробление исходной руды с использованием роторной дробилки Barmak до крупности –5 мм; классификация на вибрационном грохоте мокрого тонкого рассева и в батарейных гидроциклонах; двухстадиальное извлечение золота на концентраторах «Нельсон». Основные технологические характеристики фабрики:

|                                                 |                           |
|-------------------------------------------------|---------------------------|
| Производительность по руде .....                | до 15 т/ч                 |
| Степень измельчения руды класса –0,074 мм ..... | до 90 %                   |
| Извлечение золота средней крупности .....       | до 90 %                   |
| Потребляемая мощность .....                     | 400 кВт/ч                 |
| Расход технологической воды .....               | 60...80 м <sup>3</sup> /ч |

В обогатительную установку входят:

- модуль крупного дробления (бункер-питатель, две щековые дробилки, грохот и ленточные конвейеры; крупность дробления с 350 до 35 мм);
- модуль мелкого дробления (роторная дробилка «Воятас», грохот и ленточные конвейеры; крупность дробления 5 мм);
- модуль измельчения (шаровые мельницы рольгангового типа 2,1×3,6 м на сборном металлокаркасном фундаменте);
- модуль классификации (вибрационный грохот тонкого грохочения Л48-96MS, гидроциклон диаметром 250 мм и батарейные гидроциклоны диаметром 127 мм фирмы Mozley);

- модуль сепарации (два концентратора Knelson KC-CDM30 и KC-MD30);
- насосный модуль с тремя зумпфами и тремя горизонтальными насосами VASA 334-100;
- модуль лестничных пролетов с площадками для обслуживания.

Установки внедрены на месторождениях коренных золотосодержащих руд в Магаданской области, Республике Саха (Якутия) и Республике Бурятия.

Малотоннажные обогатительные установки с использованием гравитационной сепарации в зарубежной практике применяют со второй половины XX в. При этом первоначально использовались барабанные концентраторы Джонсона, конусы Рейхерта с производительностью до 100 т/ч при плотности 60 % твердого, спиральные сепараторы «Хамфриз». Сепараторы применяли для обогащения золотосодержащих пиритных руд на предприятии «Раунд Маунтайн» в Неваде с перемешкой концентрата на концентрационных столах. Гравитационные аппараты работали в схеме обогатительного контура с производительностью 9 тыс. т руды в сутки. Для извлечения аллювиального золота компания «Бэйтмэн Эквипмент» разработала установку Goldramp (модульная установка для извлечения золота на россыпях). Передвижная установка включает щелевую дробилку, шаровую мельницу, центробежный концентратор, производительность установки 1...2 т/ч. Компания «Денвер» разработала бутарио-отсадочный модуль для извлечения золота и мелких алмазов. Установка состоит из барабана, скруббера с перфорированной поверхностью, периферической разгрузкой подрешетного продукта и центральной разгрузкой надрешетного продукта. Мелкий материал обогащают на отсадочной машине. Производительность установки 4...6 м<sup>3</sup>/ч по твердому; размер камеры отсадочной машины 300×450 мм; проволоочное решето с размером отверстий 8 мм – для алмазов и 5 мм – для золота; верхнее решето отсадочной машины с диаметром отверстий 15 мм; барабанный грохот; внутренний барабан с отверстиями 15 мм для алмазов и 6 мм для крупного золота; внешний барабан с отверстиями 2 мм; постель из стальной дробы массой 50 кг.

Передвижная обогатительная установка ПОУ-10 (РФ) предназначена для обогащения россыпных материалов. Установка состоит из дезинтегратора импеллерного типа, классифицирующего аппарата и центробежного сепаратора. Производительность установки 0,6...10 м<sup>3</sup>/ч; крупность исходного питания 100 мм; извлечение свободного золота по классам крупности:

|                          |          |           |           |           |
|--------------------------|----------|-----------|-----------|-----------|
| Класс крупности, мм .... | +0,5     | -0,5+0,25 | -0,25+0,1 | -0,1+0,05 |
| Извлечение, % .....      | 99...100 | 97...99   | 70...90   | 60...80   |

Обогатительные установки УОРЗ-1 и УОРЗ-2 относятся к гранитационным и предназначены для дезинтеграции и грохочения (классификации) с последующим обогащением отмытого зернистого материала в вибрационном и центробежном полях. Для обогащения применяют центробежный сепаратор или виброконцентратор «ГулНИГП». Производительность установки УОРЗ-1 – 5...7 м<sup>3</sup>/ч и УОРЗ-2 – 10...15 м<sup>3</sup>/ч.

|                                                           |          |
|-----------------------------------------------------------|----------|
| Извлечение крупного золота, % .....                       | 95...100 |
| Извлечение мелкого золота крупностью –0,1+0,05 мм, % .... | 50...80  |

Шлюзовая модульная установка (фабрика) серии «Юкон» с производительностью 30...200 м<sup>3</sup>/ч включает мокрый виброколосниковый питатель, самородкоуловитель, двудечный виброгрохот и шлюзовую систему извлечения золота. Иногда на хвостах применяют отседающую машину и центробежные концентраторы «Голдфилд». Размеры шлюзов, м: длина – 2...6 м; сечение желоба (0,76...0,96)×3. В зарубежной практике обогащения россыпей золота на стадии предварительной концентрации используют достаточно широкий набор шлюзов, желобов и сепараторов. Широко применяют составные шлюзы для обогащения мелких (>5 мм) классов россыпного материала (например, шлюз Росса; круговой сепаратор Кэннона, состоящий из 48 шлюзов, расположенных по кругу; веерные концентраторы Канко, Дилтроя, Райта; сепаратор Ланфлю; шлюзы Хабарта, Кудгена, Хатал Йорка; плоский струйный стол Рэнда; различные типы конусных сепараторов системы Райхерта и др.).

В отечественной практике, несмотря на многочисленные попытки применить аналоги зарубежных шлюзов, основным аппаратом для извлечения золота из россыпей остается простой неподвижный шлюз. На шлюзовых установках иногда в донной части шлюза создают магнитную систему (с полюсами чередующейся полярности в виде порошков), имеющую напряженность поля на поверхности не более 120 кА/м. Магнитно-флокуляционный способ извлечения тонкого золота состоит в том, что поток пульпы пропускается сквозь «шубу» из мелкого магнетита, удерживаемую магнитным полем. Мелкое и тонкое золото задерживается этой магнетитовой «шубой» и затем выделяется в золотомagnetитовый концентрат. С использованием принципа магнитной флокуляции созданы и проходят испытания целый ряд установок.

Отсадочные машины, несмотря на значительно большее извлечение мелкого золота, чем на шлюзах, не нашли широкого распространения в отечественной практике в передвижных промывочно-обогащительных установках. Отсадка широко применяется на драгах, в том числе на драгах фабрики комбината «Алданзолото» с черпаками емкостью 80, 150, 250 и 380 л. Зарубежный опыт показывает, что отсадочные машины широко применяют в схемах обогащения передвижных промывочных установок. Преимущества отсадочной технологии показаны в табл. 6.13.

Таблица 6.13

Извлечение золота мелких классов крупности на различных аппаратах, %

| Тип аппарата          | Извлечение, %, по классам крупности, мм |          |      |
|-----------------------|-----------------------------------------|----------|------|
|                       | 0,25+0,1                                | 0,1+0,05 | 0,05 |
| Шлюз                  | 51                                      | 4        | -    |
| Отсадочная машина     | 76                                      | 48       | 18   |
| Концентратор «Орозон» | 80                                      | 38       | 12   |

Замена шлюзовой технологии на технологию с применением отсадочных машин повышает извлечение золота на 10...30 % за счет эффективного улавливания мелких классов -0,25 мм.

Эффективность грохочения, %:

в струйном дезинтеграторе ..... 30,0

в барабанном грохоте ..... 95,0

Выход концентрата, %:

основная отсадка ..... 15,0

перечистная отсадка ..... 15,0

На столе СКО-7,5:

выход твердого в сливе сгустителя, % ..... 3,0

извлечение золота, % ..... 79,8

число качаний деки, мин<sup>-1</sup> ..... 230...300

угол поперечного наклона, град ..... 5...7

расход смывной воды стола, л/ч ..... 20...30

Общие потери золота, % ..... 20,2

В том числе, %:

с галей ..... 3,0

со сливом ..... 5,8

с хвостами основной отсадки ..... 7,8

с хвостами перечистой отсадки ..... 1,6

с хвостами концентрационного стола ..... 2,0

В табл. 6.14 приведены гранулометрический состав песков, продуктов и гранулометрический состав золота в них при обогащении на отсадочном промприборе.

Таблица 6.14

**Гранулометрический состав исходных песков и промпродуктов обогащения отсадочного промприбора, %**

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

Несмотря на положительные результаты промышленных испытаний усовершенствованных и вновь разработанных схем и аппаратов промывочных комплексов, потери золота с тонкими и мелкими классами остаются весьма высокими и составляют 55...60 %. Тонкое золото очень часто связано с тяжелыми сульфидными и окисленными минералами железа, свинца, цинка, меди и другими полезными компонентами; оно концентрируется в шлиховой фракции гравитационно неизвлекаемого золота или золота, связанного с глинистой фракцией, находящейся в дисперсной и коллоидной фракции.

В Республике Саха (Якутия) увеличение производства золота связано с освоением месторождений рудного золота на Заполярном Ключном, Нежданнинском кусте и Каранахском рудном поле. В Республике Саха (Якутия), как и во многих мировых регионах золотодобычи, на одно крупное месторождение приходится 2-3 средних и 50-70 мелких с ресурсом 1...10 т металла. Мировая практика показывает, что около 30 % золота добывают из руд мелких месторождений. Фабрики модульно-сборного типа находят широкое применение и для обогащения рудного золота. Созданные в Республике Саха (Якутия) модульные передвижные рудообогащательные установки (МПРОУ), смонтированы на специальных платформах, прицепе и шасси автомобиля. Схема установки включает: двухстадийное дробление в щековой и роторной дробилках до крупности 5 мм, измельчение в ша-

ровой мельнице, обогащение в центробежных аппаратах и доводку черновых концентратов. Дробление и измельчение сухое. Крупность исходной руды – 350 мм; измельчение до 50 % класса – 0,1 мм; обогащение с применением пневматической сепарации. На автомобиле грузоподъемностью 17 т размещено технологическое оборудование; на автоприцепе – двухроторная инерционная дробилка с колосниковым грохотом и стакерным конвейером. Дробилка комбинированного действия ДКД-300 размещена на шасси автомобиля, где также установлены измельчитель ЦМБУ-800 и пневмосепаратор ПОС-2000. Черновой концентрат транспортируют на базовое предприятие для глубокого обогащения. Производительность установки 6 т/ч. Обогащение на мобильных установках позволяет сократить объем первичного материала в 3 раза, при этом извлечение золота составляет 75...85 %.

### 6.1.8. Доводка гравитационных концентратов

При основной концентрации золота, выделяемого на драгах, промывочных приборах, модульных установках, получают черновые золотосодержащие концентраты, которые необходимо подвергать доводочным операциям.

На рис 6.12 и 6.13 приведены схемы доводки гравитационных концентратов на шлихообогатительных фабриках (ШОФ). Технологические схемы шлихообогатительных фабрик и установок на большинстве предприятий не имеют принципиальных различий. Концентрат промывочных приборов подвергают грохочению, крупные классы направляют на ручную разборку на вашгерде, а мелкие – на концентрационный стол. Применяют также доводку концентратов отсадкой, концентрат которой пересчитывают на концентрационном столе, а надрешетный продукт обогащают вручную на вашгерде. К сожалению, такая доводка не позволяет получать богатые концентраты – необходимы многократные пересчеты. В связи с этим иногда на зарубежных фабриках применяют амальгамацию. В последние годы получила распространение магнитожидкостная сепарация. С вовлечением в переработку целиковых и техногенных месторождений преимущественно с мелким и труднообогатимым золотом начали применять технологические схемы с использованием отсадочных машин, центробежных концентраторов и т.п.

На предприятии АО «Северная корона» применяют центробежно-шлизовые приборы БЦШП-50, включающие шлизы и центробежные концентраторы «Нельсон» КС-СДМ30. В практике добычи золота из россыпей одна шлихообогатительная установка (ШОУ) обслуживает

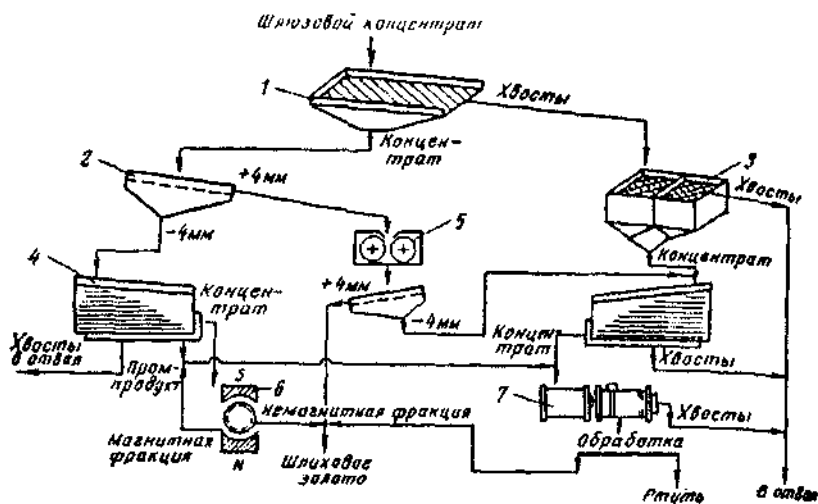


Рис. 6.12. Схема доводки гравитационных концентратов:  
1 — перечистный доводочный шлюз; 2 — грохот; 3 — отсадочная машина; 4 — концентрационный стол; 5 — валковая дробилка; 6 — магнитный сепаратор; 7 — амальгаматор

десятки промприборов с разных участков и месторождений, шлиховые концентраты которых значительно отличаются по гранулометрическому составу и морфологии золота, что отрицательно отражается на извлечении золота и качестве концентрата доводки. Основным обогащательным аппаратом при доводке шлиховых концентратов является концентрационный стол. При этом необходимо проводить подготовку шлихового концентрата. В Республике Саха (Якутия) на ШОУ вначале удаляют крупную фракцию на виброгрохоте с последующим его обогащением на доводочных шлюзах, а иногда на отсадочных машинах. На шлихообогащательной фабрике доводка шлихов проводится с применением, помимо гравитации и магнитной сепарации, также электромагнитной и феррогидростатической сепарации; в последней операции доизвлекают золото из немагнитной фракции магнитной сепарации. На второй стадии доводки концентратов применяют комплекс аппаратов, включающий: сепаратор для извлечения сильномагнитных минералов сухим способом МСЗ-1, сепаратор для извлечения слабо- и среднесмагнитных минералов ССМ-1, феррогидростатический сепаратор СМЖ-1, сушильное устройство КОТ-110.

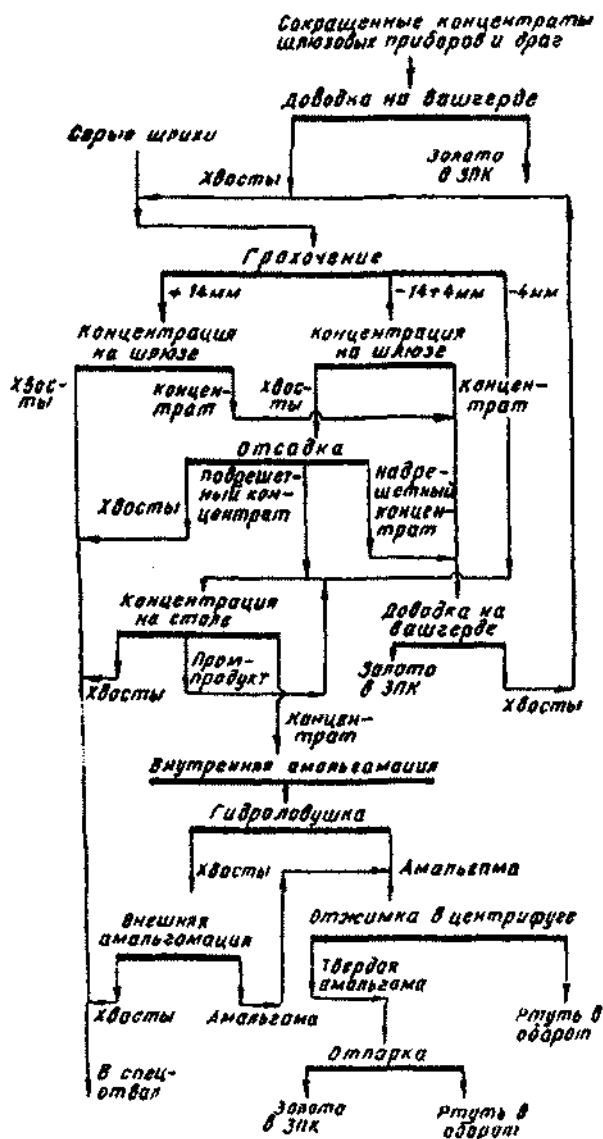


Рис. 6.13. Схема доводки гравитационных концентратов на ШОФ

На феррогидростатическом сепараторе в качестве тяжелой среды использовалась магнитная жидкость на основе керосина в виде суспензии из коллоидного магнетита, плотность среды  $8 \text{ г/см}^3$ . Из-

извлечение золота в тяжелую фракцию сепаратора составило 97,8 %. Доводочный комплекс «Шлих-1» для доводки черновых или серых шлихов включает тарельный и роликовый магнитные сепараторы, вибродотковый МЖ-сепаратор и вибросито для предварительного рассева шлихов на четыре класса по крупности. На магнитных сепараторах хорошо выделялись магнетит, гематит, ильменит, гранат и другие минералы. На МЖ-сепараторе хорошо извлекалось свободное золото и 90...98%-ные концентраты. Производительность сепарационного комплекса «Шлих-1» до 15 кг/ч сдерживала объемы производства; его аналог «Шлих-2» имеет большую производительность – до 60 кг/ч. В схеме сепарационного комплекса «Шлих-2» использован 4-ситный виброгрохот с размерами ячеек сит 2; 0,8; 0,4 и 0,1 мм; каждое сито орошается водой. Приемный бункер грохота имеет съемные щелевые сита с ячейками 10 мм. Продукты рассева виброгрохота поступают на обогащение в гидросепаратор. Разделение минералов по плотности происходит в восходящем турбулентном потоке с пересчетками в каждом из вихрей.

Магнитную сепарацию на сепарационном комплексе «Шлих-2» проводили на двухвалковом сепараторе, а извлечение золота из немагнитной фракции осуществляли в псевдоутяжеленных ферроколонидах на вибродотковых МЖ-сепараторах. Разделение минералов в нем ведется как в висящем между полюсами слое ферроколонида, так и в магнитожидкостном слое (МЖ), опирающемся на дно и боковые стенки кюветы. Содержание золота в концентрате МЖ-сепарации может достигать 99 %. Для материала крупностью < 0,1 мм степень извлечения золота составляет < 90 %. Сепарационный комплекс «Шлих-3», кроме аппаратов «Шлих-2», включает модернизированную отсадочную машину МОД-02, мокрый барабанный электромагнитный сепаратор и концентрационный стол СКЛ.

Сепарационные комплексы с магнитными и магнитожидкостными сепараторами применяются для извлечения свободного золота из магнитных шлихов, труднообогащаемых промпродуктов, хвостов ручной и механической доводки, отходов ШОФ, шлюзовых сполосков и других продуктов. Сепараторы испытаны на концентратах гидросепараторов, содержащих 0,15 % золота и 90 % пирита, и на продукте ШОФ, содержащем 1 % золота и 40 % граната. В обоих случаях с помощью одной операции магнитной и МЖ-сепарации выделяли концентрат с 95%-ным содержанием шлихового золота.

Последним достижением в области золотодобычи является прибор КОУ-1200, в котором используются шлюзовая технология обогащения песков, отсадка, концентрационные столы и т.д. Комплекс состоит из трех модулей, смонтированных в единое трехэтажное сооружение, опирающееся на мощные сани. На верхнем уровне размещены два спаренных коротких шлюза глубокого наполнения и колосниковый грохот. Средний этаж занимают двухсекционный обезвоживающий бункер и площадка для установки доводочного оборудования (барабанных магнитных сепараторов, виброгрохота). На нижнем этаже установлены модернизированная отсадочная машина ОАО «Завод «Труд», три концентрационных стола СКО разных типоразмеров, отсадочная машина МОД-0,2, центробежный сепаратор «Итомак» и магнитно-флокуляционный шлюз. Последние три аппарата предназначены для доводки гравитационных концентратов и пересортики промпродуктов столов. Гравитационные концентраты с помощью гидроэлеватора непрерывно поступают с обогатительных аппаратов в обезвоживающий бункер, а затем на установленный под бункером трехситный виброгрохот. Основные продукты россева (классы  $-2+0,5$  и  $-0,5$  мм) направляют на мокрую магнитную сепарацию в барабанных сепараторах типа ПБМ и ЭБМ, класс  $-6+2$  мм – на ручной магнитный анализатор. Обогащение и пересортику класса  $-2+0,5$  мм осуществляют на стандартной отсадочной машине МОД-0,2 и концентрационном столе СКО-0,5; класс  $-0,5+0$  мм обогащают на центробежном концентраторе «Итомак». Легкие фракции центробежного концентратора, отсадочной машины МОД-0,2, концентрационного стола СКО-0,5 объединяются с магнитными фракциями барабанных сепараторов и направляются на магнитно-флокуляционный шлюз, представляющий собой желоб, в донной части которого установлена плоская система феррит-бариевых магнитов. Под действием магнитного поля дно желоба покрывается «шубой» из скрапа и магнетита, поступающих с пульпой. Мелкое и тонкое золото застревает в прядях магнетитового «меха», накапливается в нем, образуя магнетитовый концентрат с содержанием металла 0,2...0,5 кг/т. Разгрузка концентрата осуществляется периодически или непрерывно, в зависимости от содержания золота и магнетита в питании.

Магнетитовый концентрат возвращают на повторную переработку по всей схеме доводки (т.е. на виброгрохот) или сразу направляют на сушку.

## 6.2. Магнитно-электрические способы

### 6.2.1. Магнитная сепарация

При обогащении золотосодержащего сырья магнитная сепарация используется в доводочных операциях для очистки гравитационного концентрата от магнитных минералов (ильменит, гематит, гранат и др.). Магнитная сепарация может быть мокрой и сухой. Сухая магнитная сепарация проводится при напряженности магнитного поля 110 кА/м. Извлечение золота в немагнитную фракцию, представляющую кондиционный концентрат, составляет 99...100 %. При высоком содержании шлиховых сильномагнитных минералов (магнетит, ильменит) в черновых гравитационных концентратах перед доводкой на концентрационном столе применяют мокрую магнитную сепарацию при напряженности магнитного поля 79,5 кА/м, используя для этого аппараты для мокрой сепарации. Перед сухой магнитной сепарацией концентраты подсушивают и обеспылевают. Допустимое содержание влаги для материала крупностью  $-3+10$  мм составляет 0,5...1 %. Для сухой сепарации применяют барабанные сепараторы: одно- и многобарабанные, частота вращения барабанов 30...100 об/мин. Во избежание флокуляции и слипания для мелкозернистых материалов в сепараторах предусмотрено бегущее магнитное поле с частотой 50...120 Гц, обеспечивающее магнитное перемешивание. Такими сепараторами являются быстроходные ПБСЦ-63/50, за рубежом применяются «Мартсел» и «Лаурила» (для руды крупностью  $-3$  мм). Эффективность сухого магнитного обогащения повышают:

- магнитной отсадкой, в которой использована вращающаяся магнитная система, расположенная под питателем руды, разрушающая флокулы материала;
- магнитной сегрегацией обогащаемого материала подаваемого под барабан специальным питателем;
- обратной механической сегрегацией со специальной верхней подачей материала.

Для слабомагнитных руд и концентратов (редкометалльных, золото-содержащих и др.) при сухой сепарации применяют также валковые сепараторы 4 ЭВС 36/100, дисковые сепараторы 2 ЭДС 60/40. Основными аппаратами мокрого магнитного обогащения тонкоизмельчаемого материала являются барабанные сепараторы типа ПБМ со слабым магнитным полем, с нижним питанием и различными ваннами. Максимальная

крупность перерабатываемого материала для противоточных сепараторов – 2 мм, полупротивоточных – 0,3 мм. Производительность сепараторов 40...200 т/ч. Содержание твердого в питании сепараторов 30...40 %. Для разрушения магнитных флюккул применяют операцию размагничивания. При мокрой сепарации слабомагнитных руд и концентратов применяют двухвалковые электромагнитные сепараторы 2 ЭВМ 38/250 с сильным магнитным полем. Для тонкоизмельчаемых материалов и продуктов со слабомагнитными свойствами наиболее перспективны высокополиградиентные сепараторы, позволяющие уменьшить турбулентность и обеспечить минимальный путь магнитных частиц к рабочему органу сепаратора. Валковый высокоградиентный сепаратор 4 ЭВМФ 38/250 имеет электромагнитную систему, аналогичную сепаратору 2 ЭВМ 38/250. В барабанном высокоградиентном сепараторе пульпа подается на слой ферромагнитных тел – шаров, удерживаемых на барабане магнитным полем комбинированной системы. Немагнитные зерна в сепараторе 248-СЭ проходят через слой шаров и разгружаются в отсек; магнитные зерна вместе с шарами транспортируются барабаном в область слабого магнитного поля, где вместе с шарами выпускаются на сито и отделяются от шаров.

Роторный высокоградиентный сепаратор «Джонс» (фирма «Гумбольдт», ФРГ) имеет два ротора; применяется для обогащения многих типов тонковкрапленных слабомагнитных руд, материалов, концентратов, в том числе для обезжелезнения. Магнитный концентрационный стол эффективно используется для доводки золотосодержащих концентратов. Стол имеет обычную деку с нарифлениями, под которой расположена электромагнитная система. Система смонтирована на бесконечной пластинчатой цепи, движущейся по направлению к разгрузочной стороне деки.

### 6.2.2. Электрическая сепарация

Электрическая сепарация основана на использовании различных электрических свойств разделяемых минералов. Различия в электрических свойствах проявляются в электропроводности, диэлектрической проницаемости, контактном потенциале, трибоэлектрическом, пирозлектрическом или пьезоэлектрическом эффектах. При наложении электрического поля (при зарядке) разделяемые минералы приобретают различную величину заряда, разную траекторию движения в этом поле, в результате чего происходит разделение минералов в соответствии с их электрическими свойствами. Для приобретения ми-

минералами какого-либо заряда разделяемый материал контактирует с заряженным электродом, ионизирует в электрическом поле коронного разряда, электризуется трением или другими способами. На заряженную минеральную частицу в электрическом поле действуют:

- электрическая кулоновская сила, обусловленная притяжением заряда к противоположно заряженному электроду и отталкиванием его от одноименно заряженного в однородном или неоднородном поле. Под действием силы траектория движения частиц может меняться в поле переменной полярности;

- сила зеркального отображения, которая обусловлена взаимодействием остаточного заряда частицы и индуцированным зарядом поверхности электрода. Ее действие заметно проявляется вблизи электрода, по величине эта сила меньше кулоновской;

- пондеромоторная сила, которая обусловлена разницей диэлектрической проницаемости частицы и сепарационной среды. Эта сила стремится вытолкнуть или втянуть частицу, она проявляется в неоднородном поле и в поле неоднородной полярности;

- механические силы – гравитационного притяжения, центробежная сила сопротивления среды.

Под воздействием электрических и механических сил в рабочей зоне сепаратора частицы приобретают разные заряды и траектории движения. Эффективность разделения зависит от различия электрических свойств минералов, величины напряженности электрического поля во времени и пространстве, наличия носителей заряда (ионов, электронов), вида среды разделения (газ или жидкость) и характера движения материала. В сепараторах барабанного типа разделение минералов происходит в воздушной среде. Неоднородное электростатическое поле постоянной полярности напряженностью до 10 кВ/см создается между барабаном и отстоящим от него вторым электродом или системой электродов. Электрическая сила притягивает к барабану частицы с противоположным знаком полярности и отталкивает частицы одноименно заряженные. Сила зеркального отображения направлена к центру барабана, удерживая частицы на поверхности барабана. Центробежная сила наоборот стремится частицы оторвать от поверхности. Гравитационная сила действует вертикально вниз и зависит от угла поворота барабана (или места нахождения частицы на поверхности барабана). Пондеромоторная сила направлена от центра барабана, так как диэлектрическая проницаемость минералов больше, чем воздуха.

Разделение минералов в непроводящей жидкости в диэлектрических сепараторах происходит в резко неоднородном электрическом поле переменной напряженности до 5 кВ/см. Определяющей силой в этих условиях является пондеромоторная сила. Под ее влиянием частицы с диэлектрической проницаемостью, большей диэлектрической проницаемости разделительной среды, втягиваются в область поля большей напряженности у электрода и наоборот частицы с меньшей диэлектрической проницаемостью выталкиваются из этой области. При электрической сепарации селективность разделения заряженных частиц в воздушной среде улучшается подсушкой материала, обеспыливанием, реагентной, и термической обработкой, классификацией по крупности (оптимальная  $-3+0,05$  мм). Электрические сепараторы состоят из трех основных частей: зарядного устройства, сепарирующей части, высоковольтного агрегата. По электропроводности минералы делятся на три группы: проводники с удельным электрическим сопротивлением менее  $10^9$  Ом·м (самородные металлы, графит, некоторые сульфиды, магнетит, гематит, рутил и др.), полупроводники с удельным электрическим сопротивлением  $10^9 \dots 10^{12}$  Ом·м (боксит, гранит, сульфиды, лимонит, сидерит, хромит и др.), непроводники или диэлектрики с удельным электрическим сопротивлением более  $10^{12}$  Ом·м (алмаз, кварц, полевой шпат). Электропроводность минералов складывается из объемной или поверхностной составляющей. Подготовка к электрической сепарации заключается в увеличении разницы в объемной или поверхностной проводимости минералов, эффективности их разделения при сепарации, которая достигается изменением влажности материала, и различными видами обработки (реагентной, механической, химической, термической).

Подсушка с полным удалением влаги необходима для минералов, различающихся значениями объемной электропроводности, но являющихся гидрофильными. Увеличение влажности повышает поверхностную проводимость разделяемых минералов и сближает их общую электропроводность. При разделении минералов с близкой объемной электропроводностью, с различной степенью гидрофильности или гидрофобности, увеличение различия в общей электропроводности минералов возможно с повышением влажности материала, при которой возрастает поверхностная электропроводность гидрофильного минерала.

Поверхностно-активные органические вещества, способствующие гидрофобизации поверхности, уменьшают электропроводность. Уда-

ление пленок с поверхности разделяемых минералов с восстановлением их первичных электрических свойств достигают промывкой или интенсивной оттиркой. Реже используют растворение или выщелачивание. Термическая обработка увеличивает различие в электропроводности за счет неодинакового изменения проводимости минералов при нагревании.

Разделение минералов по электропроводности в воздушной среде производят в неоднородном электрическом поле постоянной полярности в электростатических, коронно-электрических и коронно-электростатических сепараторах в основном барабанного типа.

В электростатических сепараторах частицы минералов-проводников, попадая на заряжено вращающийся барабан и приобретая одноименный заряд, отталкиваются от него под действием кулоновских сил и попадают в приемник. Частицы непроводящих минералов под действием сил зеркального отображения прилипают к поверхности барабана и попадают в другой приемник. Для увеличения отклонения частиц минералов проводников и повышения селективности сепарации параллельно барабану установлен отклоняющий электрод противоположной полярности. Предварительная классификация на узкие классы крупности повышает эффективность разделения.

В коронно-электрических сепараторах под действием высокого напряжения (50 кВ), подаваемого на коронирующий электрод, вокруг него образуется поле коронного разряда, вызывающее ионизацию молекул воздуха. Образующие ионы, имеющие одинаковую полярность с коронирующим электродом, движутся под влиянием электрического тока к осадительному электроду, сталкиваются с частицами и заряжают их. Частица-проводник передает свой заряд осадительному электроду и центробежной силой сбрасывается в приемник. Частицы непроводящих минералов медленно разряжаются на осадительном электроде, удерживаются на нем силами зеркального отображения, при вращении барабана выносятся из зоны действия коронирующего электрода и попадают в другой приемник.

Коронно-электростатический сепаратор отличается от коронно-электрического наличием дополнительного отклоняющего электрода. Коронно-электростатические сепараторы ЭКС-1250 и ЭКС-3000 получили наибольшее распространение при обогащении руд; СЭС-2000 и СЭС-1000 методами электрической сепарации для обогащения золотосодержащего сырья применяются весьма редко, в основном для доводки черновых концентратов.

### 6.2.3. Радиометрическая сепарация

Одним из методов разделения минералов, применяемых в последнее десятилетие, является радиометрическое обогащение. Оно основано на различии естественной радиоактивности минералов, обладающих радиоактивными свойствами и для нерадиоактивных минералов, которые приобретают эти свойства во взаимодействии их с различными излучениями. В качестве излучений используют  $\gamma$ -излучение,  $\beta$ -излучение, нейтронное, рентгеновское, ультрафиолетовое, инфракрасное, радиоволновое и другие виды. В результате взаимодействия излучений с минералами возникают ядерные реакции, люминесценция, первичное излучение, поглощение первичного излучения, изменение энергии магнитного поля и другие явления.

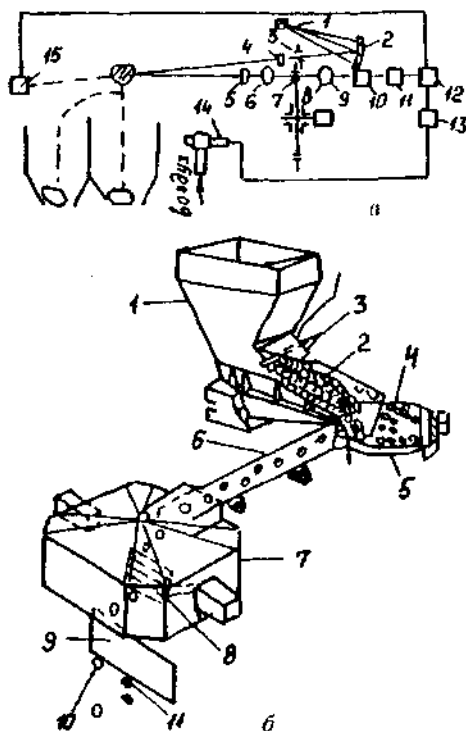
Признаками разделения являются:

- контрастность руды (различают руды неконтрастные, низкоконтрастные, контрастные, высококонтрастные, особоконтрастные);
- степень соответствия, определяемая сравнением кривых обогатимости;
- эффективность разделения, оцениваемая кривыми обогатимости и показателями контрастности.

Крупность минерала для радиометрической сепарации находится в широких пределах 15–30...150–300 мм. Уменьшение крупности материала (0,5...5 мм) возможно для обогащения контрастного материала. Различают режимы сепарации – поточный, порционный и покусковой. В настоящее время в промышленности применяют авторадиметрический, фотонейтронный, рентгенорадиометрический, люминесцентный, фотометрический, гамма-адсорбционный. Применяются они в основных и доводочных операциях для различных типов руд, особенно как предконцентрация бедных руд, позволяющая вовлечь в переработку некондиционные и забалансовые руды.

Из обозначенных методов для обогащения золотосодержащих руд применяют фотометрическую сепарацию, которая основана на способности минерала отражать или преломлять свет. В промышленности применяют монохроматические сепараторы, разделяющие минералы на темные и светлые. Полихроматические сепараторы сортируют минералы по любому цвету. Сепараторы работают на сухом и увлажненном материале при обогащении золотосодержащих, марганцевых, магнезито-доломитовых, баритовых и других типов руд, солей, известняков и другого сырья. На фотометрическом сепарато-

ре ЦНИИОлово (рис. 6.14) обогащают руды крупностью 35...150 мм, расклассифицированные на фракции. В сепаратор включены: лампа накаливания 1, образующая луч поляризованного света, зеркало 2, диафрагма 3, поляроиды 4 и 5, объектив 6, отверстие 7 в сканирующем диске 8, конденсатор 9, регистрирующий датчик 10, блок усиления 11, блок управления 12, усилитель мощности 13, пневмоклапан 14, канал 15, фиксирующий поступление куска руды в оптическую камеру сепаратора «Сортекс 811М» фирмы «Гансонс Сортекс Лимитед» (Великобритания), который близок по техническим параметрам сепаратору, описанному выше.



**Рис. 6.14.** Схема фотометрических сепараторов конструкции «ЦНИИОлово» (а) и «Сортекс-811М» (б)

Наиболее высокие технологические показатели из перечисленных методов получают при нейтронно-активационной сепарации, но в связи со значительными капитальными затратами этот способ

применяется только для руд крупных месторождений. Для золотосодержащих руд средних и мелких месторождений изучены возможности применения радиометрического, нейтронно-активационного, электромагнитно-метрического, фотометрического, рентгенорадиометрического методов.

Радиометрическую сепарацию применяют для руд, в которых золото тонкодисперсно связано с урановыми минералами. В ЮАР с использованием радиометрических сепараторов М-17 повышают содержание золота в руде в 2 раза, при извлечении 92...98 %. Электромагнитно-метрический метод применяют для крупнозернистых ассоциаций золота с сульфидами (Северная Америка), содержащих до 3 г/т; при этом в хвосты выделяют около 50 % материала с содержанием 0,4 г/т золота. Фотометрический метод применяют для руд кварцевых и руд с темноцветными породами. На рудах месторождений Мурунтау проведены испытания на сепараторах ФСК-200-50 и ФСК-50-10 (Навоийский ГМК); из руд с содержанием 2,5...11 г/т золота выделено в хвосты 25...60 % материала при извлечении золота в концентрат 92...98 %. Наиболее надежно и качественно фотометрическая сепарация осуществляется на аппаратах М-13 и М-16 (Северная Америка, Австралия).

Рентгенорадиометрическая сепарация основана на регистрации рентгеновского излучения и применяется для руд, содержащих элементы с атомным весом  $> 25$ , в частности для золото-арсенипиритовых руд. Исследованы руды более 120 месторождений – Кирченновское, Салют, Союзное, Весеннее, Барун-Холба и др. При обогащении класса  $-200+25$  мм из руды с содержанием золота 100 г/т выделено 65...75 % хвостов с содержанием 0,4...0,87 г/т, степень концентрации золота возросла в 1,4–11 раз. Извлечение золота 99 %.

На рудах месторождений «Кокпатас» (Навоийский ГМК) крупностью 200...25 мм, и содержанием золота 0,8...4,7 г/т получены хвосты с выходом 45...74 % с содержанием золота 0,6...0,85 г/т при извлечении в концентрат 76...82 %. Рудосепарационные модули РСМ-100 и РСМ-200 реализованы в практику обогащения.

Нейтрон-нейтронный метод основан на ослаблении первичного потока нейтронов в результате их взаимодействия с ядрами элементов исследуемой среды и регистрации вторичного потока нейтронов. Метод используется с целью отделения крупнокусковой сильно окисленной руды с повышенной пористостью и пониженной плотностью. Разновидностью этого метода является нейтронно-адсорбционный метод,

используемый для предварительного обогащения руд редких металлов, редкоземельных, полиметаллических, благородных металлов.

#### 6.2.4. Магнитно-гидродинамическая и магнитно-гидростатическая сепарации

Магнитно-гидродинамическая сепарация (МГД-сепарация) – это процесс разделения минеральных компонентов, основанный на контрастности свойств по плотности, магнитной восприимчивости и электропроводности. Разделение осуществляется с участием разделительных жидкостей. Магнитно-гидродинамическая сепарация осуществляется посредством ponderomotorной силы электромагнитного происхождения. Разделительная сила возникает в электролите, помещенном в скрещенные электрическое и магнитное поля. Магнитно-гидростатическая сепарация (МГС-сепарация) реализуется за счет ponderomotorной силы чисто магнитного происхождения, которая возникает в магнитной жидкости, помещенной в неоднородное магнитное поле. Применение МГД- и МГС-сепарации в доводочном цикле позволяет получить высококачественный концентрат при извлечении золота 95 %.

Отличительная особенность МГС-сепарации заключается в том, что разделение минералов происходит в параметрической жидкости, помещенной в неоднородное магнитное поле. В качестве жидкостей могут быть использованы водные растворы парамагнитных солей железа, марганца, никеля, хлоридов железа и марганца. Для разделения МГС-сепарацией необходимо из золотосодержащих материалов предварительно выделить все магнитные минералы, так как градиент напряженности магнитного поля направлен вниз. Эффективность МГС-сепарации для доводки шлиховых концентратов проверена на концентрате крупностью  $-1+0,04$  мм доводочного шлюза одной из драг Урала в концентрированном растворе хлористого марганца. Ниже приведены результаты доводки черногового золотого концентрата, %:

|                         | Выход | Извлечение |
|-------------------------|-------|------------|
| Магнитная фракция ..... | 87,8  | 0,88       |
| Шламы .....             | 1,7   | 0,80       |
| Концентрат МГС-1 .....  | 0,2   | 83,10      |
| Концентрат МГС-2 .....  | 0,77  | 14,40      |
| Промпродукт МГС .....   | 2,80  | 0,22       |
| Хвосты МГС .....        | 6,73  | 0,60       |

## 6.2.5. Магнитно-флокуляционная сепарация

Магнитно-флокуляционная сепарация (МФ-сепарация) основана на использовании сфлуккулированных на осадительных поверхностях объемных структур из магнетита в качестве улавливающей среды (постели). Геохимическое родство золота и железа, предопределившее их одновременное рудопроявление в россыпях, позволило сформировать структуры постели из содержащего в них магнетита. Очень часто значительное количество мелкого золота связано с минералами железа (золото в «рубашке»). Иногда само золото и его амальгама проявляют магнитные свойства. Золото относится к семи элементам, для которых характерны парамагнитные свойства. При перемещении частиц золота в неоднородном магнитном поле, благодаря его высокой электропроводности за счет силового взаимодействия возникающих в частицах вихревых токов с переменным магнитным полем, наблюдается электродинамическое торможение частиц золота.

Сфлуккулированная структура (постель из намагниченных частиц магнетита) является пористой полиградиентной средой, а магнитное поле на ее поверхности имеет локальные искажения с большим градиентом напряженности магнитного поля. При наложении магнитного поля на минеральный поток с ферромагнитными частицами изменяется гидродинамический режим и реологические характеристики. Извлечение частиц золота из этого потока, содержащего магнетит, в самогенерирующуюся структуру – постель на магнитной осадительной поверхности, осуществляется вследствие нескольких процессов: механического заклинивания в поровых каналах структуры; захвата в магнетитовые флокулы и последующего магнитно-гравитационного осаждения; высокоградиентной магнитной сепарации золота «в рубашке» с магнитными свойствами; гравитационного осаждения в придонном ламинарном слое из магнетитовых флокул.

Процесс магнитно-флокуляционного извлечения золота крупностью 0,1...0,2 мм проверен на россыпях Читинской и Амурской областей и Чукотки; при этом достигнута степень насыщения концентрации золота 1...3 кг/кг магнетита при извлечении до 87 % со съемом концентрата через каждые 3...4 ч.

На рис. 6.15 приведена технологическая схема обогащения золото-содержащих песков с применением МФ-сепарации. На извлечении золота при МФ-сепарации влияют гранулометрический и минеральный состав, физические свойства минералов и, в частности, содержание крупной фракции и магнитных минералов железа.

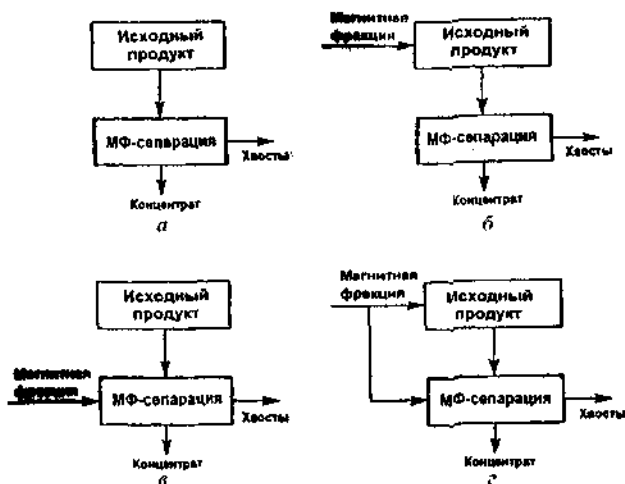


Рис. 6.15. Технологические схемы узла МФ-сепарации:  
 а – без предварительного формирования постели; б – с ускоренным формированием; в – с предварительным формированием; г – с предварительным и ускоренным формированием

Технологическая схема узла МФ-сепарации (см. рис. 6.15) может быть выполнена в разных вариантах. МФ-сепарация может осуществляться как с предварительным формированием постели из сфлюкулированного магнетита на магнитной осадительной поверхности, так и без него. Предварительное формирование постели обеспечивает повышение извлечения золота даже при полном отсутствии магнитных минералов в исходном продукте МФ-сепарации.

Теоретические основы магнитно-флокуляционной сепарации подробно рассмотрены в ряде работ. Практичная сущность этого процесса заключается в том, что в поле постоянных магнитов образуются на дне шлюзов из множества частиц природного магнетита ворсистый и рыхлый слой «магнетитового меха», улавливающий свободное золото «в рубашке», частицы амальгамы и другие тяжелые минералы. Установлено, что этот процесс включает гидромеханическое (гравитационное) осаждение, фильтрацию, высокоградиентную магнитную сепарацию, флокуляцию, электродинамическое торможение, феррогидростатический эффект. Основную роль играют осаждение и фильтрация. Захват мелкого и тонкого золота сфлюкулированным слоем магнетита происходит за счет изменения этим слоем гидромеханического режима потока. Формирование слоя сфлюкулированного магнетита дополнительно увеличивает высоту ламинарного слоя,

где скорость осаждения золота многократно возрастает. Мелкое и тонкое золото захватывается механически при фильтрации потока сквозь магнетитовый слой и магнитными силами поля, величина которых в поровых каналах магнетита достигает значений  $1,6 \cdot 10^9 \text{ кА}^2/\text{м}^3$ . Полностью извлекается золото «в рубашке», золотоносная магнитная амальгама и другие формы золота, а также платиноиды.

Разработаны различные конструкции аппаратов МФ-сепарации. Например, КПФМ-1 (концентратор-приставка магнитно-флокуляционный) – это двусторонний шлюз с четырьмя магнитными системами в виде полуцилиндров, вращающихся на осях в обечайках из немагнитной стали. Для смыва концентрата с осадительной поверхности концентратор поворачивается на  $180^\circ$  вокруг продольной оси. Простота конструкции МФ-концентраторов, низкие капитальные затраты являются их достоинствами. Они устанавливаются как приставки к действующим промывочным гидрошлюзам.

### **6.2.6. Магнитно-жидкостная сепарация**

Магнитно-жидкостная сепарация (МЖ-сепарация) находит широкое применение благодаря высокой точности разделения, оперативности регулирования плотности разделительной среды. В них магнитное поле создается с помощью постоянных магнитов или электромагнитов. МЖ-сепарация внедрена на шлихообогатительных фабриках. Установлено, что экономически целесообразно применение МЖ-сепарации для богатых материалов с содержанием золота не менее 1 %. Для более бедных материалов МЖ-сепарация эффективно работает в условиях предварительной концентрации на центробежных концентраторах («Нельсон», «Итомак»). Из руды крупностью – 2 мм с содержанием 3...5 г/т золота по чисто гравитационной схеме извлечение золота составляет 70...75 %. По комбинированной схеме (рис. 6.16) с использованием центробежных концентраторов и МЖ-сепарации извлечение золота возрастало до 90...95 %.

## **6.3. Флотационное обогащение**

### **6.3.1. Общая характеристика процессов**

Процесс разделения минералов на границе раздела вода–газ получил название флотация. В зависимости от среды разделения флотация может быть пленочная, флотогравитационная, пенная, вакуумная,

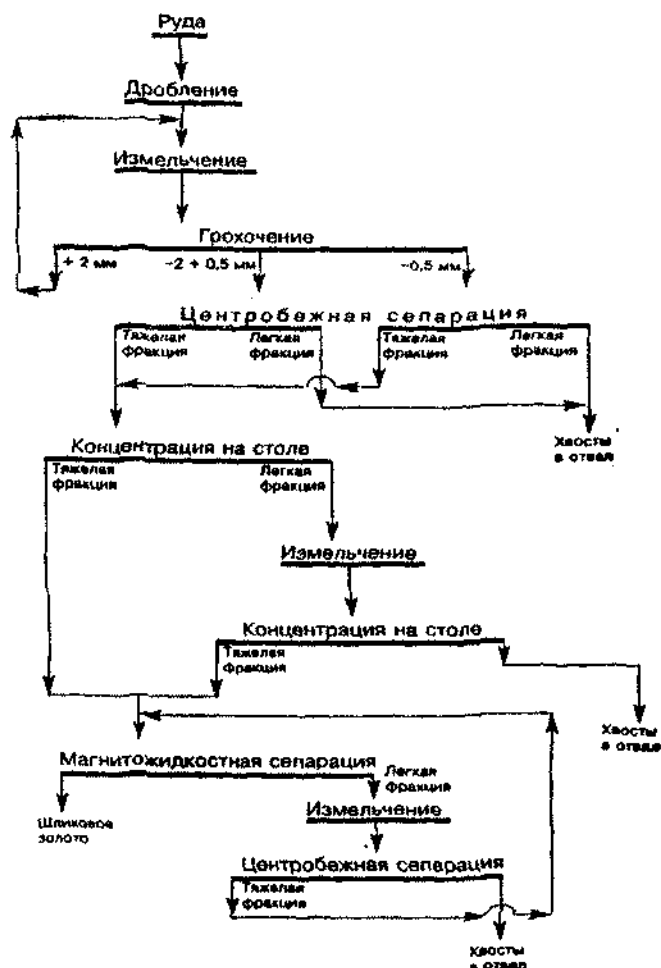


Рис. 6.16. Технологическая схема переработки руды Федоровско-Талановского месторождения

компрессионная, адгезионная, пенная сепарация, химическая флотация, электрофлотация. При пленочной и пенной флотации разделение происходит на границе раздела вода-газ. При пленочной флотации минеральная смесь подается на водную поверхность, флотируемые частицы удерживаются на поверхности и выделяются в концентрат, а нефлотируемые смачиваются водой, опускаются вглубь водного потока и удаляются в виде хвостов. Пленочная флотация ши-

роко используется при флотационно-гравитационном способе обогащения в схемах доводки черновых редкометалльных концентратов.

При пенной флотации флотируемые частицы закрепляются на пузырьках воздуха, образуемых в пульпе с помощью аэрирующего устройства, выносятся на поверхность пульпы, образуя слой минерализованной пены. В зависимости от носителя газовых пузырьков флотацию различают с применением воздуха, азота и других газов. Газ в зависимости от типа применяемых флотомашии может подаваться под давлением или может засасываться аэрирующим устройством, который в пульпе диспергируется на мелкие пузырьки различного диаметра. При вакуумной флотации аэрацию пульпы создают при выделении воздуха из раствора. Она применяется при флотации углей и шламов. Применяют способы флотации, насыщая воду под повышенным давлением воздухом, который в зоне атмосферного давления выделяется в виде мелких пузырьков; этот метод используется для очистки воды от органических веществ. Компресссионная флотация (адгезионная сепарация) применяется для очистки шахтных, сточных, оборотных вод от гидрофобных осадков, взвешенных тонкодисперсных частиц. В результате адгезионных сил частицы закрепляются на поверхности выделяющихся из раствора пузырьков газа.

При химической (газовой) флотации пузырьки газа образуются в результате взаимодействия, например, углекислоты (углекислого газа), задаваемых или образующихся при подаче кислоты в пульпу, в которой имеются карбонатные минералы. Метод применяли для флотации пирита из пиритосодержащих хвостов (Урал), для переработки старых отвальных материалов, содержащих сульфиды (Австралия).

Электрофлотация основана на выделении пузырьков газа (кислорода и водорода) при электролизе воды. Метод может быть использован для флотации тонких частиц и при ионной флотации для извлечения из растворов ионов или молекул органических и неорганических соединений.

При пенной сепарации пульпа, обработанная реагентом, подается на пену или аэрированную жидкость. Флотируемые частицы удаляются вместе с пенным слоем, а нефлотируемые частицы сепарируются сквозь слой под действием сил тяжести и переходят в камерный продукт.

В лабораторной практике применяется метод безпенной флотации, который осуществляется в трубке Халимонда.

Масляная флотация основана на различии в способности минералов закрепляться на поверхности раздела вода—масло. На диспергиро-

ванных в пульпе каплях масла флотируемые частицы удерживаются на поверхности раздела фаз масло-вода. При плотности масла меньше единицы капельки масла всплывают вместе с закрепившимися на них минеральными частицами на поверхность пульпы, образуя масляный минерализированный слой. При высокой плотности масла минерализованные флоккулы опускаются на дно, а зерна, несмачиваемые маслом, выносятся на поверхность потоком воды. Принцип применяется для извлечения алмазов на жировых поверхностях.

### 6.3.2. Основные принципы применения флотореагентов

По классификации М.А. Эйгелеса и А.А. Абрамова самородные металлы (золото, серебро, платина, медь), сульфиды цветных, черных и некоторые минералы редких металлов, а также теллуриды и селениды составляют вторую группу минеральных компонентов, легко флотирующихся сульфгидрильными собирателями; окисленные минералы этих металлов флотируются сульфгидрильными собирателями после сульфидизации.

Большинство золотосодержащих руд содержат сульфидные и окисленные минералы. В связи с чем взаимодействие и применение флотационных реагентов будем рассматривать применительно к минералам золота, цветных, редких металлов. Применяемые флотационные реагенты в зависимости от их роли и назначения разделяют на несколько групп. *Собиратели* понижают смачиваемость поверхности минеральных частиц и повышают способность прилипать к пузырькам воздуха. *Депрессоры* повышают смачиваемость поверхности минералов и ее гидратирование, снижают флотируемость минералов, извлечение которых в пенный продукт нежелательно. *Активаторы* повышают адсорбцию собирателя на минерале, улучшают его флотируемость, но в основном посредством собирателя и повышения гидрофобизации поверхности. *Регуляторы* создают условия, влияющие на процессы взаимодействия собирателя, депрессора, активатора с поверхностью минерала, регулируя ионами состав жидкой фазы пульпы, ее окислительно-восстановительное состояние, частично изменяют состав поверхностного слоя минерала, окисляя или восстанавливая ее. *Пенообразователи* действуют на поверхность пузырька воздуха, способствуют его диспергированию, образованию мелких устойчивых пузырьков, формированию пенного слоя. Депрессоры, активаторы и регуляторы среды называют модификаторами, так как каждый из

них может влиять и изменять флотационные свойства минеральной частицы неоднозначно. Все флотационные реагенты должны соответствовать требованиям селективного действия, быть недифицитными и дешевыми, устойчивыми при хранении, легко растворяться в воде, экологически чистыми и т.д.

Классификация основных групп собирателей, часто применяемых при флотации разных типов минерального сырья, приведена на рис. 6.17.

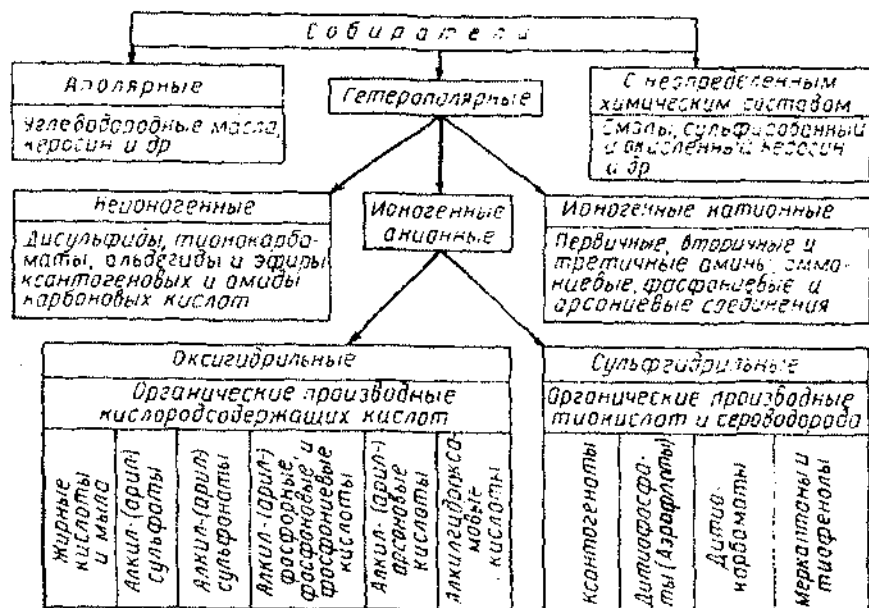
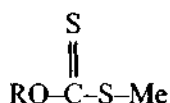


Рис. 6.17. Классификация основных групп собирателей

Если в состав собирателя входят только углеводороды, то их называют аполярными, или углеводородными маслами. Наиболее часто при флотации применяют гетерополярные собиратели, в состав которых входят радикалы алифатического или циклического ряда, они состоят из полярной и аполярной групп. Полярная группа определяет химические свойства собирателя и способность закрепляться на полярных минералах. Прочность закрепления собирателя на минерале определяется энергией связи функциональной группы с минералом. В зависимости от полярной группы гетерополярные собиратели мо-

гут быть ионогенными или неионогенными. К неионогенным относятся диксантагениды, тионоккарбаматы, тионогидриты, эфиры ксантогеновых кислот, амины карбоновых кислот и др. Среди ионогенных собирателей различают гетерополярные анионные и гетерополярные катионные собиратели. К анионным относятся производные угольной кислоты, фосфорной, серной и тиокислоты, а также гидроксамовые кислоты и их соли. В них имеются группы  $-O-H$  или  $-O-Me$ , собиратели называются оксигидрильными. Карбоновые кислоты и их мыла, алкил- (арил-) сульфаты, сульфонаты, фосфоновые, фосфиновые, алкилгидроксамовые кислоты применяют для флотации несulfидных минералов. Органические производные тиокислот и тиоспиртов содержат сульфгидрильную группу  $-S-H$  или  $-S-Me$  и называются сульфгидрильными собирателями; они применяются для флотации сульфидных минералов, благородных металлов и самородной меди. К ним относятся производные дитиоугольной кислоты – ксантогенаты  $R-O-CS_2-Me$ , дитиофосфорной кислоты – аэрофлоты  $(R-O)_2-PS_2-H(Me)$ , тиоспиртов – меркаптаны и тиофенолы  $R-S-H(Me)$ , дитиокарбаматы  $R_2-N-CS_2-Me$ .

Ксантогенаты щелочных металлов имеют наиболее важное для практики значение. Общая формула ксантогенатов имеет вид:

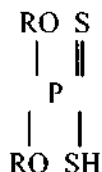


Ксантогенаты устойчивы, хорошо растворимы в воде соединения и обладают собирательной способностью по отношению к самородным металлам и сульфидам тяжелых металлов, на поверхности которых образуются труднорастворимые ксантогенатные соединения. Растворимость ксантогенатов металлов убывает в ряду:  $Zn > Pb > Cu > Ag$ .

С растворимостью ксантогенатов металлов ухудшаются их флотационные свойства. С увеличением длины углеводородного радикала растворимость уменьшается, а их флотационная активность и гидрофобизирующее действие возрастают; селективность действия ксантогенатов снижается при увеличении длины углеводородной цепи. В слабокислой среде ксантогенаты гидролизуются, а при  $pH < 4$  разлагаются с образованием исходных веществ – спиртов, сероуглерода и щелочи. Ксантогенаты окисляются с образованием диксантагенидов. По И.А. Каковскому, реакции окисления ксантогената являются обратимыми. Окисление происходит без участия катионов минералов

хемосорбированным кислородом на поверхности. Роль минералов заключается в улучшении вероятного электронного обмена между ксантогенатом и кислородом. Каталитическое действие сульфидного минерала в реакциях окисления–восстановления на поверхности обусловлена полупроводниковыми свойствами. Роль этих реакций в гидрофобизации поверхности велика.

Дитиофосфаты (аэрофлоты) отличаются от ксантогенатов тем, что в полярной части углерод замещен фосфором:



Как собиратели, аэрофлоты слабее ксантогенатов, но более устойчивы в кислых средах в сравнении с ксантогенатами. Сульфиды железа аэрофлотами флотируются слабее, чем сульфиды цветных металлов. Жидкие аэрофлоты содержат пенообразующий компонент (креозол), а также остатки сероводорода. Твердый содовый аэрофлот вспенивающими свойствами не обладает. Гидролизованные аэрофлоты – смесь монодтитиофосфатов являются более селективными собирателями: хорошо флотируют цементную медь, золото, медные минералы, слабее галенит и пирит. Дитиокарбаматы для сульфидных минералов являются сильными собирателями.

Из всех сульфгидрильных собирателей при флотации руд цветных и благородных металлов основными являются ксантогенаты и аэрофлоты.

Изучением механизма действия сульфгидрильных собирателей установлено, что сорбционный слой на поверхности минерала имеет многослойную структуру. Первый монослой является хемосорбционным и по гипотезе Шведова представлен сульфидоксантогенатом; следующий слой является ксантогенатом металла и третья форма закрепления ксантогената представляет продукт его окисления – молекулы диксантогенида. Такая структура сорбционного слоя выявлена А.А. Абрамовым с соавторами, когда в качестве собирателя использовался не ксантогенат, а диксантогенид. Представление полного механизма взаимодействия сульфидного минерала возможно только с учетом всех высказанных гипотез: «химическая теория», предложенная А.Ф. Татартом, развитая и дополненная И.А. Каковским в части

обратимости реакций окисления ксантогената до диксантогенида; гипотеза А.А. Шведова с образованием на поверхности минерала сульфидоксантогенатов; гипотеза А.А. Голикова, объясняющая усиление гидрофобизирующей поверхности смачивающим действием диксантогенида и т.д. Каждая из этих гипотез в отдельности не в состоянии раскрыть всей полноты механизма взаимодействия собирателя. Только присутствие на поверхности минерала монослоев хемсорбционного и физически сорбционного собирателя объясняют эффективное закрепление собирателя на минерале, его прилипание к пузырьку воздуха и успешную флотацию. И как было отмечено в работах А.А. Абрамова, данное положение справедливо и в случае оксигидрильных собирателей при флотации несulfидных минералов.

## 7. ГРАВИТАЦИОННО-ФЛОТАЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ

### 7.1. Рудоподготовка и кондиционирование пульпы

Золотосодержащие руды практически всех классов генетической и технологической классификации перерабатывают по комбинированным гравитационно-флотационным схемам с последующей плавкой богатых гравитационных концентратов и цинкированием гравитационно-флотационных концентратов и продуктов флотации. Перед гравитационно-флотационным обогащением для раскрытия ценных минеральных комплексов используют различные способы рудоподготовки. При раскрытии минералов золотосодержащих руд важно не допустить переизмельчения ценных компонентов и распуливания раскрытых частиц золота, т.е. необходимо соблюдать принцип: селективность раскрытия минералов при минимальном выходе шламов. Как уже отмечалось, при самоизмельчении принцип избирательности раскрытия наиболее вероятен, однако при последующем шаровом измельчении возможно и переизмельчение хрупких минералов и золотин. При центробежно-ударном дроблении можно подобрать наиболее щадящие условия дробления. В обычных дробилках и мельницах разрушение минеральных агрегатов происходит раздавливанием, истиранием и ударом, при самоизмельчении – соударением кусков руды и частично истиранием. В аппаратах центробежно-ударного действия разрушение кусков руды происходит по плоскостям спайности. Сравнительными испытаниями процессов дробления и измельчения традиционным способом и с использованием центробежно-ударных аппаратов показаны преимущества нового метода рудоподготовки.

Исследованиями Т.В. Башлыковой, Г.А. Пахомовой и других установлено, что после центробежно-ударного дробления пробы руды золото-кварцевого типа содержание свободного золота выше на 9,4 % в сравнении с дроблением в щековой дробилке; при последующем гравитационном обогащении дробленого продукта извлечение золота в концентрат выше на 6,65 %. При измельчении сульфидной руды традиционным способом в шаровой мельнице доля свободного золота составляла всего 6 %, а при центробежно-ударном – 36 %; при последующем гравитационном выделении золота извлечение золота в концентрат по традиционной технологии рудоподготовки выше более чем на 9 %. Повышение извлечения золота объясняется уменьшением

процесса перетирания минеральных компонентов, снижением уплотнения частиц золота и образованием тонкодисперсных фракций.

Использование дробилок с применением ударно-циклических динамических воздействий типа ДАУ, ДКДК или центробежного измельчения ЦМВУ увеличивает выход обогащаемых классов крупности за счет избирательности раскрытия частиц золота, при этом степень раскрытия достигает до 95 %. Степень раскрытия золота в рудах и концентратах определяет уровень извлечения золота. Для переработки флотационных золотосодержащих концентратов требуются специальные методы. Традиционные методы – плавка, окислительный обжиг, автоклавное выщелачивание, кислотное чановое выщелачивание – обеспечивают высокий уровень извлечения золота, но они малозкономичны и требуют значительных затрат на охрану окружающей среды.

Сверхтонкое измельчение концентратов до крупности 0,020 мм и последующее сорбционное цианирование позволяет повысить извлечение золота на 10...25 %. Технология отработана на рудах Тасеевского и Дарасунского месторождений с использованием результатов Т.В. Чикиной (ОАО «Иргиредмет»). В последние годы в связи с ухудшением качества минерального сырья, с увеличением доли «упорных» руд с весьма тонкодисперсной вкрапленностью золота в рудных минералах затраты на переработку такого сырья ежегодно растут.

По расчетам специалистов Всероссийского института минерального сырья (ВИМСа) на примере золотосодержащих руд показано, что «сухая» технология обогащения в 1,5–2,0 раза дешевле «мокрой». Исследована проба руды одного из месторождений Приморья, для которой характерна тонкая вкрапленность золота, серебра и золото-серебряных минералов, для раскрытия которых требуется весьма тонкое измельчение 85...90 % класса –0,044 мм. Основные энергозатраты приходятся на тонкое измельчение. Испытаны методы сухого тонкого измельчения – шаровое, вибрационное, акустическо-вихревое, струйное, роторно-струйное и центробежно-ударное. Наиболее экономичным оказался роторно-струйный способ измельчения: расход электроэнергии составил 6...7 кВт·ч/т, а у других способов он оказался выше – 10 кВт·ч/т. При этом способе измельчения оказался на порядок ниже износ рабочих органов. После сухого обогащения руды, измельченной роторно-струйным способом, с применением гравитации извлечение в богатый золото-серебряный концентрат составило: золота 63,5 % и серебра 60,1 %.

Интересные результаты получены Т.С. Юсуповым с сотрудниками при измельчении пробы гравитационного концентрата с использованием стержневой, шаровой мельниц и центробежного классифицирующего измельчителя непрерывного действия (ЦКИ). Измельчение проводилось в сухом режиме. Проба крупностью –1 мм измельчалась в стержневой мельнице до крупности –0,2 мм, затем измельченный материал доизмельчали в шаровой мельнице продолжительностью 20 мин при  $T:Ж = 1:0,8$ , а параллельная проба доизмельчалась в измельчителе ЦКИ до крупности –0,05 мм. Измельченные продукты поступали на обогащение на концентрационном столе. Содержание золота в концентрате стола после обогащения пробы, измельченной в ЦКИ, почти на порядок выше, чем в концентрате пробы, измельченной в традиционных мельницах. При одинаковом содержании золота в концентратах стола, полученных после измельчения проб в стержневой или шаровой мельницах и ЦКИ, извлечение золота в ЦКИ почти на 30 % выше.

Целевой расход электроэнергии при измельчении руд на разрушение минеральных агрегатов является актуальной задачей. Преобразование энергии при измельчении в кинетическую энергию дробящихся тел, передаваемую к разрушаемому материалу, происходит в несколько этапов. При переходе энергии из одного вида в другой значительная ее часть расходуется на процессы, не имеющие прямого отношения к разрушению измельчаемой горной массы. По данным многих авторов, до 80 % первоначальной энергии расходуется на нагревание аппаратов измельчения и мелющих тел.

Во всех измельчительных установках разрушение горной массы осуществляется вследствие контакта дробящей среды с разрушаемым материалом. Бесконтактная передача энергии сокращает ее расход. Одним из способов реализации энергии является ее передача в виде тепла с применением различных видов нагрева, в том числе и микроволнового. В работе А.Б. Хвана показано, что обычный нагрев золотосодержащей руды (куски руды 200...300 мм) до 1000 °С приводит к полному ее разрушению в течение 5...7 мин, но при этом расход электроэнергии составляет 25 кВт·ч/т, что в несколько раз превышает расход в обычных измельчителях. В этом случае, как и при измельчении, энергия расходуется на нагрев всего, что окружает разрушаемую горную массу. В отличие от тепловой электромагнитная энергия взаимодействует избирательно. Скорость передачи этой энергии значительно выше теплового способа. Так, вода в электромагнитном поле

нагревается быстрее, чем в тепловом поле, что объясняется скоростью передачи энергии (она близка к скорости света). Скорость передачи микроволновой энергии также высока. Микроволны легко проходят через стекло, пластик, бумагу, не воздействуя на них, но отражаются металлическими поверхностями, в результате чего стенки печи создают объемный резонатор. Микроволны могут проходить через кварцевый сродок с пиритом, не взаимодействуя с ним, но нагревая пирит и разрушая сродок изнутри – он как бы растрескивается и разваливается или внутри сродка образуются микротрещинки, через которые может поступать раствор растворителя пирита или золота. Микроволновую энергию могут поглощать различные примесные компоненты руды: оксиды железа, кристаллическая вода, оксиды других металлов и т.д., которые располагаются в дефектах кристаллической решетки или просто в сродках минеральных компонентов. При воздействии микроволновой энергии разрушение будет происходить по интеркристаллитным поверхностям. Расчетами А.Б. Хвана показано, что для разрушения кварца, в котором имеются мелкие включения золота, необходимо затратить энергии электромагнитного поля в 8000 раз меньше, чем на обычных измельчительных установках.

Испытания по микроволновой обработке золотосодержащих руд месторождений Кокпатае и Мурунтау в какой-то степени позволяют дать прогнозную оценку энергетических воздействий. Расход энергии составил 0,1...0,3 кВт·ч/т. В процессе этого воздействия сульфидная сера пирита восстанавливалась до элементной. При последующем цианировании извлечение золота в раствор составило 84 % (содержание золота в исходном пиритном продукте 12 г/т). В работе Т.С. Крыловой, В.В. Петренко, Л.П. Старчик исследовано влияние радиационно-химической обработки пучком ускоренных электронов (ПУЭ) на измельчаемость золотосодержащей руды и показатели цианирования, на сорбционные свойства сорбентов. Исследованы сульфидно-силикатная и сульфидно-карбонатная пробы руды. Предварительное облучение сульфидно-карбонатной пробы руды ПУЭ практически не влияет на ее прочность; обработка сульфидно-силикатной руды перед измельчением приводит к разупрочнению минерального комплекса.

Изучено влияние СВЧ-энергии на измельчение золотосодержащей руды месторождения Симангу (Западная Ява). Применение СВЧ-энергии в диапазоне 50...300 с снижает расход электроэнергии на 25...35 %. В ЮАР создана установка для обработки золотосодержащих руд СВЧ-энергией. Исследованы пиритные и арсенопиритовые золотосодержащие

руды. При СВЧ-обработке пирит окисляется до гематита и элементной серы при температуре ниже точки воспламенения серы и ограниченном доступе кислорода. Арсенопирит окисляется до магнетита, сульфида мышьяка и диоксида серы. При обработке углерод-золотосодержащей руды углерод окисляется до диоксида углерода, при этом извлечение золота увеличилось до 95 %. На одном золотоперерабатывающем комплексе извлечение золота при цианировании хвостов обогащения (Мексика) после СВЧ-обработки возросло с 50 до 90 %. Аналогичные результаты получены на Навоийском обогатительном комбинате.

Известно, что эффективность работы обогатительных фабрик значительно повышается с предварительной промывкой и классификацией руды на более узкие фракции по крупности. При промывке перед обогащением крупнокусковой рудный материал освобождается от налипших шламов. При увеличении модуля шкалы классификации эффективность обогащения повышается. Вибрационные конвейеры – грохоты (рис. 7.1), совмещающие операции отмывки, грохочения, транспортирования и распределения руды по бункерам представляют собой двухмассную резонансную уравновешенную колебательную систему, состоящую из двух органов – коробов, соединенных упругими связями, выполненных на резинометаллических блоках и установленных на опорах. На верхнем коробе имеется эксцентриковый провод. На основании под рамой конвейера установлены резиновые амортизаторы.

В таблице 7.1 приведена характеристика вибрационных грохотов.

Таблица 7.1

Техническая характеристика вибрационных конвейеров-грохотов

| Показатели                  | Значение для машины типа                                                       |                                                                                            |                                                                      |
|-----------------------------|--------------------------------------------------------------------------------|--------------------------------------------------------------------------------------------|----------------------------------------------------------------------|
|                             | КГВ-0,6/8                                                                      | КГВ-1,1/10,8                                                                               | КГВ-1,4/10,7                                                         |
| Назначение                  | Транспортирование, отмывка и разделение на 5 фракций руды крупностью до 200 мм | Транспортирование, контрольная отмывка и разделение на 3 фракции руды крупностью до 200 мм | Транспортирование и разделение на 4 класса руды крупностью до 300 мм |
| Сечение желоба, мм          | 240×580                                                                        | 329×950                                                                                    | 345×1200                                                             |
| Производительность, т/ч     | 20                                                                             | 120                                                                                        | 240                                                                  |
| Длина транспортирования, мм | 8750                                                                           | 10800                                                                                      | 10700                                                                |
| Эффективность грохочения, % | 85                                                                             | 90                                                                                         | 90                                                                   |
| Расход воды, м³/т           | 0,5                                                                            | 0,3                                                                                        | -                                                                    |
| Мощность двигателя          | 2×5,5                                                                          | 2×18,5                                                                                     | 2×18,5                                                               |
| Масса, т                    | 5                                                                              | 15                                                                                         | 18                                                                   |

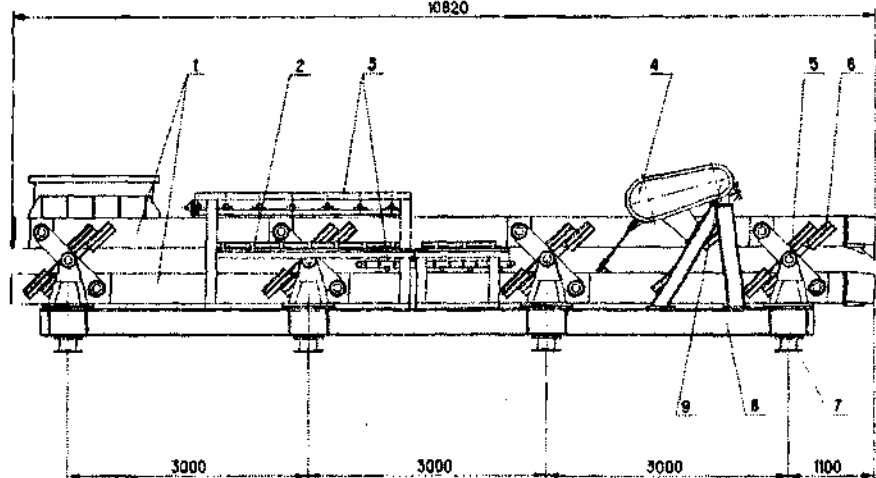


Рис. 7.1. Вибрационный конвейер-грохот:

- 1 - коробка; 2 - просеивающие поверхности; 3 - брызгала;  
 4 - эксцентриковый привод; 5 - опоры; 6 - упругие связи;  
 7 - амортизаторы; 8 - рама; 9 - двигатель

Для отмывки сильнозагрязненных руд применяют вибрационные конвейеры-промыватели КПВ-0,9. На базе этих конвейеров разработан рудосепарационный комплекс для покускового обогащения руд редких, цветных, черных, благородных и радиоактивных металлов (рис. 7.2). На комплексе возможно предварительное обогащение руд радиометрическим, рентгенометрическим, фотометрическим, электромагнитометрическим методами.

Селективная дезинтеграция горных пород возможна с применением метода гидродинамической кавитации. С разработкой струйных кавитационных генераторов ратационного типа появилась возможность реализации этого метода разрушения горных пород. Рекомендовано применение гидродинамического кавитационного генератора для обогащения: водоугольного топлива, отвалов горных пород, хвостов обогатительных фабрик; глинистых руд цветных, редких, благородных металлов; формовочных и стекольных песков; упорных руд и отвалов драгоценных металлов.

Обычно в классических схемах рудоподготовки цветных, редких, черных и благородных металлов для разделения материала по крупности используют в первой стадии измельчения спиральные класси-

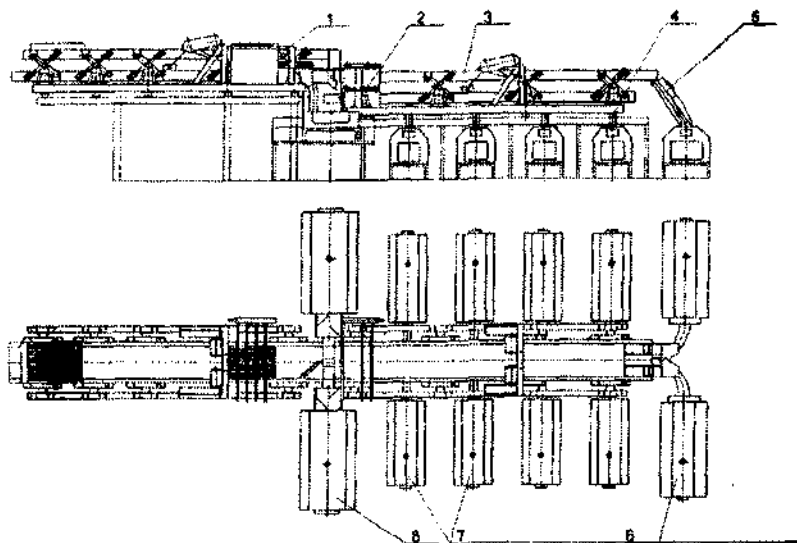


Рис. 7.2. Рудосепарационный комплекс для покускового обогащения полезных ископаемых:

- 1, 3 - конвейер-грохот вибрационный КГВ-1,2; 2 - система отмывки;  
4, 5 - перегрузочно-формирующие устройства (ПФУ); 6 - сепаратор УАС-100; 7 - сепаратор УАС-50; 8 - сепаратор УАС-200

фикаторы, возврат песков которых в мельницы создаст необходимые циркуляционные нагрузки. Эффективность классификации в спиральных классификаторах, использующих принцип стесненного падения частиц в жидкой среде, не превышает 50 %. В циркуляционную нагрузку попадают мелкие классы, которые перемельчаются и образуют труднообогащаемые шламистые классы крупности. Основным недостатком классификации в спиральных классификаторах является то, что в них по конструктивным и технологическим характеристикам невозможно выделить класс крупнее 2 мм, формирующий оптимальную по величине циркуляционную нагрузку, которая определяет производительность и гранулометрический состав первой стадии измельчения. В работах О.С. Богданова, П.В. Малярова предлагается для равномерного распределения загрузки мельниц, создания оптимальных циркуляционных песковых потоков в замкнутых циклах, использовать барабанные грохоты, как классифицирующие устройства, успешно используемые в схемах дезинтеграции и промывки песков рассыпных месторождений благородных и редких металлов.

Опыт использования барабанных классификаторов уже практикуется и в черной металлургии. Установка на горловине мельниц барабанных классифицирующих устройств позволяет выделить из слива мельниц первой стадии измельчения более крупные классы; эффективность выделения крупных классов в надрешетный продукт барабанных классификаторов возрастает при качественной промывке, которая может составлять около 100 %. Конструктивно просеивающая поверхность барабанных классификаторов может позволять использовать перфорацию отверстий сит с размером ячеек не менее 2 мм.

Значительный интерес представляет размольный агрегат, совмещающий процесс дробления и измельчения золотосодержащей руды в одном аппарате, предложенный А.И. Матвеевым. Действие роторной мельницы основано на дезинтеграции руды в барабанном агрегате без мелющих элементов. Ротор соосно смонтирован внутри барабана мельницы и вращается в противоположном направлении. Крупность исходного материала до 300 мм, измельченного до 2...5 мм. Вращающиеся роторы могут быть разной формы – конусной, ступенчатой, дисковой.

## **7.2. Практика гравитационно-флотационного извлечения золота**

Гравитационно-флотационные схемы обогащения руд применяют на большинстве золотоизвлекательных предприятий, используя различные способы интенсификации процессов и аппаратов.

М.В. Верхотуровым разработан шлюз маятникового типа с изменяющимся поперечным углом наклона. Текучесть и транспортировка материала вдоль шлюза достигается гидродинамическим воздействием и псевдооживлением. На шлюзе можно извлекать частицы золота крупностью до 0,04 мм и менее, обеспечивая высокое извлечение золота: крупностью +0,63 мм – 100 %; –0,63+0,315 мм – 97 %; –0,315+0,2 мм – 92 %; –0,2+0,074 мм – 86 %; –0,074+0 мм – 61 %. Последующая доводка концентрата на конусном концентраторе обеспечивает концентрацию золота до нескольких килограммов на тонну.

Н.А. Дементьевым исследованы различные центробежные концентраторы, в том числе «Итомак» и «Нельсон» на руде Васильковского месторождения. Руда малосульфидная, золото-кварцевая, прожилково-вкрапленная. Золото ассоциировано с кварцем и арсенипиритом; золото более чем на 90 % тонкое и тонкодисперсное и

вскрывается при измельчении 100 % класса  $-0,074$  мм; амальгамируемого золота 31 %, цианируемого до 90 %, упорного золота до 10 %. При грубом измельчении на отсадочной машине при обогащении материала крупностью  $-2+0,074$  мм выделяется 62,7 % золота (с перемывкой на концентрационном столе). По результатам исследования извлечение золота составило: на аппарате «Итомак» – 50,9 % (содержание золота в концентрате 10,7 г/т); в аппарате «Нельсон» – 47,1 % (содержание в концентрате 10,27 г/т).

Доводка черновых концентратов всегда сопряжена со значительными трудностями. Эффективность извлечения благородных металлов на концентрационном столе определяется качеством контакта частиц минералов с декой стола. Частицы минеральной смеси, состоящей из магнетита, арсенопирита и пирита со сложной морфологией и пластинчатые, извлекаются неудовлетворительно. А.А. Тиуновым изучено поведение частиц с разной морфологией. Наиболее эффективное осаждение минералов в зоне разрыхления – в зоне контакта поступающей пульпы с декой стола. При уплотнении пульпы в сторону уклона деки частицы со сложной морфологией вытесняются. Частицы округлой формы не транспортируются по межрифельным каналам из-за слабого контакта с декой. Частицы мелкого и тонкого золота имеют малую скорость продвижения по деке стола. Изменение конструкции и конфигурации рифлей позволяет уменьшить плавучесть мелкого и тонкого золота, обогащать неклассифицированный шлиховой материал крупностью до 30 мм с извлечением тонкодисперсного золота.

В ОАО «Уралмеханобр» разработаны центробежные концентраторы серии КБ с системой регулирования скорости вращения ротора и концентрационный стол СКДУ, промышленные испытания которых на рудах месторождений Качканара, Ханты-Мансийского, Валентинского, Каменского, Гайского, на клинкере Челябинского цинкового завода и других минеральных объектах в сравнении с аппаратами «Нельсон», Coldron, Yemeni показали хорошие результаты по извлечению частиц золота широкого спектра крупности.

Для руд золоторудного месторождения «Чудное» (Приполярный Урал) разработана гравитационная технология с использованием винтовых аппаратов. Руда с неравномерным вкрапленным мелким и тонким золотом содержит золото в широких пределах до сотен граммов на тонну. Порода представлена порфировыми рнолитами, пронизанными сетью кварцевых, кварц-альбитовых, серицитовых, карбонатных, гематитовых прожилок. Технологическая схема предусматри-

пает: дробление и измельчение руды до крупности  $-0,5$  мм, первую стадию обогащения – сепарацию на винтовых аппаратах, додрабливание промпродукта и хвостов сепарации до крупности  $-0,25$  мм и вторую стадию обогащения – винтовую сепарацию. На разных пробах получены гравитационные концентраты с содержанием золота  $116...278$  г/т (в руде –  $10...12$  г/т) при извлечении  $73...92$  %.

Фирмой ООО «Спирит» исследован винтовой шлюз ШВ-350 для извлечения золота из руды одного из месторождений Красноярского края. Золото в руде находится на  $27,9$  % в свободном виде, связанное с сульфидами (пирит, пирротин, халькопирит, арсенопирит, сфалерит, галенит)  $66,1$  % и с силикатами –  $6$  %. Нерудные минералы в основном представлены кварцем, золото раскрывается при крупности измельчения руды  $60$  % класса  $-0,074$  мм. На винтовом шлюзе из руды с содержанием золота  $2,3$  г/т получен концентрат с содержанием золота  $39,5$  г/т при извлечении  $79$  %; на концентраторе «Нельсон» получен концентрат с содержанием  $34,86$  г/т при извлечении  $80$  %; на концентрационном столе –  $50$  г/т и  $69$  % соответственно. Качество разделения на винтовом шлюзе аналогично концентратору «Нельсон».

Для сульфидно-окисленных кварцевых руд Дыльменского месторождения с содержанием золота  $5...6$  г/т, несмотря на то что золото на  $98$  % цианируемое, принята по экономическим соображениям гравитационно-гидрометаллургическая технология. Схема включает дробление, измельчение, гравитационное обогащение с выделением качественного концентрата для плавки, промпродукта для интенсивного цианирования и хвостов для кучного выщелачивания. Извлечение золота в гравиконоцентрат около  $20$  %, извлечение в сплав от плавки цинковых осадков кучного выщелачивания более  $47$  %. Аналогичная технология принята для кварцево-сульфидных руд Бамского месторождения ( $8$  % сульфидов).

Доводка гравиконоцентратов на предприятиях – проблема весьма непростая. В общем балансе извлекаемого рудного золота на обогащательных фабриках доля золота гравиконоцентратов составляет почти половину. Золото большинства изученных гравиконоцентратов, например Казахстана, на  $80...99$  % свободное. Оно имеет полидисперсный характер, разную степень концентрирования по классам. Основным способом доводки концентратов является раздельное центробежное концентрирование предварительно расклассифицированных на узкие классы крупности. Технология доводки концентратов обычно включает четыре стадии: подготовка и классификация; раз-

дельная гравитационная доводка классифицированного гравитационного концентрата; глубокая доводка концентратов с применением гидрометаллургических и обогатительных методов; получение чистого золота из обогащенных концентратов или сплава металл Доре.

Одним из методов доводки гравитационных или флотационных концентратов является бактериальное вскрытие. Однако накапливающийся в пульпе при разрушении арсенопирита мышьяк снижает скорость окисления сульфидов, при котором скорость вскрытия и выщелачивания золота максимальна. На золотонизвлекательных фабриках хвосты доводки гравитационных концентратов, как правило, перерабатывают гидрометаллургическими методами. В основном выбор такого метода объясняется тем, что золото в хвостах доводки находится в тонких сростках с другими минералами или находится в свободном виде, но с очень сложной морфологией, для которого неприемлемы гравитационные методы. М.Б. Евтушенко исследованы формы нахождения золота в хвостах доводки гравитационных концентратов, выделенных при обогащении руд месторождений «Ветренское» и «Коральевское». Установлено, что около 70 % золота в хвостах доводки свободное и по гранулометрическому составу соответствует золоту, извлекаемому в основном цикле флотации; при доизмельчении песковой фракции хвостов значительная часть золота раскрывается; однако не все золото может быть извлечено гравитацией. Золото крупностью более 0,1 мм – чешуйчатое, а менее 0,1 мм – пластинчатое. Предложенная схема извлечения золота из хвостов доводки предусматривает: доизмельчение хвостов доводки до 80...90 % класса  $-0,1$  мм; классификацию измельченного материала по классу крупности 0,1 мм; обогащение класса  $+0,1$  мм на магнитно-гравитационном сепараторе, а класса  $-0,1$  мм – на центробежном сепараторе с последующим обогащением концентратов на магнитно-гравитационном сепараторе. Исследованы продукты обогатительной фабрики Маднеульского ГОКа на центробежном концентраторе «Нельсон». Исследования выполнены в режиме: ускорение 60 g, расход оживающей воды 4 л/мин, крупность материала 42...69 % класса  $-0,074$  мм. На разных продуктах извлечение составило, %: на пробах руды – 12...36; на песках гидроциклона – 17...22; на хвостах флотации – 12...16; содержание золота в концентратах до 120 г/т. При одной и той же конечной степени измельчения руды извлечение золота только одной флотацией значительно ниже, а вместе с гравитацией оно повышается на 8...14 %.

В работе Ю.В. Благодатина, Б.А. Захарова и других по гравитационно-флотационной схеме на установке с использованием аппаратов «Нельсон» промышленными испытаниями показана перспективность концентраторов для доизвлечения драгметаллов из богатых хвостов или других продуктов при обогащении медно-никелевых руд; прирост извлечения платиноидов составляет более 10 %.

При флотационном обогащении сульфидных медно-цинковых руд месторождения «Барсучий Лог» до 50 % массы золота теряется с хвостами обогащения, в которых содержатся, %: сера 25; медь 0,8; цинк 1,5; свинец 0,3; золото 0,8 г/т; серебро 12 г/т. Предложена технология извлечения ценных компонентов, предусматривающая гравитационное выделение коллективного концентрата, содержащего барит и благородные металлы. Далее коллективный концентрат можно разделить методом флотации барита жирнокислотным собирателем, а камерный продукт – сульфидный золото-серебряный – подвергают цианидному выщелачиванию. Коллективный сульфидный концентрат, обогащенный цветными и благородными металлами после выделения баритового и какой-то части пиритного концентратов, можно направить на автоклавное выщелачивание.

Извлечение золота из упорных, в том числе углисто-глинистых руд, представляет значительные трудности. Интерес в этом отношении представляют руды месторождения «Бакырчик» (Казахстан), сложенные в основном углисто-глинистыми сланцами, минерализованными золотосодержащими сульфидами – арсенопиритом и пиритом. Содержание компонентов в руде составляет, %: золота 8,2 г/т;  $\text{SiO}_2$  61,2;  $\text{Al}_2\text{O}_3$  14,6; Fe 4,1; CaO 2; MgO 1,5;  $\text{K}_2\text{O} + \text{Na}_2\text{O}$  2,3; C 3,4; S 1,5; As 0,9. Золото тонкое и тесно ассоциировано с сульфидами. Одним из вариантов технологической схемы обогащения принята гравитационно-флотационная с получением коллективного золотосодержащего концентрата – Au 67 г/т, S 10 %, As 5,8 %, углерода 11,8 %. Извлечение золота в концентрат 86...92 %. Схема представлена на рис. 7.3. Расход флотореагентов составляет, г/т руды: бутиловый ксантогенат 550; бутиловый аэрофлат 20; медный купорос 500; сосновое масло 158; известь 500.

При гравитационно-флотационном, сорбционном и других гидрометаллургических процессах извлечения золота из упорных руд шламы являются нежелательным примесным компонентом, снижающим эффективность и показатели переработки минерального сырья. В большинстве случаев тонкодисперсные шламы крупностью менее

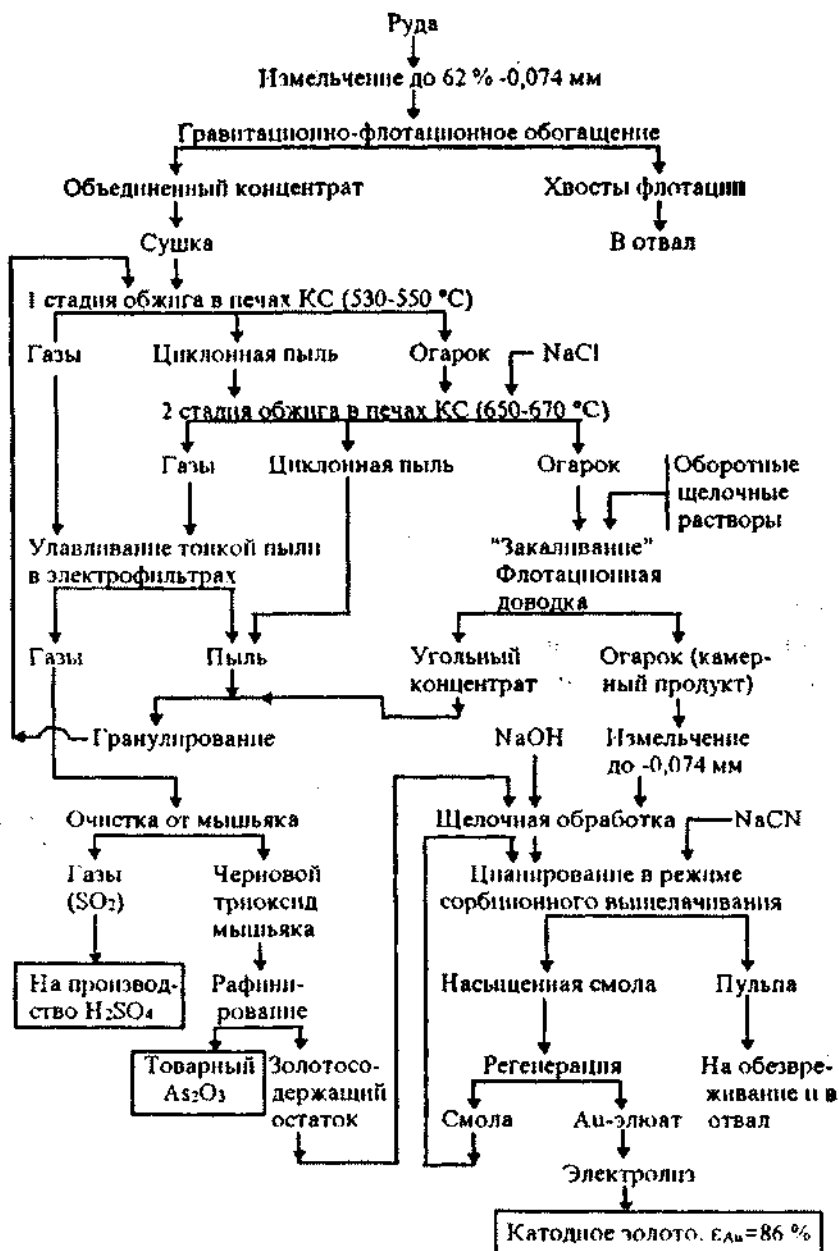


Рис. 7.3. Рекомендуемая схема переработки руды Бақырчикского месторождения

0,01 мм содержат незначительные включения золота и могут быть выделены в отвальный продукт с использованием механического (классификация) или флотационного обесшламливания. Для дешламации применяют конусы, сгустители, гидроциклоны и другие классифицирующие аппараты. Иногда классификацию совмещают с дезинтеграцией глинистого материала в промывочных аппаратах (барабанные скрубберы, вибрационные грохоты, спиральные или чашевые классификаторы и другие устройства). Дешламация сокращает объем перерабатываемого минерального материала до 80 % и более, повышает содержание золота в исходном материале, снижает расход реагентов при флотации и цианировании, повышает скорость технологических процессов и показатели извлечения золота, а если необходимо – позволяет увеличить производительность золотонизвлекательной фабрики. Иногда обесшламливание в гидроциклонах применяют между стадиями флотации или на хвостах основной флотации с последующим использованием песковой фракции для закладки выработанного пространства на руднике. Обесшламливание применяют для выделения в отвальный продукт глинистой и углистой фракций рудного материала, склонных к переизмельчению. Так, при гравитационно-флотационном извлечении золота из руд месторождения «Сухой Лог» в иловую фракцию крупностью менее 0,03 мм гидроциклонированием выделяют углистые сланцы (25 % от массы руды) с содержанием золота 0,2 г/т (как и в хвостах флотации). Углистые сланцы, перешедшие в песковую фракцию гидроциклонов, при последующей пересчетной флотации основного концентрата остаются в камерном продукте.

В ряде случаев углеродсодержащие фракции золотосодержащих руд выделяют флотацией. Углистые сланцы обычно флотируют с использованием керосина. Наиболее эффективно флотация углеродсодержащих минералов проходит, если в руде отсутствуют сульфиды. В этом случае углеродный пенный продукт является отвальным по содержанию золота. При наличии сульфидных минералов они также достаточно легко переходят в пенный продукт; если в качестве пенообразователя применяют соевое масло, то тонкое металлическое золото также флотируется, и тогда возникает необходимость металлургической переработки концентрата на золото. В ряде случаев проводят последовательную флотацию углеродсодержащих минералов, затем сульфидов; пенные продукты могут быть объединены в общий концентрат для последующей совместной переработки. Примером последовательной флотации углерода и сульфидов являются обо-

гательные фабрики «Кэннон» (США) и «Бакырчик» (Казахстан). Руду измельчают в две стадии до крупности 95 % класса  $-0,074$  мм. После первой стадии измельчения флотируют углерод, после второй стадии – проводят флотацию сульфидов. Расход реагентов составляет, г/т: известь 50, бутиловый ксантогенат 300; медный купорос 600; сосновое масло 100; продолжительность флотации 12 мин.

Интересен опыт работы Тассевской золотонизвлекательной фабрики (ЗИФ), перерабатывающей глинистые руды с тонковкрапленным золотом. Золото тесно ассоциировано с кварцем и сульфидами. Для раскрытия тонкого золота принята трехстадиальная схема измельчения, позволяющая получить тонкий помол 97 % класса  $-0,074$  мм. Измельченный материал классифицируется в гидроциклонах на иловую и песковую фракции, каждая из которых поступает в отдельный цикл флотации в известковой среде. В качестве собирателя используют бутиловый ксантогенат 150...220 г/т и сосновое масло 40...60 г/т. Извлечение золота из богатой руды 90...95 %; из бедной руды с содержанием 2 г/т извлечение золота 60 %.

Известен способ выделения углистых сланцев с использованием обогащения в тяжелых суспензиях применительно к рудам месторождения «Сухой Лог». Руду, содержащую, %:  $\text{SiO}_2$  55,8;  $\text{Al}_2\text{O}_3$  15,2; Fe 5,2; CaO + MgO 5;  $\text{Na}_2\text{O} + \text{K}_2\text{O}$  5,9;  $\text{C}_{\text{орг}}$  1,8; S 1; Au 3,6 г/т, после дробления классифицируют на фракции  $-40+2$  мм и  $2+0$  мм. Крупную фракцию обогащают на колесном сепараторе в суспензии плотностью  $2,84 \text{ г/см}^3$  (утяжелитель – гранулированный ферросилиций в смеси с магнетитом); тяжелую фракцию дроблят, доизмельчают до крупности 60...70 % класса  $-0,074$  мм и подвергают гравитационно-флотационному обогащению. Обогащение в тяжелых суспензиях позволяет вывести в отвальный продукт более половины рудной массы в виде легкой фракции углеродсодержащих сланцев с содержанием в них золота на уровне содержания его в хвостах флотации.

В ОАО «Иргиредмет» исследована активация флотации золота из глинистых руд с применением карбамида, медного купороса, цианэтилированного дитиокарбамата, солярового масла, биогестерокоагуляции. Биогестерокоагуляция основана на избирательной сорбции тонких частиц металлов (коллоидных частиц золота) некоторыми видами микроорганизмов. При этом образуются прочные биоминеральные агрегаты, в которых содержание золота может быть в десятки и сотни раз больше, чем в исходном продукте. Биоминеральные агрегаты из пульпы или суспензии можно выделить флотацией. В сравнении с

обычной флотацией извлечение золота при флотации биомассы выше на 5...24 %. Аналогичные результаты по флотации биоминеральной массы получены П.М. Соложенкиным в Институте проблем комплексного освоения недр РАН (ИПКОН).

Из упорных медных, сурьмяных, пирротиновых, сернистых и теллуристых золотосодержащих руд извлечение золота по рекомендациям ОАО «Иргиредмет» осуществляют по комбинированным схемам обогащения (гравитация, флотация, рудосортировка и другие) и с применением химико-металлургических процессов (обжиг, щелочное или кислотное выщелачивание цветных металлов, цианирование, тиокарбамидное выщелачивание, плавка и другие способы извлечения золота и серебра).

Интересен опыт ряда зарубежных гравитационно-флотационных фабрик.

На фабрике «Итогон» (Филиппины) перерабатывают руды с содержанием золота 4 г/т, основная масса которого ассоциирована с пиритом. Руда после трех стадий дробления и двух стадий измельчения в шаровых мельницах поступает на флотацию. Флотационный золотосодержащий концентрат, в который извлечение золота составляет 93 %, доизмельчают и цианируют. В схеме рудоподготовки предусмотрена после первой стадии дробления промывка руды от первичных шламов.

На обогатительной фабрике «Мак-Интайр» (Канада) принята гравитационно-флотационная схема с измельчением руды до крупности 85 % класса  $-0,2$  мм. В замкнутый цикл измельчения включена отсадочная машина для извлечения крупного и мелкого золота, слив классификации флотируют, а объединенный флотационно-гравитационный концентрат доизмельчают до крупности 85 % класса  $-0,04$  мм и цианируют.

На обогатительной фабрике «Артур Вайт» (Канада) арсенопирит-пиритовую руду (10 % сульфидов) с содержанием 10 г/т золота измельчают в стержневой и шаровой мельницах. Шаровая мельница работает в замкнутом цикле с отсадочной машиной и гидроциклоном. Гравитационный концентрат доводят на концентрационном столе и направляют на плавку. Извлечение золота в цикле гравитации составляет 15...17 %. Слив второй стадии измельчения (70...75 % класса  $-0,074$  мм) после обезвоживания в сгустителе цианируют. Хвосты цианирования с содержанием 0,8...1,5 г/т золота флотируют в колонных флотомашинах. Флотоконцентрат содержит 30 г/т золота при извлечении 50 % (от операции) или 5 % от руды. Общее извлечение золота составляет 89 %.

Обогащительная фабрика «Кембелл» (Канада) перерабатывает пирит-арсенопиритовые богатые руды с тонкодисперсным и крупным золотом. Содержание золота до 20 г/т. В схему обогащения (рис. 7.4) включены: отсадка, перечистка гравияконцентрата на концентрационных столах, флотация, обогащение на винтовых сепараторах флотационного концентрата, предварительно обожженного и измельченного, цианирование хвостов флотации.

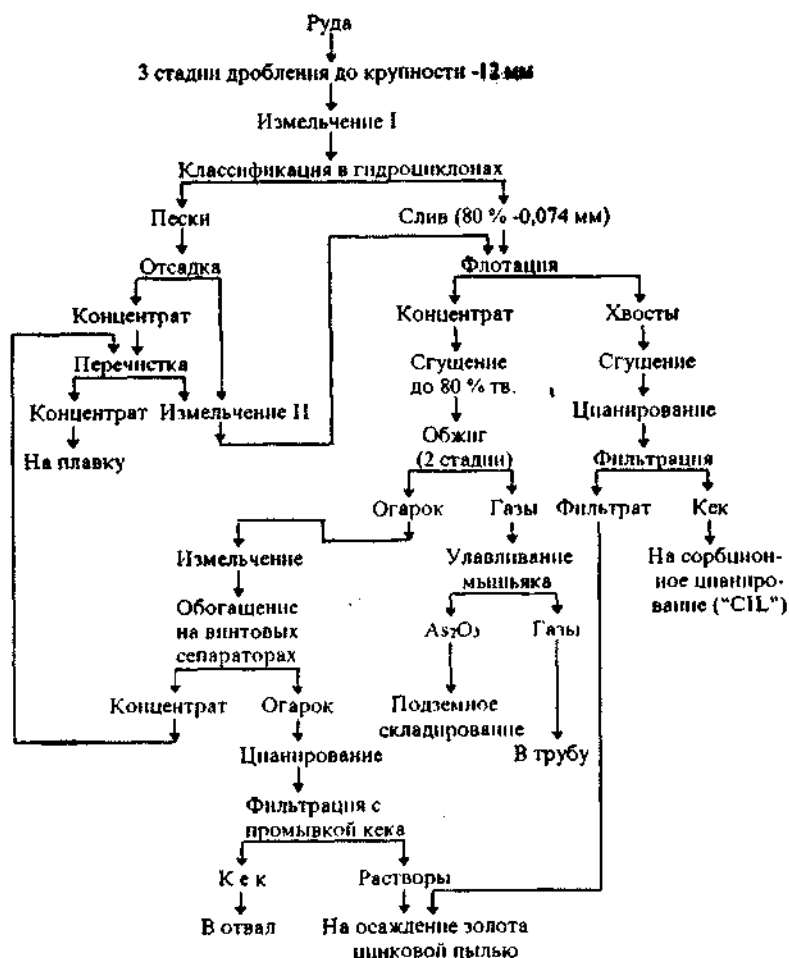


Рис. 7.4. Схема обогащения на фабрике «Кембелл»

На обогатительных фабриках ЮАР перерабатывают пирит-арсенопиритовые руды по схеме: гравитация – флотация – цианиро-

вание флотоконцентрата и хвостов. Руды богатые, содержат до 20 г/т золота. Гравитационный концентрат направляют на плавку, промпродукт гравитации – на обжиг, хвосты – на флотацию. Хвосты флотации цианируют с сорбцией золота на угле или осаждением цинковой пылью. Сквозное извлечение золота 90 %.

На обогатительной фабрике «Кэннон» (США) перерабатывают пиритизированные окремненные песчаники с включениями карбонатов и свободного углерода. Золото связано с пиритом и углеродом, его содержание составляет 8...10 г/т. Схема включает две стадии измельчения до крупности 95 % класса  $-0,074$  мм, межстадиальную и основную флотацию. Флотационный концентрат цианируют.

Обогатительная фабрика «Остин» (США) перерабатывает руды сложного состава, содержащие сульфиды железа, мышьяка, сурьмы, угнистое вещество, содержание золота 6,9 г/т. Схема (рис. 7.5) предусматривает измельчение в шаровых мельницах до крупности менее  $0,074$  мм, флотацию, биовыщелачивание, цианирование. Извлечение золота во флотационный концентрат 82...87 %. Степень окисления сульфидной серы более 80 %; нейтрализацию пульпы проводят с известью, промывку ведут противоточной декантацией. Извлечение золота при цианировании 90 %. Аналогичная технология, но без флотации, принята на обогатительной фабрике «Тонкин Спрингс» (США), на которой перерабатывают руды с тонкозернистыми сульфидами, тонким и тонкодисперсным золотом, содержание которого составляет 3,9 г/т. В схеме предусмотрено биоокисление. Температура пульпы при биоокислении и выщелачивании 30...40 °С. Извлечение золота 90 %, а при прямом цианировании 60 %.

На урановом предприятии «Эрго» (ЮАР) перерабатывают лежащие хвосты с извлечением из них золота, урана и получением серы в виде сернистого газа, пригодного для производства серной кислоты. Золото находится в нерастворимых в цианиде формах, для вскрытия которых необходим окислительный обжиг. Хвосты после репульпации до 39 % твердого флотируют при pH 3,5...4,0; расход флотореагентов, г/т: меркаптобензотриазол натрия (собиратель) 85; дитиофосфат 12 (собиратель); дауфрос 200 (вспениватель); сульфат меди 30 (активатор). Флотационный концентрат с содержанием 10 г/т золота, 400 г/т урана, 30 % сульфидной серы при извлечении 45, 25 и 82 % соответственно, сгущается и поступает на выщелачивание урана серноокислотным раствором, из которого он извлекается жидкостной экстракцией с последующей рекстракцией в виде диураната натрия.



...с. 7.5. Схема обогащения на фабрике «Остин»

Кек выщелачивания (пиритный концентрат) после окислительного обжига при температуре 650...750 °С в печах кипящего слоя (КС) и переводом его в огарок с содержанием 15 г/т золота охлаждают до 70 °С водой, обезвоживают в сгустителях и направляют на цианирование по схеме полного илового процесса. Золото из раствора осаждают цинковой пылью с последующей кислотной обработкой, обжигом и плавкой в электропечи. Извлечение золота при цианировании 90 %. Хвосты фильтрационного цианирования и хвосты флотации направляют на доизвлечение золота методом «Cih» по схеме: угольная сорбция – элюирование из угля щелочными цианистыми растворами с последующим осаждением цинковой пылью.

На фабрике «Серро Колорадо» (Испания) перерабатывают руду «железной шляпы», представленной гематитом, лимонитом с содержанием золота 2,4 г/т и серебра 39 г/т. Благородные металлы тонкодисперсно вкраплены в рудообразующие минералы, что предопределяет весьма тонкий помол перед цианированием. В схеме предусмотрена промывка руды в скруббере после первой стадии дробления в щековой дробилке с целью удаления глинистого материала. Класс -16 мм после промывки поступает в измельчительный цикл, а класс +16 мм – на вторую стадию дробления и грохочения на вибрационных грохотах. Измельчение осу-

ществляют в шаровых мельницах в три стадии. Крупность измельченной руды после второй стадии 70 % класса  $-0,074$  мм и после третьей стадии 80 % класса  $-0,044$  мм; измельчение мокрое без добавки цианида натрия. Выщелачивание золота раствором цианида осуществляется в пачуках с последующим осаждением его цинковой пылью. Сквозное извлечение золота 90 %, серебра 40 %.

Обогатительная фабрика «Дилнайт» (Канада) перерабатывает пирротинсодержащую золотую руду с содержанием 8 % пирротина и 10 г/т золота по гравитационно-флотационной схеме (рис. 7.6). Фло-

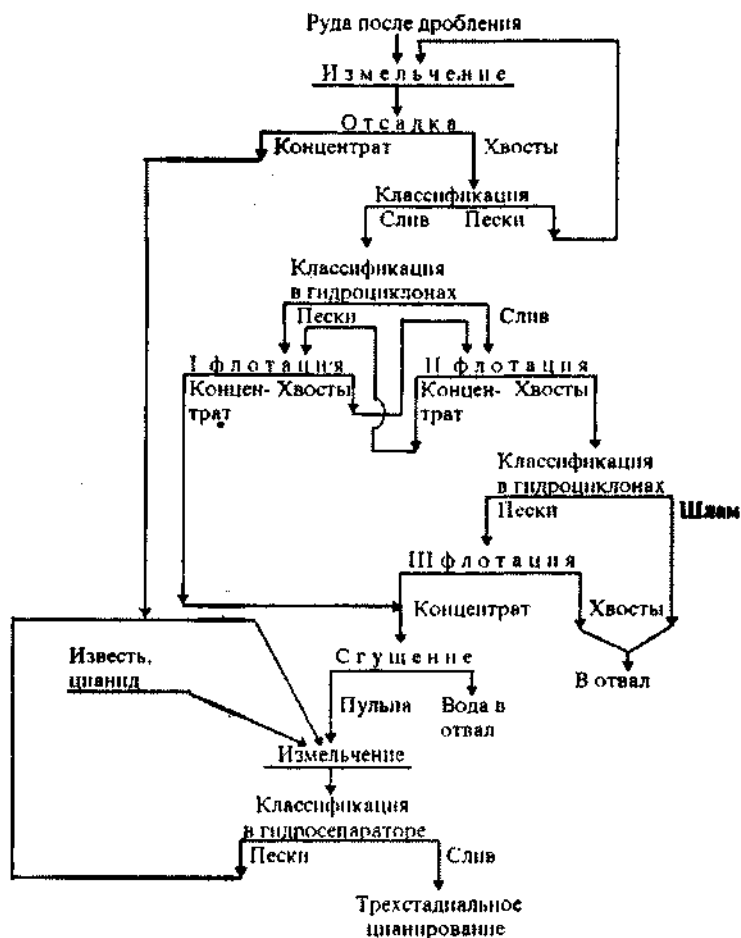


Рис. 7.6. Схема обогащения на фабрике «Дилнайт»

тационный и гравитационный концентраты совместно доизмельчают в цианистых растворах и цианируют в три стадии; золото из раствора осаждают цинковой пылью. Извлечение золота 94,4 %.

На обогатительной фабрике «Коппер Рэнд» (Канада) перерабатывают пирротин-пиритсодержащую медно-золотую руду с содержанием до 7 г/т золота и 2,1 % меди. Руда измельчается в три стадии: первая – в стержневой мельнице в открытом цикле; вторая и третья стадии – в шаровых мельницах, работающих в замкнутом цикле с гидроциклонами. Слив гидроциклонов третьей стадии крупностью 70 % класса  $-0,074$  мм поступает на флотацию. Извлечение крупного золота осуществляется на отсадочной машине на сливе стержневой мельницы (рис. 7.7).

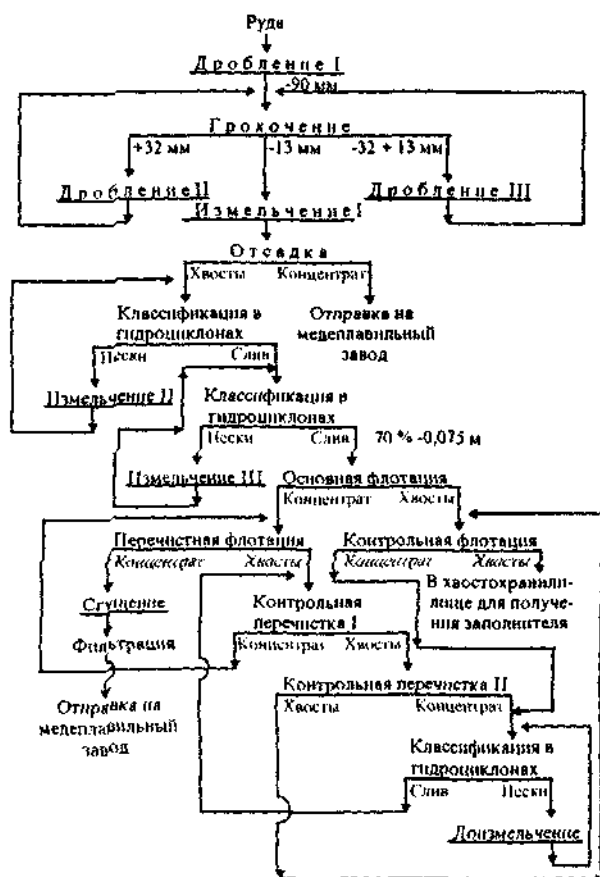


Рис. 7.7. Схема обогащения на фабрике «Коппер Рэнд»

Флотацию проводят на флотомашинах «Максвелл МХ-12» и «МХ-10» с объемом камер 40 и 20 м<sup>3</sup> соответственно. На контрольной и пересчетной операциях установлены флотомашин «Денвер» объемом 6...8 м<sup>3</sup> и 5,7 м<sup>3</sup>. Расход реагентов, г/т: амиловый кеантогенат 125; метилизобутилкарбинол 27; S-4037 (собираатель) 20; цианид натрия 37; известь 1000. Извлечение металлов, %: золота 84; серебра 68,6; меди 97,6. Концентраты отправляют на медеплавильный завод.

Обогатительная фабрика «Опемиска» (Канада) перерабатывает руду аналогичного вещественного состава; содержание металлов: золота 2,8 г/т; серебра 8,7 г/т; меди 1,16 %. При флотационном обогащении получают концентрат с содержанием золота 41 г/т; серебра 123 г/т; меди 21 % при извлечении: 89,6; 82,4; 96,4 % соответственно. Применяемые флотаторсодержащие: амиловый кеантогенат калия, Дауфрос-250, известь.

На обогатительной фабрике «Хорешу» (Австралия) перерабатывают золотосодержащую руду с содержанием золота 3,9 г/т; серебра 35 г/т; меди 4,1 %. Применяют гравитационно-флотационную схему. Измельчение двухстадиальное в шаровых мельницах до крупности 75 % класса -0,074 мм; предусмотрена флотация сульфидных и окисленных минералов (рис.7.8). Флотационный концентрат содержит до 40 г/т золота, 360 г/т серебра и 30 % меди.

На фабрике «Оянкос» (Чили) обогащают сульфидно-окисленную золото-медную руду с содержанием 14 г/т золота и до 1,4 % меди. Медь представлена халькопиритом, хризокolloй, малахитом, азури-том. В руде присутствуют пирит, марказит, пирротин, сфалерит. Золото в основном ассоциировано с пиритом и лимонитом. Часть золота покрыто гидроксидными пленками. Схема флотационная. В измельчение задают цианид натрия, известь и сосновое масло. Флотацию проводят при pH 9,4...9,6; в качестве собирателей используют аэрофлот Н (20 г/т), аэроксантогенат 301 (60 г/т), аэрофлот 208 (60 г/т), цианид (0,44 г/т), известь (800 г/т), флотомасло (90 г/т). Для флотации окисленных минералов добавляют мыла эфирных кислот, дауфрос 250 и креозот. Концентрат содержит 113,8 г/т золота и 24,2 % меди при извлечении 82 и 81,5 % соответственно.

На обогатительной фабрике «Пэмоур Поркью Пайн» (Канада) перерабатывают медно-золотую руду с содержанием золота 2,5 г/т по гравитационно-флотационной схеме. Схема измельчения двухстадиальная. На выходе шаровой мельницы первой стадии, работающей в открытом цикле, установлены отсадочные машины для улавливания

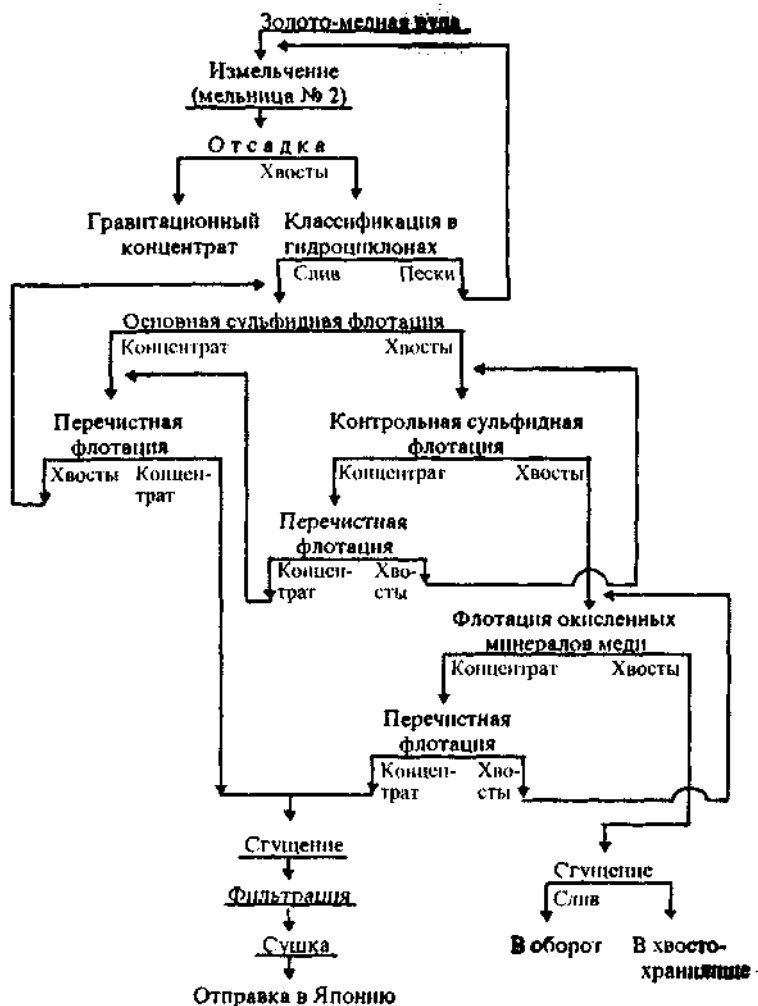


Рис. 7.8. Схема обогащения на фабрике «Хорешу»

золота и золотосодержащего пирита. Легкую фракцию отсадочных машин направляют на вторую стадию измельчения в шаровой мельнице, работающей с гидроциклонами, слив которых флотируют с получением медного концентрата. Концентрат содержит: меди 20 %, железа 35 %, серы 36 %, золота 97 г/т, серебра 157 г/т. Хвосты медной флотации доизмельчают в трубной мельнице и направляют на пиритную флотацию. Применяемые реагенты: изопропиловый, изоамиловый и амиловый

ксантогенаты; аэрофлоты 20 и 25; сульфат меди, сосновое масло. Шламы депрессируют реагентом «Гуартех СМ-1047». Пиритный и гравитационный концентраты доизмельчают и цианируют. Извлечение золота 93 %. Золото из раствора осаждают цинковой пылью.

Обогащительная фабрика «Квемонт» (Канада) перерабатывает золото-содержащую медно-цинковую пирит-пирротиновую руду. В руде содержится, %: халькопирит 4,6; сфалерит 3,7; пирит 22; пирротин 32; кварц и илюмосиликаты 28; золото 4,8 г/т; серебро 30 г/т; медь 1,6; цинк 2,2. Золото находится в форме электрума, ассоциировано с халькопиритом и пиритом и в виде теллуридов. Схема (рис.7.9) включает: измельчение руды в две стадии до крупности 50 % класса  $-0,074$  мм, три стадии последовательной флотации – медной, цинковой, пиритной; азрационное кондиционирование в каждом цикле; улавливание части крупного и мелкого нефлотируемого золота из части пульпы концентратов и хвостов флотации на шлюзах с матерчатым покрытием; доизмельчение хвостов пиритной флотации перед контрольной до крупности 84 % класса  $-0,074$  мм.

Пиритный концентрат вместе с хвостами перерешетки медного концентрата после доизмельчения до крупности 100 % класса  $-0,074$  мм цианируют. Применяемые реагенты: сода, сульфит натрия, цианистый натрий, реагент 208, пентазоламилксантогенат калия, сосновое масло (медный цикл); медный купорос, известь, сульфат аммония, цианид натрия, реагент 208, пентазоламилксантогенат калия (цинковый цикл); вторичный бутиловый спирт, этилксантогенат калия (пиритный цикл). Извлечение металлов, %: медный концентрат – меди 93,2; золота 77; серебра 57; цинка 13,5; цинковый концентрат – цинка 75; меди 2,0; золота 2,1; серебра 5,3.

На фабрике «Дамэгми» (Канада) обогащают сульфидно-вкрапленную руду с содержанием 4,79 г/т золота и 8,39 г/т серебра. Гравитационно-флотационная схема включает: выделение золотого гравитационного и флотационного золото-медного концентратов, перерабатываемых плавкой на медном заводе, и цианирование хвостов флотации по угольно-сорбционной технологии. Измельчение осуществляют в одну стадию в шаровых мельницах, работающих в замкнутом цикле со шлюзом и гидроциклонами. Слив гидроциклонов флотируют на флотомашинах «Максвелл» и «Дорр-Оливер» с уменьшением объема камер к концу фронта флотации. Флотационные концентраты доизмельчают и перерешивают в известковой среде при pH 11,5 (для депрессии пирита). Золотосодержащий медный концентрат направляют на плавку. Хвосты контрольной и перерешетной флотации цианируют.





Концентрат конусных сепараторов с содержанием 30 г/т при извлечении золота 70 % классифицируют на дуговых грохотах по классу 0,4 мм с переситкой подрешетного продукта на винтовых аппаратах, а затем на шлюзах Вермана. Надрешетный продукт обогащают на отсадочной машине Денвера, концентрат которой переочищают на шлюзах. Промпродукты переосаждения возвращают в измельчение. Флотацию легкой фракции Рейчерта после классификации в гидроциклонах ведут в режиме получения коллективного концентрата, содержащего 6 % висмута, 23 % меди, 40 г/т золота. После селекции получают висмутовый концентрат с содержанием висмута 13 %, меди 23 %, золота 45 г/т и медный концентрат, содержащий 0,7 % висмута, 24 % меди и 20 г/т золота. Для подавления флотации минералов меди используют цианид натрия (300 г/т). Концентраты перерабатывают гидрометаллургическими методами.

На обогатительном комплексе «Олимпик Дэм» (Австралия) перерабатывают сульфидную золото-медную урансодержащую руду с содержанием меди до 3,7 %, золота 0,59 г/т, серебра 22,6 г/т и урана 0,13 %. Медь в руде представлена халькопиритом, борнитом, халькозинном. Схема включает: коллективную флотацию сульфидов меди и золота; доизмельчение концентрата с последующим гравитационным извлечением богатых фракций золота, серебра и меди, перерабатываемых раздельно по пирометаллургической схеме; гидрометаллургическую схему выщелачивания хвостов гравитации (кислотная с выщелачиванием урана); флотацию ксена в щелочной среде (рис. 7.11) с получением сульфидно-золотого концентрата для плавки.

Комплекс «Консолидейтед Мэрчисон» (ЮАР) перерабатывает золото-сурьмяные руды. Золото в руде находится в свободном виде и в форме субмикроскопических включений в сульфидах сурьмы. Значительная часть золота тесно ассоциирована с арсенопиритом. Порода представлена кварцем, доломитом, хлоритом и тальковыми минералами. Руда содержит золото 2 г/т; сурьму 1,8 %; мышьяк 0,2 %. Руду измельчают в две стадии в шаровых мельницах. После каждой стадии измельчения ведут гравитационное обогащение (рис. 7.12).

Разгрузку мельниц направляют на полиуретановый грохот с отверстиями 2×25 мм. Надрешетный продукт – гальку – возвращают в мельницу, а подрешетный (45 % класса –0,074 мм) поступает на гравитацию на двухсторонние рогационные столы. Легкую фракцию столов классифицируют в гидроциклонах с направлением песков на вторую стадию измельчения. На сливах мельниц второй стадии установлены концентрационные столы с кордеросовым покрытием. Слив

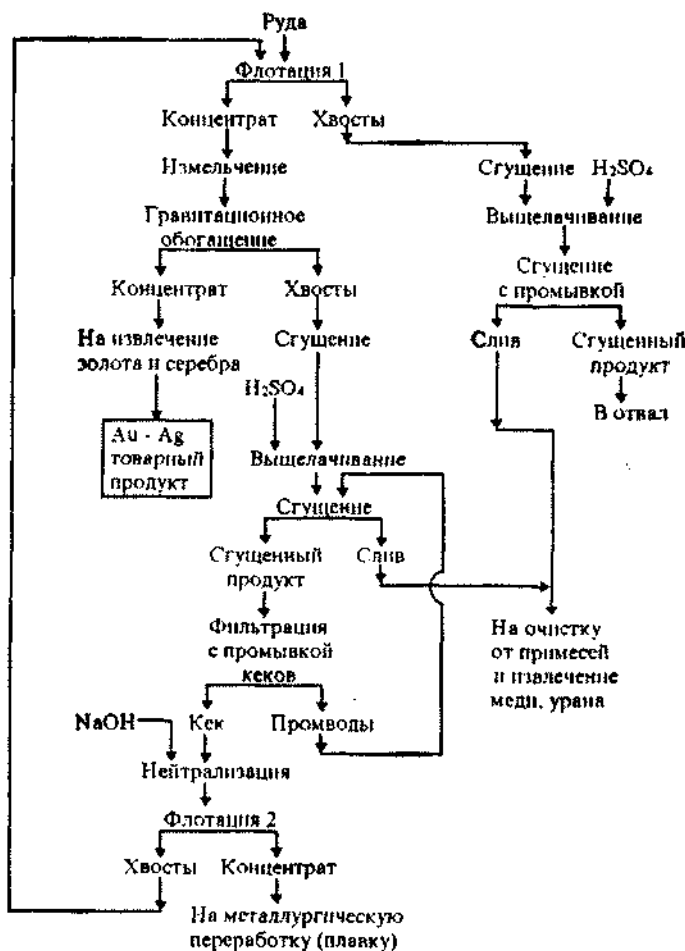


Рис. 7.11. Схема обогащения на фабрике «Олимпик Дэм»

гидроциклонов пропускается еще через серию кордеролевых столов. Концентраты всех стадий гравитации перечищают вместе на столах Джеймса. Извлечение золота в гравитационном цикле 27...37 %. Легкая фракция гравитации поступает на флотацию. Флотацию минералов сурьмы и тонкого золота ведут бутиловым кеантогенатом, аэро-промотором 208, дитноофосфатом; активатор сурьмы – нитрат свинца, депрессор породных минералов – декстрин, pH во флотации 6...7 регулируется серной кислотой. Для снижения флотируемости сульфидов мышьяка добавляют цианид натрия до 80 г/т. Во флотационный

золото-сурьмяный концентрат извлекают золота до 40 %, содержание в нем золота 30 г/т. Концентрат перетищают на концентрационном столе и цианируют. Из раствора золото извлекают активными углями. Кек вышелачивания (сурьмяный концентрат) после обезвоживания и сушки поступает в переработку на триоксил сурьмы

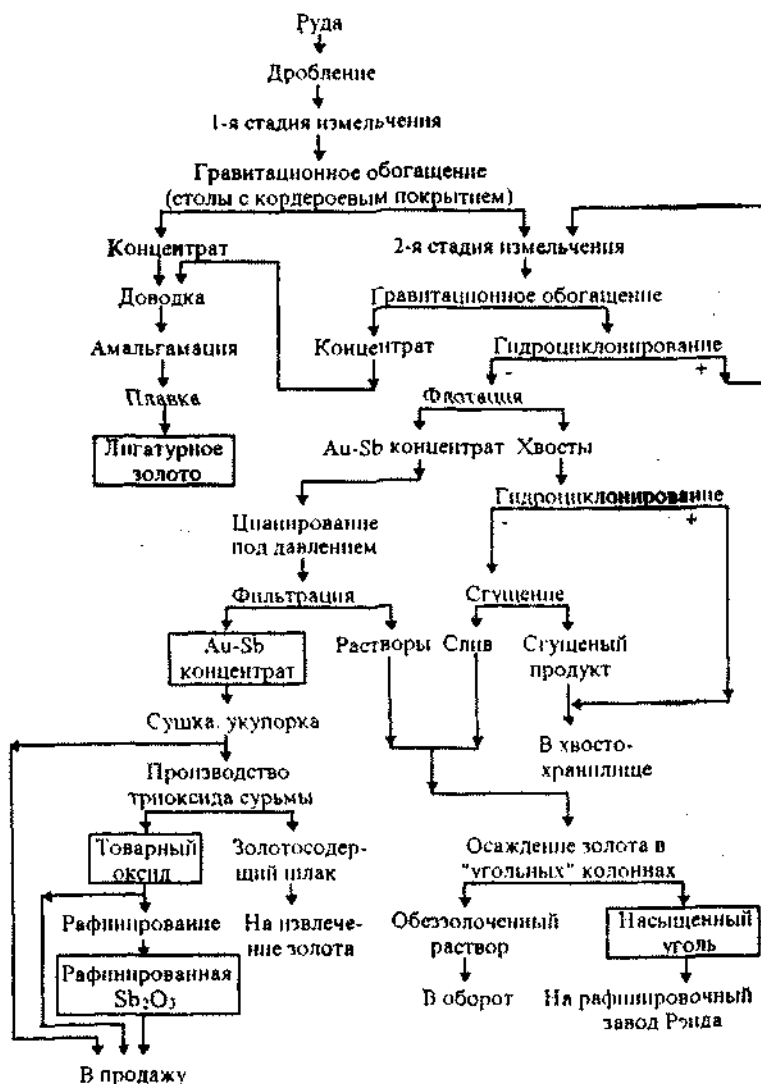


Рис. 7.12. Схема обогащения на фабрике «Консолидтейд Мурчисон».



включает: коллективную флотацию при pH 8,4; которая ведется при расходе реагентов: кальцинированная сода (317 г/т); каустик (227 г/т); собиратель Z-11 (110 г/т); уксусно-кислый свинец (340 г/т); медный купорос (180 г/т). Хвосты сульфидной флотации поступают на шеслитовую флотацию. Сурьмяный и золотой концентраты отдельно подвергают окислительному обжигу при температурах 350...730°C с последующей переработкой огарков с получением конечной продукции.

Обогащательная фабрика «Хиллгров» (Австралия) перерабатывает стибнитовые (сурьмяные) руды жильного типа, содержащие пирит, пирротин, арсенопирит, шеслит, графит, золото. Минералы породы – кварц, хлорит, кальцит. Руда содержит сурьму 4,5 %, золото 9 г/т. Измельчение ведут в одну стадию. На мельнице смонтирована бутара с размером отверстий 3 мм. Мельница работает в замкнутом цикле с гидроциклонами. Верхний продукт бутары возвращается в мельницу. Подрешетный продукт бутары (слив мельницы) поступает на конусный сепаратор Рейчарта, концентрат которого переочищается сначала на винтовых сепараторах, а затем на концентрационном столе. Гравитационный концентрат содержит 2000 г/т золота при извлечении 40 %. Слив гидроциклонов крупностью 60 % класса –0,074 мм поступает на флотацию. Вначале флотируют сурьму этиловым ксантогенатом (107 г/т) и метилдизобутилкестоном с добавками активатора – азотно-кислого свинца (1600 г/т). Стибнитовый концентрат содержит 60 % сурьмы, 0,4 % мышьяка и 40 г/т золота; извлечение сурьмы 95 %. Затем флотируют арсенопирит; в концентрате содержится мышьяк 20 %, сурьма 5 %, золото 200 г/т (извлечение золота от операции 70 %). Золото из сурьмяного концентрата извлекают выщелачиванием кислыми растворами тиокарбамида, из которых его осаждают на активных углях.

На золоторудном комплексе «Калгурли» (Австралия) руды представлены упорными сульфид-теллуристыми формами. Золото в них находится в самородном состоянии, но тесно ассоциировано с пиритом, арсенопиритом, халькопиритом и теллуридами. Схема измельчения двухстадийная: первая стадия в стержневой, вторая – в шаровых мельницах. Измельчение руды осуществляется до крупности 75 % класса –0,074 мм. Для улавливания свободного золота на сливе стержневой мельницы установлены концентрационные столы; концентрат амальгамируют и после отпарки амальгамы плавят на слитки золота. После второй стадии измельчения проводят флотацию сульфидов и золота. Сульфидный концентрат и хвосты флотации отдельно сгущают и цианируют. Для сульфидного концентрата применяют цианирование

в две стадии с промежуточным окислительным обжигом, при котором вскрывается золото, связанное с сульфидами и теллуридами. Золото из цианистых растворов осаждают цементацией цинковой пылью.

Обогатительная фабрика «Арктик» (Канада) перерабатывает золото-серебряную свинецсодержащую руду с содержанием золотa 20 г/т и серебра 615 г/т. Схема обогащения (рис. 7.14) включает двухстади-

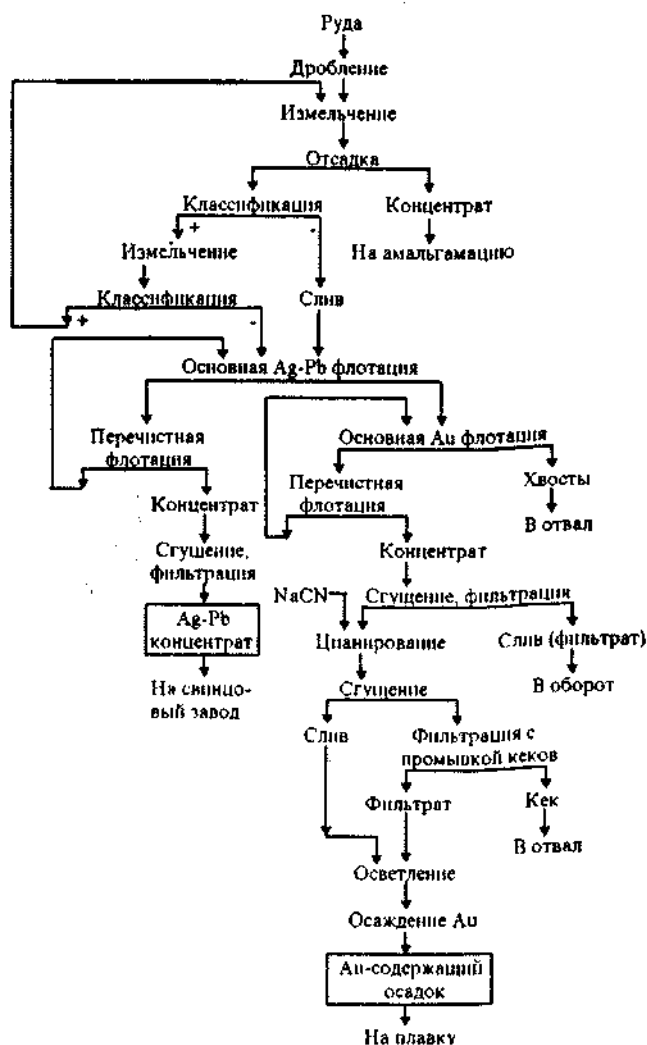


Рис. 7.14. Схема обогащения на фабрике «Арктик»

альное измельчение в шаровых мельницах. На разгрузке мельницы первой стадии измельчения установлена двухкамерная диафрагмовая отсадочная машина. Слив гидроциклона второй стадии измельчения крупностью 70 % класса  $-0,074$  мм направляют на серебро-свинцовую флотацию, из камерного продукта которой флотируют золотосодержащие сульфиды.

Обогатительная фабрика «Кидд Крик» (Канада) перерабатывает руды, представленные силикатными и графитсодержащими породами. Руды считаются упорными для цианистого процесса. В руде присутствует золотосодержащий пирит. Схема обогащения (рис. 7.15) включает: одностадийное измельчение в замкнутом цикле с отсадоч-

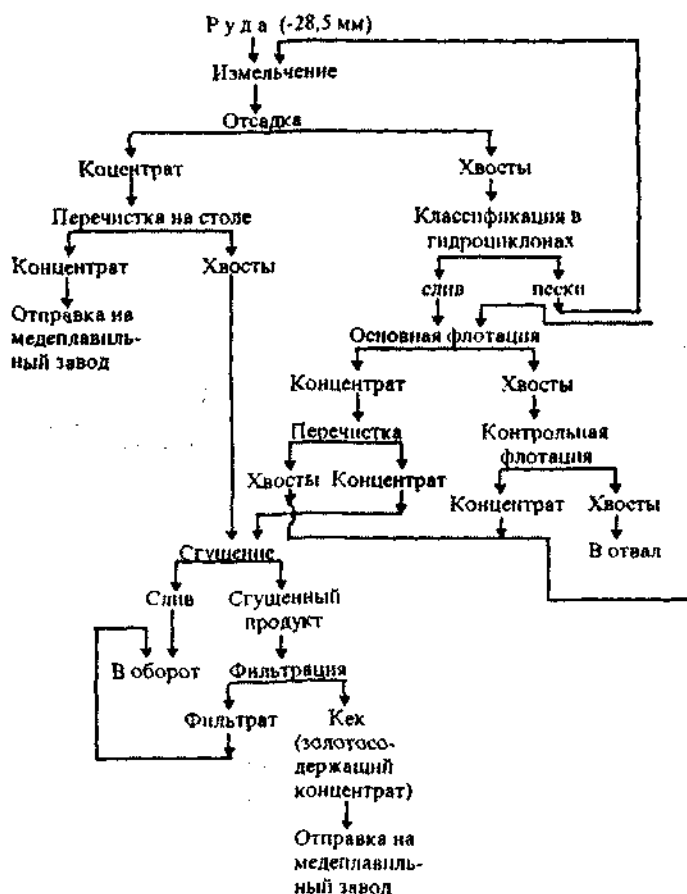


Рис. 7.15. Схема обогащения на фабрике «Кидд Крик»

ной машиной и гидроциклонами. Концентрат пересичают на концентрационном столе и отправляют на медеплавильный завод. Хвосты отсадки после классификации поступают на флотацию. Общее извлечение золота составляет 96 %, в том числе гравитацией 5 %.

ЗИФ им. Матросова (РФ) перерабатывает малосульфидные углесто-сильцевые руды Наталкинского месторождения. Дробленая руда измельчается в шаровой мельнице, работающей в замкнутом цикле со спиральным классификатором и отсадочными машинами МОД-4. Концентрат пересичается на концентрационных столах с доизмельчением промпродуктов в шаровых мельницах. Конечный концентрат амальгамируют с последующей переработкой амальгамы на шлиховой металл или подвергают металлургической плавке. После второй стадии измельчения и двойного гидроциклонирования слив поступает на флотацию (основная, контрольная, пересичная). Во флотацию подают реагенты: бутиловый ксантогенат (110 г/т) и вспениватель Т-66 (100 г/т). Флотоконцентрат и промпродукты гравитации после доизмельчения до крупности 0,074 мм и сгущения до 50 % твердого направляют на сорбционное выщелачивание с использованием ионообменной смолы АМ-2Б. Переработка смолы ведется по стандартной схеме: очистка от рудных частиц, кислотная обработка, десорбция золота тиокарбамидными растворами, щелочная обработка. Извлечение золота в золотосодержащий продукт, направляемый в аффинажную переработку, около 78 %. Расход реагентов в гидрометаллургическом цикле, г/т: цианид натрия 1300; тиокарбамид 1300; серная кислота 5300; каустическая сода 400; смола АМ-2Б 200.

В ОАО «Иргиредмет» разработана гравитационная технология переработки золотосодержащей руды месторождения «Голец-Высочайший» (РФ). Руды малосульфидные, минералы которых представлены кварцем, карбонатами, глинисто-слюдистыми формами, полевыми шпатами, сульфидами железа (пирит, марказит, пирротин) и минералами цветных металлов, углистым веществом. Содержание золота 2,1...5,4 г/т; свободного амальгамируемого золота до 90 %, связанного с сульфидами 2...5 %. Схема предусматривает двухстадийное измельчение до крупности 80...85 % класса -0,074 мм, гравитационное обогащение с использованием в первой стадии отсадки, во второй – центробежных концентраторов Нельсона, доводку гравитационных концентраторов, плавку и цианирование промпродуктов гравитации. Извлечение золота в пересиченный золотой концентрат составляет около 62 %, в промпродукт гравитации 25 %. В хвостах потери золота составляют 13 % при содержании золота 0,4 г/т.

В 2004 г. введена в эксплуатацию работающая по данной технологии фабрика с производительностью 2700 т/сут. В первой стадии измельчения установлена мельница полусамонизмельчения ММПС

5500×1800, работающая в замкнутом цикле с отсадочной машиной JT3-1 (КНР) и спиральным классификатором IFG-24. Во второй стадии – мельницы шаровые MQZ 3200×3600 (КНР) объемом 25 м³, работающие в замкнутом цикле с отсадкой JT3-1. Схема приведена на рис. 7.16. Концентраты отсадочных машин поступают на концентрационные столы BY 4500×1830 и BY 2100×1050 (КНР), концентрат которых направляют на доводку на столе СКО-0,5.

Промпродукты классифицируют на гидроциклонах KREBS-10, песковую фракцию доизмельчают в мельнице MQZ 1500×3000 (КНР) и перетищают на столах BY 4500×1830 и BY 2100×1050. Гравитационная «головка» содержит 700...750 кг/т золота, гравитационный концентрат содержит 80...160 кг/т золота, концентрат КС-СД 10 содержит 30...80 кг/т золота, которые после сушки объединяют и плавят. Общее извлечение золота в слиток составляет 80...82 %. С учетом цианирования промпродукта гравитации общее ожидаемое извлечение золота составит 87 %, содержание золота в хвостах 0,4 г/т (табл. 7.2).

Таблица 7.2

**Показатели обогащения руды  
на ЗИФ месторождения Голец-Высочайский, заложенные  
в регламенте и фактически полученные при эксплуатации предприятия**

| Наименование<br>продуктов | Согласно регламенту                                          |                            |                       |                                                              |                            |                       |
|---------------------------|--------------------------------------------------------------|----------------------------|-----------------------|--------------------------------------------------------------|----------------------------|-----------------------|
|                           | Вариант I<br>(максимальный выход<br>промпродукта гравитации) |                            |                       | Вариант II<br>(минимальный выход<br>промпродукта гравитации) |                            |                       |
|                           | Вы-<br>ход, %                                                | Содер-<br>жание<br>Au, г/т | Извлече-<br>ние Au, % | Вы-<br>ход, %                                                | Содер-<br>жание<br>Au, г/т | Извлече-<br>ние Au, % |
| «Золотая головка»         | 0,001                                                        | 185 400,0                  | 61,8                  | 0,001                                                        | 181800,0                   | 60,6                  |
| Промпродукт<br>гравитации | 2,109                                                        | 35,8                       | 25,2                  | 0,47                                                         | 124,5                      | 19,5                  |
| Хвосты гравитации         | 97,89                                                        | 0,4                        | 13,0                  | 99,529                                                       | 0,6                        | 19,9                  |
| Исходная руда             | 100,0                                                        | 3,0                        | 100,0                 | 100,0                                                        | 3,0                        | 100,0                 |
| Наименование<br>продуктов | Результаты работы ЗИФ                                        |                            |                       |                                                              |                            |                       |
|                           | По данным опробования                                        |                            |                       | Балансовые показатели<br>фабрики                             |                            |                       |
|                           | Вы-<br>ход, %                                                | Содер-<br>жание<br>Au, г/т | Извлече-<br>ние Au, % | Вы-<br>ход, %                                                | Содер-<br>жание<br>Au, г/т | Извлече-<br>ние Au, % |
| «Золотая головка»         | 0,0011                                                       | 235075                     | 79,32                 | 0,0011                                                       | 218418                     | 82,0                  |
| Хвосты,<br>в том числе:   | 99,9989                                                      | 0,67                       | 20,68                 | 99,9989                                                      | 0,527                      | 18,0                  |
| слив гидроциклона         | 69,6                                                         | 0,58                       | 12,3                  | 70                                                           | 0,4                        | 9,5                   |
| хвосты гравитации         | 30,3989                                                      | 0,9                        | 8,38                  | 29,9989                                                      | 0,82                       | 8,5                   |
| Исходная руда             | 100,0                                                        | 3,26                       | 100,0                 | 100,0                                                        | 2,93                       | 100,0                 |



На рис. 7.17 приведена технология переработки руд месторождения «Сухой Лог» по гравитационно-флотационной схеме (по данным В.М. Муллова и др.). Схема первоначально предусматривала гравитационно-флотационное обогащение руды, глубокую доводку концентрата с плавкой «золотой головки» и гидрометаллургическую переработку смеси промпродукта и флотационного концентрата методом «смола в пульпе». Усовершенствованная схема предусматривает гравитационно-флотационную перерешетку флотационного концентрата. Гравитационная часть доводки включает: гидроциклонирование, слив которого снова перерешивают методом флотации; концентрат флотации, который дополнительно гидроциклонировывают; слив вторичного гидроциклонирования, который является «углистым» концентратом, а хвосты – оборотным продуктом. Пески гидроциклонов направляют в общий цикл доводки гравитационных концентратов. Для переработки богатого концентрата принята импульсно-перколяционная технология интенсивного цианирования в аппаратах конусного типа. Сульфидный концентрат (хвосты перерешетки) и «углистый» продукт перерабатывают по технологии сорбционного выщелачивания золота по методу «уголь в пульпе». При этом использован процесс высокотемпературной (165...175 °С) автоклавной десорбции золота. В табл. 7.3 и 7.4 приведены химический состав и показатели извлечения золота.

Таблица 7.3

**Химический состав руды и продуктов обогащения**

| Компоненты                     | Массовая доля, % |                       |                     |
|--------------------------------|------------------|-----------------------|---------------------|
|                                | Руда             | Сульфидный концентрат | Углистый концентрат |
| <i>Нерудные</i>                |                  |                       |                     |
| SiO <sub>2</sub>               | 54,9             | 20,0                  | 60,0                |
| Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | 16,0             | 5,9                   | 15,0                |
| CaO                            | 0,5              | 0,1                   | 0,2                 |
| MgO                            | 3,3              |                       | 0,7                 |
| K <sub>2</sub> O               | 3,2              | 1,0                   | 3,6                 |
| Na <sub>2</sub> O              | 1,7              | 0,8                   | 2,4                 |
| TiO <sub>2</sub>               | 0,9              | 0,4                   | 1,2                 |
| C <sub>орг</sub>               | 2,1              | 3,2                   | 13,7                |
| Итого:                         | 82,6             | 31,4                  | 96,8                |
| <i>Рудные</i>                  |                  |                       |                     |
| S                              | 1,1              | 25,3                  | 0,6                 |
| Fe                             | 4,9              | 33,9                  | 2,2                 |
| Итого:                         | 6,0              | 59,2                  | 2,8                 |
| Золото, г/т                    | 2,65             | 24,1                  | 2,5                 |

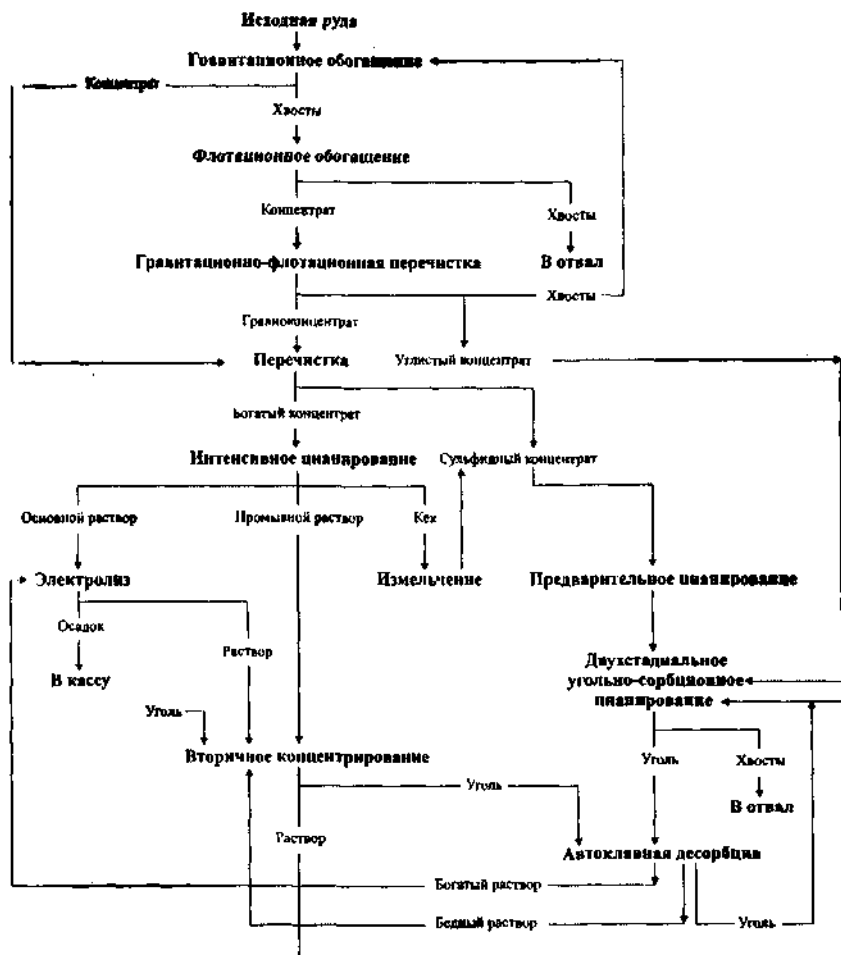


Рис. 7.17. Схема обогащения золотосодержащей руды на фабрике «Сухой Лог»

Таблица 7.4

**Технологические показатели извлечения золота  
из руды месторождения «Сухой Лог»**

| Наименование показателей     | Варианты технологий |                     |
|------------------------------|---------------------|---------------------|
|                              | Базовый             | Усовершенствованный |
| Выход конечных продуктов, %: |                     |                     |
| «золотая головка»            | 0,00069             |                     |
| богатый концентрат           |                     | 0,12                |
| сульфидный концентрат        | 2,6                 | 1,95                |
| углистый концентрат          | 1,76                | 0,52                |

| Наименование показателей                    | Варианты технологии |                     |
|---------------------------------------------|---------------------|---------------------|
|                                             | Базовый             | Усовершенствованный |
| Итого:                                      | 4,36                | 2,59                |
| Содержание золота, г/т:                     |                     |                     |
| «золотая головка»                           | 215080              |                     |
| богатый концентрат                          |                     | 1630                |
| сульфидный концентрат                       | 24,6                | 24,1                |
| углистый концентрат                         | 21,4                | 2,5                 |
| Извлечение золота в продукты обогащения, %: |                     |                     |
| «золотая головка»                           | 56,2                | -                   |
| богатый концентрат                          |                     | 76,0                |
| сульфидный концентрат                       | 24,5                | 17,6                |
| углистый концентрат                         | 14,2                | 0,5                 |
| Итого:                                      | 94,9                | 94,1                |
| Извлечение золота в товарную продукцию, %:  |                     |                     |
| пирометаллургией                            | 56,18               | -                   |
| гидрометаллургией                           | 36,1                | 92,70               |
| Итого:                                      | 92,28               | 92,70               |

Магнитно-гравитационная сепарация (МГС) часто применяется для доводки золотосодержащих концентратов. Сепараторы ФГС-1 работают на предприятиях «Северовостокзолото» и «Алданзолото». Магнитно-гравитационный сепаратор МГС-ПЗ применяют в схеме доводки золотоизвлекательной фабрики на месторождении «Каральвеем» (Чукотский автономный округ). Фабрика работает по схеме (по данным М.Б. Евтушенко): двухстадиальное измельчение с обогащением на отсадочных машинах после первой стадии и на винтовых сепараторах – после второй; концентраты отсадки и сепараторов пересортируют на концентраторных столах с получением «золотой головки» и промпродукта; промпродукт доизмельчают и дообогащают. «Золотая головка» концентраторных столов является питанием сепаратора МГС-ПЗ и содержит 50...250 кг/т золота, 80 % которого связано с арсенопиритом, что естественно требует доводки перед плавкой. В табл. 7.5 приведено распределение золота по классам крупности гравиконоцентрата.

Значительная часть золота связана с классом +0,1 мм и частичками пластинчато-чешуйчатой формы. Доводка на сепараторе МГС-ПЗ проводилась следующим образом: сухой концентрат рассевали на классы +2,0 мм и -2,0 мм, магнитную фракцию из материала крупностью -2,0 мм выделяли в две стадии, затем проводили сепарацию

Распределение золота по классам крупности

| Класс крупности, мм | Выход, % | Распределение золота, % |
|---------------------|----------|-------------------------|
| +1,0                | 12,2     | 2,8                     |
| -1,0+0,5            | 15,2     | 10,2                    |
| -0,5+0,25           | 26,2     | 31,5                    |
| -0,25+0,1           | 27,8     | 29,2                    |
| -0,1+0,05           | 10,4     | 16,5                    |
| -0,05               | 3,2      | 9,8                     |
| Итого               | 100,0    | 100,0                   |

немагнитной фракции и регенерацию ферромагнитной жидкости (ФМЖ) из продуктов магнитного обогащения; класс +2,0 мм подвергли ручной разборке. В табл. 7.6 приведено распределение золота по продуктам обогащения.

Таблица 7.6

Распределение золота по продуктам обогащения

| Продукты               | Выход, % | Содержание золота, кг/т | Извлечение золота, % |
|------------------------|----------|-------------------------|----------------------|
| Фракция +2,0 мм        | 7,4      | 1,8                     | 0,09                 |
| Ферромагнитная фракция | 1,96     | 2,0                     | 0,02                 |
| Парамагнитная фракция  | 2,98     | 40,0                    | 0,71                 |
| Хвосты МГС-ПЗ          | 65,82    | 3,0                     | 1,18                 |
| Концентрат МГС-ПЗ      | 21,84    | 750,0                   | 98,0                 |
| Исходный концентрат    | 100,0    | 167,0                   | 100,0                |

Общее извлечение золота составило 98 %; извлечение от операции на сепараторе МГС-ПЗ – 98,8 %. МГ-сепараторы на материале крупностью –0,1 мм работают неэффективно, так как резко возрастает расход ФМЖ, снижаются производительность и извлечение золота. Хвосты обогащения МГС отправляют на цианирование вместе с промпродуктами первичной доводки.

Весьма трудным объектом для гравитационно-флотационного извлечения представляют руды с тонкодисперсным золотом. Руда месторождения «Макмал» (Кыргызстан) содержит около 3 г/т золота, 50 % которого находится в тонкодисперсном состоянии. В табл. 7.7 представлен фракционный состав пробы руды, измельченной до 93 % класса –0,074 мм.

Фазовый состав золота представлен, %: 20 – свободного амальгамируемого; 54 – цианируемого; 25...26 – в пленках карбонатов, в сульфидах, в кварце. По granulометрическому и фазовому составу основными способами извлечения золота являются флотация и выпеще-

Фракционный состав и распределение золота по классам крупности

| Класс крупности, мм | Выход, % | Содержание золота, г/т | Распределение золота, % |
|---------------------|----------|------------------------|-------------------------|
| +0,25               | 0        | 0                      | 0                       |
| 0,25+0,16           | 0,9      | 4,2                    | 1,14                    |
| 0,16+0,074          | 5,8      | 3,1                    | 5,45                    |
| 0,074+0,05          | 6,4      | 2,9                    | 5,62                    |
| 0,05+0,02           | 29,1     | 3,6                    | 31,74                   |
| 0,02                | 57,8     | 3,2                    | 56,05                   |
| Итого               | 100,0    | 3,3                    | 100,0                   |

лачивание. Исследованиями А.К. Кожонова показано, что флотация золота возможна при pH 6,8–8,6 при высоком расходе ксантогената 150...200 г/т в присутствии активаторов и сульфидизаторов при весьма тонком измельчении руды до 93 % содержания класса –0,074 мм. Извлечение золота в концентрат флотации составляет 55...65 % при содержании его в суммарном концентрате 15...35 г/т. Потери золота с хвостами флотации обусловлены свободными частицами золота коллоидной крупности и структуры, которые достаточно легко физически сорбируются на активированном угле и смоле АМ-2Б (в отсутствие растворителей золота). Амальгамируемого золота в хвостах флотации не обнаружено, а содержание цианируемого золота составляет 75 %. Сверхтонкое золото из хвостов флотации может быть извлечено методом кучного выщелачивания с предварительным окомкованием обожженных хвостов по известной классической технологии.

В работах С.И. Евдокимова с соавторами исследована флотация россыпного золота. Показано, что россыпное золото флотируется ксантогенатом и аэрофлотами также хорошо, как и связанное с другими минералами рудное золото. Исследована также флотация шлиха ксантогенатом с целью его очистки от касситерита, так как отделить его от золота вследствие малой разности в плотности практически невозможно. При флотации шлихового золота получают коллективный сульфидный концентрат; касситерит остается в камерном продукте. Флотация сокращает массу шлиха в 100 раз при степени концентрации золота более 140; потери золота с хвостами флотации не превышают 5...6 %. При последующей МЖ-сепарации золото-сульфидного концентрата получают концентрат с 95%-ным содержанием золота.

В работах В.А. Чантурия, Т.В. Недосекиной и других изучены условия и механизм разделения золотосодержащих арсенопирита и пирита. Установлены контролируемые параметры, позволяющие про-

иницировать поведение сульфидов железа во флотационном процессе. Показано, что арсенопирит и пирит с незначительным количеством примесей имеют близкие флотационные свойства. Минералы с высоким содержанием меди, золота, мышьяка эффективно флотируются в слабо- и сильнощелочной среде. С повышением содержания меди в окризах сульфидов возрастает количество ксантогената меди на поверхности пирита и арсенопирита. С повышением щелочности разницы в сорбции ксантогената на пирите возрастает, особенно при  $\text{pH} > 11$ , на арсенопирите она существенно ниже – при  $\text{pH} > 9$ . Синтезированы собиратели, повышающие контрастность технологических свойств золотосодержащих пирита и арсенопирита. Собиратели на основе дитиокарбаматов, циклического тритиокарбамата, оксиалкилсульфидов обеспечивают высокую селективность разделяемых минералов. Так, диметилдитиокарбамат образует на поверхности арсенопирита прочные слабогидрофобные соединения, что создает условия для депрессии арсенопирита в известковой среде при флотации пирита ксантогенатом. Избирательность действия новых собирателей является следствием различий соединений на поверхности пирита и арсенопирита и возможно образованием комплексных соединений с катионами железа (II) или меди (II). Чем больше серы и меди на поверхности пирита в присутствии собирателей, тем выше флотоактивность.

Исследования упорной золото-кварцевой руды Васильковского месторождения показали перспективность применения гравитационно-флотационной схемы обогащения. Дробленую руду крупностью менее 10 мм рассевали по крупности на эти же классы. Каждый из классов обогащали с применением гравитационного обогащения. Легкую фракцию с содержанием золота 2,4 г/т объединяли со шламовым отсеком и измельчали до крупности 92 % класса  $-0,074$  мм, после чего флотировали бутиловым ксантогенатом (150 г/т) и пенообразователем Т-66 (100 г/т). Тяжелую фракцию с содержанием золота 22,38 г/т объединяли с концентратом флотации (8,83 г/т), доизмельчали до 80 % класса  $-0,074$  мм и цинковали. По предлагаемой схеме извлечение золота из руды составило 89,9 %.

Для повышения эффективности флотации золотосодержащих минералов иногда используют диспергацию и селективную флокуляцию. На рудах и концентратах Дарасунского месторождения, характеризующихся значительным содержанием тонкодисперсного в сульфидах (пирит и арсенопирит) золота, исследовано влияние диспергации (измельчение в шаровой мельнице) и флокуляции (высокомолекуляр-

ные полимеры – ПАА и санфлок). При флотации руды с содержанием 7,5 г/т золота и 1,05 % мышьяка применение флокулянтов повышает извлечение золота на 6...7 % и серебра до 2 % (по данным К.И. Карасева и др.).

В.А. Бочаров, В.А. Игнаткина и другие исследовали новые модифицированные собиратели серии СГМ, которые синтезированы в институте «Гинцветмет», на минеральных фракциях пирита, сфалерита, халькопирита. Опыты по беспенной флотации проводили на трубке Халимонда на мономинеральных фракциях крупностью –50+10 мкм, диапазон рН изменялся от 8,0 до 12,0, концентрации собирателя – от 5 до 50 мг/л. Механизм закрепления собирателей на поверхности изучаемых минералов исследовали методами дифференциально-сканирующей калориметрии и ИК-спектроскопии. Термографические исследования по десорбции собирателей с поверхности минералов выполнены на дифференциально-сканирующем калориметре ДСК-111; поверхностные соединения собирателей изучались на ИК-спектрофотометре «Спекорд М-80».

Мономинеральные фракции пирита крупностью –50+10 мкм плохо флотируются реагентом СГМ-5. Извлечение пирита при применении реагента СГМ-1 на 5 % ниже по сравнению с ксантогенатом, извлечение сфалерита, наоборот, выше на 14 %.

Результатами термической десорбции показано, что бутиловый ксантогенат в большей степени закрепляется на поверхности халькопирита. Исследования по десорбции реагента СГМ показали, что на поверхности минералов реагента СГМ закрепляется значительно меньше.

Данные ИК-спектроскопии подтвердили, что более четко характеристические полосы ксантогената зафиксированы на спектре халькопирита. Характеристические полосы СГМ зафиксированы на спектрах сфалерита и халькопирита. Измерение краевых углов смачивания на минералах подтвердили результаты флотационных опытов; на пробе шахтной руды Гайского месторождения с применением сочетания реагента СГМ-1 и ксантогената показан прирост извлечения золота и меди в медный концентрат на 1,5 и 2,5 % соответственно.

Применение сочетания сильных (ксантогенатов) и слабых (модифицированных дитиофосфатов серии СГМ) собирателей позволяет повысить селективность флотации колчеданных руд за счет снижения флотоактивности пирита и повышения извлечения минералов меди (халькопирит и др.) и цинка (сфалерит).

В классическом процессе селективной флотации сульфидных руд цветных металлов (медно-цинковых, полиметаллических) в качестве подавителей и собирателей часто применяют цианид, сульфат цинка и ксантогенаты соответственно. С переходом на технологии с полным исключением цианида, как основного подавителя сфалерита и пирита, и применением малоселективного собирателя – бутилового ксантогената – возникли значительные проблемы с депрессией основного рудообразующего минерала сульфидных руд – пирита. Модификации пирита со скрытокристаллической, метаколлоидной структурой, колломорфные, разрушенные с неровной поверхностью, легко шламуемые становятся флотоактивными. Сернистый натрий, используемый вместо цианида, при концентрациях менее 50...100 мг/л практически является не подавителем, а активатором флотации сульфидных минералов. Установлено, что сернистый натрий при расходах 30...50 г/т руды активирует флотацию сульфидных и окисленных минералов цветных металлов и сульфидов железа. Исключение из процесса селективной флотации сульфидных руд цианида и замена его сернистым натрием привело к активации флотации многих модификаций пирита, способствовало накоплению его в промпродуктах и образованию значительных циркуляционных нагрузок во флотации (до 300 % и более), особенно в циклах цинковой флотации.

Недостатком применения ксантогенатов является то, что они проявляют высокие собирательные свойства практически ко всем сульфидным минералам, что естественно создает значительные трудности при селективном разделении минералов меди, свинца, цинка и особенно пирита. В последние десятилетия в связи с возросшими требованиями к токсичности технологических режимов цианид исключен из процесса флотации и заменен сернистым натрием или другими серосодержащими модификаторами. С переходом на бесцианидные технологии возникли проблемы в получении качественных концентратов при селективной флотации медно-цинковых руд и коллективных концентратов. Вследствие высокой флотоактивности отдельных разновидностей пирита содержание меди в медных концентратах не превышает 14...18 %. Значительная часть пирита в медном концентрате (более 50 %) представлена свободными от сростков зернами. Попытки снижения содержания пирита в медном концентрате с применением тепловой обработки, использование сочетаний различных депрессоров не улучшают результатов селекции, но снижают извлечение меди и золота. Применение в качестве собирателей сочетания

ксантогенатов – бутилового и изопропилового – в этом режиме подавления флотации сфалерита и пирита часто становится малоэффективным. Попытки найти условия повышения эффективности этой пары, подбирая рН, соотношение расходов и концентраций собирателя и подавителя, модифицирование флотореагентов, температурный режим и т. д. пока не дали ощутимых результатов.

Авторами выполнены исследования по поиску собирателей более селективных по отношению к пириту. Выбор собирателей для флотации пиритных медно-цинковых руд определяется технологическими особенностями минерального сырья. Наиболее характерные из них: наличие многообразия модификаций пирита и минералов меди; присутствие в руде одновременно природно-активированной и труднофлотируемой разновидностей сфалерита; неравномерная вкрапленность сульфидных минералов. Отмеченные факторы должны определять выбор таких собирателей, которые имели бы высокую собирательную способность применительно к сульфидным минералам меди, цинка, благородным металлам, обладали бы высокой селективностью по отношению к пириту – основному рудообразующему минералу. В последние годы в практике флотации руд применяют сочетания собирателей с сильными и слабыми собирательными свойствами. Положительный опыт использования таких собирателей имеется при обогащении медно-молибденовых руд на обогатительной фабрике СП «Эрдэнэт» (собиратель Берафлот 3026) и медно-никелевых руд на обогатительных фабриках ОАО «ГМК «Норильский никель», где испытывались собиратель S-703; а в последнее время реагент диметилдитиокарбамат (ДМДК). Для руд Гайского месторождения НИТУ «МИСиС» и институтом «Гинцветмет» в разные периоды исследованы индивидуально и в сочетании собиратели: бутиловый и изопропиловый ксантогенаты (1:1), на которых в настоящее время работают обогатительные фабрики ОАО «Гайский ГОК» и других предприятий Уральского региона; бутиловый ксантогенат и аэрофлот; меркаптобензотиозол (МКБТ) и бутиловый ксантогенат, модифицированный галогенидом. Показано, что все они в сочетании с бутиловым ксантогенатом или индивидуально улучшают показатели обогащения. Исследованы образцы синтезированных в институте «Гинцветмет» различные собиратели серии «СИГ» и «СГМ». Предварительно исследованы собиратели фирмы Minerals international reagents – S-703, S-701, F-100 и др., в состав которых входят 1...3 компонента, имеющие различные физико-химические характеристики. Например, в со-

биратель S-703G входят компоненты диалкилдитиофосфат, диалкилсульфид и алкиловый эфир полипропиленгликоля. Его российские аналоги, например собиратель «Бсрафлот 3026» и другие, исследованы и испытаны на медно-молибденовых рудах СП «Эрдэнэт», на медно-цинковых рудах ОАО «Гайский ГОК». Собиратель S-703 проверен на многих типах руд цветных металлов других месторождений РФ. Замена 30...40 % расхода бутилового ксантогената и снижение общего расхода собирателей на 20 % обеспечивают прирост извлечения меди 1,0...1,5 %, золота – 1,5...3,0 %. Однако перечисленные собиратели не нашли практического применения на предприятиях РФ или из-за высокой стоимости, превышающей цену ксантогената в 4–5 раз, или отсутствия в РФ базы производства этих флотореагентов.

На синтезированном в институте «Гинцветмет» собирателе серии СИГ проведены лабораторные исследования и промышленные испытания в сочетании с бутиловым ксантогенатом на одной из секций обогащательной фабрики ОАО «Гайский ГОК». В сравнении с одним ксантогенатом получен прирост извлечения меди, золота, цинка. В последние годы в НИТУ «МИСиС» и институте «Гинцветмет» синтезирована другая серия собирателей СГМ. На образцах собирателей этой серии в лабораториях НИТУ «МИСиС», института «Гинцветмет» и ОАО «Гайский ГОК» на пробах медно-цинковых руд выполнены исследования по различным схемам коллективно-селективной флотации. По результатам серийных опытов исследуемые собиратели как при индивидуальном применении, так и в сочетании с ксантогенатом обеспечивают повышение извлечения металлов и качества концентратов.

В условиях схемных опытов показано, что новые собиратели в сочетании с бутиловым ксантогенатом при общем расходе 70 г/т и соотношении 1:1 обеспечивают получение достаточно качественных концентратов и прирост извлечения металлов.

### **7.3. Особенности флотационного извлечения золота из руд цветных металлов**

Проблема извлечения золота из пиритных руд Уральского и других регионов РФ всегда оставалась сложной задачей. Свободное самородное золото в большинстве типов колчеданных медно-цинковых руд содержится в малых количествах 5...10 %, остальное тесно ассоциировано с пиритом и значительно реже – с сульфидами меди, сфа-

леритом и другими породными минералами. Отдельные типы вкрапленных и смешанных сульфидных руд содержат свободное золото до 30 %. Крупность частиц золота, в основном меньше 0,044 мм, содержание гравитационного золота не превышает 10...30 %. Основные исследования с целью повышения извлечения золота проводились в следующих направлениях:

- изучение возможности гравитационного выделения золота по стадиям измельчения и флотации;
- поиск селективных собирателей и эффективных режимов флотации свободного золота и его минеральных ассоциаций в условиях оптимальных схем, позволяющих получать коллективный, медный и цинковый концентраты при удовлетворительном извлечении из них меди и цинка;
- исследование целесообразности применения технологии цианирования золота из пиритного концентрата и продуктов флотации.

В сложившейся практике обогащения золото из сульфидных пиритных руд извлекают во флотационные концентраты в соответствии с естественным его распределением по продуктам флотации. Извлечение золота в концентраты и продукты флотации, как установлено исследованиями, находится в прямой зависимости от извлечения пирита в тот или иной продукт. В медный концентрат распределяется 10...40 % золота, в цинковый – 3...8 %, в пиритный – 50...80 %, в хвосты – 10...15 %.

В последние десятилетия проведен комплекс исследований по гравитационным и флотационным способам повышения извлечения золота.

Основные факторы, влияющие на извлечение золота флотацией, – степень раскрытия зерен от сростков с другими минералами, щадящий режим по щелочности пульпы, подбор селективных собирателей и мягких депрессоров. В сочетании с ксантогенатом исследованы маточник ксантогената, полифосфат карбамида, собиратель S-703, его зарубежные и отечественные аналоги и многие другие собиратели, активаторы, модификаторы.

Ксантогенат в сочетании с раствором маточника в соотношении 1:1 не улучшает показатели коллективного цикла, но позволяет проводить более эффективную селекцию коллективного концентрата и более благоприятное распределение золота по продуктам флотации.

Полифосфат карбамида применяют как модификатор – активатор флотации частиц свободного золота и его ассоциаций с сульфидами.

При соотношении полифосфата к карбамиду 1:0,5 и расходе 20 г/т с полным исключением сульфата меди получен прирост извлечения меди на 0,5 %, цинка на 5 %, серы на 7 %. Извлечение золота и серебра в медный концентрат сопоставимо со стандартным режимом; возросло извлечение золота в пиритный концентрат на 1 %, в цинковый концентрат увеличилось извлечение серебра на 1,5 %. Для повышения эффективности применяемых собирателей, снижения десорбируемости с пирита ксантогената, повышения извлечения цветных и благородных металлов используют сочетание сильных и слабых собирателей, например, аэрофлотов, дисульфидов, диалкилдитиокарбаматов и т.д.

На рудах Гайского месторождения в разные периоды использовались: бутиловый и изопропиловый ксантогенаты, бутиловый ксантогенат и аэрофлоты, меркантобензотиазол и бутиловый ксантогенат, циклогексилдитиокарбаматы и другие собиратели. В работах ЗАО «Механобр Инжиниринг» исследованы сочетания бутилового ксантогената и различных тиокарбаматов. Все исследованные сочетания собирателей показали принципиальную возможность частичного улучшения показателей обогащения.

В работах В.А. Бочарова и других исследованы собиратели фирмы Minerals International Reagents – S-703, S-701, F-100 и другие, в состав которых входят 2...3 компонента, имеющие различные физико-химические и флотационные характеристики. Собиратель S-703 представляет смесь диалкилдитиофосфата, диалкилсульфида и алкилового эфира полипропиленгликоля. Собиратель S-703 индивидуально и в сочетании с бутиловым ксантогенатом исследован на многих типах медно-цинковых руд. Замена 30...40 % расхода бутилового ксантогената на собиратель S-703 и снижение общего расхода собирателей на 20 % обеспечивают прирост извлечения меди на 1...1,5 %, золота – на 1,5...3 %. Для сравнения нами исследованы российские аналоги, синтезированные в институте «Гинцветмет» (по данным М.И. Херсонского), которые представляли собой различные модификации изобутилового и изопропилового аэрофлотов. В частности, собиратель СИГ-14 представлен трехкомпонентной смесью на основе диалкилсульфида, диамилдитиофосфата и пенообразующей добавки. Поскольку реагент в воде нерастворим, значительную часть его целесообразно подавать в измельчение, оптимальные значения pH, при которых собиратель работает более активно, 9–11.

Собиратели S-703 и модифицированные аэрофлоты серии СИГ при их индивидуальном использовании значительно улучшают качество

концентратов. В сочетании с ксантогенатом новые собиратели повышают флотируемость золота и его минеральных форм. Извлечение золота в черновой медный концентрат выше, чем с одним ксантогенатом, на 5...9 %, выше также и извлечение меди. С увеличением расхода смеси собирателей и при пониженной щелочности (50...70 г/м<sup>3</sup> свободного СаО) происходит значительный рост извлечения меди и золота, но в этом случае возрастает флотируемость пирита, что снижает качество концентратов.

Исследована сплошная пиритная медная руда Гайского месторождения, содержащая %: меди 1,48, цинка 0,14, серы 44,2, железа 38, золота 1,7 г/т, серебра 15,2 г/т; основные минералы: пирит, халькопирит, вторичные сульфиды меди до 20 % – борнит, ковеллин, халькозин; минералы породы – кварц 6 %, карбонаты 1 %, серициты и полевые шпаты до 1 %. Раскрытие минералов меди от сростков с пиритом на 85 % происходит только при степени измельчения руды до 95...100 % класса –0,044 мм; вкрапленность неравномерная и тонкая, и это предопределяет необходимость стадийного измельчения и межстадийной флотации с доизмельчением чернового медного концентрата (см. рис. 7.17).

Опыты с измельчением хвостов основной флотации показали, что в этом случае по сравнению с опытом без доизмельчения извлечение металлов возрастает: меди на 8 %, золота на 14 %.

Исследована смешанная вкраплено-сульфидная золотосодержащая медно-цинково-пиритная руда Гайского месторождения. Изучено влияние основных факторов – степени измельчения, щелочности, времени флотации, расхода собирателей и их сочетаний. Исследовалась не только исходная руда, но и продукты короткоконусных гидроциклонов, работающих на первой стадии концентрирования золота в схеме гравитационного обогащения перед флотацией. Исследование новых собирателей классов СИГ и СГМ проводилось по всей флотационной схеме. Цель исследований: в коллективном цикле снизить потери цветных и благородных металлов с отвальными хвостами; в медно-цинковом цикле – снизить потери цветных и благородных металлов с пиритным концентратом, улучшить качество концентратов, снизить расход флотореагентов. Частичная замена ксантогената (30...40 %) позволяет уменьшить потери меди на 1,7 %, цинка на 2,9 %, благородных металлов на 3...5 %.

На первом этапе исследований основное внимание уделено разработке режима флотации основных компонентов руды – минералов

меди и цинка. При дозировании реагента СИГ-19 в «головку» медной флотации перед коллективной флотацией содержание меди в концентрате возросло с 12,1 до 18,7 % с одновременным повышением извлечения меди на 10 %. Подача реагента СИГ-19 в медно-цинковую флотацию в сочетании с ксантогенатом (1:2–1:1) повышает извлечение меди на 2...3 %, цинка на 1...3 %.

Для отработки оптимальной технологии извлечения золота изучен фазовый состав золота и серебра в исследуемой пробе пиритной медно-цинковой руды (табл. 7.8). В пробе руды доля цианируемого золота (свободного и в сростках с сульфидами) оказалась достаточно значительной, хотя во многих ранее изученных пробах содержание цианируемого золота не превышало 30...40 %.

Исследуемая руда и продукты обогащения, отобранные с действующей технологической гравитационно-флотационной схемы, имели следующий химический состав, %:

- исходная руда – Cu 1,48; Zn 0,5; S 26,7; Au 2,1 г/т; Ag 16,63 г/т;
- питание коллективной флотации – Au 1,3 г/т; Ag 14,1 г/т;
- пески короткого конусного гидроциклона – Au 2,5 г/т; Ag 13 г/т;
- концентрат гравитационных столов – Au 11,5 г/т; Ag 44 г/т;
- питание медно-цинковой флотации – Cu 2,28; Zn 1,07; S 30,7; Au 2,7 г/т; Ag 23,9 г/т;
- хвосты медно-цинковой флотации – Cu 0,3; Zn 0,14; S 24,53; Au 1,3 г/т; Ag 10,1 г/т;
- хвосты коллективной флотации – Cu 0,19; Zn 0,12; S 6,4; Au 0,5 г/т; Ag 4,9 г/т.

Таблица 7.8

**Результаты фазового анализа золота и серебра в руде**

| Характеристика минералов золота и серебра, связанных с другими минералами       | Содержание металлов, г/т руды |         | Доля металлов, % |         |
|---------------------------------------------------------------------------------|-------------------------------|---------|------------------|---------|
|                                                                                 | Золото                        | Серебро | Золото           | Серебро |
| Вскрытые (свободные в сростках с другими минералами), растворимые в цианиде     | 1,38                          | 4,8     | 70,4             | 33,8    |
| Заклученные:<br>в кислоторастворимых (HCl) минералах<br>в сульфидах<br>в кварце | 0,07                          | 0,8     | 3,6              | 5,6     |
|                                                                                 | 0,41                          | 8,08    | 20,9             | 56,9    |
|                                                                                 | 0,1                           | 0,52    | 5,1              | 3,7     |
| Итого в руде                                                                    | 1,96                          | 14,2    | 100,0            | 100,0   |

Результаты минералогического и фазового состава золота, изученные совместно с Т.В. Башлыковой и Е.Л. Чантурия, показали следующие

щес: в коллективной флотации существенной концентрации золота не происходит, потери золота в хвостах коллективной флотации достаточно велики как в крупных классах  $+0,1$  мм, так и в классе  $-0,044$  мм, хотя содержание в них золота весьма низкое  $0,12$  г/т.

Материал пробы хвостов коллективной флотации содержит, %: пирит 14,9, халькопирит 5,1, сфалерит 0,1, кварц 30,6, карбонаты 14,9, кварц-полевшпатовый гидрослюдастый 16,8, кварц-серицит хлоритовые комплексы 11,2. Концентрации золота в медно-цинковом концентрате также не наблюдается, что свидетельствует о тесной взаимосвязи золота с пиритом, в который оно извлекается, в соответствии с распределением пирита. Наиболее высокое содержание золота в гравитационном концентрате ( $106...116$  г/т). Основные золотонесущие минералы в пробе концентрата – пирит, халькопирит, свободное золото. Содержание пирита 39,95 %, халькопирита 14,3 %, других сульфидов 9 %; наибольшая концентрация золота в классах крупности  $-0,25+0,1$  мм. Основные морфологические разновидности пирита – угловато-обломочные и неполнокристаллические агрегаты, кристаллы октаэдрической и пентагон-додэкаэдрической формы, а также кубической структуры (в большинстве случаев являются не золотонесущими). Формы выделения частиц золота пластинчато-интерстициальная и изометрично-уплощенная со сложным рельефом. Толщина пластинок менее  $0,01...0,03$  мм, поверхность которых покрыта буроватыми пленками.

В.А. Игнаткиной исследованы на мономинеральных фракциях пирита, халькопирита, сфалерита и золотой пластины, а также на рудном материале собиратель СГМ-1 (модифицированный дитиофосфат) в сравнении с ксантогенатом. Измерение краевых углов смачивания на шлифах минералов, обработанных собирателями, показало, что наибольшая разница в величинах краевых углов наблюдается при pH 9,5. Наименьшие значения краевых углов характерны для собирателя СГМ-1, а самое малое значение величины краевого угла соответствует пириту. С ростом pH собирательная способность СГМ-1 для всех минералов, кроме сфалерита, снижается. Исследование методом беспенной флотации на минералах показало, что собиратель СГМ-1 обладает более слабыми собирательными свойствами по отношению ко всем минералам, особенно по отношению к пириту, причем при более низких pH среды, что характерно для классических дитиофосфатов.

Исследованием термической десорбции собирателя с поверхности минералов также установлено, что реагент СГМ-1 в меньшей

степени закрепляется на пирите, это подтверждено и данными ИК-спектроскопии.

Таким образом, комплекс исследований показал, что модифицированный дитиофосфат селективен по отношению к пириту вследствие меньшей величины закрепления на поверхности минералов. В связи с тем, что СГМ-1 по сравнению с ксантогенатом является более слабым собирателем ко всем другим сульфидным минералам, его целесообразно применять совместно с ксантогенатом в оптимальных соотношениях.

Технологические исследования для определения оптимального сочетания и соотношения расходов СГМ-1 и ксантогената (бутилового) выполнены на сульфидной пиритной медно-цинковой золотосодержащей руде Гайского месторождения. В пробе содержится, %: меди 1,4...1,9; цинка 0,6...0,95; серы 29...31; золота 0,96...1,52 г/т; серебра 10...17,1 г/т. В серийных опытах определены расходы собирателей, точки и очередность их дозирования, продолжительность кондиционирования с реагентом СГМ-1, щелочность пульпы (свободного СаО в граммах на метр кубический пульпы), рН среды, расходы других флотореагентов.

Замена ксантогената на 20...30 % реагентом СГМ-1 снижает потери цветных металлов и золота с отвальными коллективными хвостами, сокращает общий расход собирателей на 20 %; при этом необходимо соблюдать установленную очередность подачи собирателей. Исключается дозированная подача вспенивателя. Подача в цикл разделения коллективного медно-цинкового концентрата собирателя СГМ-1 без ксантогената повышает извлечение меди и золота в медный концентрат и цинка в цинковый концентрат. Испытаны были другие модификации дитиофосфата и тионокарбамата.

С собирателем СГМ-1 извлечение в коллективный медно-цинковый концентрат возрастает, %: меди на 0,9; цинка на 3,5; золота на 8,1; серебра на 6,1 при улучшении качества концентрата. Аналогичный прирост извлечения металлов обеспечивает собиратель СГМ-5 (на основе тиокарбамата). По данным схемных опытов с разделением коллективного медно-цинкового концентрата с собирателем СГМ-1 получен прирост извлечения в медный концентрат, %: меди на 0,1; золота на 5,8; серебра на 8,8; в цинковый концентрат – цинка на 14,1; золота на 0,9; серебра на 1; с реагентом СГМ-5 получен прирост извлечения, %: в медный концентрат – меди на 1; золота на 5,4; серебра на 8,3; в цинковый концентрат – цинка на 8,8; золота на 0,3.

Аналогичные результаты с реагентом СГМ-1 получены при обогащении верхних горизонтов сульфидно-окисленной медно-цинково-пиритной руды Летнего месторождения. Результаты лабораторных исследований собирателя СГМ-1 в сочетании со смесью ксантогенатов (бутиловый 70 %, изопропиловый 30 %) при соотношении 23...28 % и 77...72 % соответственно подтверждены длительными промышленными испытаниями при переработке шахтных пиритных медно-цинковых золотосодержащих руд на Гайской обогатительной фабрике. Руда содержала, %: меди 1,48...1,64; цинка 0,48...0,91; серы 24,27...31,46; золота 1,0...1,30 г/т; серебра 9,7...15,5 г/т.

В среднем по четырем этапам промышленных испытаний прирост извлечения металлов составил, %: меди 0,6...2,0; золота 0,4...1,8; серебра 1,5...3,0. При этом снижен общий расход собирателей на 20 % и исключен из процесса флотации вспениватель. Собиратель по токсичности и цене сопоставим с ксантогенатами, производится на химических заводах РФ.

#### **7.4. Изучение распределения золота при обогащении пиритных (массивных) медно-цинковых руд**

Наличие сложного состава содержания минералов, преобладание тонкодисперсной вкрапленности и ассоциаций благородных металлов, преимущественно с сульфидами железа (в основном с пиритом), отличают медно-цинково-пиритные руды от других сульфидных руд и предопределяют трудности их гравитационного и флотационного обогащения.

На одной из обогатительных фабрик ОАО «УГМК» по схеме коллективно-селективной флотации перерабатывают медно-цинковые руды глубоких горизонтов с выделением в начале флотации «медной головки», а затем селективным выделением медного, цинкового и пиритного концентратов.

Извлечение золота во флотационные концентраты в основном определяется выходом и качеством медного, пиритного и цинкового концентратов; и в большей степени зависит от распределения пирита по продуктам флотации. Повышение извлечения золота возможно за счёт увеличения извлечения основных металлов (меди и цинка), сокращения потерь золота с хвостами и пиритным концентратом, а также за счёт выделения золотосодержащих сульфидов в циклах измелчения гравитационным способом.

Для выявления причин потерь золота и определения направлений повышения извлечения его в концентраты А.В. Максимовым, Г.И. Аржанниковым, В.А. Бочаровым и др. выполнены исследования, предусматривающие изучение форм нахождения золота в исходной руде и в продуктах флотации при обогащении.

Исследования подтвердили, что характер поведения золота при обогащении сульфидных руд определяется, прежде всего, формами нахождения его в руде, вещественным составом, схемами измельчения и гравитации, а также реагентным режимом флотации.

Ранее многими исследованиями отмечено, что основная масса золота в руде тесно связана с сульфидами, главным образом с пиритом. При измельчении руды до 60...65 % класса –74 мкм доля свободного золота (с чистой металлической поверхностью и покрытого гидроксидными пленками железа) составляет около 10 %, в сростках с сульфидами до 45 % и в виде тонкодисперсного золота 50,0 %. Поэтому поведение золота при гравитации и флотации определяется фазовым составом, крупностью, формой частиц, флотируемостью сульфидов меди, цинка и железа.

С целью максимального извлечения в коллективный концентрат всех сульфидов и создания оптимальных условий для флотации свободного и ассоциированного с другими минералами золота, коллективная флотация проводится в известковой слабощелочной среде при pH 8–9.

Результатами исследований показано, что в коллективном цикле наиболее полно флотируется свободное золото и тонкодисперсное золото, находящееся в сростках с сульфидами золото флотируется хуже. Извлечение золота в коллективный сульфидный концентрат составляет 85...90 %.

Повышенная концентрация золота в «медной головке» объясняется относительно высокой концентрацией его в сульфидах меди. Необходимо отметить, что соотношение форм золота в руде и в коллективном концентрате практически сопоставимо. Извлечение золота в коллективном цикле определяется полнотой извлечения сульфидов меди, цинка и железа. Улучшить флотируемость золота и сульфидов можно путем повышения тонины помола руд, применения эффективных модифицированных собирателей и их смесей, организации дофлотации отвальных (кварисодержащих) хвостов.

Выполненные исследования позволили сделать некоторые выводы, реализация которых улучшит показатели извлечения золота.

По результатам опробования и анализа распределения форм золота по продуктам измельчения смешанной сульфидной руды установлено, что в разгрузке стержневой мельницы (а это исходная руда с содержанием меди 2,23 %, цинка 1,57 %, серы 25...30 %, золота 2 г/т) значительная масса золота находится в тонких классах  $-0,044$  мм, из которых абсолютно свободного всего 6 %; гидроксидного – 4,68 %; в сростках – 30,11 %; тонкодисперсного – 59,19 %. В песках спиральных классификаторов (I стадия) происходит накопление золота до 4 г/т (почти в два раза больше, чем в исходном), такая же концентрация и в разгрузке мельницы II стадии. В песках гидроциклонов III стадии концентрация золота составляет 7,1 г/т (в сравнении с исходным повышается в 3,5 раза).

В этом продукте основная масса золота приходится на сростки и тонкодисперсное золото в классе  $+0,044$  мм; в сливе гидроциклонов III стадии распределение золота в классах  $+0,044$  мм и  $-0,044$  мм почти равномерное. Доля золота в сростках и тонкодисперсного золота в классе  $-0,044$  мм в питании флотации возрастает в два раза по сравнению с исходной рудой, где основная масса золота приходится на класс  $+0,044$  мм. В концентрат «медной головки» переходит в основном крупное золото в сростках с сульфидами меди класса  $+0,044$  мм. На долю свободного золота приходится 87,5 % в классе  $-0,044$  мм и 12,5 % в классе  $+0,044$  мм. Основная масса золота в сростках и тонкодисперсного золота также находится в тонком классе. Извлечение золота в «головку» составляет 26,9 %. В хвостах коллективной флотации концентрация свободного золота в сростках и тонкодисперсного золота и их распределение по классам крупности равномерное. Потери золота с хвостами составляют 10,33 %. В хвостах медно-цинковой флотации (а это пиритный концентрат) содержание золота – 1,8 г/т при содержании в питании флотации 2,62 г/т. Потери золота от исходной руды с этими хвостами составляют 35,94 %, из которых на долю золота в сростках и тонкодисперсного золота приходится основная масса. Следовательно, золото свободное и связанное с пиритом в процессах гравитации и флотации извлекается неэффективно, что очевидно связано также и с геометрической формой и крупностью частиц золота, оксидными пленками на них, для которых следует подбирать особые режимы, схемы и аппараты измельчения, классификации, гравитации и флотации.

В медном концентрате селекции содержание золота составляет 7,26 г/т, концентрация его по классам крупности не отмечена, извле-

чение золота 24,54 %, основная масса его находится в сростках, а также в виде тонкодисперсного золота класса  $-0,044$  мм. Содержание золота в цинковом концентрате 3,67 г/т, извлечение – 2,29 %.

Исследовалось гравитационное обогащение на концентрационном столе песков гидроциклонов II стадии измельчения при переработке сплошной сульфидной руды. Исследования проводились в промышленных условиях. Содержание элементов в песках, %: меди – 2,53; цинка – 2,87; серы – 43,14; золота – 4,72 г/т. При извлечении золота в пески 18,43...20,92 % в гравитационный концентрат стола выделено 1,5...2,24 % золота.

Низкое извлечение золота в концентрат стола объясняется тем, что в сплошной сульфидной руде свободного золота практически нет (1...10 %). Основная масса золота находится в сростках с сульфидами (52,38 %) и тонкодисперсно (45,32 %) связана с пиритом, часть золота покрыта оксидными пленками (до 2 %). В концентратах стола извлекаются: золото в сростках, частично тонкодисперсное и свободное золото крупного класса.

Данные исследований показали, что для сплошных руд гравитационные процессы неприемлемы и, как было отмечено ранее, из руд с меньшим содержанием пирита и увеличением доли свободного золота до 30 % от общей его массы в исходном материале извлечение золота в гравитационный концентрат может быть увеличено до 10...20 %.

## **7.5. Гравитационные способы извлечения золота из руд цветных металлов**

Для изучения условий гравитационного извлечения золота проведены исследования продуктов измельчения и флотации действующей технологической схемы, результаты которой приведены ниже. На основании анализа гранулометрического состава пробы измельченной шахтной руды и распределения золота по классам крупности показано, что в классе  $+0,074$  мм, который можно характеризовать как гравитационный, распределяется значительная часть всего золота, большая доля которого находится в свободном виде. При измельчении руды до класса  $-0,074$  мм в классе  $+0,1$  мм распределяется золота около 40 %, из которых 7,7 % сульфидное и около 30 % свободное, а в классе  $+0,074$  мм распределяется 70 % золота; на класс  $-0,074$  мм приходится около 30 % золота, из которых свободного около 18 %, остальное сульфидное.

После измельчения руды до крупности 13 % класса  $-0,074$  мм в него распределяется всего 14,7 % золота; наибольшее количество золота сосредоточено в классах  $-0,147$  мм и  $+0,074$  мм (около 65 %), это золото целесообразно извлекать гравитацией.

При измельчении до крупности 27 % класса  $-0,074$  мм в него распределяется 33 % золота. Большая часть золота распределена в классы  $-0,147$  мм и  $+0,074$  мм (56,7 %), которое также можно эффективно выделить гравитацией.

Выход класса  $-0,074$  мм лежалых хвостов составляет 33,7 %, в который распределяется примерно 50 % золота. Исследования показали, что при обозначенной крупности измельчения часть свободного золота и связанного с сульфидами может быть выделена гравитацией, применяя каскад гравитационных аппаратов. Для этого могут быть использованы винтовые шлюзы, центробежные концентраторы, эффективно извлекающие частицы золота уплощенной формы. Авторами проведены укрупненные испытания винтового шлюза и гравитационного стола. Гравитационное обогащение разгрузки II стадии измельчения позволило выделить отдельный продукт с выходом 2,8 % при извлечении в него 38,6 % золота с содержанием золота 41 г/т. Извлечение серебра составило 3,6 %, а в промпродукте шлюза его извлечение составило 45,7 %, что свидетельствует о его тесной взаимосвязи с более легкими сульфидами руд (сфалерит и породные минералы).

Нужно заметить, что распределение и концентрация золота, и серебра по продуктам гравитации значительно различаются. Так, концентрация золота в концентрате стола составляет 13,66 г/т, а серебра всего лишь 1,28 г/т; схожая концентрация серебра в хвостах шлюза, серебро отсутствует в промпродукте и хвостах стола, в промпродукте шлюза, но присутствует в отвальных хвостах (32 г/т) и промпродукте шлюза (29 г/т).

Хвосты и промпродукты гравитации объединяются и направляются на флотацию. В них содержится, г/т: золота 1,9 и серебра 13,9. Условия флотации: pH 8,5–9,0 (известь); расход реагентов, г/т: ксантогената – 50, пенообразователя Т-80 – 30, продолжительность флотации 7 мин.

Суммарное извлечение в концентраты флотации и гравитации составило, %: золота 57,9; серебра 45,5; содержание металлов в общем концентрате, г/т: золота 15,7 и серебра 58. Анализируя результаты исследований, стоит отметить, что основным способом извлечения из подобного типа сульфидных руд является флотация, которая позволяет

из грубозернистого продукта получить золотосодержащий концентрат цветных металлов с извлечением золота 48,7 % и серебра 58,9 %.

## 7.6. Технология извлечения золота из окисленных руд

Многие месторождения руд цветных металлов в верхних горизонтах рудных тел, выходящих на поверхность, представлены зонами вторичного обогащения, окисленными или так же называемыми «железной шляпой», обогащенных золотом вследствие окисления и разрушения первичных сульфидов, естественной дезинтергации и промывки грунтовыми водами. Было исследовано выделение золота из кварц-ярозитовой руды Гайского месторождения пиритных медно-цинковых руд. Наиболее обогащенным (до 6...15 г/т) является класс  $-0,044$  мм, в который распределяется до 40 % золота. В класс  $+0,25$  мм, менее богатый (2,7...4,85 г/т), распределяется 23,8 % золота, которое достаточно легко можно выделить гравитацией, если это золото будет раскрытым от сростков. Основные минералы в пробе представлены, %: кварцем 63,4; ярозитом 12,5; оксидами железа 14; пиритом 1,5; сульфидами цветных металлов 0,1...0,2.

Серебро представлено следующими формами: самородной (гипергенное, гипогенное) в виде частиц до 10 мкм, теллуридами, хлораргирита, нодагиритом, эмболитом, сульфидом (акантитом).

Золото представлено спектром золотинок крупностью от 4 до 100 мкм и более. Большой частью золотины представляют остаточное золото, являющееся продуктом растворения пиритной матрицы. Но есть и вторичное (химически переотложенное) золото. Оно представлено глобулярными частицами 0,4...0,2 мкм и октаэдрическими кристаллами, иногда более крупными (10...12 мкм).

Оптико-геометрический анализ многочисленных частиц золота позволяет сделать ряд выводов:

- основная массовая доля золота (до 60 %) приходится на классы крупности  $-40+20$  мкм;
- конечная крупность измельчения  $-30$  мкм, при этом наибольшая масса золота приходится на частицы крупностью  $-30+20$  мкм;
- все исследованные золотины имеют изометричную форму, для выделения частиц такой формы целесообразно использовать центробежный концентратор;
- большая часть золотинок имеет неправильную поверхность, гладкую поверхность имеют только частицы вторичного золота, содержа-

ние которого в изучаемой пробе очень малое; неровность поверхности частиц золота является благоприятным фактором для флотации.

Несмотря на то что основная масса золота сосредоточена в микротонких классах менее 0,1 мкм, тем не менее были предприняты попытки извлечения тонкого золота на центробежном концентраторе «Нельсон». Исследования выполнены на материале крупностью –0,25 мм. Из руды, содержащей 7,76 г/т золота, получен концентрат с содержанием 98 г/т золота при извлечении 16,43 %. В связи с этим выполнены технологические исследования, которые проводились с целью выделения благородных металлов из лежалых хвостов в пиритный продукт при использовании гравитационной, флотационной, гравитационно-флотационной схем.

По гравитационной схеме процесс обогащения осуществляется следующим образом: выделение гравитационного золота на винтовом шлюзе из черногового золото-пиритсодержащего продукта (лежалых хвостов) с последующей перемывкой концентрата винтового шлюза на концентрационном столе. В процессе исследований подбирались плотность обогащаемого продукта, расход смывной воды по длине желоба. Гравитационное обогащение лежалых хвостов позволяет получить пиритный концентрат с содержанием золота 6,2 г/т, серебра 36,2 г/т и серы 51,1 % при извлечении 24,6 % золота и 10,7 % серебра.

Распределение золота по классам крупности и фазовый состав хвостов обогащения свидетельствуют о том, что действительно при обогащении такого материала на винтовом шлюзе значительная часть свободного золота и часть золота в сростках с сульфидами гравитационной крупности выделяются в тяжелую фракцию винтового шлюза при шестикратной концентрации золота. Дальнейшими перемывочными операциями, возможно с доизмельчением, концентрация золота может быть значительно повышена (до требуемых значений) при некотором снижении извлечения.

При сопоставлении результатов обогащения лежалых хвостов по гравитационно-флотационной схеме, включающей обогащение на винтовом шлюзе, концентрационном столе и дофлотацию хвостов гравитации, и результатов обогащения по флотационной схеме, был сделан вывод что только флотацией возможно получить пиритный концентрат с содержанием золота 5,8 г/т, серебра 41,1 г/т. Извлечение благородных металлов при этом составляет 34,9 % Au и 44,2 % Ag.

Далее были исследованы пробы окисленной золотосодержащей руды. Руда измельчалась до крупности 57 % класса  $-0,074$  мм, флотация проводилась при pH 8,3–8,6 (известь) при плотности 33...35 % твердого, продолжительности 10 мин; в качестве собирателей использованы: бутиловый ксантогенат, S-703 и их сочетания. Применение смеси собирателей обеспечивает больший прирост извлечения золота. Результаты флотации хвостов гравитационных столов и слива короткоконусных гидроциклонов, полученных из руды, измельченной до крупности  $-1$  мм, свидетельствуют о целесообразности применения флотационного обогащения. Лучшие результаты получены при флотации объединенных легких фракций гравитации.

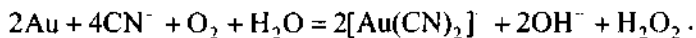
Обобщая результаты изучения природы золота и способов его извлечения из окисленных руд Гайского месторождения, необходимо отметить, что из общей массы золота около 20 % не может быть извлечено ни гравитацией, ни флотацией – это тонкодисперсное золото крупностью 1...10 мкм и менее. До 50 % золота при оптимальной степени раскрытия и применения каскада гравитационных аппаратов для разных классов крупности может быть извлечено гравитацией – это золото крупное (более 75 мкм) и частично золото тонкое (20...40 мкм). Остальное золото (до 50 %) может быть выделено флотацией из хвостов гравитации – это мелкое, тонкое и тонкодисперсное золото.

Суммарное извлечение золота по гравитационно-флотационной схеме составляет около 85 % при средней концентрации золота 25...45 г/т. Для реализации технологии в схеме необходимо предусматривать операции дезинтеграции, промывки, сгущения и сброса тонкой шламистой фракции как перед гравитацией, так и перед флотацией, что неизбежно приведет к потере тонкодисперсного золота и снижению уровня извлечения золота.

## 8. ГИДРОХИМИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ ПЕРЕРАБОТКИ РУД И КОНЦЕНТРАТОВ

### 8.1. Выщелачивание золота в щелочных растворах цианидов

Цианирование является основным методом извлечения золота из упорных руд и концентратов. Цианирование осуществляется разбавленными растворами цианистых солей щелочных и щелочно-земельных металлов в присутствии окислителей (кислород, пероксидные соли, озон и др.). При взаимодействии золота с раствором цианида образуется прочный цианидный комплекс  $[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$  по реакции



Процесс растворения золота происходит по электрохимическому механизму: на аноде – переход металлов в виде ионов в раствор с освобождением эквивалентного количества электронов; на катоде – ассоциация избыточных электронов (восстановление окислителя). Окислитель (кислород и др.) в этом процессе необходим для ассимиляции избыточных электронов, образующихся в результате перехода катионов металла в раствор. Для реализации процесса необходима диффузия ионов цианида к поверхности металла. Образующиеся комплексные анионы золота переходят в раствор.

Процесс цианирования – это гетерогенный процесс, проходящий во всем объеме раствора, который включает несколько стадий: адсорбцию кислорода цианистым раствором, доставку ионов цианида и молекул кислорода из объема раствора к поверхности минерала, химическую реакцию на поверхности минерала, отвод продуктов растворения от поверхности частиц золота в раствор. Перенос реагента из раствора к поверхности минерала осуществляется в результате молекулярной диффузии и движения частиц растворенного вещества с потоком жидкости.

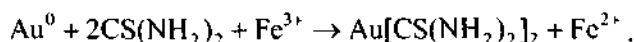
Анализ практики показывает, что растворение золота проходит в диффузионном режиме. При интенсивном перемешивании независимо от диффузии ионов цианида или молекул кислорода скорость растворения возрастает. Оптимальная концентрация цианида составляет 0,01 % NaCN, но на практике применяют более крепкие растворы 0,02...0,05 % NaCN, что зависит от количества примесей в минеральном продукте. Крупность материала и зерен золота влияют на

скорость растворения. Для пористой и рыхлой структуры руды или концентрата цианированию можно подвергать достаточно крупный материал. Глинистые и охристые руды перед цианированием необходимо разжижать и интенсивно перемешивать. Теллуриды золотa снижают скорость перевода в раствор золота, для них требуются более тонкое измельчение и высокая концентрация щелочи, но превышение оптимальной концентрации щелочи снижает извлечение золота. При значениях pH среды ниже 9,36 в атмосферу выделяется цианистый водород (синильная кислота). Однако повышение концентрации щелочи выше установленного минимума также нецелесообразно, так как при этом снижается скорость растворения золота вследствие образования на его поверхности пленок и возможного взаимодействия с сопутствующими минеральными компонентами, что в последующем увеличивает расход восстановителя при цементационном осаждении золота из раствора.

## 8.2. Тиокарбамидное, тиосульфатное и сульфитное выщелачивание

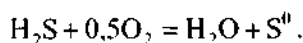
Тиокарбамидное (тиомочевинное) выщелачивание золота предложено в 1940-х годах И.Н. Плаксиным.

Оно осуществляется в кислой среде при pH 2...4, при которых тиокарбамид не окисляется. В качестве окислителя применяют сернокислый раствор соли трехвалентного железа  $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$ . Растворение золота идет по реакции



Способность тиокарбамида к комплексообразованию определяется наличием группировки  $\text{NH}_2 - \text{C} = \text{S}$ .

Применение серной кислоты более эффективно, чем соляной или азотной. Повышение температуры до 30...40 °C вызывает термохимическое разложение тиокарбамида, которое происходит с образованием цианида и сероводорода по реакциям:



При выщелачивании золото-медных руд предпочтительнее применять вместо цианидного растворения тиокарбамидное, так как в этом

случае растворимость меди в 6–8 раз ниже, чем при цианировании. В присутствии катионов меди расход тиокарбамида возрастает в связи с образованием медных тиокарбамидных комплексов. Поэтому целесообразно проводить предварительное окисление сульфидов в кислой среде из тиокарбамидных растворов. Золото осаждают цементацией, сорбцией, щелочами, электролизом.

Преимуществами тиокарбамидного выщелачивания являются:

- большее извлечение золота по сравнению с цианидной технологией без предварительного окисления углерода при переработке углистых руд;
- перспективность применения для низкосортных минеральных отвалных материалов;
- незначительная токсичность стоков и технологии отработки отвалов;
- большая скорость растворения и меньшее влияние примесей, особенно таких как природный углерод;
- малый удельный расход реагента;
- простая схема регенерации растворителя.

К недостаткам процесса следует отнести: кислотность использования дорогого антикоррозионного материала; сложный контроль процесса выщелачивания из-за разложения растворителя; низкая эффективность применения в природно-натсодержащим рудам; высокая стоимость и дефицитность тиокарбамида.

При тиосульфатном и сульфитном выщелачивании в присутствии кислорода растворение золота происходит с образованием тиосульфатного комплекса  $[\text{Au}(\text{S}_2\text{O}_3)_2]^{3-}$ .

Тиосульфатное выщелачивание изучено в автоклавном процессе разложения золотосодержащих сульфидов цветных металлов в аммиачной среде. Показано, что в начальной стадии окисления сульфидной серы в аммиачной среде образуется тиосульфат, который последовательно окисляется до тионата, сульфита, сульфата и сульфоната ( $\text{NH}_2\text{SO}_4$ ). Установлено каталитическое действие ионов меди, присутствие которых увеличивает скорость растворения благородных металлов. Заметное растворение начинается при температуре 50 °С, относительное растворение золота в тиосульфатном процессе наблюдается при температуре 80 °С. Концентрация кислорода в растворе, несмотря на эффективное накислороживание, крайне низка, что замедляет процесс. В связи с этим при тиосуль-

фатном растворении при повышенной температуре необходимо применение дополнительных окислителей: аммиачных комплексов меди, кобальта, которые входят в тиосульфатные. В тиосульфатном процессе требуется определенное соотношение растворителя  $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$  и окислителя. Оптимальным соотношением является 5:1. При этом в аммиачных тиосульфатных растворах наблюдается переход двухвалентного катиона меди в комплексные соединения:  $\text{Cu}^{2+} \rightarrow \text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+} \rightarrow \text{Cu}(\text{S}_2\text{O}_3)_2^{2-}$ . При меньшем соотношении скорость растворения зависит от концентрации тиосульфат-иона, но при этом на золоте возможно отложение сульфида одновалентной меди, которое зависит от соотношения растворителя и окислителя и от концентрации тиосульфата. Скорость разложения тиосульфатного раствора в присутствии сульфата меди при концентрации 1 г/л увеличивается на порядок по сравнению с раствором, не содержащим сульфат меди. Эти обстоятельства снижают экономическую целесообразность тиосульфатного процесса. Для активации процесса применяют вещества с восстановительными свойствами: соли одновалентного таллия, низшие этаноламины и др. Исключив побочные явления, тиосульфатное растворение при нормальной температуре позволяет снизить расход растворителя и окислителя – в несколько раз. Скорость растворения золота в этом случае сопоставима со скоростью процесса цианированием. Смесь сульфита и тиосульфата аммония применяют для вскрытия и выщелачивания марганца, для растворения серебра и золота. Оптимальные значения: pH среды 7...8; концентрация тиосульфата аммония 20...200 г/л; температура 40...60 °C, при которых тиосульфат-ионы устойчивы.

При сульфатном ( $\text{FeSO}_4$ ) выщелачивании марганцовистых руд на скорость растворения марганца оказывают влияние концентрации ионов железа и температура. Исследовано выщелачивание марганца сульфатными растворами на хвостах гравитационного обогащения руды Хаканджинского месторождения. Практически полный переход марганца в сульфатные растворы происходит при температуре 20 °C менее чем за 2 ч. Золото и серебро при сульфатном выщелачивании полностью освобождается от ассоциации с диоксидом марганца с последующим гидрометаллургическим извлечением; при этом в раствор переходит и значительная часть серебра. Частично в раствор переходит и золото (20...30 %). Схема сульфатного выщелачивания марганцовистых золото-серебряных руд представлена на рис. 8.1.

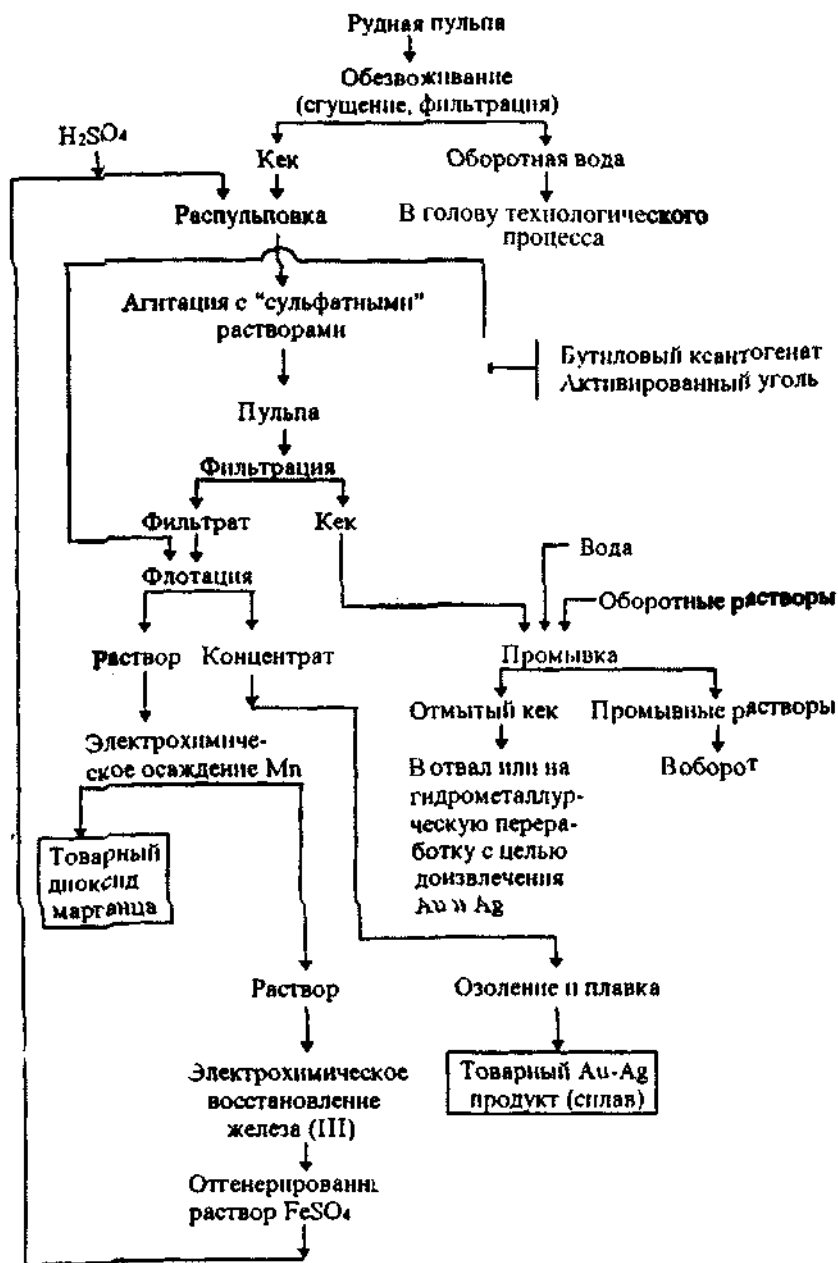
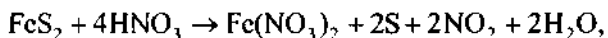


Рис. 8.1. Схема сульфатного выщелачивания золота

### 8.3. Выщелачивание с использованием кислот

В обычных условиях температуры и атмосферного давления азотная кислота растворяет золотосодержащий пирит по реакции



освобождая золото от связи с пиритом.

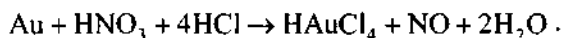
В присутствии окислителей и при подогреве растворение пирита в азотной кислоте происходит с образованием сульфатов и серной кислоты. Азотная кислота растворяет и другие сульфидные минералы, и в этом случае она является коллективным растворителем сульфидных минералов. Известно несколько способов кислотно-кислородного выщелачивания:

- нитрокс-процесс, в котором выщелачивание сульфидов осуществляют азотной кислотой в присутствии воздуха при атмосферном давлении, температуре 80...90 °С и продолжительности 1...2 ч. Недостатком процесса является образование элементарной серы, отрицательно влияющей на извлечение серы методом цианирования. Для исключения его влияния золотосодержащие остатки подвергают горячей извештковой обработке. В одном из процессов азотно-кислого окисления благодаря образованию элементарной серы частицы золота флотируют, закрепляясь на поверхности пузырьков пены, и выводятся из процесса в виде концентрата с извлечением золота около 80 %;

- арсено-процесс основан на использовании азотной кислоты при температуре 80...90 °С;

- редокс-процесс основан на высокотемпературном кислотно-кислородном выщелачивании. Примером является фабрика «Синола» (Канада). Золото-кварцевая сульфидная руда измельчается до крупности 60 % класса –0,08 мм и окисляется азотной кислотой при 85 °С в течение 2 ч. Окисленная руда (степень окисления 95 %) после нейтрализации известью цианируется по методу «Cipr». Извлечение золота составляет 92 %. Аналогичная технология окисления азотной кислотой с последующим цианированием остатка в промышленных условиях испытана на мышьяково-углеродистой руде месторождения «Бақырчык» с предварительным гравитационно-флотационным удалением свободного золота и углерода.

Кислотное растворение в основном используется в аффинажном производстве золота. В чистых кислотах золото не растворяется. В смесях кислот соляной и азотной при соотношении 3:1 («царская водка») золото растворяется по реакции



Образующийся при взаимодействии кислот газообразный хлор в этой системе является окислителем. Кроме аффинажного производства «царская водка» применяется для разделения золотосеребряных сплавов. В смеси кислот при нагревании золото растворяется, а серебро остается в виде хлорида в осадке. Золотосодержащий раствор выпаривается для удаления азотной кислоты; остаток хлорида серебра растворяют в воде; золото из раствора осаждают восстановителями.

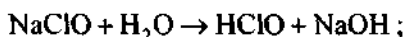
#### 8.4. Выщелачивание в растворах хлора, иода

Большинство способов хлорного растворения золота основано на применении хлорсодержащих реагентов в присутствии различных окислителей.

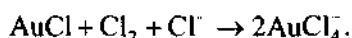
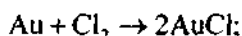
В хлорно-хлоридной среде (раствор газообразного хлора и хлорида натрия) растворение золота идет с образованием  $\text{AuCl}_2^-$  и  $\text{AuCl}_4^-$ . При подкислении раствора соляной кислотой эффективность растворения возрастает. В последние годы предложен способ растворения золота в кислых хлоридных и хлоридно-сульфатных растворах. В качестве окислителя используют диоксид марганца (пиролюзит), газообразный хлор, пероксид водорода, молекулярный и атомарный кислород. Растворение золота в системе  $\text{Au}-\text{Cl}-\text{H}_2\text{O}$ -окислитель может проходить с разной скоростью в широком диапазоне pH 1–6. Из хлоридных растворов золото легко восстанавливают щавелевой или муравьиной кислотами, хлоридом олова, углеродом, цинком, оксидом углерода, диоксидом серы и др. Процессы хлоринации применяют для извлечения золота из шламистых материалов в ЮАР, Англии. Хлоринацию, как предварительную операцию перед цианированием, используют в США. В систему хлоридного выщелачивания входят: кислота (соляная или серная), хлорид натрия, окислитель (гипохлорид калия или натрия, перманганат калия, диоксид марганца).

Кислотное гипохлоритное выщелачивание иногда является альтернативным цианированию процессом. В кислом гипохлоритном растворе хлорида натрия при  $\text{pH} > 7,5$  образуется гипохлорит-ион  $\text{ClO}^-$ ; при  $\text{pH} 3...7,5$  – хлорноватистая кислота  $\text{HClO}$ , при  $\text{pH} < 3$  – газообразный хлор  $\text{Cl}_2$ .

Основные реакции процесса:



хлорноватистая кислота в растворе соляной кислоты диссоциирует следующим образом:



Возможно образование  $\text{AuCl}_3$ ,  $\text{AuCl}_2^-$ , но конечным продуктом реакций является  $\text{AuCl}_4^-$ .

При использовании в качестве окислителя пиролюзита происходит растворение золотосодержащих пирита, арсенопирита. Золото из растворов хлоридного выщелачивания осаждают раствором сульфата железа (III), диоксидом серы, древесным углем.

## 8.5. Выщелачивание просачиванием

Этот метод применяют на грубозернистом материале, не содержащем глину, илы. Измельченную руду классифицируют; песковую фракцию выщелачивают просачиванием раствора цианида или другого растворителя через слой материала, а шламовую – сбрасывают в отвалный продукт или перерабатывают методом перемешивания.

Растворение просачиванием осуществляют в чане с ложным днищем. Растворению (перколяции) подвергают классифицированные пески с крупностью минеральных зерен не менее 0,2...1 мм. Для рудного материала пористой структуры допускается крупность кусков минерального сырья до 10...15 мм. Скорость просачивания раствора определяет длительность процесса. Оптимальной является скорость более 50 л/(м<sup>2</sup>·ч). При скорости растворения раствора менее 20 л/(м<sup>2</sup>·ч) применение перколяции нецелесообразно. На скорость просачивания влияют многие факторы: природа золота песков, крупность песков и частиц золота, состав минералов и взаимосвязь золота с ними. Через кристаллический крупнозернистый материал фильтрация раствора проходит эффективно; аморфный, тонкий материал слеживается плотным слоем и плохо пропускает раствор.

Чаны для выщелачивания просачиванием выполняют круглой или прямоугольной формы. Высота чана 2...4 м, диаметр – до 12...14 м и более в зависимости от объемов производства. Прямоугольные чаны имеют длину до 25 м и ширину до 15 м с вместимостью песков 800...900 т. Загрузка песков в чан проводится в виде

пульпы. Применяют и сухие методы загрузки посредством ленточных конвейеров, грейферных кранов, автопогрузчиков. Выщелачивание проводят последовательно в несколько этапов растворами с убывающей концентрацией от 0,1...0,2 % NaCN до 0,03...0,05 %. Продолжительность полной обработки песков составляет 4...8 сут.; для расклассифицированных песков она значительно больше 10–14 сут. Расход реагентов составляет 0,25...0,75 кг цианида и 2 кг извести на 1 т сухих песков.

Для дробленой руды до 5...15 мм, в которой присутствует мелкий материал, необходимо предварительное окомкование в барабанном грануляторе.

### 8.6. Кучное выщелачивание

Сущность этого метода заключается в том, что руда, уложенная в виде штабелей (кучи) на водонепроницаемом основании, орошается сверху цианистым раствором. Этот метод пригоден для переработки пористых руд и песков, структура которых доступна для просачивания растворов цианида по трещинам зернистого материала к свободным частицам золота. Крупность материала для выщелачивания золота: дробленой руды 5...20 мм, не дробленой – до 100 мм. Глинистые вещества снижают проницаемость для растворов, замедляют скорость процесса и снижают извлечение золота. Для таких руд рекомендуют проводить предварительное окомкование с добавкой цемента, цианида и извести. Площадку для формирования штабелей в кучу покрывают слоем бетона, асфальта или утрамбованной глины; иногда применяют пленки из синтетических материалов. Уклон площадки для стока растворов (2–4 °). Отсыпку кучи ведут фронтальным погрузчиком или бульдозером. Куча имеет форму четырехугольной усеченной пирамиды. Высота кучи изменяется от 3 до 10 (15) м, а вместимость по руде – 100...200 тыс. т и более.

Кучное выщелачивание (КВ) в основном развивается в связи с необходимостью переработки накопленных в большом количестве отвалов, глинистых забалансовых руд и хвостов флотации золотоизвлекающих предприятий, в связи с чем окомкование и агломерация являются необходимыми операциями при подготовке материала для кучного выщелачивания. Агломерации подвергают или весь дробленый материал или только часть расклассифицированной тонкой шламистой фракции.

Сооружение штабелей является решающей операцией, определяющей конечный результат КВ. Штабели могут сооружаться в один

или несколько слоев (этажей). Высота штабеля зависит от прочности основания, изоляции, профиля местности, физических и химических свойств перерабатываемого материала. Откосы защищают с помощью грунтового слоя, пленочных покрытий. Перед пленкой предварительно укладывают слой рубероида, стеклоткани и резинотканевого материала.

Система орошения кучи состоит из оросительных устройств в штабеле, схемы орошения и видов оросителей. При использовании растворов цианидов при выщелачивании открытых штабелей высотой более 4 м применяют закрытую укладку оросителей. Коллекторы изолируют инертным материалом (песок, грунт, руда), водонепроницаемой пленкой. Пространственное расположение труб коллектора-оросителя самое разнообразное. Орошение может быть постоянным, цикличным, точечным, разбрызгиванием через форсунки; применяют прудовое орошение через каналы, траншеи и прудки.

Дренажная система состоит из серии элементов сбора раствора, прошедшего через штабель и транспортирования в карту (емкость) продуктивных растворов. Дренажная система в пределах штабеля состоит из коллекторной части, фильтрующего материала и сборных трубок. Дренажная система внутри штабеля определяется уклоном площадки, проницаемостью руды, объемом раствора. Рудная масса при хорошей проницаемости сама может служить дренажом. Дренажная система снаружи штабеля должна пропускать растворы выщелачивания и потоки во время ливней. Применяют следующие различные системы дренажа продуктивных растворов: через песчано-гравийный слой, через дренажные трубы, через фильтры, через дренажные колодцы или траншеи.

Прудки продуктивных растворов должны иметь необходимый объем. Продуктивные растворы КВ перерабатывают с извлечением из них золота, применяя следующие способы осаждения:

- цементация на металлических порошках цинка, алюминия, свинца, железа;
- сорбционные методы (адсорбция на активированном угле и ионообменных смолах);
- электролитическое осаждение;
- осаждение в виде нерастворимых сульфидов.

Наибольшее распространение получили цементация на цинке и адсорбция на активных углях.

## 8.7. Выщелачивание перемешиванием

Применение этого метода в сравнении с перколяционным и кучным выщелачиванием значительно более эффективно, поскольку процесс проводят на тонкоизмельченном материале, когда золото в основном вскрыто и активное перемешивание обеспечивает подвод цианида и растворенного кислорода к поверхности золотин. Рассматриваемый способ превосходит и по скорости выщелачивания, и по уровню извлечения золота.

Крупность материала при цианировании определяется крупностью частиц золота в руде. Обычно крупность материала составляет 0,3...0,043 мм. Оптимальное соотношение Ж:Т = (1...2):1. Энергетические затраты в этом процессе значительно выше, поскольку руду необходимо тонко измельчать, а перемешивание и фильтрование фракции пульпы – энергоемкие операции. При цианировании тонкодисперсных пульп, особенно сульфидных, важен контроль концентрации кислорода, который также расходуется на окисление сульфидных минералов. Концентрация NaCN составляет 0,01...0,1 % (чаще 0,02...0,05 %), а концентрация CaO равна 0,01...0,03 % (рН 9...11). При слишком плотной пульпе цианирование идет медленно и неполно вследствие низкой скорости диффузии реагентов к поверхности частиц золота. Обычно цианирование кварцевых руд ведут при Ж:Т = (2...2,5):1. Процесс ведут в периодическом или непрерывном режиме.

В периодическом режиме пульпу распределяют в параллельно работающие аппараты для выщелачивания. После растворения золота пульпу перекачивают в чан-сборник, а в выщелачивающие чаны закачивают новую порцию пульпы.

При непрерывном процессе пульпу подвергают выщелачиванию в каскаде последовательно соединенных аппаратов. Число аппаратов в каскаде составляет не менее 4–6 (оптимальное 8–12). Непрерывная система выщелачивания имеет преимущества, так как позволяет: сократить обслуживающий персонал, количество насосов, общее время цикла выщелачивания и повышает эффективность процесса.

При цианировании чаны подразделяют: с механическим, с пневмомеханическим, с пневматическим перемешиванием.

Пачук представляет собой цилиндрический чан с коническим днищем высотой в 3–4 раза больше диаметра. В центре чана расположен аэролифт-циркулятор с воздушной рубашкой, в которую через трубу с прорезями подают сжатый воздух. При смешении пульпы с воздухом образуется пульповоздушная смесь с плотностью меньшей чем пуль-

на, которая поднимается в верхнюю часть аппарата, создавая непрерывную циркуляцию. Для предотвращения запесочивания в нижней части аппарата установлен диспергатор, на который при необходимости подают сжатый воздух. Плотность пульпы в них может составлять до 50...60 % твердого.

## 8.8. Сорбционное выщелачивание

В технологии сорбционного выщелачивания совмещают два процесса: цианидное растворение золота тонкозернистых пульп и сорбцию золота из жидкой фазы пульпы на активных углях или ионообменных смолах. В этой технологии в контакт с ионообменной смолой вступает не осветленный раствор, содержащий золото, а непосредственно пульпа, находящаяся в процессе цианирования. Растворяясь в цианистом растворе, золото переходит в жидкую фазу пульпы и одновременно сорбируется ионитом. Эти два совмещенных процесса называют сорбционным выщелачиванием.

Обеззолоченную пульпу после выщелачивания направляют в отвал, предварительно выделив из нее насыщенную золотом смолу. Для выщелачивания золота со смолы из пульпы применяют классификацию по крупности на грохоте (сите). Гранулы смолы имеют крупность от 0,5 до 2 мм, а частицы измельченной руды имеют значительно меньшую крупность. Затем насыщенный золотом ионит регенерируют десорбцией золота и снова направляют на повторное (многократное) использование в процессе выщелачивания.

Процесс выщелачивания из пульпы позволяет исключить из технологической схемы дорогостоящие и громоздкие операции фильтрации и промывки пульпы после цианирования. Технология обеспечивает более высокое извлечение золота, так как одновременное выщелачивание и сорбция ионитами снижает концентрацию золота в жидкой фазе пульпы и уменьшает его сорбцию природными сорбентами (углистыми веществами, глинистыми частицами минералов).

Кроме того, в присутствии ионита растворение золота проходит значительно быстрее, поскольку ионит, по-видимому, частично сорбирует в примеси, тормозящие растворение золота.

Сорбционное выщелачивание проводят в агитаторах с пневматическим перемешиванием – пачуках. Перемешивание пульпы с ионитом осуществляется циркулятором. Аэролифт подает пульпу на сетку, которая затем после разделения поступает по желобу в следующий аппарат. Гранулы смолы поступают в предыдущий пачук. В зависи-

мости от объемов производства пачуки могут быть объемом до 500 м<sup>3</sup> и более.

Емкость насыщенного ионита по золоту 5...20 мг/г, соответственно степень концентрации повышается до 2000...4000 раз в сравнении с содержанием в исходном продукте. Процесс ведут при pH 10...11. В качестве сорбента на отечественных предприятиях обычно применяют макропористый бифункциональный анионит АМ-2Б, который имеет повышенную емкость и селективность к золотоцианистому комплексу, легко регенерируется, обладает механической прочностью. Расход ионита 10...20 г на 1 т выщелачиваемой руды.

## 8.9. Автоклавное выщелачивание

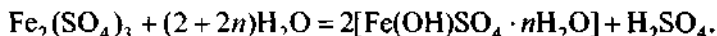
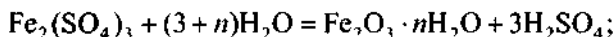
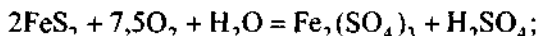
Возможны следующие варианты автоклавного вскрытия золота:

- кислотное окисление сульфидов, в которых «законсервировано» тонкодисперсное золото с последующим цианированием или другим видом выщелачивания золота;
- кислородно-аммиачное выщелачивание золотосодержащих сульфидов с одновременным растворением золота в автоклаве.

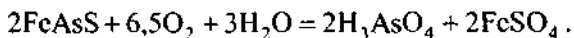
Процесс выщелачивания в автоклавах проводят при температуре 120...200 °С в атмосфере воздуха или кислорода при высоком давлении. Скорость и степень окисления пирита и других сульфидов определяют температура и парциальное давление кислорода.

Полное окисление пирита и переход его в оксид железа (Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>) наблюдается при температуре 140 °С, давлении кислорода 2000 кПа и продолжительности 2 ч. При температуре более 120 °С сера пирита начинает оплавляться, обволакивая зерна сульфидов; при этом снижаются скорость и степень их окисления. Избыток серы при последующем цианировании приводит к перерасходу цианида, который расходуется на образование роданид-ионов. Во избежание этого избыток серы связывают, обрабатывая пульпу щелочами – известью и сернистым натрием.

Окисление пирита в автоклаве проходит в несколько стадий:

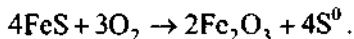


Арсенопирит окисляется по реакции



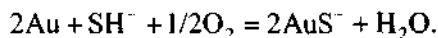
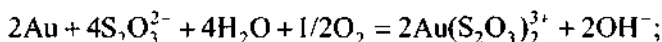
Значительная часть мышьяка переходит в раствор в виде мышьяковой кислоты, часть остается в осадке в виде гидроксида железа  $\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot n\text{H}_2\text{O}$ , адсорбирующего на себе весь растворенный мышьяк. Для удаления мышьяка перед цианированием проводят щелочную обработку.

Пирротин окисляется при температуре 110...115 °С и давлении в несколько сотен килопаскалей, по реакции



Вскрытое при окислении сульфидов золото может быть извлечено растворами цианидов или другими растворителями, в том числе тиокарбамидом с извлечением золота 93...95 %.

При щелочном (NaOH и KOH) автоклавном выщелачивании сульфидов наблюдается очень высокий расход щелочи – около 330 кг на 1 т пирита, а при разложении арсенопирита и пирротина – значительно выше. При аммиачном выщелачивании простые сульфиды окисляются с выделением растворимых сульфатов или нерастворимых гидратов и оксидов. Мышьяк переходит в раствор в форме анионов  $\text{AsO}_3^{3-}$  и  $\text{AsO}_4^{3-}$ , последние из которых образуют труднорастворимые аммиачные соединения (например,  $\text{HN}_4\text{CaAsO}_4$ ). Эффективность растворения золота в этом процессе зависит от присутствия тиосульфатов и гидросульфидов:



Процесс ведут при температуре 100...190 °С. На обогатительных фабриках «Мак-Лафлин» и «Гетчелл» (США) перерабатывают сульфидные руды, содержащие золото 4...6 г/т, по схеме: предварительная кислотная обработка – автоклавное вскрытие золота окислением сульфидов при температуре 160...180 °С, давлении 2200 кПа – промывка пульпы противоточной декантацией, нейтрализация известью и цианирование по методу «CIP». Извлечение золота 92...93 %.

На обогатительной фабрике «Меркьюр» (США) руду, содержащую 2...3 г/т золота, до 1,7 % серы, перерабатывают по схеме: автоклавное окисление сульфидов в щелочной среде – цианирование. Температура

выщелачивания 220 °С, давление 3350 кПа; щелочная среда образуется за счет присутствия в руде 20 % карбонатов; цианирование ведут по методу «CIP»; извлечение золота составляет 83...90 %.

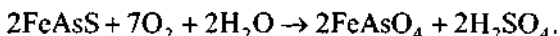
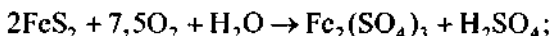
На обогатительной фабрике «Кэннон» (США) сульфидную (пирит) руду с содержанием 8...10 г/т золота после измельчения до крупности 95 % класса –0,074 мм обогащают флотацией. Флотационный концентрат цианируют в две стадии с автоклавным окислением между стадиями; золото из раствора осаждают цинковой пылью; извлечение золота 92 %.

Обогатительная фабрика «Поргера» (Папуа – Новая Гвинея) перерабатывает сульфидную (пирит) руду с содержанием золота 36 г/т методом флотационного обогащения. Получаемый низкосортный пиритный концентрат содержит 9 % серы при извлечении в него 90...95 % золота. Концентрат перерабатывают по схеме: окисление в автоклавах кислородом при температуре 190 °С и давлении 1800 кПа в течение 3ч – обесшламливание кислого раствора в сгустителе – цианирование шлама по стандартной угольно-сорбционной технологии с получением золотых слитков.

## 8.10. Биохимическое выщелачивание

Биохимическое вскрытие упорных руд и концентратов основано на том, что в присутствии микроорганизмов – автотрофных бактерий типа *Thiobacillus Ferrobacillus* золотосодержащие сульфиды железа окисляются до сульфата, арсената железа и серной кислоты при атмосферном давлении и нормальной температуре. Освобожденное от сростков золото легко выщелачивается цианистыми растворами.

Биохимическое окисление сульфидов происходит по реакциям:

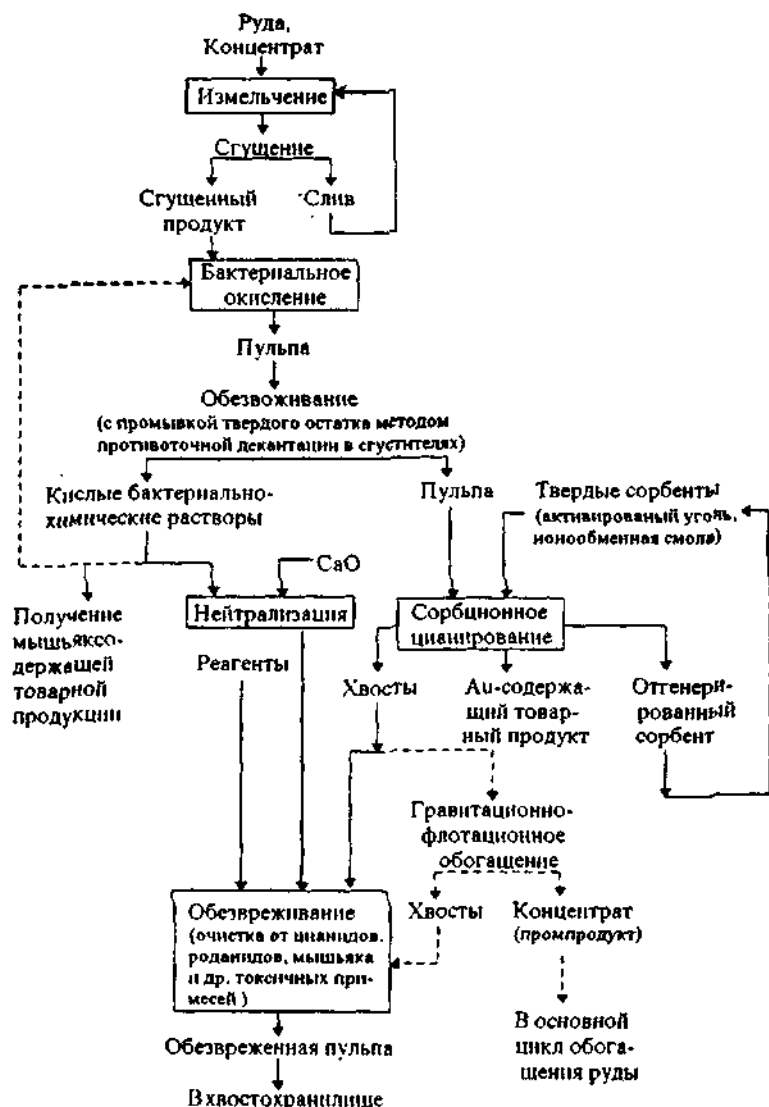


Роль бактерий сводится к ускорению окисления продуктов разложения сульфидов; микроорганизмы являются катализаторами, т.е. переносчиками электронов от донора (сульфида) к акцептору (кислороду). Степень биоокисления пирита в присутствии микропримесей значительно возрастает и при окислении на поверхности пирита образуется ярозит, который тормозит окисление сульфида. Оптимальные условия окисления пирита: pH 0,8...3,0, температура

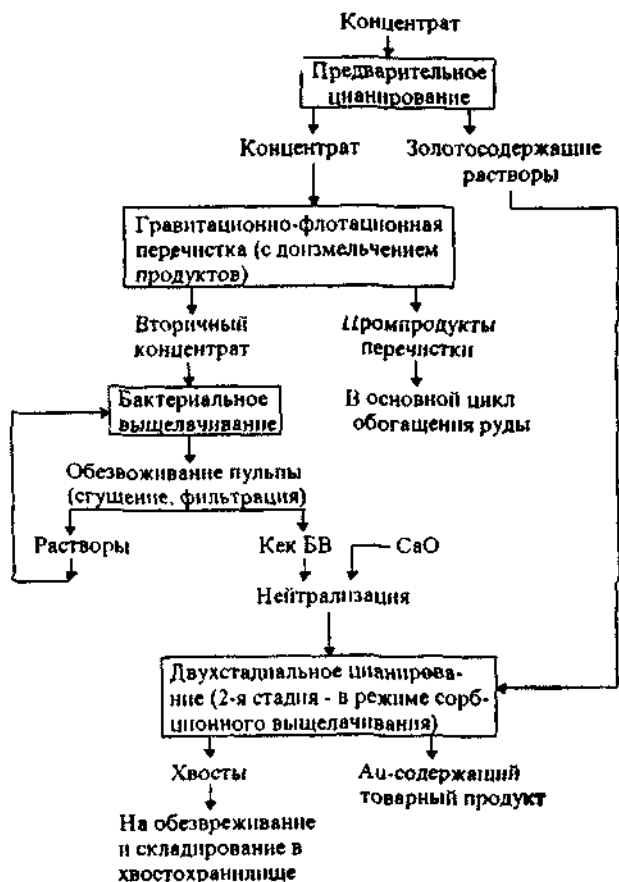
28...40 °С, плотность пульпы 10...20 % твердого. Активная деятельность бактерий проявляется при введении в процесс серной кислоты, питательных добавок, кислорода. Полнота окисления золотосодержащих сульфидов железа (85...95 %) достигается за 4 сут. В ряде случаев биохимическое вскрытие пиритного концентрата повышает извлечение золота при цианировании с 10...20 до 75 %. По способности к биоокислению сульфиды расположены в ряд: пирротин > арсенопирит > антимонит > пирит > сфалерит > халькопирит > галенит. Отмечается, что наиболее благоприятным сырьем для биоокисления являются мышьяковистые руды, а наиболее упорными являются пиритные руды, а также руды, в которых благородные металлы связаны с галенитом, халькопиритом и сфалеритом. Достаточно упорными по отношению к биовыщелачиванию являются также углеродсодержащие золотые руды.

Известны исследования, согласно которым при бактериальном вскрытии и выщелачивании углеродсодержащих сульфидных руд и концентратов с использованием автотрофных микроорганизмов сорбционная активность в цианистом процессе сохраняется; максимальная сорбционная способность наблюдается в легкой углисто-глинистой фракции (степень сорбции золота из раствора 98 %) и незначительная сорбция – в тяжелой сульфидной фракции. На рис. 8.2 приведена принципиальная схема биовыщелачивания мышьяксодержащих золото-пиритных руд и концентратов.

В.В. Лодейщиковым в ОАО «Иргиредмет» исследованы концентраты различных пиритных и смешанных мышьяково-пиритных руд (табл. 8.1 и 8.2) по схеме (рис. 8.3): предварительная бактериально-химическая обработка концентратов – цианирование. В большинстве случаев разница в извлечении золота по сравнению с цианированием необработанных «сырых» концентратов составляет 10...15 % при абсолютном извлечении золота до 95...98 %. Технология рекомендована для реализации на рудах, перерабатываемых на Тасеевской, Дарасунской (Забайкалье), Актусской (Казахстан), Араратской (Армения), Ангренской (Узбекистан), Олимпиадинской (Красноярский край) и других фабриках. Изучена возможность предварительного бактериального окисления концентратов с последующим цианированием кека на рудах других перспективных месторождений с ростом извлечения золота, %: Нежданнинского (Республика Саха (Якутия)) – 94,8; Майского (Колыма) – 90; Зарнитам (Узбекистан) – 89; Кумптор (Кыргызстан) – 94,1.



**Рис. 8.2. Технологическая схема биогидрометаллургической переработки мышьяково-пиритных руд и концентратов**



**Рис. 8.3.** Рекомендуемая технологическая схема биогидрометаллургической переработки концентратов Тасеевской ЗИФ

Таблица 8.1

**Химический состав концентратов**

| Концентраты  | Массовая доля компонентов, % |      |      |      |      |                  |         |
|--------------|------------------------------|------|------|------|------|------------------|---------|
|              | Fe                           | S    | As   | Sb   | Cu   | C <sub>орг</sub> | Ag, г/т |
| Ключевской   | 39,7                         | 36,6 | 0,31 | 0,01 | 0,27 | —                | 24,0    |
| Тасеевский   | 13,2                         | 13,0 | 2,0  | 0,50 | 0,27 | 1,5              | 35,6    |
| Дарасунский  | 28,1                         | 26,5 | 8,56 | 0,19 | 0,60 | ..               | 45,0    |
| Жолымбетский | 13,5                         | 10,0 | 0,10 | 0,01 | 0,18 | 1,6              | 105     |
| Аксуеский    | 22,0                         | 20,1 | 1,25 | 0,08 | 4,56 | 2,4              | 40,3    |
| Бестюбинский | 16,8                         | 13,9 | 0,10 | 0,01 | 0,33 | 1,8              | 270     |

| Концентраты    | Массовая доля компонентов, % |      |      |      |      |                  |         |         |
|----------------|------------------------------|------|------|------|------|------------------|---------|---------|
|                | Fe                           | S    | As   | Sb   | Cu   | C <sub>орг</sub> | Au, г/т | Ag, г/т |
| Акжальский     | 8,0                          | 5,4  | 2,20 | 0,01 | 0,05 | 9,5              | 32,2    | 3,7     |
| Ангренский     | 17,1                         | 18,9 | 0,85 | 0,25 | 0,83 | —                | 55,0    | 307     |
| Зармитанский   | 32,9                         | 30,9 | 13,0 | 1,0  | 0,10 | 3,9              | 27,6    | 247     |
| Аралатский     | 10,6                         | 8,4  | 0,46 | 0,09 | 4,27 | 2,3              | 50,0    | 39,1    |
| Бакырчикский   | 7,3                          | 4,1  | 1,90 | 0,01 | 0,03 | 2,3              | 24,2    | 1,0     |
| Олимпиадинский | 21,9                         | 14,5 | 3,73 | 1,78 | 0,11 | 4,0              | 49,0    | 40,1    |

Примечание. Прочерк в таблице указывает на практическое отсутствие данного компонента в концентрате.

Таблица 8.2

**Результаты цианирования концентратов  
и кеков биовыщелачиванием (БВ)**

| Концентраты                                                  | Содержание металлов в исходных концентратах, г/т |       | Содержание металлов в хвостах цианирования кеков БВ, г/т |      | Извлечение металлов по схеме БВ-цианирование, % |      | Извлечение металлов при прямом цианировании концентратов, % |      |
|--------------------------------------------------------------|--------------------------------------------------|-------|----------------------------------------------------------|------|-------------------------------------------------|------|-------------------------------------------------------------|------|
|                                                              | Au                                               | Ag    | Au                                                       | Ag   | Au                                              | Ag   | Au                                                          | Ag   |
| Ключевской                                                   | 24,0                                             | 17,2  | 5,0                                                      | 7,5  | 79,2                                            | 56,4 | 79,2                                                        | 49,4 |
| Тассевский                                                   | 35,6                                             | 56,3  | 1,2                                                      | 8,5  | 96,6                                            | 84,9 | 75,3                                                        | 65,4 |
| Дарасунский                                                  | 45,0                                             | 46,2  | 2,2                                                      | 18,0 | 95,1                                            | 61,0 | 89,7                                                        | 70,1 |
| Жолымбетский                                                 | 105,0                                            | 40,4  | 2,2                                                      | 3,3  | 97,9                                            | 91,8 | 94,8                                                        | 88,9 |
| Аксуеский                                                    | 40,3                                             | 60,1  | 1,2                                                      | 3,3  | 97,0                                            | 94,5 | 81,6                                                        | 93,3 |
| Бестюбинский                                                 | 270                                              | 0     | 139,0                                                    | 6,8  | 5,0                                             | 97,5 | 93,4                                                        | 92,3 |
| Акжальский                                                   | 32,2                                             | 3,7   | 11,0                                                     | —    | 65,8                                            | —    | 19,9                                                        | 45,9 |
| Ангренский                                                   | 55,0                                             | 307,0 | 0,9                                                      | 14,0 | 98,4                                            | 95,4 | 93,8                                                        | 81,6 |
| Зармитанский                                                 | 27,6                                             | 247,0 | 2,9                                                      | 5,6  | 89,5                                            | 97,7 | 66,7                                                        | 62,7 |
| Аралатский                                                   | 50,0                                             | 39,1  | 1,2                                                      | 3,1  | 97,6                                            | 92,1 | 90,2                                                        | 82,6 |
| Бакырчикский                                                 | 24,2                                             | 1,0   | 9,4                                                      | —    | 61,2                                            | —    | 10-15                                                       | —    |
| Олимпиадинский                                               | 49,0                                             | 40,1  | 4,0                                                      | —    | 92,0                                            | —    | 62,6                                                        | —    |
| Смесь Ключевского, Тассевского и Дарасунского концентратов   | 33,0                                             | 38,7  | 2,5                                                      | 11,8 | 92,4                                            | 69,5 | —                                                           | —    |
| Смесь Аксуеского, Жолымбетского и Бестюбинского концентратов | 88,0                                             | 68,0  | 2,2                                                      | 3,6  | 97,5                                            | 94,7 | —                                                           | —    |

Для извлечения тонкодисперсного золота найдены нетоксичные растворители биогенного происхождения – продукты метаболизма гетеротрофных микроорганизмов и раствора аминокислот, получаемые при деструкции белоксодержащих отходов производства лимонной

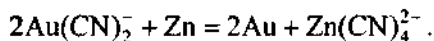
кислоты. Растворяющая способность продуктов метаболизма бактерий увеличивается с ростом концентрации окислителя (пероксида натрия), высаливателя (хлористого натрия). Оптимальное отношение Ж:Т составляет 1:1 – 2:1; pH 9...10; в слабокислых средах извлечение золота в раствор снижается более чем в два раза. Высокой растворяющей способностью обладают микроорганизмы *Bacillus*, *Bacterium*, *Chromobacterium*. Наиболее активно растворяют золото мутанные штаммы бактерий *Bac.mestericus niges* 12 и 129 при использовании в качестве источника азота – мочевины и углерода – глюкозы. Микрококковые грибы в отличие от бактерий способны аккумулировать золото из растворов. Наиболее эффективны *Aspergillus niger* и *Aspergillus ozyza*. Растворяют золото аминокислоты, пептиды, белки и нуклеиновые кислоты. Из аминокислот растворяют золото – алпаратин, глицин, гистидин, серин, фенилаланин; из белков – растворимые проламины и глобулины; из пептидов – кислые и щелочные. Отмеченные продукты растворяют золото в щелочных средах. А в кислых средах они восстанавливают его до металла. По сорбционной способности грибы находятся на уровне активированных углей, а по поглощению коллоидного золота они в 8–10 раз эффективнее.

### 8.11. Методы извлечения золота из растворов

Из цианистых, тиомочевинных и других растворов благородные металлы, в том числе золото, выделяют следующими методами:

- осаждением цинком;
- сорбцией ионообменными смолами;
- сорбцией активными углями;
- экстракцией;
- электролизом.

**Осаждение цинком.** Этот метод в практике переработки золотосодержащих руд сохраняет ведущее место, в то же время такие методы, как сорбционный, основанный на ионообменных смолах, и «уголь в пульпе», начинают широко применяться. В электрохимическом ряду напряжений потенциал цинка (–0,76 В) более отрицателен, чем потенциал золота (1,50 В) и серебра (0,80 В). Стандартный электродный потенциал в цианистых растворах также более отрицателен для цинка (–1,26 В), чем для золота (–0,61 В) и серебра (–0,51 В). Металлический цинк легко вытесняет золото из цианистых растворов по реакции



Являясь восстановителем, цинк разлагает молекулы воды с выделением газообразного водорода. Кислород же в цианистых пульпах восстанавливается цинком с образованием гидроксильных групп. В соответствии с этими реакциями значительная часть цинка расходуется не по прямому назначению, в частности, часть цианида связана с цианистыми комплексами цинка. Цинк вытесняет из цианистых растворов (в случае их присутствия) металлы, стоящие в электрохимическом ряду слева от него: медь, серебро, платину, свинец, никель и др. Теоретически расход цинка на осаждение золота составляет 0,19 г на 1 г золота, а практически его расход в десятки раз больше. В цианистом растворе между металлическим цинком и раствором происходит обмен ионами, в результате которого на анодных участках цинка идет его ионизация, а на катодных – восстановление золота, кислорода и воды.

При выравнивании стационарного и равновесного потенциалов осаждение золота может прекратиться, хотя термодинамическое равновесие еще не наступило. При определенных условиях вследствие продолжающегося окисления цинка кислородом и водой активная поверхность его уменьшается, возрастает анодная поляризация, стационарный потенциал сдвигается в сторону положительных значений и может начаться обратный процесс растворения уже восстановленного золота. Во избежание этих явлений поверхность цинка должна быть как можно высокоразвитой, что достигается увеличением ее за счет предварительного освинцовывания. Для этого металлический цинк обрабатывают раствором растворимой соли свинца – уксусно- или азотнокислой. На поверхности цинка образуется рыхлый губчатый осадок металлического свинца с большой удельной поверхностью. Освинцованный тонкодисперсный порошок металлического цинка значительно ускоряет процесс осаждения золота. Но скорость осаждения золота ограничена скоростью диффузии анионов  $\text{Au}(\text{CN})_2^-$  к поверхности катодных участков. Интенсивное перемешивание увеличивает предельный ток восстановления золота, т.е. скорость диффузии анионов  $\text{Au}(\text{CN})_2^-$  к поверхности цинка. Но при чрезмерном перемешивании происходит и восстановление кислорода, что ведет к увеличению расхода цинка; возможен также отрыв пленок восстановленного на цинке золота. На практике цианистые растворы перед осаждением золота подвергают операции деаэрации – обескислороживанию, а само осаждение про-

водится методом просачивания раствора через слой дисперсного порошка металлического цинка.

При цементации происходит окисление цинка с образованием цинкат-ионов  $ZnO_2^{2-}$ . При низкой щелочности цинкат-ионы гидролизуются с образованием нерастворимого белого осадка гидроксида цинка. В свою очередь гидроксид цинка при недостаточной концентрации цианида взаимодействует с комплексным цианидом цинка с образованием белого осадка цианистого цинка. Белые осадки гидроксида и простого цианида цинка, образующиеся при осаждении золота из цианистых растворов с недостаточной концентрацией цианида и щелочи, являются нежелательными. Они отлагаются на поверхности цинка, препятствуют контакту цинка с раствором и осложняют процесс осаждения. Кроме того, образование этих осадков приводит к разубоживанию золотого осадка, что усложняет его дальнейшую переработку. В связи с этим осаждение золота проводят из растворов с оптимальной концентрацией цианида и щелочи, при которых образование цинкатных ионов маловероятно. При избытке цианида простой цианид цинка растворяется, препятствует образованию осадков. В связи с этим необходимо тщательное обескислороживание растворов перед осаждением золота.

Присутствие примесных компонентов в растворах для цементации нежелательно, так как они образуют на поверхности цинка плотные пленки, препятствующие осаждению золота. Щелочные сульфиды образуют на поверхности цинка пленки сульфидов цинка и свинца, также препятствующие осаждению. Медь из растворов легко вытесняется цинком и покрывает его поверхность.

Поэтому вначале из растворов осаждают чистым цинком медь, а затем уже освинцованным цинком осаждают золото. Вредное влияние оказывают также коллоидные соединения кремниескислоты, которые в присутствии извести образуют пленки силиката кальция. Растворы для цементации поэтому должны быть абсолютно прозрачными. После сгущения и фильтрации растворы осветляют, применяя для этого песковые фильтры, рамные вакуум-фильтры, рамные фильтр-прессы, мешочные фильтры и т.д. Осветленный раствор после деаэрации смешивают с цинковой пылью и искусно-кислым свинцом и фильтруют при одновременном осаждении золота. Процесс цементации протекает с высокой скоростью и полно.

Расход цинковой пыли составляет в зависимости от содержания золота в растворе 15...50 г на 1 т раствора. Степень осаждения золо-

та составляет 99,5...99,9 %, концентрация золота в обеззолоченных растворах не превышает 0,02...0,03 г/м<sup>3</sup>. Цинковые осадки после цементации золота имеют сложный вещественный состав и содержат, %: золота – 5...35; цинка – 20...60; свинца – 4...25; меди – до 30; селена – до 12 и другие компоненты. Способы очистки золотых осадков могут быть различными. Наибольшее распространение получила кислотная обработка с последующей сушкой и плавкой на золотосеребряный сплав. Промытый и обезвоженный осадок выщелачивают 10...15%-ной серной кислотой. Затем осадки прокаливают при 500...700 °С с целью перевода неблагородных металлов в оксиды, которые при последующей плавке переводят в шлаки. При прокатке удаляется влага, разлагаются остатки солей и окисляется нерастворимый цинк. Прокаленные осадки смешивают с флюсами и плавят на золотосеребряный сплав. В качестве флюсов используют соду, буру, кварцевый песок, плавиковый шпат. Для предотвращения образования штейна, в который может перейти часть золота (при наличии в осадках серы), в шихту вводят окислитель – натриевую селитру или диоксид марганца, которые также способствуют окислению неблагородных металлов. Полученные сплавы могут содержать благородные металлы 950–980-й пробы. Слитки взвешивают и отправляют на аффинажное производство. В шлаке могут содержаться застрявшие корольки золота и серебра. По мере накопления таких шлаков их повторно плавят. Переплавленный шлак обогащают, выделяя из него золото и серебро с применением амальгамации, шлюзов, концентрационных столов с последующим цианированием хвостов.

В отдельных случаях осадки обрабатывают наиболее простыми методами. Это может быть плавка сырых осадков без кислотной обработки и сушки, которую применяют для очень богатых по содержанию золота осадков. Качество слитков при этом получается невысоким. Иногда сырые осадки перерабатывают с предварительным окислительным обжигом перед плавкой.

Обеззолоченные растворы после цементации золота цинком содержат свободный цианид и комплексные соединения цианида; их иногда подвергают регенерации для последующего использования.

**Сорбционное извлечение золота.** При сорбции золота из растворов в качестве сорбентов используют нерастворимые твердые высокомолекулярные вещества, которые в своем составе имеют ионогенные (активные) группы, способные обмениваться с ионами раствора в эквивалентном количестве того же заряда и знака. Ионообменны-

ми свойствами обладают очень многие природные и искусственные соединения. Синтетические смолы имеют большее практическое значение. Макромолекула ионообменных смол состоит из полимерных молекул, углеводородные цепи которых имеют поперечные связи – мостики, образующие матрицу смолы. Матрица несет в себе неподвижные заряженные группы – фиксированные ионы, заряд которых нейтрализуется внутри смолы подвижными ионами противоположного знака, которые называются противоионами. В целом фиксированные ионы и противоионы образуют ионогенные группы. Противоионы, обладая подвижностью, легко обмениваются с ионами раствора того же знака. Если фиксированные ионы имеют отрицательный заряд, то ионит (смола) способен к обмену катионов и называется катионитом, а если заряд положительный, то ионит может обмениваться анионами и называется анионитом.

На ионообменные свойства смолы оказывает влияние природа фиксированных ионов. Ионообменные смолы выпускают в виде гранул сферической формы размером 0,5...3 мм. В воде они набухают, при этом пространственная сетка смолы растягивается, ее объем увеличивается, что облегчает проникновение ионов внутрь зерна ионита. Увеличение объема при набухании может быть от 1,5 до 20 %. Важная характеристика ионита – его обменная емкость. Полная обменная емкость характеризует максимальное количество ионов, поглощенное смолой при полном насыщении обменных ионогенных групп. Она выражается в миллиграмм-эквиваленте на 1 г ионита в сухом состоянии. Противоионом у катионита, который обменивается с ионами раствора, может быть  $H^+$ ; противоионом у анионита может быть группа  $(OH^-)$ . Для цианистого комплекса золота в качестве ионообменной смолы разработан на основе стирола и дивинилбензола бифункциональный макропористый анионный сорбент – АМ-2Б; он достаточно прочен, легко регенерируется, имеет высокую емкость и селективность. Расход смолы составляет 10...20 г/г. Противоионом в смоле является гидроксильный ион «ОН», который легко обменивается на золотоцианистый комплекс.

Взаимодействие цианистого комплекса со смолой проходит по реакции



где R – каркас ионита.

Извлечение золота из раствора определяется равновесной концентрацией золота в растворе. Кроме золота на смоле сорбируются свободный цианид и цианистые комплексы других металлов, которые снижают емкость смолы по золоту. На смоле также сорбируются анионы  $\text{Cl}^-$ ,  $\text{SO}_4^{2-}$ ,  $\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$ . Скорость процесса определяется либо скоростью диффузии в зерне ионита, либо скоростью диффузии через пленку раствора у поверхности зерна ионита. В реальных условиях скорость невелика, а продолжительность измеряется десятками часов. Вначале сорбируются анионы, обладающие малым сродством к иониту (Fe, Cu, Au). С увеличением продолжительности контакта они вытесняются анионами сродства (Au, Zn, Ni). Сорбцию золота на анионитах ведут из цианистых пульп, содержащих обычно 2...10 мг/л золота. Установлено, что бифункциональные аниониты АМ-2Б, АП-3×8П и АП-2×12П превосходят по емкости сильноосновный анионит АМ-П; наибольшую емкость имеет анионит АМ-2Б.

**Сорбция золота активными углями.** Активные угли – пористые углеродные сорбенты. Их получают из различного органического сырья: древесины, углей, антрацита, костей животных, скорлупы кокосового ореха и т.д. При производстве углей из сырьевых материалов при нагревании без доступа воздуха удаляют влагу и часть смолы. Полученный уголь – сырец – имеет крупнопористую структуру и невысокие сорбционные свойства. Для получения микропористой структуры его активируют обработкой диоксидом углерода или водяным паром при 800...900 °С. До 50 % угля при этом выгорает, а оставшаяся часть имеет микропористую структуру. Иногда угли обрабатывают при высокой температуре солями или кислотами, при этом также часть угля выгорает. Удельная поверхность образованного активного угля составляет 400...1000 м<sup>2</sup>/г.

Адсорбция электролитов на активных углях обусловлена характером взаимодействия угля с кислородом воздуха. Активированные угли могут проявлять аннонообменные и катионообменные свойства в зависимости от температурного режима обработки. Для сорбции благородных металлов из цианистых растворов применяют «положительные» активные угли, у которых преобладают аннонообменные свойства. Такой уголь может быть использован для сорбции благородных металлов, как из осветленных цианистых растворов, так и из пульп.

В настоящее время сорбция на активированных углях широко используется в практике кучного и других видов выщелачивания. Сорбцию из растворов проводят в динамических условиях, пропуская золотосодержащий раствор последовательно через 3–4 вертикальные

колонны, заполненные гранулированным активным углем с крупностью зерен около 1 мм. Насыщенный уголь 2...5 кг/т золота отправляют на регенерацию. В отечественной практике уголь применяют для сорбции благородных металлов из цианистых растворов обогащательных фабрик, перерабатывающих полиметаллические руды; при этом используют динамические и статические условия. Насыщенный благородными металлами сорбент не регенерируют, а подшихтовывают к медному или свинцовому флотационным концентратам.

Сорбция из пульп проводится аналогично сорбции на ионообменных смолах. Эта технология широко распространена на зарубежных золотоизвлекательных предприятиях. Цианирование ведут в цепочке 5–10 аппаратов с пневматическим или механическим перемешиванием при противоточном движении угля и пульпы. В качестве сорбента используют гранулированный уголь крупностью 1,2...3,4 мм, приготовленный из скорлупы кокосового ореха. Сорбцию ведут из пульп с плотностью 40...45 % твердого при концентрации цианидов в жидкой фазе 0,01...0,02 % при pH 10...10,5 и загрузке сорбента 10...30 г/л. Емкость угля по золоту составляет 2...8 кг/т. Технология с применением углей дешевле, чем технология на ионообменных смолах, но потери углей вследствие их механической непрочности высокие и составляют 100...200 г на 1 т руды и продукта.

Насыщенный уголь перерабатывают сжиганием с последующей плавкой золы на черновое золото или элюированием с применением растворителей. Второй способ является более рациональным. Растворителями могут быть горячий цианистый раствор, жидкий аммиак, водный раствор сернистого натрия или щелочей; чаще на практике применяют горячие цианистые растворы 0,1...0,2 % NaCN и 1...2 % NaOH. Процесс ведут в цепочке из трех-четырех вертикальных колонн. В каждой колонне раствор движется снизу вверх. Процесс ведут при 85...95 °С. Процесс десорбции занимает 2–3 сут. Увеличить скорость процесса можно повышением температуры до 120...130 °С.

Благородные металлы из элюата осаждают электролизом с нерастворимыми анодами.

В зарубежной практике используют три типа угольно-сорбционного процесса:

- 1) цианидное выщелачивание с последующей стадией сорбции благородных металлов на угле (CIP-процесс);
- 2) сорбционное выщелачивание благородных металлов, когда процессы цианирования и сорбции совмещены (CIL-процесс);

3) сорбция благородных металлов из осветленных или **по-  
осветленных** растворов (СІС-процесс).

Все отмеченные процессы состоят из четырех основных операций:

1) адсорбции растворенных металлов;

2) десорбции (элюирования) с получением концентрированных **растворов (элюатов)**;

3) извлечения металлов из элюатов;

4) регенерации угля.

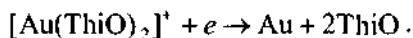
По технологии СІР в ЮАР работает целый ряд предприятий: новые фабрики, перерабатывающие руды, модернизированные на базе действующих рудников; фабрики, перерабатывающие пиритные огарки по схеме: цианирование – фильтрация – сорбция; золотосодержащие отвалы, кски заводов. Считают, что капитальные затраты на строительство крупного предприятия по этой технологии составляют одну треть затрат строительства предприятия по технологии осаждения цинком. Золотоизвлекающие фабрики проектируются и строятся по принципу модульных установок.

По технологии «уголь в пульпе» работает завод фирмы «Пинсон Майнинг» в штате Невада (США), который перерабатывает 1300 т руды в сутки с содержанием 4,1 г/т золота. Руда дробится в две стадии до крупности –16 мм, измельчается до 10 % класса +0,074 мм в две стадии. Слив гидроциклонов с 15 % твердого поступает в сгуститель диаметром 30 м. Цианид 0,15 кг/т и известь 1,4 кг/т подают в измельчение. Выщелачивание начинается с цикла измельчения и заканчивается в сгустителе с извлечением в слив сгустителя до 95 % золота. Слив направляют на сорбцию золота в пяти колоннах, в каждую из которых загружают по 908 кг активного угля. В насыщенном угле содержится 6...7 кг/т золота. Пульпу из сгустителя с 40 % твердого выщелачивают в течение 24 ч в четырех чанах с механическим перемешиванием. Сорбцию золота ведут в каскаде из пяти чанов с загрузкой угля в пульпу 20 г/дм<sup>3</sup>. Золото десорбируют из угля раствором 1,5 % щелочи и 0,15 % цианида при 90 °С в трех десорбционных аппаратах (12,8×3 м) в течение 72 ч.

Метод СІР внедрен на всех новых фабриках Канады. Применение технологии «уголь в пульпе» при переработке углистых руд позволило вдвое увеличить производство золота в Австралии, так же как и на предприятии «Пинсон Майнинг». Измельчение руды ведут вместе с цианидом и известью, затем пульпу сгущают, сгущенный продукт цианируют с последующей сорбцией золота по технологии «уголь в пульпе», а слив сгустителя направляют на осаждение золота в ко-

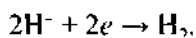
лонных активным углем. Конечным продуктом является сплав металл Доре, полученный электролитическим осаждением из растворов на стальную вату. Аналогичная технология внедрена на одном из рудников Филиппин, с той лишь разницей, что выщелачивание цианидом проводят в сгустителе и в чанах с перемешиванием импеллерными мешалками. Извлечение в раствор золота составляет 88,7 %.

**Извлечение золота электролизом.** Наиболее совершенным методом осаждения золота из растворов является электролиз. При пропускании постоянного тока через тиомочевинный раствор на катоде восстанавливается золото:



Вместе с золотом восстанавливается серебро, и в меньшей степени металлы – примеси с более отрицательными потенциалами.

Процесс катодного восстановления золота протекает в режиме предельного тока вследствие невысокого содержания золота, при этом ионы водорода восстанавливаются:



На аноде идет процесс окисления молекул воды с выделением кислорода.

На аноде возможно окисление тиомочевины с образованием формамидиндисульфида, который разлагается на тиомочевину, цианид и элементарную серу. Окисление тиомочевины нежелательно, так как это увеличивает ее расход, загрязняет катодный осадок серой, которая может способствовать растворению восстановленного из раствора золота в присутствии формамидиндисульфида и тиомочевины.

Во избежание этого анодное и катодное пространство электролизера разделяют ионитовой мембраной (пленка из ионообменных смол) с высокой электропроводностью и пропускающей катионы или анионы. В катодное пространство подают золотосодержащий тиомочевинный раствор (католит), в анодное – разбавленный раствор (20 г/л) серной кислоты (анолит). Для разделения пространства этих растворов применяют катионитовые мембраны. В катодном пространстве электролизера должна регенерироваться вся тиомочевина и половина серной кислоты. В реальных условиях катионитовая мембрана частично проницаемая для анионов, и часть регенерируемой серной кислоты попадает в анодное пространство; возможно также частичное проникновение католита в анодное пространство, что повышает кислотность анолита. Темпера-

тура повышает скорость электролиза, но при температуре более 50 °С мембрана начинает разрушаться. Интенсивность электролиза золота возрастает с увеличением катодной поверхности. Это достигается применением катодов в виде блоков, составленных из многих тонких пластин или изготовленных из специальных волокнистых углеродных материалов (толщина волокон 5...10 мкм). Такие катоды устойчивы в агрессивных средах и обладают высокой электропроводимостью.

Электролиз ведут в циркуляционном режиме. Отфильтрованный регенерат поступает самотеком в электролизер из напорной емкости. Обеззолоченный катодит частично снова поступает в напорную емкость до тех пор, пока не будет достигнута заданная степень осаждения золота (96...98 %). Обеззолоченный раствор возвращается в цикл регенерации смолы. Анолит также циркулирует через специальную напорную камеру, отсюда снова в анодные камеры. При повышении кислотности более 50 г/л его заменяют свежим раствором. Катодный осадок из электролизера по мере накопления разгружают, для чего процесс электролиза останавливают. На углеродных катодах осаждают 30...50 кг золота на 1 кг углеродного материала. Осадок после разгрузки с катода содержит углерод – 2...3 %, его прокаливают при 500...600 °С. Черновой металл содержит 95...96 % золота и серебра.

## **8.12. Технологии химического обогащения (по данным В.В. Лодейникова, ОАО «Иргиредмет»)**

### **8.12.1. Переработка пиритсодержащих руд и продуктов**

Доля золота, добываемого из пиритных руд, составляет более 30 %. Основные способы извлечения золота: флотационные с последующим цианированием сульфидных концентратов; флотационные с предварительным обжигом концентратов, химическим (автоклавным) или биохимическим выщелачиванием с последующим цианированием; флотационные с цианированием сульфидных концентратов и хвостов флотации; выщелачивание (цианидное) руды с последующей флотацией хвостов цианирования и термохимической или биохимической переработкой концентратов; цианирование руды с предварительным вскрытием тонкого золота энергетическими или биохимическими воздействиями.

Из мировой практики интерес представляют ряд предприятий.

На обогатительной фабрике «Итогон» (Филиппины) перерабатывают золото-пиритную руду с содержанием 4 г/т золота. Руда, дро-

бленая до крупности 10 мм, измельчается по двухстадиальной схеме в замкнутых циклах с механическими классификаторами и гидроциклонами. После золото-пиритной флотации хвосты классифицируются в гидроциклонах и сгустителе с направлением песковой фракции на закладку горных выработок. В схеме перед второй стадией дробления предусмотрена промывка руды, шламовая фракция которой после обезвоживания присоединяется к песковой фракции хвостов флотации. Флотационный золото-пиритный концентрат после доизмельчения в цианистой среде подвергается цианированию в три стадии (рис. 8.4). Извлечение золота в цикле флотации составляет 93 %, при цианировании — 93,6 %.



Рис. 8.4. Схема обогащения на фабрике «Итогон»

На обогатительной фабрике «Мак-Интайр» (Канада) золото-пиритную руду (9,5 г/т) после измельчения в одну стадию до крупности 85 % класса  $-0,2$  мм в шаровой мельнице, работающей в замкнутом цикле с отсадочными машинными и механическими классификаторами, флотируют с использованием в качестве собирателей ксантогената (70 г/т) и аэрофлота 25 (1,5 г/т), а также вспенивателя доуфроса (27 г/т). Из хвостов флотации на концентрационных столах извлекают свободное золото; флотационный и гравитационный концентраты объединяют, доизмельчают в цианистой среде до крупности 85 % класса  $-0,044$  мм и цианируют в одну стадию. Общее извлечение составляет 93,5 %, в том числе гравитационное – 15 %. Флотационно-гравитационные схемы обогащения с последующим цианированием сульфидных концентратов применяют на фабриках «Артур-Вайт», «Джайент Ислоунайер», «Кемпбелл» (Канада), «Нью-Консорт» (ЮАР) и др. Гравитационные концентраты после доводки плавят, золото из растворов осаждают цинковой пылью или сорбцией на углях.

Гравитационный концентрат после пересортировки отправляют на плавку; флотационный концентрат после обжига (рис. 8.5), измельчения и обогащения на винтовых сепараторах цианируют. Первая стадия обжига ведется при температуре  $540...565$  °С, вторая –  $520...525$  °С. Из газов обжига улавливают мышьяк, серу и сурьму. Общее извлечение золота из руды составляет 95,8 %. Испытана возможность автоклавного окисления и последующего цианирования, обеспечивающего рост извлечения золота до 98,5 %.

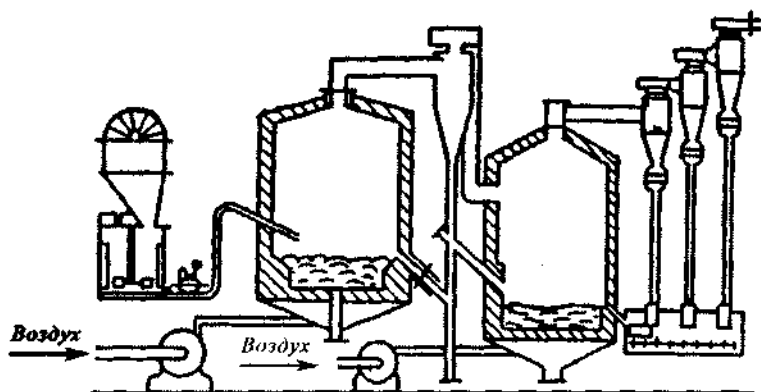


Рис. 8.5. Схема обжига сульфидных флотоконцентратов

На предприятиях «Кови Сейко» и «Тобато» (Япония) перерабатывают пиритные концентраты по технологии, включающей окислительный обжиг в печах кипящего слоя (КС) с использованием отходящих сернистых газов для производства серной кислоты. Пиритный огарок, содержащий, %: железа 60,7; меди 0,46; серы 0,37; цинка 0,45; свинца 0,14; мышьяка 0,05; золота 0,7 г/т; серебра 37 г/т, подается в холодильники, где орошается 40%-ным раствором хлористого кальция (4 % от массы огарка). После измельчения огарок гранулируется до крупности 80 % класса 12...15 мм, сушится. Хлорирующий обжиг окатышей ведется при температуре 1250 °С в трубчатых печах. Обоженные окатыши содержат 61 % железа и 0,04 % серы. Газовая фаза, пройдя промывку, осаждение в скруббере и электрофильтрах, поступает в виде пульпы в отстойники. Раствор содержит, г/л: меди 20; цинка до 38; свинца 4; железа 4,5; ионов хлора 150; золота 0,8; серебра 70. Раствор поступает на гидрометаллургическую переработку. После цементации меди, восстановления других металлов, золото-серебряный свинецсодержащий осадок подлежит дальнейшей очистке и переработке.

На обогатительной фабрике «Гетчелл» (США) перерабатывают руду, содержащую мышьяковые минералы, пирит, пирротин, антимонит. Руда упорная, содержание золота 4,67 г/т. Переработка руды осуществляется по схеме: автоклавное выщелачивание – цианирование. После двухстадиального измельчения (первая стадия – полусамонизмельчение) до крупности 80 % класса –0,074 мм пульпа сгущается до 50 % твердого и обрабатывается серной кислотой с целью разложения карбонатов. Затем пульпу нагревают до 150 °С и подают в автоклавы (3 × 24 м). Автоклавы работают в периодическом режиме под давлением кислорода 2,8 МПа и температуре 210 °С. Перемешивание пульпы осуществляется пропеллерными мешалками. Окисленная в автоклавах пульпа после охлаждения нейтрализуется молотым известняком до pH 10,5 и при плотности 33 % твердого направляется на цианирование. Извлечение золота составляет 89 %.

На обогатительной фабрике «Кэннон» (США) кварцево-пирит-карбонатная руда содержит свободный углерод, золота 8...10 г/т. Руда, измельченная в две стадии до крупности 95 % класса –0,074 мм, флотируется после каждой стадии. Объединенный концентрат цианируют в две стадии; между стадиями проводится автоклавное окисление золотосодержащих сульфидов. Золото осаждают из растворов цинковой пылью (рис. 8.6).

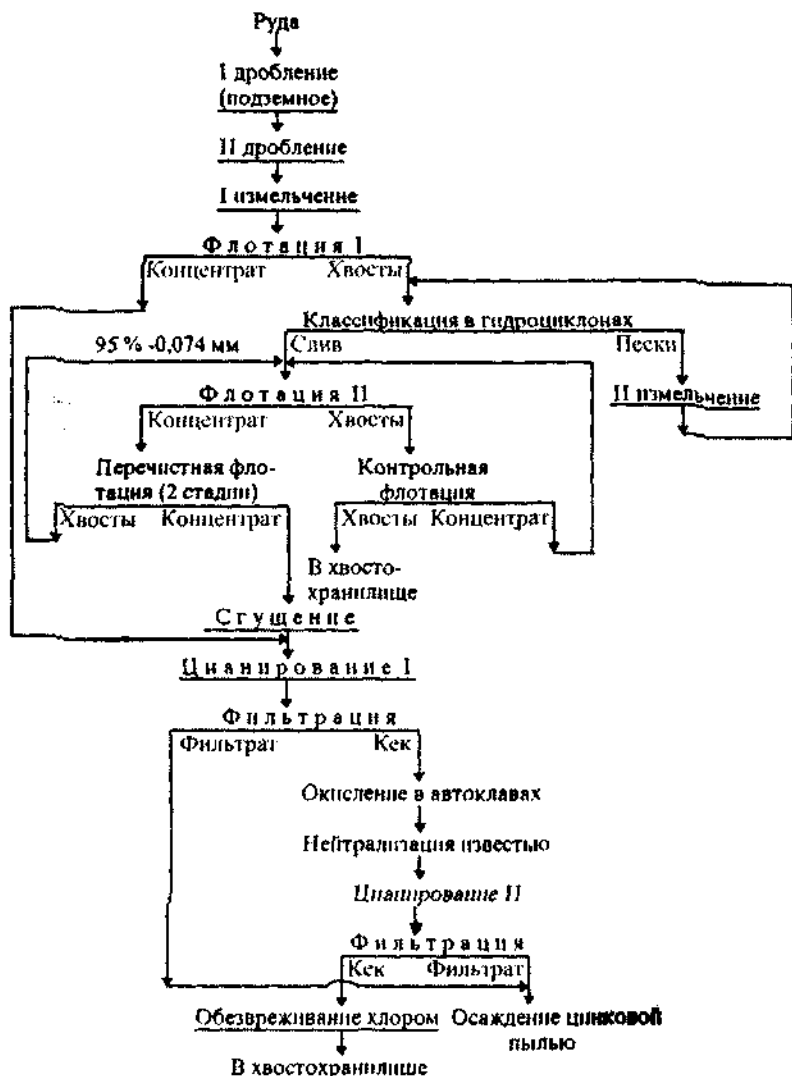


Рис. 8.6. Схема обогащения на фабрике «Кеннон»

Тонковкрапленные упорные руды, в которых золото крупностью до 2...5 мкм ассоциировано с пиритом, марказитом, арсенопиритом и другими сульфидами и сульфосолями, перерабатывают на обогатительной фабрике «Мак-Лафлин» (США). По схеме (рис. 8.7) руда измельчается в две стадии до крупности 80 % класса -0,074 мм (первая

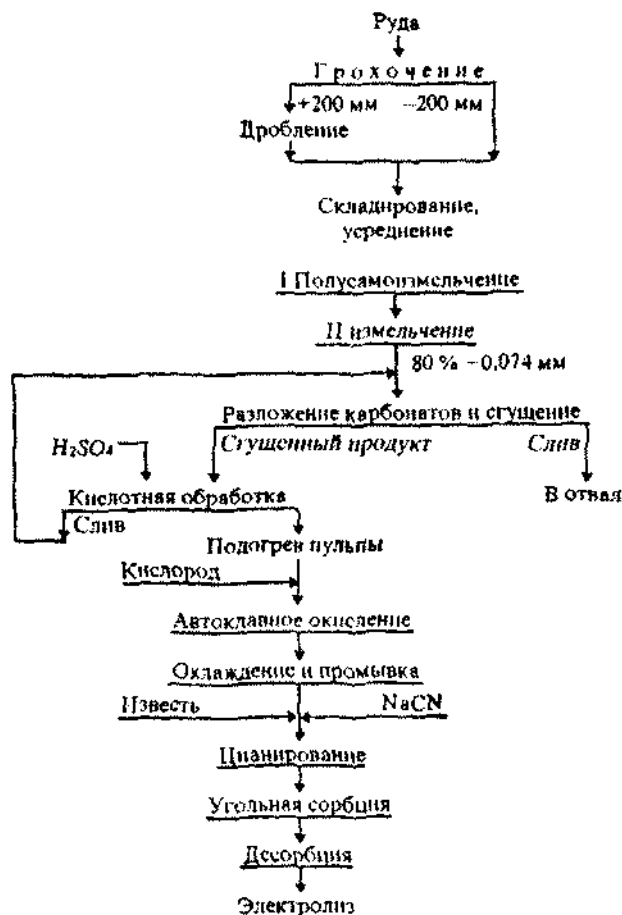


Рис. 8.7. Схема обогащения на фабрике «Мак-Лафлин»

стадия работает в режиме полусамоизмельчения). Затем измельченная руда обрабатывается серной кислотой для растворения карбонатов, подогревается до 120 °С и направляется на автоклавное выщелачивание. Температура в автоклавах составляет 175 °С, давление 220 кПа, рН среды 1,8...1,9. Окисленная пульпа из автоклавов нейтрализуется известью до рН 10,5 и поступает на цианирование по схеме: выщелачивание – угольная сорбция – десорбция золота с активных углей – электролиз. Извлечение золота составляет 92...93 %. Более бедные руды перерабатывают по флотационно-гидрометаллургической схеме. Из руды с содержанием 1,98 г/т золота получают флотационный

концентрат с содержанием золота 22 г/т и сульфидов 18,5 % при извлечении золота 57 % от руды; хвосты флотации цианируют. Общее извлечение золота из бедных руд составляет около 70 %. Флотационный концентрат присоединяют к богатым рудам и совместно перерабатывают по автоклавной технологии.

На обогатительных фабриках «Меркьюр» и «Голдстрейк» (США) применяют также автоклавную технологию выщелачивания всей руды (окисленной и сульфидной). Измельченная руда постепенно нагревается острым паром до 183 °С. Для нагрева используют колонны (2,3 × 9,0 м), после которых пульпа направляется в автоклавы. Процесс автоклавного окисления проводят в щелочной среде, так как руда содержит до 20 % карбонатов. Продолжительность сорбционного цианирования 24 ч. Насыщенный золотом уголь (2400 г/т) промывается азотной кислотой; золото с угля десорбируют раствором каустической соды и цианида при температуре 130 °С. Затем элюат поступает на электролиз с катодами из стальной ваты. Катоды переплавляют на слитки, содержащие 94 % золота и 6 % серебра. Извлечение золота по этой схеме составляет 83 %.

На обогатительной фабрике «Остин» (США) руду, содержащую сульфиды железа, мышьяка, сурьмы, а также углистое вещество, перерабатывают по флотационно-биохимической технологии. Переработка флотационных концентратов проводится по схеме: бактериальное выщелачивание – цианирование. Извлечение золота в флотационный концентрат составляет 82...87 %, содержание в концентрате золота 90...170 г/т. Для выщелачивания сульфидов используются различные культуры бактерий, степень окисления сульфидов около 80 %, продолжительность биоокисления 120 ч. Окисленная пульпа нейтрализуется известью, промывается и поступает на цианирование. Извлечение золота в этом процессе выше, чем без биоокисления, на 70 %. Золото из растворов осаждают активными углями.

На обогатительной фабрике «Тонкин Спринг» (США) перерабатывают упорную золотосодержащую руду с тонкозернистыми сульфидами и тонкодисперсным золотом. Руда содержит, %: серу 1,34; железо 1,76; мышьяк 0,25; углерод органический 0,39; золото 3,9 г/т; серебро 6,2 г/т. При прямом цианировании тонкоизмельченной руды извлечение золота не превышает 60 %. Исследованы методы: флотация, окислительный обжиг (руды и концентрата), щелочное выщелачивание, выщелачивание азотной кислотой и бактериальное окисление. Для реализации принята технология биоокисления и сорбционного цианирования.

нидного выщелачивания (рис 8.8). Руду измельчают до крупности минус 0,044 мм, подкисляют серной кислотой, кондиционируют с бактериями *Thiobacillus Ferrobacillus* и питательными добавками; после чего проводят биохимическое окисление сульфидов при температуре 30...40 °С и плотности пульпы 30 % твердого в присутствии воздуха, продолжительность обработки 60 ч. Затем пульпу сгущают, нейтрализуют кислую среду известью. Золото из раствора осаждают активными углями в течение 24 ч, после чего применяют стандартный цикл десорбции золота с угля. Извлечение золота составляет 90 %.

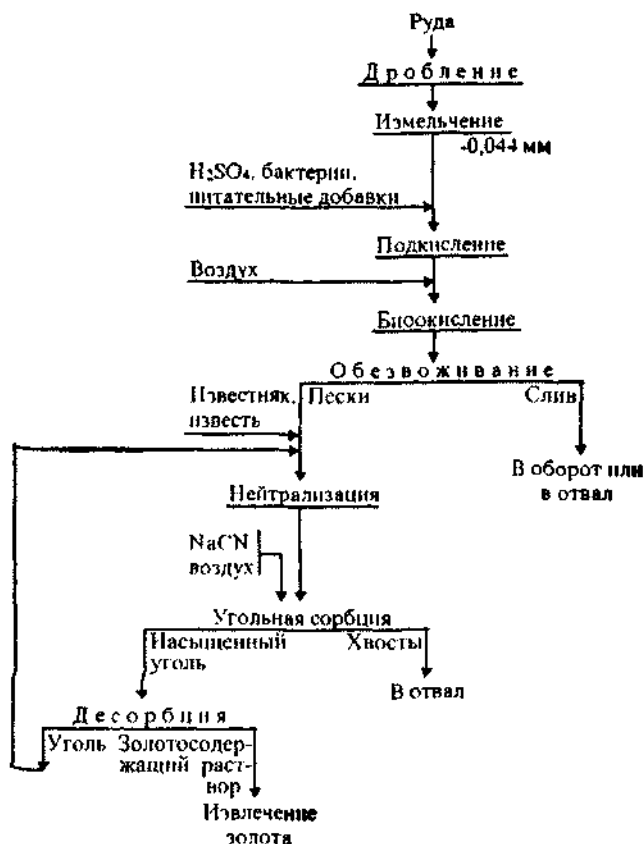


Рис. 8.8. Схема обогащения на фабрике «Тонкин-Спринг».

В России для руд Олимпиадинского месторождения разработана биохимическая технология переработки упорных руд и концентратов.

Предварительное биоокисление в течение 100...120 ч пирротин-пирит-арсенопиритового концентрата, содержащего до 70 % сульфидов; 37 % мышьяка и 0,4 % органического углерода, позволяет повысить извлечение золота с 38...51 до 94...96 %. По данным зарубежной практики биотехнология экономически выгодна, если отношение концентрации золота (г/т) к содержанию серы (%) больше 1. В Олимпиадинском концентрате это отношение больше трех. Биотехнология в полупромышленных условиях отработана для обогащения упорных руд Нежданинского, Майского, Албазинского, Кумтор и других месторождений.

В табл. 8.1 приведены сравнительные результаты переработки упорных руд по сорбционной и биотехнологии. С применением автотрофных бактерий достигнута высокая степень окисления сульфидов и вскрытие тонковкрапленного золота при продолжительности биовыщелачивания 72...96 ч. При последующем цианировании продуктов биоокисления извлекается 97...98 % золота. Установлено, что перед биоокислением необходима операция предварительной аэрации в известковой среде в течение 8...24 ч. При этом окисляются: элементная сера, железо двухвалентное, сульфиды и другие компоненты пульпы. Преаэрация снижает расход цианида и повышает извлечение золота.

Таблица 8.1

Показатели биотехнологии упорных концентратов

| Месторождение (страна) | Рудные минералы                         | Степень биоокисления, % |       |          | Извлечение золота, %     |                                         |
|------------------------|-----------------------------------------|-------------------------|-------|----------|--------------------------|-----------------------------------------|
|                        |                                         | Арсенопирит             | Пирит | Пирротин | Сорбционное цианирование | Биоокисление и сорбционное цианирование |
| Майское (РФ)           | Пирит, арсенопирит, антимонит           | 90,0                    | 57,3  |          | 6,0                      | 94,6                                    |
| Олимпиадинское (РФ)    | Пирротин, арсенопирит, пирит, антимонит | 98,0                    | 50,7  | 99,0     | 46,2                     | 94,3                                    |
| Нежданинское (РФ)      | Пирит, арсенопирит                      | 97,2                    | 86,1  |          | 60,0                     | 94,7                                    |
| Ключевское (РФ)        | Пирит, арсенопирит, антимонит           | 97,4                    | 52,4  |          | 9,0                      | 94,8                                    |
| Албазинское (РФ)       | Арсенопирит, пирит                      | 99,4                    | 93,1  |          | 12,9                     | 98,0                                    |
| Биран (Узбекистан)     | Арсенопирит, пирит, галенит, сфалерит   | 97,1                    | 70,5  |          | 61,2                     | 93,5                                    |
| Кумтор (Кыргызстан)    | Пирит                                   | 39,1                    | -     | -        | 81,3                     | 94,1                                    |

В работах сотрудников НИТУ «МИСиС» изучено влияние ацидофильных автотрофных микроорганизмов на эффективность выщелачивания и последующего цианирования с использованием автоклавного процесса. Автоклавное выщелачивание осуществлялось в растворе серной кислоты под давлением до 2,5 МПа и температуре 95...200 °С с использованием в качестве окислителя кислорода и ионов трехвалентного железа. Скорость этого процесса выше биохимического выщелачивания, продолжительность выщелачивания сульфидных концентратов 1,5...3,0 ч. Образующая при окислении сульфидов элементная сера при автоклавном выщелачивании находится в жидком состоянии, обволакивает частицы золота и не окислившиеся сульфиды, что ухудшает процесс выщелачивания.

Разработан способ выщелачивания сульфидных концентратов, при котором сульфидные минералы окисляются трехвалентным железом в серно-кислой среде при атмосферном давлении и температуре 70...80 °С, трехвалентное железо непрерывно регенерируется термофильными бактериями или химическим окислителем. Бактериальное окисление железа проводится в отдельном аппарате с одновременной аэрацией после разделения жидкой и твердой фаз. Исследован концентрат, содержащий, %: арсенопирита 23, пирита 10, мышьяка 10,2, серы 9,1, железа 12,8, золота 20 г/т. При прямом цианировании концентрата извлечение составляет 68,6 %. По новой технологии при содержании твердого 16...20 % и температуре 70...75 °С окисленную бактериями жидкую фазу для регенерации железа подают в реактор в случае появления двухвалентного железа, контролируемого окислительно-восстановительным потенциалом. Извлечение золота при последующем цианировании кека выщелачивания составляет 88,9...95,2 %. Содержание мышьяка в кеке выщелачивания снижается до 0,23...1,38 %, а извлечение мышьяка в раствор составляет 91,3...95,1 %. В сравнении с биовыщелачиванием продолжительность процесса сокращается в 10 раз, снижается расход реагентов, уменьшаются капитальные и эксплуатационные затраты, улучшается экологичность процесса.

Руду одного из месторождений Казахстана, представленную, %: кварцем 65, кальцитом 6, плагиоклазом 8, хлоритом 7, полевым шпатом 4, сульфидами 4, обогащают флотацией. Золото на 63 % связано с сульфидами и имеет тонкую вкрапленность. Форма золотин пластинчатая, губчатая, комковидная. Флотационный концентрат с содержанием, %: мышьяка 5,5, сурьмы 1,78, серы 7,1, золота 54 г/т перерабатывают по биохимической сорбционной технологии с использованием

гетеротрофных бактерий. Технология позволяет повысить извлечение золота на 10...12 % по сравнению с существующими методами.

Для руд Воронцовского месторождения, в которых основная масса золота на 85 % доступна для цианирования, упорность золота обусловлена его ассоциацией с минералами мышьяка и сурьмы (3,7 %), с минералами железа и карбонатами (5,4 %), тонкой вкрапленностью в сульфидах (3,57 %). Разработанная технологическая схема включает: измельчение в цианистой среде, сгущение, предварительное цианирование, сорбционное выщелачивание с использованием активного угля. Насыщенный уголь после отмывки направляют на десорбцию и термическую регенерацию. Золото из элюатов извлекают электролитическим методом; катодные осадки плавят на золотосеребряный сплав.

### **8.12.2. Переработка пирротинсодержащих руд и продуктов**

Обогатительная фабрика «Люпин» (Канада) перерабатывает руды, представленные железистыми кварцитами, содержащими пирротин, с которым ассоциирована основная масса золота, содержание которого составляет 8,46 г/т. Руда, измельченная до 90 % класса  $-0,074$  мм, после сгущения поступает на аэрацию с целью окисления пирротина и исключения отрицательного влияния на цианирование. Выщелачивание ведут в течение 48 ч. Для связывания растворимых соединений серы в цианистую пульпу подают азотно-кислый свинец. Осаждение золота из растворов проводят цинковой пылью. Осадки плавят на золотые слитки, содержащие 85 % золота. Извлечение золота составляет 95 %. Расход реагентов, г/т: цианистый натрий 820; известь 1800; азотно-кислый свинец 265; цинковая пыль 45.

На обогатительной фабрике «Детур Лейк» (Канада) принята: двухстадиальная схема измельчения до крупности 70 % класса  $-0,074$  мм (первая стадия в мельнице полусамои измельчения, вторая стадия – в галечной мельнице); аэрация в известковой среде при pH 10,6; сгущение до содержания твердого 50 % и цианистое выщелачивание продолжительностью 30 ч; сорбция золота на активных углях; отделение угля от пульпы на вибрационном грохоте; десорбция золота раствором цианистого натрия, едким натром при температуре 90 °C и продолжительности 6 ч; обработка обезметалленного угля 5%-ным раствором азотной кислоты, водой, 1%-ным раствором едкой щелочи; промывка водой, сушка и прокаливание угля в печи при температуре

600...650 °С. Золотосодержащий раствор поступает на электролиз. Извлечение золота из руды составляет 90 %.

### 8.12.3. Переработка сернистых руд

На обогатительной фабрике «Деламар» (США) перерабатывают руды, содержащие 0,7 г/т золота и 160 г/т серебра. Основные минералы: науманит ( $\text{Ag}_2\text{Se}$ ), акантит ( $\text{Ag}_2\text{S}$ ), аргентит, пирартирит, арсениз, свободное золото. В руде высокое содержание глинистых минералов. Руду измельчают в мельнице самоизмельчения, затем после классификации в гидроциклонах пески донмельчают в шаровой мельнице до крупности 80...90 % класса  $-0,074$  мм. Измельченная руда поступает на цианирование. Золото из раствора осаждают цинковой пылью по стандартной технологии. В осадке содержание благородных металлов более 80 %; осадок плавят на сплав металл Доре.

На обогатительной фабрике «Реаль дель Монте» (Мексика) перерабатывают руду, содержащую 400 г/т серебра и 2...3 г/т золота. Руду после мелкого дробления измельчают в две стадии. Флотационный цикл включает свинцовую, цинковую и пиритную флотацию. Руду, содержащую 170 г/т серебра и 1 г/т золота, измельчают в цианистых растворах до крупности 60 % класса  $-0,074$  мм; затем измельченную руду сгущают, перемешивают в течении 72 ч с цианистым раствором 2,5 г/л  $\text{NaCN}$ . После чего осаждают из растворов серебро на установке «Мерил-Кроу». Осадок с содержанием 85 % серебра и 0,45 % меди плавят в отражательной печи с последующим электролитическим рафинированием анодов. Серебро осаждается на катоде, осадок снимают и плавят в электропечи. Анодный золотой шлам разваривают в горячей азотной кислоте, после очистки от меди и серебра промывают, сушат, плавят, отливают в аноды и отправляют на электролиз; электролитом является раствор хлорного золота в соляной кислоте. Извлечение металлов в цикле обогащения составляет, %: свинца 87 и цинка 88, серебра 85 и золота 92. На рис. 8.9 приведена схема переработки осадков.

На Карамкенской ЗИФ (РФ) перерабатывают руду с тонкой вкрапленностью ценных компонентов. Золото находится в форме электрума крупностью менее 74 мкм. Схемы переработки руды и регенерации смолы представлены на рис. 8.10 и 8.11. Руду измельчают в мельнице самоизмельчения (первая стадия) до крупности 95 % класса  $-0,074$  мм. Извлечение составляет, %: золота 90...95, серебра 83...86.



Рис. 8.9. Схема обогащения на фабрике «Реаль дель Монте»

На предприятии «Калгурли» (Австралия) перерабатывают сульфидные теллуристые руды. Золото в свободном виде связано с сульфидами (пирит, арсенопирит, халькопирит, теллуриды) и находится в тонкодисперсной форме. Применяемая схема – гравитационно-флотационная с цианированием концентрата и хвостов флотации; общее извлечение золота составляет 87,8 %.

На обогатительной фабрике «Грейт Боудлер» (Австралия) перерабатывают теллуристо-пиритную руду с содержанием золота 7,7 г/т (рис. 8.12). Руду измельчают в цианистой среде в две стадии. После промывки и фильтрации пульпу кондиционируют с сернистым газом в башнях и флотируют с использованием реагентов: бутиловый ксантогенат, крезоловая кислота, медный купорос, сосновое масло; плотность пульпы во флотации 45 % твердого. Концентрат основной флотации обжигают; после чего огарок с содержанием 120 г/т золота и



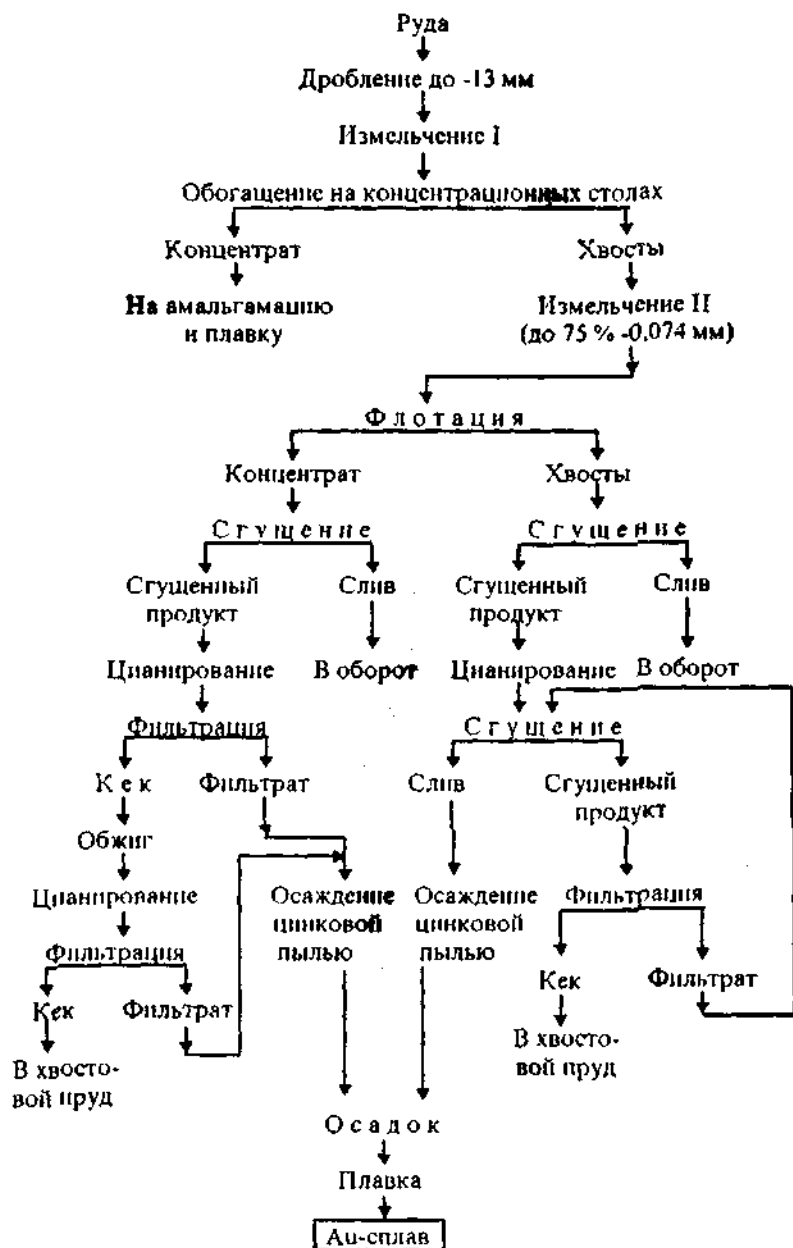


Рис. 8.11. Схема обогащения руд и регенерация смолы на фабрике «Карамкенская»

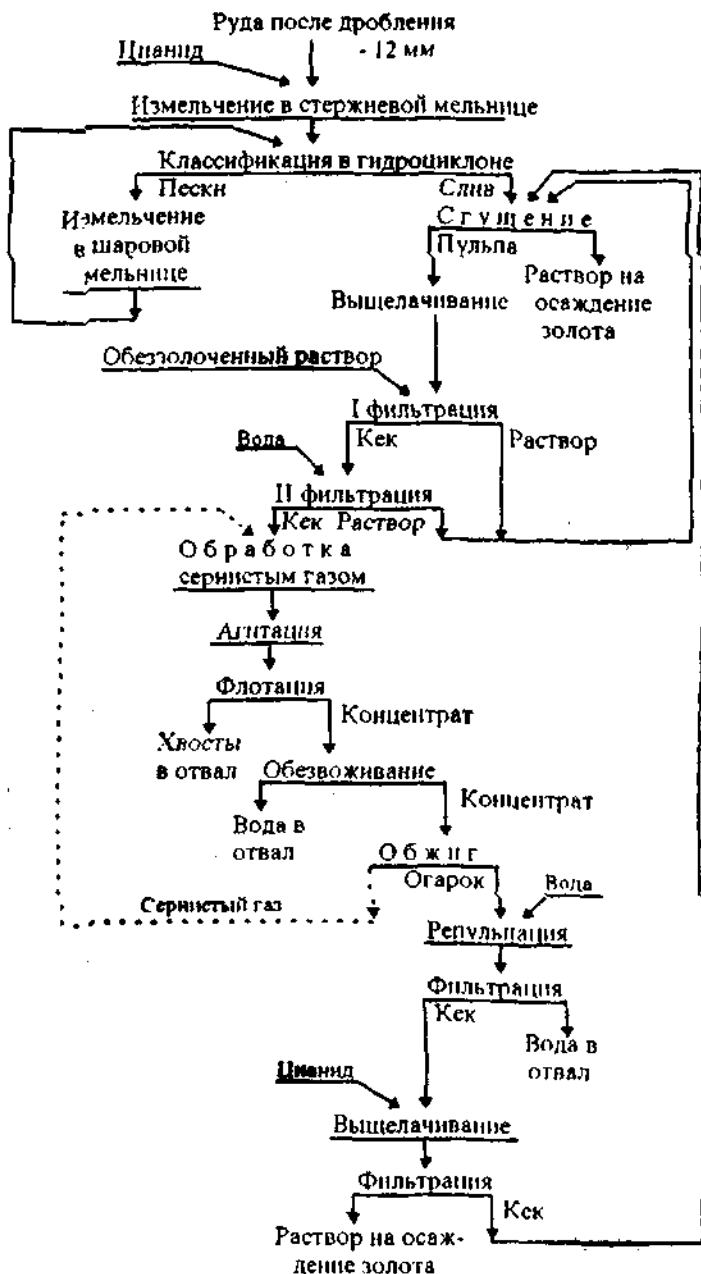


Рис. 8.12. Схема обогащения на фабрике «Грейт Боулдер»



пе; грохочение на три класса (+38; -38+10; -10 мм); ручную рудоподготовку класса +38 мм; дробление обогащенных классов +38 мм и +10 мм в короткоконусной дробилке; классификацию дробленной руды и класса -10 мм на пески и шламы; сгущение и шламовую флотацию тонкого класса; доизмельчение песков и концентрата шламовой флотации в две стадии до крупности 65 % класса -0,074 мм; флотацию теллуридов с использованием бутилового ксантогената, реагента «66» и дизельного масла; доизмельчение флотационного концентрата с последующей металлургической переработкой. Хвосты флотации обогащают по схеме: сгущение – цианирование – фильтрация – обработка сернистым газом – обработка медным купоросом – флотация сульфидов с доизмельчением концентрата – окислительный обжиг – водная отмывка огарка – цементация меди из раствора – цианирование огарка – сгущение процианированного огарка – осаждение золота из слива сгущения – осаждение золота из объединенных цианистых растворов цинковой пылью. Осадки плавят на черновое золото. Извлечение золота составляет 86,2 %, теллура 88 %.

На обогатительной фабрике «Голден Мэштоу» (Канада) перерабатывают свинцово-цинковую руду, содержащую 1,15 г/т золота и 133 г/т серебра. Золото в основном ассоциировано с пиритом и халькопиритом. Измельченная руда поступает на флотацию золотосодержащих сульфидов. Сульфидный концентрат, содержащий, %: серы 40, железа 32, цинка 5,5, свинца 2, меди 0,5, золота 3,7 г/т, серебра 288 г/т, доизмельчают и цианируют. Затем пульпу сгущают, фильтруют. Кск вместе с хвостами пиритной флотации поступает на коллективную свинцово-цинковую флотацию с последующей селекцией. Золотосодержащий раствор цианирования направляют на осаждение золота цинковой пылью. Особенностью схемы (рис. 8.14) является флотация золота и сульфидных золотосодержащих открытых сростков при грубом измельчении руды после первой стадии в режиме обработки пульпы слабыми (селективными) собирателями – аэрофлоты – с последующей флотацией золота более сильным собирателем – ксантогенатом. Золотосодержащий концентрат после сгущения поступает на цианирование, а хвосты – на свинцово-цинковую флотацию. Распределение золота по продуктам свинцово-цинковой флотации, %: в свинцовый концентрат – золота 2,3; серебра 37,0; в цинковый – золота 18,6; серебра 4,4. Извлечение золота в цианистый раствор 79 %; извлечение цветных металлов в одноименные концентраты составляет, %: свинца 73,3 и цинка 90,5.



стици золота от ассоциации с рудными и породными минералами; сорбционная активность по отношению к цианистым комплексам золота; низкая скорость сгущения и фильтрации; вязкость глин, мешающих очистке поверхности частиц золота от примесных компонентов; высокая сорбционная способность по отношению к реагентам и коллоидным частицам золота. В основном глинистые руды перерабатывают методом прямого цианирования с использованием бесфильтрационной технологии, основанной на совмещении процессов цианирования и осаждения золота ионообменными смолами или активными углями. С целью сокращения времени выщелачивания золота измельчение и дезинтеграцию глинистых руд ведут в цианистой среде, что позволяет уже на этой стадии до 70...90 % золота перевести в раствор.

На обогатительной фабрике «Хоумстейк» (США) перерабатывают кварц-пирит-пирротиновую хлоритизированную сланцевую руду. Золото свободное и ассоциированное с сульфидами железа, легко раскрываемое и цианируемое. Содержание золота 11 г/т. В схеме (рис. 8.15) предусмотрены: улавливание золота в цикле измельчения с использованием корытных гидроловушек, отсадочных машин и шлюзов с подвижным покрытием; тройная перемешка гравитационных концентратов на концентрационных столах Денвера с последующей плавкой.

Хвосты гравитации после доизмельчения классифицируют в гидроциклонах с последующим отдельным цианированием песков и шламов (рис. 8.16). Извлечение золота в цикле гравитации составляет 50 %, а по фабрике около 95 %.

На Куранахской ЗИФ (РФ) перерабатывают руды месторождений «Боковое», «Канавное», «Центральное», «Северное» и др. Золото микроскопическое ассоциированное с глинистыми минералами с примесью песка, щебенки, гидроксидов железа, марганца и органического вещества. Сорбционно-бесфильтрационная технология цианирования основана на использовании ионообменных смол. Схема (рис. 8.17) включает: измельчение в известково-цианистой среде в мельницах самонизмельчения, слив которых классифицируют в бутаре, спиральных классификаторах, гидроциклонах и направляют на разделение по классу –0,5 мм на вибрационных грохотах для удаления щепы. Слив гидроциклонов крупностью 95 % класса –0,16 мм и с плотностью 25 % твердого сгущают и направляют на сорбционное извлечение золота, а слив используют в качестве оборотного цианистого раствора. Надрешетный продукт бутары и пески гидроциклонов после второй стадии измельчения в шаровых мельницах, работающих в замкну-

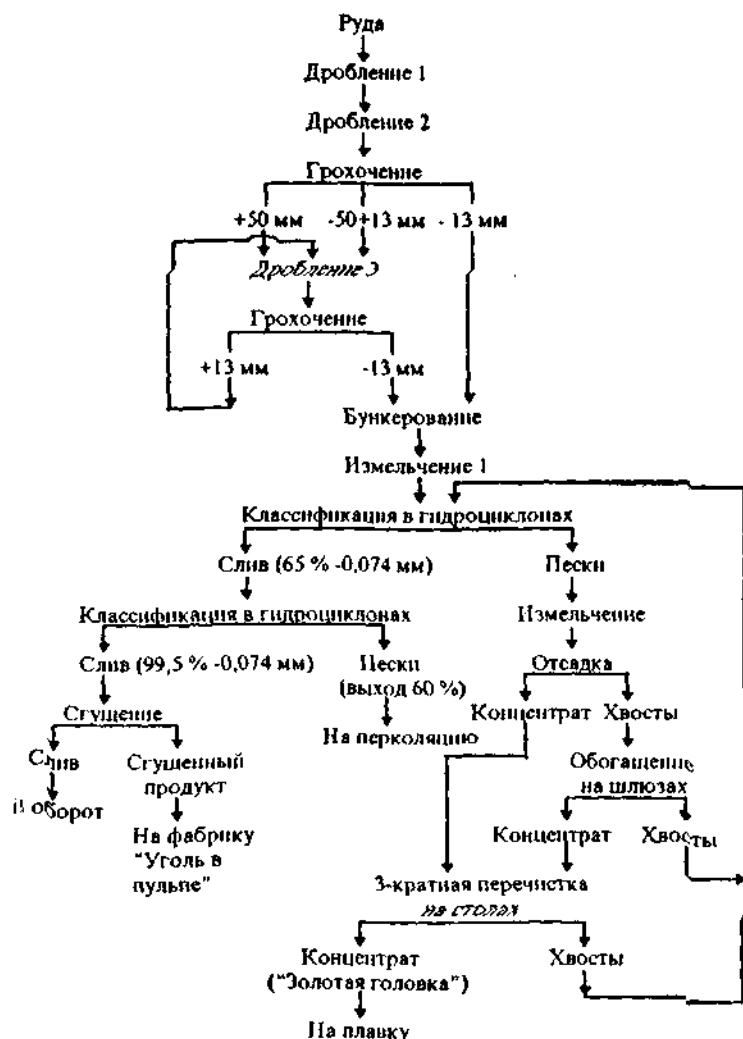


Рис. 8.15. Схема обогащения руды на фабрике «Хоумстейк»

том цикле со спиральными классификаторами и гидроциклонами с плотностью 45 % твердого, перерабатывают по схеме: кондиционирование с раствором цианида – перемешивание в трех аппаратах интенсивного действия – обесшламливание в гидроциклонах – трехстадийная отмывка (противоточная) песков в спиральных классификаторах с направлением их в отвал. Промывные растворы вместе

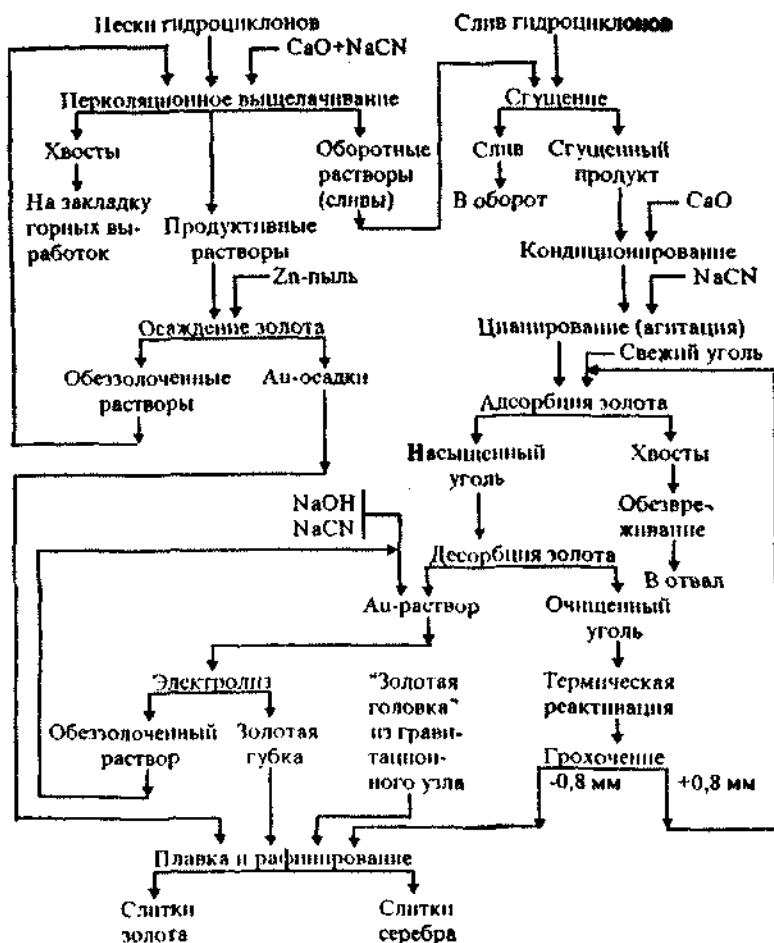


Рис. 8.16. Схема обогащения хвостов на фабрике «Хоуметейк»

илами обесшламливания возвращают на вторую стадию измельчения. Сорбционный процесс организован по принципу противотока: «смола – пульпа». Насыщенная смола АМ-2Б очищается от механических примесей последовательно в аппаратах – отсадочная машина, пульсационная колонна, вибрационный и барабанный грохоты и затем поступает на элюирование и регенерацию. Смолу последовательно обрабатывают растворами серной кислоты (25 г/л) и серно-кислыми растворами тиокарбамида (25 г/л  $\text{H}_2\text{SO}_4$  и 67 г/л  $\text{CS}(\text{NH}_2)_2$ ). Восстановление смолы осуществляют обработкой раствором каустической

сода, после чего смолу возвращают в процесс. Механические потери смолы составляют 16 г/т руды. Золото из тиокарбамидных растворов извлекают электролизом. Извлечение золота из руды с содержанием золота 1,85 г/т составляет 81,7 %. Расход реагентов, г/т: известь 2500; цианистый натрий 160; тиокарбамид 80; сода каустическая 100; серная кислота 130; железный купорос 500.

Переработку углистых руд осуществляют по схемам: прямое цианирование руды; цианирование руды и хвостов флотации с обжигом

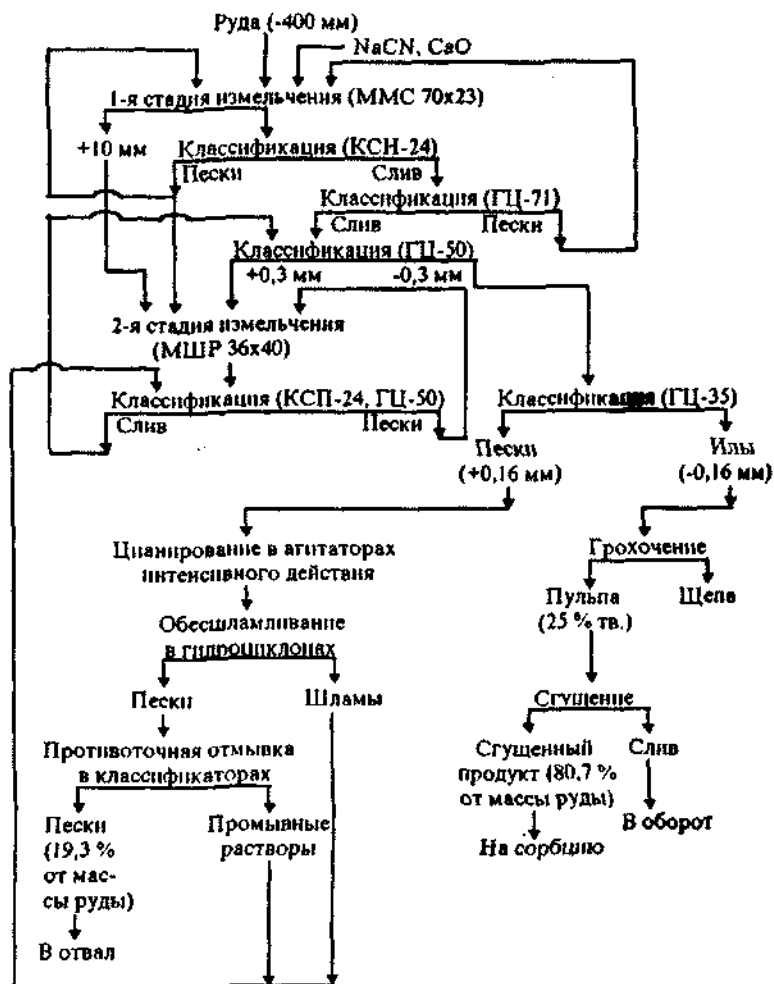


Рис. 8.17. Схема обогащения на фабрике «Куранахская»

и цианированием концентрата флотации; флотация с последующим цианированием концентрата; флотация руды, обжига и цианирования концентрата; флотация руды с плавкой концентрата.

По этим схемам работают обогатительные фабрики: «Карлин», «Кортес» (США); «Керр Эддшон», «Кидд Крик» (Канада); ЗИФ им. Матросова, Саралинская (РФ) и др.

На обогатительной фабрике «Джеррит Кэньон» (США) перерабатывают окисленные и углистые руды, которые совместно после дробления поступают на среднее дробление и полусамоизмельчение. Измельченная руда после мельниц самоизмельчения и грохочения дробится и доизмельчается в шаровой мельнице (рис. 8.18). Слив гидроциклонов после сгущения до 55 % твердого обрабатывают в ат-

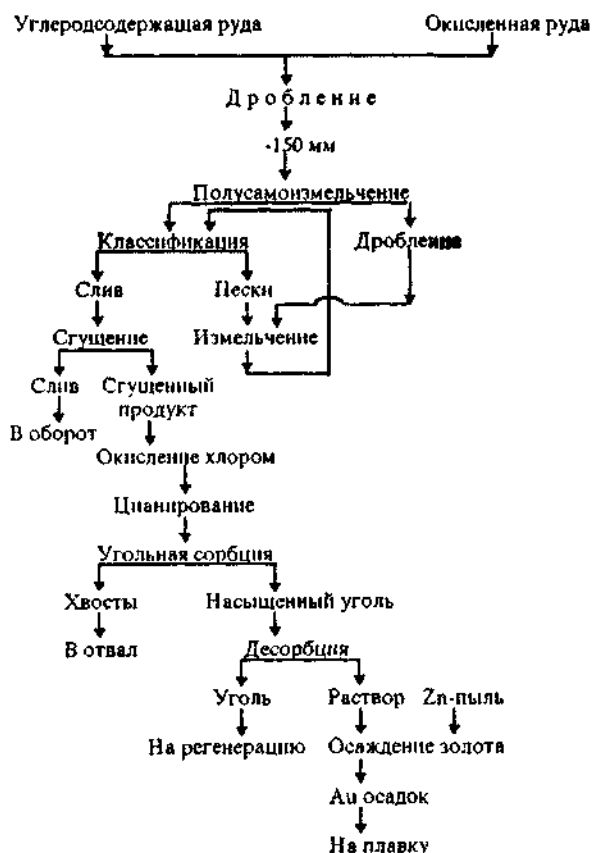


Рис. 8.1

цения на фабрике «Джеррит Кэньон»

моксиде хлора, для связывания углерода подвергают цианированию по методу CIL в течение 24 ч. Золото с угля десорбируют горячим раствором цианистого натрия и осаждают цинковой пылью. Из руды с содержанием золота 3,3...5,0 г/т извлечение составляет 90...92 %.

На обогатительной фабрике «Керр Эддисон» перерабатывают кремнеземсодержащие и графитистые руды с малым содержанием сульфидов. Содержание золота составляет 8,7 г/т, которое в основном крупное и связано с кварцем, часть ассоциировано с пиритом. Руду измельчают в три стадии до крупности 80 % класса  $-0,074$  мм. Первая стадия измельчения – в стержневой мельнице, вторая – в шаровой мельнице со спиральным классификатором, третья – в шаровой мельнице с чашевым классификатором. После сгущения измельченная руда поступает на цианирование. Раствор после осаждения карбонатов полифосфатом натрия и осветления поступает на осаждение цинковой пылью. Пески сгустителя дополнительно проходят стадию выщелачивания в течение 46 ч; затем двухстадийная промывка в сгустителях и последующая фильтрация песковой части. Кеки после репульсации подвергают двухстадийной декантации (обесшламливанию) в гидроциклонах; шламы сбрасывают в отвал, а пески направляют на флотацию. Сульфиды флотируют собирателем «Артмак Т» (10 г/т) и сосновым маслом (10 г/т). Во флотации вместе с углистым веществом извлекают 95 % пирита и 85 % золота от операции. Концентрат после сгущения направляют на окислительный обжиг в реакторе кипящего слоя при температуре 870 °С. Огарок репульпируют, сгущают и подают в цикл третьей стадии. Общее извлечение золота составляет 98 %.

### 8.12.5. Обогащение руд черных металлов

В зарубежной и отечественной практике имеются примеры извлечения благородных металлов из железных и марганцевых руд. Характерно, что в технологических схемах переработки основными методами извлечения благородных металлов являются процессы цианирования. Для вскрытия тонкодисперсных включений золота и серебра применяют тонкое измельчение, энергетические воздействия (прокалка, обжиг и др.).

Примером переработки таких руд является фабрика «Серро Колорадо» (ЮАР), на которой обогащают типичные руды «железной шляпы» (гематит, лимонит), содержание 2,4 г/т золота и 38 г/т серебра. Тонкодисперсное золото включено в рудообразующие минералы. Руду дробят в три стадии и измельчают в три стадии. Конечная крупность

измельчения 80 % класса  $-0,044$  мм. Цианирование осуществляют: в двух пачуках – кондиционирование с известью; в пяти – собственно цианирование. Отмывку осуществляют по стандартной технологии, осаждение золота проводят цинковой пылью. Осадки обрабатывают раствором серной кислоты, фильтруют, сушат, плавят на слитки, содержащие 12 % золота и 78 % серебра. Извлечение золота составляет 90 %, серебра – 40 %.

На предприятии «Кортес» (США) перерабатывают лимонитсодержащие руды с весьма тонкодисперсным золотом, рассеянным в ожелезненных кварцевых породах; содержание золота в руде составляет 2...3 г/т. Руда измельчается в две стадии до крупности 70 % класса  $-0,074$  мм, затем ведется цианирование при плотности 55 % твердого в течение 20 ч. Далее осуществляют пять стадий противоточной промывки в сгустителях, осаждение золота из слива первого сгустителя цинковой пылью, а также плавку осадка на сплав, содержащий 85 % золота и 14 % серебра. В последние годы организовано раздельное цианирование песковой и шламовой фракций руды с извлечением золота из неосветленных растворов активированным углем. Для забалансовых руд применяют кучное выщелачивание. Для выведения из руды углистых сланцев применяют автоматическую рудосортировку. Для высокоуглистых руд осуществляется предварительный обжиг.

Фабрика «Коннесмара» (Республика Зимбабве) перерабатывает тонкозернистую руду с высоким содержанием оксидов и гидроксидов железа, в которых тонковкраплены частицы золота. Содержание золота в руде составляет 8...12 г/т. Схемой предусмотрено: последовательное грубое измельчение в толчеях и бегунах до крупности  $-1,4$  мм – амальгамация на медных листах – классификация на пески и шламы с последующим цианированием по стандартной технологии. Извлечение золота составляло 65...70 %. Затем схему изменили. После грубого измельчения осуществляют грохочение на согревательном грохоте – доизмельчение верхнего продукта грохота – прокалку нижнего продукта во вращающейся обжиговой печи при температуре 200...300 °С. Продолжительность прокалики 30 мин. Прокаленную руду цианируют в перколяторе в течение 12 ч. Общая продолжительность обработки руды составляет 10 сут. Доизмельчение прокаленной руды улучшает результаты цианирования. Извлечение золота составляет 86...87 %.

Обогащительная фабрика «Миннера Килдун» (Мексика) перерабатывает марганцовистые золото-серебряные руды, содержащие 500 г/т

серебра, 2 г/т золота и до 5 % марганца. При прямом цианировании исходной руды извлечение составляет: золота 86 %, серебра 20 %. В настоящее время фабрика работает по схеме: обжиг дробленой руды крупностью –2,6 мм с поваренной солью (расход 4 % от массы руды) в трубчатых печах при температуре 810 °С и продолжительностью 30...60 мин – охлаждение в трубчатых холодильниках, помещенных в бассейны с водой – распульповка в чане-смесителе с цианистым раствором – доизмельчение огарка в шаровой мельнице, работающей в замкнутом цикле с классификатором – осаждение золота из слива сгустителей. Пески сгустителей дополнительно цианируют в трех последовательных чанах, обезвоживают, после чего твердую фазу промывают и сбрасывают в отвал, а все растворы направляют в оборот. В этом процессе извлечение золота увеличилось, а извлечение серебра резко возросло с 20 до 88 %. Расход реагентов составил, г/т: цианида 360; извести 1100; цинковой пыли 270; концентрация растворов, г/л: NaCN 0,45...0,67; CaO 0,009.

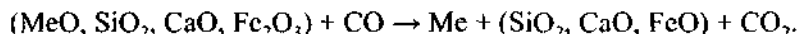
## 9. ПИРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ ПЕРЕРАБОТКИ КОНЦЕНТРАТОВ

Пирометаллургические процессы в зависимости от характера фазовых физико-химических превращений, участвующих компонентов и конечных продуктов можно разделить на три группы: обжиг, плавка и дистилляция.

В технологии производства золота используют обжиг и плавку концентратов.

Обжиг – металлургический процесс, проводимый при высоких температурах (500...1200 °С), при которых изменяются минералогический и химический состав. Обжиговые процессы являются твердофазными. В металлургии цветных и благородных металлов чаще применяют окислительный, хлорирующий, реже восстановительный, кальцинирующий, сульфидизирующий и другие виды обжига. При окислительном обжиге полностью или частично окисляют сульфиды и переводят содержащиеся в них металлы в форму оксидов по реакции  $2\text{MeS} + 3\text{O}_2 \rightarrow 2\text{MeO} + 2\text{SO}_2$ . Перед кучным выщелачиванием используют разновидность окислительного обжига – агломерирующий обжиг окомкованных мелких классов руды или продуктов обогащения. При окислительном сульфатизирующем обжиге сульфиды переводят в форму водорастворимых сульфатов по реакции  $\text{MeS} + 2\text{O}_2 \rightarrow \text{MeSO}_4$ . Кальцинирующий обжиг (прокаливание) проводят для термического разложения неустойчивых химических соединений, таких как гидроксиды и карбонаты. Хлорирующий обжиг проводят для перевода металлов сульфидных или окисленных минералов в металлическую фазу, в форму водорастворимых или легколетучих хлоридов.

Плавка – высокотемпературный пирометаллургический процесс (до 1600 °С), при котором чаще происходит полное расплавление материала. Различают плавки нескольких видов. Восстановительная плавка используется для получения металла за счет восстановления его оксидных соединений углеродистыми восстановителями и перевода минералов породы в шлак (сплав оксидов) по схеме



Плавка на штейн применяется для перевода извлекаемого металла в штейн (полупродукт). При этом получают вместо металла штейн, например состава  $\text{Cu}_2\text{S}$ ,  $\text{FeS}$ ; шлак ( $\text{FeO}$ ,  $\text{CaO}$ ,  $\text{SiO}_2$ ) и газы ( $\text{SO}_2$ ,  $\text{N}_2$ ). Этот вид плавки проводят в нейтральном, восстановительном или окислительном режимах.

## 9.1. Окислительный обжиг сульфидных материалов

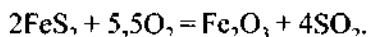
Окислительный обжиг применяют для упорных золотосодержащих руд, концентратов и продуктов с сульфидной минерализацией. При окислительном обжиге происходит термохимическое вскрытие тонкого и тонкодисперсного золота, ассоциированного с сульфидами – пиритом, пирротинном, арсенопиритом и другими минералами. Образующаяся при обжиге пористая структура минеральных комплексов способствует проникновению цианистых растворов. Обжиг также нейтрализует сульфидную серу, сурьму, свободный углерод и другие, отрицательно влияющие на процессы флотации и цианирования благородных металлов.

По процессу обжиг–цианирование работают около двух десятков предприятий в Канаде, ЮАР, США, Австралии, Гане и в других странах.

В.В. Лодейщиковым в ОАО «Иргиредмет» выполнен комплекс исследований по технологии извлечения золота и серебра с использованием окислительного обжига–цианирования.

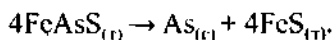
*Окисление сульфидов и вскрытие золота.* Пирит в процессе обжига в инертной атмосфере азота диссоциирует с образованием пирротина и сульфидной серы. При температуре 500...600 °С огарок выражен двухфазной системой, состоящей из кристаллов пирита и вновь образованных зерен пирротина с пористой структурой. При температуре 700 °С огарок полностью состоит из пирротина и оксидных минералов; при 1000...1100 °С огарок расплавляется.

При обжиге в присутствии кислорода пирит окисляется по реакции



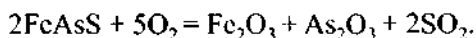
Интенсивное окисление пирита начинается при температуре 450...500 °С и сопровождается образованием на поверхности обжигаемых зерен пористых корочек оксидов железа – гематита ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ). Огарок состоит из пирита, гематита, магнетита, пирротина с ярко выраженными ферромагнитными свойствами. При температуре 600...900 °С огарок полностью состоит из гематита, пористость которого является весьма благоприятной для цианирования.

Арсенопирит в атмосфере инертного азота диссоциирует с образованием газообразного металлического мышьяка и твердого остатка, близкого по составу к моносульфиду железа:

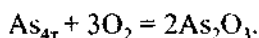
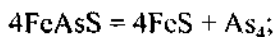


Интенсивная диссоциация наблюдается в интервале температур 600...700 °С.

В присутствии кислорода интенсивное окисление арсенопирита проходит при температуре на 100 °С ниже температуры диссоциации:

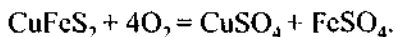


При температуре 480...700 °С огарок имеет так же как и с пиритом ярко выраженные ферромагнитные свойства, что предопределяет наличие в нем магнитных оксида железа  $\text{Fe}_3\text{O}_4$  и магнетита (модификация  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ). Обжиг арсенопирита имеет свои специфические особенности. Одна из них – образование арсенатов железа – является основной причиной оплавления материала уже при низких температурах обжига, другая особенность – при обжиге золото-мышьяковых концентратов мышьяк имеет большее сродство к кислороду, чем сера и железо, и он окисляется в первую очередь по реакциям

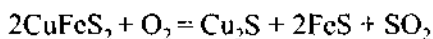


При обжиге концентрата в слабоокислительной атмосфере можно полностью удалить мышьяк в виде  $\text{As}_2\text{O}_3$  в газовую фазу. При вторичном обжиге огарка можно получить продукт с минимальным содержанием мышьяка и серы.

Халькопирит при обжиге разлагается через борнит-халькопиритовый твердый раствор, борнит  $\text{Cu}_3\text{FeS}_4$  и тронилит  $\text{FeS}$ . До температуры 800 °С термическая диссоциация халькопирита протекает вяло, а при 900...930 °С наблюдается оплавление материала. Термическое разложение халькопирита интенсифицируется в присутствии окислителей. При температуре до 400 °С преобладает реакция



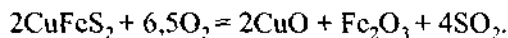
Реакция



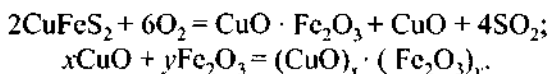
проходит в широком диапазоне температур. При температуре 400...600 °С преобладает реакция



При температуре 700...800 °C имеет место реакция



При 700 °C и выше возможны реакции:



Кроме того, в огарках обнаружены:  $\text{CuO} \cdot \text{CuSO}_4$ ,  $\text{Fe}_3\text{O}_4$ ,  $\text{Cu}_2\text{O}$ ,  $(\text{Cu}_2\text{O})_x \cdot (\text{Fe}_3\text{O}_4)_y$ .

Антимонит  $\text{Sb}_2\text{S}_3$  вплоть до температуры плавления не меняет своей структуры в отсутствии окислителей и при повышении температуры (более 540 °C) возгоняется. На воздухе при температуре 330 °C антимонит переходит в сенаармонтит  $\text{Sb}_2\text{O}_3$ , который затем переокисляется до тетраоксида  $\text{Sb}_2\text{O}_4$ . Выше 1000 °C  $\text{Sb}_2\text{O}_4$  разлагается и возгоняется в виде  $\text{Sb}_2\text{O}_3$ . В слабоокислительной атмосфере  $\text{Sb}_2\text{O}_3$  заметно улетучивается при температуре 500 °C. То же самое наблюдается и в присутствии восстановителей. Антимонит наиболее легко возгораемый сульфид; при его обжиге возможно спекание материала с образованием прочных агломератов, что усложняет цианирование.

Пирротин при обжиге образует магнетит, переходящий в гематит; при повышенных температурах возможно образование расплава  $\text{FeS} \cdot \text{FeO} \cdot (\text{Fe}_3\text{O}_4)$ ; пирротин является депрессором золота при цианировании.

При температуре плавления золота (1063 °C) частицы золота различной геометрической формы расплавляются, образуя каплеобразные сферические гранулы, которые трудно цианируются. Золото в виде теллуридов и сенимонидов расплавляется при более низких температурах. Золото, обожженное с пиритом при температуре 500...900 °C, быстро и полно извлекается при последующем цианировании. Повышение температуры до 1000 °C сопровождается частичным оплавлением огарка и потерями золота при последующем цианировании огарка. Низкотемпературный обжиг и цианирование приводят к частичной депрессии золота вследствие поглощения цианида продуктами неполного окисления пирита. Часть свободного цианида связывается в железоснинеродистый комплекс  $\text{Fe}_4[\text{Fe}(\text{CN})_6]$ . Дефицит цианида является основной причиной недорастворения золота. Арсенопирит не влияет на растворение и извлечение золота.

Минералы сурьмы при обжиге влияют на поведение золота. Образование при обжиге антимонита триоксида  $\text{Sb}_2\text{O}_3$ , менее активного

в растворе цианида, ускоряет растворение свободного золота. Но в то же время при увеличении температуры обжига усиливается механическое подавление золота соединениями сурьмы (легкоплавкими) с образованием прочных агломератов, не растворяющихся в растворе цианида, с которыми теряется до 27 % свободного золота. Аналогичная депрессия происходит при обжиге сульфидных продуктов, содержащих галенит, при температуре обжига большей температуры плавления галенита.

Теллуриды (например, калаверит  $\text{AuTe}_2$ ) и антимониды (например, ауруститит  $\text{AuSb}_2$ ) золота при обжиге, начиная с температуры 200 °С, в окислительной атмосфере окисляются с образованием металлического золота и тетраоксида сурьмы  $\text{Sb}_2\text{O}_4$ .

*Взаимосвязь химических процессов и извлечения золота при обжиге.* В.В. Лодейщиковым изучены продукты термохимического разложения сульфидов при обжиге (табл. 9.1), на основании анализа которых определены требования к огаркам, поступающим на дальнейшее цианирование:

- максимальная макро- и микропористость минеральных зерен, обеспечивающих доступ растворителя к включенным в сульфиды микрочастицам самородного или минерального золота;
- минимальное содержание цианисто-активных примесей;
- максимальное содержание благородных металлов в благоприятной для цианирования форме.

Показано, что максимальное извлечение золота в раствор в цикле цианирования (90...93 %) наблюдается в случае окислительного обжига золотого концентрата, содержащего 95 % пирита и минимальное количество тонкодисперсного золота, не извлекаемого цианированием (15 %) и минимальной плотностью огарка (1,0...1,2 г/см<sup>3</sup>), достигаемой при температуре обжига 500...800 °С.

Таблица 9.1

**Продукты термохимического разложения сульфидов,  
а также несulfидных минералов  
и химических соединений благородных металлов**

| Исходный продукт                  | Продукты термохимического разложения                                                                                                                                          |
|-----------------------------------|-------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|
| Пирротин $\text{FeS}$             | $\text{FeS}_2$ , $\text{Fe}_3\text{O}_4$ , $\alpha\text{-Fe}_2\text{O}_3$                                                                                                     |
| Пирит $\text{FeS}_2$              | $\text{FeS}_2$ , $\text{Fe}_3\text{O}_4$ , $\alpha\text{-Fe}_2\text{O}_3$ , $\text{FeSO}_4$ , $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$                                                    |
| Арсенопирит $\text{FeAsS}$        | $\text{FeS}_2$ , арсенаты железа, $\text{Fe}_3\text{O}_4$ , $\alpha\text{-Fe}_2\text{O}_3$                                                                                    |
| Антимонит $\text{Sb}_2\text{S}_3$ | $\text{Sb}_2\text{O}_3$ , $\text{Sb}_2\text{O}_4$                                                                                                                             |
| Халькопирит $\text{CuFeS}_2$      | $\text{FeS}_2$ , $\text{Cu}_2\text{FeS}_4$ , $\text{Cu}_2\text{O}$ , $\text{CuO}$ , $\text{CuSO}_4$ , $\text{Fe}_3\text{O}_4$ , $\alpha\text{-Fe}_2\text{O}_3$ , ферриты меди |

| Исходный продукт                         | Продукты термохимического разложения                                                                                                                                                                                                          |
|------------------------------------------|-----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|
| Халькозин $\text{Cu}_2\text{S}$          | $\text{Cu}_2\text{O}$ , $\text{CuO}$ , $\text{CuSO}_4$ , $\text{CuO} \cdot \text{CuSO}_4$ , $\text{Cu}_{\text{мет}}$                                                                                                                          |
| Галенит $\text{PbS}$                     | $\text{PbSO}_4$ , $\text{PbO} \cdot \text{PbSO}_4$ , $4\text{PbO} \cdot \text{PbSO}_4$ , $\text{PbO}$ , $\text{Pb}_{\text{мет}}$                                                                                                              |
| Сульфид серебра $\text{Ag}_2\text{S}$    | $\text{Ag}_2\text{SO}_4$ , $\text{Ag}_{\text{мет}}$                                                                                                                                                                                           |
| Хлорид серебра $\text{AgCl}$             | $\text{AgCl}$                                                                                                                                                                                                                                 |
| Прустит $\text{Ag}_3\text{AsS}_3$        | $\text{Ag}_2\text{S}$ , $\text{Ag}_2\text{SO}_4$ , $\text{Ag}_{\text{мет}}$ , $\text{Ag}_3\text{As}$ , $\text{Ag}_3\text{AsO}_4$                                                                                                              |
| Пираргирит $\text{Ag}_3\text{SbS}_3$     | $\text{Ag}_2\text{S}$ , $\text{Ag}_2\text{SO}_4$ , $\text{Ag}_{\text{мет}}$ , $\text{Ag}_3\text{SbO}_3$ , $\text{Sb}_2\text{O}_3$ , $\text{Sb}_2\text{O}_4$                                                                                   |
| Антимонид серебра $\text{Ag}_3\text{Sb}$ | $\text{Ag}_{\text{мет}}$ , $\text{AgSbO}_3$ , $\text{Sb}_2\text{O}_3$ , $\text{Sb}_2\text{O}_4$                                                                                                                                               |
| Теллурид серебра $\text{Ag}_2\text{Te}$  | $\text{Ag}_{\text{мет}}$ , $\text{AgTeO}_3$ , $\text{TeO}_2$                                                                                                                                                                                  |
| Антимонид золота $\text{AuSb}$           | $\text{Au}_{\text{мет}}$ , $\text{Sb}_2\text{O}_3$ , $\text{Sb}_2\text{O}_4$                                                                                                                                                                  |
| Теллурид золота $\text{AuTe}$            | $\text{Au}_{\text{мет}}$ , $\text{TeO}_2$                                                                                                                                                                                                     |
| Серебро металлическое                    | $\text{Ag}_2\text{S}$ , $\text{Ag}_2\text{SO}_4$ , $\text{Ag}_3\text{As}$ , $\text{Ag}_3\text{AsO}_4$ , $\text{Ag}_3\text{SbS}_3$ , $\text{AgSbS}_3$ , $\text{Ag}_3\text{Sb}$ , $\text{Ag}_3\text{SbO}_3$ , $\text{Ag} \cdot \text{Pb}$ сплав |
| Золото металлическое                     | $\text{AuSb}_3$ , интерметалл, соединения $\text{Au}$ с $\text{Pb}$                                                                                                                                                                           |

При обжиге арсенопирита наблюдается аналогичная картина. При обжиге концентратов, содержащих сульфиды сурьмы и свинца, происходит изменение структуры огарков и оплавление зерен продуктами термохимического разложения антимонита и галенита. Халькопирит при обжиге в интервале температур 500...700 °C разлагается с образованием легкорастворимых в цианиде соединений меди, что способствует наиболее полному извлечению золота при цианировании огарка. Образование при обжиге окисленных соединений меди ( $\text{CuO}$ ,  $\text{CuSO}_4$ ) повышает вероятность химической депрессии благородных металлов при цианировании, но с ростом температуры до 950 °C активная часть окисленных форм меди переходит в феррит ( $\text{CuO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$ ), что способствует снижению депрессии.

*Оптимальные параметры обжига.* Обжиг пиритных концентратов с высокопробным золотом необходимо проводить при температуре 600 °C, обеспечивающей максимальное вскрытие золота с переводом сульфидов железа в малоактивную форму ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ). Образование благоприятной для цианирования пористой структуры пиритных огарков возможно как в окислительной атмосфере, так и в инертной газовой атмосфере. Однако во втором случае образующиеся при этом продукты термохимического разложения – пирротин, элементная сера и другие компоненты с повышенной химической активностью – снижают скорость и эффективность процесса цианирования.

При обжиге пиритных концентратов с низкопробным золотом в связи с вероятностью отрицательного влияния рудных компонентов при обжиге и возможными механическими потерями благородных

металлов с пылями, **предварительно выделяют свободное металлическое золото и серебро методами гравитационно-флотационного обогащения.**

Основной трудностью при окислительном обжиге мышьяково-пиритных руд является возможность образования высокотоксичного пентавалентного мышьяка. В связи с чем процесс обжига целесообразно вести в две стадии: первая – в ограничении доступа окислителя и вторая – при избытке окислителя. Избыток образующейся в первой стадии элементарной серы сдерживает переокисление мышьяка. Сульфиды меди, сурьмы и свинца перед обжигом также целесообразно выводить из пиритных и мышьяково-пиритных руд и продуктов с целью предотвращения образования химически активных депрессоров золота (оксидов, сульфатов, легкорастворимых соединений).

Обжиг золото-серебряных концентратов необходимо вести при температуре 600...650 °С, при которых возможность образования серебряного штейна и легкоплавких соединений ограничена, что исключает вероятность дополнительных потерь металлов при цианировании огарков. В случае образования при обжиге огарков нежелательных продуктов перед цианированием проводят гравитационно-флотационные методы извлечения серебра и золота, представленных в виде сплавов и королек. Применяют при этом схемы двухстадийного цианирования с промежуточным окислительным обжигом. В табл. 9.2 приведены примеры технологии переработки золотосодержащих руд по схеме: окислительный обжиг – цианирование.

На многих предприятиях обжигу подвергают золото-мышьяковые флотационные концентраты, пиритные золотые флотационные концентраты, а также непосредственно упорные золотые руды без предварительного обогащения.

## **9.2. Хлорирующий окислительный обжиг**

При обжиге золотосодержащих сульфидных концентратов в присутствии хлорных агентов получают огарки, более благоприятные для цианирования, чем при обычном окислительном обжиге. Процессы хлорной металлургии условно можно разделить на две группы: хлорирующий сегрегационный обжиг и хлоридовозгоночный обжиг.

Показатели обогащения на золотоперерабатывающих фабриках, применяющих

технологии обжиг-плавки

| Наименование предприятия | Производительность руды в сутки, т | Характеристика руды                                                                                                                                            |            | Применяемая технология                                                                                                                                                                  |            | Доля обжигания в общей себестоимости переработки руды, % |
|--------------------------|------------------------------------|----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|------------|-----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|------------|----------------------------------------------------------|
|                          |                                    | общее                                                                                                                                                          | при плавке | общее                                                                                                                                                                                   | при плавке |                                                          |
| Комбелл (Канада)         | 1150                               | Комплексная руда (пирит, арсенопирит, пирротин, антимонит) с тонковкрапленным золотом, ассоциированным с сульфидными рудами. Содержание золота в руде 20,2 г/т |            | Флотация с цианированием; обжиг концентрата в печах КС; измельчение, гравитационная доводка отарка; плавка «золотой головки»; цианирование хвостов доводки                              |            | 33,4                                                     |
| Джейнт (Канада)          | 1130                               | Карб-сульфидная руда. Преобладающий сульфид — арсенопирит, колкети-рующий основную массу тонковкрапленного золота. Содержание золота в руде 8,2 г/т            |            | Флотация с получением отвалных хвостов; обжиг концентрата в двухкамерной печи КС; отмывка водорастворимых солей; доизмельчение и цианирование отарка по схеме потного и нового процесса |            | 18,5                                                     |
| Найф (Канада)            |                                    | Содержание золота в руде тонковкрапленного золота. Содержание золота в руде 8,2 г/т                                                                            |            | Измельчение руды в цианистых растворах; агитационное выщелачивание; деплампация хвостов плавки; обжиг концентрата в печи КС; доизмельчение и цианирование отарка                        |            | 15,3                                                     |
| Керр (Канада)            | 1270                               | Пиритизированная кварцевая руда (Au 8,7 г/т) со значительным содержанием углестых веществ                                                                      |            | Измельчение руды в цианистых растворах; агитационное выщелачивание; деплампация хвостов плавки; обжиг концентрата в печи КС; доизмельчение и цианирование отарка                        |            | 15,3                                                     |
| Эдмонсон (Канада)        |                                    |                                                                                                                                                                |            |                                                                                                                                                                                         |            |                                                          |

Окончание табл. 9.2

| Наименование предприятия      | Производительность руды в сутки, т | Характеристика руды                                                                                                                         |            | Применяемая технология                                                                                                                                                                                                       | общее | при плавке | Доля обжигания в общей себестоимости переработки руды, % |
|-------------------------------|------------------------------------|---------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|------------|------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|-------|------------|----------------------------------------------------------|
|                               |                                    | общее                                                                                                                                       | при плавке |                                                                                                                                                                                                                              |       |            |                                                          |
| Змепор (Республика Финляндия) | 1250                               | Телуристая мельсодержащая золотая руда со значительным содержанием сульфидов железа, ассоциирующих золото. Содержание золота в руде 7,2 г/т |            | Флотация телуридов; цианирование хвостов; флотация сульфидов из хвостов цианирования; обжиг сульфидного концентрата в печах Эвардса; водная промывка отарка; цементация меди из растворов; цианирование обезжелезного отарка | 86,2  | —          | 10,3                                                     |
| Калурин (Австралия)           | 1360                               | Телуристая пиритизированная руда со средним содержанием золота 6 г/т                                                                        |            | Гравитационно-флотационное обогащение; плавка гравитационного концентрата; обработка флотоконцентрата по схеме: цианирование — обжиг в печах Эвардса — цианирование                                                          | 87,8  | —          | 8,1                                                      |
| Квебек (Республика Замбия)    | Концентра-ты 30,0                  | Мышьяково-пиритные концентраты с тонковкрапленным золотом в сульфидных. Среднее содержание золота в концентрате 60 г/т                      |            | Кондиционирование концентратов по химическому составу; обжиг в печах Эвардса; измельчение; водная промывка и цианирование отарка                                                                                             | 78,0  | 82,5       | 11,1                                                     |
| Фрирвью (ЮАР)                 | 400,0                              | Типичная пирит-тонковкрапленная руда с арсенопиритовой рудой в сульфидных. Содержание золота в руде 12...14 г/т                             |            | Флотация; обжиг концентрата в печах Эвардса; измельчение и гравитационное обогащение отарка; амальгамация гравитационного концентрата; цианирование хвостов гравитации                                                       | 86,0  | 91,9       | —                                                        |

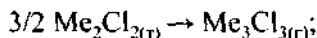
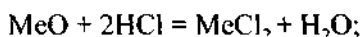
Последние десятилетия эти процессы находят широкое применение в цветной металлургии.

Фирмой «Минерал Сепарейшен компани» разработан сегрегационный хлорирующий обжиг для окисленных медных руд; фирмой «Ниппон Майнинг» и др. – для окисленных никелевых руд; работами М. Эйслера, Т. Роуза, Л. Дингензиана показана возможность хлорирующего обжига золотосодержащих пиритных руд и концентратов. Процесс заключается в нагревании руды с галоидной солью (например, NaCl), коксом до температуры 750...850 °С в течение 10...30 мин. При взаимодействии паров воды с раскаленным твердым углеродом образуется газообразный водород, который восстанавливает образующиеся при обжиге летучие хлориды цветных и благородных металлов до металлической фазы, которые кристаллизуются на частичках угля. Процесс сегрегации состоит из трех стадий:

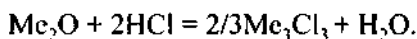
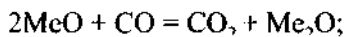
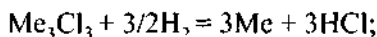
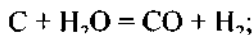
1) образование газообразного хлорирующего агента:



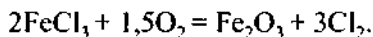
2) хлорирование металла с образованием хлоридов:



3) осаждение летучих хлоридов:

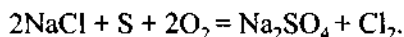


Обжиг сульфидных концентратов имеет свои особенности. Сульфиды и оксиды железа интенсивно хлорируются с образованием солей  $\text{FeCl}_3$  и  $\text{FeCl}_2$ , которые в последующем разлагаются кислородом воздуха:



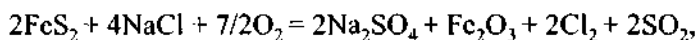
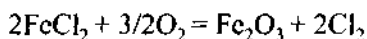
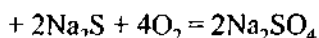
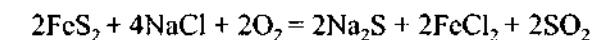
Газообразный хлор, взаимодействуя с минералами железа, снова образуют хлориды металлов, которые затем восстанавливаются до металлов и процесс многократно повторяется по цепной реакции.

Структура гематита пористая и доступна для проникновения щелочистых растворов до тонких включений золота. Механизм хлорирования неоднозначен. Некоторые авторы считают, что для участия хлора, содержащегося в NaCl, в хлорировании необходимо иметь в газовой фазе пары элементарной серы, разлагающей хлористый натрий по реакции

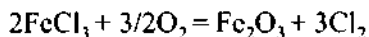
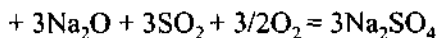
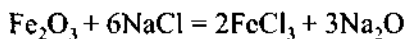


Газообразный хлор хлорирует сульфиды, оксиды металлов, частично металлические золото и серебро.

Но возможен и другой механизм обжига:



или



При окислительно-хлорирующем обжиге золотосодержащих концентратов желательнее золото в огарках сохранять в естественном металлическом состоянии. Но на практике золото и другие компоненты при обжиге переходят в хлориды:  $\text{AuCl}_3$ ,  $\text{AgCl}$ ,  $\text{CuCl}_2$ ,  $\text{PbCl}_2$ ,  $\text{ZnCl}_2$ ,  $\text{AsCl}_3$ ,  $\text{CaCl}_2$ ,  $\text{MgCl}_2$ , многие из которых, обладая летучестью, при повышенных температурах легко возгоняются. Эти хлориды необходимо улавливать из газовой фазы или создавать условия для восстановления хлоридов и концентрирования их в огарке.

Сущность хлоридовозгоночного обжига сульфидных и окисленных золотосодержащих руд и концентратов заключается в селективном образовании и переводе в газовую фазу хлоридов цветных и благородных металлов.

При этом железо и породные минералы остаются в огарке. Процесс хлоридовозгоночного как и хлорирующего обжига может проводиться в печах кипящего слоя, трубчатых или шахтных печах с использованием твердого или газообразного хлоринаторов. Фирма «Монт Эдисон» (Испания) разработала процесс для переработки полиметаллической руды, содержащей, %: серы 45; железа 42; меди 1,4; цинка 3; свинца 1; золота 0,8 г/т и серебра 25 г/т. Технология включает четыре этапа обжига:

- 1) высокотемпературный окислительный обжиг руды крупностью 1,5 мм с извлечением серы в газовую фазу 99 %;
- 2) слабовосстановительный обжиг горячего огарка с очисткой мышьяка и переводом части железа в магнетит;
- 3) хлоридовозгоночный обжиг в окислительной среде с извлечением цветных и благородных металлов в газовую фазу;
- 4) магнетизирующий обжиг огарка с переводом остатков железа в магнетит.

В дальнейшем хлориды металлов улавливают из газов (после очистки от пылей) кислотнo-щелочными растворами и подвергают гидрометаллургической переработке с осаждением (восстановлением) всех металлов. Цементная медь содержит 85 % меди; содержание цинка в гидроксиде 66 %; свинца в сульфате 64 %; золото и серебро из растворов осаждают известными классическими способами. Золото и серебро из огарков окислительно-хлорирующего обжига выщелачивают раствором поваренной соли, насыщеннoй хлором, при температуре 80 °С. Возможно также выщелачивание благородных металлов с использованием цианистых растворов или тиосульфата.

Высокотемпературное хлорирование золото- и серебросодержащих руд и концентратов достаточно хорошо изучено применительно к пиритсодержащим продуктам и огаркам окислительно-хлорирующего обжига пиритных концентратов. Многими авторами (отечественными и зарубежными) изучено влияние на извлечение золота при хлоридовозгоночном обжиге температуры, расхода хлоринатора, содержания серы и кремнекислоты в огарках. В качестве хлоринаторов можно применять твердые и газообразные хлорсодержащие соединения: хлористый натрий или кальций, газообразный хлор, четыреххлористый углерод, фосген и др.

Б.Н. Лебедевым и многими другими исследователями определены оптимальные температура и расход поваренной соли на извлечение золота при хлоридовозгонке. Химический состав исследуемых концентратов приведен в табл. 9.3.

Химический состав концентратов, %

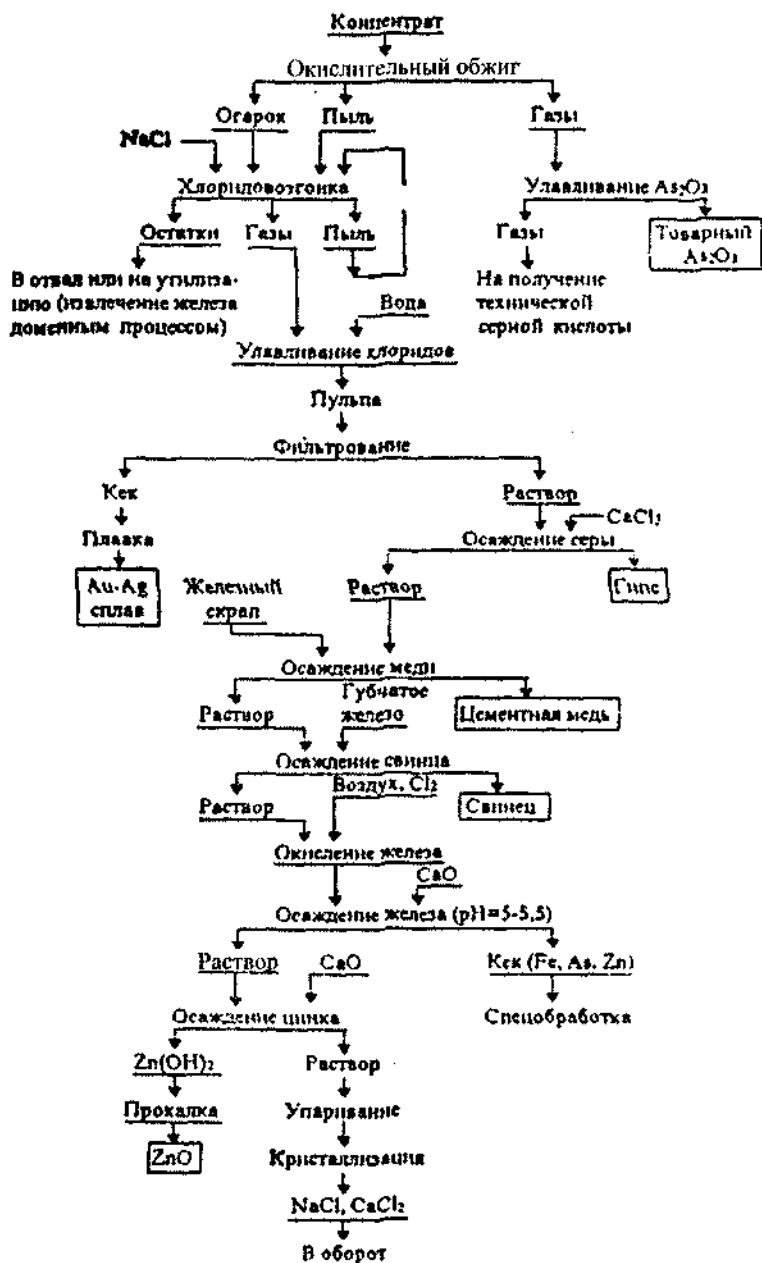
| Концен-<br>трат | Компоненты |       |       |      |      |      |                  |      |                                |      |            |            |
|-----------------|------------|-------|-------|------|------|------|------------------|------|--------------------------------|------|------------|------------|
|                 | Fe         | S     | As    | Pb   | Cu   | Zn   | SiO <sub>2</sub> | CaO  | Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | MgO  | Au,<br>г/г | Ag,<br>г/г |
| 1               | 30,60      | 30,56 | 4,95  | 0,10 | 0,15 | 0,15 | 22,62            | 3,87 | 5,80                           | 1,13 | 38,6       | 44,0       |
| 2               | 14,46      | 13,02 | 7,69  | 0,42 | 0,09 | 0,34 | 36,54            | 7,86 | 11,68                          | -    | 110,0      | 36,0       |
| 3               | 27,30      | 26,14 | 12,60 | 0,34 | 0,22 | 0,20 | 27,00            | 2,14 | 4,00                           | -    | 19,1       | 27,3       |
| 4               | 42,72      | 42,80 | 4,62  | 0,34 | 1,35 | 1,21 | 6,96             | -    | -                              | -    | 61,2       | 42,0       |

Перед хлоридовозгонкой концентраты подвергали предварительному окислительному обжигу с целью снижения содержания серы до 2...5 %. При большем содержании серы огарок оплавлялся и возгонка хлоридов металлов в газовую фазу затруднялась. Продолжительность хлоридовозгонки составляет 1,5...2,5 ч, оптимальная температура – 900...1000°C, расход хлористого натрия – 10...15 % от массы шихты. Извлечение металлов в возгоны в этих условиях, %: золота 97...99; серебра 95...98; меди 94...96; свинца около 100; цинка до 90. Содержание золота в огарке составляет 0,6...2,0 г/т.

Исследованиями сотрудников ОАО «Иргиредмет» установлены технологические факторы, способствующие повышению извлечения золота: исключение из состава шихты сернистых соединений; минимальный расход хлорагентов; предварительное окисление соединений железа до высшего оксида; обеспечение условий доставки кислорода (воздуха) и вывода летучих хлоридов золота из зоны реакций; поддержание оптимальной температуры; минимальное количество свободного твердого углерода, как центров кристаллизации металлического золота. Хлоридовозгонка эффективно проходит на гранулированном материале (0,2...0,15 мм). Присутствие в концентратах цветных металлов способствует хлоридовозгонке золота и серебра; если цветных металлов нет, в шихту специально вводят свинцовые соединения.

Принципиальная схема переработки золотосодержащих концентратов методом хлоридовозгонки с мокрым улавливанием хлоридов представлена на рис. 9.1.

Водное улавливание и выщелачивание хлоридов позволяет перевести в раствор основное количество хлористых солей мышьяка, железа, меди, свинца, цинка, сульфата натрия и хлористого натрия. Золото восстанавливается до металла и с хлоридом серебра остается в нерастворимом остатке. Кек водного улавливания и выщелачивания содержит благородных металлов в таком количестве, которого



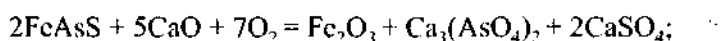
**Рис. 9.1. Схема переработки руд на фабрике «Кэннон»**

достаточно для плавки на сплав металл Доре. В Японии разработан способ мокрого улавливания и выщелачивания хлоридов с одновременной очисткой газов от пылей. По этому способу раствор используется многократно для улавливания новых порций хлоридов до получения концентрированных растворов, а шламы (пыли) возвращается в процесс обжига. Из растворов вначале осаждают свинец, золото и серебро. Из фильтрата извлекают медь ионообменным способом, затем снижают pH до 2,5 и осаждают цинк сероводородом. Оставшийся фильтрат упаривают и возвращают в начало процесса. Наряду с мокрым улавливанием хлоридов применяют сухие методы. Применяя регулируемое охлаждение, одновременно улавливают и разделяют компоненты непосредственно в газовой сфере при высокой температуре с использованием энергии реакционных газов.

### 9.3. Щелочной и другие виды обжига

При окислительном обжиге в концентрат вводят щелочные реагенты (сода, известь), которые связывают мышьяк в летучие арсенаты, а серу – в сульфаты. Схема переработки включает: окислительный обжиг с содой при температуре 300...800 °С, водное выщелачивание и цианирование остатка. Во избежание пассивирования золота продуктами взаимодействия  $\text{Na}_2\text{CO}_3$  с минералами, огарок перед цианированием обрабатывают сернистым газом при  $T : Ж = 1 : 10$  и 1%-ным раствором серной кислоты.

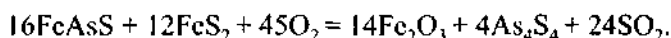
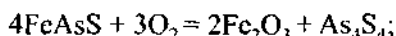
Более экономичен вариант обжига концентратов с известью. При этом возможны реакции:



Температура обжига составляет 550...650 °С. В этом процессе обжига 99 % мышьяка и 98 % серы связываются в нерастворимые арсенаты и сульфаты кальция, не переходящие в газовую фазу.

Окислительно-сульфидизирующий обжиг применяют для мышьяковистых продуктов, выделяемых из руд цветных металлов и золота; при этом обжиге мышьяк переводят в менее токсичную сульфидную форму, пригодную для хранения и последующего использования. Гранулированные мышьяксодержащие концентраты подвергают термической обработке при температуре 550...750 °С при ограниченном доступе воздуха в условиях противотока: твердое–газ. Ми-

исралы и химические соединения подвергаются термохимическому разложению, а полученные продукты сульфидизируются газообразной серой, сернистым газом, сульфидами железа и цветных металлов. Образующиеся при этом летучие три- и тетрасульфиды мышьяка отгоняются из верхней зоны печи и конденсируются в виде концентрированных металлических порошков, которые могут быть переплавлены в слитки. Кислород расходуется на окисление железа и серы по реакциям



Промежуточные сульфиды мышьяка в зависимости от условий могут быть любого состава, в том числе  $\text{As}_2\text{S}_3$  и другие соединения.

При окислительно-сульфидирующем обжиге возможно получение трех продуктов:

1) сульфидных возгонов (смесь сульфидов мышьяка и элементной серы), содержащих около до 65 % мышьяка;

2) сернистых газов, содержащих около 10 %  $\text{SO}_2$ ;

3) золотосодержащих огарков, пригодных для цианирования или переработки на медеплавильных заводах.

Термическое вакуумирование проводят при температуре 650...700 °C в течение 20...30 мин. Из концентрата отгоняют 95...98 % мышьяка. При конденсации паров получают возгоны, которые содержат 60...90 % мышьяка; содержание мышьяка в огарках составляет 0,2...0,6 %, что ниже, чем при других видах обжига. Количество выбрасываемых в атмосферу газов вследствие их сжатия в вакуум-насосе гораздо меньше в сравнении с окислительным обжигом, а содержащееся в них количество мышьяка не требует очистки. Применительно к мышьяковистым золотосодержащим концентратам, выделяемым из ряда руд месторождений «Бакырчик», «Васильковское», «Нежданинское» и других, разработаны технологии и аппаратура вакуум-термического удаления мышьяка. Огарки вакуум-термического обжига рекомендовано перерабатывать совместно с медными концентратами на медный штейн по методу циклонной плавки. Возможна и гидрометаллургическая переработка огарка методом цианирования.

При обжиге в среде водяного пара (температура 500...800 °C) пирит разлагается с образованием сероводорода; мышьяк из арсениопирита выделяется в виде летучих сульфидов; железо в огарке оста-

ся в виде магнетита. Степень отгонки серы и мышьяка составляет 90...97 и 95...97 % соответственно. При обжиге в паровоздушной среде вместо сероводорода образуется элементарная сера, что делает этот процесс более экологичным.

Разработаны методы радиационно-термического и термохимического вскрытия упорных золотосодержащих руд. При радиационно-термической обработке концентратов достигается такая же степень вскрытия упорного золота, что и при окислительном обжиге, но при меньшей продолжительности процесса. При термохимическом вскрытии в микроволновом поле при температуре 340...660 °C обеспечивается извлечение золота методом цианирования до 94 %.

#### 9.4. Магнитно-электроимпульсная обработка

Большинство перерабатываемых и прогнозируемых к переработке золотосодержащих руд коренных месторождений являются упорными. Технологическая упорность руд и концентратов характеризуется неудовлетворительными показателями цианирования или химического выщелачивания другими способами, при которых извлечение золота в продуктивный раствор является низким.

В зарубежной практике упорные руды обогащают по гравитационно-флотационным схемам с последующим извлечением благородных металлов из концентратов и продуктов обогащения с использованием способов:

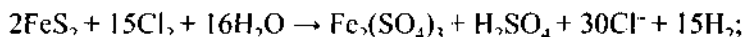
- окислительный обжиг–цианирование;
- автоклавное выщелачивание–цианирование;
- бактериальное окисление–цианирование.

Технологии исследованы в лабораторном и опытно-промышленном масштабе для многих типов упорных руд отечественных месторождений. Несмотря на хорошие технологические результаты, их использование на практике сопряжено с высокими капитальными и эксплуатационными затратами. В Институте проблем комплексного освоения недр (ИПКОН) РАН под руководством акад. В.А. Чантурия выполнены исследования по энергетическим воздействиям, интенсифицирующих вскрытие золотосодержащих сульфидных руд (электрохимическое, магнитно-электроимпульсное, СВЧ-нагрев, энергия ускоренных электронов).

Новые методы могут быть конкурентоспособными технологии кучного выщелачивания для упорных руд и техногенного сырья.

Электрохимическое окисление золотосодержащих пирита, арсенопирита основано на разложении сульфидов при воздействии электрического тока (поля) в кислых или щелочных минеральных суспензиях. Например, химизм процесса электрохимического окисления сульфидов в суспензии хлоридного раствора может быть представлен реакциями:

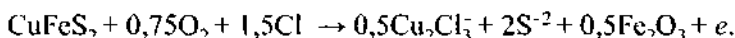
для пирита



для арсенопирита



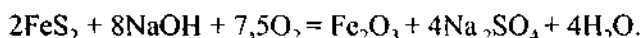
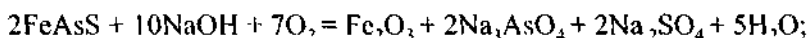
для халькопирита



Пирит и арсенопирит молекулярным хлором окисляется с образованием солей железа, серной кислоты и арсенат-ионов, а хлор восстанавливается до хлорида, который снова регенерируется на аноде в хлор и выполняет роль переносчика электронов при окислении сульфидов.

Золото и серебро неодинаково окисляются при электрохимической обработке. Сульфиды серебра легко и быстро при электрохимическом воздействии окисляются по сравнению с золотосодержащими сульфидами. Для хлоридных комплексов золота восстановителями являются катионы трехвалентного железа и сульфида. Восстановление и переход благородных металлов в жидкую фазу может быть приостановлен при электрохимическом выщелачивании в растворе едкого натра. Механизм электрохимического выщелачивания арсенопирита и пирита в растворах едкого натра состоит из нескольких стадий. Вначале окисляется сера с образованием различных промежуточных сульфоксидных соединений, которые со временем переходят в сульфатную форму. Мышьяк также переходит в раствор в виде трех- и пентавалентных соединений. В щелочных средах гидроксид двухвалентного железа окисляется до трехвалентного, который в последующем переходит в более устойчивую форму  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ .

При этом возможны реакции



Возможно также образование промежуточных соединений сульфидов, тиосульфата и политионатов натрия. Оптимальные температура и концентрация едкого натрия составляют 50...60 °C и 2,5...3,75 моль/л соответственно. Предварительная электрохимическая обработка перед кучным выщелачиванием с использованием метода цианирования позволяет повысить извлечение золота до 80 % (из упорных руд). Система электродов из нержавеющей стали устанавливалась в штабель кучи параллельно основанию на расстоянии 10...15 см. Электроды питались от выпрямителя с очередностью положительных и отрицательных зарядов при плотности тока 5...10 А/м<sup>2</sup>. Метод опробирован на многих концентратах, в частности, на флотогравитационном пирит-мышьяковистом концентрате Нежданнинского месторождения. Арсенопирит содержал примеси кварца и халькопирита. Содержание кремния составляло 5 %, мышьяка 5 %, золота 10 г/т. Выщелачивание проводилось в кислой (H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>) и щелочной (NaOH) средах. Разность потенциалов на электродах составляла 6...8 В. Проницаемость после электрохимической обработки значительно повышается, что подтверждается изменением окислительно-восстановительного потенциала, pH и концентрацией железа и мышьяка в жидкой фазе, а также образованием новых фаз – магнетита, гематита и других оксидов. При последующем цианировании извлечение золота повышается до 80...85 %.

При воздействии энергии ускоренных электронов на сульфиды и оксиды установлен механизм их заряжения. При облучении минеральных агрегатов на границе срастания сульфидов и диэлектриков возникают разряды, приводящие к разупрочнению минеральных комплексов, созданию микротрещин в минералах, что повышает вероятность доставки раствора цианида к тонкоассоциируемому золоту в сульфидах.

При напряженности электромагнитного поля, превышающей электрическую прочность, возникает электрический пробой в узком токовом канале. При этом происходит выделение энергии, сопровождающейся испарением вещества, повышением давления и разрушением минерального комплекса. Если разряд продолжается во времени, то энергия распространяется по объему вещества и может привести к спеканию частиц, оплавлению и закрытию образовавшихся микротрещин, что снизит эффективность доставки выщелачивающего раствора к частицам золота, ассоциированных с минеральным комплексом.

Электрическая прочность обрабатываемых золотосодержащих материалов изменяется в широких пределах и зависит от неоднород-

ности химического и минерального состава. При наличии в продукте электропроводящих включений электрический пробой развивается наиболее эффективно. При увеличении количества импульсов образуется большее количество каналов электрического разрушения минеральных комплексов.

Мощные электромагнитные импульсы генерируются на установке, состоящей из источника высоковольтного напряжения с амплитудой импульса 150 кВ, длительностью фронта около 5 нс, частотой повторения импульсов 10...20 Гц. Регулирование зазора между дисковыми электродами обеспечивало амплитуду напряженности электрического поля в диапазоне 1...50 мВ/м. Исследованы образцы пирита и арсенопирита Неждановского и Чармитанского месторождений.

Обработка ускоренными электронами при последующем цианировании концентрата Неждановского месторождения повышает суммарное извлечение золота и серебра из материала крупностью –50 мкм на 10 %, а крупностью –500 мкм на 36 %. При облучении мощными электромагнитными импульсами извлечение благородных металлов повышается на 34 и 78 % соответственно. Значительный технологический эффект получен также на пиритсодержащих и техногенных продуктах, получаемых при обогащении золотосодержащих сульфидных руд цветных металлов.

## 10. ПЛАВКА УПОРНЫХ КОНЦЕНТРАТОВ

Плавка концентратов, выделяемых методами обогащения из упорных золотосодержащих руд, широко используется при совместной плавке с концентратами или продуктами цветных металлов. Благородные металлы при плавке концентрируются в штейне, которые при последующем рафинировании извлекают из шламов электролиза черновых металлов по стандартным технологиям.

### 10.1. Плавка медных концентратов

Благородные металлы (золото и серебро) практически всегда сопутствуют месторождениям медных руд и в значительной степени их извлекают при обогащении в медные концентраты. Основным методом переработки медных руд и концентратов с извлечением из них благородных металлов является плавка на черновую медь (концентрационная плавка), при которой медь переходит в штейн, представленный сульфидами меди ( $\text{Cu}_2\text{S}$ ) и железа ( $\text{FeS}$ ). В зависимости от условий плавки медь в штейне может быть частично в виде металлической фазы. В штейн выделяют также благородные металлы при извлечении 96...99,5 %. Большая часть породных минералов переходит в отвальный шлак. Технология плавки золотосодержащих продуктов (концентратов) совместно с медными концентратами ничем не отличается от плавки собственно медных материалов.

Технология предусматривает переработку исходного медьсодержащего материала на черновую медь с последующим ее обязательным рафинированием. При получении черновой меди породные минералы практически полностью удаляют в шлаки; серу – в газовую фазу, частично сера находится в виде сульфидов меди и железа в штейне. Удаление железа и серы проводят методом окисления в три (обжиг, плавка, конвертирование), две (плавка, конвертирование) или одну стадию (плавка на черновую медь). Наиболее часто применяют технологию: плавка на штейн – конвертирование медного штейна – огневое и электролитическое рафинирование меди. Плавку на штейн проводят в отражательных или в электротермических печах; до настоящего времени также используют плавку в шахтных печах. Более современной и экономичной является автогенная плавка, в которой совмещены процесс обжига, плавка на штейн и процесс конвертирования в одном технологическом аппарате. Различают несколько видов автогенной плавки, основанные на сжигании сульфидов в факеле (во

взвешенном состоянии) или в расплаве. К ним относят: кислородно-взвешенную плавку (КВП); кислородно-факельную плавку (КФП); плавку в жидкой ванне (ПЖВ); факельно-барботажную плавку (ФБП) и другие. Принципиальная схема плавки медных материалов показана на рис. 10.1. Содержание золота и серебра в черновой меди составляет 100 и 1000 г/т соответственно.



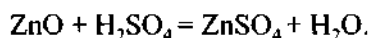
Рис. 10.1. Схема плавки медных золотосодержащих материалов

Рафинирование проводят в конвертерах или отражательных печах с подачей в расплав воздуха, соды и других шлакообразующих компонентов. Основную часть примесей переводят в шлак и удаляют. Затем проводят раскисление (восстановление), при котором оксид меди ( $\text{Cu}_2\text{O}$ ) переводят в металлическую фазу, используя в качестве раскислителей, например, древесину и ее газообразные углеводороды:  $\text{CH}_4$ ,  $4\text{Cu}_2\text{O} + \text{CH}_4 = \text{CO}_2 + 8\text{Cu} + 2\text{H}_2\text{O}$ . Рафинированную медь, в которой сконцентрирована основная масса золота и серебра, отливают в анодные плиты для электролиза. В качестве электролита используют раствор медного купороса, содержащего свободную серную кислоту. Катодом служат медные пластины. При растворении

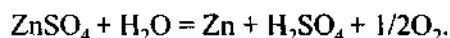
медных анодов и осаждении меди из раствора на катодах благородные металлы, как более электроположительные элементы, полностью остаются в анодном шламе и концентрируются на дне анодной ванны. Анодные шламы содержат, %: меди 14,3; свинца 2,4; висмута 0,56; сурьмы 5,5; мышьяка 2,7; серебра 35; золота 0,6; селена 5,7 и теллура 2,7. Концентрация меди в растворе при электролизе составляет 20...30 г/л, температура не выше 40...45 °С. Шлам после отделения медного скрапа обрабатывают серной кислотой при температуре 70...80 °С, продувают воздухом, фильтруют, промывают, сгущают, обжигают, плавят и отправляют на аффинажный завод для получения чистого ювелирного золота.

## 10.2. Плавка цинковых концентратов

Во флотационные цинковые концентраты при обогащении цинксо-держащих руд извлекают 3...8 % золота и 10...20 % серебра. Хотя цинк обладает высоким сродством к кислороду, при нормальных условиях он имеет высокую коррозионную стойкость в связи с образованием на его поверхности пленки состава  $\text{ZnCO}_3 \cdot \text{Zn}(\text{OH})_2$ , предохраняющей дальнейшее его окисление. Окисленные соединения цинка, в том числе оксид, плавят при температурах выше 1000 °С. В разбавленных кислотах цинк растворяется с выделением водорода и образованием сульфатов, хлоридов и т.д. Щелочи растворяют цинк с образованием цинкатов. Цинк вытесняет (исцментирует) из растворов медь, никель, кобальт, свинец, олово и благородные металлы. С учетом этих свойств процесс получения цинка из концентратов базируется на гидрометаллургической и пирометаллургической (дистилляционной) технологиях. Традиционная гидрометаллургическая схема (рис. 10.2) включает выщелачивание цинка водным раствором серной кислоты из предварительно обожженного концентрата (огарка). Выщелачивание цинка в раствор идет по реакции



В раствор частично переходят также примеси – медь, кадмий, железо, мышьяк и другие металлы. В присутствии тиосульфатов возможен переход в раствор золота и серебра. Электролитическое осаждение цинка из очищенного раствора происходит по реакции



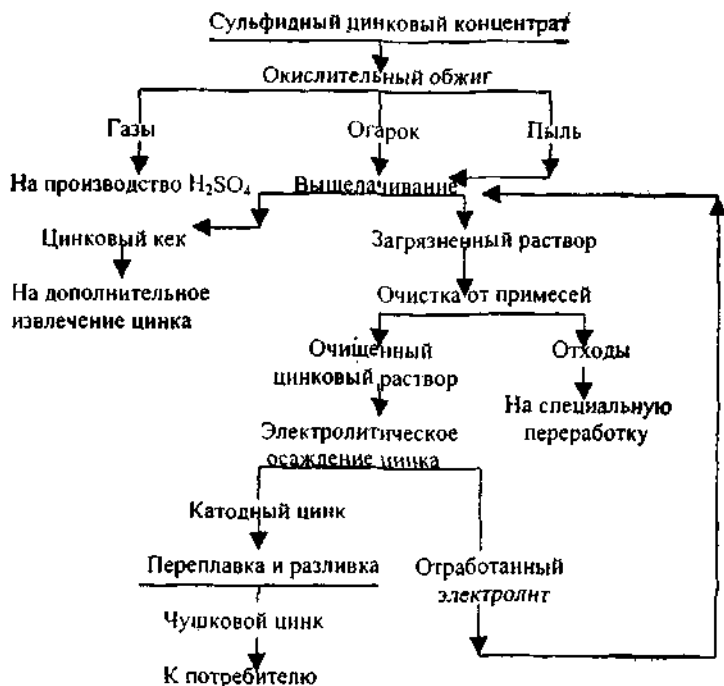
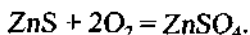
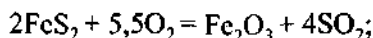
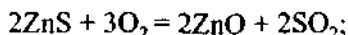


Рис. 10.2. Схема выщелачивания цинкового концентрата

При обжиге цинковых концентратов в кипящем слое протекают реакции:



При обжиге возможно образование небольших количеств силиката ( $\text{ZnO} \cdot \text{SiO}_2$ ) и феррита цинка ( $\text{ZnO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$ ), что нежелательно, так как способствует образованию коллоидных систем кремниескислоты, а феррит цинка не растворим. Огарок содержит оксид, сульфат, силикат и феррит (общее содержание цинка 55...65 %); до 3 % серы; примеси – медь, свинец, железо, кадмий, мышьяк, сурьма, кобальт, благородные металлы и редкие металлы. Растворителем при выщелачивании используют отработанный электролит, содержащий 120...160 г/л свободной  $\text{H}_2\text{SO}_4$  и 30...50 г/л цинка. Кислотное выщелачивание за-

канчивается при концентрации кислоты 1...5 г/л, при котором интенсивно растворяются примеси, образуя сульфаты. Очистку растворов от примесей проводят гидролизом с последующей цементацией и добавкой химических реагентов, осаждающих примеси в труднорастворимые соединения.

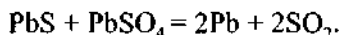
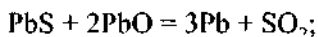
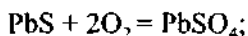
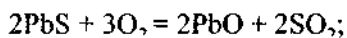
Для цементации используют цинковую пыль. При кислотном выщелачивании огарков в кесах содержится достаточно много сульфидов серебра и золота с включениями меди, свинца, цинка, железа. В ряде работ использована возможность флотационного обогащения кеков с извлечением благородных металлов в концентрат.

При повышенном содержании и оптимальном соотношении серебра и золота в концентратах возможны пирометаллургическая переработка на свинцовом или медном заводах или автоклавное выщелачивание. Возможна также технология тиосульфатного выщелачивания в присутствии сульфата аммония при соотношении 1:1. Остатки благородных металлов из кека выщелачивания извлекают флотационным способом, применяя сульфгидрильные собиратели. Пирометаллургическая переработка цинковых концентратов включает: окислительный обжиг в кипящем слое; восстановительно-дистилляционный обжиг огарка при температуре 1100 °С, при котором цинк испаряется и затем конденсируется в холодильниках в виде жидкого металла. Значительная часть благородных металлов концентрируется либо в огарке дистилляционного обжига, либо в кеке кислотного выщелачивания. Для доизвлечения цветных и благородных металлов из этих продуктов применяют возгоночный обжиг при температуре 1200 °С с добавлением известняка и коксика. Возгоны улавливают в мешочных и электрических фильтрах, клинкер плавят в шахтных печах на черновой свинец и медно-свинцовый штейн, концентрирующие в себе золото и серебро.

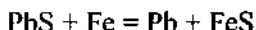
### 10.3. Плавка свинцовых металлов

В металлургическую переработку на свинцовые заводы поступают свинцовые концентраты, содержащие, %: свинец 30...80; цинк 1...14; медь до 10; железо 2...15; серу 9...15; диоксид кремния 2...13; золото и серебро. Для переработки сульфидных концентратов в основном применяют пирометаллургическую технологию: реакционную, осадительную и восстановительную плавки.

Реакционная плавка применяется для богатых концентратов после предварительного частичного обжига и основана на реакциях

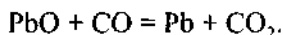


Осадительная плавка основана на реакции **вытеснения свинца** сульфида железом:



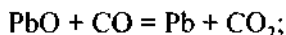
и в настоящее время не применяется.

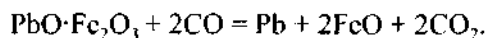
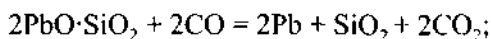
Наиболее широко в технологических схемах используют восстановительную плавку. Для получения металлического свинца этим методом необходим предварительный обжиг с одновременным спеканием материала. Обожженный агломерат плавят с коксом, при этом свинец восстанавливается по реакции



Черновой свинец, содержащий до 10 примесей, в жидком состоянии подвергают рафинированию. Перед плавкой концентрата (в шахтных печах) на черновой свинец проводят окислительный обжиг со спеканием, применяя агломерацию. Обжиг ведут на ленточных агломерационных машинах с дутьем воздуха через слой шихты. Оптимальная готовая шихта должна содержать, %: свинец 45...50; серу 6...8; оксид кальция 10...20; оксид железа 25...35; диоксид кремния 20...25. При обжиге сульфиды окисляются. Основным источником тепла является реакция горения галенита. Кроме образования при окислении оксидов металлов возможны продукты взаимодействия – легкоплавких силиката  $2\text{PbO} \cdot \text{SiO}_2$  или феррита свинца  $\text{PbO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$ . Основная цель восстановительной шахтной плавки – максимально возможное извлечение свинца и благородных металлов в черновой свинец и ошлакование породных минералов и цинка.

Исходное сырье для шахтной плавки – офлюсованный самоплавкий агломерат содержит: свинец, медь, цинк, мышьяк, сурьму, золото, серебро и другие элементы. Основная масса агломерата: оксиды, силикаты, ферриты, соединения свинца (глет). При плавке свинец восстанавливается:





Не окислившийся сульфид свинца при плавке не восстанавливается, образуя вместе с другими сульфидами штейн. При высоком содержании серы в шихту вводят железный скрап для вытеснения свинца из сульфида. Для максимального перевода цинка в шлак обжиг ведут в режиме высокой десульфуризации. Мышьяк, сурьма, золото, серебро, олово и висмут в основном концентрируются в черновом свинце. Кроме черного свинца и шлака продуктами плавки являются штейн, пыль и газы. При шахтной плавке легко восстанавливаются также окисные соединения меди. Восстановленная медь растворяется в расплаве свинца, а сульфаты меди (не окисленные) концентрируются в штейне. Черновой свинец содержит 90...97 % свинца и многочисленные примеси. Шлак содержит, %: диоксид кремния 20...30; оксид железа 30...40; оксид цинка 5...25; оксид кальция 14...20. Штейн состоит из сульфидов железа, меди, свинца и цинка с включениями золота и серебра. Содержание в них элементов составляет, %: медь 7...10; железо 16...45; свинец 8...15; цинк 1,5...8; сера 20...25. Штейн стараются не выделять, так как технология его переработки сложна и дорога. Шлаки плавки не являются отвальными, так как содержат цветные и благородные металлы и подлежат дополнительной переработке (флюмингование, вельцевание, электротермия). Пыли свинцовой плавки содержат, %: свинец 45...55; цинк 10...20; редкие и благородные металлы, которые необходимо перерабатывать, применяя гидрометаллургические схемы.

Рафинирование черного свинца проводят пирометаллургическим и электролитическим способами. Электролиз применим только для черного свинца с небольшим содержанием примесей, а потому применяется очень редко. Рафинирование свинца включает: обезжелезивание; извлечение теллура, мышьяка, сурьмы, олова, серебра, золота, цинка, висмута; удаление кальция, магния. Сумма благородных металлов в черновом свинце составляет 0,5 %. Выделение золота и серебра на стадии рафинирования проводится с использованием «обессеребривания». Из расплавленного черного концентрата вначале удаляют медь. Медь при пониженной температуре всплывает на поверхность расплава свинца и снимается. При повышенной температуре расплава удаляют оксиды олова, мышьяка, сурьмы и других металлов. При высоком содержании меди в расплаве она всплывает

на поверхность вместе с частицами золота; во избежание этого медь переводят в сульфидную форму, добавляя в расплав галенит или элементную серу.

Для извлечения благородных металлов из черногого свинца, содержащего до 50 г/т золота и 5 кг/т серебра, применяют металлический цинк. При введении в расплав цинка он образует интерметаллические соединения  $\text{AuZn}_n$  и  $\text{AgZn}_n$  в виде «серебристой пены», всплывающей на поверхность расплава. При снижении температуры расплава до 480 °С пену снимают. При выходе пены 1,5...2 % от массы свинца она содержит до 110 кг/т серебра и 200 г/т золота. Продолжительность цикла «обессеребривания» 18...20 ч. Затем пену подвергают дистилляции с целью удаления цинка, которую проводят в реторте при атмосферном давлении и температуре 1200 °С. Применяют также и вакуумный способ обесцинкования пены, проводимый при температуре 600 °С и вакууме 133 Па (1 мм рт. ст.) в течение 40 мин. Существуют и другие методы переработки «серебристой пены». Схема свинцовой восстановительной плавки приведена на рис. 10.3.

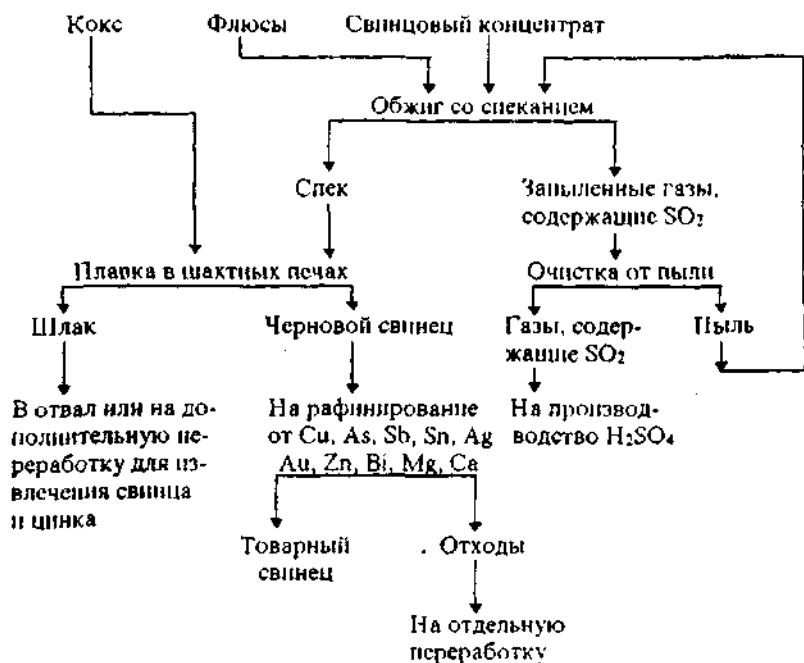


Рис. 10.3. Схема плавки свинцовых материалов

## 10.4. Плавка сурьмяных продуктов

Сурьмяные золотосодержащие концентраты перерабатывают гидро- и пирометаллургическими методами (табл. 10.1). Благородные металлы при плавке переходят в черновую сурьму, из которой они извлекаются в процессе огневого рафинирования. Наиболее широко применяют метод осадительной плавки с железом. Плавка ведется при температуре 1200...1300 °С. Оксиды сурьмы восстанавливаются углем до металла. Кроме черновой сурьмы, концентрирующей основную массу благородных металлов и до 15 % железа, получают штейны и богатые шлаки, используемые в обороте. Черновую сурьму рафинируют. Извлечение сурьмы из флотационных концентратов осуществляют по схеме: окислительный обжиг с последующей восстановительной плавкой огарков.

Таблица 10.1

Основные виды пирометаллургической переработки сурьмяного сырья

| Виды сырья                                                                                                                                                               | Возможный процесс переработки                       | Основные химические реакции                                                  |
|--------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|-----------------------------------------------------|------------------------------------------------------------------------------|
| Оксисленные и сульфидно-окисленные руды, содержащие 1...25 % Sb; комплексные руды, содержащие тяжелые и благородные металлы; хвосты обогащения и кекки от выщелачивания  | Дистилляционный обжиг                               | $(Sb_2O_3)_{\text{в}} = (Sb_2O_3)_r$<br>$(Sb_2S_3)_{\text{в}} = (Sb_2S_3)_r$ |
| Сульфидные и сульфидно-окисленные руды и концентраты, содержащие 25...40 % Sb; ртутно-сурьмяные концентраты                                                              | Окислительный обжиг                                 | $2Sb_2S_3 + 9O_2 = 2Sb_2O_3 + 6SO_2$<br>$2Sb_2O_3 + O_2 = 2Sb_2O_4$          |
| Сульфидные и сульфидно-окисленные руды и концентраты, содержащие 25...65 % Sb                                                                                            | Осадительная и осадительно-восстановительная плавка | $Sb_2S_3 + 3Fe = 2Sb + 3FeS$<br>$Sb_2O_n + nC(CO) = 2Sb + nCO(CO_2)$         |
| Оксисленные руды с содержанием 25...65 % Sb; продукты окислительного обжига; возгоны дистилляционного обжига; пыли сурьмяного производства (технический триоксид сурьмы) | Восстановительная плавка                            | $Sb_2O_n + nC(CO) = 2Sb + nCO(CO_2)$                                         |
| Сульфидные и сульфидно-окисленные руды с содержанием 25...40 % Sb                                                                                                        | Окислительно-реакционная плавка                     | $2Sb_2S_3 + 9O_2 = 2Sb_2O_3 + 6SO_2$<br>$Sb_2S_3 + 2Sb_2O_3 = 6Sb + 3SO_2$   |
| Сульфидные и сульфидно-окисленные руды и концентраты, содержащие 40...65 % Sb                                                                                            | Содовая реакционная плавка                          | $Sb_2S_3 + 3Na_2O + 3C(CO) = 2Sb + 3Na_2S + 3CO(CO_2)$                       |

Технология рафинирования независимо от способа плавки осуществляется в три стадии. На первой стадии проводится очистка сурьмы от железа, для чего в расплав вводят флюсы (кварцевый песок, кальцинированную соду, сульфат натрия). При этом железо переводится в шлак, а содержание его в сурьме снижается до 0,2...0,3 %. На второй стадии удаляют мышьяк, связывая его каустической содой в арсенат натрия, который также переходит в шлак. На третьей стадии сурьму конвертируют при температуре 900 °С, при которой основная масса сурьмы окисляется до летучего триоксида, при этом концентрация в расплаве золота, серебра, меди, свинца растет по мере улетучивания сурьмы. Оставшийся богатый расплав переплавляют и в виде слитков отправляют на аффинажное производство. Иногда переработку богатых золотосодержащих сурьмяных материалов проводят по схеме с дистилляционным обжигом с отгонкой сурьмы в газовую фазу. Для извлечения золота и серебра из огарков дистилляционного обжига применяют гидрометаллургический способ – цианирование с предварительной обработкой огарков горячими щелочными растворами.

### 10.5. Плавка сульфидных концентратов

Технология основана на способности железного штейна накапливать золото и серебро при плавке руд и концентратов. Для пиритных концентратов, содержащих 30...50 % железа; 30...50 % серы; 1...2 % суммы цветных металлов; 1...3 г/т золота; до 30 г/т серебра, применяют автогенную плавку с получением обогащенных цветными и благородными металлами штейнов и известковых шлаков. При плавке в качестве флюсов применяют фосфориты (до 60 % от массы концентрата). Извлечение серы в газы составляет 90...95 % при содержании сернистого газа 40...60 %, который перерабатывают с получением серной кислоты, сжиженного диоксида серы или элементной серы. Штейны перерабатывают по методу сократительной плавки с получением медного золотосодержащего продукта, который может быть введен в шихту медеплавильного завода. Штейны возможно перерабатывать по гидрометаллургической схеме с использованием серно-кислотного выщелачивания, при котором железо переводят в раствор, серу – в газы, а цветные и благородные металлы – остаются в твердом остатке. Степень обогащения по меди и благородным металлам в кеке выщелачивания составляет 80–200 раз.

На железный штейн можно перерабатывать также мышьяксодержащие золотые концентраты с предварительным обжигом. Из шихты, содержащей, %: железо 20; серу 30; мышьяк 0,85; медь 0,54; никель 0,57; оксид кремния 18,9; триоксид алюминия 11; оксиды кальция и магния 10; золота 16 г/т; серебро 22,8 г/т с добавкой известкового флюса в количестве 9 % от массы шихты, получают железистый штейн, содержащий, %: железо 60; серу 31,6; мышьяк 0,13; медь 1,2; золото 46 г/т и серебро 53,7 г/т. По этой технологии мышьяк достаточно полно отгоняется, преимущественно в металлическом состоянии.

Хорошие результаты получены при плавке пиритных концентратов в печи А.В. Ванюкова («плавка в жидкой ванне»). Один из вариантов плавки пиритных концентратов предусматривает: окислительный обжиг, плавку огарка на шлак, обладающий свойствами саморассыпания, и последующее выделение из него золота и серебра методами обогащения (флотация, гравитация) или жидкофазного коллектирования свинцом. По всем вариантам схемы с плавкой на саморассыпающийся шлак извлечение золота составляет 81...85 % (рис. 10.4). Саморассыпающиеся шлаки формируются на кальциевой основе, которые при охлаждении претерпевают структурные изменения, сопровождающиеся увеличением объема частиц и их самопроизвольного разрушения. Поллиморфное превращение высокотемпературной  $\beta$ -фазы ( $1300...1500\text{ }^{\circ}\text{C}$ ) в двухкальциевый силикат  $2\text{CaO}\cdot\text{SiO}_2$  начинается при снижении температуры до  $630...670\text{ }^{\circ}\text{C}$  и заканчивается при дальнейшем снижении ее до  $500...300\text{ }^{\circ}\text{C}$ . В этих условиях происходит вскрытие благородных металлов, находящихся в тесной ассоциации с сульфидами и с кварцем. В рассыпавшихся шлаках золото и серебро находятся в свободном состоянии, которые извлекают по отмеченной выше технологии: обогащение или аккумулярующая плавка со свинцом.

## 10.6. Плавка концентратов на сплав металл Доре

Плавка на сплав металл Доре применяется для богатых по золоту концентратов, выделяемых в схеме доводки черновых гравитационных концентратов. Такие продукты содержат: железо, серу, мышьяк и золото. Железо в гравитационных «золотых головках» представлено пиритом, арсенопиритом, пирротинном, оксидами и другими формами. Мышьяк представлен арсенопиритом. Золото находится в свободном состоянии и реже в ассоциации с сульфидами и кварцем; есть в концентратах примеси сурьмы, меди и других цветных металлов.

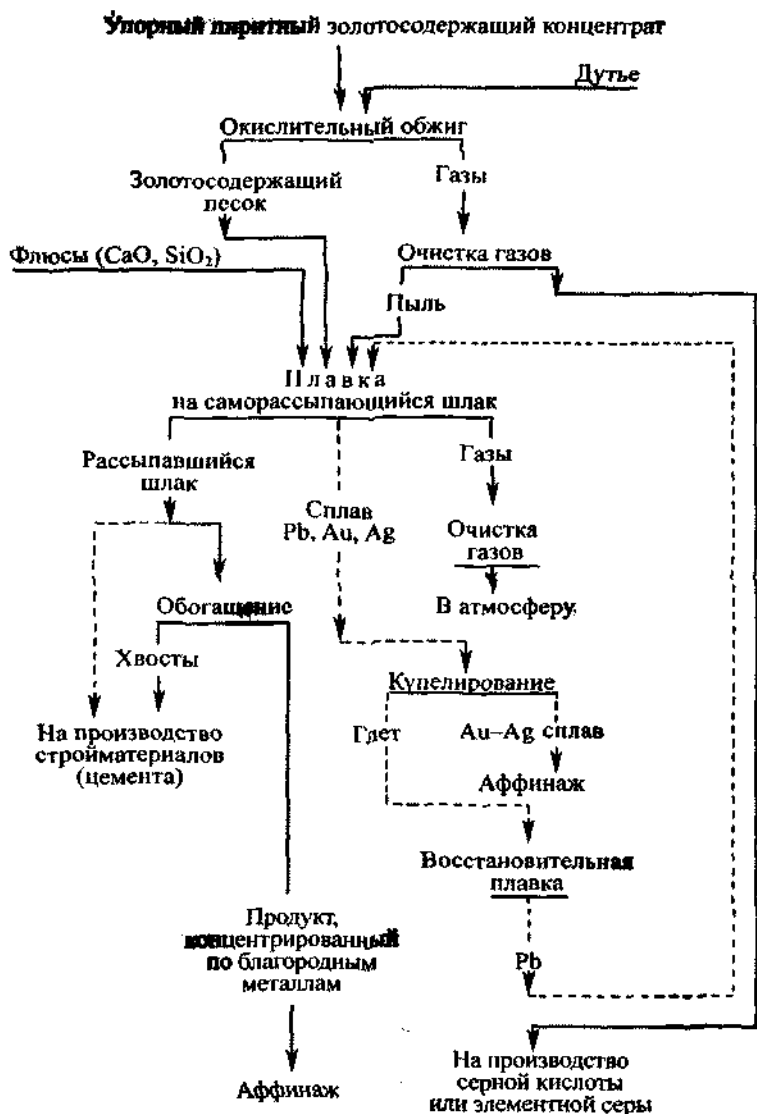
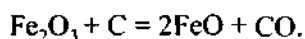


Рис. 10.4. Схема плавки пиритных материалов

Сотрудниками ОАО «Иргередмет» разработана технология переработки «золотых головок» с получением сплава металл Доре. Схема переработки предусматривает: окислительный обжиг концентрата с выделением в газовую фазу серы, мышьяка и переводом железа в

оксид –  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ; плавку огарка с флюсами на металлический сплав – металл Доре и железо-натриевый шлак. Первая стадия обжига проводится при температуре  $400\text{ }^\circ\text{C}$  при ограничении доступа кислорода; вторая стадия – при температуре  $500\text{...}700\text{ }^\circ\text{C}$  и избытке окислителя с полным окислением пирита, магнетита и всех соединений железа до  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ . Огарок содержит минимальные количества серы и мышьяка; степень десульфуризации составляет  $95\text{...}97\text{ } \%$ , деарсенизации –  $95\text{...}98\text{ } \%$ . Содержание триоксида мышьяка в пылях составляет  $97\text{...}98\text{ } \%$ . Огарок в основном представлен оксидами железа, содержание в них золота составляет  $50\text{...}60\text{ кг/т}$ , а иногда достигает  $10\text{...}20\text{ } \%$  и выше. Плавка огарка ведется в бесколлекторном режиме с получением шлаков ( $\text{FeO-Na}_2\text{O-SiO}_2$ ); в качестве флюсов используют соду, кварц, буру. Плавка ведется с использованием в качестве восстановителя твердого углерода, который переводит  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  в  $\text{FeO}$  по реакции



При избытке восстановителя (более  $50\text{...}80\text{ } \%$  от стехиометрии)  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  восстанавливается до металлического железа, что нежелательно. Содержание благородных металлов в шлаках плавки зависит от массовой доли оксидов железа и натрия, диоксида кремния, а также исходного содержания золота и серебра в огарках. Плавка проводится при температуре  $1250\text{ }^\circ\text{C}$  и продолжительности до 120 мин. Извлечение золота в металлический сплав составляет более  $99\text{ } \%$  при содержании золота  $75\text{...}90\text{ } \%$ . В случаях содержания в концентратах примесей свинца, сурьмы и других металлов требуется дополнительная переработка получаемых сплавов или предварительное выщелачивание перед плавкой.

## II. АФФИНАЖНАЯ ПЕРЕРАБОТКА ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ МАТЕРИАЛОВ

Для разделения золота и серебра применяют два основных процесса – хлорирование и электролитическое рафинирование. На аффинажные заводы поступает разнообразное сырье в виде сплавов, продукта переработки золото-цинковых осадков черного золота из тиомочевинных регенератов, серебряно-золотых сплавов от рафинирования черного свинца и от переработки медеэлектролитных шламов, получаемых при электролитическом рафинировании черновой меди. Серебряно-золотые сплавы содержат в сумме 97...99 % серебра и золота. Кроме того, на аффинажные заводы поступают бытовой и технический лом, монеты, лом электронной техники и т.д. Поступающие на аффинаж материалы разного состава (табл. 11.1) подвергают плавке, которую ведут в графитовых тиглях в электрических индукционных печах. Плавку проводят под слоем шлака, используя соду и буру, во избежание потерь благородных металлов с газовой фазой.

Таблица 11.1

**Состав сырья для аффинажа**

| Материал                                      | Содержание, проба |           |         |         |
|-----------------------------------------------|-------------------|-----------|---------|---------|
|                                               | Au                | Ag        | Pt      | Pd      |
| Сплавы от переработки золото-цинковых осадков | 700...900         | 50...250  |         |         |
| Черновое золото после отпарки амальгамы       | 700...900         | 50...250  |         |         |
| Шлиховое золото                               | 750...950         | 10...250  |         |         |
| Катодное черновое золото                      | 750...900         | 50...150  |         |         |
| Сплавы свинцовых заводов                      | 1...35            | 950...995 | 0...0,1 | 0...0,1 |
| Сплавы из медеэлектролитных шламов            | 10...100          | 850...950 | 0...1,5 | 0...3   |
| Лом, монеты                                   | 0,1...1           | 500...850 |         |         |

Плавку золотосеребряных сплавов производят при температуре 1150...1200 °С, расплавленный металл разливают в слитки для хлорирования или в аноды для электролитического рафинирования.

### 11.1. Хлорирование золота

При хлорировании неблагородные металлы и серебро окисляются газообразным хлором значительно легче, чем золото. Газообразный хлор продувают через расплавленное черновое золото. Образующиеся хлориды неблагородных металлов и серебра не растворяются в металлическом золоте и, имея меньшую плотность, всплывают на по-

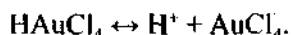
верхность, а часть хлоридов улетучивается с газовой фазой. Процесс часто применяют в зарубежной практике (ЮАР) и ведут в графитовых тиглях в индукционных электрических печах.

Для образования шлака в тигель загружают смесь буры, кварца и хлористого натрия. После расплавления металла в него вводят фарфоровые трубки, по которым подается газообразный хлор при температуре 1150 °С. Накапливающиеся на поверхности хлориды и шлак периодически удаляют из тигля и добавляют новую порцию флюса. Концы процесса контролируют при появлении желтого налета золота на фарфоровых трубках и дыма над расплавом, что свидетельствует об образовании летучих хлоридов золота. Остатки хлоридов и шлака сливают, а расплав золота разливают в слитки. Процесс простой и дешевый, но качество золота невысокое, возможны потери серебра и платиновых металлов.

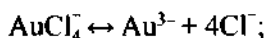
## 11.2. Электролитическое рафинирование золота

Электролитические методы аффинажа позволяют получать металлы высокой чистоты. Аноды отливают из сплава, содержащего в качестве примесей серебро, платиновые металлы и некоторые неблагородные металлы.

В качестве электролита применяют раствор золотохлористо-водородной кислоты с добавкой соляной кислоты, которая диссоциирует на ионы:

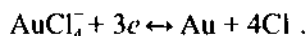


Анионы  $\text{AuCl}_4^-$  также частично диссоциируют и могут подвергаться гидролизу:



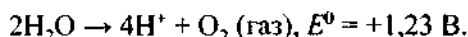
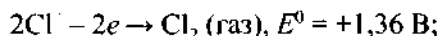
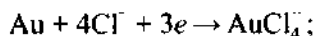
Но в кислом растворе гидролиз проходит медленно. Практически золото в электролите находится в форме  $\text{AuCl}_4^-$ .

На катоде происходит восстановление анионов  $\text{AuCl}_4^-$  до металлического золота:



Стандартный электродный потенциал ( $E^0$ ) этого процесса +0,99 В, поэтому процесс восстановления водорода практически исключен.

На аноде идет растворение рафинируемого сплава с переходом золота в раствор:



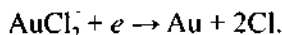
Поскольку стандартные потенциалы хлора и кислорода значительно электроположительнее, чем потенциал золота, то выделение их на аноде при электролизе невозможно. Однако на аноде возможна пассивация золота, и тогда растворение золота замедляется или вообще может прекратиться, при этом ионы хлора электролита восстанавливаются до газообразного хлора. Для предупреждения пассивации анода и выделения на нем хлора необходимо иметь достаточно высокую кислотность электролита и температуру процесса электролиза. Повышение концентрации соляной кислоты и температуры не только устраняет пассивацию золота, но и увеличивает электропроводность электролита и сокращает расход электроэнергии. Следует иметь в виду, что при растворении золота переходит в раствор также в виде аниона  $\text{AuCl}_2^-$ :



Между анионами  $\text{AuCl}_4^-$  и  $\text{AuCl}_2^-$  устанавливается равновесие:



Концентрации этих анионов в растворе соизмеримы, а потому на катоде возможно восстановление аниона хлорида одновалентного золота до металлического золота, которое выпадает в осадок:



Во избежание этого процесс ведут при высокой плотности тока –  $1500 \text{ А/м}^2$ . Особенностью электролитического рафинирования золота является необходимость применения переменного асимметрического тока, т.е. последовательного включения наряду с генератором постоянного, генератора переменного тока. При постоянном токе хлористое серебро покрывает анод толстой коркой и растворение золота прекращается; при этом на аноде будет выделяться газообразный хлор. Применение асимметрического тока позволяет избежать этого явления,

использование асимметрического тока позволяет вести электролиз сплавов, содержащих до 20 % серебра. При меньшем содержании серебра процесс ведут, применяя постоянный ток.

В золотых анодах присутствуют такие примеси, как медь, свинец, железо, теллур, олово, платина и др. Медь, как более электроотрицательная, чем золото, переходит в раствор и накапливается в электролите. При содержании меди в аноде более 2 % концентрация меди в электролите превышает допустимую 90 г/л, и тогда электролит надо заменить во избежание совместного разряда меди и золота. Свинец еще более отрицателен; растворяясь в первую очередь, он накапливается в электролите с последующим осаждением на аноде в виде твердой соли хлорида свинца, вызывая вместе с хлоридом серебра пассивацию золотого анода. Допустимое суммарное содержание серебра и свинца – не более 13 %.

Отрицательное влияние на электролиз золотых анодов оказывают висмут, сульфиды, железо двухвалентное. Электролиз ведут в ваннах из фарфора. В качестве катодов применяют золотую жечь толщиной 0,1...0,25 мм.

Электролит содержит 70...200 г/л золота и 40...100 г/л соляной кислоты. Температура электролита 50...60 °С. Электролиз ведут при асимметрическом токе с плотностью 600...1500 А/м<sup>2</sup>, напряжение на ванне – 0,5...1 В. Катоды разгружают 3–4 раза в сутки.

Катодное золото промывают горячей водой, обрабатывают соляной кислотой, сушат и плавят в индукционной печи на слитки. Катодное золото имеет чистоту 999,8–999,9 пробы.

Анодный шлам выгружают из ванн, промывают от электролита, загружают в сетчатый серебряный барабан, помещенный в ванну с водой. Хлорид серебра оттирается от крупного золотого анодного скрапа и просеивается через сито барабана. Золотые остатки сушат и возвращают в плавку на аноды. Хлористое серебро восстанавливают железным порошком в соляно-кислой среде, промывают водой и плавят в аноды для серебряного электролиза. В процессе электролиза электролит обогащается примесями и обедняется по золоту. При работе на грязном электролите происходит загрязнение катодных осадков вследствие нахождения примесей, а на аноде возможна пассивация.

Электролит непригоден к использованию, если в нем концентрация золота ниже 100 г/л, а концентрация примесей выше критических значений, г/л: 90 Cu, 50 Pt, 15 Pd, 4 Te, 2 Fe. Отработанный электролит перерабатывают по электролитической схеме с извлечением зо-

лота и других примесей. Применяют для переработки отработанных электролитов также ионообменные смолы. Свежий электролит готовят электрохимическим растворением относительно чистых сплавов золота, применяя для этого специальные ванны. Процесс ведут при постоянном токе плотностью  $800\ldots 2000 \text{ А/м}^2$ . Температура электролита составляет  $60\ldots 90^\circ\text{С}$ . Прогретый таким способом электролит содержит  $200\ldots 300 \text{ г/л}$  золота и  $45\ldots 80 \text{ г/л}$  соляной кислоты, затем его разбавляют и заливают в ванны.

### **11.3. Электролитическое рафинирование серебрянозолотых сплавов**

При электролизе серебряных анодов, содержащих до 20 % золота, вначале проводят электролитическое рафинирование серебра. Электролитом служит водный раствор азотно-кислого серебра с добавлением азотной кислоты. При электрохимическом растворении анода серебро переходит в раствор. Примеси с более электроположительным потенциалом (золото, платина, палладий) выпадают в шлам, а с более электроотрицательными (медь, свинец, висмут) переходят в раствор. На катоде идет восстановление ионов серебра. Катодом обычно служат тонкие листы коррозионно-стойкой стали, титана, алюминия или серебра. Аноды массой до 10 кг рассчитаны на растворение в течение 2–3 сут. Аноды помещают в чехлы из хлорвинила во избежание загрязнения катодного серебра анодным шламом. Процесс ведут при плотности тока  $200\ldots 600 \text{ А/м}^2$  и температуре  $30\ldots 50^\circ\text{С}$ . Анодные шламы содержат  $50\ldots 80\%$  золота. Шламы последовательно обрабатывают азотной кислотой для выщелачивания остатков серебра, раствором хлорной извести и хлорида кальция, соляной кислотой для удаления платиноидов и теллура. Золотой остаток направляют в плавку на золотые аноды для электролитического рафинирования золота.

## 12. ОБЕЗВРЕЖИВАНИЕ СТОЧНЫХ ВОД ОБОГАЩЕНИЯ И РАСТВОРОВ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЗОЛОТА И ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ

### 12.1. Очистка сточных цианистых вод

В процессах обогащения золотосодержащих руд неизбежно образуются растворы, в которых содержатся высокотоксичные компоненты, которые подлежат очистке для повторного использования или сбрасываются в специальные хранилища. Особую опасность представляют стоки обогатительных и золотонизвлекательных фабрик, содержащие цианиды, родониды и соединения мышьяка. Предельные допустимые концентрации (ПДК) этих веществ составляют, мг/дм<sup>3</sup>: цианид-ионы – 0,1; родониды – 0,1; оксид мышьяка в пересчете на мышьяк – 0,05. В стоках значительная часть цианидов находится в форме солей – NaCN или Ca(CN)<sub>2</sub>. Образование синильной кислоты в стоках возможно при гидролизе этих солей или при взаимодействии с кислотами. При взаимодействии простых водорастворимых соединений с компонентами пульпы образуются нерастворимые цианиды и растворимые комплексные соединения.

Нерастворимые цианиды – CuCN, Fe(CN)<sub>2</sub> и другие не являются токсичными. Токсичными являются водорастворимые комплексные соединения – [Cu(CN)<sub>3</sub>]<sup>2-</sup>; [Cu(CN)<sub>4</sub>]<sup>3-</sup>; [Zn(CN)<sub>3</sub>]; [Zn(CN)<sub>4</sub>]<sup>2-</sup>; к высокотоксичным водорастворимым относят [Fe(CN)<sub>6</sub>]<sup>4-</sup> и [Fe(CN)<sub>6</sub>]<sup>3-</sup>. Родониды NaCNS, Cu(CNS)<sub>2</sub> и другие образуются при взаимодействии простых цианидов с сульфидами щелочных металлов и элементарной серой. Они также как цианиды являются токсичными. Высокотоксичный мышьяк в цианистых растворах находится в форме триоксида мышьяка.

Практикой установлено, что в хвостохранилище при обогащении сульфидных руд цианистые соединения разлагаются в основном вследствие диссоциации в результате испарения HCN; зимой разложение практически не происходит. В регионах с теплым климатом разложение в основном происходит под воздействием солнечного света и активного испарения. Для условий применительно к Канаде обезвреживание стоков проводят в двух прудках. Вначале стоками заполняют первый прудок, слив которого в течение двух летних месяцев поступает во второй прудок, после замерзания которого в него прекращают

подачу стоков. После таяния весной 50 % объема воды второго продукта возвращают в первый. Оставшийся объем второго продукта после выдерживания в течение всего лета и содержащего около 2 мг/дм<sup>3</sup> цианидов сбрасывают в отвалный продукт.

Для условий с холодным климатом при обезвреживании стоков применяют хлорирование. В связи с высокими затратами при химических способах обезвреживания чаще применяют естественное разложение цианидов при периодическом замораживании и оттаивании стоков.

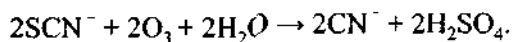
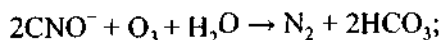
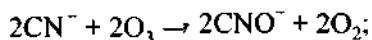
Хлорирование применяют для разрушения цианид-ионов, кроме цианидов железа. Продолжительность окисления газообразным хлором зависит от значения рН среды. При рН 10...11 она составляет 5...7 мин, при рН 8,5...9,0 – 10...30 мин. Во второй стадии окисление цианидов идет медленно и продолжится в течение 1...1,5 ч. Хлорирование проводят в реакторах с использованием 5%-ной известковой пульпы и раствором, насыщенным хлором, с перемешиванием в первом реакторе. Во второй реактор добавляют 20%-ный раствор сульфата железа, осаждая мышьяк.

Регулирование рН до 8,5 ведут 98%-ным раствором серной кислоты. В третьем реакторе осаждают тонкие взвеси, добавляя 0,1%-ный раствор анионного полиэлектролита, и затем стоки сгущают, применяя флокулянт, а шламы удаляют, пропуская стоки через вакуум-сборник.

На ряде зарубежных предприятий применяют окисление цианидов пероксидом водорода.

Цианид-ионы разлагают также активным углем в присутствии двухвалентной меди; при этом образуются цианат-ионы; при дальнейшем воздействии катализатора происходит гидролиз цианат-ионов с образованием аммиака и углекислого газа.

Возможно разложение цианидов сульфидом железа. Сульфидная суспензия при рН 7...8,5 (сульфат железа + растворимый сульфид) добавляется в обрабатываемый раствор. Используют также процесс озонирования, основанный на реакциях

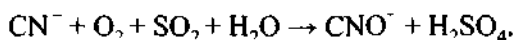


Озон получают, пропуская электрический ток через воздух или кислород.

Бактериальное окисление снижает концентрацию цианид-ионов до минимальных значений. Метод по техническим и экономическим показателям имеет преимущества перед химическими способами очистки. Процесс очистки ведут в две стадии. На первой стадии происходит окисление цианид- и роданид-ионов до  $\text{CO}_3^{2-}$ ,  $\text{SO}_4^{2-}$  и  $\text{NH}_4^+$ .

С использованием микроорганизмов на второй стадии применяют анаэробные бактерии для перевода  $\text{NH}_3$  в  $\text{NO}_3^-$ -форму.

Метод очистки сточных вод сернистым газом включает барботаж газовоздушной смесью с 2...5%-ным раствором  $\text{SO}_2$ , через объем стоков в смесительном резервуаре. При этом цианид-ионы окисляются до цианатов:



Подкисление стоков раствором серной кислоты с одновременной аэрацией и улавливание синильной кислоты в адсорберах применяют на фабриках Канады и Мексики.

При электрохимической очистке применяют следующие способы: электровосстановление, электроокисление и электрохлоринация.

Очистка стоков с использованием ионообменной сорбции включает батареи анионо- и катионообменных колонн. В анионообменной секции осуществляется сорбция металлосодержащих комплексов и свободного цианида. Десорбцию производят 1%-ным раствором  $\text{H}_2\text{SO}_4$ , при этом цианидные компоненты разлагаются; а элюат, содержащий металлы и синильную кислоту, направляют на катионообменную секцию для выделения металлов сорбцией. Синильная кислота в колоннах поглощается щелочью с образованием  $\text{NaCN}$ . Металлы с катионообменной смолы десорбируют раствором  $\text{NaCl}$ .

Для обезвреживания мышьякосодержащих стоков разработаны методы сорбции, основанные на различных природных и синтетических ионообменных смолах; применяют также жидкостную экстракцию, метод соосаждения. В промышленности чаще используют осаждение мышьяка известью при pH 12 с образованием неустойчивых осадков  $\text{Ca}_3(\text{AsO}_4)_2$  и  $\text{Ca}_3(\text{AsO}_4)_2 \cdot \text{H}_2\text{O}$ .

Снижение концентрации мышьяка в стоках можно достичь, обрабатывая их смесью солей двух- и трехвалентного железа с последующим азированием и нейтрализацией известью при pH 7...8. Иногда мышьяк осаждают в виде фосфатов и арсенатов при pH 8,2...9,8; ис-

пользуют также осаждение мышьяка в виде арсената бария, а также сульфида, добавляя в раствор  $H_2S$  или  $NaHS$ .

Применение оборотного водоснабжения часто является наиболее простым способом обезвреживания. Возможны варианты смешивания сточных вод цианирования со сточными водами или твердыми отходами других предприятий; например, смешение щелочных и кислых вод, использование дымовых газов, шлаков, золы, глинистых шламов и т.д.

## **12.2. Очистка обработанных электролитов и сточных вод**

Производственные и сточные воды – цианистые, соляно- и азотнокислые, тиосульфатные и другие содержат благородные металлы. Цианистые растворы образуются в процессах электрохимического нанесения покрытий в ювелирной, электронной и часовой промышленности. Соляно- и азотнокислые растворы в основном образуются на заводах вторичной металлургии благородных металлов. Для извлечения благородных металлов из этих растворов применяют следующие методы: физические, химические, электрохимические, обогатительные и другие. Воды ювелирных производств могут содержать благородные металлы в растворенном состоянии, в виде твердых частиц, тонких взвесей коллоидного характера.

Коллоидное золото образуется в соляно-кислых растворах при выщелачивании золота царской водкой и при хлоринации в аффинажном производстве.

При электролитическом выделении благородных металлов применяют различные электролизеры, различающиеся конструкцией и формой катодов. Электролитические способы особенно универсальны для извлечения серебра из различных растворов.

Для извлечения благородных металлов из разбавленных растворов применяют сорбенты с радиационно-привитыми структурами. В промышленности применяют ионообменные мембраны, полученные радиационным облучением, с целью извлечения золота и серебра из сточных вод и оборотных растворов. Мембраны выполняются в виде патронных фильтров, которые периодически регенерируют. Из мембран благородные металлы извлекают с использованием различных элюентов, с последующим электролизом элюатов.

Для извлечения золота из щелочных растворов процесса золочения применяют осаждение меркаптобензотиазолом (МКБТ). Вначале осаж-

дают примеси (цветные металлы), затем раствор подкисляют до pH 3...4, добавляют снова МКБТ и осаждают золото. Осадок растворяют в царской водке, а раствор пропускают через колонну с ионообменной смолой для извлечения золота (99 %). При этом применяют анионообменные смолы гелевой и макропористой структуры, синтезированные на основе тетрагидропиримидина или имидозомина. Золото эффективно сорбируется этими смолами при pH 8,9...9,5; десорбцию со смолы проводят раствором NaOH при температуре до 100 °C.

Для обработки растворов, в которых золото находится в виде коллоидов, используют активные угли БАЦ, КАД и др. В кислых растворах с положительно заряженной поверхностью углей происходит электростатическое взаимодействие с минералами золота, заряженного противоположным знаком. После снятия заряда мицеллы разрушаются.

В аффинажном производстве для извлечения золота и серебра из различных растворов применяют специально выращенные культуры плесневых грибов. В качестве поглотителей металлов используется грибная масса *Aspergillus Niger*, выращенная на мелассной основе. При использовании микроскопических грибов извлекают золото растворенное и коллоидное. При продолжительности процесса обработки соляно-кислых растворов золота (расход биомассы до 40 г/м<sup>3</sup>) 6...8 ч и азотно-кислых (расход биомассы 10 г/м<sup>3</sup>) 10...15 ч извлечение благородных металлов составляет 94...96 %.

### **12.3. Извлечение благородных металлов из техногенных продуктов и растворов**

Техногенные продукты являются важным источником производства благородных металлов. После длительного хранения благородные металлы и компоненты отходов под воздействием климатических факторов и физико-химических процессов претерпевают значительные изменения. Распределение металлов в хранилищах техногенных материалов неравномерное и зависит от времени хранения.

Вещественный состав (минеральный, химический, фазовый), например, хвостов обогатительных фабрик близок к окисленным или забалансовым рудам, пескам россыпей различных типов, но отличается значительно большей «упорностью». Переработку хвостов целесообразно начинать с предварительной классификации или промывки от растворимых солей. Гравитационными методами извлекают крупное золото, амальгаму золота и другие высокоплатные компоненты;

магнитной сепарацией удаляют металлический скрап и магнитные минералы; цианирование применяют для хвостов амальгамации и флотации. Флотацией извлекают благородные и цветные металлы, используя сульфидридные и оксигидридные собиратели. Иногда целесообразно проводить предварительную десорбцию флотореагентов. В зависимости от содержания сульфидов (пириты) флотацию проводят в слабокислой, содовой или известковой средах, применяя для активации минеральных компонентов сульфат меди. Из концентратов флотации благородные металлы извлекают, применяя гидро- и пирометаллургические процессы. Перед флотацией хвостов часто применяют обесшламливание и размельчение песковой фракции. Для доизвлечения золота из хвостов действующих фабрик практический интерес представляет пенная сепарация, которая может достаточно эффективно флотировать песковую фракцию как доизмельченную, так и без доизмельчений. Однако концентрат пенной сепарации, масса которого на порядок и более меньше массы песков, перед доводочной флотационной операцией необходимо доизмельчать.

Довольно часто гравитационные концентраты кроме благородных металлов содержат свинец, медь, вольфрам, барий и другие тяжелые металлы, которые могут быть выделены с использованием гравитации, цианирования и селективной флотации. Теллур при содержании в концентрате 10...20 г/т выделяют флотацией и гидрометаллургическими способами при извлечении до 90 %. При низком содержании цветных металлов проводят коллективную флотацию сульфидов цветных металлов с последующими цианированием концентрата и селективной флотацией хвостов цианирования. Легкофлотируемые молибденит, теллуриды, тальк и другие минералы флотируют только всплывателями, иногда в сочетании с аполилярными собирателями перед флотацией золота и сульфидов. Из хвостов флотации и цианирования золота и сульфидов получают магнитной сепарацией магнетитовый железорудный концентрат с предварительным обесшламливанием. Гематит выделяют флотацией, баритовый и волластонитовый концентраты также флотацией и реже гравитацией. Сырье для стройматериалов получают классификацией и флотацией.

Для производства керамики и стекла выделяют полевые шпаты после предварительной очистки от оксидов железа магнитной и электрической сепарацией; для керамической, резиновой промышленности, а также производства лакокрасок, пластмассы, битума и других материалов выделяют слюды методом флотации; для производства

кирпича, черепицы и керамики выделяют глины, применяя классификацию. Для производства строительных блоков, бетонов, материала для закладки подземных выработок получают кварцевые пески классификацией и флотацией.

Хвосты обогащения большинства золотосодержащих руд цветных металлов могут быть переработаны также по комбинированным технологиям, например: гравитация – коллективная флотация – хлоридовозгоночный обжиг с последующим селективным выделением способами гидрометаллургии цветных и благородных металлов.

Показателен опыт переработки золотосодержащих песчано-гравиевых отложений хвостов золотоизвлекательных фабрик США и Канады с получением золота, песков и гравия. В Австралии организована практика извлечения золота из хвостов обогащения производительностью 10 000 т/сут. Хвосты золотосодержащих медных руд содержат 1,5 г/т золота (заскладированы более 100 лет тому назад); добывают хвосты двумя драгами производительностью 220 т/ч каждая. После извлечения золота (до 50 %) хвосты используют в качестве наполнительного материала отработанных карьеров.

## 13. ПРОБООТБОР И КОНТРОЛЬ НА ЗОЛОТОИЗВЛЕКАТЕЛЬНЫХ ПРЕДПРИЯТИЯХ

### 13.1. Пробоотбор

Для изучения вещественного состава исходного минерального сырья пробы отбирают после дробления руды в месте разгрузки ленточного конвейера или с питающего конвейера перед первой стадией измельчения, а если мельница работает в открытом цикле – на сливе мельницы. При непостоянном химическом или минеральном составе руды пробы отбирают в течение длительного периода – до 10...15 сут. Для исследования продуктов обогащения пробы отбирают с потока пульпы вручную или с помощью автоматических пробоотборников. При опробовании цикла измельчения и классификации нужно помнить, что часть крупного самородного золота оседает (аккумулируется) в щелях между сегментами футеровки и по периферии торцевых крышек барабана мельницы, наклепывается на продуктах износа измельчающей среды, на железном скрапе, концентрируется на древесной щепе и т.д. Крупное и мелкое свободное золото концентрируется также в песках классифицирующих аппаратов, желобах, течках, зумперах насосов и т.д.

Пробы из цианистых пульп нельзя отбирать в емкостях из оцинкованного железа или алюминия, так как эти металлы осаждают (цементируют) на себе растворенное золото.

Отобранную пробу необходимо сразу анализировать; при длительном хранении происходит дальнейшее растворение золота в цианиде. Проба разделяется по стандартной схеме с сокращением ее массы: для физико-химических и инструментальных методов анализа – до 10...200 г, для пробирного – 250...2000 г. Пробы подвергают шерберной или тигельной плавкам. В первом случае измельченная навеска плавится в огнеупорных сосудах (шерберах) из глины с добавлением флюса (бура) и гранулированного свинца. При окислительном режиме плавки золото коллектируется свинцом в нижней части сосуда, а неблагородные компоненты образуют шлак. При тигельной плавке в шихту добавляют оксид свинца (глет) и ведут восстановительную плавку в присутствии древесного угля, муки и др. В результате плавки получают сплав свинца с благородными металлами – веркблей, который потом купелируют.

Методами химического, минералогического и физического анализов исследуют химический и минеральный состав, формы проявления бла-

городных металлов и других ценных компонентов, текстурно-структурные характеристики, гранулометрический состав, соотношение сростков и свободных зерен и другие физико-химические свойства минералов и их комплексов.

### **13.2. Контроль и управление технологическими процессами**

В отделениях дробления применяют дистанционное управление разгрузкой вагонов, автосамосвалов, контроль температуры смазки подшипников, дробилок, конвейеров, уровня руды в бункерах, прохождения руды через тачки, работы грохотов, и при этом используют ультразвуковые и лазерные приборы, гамма-уровнемеры, ядерные и др. приборы. Для измерения уровня руды в бункерах применяют импульсные радиолокационные системы.

Дробилки оборудованы системами регулирования шели, стопарения конуса, контроля недробимых предметов, системами определения шести классов крупности кусков руды.

В измельчительных отделениях применяют централизованное управление пуском и остановкой мельниц, контроль и регулирование подачи измельчающей среды, циркуляционной нагрузки, крупности продукта измельчения, плотности пульпы и т.д. Для этого используют ультразвуковые анализаторы.

Управление всей обогатительной фабрикой осуществляется из диспетчерской, где установлены мнемосхемы, регуляторы и самопишущие приборы. Фабрику обслуживают две независимые вычислительные системы: одна – управляющая, другая – регулирующая частные функции.

На обогатительных фабриках ЮАР оптимизацию процесса измельчения ведут с применением метода математического моделирования с использованием ЭВМ и ультразвуковых анализаторов – гранулометров серии PSM фирм «Эмко О Тэметрик» (США), а также ТВС (ФРГ) и «Сайлес» (Англия), которые предназначены для непрерывного измерения крупности частиц и содержания твердого.

На обогатительных фабриках Канады установлены пьезометрические мембранные измерители плотности пульпы и электронные датчики уровня пульпы во флотомашинах фирмы «Норанда», система дозирования флотореактивов.

Для анализа вещественного состава продуктов флотационных пульп, контроля режимов флотационных процессов и управления ра-

ботой многопоточковых рентгеноспектральных анализаторов созданы системы управления с использованием ЭВМ, основными элементами которых являются: анализаторы вещественного состава на потоке, электронно-вычислительные средства дозирования реагентов, регулирования подачи воздуха и циркулирующих потоковых пагузков.

Расход собирателя и других реагентов дозируется пропорционально массе металла в питании; толщина слоя пены используется для управления качеством концентратов и содержанием металлов в хвостах. Число управляемых параметров должно быть минимальным, чтобы исключить взаимное влияние других факторов.

На обогатительных фабриках Австралии применяется анализатор золота в потоке от микропроцессора (фирма «Англо-американ рисес лэбораториз»).

Анализатор измеряет содержание золота в растворах в технологиях с осаждением золота цинковой пылью и активными углями. Анализатор одновременно контролирует до девяти потоков раствора, и в случае превышения содержания золота в одном из них прибор отключает этот поток и рециркулирует до тех пор, пока не восстановится требуемое содержание металла.

На обогатительных фабриках ЮАР и Австралии фирма «Полиметрон» (Швейцария) разработала химический метод непрерывного контроля концентрации свободного цианида при выщелачивании руды. Фотометрическое определение свободного радикала основано на применении титрованного раствора  $\text{CuSO}_4$ , образующего бесцветный комплекс с цианидом, и раствор комплексона ЭДТА, избыток которого образует с медью голубой комплекс. Установка с микропроцессором определяет свободный цианид в шести точках процесса.

На одной из обогатительных фабрик ЮАР автоматическое регулирование узла извлечения золота из раствора осуществляют непрерывным измерением концентрации золота в обеззолоченном растворе атомно-абсорбционным методом; золото перед анализом концентрируют экстракцией. Прибор одновременно измеряет содержание золота в десяти потоках; его чувствительность –  $0,002 \text{ мг/дм}^3$ .

Для контроля содержания химических элементов в потоке рудных пульп разработаны и применяются на ряде золотоизвлекательных фабрик анализаторы различных фирм: радионуклидный «ИНЭКС» (Канада) одновременно определяет содержание до 31 элемента и плотность пульпы в 64 потоках; портативный рентгеновский X-мет «Оутокумпу» (Финляндия) определяет 79 химических элементов;

рентгенофлуоресцентный Асона «Линдквист Майнз» (Франция) контролирует в потоке 7 элементов в цикле измельчения; рентгеновский Боксерей «Болиден» (Швеция) определяет в потоке любой элемент; рентгеновский Курьер-30 «Оутокумпу» (Финляндия) определяет содержание пяти элементов в пяти потоках и плотность пульпы.

Пакетная установка на обогатительной фабрике «Грей-Игл» (Канада) осуществляет автоматический контроль хлора и щелочи при обезвоживании цинкисных стоков; ведется также контроль окислительно-восстановительного потенциала и pH в реакторах.

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В учебном пособии сделана попытка сформировать в единую технологическую цепочку все процессы производства золота, начиная с изучения технологических особенностей вещественного состава золотосодержащих руд и разработки месторождений золота до аффинажной переработки золото-серебряных материалов с получением сплава металл Доре и ювелирного золота. Технологическая цепочка производства золота включает циклы рудоподготовительных операций, сложные процессы обогащения упорных руд – гравитационные, флотационные, магнитно-электрические, рентгенорадиометрическую сепарацию, гравитационные способы извлечения свободного золота с набором каскада аппаратов для очистки золота различной крупности, методы энергетического воздействия (магнитно-импульсная обработка); гидрометаллургические процессы выщелачивания золота – цианидные, тиомочевинные, тиосульфатные, иодно-бромные, кислотные, бактериальные, сорбционно-экстракционные, а также автоклавное, чановое, кучное, подземное и другие способы выщелачивания; пирометаллургические процессы – различные виды обжига, плавки, прокаливания, электролиза, аффинажа, химические способы доводки и очистки концентратов и продуктов золота. Изданные до настоящего времени монографии, учебники носят локальный характер по отдельным процессам, циклам, способам без технологической взаимосвязи и не содержат полной информации по совмещению всех операций производства золота в единую технологию.

Теоретические и проектные разработки, изложенные в учебном пособии, базируются на научных работах многих ведущих ученых и специалистов, на научных изданиях и публикациях авторов книг по технологии переработки золотосодержащих руд коренных месторождений сульфидных и окисленных руд. В учебном пособии приведены схемы, технологические режимы, показатели технологий минерального сырья на предприятиях по регионам РФ, странам СНГ и зарубежных компаний. Отмечены особенности перерабатываемых руд, применения нового технологического оборудования, его характеристика, условия эксплуатации, номенклатура растворителей, сорбентов, экстрагентов, окислителей, флотореагентов и т.д.

В учебном пособии изложены систематизированные сведения по минерально-сырьевой базе золотосодержащих руд. Подробно рассмотрены технологические особенности вещественного состава

ва различных типов труднообогатимых упорных руд – химический, минеральный, фазовый, гранулометрический состав. Выделены физико-химические свойства минеральных образований и ассоциаций золота; отмечены химическая устойчивость золота, особенности растворения золота в растворах кислот, цианистых солей и в других химических соединениях. Определены критерии выбора способов и аппаратов для извлечения золота из руд и золотосодержащих материалов. Приведена характеристика процессов и аппаратов подготовительных операций перед обогащением руд. Даны теоретические основы технологических способов и методов обогащения руд золота, включая гравитационные, магнитно-электрические, флотационные, гидрохимические и химико-металлургические методы (хлорные процессы, сульфидизирующий обжиг, магнитно-электроимпульсное вскрытие золота). Отмечены особенности отечественной и зарубежной практики применения гравитационно-флотационных схем обогащения золота. Приведены примеры гидрохимической технологии золотосодержащих руд и материалов.

Выделены технологические особенности: пиритных руд и продуктов, пирротиновых руд и материалов, сурьмяных руд и продуктов, теллуридных, полиметаллических, медно-цинковых, глинистых, углистых, сланцевых, руд черных, редких и других металлов. Рассмотрены физико-химические способы выщелачивания золота из упорных руд и методы его извлечения из растворов. Описана технология плавки золотосодержащих медных, цинковых, свинцовых, сульфидных, пиритных и других концентратов и продуктов. Приведены технологические схемы переработки основных типов упорных руд на золотоизвлекательных фабриках российских и зарубежных предприятий.

Даны краткая информация по способам обезвреживания и очистки сточных вод и растворов выщелачивания, особенности пробоотбора и контроля на предприятиях, перерабатывающих золотосодержащие руды.

## БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

*Абрамов А.А.* Технология обогащения полезных ископаемых. М.: Изд. Московского горного университета, 2004–2010. Т. 1–4.

*Бочаров В.А., Игнаткина В.А.* Технология обогащения золотосодержащего сырья: учеб. пособие. М.: Изд. Дом «Руда и металлы», 2003. 406 с.

*Бочаров В.А., Игнаткина В.А.* Технология обогащения золотосодержащих руд и россыпей: курс лекций. Ч. 1. Обогащение золотосодержащего сырья. М.: МИСиС, 2003. 270 с.

*Бочаров В.А., Игнаткина В.А.* Технология обогащения золотосодержащих руд и россыпей: курс лекций. Ч. 2. Химическое обогащение золотосодержащего сырья. М.: МИСиС, 2003. 105 с.

*Бочаров В.А., Игнаткина В.А.* Технология обогащения полезных ископаемых. М.: Изд. Дом «Руда и металлы», 2007. (Учеб.) Т. 1 – 472 с., Т. 2 – 408 с.

*Гольман А.М.* Ионная флотация. М.: Недра. 1982. 143 с.

*Иванов В.Д., Прокопьев С.А.* Винтовые аппараты для обогащения руд и песков в России. М.: Дакси, 2000. 239 с.

*Каковский И.А., Потапников Ю.М.* Кинетика процессов растворения. М.: Металлургия, 1975. 224 с.

*Котляр В.В., Меретуков М.А., Стрижко Л.С.* Металлургия золота и серебра. М.: Изд. Дом «Руда и металлы», 2005. 432 с.

*Лодейников В.В.* Извлечение золота из упорных руд и концентратов. М.: Недра, 1968. 204 с.

*Лодейников В.В.* Технология извлечения золота и серебра из упорных руд. Иркутск: ОАО «Иргиредмет», 1999. Т. 1, 2. 800 с.

*Лопатин А.Г.* Обогащение золотосодержащих песков и конгломератов. М.: Недра, 1975. 215 с.

*Лопатин А.Г.* Центробежное обогащение руд и песков. М.: Недра, 1987. 235 с.

*Меретуков М.А., Орлов А.М.* Металлургия благородных металлов (зарубежный опыт). М.: Металлургия, 1991. 416 с.

*Мишрофанов С.И.* Селективная флотация. М.: Недра, 1967. 584 с.

*Плаксин И.Н.* Металлургия благородных металлов. М.: Металлургиздат, 1943. 420 с.

*Полькин С.И., Адамов Э.В., Панин В.В.* Технология бактериального выщелачивания цветных и редких металлов. М.: Недра, 1982. 288 с.

Техника и технология извлечения золота из руд за рубежом / Под ред. В.В. Лодейщикова. М.: Металлургия, 1973. 287 с.

*Чантурия В.А.* Перспективы устойчивого развития горно-перерабатывающей идустрии России // Горный журнал. 2007. № 2. С. 2–9.

*Шохин В.Н., Лопатин А.Г.* Гравитационные методы обогащения. М.: Недра, 1980. 400 с.

*Учебное издание*

Бочаров Владимир Алексеевич  
Игнаткина Владислава Анатольевна  
Абрютин Дмитрий Владимирович

## **ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕРАБОТКИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ**

**Учебное пособие**

Редактор *И.Е. Оратовская*

Компьютерная верстка *И.В. Воловик*

---

|                                             |                 |                   |
|---------------------------------------------|-----------------|-------------------|
| Подписано в печать 25.10.11                 | Бумага офсетная |                   |
| Формат 60 × 90 <sup>1</sup> / <sub>16</sub> | Печать офсетная | Уч.-изд. л. 20,37 |
| Рег. № 146                                  | Тираж 200 экз.  | Заказ 3349        |

---

Национальный исследовательский  
технологический университет «МИСиС»,  
119049, Москва, Ленинский пр-т, 4

Издательский Дом МИСиС,  
119049, Москва, Ленинский пр-т, 4  
Тел. (495) 638-45-22

Отпечатано в типографии Издательского Дома **МИСиС**  
119049, Москва, Ленинский пр-т, 4  
Тел. (499) 236-76-17, тел./факс (499) 236-76-35