

Министерство образования и науки Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное
учреждение высшего профессионального образования
«Забайкальский государственный университет»

В. П. Мязин, Л. В. Шумилова, О. А. Поляков

**Обогащение и переработка сурьмяных руд
Восточного Забайкалья**

Монография

Чита
Забайкальский государственный университет
2015

УДК 622.7(571.55)
ББК 33.4(2Рос-4Чит)
М 99

Рекомендовано к изданию
Советом по научной и инновационной деятельности
Забайкальского государственного университета

Рецензенты

С. В. Терещенко, д-р техн. наук, Петрозаводский университет
Г. И. Войлошиков, д-р техн. наук, профессор,
ОАО «Иргиредмет»
Ю. О. Федоров, канд. техн. наук, ОАО «Иргиредмет»

Мязин, Виктор Петрович

М 99 Обогащение и переработка сурьмяных руд Восточного Забайкалья : монография / В. П. Мязин, Л. В. Шумилова, О. А. Поляков ; Забайкал. гос. ун-т. – Чита : ЗабГУ, 2015. – 223 [3] с.
ISBN 978-5-9293-1545-9

В научном издании анализируются особенности вещественного состава сурьмяных руд и состояние ресурсов сурьмы по объектам Забайкальского края. Выполнены теоретические исследования процессов рудоподготовки комплексных сурьмяных руд к обогащению. Изучена контрастность руд по содержанию полезных компонентов в широком диапазоне крупности кускового материала. Проведены комплексные исследования минералого-технологических особенностей вещественного состава сурьмяных руд, экспериментальные исследования и полупромышленные испытания.

Монография будет востребована студентами и магистрантами по направлениям подготовки «Горное дело» (специализация «Обогащение полезных ископаемых»), а также при подготовке специалистов высшей квалификации по направлениям аспирантуры: 05.06.01 *Науки о Земле*, 21.06.01 *Геология, разведка и разработка полезных ископаемых*. Книга представляет интерес для горных инженеров-технологов, сотрудников научно-исследовательских и проектных институтов.

УДК 622.7(571.55)
ББК 33.4(2Рос-4Чит)

ISBN 978-5-9293-1545-9

© Забайкальский
государственный университет, 2015

Оглавление

Предисловие	5
Введение	9
Глава 1. Особенности вещественного состава	
сурьмяных руд Восточного Забайкалья	13
1.1. Характеристика различных типов сурьмяных руд	13
1.2. Состояние ресурсов сурьмы по объектам Забайкальского края	20
1.3. Данные геологоразведочных работ основных типов месторождений сурьмы за период 1963–2005 гг.	28
1.4. Химический, минералогический и гранулометрический состав сурьмяных руд Забайкалья	37
Глава 2. Основные методы обогащения сурьмяных руд	43
2.1. Анализ технологических схем переработки сурьмяных руд в России и за рубежом	43
2.2. Предварительное концентрирование минералов сурьмы в процессе рудоподготовки	52
Глава 3. Теоретические исследования процессов подготовки комплексных сурьмяных руд к обогащению	62
3.1. Контрастность и степень статистического фазового раскрытия минералов руды как критерий эффективности крупнокусковой сепарации	62
3.2. Построение кривых обогатимости «выход – содержание»	65
3.3. Основные предпосылки к раскрытию минеральных зёрен сурьмяных руд	68
3.4. Графоаналитическая трактовка процесса разделения минералов методом рентгенорадиометрической сепарации	76
3.5. Массообмен в процессах обогащения (динамика и кинетика). Коэффициент сепарации	80
Глава 4. Изучение вещественного состава и исследование на обогатимость комплексных сурьмяных руд	98
4.1. Методика и методы проведения исследований	98
4.2. Изучение вещественного состава объектов исследования	103
4.2.1. Гранулометрический анализ	103
4.2.2. Химический анализ	105
4.2.3. Минералогический анализ	108
4.2.4. Электронно-микроскопический анализ	113

4.3. Исследования обогатимости руд с различным содержанием сурьмы методом рентгенорадиометрической сепарации	125
4.4. Технологические исследования по кучному выщелачиванию золота из хвостов радиометрической сепарации	134
Глава 5. Практика применения разработанных технологических схем и достигнутые показатели опытно-промышленных установок и обогатительных фабрик	147
5.1. Оценка влияния содержания ценного компонента в сурьмяных рудах Восточного Забайкалья на технологические показатели концентрирования в продуктах обогащения	150
5.2. Математическая обработка экспериментальных данных	153
5.3. Классифицирование сурьмяных руд Восточного Забайкалья по сортам и выбор рационального варианта переработки минерального сырья	160
5.4. Обоснование и разработка ресурсосберегающей поточной линии для извлечения сурьмы и круглогодичного выщелачивания золота из комплексных сурьмяных руд	172
Заключение	192
Библиографический список	194
Приложения	211

Предисловие

Новые вызовы экономики, целевые ориентиры, поставленные Правительством Российской Федерации на долгосрочную перспективу, требуют более интенсивного использования всех ресурсов и резервов, в том числе ресурсов сурьмы. В связи с созданием новых материалов и технологий, потребляющих сурьмяную продукцию, спрос на неё в последние годы значительно возрос. В то же время поставки сурьмы на мировой рынок резко сократились, что привело к повышению мировых цен на сурьмяную продукцию.

Эти обстоятельства свидетельствуют о том, что вовлечение в эксплуатацию такого крупного ресурсного потенциала, каким является Забайкальский край, весьма актуально и экономически выгодно для России. Сурьмяные руды Восточного Забайкалья представлены месторождениями как богатых и рядовых, так и крупных залежей бедных руд, однако их эффективное промышленное освоение сдерживает, во-первых, слабая изученность вещественного состава геолого-технологических типов, во-вторых, отсутствие эффективной ресурсосберегающей технологии рудоподготовки минерального сырья.

В XXI веке намечено дальнейшее расширение минерально-сырьевой базы сурьмы на основе использования новых технологий, которые направлены в первую очередь на снижение себестоимости переработки руд за счёт совершенствования рудоподготовки – высоко затратного и энергоёмкого технологического процесса. По укрупнённой оценке на операции дробления и измельчения руды тратится до 50 % от общих капитальных вложений, а эксплуатационные расходы на обогащение руд достигают 70–80 % себестоимости.

К числу прогрессивных, экологически чистых технологий, позволяющих организовать рентабельную переработку различных типов сурьмяных руд, относится рентгенорадиометрическая сепарация. Данная технология реализуется посредством промышленных сепараторов ООО «РАДОС», которые начинают активно внедряться на промышленных предприятиях в последние годы, в связи с освоением новых объектов, в том числе на предприятиях Забайкалья (на ОАО «ППГХО», ООО «Хара-Шибирский сурьмяной комбинат» и др.).

С середины прошлого столетия исследования в области переработки руд фокусировались на создании и внедрении новых наукоёмких, ресурсосберегающих и экологически безопасных технологических методов, причём основные усилия направлялись на наиболее затратный передел – рудо-подготовку.

Вопросами радиометрической рудоподготовки занимались выдающиеся российские учёные и инженеры: Г. Р. Гольбек, В. А. Мокроусов, Л. Ч. Пухальский, П. М. Соложенкин, С. В. Терещенко, В. А. Лилеев, О. А. Архипов, В. В. Новиков, Б. С. Лагов, В. И. Ревнивцев, Л. П. Старчик, Е. П. Леман, Б. С. Горобец, А. П. Татарников, Ю. О. Федоров, Б. Н. Кравец, А. И. Левитин, Э. Г. Литвинцев, Е. Н. Гулин, В. В. Зверев, Е. Ф. Цыпин, А. А. Ежов, Т. В. Башлыкова, Г. А. Пахомова, В. П. Мязин, Г. А. Денисов, В. В. Марчевская и др. Изучению данной проблематики посвящены также работы коллективов научно-исследовательских институтов – ИПКОН РАН, Ирриредмета, ЦНИГРИ, АЛРОСА, НИИ России.

Однако вопрос радиометрической рудоподготовки на основе рентгенорадиометрической сепарации остаётся недостаточно изученным, отсутствуют соответствующие научные обобщения и выверенные технологические решения, поэтому внедрение данного метода для сурьмяных руд требует проведения дополнительных исследований, разработки высокоэффективных технологических схем.

В предисловии приведена общая характеристика работы, её актуальность, основная научная идея.

Во введении на базе изученных научных публикаций и других источников информации дана характеристика состояния сурьмяной промышленности в России и за рубежом.

В первой главе рассмотрены особенности вещественного состава сурьмяных руд Восточного Забайкалья и состояние ресурсов сурьмы по объектам Забайкальского края. Дана характеристика различных типов сурьмяных руд.

Во второй главе проведён анализ развития техники и технологии рудоподготовки на предприятиях горнодобывающего комплекса, дана сравнительная оценка существующих технологий обогащения сурьмяных руд. На основе априорного анализа сделан вывод о том, что территорию Восточного Забайкалья следует рассматривать в качестве перспективной сурьмяной провинции России, расположенной в освоенных горнорудных районах и образующей три основных региональных зоны.

Третья глава посвящена теоретическим исследованиям процессов рудоподготовки комплексных сурьмяных руд к обогащению. Изучена контрастность руд по содержанию полезных компонентов в широком диапазоне крупности кускового материала.

В четвёртой главе приводятся результаты комплексных исследований минералого-технологических особенностей вещественного состава сурьмяных руд Солонеченского и Нарин-Кундуйского месторождений, экспериментальных исследований и полупромышленных испытаний.

В пятой главе рассматривается практика применения разработанных технологических схем и достигнутые экономические показатели.

В заключении монографии сделаны выводы.

Направления исследования соответствуют задачам промышленного освоения и дальнейшего изучения минерально-сырьевой базы сурьмы на территории Забайкальского края, изложенным в Федеральной целевой программе «Экономическое и социальное развитие Дальнего Востока и Забайкалья на период до 2013 года», в Федеральном законе «О зонах тер-

риториального развития в РФ», в законе Забайкальского края «О стратегических направлениях развития Забайкальского края на период до 2025 года» и в программе «Социально-экономическое развитие Забайкальского края на период 2010–2014 годов».

Переработка руд новой сурьмяной провинции России по рекомендуемой технологии позволяет комплексно использовать этот вид минерального сырья и на многие годы решить экономические, экологические и социальные проблемы градообразующих горных предприятий и обеспечить инвестиционную привлекательность региона. Именно поэтому результаты выполненных исследований имеют значимость не только для Забайкалья, но и для других регионов.

Введение

Развитие экономики постоянно сопровождается ростом освоения природных ресурсов, определяющих безопасность той или иной страны в глобальном мире. В последние годы умножилось более чем в 3–5 раз потребление металлов, что обусловило в свою очередь увеличение потребности в необходимых для их производства сурьмяных минеральных ресурсов. По оценке экспертов, мировая сурьмяная промышленность обеспечена установленными промышленными запасами на 15–20 лет, перспективными запасами – на 25–30 лет. Однако в настоящее время на мировом рынке наблюдается дефицит сурьмы и её продуктов. Последний продолжает интенсивно расти и будет сохраняться ещё долгое время.

Сурьма представляет собой вещество серебристо-белого цвета с синеватым оттенком и металлическим блеском. Сурьма токсична, ПДК составляет 0,5 мг/м³. В основном она представлена тремя аморфными разновидностями (взрывчатая, чёрная и жёлтая) и кристаллической формой [90].

Минерал-концентрат сурьмы – это антимонит, в котором содержание полезного компонента составляет 95–98 %, а в качестве основных элементов-примесей присутствуют *Ag*, *As*, *Bi*, *Cu*, *Fe*, *Pb* [40]. Концентрированный полезный компонент руд является продуктом для последующей химико-металлургической переработки и получения металлической сурьмы. Металлическая сурьма поставляется в концентратах марок Су-2, Су-1, Су-1Э, Су-0, Су-00, Су-000, Су-0000, Су-00000. Товарной продукцией сурьмяной промышленности является также триоксид сурьмы, трёхсернистая сурьма (крудум), пятисернистая сурьма, хлориды сурьмы, галогениды

сурьмы, а также сульфидный сурьмяный концентрат и соль Шлиппе. Особо чистые марки сурьмы Су-000, Су-0000 идут в полупроводниковую промышленность; спрос на сурьму и её триоксид формируют индустрия производства огнезащитных составов, машиностроительное производство, сульфидный сурьмяный концентрат и соль Шлиппе потребляются спичечной промышленностью.

В начале 80-х годов основной сферой потребления сурьмы было производство свинцовых аккумуляторов для автомобильной промышленности, то в настоящее время примерно 60–65 % первичной сурьмы идёт в производство антипиретиков (в виде триоксида сурьмы). Интенсивно растёт спрос со стороны индустрии огнезащитных составов, подшипников, пластмасс, резинотехнических изделий, химических реактивов, стекольного и керамического производства, асбестотехнических изделий и т. д.

На сегодняшний день в мире производится 140–160 тыс. т сурьмы. Основными производителями сурьмы являются КНР, Боливия, ЮАР, Турция, Канада, Гватемала, Мексика, страны СНГ – Киргизия, Россия и Таджикистан. В Киргизии проектная мощность Кадамджайского сурьмяного комбината в последнее время снизилась до 1,5 тыс. т, что связано с истощением сырьевой базы. Продукция комбината экспортируется в США (около 50 %) и в страны СНГ – Россию, Беларусь и Украину.

В Таджикистане действует таджикско-американское предприятие «Анзоб», которое отрабатывает Джиджикрутское месторождение. Содержание сурьмы в ртутно-сурьмяном концентрате 40–60 %, ртути – до 1 %. Проектная мощность предприятия 700 тыс. т руды в год, фактическая – 350.

Металлическую сурьму производят также на заводах США, Великобритании, Франции, Бельгии, Польши, Испании и Японии. Причём во всех промышленно развитых странах мира налажено производство вторичной сурьмы из сурьмянистого свинца, большую часть которого составляет лом аккумуляторных батарей.

В России в настоящее время действуют следующие отечественные предприятия-производители и поставщики сурьмы:

– ОАО «Рязанский завод по производству и обработке цветных металлов» перерабатывает штуфной концентрат с содержанием сурьмы 32–42 % и флотационный концентрат с содержанием 52–65 %. Мощности производства триоксида сурьмы (1,92 тыс. т/год) загружены не полностью. В ближайшее время предприятие планирует увеличить мощность до 2,4 тыс. т в год. Основными потребителями продукта являются предприятия Украины (63 %) и Казахстана (26 %);

– ЗАО «Компания “Вояджер”» удовлетворяет 60–80 % потребности российского рынка в сурьме и триоксиде сурьмы. В числе российских потребителей ОАО «Уральский ГМК», ЗАО «Курский завод “Аккумулятор”», ЗАО «Курскрезинотехника», ООО «Востсибаккумулятор», ЗАО «Подольский аккумуляторный завод» ОАО «Комсомольский-на-Амуре аккумуляторный завод», ОАО «Электроисточник» (г. Саратов), ОАО «Уральский завод РТИ», ЗАО «Искож» (г. Нефтекамск) и др. Кроме того, компания работает на рынках СНГ, Европы и США. С 2001 года стратегическим направлением деятельности компании становится участие в разработке месторождений сурьмы [30];

– ЗАО «Сарылах-Сурьма» (Республика Саха) производит 16–22 тыс. т сурьмяного флотоконцентрата. Проектная мощность металлургического производства по выпуску триоксида сурьмы более 2 тыс. т. Объём производства триоксида сурьмы в Якутии в 2012 году достиг 4,9 тыс. т;

– научно-производственный центр «Электрум» (г. Новосибирск) перерабатывает сурьмянистые концентраты ряда российских предприятий с полным извлечением цветных и благородных металлов. Потребителями продукции являются производственные предприятия России и зарубежья;

– ООО «Промметаллинвест» специализируется на производстве свинцовых аккумуляторных сплавов и реализации сурьмы металлической, мышьяка металлического, лигатуры, трёхокси сурьмы, ламельной ленты, графита аккумуляторного, плавикового шпата.

Современное годовое потребление сурьмы в России составляет 4–5 тыс. т. Так, к 2025 году ожидается потребность в 15–20 тыс. т.

Сурьму производят из разнообразных по составу и технологическим свойствам сурьмяных руд [2]. Основным сырьём для производства сурьмы являются антимонитовые руды. Руды многих сурьмяных месторождений содержат также золото, серебро, свинец, цинк и другие вмещающие минералы. Основные минералы сурьмы – антимонит Sb_2S_3 (стибнит), керлизит Sb_2S_2 , валентинит Sb_2O_3 . Иногда минералы сурьмы представлены сложными сульфидами меди, ртути, свинца, железа – блёклые руды $Cu_{12}(Sb,As)_4S_{13}$, бертьерит $FeSb_2S_4$, буланжерит $Pb_5Sb_4S_{11}$, джемсонит $2[Pb_4FeSb_6S_{14}]$, ливингстонит $HgSb_4S_7$, тетраэдрит $(Cu,Ag)_{10}(Fe,Zn)_2(Sb,As)_4S_{13}$, шватцит. Кроме того, минералы могут быть представлены оксидными соединениями сурьмы – стибиконит $Sb_3O_6(OH)$, сервантит $Sb^{3+}Sb^{5+}O_4$ и другими или оксихлоридными – надорит $PbSbO_2Cl$.

Глава 1. Особенности вещественного состава сурьмяных руд Восточного Забайкалья

1.1. Характеристика различных типов сурьмяных руд

В последнее время потребление сурьмяных продуктов не только значительно возросло, но и претерпело кардинальное изменение структуры (см. рис. 1.1).

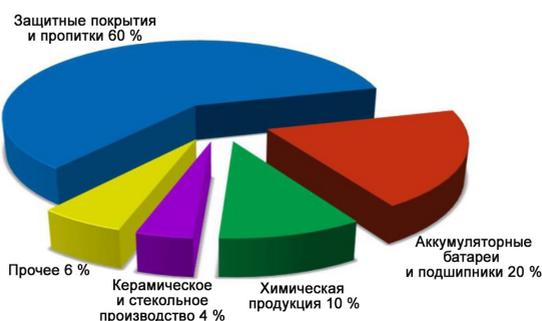


Рис. 1.1. Структура мирового промышленного потребления сурьмы

Структура мирового производства триоксида сурьмы приведена на рис. 1.2.



Рис. 1.2. Структура мирового производства триоксида сурьмы

Технические требования к сурьмяным концентратам регламентируют содержание сурьмы и мышьяка по маркам товарной продукции – концентрат сурьмяный. ТУ 1726-001-00195245-97, дата введения 01.05.97 г. (см. табл. 1.1).

Таблица 1.1

Качество сурьмяных концентратов

<i>Показатель</i>	<i>Значение показателя по маркам и сортам</i>				
	<i>КСУФ-1</i>	<i>КСУФ-2</i>	<i>КСУФ-3</i>	<i>КСУФ-4</i>	<i>КСУШ-1</i>
Содержание сурьмы, % не менее	60	50	40	30	30
Содержание мышьяка, % не более	0,50	0,40	0,30	0,25	0,25
Содержание ртути, % не более	0,003				
Содержание влаги, % не более	5,0				

Среди сурьмяных руд выделяют собственно сурьмяные (монометалльные), комплексные и сурьмосодержащие. По степени окисленности сурьмяные руды подразделяются на сульфидные, содержащие до 30 % окисленных минералов, смешанные – 30–50 % и окисленные – более 50 %. Из собственно сурьмяных руд (Sb_2S_3) извлекается около 90 % сурьмы, при этом практически теряются все окисленные разности (иногда до 30 % от их общих запасов) из-за отсутствия методов извлечения оксидных минералов при обогащении. За счёт переработки комплексных руд поступает примерно 5 % и столько же приходится на долю сурьмянистого свинца, получаемого попутно при переработке свинцовых концентратов.

Главное промышленное значение имеют собственно сурьмяные руды. По содержанию металла они подразделяются на очень богатые, или штуфные (содержание сурьмы

20–30 и до 50 %), богатые (6–12 %), рядовые (2–6 %), бедные (1–2 %), убогие (до 1 %). По составу эти руды подразделяются на сульфидные (не менее 70 % всей массы руды представлено Sb_2S_3), сульфидно-оксидные (30–50 % сурьмы в оксидной и гидроксидной форме) и оксидные (содержание металла в оксидных соединениях более 50 %). Практическое значение представляют антимонаты ($Me \cdot SbO_3 \cdot 3H_2O$) и метаантимонаты ($Me \cdot SbO_2 - H_2O$) – труднорастворимые соли сурьмяной кислоты, обладающие восстановительными свойствами.

В комплексных рудах различают ртутно-сурьмяные, золото-сурьмяные, сурьмяно-мышьяковые, свинцово-сурьмяные, сурьмяно-вольфрамовые, золото-сурьмяно-мышьяковые, золото-серебро-сурьмяные, сурьмяно-ртутно-мышьяково-пиритные, флюорит-киноварь-антимонитовые, бертьерит-галенит-антимонитовые и др.

В зависимости от состава и технологической схемы переработки сырья выделяют моно- и полиминеральные руды. В мономинеральных рудах рудный минерал представлен комплексным соединением, содержащим два и более полезных компонента, например, ливингстонит, шватцит, джемсонит. В полиминеральных рудах сурьма образует самостоятельные минеральные формы (Sb_2O_3 , блёклые руды), ассоциирующие с минералами золота, серебра, минералами вольфрама, киноварью, флюоритом и др. При обогащении комплексных руд может быть получен селективный сурьмяный концентрат наряду с коллективным полисульфидным концентратом. В связи с этим даже при таких содержаниях сурьмы, которые значительно ниже установленных кондиций для полиметаллических руд, комплексные руды представляют практический интерес. Однако сырьё из этих руд получается низшего качества, так как в переделе трудно избавиться от вредных примесей.

Сурьмосодержащие руды подразделяются на два типа. В одном типе минералы сурьмы (в основном Sb_2S_3) образуют изолированные небольшие гнёзда богатых руд, которые извлекаются селективно с получением штуфного концентрата. К другому типу относятся полиметаллические руды с приме-

стью сурьмы, которые изоморфно входят в кристаллическую решётку других минералов (например, галенита) или образуют мельчайшую вкраплённость самостоятельных минералов типа блёклых руд, не поддающихся извлечению при флотации. Сурьма в этом случае извлекается из них уже на стадии металлургического передела в виде сурьмянистого свинца. В последние годы активно разрабатываются комплексные серебро-золото-сурьмяные, сурьмяно-ртутные и сурьмяно-ртутно-флюоритовые руды [1; 2]. Они характеризуются небольшими масштабами и неравномерным распределением рудных минералов.

Типы сурьмяных руд, проанализированные по семи объектам сурьмяных месторождений [57; 81; 97; 115; 116; 128], представлены в табл. 1.2.

Таблица 1.2

Характеристика типов сурьмяных руд

<i>Характеристика сурьмяных руд</i>		<i>Месторождение</i>
<i>тип</i>	<i>минеральный состав</i>	
Собственно сурьмяные руды, тонко вкраплённые	Антимонит 1,3 %, продукты его окисления	Кадамжайское
Собственно сурьмяные и кварцево-сульфидные золотосодержащие	Антимонит, золото связано пиритом, арсенопиритом	Конслайдтейд Мерчисон (ЮАР)
Сильно окисленные	Антимонит 3,5 %, валентинит, сенармонтит, арсенопирит, сфалерит	Брасина (Югославия)
Комплексные	Антимонит 1 %, бертьерит, арсенопирит, пирит, халькопирит	Раздольнинское
Комплексные	Антимонит 1 %, золото 2,6 г/т связано с антимонитом, пиритом, арсенопиритом, шеелит, серебро	Йеллоу Пайн (США)

Комплексные	Антимонит 13–16 %, самородное золото и связанное с антимонитом, пиритом, арсенопиритом, сфалеритом	Сарылахское
Комплексные	Антимонит 3–4 %, валентнит, кермесит, сервантит, цинк, серебро, золото 1–2 г/т тонковкрапленное с пиритом, кварцем	Терексайское

Увеличение спроса на сурьмяное сырьё обуславливает необходимость интенсивного освоения минерально-сырьевых ресурсов сурьмы. Ресурсы сурьмы оценены в 33 странах и составляют 6424 тыс. т (по данным Министерства природных ресурсов и экологии РФ). Сурьмяные месторождения группируются преимущественно в пределах Тихоокеанского и Средиземноморско-Азиатского рудных поясов [18], а именно – в Китае (61 %), России (12 %), а также в Боливии, Таджикистане, Таиланде, ЮАР, Мексике и Киргизии (27 % суммарно). Подтверждённые мировые запасы сурьмы – 2114 тыс. т, а перспективные – 4310 тыс. т.

Наибольшее количество сурьмяных запасов сосредоточено в четырёх странах: Китае – 790 тыс. т (37,4 %), Таиланде – 420 тыс. т (19,9 %), России – 332 тыс. т (16,5 %) и Боливии – 310 тыс. т (14,6 %) (см. рис. 1.3).

Россия по запасам сурьмы занимает третье место в мире, а по подтверждённым – пятое. По качеству руд отечественная минерально-сырьевая база занимает лидирующие позиции, среднее содержание сурьмы достигает 22 %. На государственном балансе числится одиннадцать месторождений: пять золотосурьмяных, три сурьмяных, три месторождения с попутной сурьмой, два из которых золоторудных и одно – полиметаллическое [1].

Отечественные месторождения сосредоточены в восточных районах страны – в Забайкальском, Красноярском, Приморском краях, в Республике Саха (Якутия) – табл. 1.3, в скобках – состояние ресурсов на 01.01.2010 г.

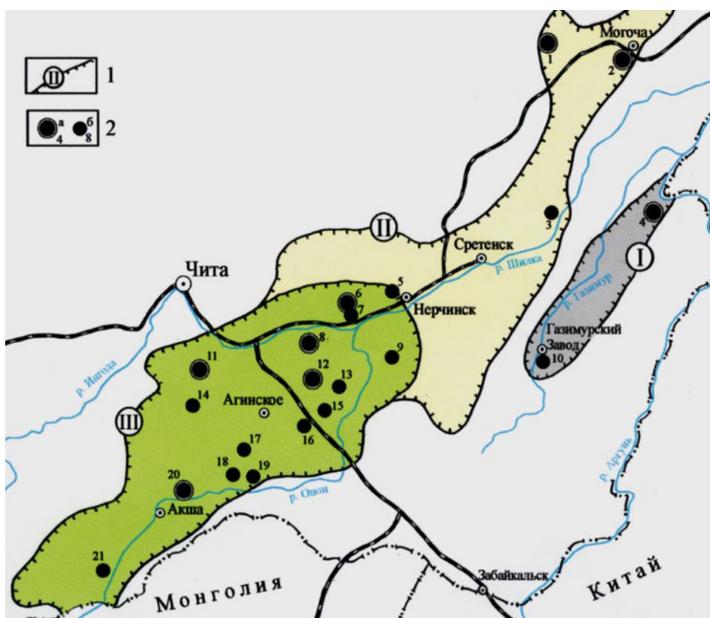


Рис. 1.3. Основные зоны сурьмяного оруденения Восточного Забайкалья [21]:

I – Газимурская антимонитового джаспероидного золотосодержащего оруденения; II – Итака-Дарасунская зона золото-антимонитового оруденения; III – Тыргетуй-Жипкошинская кварц-антимонитового золотосодержащего оруденения субвулканического типа и комплексного ртутно-сурьмяно-вольфрамового оруденения. Основные месторождения (а) и проявления (б) сурьмы: 1 – Итакинское; 2 – Майское; 3 – Чалбучинское; 4 – Солонеченское; 5 – Нерчинское, Право-Телембинское, Костромихинское; 6 – Дельмачикское; 7 – Булькитинское и Южное; 8 – Жипкошинское; 9 – Ново-Ивановское, Сурьмяный овраг; 10 – Кулиндинское; 11 – Тыргетуйское; 12 – Барун-Шивеинское; 13 – Боржигантайская площадь (геохимическая аномалия); 14 – Туринское; 15 – Агинское; 16 – Октябрьское, Железнодорожное, Цаган-Челутайское; 17 – Чалотуйское (Зун-Челлутайское); 18 – Зуткулейское и Ново-Зуткулейское; 19 – Иольское (Солнечный Ключ), Гашуновское, Оботуевское; 20 – Нарин-Кундуйское; 21 – Дырбылкейское

Забайкальский край обладает собственно сурьмяными и золотосурьмяными запасами (девять месторождений, 84 сурьмяных рудопроявлений и 84 точки минерализации)

и комплексными сурьмосодержащими запасами (20 месторождений, 58 рудопроявлений и 19 точек минерализации). К наиболее крупным относятся Солонеченское, Нарин-Кундуйское, Жипкошинское месторождения.

Таблица 1.3

Состояние ресурсов сурьмы в России на 01.01.2006 г. [33; 161]

Субъекты	Прогнозные ресурсы			
	по категориям		всего	
	P_1 , тыс. т	P_2 , тыс. т	тыс. т	%
Забайкальский край	64,4 (100,7)	208,0 (166,4)	272,4 (267,1)	82,0
Красноярский край	–	25,0	25,0	7,5
Приморский край	2,6	6,9	9,5	2,9
Республика Саха	9,9	15,4	25,1	7,6
Всего	76,9	255,3	332,0	100,0

В Красноярском крае основу сырьевой базы сурьмы составляют Олимпиадинское и Удережское месторождения, в которых выявлены около 19 тыс. т руды категории P_1 , содержащих золото (в среднем 4,0 г/т).

В Приморском крае известны три месторождения: Малоурканское с запасами сурьмы в 4,2 тыс. т, Ленинское – 3,9 тыс. т (среднее содержание 6,94 %), Солокачинское – 8,0 тыс. т (среднее содержание 3,84 %).

В Республике Саха (Якутия) самое крупное Сенточанское месторождение обладает запасами в 19,1 тыс. т сурьмы категорий $C_1 + C_2$ при среднем содержании в руде 5–6 %. В Сарылахском месторождении запасы сурьмы категории $C_1 + C_2$ при среднем содержании 19 % составляют 6 тыс. т.

Ресурсы сурьмы распределены по субъектам России неравномерно, из данных табл. 1.4 чётко прослеживается лидирующее положение Забайкальского края, поэтому он в настоящее время рассматривается в качестве новой сурьмяной провинции страны [68].

1.2. Состояние ресурсов сурьмы по объектам Забайкальского края

Инвестиционный проект по созданию на территории Забайкальского края сурьмяной провинции России имеет реальное будущее. Основные сырьевые потоки и направления развития ближайших и перспективных месторождений представлены в прил. А. Состояние ресурсов сурьмы в Забайкальском крае на 01.01.2010 г. [41] отражено в табл. 1.4.

Таблица 1.4

Состояние ресурсов сурьмы по объектам Забайкальского края

<i>Объекты</i>	<i>Прогнозные ресурсы, тыс. т</i>		
	<i>категории P₁</i>	<i>категории P₂</i>	<i>всего</i>
Булыкта-Солонцовая площадь	49,4	51,9	101,3
Дырбылкейское рудное поле	24,0	–	24,0
Жипкошинское месторождение	–	8,0	8,0
Итакинское месторождение	1,5	30,0	31,5
Майское месторождение	13,5	–	13,5
Нарин-Кундуйское месторождение	24,3	40,0	64,3
Октябрьское месторождение	11,4	7,2	18,6
Солонеченское месторождение	8,5	–	8,5
Тыргетуйское месторождение	3,5	12,5	16,0
Всего	100,7	166,4	267,1

Прогнозные ресурсы сурьмы Забайкальского края приведены в табл. 1.5. Сурьмяное оруденение Восточного Забайкалья представлено Забайкальским звеном Монголо-Забайкальского сурьмяно-ртутного пояса – составной частью более крупного Центрально-Азиатского (Тянь-Шань – Южно-

Сибирского) трансрегионального пояса [57]. Единственной промышленно значимой рудной формацией сульфидной сурьмы является ртутно-сурьмяная, она хотя и занимает подчинённое положение, но среди сурьмосодержащих формаций распространена достаточно широко. С этой формацией связываются основные перспективы создания сырьевой базы металлической сурьмы региона.

По результатам геолого-статистической оценки выделяются четыре формационных (природных) типа сульфидных месторождений сурьмы [82–84; 106; 109]: 1) антимонит-кварцевый пластовый (джаспероидный) установлен преимущественно в брекчированных слоистых метаморфизованных карбонатных породах, связан с разрывными структурами; 2) антимонит-кварцевый жильный и штокверковый (аргиллизитовый) встречается в различных породах, связан с трещинными структурами; 3) антимонит-вольфрамит-кварцевый слоисто-штокверковый (аргиллизитовый) обнаружен в зонах динамометаморфизма и трещинных структурах; 4) золото-антимонит-кварц-карбонатный жильный, штокверковый (березитовый) встречается в различных породах, связан с разрывными нарушениями.

Данные формационные типы по совокупности характеристик отвечают современным требованиям горнодобывающей промышленности к минеральному сырью и соответствуют геолого-промышленным типам месторождений сурьмы. В настоящее время только два (основных) из них – антимонит-кварцевый пластовый и антимонит-кварцевый жильный и штокверковый – относятся к самостоятельным геолого-промышленным типам, представлены многочисленными объектами, интенсивно изучаются и одновременно осваиваются недропользователями. Два других типа месторождений малочисленны, представлены неизученными объектами, их промышленная значимость остаётся сомнительной. Характеристика сурьмяных месторождений Восточного Забайкалья дана в табл. 1.6.

Таблица 1.5
 Характеристика прогнозных ресурсов сурьмы Забайкальского края [82–85; 98; 103; 106; 109]

Наименование объекта	Глубина прогноза, м	Параметры рудных тел, м		Способ отработки	Среднее содержание		Ресурсы, т*			
		длина	мощность		Sb, %	Аи, з/т	категория	учтённые ¹	предлагаемые к учёту ²	
Газимуро-Приаргунская зона преимущественного развития джаспероидно-антимонитового золотосодержащего оруденения										
Газимуро-Приаргунская зона	0–150	7752,7 км ²		Комбинированный	100 т/км ²	–	P ₃	60000	47000	
	0–50	50–150	1,65–6,72	Открытый	3–15	2	P ₁	6000	10000	
Солонеченское месторождение	0–50	40–170	2–3	Открытый	5	2	P ₂	4000	19500	
	50–300	40	11 (8)	Подземный	15	2	P ₁	4000	–	
	50–300	50–150	1,6–6,7	Подземный	5	2	P ₂	25000	–	
	50–150	40–170	2–3	Подземный	5	2	P ₂	21000	–	
Итого P ₁ +P ₂										
Всего по Газимуро-Приаргунской зоне P ₁ + P ₂ + P ₃								120000	76500	29500

Тыргетуй-Жипкошнская зона совмещённого джаспероидно-антимонитового золотосодержащего и кварц-антимонитового золотосодержащего орудуения с комплексным ртутно-сурьяно-вольфрамовым орудуением									
Тыргетуйское месторождение	0-100	50-240	0,6	Подземный	5		P_1	3500	-
	0-200	50-240	0,6	-	3,68		P_2	-	-
Жипкошнское месторождение	0-50	150	2	Открытый	19	0,2	P_1	3500	11600
	0-50	200	4	Открытый	5	1,8	P_2	10000	8000
Булькитнская зона	0-100	2500	10	Открытый	4 (до 29)	-	P_2	50000	-
	0-50	2500	5	Открытый	8	-	P_2	-	30000
Нарин-Кундуйское (Илинское) проявление (поле)	0-100	200	4,5	Открытый	8,46 (до 42)	1,05	P_1	-	24300
	0-100	200	4,5	Открытый	8	0,6-3	P_2	30000	40000
Дыльбарейское проявление (поле)	0-100	100	30	Открытый	3		P_2	30000	-
	0-50	200	10	Открытый	8 до 30	-	P_2	-	24000
Боржигантайский рудный узел Агинский рудный район	0-100	14 км ²		-	4	-	P_3	140000	140000
	-	-	-	-	4 (до 32)	-	P_3	150000	150000
Остальная площадь	-	42,72 тыс. км ²		-	5 т/км ²	-	P_3	51000	150000
<i>Всего по Тыргетуй-Жипкошнской зоне $P_1 + P_2 + P_3$</i>								468000	577900

Примечание: * – данные представлены по состоянию на 01.01.03 г.; ¹ – учтённые ТКЗ КИР по Читинской области на 01.09.02 г.; ² – предлагаемые к учёту в НРС МПР на 01.01.03 г.

Таблица 1.6

**Характеристика сурьмяных месторождений
Восточного Забайкалья**

Классификационные признаки	Геолого-промышленный (прогнозируемый) тип	
	ртутно-сурьмяный джаспероидный	сурьмяный золото-кварцевый
Примеры месторождений	Октябрьское, Солонеченское	Жипкошинское, Нарин-Кундуйское, Тыргетуйское
Формационный (природный) тип	Антимонит кварцевый (джаспероидный)	Антимонит кварцевый (аргиллизитовый)
Формация вмещающих пород	Формация прокварцованных терригенно-карбонатных пород	Формация метасоматически изменённых вулканогенных, терригенных, метаморфических и др. пород
Морфологический тип рудных тел	Сложный пластово-линзообразный	Жилы простые и ветвящиеся, линейные штокверки, минерализованные зоны
Главные компоненты	<i>Sb</i>	<i>Sb</i>
Второстепенные компоненты	<i>Au</i>	<i>Au</i>

Таким образом, сурьмяные месторождения Восточного Забайкалья представлены двумя геолого-промышленными типами, которые соответствуют апробированным в России типам аналогичных месторождений [109], а именно – ртутно-сурьмяному джаспероидному и сурьмяному золото-кварцевому. Единственным ценным компонентом в рудах, представляющим промышленный интерес, является сурьма, при этом золото и серебро относятся к попутно извлекаемым компонентам.

Важнейшие геолого-вещественные признаки основных типов сурьмяных месторождений, существенно влияющие

на переработку руд, оказываются очень близкими, что подчёркивает их сходные генетические, структурные и временные условия формирования. Интенсивные гидротермальные процессы (прежде всего, окварцевание) сгладили различие составов исходных вмещающих пород, что проявилось как в идентичности набора главных и второстепенных компонентов руд, так и в несущественности структурно-текстурных несовпадений.

Региональная объёмная модель строения земной коры показывает [18–21; 139], что минерагению Восточного Забайкалья характеризуют следующие особенности:

- слоисто-блоковое строение земной коры с характерной неоднородностью;

- сурьмяная минерализация, она сформирована в один позднемезозойский минерагенический этап и связана с тектономагматической активизацией флюидопроницаемых структур фундамента;

- экстенсивность сурьмяного оруденения, данный интегральный показатель рудообразующих процессов свидетельствует о высокой насыщенности оруденения (известно более 250 сурьмяных объектов [82–84];

- интенсивность рудообразования: сформированы сурьмяные объекты мелкого/среднего масштаба, прогнозная оценка которых свидетельствует о предполагаемых крупных ресурсах;

- стадийность минералообразования по Е. А. Шивохину (см. прил. Б).

Разведанные запасы сурьмы на Солонеченском месторождении по категории $C_1 + C_2$ составляют 63,05 тыс. т при среднем содержании 10,77 %. Месторождение в Забайкалье является крупнейшим, в России – вторым. Согласно ТЭО возможно функционирование рентабельного горно-обогачительного комбината с годовой производительностью 87 тыс. т руды в год [107]. Параметры рудных тел Солонеченского месторождения приведены в табл. 1.7 [82–84].

Таблица 1.7

Параметры рудных тел Солонеченского месторождения

<i>Параметр</i>	<i>Значение параметра по участкам</i>			
	<i>Восточный 1</i>	<i>Восточный 2</i>	<i>Центральный</i>	<i>Западный</i>
Кол-во рудных тел	3	2	8	15
Предельная протяжённость тел по простиранию, м	35,5–184,0	68,0–350,0	43,0–304,5	18,0–389,0
Мощность, м – пределы	0,9–10,5	1,0–7,0	0,7–18,3	0,5–15,0
Средняя	0,9–5,1	2,8–3,6	0,7–5,4	0,8–4,9
Содержание Sb, %	2,39–13,41	9,37–10,76	2,72–16,75	2,93–11,21
Бортовое содержание, %	1,5	2,1	2,1	1,5

Собственно, золоторудная малосульфидная минерализация рудных тел Солонеченского месторождения развита эпизодически в виде минерализованных зон в джаспероидах.

Главное тело Западного участка располагается непосредственно под гранитами, погружаясь на север под углом 30–55°. Мощность его у поверхности (до 15 м) на глубине 50 м резко сокращается (тело выклинивается), а содержание сурьмы в восточной части заметно снижается. Большинство сопутствующих ему второстепенных рудных тел приурочено к аллохтонной тектонической пластине брекчированных и джаспероидизированных известняков, полого (10–40°) падают на север, часть из них является «слепыми». Скважиной 401 подсечена рудная линза с буланжеритом, в которой содержание Pb достигает 14,58 %, Ag – 560 г/т, As – 0,76 %.

Жипкошинское и Нарин-Кундуйское месторождения являются наиболее изученными. Жипкошинское месторождение открыто в 1955 г. при геологической съёмке масштаба 1:200 000.

Жипкошинское месторождение контролируется пересечением Хара-Шибирского субмеридионального и Агинского широтного разломов (серия разрывов шириной до 10 км). К разломам приурочены линейные магматические, площадные эффузивные тела; процессы метасоматического преобразования пород.

На Жипкошинском месторождении генетическая связь антимонита и кварца проявляется более чётко, чем на Солонеченском. Значение рудовмещающего кварца в формировании минерального состава руд вместе с породными примесями остаётся аналогичным Солонеченскому [106].

На месторождении развит кварцево-жильный монометалльный сурьмяный тип оруденения антимонитовой аргиллизитовой формации, который формировался в период мезозойской тектономагматической активизации в специфических условиях поствулканических рудообразующих процессов. Руды представлены одним технологическим типом. По состоянию изученности запасов (категории $C_1 + C_2$) на начало 2010 г. масштабы месторождения определяются 682 тыс. т руды, 26,823 тыс. т сурьмы со средним содержанием около 4 %, то есть месторождение относится к мелким. Из суммарных запасов забалансовые составляют 69 % [107]. Пространственное положение и морфология 48 рудных тел определяются разрывными нарушениями.

Многочисленные рудные тела относятся к мелким, принадлежат единому жильному морфологическому типу, различия по участкам в количестве и размерах несущественны и обусловлены литологическим составом рудовмещающих пород. Характерно весьма неравномерное распределение рудных тел в объёме рудовмещающих пород (коэффициент рудоносности 0,1–0,3).

Таким образом, минерагения Восточно-Забайкальского региона благоприятствует освоению его как новой отраслевой сурьмяной провинции страны. Причём минерагеническая специфика Забайкалья подчёркивает возможность наращивания и отработки запасов сурьмы открытым способом. Имеет тенденцию повышения до высокой мировой величины.

Положительные черты развития сурьмяного оруденения проявляются также совокупными масштабами, значительной площадью развития сурьмяной минерализации, отсутствием в концентратах вредных примесей. Помимо этого, расположенность месторождений в освоенных горнодобывающих районах края и выгодное с точки зрения рыночной ситуации географо-экономическое положение края повышает экономические показатели освоения Забайкальской минерально-сырьевой базы.

1.3. Данные геологоразведочных работ основных типов месторождений сурьмы за период 1963–2005 гг.

Забайкальский регион в настоящее время рассматривается в качестве новой сурьмяной провинции страны [19]. Новая для Забайкалья сурьмяная отрасль способна значительно восстановить горнодобывающую промышленность края. В настоящее время отмечается сближение позиций и методологии геологов, минералогов и технологов как в области технологической минералогии, так и в более широкой сфере изучения и освоения минеральных ресурсов.

В новых условиях проблема выбора перспективных месторождений для освоения и привлечения инвестиций требует повышения достоверности технологической оценки руд при сокращении сроков и затрат на исследования и испытания. Поэтому развитие способов прогнозирования технологических свойств сырья на основе первичных данных геологической разведки становится актуальным.

На ранних стадиях геологического изучения накапливается большой объём информации, который требует специального анализа. До последнего времени сурьмяные объекты различного ранга Восточного Забайкалья (пункты минерализации, проявления, месторождения) группировались в несколько руд-

ных зон северо-восточного направления (см. рис. 1.3). В них сосредоточены известные многочисленные мелкие и средние объекты часто с богатыми сурьмяными рудами, которые практически не изучены. Они локализируются в различных по составу горных породах и обычно приурочены к разрывным нарушениям.

Основные освоенные геолого-промышленные типы месторождений сурьмы Восточного Забайкалья на стадии геологоразведочных работ приведены в табл. 1.8 [19]. Классификационные признаки месторождений сурьмы и вещественный состав сурьмяных руд представлен в табл. 1.9 и 1.10.

Основные освоенные геолого-промышленные типы месторождений сурьмы Восточного Забайкалья на стадии геологоразведочных работ

Наименование наиболее изученного формационного типа региональной рудной зоны	Геолого-промышленный тип (прогнозируемый)	Компоненты	Примеры месторождений	Геологоразведочные работы
I	2	3	4	5
1. Тыргетуй-Жипкошинская зона кварц-антимонитового аргиллизитового золотоносного оруденения	Сурьмяный золото-кварцевый	Sb Au	Жипкошинское	<p>В 1963 году Дарасунская партия ЗГЭ провела на площади рудопроявления (2 км²) профильную металло- и золотомертрическую съёмку рыхлых отложений масштаба 1:10 000 (по сети 100×10 м). Были выявлены геохимические ореолы сурьмы субширотного направления, охватывающего Западный и Восточный участки.</p> <p>В 1993 г. в процессе тематических работ ЗабНИИ были оценены прогнозные ресурсы участка Восточный в количестве 10 тыс. т сурьмы по категории P₂ при среднем содержании сурьмы 4 %. По участку Западный предлагалось сохранить величину запасов в 3500 т и считать их прогнозными ресурсами категории P₁. В таком количестве прогнозными ресурсами по рудопроявлению Жипкоши вошли в сводную оценку прогнозных ресурсов Читинской области по состоянию на 1993 и 1998 гг.</p>

				<p>По состоянию на 01.01.2003 г. по оценке ГУПР по Читинской области, с учётом полученных новых данных горных работ, суммарные прогнозные ресурсы сульфы Жипкошского рудопроявления оценивались в 19,6 тыс. т ($P_1 - 11,6$ тыс. т, $P_2 - 8,0$ тыс. т) до глубины 50 м. В 2001–2006 гг. на участке Жипкоши, согласно выданной лицензии, проводились поисково-оценочные работы силами ООО «Старательская артель. Степная» (с 2006 г. – ООО «Хара-Шибирский сульфидный комбинат») при методическом обеспечении ЗабНИИ. На месторождении были оценены прогнозные ресурсы сульфы категории P_1 в количестве 13 тыс. т (глубокие горизонты уч. Западный – 7 тыс. т, уч. Восточный – 6 тыс. т).</p> <p>В дальнейшем при проведении разведочных работ и опытно-промышленной эксплуатации на участке Западный были вскрыты новые рудные тела, которые разведаны по категории $C_2 + C_1$ (в том числе 4,5 тыс. т в отвалах), а также 17,7 тыс. т забалансовых запасов. Среднее содержание сульфы в недрах оценивалось в 3,95 %. Таким образом, ресурсный потенциал месторождения (с учётом добычи) составляет более 30 тыс. т.</p> <p>Проведённые разведочные работы на месторождении показывают, что оцененные ранее прогнозные ресурсы $P_1 + P_2$ переведены в запасы $C_2 + C_1$ с весьма значительным их увеличением.</p>
--	--	--	--	---

1	2	3	4	5
				<p>Жипкошинское месторождение находится на границе Мо-гойтуйского и Шилкинского районов Забайкальского края в 250 км от Читы по автомобильной трассе Агинское – Мо-гойтуй – Первомайск, в 55 км северо-восточнее железнодорожной станции Могойтуй, в 6 км к северо-западу ав-томобильной трассы, средненизкогорной мелкоопочной местности. Оно было выявлено в 1955 году, Усть-Ононской партией ЧГУ при проведении геологической съёмки мас-штаба 1:200 000</p>
			Нарин-Кундуйское	<p>Оруденение было выявлено в 1971 г. Усть-Ильинской пар-тией на рудопроявлении Нарин-Кундуй в результате оценки геохимического ореола сурьмы при проведении групповой геологической съёмки масштаба 1:50 000 (Л. Н. Землян-ский и др., 1984). Среднее содержание сурьмы – 8–46 %, золота – 1,05 г/т. Прогнозные ресурсы рудопроявления оценивались в 10 тыс. т сурьмы и около 100 кг золота по категории P_1, до глубины 100 м. Средняя мощность руд-ного тела была принята в 2,4 м, объёмная масса руды – 2,6 т/м³. На 01.01.2003 г. прогнозные ресурсы рудопроя-вления оценивались Читанедрами в 24,3 тыс. т су-рьмы и 302 кг золота по категории P_1, исходя из сле-дующих параметров рудного тела: длина – 200 м,</p>

				<p>средняя мощность – 4,5 м, среднее содержание сульфидов – 8,46 %, золота – 1,05 г/т. В 2003 г. силами ООО «Даурская горная компания» на основе выданной лицензии на рудопроявление было пройдено 8 разведочных канав общей протяжённостью 433 м и массой полученной технологической пробы 400,2 т. В 2005 г. состоялся аукцион на право пользования недрами, который выиграл ООО «Забайкальские ресурсы». В 2007–2008 гг. работы ООО «Забайкальские ресурсы» в целом подтверждают существующий прогноз по рудному полю в первую очередь фактом выявления новых рудных тел на этой площади вне контуров известных ранее рудных тел собственно Нарин-Кундуйского месторождения. Нарин-Кундуйское месторождение относится к Ильинскому рудному полю, которое находится в Акшинском районе Забайкальского края в 30–35 км северо-восточнее районного центра Акша и в 200 км к югу от Читы. Село Акша связано с Читой асфальтовой дорогой первого класса. На площади рудного поля имеется сеть грунтовых и просёлочных дорог. Ближайшими железнодорожными станциями являются: Дарасун (Транссибирская магистраль, в 14 км к северу по автодороге Чита – Акша) и Могойтуй (железная дорога Чита – Забайкальск, в 175 км к северо-востоку)</p>
--	--	--	--	---

1	2	3	4	5	6
<p>2. Антимонит-кварцевый (джаспероидный) Газимурская зона – антимонитового джаспероидного золотосодержащего оруденения</p>	<p>Ртутно-сурьмяный джаспероидный</p>	<p>Sb</p>	<p>Au</p>	<p>Солонеченское</p>	<p>Золотоносность была установлена в 1971 г. по данным штуфного опробования (И. К. Пискунов, А. В. Титенко). В 1976–1979 гг. тематическими работами ЗабНИИ (В. Д. Сазонов) месторождение было отнесено к категории золотосурьмяных. В 1982–1988 гг. Лугоканской партией (С. В. Чилизубов и др.) прогнозные ресурсы золота по категории P_2 были оценены в 22,7 т при его содержании 2 г/т на Восточном и Западном участках и в 3 г/т на Центральном участке. Максимальное содержание золота (19 и 76 г/т) было зафиксировано на участке Восточный в штуфных пробах из лимонитизированной кварц-карбонатной брекчии с вкрапленностью пирита, арсенопирита, антимонита. Поисково-разведочные работы, проведенные ООО «Востокгеология», полностью подтвердили прогнозные ресурсы сурьмы по оценке 1993 и 1998 гг. (60 тыс. т сурьмы), переведя их в балансовые запасы $C_1 + C_2$ даже с некоторым увеличением (62,9 тыс. т). Среднее содержание сурьмы увеличилось на 11 %. В то же время, среднее содержание золота оказалось ниже прогнозируемых (менее 1 г/т). Глубина подсчета запасов в целом не превышала 100–150 м. Кроме балансовых запасов сурьмы утверждены запасы попутного золота и селенитов, а также забалансовые запасы сурьмы в количестве</p>

						4,9 тыс. т. Солонеченское джаспероидное месторождение расположено в Газимуро-Заводском районе Забайкальского края в низкотермальной таежной местности, в 180 км к северо-востоку от с. Газимурский Завод, в 15 км южнее деревни Будюмкан и в 3,5 км от строящейся железной дороги Нарын – Лутокан
--	--	--	--	--	--	---

Таблица 1.9

Классификационные признаки месторождений сурьмы

Формационный (природный) тип, номер типа	Геологический тип (прогнозируемый)	Формация вмещающих пород	Морфологические типы рудных тел	Компоненты		Наименование исследуемых месторождений
				главные	второстепенные	
1. Антимонит-кварцевый (джаспероидный)	Рудно-сурьмяный джаспероидный	Прогарцованных терригенно-карбонатных пород	Сложный пластово-линзовидный	Sb	Au	Солонеченское
2. Антимонит-кварцевый (аргиллизитовый)	Сурьмяный золото-кварцевый	Метасоматические изменённых, вулканогенных, терригенных, метаморфических и других пород	Жилы простые и ветвящиеся, линейные штокерки, минерализованные зоны	Sb	Au	Жипкошинское, Нарин-Кундуйское

Таблица 1.10

Вещественный состав сурьмяных руд

Номер тип	Структуры руд	Текстуры руд	Окислительные изменения	Минералы			Содержание ценного компонента (в % или г/т)
				главные	второстепенные	размер вкрапленый антимонита	
1	Мелко-крупнозернистая	Брекчиевая, массивная, гнездовая, вкрапленная, пятнистая, прожилковая, кавернозная, крустификационная	(Перекристаллизация, доломитизация, окварцевание, серицитизация, карбонатизация) – джаспероидизация – аргиллизация – гипергенез	Анти-монит, кварц, карбонат	Пирит, арсенопирит, флюорит, серицит, каолинит	1–5 мм, редко до 20 см	Sb 0,4 – 27,7 % Au 0,01 – 28,5 г/т
2	Разнозернистая	Вкрапленная, прожилковая, пятнистая, массивная, брекчиевая	Окварцевание аргиллизация – гипергенез	Анти-монит, кварц	Пирит, арсенопирит, марказит, серицит, каолинит	До 5 см	Sb 0,1 – 85 % Au 0,01 – 1,8 г/т

1.4. Химический, минералогический и granulometric состав сурьмяных руд Забайкалья

Результаты спектрального, химического и фазового анализов исходных технологических проб из богатых (жильных) и рядовых (прожилково-вкрапленных) руд участка Западный по данным технологических исследований НИИ (Солонеченское – ЗабНИИ, Нарин-Кундуй – ОАО «Иргиредмет») приведены в табл. 1.11–1.12.

Таблица 1.11

**Результаты полуколичественного спектрального анализа
вещественно-технологических проб месторождений [20; 139]**

Элемент, %	Содержание в пробах месторождений, %	
	Солонеченское	Нарин-Кундуйское
Золото, г/т	0,33–4,64	
Серебро, г/т	0,25–1,23	
Мышьяк	0,017–0,09	0,1
Барий		0,05
Бериллий		0,0001
Бор		0,006
Висмут		–
Кобальт		0,001
Медь	0–0,006	0,003
Хром		0,005
Церий		–
Кальций		0,3
Калий		2
Железо		3
Алюминий		6
Магний		0,5
Кремний		30
Галлий		0,001
Германий		0,0001

Окончание табл. 1.11

Элемент, %	Содержание в пробах месторождений, %	
	Солонеченское	Нарин-Кундуйское
Лантан		0,004
Литий		0,006
Молибден		0,0003
Марганец		0,04
Никель		0,003
Ниобий		0,001
Свинец	0–0,02	0,0008
Олово		0,0001
Скандий		0,0008
Селен	0–<0,005	
Сурьма	0,1–6,75	6
Стронций		0,015
Титан		0,3
Ванадий		0,006
Вольфрам		–
Иттрий		0,001
Иттербий		0,0002
Цинк	0–0,032	0,008
Церий		0,006
Цирконий		0,01
Натрий		0,5
Ртуть	0–0,00202	–
Фосфор		0,05

Таблица 1.12

**Результаты химического анализа
вещественно-технологических проб месторождений [20; 139]**

<i>Компоненты, %</i>	<i>Содержание компонентов сурьмяных руд (%) месторождений</i>	
	<i>Солонеченское</i>	<i>Нарин-Кундуйское</i>
SiO_2	93,7	69,4
Al_2O_3	0,95	12,0
TiO_2	0,74	0,3
CaO	0,08	0,29
MgO	0,13	0,031
MnO	0,01	
Fe_2O_3 (III)	1,20	
Na_2O	0,07	
P_2O_5	0,11	0,09
П.п.п	2,84	
K_2O	0,32	1,9
Zn		0,009
Pb		<0,001
Cu		0,022
WO_3		<0,001
Hg , г/т		<0,001
$S_{общ}$		3,28
$S_{окисл}$		<0,2
$S_{сульф}$		3,08
$As_{общ}$		0,123
$As_{окисл}$		0,047
$As_{сульф}$		0,076
$C_{общ}$		

Окончание табл. 1.12

Компоненты, %	Содержание компонентов сурьмяных руд (%) месторождений	
	Солонеченское	Нарин-Кундуйское
<i>Fe</i> _{общ}		1,72
<i>Fe</i> _{окисл}		1,62
<i>Fe</i> _{сульф}		0,1
<i>Sb</i> _{общ}	3,32	7,8
<i>Sb</i> _{окисл}		0,69
<i>Sb</i> _{сульф}		6,9
<i>Au</i> , г/т		0,93
<i>Ag</i> , г/т		2,59

В табл. 1.13 приведена корреляционная зависимость содержания сурьмы, золота, серебра, мышьяка и других химических элементов от параметров химического состава руды месторождения [39].

Таблица 1.13

**Минеральный состав руд
вещественно-технологических проб месторождений [20; 139]**

Минерал, группа минералов	Месторождение	
	Солонеченское	Нарин-Кундуйское
Золото самородное	Ед. зн.	
Барит	0–0,7	0,03–00,7
Кварц	41–77,97	53,6
Глинисто-сланцевые	0–3	15,5
Обломки пород	0–15,51	
Графит	0–2	–
Полевые шпаты (плаггиоклаз, ортоклаз)	–	25,0
Карбонаты	1,08–18	0,8
Ярозит		н/о

Скородит	–	0,3
Гидроксиды, сульфаты железа		3,5
Сурьмяные охры (валентинит и др.)	0,05–0,2	
Окисленные минералы сурьмы		0,2
Халькопирит	Знаки 0,05	
Сфалерит		
Ильменит	0–0,08	
Лимонит	0,02–5,21	–
Магнетит	0–0,2	0,1
Сульфиды, в т. ч.:		1,1
– серицид	0–11	
– антимонит	0,2–8,9	1,0
– амфибол	0–2	–
– арсенопирит	0,15–0,2	0,1
– пирит	Знаки 0,8	Ед. зн.
– пирротин		н/о
– рутил, сфен, циркон		Ед. зн.
– хлорит	0–5	–
Всего		100,0

Основными шлакообразующими компонентами руды являются SiO_2 , CaO , MgO и Al_2O_3 . Корреляционным анализом установлена прямая зависимость содержания Sb и S ($K_k = 0,88$) и обратная – между Sb и SiO_2 ($K_k = 0,5$), свидетельствующие о сульфидной форме выделения сурьмы и одновременном формировании Sb и SiO_2 . Отсутствие связи между Sb и Au указывает на разные источники их формирования (см. табл. 1.14).

Таким образом, анализ вещественного состава сурьмяного сырья по информационной базе данных ранее опубликованных отчётов и публикаций, полученных на стадии геолого-разведочных работ в Забайкалье, позволил сделать вывод, что преобладающим ценным компонентом, подлежащим извлечению, является сурьма.

**Корреляционная зависимость вмещающих элементов
и соединений химического состава руды Солонеченского месторождения**

	<i>Sb</i>	<i>Hg</i>	<i>As</i>	<i>SiO₂</i>	<i>Fe</i>	<i>TiO₂</i>	<i>Al₂O₃</i>	<i>MnO</i>	<i>CaO</i>	<i>Na₂O</i>	<i>K₂O</i>	<i>MgO</i>	<i>S</i>	<i>C_{общ}</i>	<i>BaO</i>	П.Ш.	<i>Au</i>	<i>Ag</i>	
<i>Sb</i>	1,00																		
<i>Hg</i>	-0,07	1,00																	
<i>As</i>	0,05	0,52	1,00																
<i>SiO₂</i>	-0,50	0,08	-0,40	1,00															
<i>Fe</i>	-0,36	0,26	0,44	-0,05	1,00														
<i>TiO₂</i>	-0,32	-0,15	-0,16	0,08	0,57	1,00													
<i>Al₂O₃</i>	-0,39	-0,04	-0,18	0,17	0,56	0,96	1,00												
<i>MnO</i>	0,02	0,24	0,76	-0,67	0,31	-0,25	-0,30	1,00											
<i>CaO</i>	0,04	-0,11	0,20	-0,80	-0,13	-0,15	-0,19	0,61	1,00										
<i>Na₂O</i>	-0,10	0,03	0,15	0,33	0,58	0,57	0,54	-0,28	0,56	1,00									
<i>K₂O</i>	-0,34	-0,10	-0,16	0,01	0,52	0,97	0,95	-0,21	-0,01	0,47	1,00								
<i>MgO</i>	0,11	-0,31	0,22	-0,84	-0,07	-0,11	-0,20	0,64	0,94	-0,52	-0,03	1,00							
<i>S</i>	0,88	0,12	0,40	-0,63	0,02	-0,21	-0,29	0,30	0,10	0,05	-0,23	0,16	1,00						
<i>C_{общ}</i>	-0,06	-0,19	0,16	-0,71	-0,07	-0,13	-0,17	0,65	0,91	-0,52	-0,05	0,92	-0,01	1,00					
<i>BaO</i>	-0,14	0,54	0,02	0,02	0,07	0,07	0,25	-0,10	0,12	-0,01	0,24	-0,15	-0,09	-0,04	1,00				
П.Ш.	0,01	-0,12	0,27	-0,81	-0,04	-0,07	-0,10	0,65	0,95	-0,59	0,04	0,95	0,10	0,95	0,05	1,00			
<i>Au</i>	-0,33	0,49	-0,07	0,16	0,34	0,20	0,36	0,00	-0,05	0,26	0,24	-0,19	-0,25	0,08	0,56	0,00	1,00		
<i>Ag</i>	-0,02	0,46	0,97	-0,43	0,46	-0,20	-0,23	0,83	0,27	-0,17	-0,20	0,30	0,35	0,26	-0,06	0,34	-0,06	1,00	

Глава 2. Основные методы обогащения сурьмяных руд

2.1. Анализ технологических схем переработки сурьмяных руд в России и за рубежом

Большое многообразие типов и разновидностей сурьмяных руд, в значительной степени отличающихся между собой технологическими свойствами, обусловило широкий спектр используемых технологий рудоподготовки и обогащения [41; 59; 63; 71; 73; 74; 76; 79; 86; 87; 89–94; 126–137]. При этом наблюдаемая тенденция снижения качества минерального сырья, вовлекаемого в разработку, сложность и существенное изменение состава и типов сурьмяных руд требуют технического совершенства технологических схем обогащения. Данное обстоятельство потребовало специального анализа уровня развития техники и технологии рудоподготовки и реализуемых методических подходов к удовлетворению требований последующих переделов для извлечения ценных компонентов на обогатительных фабриках как в России, так и за рубежом.

На сегодняшний день в используемых базовых технологиях применяются различные технические решения раскрытия минералов и отделения полезных компонентов от пустых пород [57; 81; 97; 115; 116; 128]. Среди методов предварительного концентрирования ценных компонентов в процессе рудоподготовки выделяют прежде всего обогащение в тяжёлых суспензиях, отсадку, крупнокусковую (до 300 мм) магнитную сепарацию, радиометрическую сепарацию [111; 120; 128; 141]. Следует особо подчеркнуть, что рудоподготовка выступает как основной фактор эффективности использования технологических схем переработки сурьмяных руд.

Очень богатые руды не требуют предварительного обогащения; из них получают штучной (50–55 %) селективный концентрат, идущий непосредственно в плавку. Для руд со скоплениями богатых антимонитом гнёзд применяют селек-

тивную выемку при добыче или последующую рудоразборку, в результате которой получают штуфной концентрат, являющийся сырьём для выплавки черновой сурьмы. Переработка собственно сурьмяных руд с целью получения металлической сурьмы почти всегда требует предварительного гравитационно-флотационного обогащения. Ведутся исследования по разработке методов прямого возгона сурьмы, чтобы вовлечь в переработку бедные и оксидные руды, а также хвосты обогащения.

В России сурьму и её соединения получают преимущественно флотацией, включающей коллективную флотацию сульфидов при грубом помоле руды (55–65 % класса – 0,074 мм) с применением ПАВ, и нередко гравитацией по различным схемам и реагентным режимам. Извлечение сурьмы составляет от 70 до 91 % при содержании в концентратах 40–60 %. Следует отметить, что первым этапом обогащения является рудоразборка, позволяющая получать штуфные концентраты с содержанием не менее 30 % сурьмы, независимо от степени окисленности руд.

Сравнительный анализ ряда месторождений и технологических схем переработки сурьмяных руд представлен в табл. 2.1 [1–4; 9; 12; 15].

Практически повсеместное превалирование флотационного метода обогащения сурьмяных руд объясняется тем, что основной минерал сурьмы антимонит хорошо флотируется после рудоподготовки различными углеводородами, карбоновыми кислотами, нефтяными маслами и сланцевой смолой [21; 115; 121]. В качестве пенообразователя используется *N*-гексиловый спирт в присутствии серной кислоты [1; 2; 91; 122]. При этом отмечается значительное геохимическое преобразование отходов, формирование сложных минеральных комплексов с участием химических реагентов и, как следствие, негативное воздействие загрязняющих веществ на компоненты природной среды (воздух, воду и почву).

Базовой технологией обогащения всех промышленных (технологических) типов кварц-антимонитовых руд является

ся гравитационно-флотационная схема. В ней используется принцип «щадящей» технологии, заключающийся в выделении и сохранении при переработке руды крупнокускового товарного продукта, который по качеству (Sb 30 %) и гранулометрическому составу отвечает требованиям, предъявляемым к шихте при выплавке черновой сурьмы. Методология построения технологических схем рудоподготовки базируется на использовании комплекса процессов дробления, измельчения, грохочения, классификации, предварительной концентрации.

Данные процессы направлены на получение гранулометрического и вещественного состава, соответствующего определённым требованиям последующих обогатительных переделов, то есть удовлетворяющего необходимости получения вещественного состава заданного качества и возможности дальнейшего раздельного обогащения. Для разнообразных типов, подготовленных к обогащению кварц-антимонитовых руд, в дальнейшем переделе в основном используются флотационные, гравитационные и комбинированные методы обогащения руд. При этом извлечение сурьмы в концентрат достигает 82 %, качество получаемых концентратов соответствует техническим требованиям к маркам сурьмяных концентратов (см. табл. 1.1).

Сульфидные руды обогащаются обычно флотационным методом, смешанные и окисленные руды обогащаются по гравитационно-флотационной схеме или подвергаются обжигу с возгонкой и улавливанием летучей Sb_2O_3 , направляемой на металлургическую переработку [22; 115; 133; 154]. Сульфидные руды сурьмы и мышьяка обогащают по гравитационно-флотационным схемам. При обогащении крупнокраплённых руд сурьмы и мышьяка, как правило, применяют механическую рудосортировку или обогащение в тяжёлых средах для выделения в голове процесса пустых пород и штуфных концентратов. С этой же целью на некоторых обогатительных фабриках применяют гравитацию после гидравлической классификации с последующей флотацией хвостов гравитации.

Переработка ртутно-сурьмяных руд и концентратов основана на выделении ртути в отдельный продукт пирометаллургическим способом с последующим получением сурьмы из огарков пиро- или гидрометаллургическими способами [22; 46; 61; 74; 84; 137]. Извлечение сурьмы при гидрометаллургической переработке антимонита достигает 94–98 %, низших окислов – 78–82 %, а высших – только 20 %. В процессе гидрометаллургического выщелачивания концентратов сурьма почти полностью переходит в раствор.

Сравнительный анализ технологических схем переработки сурьмяных руд в России и за рубежом приведён в табл. 2.1.

Из таблицы видно, что выбор метода обогащения сурьмяных руд зависит не только от размеров вкраплённости, но и от содержания сурьмы в руде и степени её окисленности.

В обогащении сурьмяно-мышьяковых руд доминируют две основные технологические схемы. По технологии коллективной флотации сульфидов с последующей их селекцией все сульфиды извлекаются в концентрат.

Таблица 2.1

Сравнительный анализ технологических схем переработки сурьмяных руд в России и за рубежом

<i>Типы руд, вещественный состав</i>	<i>Методы/схемы обогащения</i>
Собственно сурьмяные руды, тонковкраплённые и кварцево-сульфидные золотосодержащие	
Основные минералы: антимонит Sb_2S_3 1,3 %, продукты его окисления. Пустая порода: углистые сланцы, кварц, графит, пирит	Флотация. Концентрат содержит 19–30 % [2; 3] Флотационная схема обогащения
Основные минералы: антимонит Sb_2S_3 3,4 %, валентинит Sb_2O_3 , кермесит Sb_2S_2O , сервантит Sb_2O_4 , цинк, серебро, золото 2 г/т тонковкраплённое, связано с пиритом, кварцем. Пустая порода: кварц, кальцит, барит	Коллективная флотация с последующей селекцией и выщелачиванием сурьмы. Концентраты содержат 30–40 % сурьмы и 7–10 г/т золота – гравитационный, 12–15 % сурьмы и 30–35 г/т золота – коллективный флотационный [141]. Комбинированная гравитационно-флотационная схема обогащения, с последующим выщелачиванием

Основные минералы: антимонит Sb_2S_3 13–16 %, золото самородное и связанное с Sb_2S_3 , пиритом, арсенопиритом, сфалеритом. Пустая порода: кварц, пирит	Гравитация, флотация, гидрометаллургия. Концентраты содержат 60 % сурьмы и 13 г/т золота. Комбинированная гравитационно-флотационная схема обогащения
Основные минералы: антимонит Sb_2S_3 1 %, бертьерит $FeS-Sb_2S_3$, арсенопирит, пирит, халькопирит. Пустая порода: кварц, кальцит, серецит	Флотация. Концентрат содержит 21 % сурьмы [1; 4; 15]. Флотационная схема обогащения
Основные минералы: антимонит Sb_2S_3 , Au связано пиритом, арсенопиритом	Флотационный метод обогащения, селективная схема флотации. Концентраты содержат 60–62 % сурьмы и 17 20 г/т золота [3; 8]. Флотационная селективная схема
Сильно окисленные руды	
Основные минералы: антимонит Sb_2S_3 3,5 %, валентинит Sb_2O_3 , сепармонит Sb_2O_3 , арсенопирит, сфалерит	Гравитация, флотация, тяжелосредняя сепарация. Концентрат содержит 15–20 % сурьмы [12]. Комбинированная гравитационно-флотационная схема обогащения
Комплексные руды	
Основные минералы: антимонит Sb_2S_3 1 %, Au 2,6 г/т связано с Sb_2S_3 , пиритом, арсенопиритом, шеелитом	Флотация, пирометаллургия. Концентраты содержат 46 % сурьмы и 17 г/т золота. Комбинированная флотационная коллективно-селективная схема с последующей пирометаллургией

Выбор схемы переработки золотосурьмяных руд определяется характером связи золота с рудными и породообразующими минералами. Если золото непосредственно связано с минералами сурьмы, схема обработки руды должна предусматривать получение коллективного золото-сурьмяного концентрата. При отсутствии чёткой связи руду перерабатывают по комбинированным схемам с извлечением сурьмы и части золота в коллективный концентрат и доизвлечением золота из хвостов методами, принятыми в золотодобывающей промышленности.

При обогащении золото-сурьмяно-мышьяковых руд схема зависит от распределения золота по рудным и породообразующим компонентам. Если золото связано с сульфидами, оно извлекается преимущественно в золото-сурьмяно-мышьяковые концентраты. Если золото связано как с минералами сурьмы и мышьяка, так и с минералами пустых пород (SiO_2) или сульфидами цветных металлов, то применяют комбинированные схемы с извлечением сурьмы и мышьяка, и части золота в коллективные концентраты, а остальное золото извлекается процессами и методами, принятыми в золотодобывающей промышленности.

Поскольку большую часть запасов месторождений сурьмы составляют бедные руды (содержание Sb 2%), требуется использование экономически целесообразных специальных методов, в том числе предварительного концентрирования ценных компонентов на этапе рудоподготовки.

В 1971–1972 гг. Иргиредметом при участии специалистов института «Средазнипроцветмет» (г. Ташкент) на опытной фабрике комбината Балейзолото проведены полупромышленные испытания технологии: сульфидно-щелочное выщелачивание – цианирование на пробе руды Сарылахского месторождения, содержащей 21,8 % сурьмы и 15 г/т золота [62]. Перед гидрометаллургической переработкой руда (80 % класса -0,074 мм) подвергалась предварительному гравитационному обогащению с целью выделения присутствующих в ней свободного золота и крупнозернистых сульфидов. Для проведения опытов по извлечению сурьмы на фабрике была создана типовая установка, обеспечивающая проведение операций выщелачивания сурьмы и электролиза сурьмяных растворов в условиях, максимально приближенных к промышленным (см. рис. 2.1).

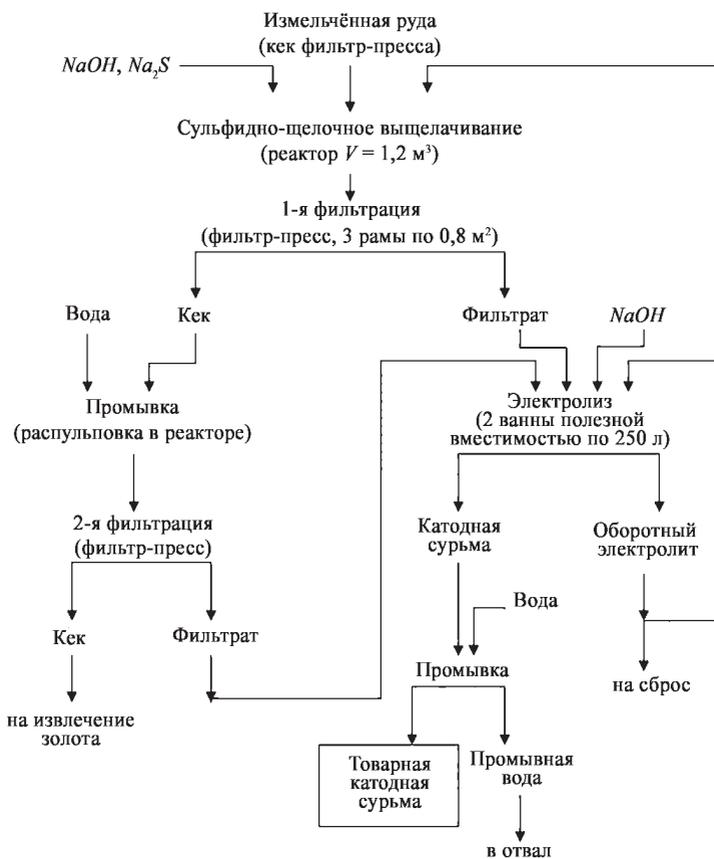


Рис. 2.1. Схема проведения полупромышленных экспериментов по гидрометаллургическому извлечению сурьмы [62]

Поточная линия для переработки золото-сурьмянистых руд [87] включает следующие технологические аппараты: 1, 7 – радиометрические сепараторы; 2, 3, 4, 8, 9 – конвейеры; 5 – дробилка; 6 – грохот; 10 – отсадочная машина; 11, 14, 16 – мельницы; 12–18 – сгустители; 15 – гидроциклон; 17 – классификатор; 19 – чан; 20 – склад концентрата (см. рис. 2.2).

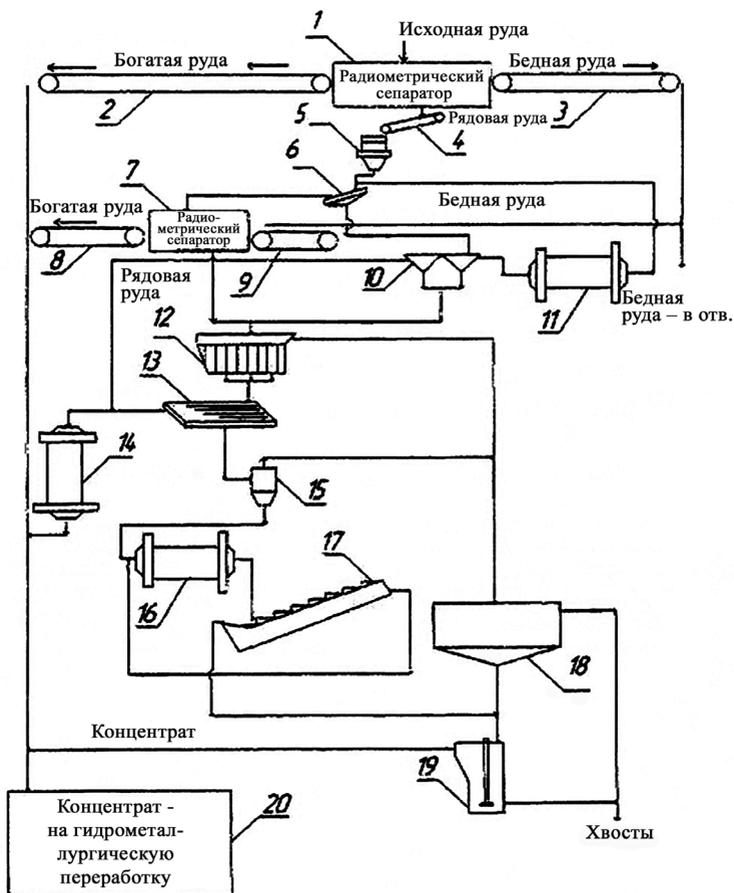


Рис. 2.2. Поточная линия
для переработки золото-сурьмянистых руд [119]

Небольшая по производительности фабрика в Западной Австралии (Блю Спек) [62] пущена в строй в 1976 г., перерабатывает сурьмяно-золотую руду, золото в которой представлено частицами самородного металла и аурустибитом $AuSb_2$. Сурьма в руде присутствует в форме антимонита. Переработка руды производится по схеме, представленной на рис. 2.3.

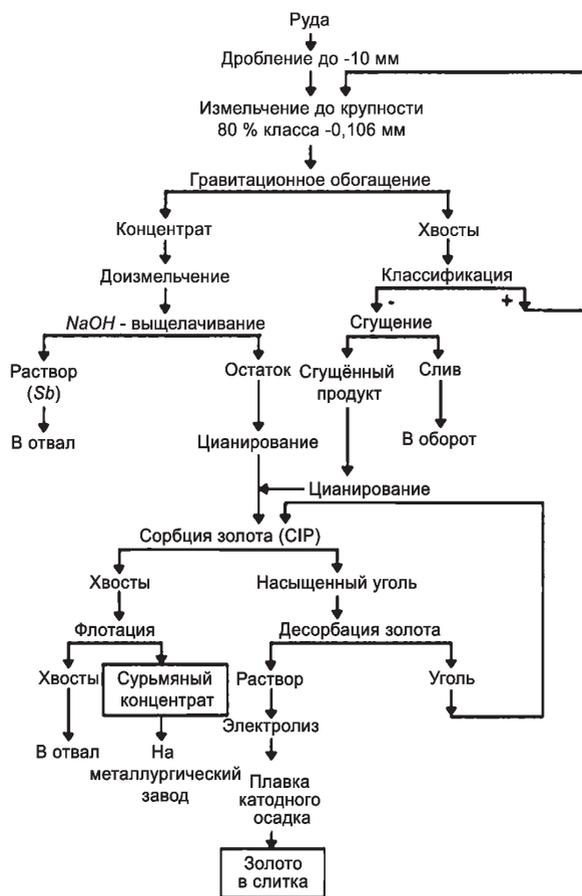


Рис. 2.3. Схема переработки руды на фабрике Блю Спек [62]

ЮАР занимает 3-е место в мире (после КНР и Боливии) по объёмам добычи сурьмы. Основное количество сурьмы производится из комплексных золото-сурьмяных руд на предприятиях, принадлежащих компании «Консолидейтед Мэрчисон» и расположенных на территории Северо-Восточного Трансваала. Схема обогащения руды и металлургической переработки концентратов на Консолидейтед Мэрчисон [62] приведена на рис. 2.4.

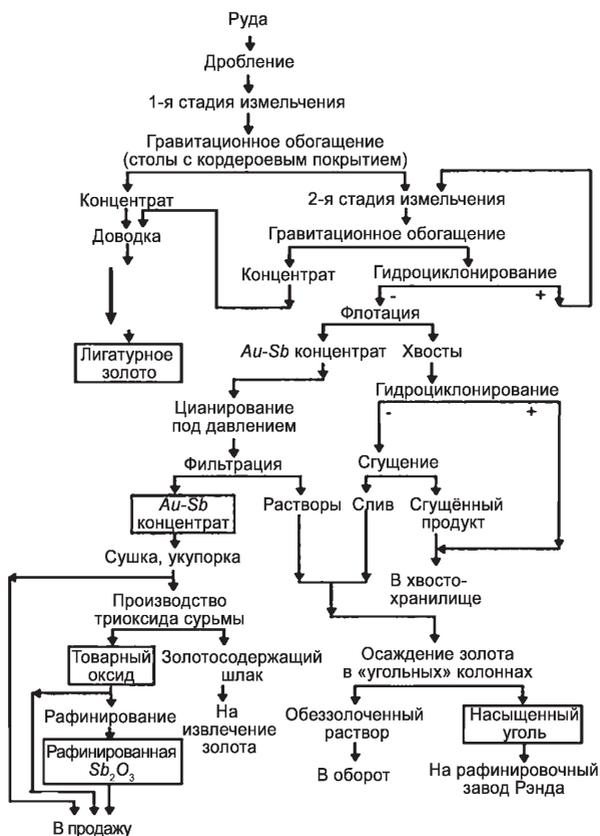


Рис. 2.4. Схема переработки руды на Консолидейтед Мэрчисон (ЮАР) [62]

2.2. Предварительное концентрирование минералов сурьмы в процессе рудоподготовки

Следует особо отметить, что одним из приоритетных направлений оптимизации производства на горно-обогажительных предприятиях было и остаётся совершенствование процессов обогащения на этапе рудоподготовки. Рудоподготовка как способ раскрытия руд к обогащению минеральных

зёрен представляет собой совокупность процессов дробления, грохочения, усреднения руд, предварительной сортировки, измельчения и классификацию [97]. Рудоподготовка является наиболее затратным переделом: затраты составляют до 50 % от общих капитальных вложений, а величина эксплуатационных расходов на обогатительной фабрике достигает 80 %, поскольку её процессы очень энергоёмки. По укрупнённой оценке [32; 63] удельный расход электроэнергии на фабриках составляет 0,5–50 кВт/ч, в том числе на крупное дробление – 0,3–0,5 кВт/ч; среднее дробление – 0,8–1,2 кВт/ч; грубое и тонкое измельчение – 18–20 кВт/ч. Для уменьшения капитальных и эксплуатационных затрат на этапе рудоподготовки целесообразно применять радиометрическую предконцентрацию (в том числе рентгенорадиометрическую) кондиционных и забалансовых руд на основе использования природной (естественной) радиоактивности и избирательном взаимодействии различных видов излучения на минералы и химические элементы.

Рентгенорадиометрическая сепарация (РРС) – новая высокоэффективная, экологически чистая технология обогащения руд и техногенного сырья (отвалов забалансовых и некондиционных руд и т. д.). Технология использует современное технологическое оборудование для покусковой сепарации – рентгенорадиометрические сепараторы [86; 152] и в отличие от известных «косвенных» традиционных «мокрых» методов обогащения (флотации, гравитации) основана на прямой оценке содержания сурьмы в сухом кусковом рудном материале крупности 300–20 мм, реже 20–5 мм.

Эффективность метода базируется на высокой селективности, информативности рентгеновского излучения и на свойстве руды при взрывании и дроблении разламываться по плоскостям низкой прочности (плоскостям минерализации). Благодаря этому свойству поверхность кусков более обогащена рудными компонентами, так что даже при небольшой глубине проникновения рентгеновского «мягкого» излучения в материал (0,1–1,0 мм) обеспечивается надёжное распознавание рудных кусков.

Метод эффективно решает следующие геологические, технологические и экономические задачи:

- повышение качества исходного сырья и возможность управления им;
- расширение сырьевой базы и полноты использования недр за счёт вовлечения в переработку запасов бедных и забалансовых руд;
- сокращение удельных затрат на транспортировку, обогащение руд и складирование отходов в хвостохранилище;
- получение готового для металлургического производства крупнокускового концентрата (минуя стадию обогащения);
- повышение технического уровня специалистов и предприятий в целом;
- предварительное разделение руды на отдельные технологические типы, отличные по свойствам и вещественному составу;
- повышение мощности перерабатывающего предприятия с уменьшением затрат на дробление, измельчение за счёт вывода крупнокусковой фракции в голову процесса;
- снижение объёма перерабатываемой горной массы и экологической нагрузки по загрязнению окружающей среды (уменьшает накопление опасных веществ);
- обогащение рудного и техногенного сырья с выделением порции заданного качества по узким классам крупности с компоновкой наиболее рациональных технологических схем извлечения ценного компонента в последующих основных переделах выделения полезных ископаемых на обогатительной фабрике.

Радиометрическая сепарация промышленно освоена вначале на урановых и комплексных урановых рудах [123]. Это обусловлено тем, что данные руды обладают высокой контрастностью, и для них результативно использование радиометрической сепарации [59; 96]. Это техническое достижение конца XX столетия позволяет по-новому подойти к построению технологических схем рудоподготовки сурьмяных и сурьмяных золотосодержащих руд с целью дальнейшего продуктивного обогащения [17; 98; 106; 119; 120; 150].

Внедрение технологии рентгенорадиометрической сепарации началось в 2000 г. с производства ООО «Радос» промышленных сепараторов и их апробирования промышленными предприятиями, в том числе в Забайкальском крае (на Приаргунском горно-химическом объединении и Хара-Шибирском сурьмяном комбинате).

При проектировании дробильно-сортировочной установки бедной сурьмяной руды месторождения Жипкоша принята комбинированная технология. Схема включает следующие основные операции: дробление исходной руды крупностью -500 мм до крупности -150 мм; грохочение исходной руды по классам -150+20 мм, -20+2 мм и -2 мм; РРС класса -150+20 мм с получением отвальных хвостов (содержание сурьмы 0,10 %) и обогащённого продукта с содержанием сурьмы 10,4 %; ТСС класса -20+2 мм исходной руды с получением отвальных хвостов (содержание сурьмы 0,37 %) и концентрата ТСС с содержанием сурьмы 3,24 %; гравитационное обогащение доизмельченных обогащенных продуктов РРС и ТСС, а также класса -2 мм исходной руды с получением готового к реализации концентрата с содержанием 33,4 % сурьмы при извлечении 25,8 %; флотационное обогащение хвостов гравитации, доизмельчённых до крупности 70 % класса – 0,074 мм. Базовая технологическая схема обогащения сурьмяных руд Жипкошинского месторождения представлена на рис. 2.5.

Концентрат гравитации соответствует марке КСУФ-4 [50]; золото и серебро в сурьмяном концентрате не нормируются, но определяются. Отходами процессов рудоподготовки являются хвосты рентгенорадиометрической и тяжёлосредней сепарации, которые объединяются с хвостами флотационного обогащения; содержание сурьмы в общих хвостах 0,56 %.

Для переработки золотосодержащих сурьмяных руд Солонеченского месторождения разработан проект комбинированной гравитационно-флотационной схемы на годовую производительность предприятия в 110 тыс. т руды и содержание Sb 9,3 %, Au – 0,83 г/т в минеральном сырье [85].

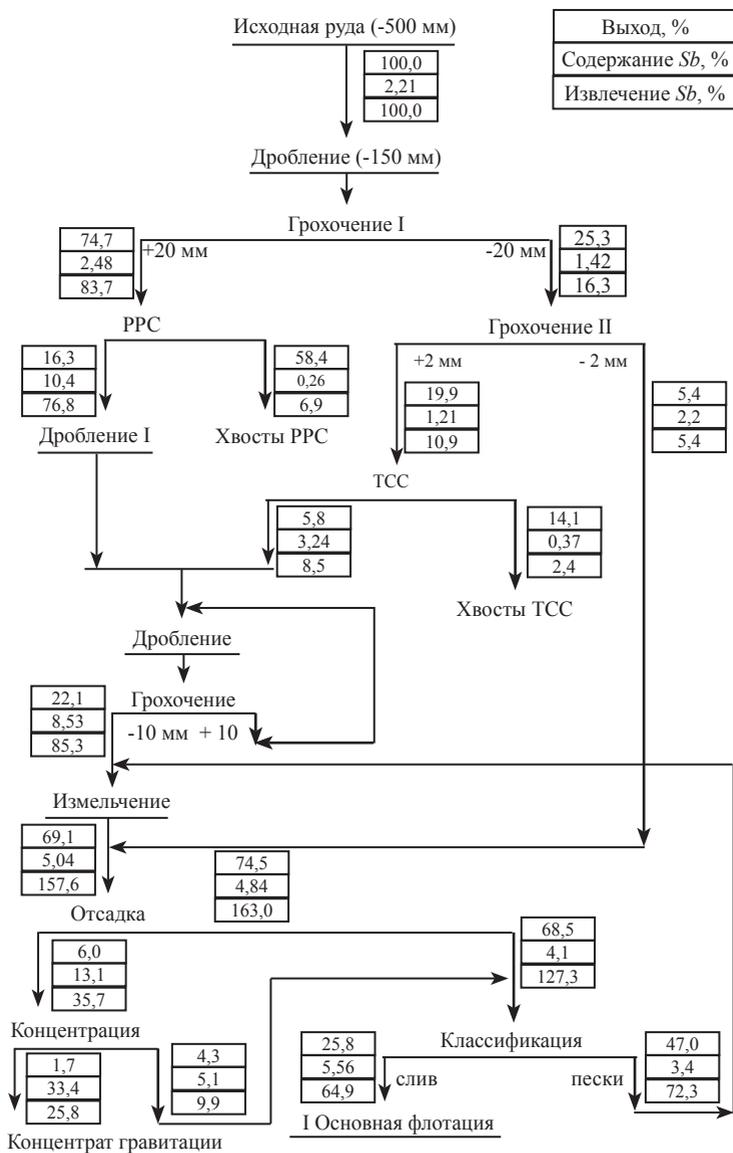


Рис. 2.5. Базовая технологическая схема обогащения сурьмяных руд Жигкошинского месторождения [115]

Базовая схема цепи аппаратов для обогащения сурьмяных руд Солонеченского месторождения приведена на рис. 2.6 и включает операции: транспортировку и складирование добытой руды крупностью до 500 мм на усреднительно-накопительном складе руды; дробление руды до крупности -20 мм в замкнутом цикле с грохочением; промежуточное складирование дроблённой руды в бункерах главного корпуса; первую стадию измельчения руды в стержневых мельницах до крупности менее 0,5 мм в замкнутом цикле с грохотом; винтовую сепарацию на шлюзах подрешетного продукта грохота с последующей доводкой тяжёлой фракции винтовых шлюзов на концентрационном столе; вторую стадию измельчения хвостов гравитации в шаровых мельницах с центральной разгрузкой в замкнутом цикле с гидроциклоном с получением в сливе материала крупностью 80 % класса -0,071 мм, который отправляется на обогащение.

При переработке руд с бортовым содержанием Sb 1,5 % получен сурьмяный концентрат марки КСУФ-3 с содержанием Sb 49,82 %, при извлечении 95,57 %.

На этапе рудоподготовки решение одной технологической задачи на рудах Солонеченского и Жипкошинского месторождений производилось разными сочетаниями технологических процессов. На первом объекте применяются традиционные методы комбинированной гравитационно-флотационной схемы, на втором кроме гравитационно-флотационной схемы применены и современные методы – рентгенорадиометрическая сепарация в одну стадию.

При предпроектной сравнительной оценке методов обогащения кварц-антимонитовых руд месторождения Жипкоша на первом этапе освоения рекомендовано использовать как наиболее эффективный рентгенорадиометрическо-флотационный вариант переработки сурьмяных руд [150]. Также выполнено обоснование безопасности рентгенорадиометрической сепарации сурьмяных руд Восточного Забайкалья [119].

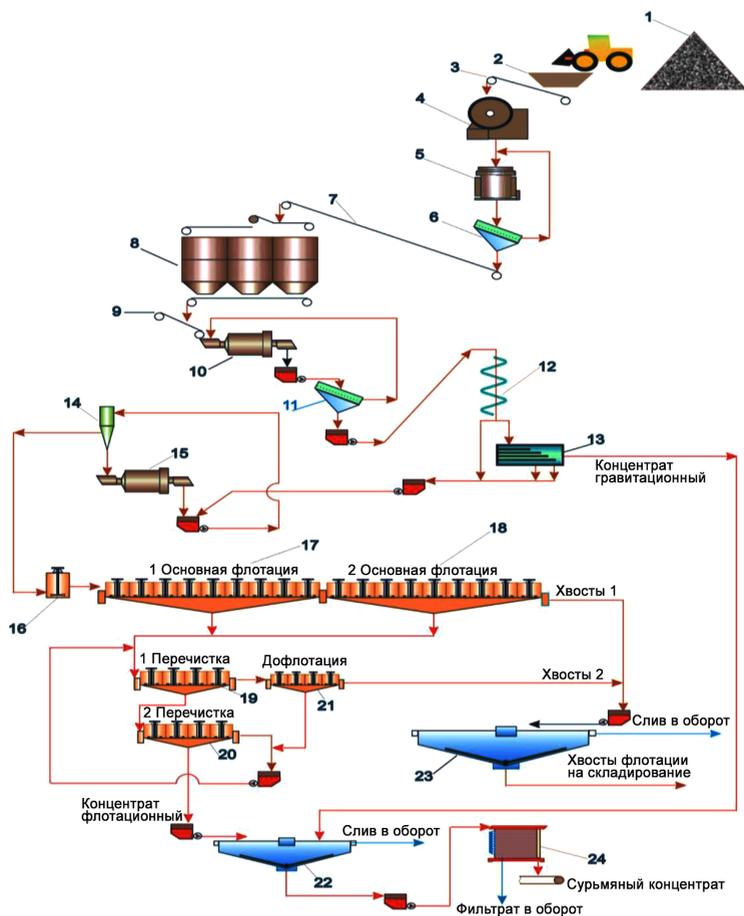


Рис. 2.6. Базовая схема цепи аппаратов для обогащения сурьмяных руд Солонеченского месторождения [115]

Анализ предлагаемых технологических проектных решений, выполненных на основе лабораторных, укрупнённых лабораторных и полупромышленных испытаний за период 2008–2012 гг., на пробах руд Солонеченского и Жипкошинского месторождений, в которых авторы монографии принимали участие, позволил выявить ряд недостатков:

1) рекомендуемые схемы переработки не учитывают содержание ценного компонента в руде (сортность);

2) не в полной мере используется инновационная технология предконцентрации сурьмы методом РРС на основе контрастности;

3) попутно не извлекается золото низкозатратной технологией кучного выщелачивания;

4) отсутствует научный подход к методологии построения технологических схем переработки сурьмяных руд.

Таким образом, на основе анализа современного состояния производства сурьмы в России и за рубежом сделаны следующие выводы:

1. Необходимость освоения минерально-сырьевых ресурсов сурьмы обусловлена повышением мировых цен на сурьмяную продукцию, созданием новых материалов, технологий с использованием сурьмы, резким сокращением поставок сурьмы на мировой рынок основным её производителем (Китаем).

2. Территорию Восточного Забайкалья следует рассматривать в качестве перспективной сурьмяной провинции России, которая расположена в освоенных горнорудных районах и образует три основных региональных зоны.

3. Проведённые в последнее десятилетие на ряде объектов поисково-оценочные, разведочные и научно-исследовательские работы показали положительные результаты и подтвердили предварительные прогнозные ресурсы. Основное промышленное оруденение представлено пластообразным джаспероидным и жильным, жильно-прожилковым кварц-антимонитовым и золотоантимонитовым. Изученность большинства многочисленных сурьмяных проявлений Забайкалья остаётся низкой.

4. Тенденция снижения качества минерального сырья, сложность и существенное изменение состава и типов сурьмяных руд требуют технического усовершенствования технологических схем рудоподготовки. На современном уровне развития технологий обогащения сурьмяных руд наиболее прогрессивными являются методы предварительного концен-

трирования продуктивной фракции в голове процесса. Из них первоочередным для изучения и внедрения в практику переработки минерального сырья является метод рентгенорадиометрической сепарации, позволяющий выводить из рудного потока до 60 % пустой породы.

5. На основе анализа информационной базы данных вещественного состава руд, полученной на стадии геологоразведочных работ следует, что единственным элементом, который необходимо извлекать, является сурьма, что не отвечает направлениям комплексности использования сырья. Поэтому следует рассматривать сурьмяные оруденения как комплексные для извлечения не только сурьмы, но и для попутного извлечения золота с использованием новых технологий.

6. Требуется дальнейшее изучение вещественного состава и проведение комплексной минералого-технологической оценки сурьмяных руд разведанных месторождений и опытно-добычных объектов Восточного Забайкалья для подготовки имеющихся ресурсов к освоению для развития горнопромышленного комплекса Забайкальского края.

Цель данного исследования заключалась в научном обосновании и разработке технологии переработки минерально-сырьевых объектов сурьмяных руд Восточного Забайкалья, в том числе концентрирования ценных компонентов из комплексных сурьмяных руд на основе комбинирования (сочетания) рентгенорадиометрической сепарации и кучного выщелачивания золота из отвальных хвостов, позволяющих обеспечить эффективное освоение многочисленных мелких месторождений.

Для выбора рациональной технологической схемы переработки руды в зависимости от содержания ценного компонента необходимо классифицировать сурьмяные руды Восточного Забайкалья по сортам.

Для сезонной и круглогодичной работы в условиях Забайкалья необходимо разработать поточную линию для переработки комплексных сурьмяных руд на основе использования рентгенорадиометрической сепарации и выщелачивания золота из хвостов в голове процесса.

Повышение надёжности и эффективности работы установок для круглогодичного кучного выщелачивания благородных металлов из хвостов рентгенорадиометрической сепарации в условиях криолитозоны возможно на основе новых технических решений, в том числе за счёт поддержания положительных температур на всём протяжении поточной линии в технологическом процессе выщелачивания путём улучшения термоизоляции рабочей зоны и подогрева системы орошения горячими газами во время технологических перерывов подачи нагретого раствора в зимнее время.

Выполненная сравнительная оценка технико-экономических и эколого-экономических показателей базовых и реализуемых вариантов технологических решений по предварительному концентрированию ценных компонентов в голове технологического процесса позволит судить об экономической рентабельности новых технических и технологических решений.

Глава 3. Теоретические исследования процессов подготовки комплексных сурьмяных руд к обогащению

3.1. Контрастность и степень статистического фазового раскрытия минералов руды как критерий эффективности крупнукосковой сепарации

Эффективность радиометрического способа разделения крупнукосковых руд зависит от природных свойств руды и уровня развития техники и технологии [59; 72]. Неравномерность распределения полезного компонента в элементарных объёмах горной массы понимается как контрастность руды, которая выражается средним относительным отклонением содержания полезного компонента в этих объёмах и определяется по формуле (1) [126; 143]

$$M = \frac{\sum_{i=1}^n |C_i - \alpha| \gamma_i}{\alpha}, \quad (1)$$

где M – показатель контрастности; α – среднее содержание полезного компонента в выборке; C_i – содержание полезного компонента в i -м элементарном объёме; γ_i – доля i -го элементарного объёма в выборке; n – количество элементарных объёмов в выборке.

Понятие «контрастность» применяется также для характеристики руды в недрах, то есть можно оценивать прогнозную контрастность. Способ оценки контрастности руды получил наибольшее распространение на крупнукосковом материале размером 20–150 мм. Учёные изучили сотни месторождений и выявили, что руды цветных металлов, включая комплексные, контрастные или высококонтрастные [58; 59; 71]. Контрастность руды на стадии дробления позволяет достаточно точно прогнозировать достижение максимально возможных технологических показателей извлечения ценного компонента радиометрической сепарацией, в частности рентгенорадиометрической.

Покусковая контрастность рассчитывается по результатам фракционного анализа на содержание одного или нескольких компонентов всех индивидуальных образцов пробы. Данный показатель является свойством статистической выборки образцов руды, анализируемой представительной пробой. Величина показателя, как правило, мало возрастает при уменьшении размера образца машинных классов с 200 до 20 мм и фактически не изменяется во времени.

Результаты анализа рядовых проб позволяют определить прогнозную контрастность в больших элементарных объёмах, соизмеримых с объёмом вагонетки, самосвала, блока, и оказать влияние на выбор технологии предварительного обогащения. Контрастность руды в недрах обычно ниже, чем контрастность покусковая, в связи с увеличением элементарного объёма, характеризуемого рядовой геологической пробой.

Величина показателя контрастности M может изменяться от нуля примерно до двух, то есть минимальное значение говорит о том, что все элементарные объёмы одинаковы, а максимальное значение свидетельствует, что полезный компонент при бесконечно низком среднем содержании раскрыт и находится в бесконечно малом объёме. Формула статистического фазового раскрытия руды $L(2)$ [127; 143]

$$L = \frac{\sum_{i=1}^n |C_{A_i} - \alpha_A| \gamma_i}{\sum_{j=1}^2 |C_{A_j} - \alpha_A| \gamma_j}, \quad (2)$$

где C_{A_i} – содержание фазы A в i -м фактическом элементарном объёме (куске); α_A – среднее содержание фазы A в выборке, %; C_{A_j} – содержание фазы A в j -м элементарном объёме раскрытой руды ($C_{A_1} = 1$, $C_{A_2} = 0$), доли ед.; γ_j – массовая доля j -го элементарного объёма раскрытой руды ($j = 1$ или $j = 2$ в двухфазной системе), доли ед.

Между показателями M и L существует различие, которое заключается в том, что в показателе M сумма отклонений содержания ценного компонента относится к среднему содер-

жанию его в выборке, а в показателе L – к максимально возможной сумме отклонений содержания ценного минерала при полном его раскрытии.

Концентрирование ценного компонента методом рентгенорадиометрической сепарации основано на раскрытии и разделении минералов. Увеличение массовой доли полезных минералов до долей единицы оказывает влияние на максимальное значение M , но не влияет на L . Зависимость между массовой долей полезных минералов, степенью статистического фазового раскрытия и показателем контрастности изучена математически и выражается уравнением (3) [71; 72]

$$M = 2(1 - \alpha_m) L, \quad (3)$$

где M – показатель контрастности; α_m – среднее содержание фазы A в выборке, %; L – степень статистического фазового раскрытия, доли ед.

В рудах с низким содержанием ценного компонента $\alpha_m \rightarrow 0$ (руды урана, редких, благородных металлов, алмазов), тогда значение $1 - \alpha_m = 1$ и уравнение (3) принимает вид (4)

$$M \approx 2L \quad (4)$$

Радиометрическая сепарация, основанная на эффектах взаимодействия различных видов излучения с веществом руды, которая представлена в виде кусков крупностью от 10 до 200 мм, – один из наиболее перспективных процессов при создании современной экологически сбалансированной технологии переработки твёрдых полезных ископаемых. Детальные исследования ВИМС, Механобр, ВНИИХТ, Горного института КНЦ РАН, а также отечественных фирм «ЭГОНТ», «РАДОС» и др., проведённые более чем на 200 месторождениях руд чёрных, цветных и редких металлов, горно-химического сырья и неметаллических полезных ископаемых, показали, что подавляющее большинство видов минерального сырья на стадии крупного дробления обладает значительной природной контрастностью. Показатель контрастности M достигает достаточного значения. Для рассматриваемого сурьмяного минерального сырья показатель контрастности для богатых

и рядовых руд определяется по формуле 3, а для бедных и забалансовых руд – по формуле 4. На основе изучения контрастности большого количества месторождений различных полезных ископаемых предложено несколько классификаций руд по контрастности. В классификацию В. А. Мокроусова и Л. Ч. Пухальского [71; 72] коллектив учёных [143] внёс ряд дополнений (см. табл. 3.1).

Таблица 3.1

Классификация руд по контрастности

Показатель	Значение показателя по классам контрастности				
	некон- трастные	низкокон- трастные	контрастные	высококон- трастные	особо контрастные
Показатель контрастности M	< 0,4	0,4–0,7	0,7–1,1	1,1–1,5	> 1,5
Коэффициент вариации содержания V , %	< 40	40–120	120–350	350–1000	> 1000
Коэффициент обогащения $K_{об}$, %	1,0	1,1–1,3	1,3–2,0	2,0–4,0	> 4,0
Выход концентрата γ_k , %	100	75–90	50–75	25–50	< 25
Извлечение в концентрат ε_k , %	100	90–95	92–96	93–97	95–99

3.2. Построение кривых обогатимости «выход – содержание»

При открытом способе обработки неминуемо в контур рудных тел включаются мелкие (мощностью до 2 или 4 м) прослои пустых пород, которые разубоживают руды и вследствие этого понижают извлечение полезных компонентов, также показатели переработки сырья ухудшаются при колебаниях содержания сурьмы. Быстро определить теоретически возможные максимальные технологические показатели обогащения можно по кривым обогатимости.

Кривые обогатимости «выход – содержание» построены по теоретическим и практическим значениям. Практические значения приняты по экспериментальным данным фракционного анализа геологоразведочных работ и данным, полученным при определении на обогатимость сурьмяных руд трёх месторождений Восточного Забайкалья (Тыргетуй-Жипкошинской зоны, Дылбыркейского проявления (поля), Итка-Дарасунской зоны) [19; 85; 108]. Используя классические формулы для определения извлечения и выхода, определены теоретические значения показателей продуктов обогащения, полученных в процессе разделения минералов методом рентгенорадиометрической сепарации. По известным методикам осуществлено сравнение теоретических и практических показателей обогащения. С целью осуществления научно обоснованного построения эффективных технологических схем рудо-подготовки сурьмяных руд оперировали методикой выделения чистых рудных, нерудных зёрен и сростков, которые можно определить при микроскопическом исследовании фракций.

Для укрупнённой оценки расчётных потенциальных и реальных показателей обогащения использованы данные о содержании ценного компонента в исходном сырье $\alpha_{\text{мин}}$, значение теоретически возможного содержания металла в минерале $\beta_{\text{т мин}}$ и в концентрате $\beta_{\text{т}}$ [19], а также данные о численных (долевых) значениях коэффициентов при переходе от теоретического к реальному разделению. Тогда можно обозначить теоретический выход концентрата γ , а практический (реальный) γ_p (5–6)

$$\gamma = \sum_1^n \alpha_{\text{мин}}; \quad (5)$$

$$\gamma_p = k_{\gamma} \cdot \gamma_{\text{т}} = \frac{\gamma_p}{\gamma_{\text{т}}} \cdot \gamma_{\text{т}}. \quad (6)$$

Содержание сурьмы в концентрате теоретическое (7)

$$\beta_{\text{т}} = \frac{\sum_1^n \beta_{\text{т мин}} \cdot \alpha_{\text{мин}}}{\sum_1^n \alpha_{\text{мин}}}. \quad (7)$$

Содержание сурьмы практическое (реальное) (8)

$$\beta_p = k_\beta \cdot \beta_t, \text{ где } k_\beta = \frac{\beta_p}{\beta_t}. \quad (8)$$

Соответственно извлечение сурьмы в концентрат теоретическое $\varepsilon_t = 100\%$ и практическое $\varepsilon_p = k_\varepsilon \cdot 100\%$. Следовательно, при первоначальных приёмах сепарации (когда руда не в полной мере подготовлена к дальнейшему разделению), а часть антимонита ещё находится в сростках, необходимо учитывать снижение содержания за счёт разубоживания концентратов сростками. Поэтому реальное (практическое) содержание можно представить следующим образом (9):

$$\beta_p = \alpha + k_\beta \cdot k_\varepsilon (\beta_t - \alpha). \quad (9)$$

При этом, если k_β и k_ε равны единице, то $\beta_p = \beta_t$ – концентрирование ценного компонента можно считать идеальным; если k_β и k_ε равны нулю, то $\beta_p = \alpha$ – концентрирование ценного компонента не происходит. Показатели концентрирования сурьмы зависят от минералогического состава, то есть чем больше легкоизвлекаемого минерала, тем больше извлечение и качество концентрата. Следует подчеркнуть, что используемые понятия эффективности рудоподготовки и кривые обогатимости взаимосвязаны между собой [38; 66]. Эффективность рудоподготовки в первую очередь определяется составом руд, а кривые обогатимости инвариативны минеральному составу.

Из сопоставления теоретических и практических показателей на кривых обогатимости – $\beta_k; \gamma - \theta; \gamma - E_k; \gamma - E_{xв}$ следует, что численные значения планируемых практических показателей при внедрении ранее рекомендуемых технологических схем переработки сурьмяных руд будут меньше максимально достигаемых (см. рис. 3.1) [85]. Выход продуктивной фракции зависит от количества сростков и содержания в них антимонита. Можно сделать вывод, что снижение выхода концентрата обусловлено не достижением рациональных технологических режимов и надёжной работы схемы цепи аппаратов, а объясняется отсутствием научно обоснованного выбора технологических схем рудоподготовки в зависимости от содержания сурьмы в исходной руде.

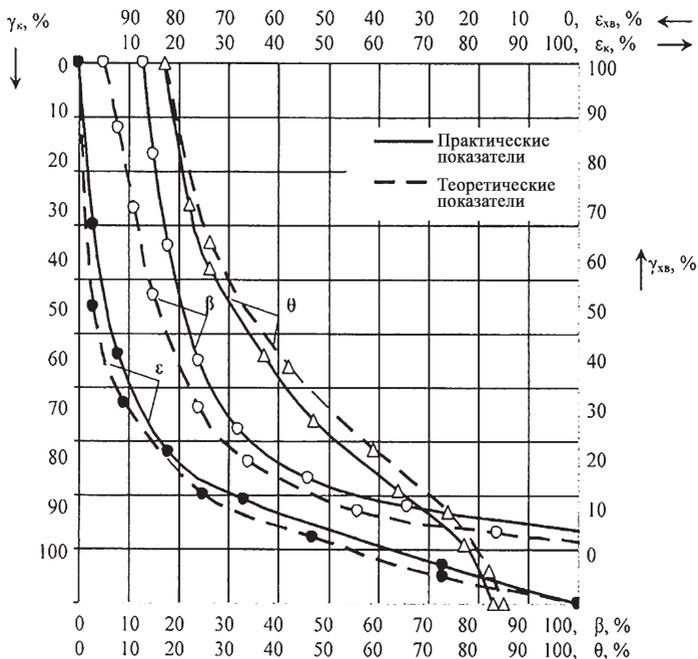


Рис. 3.1. Теоретические и практические показатели обогащения, полученные методом рентгенорадиометрической сепарации: β – содержание *Sb* в концентрате, %; θ – содержание *Sb* в хвостах, %; ϵ – извлечение *Sb* в концентрат, %; $\epsilon_{хв}$ – извлечение *Sb* в хвосты, %; γ_k – выход концентрата, %; $\gamma_{хв}$ – выход хвостов, %

3.3. Основные предпосылки к раскрытию минеральных зёрен сурьмяных руд

Обозначим количество рудных зёрен n , нерудных зёрен – t , а сrostков – m . Рудные зёрна n имеют содержание минерала (например, антимонита), равное единице. Нерудные зёрна имеют содержание минерала, равное нулю. В сrostках содержание минерала находится в пределах от 0 до 1, $0 < m < 1$. Разделение минеральной смеси в массопотоке на два продукта происхо-

дит по границе разделения ω_0 (далее рудной фазы в сростках). Часть сростков попадёт в концентрат, а часть – в хвосты. Количество полученной рудной фазы $A = n + \omega \cdot m$. Доля рудной фазы в сростках – ω , рассчитываемая по формуле (10)

$$\omega = \frac{A - n}{m}. \quad (10)$$

Степень оруденения сростков можно представить следующим образом (11):

$$P = \frac{\omega}{1 - \omega}. \quad (11)$$

Чем больше степень оруденения, тем выше потери ценного компонента. Количество нерудной фазы $B = 1 - A$.

Степень раскрытия рудной (A) и нерудной (B) фаз определяется по формулам (12):

$$f_A = \frac{n}{A}; \quad f_B = \frac{t}{B} = \frac{t}{1 - A}. \quad (12)$$

Сростки условно можно разделить на две группы – сростки с преобладанием рудных минералов (богатые сростки) и сростки с преобладанием нерудных минералов (бедные сростки) (13)

$$\omega_m = \omega_2 \cdot m_2 + \omega_1 \cdot m_1. \quad (13)$$

богатые *бедные*
сростки *сростки*

Для оценки раскрытия рудных, нерудных зёрен и сростков предлагается к использованию трёхосная диаграмма (см. рис. 3.2) [140].

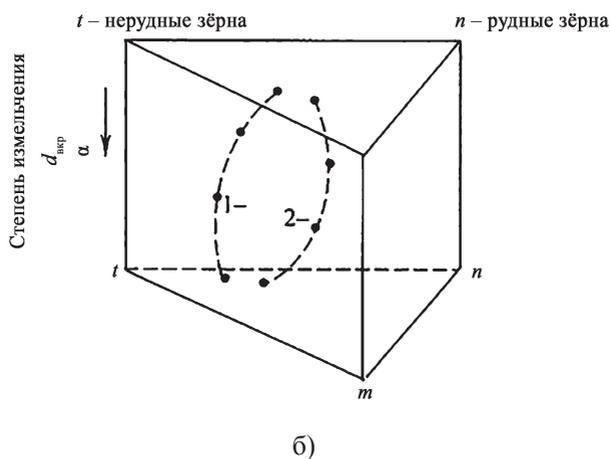
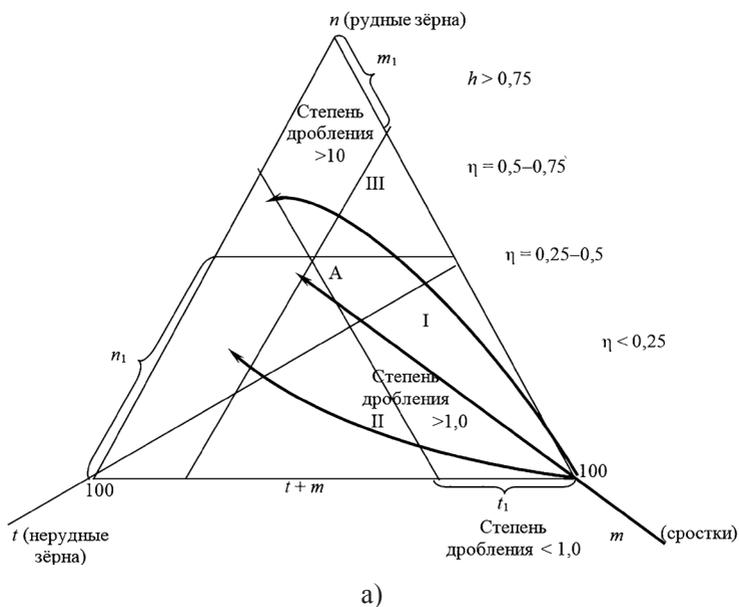


Рис. 3.2. Диаграммы раскрытия продуктов сурьмяных руд:
 а – трёхосная призма; б – треугольная призма:
 1 – легкообогащаемая сурьмяная руда; 2 – труднообогащаемая сурьмяная руда

Идеальные показатели обогащения определяются следующими известными выражениями (14–16) [139]:

$$\gamma = n + m_2; \quad (14)$$

$$\beta = \frac{n + \omega_2 \cdot m_2}{n + m_2}; \quad (15)$$

$$\beta = \frac{n + \omega_2 \cdot m_2}{A}, \quad (16)$$

где $n + \omega_2 \cdot m_2$ – количество рудного минерала в концентрате; A – количество рудного минерала в исходном сырье.

При раскрытии сурьмяных руд легче отделить нерудную фазу от рудной и сростков, чем разделить рудную фазу и сростков. В первом случае в большей степени преобладает наибольшая относительная разница свойств. В первом технологическом приёме сначала выделяют нерудные зерна, а затем в отдельный продуктивную смесь $C = (n + m_1 + m_2)$. Содержание ценного компонента в промпродукте представляется возможным определить из выражения (17)

$$\beta = \frac{n + m_1 \cdot \omega_1 + m_2 \cdot \omega_2}{n + m_1 + m_2}. \quad (17)$$

На трёхосной диаграмме (см. рис. 3.2а) точка A имеет координаты n_1, m_1, t . По трём осям в линейном масштабе откладываются выходы чистых зёрен полезного минерала, сростков и чистых зёрен отходов. Для того чтобы эффективно сконцентрировать ценные компоненты сурьмяных руд, желательно иметь область, близкую к линии tn .

Основные базируемые изложения автора: если сростки раскрыть не удаётся (область m), то минеральная смесь (химические соединения) труднообогатима традиционными механическими методами, и поэтому требуется переходить к специальным химико-металлургическим методам концентрации.

На диаграмме раскрытия по линии mt (см. рис. 3.2) в большей степени подходят руды Тыргетуй-Жипкошинской зоны и Дылбыркейского проявления (поля), Итака-Дарасунской зоны, а к линии mn – руда Балей-Шахтаминской зоны (ртуть)

и Балейский пояс, где наблюдается химическая взаимосвязь между отдельными элементами. Эффективность сурьмяных руд (η) составляет $\eta \leq 0,25$. Классификация сурьмяных руд Восточного Забайкалья по эффективности обогащения представлена в табл. 3.2.

Таблица 3.2

Классификация сурьмяных руд по эффективности обогащения

<i>Тип руды</i>	<i>Эффективность обогащения</i>	<i>Развитость на участках</i>
Бедные прожилково-вкрапленные в джаспироидах	$\eta = 0,25-0,50$ – труднообогатимые руды	На всех участках
Рядовые прожилково-вкрапленные в джаспироидах	$\eta = 0,50-0,75$ – среднеобогатимые руды	На всех участках
Богатые антимонит-кварцевые	$\eta = 0,75$ – легкообогатимые руды	Составляют около 25 % всех запасов

Для оценки вариантов наилучшего раскрытия минералов руд нанесённые точки на диаграмме следует рассматривать при перемещении от точки m к линии mt . Верхняя кривая III – более богатые руды. Для их раскрытия и концентрирования ценного компонента рекомендуется использовать более простые технологические схемы. Нижняя кривая II диаграммы – бедные руды – указывает на необходимость использования более сложных технологических схем.

На кривых, представленных в треугольной призме (см. рис. 3.2б), наглядно прослеживается зависимость раскрытия минералов от степени их дробления. Она иллюстрируется характером изгиба кривой и её расстоянием от линии m , причём чем изгиб кривой меньше, тем лучше раскрыты минералы.

Кривые 1 и 2 диаграммы позволяют сделать вывод о том, что руду 1 (выпуклая кривая) следует рассматривать как легкообогатимую разность, а руду 2 (вогнутая кривая) – как труднообогатимую разность.

Применительно к участку Восточный Солонеченского месторождения к легкообогатимым можно отнести руды со средним содержанием сурьмы до 22,39 %, а для Нарин-Кундуйского месторождения – руды с содержанием сурьмы до 19,58 %.

При этом соотношение в них выхода сростков и содержания рудного минерала (антимонита) возможно характеризовать диаграммой, используя методику В. Н. Куделина и Ю. Г. Гершойга [68; 85], представленной на рис. 3.3.

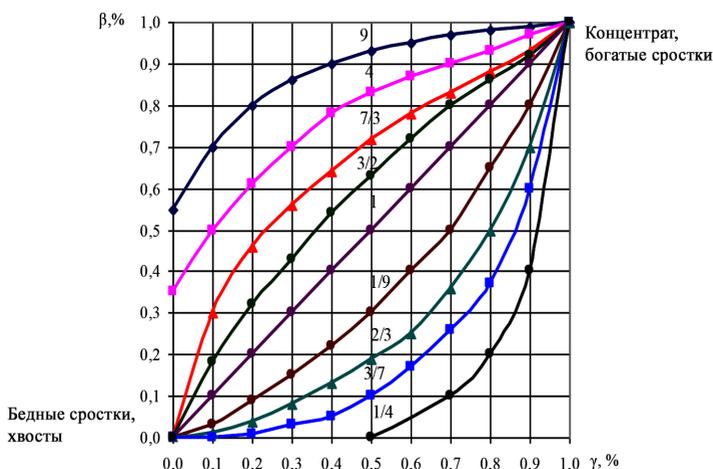


Рис. 3.3. Диаграмма соотношения выхода сростков (γ) и содержания в них рудного минерала (антимонита) (β)

Прямая линия на рис. 3.3 характеризует увеличение содержания прямо пропорционально выходу сростков. Для других вариантов вышеуказанная зависимость может отображаться выпуклой или вогнутой линией, описываемая функцией, которая имеет следующий вид (18) [6]

$$\beta \cdot \alpha \beta = \gamma^{\frac{1}{P}} \cdot \alpha \gamma, \quad (18)$$

где β – изменение содержания рудного минерала в сростках по мере увеличения выхода сростков: $C = n + m_1 + m_2$ – рудная

смесь. Степень оруденения $P = \omega/(1 - \omega)$. Если доля сростков $\omega = (A - n)/m = 0,5$ то $P = 0,5/(1 - 0,5)$, и функция «качество – выход» характеризуется прямой. При $\omega > 0,5$ $P \geq 1$ – зависимость «качество – выход» будет характеризоваться выпуклыми линиями; при $\omega \leq 0,5$; $P \leq 1$ – та же зависимость будет представлена уже вогнутой линией.

Подставляя значение P в предыдущую формулу, получим содержание ценного компонента в продуктивной фракции (19)

$$\beta = \frac{1}{\gamma} \left[A - \frac{\omega(C_A - \gamma)^\omega}{m^{\frac{1-\omega}{\omega}}} \right]. \quad (19)$$

Аналогично определяется извлечение сурьмы в продуктивную фракцию и содержание сурьмы в хвостах (20)

$$\varepsilon = 1 - \frac{\omega(C_A - \gamma)^\omega}{A^\omega}, \quad \nu = \frac{\omega(C_H - \gamma)^\omega}{m^\omega (1 - \gamma)}. \quad (20)$$

Кривые обогатимости сурьмяных руд (см. рис. 3.4) строятся следующим образом. Участок I кривой β (содержание сурьмы в концентрате) представляет собой горизонтальную прямую, параллельную оси абсцисс при $\beta_\tau = 0,724$. По горизонтали этот участок ограничен точкой абсциссы n (содержание чисто рудных зёрен в пробе). Для участка II кривой β координаты точек определяются по формулам (21)

$$\begin{aligned} \gamma &= \frac{K}{P_{\text{руд}}} \cdot 100, \quad \%, \quad \gamma_n = \frac{II}{P_{\text{руд}}} \cdot 100, \quad \%, \\ \gamma_x &= \frac{P_{\text{руд}} - K - II}{P_{\text{руд}}} \cdot 100 = 100 - \gamma - \gamma_n, \end{aligned} \quad (21)$$

где K – количество концентрата; $P_{\text{руд}}$ – количество переработанной руды; II – количество промпродукта; γ – выход концентрата; γ_n – выход промпродукта; γ_x – выход хвостов при заданных величинах.

Конец участка II и начало участка III кривой β определяются точкой C_A – выход рудной массы в пробе. Для участка III координаты точек определяются по формуле (22)

$$\beta_{\text{III уч.}} = \frac{\alpha_{\text{извл}}}{\lambda}, \quad (22)$$

где $\alpha_{\text{извл}}$ – извлекаемая рудная фаза (содержание сурьмы в исходной пробе); λ – кривая элементарных фракций (содержание антимонита в каждом отдельном сростке строится на основании кривой β суммарных фракций).

Кривая θ (содержание сурьмы в хвостах) строится на основании известного балансового уравнения (23) [9].

$$v = \frac{\alpha - \beta_K \cdot \gamma_K}{1 - \gamma_K}. \quad (23)$$

Построение кривой извлечения основано на известной формуле (24)

$$\varepsilon = \frac{\gamma_K \cdot \beta_K}{\alpha}. \quad (24)$$

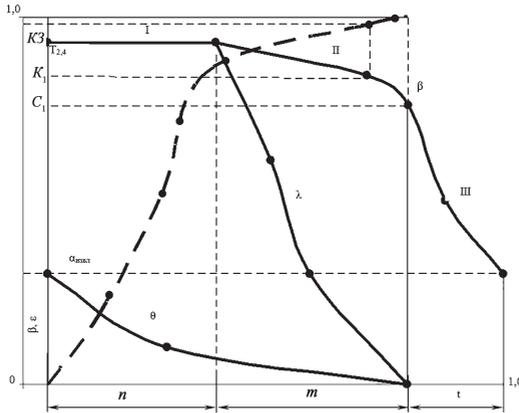


Рис. 3.4. Кривые обогатимости сурьмяных руд

Методика графическим построением нахождения лучших (из возможных) показателей концентрирования ценного компонента.

При заданном качестве концентрата (например, точка K_1) находим его выход K_2 и извлечение K_3 . Потенциально возможную обогатимость комплексной сурьмяной руды определяют,

пользуясь следующими параметрами минералогического исследования: A – содержание рудной фазы; C_A – выход рудной фазы; P – степень оруденения сростков; m – выход сростков.

На основании сравнительной оценки теоретических и практических показателей обогащения сурьмяных руд Забайкалья, полученных методом рентгенорадиометрической сепарации, можно заключить, что найденные численные значения по выходу концентрата остаются несколько ниже при одном и том же качестве. Это в первую очередь объясняется отсутствием использования рациональных технологических схем и рациональных режимов переработки сырья.

3.4. Графоаналитическая трактовка процесса разделения минералов методом рентгенорадиометрической сепарации

В технологии концентрирования ценного компонента при рудоподготовке существует множество процессов разделения – от сортировки угля до отделения атомов. Процессы разделения продуктивной и полупродуктивной фракций происходят в самых различных средах – от вакуума до плазмы, а их условия определяются, прежде всего, свойствами разделяемых продуктов. Процессы разделения минерального сырья как правило описываются уравнениями материального баланса, базирующимися на законах сохранения материи. Следовательно, процессы радиометрической сепарации можно описать аналогичными уравнениями массопередачи. Следует особо подчеркнуть, что для макрообъектов (при исчислимых количествах) они детерминированы, а для больших массопотоков микроскопических объектов они имеют стохастический характер, поэтому для их изучения широко используются методы математической статистики [9].

Полагаем, что процессы разделения методом рентгенорадиометрической сепарации относятся к стохастическим процессам и имеют следующие особенности. Во-первых, разде-

ление не может быть полным, так как часть минералов всегда находится в сростках (не раскрыта на 100 %); во-вторых, в процессе разделения все частицы имеют различную крупность; в-третьих, массопотоки имеют большие объемы и представлены большим количеством минеральных компонентов. Для моделирования процессов разделения минеральных фракций наиболее наглядно их представить в координатах «выход – содержание» (см. рис. 3.5), и поскольку произведение этих величин является количеством металла (сурьмы), то уравнение материального баланса окончательно можно представить суммой площадей (25)

$$S_1 = S_2 + S_3 = \gamma_k \cdot \beta + (1 - \gamma_k) \cdot \theta = 1 \cdot \alpha, \quad (25)$$

где θ – содержание ценного компонента (сурьмы) в хвостах.

При идеальном процессе ($\theta = 0$; $S_3 = 0$; $S_1 = S_2$) $\gamma_k = \alpha$; $\beta = \gamma_{\max} = 1$, и прямоугольник S_1 поворачивается на 90° против часовой стрелки вокруг центра квадрата $\alpha - \gamma_k$. На этом же графике можно изобразить извлечение, которое обычно достигает 100 % в точке $\gamma = 1$, но при $\theta = 0$ достигает этой величины в точке γ_k .

Часто бывает необходимо взаимно увязать выход, качество и извлечение в виде одного критерия, характеризующего эффективность обогащения. В качестве такого критерия используем относительный прирост качества при данном выходе концентрата (например, получение штуфного сурьмяного концентрата на стадии предварительного концентрирования). Данный критерий тоже можно найти на графике « $\beta - \gamma$ » в виде площади, равной произведению прироста содержания полезного компонента ($\beta - \alpha$) на выход концентрата γ , обозначенного пунктирной кривой η . Количество полезного компонента в исходном концентрате и хвостах соответственно равно площадям $100 \cdot \alpha$ и $(100 - \gamma) \cdot \theta_x$.

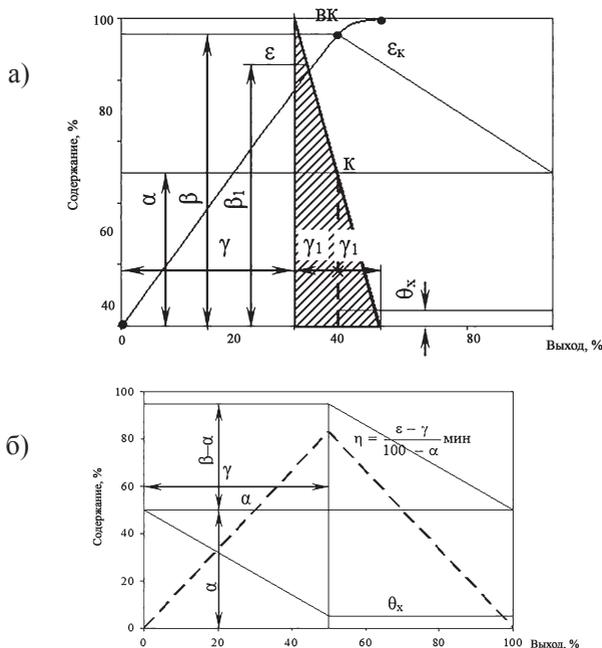


Рис. 3.5. Графическое представление зависимости:
 а) зависимости качества и извлечения сурьмы от выхода;
 б) зависимости эффективности предконцентрации от выхода концентрата

С целью составления баланса минералов при концентрировании ценного компонента из богатой антимонит-кварцевой руды Солонеченского месторождения радиометрическим методом по известным методикам [66] для выявления зависимостей качества извлечения сурьмы от выхода и эффективности предконцентрации от выхода концентрата принимаем следующие значения: $\alpha^{sb} = 50\%$; $\gamma = 40\%$; $\beta_T = 100\%$; $\gamma_1 = 10\%$. Производим расчёт неизвестных величин по формулам

$$\beta_1 = \frac{100 + 50}{2} = 75\%; \quad \beta_x = \frac{40 \cdot 100 + 10 \cdot 75}{40 + 10} = 95\%;$$

$$\epsilon = \frac{50 \cdot 95}{50} = 95\%; \quad \theta = \frac{50 \cdot 100 + 50 \cdot 95}{100 - 50} = 5\%.$$

Чтобы исключить влияние α на эффективность концентрирования ценного компонента, определим площадь на единицу α_n и отнесём её к величине такой же площади при идеальном обогащении, а именно (26–27)

$$\frac{\gamma \cdot (\beta - \alpha)}{\alpha} = \frac{\gamma \cdot \beta}{\alpha} - \gamma = \varepsilon - \gamma, \quad (26)$$

$$\eta = \frac{\varepsilon - \gamma}{\varepsilon_{ид} - \gamma_{ид}}. \quad (27)$$

При легкообогатимой руде ($M = 1,5-2,0$) идеальное извлечение равно 100 %, содержание полезного минерала в концентрате 100 %, в хвостах нуль, поэтому выход концентрата равен содержанию полезного минерала в исходном $\alpha_{мин}$ (28)

$$\eta = \frac{\varepsilon - \gamma}{100 - \alpha_{мин}} \cdot 100\%. \quad (28)$$

Показатель эффективности концентрирования сурьмы используется в этом случае для общей сравнительной технической оценки обогащения исходного материала различными способами или для оценки обогатимости различных типов и сортов руд по одной заданной технологии рудоподготовки. Оптимизация достигается при $\eta \rightarrow \max$. При $\eta \geq 0,75$ обогащение считается весьма эффективным, при $\eta \geq 0,5$ – эффективным, а при $\eta < 0,25$ – процесс неэффективен (следует лучше раскрыть сродки либо применить подходящий метод обогащения). Так, для случая, представленного на рис. 3.5а, показатель эффективности составит: $\eta = (95 - 50)/(100 - 50) = 0,9$, что свидетельствует об эффективности предложенных методов предконцентрации ценного компонента радиометрической сепарацией.

На рис. 3.5 приведены также показатели обогащения, содержащие наряду с мономинеральными частицами некоторое количество (20 %) сродков антимонита с породой. По своим свойствам сродки могут быть разделены на фракции и расположены в ряд с нисходящим содержанием антимонита: богатая – рядовая – бедная руда [19, 38].

Если принять, что при обогащении граница разделения проходит в точке К, то в концентрат должны быть выделены частицы с содержанием ценного минерала больше 50 %,

то есть зерна ценного минерала плюс богатые сростки (выход концентрата γ_k будет равен $\gamma + \gamma_1$), тогда среднединамическое содержание ценного минерала β_k определится как высота трапеции, площадь которой равна сумме площадей $\gamma \cdot \beta$ и $\gamma_1 \cdot \beta_1$ (29)

$$\beta_k = \frac{\gamma \cdot \beta + \gamma_1 \cdot \beta_1}{\gamma + \gamma_1}. \quad (29)$$

Исходя из баланса распределения ценного компонента, находим содержание сурьмы в хвостах (θ_x) и извлечение в концентрат (ε) (30)

$$\theta_x = \frac{100 \cdot \alpha - \gamma_k \cdot \beta_k}{100 - \gamma_k}, \quad \varepsilon = \gamma \cdot \frac{\beta}{\alpha}. \quad (30)$$

3.5. Массообмен в процессах обогащения (динамика и кинетика). Коэффициент сепарации

Знание физического характера сил, действующих в рабочих пространствах обогатительных аппаратов, позволяет использовать дифференциальные уравнения движения частиц для расчёта основных параметров процесса разделения, т. е. применить аналитический подход и физико-математическое исследование процессов обогащения (детерминированный квазимикроскопический). Состоит он в полном учёте всех факторов, действующих на процесс, причём информация о связи влияющих факторов с временем и пространством берётся из представлений фундаментальных наук. Приводя все эти данные в единую систему, можно составить систему дифференциальных уравнений и, решая их, получить в аналитическом виде необходимые взаимозависимости основных параметров процесса с уравнением динамики и кинетики.

Механические процессы обогащения полезных ископаемых совершаются под влиянием разделяющих сил, которые возникают в силовом поле обогатительного аппарата, поэтому вид поля – основной признак классификации процессов.

Разделяющим – активным силам, вызываемым силовым полем аппарата, противодействуют пассивные силы, не вызы-

ваемые силовым полем, и трение (диссипативные силы). Последние возникают при движении частиц под влиянием активных и пассивных сил в среде при заданной скорости.

Оптимальное соотношение их величин позволяет получить высокое качество продуктов разделения при высоком извлечении и большой скорости (производительности) концентрации.

В качестве разделяющих сил при радиометрической сепарации используется интенсивность излучения (см. табл. 3.3). Пассивными являются силы, не вызываемые полем.

Таблица 3.3

**Значения разделяющих сил
при рентгенорадиометрической сепарации**

<i>Способы</i>	<i>Величина силы</i>	<i>Обозначения</i>
Сортировка-обогащение по способности поглощения лучей или интенсивности остаточного излучения	Интенсивность излучения $J = J_0 e^{-mL}$	J – наблюдаемая интенсивность, Дж; J_0 – начальная интенсивность, Дж; m – линейный коэффициент поглощения или излучения, m^{-1} ; L – толщина куска, м

Достаточное (кондиционное) качество концентрата обеспечивается при этом оптимальным регулированием сил. Величина результирующей силы должна изменяться таким образом, чтобы вместе с частицами извлекаемого минерала не захватывались и не увлекались частицы пустой породы и сростков.

В начальный момент разделения (31)

$$\frac{dv}{dt} = F'_a - F'_n > F''_a - F''_n. \quad (31)$$

При установившейся скорости расслоения

$$\frac{dv}{dt} = 0; \quad t_p = \frac{h}{v_p} \leq t = \frac{L}{v}, \quad (32)$$

где F'_a и F''_a – активные разделяющие силы, действующие в аппарате на мономинеральные частицы полезного компонента сростков;

F'_n и F''_n – пассивные (диссипативные) силы, противодействующие активным, действующие соответственно на мономинеральные частицы и сродки;

v_p и v – скорость, соответственно, расслоения и перемещения потоков частиц вдоль рабочего пространства рентгено-радиометрического сепаратора;

L – длина рабочего пространства.

При $F'_a \gg F'_n$ в концентраты могут быть увлечены не только мономинеральные частицы, но и сродки, и поэтому качество его будет понижено, хотя извлечение будет высоким.

Рассмотрим движение частицы и действующие на неё силы при методе сухого прямоточного извлечения. Пусть t_1 – время, за которое частица проходит длину зоны сепарации L ; t_2 – время, за которое частица поднимается на высоту h (33):

$$L = \frac{gt_2^2}{2} \sin \alpha + V_0 t_2; \quad h = \frac{(F'_a - g \cos \alpha) \cdot t_2^2}{2}. \quad (33)$$

Если $t_1 = t_2$, то решая эти уравнения совместно, получим (34)

$$F'_a = g \cos \alpha + \frac{h}{L^2} \left(V_0^2 + Lg \sin \alpha + V_0 \sqrt{V_0^2 + 2Lg \sin \alpha} \right). \quad (34)$$

Анализ полученной формулы показывает, что с увеличением угла α F'_a уменьшается.

Частный случай: $\alpha = 0$ (горизонтальное движение) (35)

$$F'_a = g + \frac{2hV_0^2}{L^2}. \quad (35)$$

Отсюда видно, что при увеличении скорости подачи θ_0 необходимо увеличивать активную разделяющую силу F'_a и увеличивать длину зоны сепарации L .

При вертикальном движении ($\alpha = 90^\circ$) (36)

$$F'_a = \frac{h}{L^2} \left(V_0^2 + Lg + V_0 \sqrt{V_0^2 + 2Lg} \right). \quad (36)$$

При скорости подачи $\theta_0 = 0$ активная сила меньше силы тяжести, т. к. (37)

$$F'_a = \frac{h}{L} g. \quad (37)$$

Для увеличения производительности увеличивают скорость подачи v_0 и толщину слоя частиц в рабочей зоне разделительного аппарата.

В последнее время в обогащительном переделе сурьмяных руд всё более возрастает доля труднообогащаемых, тонковкрапленных бедных руд, которые требуют тонкого измельчения для достижения необходимого раскрытия. Так, при производительности современного ГОКа 50 млн т в год руда измельчается до крупности – 50 микрон. Вследствие этого зону деления обогащительного оборудования в единицу времени проходит огромное количество тонких частиц ($\sim 10^{20}$ частиц в секунду). Для процессов с участием большого числа частиц применим закон действующих масс.

В соответствии с исследованиями в первом приближении количество извлекаемого в заданный момент полезного минерала пропорционально содержанию его в этот момент в механической смеси, находящейся в рабочем пространстве аппарата, коэффициенту скорости сепарации k_1 , который зависит от разности свойств и крупности частиц разделяемых минералов, силы поля и свойств среды, т. е. (38)

$$\frac{d\alpha_1'}{\alpha_1'} = -k_1 dt; \quad \frac{d\alpha_1'}{dt} = -k_1 \alpha_1' \quad (38)$$

Следовательно (39):

$$\alpha_1' = c_1 e^{-k_1 t}. \quad (39)$$

Значение постоянной интегрирования c_1 находим из начальных условий при $t = 0$; $c_1 = \alpha_1$.

Отсюда (40)

$$\alpha_1' = \alpha_1 e^{-k_1 t}. \quad (40)$$

Общее извлечение полезного минерала за время от начала сепарации ($t = 0$) до момента t (41)

$$\varepsilon_1 = \frac{\alpha_1 - \alpha_1'}{\alpha_1} = 1 - e^{-k_1 t} \quad (41)$$

с другой стороны (42)

$$\varepsilon_1 = \frac{\beta_1 \cdot \gamma_1}{\alpha_1}, \quad a \gamma_1 = \frac{\alpha_1 - \theta_1}{\beta_1 - \theta_1} \quad (42)$$

где α , β , θ_1 – содержание полезного минерала в исходной руде, в извлекаемой (концентрате) и остающейся фракции (хвостах), соответственно, в долях единицы, следовательно (43–46):

$$\varepsilon_1 = \frac{\beta_1(\alpha_1 - \theta_1)}{\alpha_1(\beta_1 - \theta_1)}; \quad (43)$$

$$\varepsilon_1 = \frac{\beta_1 - \theta_1}{\beta_1} = \frac{\alpha_1 - \theta_1}{\alpha_1 \cdot \varepsilon_1}; \quad 1 - \frac{\theta_1}{\beta_1} = \frac{\alpha_1 - \theta_1}{\alpha_1 \cdot \varepsilon_1}; \quad (44)$$

$$\frac{\theta_1}{\beta_1} = \frac{\alpha_1 \cdot \varepsilon_1 - (\alpha_1 - \theta_1)}{\alpha_1 \cdot \varepsilon_1}; \quad (45)$$

$$\beta_1 = \frac{\alpha_1 \cdot \theta_1 \cdot \varepsilon_1}{\alpha_1 \cdot \varepsilon_1 - (\alpha_1 - \theta_1)} = \frac{\alpha_1^2 \cdot e^{-k_1 t} \cdot \varepsilon_1}{\alpha_1 \varepsilon_1 - (\alpha_1 - \alpha_1 \cdot e^{-k_1 t})} = \frac{\alpha_1 \cdot \varepsilon_1 \cdot e^{-k_1 t}}{\varepsilon_1 - (1 - e^{-k_1 t})}. \quad (46)$$

Поскольку в концентрат могут извлекаться частицы с различным содержанием полезного минерала, то аналогичным путём находим выражение для извлечения в концентрат сростков и сопутствующих минералов (47)

$$\varepsilon_2 = \frac{\alpha_2 - \alpha_2'}{\alpha_2} = 1 - e^{-k_2 t}, \quad (47)$$

где α_2 и α_2' – содержание в руде (или пульпе) сопутствующих минералов и сростков в начальный и заданный момент времени, в долях единицы;

k_2 – коэффициент, зависящий от скорости извлечения этих частиц.

Для одинакового момента времени для ε_1 и ε_2 (48)

$$1 - \varepsilon_1 = (1 - \varepsilon_2)^{\frac{k_1}{k_2}}. \quad (48)$$

Обозначим через $k = k_1/k_2$ – коэффициент сепарации и, произведя соответствующие преобразования балансовых уравнений, получим (49)

$$k = \frac{\lg(1 - \varepsilon_1)}{\lg \left[1 - \varepsilon_1 \left(\frac{\alpha_1}{1 - \alpha_1} \cdot \frac{1 - \beta_1}{\beta_1} \right) \right]}. \quad (49)$$

Этот коэффициент, зависящий от соотношения удельных свойств разделяемых минералов и от конструктивных параметров сепараторов, численно равен соотношению скоростей извлечения разделяемых зёрен.

Зависимость показателей обогащения при различных значениях k представлена кривыми (см. рис. 3.6). Кривая I характерна для малых значений $k < 5$. Кривая II для больших значений $k > 500$. При $k = \infty$ качество не зависит от извлечения. С увеличением коэффициента сепарации уменьшается ошибка разделения срединного отклонения E_r . Например, для гравитационного обогащения труднообогащаемой сурьмяной руды (50–51):

$$\lg k = \frac{1}{E_r} (\delta_1 - \delta_2) = \frac{1}{0,64\sigma} \cdot (\delta_1 - \delta_2); \quad (50)$$

$$\lg k = \frac{1}{E_r} (J_1 - J_2) = \frac{1}{0,64\sigma} \cdot (J_1 - J_2), \quad (51)$$

где E_r , σ – средневероятная погрешность разделения в пределах \pm и среднеквадратичное отклонение;

δ_1 , δ_2 – плотности (или другие свойства, по которым разделяются минералы) при 25 и 75 %. Соотношение скоростей извлечения, то есть величина коэффициента k , изменяется во времени; необходимо учитывать эту закономерность, что усложняет расчёт и затрудняет его использование;

J_1 , J_2 – интенсивность излучения.

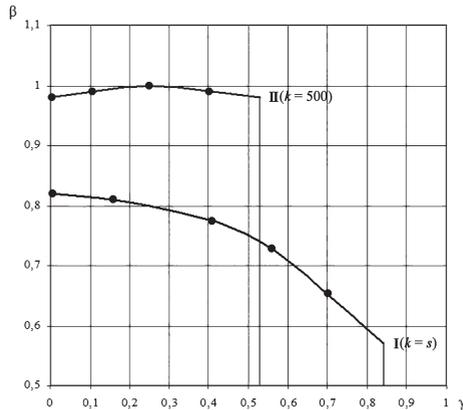


Рис. 3.6. Расчётные характеристики обогатимости смеси: $\alpha = 0,5$ при низкой эффективности сепарации $k = 5$ (кривая I) и высокой эффективности $k = 500$ (кривая II)

Путём дальнейших преобразований уравнений найдём (52–53)

$$\beta = \frac{\varepsilon\alpha}{\left[1 - (1 - \varepsilon)^{\frac{1}{k}}\right](1 - \alpha) + \varepsilon\alpha}; \quad (52)$$

$$\gamma = \frac{\varepsilon \left[1 - (1 - \varepsilon)^{\frac{1}{k}}\right]}{\varepsilon(1 - \beta) + \left[1 - (1 - \varepsilon)^{\frac{1}{k}}\right] \cdot \beta}. \quad (53)$$

Приняв, что при перечистках концентрата выделяется промпродукт, содержащий столько же полезного минерала, как и исходный продукт, и что $k = \text{const}$, получим формулу для расчёта числа перечисток, если концентрация выполняется в несколько приёмов (54)

$$\beta_m = \frac{\left(\frac{\alpha}{1 - \alpha}\right)^{1 - m} \left\{ \frac{\varepsilon\alpha}{\left[1 - (1 - \varepsilon)^{\frac{1}{k}}\right] \cdot (1 - \alpha)} \right\}^m}{1 + \left(\frac{\alpha}{1 - \alpha}\right)^{1 - m} \left\{ \frac{\varepsilon\alpha}{\left[1 - (1 - \varepsilon)^{\frac{1}{k}}\right] \cdot (1 - \alpha)} \right\}^m}, \quad (54)$$

где m – число приёмов концентрации, то есть перечисток. Обычно в схемах обогащения $m < 5$.

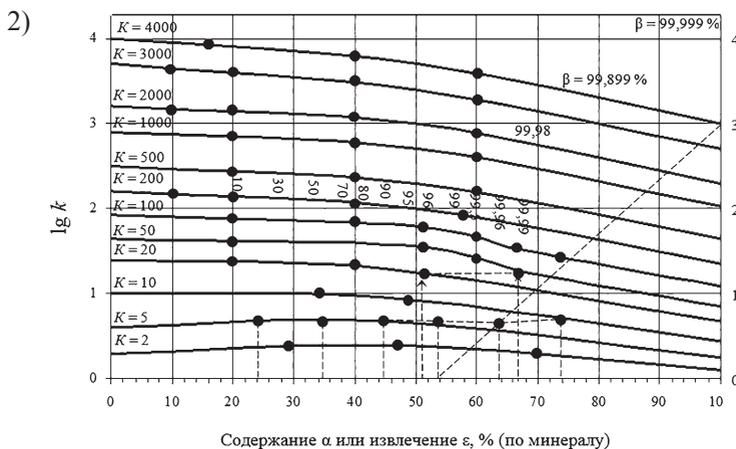
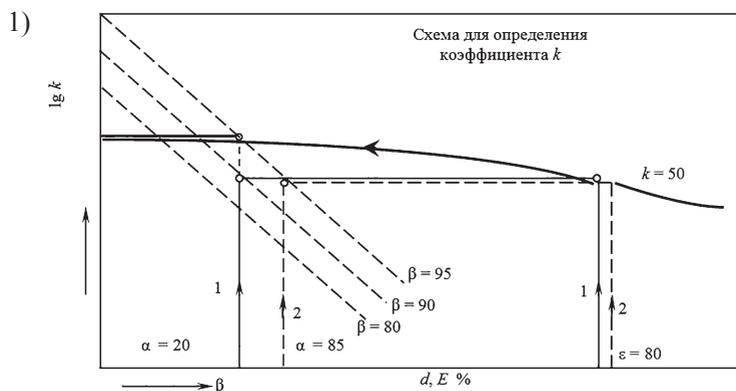
Пример. Дано $\alpha = 0,5$; $\varepsilon = 0,8$; $m = 1$ и 2. Вычислить β .
Вычисление производим по формуле при $m = 1$:

$$\beta = \frac{0,8 \cdot 0,5}{\left[1 - (1 - 0,8)^{0,2}\right](1 - 0,5) + 0,8 \cdot 0,5} = 0,745.$$

Содержание полезного минерала в концентрате при $k = 5$ и двух приёмах перечистки $m = 2$ по формуле при $\varepsilon = 0,9$:

$$\beta_{m=2} = \frac{\left(\frac{0,5}{1 - 0,5}\right)^{1 - 2} \left\{ \frac{0,9 \cdot 0,5}{\left[1 - (1 - 0,9)^{0,2}\right] \cdot (1 - 0,5)} \right\}^2}{1 + \left(\frac{0,5}{1 - 0,5}\right)^{1 - 2} \left\{ \frac{0,9 \cdot 0,5}{\left[1 - (1 - 0,9)^{0,2}\right] \cdot (1 - 0,5)} \right\}^2} = 0,856.$$

На рис. 3.7 приведена номограмма, пользуясь которой, можно графическим путём определить значения k по α , β и ε (линии I и I), а затем величину β_m , используя β в качестве исходного для второй перечистки (II и II).



При разноразмерных частицах и прямоточных условиях разделения применяются более сложные способы построения математических моделей.

В данном случае эвристический подход оправдался – теория хорошо согласуется с экспериментом. На рис. 3.8 показаны кривые $k = f(d)$, позволяющие осветить область применения различных способов обогащения – по крупности.

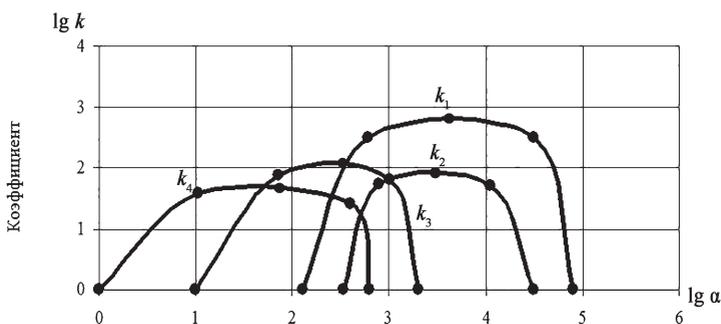


Рис. 3.8. Коэффициенты сепарации, получаемые на механических обогатительных машинах (рентгенометрических сепараторах) при обработке полезных ископаемых различной крупности:

k_1 – гравитация – обогащение в тяжёлых и средних;
 k_2 – гравитация – отсадка (чувствительность разделения при отсадке ниже, чем в тяжёлых средах); k_3 – гравитация – обогащение на концентрационных столах; k_4 – флотационный метод обогащения (применяется для тонких классов ценного компонента)

Выражая коэффициент k и время сепарации t_p через величину разделяющих сил и основные параметры аппарата (55)

$$k = f(F'_a - F'_n) \quad \text{и} \quad t_p \leq \frac{N}{Q}, \quad (55)$$

можем в соответствии с формулой (56) установить, что

$$\beta = \frac{\alpha \cdot \varepsilon \cdot e^{f(F'_a - F'_n) \frac{N}{Q}}}{\varepsilon - \left[1 - e^{f(F'_a - F'_n) \frac{N}{Q}} \right]}, \quad (56)$$

где N – количество переработанного материала, т;
 Q – производительность сепаратора, т/ч.

Предварительная классификация сурьмяных руд на технологические (промышленные) сорта приведена в табл. 3.4.

Таблица 3.4

Предварительная классификация сурьмяных руд на технологические (промышленные) сорта и оптимальные варианты их переработки

<i>Промышленные сорта сурьмяных руд</i>	<i>Богатые</i>	<i>Рядовые</i>	<i>Бедные</i>
Содержание Sb , %	15 % и более (до 50 %)	3–15 %	1,5–3 %
Оптимальные варианты переработки	В зависимости от уровня концентрирования ценных компонентов в головке технологического процесса, осуществлять направленную переработку сурьмяных руд		

Таким образом, если известно значение взаимосвязи f , содержание полезного минерала в смеси, величины пассивных и диссипативных сил, то можно определить технологические показатели. При этих условиях по заданному качеству продуктов можно определить необходимое время сепарации и размеры рабочего пространства сепаратора.

Рассмотренный выше подход, учитывающий одновременное течение процессов извлечения двух или более минералов, предложенный М. Дигре, может быть существенно упрощён, что позволит определить оптимальные пределы перехода от одного приёма обогащения к другому (по В. В. Карамзину и А. Н. Прыгунову). Нерудные зёрна, которые также имеют аналогичный закон извлечения в концентрат, извлекаются, однако, с гораздо меньшей удельной скоростью (коэффициент извлечения k_2) (57)

$$\begin{cases} \varepsilon_1 = 1 - e^{-k_1 t} & \text{для рудных зёрен} \\ \varepsilon_2 = 1 - e^{-k_2 t} & \text{для нерудных зёрен.} \end{cases} \quad (57)$$

Уже качественный анализ экспоненты показывает, что целесообразно использовать лишь наиболее крутую её часть, т. е. часть наиболее быстрого роста извлечения во времени.

Кроме того, пользуясь формулой разложения экспоненты в ряд ($e = 1 + z/1! + z^2/2!$), с учётом малости k_2 , пренебрегая малыми высших порядков, для нерудных зерен можно записать (58)

$$\varepsilon_2 = k_2 t \quad (58)$$

Таким образом, экспоненциальный закон извлечения нерудных зёрен в концентрат можно заменить линейным законом. В то время как извлечение рудных зёрен в концентрат будет идти уже с несравнимо меньшей скоростью, чем в начале процесса, извлечение нерудных зёрен будет идти с прежней скоростью ($k_2 = \text{const}$), которая к тому времени уже будет сравнима со скоростью извлечения рудных зёрен (см. рис. 3.9). Поэтому при продолжительном времени ведения процесса разубоживание концентрата нерудными зёрнами будет происходить в большей степени, чем при ускоренном ведении процесса. В связи с этим необходимо оптимизировать время ведения процесса, т. е. его кинетику. Вопрос заключается в отыскании критерия оптимизации.

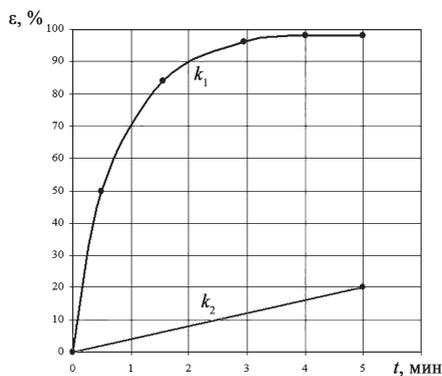


Рис. 3.9. Скорость извлечения рудных и нерудных зёрен

Экспонента имеет вершину (точку наибольшей кривизны). Таким образом, имеется критерий оптимизации процесса разделения по скорости извлечения, вытекающий из свойств самой экспоненты.

Для оптимизации процесса разделения по скорости извлечения необходимо вести процесс до того момента времени, когда экспонента роста от времени не достигнет своей вершины.

Нахождение координат вершины экспоненты проведём по кривизне.

Кривизна (59)

$$K' = \frac{\frac{d^2\varepsilon}{dt^2}}{\left[1 + \left(\frac{d\varepsilon}{dt}\right)^2\right]^{\frac{3}{2}}}. \quad (59)$$

В данном случае $\varepsilon = 1 - e^{-kt}$, и кривизна примет вид (60)

$$K' = \frac{-k^2 e^{-kt}}{\left[1 + k^2 e^{-2kt}\right]^{\frac{3}{2}}}. \quad (60)$$

Кривизна максимальна в момент времени $t = (\ln\sqrt{2} \cdot K)/K$, которое и является оптимальным временем ведения процесса. При этом будет достигнуто извлечение (61)

$$\varepsilon = 1 - \frac{1}{\ln\sqrt{2} \cdot K}. \quad (61)$$

В вершине экспоненты скорость роста извлечения (62)

$$\frac{d\varepsilon}{dt} = \frac{1}{\sqrt{2}}. \quad (62)$$

Эту скорость и примем за минимальную при оптимизации процесса разделения по скорости извлечения. Оптимальность выбора именно этой скорости подтверждается и тем, что она не зависит от K , т. е. является универсальным критерием оптимальной скорости извлечения.

В случае оптимизации процесса по скорости извлечения мы получаем извлечение (63)

$$\varepsilon = 1 - \frac{1}{\sqrt{2} \cdot K}. \quad (63)$$

Если это извлечение достаточно, то можно ограничиться одним процессом. Для увеличения измельчения в оптимальном режиме необходимо в дальнейших стадиях разделения применять процессы с большим K .

Такая оптимизация наиболее важна при использовании процессов, характеризующихся высокими K , т. к. обычно эти процессы осуществляются на дорогостоящем оборудовании с малой производительностью. Целесообразно большие объёмы материала посылать на процессы разделения, имеющие малые K , на оптимальное время разделения, а затем на процессы с высоким K значительно меньшие объёмы материала. Это даёт возможность сократить потребное число единиц оборудования и наиболее эффективно использовать каждый процесс.

Поэтому в методологии построения технологических схем переработки сурьмяных руд необходимо предусмотреть операции грохочения на ряд классов крупности с последующей РРС и обогащением в тяжелосредних сепараторах.

Рассмотрим случай последовательного применения нескольких процессов с постоянным возрастанием K от процесса к процессу.

Первый процесс доводим до момента, когда скорость извлечения ($d\varepsilon_1/dt$) станет равной $1/\sqrt{2}$ (64)

$$t_1 = \frac{\ln \sqrt{2} \cdot K_1}{K_1}; \quad \varepsilon = 1 - \frac{1}{\sqrt{2} \cdot K_1}. \quad (64)$$

Второй процесс также доводим до момента (65)

$$\frac{d\varepsilon_2}{dt} = \frac{1}{\sqrt{2}}; \quad t_2 = \frac{\ln \frac{K_2}{K_1}}{K_2}; \quad \varepsilon_2 = \frac{1}{\sqrt{2} \cdot K_1} \cdot \left(1 - \frac{K_1}{K_2}\right). \quad (65)$$

Здесь следует отметить, что извлечение берётся в долях единицы от исходного продукта.

Суммарное извлечение после двух процессов (66)

$$\varepsilon_{1,2} = \varepsilon_1 + \varepsilon_2 = 1 - \frac{1}{\sqrt{2} \cdot K_{1,2}}. \quad (66)$$

Аналогично для третьего процесса можно показать, что (67)

$$t_3 = \frac{\ln \frac{K_3}{K_2}}{K_3}; \quad \varepsilon_0 = \frac{1}{\sqrt{2} \cdot K_2} \cdot \left(1 - \frac{K_2}{K_3}\right) \quad (67)$$

Общее извлечение за три процесса (68)

$$\varepsilon_{1,2,3} = 1 - \frac{1}{\sqrt{2} \cdot K_{1,2,3}}. \quad (68)$$

Для n процессов, если принять $K_0 = \frac{1}{\sqrt{2}}$, можно записать t_n время n -го процесса $t_n = \frac{\ln \frac{K_n}{K_{n-1}}}{K_n}$ извлечение после n процессов $\varepsilon_n = 1 - \frac{1}{\sqrt{2} \cdot K_n}$. Здесь $n = 1, 2, 3, \dots$

Проанализируем полученные общие выражения для оптимизированного по скорости извлечения процесса.

Прежде всего, следует отметить, что процессы с $K \ll \frac{1}{\sqrt{2}}$ применять вообще не целесообразно, т. к. они с самого начала обладают очень низкой скоростью извлечения (точка K'_{\max} находится левее нуля по оси t).

Обращает на себя внимание и тот факт, что извлечение после n процессов $\varepsilon_n = 1 - 1/(\sqrt{2} \cdot K_n)$, то есть извлечение равно оптимальному, как если бы процесс шёл с самого начала с удельной скоростью извлечения K_n . В этом случае извлечение ε_n достиглось бы за меньший промежуток времени, чем при разделении в несколько стадий с постоянным увеличением K . Но, как уже отмечалось выше, оборудование с высоким значением K_n дорогостояще и малопродуктивно, поэтому его применение при переработке больших масс исходной руды экономически невыгодно.

Значит, оптимизацию процесса по скорости извлечения следует проводить в комплексе с экономической оптимизацией схемы переработки руды.

Коэффициент сепарации определяется по времени полусепарации экспериментально

$$K = \frac{\ln \sqrt{2}}{T},$$

где T – время полусепарации.

Видно, что оптимальное время ведения процесса будет равно времени полусепарации, если последующий коэффициент будет в два раза больше предыдущего.

Для удобства определения времени оптимального ведения процессов и получаемых при этом результатов полученные результаты можно оформить графически в виде диаграммы (см. рис. 3.10).

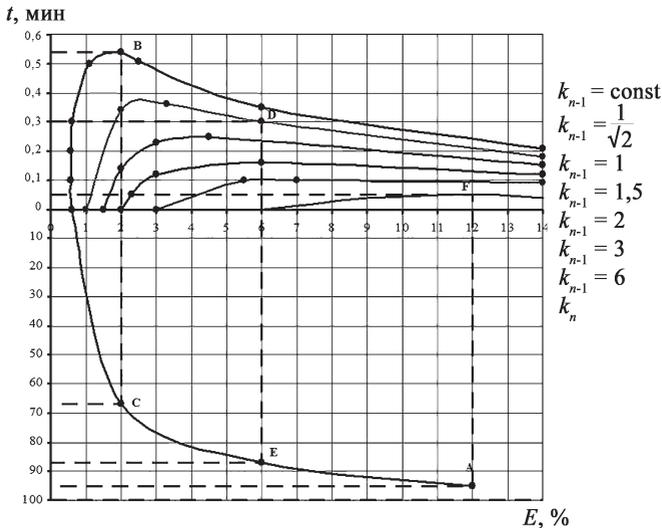


Рис. 3.10. Диаграмма оптимизации процесса по скорости извлечения

По оси абсцисс отложены значения коэффициентов сепарации, по оси ординат в положительном направлении отложено оптимальное время ведения процесса, в отрицательном направлении отложено суммарное извлечение, получаемое при ведении процесса в оптимальном режиме.

Кроме того, на диаграмму нанесено семейство $K_{n-1} = \text{const}$. Принцип работы с диаграммой можно пояснить на конкретном примере. Предположим, что имеется цепь из трёх процессов, идущих с разными значениями K : $K_1 = 2$; $K_2 = 6$; $K_3 = 12$. Восстановив перпендикуляр из точки $K=12$ к точке A , сразу можно сказать, что в результате ведения процессов в оптимальном ведении будет получено извлечение 95%.

Восстановив перпендикуляр из точки $K=2$ в точку B , найдём оптимальное время ведения первого процесса $t_1 = 0,52$ мин, при этом будет достигнуто извлечение (перпендикуляр в точку C) 65%. Время ведения второго процесса определяем аналогично (точка D) $t_2 = 0,3$ мин, извлечение после первого и второго процессов $\varepsilon_2 = 87\%$ (точка E), время третьего процесса (точка F) $t_3 = 0,06$ мин.

Как видно из примера, оптимальное время ведения n -го процесса можно установить, восстанавливая перпендикуляр из K_n до пересечения с кривой $K_{n-1} = \text{const}$.

На основании вышеизложенного можно сделать следующие выводы:

1. В технологических схемах обогащения по мере сужения фронта сепарации необходимо использовать более дорогие процессы с повышенными значениями K .

Число приёмов сепарации, необходимое для достижения максимальной производительности секции и извлечения, можно рассчитать по номограмме на основе критерия минимального времени.

2. Таким образом, отмечаем алгоритм последовательных действий усовершенствованной методики математического моделирования процессов обогащения [66] с целью эффективного управления рудоподготовкой и получения гранулометрического и вещественного состава продуктов заданного качества:

1) по данным фракционного анализа руд построить следующие графические зависимости: а) диаграммы раскрытия и соотношения выхода сростков и содержания в них антимонита, позволяющие решить вопрос о количестве стадий дробления и грохочения в технологической схеме предварительного концентрирования; б) кривые обогатимости, позволяющие определить количество стадий радиометрической сепарации и максимально возможные показатели концентрирования ценных компонентов сурьмяных руд;

2) в зависимости от содержания сурьмы в исходной руде осуществлять эффективное управление процессами рудоподготовки (дробление, грохочение, РПС);

3) используя данные графоаналитической трактовки процесса разделения минералов сурьмяных руд, вычислить степень статистического фазового раскрытия зёрен минералов (формула 2) и контрастность руды (формула 1), сделать прогноз качества концентрата и извлечения ценного компонента в зависимости от выхода продуктов обогащения;

4) в зависимости от уровня концентрирования ценных компонентов в голове технологического процесса осуществлять направленную переработку сурьмяных руд.

Выводы. На основе теоретических исследований массообмена в процессах подготовки комплексных сурьмяных руд к обогащению установлено:

1. Из сопоставления теоретических и практических показателей на кривых обогатимости $-\beta_k; \gamma - \theta; \gamma - E_k; \gamma - E_{xe}$ следует, что численные значения планируемых практических показателей при внедрении ранее рекомендуемых технологических схем переработки сурьмяных руд будут меньше максимально достигаемых. Снижение выхода концентрата обусловлено не достижением рациональных технологических режимов и надёжной работы схемы цепи аппаратов, что объясняется изменением качества минерального сырья в пределах одного месторождения и отсутствием научно обоснованного выбора технологических схем рудоподготовки в зависимости от содержания сурьмы.

2. Проведена прогнозная оценка изменения качества продуктивной фракции от выхода продуктов обогащения в процессах радиометрической рудоподготовки сурьмяных руд Восточного Забайкалья, базируясь на графоаналитической оценке процесса разделения минералов сурьмы по селективности и информативности рентгеновского излучения.

3. Пользуясь усовершенствованной авторами методикой математического моделирования процессов обогащения, на основе графоаналитической трактовки разделения минералов радиометрической сепарацией, можно прогнозировать изменение качества продуктивной фракции и степень извлечения сурьмы, а следовательно, более эффективно управлять рудоподготовкой – дробление, грохочение, РРС при концентрировании ценных компонентов в голове технологического процесса с учётом особенности переработки различных типов сурьмяных руд.

Глава 4. Изучение вещественного состава и исследование на обогатимость комплексных сурьмяных руд

Объект исследования – комплексные сурьмяные руды типовых месторождений Восточного Забайкалья: Нарин-Кундуйское и Солонеченское.

Предметом исследования являются технологические приёмы и процессы радиометрической рудоподготовки и кучного выщелачивания.

4.1. Методика и методы проведения исследований

Цель проведения исследований – изучение вещественного состава руд, физических свойств, исследование сурьмяных руд Восточного Забайкалья на обогатимость при использовании методов радиометрической сепарации, а также при возможности попутного извлечения золота методом кучного выщелачивания.

На исследования поступили лабораторные технологические пробы с нескольких участков: ТПСМ – руда Солонеченского месторождения – 4 пробы; ТПНКМ – руда Нарин-Кундуйского месторождения – 1 проба.

Методика проведения исследований: 1) отбор лабораторных технологических проб; 2) подготовка лабораторных технологических проб; 3) изучение вещественного состава сурьмяных руд исследуемых месторождений: гранулометрический анализ, химический анализ, минералогический анализ, электронно-микроскопический анализ; 4) исследование обогатимости руды в крупнокусковом виде; 5) исследование выщелачивания золота из хвостов радиометрической сепарации; 6) комплексная оценка полученных экспериментальных данных.

Методы проведения исследований. В процессе исследования вещественного состава руды и продуктов обогащения использован комплекс химических, физических и минералогических методов анализа. Химический (элементный) состав

руды определялся спектральным и химическим анализами. Спектральный анализ выполнялся с небольшими навесками 10–100 мг. Химическому анализу подвергались руды после спектрального анализа, в результате которого определялись отсутствующие элементы.

Методика отбора проб. Отбор проб на месторождениях Солонеченское и Нарин-Кундуйское осуществлялся несколькими способами: при малой площади обнажения рудного пласта использовали бороздковый способ; при достаточной поверхности обнажения рудного пласта – точечный (луночный) способ (см. прил. Д).

Размеры лунок и борозд определялись массой пробы и вкраплённостью минералов. Глубина лунок и борозды составляли не менее 25 мм.

Минимальную массу проб (кг) определяли по эмпирической формуле (69) [35].

$$q = kd^{\alpha}, \quad (69)$$

где d – диаметр максимальной частицы, мм; k и α – эмпирические коэффициенты (см. табл. 4.1), зависящие от однородности опробуемого материала, содержания в нём ценного компонента и его ценности.

Масса точечных проб регламентирована соответствующим ГОСТ на опробование (при ручном отборе руд цветных металлов принята 0,5–2 кг).

Определение необходимого числа точечных проб произведено по формуле (70)

$$n = \frac{t\sigma}{m^2}, \quad (70)$$

где t – коэффициент надёжности опробования, соответствующий уровню доверительной вероятности ($D = 095$, $t = 2$); σ – среднее квадратичное отклонение, определяемое экспериментально; m – вероятная погрешность общей пробы (предельная погрешность среднего арифметического содержания полезного компонента в пробе).

Физико-механические показатели, определяющие эффективность рудоподготовки сурьмяного оруденения, представлены в табл. 4.1.

Таблица 4.1
Физико-механические показатели, определяющие эффективность рудоподготовки сурьмяного оруденения

<i>Показатели физических свойств минералов и руд</i>	<i>Численные значения</i>	<i>Источник информации</i>	<i>Примечание</i>
<i>1</i>	<i>2</i>	<i>3</i>	<i>4</i>
Влажность	3 %	[85]	Участки хранения и транспортировка
Коэффициент разрыхления	1,6–1,75 т/м ³	[85]	Хранение, перевозка, дробление
Кусковатость		[85]	Оценка классов крупности и влажности пород
Трещиноватость	Средний размер отделиностей (размер структурных блоков) зависит и от глубины – при глубине 50, 100 и более метров составляет соответственно 0,47; 0,69 и 0,87 м	[82]	
Насыпная плотность	1,6–1,75 т/м ³	[53]	
Объёмная масса	Пород 2,53–2,60 т/м ³ и в среднем составляет 2,56 т/м ³ , пород вскрыши: гранитов – 2,51–2,61 г/см ³ (среднее 2,57 г/см ³), известняков – 2,75–2,85 г/см ³ (среднее 2,78 г/см ³), алевролитов – в среднем 2,74 г/см ³	[82]	
Плотность минералов (породы)	Долomite, кальцита, кварца менее 3 г/см ³ , антимонита 4–5 г/см ³	[27]	

Прочность пород	Доломиты (средняя) 139,6 МПа, известняков 5,4; алевролитов 4,6; гранитов 2,7 МПа. Угол внутреннего трения при среднем 32,4°, прочность на одноосное сжатие составляет 10–237,6; на растяжение – 0,4–58 МПа	[28; 85]	Зависит granulометрический состав руды при дроблении её до необходимых машинных классов, 150+30(20) мм и количество получаемого несортируемого класса, -40+0 или -30(20)+0 мм
Пористость	33,7 %	[85]	
Твёрдость минералов	Антимонита по шкале Мооса 2, микротвёрдость 23–26 кгс/мм ² , кальцита 3. Коэффициент крепости вмещающих пород по М. М. Прото-дьяконову 10–12 ед., руды – 8–10 ед.	[27]	
Растворимость	Основные и попутные минералы месторождений растворимы в гидроксидах калия и натрия (антимонит, кварц), соляной и азотной кислотах (антимонит, карбонаты), плавиковой кислоте (кварц), цианидах калия и натрия (золото, серебро)	[19]	
Оптические свойства	Тёмные и светлые разновидности карбонатов и кварца, антимонит-светлоокрашенный	[85]	
Люминесценция		[20; 139]	
Радиоактивность			
Магнитные свойства минералов	Удельной восприимчивости антимонита (-0,23... + 79,2 · 10 ⁻⁹ м ³ /кг	[85]	

Окончание табл. 4.1

1	2	3	4
Электрические свойства минералов		[85]	
Контрастность		[85; 103]	Неоднородность распределения ценных компонентов в кусках руды – чем выше неоднородность, то есть чем больше различие содержания ценных компонентов в кусковом материале, тем более контрастная руда, тем более она способна сортироваться
Структурно-текстурные особенности		[109]	Определяют характер вкрапленности ценных минералов (крупно-, мелко-, мелкокрупно-, мелко- и пр.), количество сростков, слоистость распределения ценных минералов в кусковом материале
Качество поверхности кускового материала		[82; 100; 102; 106; 107]	Зашламлированность, наличие всевозможных загрязняющих примесей, в т. ч. и глинистых. Чем больше глины, тем труднее очистить поверхность кускового материала при дроблении и грохочении, руда хуже выпускается из бункеров, забивается грохот, необходима отмывка руды

По месту отбора, литологическому составу рудной массы и технологическим типам полученные технологические пробы являлись наиболее представительными для всех минерально-сырьевых объектов. Программа испытаний технологической пробы предполагала изучение свойств руды во всех классах крупности. Даны краткие сведения о физических свойствах руд и вмещающих пород. Возможности технологии РРС и предварительного обогащения в целом определяются не столько работой выбранного оборудования, сколько естественными природными свойствами самой обогащённой руды, которые называются «технологические свойства».

4.2. Изучение вещественного состава объектов исследования

4.2.1. Гранулометрический анализ

Условно различают равномерную, открытую форму минерализации (ценный минерал находится на поверхности части куска) и закрытую (ценный минерал находится внутри объема куска без выхода на поверхность). Открытая форма легко диагностируется, но может привести к захвату некондиционных кусков, закрытая форма может вызвать потери полезного компонента или потребовать использования методов с проникающим излучением.

Гранулометрические особенности руд (проб ТПСМ и ТПНКМ) детально изучены, результаты представлены в табл. 4.2–4.3 на примере проб ТПСМ-1, ТПНКМ-3.

Таблица 4.2

Распределение сурьмы по классам крупности (проба ТПСМ-3)

Классы, мм	Выход, %	Содержание Sb, %	Распределение Sb, %
-75+40	62,53	4,25	62,5
-40+20	17,3	1,17	17,2
-20+15	4,02	0,27	3,97

Окончание табл. 4.2

<i>Классы, мм</i>	<i>Выход, %</i>	<i>Содержание Sb, %</i>	<i>Распределение Sb, %</i>
-15+10	2,15	0,15	2,2
-10+5	1,5	0,11	1,61
-5	12,5	0,85	12,52
Итого	100	6,8	100

Таблица 4.3

Распределение сурьмы по классам крупности (проба ТПНКМ-1)

<i>Классы, мм</i>	<i>Выход, %</i>	<i>Содержание Sb, %</i>	<i>Распределение Sb, %</i>
-75+40	67,2	3,96	67,12
-40+20	20,41	1,2	20,33
-20+15	5,04	0,3	5,08
-15+10	2,3	0,14	2,37
-10+5	1,6	0,09	1,53
-5	3,45	0,21	3,57
Итого	100	5,9	100

Согласно табл. 4.2. и 4.3, основная масса сурьмы сосредоточена в классах -75+40 мм, и -40+20 мм, а в дроблёном до -5 мм материале – металл распространяется в меньшей степени.

По пробам лабораторно-технологических исследований, выход класса -75+40 мм и -40+20 мм составляет 79,83–87,61 % соответственно в пробах ТПСМ-1, ТПНКМ-1.

Гранулометрический состав определяет количество и соотношение классов крупности в руде, пригодных для крупнокускового обогащения. Гранулометрический состав и распределение сурьмы по классам крупности исследуемых проб благоприятствуют эффективному использованию в процессе переработки минерального сырья методов рентгенометрической сепарации, целью которой является разделение руды на полезные минералы и горные породы при наибольшей возможной крупности.

Количество антимонита в более мелких классах крупности вне зависимости от исходного количества полезного минерала в руде относительно равномерное. Гравитационный состав расклассифицированной руды благоприятствует применению последующего гравитационных методов обогащения.

4.2.2. Химический анализ

Результаты полуколичественного спектрального, химического анализа руд технологических проб ТПСМ, ТПНКМ представлены в табл. 4.4–4.5.

Таблица 4.4

Результаты полуколичественного спектрального анализа технологических проб

<i>Элемент, %</i>	<i>Солонеченское месторождение (ТПСМ), %</i>	<i>Нарин-Кундуйское месторождение (ТПНКМ), %</i>
<i>1</i>	<i>2</i>	<i>3</i>
Золото, г/т	Ед. зн. – 1,2	1,32
Серебро г/т	0,26–1,26	
Мышьяк	0,016–0,08	0,08
Барий		0,04
Бериллий		0,0001
Бор		0,005
Кобальт		0,001
Медь	0–0,007	0,0015
Хром		0,004
Церий		
Кальций		0,31
Калий		2,01
Железо		3
Алюминий		5,9
Магний		0,4
Кремний		35

Окончание табл. 4.4

<i>1</i>	<i>2</i>	<i>3</i>
Галлий		0,001
Германий		0,0001
Лантан		0,003
Литий		0,004
Молибден		0,0003
Марганец		0,05
Никель		0,002
Ниобий		0,001
Свинец	0–0,02	0,0009
Олово		0,0001
Скандий		0,0007
Селен	0–0,005	
Сурьма	0,1–18,1	5,9
Стронций		0,015
Титан		0,28
Ванадий		0,005
Вольфрам		
Иттрий		0,001
Иттербий		0,0002
Цинк	0–0,033	0,007
Церий		0,007
Цирконий		0,01
Натрий		0,4
Ртуть	0–0,002	
Фосфор		0,06

Таблица 4.5

Результаты химического анализа технологических проб

<i>Компоненты, %</i>	<i>Содержание компонентов, % Солонеченское месторождение (ТПСМ)</i>	<i>Компоненты</i>	<i>Содержание компонентов, % Нарин-Кундуйское месторождение (ТПНКМ)</i>
<i>1</i>	<i>2</i>	<i>3</i>	<i>4</i>
<i>SiO₂</i>	38,6–88,3 / 69,11 (70,6–70,8)*	<i>SiO₂</i>	61,9
<i>Al₂O₃</i>	0,29–6,67 / 2,57 (2,0–4,3)	<i>Al₂O₃</i>	11,284
<i>TiO₂</i>	0,01–0,4 / 0,11 (0,1–0,2)	<i>TiO₂</i>	0,39
<i>CaO</i>	0,1–13,5 / 4,93 (4,1–6,2)	<i>CaO</i>	0,35
<i>MgO</i>	0,29–7,89 / 2,57 (2,2–3,1)	<i>MgO</i>	0,032
<i>MnO</i>	0–0,105 / 0,035 (0–0)	<i>MnO</i>	
<i>Fe₂O₃ (III)</i>	–	<i>Fe₂O₃ (III)</i>	
<i>Na₂O</i>	0,003–0,5 / 0,03	<i>Na₂O</i>	
<i>K₂O</i>	0,045–1,36 / 0,42 (0,3–0,7)	<i>K₂O</i>	0,1
<i>CaCO₃</i>	0,79–32,02 / 8,23	<i>CaCO₃</i>	
<i>Zn</i>	<0,005–0,022 / 0,009	<i>Zn</i>	1,75
<i>Pb</i>	<0,01–9,87 / < 0,02 (0,01–0,01)	<i>Pb</i>	0,009
<i>Cu</i>	<0,005–0,008 / <0,005	<i>Cu</i>	0,001
<i>Hg, г/т</i>	0,1–36,6 / 6,25 (2,03–2,83)	<i>Hg, г/т</i>	0,021
<i>S_{общ}</i>	0,45–8,5 / 3,42 (4,0–1,4)	<i>S_{общ}</i>	0,001
<i>As</i>	0,01–0,69 / 0,04 (0,1–0,0)	<i>As</i>	0,001
<i>C_{общ}</i>	0,12–7,31 / 2,61 (2,1–3,6)	<i>C_{общ}</i>	3,3
<i>Fe</i>	0,37–3,05 / 1,23 (1,1–1,8)	<i>Fe</i>	0,2
<i>Sb_{общ}</i>	0,34–20,3 / 10,6 (8,41–0,95)	<i>Sb_{общ}</i>	3,2
<i>Au, г/т</i>	0,08–4,4 / 0,8 (0,3–1,3)	<i>Au, г/т</i>	1,24
<i>Ag, г/т</i>	<0,01–610 / < 1,0 (0,6–7,7)	<i>Ag, г/т</i>	2,59
<i>Примечание.</i> *В числителе – содержание компонента от-до, в знаменателе – среднее (среднее расчётное содержание в рядовых – бедных рудах).			

4.2.3. Минералогический анализ

Минеральный состав руд технологических проб представлен в табл. 4.6.

Таблица 4.6

Минеральный состав технологических проб

<i>Минерал, группа минералов</i>	<i>Месторождение</i>	
	<i>Солонеченское (ТПСМ), %</i>	<i>Нарин-Кундуйское (ТПНКМ), %</i>
Золото самородное	Ед. зн. – 1,2	1,19
Барит	0–0,8	0,03
Кварц	41–53,8	72,84
Глинисто-сланцевые	0–2,7	13
Обломки пород	0–11,4	
Графит	0–1,8	
Полевые шпаты (плагноклаз, ортоклаз)		21
Карбонаты	1,05–10,5	0,7
Ярозит		
Скородит		0,2
Гидроксиды, сульфаты железа		3,6
Сурьмяные охры (валентинит и др.)	0–0,1	
Окисленные минералы сурьмы		0,1
Халькопирит	Знаки 0,05	
Сфалерит		
Ильменит	0–0,005	
Лимонит	0,02–3,7	
Магнетит	0–0,15	0,1
Сульфиды, в т. ч.:		1,0
Серицит	0–4,8	
Антимонит	0,2–18,1	5,9
Амфибол	0–1,5	

Арсенопирит	0,15–0,2	0,1
Пирит	Знаки 0,8	Ед. зн.
Пирротин		н/о
Рутил, сфен, циркон		Ед. зн.
Хлорит	0–0,6	–
Всего	100,0	100,0

Основными породами, непосредственно вмещающими руду на Солонеченском месторождении, являются джаспероиды (вторичная серая до чёрной существенно кварцевая порода, сформировавшаяся по карбонатным породам, реже по алевролитам; в небольших количествах присутствуют карбонат, серицит, флюорит и барит). Меньшее значение имеют карбонатные брекчии, березитизированные известняки и алевролиты.

Все породы в результате процесса аргиллизации содержат переменное количество каолинита, карбоната поздней генерации. Текстура брекчиевая, массивная, часто пористая.

Минералом-концентратом сурьмы является антимонит, содержание полезного компонента в котором составляет 95–98 %, а основными элементами-примесями – *Au*, *Ag*, *Fe*, *As* [143].

Химический состав антимонита и других минералов усложняют грубые механические, легко отделяемые и тонкие, трудно или совсем не отделяемые примеси.

Сопутствующие второстепенные рудные минералы – пирит, арсенопирит, марказит. Пирит развит неравномерно, содержание колеблется от знаков до 0,8 %. Минерал представлен несколькими генерациями. Арсенопирит наблюдается в виде отдельных зёрен размером до 0,4 мм во вмещающих породах, пирите или мелких кристаллов в дроблёном агрегате крупнокристаллического антимонита. Распространённые нерудные минералы. Кварц представлен несколькими генерациями. Жильный кварц криптозернистый (обломки среди основной массы жильного кварца), мелко-среднезернистый (0,05–1,00 мм), призматический (с антимонитом), ксеномор-

фный, мелкоигльчатый. Халцедоновидный поздний кварц вместе с халцедоном локально развит в аргиллизитах, слагает прожилки (мощностью более миллиметра) зонального строения.

Карбонат развит на Солонеченском месторождении, также представлен несколькими разновидностями [85; 107]. Первичный карбонат известняков мелкозернистый, буроватый. Доля карбоната изменяется в зависимости от степени окварцевания карбонатной толщи. Флюорит в джаспероидах образует рассеянную вкраплённость в кварцевых и карбонатных агрегатах (сотые – десятые доли миллиметра), скопления крупных зёрен размером более миллиметра, часто в сростании с антимонитом. Барит встречается вместе с флюоритом. Образует таблитчатые выделения с хорошей спайностью (десятые доли миллиметра – первые миллиметры). Каолинит наблюдается в поздних трещинах, образует скопления размером от миллиметра и более. Попутный компонент руд – золото.

Крайне редко и только в кварце тонкодисперсное золото (0,001–0,005 мм) встречается преимущественно в самородной форме, имеет неправильные, реже овальные, округлые и извилистые границы сростаний. Непосредственного сростания золота с антимонитом не отмечается. Максимальный размер золотин – 0,1 мм, преобладают же частицы размером 0,001–0,05 мм неправильной, реже проволочковидной формы. Количество свободного золота всего 7,87–8,3 %. В сростках находится 45–72 % золота, связанного с сульфидами – 2,25–12,17 %, в силикатной тонкодисперсной форме – 17–33,8 %. Тонкодисперсное золото чаще связано с пиритом, арсенопиритом. Пробность золота 699–953, средняя – 819.

На локальных участках антимонит составляет до 80 % объёма жильной массы, слагая почти мономинеральный крупнокристаллический агрегат (см. рис. 4.1). Чаще же он образует прожилки (мощность 1 мм – 2–3 см), разнозернистую вкраплённость, отдельные вкрапленники, цементирует обломки вмещающих пород (см. рис. 4.2). Текстура руд массивная, прожилковая, прожилково-вкраплённая, пятнистая, брекчиевая, реже кавернозная, кокардовая, крустификационная.

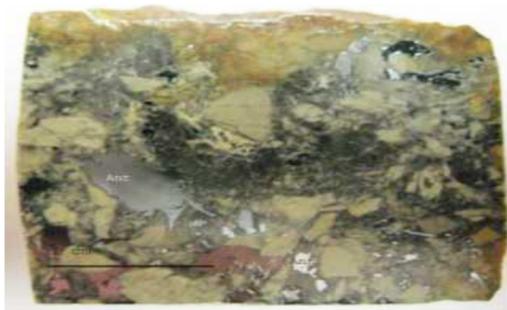


Рис. 4.1. Крупновкрапленый антимонит в брекчированной породе, аншлиф



Рис. 4.2. Брекчиевая текстура антимонитовой руды (антимонит и кварц цементируют обломки осадочной породы), аншлиф

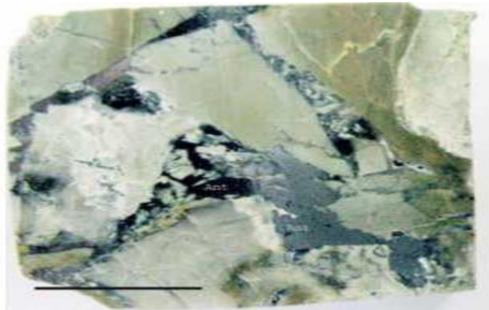


Рис. 4.3. Мелковкрапленый антимонит в кварц-антимонитовой прожилке, аншлиф

Структура антимонита обычно аллотриоморфнозернистая с лучистыми кристаллами, крупно-, средне-, мелкозернистая, гранобластовая, реликтовая. Крупные кристаллы (до 2–3 см) имеют двойственное строение, в результате медленных механических деформаций они подвергаются дроблению с образованием мелкозернистого агрегата (см. рис. 4.3).

Результаты макроскопического исследования образцов руды Солонеченского месторождения и Илимского рудопроявления. Образец руды Солонеченского месторождения (С-1) представлен друзой плохой сохранности крупнокристаллического антимонита ~ 77–80 %, содержащей реликтовые блоки и гнёзда кварца ~ 10–15 %, в котором иногда наблюдаются прожилки антимонита до 2 мм мощностью. В антимоните отмечаются прожилки кварца ~ 3–5 %. Руда несёт заметные следы пострудных тектонических изменений: кливаж, трещиноватость продольного и поперечного направления, нередко выполненная кварцем, зеркала скольжения со следами уступчатого подновления.

В зонах дробления 3–7 мм мощностью чаще всего на границах кварца и антимонита локализуются мелкозернистый арсенопирит – 1–3 %, иногда отмечаются редкие единичные кристаллы магнетита.

Образец руды Илимского рудопроявления (карьер участка «Нарин-Кундуйское» – И-1) характеризуется другим типом формирования [85]: 1) интенсивная дорудная тектоника с образованием гидротермально-метасоматических брекчий; 2) рудный процесс развивался спокойно и однократно. Последовательность рудообразования: вмещающие кремнисто-углистые сланцы → брекчирование → тонкозернистый кварцевый цемент → кварц-антимонитовое оруденение [Там же]. Содержание антимонита заметно повышается от гидротермально-метасоматической брекчии (2–2,5 см) до кварц-антимонитовой рудной зоны (3,5 см мощности). В брекчиевой зоне: углисто-кремнистые сланцы ~ 30–35 %, кварц тонкозернистый ~ 50 %, антимонит мелкозернистый ~ 20 %.

В кварц-антимонитовой зоне (3,5 см мощностью) – антимонит мелко- и среднезернистый шестоватый, игольчатый

~ 55–80 %, мелкозернистый арсенопирит ~ 1–3 % и кварц ~ 20–45 %. Эта зона венчается корой выветривания мощностью 1–1,5 см, имеющей ноздреватую текстуру, состоящей из сульфоантимонитов, сульфоарсенитов. Выявленное химико-спектральным анализом золота, вероятно, локализуется в антимоните.

Данные спектрального и химико-спектрального анализа проб сурьмяного оруденения месторождений представлены в табл. 4.7.

Таблица 4.7

Данные спектрального и химико-спектрального анализа проб сурьмяного оруденения месторождений Восточного Забайкалья

Пробы	Наименование элемента и его содержание, г/т																
	Au	Ag	As	Cu	Bi	Co	Cr	Li	Mn	Ni	P	Pb	Sb	Sn	V	W	Zn
ТПСМ-3	1,2	13	6000	60	4	30	130	>5000	130	40	250	25	>6000	8	60	<10	40
ТПНКМ-1	1,3	0,4	6000	25	<1	6	80	>5000	60	13	400	60	>6000	10	10	<10	<10

4.2.4. Электронно-микроскопический анализ

Электронно-микроскопическому анализу подвергались три образца. Образец руды Солонеченского месторождения (С-1) представлен друзой плохой сохранности крупнокристаллического антимонита ~ 77–80 %, содержащей реликтовые блоки и гнёзда кварца_I ~ 10–15 %, в котором иногда наблюдаются прожилки антимонита до 2 мм мощностью. В антимоните отмечаются прожилки кварца_{II} ~ 3–5 %. Руда несёт заметные следы пострудных тектонических изменений: кливаж, трещиноватость продольного и поперечного направления, нередко выполненная кварцем_{II}, зеркала скольжения со следами уступчатого подновления. В зонах дробления 3–7 мм мощностью чаще всего на границах кварца_I и антимонита локализуются мелкозернистый арсенопирит – 1–3 %, иногда отмечаются редкие единичные кристаллы магнетита.

Образец руды Илимского рудопроявления (карьер участка «Нарин-Кундуйское» – И-2) характеризуется другим типом формирования: 1) интенсивная дорудная тектоника с образованием гидротермально-метасоматических брекчий; 2) рудный процесс развивался спокойно и однократно. Последовательность рудообразования: вмещающие кремнисто-углистые сланцы → брекчирование → тонкозернистый кварцевый цемент → кварц-антимонитовое оруденение. Содержание антимонита заметно повышается от гидротермально-метасоматической брекчии (2–2,5 см) до кварц-антимонитовой рудной зоны (3,5 см мощности). В брекчиевой зоне: углисто-кремнистые сланцы ~ 30–35 %, кварц тонкозернистый ~ 50 %, антимонит мелкозернистый ~ 20 %. В кварц-антимонитовой зоне (3,5 см мощностью) – антимонит мелко- и среднезернистый шестоватый, игольчатый ~ 55–80 %, мелкозернистый арсенопирит ~ 1–3 % и кварц ~ 20–45 %. Эта зона венчается корой выветривания мощностью 1–1,5 см, имеющей ноздреватую текстуру, состоящей из сульфоантимонитов, сульфоарсенитов.

Спектрохимическим анализом в образцах С-2 и И-2 выявлено золото – 0,1–0,2 г/т соответственно. Спектральный и химико-спектральный анализ V категории точности проводился с использованием атомно-эмиссионного метода на приборе «Гранд». Результаты приведены в табл. 4.8.

Таблица 4.8

Результаты спектрального и химико-спектрального анализа

Элемент	Предел обнаружения, г/т	Содержание элемента, г/т	
		И-2	С-2
Au, с/х	0,004	0,2	0,1
Ar	0,03	13	0,4
As	10	6000	6000
Cu	1	60	25
Bi	1	4	<1
Co	1	30	6
Cr	10	130	80

<i>Li</i>	10	>5000	>5000
<i>Mn</i>	10	130	60
<i>Mo</i>	0,1	6	2,5
<i>Ni</i>	10	40	13
<i>P</i>	100	250	400
<i>Pb</i>	1	25	60
<i>Sb</i>	10	>6000	>6000
<i>Sn</i>	1	8	10
<i>V</i>	1	60	10
<i>W</i>	10	<10	<10
<i>Zn</i>	10	40	<10

Образец С-2 представлен антимонитом Sb_2S_3 ~ 70 % и минералами окислов сурьмы: валентинитом Sb_2O_3 , сенармонитом Sb_2O_3 и сервантинитом Sb_2S_4 . Данные минералы обладают значительным внешним сходством: цвет светло-жёлтый до белого, псевдоморфно замещают антимонит и образуют налёты и корки, имеют низкую твёрдость (1,5–2) (см. рис. 4.1–4.3).

Результаты рентгенодифрактометрического анализа пробы (минерал антимонит) представлены на рис. 4.4, а результаты рентгенодифрактометрического анализа пробы (№ 1 валентинит, сервантит) на рис. 4.5.

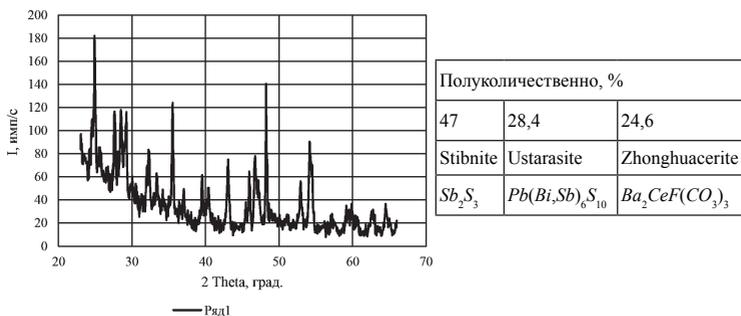


Рис. 4.4. Результаты рентгенодифрактометрического анализа пробы (минерал антимонит)

Рентгено-фазовый анализ (с использованием рентгено-дифрактометрического анализатора Dron) антимонита и окислов сурьмы в виде отдельных проб выявил в составе сульфидной (Sb_2S_3) пробы стибнит (антимонит), а также устарасит ($Pb(Sb,Bi)_6S_{10}$), зонхуцерит ($Ba_2CeF(CO_3)_3$). В пробе окислов сурьмы содержится сенармонтит, ферритунгстит (W,Fe) (O,OH), левисит ($CaSb_2O_5(OH)_2$) и вишневит $Na_8Al_6O_{24}(SO)_4$.

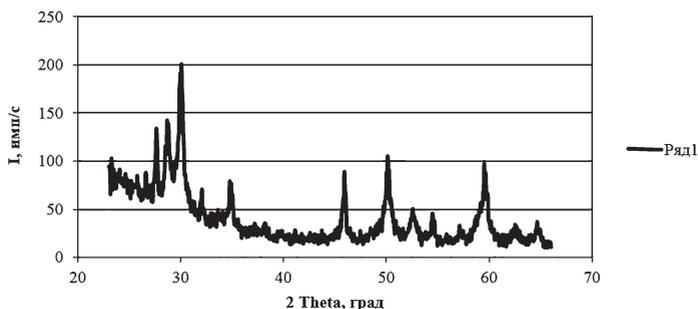


Рис. 4.5. Результаты рентгенодифрактометрического анализа пробы (№ 1 валентинит, сервантит)

Исследование проб С-2, С-3 и И-2 на растровом электронном микроскопе «EVO 40HV» (Карл Цейс, Германия), оснащённом энергодисперсионным анализатором «INCA-ENERGY 350», не позволило выявить золота, а из редких и редкоземельных металлов обнаружены только ниобий и титаний. Сложность объясняется тем, что сурьма является тяжёлым металлом, и микровключения других тяжёлых металлов в её сульфидах не разрушаются. Электронно-микроскопические изображения представлены на рис. 4.6.

Следует отметить, что рентгено-флуоресцентным методом с использованием прибора S4 PIONEER в образцах С-2, С-3 и И-2 зафиксировано повышенное содержание родия – 1,9–2,85 %. В табл. 4.9 представлены результаты рентгенофлуоресцентного анализа проб.

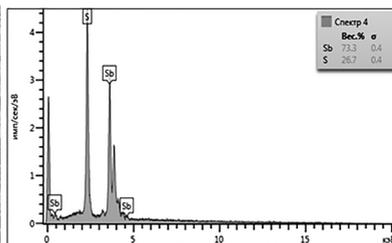
Таблица 4.9

Результаты рентгенофлуоресцентного анализа проб

И-2		И-2		С-2		С-2		С-3		С-3	
Formula	Concentration	Formula	Concentration	Formula	Concentration	Formula	Concentration	Formula	Concentration	Formula	Concentration
<i>SiO₂</i>	82,61 %	<i>Al</i>	1,36	<i>SiO₂</i>	21,37 %	<i>Al</i>	0,144	<i>SiO₂</i>	13,53 %	<i>Al</i>	0,036
<i>TiO₂</i>	0,06 %	<i>As</i>	0,137	<i>Al₂O₃</i>	0,36 %	<i>As</i>	0,0936	<i>Al₂O₃</i>	0,22 %	<i>Ca</i>	0,404
<i>Al₂O₃</i>	2,82 %	<i>Ca</i>	0,143	<i>Fe₂O₃</i>	0,11 %	<i>Ca</i>	0,0545	<i>Fe₂O₃</i>	0,09 %	<i>S</i>	12,75
<i>Fe₂O₃</i>	0,45 %	<i>Fe</i>	0,6861	<i>MnO</i>	0,01 %	<i>Fe</i>	0,076	<i>MnO</i>	0,01 %	<i>Sb</i>	45,08
<i>MnO</i>	0,01 %	<i>K</i>	0,698	<i>CaO</i>	0,13 %	<i>K</i>	0,0561	<i>CaO</i>	0,58 %	<i>Si</i>	0,362
<i>CaO</i>	0,18 %	<i>Mg</i>	0,105	<i>MgO</i>	0,24 %	<i>Mg</i>	0,0518	<i>MgO</i>	0,14 %		
<i>MgO</i>	0,36 %	<i>S</i>	6,211	<i>Na₂O</i>	0,56 %	<i>S</i>	16,26	<i>Na₂O</i>	0,49 %		
<i>Na₂O</i>	0,46 %	<i>Sb</i>	16,23	<i>K₂O</i>	0,03 %	<i>Sb</i>	40,56	<i>K₂O</i>	0,01 %		
<i>K₂O</i>	0,55 %	<i>Si</i>	24,22	<i>P₂O₅</i>	0,03 %	<i>Si</i>	4,254	<i>P₂O₅</i>	0,02 %		
<i>P₂O₅</i>	0,02 %	<i>Ti</i>	0,0754	<i>S</i>	15,02 %			<i>S</i>	11,80 %		
<i>S</i>	5,94 %			<i>F</i>	0,22 %			<i>F</i>	0,21 %		
<i>F</i>	0,16 %			<i>Cr</i>	0,00 %			<i>Cr</i>	0,00 %		
<i>Cr</i>	0,00 %			<i>Cu</i>	0,00 %			<i>Cu</i>	0,01 %		
<i>Cu</i>	0,00 %			<i>Pb</i>	0,00 %			<i>Co</i>	0,00 %		
<i>Pb</i>	0,02 %			<i>Co</i>	0,00 %			<i>Ni</i>	0,00 %		
<i>Co</i>	0,00 %			<i>Ni</i>	0,00 %			<i>Sr</i>	0,01 %		
<i>Ni</i>	0,00 %			<i>Sr</i>	0,00 %			<i>Sc</i>	0,30 %		
<i>Sr</i>	0,00 %			<i>Sc</i>	0,26 %			<i>Sn</i>	0,00 %		
<i>Rb</i>	0,00 %			<i>Sn</i>	0,00 %			<i>Zr</i>	0,01 %		
<i>Sc</i>	0,11 %			<i>Zr</i>	0,01 %			<i>As</i>	0,00 %		
<i>Sn</i>	0,00 %			<i>As</i>	0,02 %			<i>Y</i>	0,02 %		
<i>Zr</i>	0,01 %			<i>Y</i>	0,02 %			<i>Ga</i>	0,00 %		
<i>As</i>	0,01 %			<i>Ga</i>	0,00 %			<i>Ge</i>	0,00 %		
<i>Yb</i>	0,00 %			<i>Ge</i>	0,00 %			<i>Rh</i>	2,85 %		
<i>Ga</i>	0,00 %			<i>Rh</i>	2,73 %			СУМ- МА	30,30 %		
<i>Ge</i>	0,00 %			СУМ- МА	41,14 %						
<i>Rh</i>	1,90 %										
СУМ- МА	95,69 %										

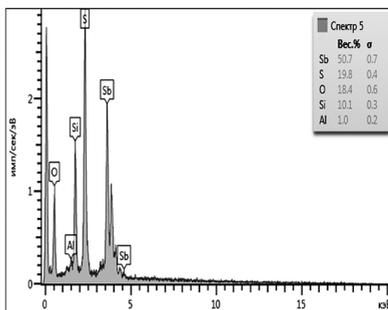
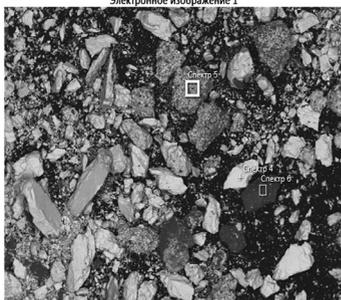
Исследование образца С-2

Электронное изображение 1



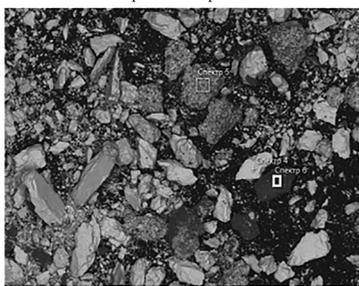
Элемент	Вес, %	Сигма. Вес, %	Атом, %
<i>S</i>	26,73	0,43	58,08
<i>Sb</i>	73,27	0,43	41,92
Сумма	100,00		100,00

Электронное изображение 1

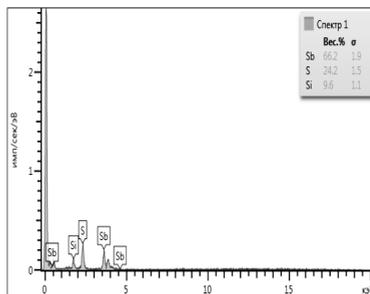


Элемент	Вес, %	Сигма. Вес, %	Атом, %
<i>O</i>	18,37	0,60	44,53
<i>Al</i>	0,96	0,19	1,37
<i>Si</i>	10,09	0,28	13,94
<i>S</i>	19,84	0,40	23,99
<i>Sb</i>	50,75	0,68	16,17
Сумма	100,00		100,00

Электронное изображение

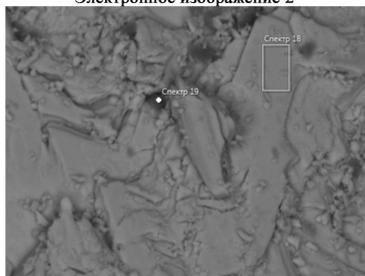


500 μm

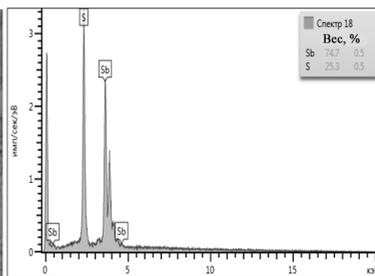


Элемент	Вес, %	Сигма. Вес, %	Атом, %
<i>O</i>	53,29	0,67	67,48
<i>Si</i>	43,68	0,63	31,51
<i>S</i>	1,07	0,16	0,68
<i>Sb</i>	1,96	0,42	0,33
Сумма	100,00		100,00

Электронное изображение 2

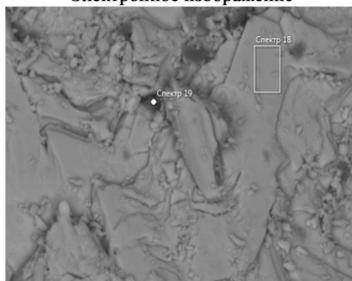


25 μm

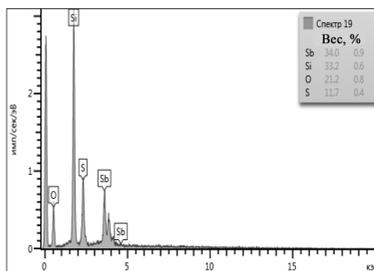


Элемент	Вес, %	Сигма. Вес, %	Атом, %
<i>S</i>	25,31	0,47	56,27
<i>Sb</i>	74,69	0,47	43,73
Сумма	100,00		100,00

Электронное изображение



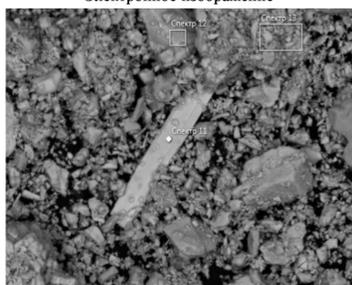
25 μm



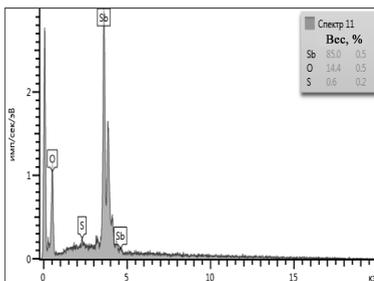
Элемент	Вес, %	Сигма. Вес, %	Атом, %
<i>O</i>	21,15	0,78	42,02
<i>Si</i>	33,19	0,63	37,56
<i>S</i>	11,65	0,41	11,55
<i>Sb</i>	34,01	0,88	8,88
Сумма	100,00		100,00

Исследование С-3

Электронное изображение

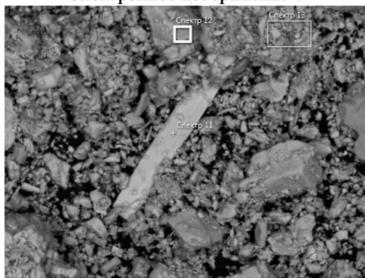


25 μm

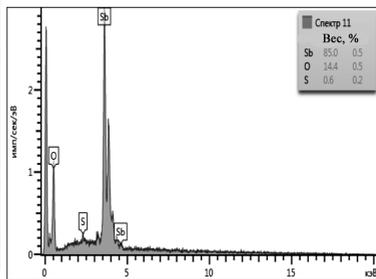


Элемент	Вес, %	Сигма. Вес, %	Атом, %
<i>O</i>	14,45	0,46	55,79
<i>S</i>	0,56	0,17	1,08
<i>Sb</i>	84,99	0,48	43,12
Сумма	100,00		100,00

Электронное изображение 1

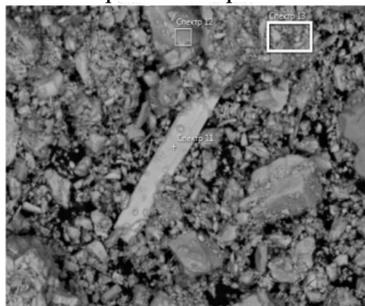


25 μm

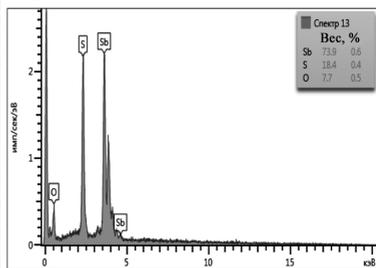


Элемент	Вес, %	Сигма. Вес, %	Атом, %
<i>O</i>	4,15	0,51	18,33
<i>S</i>	16,09	0,55	35,42
<i>Sb</i>	79,76	0,71	46,25
Сумма	100,00		100,00

Электронное изображение 1



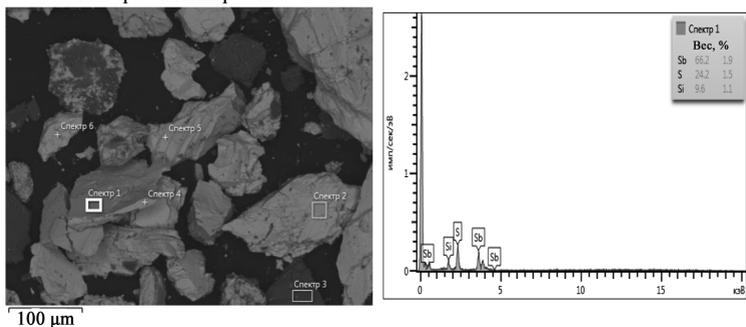
25 μm



Элемент	Вес, %	Сигма. Вес, %	Атом, %
<i>O</i>	7,72	0,53	29,01
<i>S</i>	18,39	0,43	34,50
<i>Sb</i>	73,89	0,62	36,50
Сумма	100,00		100,00

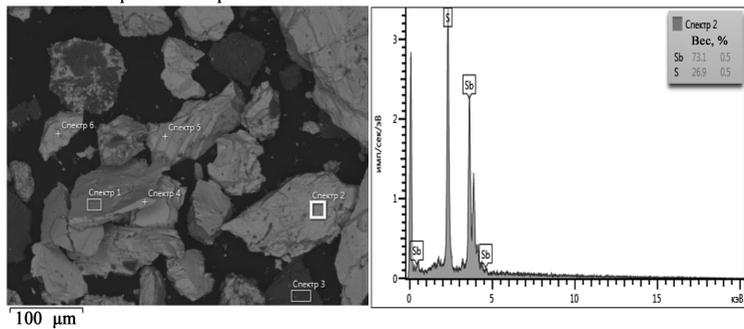
Исследование образца И-2

Электронное изображение 1



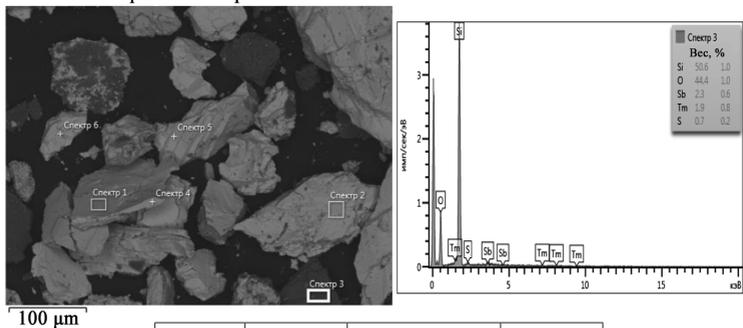
Элемент	Вес, %	Сигма. Вес, %	Атом, %
<i>Si</i>	9,57	1,05	20,78
<i>S</i>	24,22	1,55	46,06
<i>Sb</i>	66,21	1,87	33,16
Сумма	100,00		100,00

Электронное изображение 1



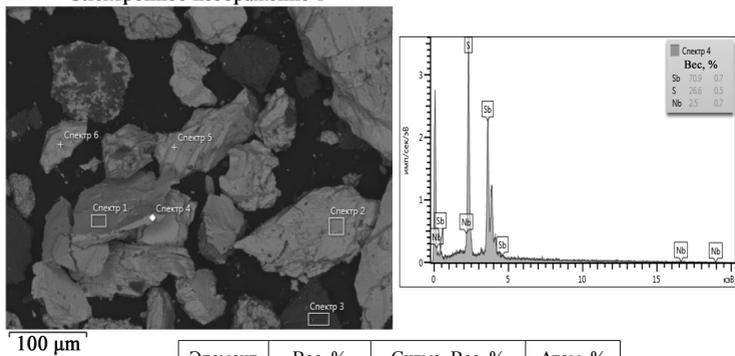
Элемент	Вес, %	Сигма. Вес, %	Атом, %
<i>S</i>	26,85	0,50	58,23
<i>Sb</i>	73,15	0,50	41,77
Сумма	100,00		100,00

Электронное изображение 1



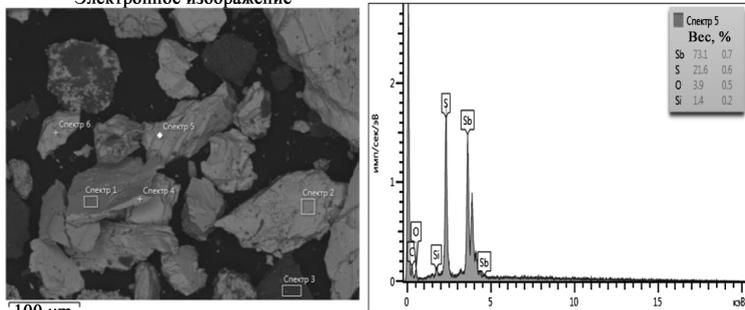
Элемент	Вес, %	Сигма. Вес, %	Атом, %
<i>O</i>	44,41	1,00	59,94
<i>Si</i>	50,58	0,98	38,89
<i>S</i>	0,75	0,21	0,50
<i>Sb</i>	2,34	0,57	0,41
<i>Tm</i>	1,92	0,84	0,25
Сумма	100,00		100,00

Электронное изображение 1



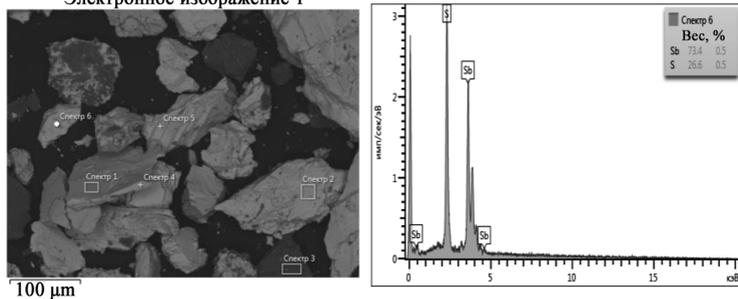
Элемент	Вес, %	Сигма. Вес, %	Атом, %
<i>S</i>	26,58	0,53	57,63
<i>Nb</i>	2,53	0,73	1,89
<i>Sb</i>	70,89	0,73	40,47
Сумма	100,00		100,00

Электронное изображение



Элемент	Вес, %	Сигма. Вес, %	Атом, %
O	3,86	0,49	15,39
Si	1,44	0,22	3,28
S	21,63	0,56	43,05
Sb	73,06	0,72	38,29
Сумма	100,00		100,00

Электронное изображение 1



Элемент	Вес, %	Сигма. Вес, %	Атом, %
S	26,64	0,51	57,96
Sb	73,36	0,51	42,04
Сумма	100,00		100,00

Рис. 4.6. Электронно-микроскопические изображения минеральных образцов

Данные РФС хорошо согласуются с результатами химического анализа. Установлено, что основными составляющими являются сурьма, сера, кислород, кремний. Электронно-микроскопические изображения образцов иллюстрируют их состав, вкраплённость ценного компонента, контрастность, возможную степень статистического фазового раскрытия при последующем дроблении для разделения минералов методом рентгенорадиометрической сепарации.

Изучением вещественного состава руд Солонеченского и Нарин-Кундуйского месторождений установлено, что данные руды имеют близкий, гранулометрический элементный, химический и минералогический состав и могут перерабатываться по аналогичным технологиям, поэтому в дальнейшем исследование руд на обогатимость проводилось на пробах, отобранных на Солонеченском месторождении.

4.3. Исследования обогатимости руд с различным содержанием сурьмы методом рентгенорадиометрической сепарации

В экспериментальных исследованиях радиометрической рудоподготовки использовали современное технологическое оборудование для покусковой сепарации – рентгенорадиометрические сепараторы [86; 152]. Использование последних в отличие от известных «косвенных» традиционных «мокрых» методов обогащения (флотации, гравитации), основано на прямой оценке содержания сурьмы в сухом кусковом рудном материале.

Техническая характеристика сепаратора СРФ4-3П-150, применяемого при исследовании, приведена в прил. В₁, В₂. Функциональная схема и конструкция рентгенорадиометрического сепаратора представлены на рис. 4.7–4.8.

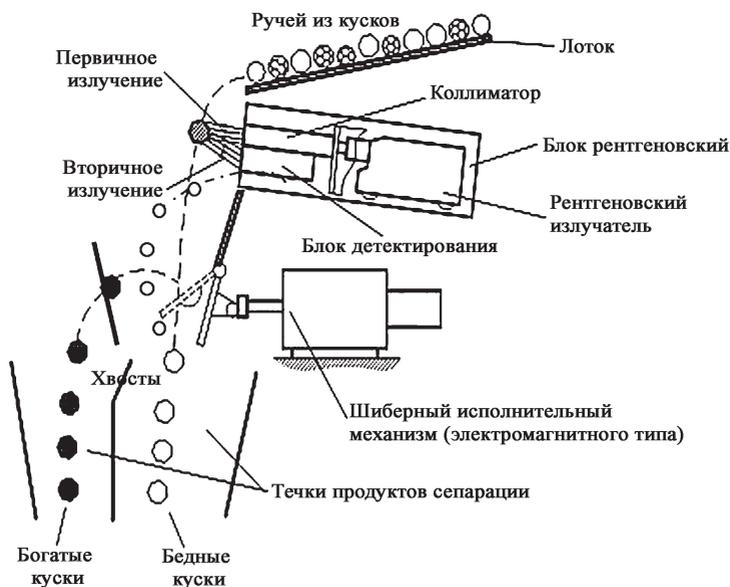


Рис. 4.7. Функциональная схема рентгенорадиометрического сепаратора

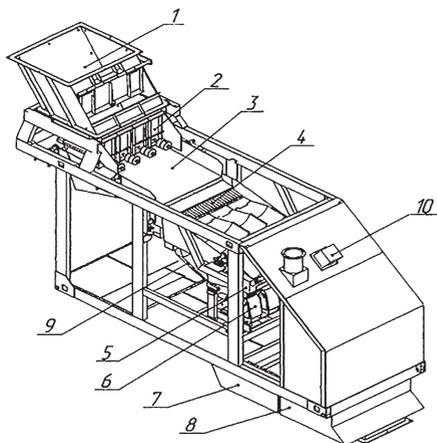


Рис. 4.8. Конструкция рентгенорадиометрического сепаратора:

- 1 – переходный бункер;
- 2 – бункер-затвор;
- 3 – вибропитатель;
- 4 – раскладчик;
- 5 – блок рентгеновский;
- 6 – исполнительный механизм;
- 7, 8 – точки продуктов сортировки;
- 9 – точка просыпи;
- 10 – камера датчика видеонаблюдений;
- 11 – штуцер отвода пыли;
- 12 – кожух сепаратора

Технологические схемы экспериментальных испытаний предусматривали проведение РРС на следующих пробах с различным содержанием сурьмы:

1) пробы руды ТПСМ-1 с содержанием сурьмы 2,2 % для определения порога сепарации;

2) пробы руды ТПСМ-2 с содержанием сурьмы 2,26 %, золота 1,0 г/т одностадиальной сепарацией (см. рис. 4.9);

3) пробы руды ТПСМ-3 с содержанием сурьмы 6,8 %, золота 1,2 г/т двухстадиальной сепарацией (см. рис. 4.10):

– первая стадия для получения отвальных хвостов РРС, которые затем подвергались выщелачиванию для извлечения золота;

– вторая стадия для получения штуфного концентрата и сконцентрированной фракции для извлечения сурьмы по гравитационно-флотационной схеме;

4) пробы руды ТПСМ-4 с содержанием сурьмы 18,1 %, золота 1,15 г/т двухстадиальной сепарацией (см. рис. 4.11):

– на 1-й стадии выделялись хвосты и промпродукт (обогащённый), который снова пропускался через РРС (2-я стадия) с получением промпродукта и концентрата;

– промпродукт (обогащённый Sb) при прохождении через все технологические контакты на 1-й стадии РРС крошится, дробится, шламуется, и образуется мелкий класс -20+0 мм, поэтому на 2-ю стадию РРС он поступает через повторное грохочение, при этом из промпродукта в класс -20+0 мм просеивается уже более богатый материал, обогащая несортируемую часть;

– несортируемый класс -20+0 мм (первичный и вторичный) представляет отдельный продукт, который направлялся на извлечение сурьмы гравитационно-флотационным методом.

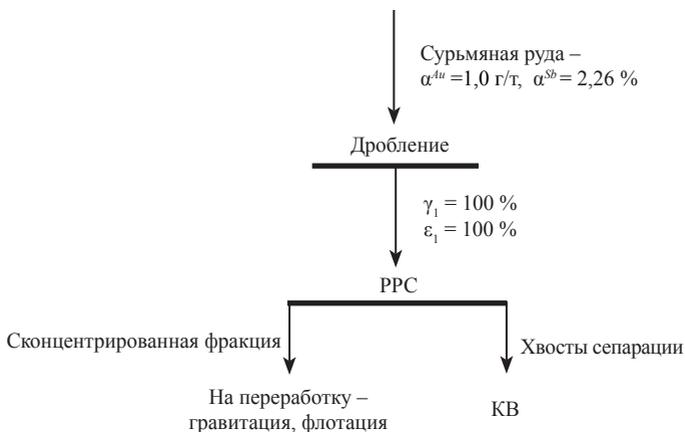


Рис. 4.9. Схема экспериментальных исследований пробы руды ТП

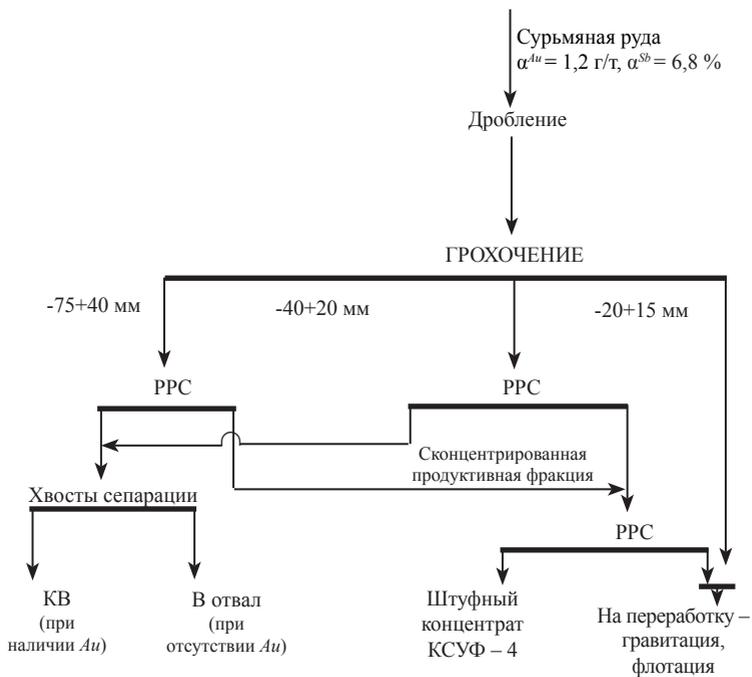


Рис. 4.10. Схема экспериментальных исследований пробы руды ТПСМ-3

$$\alpha^{Au} = 1,15 \text{ г/т}, \alpha^{Sb} = 18,1 \%$$

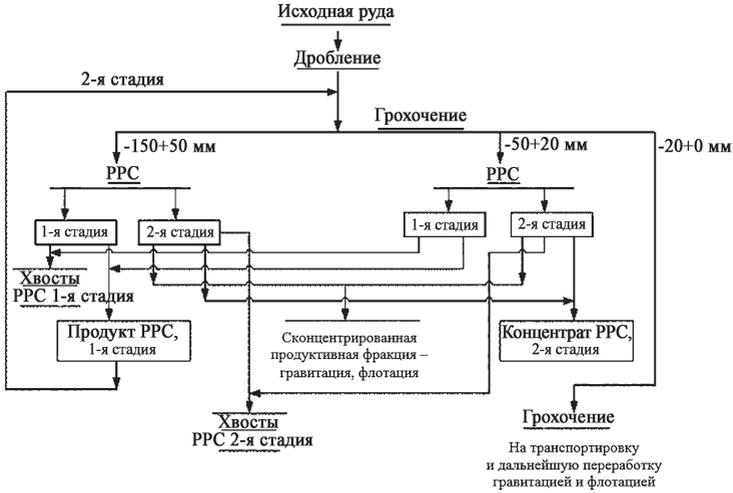


Рис. 4.11. Схема экспериментальных исследований пробы руды ТПСМ-4

Таблица 4.10

Показатели предварительных испытаний РРС

Уровень порога РРС, %	Наименование продуктов	Выход, %	Содержание сурьмы, %	Извлечение сурьмы, %
ТПСМ-1 (порог разделения $\lambda = 0,3 \%$ Sb)	Концентрат	19,1	11,13	96,6
	Хвосты	80,9	0,093	3,4
	Исходный	100	2,2	100
ТПСМ-1 (порог разделения $\lambda = 0,26 \%$ Sb)	Концентрат	27,9	7,71	97,8
	Хвосты	72,1	0,067	2,2
	Исходный	100,0	2,2	100,0

Экспериментальными исследованиями установлен порог разделения методом РРС (см. табл. 4.10). Чем выше порог РРС, тем богаче концентрат. Из руды с исходным содержанием Sb 2,2 % выделяются концентраты (в зависимости от порога) с содержанием Sb 7,71 %, с порогом 0,26 и 11,13 % – с порогом 0,30 %.

Результаты экспериментальных исследований технологии РРС на сурьмяных рудах Солонеченского месторождения с различным содержанием ценного и попутного компонентов представлены в табл. 4.11.

Таблица 4.11

**Результаты концентрирования сурьмы методом РРС
проб руды Солонеченского месторождения**

Наименование пробы	Наименование продуктов	Выход, %	Содержание сурьмы, %	Извлечение сурьмы, %
ТПСМ-2 (порог разделения $\lambda = 0,3 \% Sb$)	Объединённые показатели РРС			
	Концентрат	19,0	11,5	96,9
	Хвосты	81,0	0,093	3,1
	Исходный (без отсева РРС)	100,0	2,26	100,0
ТПСМ-3 (порог разделения $\lambda = 0,3 \% Sb$)	Объединённые показатели РРС			
	Концентрат	15,27	30,5	68,5
	Промпродукт	43,73	4,53	29,1
	Хвосты	41	0,3	2,4
ТПСМ-4 (порог разделения $\lambda = 0,3 \% Sb$)	Объединённые показатели РРС			
	Концентрат	21,5	40,9	48,4
	Промпродукт	42,1	21,52	50,05
	Хвосты	36,4	0,77	1,55
	Исходный (без отсева РРС)	100,0	18,1	100,0

Распределение сурьмы в руде по классам крупности в пробе ТПСМ-3 представлено в табл. 4.12. и на рис. 4.12.

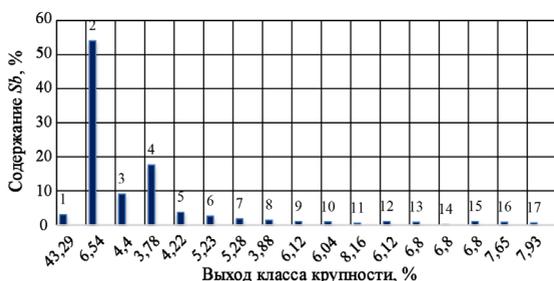


Рис. 4.12. Диаграмма распределения кусков классов крупности по содержанию сурьмы:

- 1) -75+40 мм; 2) -40+20 мм; 3) -20+15 мм; 4) -15+10 мм; 5) -10+5 мм;
 6) -5+3 мм; 7) -3 +2 мм; 8) -2+1 мм; 9) -1+0,63; 10) -0,63+0,4 мм;
 11) -0,4+0,315 мм; 12) -0,315+0,21 мм; 13) -0,21+0,16 мм; 14) -0,16+0,1 мм;
 15) -0,1+0,074 мм; 16) -0,074+0,05 мм; 17) -0,05+0

По результатам опытов при содержании сурьмы в руде 6,8 % (проба ТПСМ-3) её содержание в концентрате составляет 30,5 % и характеризуется извлечением металла в концентрат РРС 68,5 %. При таких низких содержаниях *Sb* технология РРС решает главную задачу – выделение отвальных хвостов с содержанием *Sb* 0,3 % с выходом крупнокускового отвального материала в пределах 41 %, что доказывает её высокую эффективность.

Изучение контрастности руды по классам крупности, начиная с 20 мм и выше, выявило незначительное изменение показателя контрастности *M* от 0,7 в кл. -75+40 мм до 0,94 в кл. -5 мм (см. табл. 4.12).

Таблица 4.12

Значения показателя контрастности *M* в различных классах крупности

Класс крупности руды, мм	Показатель контрастности <i>M</i> в классе, отн. ед.
-75+40	0,70
-40+20	0,80
-20+15	0,90
-15+10	0,91
-10+5	0,87
-5+0	0,94

Исходя из численных значений показателя M и классификации В. А. Мокроусова [71], исследуемые сурьмяные руды Восточного Забайкалья являются контрастными и обогатимыми, а значит, имеются благоприятные условия для применения метода рентгенорадиометрической сепарации.

Распределение сурьмы в руде по классам крупности, %, проба ТПСМ-3 представлено в табл. 4.13.

Результаты распределения сурьмы в руде по классам крупности показывают, что основная масса ценного компонента сконцентрирована в классах $-75+40$, в классах от $-40+20$ до $-0,05$ содержание сурьмы колеблется от 3,88 до 8,16 %, что является благоприятным для выделения сурьмы в концентрат в крупнокусовом виде.

Выбор крупности исследуемой руды от $-75+40$ до $-5+0$ мм не случаен, а обусловлен тем, что показатель контрастности M кускового материала этой крупности изменяется от 0,7 до 0,94 и по классификации В. А. Мокроусова [71; 72] руды такой крупности считаются обогатимыми любым методом предконцентрации, что подтверждается показателями табл. 4.14.

Таблица 4.14

Основные показатели сурьмяных руд (проба ТПСМ-1, порог разделения $\lambda = 0,3$ % Sb), определяющие возможность их предконцентрации

<i>Показатели</i>	<i>Крупность кусков, мм</i>		
	<i>-75+40</i>	<i>-40+20</i>	<i>-20+0</i>
Среднее содержание Sb , %	4,25	1,17	1,38
Показатель M , отн. ед.	0,7	0,8	0,89
Выход хвостов, %	69,5	84,5	89,0
Содержание Sb в хвостах, %	0,1	0,09	0,08
Содержание Sb в концентрате, %	15,4	17,7	24,2
Извлечение Sb в концентрат, %	94,8	95,7	99,3

Таким образом, технология предконцентрации сурьмяных руд позволяет получить высокий выход хвостов с низким содержанием ценного компонента и высоким извлечением.

Распределение сурьмы в руде по классам крупности, %, проба ТПСМ-3

Классы крупности, мм	Исходная проба руды			Дроблёная проба кл. -2 мм			Дроблёная проба кл. -1 мм		
	выход, %	содержание Sb, %	извлечение, %	выход, %	содержание Sb, %	извлечение, %	выход, %	содержание Sb, %	извлечение, %
-75+40	3,0	43,29	19,1						
-40+20	54,1	6,54	52,0						
-20+15	9,1	4,4	5,9						
-15+10	17,6	3,78	9,8						
-10+5	3,7	4,22	2,3						
-5+3	2,6	5,23	2,0						
-3+2	1,8	5,28	1,4	8,7	5,28	7,0			
-2+1	1,4	3,88	0,8	22,6	5,25	18,1	0,35	4,94	0,25
-1+0,63	1,0	6,12	0,9	19,0	5,59	16,2	28,9	5,76	24,1
-0,63+0,4	0,9	6,04	0,8	12,6	5,15	9,9	18,5	5,75	15,4
-0,4+0,315	0,5	8,16	0,6	6,1	5,9	5,5	9,4	6,1	8,3
-0,315+0,21	1,0	6,12	0,9	9,7	6,56	9,7	13,3	6,54	12,6
-0,21+0,16	0,8	6,8	0,8	6,5	7,87	7,8	8,7	6,83	8,6
-0,16+0,1	0,1	6,8	0,1	0,5	9,79	10,3	1,2	8,63	1,5
-0,1+0,074	1,0	6,8	1,0	6,4			9,5	9,16	12,6
-0,074+0,05	0,8	7,65	0,9	4,0	11,8	7,2	6,0	10,8	9,4
-0,05+0	0,6	7,93	0,7	3,9	13,96	8,3	4,15	12,07	7,25
Итого:	100,0	6,8	100,0	100,0	6,56	100,0	100,0	6,91	100,0

Экспериментальная зависимость извлечения сурьмы в продуктивную фракцию от содержания ценного компонента в исходной руде представлена на рис. 4.13.

Результаты экспериментальных исследований показывают, что технологические свойства – контрастность, гранулометрический состав, геолого-минералогические характеристики и текстурно-структурные особенности руды Солонеченского месторождения позволяют эффективно осуществлять предварительное концентрирование минералов сурьмы в голове технологического процесса методом РРС дифференцированно по различным схемам в зависимости от содержания ценного компонента в исходной руде.

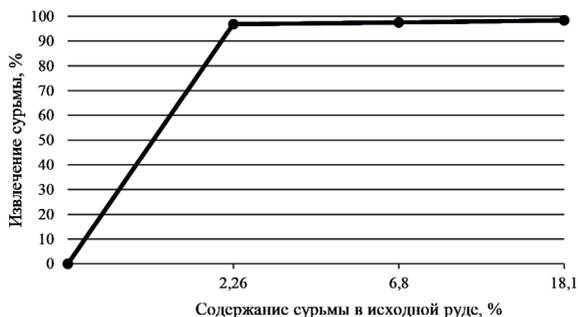


Рис. 4.13. Зависимость извлечения сурьмы в продуктивную фракцию от содержания ценного компонента в исходной руде

4.4. Технологические исследования по кучному выщелачиванию золота из хвостов радиометрической сепарации

Проведены тестовые испытания по цианированию с целью извлечения золота из хвостов РРС (проба руды ТПСМ-3).

По результатам пробирно-атомно-абсорбционного анализа содержание золота в хвостах РРС составило 0,7 г/т. Для определения форм нахождения золота в пробе проведён фазовый (рациональный) анализ. Фазовый анализ проб позволяет

определить основные формы нахождения золота: свободное, в сростках, «ржавое», связанное с сульфидами и пустой породой. Фазовый анализ заключался в последовательном извлечении золота из продукта амальгамацией, цианированием, цианированием остатка солянокислотной обработкой и выщелачиванием «царской водкой» [88]. Схема проведения фазового анализа пробы представлена на рис. 4.14. Для проведения фазового анализа была отобрана навеска 1 кг. Результаты фазового анализа приведены в табл. 4.15.

Таблица 4.15

Результаты фазового анализа пробы хвостов РРС

<i>Форма нахождения золота в пробе</i>	<i>Содержание, г/т</i>	<i>Распределение, %</i>
1-я амальгамация, крупность материала – 5 мм. Свободное золото	0,02	2,86
2-я амальгамация, измельчение до -0,1 мм. Свободное (вскрытое) золото	0,18	25,71
1-е цианирование. Золото в сростках	0,39	55,71
2-е цианирование после хлоридной обработки. Золото ржавое, покрытое плёнками	0,01	1,43
Золото, ассоциируемое с сульфидами	0,08	11,43
Золото в силикатной породе	0,02	2,86
Итого	0,70	100,0

Порядок проведения опытов. Опыты по активному цианированию проводились в бутылочном агитаторе. После 48 ч цианирования цианистые растворы доукреплялись до исходной концентрации 0,1 %.

Полученная зависимость извлечения золота от продолжительности цианирования приведена в табл. 4.16. Причём с увеличением времени цианирования наблюдается динамика роста извлечения золота в раствор и значительно увеличивается расход цианида.

Таблица 4.16

**Зависимость извлечения золота
от продолжительности цианирования**

<i>Условия опытов</i>	<i>Ед. изм.</i>	<i>Продолжительность цианирования, ч</i>		
		<i>24</i>	<i>48</i>	<i>72</i>
Навеска	кг	0,5	0,5	0,5
Плотность пульпы	ж : т	3 : 1	3 : 1	3 : 1
Расход извести	кг/т	2	2	2
Расход окиси бария	г	2,5	2,5	2,5
Концентрация цианида	%	0,1	0,1	0,1
Остаточная концентрация цианида	%	0,062	0,033	0,05
Расход цианида	кг/т	0,76	1,37	1,68
Содержание <i>Au</i> в исходном материале	г/т	0,704	0,68	0,684
Содержание <i>Au</i> в хвостах цианирования	г/т	0,40	0,31	0,23
Содержание <i>Au</i> в цианистом растворе	мг/л	0,104	0,127	0,107
Объем цианистого раствора	л	1,46	1,46	1,70
Извлечение золота в раствор	%	43,2	54,4	66,4

Извлечение золота из материала крупностью -5 мм при 72-часовом цианировании проведено по указанной методике и составило 66,4 %.

В последующем, после получения положительных результатов тестовых опытов по выщелачиванию золота из проб минерального сырья с низким содержанием ценного компонента, цианирование проводилось в перколяторах в лабораторных условиях методом кучного выщелачивания.

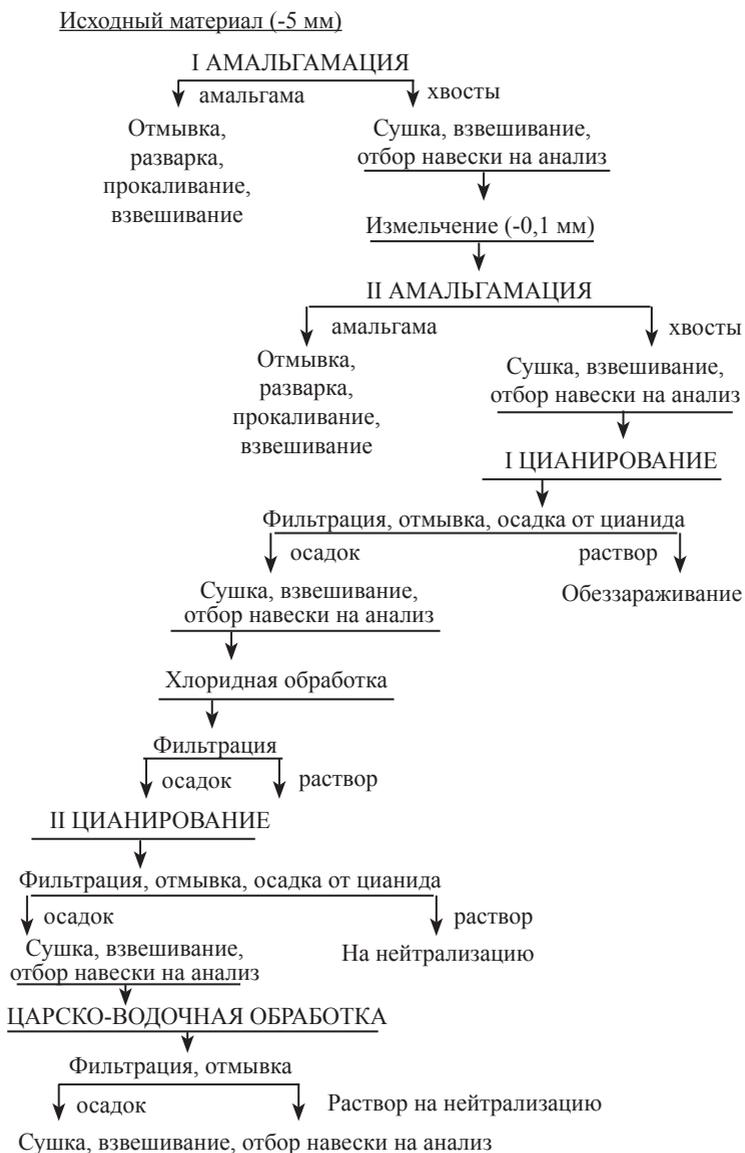


Рис. 4.14. Схема проведения фазового анализа хвостов РРС

Выщелачивание золота из хвостов РРС осуществлялось на фракциях различной крупности с целью определения оптимального размера кусков руды и необходимости её додробливания. Гранулометрический состав хвостов представлен в табл. 4.17.

Таблица 4.17

Гранулометрический состав хвостов РРС

Размер отверстия сит, мм	-75+40	-40 + 20	-20 + 10	-15 + 10	-10+0
Выход, %	3,0	54,1	9,1	17,6	16,2

Методикой предусматривалось проведение выщелачивания золота, различных фракций крупности одновременно в четырёх перколяторах: диаметр 42 мм; высота 2 м, масса пробы 3 кг. Объём используемого раствора цианида при нисходящем орошении – 240–250 мл/сут. Скорость истекания золотосодержащего раствора – 200–230 мл/сут. Результаты исследований по выщелачиванию золота приведены в табл. 4.18.

По результатам экспериментальных исследований выявлено, что максимальное извлечение через 100 сут. достигает по фракциям крупности: -40 мм – 52,1 %; -20 мм – 70,3 %; -10 мм – 74,8 %; -5 мм – 78,5 %. Учитывая большие энергетические затраты на дробление и измельчение, в дальнейшем принимаем вариант при крупности руды -20 мм.

Отличительной чертой перерабатываемых сурьмяных руд является повышенное содержание сульфидов (пирит, арсенопирит, маркозит, барьерит, сурьмяные соли свинца и меди). Для образуемых отходов при исследовании сурьмяных руд на обогатимость выявлено незначительное количество в них ртути (а также $SbCl_3$ – трёххлорита сурьмы), соединений свинца, растворимых солей свинца, относящихся к первому классу опасности [119].

Таблица 4.18

Выщелачивание золота из хвостов РРС

τ , сут.	1	2	3	4	5	6	7	8	9
		Концентрация цианида C_{CN} , г/л	Расход цианида Q_{CN} , г	pH	Концентрация Au в Р-ре C_{Au} , мг/л	V продуктивного р-ра, мл	Масса Au, Q_{Au} , мг	ΣQ_{Au} , мг	% извлечения
	Фракция крупности – 40 мм								
10		0,28	0,22	10,2	1,17	204	0,238	0,238	12,2
20		0,44	0,21	10,5	0,92	210	0,193	0,431	22,1
30		0,36	0,11	10,4	0,74	208	0,154	0,585	30,0
40		0,28	0,085	10,6	0,64	217	0,139	0,724	37,1
50		0,25	0,070	10,5	0,37	214	0,101	0,825	42,3
60		0,17	0,035	10,7	0,25	218	0,054	0,879	45,1
70		0,13	0,01	10,6	0,23	222	0,053	0,932	47,8
80		0,09	0,01	10,7	0,17	229	0,039	0,971	49,8
90		0,05	–	10,6	0,12	225	0,027	0,998	51,2
100		0,03	–	10,6	0,08	220	0,018	1,016	52,1
	Фракция крупности – 20 мм								
10		0,27	0,23	10,3	1,28	201	0,259	0,259	13,3
20		0,41	0,21	10,5	1,03	211	0,217	0,476	24,4

1	2	3	4	5	6	7	8	9
30	0,37	0,12	10,4	0,93	215	0,200	0,676	34,7
40	0,29	0,07	10,7	0,85	218	0,186	0,862	44,2
50	0,26	0,05	10,6	0,72	221	0,160	1,022	52,4
60	0,17	0,03	10,8	0,69	220	0,151	1,179	60,1
70	0,14	0,02	10,7	0,49	222	0,109	1,282	65,7
80	0,08	0,01	10,7	0,24	221	0,053	1,335	68,4
90	0,04	0,01	10,6	0,13	220	0,028	1,363	69,9
100	0,02	—	10,7	0,03	221	0,007	1,370	70,3
Фракция крупности – 10 мм								
10	0,27	0,23	10,5	1,94	203	0,394	0,394	20,0
20	0,41	0,22	10,6	1,40	210	0,294	0,688	35,3
30	0,34	0,11	10,5	1,15	218	0,250	0,938	48,1
40	0,26	0,08	10,8	0,67	219	0,147	1,085	55,7
50	0,24	0,06	10,6	0,57	221	0,126	1,211	62,1
60	0,18	0,03	10,5	0,39	220	0,086	1,297	65,6
70	0,14	0,01	10,7	0,23	224	0,05	1,347	69,1
80	0,09	0,01	10,8	0,22	225	0,049	1,396	71,6
90	0,06	—	10,6	0,18	226	0,041	1,437	73,7
100	0,03	—	10,7	0,10	230	0,021	1,458	74,8

1	2	3	4	5	6	7	8	9
Фракция крупности – 5 мм								
10	0,28	0,22	10,6	2,69	202	0,545	0,545	28,1
20	0,42	0,20	10,4	1,84	214	0,395	0,94	48,4
30	0,37	0,12	10,7	0,96	207	0,20	1,14	58,6
40	0,29	0,09	10,5	0,51	215	0,11	1,25	64,3
50	0,26	0,07	10,7	0,50	220	0,11	1,36	70,1
60	0,17	0,03	10,8	0,31	220	0,07	1,43	73,5
70	0,14	0,01	10,5	0,23	218	0,05	1,48	76,3
80	0,08	0,01	10,6	0,10	224	0,02	1,50	77,7
90	0,05	–	10,7	0,09	223	0,02	1,52	77,9
100	0,03	–	10,6	0,05	222	0,01	1,53	78,5

Токсичность соединений ртути заключается во вредном воздействии иона Hg^+ . Ртуть вступает в соединение с белковыми молекулами в крови, в результате чего образуются более или менее прочные комплексы металлопротоиды. Ртуть сильнее всего накапливается в печени и почках, приводя к нарушениям обмена веществ и выделительной функции, в тяжёлых случаях – к нефрозу в почках и через 5–6 дней – к смерти.

Ртуть – один из самых токсичных металлов, постоянно присутствующих в природной среде, поэтому может поступать в избытке в организм человека через желудочно-кишечный тракт вместе с пищей и водой.

Отходы, содержащие цинк, железо, относятся к третьему классу опасности. Токсичность цинка невелика и во многом зависит от синергизма или антагонизма с другими металлами.

Отходы обогащения сурьмы в основном содержат мышьяк, сурьму, свинец, которые в отдельности относятся ко второму классу опасности [12–15].

Сурьма – элемент, существующий в состоянии окисления $-3+3+5$, образует в основном устойчивые катионные соединения [28]. Сурьма способна образовывать комплексные трёхвалентные соединения, оказывающиеся более токсичными, чем пятивалентные. Действие соединений сурьмы на организм во многом подобно действию мышьяка.

При гидролизе $SbCl_3$ в организме образуется HCl_3 , приводящая к острому воспалению лёгких дыхательных путей и опасному воздействию на пищеварительную систему. $SbCl_3$ раздражает глаза, вызывает тошноту, рвоту, понос, мышечную слабость при попадании в желудок.

Мышьяк является сильным ингибитором ряда элементов в организме и способен вызывать острое отравление. Хроническое действие малых доз соединения мышьяка способствует возникновению рака лёгких и кожи.

Свинец – один из наиболее распространённых металлозагрязнителей окружающей среды и, прежде всего, воздуха. Поступает в организм человека ингаляционным путём. Свинец – яд, действующий на всё живое, в особенности на нервную систему, кровь, сосуды.

Результаты исследования, обобщения и анализа материалов по концентрации и техногенной миграции токсичных химических элементов на сурьмяных Восточного Забайкалья обеспечивают достоверную оценку экологической безопасности рентгенорадиометрической сепарации кварц-антимонитовых руд [119].

Для оценки отходов рентгенорадиометрической сепарации к классу опасности для ОПС использован программный расчётный модуль серии «Эколог», разработанный научно-производственной фирмой «Логос», г. Новосибирск совместно с фирмой «Интеграл» г. Санкт-Петербург [77; 80; 112; 119].

Ниже приведён компонентный состав отходов, полученных при проведении опытно-промышленных исследований рентгенорадиометрической сепарации на месторождениях Восточного Забайкалья.

Суммарный индекс опасности отхода РРС для ОПС (71)

$$K = \sum K_i = K_1 + K_2 + K_3 + K_n, \quad (71)$$

где $K_1 + K_2 + K_3 + K_n$ – показатель степени опасности отдельных компонентов отхода для ОПС (72)

$$K_i = \frac{C_i}{I} = C_i, \quad (72)$$

где C_i – концентрация i -го компонента опасного отхода для ОПС, мг/кг.

Результаты химического анализа отходов представлены в табл. 4.19.

В результате выполненного комплекса исследований получены конечные результаты расчётным методом показателя степени опасности для отходов – K (см. табл. 4.19–4.20).

Таблица 4.19

Результаты химического анализа отходов

Компонент	$Sb_{\text{общ}}$	SiO_2	Al_2O_3	TiO_2	CaO	NaO	MnO	Fe_2O_3
Содержание в пробе	0,9	42,70	0,71	0,10	0,80	0,20	0,001	6,28
Компонент	$S_{\text{общ}}$	Na_2O	K_2O	Zn	Pb	Cu	Ar	As
Содержание в пробе	7,30	0,30	1,90	0,001	0,02	0,001	–	0,02

Таблица 4.20

**Данные расчётного метода отнесения отходов
к классу опасности для ОПС**

Наименование компонента	По пробам отходов РРС		
	концентрация компонента отхода, C_i, мг/кг	коэффициент степени опасности компонента отхода, W_i, мг/кг	показатель степени опасности компонента, K_i
Al_2O_3	710	6372,5	0,2199
SiO_2	42700	100000	0,1641
Sb_2S	900	9488,17	0,408699
SO_3	7300	33113,11	0,578019
K_2O	19900	100000	0,0048
CaO	800	100000	0,2121
TiO_2	100	4677,4	1,321247
MgO	200	2454,7	0,68759
MnO	1	5888,4	0,502853
Fe_2O_3	6280	1000000	0,1314
Na_2O	300	1673,2	0,31241
Cu	1	2454,7	1,466574
Zn	1	2454,7	0,032591
Pb	20	1445,4	1,257534
As	20	1000	1,239508
			$K = 8,50$

Таким образом, на основе использования расчётного метода для ОПС установлено:

– доля исходных сурьмяных руд – 4-й класс опасности ($10^2 \geq K \geq 10$);

– отходы радиометрического обогащения сурьмяных руд – 5-й класс опасности ($K \leq 10$).

Выводы. 1. Исследованием особенностей технологических характеристик сурьмяных руд, определяющих эффек-

тивность процесса концентрирования ценного компонента, выявлено, что минеральные типы Солонеченского и Нарин-Кундуйского месторождений близки по вещественному составу.

2. Установлена высокая эффективность концентрирования сурьмы из минерального сырья Солонеченского месторождения методом рентгенорадиометрической сепарации. При этом объединённые показатели извлечения сурьмы при пороге разделения, равном 0,3 %, имеют следующие значения:

$$\alpha^{Sb} = 2,26 \%, \quad \varepsilon^{Sb} = 96,9 \%;$$

$$\alpha^{Sb} = 6,8 \%, \quad \varepsilon^{Sb} = 97,6 \%;$$

$$\alpha^{Sb} = 18,1 \%, \quad \varepsilon^{Sb} = 98,45 \%.$$

3. Установлены закономерности изменения содержания сурьмы в продуктивной фракции, зависящие от количества ценного компонента в исходной руде и выбора рациональной технологической схемы рудоподготовки.

4. По результатам экспериментальных исследований установлено, что технологические свойства – контрастность, гранулометрический состав, геолого-минералогические характеристики и текстурно-структурные особенности руды Солонеченского месторождения (с различным содержанием ценного компонента) благоприятны для предварительного концентрирования методом РРС. Экспериментально подтверждена эффективность извлечения золота на уровне 70,3 % из хвостов РРС крупностью 20 мм кучным выщелачиванием.

5. По результатам экспериментальных исследований можно заключить, что несмотря на принадлежность месторождений к различным геолого-промышленным типам, переработка кварц-антимонитовых руд Восточного Забайкалья на обогатительных фабриках может производиться по принципиально единым технологическим схемам, основанным на применении инновационной рентгенорадиометрической сепарации в голове процесса, позволяющей выделить не менее 30–70 % пустой породы.

6. При сравнительной оценке распределения токсичных, потенциально-токсичных элементов в исходных рудах и хвостах обогащения расчётным методом установлено, что

в выделенных в голове технологического процесса с помощью радиометрической сепарации отходах содержатся те же вредные вещества, что и в исходном материале. Концентрация токсичных элементов в отходах ниже, чем в исходном сырье, что обусловлено применением РРС для извлечения сурьмы из руд, в результате которой основное количество их переходит в продуктивную фракцию.

7. Установлено, что отходы рентгенорадиометрической сепарации сурьмяных руд Восточного Забайкалья относятся к 5-му классу опасности для ОПС и представляют ценное вторичное сырьё для производства строительных материалов, отвечающих требованиям ГОСТ 8267-93, 8736-9. При наличии в комплексных рудах в качестве попутного компонента – золота (среднее содержание не менее 0,5 г/т), экономически выгодна дальнейшая переработка для доизвлечения благородного металла методом кучного выщелачивания.

Глава 5. Практика применения разработанных технологических схем и достигнутые показатели опытно-промышленных установок и обогатительных фабрик

В настоящее время при добыче сурьмяной руды извлекают штуфной концентрат селективной выборкой непосредственно в карьере (ручной рудоразборкой). Этот метод отбора не только низкопроизводителен, но и малоэффективен [71], так как визуально определить точное содержание сурьмы в руде невозможно, и в товарную продукцию попадают бедные руды.

В процессе оценки уровня развития техники и технологии извлечения штуфного концентрата из сурьмяных руд экспериментально установлено [9; 71], что перспективным является радиометрический метод обогащения, где основным фактором разделения является высокая энергия (27 кэВ) характеристического излучения сурьмы (как элемента, так и её основного минерала антимонита) при облучении рентгеновскими лучами. Оценка концентрации сурьмы задавали с помощью метода спектральных отношений, а пороги сепарации устанавливались в процессе предварительных исследований сурьмы (0,25; 0,5; 0,8; 0,9 %). В справочной обогатительной литературе [121; 133–136] отмечается, что технологические схемы целесообразно разрабатывать в нескольких вариантах сопоставления их получаемой прибыли для принятия окончательного решения. Как правило наряду с этим обязательно также выполняется укрупнённая оценка по результатам технологического испытания руд.

Основные требования, предъявляемые к технологическим схемам: 1. Обеспечить наиболее высокое сквозное извлечение основных ценных компонентов и их минимальные потери с отвальными продуктами. 2. Предусмотреть выделе-

ние сопутствующих компонентов в самостоятельные виды продукции. 3. Решить вопросы извлечения ценных компонентов из сточных вод, оборотных вод и продуктов газоочистки. 4. Предусмотреть раздельное складирование некондиционных продуктов обогащения и отходов производства. 5. Предусмотреть возможность использования твёрдых отходов в первую очередь для закладки горных выработок или в качестве стройматериалов в стройиндустрии.

На технологических решениях рудоподготовки отражается наблюдаемая тенденция вовлечения в разработку месторождений руд с уменьшенным содержанием ценных компонентов, а также необходимость комплексного использования минерального сырья и обострение различного рода экологических и экономических проблем.

В последнее время технологические схемы постоянно усложняются, выдвигаются новые подходы к проектно-компоновочным решениям на обогатительных фабриках, предлагаются нестандартные приёмы проектирования и эксплуатации горнорудных предприятий [136]. Очень часто развитие технологических вариантов схем базируется на использовании комбинированных методов переработки на основе сочетания механических, пиро- и гидрометаллургических процессов [127; 129; 130; 160; 161; 175; 181].

Возможность и результаты сортировки крупнокускового обогащения, как и другие процессы, во многом определяются минеральным составом полезной и породной фаз. Некоторые поверхностные способы радиометрической сепарации – фотометрический, рентгенорадиометрический, люминесцентный – весьма чувствительны к присутствию иных рудных или порообразующих минералов с аналогичными физическими свойствами. Технические приёмы с проникающим излучением либо сочетание методов в одном устройстве способны повысить эффективность разделения. Положительный опыт использования радиометрической сепарации в голове процесса накоплен в урановой промышленности [112].

Сортировка руд в ёмкостях возможна только на основе радиометрической контрольной сортировки. Технологии, включающие радиометрическую контрольную сортировку и радиометрическую сепарацию, целесообразно использовать для рядовой руды. Забалансовые руды в контурах подсчёта запасов следует подвергать сортировке, а возможность использования забалансовых руд за промышленным контуром нужно проверить дополнительно.

Как и вся технология предварительного обогащения, рентгенорадиометрическая сепарация считается высокоэффективной при относительном выходе отвальных хвостов 15–50 %. Показатели этой технологии во многом зависят от выхода несортируемого класса $-20+0$ мм, который является основной помехой эффективного применения этого метода. В целом возможности технологии определяются не столько работой выбранного оборудования рудосортировочного комплекса, сколько естественными природными свойствами обогащаемой руды, к которым относятся: исходный состав руд и полезного ископаемого; контрастность руды (чем больше различий в содержании ценных компонентов в кусковом материале, тем легче она сортируется); прочность, которая влияет на гранулометрический состав руды при дроблении до необходимых машинных классов; структурно-текстурные особенности, определяющие характер вкраплённости ценных минералов (крупно-, мелковкраплённые, штуфные и т. д.), количество сростков, распределение рудных минералов в кусковом материале; состояние поверхности кускового материала (чем больше глины, загрязняющих примазок, тем труднее очистить поверхность кускового материала при дроблении и грохочении, тем хуже руда выпускается из бункеров, а при высокой глинистости необходима отмывка руды); кусковатость, в том числе форма кусков (плоская, кубическая и др.); плотность породной и рудной части.

5.1. Оценка влияния содержания ценного компонента в сурьмяных рудах Восточного Забайкалья на технологические показатели концентрирования в продуктах обогащения

Концентрирование полезного компонента состоит из двух, решающих разные задачи групп операций: 1) дезинтеграции минерального вещества на фазы с разным содержанием полезного компонента; 2) разделения минеральных фаз на основе различия физических свойств и химического состава, которое можно усиливать с помощью химических реагентов, разного вида излучений, силовых полей и т. д. [41].

Проанализированы технологические показатели переработки сурьмяных руд Забайкалья, полученные при исследовании минерального сырья на обогатимость [85]. Для управления качеством минерального сырья различных типов и сортов сурьмяных руд при технологическом концентрировании полезного компонента используют различные математические модели [6; 25]. В ЗабНИИ провели математическую обработку экспериментальных данных сурьмяных руд применительно к рудам Жипкошинского месторождения [144]. В последующем накопленные данные использованы в научных трудах Ю. А. Тюменцева [150] и монографии Ю. В. Павленко, О. А. Полякова [85].

Результаты математической обработки данных при концентрации сурьмы в объединённых гравитационно-флотационных продуктах свидетельствуют о том, что качество суммарного концентрата зависит от содержания металла в бедных рудах (*Sb* до 3 %) (см. рис. 5.1). Аналогичная зависимость, но несколько в меньшей степени характерна для гравитационного концентрата (см. рис. 5.2). Зависимость извлечения *Sb* в гравитационный концентрат от её содержания в исходной руде представлена на рис. 5.3.

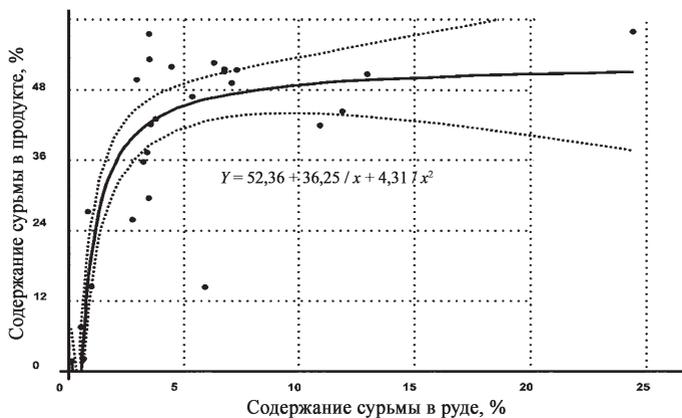


Рис. 5.1. Зависимость концентрации сурьмы в объединённых продуктах гравитации и флотации от её содержания в руде: коэффициент корреляции $r = 0,86$; погрешность аппроксимации $\pm G = 9,82$, доверительные границы по Стьюденту с вероятностью $P = 0,95$

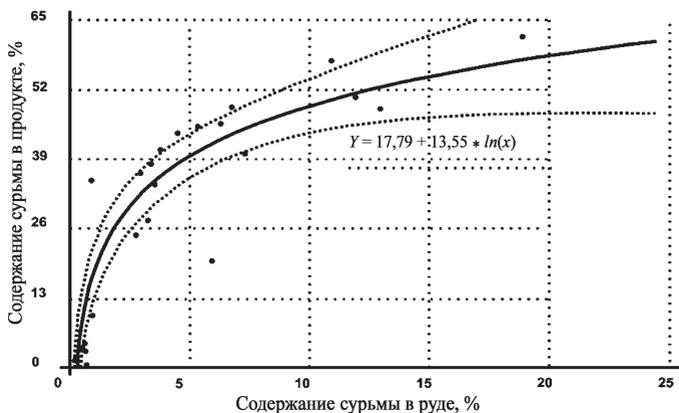


Рис. 5.2. Зависимость изменения концентрации сурьмы в продуктах гравитации от её содержания в исходной руде: коэффициент корреляции $r = 0,87$; погрешность аппроксимации $\pm G = 10,02$, доверительные границы по Стьюденту с вероятностью $P = 0,95$

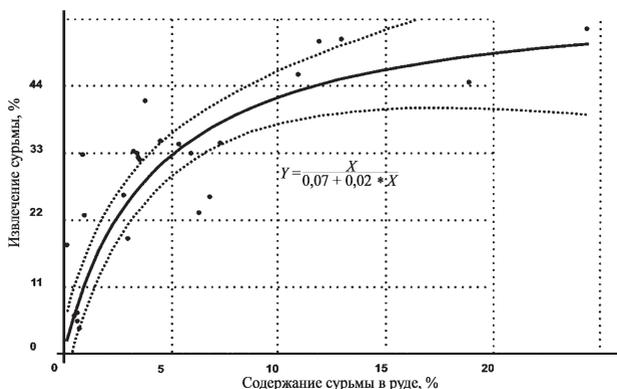


Рис. 5.3. Зависимость извлечения сурьмы в гравитационный концентрат от её содержания в исходной руде: коэффициент корреляции $r = 0,92$; погрешность аппроксимации $\pm G = 8,54$, доверительные границы по Стьюденту с вероятностью $P = 0,95$

Согласно полученным кривым все они выражаются дробно-степенно-показательными функциями (73)

$$Y_{\beta Sb} = A \cdot \alpha^b e^{-c\alpha}, \quad (73)$$

где $Y_{\beta Sb}$ – частность распределения содержания сурьмы в продуктивной фракции, %; α – дискретное значение содержания металла, %; A – постоянный коэффициент; b, c – показатели степени переменного X .

Объединённый концентрат марки КСУФ-4 с Sb 30 % возможно получать при содержании Sb в руде 1,5 %, а концентрат марки КСУФ-3 с Sb 40 % при 3 %. При содержании же сурьмы в руде более 7–8 % появляется большая вероятность получить концентрат марки КСУФ-2. Гравитационный концентрат с Sb 30 % можно получать при содержании Sb в руде около 4 % с извлечением металла 28–30 %. При содержании Sb 7–8 % и более гарантируется выход концентратов более высокого качества с извлечением Sb 38–49 % и выше. Однако при использовании комбинированной гравитационно-флотационной технологии переработки сурьмяных руд полнота извлечения ценного не превышает 50 %, что технологически явно недостаточно.

5.2. Математическая обработка экспериментальных данных

Обобщением лабораторных экспериментальных данных, представленных в главе 4 и полученных в ходе полупромышленных испытаний, с использованием законов логарифмического распределения среднего содержания сурьмы при учёте контрастности сурьмяных руд, получили обобщающую экспоненциально-степенную функцию, характеризующую распределение сурьмы в продуктивную фракцию от содержания в исходной руде (74)

$$\frac{100}{\beta} = e^{m\alpha^n}, \quad (74)$$

где β – содержание сурьмы в продуктивной фракции, %; α^n – содержание сурьмы в исходной руде, %; m и n – значения коэффициентов, определяемые особенностями разновидности технологического типа сурьмяного оруденения.

Зависимость извлечения сурьмы в продуктивную фракцию от содержания её в исходной руде показана на рис. 5.4–5.5.

Значения коэффициентов m и n зависят от контрастности определяемых типов и руд. Определение коэффициентов m и n осуществляется графическим методом. Графики строятся на логарифмической сетке и двойной логарифмической сетке. По оси ординат откладываются значения $\lg(\lg\beta)$ – содержание ценного компонента в продуктивной фракции или $\lg(\lg\epsilon)$ – извлечение ценного компонента, по оси абсцисс $\lg\alpha$ – содержание ценного компонента в исходной руде. Коэффициент n соответствует углу наклона кривой. Увеличение угла наклона кривой соответствует увеличению содержания ценного компонента в продуктивной фракции.

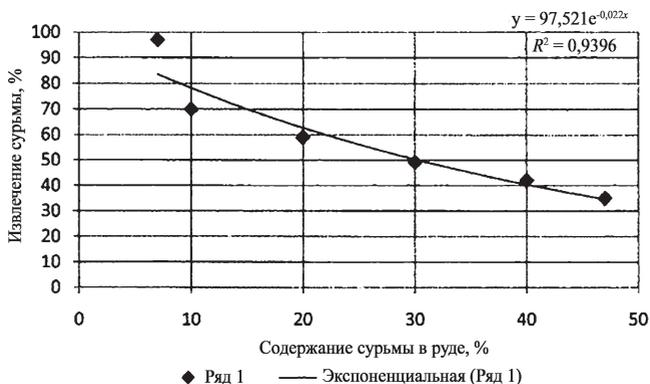


Рис. 5.4. Зависимость извлечения сурьмы в продуктивную фракцию от содержания сурьмы в руде

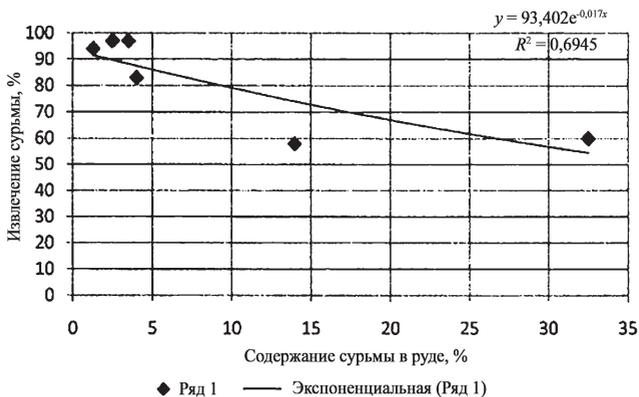


Рис. 5.5. Зависимость извлечения сурьмы в продуктивную фракцию от содержания сурьмы в руде

При этом полнота перевода сурьмы в продуктивную фракцию подчиняется логарифмической или степенной зависимости. Значение коэффициента составляет 0,9.

При проведении экспериментов установлено, что с повышением содержания сурьмы в исходной руде извлечение

ценного компонента в продуктивную фракцию описывается экспоненциальной функцией, значение R^2 достигает 0,9. Сравнительная оценка различных функций с целью использования их при установлении извлечения сурьмы в продуктивную фракцию от содержания сурьмы в руде – логарифмическая, полиномиальная и степенная зависимости представлены на рис. 5.6–5.9. Путём использования двойной логарифмической сетки (см. рис. 5.10) представляется возможным определить угол наклона прямой, характеризующей особенность различных типов сурьмяных руд по контрастности. Кривая 1 – легкообогатимые руды, 2 – обогатимые антимонитовые золотосодержащие руды.

Для антимонитовых золотосодержащих руд (образованных при наложении антимонитового оруденения на золотосодержащие), имеющих отдельные участки окисленных и сульфидных минералов, этот угол может составлять 18° , т. е. извлечение ценного компонента в продуктивную фракцию будет снижаться на 8–16 %. Эти данные подтверждают результаты снижения уровня извлечения для средне- и труднообогатимого сырья, полученные при системной оценке сурьмяных руд в 90-е гг. прошлого столетия [146].

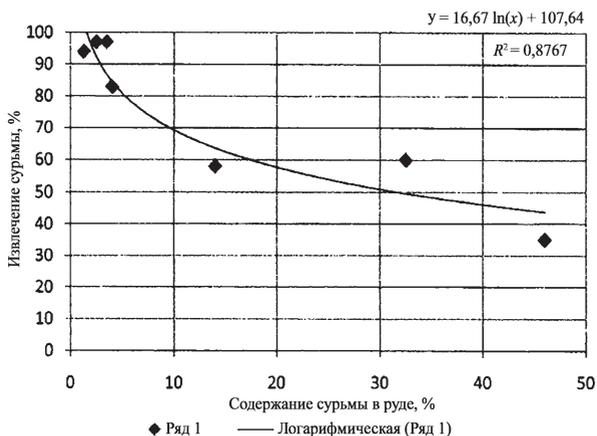


Рис. 5.6. Зависимость извлечения сурьмы в продуктивную фракцию от содержания сурьмы в руде (логарифмическая зависимость)

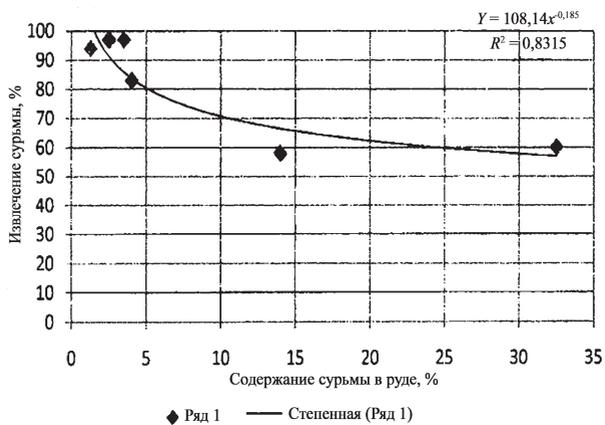


Рис. 5.7. Зависимость извлечения сурьмы в продуктивную фракцию от содержания сурьмы в руде (степенная зависимость)

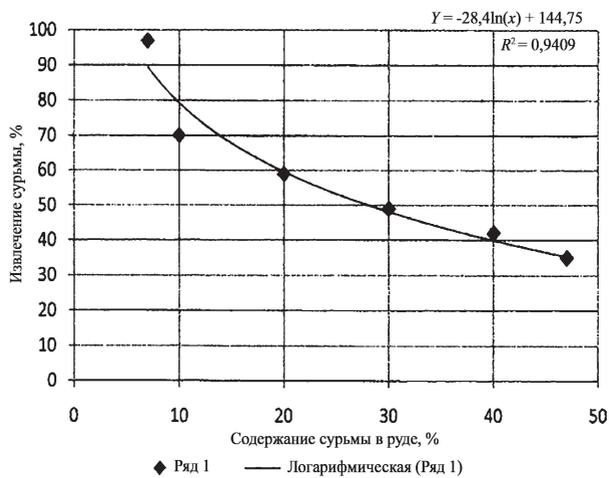


Рис. 5.8. Зависимость извлечения сурьмы в продуктивную фракцию от содержания сурьмы в руде (логарифмическая зависимость)

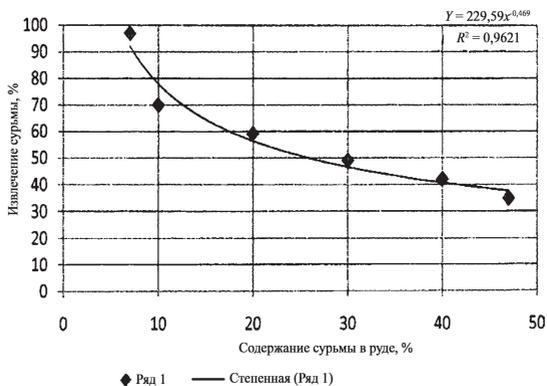


Рис. 5.9. Зависимость извлечения сурьмы в продуктивную фракцию от содержания сурьмы в руде (степенная зависимость)

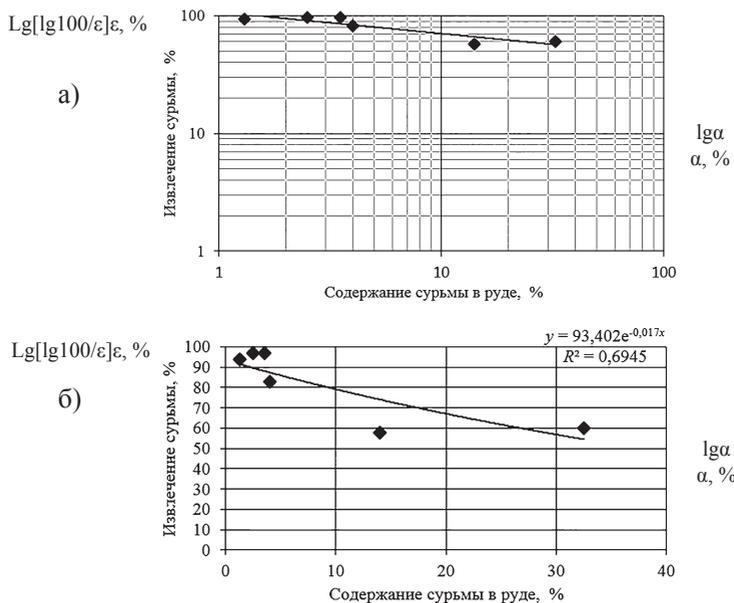


Рис. 5.10. Зависимость извлечения сурьмы в продуктивную фракцию от содержания сурьмы в руде:

а) – для легкообогащаемых руд; б) – для обогащаемых руд

Выполненный укрупнённый анализ полученных выборок показал, что использование технологии РРС для рудного материала крупностью -150+20 мм становится эффективным при содержании сурьмы в исходной руде от десятых долей процента до 50 %. При этом технически представляется возможным вывести в отвал до 70 % исходной практически пустой породы с содержанием сурьмы в хвостах 0,1 %. Причём, при двухстадийной радиометрической сепарации становится возможным получить из руд среднего и высокого качества кондиционный штучный концентрат.

В производственных условиях реальные показатели предварительного обогащения будут колебаться в широких пределах в зависимости от исходного содержания *Sb* в руде, состояния руды, правильности эксплуатации сепараторов и т. д. По результатам выполненных испытаний установлено, что при содержании сурьмы в руде 1,05–3,64 %, её содержание в продуктивной фракции составляет 4,1–18,8 % и характеризуется довольно высоким извлечением металла в концентраты РРС (95–99 %). Положительный результат позволяет заключить, что при низких содержаниях *Sb* технология РРС решает главную задачу – выделение отвальных хвостов с содержанием *Sb* 0,043–0,26 % с выходом крупнокускового материала в пределах 62–85 %. Этим самым доказывает её высокую эффективность.

Предлагаемые авторами технологические схемы РРС для руд с различным содержанием сурьмы отличаются гибкостью, возможностью управления качеством получаемых товарных руд в зависимости от текущих рыночных потребностей, оперативным реагированием на качество добываемых руд. Для концентрирования ценных компонентов при рудоподготовке богатых руд достаточно иметь одну стадию сепарации. При рудоподготовке рядовых и бедных руд необходимо иметь две стадии. В переработку могут вовлекаться не только бедные, но и забалансовые руды.

При этом наиболее эффективно обогащаются рядовые руды (*Sb* 7–5 %), обладающие контрастными технологически-

ми свойствами, из которых выделяется штуфной концентрат. Основные достигаемые показатели – содержание *Sb* до 51 %, выход продукта порядка 16 %, извлечения *Sb* достигает 60 %.

Из сурьмяных руд Восточного Забайкалья, различаемых по качеству исходного сырья, за две стадии выделяются три продукта: сконцентрированная наиболее богатая продуктивная фракция (концентрат), промпродукт и хвосты.

На 1-й стадии выделяются хвосты и промпродукт. Последний по мере накопления в рудоподготовке повторно пропускается через РРС (2-я стадия) для получения продукта (*Sb* 25–30 %) и концентрата (*Sb* 45–50 %). Промпродукт 2-й стадии с содержанием *Sb* около 30 % может являться самостоятельной товарной рудой. Несортируемый класс -20+0 мм (первичный и вторичный) представляет отдельный продукт, который подшихтовывается к обогащённым продуктам.

Результатами исследований доказано, а математической обработкой экспериментальных данных подтверждено, что в процессах рудоподготовки РРС является наиболее эффективным методом обогащения сурьмяных руд. Для бедных и части рядовых руд метод РРС используется для предварительной концентрации минерального сырья, а для большей части рядовых и богатых руд – как основной, обеспечивающий получение кондиционной продукции. Высокая эффективность переработки низкокачественных руд предполагает целесообразность более полного использования бедных и забалансовых руд путем снижения бортового содержания сурьмы, что упрощает дальнейшую подготовку месторождения к эксплуатации, расширяет возможность применения открытого способа отработки запасов; возможности метода по концентрированию полезного компонента требуют расширения перечня марок штуфных сурьмяных концентратов.

Таким образом, разработанная на основе экспериментальных данных информационная система позволяет выдавать рекомендации по управлению технологическим процессом с целью получения наилучших результатов концентрирования ценного компонента различных типов сурьмяных руд.

5.3. Классифицирование сурьмяных руд Восточного Забайкалья по сортам и выбор рационального варианта переработки минерального сырья

Для подсчёта запасов руды и сурьмы Солонеченского месторождения рекомендованы кондиции: для открытой разработки: бортовое содержание сурьмы в пробе для оконтуривания рудного тела по мощности 1,5 %; минимальная мощность рудного тела 3 м, при меньшей мощности, но высоком содержании сурьмы пользоваться метропроцентом не ниже 4,5; максимальная мощность пустых прослоев и некондиционных руд, включаемых в подсчёт запасов, – 3 м.

Схемы блокировки рудных тел представлены в прил. Г-Ж [85].

В соответствии с ТЭО постоянных кондиций подсчитаны запасы Солонеченского месторождения (см. табл. 5.1) [Там же].

Таблица 5.1

**Запасы Солонеченского месторождения
по состоянию на 01.10.2009 г.**

<i>Участок</i>	<i>Запасы руды, тыс. т</i>	<i>Содержание сурьмы, %</i>	<i>Запасы сурьмы, тыс. т</i>
Балансовые запасы для открытых работ			
Западный, $C_1 + C_2$	126,01	6,89	8,68
В т. ч.: кат. C_1	76,18	8,13	6,19
кат. C_2	49,83	5,00	2,49
Восточный, $C_1 + C_2$	133,22	13,92	18,54
В т. ч.: кат. C_1	124,80	13,41	16,74
кат. C_2	8,42	21,38	1,80
ИТОГО: балансовых для открытых работ	259,23	10,50	27,22
В т. ч.: кат. C_1	200,98	11,41	22,93
кат. C_2	58,25	7,36	4,29

Балансовые запасы для подземной отработки			
Центральный, $C_1 + C_2$	183,87	11,31	20,80
В том числе: кат. C_1	167,40	11,10	18,58
кат. C_2	16,47	13,48	2,22
Восточный, кат. C_1	142,20	10,57	15,03
ИТОГО балансовых для подземной отработки	326,07	10,99	35,83
В том числе: кат. C_1	309,6	10,86	33,61
кат. C_2	16,47	13,48	2,22
Забалансовые запасы			
Западный, кат. C_2	59,60	5,08	3,03
Центральный, $C_1 + C_2$	38,66	4,45	1,72
В том числе: кат. C_1	17,27	5,44	0,94
кат. C_2	21,39	3,90	0,78
Всего по месторождению			
Балансовые $C_1 + C_2$	585,30	10,77	63,05
В т. ч.: кат. C_1	510,58	11,07	56,54
кат. C_2	74,72	8,71	6,51
Забалансовые, кат. $C_1 + C_2$	98,26	4,83	4,75
В том числе: кат. C_1	79,87	4,97	3,97
кат. C_2	21,39	3,90	0,78

Схемы блокировки рудных тел с различным бортовым содержанием сурьмы позволяют сделать вывод, что по прямым структурно-литологическим и минералогическим признакам (состав вмещающих пород, минеральная форма полезного компонента, структурно-текстурные особенности и пр.) на Солонеченском месторождении намечается один технологический тип и три природных сорта (разновидности) руд: 1-й сорт – богатые антимонит-кварцевые руды, пригодные для радиометрической сепарации с получением штучного концентрата с содержанием сурьмы 16–30 % и более (преимущественно руды Восточного участка), которые составляют

около 25 % всех запасов; 2-й сорт – рядовые прожилково-вкрапленные руды в джаспероидах с содержанием сурьмы 4–15 %, развиты на всех участках; 3-й сорт – бедные прожилково-вкрапленные руды в джаспероидах с содержанием сурьмы 1,5–3 %, развиты на всех участках [85].

Определив прогнозную контрастность руды в недрах, получаем из данных первичного геологического опробования технологическую информацию, и на её основе устанавливаем фракционный и сортовой составы руд в недрах, корреляционные связи содержаний сурьмы и сопутствующего элемента золота, а также перспективность и возможные показатели сортировки, покусковой сепарации.

В зависимости от детальности разведки общая картина контрастности месторождения, участков, блоков даёт представление о перспективах радиометрических методов, о возможной неравномерности оруденения, рациональной степени раскрытия руд, природных сортах и разновидностях. Разделение сурьмяных руд на сорта и на литологические типы существенно изменяет минеральный состав и технологические свойства образовавшихся продуктов.

Разработка способов количественной оценки вклада составляющей природной неравномерности в степень раскрытия руды, подаваемой на технологический передел, предполагает обобщение, математическую обработку геологических данных и сопоставление их с результатами экспериментального определения степени раскрытия минералов на разных стадиях дезинтеграции. В отличие от геологических работ степень неравномерности оруденения при технологическом анализе характеризуется степенью статистического фазового раскрытия L (формула 2), которая функционально связана с известным показателем контрастности M (формула 3) и с обычными технологическими параметрами [48], которые определяются с помощью кривых контрастности для сурьмяной руды, заданной формулой (75)

$$M = 2 \frac{(\alpha_m - \theta)\gamma_x}{\alpha} = 2 \frac{(\beta - \theta)\gamma_x}{\alpha} = 2(k_0 - 1)\gamma, \quad (75)$$

где α_m – средняя массовая доля минералов сурьмы в выборке, доли ед.; α – среднее содержание сурьмы в выборке, %; $\gamma_x \gamma_k$ – выход хвостов или концентрата при граничном содержании $\lambda_m = \alpha$, доли ед.; θ , β – среднее содержание сурьмы в хвостах или концентрате, %; k_0 – коэффициент обогащения концентрата, %.

Номограмма для классификации крупнокусковых фракций полезных ископаемых по теоретической обогатимости в зависимости от содержания извлекаемых минералов (α_m), степени раскрытия (L) и показателя контрастности (M) В. А. Мокроусова и Л. Ч. Пухальского построена для руд $\alpha_m \rightarrow 0$ (руды урана, редких, благородных металлов, алмазов), считая, что $M = 2L$, где L – степень статистического фазового раскрытия, доли ед. Однако содержание сурьмы в рудах Восточного Забайкалья колеблется в широких пределах от единицы до 30 % и более.

С учётом принципа методики построения номограмм для классификации крупнокусковых фракций полезных ископаемых по обогатимости В. А. Мокроусова [71; 72] представлена номограмма классификации комплексных сурьмяных руд Восточного Забайкалья по ряду показателей: контрастности, степени статистического фазового раскрытия минералов сурьмы, обогатимости, сортам.

В зависимости от содержания сурьмы в исходном сырье (от 0 до 1) по данным геологического опробования и экспериментальным данным, бортового содержания сурьмы в пробе для оконтуривания рудного тела, контрастности (от 0 до 2) и статистического фазового раскрытия (от 0 до 1) руды расклассифицированы по следующим признакам (см. рис. 5.11): по контрастности: неконтрастные, низкоконтрастные, контрастные, высококонтрастные, особо контрастные; по обогатимости – необогатимые, труднообогатимые, обогатимые, хорошообогатимые, легкообогатимые; по сортам – богатые (первый), рядовые (второй), бедные (третий).

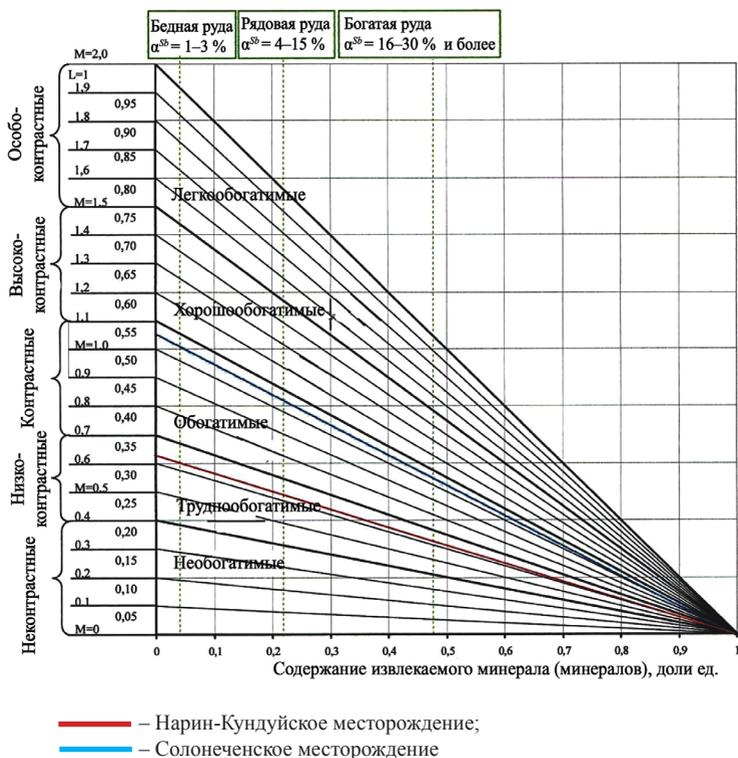


Рис. 5.11. Номограмма для классификации комплексных сурьмяных руд Восточного Забайкалья по ряду признаков

Исходя из комплексного анализа признаков классификации, можно сделать вывод, что руды Солонеченского и Нарин-Кундуйского месторождений со значениями $M = 0,63-0,82$; $L = 0,32-0,53$ относятся к контрастным, обогащаемым и представлены тремя промышленными сортами.

По данным номограммы следует, что предельное значение M для руд, содержащих 50 % полезного минерала (антимонита с $\alpha_M = 0,5$), даже при полном раскрытии не может превысить 1. Величина L изменяется от нуля (все элементарные объёмы одинаковы) до единицы (полезные минералы и порода раскрыты и находятся в разных элементарных объёмах).

Чем выше L , тем эффективнее возможное разделение руды на сорта и породу. Повышение M при этом увеличивает коэффициент обогащения высшего сорта.

При матричном ранжировании сурьмяных руд в соответствии с данными сигналов рентгенорадиометрического стенда, геологические пробы Солонеченского и Нарин-Кундуйского месторождений приблизительно с одинаковым содержанием сурьмы разделены на три сорта руды: богатые, рядовые и бедные (см. табл. 5.2).

Таблица 5.2

Теоретически возможные показатели разделения сортов руд

Показатель	Значение показателя по продуктам разделения для прогнозных сортов руд				
	богатая руда	рядовая руда	бедная руда	порода	исходная руда
Солонеченское месторождение					
Выход, %	25,0	31,0	21,5	22,5	100
Содержание Sb, %	28,74	5,3	1,55	0,34	10,10
Извлечение, %	71,15	16,34	11,76	0,75	100
Коэффициент обогащения	2,85	0,64	0,15	0,03	
Нарин-Кундуйское месторождение					
Выход, %	20,0	26,0	24,0	30,0	100
Содержание Sb, %	35,1	11,2	1,9	0,4	10,5
Извлечение, %	66,86	27,7	4,3	1,1	100
Коэффициент обогащения	3,34	1,07	0,18	0,044	
<i>Примечание.</i> Содержание золота во всех типах руд в среднем составляет 1–2 г/т					

На рис. 5.12 и 5.13 показаны результаты разделения сурьмяных руд Солонеченского и Нарин-Кундуйского месторождений на промышленные сорта по выходам продуктов и извлечению ценного компонента.

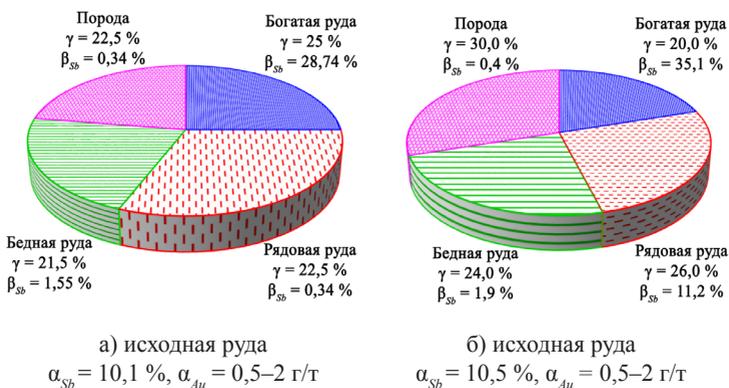


Рис. 5.12. Результаты разделения сурьмяной руды Солонеченского (а) и Нарин-Кундуйского (б) месторождений на промышленные сорта по выходам продуктов

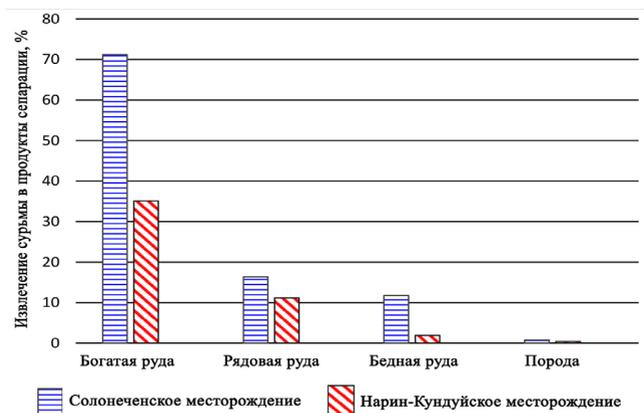


Рис. 5.13. Результаты разделения сурьмяной руды Солонеченского и Нарин-Кундуйского месторождений на промышленные сорта по извлечению ценного компонента

Из исходной руды выделяется 22,5 и 30,0 % породы, а также 25,0 и 30,0 % штуфного концентрата марки КСУФ-4, соответственно по Солонеченскому и Нарин-Кундуйскому

месторождениям, который, минуя процесс рудоподготовки и обогащения, направляется непосредственно на металлургический передел.

Получаем отвальные хвосты РРС, удовлетворяющие требованиям к использованию в стройиндустрии. Например, в качестве щебня. При наличии в хвостах экономически выгодного содержания золота их направляют на дальнейшее доизвлечение благородного металла методом кучного выщелачивания, тем самым решая вопрос комплексного использования сырья.

Это даёт возможность дифференцированно перерабатывать комплексное минеральное сырьё. В рудах с высокой массовой долей сурьмы весьма высока вероятность получения готовых продуктов (штуфных кусковых концентратов) на стадии сортировки и крупнокусковой сепарации. Рядовые руды представляют собой природный промпродукт, нуждающийся в обогащительных и других методах доводки. Отсюда вытекает и новая стратегия рациональной технологии: руду надо разделять на сорта не после измельчения, а ещё в недрах – при добыче и дроблении. Данное направление несколько усложняет технологические схемы и предопределяет более сложные технологии доводки промпродуктов (основных носителей извлечения сурьмы) и попутного компонента (золота). Такой же подход необходим при переоценке объектов, ранее разведанных, но не принятых к освоению.

Разделение комплексных сурьмяных руд на сорта позволяет существенно повысить эффективность всего передела. Сорта, как показывают испытания и опыт предприятий, характеризуются существенно большей равномерностью основного компонента и минерального состава, чем исходная горная масса. В простейшем случае предварительное обогащение обеспечивает удаление породы и разубоживающей горной массы ещё до стадии мелкого дробления. В отличие от принятых операций усреднения и шихтовки руды предварительное обогащение использует ту часть работы по разделению минералов, которую совершила сама природа. Появляется

возможность выбора оптимальной технологии обогащения или другого способа для переработки каждого сорта или типа руды (см. рис. 5.14). При этом забалансовая сурьмяная руда, содержащая сурьму ниже минимально промышленного содержания, направляется на склад и рассматривается в будущем как объект освоения.

Методология построения эффективных технологических схем рудоподготовки кварц-антимонитовых руд разных сортов для получения продуктов заданного качества по гранулометрическому и вещественному составу базируется на использовании комплекса процессов дробления, грохочения, предконцентрации с целью максимального выделения сконцентрированного ценного компонента в «голове процесса» переработки с последующим доизвлечением золота из хвостов радиометрической сепарации кучным выщелачиванием при условии получения достаточного экономического эффекта.

Возможности автоматических методов сокращения объёмов перерабатываемого сырья и улучшения его качества создают предпосылки для разработки высокоэффективных технологий, сочетающих покусковую сепарацию с традиционными способами обогащения (прежде всего, гравитационными и флотационными). А комбинированию процессов покусковой сепарации с кучным выщелачиванием золота благоприятствуют следующие объективные предпосылки. В то время как сепарации подвергаются классы крупнее 25 мм, для кучного выщелачивания необходима крупность менее 25 мм, что заметно снижает затраты на рудоподготовительные операции перед кучным выщелачиванием. Кроме того, при сепарации бедных руд в отвал выделяется до 50 % пустой породы, и вследствие уменьшения объёма перерабатываемой руды снижаются затраты на кучное выщелачивание и повышается концентрация золота в продуктивных растворах.

Для комплексного использования сырья после радиометрической рудоподготовки экономически целесообразно применять кучное выщелачивание золота из хвостов рентгенорадиометрической сепарации [88; 98; 127–132].

При этом с различным качеством сырья в разных классах крупности сепарацию машинных классов -150+50 мм и -50+20 мм необходимо производить отдельно и в разных аппаратах.

Крупность продуктов и условия процессов дробления и измельчения при рудоподготовке определяются требуемой полнотой отделения (раскрытия) извлекаемых минералов с учётом применения двух преобладающих последующих методов обогащения сурьмяных руд – флотации и гравитации, а также комбинаций на их основе.

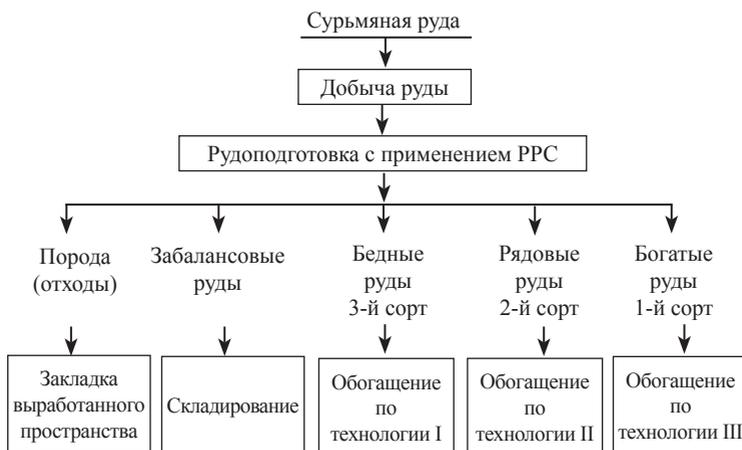


Рис. 5.14. Классификация сурьмяных руд на промышленные сорта

При этом нужно обязательно учитывать, что каждый тип руды имеет свою экономически выгодную степень дробления. По данным практики установлено, что чем выше содержание сурьмы в руде и крупнее вкраплённость извлекаемых минералов, тем желательней более полное раскрытие сростков. Механизм селективного разрушения руд определяется не только состоянием границ минералов и соотношением упругих и прочностных свойств раскрываемых минералов и вмещающих пород, но также существенно зависит от вида деформаций и нагрузок, прикладываемых к руде в различных стадиях её разупрочнения [87].

Концентрирование ценного компонента-сурьмы и попутное извлечение золота осуществляется дифференцированно для каждого сорта по следующим технологическим схемам:

1) из бедной сурьмяной руды предусматривается одностадийная сепарация с получением промпродукта и хвостов РРС (см. рис. 5.15). При наличии золота в руде хвосты РРС направляются на КВ;

2) из рядовой и богатой руды предусматривается получение трёх продуктов РРС за две стадии сортировки: концентрат, промпродукт, хвосты (см. рис. 5.16–5.17), при этом двухстадийная сепарация является плавной и органичной трансформацией одностадийной работы дробильно-сортировочной установки (ДСУ) с РРС, при которой из процесса переработки исключаются агрегаты дробления.

Приём руды, дробление, грохочение, подача руды на РРС, образование и утилизация подрешётного продукта класса -20+0 мм могут осуществляться на открытой площадке. Оптимально разметить десять сепараторов для богатой и бедной руды в отдельном корпусе РРС и расположить в нём также вспомогательные помещения, приёмные бункеры сепараторов, конвейеры отвода продуктов сортировки. Отопление в отделении сепараторов может не предусматриваться, так как за счёт собственной автоматизированной системы обогрева они выдерживают температуру до минус 30–40 °С.

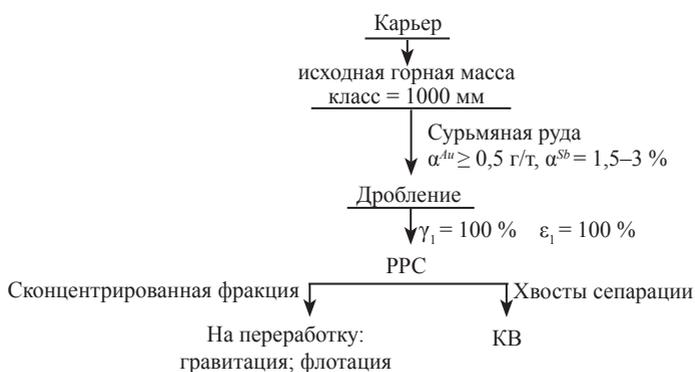


Рис. 5.15. Принципиальная схема переработки бедных сурьмяных руд (3-й сорт, технология I)

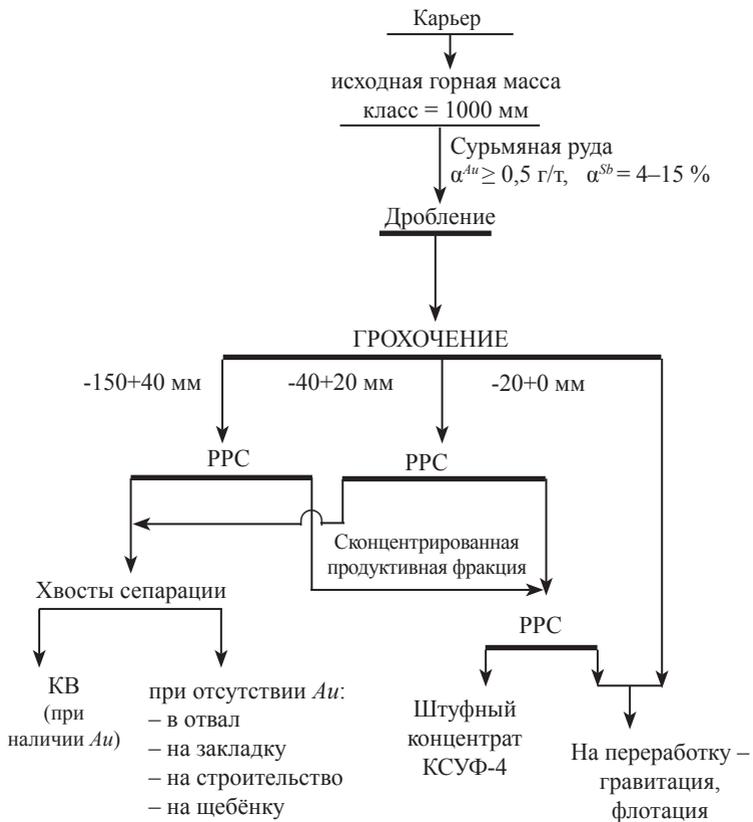


Рис. 5.16. Принципиальная схема переработки рядовых комплексных сурьмяных руд (2-й сорт, технология II)

122; 141; 147; 150; 160–178; 180–183]. Достоинством предложенных технических решений является возможность выводить бедные руды из процесса в начале технологической схемы [110], а недостатком – высокие эксплуатационные и капитальные затраты на выделение продуктивной фракции сурьмяных руд и, кроме того, высокий (до 60 %) выход минерального сырья для дальнейшего гравитационно-флотационного обогащения и магнитной сепарации.

Известна также поточная линия предварительного обогащения руд, включающая для выделения сурьмы устройства дробления, грохочения и радиометрической сортировки [126]. Её несовершенство проявляется в отсутствии комплексности использования сырья: из сурьмяных золотосодержащих руд выделяется в виде продуктивной фракции только один компонент – сурьма, а попутный золотосодержащий компонент в непродуктивной фракции направляется в отвал.

Поточная линия для переработки золото-сурьмянистых руд (наиболее близка к разработанной авторами в составе творческого коллектива) включает два радиометрических сепаратора, последовательно соединённые через устройства дробления и грохочения, отсадочную машину, мельницу, гидравлический классификатор, концентрационный стол, мельницу для доизмельчения, гидроциклон, устройство измельчения и классификации по крупности, сгуститель, флотационные машины, чан для выщелачивания [155].

По данной ранее разработанной технологии уже в начале технологического процесса выделяется из общей минерально-сырьевой массы до 30–50 % хвостов-отходов, но попутный ценный компонент – золото – направляется в отвал, что противоречит принципу комплексного использования минерального сырья. При этом остаются высокие эксплуатационные расходы и низкая степень извлечения ценного компонента из полиметаллических руд.

Разработана поточная линия для переработки сурьмяных золотосодержащих руд, которая позволяет повысить комплексность использования сырья и снизить себестоимость

Площадка соединена со вторым радиометрическим сепаратором через приёмник-делитель рудного потока и транспортный конвейер с установленными на нём устройствами для разгрузки и послышной укладки руды в рудный штабель. Выход площадки связан с комплексом для сбора продуктивных растворов, соединённым через насосную станцию и трубопровод с узлом выделения ценного компонента из продуктивных растворов (см. рис. 5.19).

В линии для выделения сурьмы (см. рис. 5.18) последовательно установлены друг за другом радиометрические сепараторы 1 и 2, соединённые между собой через питатели 3 и 4; устройства для дробления 5 и грохочения 6; ленточные конвейеры 7, 8 и 9 для удаления богатой (7 и 8) и бедной (9) продуктивных фракций. Линия для выделения золота из хвостов РРС включает приёмник-делитель рудного потока 10 и конвейер с разгрузочными устройствами 11 для послышной укладки руды в рудный штабель на площадке для кучного выщелачивания 12. Площадка оснащена системой цианидного орошения штабеля 13, противофильтрационным экраном 14 и комплексом для сбора продуктивных растворов 15. Комплекс соединён с узлом выделения ценного компонента из растворов 6 через насос 17 с трубопроводом. Выщелоченные породы удаляются в отвал лебёдочным скрепером 18 и магистральным конвейером 19, скрепер оснащён съёмными граблинами 20.

Принцип работы. Исходная сурьмяная золотосодержащая руда поступает в радиометрический сепаратор, где разделяется на сурьмяный черновой концентрат, промпродукт и хвосты. Концентрат удаляется конвейером, а хвосты попадают на конвейер, транспортирующий их в приёмник-делитель рудного потока. Промпродукт через питатель попадает в устройство для дробления.

Дроблённый продукт попадает на грохот, откуда плюсовой продукт подаётся на дальнейшее флотационно-гравитационное обогащение, а минусовой – на питатель, передающий руду в радиометрический сепаратор, где она разделяется на концентрат и хвосты.

Сурьмяный черновой концентрат удаляется конвейером, объединяется с сурьмяным черновым концентратом с конвейера и поступает на гравитационную, флотационную и гидрометаллургическую доводку. Хвосты попадают на конвейер, он транспортирует их в приёмник-делитель рудного потока, делящий хвосты РРС на равные потоки, каждый из которых попадает на конвейер для равномерной послойной укладки в рудный штабель на промышленной площадке. Поверхность материала после укладки выравнивается съёмными граблинами, установленными на место съёмного рабочего органа лебёточного скрепера. Затем материал с помощью оросительной системы орошается выщелачивающим раствором, который, пройдя по дренажной системе штабеля, попадает в комплекс для сбора продуктивных растворов.

Продуктивный раствор насосом по трубопроводу перекачивается в узел для извлечения золота. После окончания процесса выщелачивания посредством лебёточного скрепера со съёмным рабочим органом, вновь установленным на место съёмных граблин, выщелоченный материал поступает на магистральный конвейер, подающий его в отвал.

Учитывая необходимость организации круглогодичного кучного выщелачивания золота из руд, предложена ещё одна поточная линия (Патент № 2493364 Российской Федерации, см. рис. 5.20), в которой решены проблемы, возникающие в условиях низких температур и криолитозоны за счёт обеспечения, вместо низкоэффективных диффузионных, фильтрационных режимов и выполнения специальных мероприятий, предохраняющих отдельные элементы технологической системы от замерзания [95], которая содержит последовательно установленные друг за другом рудный штабель 1, систему дренажа 2, железобетонную кювету 3, борт кюветы 4, комплекс для приготовления и доукрепления выщелачивающего раствора 5, трубопровод 6, насос для подачи выщелачивающего раствора 7, устройство для подогрева раствора 8, систему орошения 9, укрытую теплоизолирующим экраном 10, приёмное устройство 11 для насыщенных растворов, состоя-

щее из двух установленных последовательно друг за другом модулей, первого 12 на входе, соединённого с решетом 13, и второго 14, соединённого с насосом 15 и трубопроводом 16, и имеющего нагревательные элементы 17 с отдельным источником питания 18, комплекс устройств для сбора и переработки насыщенных растворов 19, размещённый в отдельном утеплённом здании, теплогазогенератор паровоздушной смеси 20, выход которого соединён через трубопроводную сеть 21 непосредственно с неподвижными патрубками 22, закреплёнными сверху съёмными вертикальными и наклонными перфорированными трубами 23, снабжёнными закручивающимися крышками 24 и датчиками 25, соединёнными гибкой связью 26 с устройством 27 контроля и автоматического регулирования температуры в объёме штабеля.

Схема цепи аппаратов поточной линии для круглогодичного выщелачивания золота, представленная на рис. 5.20, апробировалась в полупромышленных условиях на руде Солонеченского месторождения. Результаты: из рядовой руды участка Западный $\beta^{Sb} = 12,01 \%$; $\beta^{Au} = 0,8 \text{ г/т}$ получен сурьмяный концентрат $\beta^{Sb} = 62,4 \%$, $\gamma^{Sb} = 18,1 \%$, $\varepsilon^{Sb} = 94,04 \%$ и золота в виде товарной продукции (сплава Доре), $\varepsilon^{Au} = 75,0 \%$.

Кроме того, линия дополнительно снабжена теплогазогенератором паровоздушной смеси, системой вертикальных и наклонных перфорированных труб, установленных в штабеле и снабжённых датчиками измерения температуры, соединёнными гибкой связью с устройством контроля и управления технологическим процессом, при этом вход теплогазогенератора связан с устройством контроля и управления технологическим процессом, а выход соединён с патрубками, закреплёнными сверху перфорированными трубами.

Отдельный элемент линии – устройство для приёма насыщенных растворов – выполнено в виде решета и двух последовательно установленных друг за другом модулей, первый из которых на входе соединён с решетом, а второй, снабжённый нагревательными элементами для подогрева раствора, на выходе соединён с насосом и напорным трубопроводом,

связанными с комплексом устройств для сбора и переработки насыщенных растворов, при этом комплекс размещён в обогреваемом помещении.

Причём в поточной линии расстояние между вертикально установленными перфорированными трубами в штабеле задаётся теплофизическими свойствами руд, выщелачиваемых при отрицательных температурах, а угол установки наклонных перфорированных труб определяется углом наклона борта кюветы.

На рис. 5.20 показан поперечный разрез штабеля поточной линии для круглогодичного выщелачивания золота.

Поточная линия для круглогодичного кучного выщелачивания благородных металлов в криолитозоне представлена на рис. 5.21 [87].

Решаемая техническая задача – повышение надёжности и эффективности работы поточной линии круглогодичного кучного выщелачивания благородных металлов в условиях криолитозоны за счёт поддержания положительных температур на всём протяжении поточной линии в технологическом процессе выщелачивания путём улучшения термоизоляции рабочей зоны в процессе выщелачивания и подогрева системы орошения горячими газами во время технологических перерывов подачи нагретого раствора в зимнее время.

Поточная линия для круглогодичного кучного выщелачивания благородных металлов в криолитозоне включает железобетонную кювету с бортом, отсыпанный на неё рудный штабель. Под ним установлена система дренажа, соединённая с комплексом устройств для работы в летний период, состоящим из последовательно соединённых самотёчными трубопроводами буферной ёмкости и расположенных ниже границы сезонного промерзания-оттаивания грунтов.

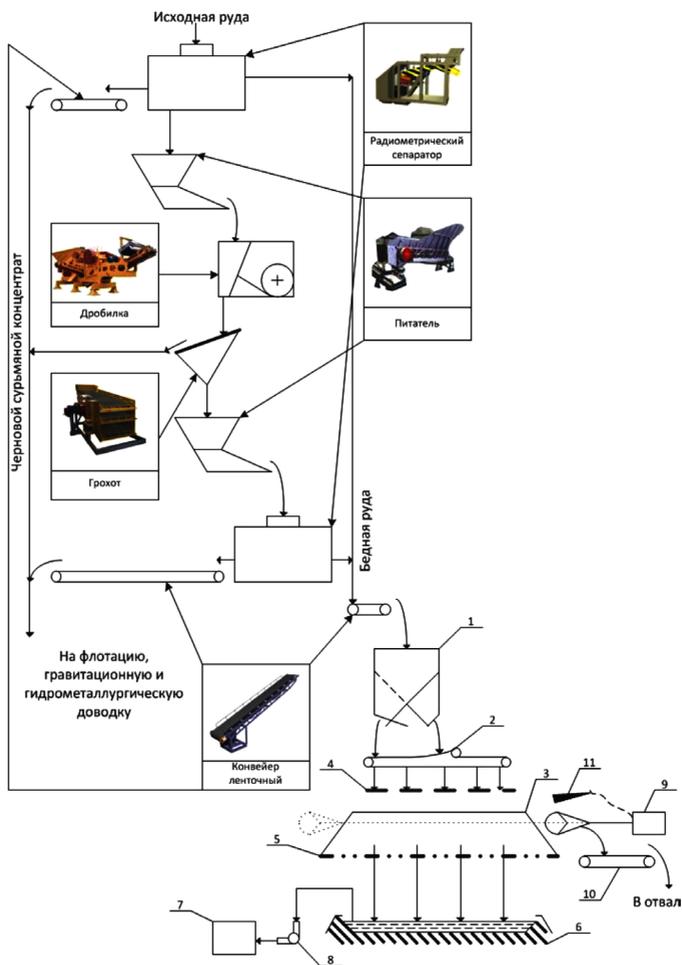


Рис. 5.19. Схема цепи аппаратов поточной линии для извлечения сурьмы и круглогодичного выщелачивания золота из комплексных сурьмяных руд:

- 1 – приёмник-делитель; 2 – конвейер с разгрузочным устройством; 3 – площадка для кучного выщелачивания; 4 – штабель рудный; 5 – противофильтрационный экран; 6 – комплекс для сбора продрастворов; 7 – узел выделения ценного компонента; 8 – насос (трубопроводы); 9 – скрепер (лебёдка) 10 – магистральный конвейер; 11 – скрепер

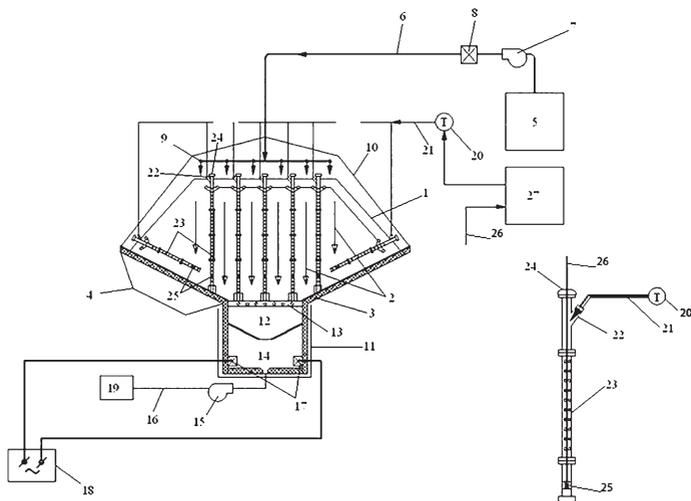


Рис. 5.20. Поперечный разрез штабеля поточной линии

для круглогодичного кучного выщелачивания металлов из руд:

- 1 – рудный штабель; 2 – система дренажа; 3 – железобетонная кювета; 4 – борт кюветы; 5 – комплекс для приготовления и доукрепления выщелачивающего раствора; 6 – трубопровод; 7 – насос для подачи выщелачивающего раствора; 8 – устройство для подогрева раствора; 9 – система для насыщенных растворов; 10 – теплоизолирующий экран; 11 – приёмное устройство для насыщенных растворов; 12 – первый модуль; 13 – решето; 14 – второй модуль; 15 – насос; 16 – трубопровод; 17 – нагревательный элемент; 18 – источник питания; 19 – комплекс устройств для сбора и переработки насыщенных растворов; 20 – теплогазогенератор паровоздушной смеси; 21 – трубопроводная сеть; 22 – неподвижные патрубки; 23 – наклонные перфорированные трубы; 24 – закручивающиеся крышки; 25 – датчики; 26 – гибкая связь; 27 – устройство контроля и автоматического регулирования температуры в объёме штабеля

Также входят устройства для осаждения благородных металлов, вспомогательного насоса, приёмной ёмкости, которая сообщена с устройством для доукрепления раствора и основным насосом, соединённым напорным трубопроводом с системой орошения, заглублённой в приповерхностный слой рудного штабеля. Комплекс устройств для работы в зимний период состоит из последовательно соединённых дополнительными самотечными трубопроводами и расположенных ниже границы сезонного промерзания-оттаивания грунтов

дополнительной буферной ёмкости. Дополнительная приёмная ёмкость сообщается с указанным устройством для доукрепления растворов и дополнительным насосом, соединённым дополнительным напорным трубопроводом через устройство для подогрева раствора с системой орошения. Указанное устройство для осаждения благородных металлов сообщено аварийными трубопроводами с аварийной ёмкостью, дополнительной буферной ёмкостью и дополнительной приёмной ёмкостью. Линия снабжена теплоизолирующим экраном и теплоизолирующим кожухом, которыми система дренажа и указанное технологическое оборудование отделены от многолетнемёрзлых пород криолитозоны.

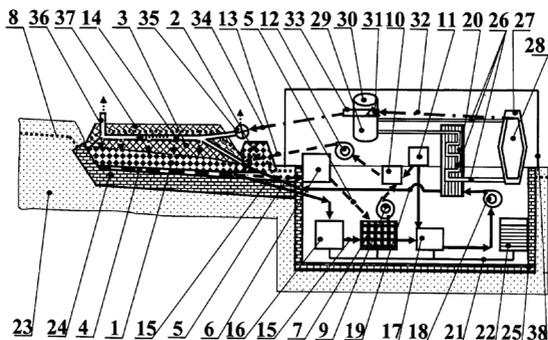


Рис. 5.21. Поточная линия для круглогодичного

кучного выщелачивания благородных металлов в криолитозоне:
 1 – железобетонная кювета; 2 – борт; 3 – рудный штабель; 4 – система дренажа; 5, 15, 19 – трубопроводы; 6 – буферная ёмкость; 7 – устройство для осаждения благородных металлов; 8 – граница сезонного промерзания-оттаивания грунтов; 9 – вспомогательный насос; 10 – приёмная ёмкость; 11 – устройство для доукрепления раствора; 12 – насос; 13 – напорный трубопровод; 14 – система орошения; 15 – трубопровод; 16 – буферная ёмкость; 17 – ёмкость; 18 – насос; 19 – дополнительный напорный трубопровод; 20 – устройство для подогрева раствора; 21 – аварийный трубопровод; 22 – аварийная ёмкость; 23 – многолетнемёрзлые породы; 24 – теплоизолирующий экран; 25 – теплоизолирующий кожух; 26 – замкнутая система теплоснабжения; 27 – водяная рубашка; 28 – газификатор твёрдого топлива; 29 – водяной котёл; 30 – теплогенератор; 31 – газовые горелки; 32 – газоход; 33 – отводящий патрубок; 34 – газопровод; 35 – распределительная задвижка; 36 – газоотвод; 37 – теплоизолирующее покрытие; 38 – теплоизолирующее сооружение

Устройство для подогрева раствора имеет замкнутую систему теплоснабжения, которой соединены последовательно водяная рубашка газификатора твёрдого топлива и водяной котёл теплогенератора. Газовые горелки последнего соединены газопроводом с газификатором, при этом отводящий патрубок отработавшего газа теплогенератора соединён газопроводом через распределительную задвижку с системой орошения, имеющей газоотвод в теплоизолирующем покрытии системы орошения на её дальнем конце. Изобретение позволяет повысить надёжность и эффективность работы поточной линии круглогодичного кучного выщелачивания благородных металлов в условиях криолитозоны за счёт поддержания положительных температур на всём протяжении поточной линии в технологическом процессе выщелачивания путём улучшения термоизоляции рабочей зоны в процессе выщелачивания и подогрева системы орошения горячими газами во время технологических перерывов подачи нагретого раствора в зимнее время.

Установка теплоизолирующего экрана и теплоизолирующего кожуха, которыми система дренажа и указанное технологическое оборудование отделены от многолетне-мёрзлых пород криолитозоны, позволяет уменьшить тепловые потери подогретого раствора и повысить эффективность круглогодичного процесса кучного выщелачивания за счёт поддержания положительной температуры. Одновременно повышается надёжность работы указанной поточной линии в зимний период за счёт снижения вероятности замерзания раствора.

Оснащение устройства для подогрева раствора замкнутой системой теплоснабжения, которая соединяет последовательно водяную рубашку газификатора твёрдого топлива и водяной котёл теплогенератора, позволяет дополнительно повысить температуру раствора перед подачей его по напорному трубопроводу в систему орошения. Это повышает эффективность круглогодичного процесса кучного выщелачивания за счёт создания для него благоприятных температурных условий. Одновременно повышается надёжность работы указан-

ной поточной линии в зимний период за счёт снижения вероятности замерзания раствора.

Соединение газовых горелок теплогенератора с газификатором обеспечивает устойчивое горение газа в нём для дополнительного нагревания раствора, что дополнительно повышает эффективность процесса круглогодичного кучного выщелачивания за счёт поддержания оптимальной температуры раствора. Одновременно повышается и надёжность работы указанной поточной линии в зимний период за счёт снижения вероятности замерзания раствора.

Соединение отводящего патрубка отработавшего газа теплогенератора устанавливается газопроводом через распределительную задвижку с системой орошения, имеющей газотвод в теплоизолирующем покрытии системы орошения на дальнем её конце. Это позволяет подавать в неё горячий газ для дополнительного нагревания системы орошения при технологических перерывах подачи нагретого раствора в период насыщения раствора благородными металлами в рудном штабеле. Это дополнительно повышает эффективность процесса круглогодичного кучного выщелачивания за счёт поддержания оптимальной температуры в системе орошения и в рудном штабеле; одновременно повышается надёжность работы указанной поточной линии в зимний период за счёт снижения вероятности замерзания раствора.

Целесообразно установить над теплоизолирующим кожухом поточной линии для круглогодичного кучного выщелачивания благородных металлов временное теплоизолирующее сооружение для защиты указанного технологического оборудования от воздействия низких температур и атмосферных осадков в зимнее время.

Это позволяет дополнительно уменьшить тепловые потери подогретого раствора в ней на нагревание атмосферы и повысить эффективность процесса круглогодичного кучного выщелачивания и надёжность работы указанной поточной линии в зимний период за счёт снижения вероятности замерзания раствора.

Совместное действие описанных выше отличительных признаков позволяет решить поставленную техническую задачу.

На рис. 5.21 показан момент насыщения нагретого раствора благородными металлами в рудном штабеле при одновременной подаче отработавшего горячего газа от отводящего патрубка теплогенератора по газопроводу через открытую распределительную задвижку в систему орошения с выходом остывшего газа в атмосферу через газоотвод в теплоизолирующем покрытии системы орошения на её дальнем конце. Направление подачи газов показано на чертеже штрихпунктирной линией.

Поточная линия для круглогодичного кучного выщелачивания благородных металлов в криолитозоне включает железобетонную кювету 1 с бортом 2, отсыпанный на неё рудный штабель 3, установленную под ним систему дренажа 4, соединённую с комплексом устройств для работы в летний период (на чертеже связь устройств в этом комплексе показана пунктирными стрелками), который состоит из последовательно соединённых самотёчными трубопроводами 5 буферной ёмкости 6, устройства 7 для осаждения благородных металлов, расположенного ниже границы 8 сезонного промерзания-оттаивания грунтов, вспомогательного насоса 9, расположенного ниже границы 8 сезонного промерзания-оттаивания грунтов, приёмной ёмкости 10, расположенной ниже границы 8 сезонного промерзания-оттаивания грунтов, которая сообщена с устройством для доукрепления раствора 11 и основным насосом 12, соединённым напорным трубопроводом 13 с системой 14 орошения, заглублённой в приповерхностный слой рудного штабеля 3, а также комплекс устройств для работы в зимний период (на чертеже связь устройств в этом комплексе показана сплошными стрелками), который состоит из последовательно соединённых дополнительными самотёчными трубопроводами 15 и расположенных ниже границы 8 сезонного промерзания-оттаивания грунтов дополнительной буферной ёмкости 16, устройства 7 для осаждения благородных металлов, дополнительной приёмной ёмкости 17, кото-

рая сообщена с устройством 11 для доукрепления раствора и дополнительным насосом 18, соединённым дополнительными напорными трубопроводами 19 через устройство для подогрева раствора 20 с системой орошения 14. Устройство 7 для осаждения благородных металлов сообщено аварийными трубопроводами 21 с аварийной ёмкостью 22, дополнительной буферной ёмкостью 16 и дополнительной приёмной ёмкостью 17. Система 4 дренажа и указанное технологическое оборудование отделены от многолетнемёрзлых пород 23 криолитозоны теплоизолирующим экраном 24 и теплоизолирующим кожухом 25. Устройство для подогрева раствора 20 имеет замкнутую систему теплоснабжения 26, которой соединены последовательно водяная рубашка 27 газификатора твёрдого топлива 28 и водяной котёл 29 теплогенератора 30, газовые горелки 31 которого соединены газоходом 32 с газификатором 28 (на чертеже связь устройств показана штрих-пунктирными стрелками), а отводящий патрубок 33 отработавшего газа теплогенератора 30 соединён газопроводом 34 через распределительную задвижку 35 с системой 14 орошения, имеющей газоотвод 36 в теплоизолирующем покрытии 37 системы орошения 14 на дальнем её конце.

Поточная линия работает следующим образом. В летний период задействуют комплекс устройств для работы в летний период. Над теплоизолирующим экраном 24 и теплоизолирующим кожухом 25 производят монтаж системы 4 дренажа и самотечных трубопроводов 5, железобетонной кюветы 1 с бортом 2, затем производят отсыпку рудного штабеля 3 и на сформированную поверхность рудного штабеля 3 укладывают систему орошения 14. Выщелачивающий раствор (далее – раствор) из системы орошения 14 поступает в рудный штабель 3. После инфильтрации насыщенный раствор по системе дренажа 4 собирается у борта 2 железобетонной кюветы 1 и по самотечному трубопроводу 5 поступает в буферную ёмкость 6 и далее в устройство 7 для осаждения благородных металлов. После отсадки благородных металлов, при помощи вспомогательного насоса 9, раствор подаётся в приёмную ём-

кость 10, где при помощи устройства для доукрепления раствора 11 восстанавливается концентрация цианида и гидроксида натрия в растворе. При помощи основного насоса 12 по напорному трубопроводу 13 раствор вновь подаётся в систему орошения 14, установленную на рудном штабеле 3.

В зимний период задействуют комплекс устройств для работы в зимний период. Над теплоизолирующим экраном 24 и теплоизолирующим кожухом 25 производят монтаж системы дренажа 4, дополнительных самотёчных трубопроводов 15, железобетонной кюветы 1 с бортом 2, затем производят отсыпку рудного штабеля 3. На сформированную поверхность рудного штабеля 3 укладывают систему орошения 14 с газоотводом 36 на дальнем её конце и теплоизолирующее покрытие 37 системы орошения 14. Затем запускают в работу газификатор твёрдого топлива 28 и теплогенератор 30, в газовые горелки 31 которого по газоходу 32 поступает синтез-газ от газификатора твёрдого топлива 28. Отработавший горячий газ теплогенератора 30 направляется через отводящий патрубок 33 по газопроводу 34 через открытую распределительную задвижку 35 в систему орошения 14. Через 1–3 часа система орошения 14 нагревается до положительной температуры (от +15 до +18 °С). Охлаждённый газ на дальнем конце системы орошения 14 по газоотводу 36 выходит в атмосферу. В указанный период времени в устройстве для подогрева 20 раствора, снабжённом замкнутой системой теплоснабжения 26, которой соединены последовательно водяная рубашка 27 газификатора твёрдого топлива 28 и водяной котёл 29 теплогенератора 30, нагревается раствор (до температуры от +15 до +48 °С). Распределительную задвижку 35 перекрывают и отработавший газ теплогенератора 30 направляют напрямую в атмосферу. Подогретый раствор дополнительным насосом 18 через дополнительный напорный трубопровод 19 подают в систему орошения 14. Происходит инфильтрация раствора в рудный штабель 3 и его насыщение благородными металлами. При достижении количеством раствора в системе орошения 14 предела, необходимого для его полной инфильтрации в рудный

штабель 3, производят технологический перерыв в подаче нагретого раствора для достаточного насыщения раствора благородными металлами в рудном штабеле 3. По продолжительности он может составлять в зависимости от технологических свойств руды 3–16 сут. Насыщенный благородными металлами раствор по системе 4 дренажа стекает к борту 2 железобетонной кюветы 1, затем по дополнительному самотечному трубопроводу 15 поступает в дополнительную буферную ёмкость 16 и далее в устройство 7 для осаждения благородных металлов, из которого обедненный раствор поступает в дополнительную приёмную ёмкость 17, где посредством устройства для доукрепления раствора 11 восстанавливается концентрация цианида и гидрооксида натрия в растворе. Во время технологического перерыва по газопроводу 34 через открытую распределительную задвижку 35 в систему орошения 14 подают отработавший газ от теплогенератора 30. Это позволяет поддерживать в системе орошения 14 и в рудном штабеле 3 положительную температуру (от +15 до +18 °С). Охлаждённый газ по газоотводу 36 на дальнем конце системы орошения 14 выходит в атмосферу. За период технологического перерыва в дополнительной приёмной ёмкости 17 скапливается раствор. Излишки раствора поступают в аварийную ёмкость 22, сообщённую аварийными трубопроводами 21 с дополнительной буферной ёмкостью 16, устройством 7 для осаждения благородных металлов и дополнительной приёмной ёмкостью 17. После завершения технологического перерыва распределительную задвижку 35 перекрывают и отработавший газ теплогенератора 30 направляют напрямую в атмосферу. Раствор вновь подают дополнительным насосом 18 по дополнительному напорному трубопроводу 19 через устройство для подогрева раствора 20 в систему орошения 14, и технологический цикл повторяется. Так как технологическое оборудование отделено от многолетнемёрзлых пород 23 криолитозоны теплоизолирующим кожухом 25, то теплопотери в этом направлении минимальны. Положительная температура (от +15 до +18 °С) в рабочей зоне указанного технологического обо-

рудования над теплоизолирующим кожухом 25 поддерживается притоком тепла от замкнутой системы теплоснабжения 26, соединённой с водяной рубашкой 27 газификатора твёрдого топлива 28 и с водяным котлом 29 теплогенератора 30.

Таким образом, поточная линия позволяет обеспечить надёжную и эффективную работу при круглогодичном кучном выщелачивании благородных металлов в летнее и зимнее время.

Временное теплоизолирующее сооружение 38 позволяет дополнительно уменьшить тепловые потери подогретого раствора в дополнительных самотёчных трубопроводах 15, дополнительном напорном трубопроводе 19 и снизить затраты тепла системы теплоснабжения 26 на нагревание атмосферы, оттаивание снега и льда, чем достигается дополнительное повышение эффективности процесса круглогодичного кучного выщелачивания при более низких температурах в зимний период, а также дополнительно повышается надёжность работы указанного технологического оборудования за счёт снижения вероятности замерзания раствора.

В целом представленная поточная линия позволяет решить проблему эффективного всесезонного обогащения бедных комплексных сурьмяных руд, содержащих благородные металлы, на месте их залегания в районах распространения многолетнемёрзлых пород криолитозоны и обеспечить надёжную и безаварийную работу указанного технологического оборудования.

Кучное выщелачивание хвостов рентгенорадиометрической сепарации можно также осуществлять по одному из пяти вариантов (см. прил. И). Для интенсификации процесса и повышения эффективности КВ золота применяются следующие технические решения, позволяющие увеличить извлечение ценного компонента на 5–10 % [114; 157–159]:

- за счёт извлечения золота из техногенных отходов с низким содержанием ценного компонента 0,5 г/т и более при рудоподготовке в совместном окомковании забалансовой руды и лежалых хвостов в соотношении 1:1 (Патент № 2283883);

- за счёт увеличения температуры в штабеле и скорости выщелачивания в результате снижения кольматации при от-

сыпке однородными по фракциям крупности кусков руды с наклоном слоёв от центра к боковым поверхностям, орошением кучи под водорастворонепроницаемой светопрозрачной плёнкой и ориентацией штабеля руды широкой частью на юг (Патент № 2283879);

– за счёт увеличения скорости фильтрации выщелачивающих растворов и более полного извлечения металла из крупнофракционированных слоёв руды и их предварительной цианидной подготовки при разделении руды по классам крупности, отсыпке однородными по фракциям наклонными слоями с уменьшением кусков руды от нижнего слоя к верхнему, с разделением слоёв перфорированной полимерной плёнкой, орошения штабеля выщелачивающим раствором повышенной концентрации цианида до полного влагонасыщения и выстаивания с постепенным уменьшением концентрации и времени от нижнего слоя к верхнему после отсыпки каждого слоя руды (Патент № 2351664);

– за счёт интенсификации процесса извлечения ультрадисперсного золота цианированием из забалансовых руд при осуществлении пероксидной подготовки перед кучным выщелачиванием введением перекиси водорода с последующей подготовкой кислородом воздуха (Патент № 2361076);

– за счёт эффективной подготовки техногенного упорного золотосодержащего сырья к выщелачиванию на основе учёта особенностей вещественного состава и форм нахождения золота – Патенты: 2350665, 2361937.

Изменение величины чистого дисконтированного дохода от цены на золото, величины капитальных вложений и себестоимости переработки представлены на рис. 5.22 [98; 104].

Наибольшая чувствительность проекта проявляется при изменении цены на золото. Например, при уменьшении цены золота до 30 % величина чистого дисконтированного дохода сокращается до 60 %. Чувствительность проекта при освоении руд Нарин-Кундуйского месторождения представлена на рис. 5.23.

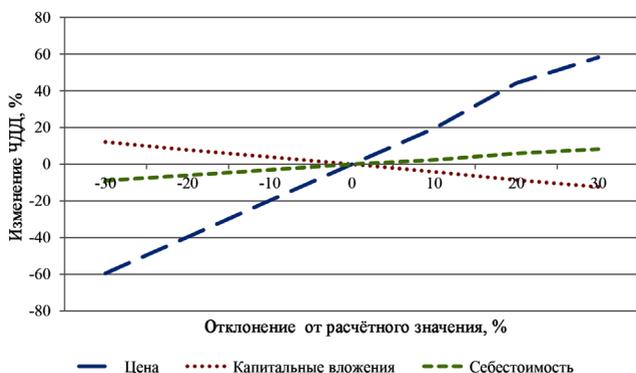


Рис. 5.22. Чувствительность проекта при извлечении золота из хвостов радиометрической сепарации методом кучного выщелачивания (Солонеченское месторождение)

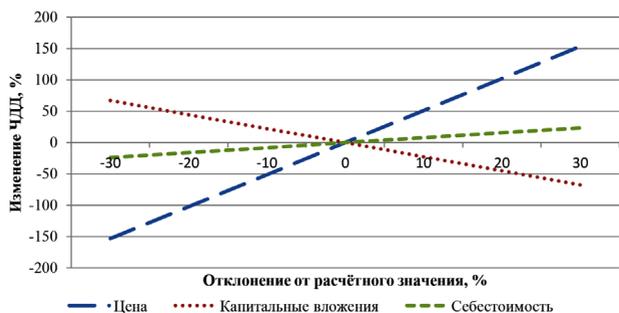


Рис. 5.23. Чувствительность проекта при извлечении золота методом кучного выщелачивания из руд (Нарин-Кундуйское месторождение)

Выводы. 1. С использованием методов математической статистики проанализирована частность распределения ($Y\beta^{Sb}$) экспериментальных данных, содержания сурьмы в продуктивной фракции при различных методах её концентрирования на рудах Жипкошинского месторождения, полученных разными авторами. Установлено, что в целом она подчиняется дробно-степенной показательной функции вида $Y\beta^{Sb} = A \times \alpha^b \times e^{-c\alpha}$, где A – постоянный коэффициент, b, c – показатели степени переменного α .

2. На основе использования законов логарифмического распределения среднего содержания ценного компонента и учёта контрастности сурьмяных руд Восточного Забайкалья выявлена следующая зависимость в виде обобщающей экспоненциально-степенной функции, характеризующей распределение сурьмы в продуктивной фракции (β) от содержания в исходной руде (α): $100/\beta = e^{m\alpha^n}$, где m, n – значения коэффициентов, определяемые особенностями технологического типа и контрастностью сурьмяных руд.

3. Методом оценки схем блокировки рудных тел Солонеченского и Нарин-Кундуйского месторождений с использованием структурно-металлогических и минералогических признаков установлен один характерный технологический тип.

4. Предложена классификация сурьмяного оруденения Восточного Забайкалья на три технологических сорта руд: богатые антимонит-кварцевые ($\beta^{Sb} = 16\text{--}30\%$ и более), рядовые – прожилково-вкраплённые ($\beta^{Sb} = 4\text{--}15\%$), бедные – прожилково-вкраплённые ($\beta^{Sb} = 1,5\text{--}3\%$) на основе оценки схем блокировки рудных тел и номограммы руд, позволяющей осуществлять выбор рационального варианта переработки минерального сырья.

5. Разработана патентнозащищённая поточная линия для переработки сурьмяных руд по комбинированной технологии – сочетание радиометрической сепарации и кучного выщелачивания для сезонной и круглогодичной работы в условиях Забайкалья.

Для интенсификации процесса кучного выщелачивания золота и повышения эффективности предложен ряд технических решений, позволяющих увеличить извлечение ценного компонента на 5–10 %.

Заключение

Основные научные и практические результаты выполненной работы:

1. На основе анализа современного состояния производства сурьмы в России и за рубежом сделан вывод, что территорию Восточного Забайкалья следует рассматривать в качестве перспективной сурьмяной провинции России, которая расположена в освоенных горнорудных районах и образует три основных региональных зоны.

2. Усовершенствована методика математического моделирования процессов обогащения на основе графоаналитической трактовки разделения минералов радиометрической сепарацией, что позволяет прогнозировать изменение качества продуктивной фракции и степень извлечения сурьмы.

3. Экспериментально установлены: высокая эффективность концентрирования сурьмы из минерального сырья Нарин-Кундуйского и Солонеченского месторождений методом РРС, в том числе с получением штучного кускового концентрата; закономерности изменения содержания сурьмы в продуктивной фракции, зависящие от количества ценного компонента в исходной руде и выбора рациональной технологической схемы рудоподготовки; возможность извлечения золота из хвостов рентгенорадиометрической сепарации кучным выщелачиванием.

4. Выявлена аналитическая зависимость в виде обобщающей экспоненциально-степенной функции, характеризующей распределение сурьмы в продуктивной фракции (β) от содержания в исходной руде (α), учитывая контрастность и технологические типы сурьмяных руд Восточного Забайкалья, что позволяет эффективно управлять процессами рудоподготовки.

5. Предложена классификация сурьмяного оруденения Восточного Забайкалья на три технологических сорта руд: богатые антимонит-кварцевые ($\beta^{Sb} = 16-30\%$ и более), рядовые – прожилково-вкрапленные ($\beta^{Sb} = 4-15\%$), бедные – прожилково-вкрапленные ($\beta^{Sb} = 1,5-3\%$) на основе оценки схем

блокировки рудных тел и номограммы руд, а также методология построения технологических схем, позволяющие осуществлять выбор рационального варианта переработки минерального сырья.

6. Разработана патентнозащищённая поточная линия для переработки комплексных сурьмяных руд, включающая сочетание радиометрической сепарации и кучного выщелачивания, которая имеет гибкую, оперативно перестраивающую технологию с целью концентрирования ценных компонентов различных промышленных сортов с получением дополнительно от 30 до 50 кг золота в год для сезонной и круглогодичной работы в условиях Забайкалья.

7. Предложена патентнозащищённая поточная линия для круглогодичного кучного выщелачивания благородных металлов в криолитозоне.

8. Для интенсификации процесса и повышения эффективности кучного выщелачивания золота при переработке забалансовой комплексной сурьмяной руды, хвостов РРС и хвостов флотационного обогащения, предложен ряд запатентованных технических решений, позволяющих увеличить извлечение благородного металла на 5–10 %.

Монография будет востребована студентами горного профиля, а также при подготовке специалистов высшей квалификации по направлениям аспирантуры: 05.06.01 *Науки о Земле*, 21.06.01 *Геология, разведка и разработка полезных ископаемых*. Книга может быть полезной для научных работников, горных инженеров-технологов, сотрудников научно-исследовательских и проектных институтов.

Библиографический список

1. Абрамов, А. А. Обогащение руд цветных металлов / А. А. Абрамов, С. Б. Леонов. – Москва: Недра, 1991. – 407 с.
2. Абрамов, А. А. Переработка, обогащение и комплексное использование твёрдых полезных ископаемых: в 3 т. Т. 1. Обогащительные процессы и аппараты. Т. 2. Технология переработки и обогащения минерального сырья / А. А. Абрамов. – Москва: Изд-во МГГУ, 2001.
3. Абрамов, А. А. Технология переработки и обогащения руд цветных металлов: в 2 кн. Кн. 1. Рудоподготовка / А. А. Абрамов. – Москва: Изд-во МГГУ, 2005.
4. Абрамов, А. А. Флотационные методы обогащения / А. А. Абрамов. – Москва: Недра, 1993.
5. Авелев, Э. А. Отчёт о геофизических и геохимических работах, проведенных в пределах Лугоканского и Солонеченского месторождений в 1977–1979 годах / Э. А. Авелев, В. С. Туаев, Ю. П. Евсеев. – Чита: ЧитГУ, 1979. – 102 с.
6. Алабушев, П. М. Теория подобия и размерностей / П. М. Алабушев. – Москва: Высш. шк., 1968.
7. Альфа металл. Ценам на сурьму не страшно падение [Электронный ресурс]. – Режим доступа: http://www.mtodelta.ru/id=news_details&news_id=20201 (дата обращения: 24.11.2015).
8. Архипов, О. А. Методические указания по оценке радиометрической обогатимости урановых руд при геологической разведке месторождений горными выработками / О. А. Архипов. – Москва: Мингео СССР, 1976.
9. Батунер, Л. М. Математические методы в химической технике / Л. М. Батунер, М. Т. Позин. – Москва: Техника, 1968.
10. Белаш, Ф.Н. Опыт работы Кадамжайской сурьмяной фабрики / Ф.Н. Белаш // Цветные металлы. – 1939.
11. Бетехтин, А. Г. Курс минералогии: учебник / А. Г. Бетехтин. – Москва: Госгеолтехиздат, 1956. – 558 с.
12. Бетехтин, А. Г. Курс минералогии: учебник для геол.-развед. ин-тов и фак. – 2-е изд., испр. / А. Г. Бетехтин. – Москва: Госгеолтехиздат, 1956. – 366 с.

13. Бизяев, И. О. Оценка прогнозных ресурсов твёрдых полезных ископаемых Читинской области и Агинского Бурятского автономного округа по состоянию на 01.01.2003 г. Сурьма, ртуть / И. О. Бизяев. – Чита: Читагеолсъёмка, 2002.
14. Богданов, О. С. Справочник по обогащению руд / О. С. Богданов. – Москва, 1973–1974. – Т. 1–4.
15. Болдырев, А. А. Обогащение сурьмяных руд в СССР / А. А. Болдырев, А. Н. Смирнов // Цветные металлы. – 1960.
16. Боровков, В. К. Барун-Шивеинское месторождение / В. К. Боровков, Б. А. Гайворонский // Месторождения Забайкалья. – Москва: Геоинформмарк, 1995. – Т. 1. – Кн. 1. – С. 142–145.
17. Бортников, А. В. Методический подход к выбору рациональной технологии и схемы рудоподготовки / А. В. Бортников, А. Д. Самуков // Обогащение руд. – 2010. – № 2.
18. Васильев, В. Г. Сурьмяные месторождения. Месторождения Забайкалья / В. Г. Васильев; под ред. Н. П. Лаверова. – Москва: Геоинформмарк, 1995. – Т. 1. – Кн. 2. – С. 67–75.
19. Васильев, В. Г. Восточно-Забайкальская сурьмяная провинция (типы оруденения, условия образования, перспективы освоения) / В. Г. Васильев. – Чита: Экспресс-изд-во, 2013. – 228 с.
20. Васильев, В. Г. Перспективы развития сурьмяной отрасли в Забайкальском крае / В. Г. Васильев, Ю. Г. Сайтов, Е. С. Болотов // Горный журнал. – 2011. – № 3. – С. 63–67.
21. Васильев, В. Г. Сурьмяное оруденение Восточного Забайкалья. Новый век – новые открытия / В. Г. Васильев. – Чита, 2001. – 147 с.
22. Вольфсон, Ф. И. Главнейшие типы рудных месторождений. – 2-е изд., перераб. и доп. / Ф. И. Вольфсон, А. В. Дружинин. – Москва: Недра, 1982. – 383 с.
23. Геологическая служба США (USGS). Статистика по сурьме [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://minerals.usgs.gov/minerals/pubs/commodity/antimony> (дата обращения: 24.11.2015).
24. Геологические исследования и горнопромышленный комплекс Забайкалья / Г. А. Юргенсон [и др.] // История,

современное состояние, проблемы, перспективы развития: к 300-летию основания приказа рудокопных дел. – Новосибирск: Наука: Сиб. изд. фирма РАН, 1999. – 578 с.

25. Геологическое строение и полезные ископаемые бассейна рек Будюмкан и Газимур: отчёт Лугоканской партии о результатах поисково-съёмочных работ масштаба 1:50 000, проведённых в 1982–1988 гг. на Будюмканской площади / С. В. Чипизубов [и др.]. – Чита: Читагеология, 1988. – 723 с.

26. Геолого-экономическая оценка прогнозных ресурсов твёрдых полезных ископаемых Читинской области по состоянию на 01.01.1998 г. / В. П. Пилягин [и др.]. – Чита: Читагеология, 1997.

27. Годовиков, А. А. Минералогия. – 2-е изд., перераб. и доп. / А. А. Годовиков. – Москва: Недра, 1983. – 647 с.

28. Горная энциклопедия. – Москва: Сов. энцикл., 1981–1991. – Т. 1–5.

29. ГОСТ 25100-95. Грунты. Классификация.

30. ГОСТ 25100-96. Грунты. Классификация.

31. Группа компаний «Вояджер». На мировых рынках сурьмы [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://www.antimony.ru/news.phpoper=view&nid=129&gid=41> (дата обращения: 23.11.2015).

32. Гудалин, Г. Г. Предпроектная экономическая оценка рудных месторождений / Г. Г. Гудалин. – Москва: Недра, 1967. – 323 с.

33. Денисов, Г. А. Геотехнологическая интерпретация рентгенорадиометрического опробования руд / Г. А. Денисов. – Санкт-Петербург: Изд-во МАНЭБ, 2002. – 130 с.

34. Евразийский химический рынок. Триоксид сурьмы: обзор мирового рынка [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://www.chemmarket.info.ru/home/article/570/> (дата обращения: 23.11.2015).

35. Евсеев, Ю. П. Отчёт о проведении оценочных работ по выявлению объектов перспективных на оруденение золотоуглеродистой формации / Ю. П. Евсеев, Р. В. Грабеклис. – Чита: ЧитГУ, 1976. – 100 с.

36. Егоров, В. А. Обогащение полезных ископаемых / В. А. Егоров. – Москва: Недра, 1986.
37. Единые правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом. ПБ 03-498-02.
38. Жуковский, Н. П. Новые методы технологических расчётов в обогащении / Н. П. Жуковский, В. А. Петров. – Москва: Недра, 1968.
39. Зубко, В. А. Отчёт о работах геофизической партии № 1 по Солонеченскому сурьмяному месторождению за 1953–1955 гг. Трест «Востсибцветметразведка» / В. А. Зубко, Н. И. Гульба. – Иркутск, 1955. – 37 с.
40. Иванов, В. С. Отчёт по объекту «Анализ состояния МСБ сурьмы России с целью оценки основных геолого-промышленных типов месторождений и разработка критериев, обеспечивающих эффективное проведение геологоразведочных работ в Восточном Забайкалье» / В. С. Иванов. – Москва: ГеоРедМет, 2008. – 191 с.
41. Изоитко, В. М. Технологическая минералогия и оценка руд / В. М. Изоитко. – Санкт-Петербург: Наука, 1997. – 582 с.
42. Изучение гидрогеологических и инженерно-геологических условий при разведке и освоении месторождений твёрдых полезных ископаемых / В. Д. Бабушкин [и др.]. – Москва: Недра, 1969. – 408 с.
43. Инженерно-геологические, гидрогеологические и геологические исследования при разведке и эксплуатации рудных месторождений: метод. рек. / В. И. Кузькин [и др.]. – Москва: ВИМС, 2002. – 119 с.
44. Информационный отчёт по незавершённым прогнозно-поисковым работам на Урово-Мотогорской площади – объект С-33 (листы N-50-132; M-50-11, 12, 23, 24, 35, 36) за 2000–2001 гг. ГФУГП «Центральная геологическая экспедиция» / А. В. Кузнецов [и др.]. – Чита, 2003. – 271 с.
45. Каждан, А. Б. Поиски и разведка месторождений полезных ископаемых; научные основы поисков и разведки: учебник для вузов / А. Б. Каждан. – Москва: Недра, 1984. – 285 с.

46. Классификация запасов месторождений и прогнозных ресурсов твёрдых полезных ископаемых: сурьмяные руды: метод. рек. по применению. – Москва: ГКЗ, 2007. – 38 с.

47. Князев, Г. И. Поведение мезозойского гипогенного оруденения Восточного Забайкалья во времени и пространстве / Г. И. Князев, В. И. Красников // *Вопр. рудоносности Восточного Забайкалья*. – Москва: Недра, 1967. – С. 217–226.

48. Комбинированная технология обогащения хромитовых руд на основе сочетания радиометрических и гравитационных способов / Б. С. Лагов [и др.] // *Горный журнал*. – 2002. – № 6.

49. Комин, М. Ф. Минерально-сырьевая база сурьмы России: проблемы и решения / М. Ф. Комин, Д. С. Ключарев, Н. М. Волкова // *Разведка и охрана недр*. – 2006. – № 9–10. – С. 26–29.

50. Концентрат сурьмяный. ТУ 1726-001-00195245-97 [дата введения 01.05.1997 г.].

51. Кормилицын, В. С. Полиметаллические месторождения Широкинского рудного поля и некоторые вопросы металлогении Восточного Забайкалья / В. С. Кормилицын, А. А. Иванова. – Москва: Недра, 1968. – 176 с.

52. Кормилицын, В. С. Широкинское рудное поле и металлогения Восточного Забайкалья / В. С. Кормилицын, А. А. Иванова. – Москва: Недра, 1968. – 175 с.

53. Краткая химическая энциклопедия. Пирометаллургия / под ред. И. Л. Кнунянц. – Москва: Сов. энцикл., 1965. – Т. 4. 1182 стб.

54. Кривошеин, В. А. Отчёт о гидрогеологических работах Новоширокинской партии в 1967–1969 гг. для целей водоснабжения Новоширокинского ГРП / В. А. Кривошеин. – Чита: ЧитГУ, 1969.

55. Критерии отнесения опасных отходов к классу опасности для окружающей природной среды: приказ МПР РФ: от 15.06.2001 г. № 511.

56. Критерии прогнозной оценки территорий на твёрдые полезные ископаемые / К. А. Марков [и др.]. – Ленинград: Недра, 1978. – 607 с.

57. Кузнецов, В. А. Ртутные провинции СССР / В. А. Кузнецов // *Геология рудных месторождений*. – 1970. – № 1. – С. 3–21.

58. Лагов, Б. С. Определение контрастности руд в недрах – новая методика, новые возможности / Б. С. Лагов, Т. В. Башлыкова. – Москва: Центр-ЭСТАгео: МИСиС.

59. Лагов, Б. С. Особенности оценки контрастности руд с высоким абсолютным содержанием полезных компонентов / Б. С. Лагов // V конф. по рудничной радиометрии и автоматическим методам сортировки руд. – Москва, 1974. – Т. 4.

60. Лебедева, С. И. Микротвёрдость минералов / С. И. Лебедева. – Москва: Недра, 1977. – 118 с.

61. Лодейщиков, В. В. Извлечение золота из упорных руд и концентратов / В. В. Лодейщиков // Технология переработки золото-сурьмянистых руд и концентратов. – Москва: Недра, 1968.

62. Лодейщиков, В. В. Технология извлечения золота и серебра из упорных руд: в 2 т. Т. 2 / В. В. Лодейщиков. – Иркутск: Иргиредмет, 1999. – 452 с.

63. Лукина, К. И. Процессы и основное оборудование для обогащения полезных ископаемых: учеб. пособие / К. И. Лукина, В. П. Шилаев, В. П. Якушкин; под общ. ред. И. Ф. Мещярикова. – Москва: Изд-во МГОУ, 2006.

64. Марганцевые руды, современное состояние радиометрических методов // VIII Конгресс обогатителей стран СНГ: сб. материалов. – Москва: МИСиС, 2011. – Т. 2. – 352 с.

65. Марфунин, А. С. Введение в физику минералов / А. С. Марфунин. – Москва: Недра, 1974.

66. Математическое моделирование процессов обогащения / В. И. Кармазин, В. И. Жуковицкий, А. И. Заиченко, В. С. Чередниченко // Горный журнал. – 1969. – № 6.

67. Методика геолого-экономической переоценки запасов месторождений твёрдых полезных ископаемых (по укрупнённым технико-экономическим показателям). – Москва: МПР: ВИЭМС, 2002. – 28 с.

68. Методика статистической обработки эмпирических данных // Комитет стандартов СССР. – 1966.

69. Методические рекомендации по технико-экономическому обоснованию кондиций для подсчёта запасов месторождений твёрдых полезных ископаемых (кроме углей и горючих сланцев). – Москва: ГКЗ, 2007. – 47 с.

70. Методы минералогических исследований: справ. / под ред. А. И. Гинсбурга. – Москва: Недра, 1985. – 480 с.

71. Мокроусов, В. А. Контрастность руд, её определение и использование при оценке обогатимости / В. А. Мокроусов. – Москва: Госкомиздат, 1960. – Вып. 1.

72. Мокроусов, В. А. Радиометрическое обогащение нерадиоактивных руд / В. А. Мокроусов, В. А. Лилеев. – Москва: Недра, 1979. – 192 с.

73. Мязин, В. П. Инновационные процессы и экономически безопасные технологии обогащения минерального сырья / В. П. Мязин // Вестн. Забайкал. центра РАЕН. – Чита, 2009. – № 1.

74. Мязин, В. П. Оценка эффективности технологических схем переработки сложных по составу сурьмяных золотосодержащих руд в России и за рубежом / В. П. Мязин, Е. Н. Сергеев // Горный информ.-аналит. бюл. – 2008. – № 6. – С. 159–163.

75. Мязин, В. П. Совершенствование технологии радиометрического обогащения урановых руд / В. П. Мязин, В. Г. Литвиненко // Горный журнал. – 2008. – № 8. – С. 54–58.

76. Нормы технологического проектирования горнорудных предприятий цветной металлургии с открытым способом разработки ВНТП35-86. – Москва: Минцветмет СССР, 1986. – 109 с.

77. Обухов, Л. И. Методические основы разработки ПДК тяжёлых металлов и классификация почв по загрязнению / Л. И. Обухов // Система методов изучения почвенного покрова, динрадирированного под влиянием химического загрязнения: науч. тр. почвенного ин-та им. В. В. Докучаева. – Москва, 1992. – С. 93–99.

78. Определение контрастности руд в недрах – новая методика, новые возможности / Б. С. Лагов [и др.] // Экологические проблемы и новые технологии комплексной переработки минерального сырья: материалы междунар. совещания «Плаксинские чтения». – Владивосток: РАН, 2002. – С. 23–28.

79. Опыт и практика рентгенорадиометрической сепарации золотосодержащих и других руд / Ю. О. Федоров [и др.] // Под-

земное и кучное выщелачивание урана, золота и других металлов. Т. 2. Золото. – Москва: Руда и металлы, 2005. – С. 168–188.

80. Ориентировочно-допустимые концентрации (ОДК) тяжёлых металлов и мышьяка в почвах. Гигиенические нормативы ГН 2.1.7.0.20-94. – Москва: Госкомсанэпиднадзор России, 1987.

81. Оценка экологической безопасности технологий обогащения и переработки минерального сырья Забайкалья / В. П. Мязин [и др.] // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2008. – № 6. – С. 164–180.

82. Павленко, Ю.В. Влияние свойств джаспероидного формационного типа антимонит-кварцевых руд на эффективность рудоподготовки / Ю. В. Павленко, О. А. Поляков // Вестн. ЧитГУ. – 2012. – № 3. – С. 19–34.

83. Павленко, Ю.В. Глубинное строение и минерагения Юго-Восточного Забайкалья / Ю. В. Павленко. – Чита: ЧитГУ, 2009. – 200 с.

84. Павленко, Ю. В. К вопросу систематики рудных формаций Юго-Восточного Забайкалья / Ю. В. Павленко // Геология и минерагения Забайкалья: сб. докл. и ст. к научно-произв. конф., посвящ. 60-летию ФГУГП «Читагеолсъёмка» (22–23 апр. 2010 г.). – Чита, 2010. – С. 205–213.

85. Павленко, Ю. В. Роль рудоподготовки при геолого-технологической оценке месторождений Восточно-Забайкальской сурьмяной провинции / Ю. В. Павленко, О. А. Поляков. – Чита: Экспресс-изд-во, 2012. – 151 с.

86. Пат. № 123689 РФ. МПК В 03 В 7/00. Поточная линия переработки сурьмяных золотосодержащих руд / В. П. Мязин [и др.]; патентообладатели ООО «Хара-Шибирский сурьмяной комбинат», ФГБОУ ВПО «ЗабГУ». – № 2012125436/03; заявл. 19.06.2012; опубл. 10.01.2013. Бюл. № 1. – 2 с.: ил.

87. Пат. № 2493363 РФ. МПК E21B43/28. Поточная линия для круглогодичного кучного выщелачивания благородных металлов в криолитозоне / В. Н. Опарин [и др.]; патентообладатель Учреждение Российской академии наук ИГД СО РАН. – № 2012100461/03; заявл. 10.01.2012; опубл. 20.09.2013.

88. Пат. № 2493364 РФ. МПК E21B43/28. Поточная линия для круглогодичного кучного выщелачивания металлов руд / В. П. Мязин [и др.]; патентообладатель ФГБОУ ВПО «ЗабГУ». – № 2012105846/03; заявл. 17.02.2012; опубл. 20.09.2013.

89. Пат. АО «Союзцветметавтоматика» – метод радиометрической и покусковой сепарации для обогащения золотосодержащих руд [2165794, С2, МПК-В 03 В 7/00, В 03 В 9/06, 2007].

90. Пат. АО «Союзцветметавтоматика» – устройство для усреднения качества руд в процессе покусковой радиометрической сепарации [2074775, С2, МПК-6 В 07 С5/342, В 03 В 13/06, Е 21 С 41/00, 1993].

91. Пат. ЗАО «АЛРОСА» – способ сепарации минералов [2379130, С1, В 07 С5/342, 2008].

92. Пат. Интегра Груп Лимитед – способ рентгенометрической сепарации минерализованной массы [2154537, С1, МПК-В 07 С 5/346, 1999].

93. Пат. ОАО «Научно-производственное предприятие "Буревестник"» – способ сепарации кускового минерального материала комплексных руд, осуществляющих сортировку радиометрическими методами [2248245(13), С2, МПК-В 03 В 13/06, 2003].

94. Пат. ФГУП «ВНИИ химической технологии» – способ покусковой сортировки руд [2286849, С1, В 03, В 13/06, В 07, С 5/346, 2005].

95. Перспективы применения радиометрической сепарации для переработки сурьмяных руд Восточного Забайкалья // Молодёжь Забайкалья: культура здоровья – здоровое общество: X Междунар. молодёжная науч. конф. – Чита: ИИЦ ЧГМА, 2006. – С. 220–222.

96. Повышение эффективности подземной разработки урановых месторождений / В. И. Култышев [и др.]. – Москва: МГИУ, 2007. – 212 с.

97. Подготовка минерального сырья к обогащению и переработке / В. И. Ревнивцев [и др.]. – Москва: Недра, 1987. – 307 с.

98. Поляков, О. А. Экономическая эффективность использования технологических схем / О. А. Поляков. – Чита: Экспресс-изд-во, 2012. – С.136–147.
99. Поляков, О. А. Влияние свойств жильных и штокверковых руд антимонит-кварцевого формационного типа на эффективность рудоподготовки / О. А. Поляков, Ю. В. Павленко // Вестн. ЧитГУ. – 2011. – № 5 (72). – С. 116–127.
100. Поляков, О. А. Восточно-Забайкальская сурьмяная провинция / О. А. Поляков, Ю. В. Павленко // Вестн. ЧитГУ. – 2010. – № 9 (66). – С. 77–84.
101. Поляков, О. А. Графоаналитическая трактовка процесса разделения минералов методом рентгенорадиометрической сепарации / О. А. Поляков // Вестн. ЧитГУ. – 2013. – № 2 (93). – С. 38–48.
102. Поляков, О. А. Минерально-сырьевые ресурсы Забайкальского края / О. А. Поляков, В. В. Минин, М. В. Лизункин // Горный журнал. – 2011. – № 3. – С. 4–7.
103. Поляков, О. А. Особенности рентгенорадиометрической сепарации кварц-антимонитовых руд Восточного Забайкалья при рудоподготовке / Вестн. ЧитГУ. – 2012. – № 2 (81). – С. 20–35.
104. Поляков, О. А. Перспективы освоения сурьмяных руд Восточного Забайкалья с использованием методов радиометрической рудоподготовки и кучного выщелачивания ценного компонента из хвостов / О. А. Поляков. – Москва: Горная книга, 2014. – С. 137–143.
105. Поляков, О. А. Роль рентгенорадиометрической сепарации при рудоподготовке сурьмяных руд к обогащению / О. А. Поляков // Кулагинские чтения: XII Междунар. науч.-практ. конф. – Чита: ЗабГУ, 2012. – Ч. 6. – С. 44–52.
106. Поляков, О. А. Рудоподготовка: стадии, процессы / О. А. Поляков. – Чита: Экспресс-изд-во, 2012. – С. 92–134.
107. Поляков, О. А. Совершенствование процессов рудоподготовки основных типов сурьмяных месторождений Восточного Забайкалья / О. А. Поляков. – Москва: Горная книга (препр.), 2012. – С. 3–15.

108. Поляков, О. А. Технологическая типизация основных типов сурьмяных месторождений Восточного Забайкалья / О. А. Поляков, Ю. В. Павленко. – Москва: Горная книга (препр.), 2012. – С. 16–32.

109. Поляков, О. А. Технологические особенности полезного ископаемого, непосредственно влияющих на переработку / О. А. Поляков, Ю. В. Павленко. – Чита, Экспресс-изд-во, 2012. – С. 50–90.

110. Производство и импорт сурьмяной продукции ООО «Хаучан» [Электронный ресурс]. – Режим доступа: http://ru.antimony-cn.com/Quality_Cataly.php (дата обращения: 24.11.2015).

111. Пухальский, Л. Ч. Теория контрастности урановых руд / Л. Ч. Пухальский. – Москва: Атомиздат, 1963.

112. Расчёт класса опасности отходов (версия 1.0), интеграл 2001–2003 в соответствии с «Критериями отнесения опасных отходов к классу опасности для окружающей природной среды»: приказ МПР РФ от 15.06.2001 г. № 511.

113. Ревнивцев, В. И. Рентгенорадиометрическое обогащение комплексных руд цветных и редких металлов / В. И. Ревнивцев, Т. Г. Рыбакова, Е. П. Леман. – Москва: Недра, 1990. – 120 с.

114. Резник, Ю. Н. Современные тенденции в переработке золотосодержащих руд / Ю. Н. Резник, Л. В. Шумилова, Ю. И. Рубцов. – Чита: ЧитГУ, 2008. – 280 с.

115. Розенфельд, М. П. Особенности флотации сульфидов сурьмы и мышьяка / М. П. Розенфельд. – Фрунзе: Илим, 1984.

116. Рутштейн, И. Г. Развитие представлений о геологическом строении и металлогении Восточного Забайкалья в XIX – первой половине XX в. / И. Г. Рутштейн // Геологические исследования и горнопромышленный комплекс Забайкалья. – Новосибирск: Наука: Сиб. изд. фирма РАН, 1999. – С. 72–82.

117. Рябчинский, А. Д. Технологическое исследование сурьмяно-золотосодержащих руд / А. Д. Рябчинский, А. В. Юрченко. – Москва: ЦНИГРИ, 1961.

118. Сазонов, В. Д. Прогнозно-металлогеническая оценка бассейна р. Будюмкан и прилегающих территорий: отчёт по теме Б.П.4/501 (13) 43-6/259 за 1976–1979 гг. / В. Д. Сазонов. – Чита: ЗабНИИ, 1979. – 201 с.

119. Сергеенко, Е. Н. Обоснование экологической безопасности рентгенорадиометрической сепарации сурьмяных руд Восточного Забайкалья: автореф. дис. ... канд. техн. наук: 25.00.36 / Е. Н. Сергеенко. – Чита, 2009. – 21 с.

120. Сергеенко, Е. Н. Применение радиометрической сепарации для переработки сурьмяных руд Восточного Забайкалья / Е. Н. Сергеенко // Современные проблемы обогащения и глубокой комплексной переработки минерального сырья: материалы междунар. совещания «Плаксинские чтения». – Владивосток: РАН, 2008. – Ч. 1. – С. 113–116.

121. Сергеенко, Е. Н. Применение радиометрической сепарации для подготовки руд Жипкошинского месторождения к дальнейшему обогащению / Е. Н. Сергеенко, В. П. Мязин // Молодёжь Забайкалья: перспектива развития края: материалы XII Междунар. молодёжной науч.-практ. конф. – Чита: ЗаБИЖТ, 2008. – Ч. 2. – С. 126–129.

122. Сергеенко, Е. Н. Разработка и основные направления создания рациональной технологии переработки сурьмяных руд Восточного Забайкалья / Е. Н. Сергеенко // ГИАБ. – 2008. – № 6. – С. 186–190.

123. Смирнов, С. С. О Тихоокеанском рудном поясе / С. С. Смирнов // Большая биографическая энциклопедия. Сер. Геология. – Москва: Изд-во АН СССР, 1946. – № 2.

124. Смирнов, С. С. Очерк металлогении Восточного Забайкалья / С. С. Смирнов. – Москва; Ленинград: Госгеолтехиздат, 1944.

125. Смольянинов, Н. А. Практическое руководство по минералогии: учебник / Н. А. Смольянинов. – Москва: Госгеолтехиздат, 1955. – 432 с.

126. Современное состояние и основные направления развития технологии покусковой сепарации руд цветных и редких металлов / А. П. Татарников [и др.] // Инновацион-

ные процессы в технологиях комплексной, экологически безопасной переработки минерального и нетрадиционного сырья: материалы междунар. совещания «Плаксинские чтения». – Владивосток: РАН, 2009. – С. 107–111.

127. Соложенкин, П. М. Инновационные технологии переработки золото-сурьмяных материалов (на примере извлечения сурьмы и золота из хвостов Сарылахской обогатительной фабрики) / П. М. Соложенкин // Современные проблемы обогащения и глубокой комплексной переработки минерального сырья: материалы междунар. совещания «Плаксинские чтения». – Владивосток: РАН, 2008. – Ч. 1. – С. 229–232.

128. Соложенкин, П. М. Комплексное использование сурьмяных руд Забайкальского края / П. М. Соложенкин, Е. В. Бондаренко: материалы III междунар. науч.-практ. конф., посвящ. Году планеты Земля и 85-летию Республики Бурятия. – Улан-Удэ: Правительство Республики Бурятия, 2008. – С. 277–279.

129. Соложенкин, П. М. Обогащение сурьмяных руд Забайкалья / П. М. Соложенкин, Е. В. Бондаренко, Е. В. Чертогова // Обогащение руд. – 2008. – № 1. – С. 15–19.

130. Соложенкин, П. М. Технология обогащения комплексных сурьмяных руд Китая / П. М. Соложенкин. – Москва: ЦНИИ ЭИ ЦМ, 1992. – 55 с.

131. Соложенкин, П. М. Флотация антимонита и киновари поверхностно-активными веществами / П. М. Соложенкин, Л. П. Орлова, Г. М. Бочкарева // Изв. отделения геолого-химических и технических наук. – 1963.

132. Соложенкин, П. М. Технология обогащения сурьмяных руд / П. М. Соложенкин // Цветные металлы. – 1961.

133. Справочник по горнорудному делу / под ред. В. А. Гребенюка [и др.]. – Москва: Недра, 1983. – 186 с.

134. Справочник по обогащению руд / под ред. О. С. Богданова. – Москва: Недра, 1972. – Т. 1–4.

135. Справочник по обогащению руд / под ред. О. С. Богданова. – Москва: Недра, 1973–1974. – Т. 1–3.

136. Справочник по проектированию рудных обогатительных фабрик / В. Ф. Баранов [и др.]. – Москва: Недра, 1988. – Кн. 1. – 374 с.

137. Стаканова, Е. П. Флотация сурьмяных руд / Е. П. Стаканова // Обогащение руд. – 1953.
138. Строна, П. А. Главные типы рудных формаций / П. А. Строна. – Ленинград: Недра, 1978. – 199 с.
139. Сурьма юга Восточной Сибири / Б. К. Михайлов [и др.] // Отечественная геология. – 2007. – № 3. – С. 39–42.
140. Татаринев, П. М. Условия образования месторождений рудных и нерудных ископаемых / П. М. Татаринев. – Москва: Госгеолтехиздат, 1955.
141. Терещенко, С. В. Радиометрические методы опробования и сепарации минерального сырья / С. В. Терещенко, Г. А. Денисов, В. В. Марчевская. – Санкт-Петербург, 2005.
142. Технологическая оценка минерального сырья: справочник / под ред. П. Е. Остапенко. – Москва: Недра, 1992.
143. Технологические аспекты рационального недропользования: роль технологической оценки в развитии и управлении минерально-сырьевой базы страны / Т. В. Башлыкова [и др.]. – Москва: МИСИС, 2005. – 576 с.
144. Технологический регламент для проектирования дробильно-сортировочной установки с РРС на месторождении Жипкоша: договор № 23/03-07Т от 23.03.2007 г. – Красноярск: Радос, 2008. – 35 с.
145. Технология обогащения комплексных руд Китая. – Москва, 1992. – 54 с.
146. Томов, Т. Г. Обогащение руд в тяжёлых жидкостях / Т. Г. Томов. – Москва: Наука, 1969.
147. ТУ 1726-002-00201655-2004.
148. ТУ 3132-015-05820239-2001.
149. ТЭО постоянных разведочных кондиций и подсчёт запасов сурьмы Солонеченского месторождения по состоянию на 01.10.2009 г.: отчёт о результатах поисковых, оценочных и разведочных работ в пределах Солонеченского рудного поля за 2007–2009 гг.
150. Тюменцев, Ю. А. Предпроектная сравнительная оценка эффективных методов обогащения кварц-антимонитовых руд месторождения Жипкоша: автореф. дис. ... канд. техн. наук: 25.00.13 / Ю. А. Тюменцев. – Чита, 2009. – 23 с.

151. Усреднение руд – один из эффективных способов повышения комплексности использования сырья / Н. П. Ждановских [и др.] // Материалы науч.-техн. совещания по комплексному использованию месторождений полезных ископаемых. – Москва, 1970.

152. Федоров, Ю. О. Пособие по рентгенорадиометрической сепарации ООО «Радос» [Электронный ресурс] / Ю. О. Федоров. – Режим доступа: <http://www.rados.ru/info-article.htmlst=10> (дата обращения: 24.11.2015).

153. Федотов, К. В. Проектирование обогатительных фабрик: Учебник для вузов / К. В. Федотов, Н. И. Никольская. – Москва: Горная книга, 2012. – 536 с. (Сер. Обогащение полезных ископаемых).

154. Формула полезной модели ОАО «Научно-производственное предприятие "Буревестник"» – радиометрический сепаратор минералов [39511(13), U1, B 03, B 13/06, 2004].

155. Хейн, Х. Я. Окончательный отчет Солонеченской партии Солонеченского сурьмяного месторождения за 1955–1956 гг. / Х. Я. Хейн // Среднее течение реки Будюмкан. – Чита: ЧитГУ, 1957. – 74 с.

156. Хопунов, Э. А. Исследование механизма селективного разрушения руд / Э. А. Хопунов // Интенсификация технологических процессов рудоподготовки. – Ленинград, 1987. – С. 116–135.

157. Шумилова, Л. В. Техногенные месторождения как объекты повышенного негативного воздействия на окружающую среду / Л. В. Шумилова // Science Time: междунар. науч. журн. О-ва науки и творчества. – 2014. – № 8. – Казань. – С. 325–357.

158. Шумилова, Л. В. Комбинированные методы кюветного и кучного выщелачивания упорного золотосодержащего сырья на основе направленных фотоэлектрохимических воздействий / Л. В. Шумилова, Ю. Н. Резник. – Чита: ЗабГУ, 2012. – 405 с.

159. Шумилова, Л. В. Научное обоснование инновационной технологии извлечения золота (разработка, апробация в условиях Забайкалья) / Л. В. Шумилова // Palmarium Academic Publishing / Немецкая национальная библиотека (Deutsche Nationalbibliothek; DNB.). – 2014. – 362 с.

160. Bragg, W. L. Atomic structure of minerals / W. L. Bragg // Cornell Univ. press. – Ithaca; New York, 1937.
161. Bragg, W. L. The crystalline state / W. L. Bragg. – A general survey. – New York, 1934. – Vol. 1. – 352 p.
162. Cameron, E. N. Apparatus and techniques for the measurement of certain optical properties minerals in reflected light / E. N Cameron // Econ. Geol. – 1957. – Vol. 52.
163. Cameron, E. N. Polarization figures and rotation properties in reflected light and application to the identification of ore minerals / E. N Cameron, L. H. Green // Econ. Geol. – 1950. – Vol. 45.
164. Coker, P. A. Antimony. Auztral. Miner. Jnd. Annu. Rev. / P. A. Coker. – Canberra, 1988. – P. 48–50.
165. Davy, W. M. Microscopic examination of ore minerals / W. M. Davy, C. M. Farnham. – New York, 1920.
166. Edwards, A. B. Texture of the ore minerals and their significance / A. B. Edwards // Austral. Inst. Min Metall. – 1954.
167. Goldschmidt, V. G. Crystallographic tables for the determination of minerals / V. G. Goldschmidt, S. G. Gordon // Special publ. № 2. Ac. Sc. – Philadelphia, 1928. – 70 p.
168. Goldschmidt, V. G. Index der Kristallformen der Mineralien / V. G. Goldschmidt. – Berlin, 1886–1891. – Bd. 1–3.
169. Henley, K. J. A review of recent developments in the process mineralogy of gold / K. J. Henley // Extract. Met. Gold and Base Metals: Proc. Int. Conf. Extract. Met. Gold and Metals (Kalgoorlie. Oct. 26-28, 1992). – Melbourne, 1992. – P. 177–194.
170. International Critical Tables of Numerical Data, Physics, Chemistry and Technology / ed. E. W. Washburn. – National Research Council, USA, 1926–1933.
171. International Tables for the Determination of Crystal Structures. – Berlin, 1931. Ed. 1–2.
172. John, N. The recovery of gold from refractory ores by the use of carbon-in-chlorine bleaching [Электронный ресурс] / N. John [et all.] // JOM. – 1990. – Vol. 42. – Is. 9. – P. 12–14. – Режим доступа: <http://link.springer.com> (дата обращения: 26.11.2015).

173. Kirby, D. Precious metal concentrate production / D. Kirby // Symp. on Precious and Rare Metals (USA, 1988). – Albuquerque, NM, USA, 1988. – P. 85–94.
174. Kumtor Mine Sites [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://www.infomine.com/minesite/kumtor.html> (дата обращения: 26.11.2015).
175. La Brooy, S. R. Review of Gold Extraction from Ores / S. R. La Brooy, H. G. Linge, G. S. Walker // Minerals Engineering. – 1994. – Vol. 7. – No. 10. – P. 1213–1241.
176. Orcel, J. L'étude microscopique des minerais métalliques / J. Orcel. – Paris, 1934.
177. Schneiderhohn, H. Anteutung zur mikroskopischen Bestimmung von Erzen und Aufbereitungsprodukten, besonders im auffallender Licht / H. Schneiderhohn. – Berlin, 1922. – 292 s.
178. Schneiderhohn, H. Erzmikroskopische Bestimmungstafeln / H. Schneiderhohn, P. Ramdohr. – Berlin, 1931. – Bd. 2.
179. Schwartz, G. M. Classification and definition of texture and minerals structures in ores / G. M. Schwartz // Geol. – 1951. – Vol. 46.
180. Short, M. N. Microscopic determination of the ore minerals / M. N. Short // U. S. Geol. Sur. Bull. – Vol. 825. – 1931. – Ed. 1; Vol. 914. – 1940. Ed. 2.
181. Solozhenkin, P. M. Flotation of complex antimony ores / P. M. Solozhenkin, Z. Zinchenko, I. Krilova // Proceeding of the 17th IMPC. – 1991. – Sept. 23–28. – Vol. 4. – P. 163–174.
182. Solozhenkin, P. M. Physical-chemical study on sorption metals by antimony minerals / P.M. Solozhenkin // Proceeding of the 12th Balkan International Mineral Processing Congress. – 2007. – June 10–13. – P. 163–174.
184. Turner, A. W. A Polarized light compensation for opaque miner Econ / A. W. Turner, J. R. Benford, W. J. Mclean // Geol. – 1945. – Vol. 40.

Приложения

Приложение А

**Основные сырьевые потоки и направления развития.
Запасы и ресурсы сурьмы перспективных месторождений,
расстояние до Забайкальского ГОКа**



Используемое месторождение

1. Жипкоши – 30 км. Всего запасов $(C_1 + C_2) = 30,6$ тыс. т.

Приобретаемое месторождение

2. Булыкта, Южное – 20 км. Ресурсы $(P_1 + P_2) = 62,6$ тыс. т.

Перспективные месторождения

3. Дельмачик – 30 км. Ресурсы $P_2 = 20,0$ тыс. т.
Запасы золота $(C_1 + C_2)$ оцениваются в 21,3 т при содержании золота 3 г/т.
4. Октябрьское – 80 км. Ресурсы $(P_1 + P_2) = 18,6$ тыс. т.
5. Тыргетуйское – 120 км. Ресурсы $(P_1 + P_2) = 17,3$ тыс. т.
6. Нарин-Кундуй – 200 км. Ресурсы $(P_1 + P_2) = 20$ тыс. т.
7. Солонеченское – 450 км (или 200 км автодорогой плюс 400 км железнодорожным транспортом).
Всего запасов $(C_1 + C_2) = 67,8$ тыс. т.

Стадийность минералообразования (по Е. А. Шивохину)

Минерал	Этап			
	рудный		пострудный	
	березитовый	аргиллизитовый		гипергенный
		джаспероиды	аргиллизиты	
Рудные минералы				
Антимонит			//////	
Арсенопирит	//////			
Аурипигмент		+++++		
Блѣклая руда	+++++			
Буланжерит	+++++			
Галенит	+++++			
Киноварь		+++++		
Ковеллин				-----
Лимонит				//////
Марказит			//////	+++++
Миллерит	+++++			
Пентландит	+++++			
Пирит	//////	//////	-----	
Пирротин	+++++			
Реальгар	//////	+++++		
Самородное золото	+++++	+++++		
Самородное серебро				
Скородит				+++++

Сурьм. охры (стибиоконит, валентинит)				////// ////// ////// ////// ////// ////// ////// ////// ////// //////
Сфалерит	++++++ ++++++ ++++++ ++++++			
Халькопирит	++++++ ++++++ ++++++ ++++++			
Нерудные минералы				
Барит		++++++ ++++++ ++++++ ++++++	----- ----- ----- -----	
Каолинит		----- ----- ----- -----	////// ////// ////// //////	\\\\\\\\ \\\\\\\\ \\\\\\\\ \\\\\\\\
Карбонат (доломит, кальцит)	////// ////// ////// //////	++++++ ++++++ ++++++ ++++++	////// ////// ////// //////	\\\\\\\\ \\\\\\\\ \\\\\\\\ \\\\\\\\
Кварц	\\\\\\\\ \\\\\\\\ \\\\\\\\ \\\\\\\\	////// ////// ////// //////		
Лейкоксен	++++++ ++++++ ++++++ ++++++	----- ----- ----- -----		
Серицит	++++++ ++++++ ++++++ ++++++	----- ----- ----- -----		
Турмалин	----- ----- ----- -----			
Флюорит		////// ////// ////// //////		
Халцедон			++++++ ++++++ ++++++ ++++++	

Примечание. Маркировка минералов:

главные	////// //////	второстепенные	\\\\\\\\ \\\\\\\\	малораспространённые	++ ++	редкие	----- ----- ----- -----
---------	------------------	----------------	----------------------	----------------------	----------	--------	----------------------------------

**Сепаратор рентгенорадиометрический
ТУ 3132-015-05820239-2001**

<i>Технические данные</i>	<i>Тип сепаратора</i>
	<i>СРФ4-3П-150</i>
	<i>трёхпродуктовый</i>
1. Классы крупности сортируемой руды, мм	30–150
2. Диапазоны класса крупности, мм	30–80 30–100 40–120 50–150
3. Производительность, т/ч* (в зависимости от диапазона)	10–20
4. Источник первичного рентгеновского излучения	Специализированные портативные рентгеновские аппараты ПРАМ-50
5. Детекторы рентгеновского излучения	Блоки детектирования на основе пропорциональных газовых счетчиков
6. Исполнительные механизмы, тип (частота срабатывания, Гц)	Быстродействующие электромагнитные шибберные устройства МИ 400 (в 2 ряда)
7. Количество каналов сортировки, шт.	4
8. Напряжение электропитания при частоте переменного тока 50±1 Гц, В	220/380
9. Потребляемая мощность, кВт, не более	7,0
10. Габаритные размеры, мм, (длина × ширина × высота)	5070×1500×3390
11. Пульт оператора	Промышленный компьютер
12. Масса, кг, не более	4400
Сепаратора	10
* <i>Примечание.</i> Производительность зависит от: класса и диапазона крупности, удельной плотности сортируемой руды (материала), качества исходной руды (материала), поступающей на РРС (зашламованность, загрязнённость, глинистость), технологических требований к продукту и «хвостам» сепарации (технологических задач)	

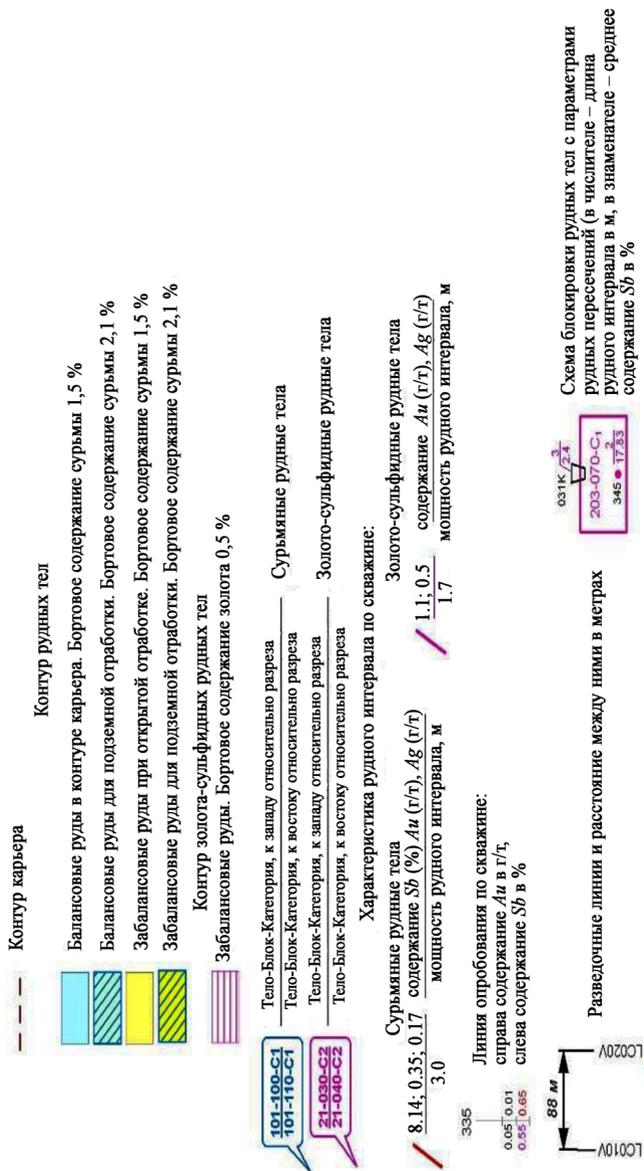
Сепараторы рентгенорадиометрические
ТУ 3132-015-05820239-2001

<i>Технические данные</i>	<i>Тип сепаратора</i>			
	<i>СРФ-4-50</i>	<i>СРФ-4-150</i>	<i>СРФ-2-300, СРФ3-300</i>	<i>СРФ4-3П-150</i>
	<i>двухпродуктовые</i>			<i>трёхпродук- товый</i>
1. Классы крупности сортируемой руды, мм	10–60	30–150	60–300	30–150
2. Диапазоны класса крупности, мм	10–40 20–40 20–50 20–60	30–80 30–100 40–120 50–150	60–200 80–250 100–250 150–250	30–80 30–100 40–120 50–150
3. Производительность, т/ч* (в зависимости от диапазона)	3–8	10–25	20–50	10–20
4. Источник первичного рентгеновского излучения	Специализированные портативные рентгеновские аппараты ПРАМ-50			
5. Детекторы рентгеновского излучения	Блоки детектирования на основе пропорциональных газовых счётчиков			
6. Исполнительные механизмы, тип (частота срабатывания, Гц)	Быстродействующие электромагнитные шиберные устройства			
	МИ 30(15–20) МИ 80(10–12)	МИ 400(6–8)	МИ 2 (3–4)	МИ 400 (в 2 ряда)
7. Количество каналов сортировки, шт.	4	4	2(3)	4
8. Напряжение электропитания при частоте переменного тока 50±1 Гц, В	220/380	220/380	220/380	220/380

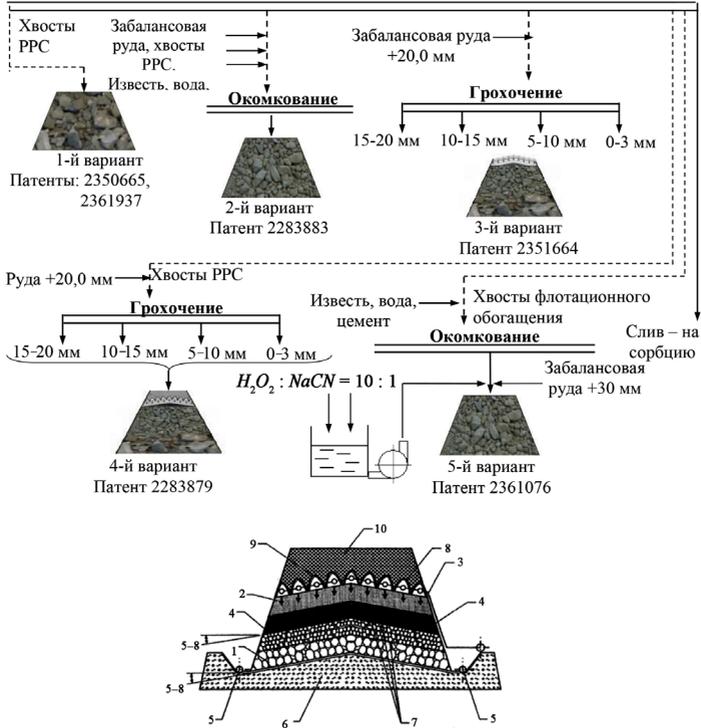
Окончание табл.

Технические данные	Тип сепаратора			
	СРФ-4-50	СРФ-4-150	СРФ-2-300, СРФ3-300	СРФ4-3П-150
	двухпродуктовые			трёхпродук- товый
9. Потребляемая мощность, кВт, не более	3,0	5,0	5,0 (6,0)	7,0
10. Габаритные размеры, мм, (длина × шири- на × высота)	3520×1200×150	5070×1500×3150	5070×1500×3150	5070×1500×3390
11. Пульт оператора	Промышленный компьютер			
12. Масса, кг, не более	1600	3900	4100	4400
Сепаратора	10	10	10	10
Пульты оператора				
* <i>Примечание.</i> Оптимальная величина производительности определяется и выбирается по результатам технологических испытаний РРС с учётом условий п. 2				

Условные обозначения к Приложениям Д – Ж



Варианты переработки забалансовой руды, хвостов РРС и хвостов флотационного обогащения при переработке комплексных сурьмяных руд



Штабель кучного выщелачивания: вертикальный разрез

1 – нижний слой штабеля фракции (+15)...(-20) мм; 2 – верхний слой штабеля фракции (-5) мм; 3 – система орошения и питания штабеля; 4 – боковые поверхности штабеля руды; 5 – коллекторы сбора технологических растворов; 6 – основание штабеля; 7 – перфорированная полимерная плёнка; 8 – дуговые опоры; 9 – водорастворонепроницаемая светопрозрачная плёнка; 10 – теплоизолятор

Научное издание

Мязин Виктор Петрович
Шумилова Лидия Владимировна
Поляков Олег Анатольевич

**Обогащение и переработка
сурьмяных руд Восточного Забайкалья**

Редактор О. Ю. Гапченко
Вёрстка И. Н. Аргуновой

Подписано в печать 06.04.2016.

Формат 60×84/16. Бумага офсетная. Способ печати цифровой.
Усл. печ. л. 13,0. Уч.-изд. л. 8,1. Заказ № 16082. Тираж 500 экз.

ФГБОУ ВПО «Забайкальский государственный университет»
672039, г. Чита, ул. Александрo-Заводская, 30