
ФЕДЕРАЛЬНОЕ АГЕНТСТВО
ПО ТЕХНИЧЕСКОМУ РЕГУЛИРОВАНИЮ И МЕТРОЛОГИИ



ИНФОРМАЦИОННО -
ТЕХНИЧЕСКИЙ
СПРАВОЧНИК
ПО НАИЛУЧШИМ
ДОСТУПНЫМ
ТЕХНОЛОГИЯМ

ИТС 23

**ДОБЫЧА И ОБОГАЩЕНИЕ РУД
ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ**



Москва
Бюро НДТ
2017

Оглавление

ВВЕДЕНИЕ	7
ПРЕДИСЛОВИЕ	11
ОБЛАСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ	14
РАЗДЕЛ 1 ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ДОБЫЧИ И ОБОГАЩЕНИЯ РУД ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ	17
1.1 ДОБЫЧА РУД	17
1.1.1 МЕДНЫЕ РУДЫ	17
1.1.2 НИКЕЛЕВЫЕ РУДЫ	23
1.1.3 СВИНЦОВЫЕ И ЦИНКОВЫЕ РУДЫ	28
1.1.4 РУДЫ И РОССЫПИ ОЛОВА	40
1.1.5 РУДЫ И РОССЫПИ ВОЛЬФРАМА	44
1.1.6 РУДЫ МОЛИБДЕНА	49
1.1.7 РУДЫ И РОССЫПИ ТИТАНА	52
1.1.8 АЛЮМИНИЕВОЕ СЫРЬЕ	57
1.2 ОБОГАЩЕНИЕ РУД	61
1.2.1 МЕДНЫЕ РУДЫ	61
1.2.1.1 Минеральный состав и технологические особенности руд	61
1.2.1.2 СХЕМЫ И РЕЖИМЫ ОБОГАЩЕНИЯ	62
1.2.2 МЕДНО-ЦИНКОВЫЕ РУДЫ	65
1.2.2.1 МИНЕРАЛЬНЫЙ СОСТАВ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ РУД	65
1.2.2.2 СХЕМЫ И РЕЖИМЫ ОБОГАЩЕНИЯ	66
1.2.3 СВИНЦОВЫЕ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИЕ РУДЫ	68
1.2.3.1 Минеральный состав и технологические особенности руд	68
1.2.3.2 СХЕМЫ И РЕЖИМЫ ОБОГАЩЕНИЯ	71
1.2.4 МЕДНО-НИКЕЛЕВЫЕ КОБАЛЬТ СОДЕРЖАЩИЕ РУДЫ	76
1.2.4.1 МИНЕРАЛЬНЫЙ СОСТАВ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ РУД	76
1.2.4.2 СХЕМЫ И РЕЖИМЫ ОБОГАЩЕНИЯ	77
1.2.5 РУДЫ И РОССЫПИ ОЛОВА	79
1.2.5.1 Вещественный состав	79
1.2.5.2 ТЕХНОЛОГИЯ ОБОГАЩЕНИЯ	80
1.2.6 РУДЫ И РОССЫПИ ТИТАНА	82
1.2.6.1 Вещественный состав	82
1.2.6.2 ТЕХНОЛОГИЯ ОБОГАЩЕНИЯ	83

1.2.7 ВОЛЬФРАМО-МОЛИБДЕНОВЫЕ РУДЫ	86
1.2.7.1 МИНЕРАЛЬНЫЙ СОСТАВ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ РУД	86
1.2.7.2 СХЕМЫ И РЕЖИМЫ ОБОГАЩЕНИЯ.....	86
1.2.8 АЛЮМИНИЙСОДЕРЖАЩЕЕ СЫРЬЕ.....	89
1.2.8.1 ВЕЩЕСТВЕННЫЙ СОСТАВ	89
1.2.8.2 СХЕМЫ И РЕЖИМЫ ОБОГАЩЕНИЯ.....	90
1.3 РЕСУРСНЫЙ ПОТЕНЦИАЛ ОТХОДОВ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ПРОИЗВОДСТВ.....	92
1.4 ОСНОВНЫЕ ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ ПРОБЛЕМЫ	95
РАЗДЕЛ 2 ОПИСАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ ПРИ ДОБЫЧЕ И ОБОГАЩЕНИИ РУД ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ.....	98
2.1 ОТКРЫТАЯ ДОБЫЧА РУД ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ	98
2.1.1 ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ	98
2.1.2 СНЯТИЕ И СКЛАДИРОВАНИЕ ПОЧВЫ	100
2.1.3 ВСКРЫТИЕ	101
2.1.4 СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ	102
2.1.5 БУРОВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ.....	108
2.1.6 ДОБЫЧНЫЕ РАБОТЫ	109
2.1.7 ТРАНСПОРТ	109
2.1.8 ОБРАЩЕНИЕ С ПОРОДАМИ	111
2.2 ПОДЗЕМНАЯ ДОБЫЧА РУД ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ.....	112
2.2.1 ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ	112
2.2.2 ВСКРЫТИЕ.....	113
2.2.3 СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ	116
2.2.4 СКВАЖИННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ДОБЫЧИ РУД	120
2.2.5 ОТБОЙКА И ДРОБЛЕНИЕ РУД.....	121
2.2.6 ДОСТАВКА	125
2.2.7 ВЫПУСК РУДЫ.....	126
2.2.8 Поддержание выработанного пространства	127
2.2.9 ТРАНСПОРТ И ПОДЪЕМ	131
2.2.10 ШАХТНЫЙ ВОДООТЛИВ	132
2.2.11 РУДНИЧНАЯ ВЕНТИЛЯЦИЯ.....	133
2.2.12 ОБРАЩЕНИЕ С ПУСТЫМИ ПОРОДАМИ.....	133
2.3 ОБОГАЩЕНИЕ РУД ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ.....	134
2.3.1 ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫЕ ПРОЦЕССЫ	134

2.3.1.1 ДРОБЛЕНИЕ РУД.....	134
2.3.1.2 ИЗМЕЛЬЧЕНИЕ РУД	140
2.3.1.3 КЛАССИФИКАЦИЯ МАТЕРИАЛОВ.....	141
2.3.2 ОСНОВНЫЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ РУД	145
2.3.2.1 РАЗДЕЛЕНИЕ ПО КРУПНОСТИ	146
2.3.2.2 ГРАВИТАЦИОННЫЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ	146
2.3.2.3 МАГНИТНЫЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ	146
2.3.2.4 ФЛОТАЦИОННЫЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ.....	147
2.3.2.5 ЭЛЕКТРИЧЕСКИЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ	148
2.3.2.6 СПЕЦИАЛЬНЫЕ МЕТОДЫ ПОДГОТОВКИ И ОБОГАЩЕНИЯ	148
2.3.3 ХИМИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ В КОМБИНИРОВАННЫХ СХЕМАХ ОБОГАЩЕНИЯ.....	149
2.3.4 ВСПОМОГАТЕЛЬНЫЕ ПРОЦЕССЫ	151
2.3.5 АППАРАТЫ ДЛЯ ОБОГАЩЕНИЯ РУД ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ	152
2.3.5.1 АППАРАТЫ ГРАВИТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ	152
2.3.5.2 АППАРАТЫ ДЛЯ РАЗДЕЛЕНИЯ ЧАСТИЦ ПО КРУПНОСТИ.....	153
2.3.5.3 АППАРАТЫ ДЛЯ РАЗДЕЛЕНИЯ ЧАСТИЦ ПО КРУПНОСТИ И ПЛОТНОСТИ	154
2.3.5.4 АППАРАТЫ МАГНИТНОЙ СЕПАРАЦИИ.....	155
2.3.5.5 АППАРАТЫ ЭЛЕКТРИЧЕСКОЙ СЕПАРАЦИИ	158
2.3.5.6 АППАРАТЫ ФЛОТАЦИОННОЙ СЕПАРАЦИИ	160
2.3.5.7 АППАРАТЫ ДЛЯ ОБЕЗВОЖИВАНИЯ.....	162
2.4 ТЕХНОЛОГИЯ ОБОГАЩЕНИЯ РУД ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ.....	166
2.4.1 ПРОЦЕССЫ РУДОПОДГОТОВКИ.....	166
2.4.2 МЕДНЫЕ СУЛЬФИДНЫЕ РУДЫ.....	167
2.4.3 МЕДНЫЕ ОКИСЛЕННЫЕ РУДЫ.....	169
2.4.4 МЕДНО-ЦИНКОВО-ПИРИТНЫЕ РУДЫ.....	170
2.4.5 МЕДНО-НИКЕЛЕВЫЕ РУДЫ.....	175
2.4.6 МЕДНО-КОБАЛЬТОВЫЕ РУДЫ	178
2.4.7 МЕДНО-СВИНЦОВО-ЦИНКОВО-ПИРИТНЫЕ РУДЫ.....	179
2.4.8 СВИНЦОВО-ЦИНКОВЫЕ РУДЫ	186
2.4.9 СВИНЦОВЫЕ РУДЫ	190
2.4.10 ТИТАНОВЫЕ РУДЫ	190
2.4.11 ВОЛЬФРАМОВЫЕ РУДЫ.....	192
2.4.12 ОЛОВЯННЫЕ РУДЫ.....	196
2.4.13 БОКСИТЫ.....	198

2.4 СТОЧНЫЕ ВОДЫ ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИК, ИХ ОЧИСТКА И ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ РУД	199
2.4.1 СТОЧНЫЕ ВОДЫ ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИК	199
2.4.1.1 ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ	199
2.4.1.2 УСЛОВИЯ СБРОСА СТОЧНЫХ ВОД В ВОДНЫЕ ВОДОЕМЫ	200
2.4.1.3 ХАРАКТЕРИСТИКА СТОЧНЫХ ВОД ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИК	206
2.4.2 ОЧИСТКА СТОЧНЫХ ВОД	208
2.4.2.1 ОЧИСТКА СТОЧНЫХ ВОД ОТ ГРУБОДИСПЕРСНЫХ ВЕЩЕСТВ - ОСВЕТЛЕНИЕ	208
2.4.2.2 ХИМИЧЕСКАЯ ОЧИСТКА СТОЧНЫХ ВОД	209
2.4.3 ИСПОЛЬЗОВАНИЕ СТОЧНЫХ ВОД В ПРОЦЕССАХ ОБОГАЩЕНИЯ (ОБОРОТНОЕ ВОДОСНАБЖЕНИЕ)	212
2.4.3.1 СХЕМЫ ОБОРОТНОГО ВОДОСНАБЖЕНИЯ	212
2.4.3.2 ПОДГОТОВКА СТОЧНЫХ ВОД ДЛЯ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ИХ В ОБОРОТЕ - КОНДИЦИОНИРОВАНИЕ	213
РАЗДЕЛ 3 ТЕКУЩИЕ УРОВНИ ЭМИССИЙ В ОКРУЖАЮЩУЮ СРЕДУ	215
3.1 ВОЗДЕЙСТВИЕ НА ОКРУЖАЮЩУЮ СРЕДУ ПРИ ДОБЫЧЕ РУД	215
3.1.1 ПЫЛЕГАЗОВЫДЕЛЕНИЕ ПРИ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ОТКРЫТЫМ СПОСОБОМ	215
3.1.2 ПЫЛЕГАЗОВЫДЕЛЕНИЕ ПРИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ	220
3.1.3 ШУМ И ВИБРАЦИЯ ПРИ ОТКРЫТОЙ И ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКЕ	223
3.1.4 СРАВНЕНИЕ ЭКОЛОГИИ ОТКРЫТЫХ И ПОДЗЕМНЫХ РАЗРАБОТОК	223
3.1.5 СБРОСЫ В ВОДНЫЕ ОБЪЕКТЫ ПРИ ДОБЫЧЕ РУД	227
3.1.6 ВОЗДЕЙСТВИЕ ПРИ ЛИКВИДАЦИИ	1
3.1.7 ВОЗДЕЙСТВИЕ ПРИ РЕКУЛЬТИВАЦИИ	2
3.1.8 ОСНОВНЫЕ ЭМИССИИ	3
3.2 ОБОГАЩЕНИЕ РУД ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ	4
3.2.1 ВЫБРОСЫ В АТМОСФЕРУ ЗАГРЯЗНЯЮЩИХ ВЕЩЕСТВ	4
3.2.2 СБРОСЫ ЗАГРЯЗНЯЮЩИХ ВЕЩЕСТВ В ВОДНЫЕ ОБЪЕКТЫ	6
3.2.2.1 ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ	6
3.2.2.2 ХАРАКТЕРИСТИКА ТЕХНОГЕННЫХ ВОД	7
3.2.3 РАЗМЕЩЕНИЕ ОТХОДОВ ОБОГАЩЕНИЯ РУД	16
3.3 ОСНОВНЫЕ ЭМИССИИ	33
3.4 ОПРЕДЕЛЕНИЕ МАРКЕРНЫХ ВЕЩЕСТВ	33
РАЗДЕЛ 5 НАИЛУЧШИЕ ДОСТУПНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ	44
5.1 СИСТЕМЫ ЭКОЛОГИЧЕСКОГО МЕНЕДЖМЕНТА (СЭМ)	44

5.2 ДОБЫЧА РУД ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ	46
5.2.1 НДТ ОРГАНИЗАЦИОННО-УПРАВЛЕНЧЕСКОГО ХАРАКТЕРА.....	46
5.2.2 НДТ ОРГАНИЗАЦИОННО-ТЕХНИЧЕСКОГО ХАРАКТЕРА	49
5.2.3 НДТ В ОБЛАСТИ ЭНЕРГОСБЕРЕЖЕНИЯ И РЕСУРСОСБЕРЕЖЕНИЯ	50
5.2.4 НДТ В ОБЛАСТИ МИНИМИЗАЦИИ НЕГАТИВНОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ НА ВОДНЫЕ РЕСУРСЫ.....	54
5.2.5 НДТ В ОБЛАСТИ МИНИМИЗАЦИИ ВОЗДЕЙСТВИЯ ОТХОДОВ	55
5.2.6 НДТ В ОБЛАСТИ РЕКУЛЬТИВАЦИИ ЗЕМЕЛЬ.....	55
5.3 ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫЕ ПРОЦЕССЫ И ГРАВИТАЦИОННЫЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ РУД ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ.....	57
5.4 ФЛОТАЦИОННЫЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ.....	60
5.5 ОЧИСТКА И ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ РУД СТОЧНЫХ ВОД	74
5.4.1 ТЕХНОЛОГИИ КОМПЛЕКСНОЙ ОЧИСТКИ ВОД ОТ ТЯЖЕЛЫХ МЕТАЛЛОВ	75
5.4.2 ТЕХНОЛОГИИ СЕЛЕКТИВНОГО ИЗВЛЕЧЕНИЯ ТЯЖЁЛЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ ТЕХНОГЕННЫХ ВОД.....	76
5.6 ТЕХНОЛОГИИ ОБРАЩЕНИЯ С ОТХОДАМИ ОБОГАЩЕНИЯ РУД.....	77
5.7 ПРИРОДООХРАННЫЕ МЕРОПРИЯТИЯ.....	78
5.8 ПРОТИВОАВАРИЙНЫЕ МЕРОПРИЯТИЯ.....	80
РАЗДЕЛ 6 ЭКОНОМИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ РЕАЛИЗАЦИИ НАИЛУЧШИХ ДОСТУПНЫХ ТЕХНОЛОГИЙ	85
6.1 ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ	85
6.2 ДОБЫЧА РУД ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ	86
6.3 ОБОГАЩЕНИЕ РУД ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ	87
6.3.1 ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ ФЛОТАЦИОННЫХ ФАБРИК.....	87
6.3.2 СЕЛЕКТИВНОЕ ИЗВЛЕЧЕНИЕ МЕТАЛЛОВ ИЗ СТОЧНЫХ ВОД.....	89
6.3.3 РАЗМЕЩЕНИЕ ОТХОДОВ В ВЫРАБОТАННОМ ПРОСТРАНСТВЕ РУДНИКОВ И КАРЬЕРОВ	103
РАЗДЕЛ 7 ПЕРСПЕКТИВНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ.....	107
7.1 ПЕРСПЕКТИВНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ДОБЫЧИ РУД ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ	107
7.2 ПЕРСПЕКТИВНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ РУД ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ	123

Введение

Информационно-технический справочник по наилучшим доступным технологиям (далее - НДТ) "Добыча и обогащение руд цветных металлов" разработан на основании анализа распространенных в Российской Федерации и перспективных технологий, оборудования, сырья, других ресурсов с учетом климатических, экономических и социальных особенностей Российской Федерации.

В соответствии с положениями Федерального закона от 10 января 2002 г. № 7-ФЗ "Об охране окружающей среды" ([1]), объекты, оказывающие воздействие на окружающую среду, подразделяются на четыре категории. Добыча и обогащение руд цветных металлов отнесены к объектам I категории, относящимся к областям применения наилучших доступных технологий (НДТ). Профильные предприятия рассматриваются как объекты, деятельность которых оказывает значительное негативное воздействие на окружающую среду, поэтому они обязаны получать комплексные экологические разрешения на осуществление своей деятельности. Общая цель комплексного подхода к экологическому нормированию хозяйственной деятельности заключается в совершенствовании регулирования и контроля производственных процессов с целью обеспечения высокого уровня защиты окружающей среды. Хозяйствующие объекты должны все необходимые предупредительные меры, направленные на предотвращение загрязнения окружающей среды и рациональное использование ресурсов, в частности, посредством внедрения НДТ, обеспечивающих выполнение экологических требований.

Термин "наилучшие доступные технологии" определен в статье 1 Федерального закона № 7-ФЗ "Об охране окружающей среды" ([1]), согласно которому НДТ - это технология производства продукции (товаров), выполнения работ, оказания услуг, определяемая на основе современных достижений науки и техники и наилучшего сочетания критериев достижения охраны окружающей среды при условии наличия технической возможности ее применения.

Структура настоящего справочника НДТ соответствует ГОСТ Р 56828.14-2016 ([2]), формат описания технологий - ГОСТ Р 56828.13-2016 ([3]), термина приведены в соответствии с ГОСТ Р 56828.15-2016 ([4]).

Краткое содержание справочника НДТ

Введение. Представлено краткое содержание настоящего справочника НДТ.

Предисловие. Указаны цель разработки справочника НДТ, его статус, законодательный контекст, краткое описание процедуры создания в соответствии с установленным порядком, а также взаимосвязь с аналогичными международными документами.

Область применения. Описаны основные виды деятельности, на которые распространяется настоящий справочник НДТ.

В разделе 1 представлена информация о мировом состоянии и уровне развития добычи и обогащения руд цветных металлов - основных предприятиях-производителях и потребителях цветных металлов, географическое расположение горно-обогатительных предприятий, вещественный состав и характеристика руд цветных металлов, качество товарной продукции. Также в разделе 1 приведен краткий обзор экологических аспектов добычи и обогащения руд цветных металлов.

В разделе 2 представлено описание типовых процессов добычи и обогащения руд и россыпей цветных металлов, управления отходами горного производства, очистки сточных и кондиционирования оборотных вод.

Дан анализ существующей техники и технологии добычи и обогащения руд цветных металлов и отходов горно-металлургических производств.

Приведены сведения о химических и физических методах интенсификации процессов разделения минералов, методах обработки реагентов перед флотацией и их дозирования в процесс с целью сокращения расхода, методах энерго- и ресурсосбережения в процессах рудоподготовки и обогащения, мероприятиях по снижению потерь металлов с отвальными хвостами, уровне потребления основных и вспомогательных производственных материалов, контроле и управлении процессами обогащения руд цветных металлов и отходов горно-металлургических производств.

Выполнена оценка уровня эмиссий в окружающую среду, эффективности технологий уменьшения выбросов и вредного воздействия на окружающую среду, характерных для горных предприятий, ведущих добычу и обогащение руд и россыпей цветных металлов и отходов горно-металлургических производств в РФ.

В разделе 3 приведена информация о регламентируемых и фактических уровнях эмиссий в окружающую среду для существующих технологических процессов и дана оценка потребления сырья, топлива, вторичных сырьевых и энергетических ресурсов, характерных для добычи и обогащения руд и россыпей цветных металлов и отходов горно-металлургических производств в РФ, с указанием применяемых методов определения.

Раздел подготовлен на основе данных, представленных предприятиями РФ в рамках разработки настоящего справочника НДТ, а также различных литературных источников.

В разделе 4 описаны подходы к определению НДТ, применяемые при разработке настоящего справочника НДТ, и соответствующих Правилам определения технологии в качестве НДТ, а также разработки, актуализации и опубликования информационно-технических справочников по НДТ (утверждены постановлением Правительства РФ от 23.12.2014 г. № 1458) и Методическим рекомендациям по определению технологии в качестве НДТ (утверждены приказом Министерства промышленности и торговли РФ от 31.03.2015 г. № 665).

В разделе 5 на основе бенчмаркетинга отрасли приведен идентифицированный перечень НДТ добычи и обогащения руд и россыпей цветных металлов и отходов горно-металлургических производств и их характеристики, в том числе технические и технологические решения и методы обращения с отходами и побочными продуктами производства, обеспечивающие рост ресурсосбережения и энергоэффективности, снижение уровня эмиссий загрязняющих веществ в окружающую среду. Дано краткое описание систем экологического и энергетического менеджмента, контроля и мониторинга технологических процессов.

В разделе 6 приведены доступные сведения об экономических аспектах реализации НДТ на горно-обогатительных предприятиях РФ.

В разделе 7 приведены сведения о перспективных технологических и технических решениях (на момент подготовки настоящего справочника НДТ не применяемых на горных предприятиях РФ, но находящихся на стадии научно-исследовательских и опытно-конструкторских работ или опытно-промышленного внедрения), позволяющих повысить эффективность производства и снизить влияние на окружающую среду эмиссий

загрязняющих веществ и отходов горно-обогатительного производства. Указаны условия, при которых перспективные технологии станут доступными экономически и технически.

Заключительные положения и рекомендации. Приведены сведения о членах технической рабочей группы (ТРГ), принимавших участие в разработке настоящего справочника НДТ. Даны рекомендации горно-обогатительным предприятиям по дальнейшим исследованиям экологических аспектов их деятельности.

Библиография. Приведен перечень источников информации, использованных при разработке настоящего справочника НДТ.

ПРОЕКТ

Предисловие

Федеральный закон № 219-ФЗ ([5]) совершенствует систему нормирования в области охраны окружающей среды и вводит в российское правовое поле меры экономического стимулирования хозяйствующих субъектов для внедрения наилучших доступных технологий.

Федеральный закон № 162-ФЗ ([6]) содержит положения, закрепляющие статус информационно-технических справочников как документов национальной системы стандартизации.

Цели, основные принципы и порядок разработки настоящего справочника НДТ установлены постановлением Правительства РФ от 23.12.2014 г. № 1458 "О порядке определения технологии в качестве наилучшей доступной технологии, а также разработки, актуализации и опубликования информационно-технических справочников по наилучшим доступным технологиям" ([7]).

1 Статус документа

Настоящий справочник НДТ является документом по стандартизации, разработанным в результате анализа технологических, технических и управленческих решений для добычи и обогащения руд и россыпей цветных металлов и отходов горно-металлургических производств и содержащим описание применяемых в настоящее время и перспективных технологических процессов, технических способов, методов предотвращения и сокращения негативного воздействия на окружающую среду, из числа которых выделены решения, признанные НДТ для производства концентратов цветных металлов из руд, россыпей и отходов горно-металлургических производств, включая соответствующие параметры экологической результативности, ресурсо- и энергоэффективности, а также экономические показатели.

2 Информация о разработчиках

Настоящий справочник НДТ разработан технической рабочей группой "Добыча и обогащение руд цветных металлов" (ТРГ 23), состав которой утвержден приказом Росстандарта от 04 марта 2017 г. № 228 "О создании технической рабочей группы "Добыча и обогащение руд цветных металлов" (в ред. приказа Росстандарта от 18 июля 2016 г. № 1053).

Перечень организаций и их представителей, принимавших участие в разработке настоящего справочника НДТ, приведен в разделе "Заключительные положения и рекомендации".

Настоящий справочник НДТ представлен на утверждение Бюро наилучших доступных технологий (далее - Бюро НДТ) (www.burondt.ru).

3 Краткая характеристика

Настоящий справочник НДТ содержит описание применяемых при добыче и обогащении руд и россыпей цветных металлов и отходов горно-металлургических производств технологических процессов, оборудования, технических способов, методов, в том числе позволяющих снизить негативное воздействие на окружающую среду, потребление воды и сырья, повысить энергоэффективность. Из описанных технологических процессов, оборудования, технических способов, методов определены решения, являющиеся НДТ. Для НДТ в настоящем справочнике НДТ установлены соответствующие технологические показатели НДТ.

4 Взаимосвязь с международными, региональными аналогами

Настоящий справочник НДТ разработан в соответствии с Федеральным законом ([1]) (статья 28.1, пункт 7) на основе результатов анализа отрасли в Российской Федерации и с учетом материалов справочника Европейского союза по наилучшим доступным технологиям по обращению с отходами и пустыми породами горнодобывающей промышленности (Management of Tailings and Waste-Rock in Mining Activities) ([8]).

5 Сбор данных

Информация о технологических процессах, оборудовании, технических способах, методах, применяемых при добыче и обогащении руд и россыпей цветных металлов и отходов горно-металлургических производств в Российской Федерации, собрана в соответствии с Порядком сбора данных, необходимых для разработки информационно-технического справочника по наилучшим доступным технологиям и анализа приоритетных проблем отрасли, утвержденным приказом Росстандарта от 23 июля 2015 г. № 863 [9].

6 Взаимосвязь с другими справочниками НДТ

Взаимосвязь настоящего справочника НДТ с другими справочниками НДТ, разрабатываемыми в соответствии с распоряжением Правительства РФ от 31 октября 2014 г. № 2178-р ([10]), отражена в разделе "Область применения".

7 Информация об утверждении, опубликовании и введении в действие

Настоящий справочник НДТ утвержден приказом Росстандарта _____ г.
№ _____ .

Настоящий справочник НДТ введен в действие с _____ г., официально опубликован в информационной системе общего пользования - на официальном сайте Федерального агентства по техническому регулированию и метрологии в сети Интернет (www.gost.ru).

ПРОЕКТ

ДОБЫЧА И ОБОГАЩЕНИЕ РУД ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ

Extraction and beneficiation of non-ferrous metal ores

Дата введения – – –

Область применения

Настоящий справочник НДТ распространяется на следующие основные виды деятельности:

- добычу и обогащение руд и россыпей цветных металлов¹;
- добычу и обогащение отходов горно-металлургических производств;
- технологические процессы, применяемые при добыче и обогащении руд и россыпей цветных металлов и отходов их переработки.

Справочник НДТ также распространяется на процессы, связанные с основными видами деятельности, которые могут оказать влияние на объемы эмиссий и (или) масштабы загрязнения окружающей среды:

- производственные процессы добычи (подготовительные работы – проходка и крепление выработок, очистную выемку и вспомогательные процессы – транспортировка и управление качеством руд, доставка людей, материалов и оборудования, содержание выработок в рабочем состоянии, вентиляция, водоотлив и др.) и обогащения (подготовительные - дробление, измельчение, классификация в воздушной и водной средах, основные - гравитационное обогащение, магнитное обогащение, электрическое обогащение, специальные - усреднение руд, рудосортировка, избирательные методы раскрытия минералов, комбинированные процессы, вспомогательные - сгущение, фильтрование и сушка, химические процессы в комбинированных схемах обогащения руд) руд и россыпей цветных металлов и отходов горно-металлургических производств;
- методы предотвращения и сокращения эмиссий и образования отходов;
- хранение и транспортировка продукции, пустой породы и хвостов обогащения.

Общие процессы и методы, относящиеся ко всей горнодобывающей промышленности, описаны в ИТС 16 «Горнодобывающая промышленность. Общие процессы и методы».

Информация, относящаяся к металлургическому производству цветных металлов, содержится в Информационно-технических справочниках НДТ (названия справочников

¹ В соответствии с кодами ОКВЭД (см Приложение А)

НДТ даны в редакции распоряжения Правительства Российской Федерации от 31 октября 2014 года № 2178-р):

1. ИТС 3 «Производство меди»
2. ИТС11 «Производство алюминия»
3. ИТС 12 «Производство никеля и кобальта»
4. ИТС 13 «Производство свинца, цинка и кадмия»
5. ИТС 14«Производство драгоценных металлов»
6. ИТС 24 «Производство редких и редкоземельных металлов»

Добыча руд и песков драгоценных металлов (золота, серебра и металлов платиновой группы) описана в ИТС 49 «Добыча драгоценных металлов». Описание добычи и обогащения железных, марганцевых и хромовых (хромитовых) руд приведено в ИТС 25 «Добыча и обогащение железных руд».

Дополнительные виды деятельности при добыче и обогащении руд цветных металлов приведены в таблице 1.

Таблица 1 - Дополнительные виды деятельности

Вид деятельности	Соответствующий справочник НДТ
Методы очистки сточных вод, направленные на сокращение сбросов металлов в водные объекты	Информационно-технический справочник по наилучшим доступным технологиям ИТС 8-2015 «Очистка сточных вод при производстве продукции (товаров), выполнении работ и оказании услуг на крупных предприятиях»
Промышленные системы охлаждения, например градирни, пластинчатые теплообменники	Информационно-технический справочник по наилучшим доступным технологиям ИТС 20-2016 «Промышленные системы охлаждения»
Хранение и обработка материалов	Информационно-технический справочник по наилучшим доступным технологиям ИТС 46-2017 «Сокращение выбросов загрязняющих веществ, сбросов загрязняющих веществ при хранении и складировании товаров (грузов)»
Обращение с отходами	Информационно-технический справочник по наилучшим доступным технологиям ИТС 15-2016 «Утилизация и обезвреживание отходов (кроме обезвреживания термическим способом (сжигание отходов))»
Выработка пара и электроэнергии на тепловых станциях	Информационно-технический справочник по наилучшим доступным технологиям

	ИТС 38-2017 «Сжигание топлива на крупных установках в целях производства энергии»
Методы производства цветных металлов	<p>Информационно-технический справочник по наилучшим доступным технологиям ИТС 3–2015 «Производство меди»</p> <p>Информационно-технический справочник по наилучшим доступным технологиям ИТС 11–2016 «Производство алюминия»</p> <p>Информационно-технический справочник по наилучшим доступным технологиям ИТС 12–2016 «Производство никеля и кобальта»</p> <p>Информационно-технический справочник по наилучшим доступным технологиям ИТС 13–2016 «Производство свинца, цинка и кадмия»</p> <p>Информационно-технический справочник по наилучшим доступным технологиям ИТС 14–2016 «Производство драгоценных металлов»</p> <p>Информационно-технический справочник по наилучшим доступным технологиям ИТС 24–2017 «Производство редких и редкоземельных металлов»</p>
Повышение энергетической эффективности	Информационно-технический справочник по наилучшим доступным технологиям ИТС 48-2017 «Повышение энергетической эффективности при осуществлении хозяйственной и (или) иной деятельности»
Общие процессы и методы горнодобывающей деятельности	Информационно-технический справочник по наилучшим доступным технологиям ИТС 16–2017 «Горнодобывающая промышленность. Общие процессы и методы»
Принципы производственного экологического контроля	Информационно-технический справочник по наилучшим доступным технологиям ИТС 22.1–2017 «Общие принципы производственного экологического контроля и его метрологического обеспечения»

Раздел 1 Общая характеристика добычи и обогащения руд цветных металлов

1.1 Добыча руд

1.1.1 Медные руды

Россия располагает значительной сырьевой базой меди - запасы металла составляют почти 98 млн. т, из которых 70 млн. т подсчитаны по категориям А+В+С₁. Запасы меди высоких категорий разрабатываемых и осваиваемых месторождений составляют 58 млн. т, что сопоставимо с сырьевой базой меди США и уступает лишь чилийской и перуанской. Российская Федерация имеет перспективы наращивания сырьевой базы меди, однако прогнозные ресурсы категории Р₁ составляют всего 12,6 млн. т, а большая часть прогнозных ресурсов оценена по категориям Р₂ и Р₃.

Таблица 1.1 - Состояние МСБ меди Российской Федерации на 1.01.2016 г. [9]

Прогнозные ресурсы	Р ₁	Р ₂	Р ₃
Количество	12,6	23	36,2
Запасы	А+В+С ₁	С ₂	
Количество	69,6	28,2	
изменение по отношению к запасам на 1.01.2015 г.	1	4,9	
доля распределенного фонда, %	93	94	
Использование МСБ меди Российской Федерации в 2015 г.			
Добыча из недр, тыс. т	870,1		
Производство меди в концентратах*, тыс. т	710		
Производство меди по технологии подземного выщелачивания, тыс. т	1,4		
Производство рафинированной меди**, тыс. т	874,3		
Экспорт рафинированной меди, тыс. т	563,2		
Средняя цена (спот) рафинированной меди на Лондонской бирже металлов (ЛБМ) за 2016 г., долл./т	4863		
Ставка налога на добычу, %	8 (для золотосодержащих руд - 6)		
* - из вкрапленных и техногенных руд; богатые руды идут в плавку без обогащения			
** - включая металл, полученный из вторичного сырья			

В Канской металлогенической зоне на юге Красноярского края разведаны среднее Верхнекингашское и мелкое Кингашское месторождения с бедными вкрапленными рудами.

Значительное количество запасов меди (22,7 млн. т) сосредоточено в недрах Забайкальского края, причем почти 20 млн. т - в гигантском Удоканском месторождении медистых песчаников, руды которого содержат в среднем 1,56 % меди, а также серебро.

Более 20 % отечественных запасов меди заключено в месторождениях Южного и Среднего Урала, преимущественно медноколчеданного типа. Крупнейшим из них является Гайское месторождение в Оренбургской области с запасами 4,8 млн. т меди при ее среднем содержании в рудах 1,3 %; на объекте также подсчитаны запасы цинка, золота, серебра и кадмия.

Крупнейшее в России медно-порфировое месторождение Малмыжское, заключающее более 5 млн. т меди, находится в Хабаровском крае. Руды месторождения бедные, в среднем они содержат 0,41 % Cu.



Рисунок 1.2 - Основные месторождения меди и распределение ее добычи (включая добычу из руд техногенных месторождений) по субъектам Российской Федерации, тыс. т [9]

Таблица 1.3 - Основные месторождения меди в РФ [9]

Недропользователь, месторождение	Геолого- промышленный тип	Запасы, тыс. т		Доля в балансовых запасах РФ, %	Содержание меди в рудах, %	Добыча в 2015 г., тыс. т
		A+B+C ₁	C ₂			
ПАО «ГМК "Норильский никель"»						
Октябрьское (Красноярский край)	Сульфидный медно-никелевый	14208,1	5547,3	20,2	1,62	333,1
Талнахское (Красноярский край)	Сульфидный медно-никелевый	7734,7	2679	10,6	1,11	80,9
Норильск I (Красноярский край)	Сульфидный медно-никелевый	740,1	836,1	1,6	0,48	10,6
АО «Кольская ГМК»						
Ждановское (Мурманская область)	Сульфидный медно-никелевый	718,9	226,6	1	0,31	12,5
ПАО «Гайский ГОК»						
Гайское (Оренбургская область)	Медноколчеданный	4359,5	478,5	4,9	1,3	65,5
ООО «Башкирская медь»						
Юбилейное (Республика Башкортостан)	Медноколчеданный	1280,5	45,7	1,3	1,67	17,7
Подольское (Республика Башкортостан)	Медноколчеданный	1701,3	16,7	1,7	2,11	0
ООО «Байкальская горная компания»						
Удоканское (Забайкальский край)	Медистые песчаники	14434,6	5519,6	20,3	1,56	0
ООО «ГДК "Баимская"»						
Песчанка (Чукотский АО)	Медно-порфировый	2606,2	1124,5	3,8	0,83	0
ООО «Амур Минералс»						
Малмыжское (Хабаровский край)	Медно-порфировый	1271	3885,4	5,3	0,41	0
ООО «ГРК "Быстринское"»						
Быстринское (Забайкальский край)	Скарновый медно- магнетитовый	1716,4	354,8	2,1	0,78	2,2
ЗАО «Михеевский ГОК»						
Михеевское (Челябинская область)	Медно-порфировый	1125,1	297	1,4	0,44	64,1
АО «Томинский ГОК»						

Томинское (Челябинская область)	Медно-порфировый	1206,3	1418,7	2,7	0,46	0
ООО «Голевская ГРК»						
Ак-Сугское (Республика Тыва)	Медно-порфировый	3121,2	512,1	3,7	0,67	0
ОАО «Святогор»						
Волковское (Свердловская область)	Ванадиево-железо- медный	1598,4	153,4	1,8	0,64	4,1

Практически все запасы меди Республики Тыва связаны с крупным медно-порфировым месторождением Ак-Сугское, запасы которого составляют 3,6 млн. т меди при ее среднем содержании в рудах 0,67 %.

Самыми богатыми рудами (среднее содержание меди 0,83 %) среди отечественных медно-порфировых объектов характеризуется крупное месторождение Песчанка в Чукотском автономном округе, вмещающее 3,7 млн. т меди.

Более 2 млн. т меди заключено в сульфидных медно-никелевых и малосульфидных платиноидных месторождениях Мурманской области, крупнейшим из которых является Ждановское с запасами меди немногим менее 1 млн. т.

Примерно такое же количество запасов меди (2,2 млн. т) сконцентрировано в месторождениях республик Северного Кавказа. Самым крупным из них является медноколчеданное месторождение Кизил-Дере в Республике Дагестан с запасами 1,17 млн. т меди и богатыми рудами, содержащими в среднем 2,14 % металла.

В мелких и комплексных медьсодержащих месторождениях запасы меди подсчитаны и в других регионах России: в Алтайском, Камчатском и Приморском краях, республиках Саха (Якутия), Хакасия, Бурятия, Карелия, Алтай, Северная Осетия-Алания, Кемеровской, Воронежской и Магаданской областях и Кабардино-Балкарской республике.

Государственным балансом запасов полезных ископаемых Российской Федерации учтено 171 коренное месторождение меди, в том числе 100 существенно медных и 71 комплексное медьсодержащее; на 12 из них подсчитаны только забалансовые запасы. В распределенном фонде недр учитывается 112 объектов, в том числе пять с забалансовыми запасами. Не лицензировано 59 месторождений. Практически все объекты нераспределенного фонда мелкие по масштабу, за исключением трех средних: Кизил-Дере в Республике Дагестан, Комсомольского в Оренбургской области и Култуминского в Забайкальском крае.

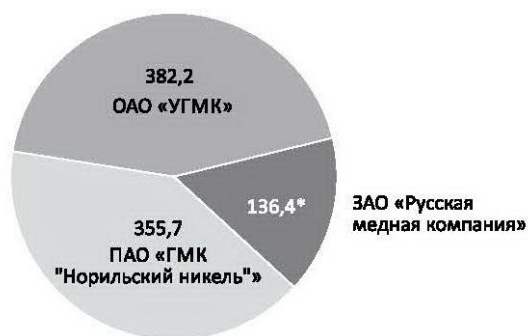


Рисунок 1.3 - Добыча меди российскими компаниями в 2015 г., тыс. т [9]

* - оценка

Государственным балансом также учитываются шесть техногенных месторождений: четыре в Свердловской области и по одному в Мурманской области и Красноярском крае с суммарными запасами 91,3 тыс. т меди. Из них не лицензированы два объекта в Свердловской области.

В 2015 г. из российских недр добыто 870,1 тыс. т меди, а с учетом добычи на техногенных объектах - 879,5 тыс. т. Добыча велась на 50 коренных месторождениях, в том числе 40 существенно медных и десяти комплексных медьсодержащих, а также на двух техногенных месторождениях с извлечением меди в концентрат. Кроме того, на восьми комплексных месторождениях добывались медьсодержащие руды, медь из которых была полностью потеряна при обогащении и металлургическом переделе.

Почти половина (48 %) российской меди добыта на месторождениях Норильского рудного района, еще 46 % обеспечили рудники Южного и Среднего Урала. Остальной объем металла получен в основном на месторождениях Республики Тыва, Мурманской области и Карачаево-Черкесской республики.

Более половины российской меди в 2015 г. добыли предприятия вертикально-интегрированного холдинга ПАО «ГМК "Норильский никель"»: 425 тыс. т добыто на месторождениях Норильского рудного района в Красноярском крае (включая 0,4 тыс. т меди, добытой на техногенном месторождении Хвостохранилище № 1 НОФ), еще 18,4 тыс. т обеспечили объекты Печенгской группы в Мурманской области.

Более трети добычи красного металла (316,5 тыс. т) обеспечили предприятия вертикально-интегрированного холдинга ОАО «УГМК», разрабатывающие месторождения на Южном и Среднем Урале, а также Алтае и Северном Кавказе. Объем добычи компании включает 9 тыс. т меди, полученной на техногенном объекте Шлакоотвал медеплавильного производства СУМЗ в Свердловской области.

Предприятия еще одной российской вертикально-интегрированной компании - ЗАО «Русская медная компания» (ЗАО «РМК») - в 2015 г. добыли 98,4 тыс. т меди. Основной объем (64,1 тыс. т) обеспечило ЗАО «Михеевский ГОК» на Михеевском медно-порфировом месторождении в Челябинской области, остальное количество металла добыто на медноколчеданных месторождениях Оренбургской области и Республики Башкортостан, а также на Гумешевском месторождении медистых глин в Свердловской области, где компания ОАО «Уралгидромедь» методом подземного выщелачивания с последующим электролизом растворов получила 1,4 тыс. т меди.

Оставшаяся часть меди (21,2 тыс. т) добыта прочими компаниями на мелких медных и комплексных медьсодержащих объектах.

1.1.2 Никелевые руды

В российских недрах заключено более десятой части мировых запасов никеля - по их количеству в разрабатываемых и осваиваемых месторождениях страна занимает второе место в мире, уступая только Индонезии. Кроме того, страна обеспечивает седьмую часть мировой добычи, являясь одним из ведущих продуцентов вслед за Филиппинами.

Таблица 1.4 - Состояние МСБ никеля Российской Федерации на 1.01.2016 г. [9]

Прогнозные ресурсы	P ₁	P ₂	P ₃
Количество	1,2	5,9	5,5
Запасы	A+B+C ₁	C ₂	
Количество	Сведения секретны		
изменение по отношению к запасам на 1.01.2015 г.	-0,7	5,1	
доля распределенного фонда, %	98,2	93,7	
Использование МСБ никеля Российской Федерации в 2015 г.			
Добыча из недр, тыс. т	309,4		
Производство первичного никеля*, тыс. т	231,2		
Экспорт первичного никеля, тыс. т	225,8		
Импорт первичного никеля, тыс. т	0,9		
Среднегодовая цена (спот) рафинированного никеля на Лондонской бирже металлов в 2016 г., долл./т	9597,6		
Ставка налога на добычу, %	8		
* - первичный никель — металл, полученный из руд и готовый к непосредственному использованию без дополнительной переработки			

Сульфидные медно-никелевые руды, лежащие в основе отечественной сырьевой базы, характеризуются комплексностью, помимо никеля также являясь источником меди, благородных металлов, кобальта и некоторых других металлов. Другие геолого-промышленные типы, в том числе латеритный (силикатный кобальто-никелевый), значимый для сырьевых баз ряда зарубежных стран, имеют подчиненную роль в структуре МСБ страны.

Более 73% запасов заключено в комплексных сульфидных рудах Красноярского края. По международному стандарту JORC запасы Октябрьского и Талнахского месторождений в совокупности составляют 6,3 тыс. т никеля. В районе разрабатывается крупное месторождение Норильск-1, преимущественно во вкрапленных бедных рудах которого заключено более 4 % балансовых запасов страны при среднем содержании никеля 0,35 г/т.

Таблица 1.5 - Запасы и добыча никеля в РФ [9]

Запасы категории Proved + Probable, млн. т	Добыча в 2015 г., тыс. т	Доля в мировой добыче, %
7,3	310	14

Существенно меньшие запасы - чуть более 14 % - находятся на территории Мурманской области в пределах северной части Карело-Кольской провинции; регион является вторым по значимости в сырьевой базе никеля страны. Здесь основные запасы металла приурочены к сульфидным медно-никелевым месторождениям Печенгского рудного района. Руды подобны норильским объектам, однако существенно беднее и сложены, преимущественно, вкрапленными разностями — среднее содержание никеля в запасах самого крупного из группы, Ждановского, составляет 0,67 %.

К Восточно-Уральской провинции приурочены все запасы никеля в силикатных (латеритных) кобальт-никелевых рудах — более 9 % российских. Месторождения не отличаются значимыми запасами и высококачественными рудами в сравнении с мировыми аналогами. В недрах наиболее крупного месторождения силикатного никеля - Буруктальского в Оренбургской области - заключено 5,5 % запасов страны; содержание металла в среднем составляет 0,63 %. Средние концентрации в рудах остальных месторождений не превышают 1 %. Исключением является мелкое месторождение Черемшанское в Челябинской области, где среднее содержание никеля вдвое выше.

В Воронежской области запасы комплексных сульфидных медно-никелевых руд Еланского и Елkinsкого месторождений представляют собой почти 2 % российских, среднее содержание металла в преимущественно вкрапленных рудах составляют 1,41 и 0,85 % соответственно. В пределах области локализовано 200 тыс. т ресурсов никеля категории P₁.

Оценены запасы никеля в комплексных сульфидных медно-никелевых рудах месторождения Кун-Манье в Амурской области (1,1 % запасов), Шануч в Камчатском крае (около 0,3 %). В Республике Тыва учтены запасы попутного никеля в арсенидных никель-кобальтовых рудах месторождения Ховуаксинское.



Рисунок 1.4 - Основные месторождения никеля и распределение его запасов (%) и прогнозных ресурсов категории P₁ (тыс. т) по субъектам Российской Федерации [9]

Таблица 1.6 - Основные месторождения никеля в РФ [9]

Недропользователь, месторождение	Геолого-промышленный тип	Доля в запасах А+В+С ₁ РФ, %	Содержание никеля в рудах, %	Добыча в 2015 г., тыс. т
ПАО «ГМК "Норильский никель"»				
Октябрьское (Красноярский край)	Сульфидный медно-никелевый	35,7	0,78	187
Талнахское (Красноярский край)	Сульфидный медно-никелевый	25	0,69	55,7
Масловское (Красноярский край)	Сульфидный медно-никелевый	2,5	0,35	0
ПАО «ГМК "Норильский никель"»; АО «Артель старателей "Амур"» (ГК «Русская Платина»)				
Норильск-1 (Красноярский край)	Сульфидный медно-никелевый	2,8	0,35	7,8

Государственным балансом запасов учитываются три техногенных месторождения, суммарно заключающие 54,6 тыс. т металла. В Красноярском крае на месторождении Хвостохранилище № 1 НОФ они представлены «лежалыми хвостами» обогащения — продуктами горно-обогажительного и металлургического переделов, «лежалым» пирротиновым концентратом. На месторождении Озеро Барьерное — никельсодержащими донными осадками, образованными в процессе передела сульфидных руд. В Мурманской области перерабатываются отвалы вскрышных пород и некондиционных сульфидных руд, образованные при разработке Аллареченского месторождения.

В Государственном балансе запасов полезных ископаемых учтено 59 коренных месторождений никеля, причем 14 объектов имеют только забалансовые запасы. Кроме того, учтены три разрабатываемых техногенных месторождения. Все месторождения, обладающие значимыми запасами никеля, переданы недропользователям.

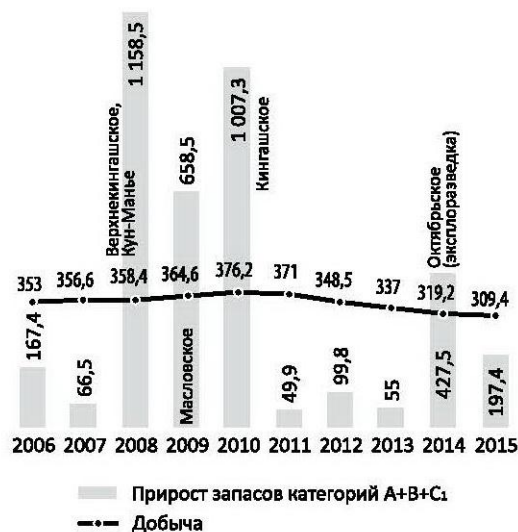


Рисунок 1.5 - Динамика добычи никеля и прироста его запасов категорий А+В+С₁ в результате геологоразведочных работ в 2006–2015 гг., тыс. т [9]

Не переданными в освоение недропользователям остаются 24 месторождения различных геолого-промышленных типов, среди них на 11 разведаны только забалансовые запасы. Среди неосвоенных только в единичных случаях руды характеризуются параметрами, схожими с разрабатываемыми объектами. Месторождения в большинстве случаев расположены в малоосвоенных районах и запасы незначительны.

Количество добытого из недр никеля за 2015 г. в РФ составило 309,4 тыс. т, сократившись по сравнению с предыдущим годом на 3 %. Традиционно более 97 % приходится на сульфидный никель, доля силикатного никеля в структуре добычи минимальна и в 2015 г. составила 2,5 %. Кроме того, при разработке техногенных образований было получено 6,8 тыс. т металла.

Подавляющее количество металла было получено на месторождениях Норильского рудного района, обеспечивших 81 % добытого никеля. Кроме того, на объекты Печенгского рудного района Мурманской области пришлось более 15 % добычи. Из силикатных месторождений в Свердловской области было извлечено 2,5 % металла. Кроме того, добыча сульфидного никеля в Камчатском крае составила в 2015 г. около 1,5 %.

Крупнейшим продуцентом никеля как в России, так и в мире, на протяжении многих лет остается вертикально-интегрированная компания ПАО «ГМК "Норильский никель"». В горнорудных активах холдинга сосредоточено более 70 % отечественных запасов никеля, разработка которых позволяет обеспечивать в среднем более 90 %

годовой добычи в стране. В мировом масштабе доля компания составляет до 15 % извлекаемого из недр металла ежегодно.

Дочерняя структура холдинга АО «Кольская ГМК» эксплуатирует ряд сульфидных месторождений Печенгской группы, где основная доля добытого металла приходится на Ждановское месторождение. Суммарная добыча по филиалам холдинга в 2015 г. составила 297,3 тыс. т в пересчете на никель, причем на рудники в Красноярском крае пришлось 250,5 тыс. т металла.

Разработку сульфидных руд ведет компания ЗАО «НПК "Геотехнология"» на месторождении Шануч в Камчатском крае.

Добыча силикатных руд в 2015 г. велась только на Серовском месторождении компанией ОАО «Уфалейникель», входящей в структуру ООО «Русникель», и составила 7,4 тыс. т в пересчете на никель.

Положение России на мировой арене стабильно - отечественные продуценты высококачественной продукции обеспечены собственным сырьем для сохранения достигнутых мощностей производства в долгосрочной перспективе.

К проблеме отрасли страны относится практически полное прекращение добычи и переработки силикатных руд. Ситуация обусловлена отсутствием рентабельных технологий добычи и переработки упорных убогих силикатных руд, а также сокращением запасов на эксплуатируемых участках. В отдаленной перспективе может возникнуть проблема воспроизводства российской сырьевой базы никеля - доля распределенного фонда высока, в нераспределенном фонде находятся только нерентабельные к отработке объекты. Ресурсный потенциал в основном приурочен к флангам и глубоким горизонтам разрабатываемых месторождений; вероятность открытия новых крупных объектов низка.

1.1.3 Свинцовые и цинковые руды

Россия располагает одной из крупнейших сырьевых баз свинца и заключает 6 % его мировых доказанных запасов, однако по производству свинца в концентрате обеспечивает только 2-3 %. В то время как на Государственном балансе учитывается 17,8 млн. т запасов свинца категорий В+С₁+С₂, к активным запасам можно отнести лишь 5,3 млн. т, или немногим более половины запасов категорий В+С₁ - за вычетом не вовлеченных в освоение объектов, в том числе Холоднинского месторождения в Республике Бурятия, и технологически не извлекаемого свинца.

Таблица 1.7 - Состояние МСБ свинца Российской Федерации на 1.01.2016 г., млн. т [9]

Прогнозные ресурсы	P ₁	P ₂	P ₃
Количество	3	10,6	27,6
Запасы	A+B+C ₁	C ₂	
Количество	10,2	7,6	
изменение по отношению к запасам на 1.01.2015 г.	-2,1	0,4	
доля распределенного фонда, %	85	85	
Использование МСБ свинца Российской Федерации в 2015 г.			
Добыча из недр, тыс. т	171,2		
Производство свинцового концентрата, тыс. т	283,75		
Экспорт руд и концентратов свинца, тыс. т	284		
Производство рафинированного свинца*, тыс. т	116		
Экспорт рафинированного свинца, тыс. т	98,9		
Импорт рафинированного свинца, тыс. т	1,1		
Средняя цена рафинированного свинца на ЛБМ в 2016 г., долл./т	1870		
Ставка налога на добычу, %	8		
* - из вторичного сырья, оценка			

Свинец заключается в комплексных рудах преимущественно полиметаллических месторождений, содержащих такие полезные компоненты, как цинк, медь, серебро, золото и др. Свинцовый тип руд выделен только на двух объектах, к нему относят руды Саурейского месторождения в Ямало-Ненецком АО и часть запасов Горевского месторождения в Красноярском крае. Около ½ российских запасов относится к богатым рудам с высоким (4 % и более) содержанием свинца.

Потенциал увеличения сырьевой базы свинца в России невысок: большая часть прогнозных ресурсов металла относится к категориям низкой степени достоверности, в то время как ресурсы свинца категории P₁ оцениваются всего в 3 млн. т. Наиболее перспективными для прироста запасов свинца являются металлогенические зоны в Приморском, Алтайском и Красноярском краях, а также в Архангельской области.

Более 90 % российских запасов свинца разведано к востоку от Урала, в том числе около 80 % - в Сибири. При этом треть металла заключена в недрах самого крупного в стране Горевского свинцово-цинкового месторождения в Красноярском крае, по качеству и масштабу оруденения сопоставимого с наиболее значимыми объектами в мире. Горевское месторождение, на котором добывается 55-75 % российского свинца в год, относится к колчеданно-полиметаллическому геолого-промышленному типу (ГПТ) и

залегает в терригенных породах докембрия. Оно включает подавляющую часть учитываемых Государственным балансом богатых свинцовых руд. На месторождении выделяется два типа руд: свинцовые со средним содержанием свинца 6,91 % и свинцово-цинковые - 5,47 % Pb.

Таблица 1.8 - Запасы свинца и объемы его производства в РФ [9]

Запасы, категория	Запасы, млн.т	Производство в концентрате в 2015 г., тыс. т	Доля в мировом производстве, %
Запасы категорий A+B+C1 разрабатываемых и осваиваемых месторождений (без Холоднинского)	8,2 (6,2)	156	4



Рисунок 1.6 - Основные месторождения свинца и распределение его запасов и прогнозных ресурсов категории P₁ по субъектам Российской Федерации [9]

В Республике Бурятия разведано три месторождения, в том числе крупные Холоднинское и Озерное, главным полезным компонентом которых является цинк. Среднее содержание свинца в их рудах невысоко и составляет 0,6 % и 1,17 % соответственно. Холоднинское месторождение, сходного с Горевским ГПТ, включает почти 19 % российских запасов свинца.

Таблица 1.7 - Основные месторождения свинца в РФ [9]

Недропользователь, месторождение	Геолого- промышленный тип	Запасы, тыс. т		Доля в балансовых запасах РФ, %	Содержание свинца в рудах, %	Добыча в 2015 г., тыс. т
		A+B+C ₁	C ₂			
ОАО «Горевский ГОК»						
Горевское (Красноярский край)	Колчеданно- полиметаллический в терриг. породах	2917,7	2514,4	30,6	6,55	95,5
ООО «ИнвестЕвроКомпани»						
Холоднинское (Республика Бурятия)	Колчеданно- полиметаллический в терриг. породах	2011,6	1347,3	18,9	0,6	0
ООО «ТехпромИнвест»						
Озерное (Республика Бурятия)	Колчеданно- полиметаллический в осад.-вулк. породах	1464,1	99,5	8,8	1,17	0
ОАО «Сибирь-Полиметаллы»						
Корбалихинское (Алтайский край)	Колчеданно- полиметаллический в осад.-вулк. породах	457,8	31,4	2,8	2	7,1
Степное (Алтайский край)	Колчеданно- полиметаллический в осад.-вулк. породах	101	21,1	0,7	4,98	9,8
АО «ГМК "Дальполиметалл"»						
Николаевское (Приморский край)	Скарново- полиметаллический	184,5	0,6	1,0	2,25	5,3
ОАО «Ново-Широкинский рудник»						
Ново-Широкинское (Забайкальский край)	Полиметаллический жильный	90,8	211,8	1,7	1,73	17,3
ООО «Восточно-Сибирская компания»						
Сардана (Республика Саха (Якутия))	Свинцово- цинковый стратиформный	0	592,2	3,3	3,23	0
ООО «Байкалруд»						
Нойон-Тологой (Забайкальский край)	Скарново- полиметаллический	266,9	348	3,5	1,17	5
АО «Первая горнорудная компания»						
Павловское (Архангельская обл.)	Свинцово- цинковый стратиформный	12,5	440,9	2,6	1,44	0

В Забайкальском крае известно более двух десятков связанных со скарнами жильных преимущественно свинцово-цинковых объектов с рудами различного качества.

В Алтайском крае разрабатываются объекты со средним содержанием свинца от 4,6 %, что соответствует мировой практике. Заключающее около 3 % российских Корбалихинское месторождение характеризуется относительно невысоким (2 %) содержанием свинца в рудах, при явном преобладании цинка (9,85 %). На флангах известных месторождений и в рудопроявлениях того же ГПТ локализованы ресурсы свинца категории P_1 в количестве 556,6 тыс. т, что составляет более 18 % от суммарных в стране.

В Кемеровской области свинец учитывается в недрах четырех мелких колчеданно-полиметаллических месторождений Салаирской металлогенической зоны, характеризующихся низким (менее 1 %) содержанием Pb.

В Приморском крае распространены жильные полиметаллические и оловянно-свинцово-цинковые месторождения. Здесь имеются хорошие перспективы для наращивания запасов свинца.

На европейскую территорию страны приходится только 8 % российских запасов свинца и более пятой части прогнозных ресурсов категории P_1 .

В республике Северная Осетия-Алания заключено около 2 % запасов свинца и около 5 % прогнозных ресурсов категории P_1 в десяти мелких полиметаллических месторождений жильного типа с содержанием свинца в рудах от 1,2 % до 3,9 %.

Государственным балансом запасов полезных ископаемых России учитывается 102 месторождения свинца, десять из которых содержат только забалансовые запасы. В распределенном фонде недр находится 43 объекта с рудами различного качества: от бедных до богатых, в том числе все крупные месторождения. Качество руд российских месторождений свинца неоднородно, однако неосвоенные объекты в этом отношении существенно уступают эксплуатируемым. Объекты нераспределенного фонда характеризуются преимущественно мелким масштабом оруденения.



Рисунок 1.8 - Добыча свинца в субъектах Российской Федерации в 2015 г., тыс. т [9]

В 2015 г. добыча свинца в России сократилась на 28 % до 171,2 тыс. т.

Свинец извлекался из недр 18 объектов. Ведущим предприятием оставался Горевский рудник компании ОАО «Горевский ГОК» в Красноярском крае, обеспечивший в 2015 г. 56 % добычи свинца в стране.

Вторым по крупности продуцентом свинца из российских недр стал рудник Ново-Широкинского месторождения в Забайкальском крае компании ОАО «Ново-Широкинский рудник», нарастивший добычу до 17,3 тыс. т в 2015 г.

Компания АО «ГМК "Дальполиметалл"» добыла суммарно 12,3 тыс. т свинца; большая часть получена на рудниках Николаевского и Партизанского месторождений: 5,3 и 2,4 тыс. т соответственно.

Компания ОАО «Сибирь-Полиметаллы» в Алтайском крае добыла 7,1 тыс. т свинца на Корбалихинском месторождении и 1,6 тыс. т - на Зареченском.

На Степном месторождении в Алтайском крае компании АО «Уралэлектромедь» в 2015 г. добыто 9,8 тыс. т свинца, Кызыл-Таштыгском в Республике Тыва (ООО «Лунсин») - 8,7 тыс. т, месторождениях Нойон-Тологой в Забайкальском крае (ООО «Байкалруд») и Гольцовом в Магаданской области (АО «Серебро Магадана») - по 5 тыс. т.

Россия обладает одной из крупнейших в мире сырьевых баз свинца. Однако основная часть качественных запасов сосредоточена в практически единственном сопоставимом с зарубежными объектами крупном Горевском месторождении, запасы которого для подземной отработки в 2015 г. существенно сократились в результате

переоценки. Кроме того, почти пятая часть российского свинца заключена в бедных рудах Холоднинского месторождения, ввод в эксплуатацию которого в ближайшее время маловероятен.

Расширение действующих производств и создание новых предприятий по добыче свинца в основном имеет целью увеличение экспортных поставок его руд и концентратов. Для экспорта продукции с высокой добавленной стоимостью требуется создание металлургических заводов, выпускающих свинец из концентратов, строительство которых связано с высокими экологическими рисками и требует крупных инвестиций.

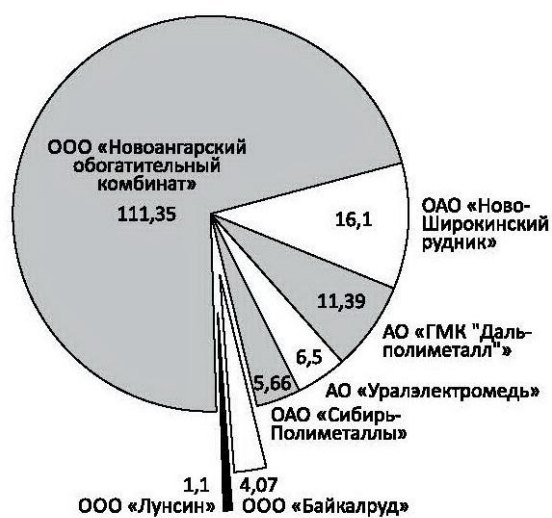


Рисунок 1.9 - Производство свинца в свинцовом концентрате в 2015 г., тыс.т [9]

Российская сырьевая база включает около десятой части мировых запасов цинка, Государственным балансом запасов учитываются запасы цинка категорий А+В+С:+С2 в 59,8 млн. т. По качеству сырья отечественные месторождения соответствуют мировым аналогам. Однако большая часть российского металла добывается из медноколчеданных руд с низким содержанием цинка, когда в мире основными поставщиками сырья для производства цинковых концентратов выступают богатые цинком свинцово-цинковые полиметаллические и серебро-полиметаллические месторождения. В собственный концентрат в среднем извлекается только 60-65 % добываемого из российских недр цинка. Среди продуцентов цинка в концентратах страна не занимает лидирующих позиций - на долю России приходится до 2 % мирового выпуска.

Таблица 1.9 - Состояние МСБ цинка Российской Федерации на 1.01.2016 г., млн. т [9]

Прогнозные ресурсы	P ₁	P ₂	P ₃
Количество	10,7	34,9	57,4
Запасы	A+B+C ₁	C ₂	
Количество	40,8	19	
Изменение по отношению к запасам на 1.01.2015 г.	-0,9	0,4	
Доля распределенного фонда, %	89,5	90,5	
Использование МСБ цинка Российской Федерации в 2015 г.			
Добыча из недр, тыс. т			388,8
Экспорт руд и концентратов цинка, тыс. т			112,2
Импорт руд и концентратов цинка, тыс. т			212,2
Производство рафинированного цинка*, тыс. т			229,6
Экспорт рафинированного цинка, тыс. т			28,5
Импорт рафинированного цинка, тыс. т			32,8
Средняя цена рафинированного цинка на ЛБМ в 2016 г., долл./т			2091
Ставка налога на добычу, %			8
* - оценка			

До 70 % российских запасов цинка сосредоточено в Сибирском регионе, в том числе 50 % только в Республике Бурятия, где локализованы два крупнейших колчеданно-полиметаллических месторождения – Озерное и Холоднинское. Оба месторождения характеризуются высоким содержанием цинка (около 6 и 4 % соответственно).

В Красноярском крае расположено Горевское месторождение с бедными по цинку рудами, главным компонентом которых является свинец: объект включает около 3 % российских запасов цинка.

На Среднем и Южном Урале в рудах медноколчеданных объектов сосредоточена пятая часть запасов цинка. В их числе важнейшие для отечественной промышленности Гайское, Узельгинское, Учалинское, Юбилейное. В регионе локализовано 3,1 млн. т ресурсов категории P₁ с относительно низким (0,7-2,9 %) содержанием цинка в рудах.

Перспективы прироста российской сырьевой базы цинка незначительны: ресурсы категории P₁ оцениваются в 10,7 млн. т.

Государственным балансом запасов РФ учтено 151 месторождение с запасами цинка; в том числе 20 - только с забалансовыми. В распределенном фонде недр числятся 74 объекта, включая большинство значимых месторождений. Не переданными в освоение остаются преимущественно мелкие, а также средние по запасам цинка объекты. Учитывается техногенное месторождение Шлакоотвал медеплавильного производства

Среднеуральского медеплавильного завода, заключающее запасы цинка, отнесенные к забалансовым из-за отсутствия рентабельной технологии его извлечения.



Рисунок 1.10 - Основные месторождения цинка и распределение его запасов и прогнозных ресурсов категории P₁ по субъектам Российской Федерации, млн. т [9]

Таблица 1.10 - Основные месторождения цинка в РФ [9]

Недропользователь, месторождение	Геолого-промышленный тип	Запасы, тыс. т		Доля в балансовых запасах РФ, %	Содержание цинка в рудах, %	Добыча в 2015 г., тыс. т
		A+B+C ₁	C ₂			
ООО «ИнвестЕвроКомпани»						
Холоднинское (Республика Бурятия)	Колчеданно-полиметаллический в терриг. породах	13,3	7,9	35,5	3,99	0
ООО «Техпроминвест»						
Озерное (Республика Бурятия)	Колчеданно-полиметаллический в осад.-вулк. породах	7,7	0,6	13,8	6,16	0
АО «Корбалихинский рудник»						
Корбалихинское (Алтайский край)	Колчеданно-полиметаллический в осад.-вулк. породах	2,3	0,1	4	9,85	16,2
ОАО «Горевский ГОК»						
Горевское (Красноярский край)	Колчеданно-полиметаллический в терриг. породах	0,6	1,1	2,9	1,37	21,1

ООО «Лунсин»						
Кызыл-Таштыгское (Республика Тыва)	Колчеданно- полиметаллический в осад.-вулк. породах	1	0,2	2	10,11	70,7
ООО «Восточно-Сибирская компания»						
Сардана (Республика Саха (Якутия))	Свинцово-цинковый стратиформный	0	1,9	3,2	10,5	0
ПАО «Гайский ГОК»						
Гайское (Оренбургская область)	Медноколчеданный	1,4	0,2	2,6	0,52	25,1
АО «Учалинский ГОК»						
Ново-Учалинское (Республика Башкортостан)	Медноколчеданный	2,1	1	5,1	2,94	0
Узельгинское (Челябинская область)	Медноколчеданный	1,1	0,07	1,9	2,3	68,1
Учалинское (Республика Башкортостан)	Медноколчеданный	0,3	0,02	0,5	5,11	39,8
ООО «Башкирская медь»						
Подольское (Республика Башкортостан)	Медноколчеданный	1,1	0,01	1,8	1,34	0
Юбилейное (Республика Башкортостан)	Медноколчеданный	1	0,03	1,7	1,26	5,2
ООО «Байкалруд»						
Нойон-Тологой (Забайкальский край)	Скарново- полиметаллический	0,3	0,4	1,2	1,37	8,2
АО «Первая горнорудная компания»						
Павловское (Архангельская область)	Свинцово-цинковый стратиформный	0,06	1,9	3,3	6,61	0
Нераспределенный фонд						
Комсомольское (Оренбургская область)	Медноколчеданный	0,7	0,03	1,2	2,26	
Ново-Урское (Кемеровская область)	Медноколчеданный	0,5	0,01	0,9	2,42	

В 2015 г. в России достигнут рекордный уровень добычи цинка - 388,8 тыс. т, что оказалось на 10 % выше уровня прошлого года. Рудники Уральского региона обеспечили 56 % добычи цинка; рудники Сибири, благодаря 3,5-кратному увеличению добычи металла на Кызыл-Таштыгском месторождении в Республике Тыва, - 37,1 %; на Дальнем Востоке добыто 5,9 % российского цинка; в небольших количествах цинк добывался на Урупском медноколчеданном месторождении в Карачаево-Черкесской Республике.

В то время как цинк добывался 19 компаниями на 36 месторождениях, крупнейшим продуцентом металла из недр в России оставалась компания ОАО «УГМК».

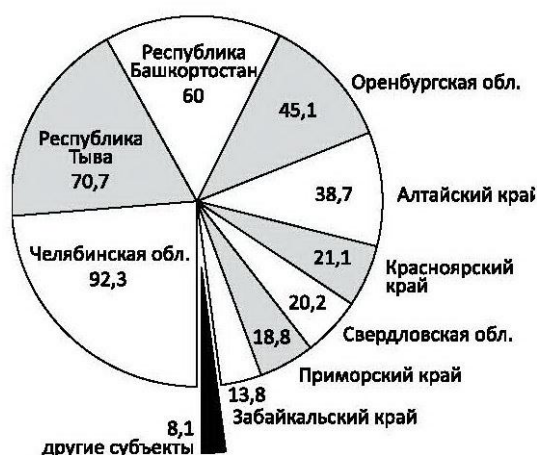


Рисунок 1.11 - Добыча цинка в субъектах Российской Федерации в 2015 г., тыс. т [9]

В 2015 г. АО «Учалинский ГОК» нарастило добычу цинка на 12 % - до 122,2 тыс. т, что составило 31,4 % его российской добычи. АО «Сибайский ГОК» добыто 3,9 тыс. т цинка. Среди других подконтрольных УГМК компаний, суммарно обеспечивших 28,3 % российской добычи или 109,9 тыс. т цинка, наибольшими объемами отличаются ПАО «Гайский ГОК» (30,9 тыс. т цинка в 2015 г.), АО «Уралэлектромедь» (25,8 тыс. т) и ОАО «Сибирь-Полиметаллы» (18,9 тыс. т).

Новым участником в списке крупных продуцентов стала компания с китайским капиталом ООО «Лунсин» - 70,7 тыс. т цинка, что составило 18,2 % российской добычи.

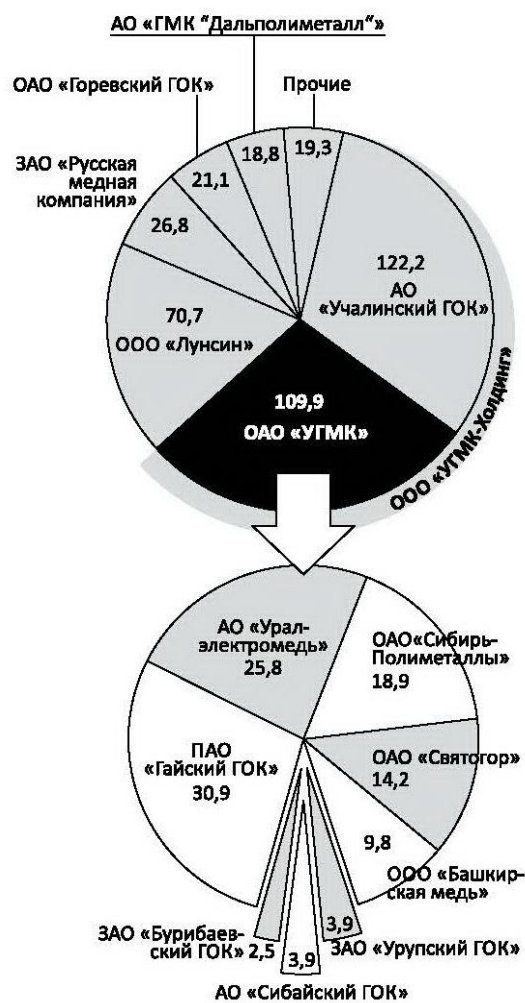


Рисунок 1.12 - Добыча цинка российскими горнодобывающими компаниями в 2015 г., тыс.

Более пятой части добываемого в стране цинка суммарно пришлось на долю ЗАО «Русская медная компания» (6,9 %), ОАО «Горевский ГОК» (5,4 %), АО «ГМК "Дальполиметалл"» (4,9 %), ООО «Байкалруд» (2,1 %), ОАО «Ново-Широкинский рудник» (1,4 %), АО «Серебро Магадана» (1,1 %) и НАО «Башкирское ШПУ» (0,3 %).

Несмотря на то, что в стране добыча цинка по мировым масштабам невелика, благодаря одной из крупнейших в мире сырьевой базе цинка, отечественная промышленность обладает существенным потенциалом для укрепления позиций России на мировом рынке.

Вероятность роста добычи металла в ближайшие годы связана с началом подземной отработки Юбилейного месторождения в Республике Башкортостан и вовлечением в эксплуатацию крупных свинцово-цинковых Озерного (Республика Бурятия) и Павловского (Архангельская область) месторождений, последнее из которых

относится к низкорентабельным объектам. Меньшее влияние может оказать разработка медноколчеданных Подольского и Ново-Учалинского месторождений в Республике Башкирия.

Для поддержания стабильности добычи цинка на перспективу, необходимо, прежде всего, обеспечение запасами уже существующих предприятий.

1.1.4 Руды и россыпи олова

Российская сырьевая база олова является одной из крупнейших в мире - учитываемые Государственным балансом запасы металла составляют около 2,17 млн. т. При этом имеются перспективы их значительного прироста - только прогнозные ресурсы категории P_1 , имеющие наибольшую достоверность, составляют почти 612 тыс. т.

Таблица 1.11 - Состояние МСБ олова Российской Федерации на 1.01.2016 г., тыс. т [9]

Прогнозные ресурсы	P_1	P_2	P_3
Количество	611,5	668,4	412
Запасы	$A+B+C_1$	C_2	
Количество	1636,2	528,7	
изменение по отношению к запасам на 1.01.2015 г.	-1,7	-0,01	
доля распределенного фонда, %	42,3	34,9	
Использование МСБ олова Российской Федерации в 2015 г.			
Добыча из недр, тонн			1633
Производство олова в концентратах, тонн			575,1
Экспорт концентратов, тонн			1720,6
Импорт концентратов, тонн			54,1
Экспорт необработанного олова, тонн			289,7
Импорт необработанного олова, тонн			1365,7
Себестоимость добычи товарной руды (ООО "Правоурмийское»), руб./т			2130
Себестоимость 1 т олова в концентрате (ООО «Правоурмийское», ОФ «Правоурмийская»), руб.			742000
Среднегодовая цена за 2016 г. рафинированного олова на Лондонской бирже металлов, долл./т			17972,63
Ставка налога на добычу, %			8

Основная часть запасов олова (более 86 %) сосредоточена в разномасштабных коренных месторождениях оловянных руд неоднородного качества (средние содержания Sn варьируют от менее 0,1 % до более 5 %), преимущественно относящихся к касситерит-силикатному и касситерит-кварцевому геолого-промышленным типам (в мире главными источниками олова являются апоскарновые и касситерит-сульфидные объекты). Россыпи, обеспечивающие около трети мировой добычи металла, в России играют второстепенную роль - в них заключено менее 11 % запасов страны. Еще около 3 % запасов приходится на долю коренных комплексных месторождений оловосодержащих руд, где содержание попутного Sn, как правило, находится на уровне сотых долей процента.

Таблица 1.12 - Запасы олова и производство олова в концентратах в РФ [9]

Запасы, категория	Запасы, тыс.т	Производство в 2015 г., тыс. т	Доля в мировом производстве, %
Запасы категорий А+В+С,+ С ₂ разрабатываемых и подготавливаемых к освоению месторождений	776,5	0,6	0,2

В 2015 г. в разрабатываемых месторождениях содержалось около 36 % российских запасов олова или 776,5 тыс. т металла. По величине этих запасов Россия занимает второе (после Китая) место в мире, однако по объемам добычи металла страна не входит даже в первую десятку мировых продуцентов.

Крупнейшие запасы олова (около 36 % российских) сосредоточены в Республике Саха (Якутия). Основная часть металла заключена в коренных объектах, в основном относящихся к касситерит-силикатному типу. Главным из них является крупнейшее в стране (с запасами почти 256 тыс. т олова) Депутатское месторождение богатых (1,15 % Sn). Также на территории республики находятся две уникальные россыпи — ручьев Тирехтях и Одинокий; в каждой из них заключено более 50 тыс. т олова при его содержании в песках более 800 г/куб.м, причем имеются перспективы прироста запасов первой из них.



Рисунок 1.13 - Основные месторождения и распределение запасов и ресурсов категории P₁ олова по субъектам Российской Федерации, тыс. т [9]

Таблица 1.13 - Основные месторождения олова в РФ [9]

Недропользователь, месторождение	Геолого-промышленный тип	Запасы, тыс. т		Доля в балансовых запасах РФ, %	Содержание олова в рудах	Добыча в 2015 г., тонн
		A+B+C ₁	C ₂			
ООО «Правоурмийское»						
Правоурмийское (Хабаровский край)	Касситерит-турмалиновый	60,4	22,4	3,8	1,16 %	1633
ОАО «Оловянная рудная компания»						
Фестивальное (Хабаровский край)	Касситерит-сульфидный	57,4	29,5	4	0,65 %	0
Перевальное (Хабаровский край)	Касситерит-многосульфидный	30,2	13	2	0,53 %	0
ЗАО «ГОК "Депутатский"»						
Депутатское (Республика Саха (Якутия))	Касситерит-турмалиновый	198,3	57,5	11,8	1,15 %	0
ОАО «Янолово»						
Россыпь руч.Тирехтях (Республика Саха)	Россыпной аллювиальный	68,9	5,3	3,4	814,13 г/куб.м	0

(Якутия))						
Нераспределенный фонд						
Одинокое (Республика Саха (Якутия))	Касситерит- кварцевый	125,8	1,8	5,9	0,32 %	
Верхнее (Приморский край)	Касситерит- хлоритовый	93,7	6	4,6	0,3 %	
Тигриное (Приморский край)	Касситерит- вольфрамит- кварцевый	170,5	15,6	8,6	0,12 %	
Россыпь руч.Одинокий (Республика Саха (Якутия))	Россыпной аллювиально- делювиальный	50,9	1	2,4	828,71 г/куб.м	

Значительные запасы олова (около 38 % российских) сконцентрированы в месторождениях Приморского и Хабаровского краев. Крупнейшим из них (8,6 % запасов страны) является месторождение Тигриное, содержащее бедные (0,12 % Sn) касситерит-кварцевые руды с попутным вольфрамитом. С экономической точки зрения главным объектом не только региона, но и России в целом в настоящее время является Правоурмийское месторождение богатых (1,16 % Sn) руд в Хабаровском крае, т.к. только здесь ведется товарная добыча олова.

Основная часть запасов Чукотского АО, где разведано более 15 % российских запасов олова, заключена в бедных (0,2-0,3 % Sn) касситерит-кварцевых с вольфрамитом рудах месторождений Пыркакайского рудного узла. Перспективы прироста запасов здесь отсутствуют.

Сравнительно крупными запасами олова (около 6 % общероссийских) располагает Забайкальский край. Более 80 % его запасов сконцентрировано в бедных (0,17 % Sn) комплексных касситерит-сульфидно-сульфосольных рудах Шерловогорского месторождения.

Государственным балансом запасов учитывается 270 месторождений олова (123 коренных и 147 россыпных); 57 из них (34 коренных и 23 россыпных) содержат только забалансовые запасы. Также на государственном учете стоят четыре техногенных месторождения.



Рисунок 1.14 - Добыча олова российскими компаниями в 2015 г., тонн [9]

В распределенном фонде недр находятся 15 коренных объектов и одна россыпь. Руды целого ряда не переданных в освоение месторождений не уступают, а иногда превосходят по качеству руды лицензированных объектов.

В 2015 г. добыча олова в России выросла по сравнению с 2014 г. почти на 44 % и составила 1633 т против 1136 т годом ранее. Практически весь металл (1613 т) был извлечен из недр Правоурмийского месторождения в Хабаровском крае, эксплуатируемого ООО «Правоурмийское». В результате переработки руды, осуществляемой на собственной обогатительной фабрике, компания получила 575 т олова в концентрате (извлечение 34 %), что примерно на 80 % превысило результат 2014 г.

В незначительных количествах (в 2015 г. — 20 т) олово добывается попутно без извлечения в концентрат на Южном олово-полиметаллическом месторождении в Приморском крае.

Российская сырьевая база олова является одной из крупнейших в мире и включает целый ряд объектов, соответствующих требованиям мировой горной промышленности. Однако многие из них остаются невостребованными, что обусловлено крайне низким спросом на оловянное сырье внутри страны, значительностью доли запасов, пригодных для подземной отработки (более 51 %), недостаточным для обеспечения необходимой рентабельности производства качеством руд и песков.

1.1.5 Руды и россыпи вольфрама

Учитываемые Государственным балансом запасов полезных ископаемых запасы вольфрама значительны и составляют около 1,34 млн. т в пересчете на триоксид вольфрама, что позволяет стране занимать третье место в мире после Китая и Казахстана

по размерам сырьевой базы металла. Практически в полном объеме запасы заключены в рудах разномасштабных коренных месторождений жильного, скарнового и штокверкового геолого-промышленных типов; на долю россыпей приходится менее 1 %. В зависимости от главного вольфрамсодержащего минерала они подразделяются на вольфрамитовые (более 35,5 % запасов страны) и шеелитовые (около 64 %). Вольфрам в них присутствует и как основной, и как попутный компонент; сами руды, как правило, комплексные и помимо вольфрама могут содержать молибден, медь, висмут, олово, бериллий, золото и др. Существенно вольфрамовые руды, на долю которых приходится примерно 67,5 % российских запасов вольфрама, по среднему содержанию WO_3 не уступают среднемировому уровню - в вольфрамитовых объектах оно варьирует от 0,12 до 2,73 %, в среднем составляя 0,19 %, в шеелитовых - от 0,03 до 4,4 %, в среднем 0,34 %.

Таблица 1.14 - Состояние МСБ вольфрама Российской Федерации на 1.01.2016 г., тыс. т триоксида вольфрама [9]

Прогнозные ресурсы	P ₁	P ₂	P ₃
Количество	210,4	673,7	1338,2
Запасы	A+B+C ₁	C ₂	
Количество	950,8	384,5	
изменение по отношению к запасам на 1.01.2015 г.	-296,8	75,3	
доля распределенного фонда, %	41,8	86,5	
Использование МСБ вольфрама Российской Федерации в 2015 г.			
Добыча из недр, т триоксида вольфрама			4114
Производство вольфрамовых концентратов (в пересчете на содержащий 60 % WO_3), тонн			5482
Производство триоксида вольфрама в концентратах, тонн			3332
Экспорт концентратов, тонн			2678
Импорт концентратов, тонн			1714
Среднегодовая цена паравольфрамата аммония на рынке Западной Европы за 2016 г., долл. за 1 % WO_3 в 1 тонне			189 5
Ставка налога на добычу, %			8

Возможности увеличения сырьевой базы вольфрама России невелики: прогнозные ресурсы категории P₁ в шесть раз меньше запасов; почти пятая их часть распределена между мелкими объектами с ресурсами этой категории менее 10 тыс. т триоксида вольфрама.

Таблица 1.15 - Запасы вольфрама и объемы производства концентратов (в пересчете на триоксид вольфрама) в РФ [9]

Запасы, категория	Запасы, тыс. т WO ₃	Производство в 2015 г., тыс. т WO ₃	Доля в мировом производстве, %
Запасы категорий А+В+С разрабатываемых и подготавливаемых к освоению месторождений	199,3	3,3	3

Среди мировых продуцентов вольфрамового сырья Россия занимает третье место, обеспечивая около 3 % его мировой добычи, уступая Китаю и Вьетнаму.

Для отечественной МСБ вольфрама характерна высокая концентрация - более 60 % запасов страны сосредоточено в Республике Бурятия, Приморском крае и Кабардино-Балкарской Республике. Еще около 29% приходится на долю Курганской области, Республики Саха (Якутия) и Карачаево-Черкесской Республики.

В трех месторождениях Республики Бурятия сконцентрировано более четверти запасов вольфрама страны. Два из них сложены вольфрамитовыми рудами: крупное штокверковое Инкурское, среднее содержание WO₃ в бедных рудах которого составляет 0,149 %, и небольшое жильное Холтосонское месторождение сравнительно богатых руд (0,748 % WO₃).



Рисунок 1.15 - Основные месторождения вольфрама и распределение запасов и прогнозных ресурсов P1 триоксида вольфрама по субъектам Российской Федерации, тыс. т [9]

Таблица 1.16 - Основные месторождения вольфрама (существенно вольфрамовые) в РФ [9]

Недропользователь, месторождение	Геолого- промышленный тип	Запасы, тыс. т WO ₃		Доля в балансовых запасах РФ, %	Содержание WO ₃ в рудах, %	Добыча в 2015 г., тонн WO ₃
		A+B+C ₁	C ₂			
ОАО «Приморский ГОК»						
Восток-2 (Приморский край)	Скарновый шеелитовый	0,13	14,9 4	1,1	4,4	1523
ООО «Лермонтовский горнообогатительный комбинат»						
Лермонтовское (Приморский край)	Скарновый шеелитовый	3,54	0,44	0,3	2,829	1035
ООО «Артель старателей "Кварц"»						
Бом-Горхонское (Забайкальский край)	Жильный вольфрамитовый	2,45	10,2 9	1	0,904	139
ЗАО «Новоорловский ГОК»						
Спокойнинское (Забайкальский край)	Штокверковый вольфрамитовый	21	3,83	1,9	0,224	1233
ЗАО «Твердосплав»						
Инкурское (Республика Бурятия)	Штокверковый вольфрамитовый	170,95	13,6	13,8	0,149	0
Холтосонское (Республика Бурятия)	Жильный вольфрамитовый	5,67	26,6 9	2,4	0,748	0
Нераспределенный фонд						
Тырныаузское (Кабардино- Балкарская Республика)	Скарновый шеелитовый с попутным молибденитом	201,77	7,76	15,7	0,436	
Агылкинское (Республика Саха (Якутия))	Скарновый шеелитовый	90,86	0	6,8	1,271	

На севере Приморского края сосредоточено более 18 % запасов вольфрама России. Главную роль здесь играют скарновые объекты с шеелитовыми рудами - Восток-2 и Лермонтовское, в рудах которых содержится в среднем более 1 % WO₃.

Запасы вольфрама Кабардино-Балкарской Республики (более 16 % запасов страны) почти полностью заключены в крупнейшем в стране и одном из самых крупных в мире Тырныаузском скарновом месторождении шеелитовых руд рядового качества (0,436 % WO₃) с попутным молибденитом.

В недрах Республики Саха (Якутия) заключено почти 10 % запасов вольфрама страны. Основная их часть разведана в скарновом Агылкинском месторождении богатых (1,27 % WO₃) шеелитовых руд.

Государственным балансом запасов учитывается 92 месторождения вольфрама, в числе которых 52 коренных объекта и 40 россыпей; 16 из них (11 коренных и 5 россыпных) содержат только забалансовые запасы. Кроме того, учтено одно техногенное месторождение - Барун-Нарынское в Республике Бурятия с запасами триоксида вольфрама 17,5 тыс. т при среднем содержании WO_3 2161,3 г/куб. м.

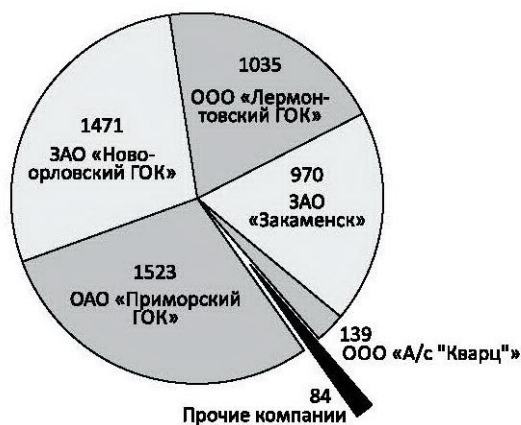


Рисунок 1.16 - Добыча триоксида вольфрама (включая добычу из техногенного материала) российскими компаниями в 2015 г., тонн [9]

В распределенном фонде недр числятся 28 вольфрамсодержащих объектов: 23 коренных, четыре россыпных (один из них только с забалансовыми запасами) и один техногенный.

Руды существенно вольфрамовых месторождений нераспределенного фонда по качеству несколько уступают рудам распределенного фонда - содержания WO_3 варьируют в них в диапазоне 0,03-2,73 % против 0,15-4,4 %.

ГКЗ Роснедра утверждена переоценка запасов Тырнаузского месторождения вольфрамо-молибденовых руд с переводом значительной части запасов в забалансовые. При этом запасы категорий А+В+С₁ сократились на 306,3 тыс. т триоксида вольфрама, категории С₂ - на 53,1 тыс. т; среднее содержание WO_3 в оставшихся запасах составило 0,436 %.

В 2015 г. добыча вольфрама из недр велась на шести месторождениях: пяти коренных и одном россыпном. В целом по стране она составила 4114 т в пересчете на триоксид, что на 13,6 % меньше показателя предыдущего года. Более 92% добычи обеспечили три коренных месторождения: Восток-2, разрабатываемое ОАО «Приморский

ГОК» (1523 т триоксида вольфрама), Спокойнинское в Забайкальском крае компании ЗАО «Новоорловский ГОК» (1233 т) и Лермонтовское, эксплуатируемое ООО «Лермонтовский ГОК» (1035 т).

Достаточно крупным источником вольфрама в последние пять лет являются техногенные материалы. В 2015 г. добыча из них составила 1108 т триоксида (+12 % по сравнению с 2014 г.): ЗАО «Закаменск» извлекло 870 т, главным образом из Барун-Нарынского техногенного месторождения, а ЗАО «Новоорловский ГОК» - 238 т из отвалов Спокойнинского ГОКа.

При обеспеченности запасами вольфрама, оцениваемой более чем в 300 лет, сохранение добычи на уровне 2015 г. уже через три года приведет к истощению запасов Лермонтовского, а еще через шесть лет - месторождения Восток-2. Это может означать более чем двукратное падение производства вольфрамового сырья в России. В связи с этим остро встает вопрос компенсации выбывающих мощностей. Важной задачей является создание и внедрение современных и эффективных технологических решений обогащения руд и разработки имеющихся месторождений.

1.1.6 Руды молибдена

Российская Федерация располагает значительной сырьевой базой молибдена – запасы металла, учитываемые Государственным балансом запасов, превышают 2,1 млн. т. Качество руд отечественных месторождений в целом сопоставимо с зарубежными, однако большая часть запасов заключена в объектах собственно молибденового штокверкового типа (молибденпорфирового по зарубежной классификации), практическое значение в рудах которых имеет только молибден, а попутные компоненты не извлекаются. В мире такие объекты заключают около трети запасов и обеспечивают менее 30 % добычи, а в России в них сосредоточено более 85% запасов и добычи. Перспективы прироста отечественных запасов молибдена невелики - большая часть оцененных в стране прогнозных ресурсов относится к наименее достоверной категории P₃.

Таблица 1.16 - Состояние МСБ молибдена Российской Федерации на 1.01.2016 г., тыс. т [9]

Прогнозные ресурсы	P ₁	P ₂	P ₃
Количество	220,9	665,4	2460
Запасы	A+B+C ₁	C ₂	
Количество	1417	726,4	
изменение по отношению к запасам на 1.01.2015 г.	-73,2	127,6	
доля распределенного фонда, %	63,3	74,1	

Использование МСБ молибдена Российской Федерации в 2015 г.	
Добыча из недр, тонн	4756
Производство молибденовых концентратов, тонн	7590,1
Производство молибдена в концентратах, тонн	3253,6
Экспорт концентрата, тонн	483
Импорт концентрата, тонн	4538
Экспорт ферромolibдена, тонн	5092
Импорт ферромolibдена, тонн	314
Средняя за 2016 г. цена оксида молибдена на Лондонской бирже металлов, долл./кг Мо	14,18
Ставка налога на добычу, %	8

Государственным балансом запасов Российской Федерации учитывается 34 месторождения молибдена, в том числе четыре только с забалансовыми запасами. Лицензировано 23 объекта, включая десять урановых с попутным молибденом, входящих в состав Стрельцовского рудного района в Забайкальском крае. Среди не переданных в освоение месторождений есть такие крупные объекты как Орехитканское (360,5 тыс. т Мо) и Мало-Ойногорское (150 тыс. т Мо) в Республике Бурятия. По качеству руд объекты нераспределенного фонда сопоставимы с разрабатываемыми месторождениями.

Таблица 1.17 - Запасы молибдена и объемы его производства в РФ [9]

Запасы, категория	Запасы, тыс. т	Производство в 2015 г., тыс. т	Доля в мировом производстве, %
Запасы категорий А+В+С1 + С2 разрабатываемых и осваиваемых месторождений	1070	3,2	1

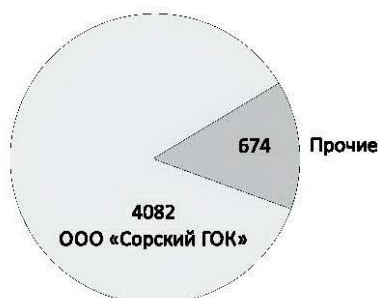


Рисунок 1.17 - Добыча молибдена российскими компаниями в 2015 г., тонн [9]

В России к эксплуатации подготавливались четыре собственно-молибденовые месторождения, однако в 2014–2016 гг. все лицензии на них были приостановлены или аннулированы.



Рисунок 1.18 - Основные месторождения молибдена и распределение его запасов и прогнозных ресурсов категории P₁ по субъектам Российской Федерации, млн. т [9]

Таблица 1.18 - Основные месторождения молибдена в РФ [9]

Недропользователь, месторождение	Геолого-промышленный тип	Запасы, тыс. т		Доля в балансовых запасах РФ, %	Среднее содержание молибдена в рудах, %	Добыча в 2015 г., тонн
		A+B+C ₁	C ₂			
ООО «Сорский ГОК»						
Сорское (Республика Хакасия)	Штокверковый, собственно молибденовый	103	0,2	4,84,8	0,06	4082
Агаскырское (Республика Хакасия)	молибденовый	155,3	0	7,2	0,05	0
ОАО «Жирекенский ГОК»						
Жирекенское (Забайкальский край)	Штокверковый, собственно молибденовый	61,6	0	2,9	0,105	0
ООО «Бутдаинский рудник»						
Бутдаинское (Забайкальский край)	Штокверковый, собственно молибденовый	347,5	252,2	28	0,08	0
ОАО «Коклановское»						
Коклановское (Курганская область)	Штокверковый, собственно молибденовый	24,5	131,2	7,3	0,082	0

Нераспределенный фонд						
Гырныаузское (Кабардино- Балкарская Республика)	Скарновый вольфрамовый с попутным молибденом	35,8	0,8	1,7	0,077	
Мало-Ойногорское (Республика Бурятия)	Штокверковый, собственно молибденовый	154,9	0	7,2	0,051	
Ореkitканское (Республика Бурятия)	Штокверковый, собственно молибденовый	246,7	113,8	16,8	0,099	

1.1.7 Руды и россыпи титана

Балансовые запасы диоксида титана России велики - 600,45 млн. т; значительны и забалансовые запасы — 88,8 млн. т. По их сумме Россия находится на втором месте в мире после Китая. Запасы категорий А+В+С₁ составляют немногим менее половины балансовых запасов - 261,4 млн. т, при этом лишь 45 % от этого количества находится в разрабатываемых, осваиваемых и разведываемых месторождениях; по величине этой активной части запасов Россия находится на третьем месте в мире с долей 13 %. Прогнозные ресурсы диоксида титана России огромны, причем более трети из них имеет высокую степень достоверности.

Таблица 1.19 - Состояние МСБ титана Российской Федерации на 1.01.2016 г., млн. т TiO₂ [9]

Прогнозные ресурсы	P ₁	P ₂	P ₃
Количество	390	452,1	194,5
Запасы	A+B+C ₁	C ₂	
Количество	261,4	339	
изменение по отношению к запасам на 1.01.2015 г.	7,262	1,025	
доля распределенного фонда, %	45,14	23,32	
Использование МСБ титана Российской Федерации в 2015 г.			
Добыча из недр, тыс. т TiO ₂	663		
Производство титановых концентратов, тыс. т	201,5		
Производство диоксида титана в концентратах, тыс. т TiO ₂	88,85		
Импорт титановых концентратов, тыс. т	312,2		
Экспорт титановых концентратов, тыс. т	223,7		
Производство губчатого титана, тыс. т	40		
Экспорт губчатого титана, тыс. т	6,3		
Производство титановых слитков, тыс. т	65		
Производство титанового проката, тыс. т	28,4		
Экспорт титанового проката, тыс. т	12,8		

Экспорт ферротитана, тыс. т	12,4
Производство пигментного диоксида титана, тыс. т	77,8
Экспорт пигментного диоксида титана, тыс. т	73,8
Импорт пигментного диоксида титана, тыс. т	66,3
Средняя цена первого квартала 2016 г. на губчатый титан марки TG-tv на европейском «свободном» рынке, долл./кг	4,48
Среднегодовая цена 2016 г. на пигментный диоксид титана, CIF, порты США, долл./т	2465
Среднегодовая цена 2016 г. на пигментный диоксид титана, CFR, порты Азии, долл./т	2006
Средняя цена первого полугодия 2016 г. на ильменитовый концентрат, min 54 % TiO ₂ , навалом, продуцентов Австралии, FOB, порты Австралии, долл./т	105
Средняя цена первого полугодия 2016 г. на рутиловый концентрат пигментного сорта, min 95 % TiO ₂ , навалом, продуцентов Австралии, FOB, порты Австралии, долл./т	721
Ставка налога на добычу, %	8

Более половины мирового производства диоксида титана в концентратах обеспечивают четыре страны с сопоставимыми объемами выпуска - ЮАР, Австралия, Китай и Канада.

Российская минерально-сырьевая база титана характеризуется большим разнообразием с преобладанием коренных месторождений, в которых заключено 97 % запасов диоксида титана страны. В погребенных прибрежно-морских россыпях Восточно-Европейской и Западно-Сибирской россыпных провинций заключено только 3 % запасов диоксида титана РФ.

Таблица 1.20 - Запасы диоксида титана и производство в концентратах в РФ [9]

Запасы		Производство TiO ₂ в концентратах в 2015 г., тыс. т	
категория	млн. т	тыс. т	% мирового производства
Запасы категорий А+В+С ₁ разрабатываемых и осваиваемых месторождений	118	89	1

В мире россыпные месторождения обеспечивают около 70 % производства диоксида титана в титановых концентратах и шлаках. Остальные 30 % получают из руд коренных месторождений (в России - Куранахское месторождение (9,8 % TiO₂)).

Почти половина (46 %) отечественных запасов титана сосредоточена в Тимано-Печорской титановой провинции в Республике Коми в Ярегском месторождении. Руды

месторождения - нефтеносные кварцевые песчаники с лейкоксеном, содержащие 10,4 % диоксида титана, являются одними из самых богатых в России. Однако извлечение диоксида титана из лейкоксена представляет большую сложность из-за высокого содержания в нем кремнезема.

В Карело-Кольской титановой провинции в Мурманской области заключено более пятой части российских запасов диоксида титана: около 12 % в семи апатит-нефелиновых месторождениях Хибинской группы (0,3-3,5 % TiO_2) и 1 % в редкометалльном Ловозерском месторождении (1,29 % TiO_2).

Еще 8 % российских запасов диоксида титана находится в крупном месторождении Юго-Восточная Гремяха. Его руды имеют достаточно высокое содержание TiO_2 - 8,6 %.

В Олекмо-Становой титановой провинции в Забайкальском крае разведано 18 % российских запасов диоксида титана. В той же провинции в Каларском рудном районе Амурской области содержится около 4 % российских запасов диоксида титана.

В Уральской титановой провинции находится Медведевское ильменит-титаномагнетитовое месторождение, в котором сконцентрировано 5 % российских запасов диоксида титана. Его руды, содержащие 7 % TiO_2 , труднообогатимы.



Рисунок 1.19 - Основные месторождения титана и распределение запасов и прогнозных ресурсов категории P_1 диоксида титана (млн. т) по субъектам Российской Федерации [9]

Таблица 1.21 - Основные месторождения титана в РФ [9]

Недропользователь, месторождение	Геолого-промышленный тип	Запасы, тыс. т		Доля в балансовых запасах РФ, %	Содержание TiO ₂	Добыча в 2015 г., тыс. т TiO ₂
		TiO ₂	A+B+C ₁ C ₂			
ОАО «Ярега Руда», ООО «ЛУКОЙЛ-Коми»						
Ярегское* (Республика Коми)	Лейкоксен-кварцевые нефтеносные песчаники	66830	211824	46,4	10,44 %	0
ОАО «Забайкалстальинвест»						
Чинейское (Забайкальский край)	Титаномагнетитовый	30318	29576	10	6,53 %	0
ООО «Медведевский ГОК»						
Медведевское (Челябинская область)	Ильменит-титано-магнетитовый	20686	9523	5	7,03 %	0
ООО «Уралмайнинг»						
Большой Сэйим (Амурская область)	Ильменит-титано-магнетитовый	20784	1678	3,7	7,67 %	0
ООО «ГПК "Титан"»						
Центральное* (Тамбовская область)	Россыпной циркон-рутил-ильменитовый	6396	0	1,1	26,85 кг/куб.м	0
Нераспределенный фонд						
Юго-Восточная Гремяха (Мурманская область)	Титаномагнетит-ильменитовый	39664	10130	8,3	8,55 %	
Кручининское (Забайкальский край)	Апатит-ильменит-титаномагнетитовый	24790	25229	8,3	8,39 %	
* - значительная часть запасов находится в нераспределенном фонде						

Российские россыпные титановые месторождения представлены погребенными прибрежно-морскими объектами, сходными с аналогичными зарубежными, но в сравнении с отрабатываемыми за рубежом современными россыпями имеют худшие технологические качества рудных песков, более глубокое залегание, сложные горно-геологические и гидрогеологические условия разработки, хотя и сопоставимы с ними по содержанию диоксида титана в песках. Месторождения комплексные; кроме титановых минералов (рутила и ильменита) в песках обычно содержится циркон.

Наиболее крупные запасы диоксида титана в россыпях разведаны в Восточно-Европейской россыпной провинции в Тамбовской области в гигантском Центральном циркон-рутил-ильменитовом месторождении - 6,4 млн. т титана или немногим более 1 % запасов диоксида титана России.

На юге Восточно-Европейской россыпной провинции в Ставропольском крае разведаны три циркон-рутил-ильменитовых месторождения: мелкое Бешпагирское (24,7 кг/куб. м TiO_2) и средние по величине запасов Камбулатский участок (22,05 кг/куб. м TiO_2) и Константиновский участок (16,78 кг/куб. м TiO_2); рудные пески залегают на глубинах от 5 до 45 м. Ставропольский россыпной район имеет неплохой потенциал для прироста запасов - в нем локализовано до 4 % отечественных прогнозных ресурсов диоксида титана категорий P_1 и P_2 .

В Западно-Сибирской россыпной провинции в Томской области запасы диоксида титана сконцентрированы в двух месторождениях с более бедными рудами: крупном Туганском (руды содержат 19,7 кг/куб.м TiO_2) и среднем Георгиевском (17,6 кг/куб.м TiO_2). В них заключено менее 1 % российских запасов. Рудные пески залегают на глубине 10-90 м, на Георгиевском — 120-180 м. В Туганском россыпном районе локализовано 22 млн. т ресурсов диоксида титана категории P В Омской области в двух мелких циркон-рутил-ильменитовых месторождениях с самыми высокими содержаниями диоксида титана - Самсоновском (34,2 кг/куб. м TiO_2) и Тарском (32,2 кг/куб. м TiO_2) заключено только 0,5 % запасов титана России. Пески месторождений залегают на глубине 40-80 м от поверхности. В Тарском россыпном районе выявлены крупные ресурсы диоксида титана категории P_2 - 26 млн. т.

Мелкие циркон-рутил-ильменитовые месторождения разведаны в Ханты-Мансийском автономном округе — Правобережное (20 кг/ куб. м TiO_2), в Новосибирской области — Ор-дынское (14,4 кг/куб. м TiO_2) и в Свердловской области — Буткинское (16,8 кг/куб. м TiO_2); их суммарные запасы не превышают 0,1% российских.

Государственным балансом запасов РФ учитываются 35 месторождений диоксида титана (19 коренных и 16 россыпных), из них четыре (два россыпных и два коренных) — только с забалансовыми запасами. В распределенном фонде недр находятся 19 месторождений с наиболее качественными рудами.

Два крупных магматогенных месторождения: Юго-Восточная Гремяха в Мурманской области и Кручининское в Забайкальском крае находятся в государственном резерве. Другие объекты нераспределенного фонда значительно меньше по запасам.

Всего в России в 2015 г. добыто 663 тыс. т диоксида титана - 348 тыс. т. В концентраты извлечено 88,85 тыс. т диоксида титана.

Россия имеет крупную и разнообразную по составу минерально-сырьевую базу титана с преобладанием комплексных нефтетитановых и железо-титановых месторождений. Россыпные месторождения характеризуются часто глубоким залеганием руд, сложными горно-геологическими условиями их отработки, оптимальным способом их освоения может стать способ скважинной гидродобычи (СГД).

Российские месторождения титана менее привлекательны, чем разрабатываемые за рубежом богатые коренные месторождения и поверхностные и приповерхностные россыпи, в том числе в связи с их комплексным составом и отсутствием спроса на другие основные и попутные компоненты.

1.1.8 Алюминиевое сырье

Россия обладает крупной минерально-сырьевой базой алюминиевого сырья - бокситов и нефелиновых руд.

Таблица 1.22 - Состояние МСБ алюминиевого сырья Российской Федерации на 1.01.2016 г., млн. т [9]

Прогнозные ресурсы	P ₁	P ₂	P ₃
Бокситы			
Количество	58,1	39,2	0
Запасы	A+B+C ₁	C ₂	
Бокситы			
Количество	1124,8	282,4	
изменение по отношению к запасам на 1.01.2015 г.	-6,577	0	
доля распределенного фонда, %	46,1	56,8	
Нефелиновые руды			
Количество	4189,4	779,6	
изменение по отношению к запасам на 1.01.2015 г.	-25,2	0	
доля распределенного фонда, %	73,7	55,7	
Использование МСБ алюминиевого сырья Российской Федерации в 2015 г.			
Добыча из недр бокситов, млн. т			5,661
Добыча из недр нефелиновых руд, млн. т			31,407
Производство глинозема, млн. т			2,593
Импорт глинозема, млн. т			4,471
Производство первичного алюминия, млн. т			3,53

Экспорт необработанного алюминия, млн. т	3,461
Импорт необработанного алюминия, тыс. т	47,37
Среднегодовая мировая цена 2016 г. на высокосортный алюминий (99,7 %), наличный товар, на ЛБМ, долл./т	1604
Ставка налога на добычу, %	5,5

Запасы бокситов составляют 1,4 млрд. т, включая 1,125 млрд. т категорий А+В+С₁, однако активно используется в разрабатываемых и подготавливаемых к эксплуатации месторождениях менее половины от этого количества - 518,37 млн. т, что позволяет стране занимать пятое место в мире. Остальная часть запасов имеет низкое качество руд и/или глубокое залегание и нерентабельна для отработки. Прогнозные ресурсы бокситов незначительны (менее 100 млн. т категорий Р₁ и Р₂).



Рисунок 1.20 - Распределение запасов и ресурсов бокситов по субъектам Российской Федерации, млн. т [9]

Таблица 1.23 - Запасы бокситов и объемы их добычи в РФ [9]

Запасы		Добыча в 2015 г., млн. т	Доля в мировой добыче, %
категория	млн. т		
Запасы А+В+С ₁ разрабатываемых и осваиваемых месторождений	518,4	6,85	2

Запасы наиболее качественных среди российских бокситов сосредоточены в Свердловской области и Республике Коми, при этом они не могут конкурировать с разрабатываемыми за рубежом как по минеральному составу, так и по глубине залегания, горно-геологическим и климатическим условиям разработки.

Государственным балансом запасов РФ учитывается 57 месторождений бокситов, из них 18 - только с забалансовыми запасами. В распределенном фонде недр находятся 13 объектов с наиболее качественными рудами. В нераспределенном фонде учитывается крупное Висловское месторождение в Белгородской области и другие объекты меньшего масштаба с низкокачественными рудами, либо находящиеся в малоосвоенных районах.

Таблица 1.24 - Основные месторождения бокситов в РФ [9]

Недропользователь, месторождение	Геолого-промышленный тип	Запасы, млн. т		Доля в балансовых запасах РФ, %	Кремневый модуль, Al_2O_3/SiO_2	Добыча в 2015 г., тыс. т
		A+B+C ₁	C ₂			
ОАО «Севуралбокситруда»						
Черемуховское (Свердловская область)	Осадочный в карбонатных толщах	136,2	56,8	13,7	11,8	358
Ново-Кальинское (Свердловская область)	Осадочный в карбонатных толщах	74,6	30,2	7,4	17,7	532
Кальинское (Свердловская область)	Осадочный в карбонатных толщах	31,4	48,5	5,7	20,6	646
Красная Шапочка (Свердловская область)	Осадочный в карбонатных толщах	9,6	16,8	1,9	13,3	782
ОАО «Боксит Тимана»						
Вежаю-Ворыквинское (Республика Коми)	Полигенный	101,5	2,7	7,4	6,8	2886
ОАО «Северо-Онежский бокситовый рудник»						
Иксинское (Беловодская залежь, Западный участок) (Архангельская область)	Осадочный в терригенных толщах	253,9	0	18	3,1	443
Нераспределенный фонд						
Висловское (Белгородская область)	Латеритный	153,4	49	11	6	0

Россия входит в десятку основных производителей бокситов, занимая восьмое место в мире и обеспечивая немногим более 2 % мировой добычи.

В 2015 г. на семи месторождениях страны добыто 5,661 млн. т бокситов - на 6,5 % меньше, чем годом ранее. Основная часть бокситов (92 %) извлечена из недр компаниями «Объединенной компании "РУСАЛ"» (РУСАЛ).

Россия - единственная страна в мире, использующая в качестве алюминиевого сырья нефелиновые руды; из них выпускается треть отечественного глинозема.

По качеству нефелиновые руды значительно уступают бокситам - в них содержится от 11 до 28 % Al_2O_3 и более 40 % SiO_2 , поэтому их переработка в глинозем может вестись только способом спекания.

Запасы нефелиновых руд огромны и составляют почти 5 млрд. т. Они разведаны в Мурманской области и в Красноярском крае, Кемеровской области и Республике Тыва.



Рисунок 1.21 - Распределение запасов нефелиновых руд по субъектам Российской Федерации, млн. т [9]

Таблица 1.25 - Основные месторождения нефелиновых руд в РФ [9]

Недропользователь, месторождение	Геолого-промышленный тип	Запасы, млн. т		Доля в балансовых запасах РФ, %	Содержание Al_2O_3 , %	Добыча в 2015 г., млн. т
		A+B+C ₁	C ₂			
АО «Апатит», ЗАО «Северо-Западная Фосфорная Компания»						
Хибинская группа месторождений (Мурманская область)	Апатит-нефелиновые руды	3379,3	446,1	77	12,77	28,55
ОАО «РУСАЛ Ачинский глиноземный комбинат»						
Кия-Шалтырское (Кемеровская область)	Уртиты	59,4	0	1,2	27,78	2,85
Нераспределенный фонд						
Горячегорское (Красноярский край)	Тералитосиениты	445,9	292,1	14,8	22,45	
Баянкольское (Республика Тыва)	Уртиты	304,7	41,4	7	26,52	

Государственным балансом запасов РФ учитывается 17 месторождений нефелиновых руд, из них четыре - только с забалансовыми запасами.

Имея крупную алюминиевую промышленность, Россия обеспечивает ее отечественным сырьем только на одну треть.

Россия обладает крупной сырьевой базой низкокачественного алюминиевого сырья - бокситов, нефелиновых руд, лейцитов, анортозитов, руд, содержащих минералы группы силлиманита, каолиновых глин. Внедрение в промышленное производство новых современных технологий переработки такого сырья позволит полнее удовлетворять нужды российской алюминиевой промышленности.

1.2 Обогащение руд

1.2.1 Медные руды

1.2.1.1 Минеральный состав и технологические особенности руд

Медь - металл, встречающийся в природе в самородном виде, но наибольшее промышленное значение имеют халькопирит, борнит и халькозин (таблица 1.1).

Таблица 1.1 – Основные и практически важные минералы меди

Название минерала	Химическая формула	Содержание, %	Твердость	Удельный вес, т/м ³
Халькопирит (медный колчедан)	$CuFeS_2$	34,57	3-4	4,1-4,3
Борнит (пестрая медная руда)	Cu_5FeS_4	63,3	3	4,9-5,0
Халькозин (медный блеск)	Cu_2S	79,9	2-3	5,5-5,8
Ковеллин (медное индиго)	CuS	66,5	1,5-2,0	4,59-4,67
Тетраэдрит (блеклая медная руда)	$Cu_{12}Sb_4S_{13}$	22-53	3,0-4,0	4,4-5,4
Теннантит (блеклая медная руда)	$Cu_{12}Sb_4S_{13}$	22-53	3,0-4,0	4,4-5,4

К промышленным относят руды, содержащие более 0,3-0,4 % меди, которая не менее чем на 85-90 % представлена сульфидными минералами.

Для характеристики содержания меди в рудах принята следующая классификация: руды среднего качества - от 1 до 2 % Си; руды бедные - от 0,7 до 1 % Си; руды весьма бедные - менее 0,7 % Си.

Медные руды разделяют на сульфидные, оксидные и смешанные. В первичных рудах большинства промышленных месторождений медь присутствует в сульфидной форме. В зоне окисления она представлена карбонатами, силикатами, сульфатами, оксидами и др. соединениями.

В медных рудах часто присутствуют минералы Fe, Mo, W, Pb, Co, As. В значительных количествах есть Au и Ag, а также V. Месторождения меди разделяют на 9 геолого-промышленных типов (медно-никелевые, железо-никелевые в габброидах, карбонатитовые, скарновые, медно-порфиновые, кварцево-сульфидные, самородной меди, медистых песчаников и сланцев), входящих в 6 генетических групп (I. Магматическая; II. Карбонатитовая; III. Скарновая; IV. Гидротермальная; V. Колчеданная; VI. Стратиформная). В перспективе как самостоятельный геолого-промышленный тип могут оформиться месторождения медьсодержащих морских железо-марганцевых конкреций и мулов, а также ураново-золото-медные месторождения. Медь присутствует в комплексных рудах Ni, Co, Pb, Sn, W, Bi, Au. Главные добывающие страны в конце XX - начале XXI века - Чили, США, Канада, Замбия, Конго (Браззавиль), Конго (Киншаса), Перу.

1.2.1.2 Схемы и режимы обогащения

Флотация является основным методом обогащения сульфидных медных руд. Другие методы обогащения играют подчиненную роль. Они применяются главным образом для извлечения спутников (благородных металлов, олова и др.) и повышения комплексности использования сырья или в процессах предварительной концентрации руд, с целью снижения себестоимости их переработки.

При флотационном обогащении сульфидных медных руд решаются задачи эффективного отделения сульфидных минералов от породы, разделения сульфидов меди и железа, повышения комплексности использования сырья за счет доизвлечения благородных металлов и других ценных компонентов в отдельные продукты или концентраты.

Решение этих задач осложняется присутствием в некоторых рудах первичных шламов и растворимых солей, легкофлотируемых минералов вмещающих пород (слюд, хлорито-серицитовых, углистых или оталькованных сланцев, графита и др.), активацией сульфидов железа соединениями меди в результате окисления сульфидных (особенно вторичных) медных минералов и депрессией сульфидов меди продуктами окисления сульфидных минералов железа, переизмельчением особенно вторичных сульфидов и окисленных минералов меди при подготовке к флотации руд с неблагоприятными структурными и текстурными особенностями.

Медьсодержащий минерал руды существенно влияет на содержание меди в концентрате. Если основным медьсодержащим минералом в руде является, например, халькопирит, то концентрат не может содержать больше чем 34,5% Си (вероятнее всего не будет содержать и 30 %Cu). Если же медь присутствует в виде самородного металла, то содержание меди в концентрате может достигнуть и 100 %. Если медь представлена борнитом и ковеллином, то теоретически можно ожидать концентраты с содержанием 60-70% и более меди. Однако при обогащении сульфидных руд обычно не стараются получать концентраты богаче 35-40%, за исключением особых случаев (необходимости очистить концентрат от вредного компонента, необходимости дальних перевозок и пр.).

Реагентные режимы и схемы флотационного обогащения сульфидных медных руд, обеспечивающие получение кондиционных концентратов, зависят от их вещественного состава и определяются в первую очередь соотношением минеральных форм меди и железа, содержанием пирита и степенью его активации, степенью окисленности сульфидов меди, составом породы и наличием легкофлотируемых минералов, количеством растворимых солей и шламов и других факторов, определяющих

поверхностные свойства и флотуемость разделяемых при селективной флотации минералов.

Скарновое медно-магнетитовое месторождение Быстринское осваивает ООО «ГРК "Быстринское"» (входит в ПАО «ГМК "Норильский никель"»). В 2015 г. компания продолжала вскрышные работы, в ходе которых добыто и складировано 467 тыс. т окисленных руд, содержащих 2,2 тыс. т меди. Велось также строительство объектов инфраструктуры будущего горно-обогатительного предприятия, запуск которого намечен на конец 2017 г., а выход на проектную мощность (10 млн. т) - на конец 2020 г. Добыча будет вестись открытым способом на четырех карьерах. Переработка первичных руд планируется на строящейся обогатительной фабрике по гравитационно-флотационно-магнитной схеме с получением медного и магнетитового концентратов. Годовая проектная мощность предприятия - 67 тыс. т меди в концентрате и 2,9 млн. т магнетитового концентрата; кроме того, из руд будет извлекаться золото (252 тыс. тр. унций в концентрате в год).

Проект строительства горно-обогатительного комбината мощностью 28 млн. т руды в год на базе Томинского медно-порфирового месторождения в Челябинской области, вызвавший резонанс среди местного населения в связи с потенциальной угрозой окружающей среде, включен в утвержденную «Стратегию развития цветной металлургии России на 2014-2020 гг. и на перспективу до 2030 г.». Недропользователь месторождения — АО «Томинский ГОК», принадлежащее ЗАО «Русская медная компания», планирует ежегодно получать на новом предприятии около 500 тыс. т медного концентрата.

В 2015 г. на восьми комплексных месторождениях добывались медьсодержащие руды, медь из которых была полностью потеряна при обогащении и металлургическом переделе.

Более половины российской меди в 2015 г. добыли предприятия вертикально-интегрированного холдинга ПАО «ГМК "Норильский никель"». Компания перерабатывает добываемые руды на своих обогатительных фабриках с получением медного и коллективного медно-никелевого концентратов, которые далее поступают на металлургические предприятия по выпуску рафинированных металлов в г. Норильск и Мончегорск. Богатые руды месторождений Норильского рудного района частично поступают в плавку без обогащения.

Переработку руд на предприятиях вертикально-интегрированного холдинга ОАО «УГМК», обеспечивших в 2015 г. более трети добычи меди (316,5 тыс. т), ведут на

собственных обогатительных фабриках, а полученные концентраты поступают на плавильные заводы компании.

Переработку руд месторождений ЗАО «РМК» ведут традиционным флотационным методом на обогатительных фабриках с получением медных концентратов, которые направляются на плавильный завод «Карабашмедь», а далее на рафинировочное предприятие ЗАО «Кыштымский медеэлектролитный завод», конечным продуктом которого является катодная медь и медная катанка.

В 2015 г. на российских обогатительных фабриках выпущено около 710 тыс. т меди в концентратах; часть богатых руд не обогащалась.

1.2.2 Медно-цинковые руды

1.2.2.1 Минеральный состав и технологические особенности руд

Среди цинковых минералов промышленное значение имеет практически один сфалерит (таблица 1.2).

Таблица 1.2 – Основные и наиболее важные минералы цинка

Минерал	Формула	Содержание Zn, %	Плотность, т/м ³	Твердость
Сфалерит	ZnS	67	3,5—4,2	3,4
Цинкит	ZnO	80,3	5,66	4
Виллемит	Zn ₂ ·SiO ₄	59,1	3,89—4,18	5-6
Смитсонит	ZnCO ₃	52	4,1-4,5	5
Гидроцинкит	ZnCO ₃ ·2Zn(OH) ₂	60	3,6—3,8	2—2,5
Каламин	Zn ₂ ·SiO ₄ ·H ₂ O	53,7	3,4—3,5	4,5—5
Франклинит	(Zn ₃ ·Mn)Fe ₂ O ₄	17—25(ZnO)	5,07—5,22	5,3
Ганит	ZnAl ₂ O ₄	35,6	4,0—4,6	7,5—8,0

Ресурсы цинковой горнорудной промышленности в России сосредоточены в медно-колчеданных месторождениях.

Медно-цинковые руды могут содержать в различных (обычно небольших) количествах примеси галенита, арсенопирита, стибнита, касситерита и некоторых других минералов цветных металлов. В них довольно часто содержатся благородные металлы (золото, серебро) и редкие элементы (кадмий, германий, индий и др.). Многочисленными исследованиями установлена изоморфная взаимосвязь значительной части благородных металлов, редких и рассеянных элементов с пиритом.

По своему вещественному составу медно-цинковые руды, например, месторождений Урала, можно разделить на четыре подгруппы: сплошные колчеданные, вкрапленные сульфидные (до 50 % сульфидов), брекчиевидные и смешанные. Четких границ между отдельными подгруппами даже в одном и том же месторождении не наблюдается. В первую очередь это относится к Сибайскому месторождению, где отмечается частая перемежаемость всех подгрупп, и месторождению имени III Интернационала, представленному смесью сплошных колчеданных и вкрапленных руд. Непостоянство вещественного состава характерно также для руд Учалинского и Гайского месторождений. Значительные колебания вещественного состава руд по содержанию основных металлов, сульфидов и вторичных минералов меди создают при отсутствии усреднительных и шихтовальных складов и систем автоматизации значительные трудности при регулировании технологического процесса и управлении им на обогатительных фабриках.

Отмеченные особенности вещественного состава являются причиной недостаточно высоких показателей обогащения некоторых медно-цинковых руд и преодолеваются разработкой развитых технологических схем с использованием эффективных реагентных режимов селективной флотации, учитывающих особенности флотационных свойств разделяемых минералов.

Почти три четверти российской добычи цинка обеспечивает ОАО «Уральская горно-металлургическая компания» (УГМК) в лице двух своих дочерних предприятий: ОАО «Учалинский ГОК» (63 % добычи страны) и ОАО «Гайский ГОК» (почти 10 %). Еще около 10 % добыло ОАО «Александринская горнорудная компания», разрабатывающее Александринское месторождение в Челябинской области, и более 7,5 % – ЗАО «Ормет» на Джусинском месторождении в Оренбургской области; обе компании входят в состав ЗАО «Русская медная компания». На долю компании ОАО «ГМК «Дальполиметалл»», разрабатывающей полиметаллические месторождения Приморского края, приходится около 9 % добычи.

1.2.2.2 Схемы и режимы обогащения

Сплошные (массивные) руды, содержащие более 70 % сульфидов, являются более труднообогатимыми по сравнению с вкрапленными рудами, содержание сульфидов в которых менее 50 %.

Особенности обогащения медно-цинковых руд обусловлены:

1. сложным и очень тесным взаимопрорастанием части сульфидов, что требует тонкого измельчения (до 0.04 мм). Однако при существующей технике измельчения половина потерь меди и цинка в хвостах и разноименных концентратах приходится на сродки, тогда как другая половина обусловлена переизмельчением.

2. близостью флотационных свойств сульфидов меди и активированных ионами меди Cu^{2+} сульфидов цинка за счет адсорбции на поверхности медьсодержащих соединений собирателя. Разрушение и предотвращение образования таких соединений на сульфидах цинка (в условия селективной флотации) требует тонкой регулировки соотношения концентраций реагентов в пульпе.

3. различной флотуемостью сульфидов меди и цинка; причина различия - в природе их поверхности, способности к окислению и т. д.

4. непостоянством вещественного состава руд.

Для селективной флотации медно-цинковых руд используют различные сульфгидрильные собиратели и сочетания цианида, сернистого натрия, сульфоксидных соединений, ферроцианида и железного купороса. Подготовка поверхности сфалерита к флотации заключается в сложной регулировке процессов его активации солями тяжелых металлов и дезактивации реагентами-модификаторами. Низкая флотуемость неактивированных сульфидов цинка – отсутствие диксантогената в адсорбционном слое собирателя; активация (например, солями меди) поверхности сфалерита, приводит к химической адсорбции ксантогената и физической адсорбции диксантогената на поверхности, что обеспечивает хорошую флотацию данных минералов. Необходимая концентрация ионов ксантогената при флотации активированного сфалерита зависит от изоморфной примеси железа в кристаллической решетке минерала. Для активации флотации сульфидов цинка наиболее распространен медный купорос. Условие активации при этом задается уравнением:

$$\lg[\text{Cu}^{2+}] = +0.7 - 2\text{pH}$$

В качестве пенообразователей применяются метилизобутилкарбинол и реже доуфрос, а так же Т-66, ИМ-68 и тяжелые масла.

При обогащении первичных вкрапленных и сплошных колчеданных руд с невысоким содержанием вторичных сульфидов меди используют схему прямой селективной флотации с последовательным выделением медного, цинкового и пиритного концентратов. При высоком содержании вторичных сульфидов меди в руде, что

характерно для большинства месторождений Урала, используют схемы коллективно-селективной флотации.

Распространено использование схемы с предварительной селективной флотацией сульфидов меди и последующей коллективной флотацией сульфидов цинка и железа.

Технологии обогащения медно-цинковых руд имеют характерные особенности - многостадийность измельчения и флотации, дофлотация в отдельном цикле разновидностей сульфидов меди, теряемых в хвостах перемеловки медного концентрата, применение технологии раздельного обогащения песков и шламов, переработки промпродуктов в отдельном цикле, низкая комплексность использования сырья.

Улучшение качества концентратов путем увеличения числа перемеловок имеет ряд существенных недостатков: 1. снижается степень концентрации металлов; 2. увеличивается фронт флотации и энергоёмкость процесса; 3. увеличивается (до 500 %) циркуляция промежуточных продуктов.

1.2.3 Свинцовые полиметаллические руды

1.2.3.1 Минеральный состав и технологические особенности руд

Полиметаллическими называют комплексные свинцово-цинковые руды, в которых, помимо свинца и цинка, промышленную ценность могут также представлять медь, кадмий, серебро, золото и другие металлы, в том числе они служат также источником получения ряда редких и рассеянных элементов. На долю главных минералов свинца (галенита) и цинка (сфалерита) приходится свыше 90 и 95 % запасов и добычи соответственно. Основными минералами свинца и цинка являются сульфиды, сульфосоли и карбонаты (таблица 1.3).

Таблица 1.3 - Основные и наиболее важные минералы свинца

Минерал	Формула	Содержание Pb, %	Плотность, т/м ³	Твердость
Галенит	PbS	86,6	7,4—7,6	2—3
Буланжерит	5PbS·2Sb ₂ S ₃	55,4	7,2—7,3	2,5-3
Джемсонит	4PbS·FeS·Sb ₂ O ₃	40—50	5,5—6,0	2—3
Бурнонит	2PbS·CuS ₂ S·Sb ₂ S ₃	42,6	5,7—5,9	2—3
Церуссит	PbCO ₃	77,6	6,4—6,6	3—3,5
Англезит	PbSO ₄	68,3	6,1—6,4	2,5—3
Пироморфит	PbCl(PbO ₄) ₃	75,79	6,7-7,1	3,5—4
Крокоит	PbCrO ₄	64,6	6,0	2,5-3
Вульфенит	PbMo ₄	55,8	6,3—6,0	3

Миметизит	$Pb_3(AsO_4)_3Cl$	69,5	7,2—7,3	3,5
Ванадинит	$Pb(VO)Cl$	72,7	6,7—7,1	3,0
Плюмбоярозит	$PbFe_6(SO_4)_4(OH)_{12}$	18,3	3,7—3,9	3,0

По содержанию основных компонентов свинцово-цинковые руды подразделяются следующим образом: богатые с содержанием свинца выше 4 % или с суммарным содержанием свинца и цинка выше 7 %; среднего качества (рядовые), содержащие от 2 до 4 % свинца или суммарно свинца и цинка от 4 до 7 %; бедные с содержанием свинца 1,2-2 % или суммарно свинца и цинка 2-4 %. Промышленностью иногда используются руды и с более низким содержанием свинца и цинка, если целесообразность их переработки обоснована.

По степени окисления руды полиметаллических месторождений подразделяются на три типа: сульфидный, смешанный и окисленный. Критерием для отнесения руд к тому или иному типу служит содержание свинца и цинка в оксидной форме (таблица 1.4).

Таблица 1.4 - Типы свинцово-цинковых руд

Тип руд	Содержание оксидов, %	
	свинца	цинка
Сульфидный	<15	<10
Смешанный	16-50	11-50
Окисленный	>50	>50

Все свинцово-цинковые руды являются комплексными и содержат значительное количество попутных компонентов, которые повышают ценность руд. Благородные металлы находятся в рудах в различной форме: золото в основном связано с халькопиритом и пиритом, но встречается и в свободном состоянии; серебро содержится в галените, а также присутствует в виде сульфосолей серебра и теллуридов; кадмий концентрируется преимущественно в сфалерите в виде тончайшей механической или изоморфной примеси; висмут самородный или в составе сульфосолей тесно ассоциирует с галенитом; сурьма связана с сульфосолями свинца; ртуть присутствует в виде киновари; индий, таллий и галлий содержатся в сфалерите, галените, халькопирите, пирите и других сульфидах; селен и теллур присутствуют в качестве примеси в сульфидных минералах, а теллур - иногда и в виде самостоятельных минералов; германий, как правило, рассеян в силикатах, но в ряде случаев связан со сфалеритом и сульфидами меди.

Богатые месторождения окисленных свинцовых руд, дававшие в прошлом основную добычу свинца, в настоящее время почти полностью отработаны, а находка новых крупных залежей таких руд маловероятна.

Свинцово-цинковые руды России сосредоточены главным образом в месторождениях колчеданно- и стратиформного типов, значительно меньше - в зернистых, скарновых и жильных. Многочисленные палеозойские полиметаллические месторождения Рудного Алтая принадлежат к колчеданному типу (Корбалихинское, Степное, Среднее, Золотушинское и др.). Свинцово-цинково-медное оруденение этих месторождений приурочено в основном к среднедевонским метаморфическим вулканогенно-осадочным породам. Руды содержат цинка больше, чем свинца, а свинца больше, чем меди. Палеозойские колчеданные полиметаллические месторождения есть в Северном Забайкалье (Озерное, Холоднинское). Небольшие колчеданные месторождения есть в Алтай-Саянской складчатой области (Салаирская и Урская группы месторождений, Кызыл-Таштигское). К стратиформным залежам относят Горевские метасоматические (Енисейский кряж, $Pb: Zn = 1:0,2$). К этому же типу относятся месторождения Сардана на р. Алдан, залегающие в доломитах верхнего венда ($Pb: Zn = 1:4$). К зернистым относят месторождения нижнего кембрия в карбонатных породах Восточного Забайкалья (Благодатские и др.). Месторождения скарнового типа известны в Сихотэ-Алиньской складчатой области и в Южном Приморье. Мезозойскими являются жильные полиметаллические месторождения на Северном Кавказе (Садонское, Згидское, Архонское, Эльбрусское и др.), в Восточном Забайкалье (Нерчинская группа). Жильные месторождения послемезозойского возраста обнаружены близ Верхоянска, в Яно-Чукотском районе и на полуострове Камчатка. Большинство свинцово-цинковых месторождений характеризуются комплексным составом руд: наряду со свинцом и цинком содержат медь, олово, благородные металлы, редкие металлы и элементы, а также серный колчедан, иногда барит и флюорит. По содержанию цинка и свинца руды России уступают зарубежным (кроме Горевского месторождения, где содержание цинка 6 %). Содержание свинца и цинка в рудах России соответственно 1-1,3 и 3,9-4,7%, тогда как в рудах Австралии, США, Бразилии содержание свинца в рудах 5-7,8%, Канады - 3,6 - 4,5%, а содержание цинка от 3,6 до 15,3%.

Полиметаллические сульфидные месторождения делят на две большие группы: месторождения в карбонатных (известняках или доломитах) породах и месторождения в силикатных породах.

Группа полиметаллических месторождений, залегающих в карбонатных породах, имея гидротермально-метасоматическое происхождение, по форме, условиям залегания и составу руд может быть разделена на три типа: пластово-вкрапленные, неправильные залежи обычно массивных руд, контактовые (скарновые).

Месторождения в силикатных породах также гидротермального происхождения делятся на три типа: жильные, линзообразные залежи массивных и вкрапленных руд и колчеданные.

1.2.3.2 Схемы и режимы обогащения

Добыча полиметаллических руд ведётся открытым и подземным способами. На долю открытого способа приходится около 1/4 общей добычи руды.

Добыча руд ведется в 48 странах; ведущие производители – Австралия (16 % мировой добычи), Китай (16 %), США (15 %), Перу (9 %) и Канада (8 %), в значительных объемах добыча ведется также в Казахстане, России, Мексике, Швеции, ЮАР и Марокко. Практически во всех случаях для обогащения руд используют флотационный метод, значительно реже — метод гравитации в комбинации с флотацией. В ряде случаев оказывается возможным предварительное обогащение в тяжелых суспензиях, позволяющее вывести на ранних стадиях из технологического процесса 20-50 % вмещающих пород с отвальным содержанием в них извлекаемых металлов и компонентов.

В результате флотации стремятся получить кондиционные медный, цинковый, свинцовый и, при наличии в руде барита, баритовые концентраты с максимальным извлечением в них одноименных компонентов.

Решение задач обогащения свинцовых полиметаллических руд затрудняется характерными особенностями их вещественного состава: широким диапазоном колебаний содержания полезных компонентов в рудах; неравномерной и тонкой вкрапленностью сульфидных минералов; наличием различных минералов с различными флотационными свойствами и различной восприимчивостью руд к окислению; наличием в них в ряде случаев довольно большого количества глины и первичных шламов.

Трудности обогащения, обусловленные широкими колебаниями качества и сортности руд, преодолеваются на фабриках: или переработкой каждого типа руды на отдельной секции по своей схеме или, наоборот, тщательным их перемешиванием и усреднением в бункерах. Коллективные концентраты или другие продукты обогащения перемешиваются и усредняются в промежуточных сгустителях.

Трудности раскрытия сульфидных минералов, в свою очередь, преодолеваются применением стадияльных коллективно-селективных схем. Свинцовые полиметаллические руды характеризуются, как правило, агрегатной вкрапленностью сульфидов. Для освобождения агрегатов сросшихся сульфидов из сростков с пустой породой обычно достаточно измельчения руды до 45-55 % класса -0,074 мм, тогда как для

раскрытия сульфидов из агрегатов необходимо тонкое измельчение до 90-100 % класса - 0,074 мм. Стадиальные коллективно-селективные схемы являются более эффективными, чем простые схемы обогащения, из-за лучшей селекции минералов, более низкой стоимости измельчения руды и расхода реагентов, а также меньшего фронта флотации.

Разнообразие составляющих руды минералов, различная чувствительность их к окислению, неодинаковая флотируемость одних и тех же минералов, в различной степени окисленных или активированных, являются причиной сложности используемых технологических и реагентных режимов флотации. В них используются, например, стадиальная флотация с выделением «медной головки», дофлотацией сульфидов цинка из хвостов коллективной флотации, режимы «горячей» флотации на фабрике, обезжелезивания и обезжелезнения цинковых концентратов, обесцинкования свинцовых концентратов, обессвинцевание цинковых концентратов с применением широкого круга реагентов.

Компания с китайским капиталом ООО «Байкалруд» продолжила промышленную разработку месторождения Нойон-Тологой в Забайкальском крае. В 2015 г. обогатительная фабрика предприятия с плановой производительностью 600 тыс. т руды в год находилась в стадии пуско-наладочных работ и переработала 268,6 тыс. т сырья; продукцией предприятия являлись свинцовый и цинковый концентраты. К 2018 г. компания планирует нарастить производительность по руде до 850 тыс. т в год.

Входящее в холдинг УГМК АО «Уралэлектромедь» разрабатывает Степное полиметаллическое месторождение в Алтайском крае, а также ведет подготовку к отработке расположенного вблизи Таловского полиметаллического месторождения, проект освоения которого дорабатывается. На объекте уже начато строительство инфраструктуры горнодобывающего предприятия, добытое сырье будет перерабатываться на Рубцовской ОФ.

ООО «ГеоПроМайнинг Верхне Менкече» подготавливает к эксплуатации серебро-полиметаллическое месторождение Верхне-Менкече в Республике Саха (Якутия). Месторождение будет разрабатываться подземным рудником, который планируется ввести в эксплуатацию в 2017 г. В 2016 г. компания начала проходку подземных выработок. По результатам технологических испытаний выбрана схема обогащения руд, позволяющая получать свинцовые концентраты с высокими содержаниями (3-4 кг/т) серебра.

Корпорация «Металлы Восточной Сибири», управляющая горнорудными активами ОАО «ИФК "Метрополь"», ведет освоение крупного Озерного месторождения в Республике Бурятия. Ранее были завершены вскрышные работы и строительство карьера

мощностью 8 млн. т руды в год. Планируется строительство собственной обогатительной фабрики той же мощности. Начало разработки месторождения намечено на 2019 г.

АО «Первая горнорудная компания» завершило разведочные работы на Павловском месторождении в Архангельской области и предоставило на экспертизу ТЭО постоянных разведочных кондиций для условий его открытой разработки и геологический отчет с подсчетом запасов; ГРР продлится до 2018 г. В результате проведенного комплекса технологических испытаний на Павловском месторождении в Архангельской области АО «Первая горнорудная компания» разработана технологическая схема переработки свинцово-цинковых руд месторождения с получением товарных свинцового и цинкового концентратов и попутным извлечением серебра.

ООО «Восточно-Сибирская компания» разведывает крупное свинцово-цинковое месторождение Сардана в Республике Саха (Якутия). Проведенные в 2012–2015 гг. работы в целом подтверждают высокое качество свинцово-цинковых руд и сильную изменчивость морфологии рудных залежей. Содержания металлов в рудных интервалах (по керновому опробованию) составляют: свинца - 0,29-14,2 %, цинка- 1,76–13 %.

Руды, добываемые Компанией АО «ГМК "Дальполиметалл"» (на пяти разрабатываемых и одном подготавливаемом месторождении в Приморском крае добыла суммарно 12,3 тыс. т свинца; большая часть получена на рудниках Николаевского и Партизанского месторождений - 5,3 и 2,4 тыс. т соответственно), Компанией ОАО «Сибирь-Полиметаллы» (в 2015 г. в Алтайском крае добыла 7,1 тыс. т свинца на Корбалихинском месторождении, преумножив показатель прошлого года почти в 6,5 раз, и 1,6 тыс. т - на Зареченском), компаниями АО «Уралэлектромедь» (на Степном месторождении в Алтайском крае в 2015 г. добыто 9,8 тыс. т свинца) ООО «Лусин» (на Кызыл-Таштыгском месторождении в Республике Тыва добыто 8,7 тыс. т свинца), ООО «Байкалруд» и АО «Серебро Магадана» (на месторождениях Нойон-Тологой в Забайкальском крае и Гольцовом в Магаданской области добыто по 5 тыс. т свинца), перерабатывают на собственных обогатительных фабриках. Свинец извлекается в свинцовый, реже в медно-свинцовый концентрат; часть металла переходит в цинковый концентрат.

В 2015 г. в России производство свинцовых концентратов сократилось на 11,5 % - до 283,75 тыс. т, заключающих 156,2 тыс. т свинца. Свинцовый концентрат выпускался на семи обогатительных фабриках, перерабатывающих руды 12 месторождений.

Ведущим продуцентом оставалась фабрика дочернего предприятия ОАО «Горевский ГОК» - ООО «Новоангарский обогатительный комбинат» в Красноярском крае. На ней перерабатываются руды Горевского месторождения с получением

свинцового и в меньшем количестве - цинкового концентратов. В 2015 г. здесь произведено более 63 % отечественного свинцового концентрата - 180 тыс. т с содержанием свинца 61,9 %. Извлечение металла составило 90,2 % для свинцовых руд и 82,9 % - для свинцово-цинковых, из последних также вырабатывался цинковый концентрат, в который перешло около 2 % свинца.

Более качественный концентрат выпускался на Центральной обогатительной фабрике АО «ГМК "Дальполиметалл"» в Приморском крае, перерабатывающей руды месторождений Дальнегорского рудного района (Верхний рудник, Николаевское и др.). В 2015 г. здесь получено 17,54 тыс. т свинцового концентрата с содержанием 64,93 % Pb.

Введенная в эксплуатацию обогатительная фабрика ООО «Лунсин», перерабатывающая руды Кызыл-Таштыгского месторождения в Алтайском крае, выпустила 2,6 тыс. т свинцового концентрата с содержанием 42,3 % Pb; основной продукцией предприятия является цинковый концентрат.

Остальными обогатительными предприятиями компаний ОАО «Ново-Широкинский рудник», ООО «Байкалуд» и дочерними предприятиями УГМК в 2015 г. суммарно выпущено 83,61 тыс. т свинцового концентрата со средним содержанием 38,7 % свинца.

В процессе обогащения руд ряда медных, медно-цинковых и золото-серебряных месторождений, в которых свинец содержится в низких концентрациях, металл в самостоятельный продукт не извлекается.

Свинцовые концентраты, получаемые на российских обогатительных фабриках, из-за отсутствия в стране перерабатывающих их металлургических предприятий поставляются за рубеж; в некотором количестве экспортируются и руды. В 2015 г. российский экспорт руд и концентратов свинца уменьшился почти на четверть относительно предыдущего года и составил 284 тыс. т. Большая часть сырья была традиционно направлена в Китай (199,7 тыс. т), в последние годы несколько сокративший поставки из России; около 20 и 5 % сырья соответственно направлено в Казахстан (54,9 тыс. т) и Республику Корея (15,6 тыс. т). Вместе с тем, в 2015 г. Россия импортировала 1,3 тыс. т свинцовых руд и концентратов из Австралии.

В 2015 г. на российских предприятиях произведено 498,6 тыс. т собственно цинковых концентратов с содержанием металла от 31 до 52 %, суммарно заключающих более 246,1 тыс. т цинка. Обогащение цинксодержащих руд с выпуском цинковых концентратов велось на 15 фабриках самих горнодобывающих компаний или их дочерних предприятий, в том числе на находящейся на стадии пусконаладочных работ обогатительной фабрике ООО «Байкалруд».

Корпорация «Металлы Восточной Сибири» подписывала рамочное соглашение по освоению Озерного месторождения с китайскими инженерно-строительной компанией NFC и корпорацией CDB. Согласно календарному плану, начало разработки месторождения намечено на 2019 г.; к 2020 г. мощность рудника должна удвоиться до 8 млн. т руды в год. Планируется строительство собственной обогатительной фабрики соответствующей мощности, товарной продукцией которой станут цинковый и свинцовый концентраты.

В этом же регионе ООО «Назаровское», также подконтрольное корпорации «Металлы Восточной Сибири», ведет подготовительные работы на золото-сульфидно-цинковом Назаровском месторождении. Месторождение будет обрабатываться открытым способом, продуктами переработки его руд станут цинковый и медный концентраты и золотосеребряный сплав Доре.

Ведущим предприятием по производству цинкового концентрата остается Учалинская фабрика компании АО «Учалинский ГОК», перерабатывающая медноколчеданные руды ряда уральских месторождений, среди которых Учалинское в Республике Башкортостан, Узельгинское, Талганское и некоторые другие месторождения Челябинской области. В 2015 г. на предприятии выпущено 172,7 тыс. т цинкового концентрата, заключающего 86,1 тыс. т цинка.

На других выпускающих цинковый концентрат предприятиях, подконтрольных холдингу УГМК, суммарно получено 82,5 тыс. т данного концентрата, содержащего 40,4 тыс. т цинка, в том числе на Рубцовской ОФ в Алтайском крае - 49,7 тыс. т цинкового концентрата, заключающего 24,9 тыс. т цинка.

Введенная в эксплуатацию обогатительная фабрика ООО «Лунсин», перерабатывающая руды Кызыл-Таштыгского месторождения в Алтайском крае, выпустила 120 тыс. т цинкового концентрата, содержащего 60 тыс. т цинка.

Остальные концентраты произведены на фабрике ООО «Новоангарский обогатительный комбинат» (дочернего предприятия ОАО «Горевский ГОК») в Красноярском крае (44 тыс. т в 2015 г.), на Центральной обогатительной фабрике АО «ГМК "Дальполиметалл"» в Приморском крае (33,4 тыс. т), на предприятиях ЗАО «РМК» (Александринской ОФ в Челябинской и фабрике ЗАО «Ормет» в Оренбургской областях) (26 тыс. т), на фабрике ОАО «Ново-Широкинский рудник» в Забайкальском крае (7,5 тыс. т) и только начинающей производственную деятельность обогатительной фабрике Нойон-Тологойского рудника компании ООО «Байкалруд» в Забайкальском крае (12,5 тыс. т).

Импорт цинковых руд и концентратов цинка в 2015 г. составил 212,2 тыс. т, что оказалось в 1,5 раза больше показателя 2014 г. Главным поставщиком по-прежнему

выступил Казахстан, доставивший в Россию 191,7 тыс. т цинковых руд и концентратов, в том числе добытых горно-добывающим предприятием (разрабатывающим месторождение Акжал в Казахстане), принадлежащим ПАО «Челябинский цинковый завод»; поставки также осуществлялись из Таджикистана (14,4 тыс. т), Турции (5,7 тыс. т) и Марокко (0,4 тыс. т). Импортное сырье поступает на переработку на Челябинский цинковый завод и завод «Электроцинк» в г. Владикавказ.

Несмотря на дефицит сырья для собственных мощностей, часть руд и концентратов цинка поставляется из России на внешние рынки. В 2015 г. экспорт цинковых руд и концентратов увеличился в 1,6 раза и составил 112,2 тыс. т; поставки в равных долях (по 56,1 тыс. т) были осуществлены в Казахстан и Китай. Ведущими продавцами выступают АО «ГМК "Дальполиметалл"», ОАО «Сибирь-Полиметаллы» и Новоангарский обогатительный комбинат (ОАО «Горевский ГОК»), имеющие удаленные от российских металлургических центров активы.

1.2.4 Медно-никелевые кобальт содержащие руды

1.2.4.1 Минеральный состав и технологические особенности руд

Известно более 40 никелевых и около 30 кобальтовых минералов. До 10 минералов никеля являются водными силикатами. В более чем 100 минералах никель и кобальт содержатся как изоморфная примесь или находятся в адсорбированной форме.

Важнейшими промышленными минералами никеля и кобальта являются: пентландит $(\text{Fe, Ni})_9\text{S}_8$ (22–42 % Ni, 1–3 % Co), никелистый пирротин FeS (0,4–0,7 % Ni), миллерит NiS (61–64 % Ni, 0,1–0,5 Co), линнеит Co_3S_4 (40–53 % Co), кобальтпирит $(\text{Fe, Co})\text{S}_2$ (0,05–3 % Co).

Более 99 % разведанных и эксплуатируемых мировых запасов никелевых руд представлены месторождениями двух геолого-промышленных типов: сульфидного медно-никелевого и силикатного железоникелевого (железо-кобальто-никелевого). Доли этих двух геолого-промышленных типов месторождений в мировых подтвержденных запасах составляют 33,4 и 65,9% соответственно. На долю месторождений еще четырех типов (арсенидного и сульфо-арсенидного никелево-кобальтового; ильменито-магнетитового никеленосного; колчеданного никеленосного; жильного) приходится лишь около 0,7% мировых запасов никеля. Месторождения сульфидных медно-никелевых руд выявлены в России, Австралии, Канаде, Китае, ЮАР.

Силикатные никелевые месторождения выявлены в России, но имеют подчиненное значение. Содержание никеля в них ниже, чем в сульфидных рудах, и обычно составляет 0,2–2 %, редко достигает 5 %.

Руды никеля комплексные. В них всегда в том или ином количестве содержится кобальт, который извлекается попутно. В России 89-93 % никеля добывается из сульфидных руд. Запасы никель-кобальтовых руд составляют всего 0,1 % от общероссийских.

В Печенгском, Кольском и Мончегорском рудных районах Мурманской области находится 9 месторождений никеля сульфидного типа, крупнейшим из которых является Ждановское с содержанием никеля в рудах 0,6 %. Месторождение Заполярное содержит богатые руды (около 2 % никеля).

В Норильском рудном районе имеется 3 крупнейших месторождения никеля: Октябрьское, Талнахское и Норильск-1. Первые два являются уникальными как по запасам, так и по качеству руд. Содержание никеля в рудах колеблется от 0,5 до 3 %. Всего в этих месторождениях сосредоточено около 70 % запасов никеля России.

Месторождения силикатных никелевых руд связаны с корой выветривания ультраосновных пород. Содержание никеля в этих рудах около 0,7 %. Попутным извлекаемым компонентом в них является кобальт. Все 16 промышленных месторождений силикатных никелевых руд расположены на Урале, в Свердловской, Челябинской и Оренбургской областях. Среди них самые крупные по запасам: Буруктальское (Оренбургская область) и Серовское (Свердловская область). Последнее дает 800-1000 т руды в год и обеспечивает сырьем Режевский и Уфалейский никелевые заводы.

Арсенидные никелевые руды разведаны в единственном месторождении Хову-Аксы в Республике Тыва. Это месторождение комплексное, содержащее кроме никеля, еще кобальт, медь, серебро, висмут и мышьяк. Месторождение не эксплуатируется, но учтено в Государственном балансе РФ.

1.2.4.2 Схемы и режимы обогащения

Богатые сульфидные медно-никелевые руды с содержанием никеля более 1 % при отношении никеля к меди не менее 1:1 и с пониженным (менее 25 %) содержанием железа направляются непосредственно в плавку. При содержании железа более 25 % и серы более 20 % богатые руды перед плавкой флотировать для разделения на медный и никелевый концентраты и вывода пирротина в отдельный продукт.

Рядовые медно-никелевые руды с содержанием никеля менее 1 % обогащаются; при этом получают коллективный медно-никелевый или селективные никелевый и медный концентраты. Содержащийся в медно-никелевых рудах кобальт в процессе обогащения накапливается в медно-никелевом, медном и никелевом концентратах.

Вредными примесями сульфидных медно-никелевых руд являются цинк, свинец и мышьяк; их предельные содержания устанавливаются техническими условиями.

Силикатные никелевые руды по комплексу рудообразующих минералов разделяются на два технологических типа: железистые (охристые, лептохлоритовые, гематитовые) и магнезиальные (серпентиниты с никелевыми силикатами). Все силикатные руды подвергаются непосредственному металлургическому переделу: железистые - гидрометаллургическим (при содержании магнезия менее 3 %) или пирометаллургическим методами, магнезиальные - только пирометаллургическим. К вредным примесям в силикатных никелевых рудах относят медь и хром, а при плавке на ферроникель - и фосфор. Предельные содержания этих компонентов определяются техническими условиями. Окисленные и смешанные руды обогащаются значительно хуже, чем сульфидные, особенно содержащие медь в силикатной форме. Цинк в оксидной форме в товарные концентраты практически не извлекается.

Окисленные и смешанные руды перерабатываются либо по сложным комбинированным схемам, включающим сульфидизацию окисленных минералов и флотацию получаемого материала, либо гидрометаллургическим способом — путём химического выщелачивания металлов и последующего их осаждения.

В 2015 г. на учет в Государственный баланс поставлены Елкинское и Еланское месторождения сульфидного медно-никелевого промышленного типа в Воронежской области, разведываемые ООО «Медногорский медно-серный комбинат» — дочерней компанией ОАО «УГМК». Недропользователь планирует совместную отработку месторождений подземным способом; переработка руд будет осуществляться на единой обогатительной фабрике мощностью 1,5 млн. т руды в год. Металлургический передел концентрата будет происходить на предприятиях АО «Уралэлектромедь» в Свердловской области с получением рафинированных никеля, меди, кобальта и химически чистых благородных металлов.

В Мурманской области впервые учитываются запасы месторождения Северный Каменник малосульфидных собственно платиноидных руд. Переработка руд предполагается по флотационной схеме на проектируемой обогатительной фабрике совместно с рудами месторождения Федорова Тундра в силу близких технологических показателей. Суммарная годовая производительность предприятия составит 12 млн. т руды, в том числе с месторождения Северный Каменник - 310 тыс. т руды.

В Красноярском крае добываемое сырье перерабатывается на мощностях единого обогатительного комплекса ПАО «ГМК "Норильский никель"» - все промышленные разности руд обогащаются по гравитационно-флотационной схеме на Талнахской и

Норильской ОФ до коллективного концентрата. Кроме того, на последней перерабатывают техногенное сырье. В Мурманской области на Заполярной обогатительной фабрике перерабатывают вкрапленные руды Печенгской группы месторождений по флотационной схеме с получением медно-никелевого концентрата. В 2015 г. суммарное производство никеля в концентрате фабриками холдинга из отечественного сырья составило 203,6 тыс. т.

Возобновила разработку сульфидных руд компания ЗАО «НПК "Геотехнология"» на месторождении Шануч в Камчатском крае в пределах опытно-промышленного участка подземного рудника. Количество никеля в добытой руде составило 4,7 тыс. т, производительность опытно-промышленного участка 88,9 тыс. т руды в год. Сырье было переработано на дробильно-сортировочном комплексе на промплощадке с получением товарного медно-никелевого концентрата.

1.2.5 Руды и россыпи олова

1.2.5.1 Вещественный состав

Всего известно 16 оловосодержащих минералов, представленных окислами, сульфидами, сульфостаннами, силикатами, боратами и танталитами. Промышленное значение имеют касситерит SnO_2 и частично станнин (оловянный колчедан — $\text{Cu}_2\text{S}\cdot\text{FeS}\cdot\text{SnS}_2$).

Оловянный пояс простирается по всему западному побережью Тихого океана от Чукотки до Тасмании. Среди стран этого пояса запасами оловянных руд выделяются Россия (Эсэ-Хайя, Певек, Кавалерово).

Промышленные типы оловорудных месторождений могут быть подразделены на россыпные и коренные. В РФ удельный вес добычи олова из россыпей составляет всего лишь 25—30 %; не менее 70 % олова извлекается из коренных, обычно очень сложных и труднообогатимых тонковкрапленных руд, требующих развитых схем обогащения с применением флотации.

Промышленная ценность оловянной руды зависит от вещественного состава, размеров вкрапленности и содержания касситерита в ней, наличия других ценных компонентов и ряда техноэкономических факторов, определяющих целесообразность разработки того или иного месторождения. При разработке комплексных россыпных месторождений извлечение касситерита возможно при содержании олова 0,01-0,02 %, а комплексных коренных руд 0,05-0,08 % Sn. Для чисто касситеритовых коренных руд содержание олова должно быть не ниже 0,2-0,3 %.

В зависимости от размеров вкрапленности касситерита промышленные оловянные руды подразделяют на три типа: 1. Тонковкрапленные руды, в которых размер вкрапленности касситерита находится в пределах 0,2-0,001 мм и мельче. Извлечение олова из этих руд сопряжено с определенными трудностями, связанными с тонкой вкрапленностью касситерита; 2. Мелковкрапленные руды, в которых размер вкрапленности касситерита или его сростков колеблется от 1 до 0,2-0,1 мм; 3. Средне- и крупновкрапленные руды с преобладающим размером вкрапленности касситерита от 0,1 до 1 мм и выше.

Россыпные месторождения олова экономически наиболее эффективны для промышленного освоения. В России, где на россыпные месторождения приходится всего 12,3 % разведанных запасов, ежегодное производство олова из россыпей составляет 20-22 %. Основные промышленные скопления олова в россыпях разведаны в районах Якутии, Чукотки, Центральной Колымы и Забайкалья. Мелкомасштабные россыпи олова известны в Приморье. В последние годы перспективы промышленной россыпной оловоносности установлены в отдельных районах Хабаровского края, преимущественно по обрамлению Буреинского срединного массива.

В большей части россыпных месторождений олова продуктивные пески средние по качеству (содержание касситерита 0,3-0,6 кг/м³). В наиболее богатых россыпях концентрации касситерита достигают 1,2-2,0 кг/м³.

Основной промышленный минерал оловоносных россыпей – касситерит, в качестве сопутствующих могут быть золото, вольфрамит, шеелит, танталит, колумбит, топаз, флюорит, кварц, хлорит, реже мусковит, гидрослюды железа и др., отражающие состав коренных оловорудных тел.

Россыпные месторождения олова делятся на элювиальные, делювиальные, аллювиальные и прибрежные (морские и озерные).

1.2.5.2 Технология обогащения

Наиболее легко обогащаются чисто касситеритовые руды и значительно труднее комплексные олововольфрамовые, содержащие вольфрамит, шеелит, а также оловолитиевые руды, содержащие сподумен, лепидолит, амблигонит и т. п. Еще труднее обогащаются руды касситеритово-сульфидной формации, особенно руды, содержащие тонковкрапленный касситерит, и комплексные руды, содержащие сульфиды тяжелых цветных металлов и минералы редких металлов.

В отечественной и зарубежной практике обогащения при переработке коренных оловянных руд наиболее широко применяются гравитационные методы обогащения:

обогащение на отсадочных машинах, концентрационных столах, винтовых сепараторах, в тяжелых суспензиях, на автоматических шлюзах. Гравитация дает возможность получать высокое извлечение олова в черновые концентраты (70-90 %) при переработке крупно- и средневкрапленных руд. Извлечение олова из тонковкрапленных руд касситеритово-сульфидной формации при гравитации редко превышает 70 %, хотя при их переработке применяются более сложные и развитые технологические схемы обогащения.

Технологические схемы обогащения различных типов коренных оловянных руд при получении черновых коллективных концентратов принципиально мало отличаются друг от друга.

Концентраты из песков россыпных месторождений, как правило, характеризуются более высоким содержанием олова и меньшим содержанием вредных примесей по сравнению с концентратами из руд коренных месторождений.

На предприятиях по выпуску оловянных концентратов и выплавке олова выработались следующие требования к концентратам: содержание олова 60%, железа не более 5%, серы 1%, суммы висмута, меди, свинца, цинка, мышьяка и сурьмы не более 0,5%.

Содержание касситерита в россыпях колеблется в очень больших пределах. Минимальное промышленное содержание в значительной мере зависит от размеров россыпей и способов их отработки. Применение механизации позволяет перерабатывать россыпи очень большой мощности, а минимальное промышленное содержание снизить до 200 г/м³. Вместе с россыпями иногда разрабатывают и подстилающие их выветрелые части коренных месторождений.

Типовая схема переработки оловосодержащих песков включает дезинтеграцию и классификацию песков в скруббере с удалением в отвал гали; первичное обогащение песков на шлюзах, отсадочных машинах или винтовых сепараторах с получением грубых концентратов, содержащих в себе основную массу касситерита и других тяжелых минералов (магнетита, ильменита, граната); перечистку грубых концентратов на отсадочных машинах или концентрационных столах.

Первичное обогащение и грубую доводку производят на драге. Окончательную доводку осуществляют на береговой доводочной фабрике, располагающей совершенным оборудованием и развитой схемой обогащения.

В результате этих операций выделяют касситеритовый и колумбитовый концентраты и смешанный продукт, содержащий монацит, колумбит и касситерит. Оловянные концентраты содержат 70-75 % олова при извлечении от 75 до 95 %.

Извлечение касситерита зависит от количества глины в исходных песках, крупности касситерита и принятой схемы обогащения.

ПАО «Русолово», единственная в России оловодобывающая компания, по итогам 8 месяцев 2017 г. выпустила 511 тонн олова в концентрате. Этот показатель на 70 % превышает результат аналогичного периода в 300 тонн, достигнутый компанией в 2015 г.

В 2015 г. компания завершила модернизацию обогатительной фабрики на Правоурмийском месторождении, а в 2016 г. после восстановления ввела в эксплуатацию Солнечную обогатительную фабрику. По итогам 2017 г. компания планирует произвести почти 1 000 тонн олова, что на 60 % выше объёма выпуска 2016 г. ПАО «Русолово» создано на базе ОАО «Оловянная рудная компания» и ООО «Правоурмийское» и владеет лицензиями на разработку «Фестивального», «Перевального» и «Правоурмийского» месторождений на территории Хабаровского края. В 2016 г. произведено 627 тонн олова в концентрате. Компания входит в состав полиметаллического холдинга «Селигдар».

ОАО "Янолово" получила лицензию на разработку уникальных россыпей Тирехтяха в Республике Саха (Якутия), не имеющим аналогов в России, как по запасам, так и по качеству песков. Из россыпей получают богатые концентраты практически без вредных примесей, что обеспечивает высокую цену при реализации.

После банкротства в 2013 г. ОАО «Новосибирский оловянный комбинат» потребителем оловянного сырья стала компания ООО «Новосибирский обрабатывающий завод» (ООО «НОЗ»). Также продолжают поставки концентратов за рубеж. В 2015 г. их объем составил почти 1721 т, что более чем втрое превысило показатель предыдущего года; более 96 % концентратов поступило в Китай, остальное – в Малайзию. В то же время сохраняется импорт концентратов в Россию, хотя его объемы резко (примерно в 8 раз) упали по сравнению с 2014 г.; весь материал поступил из Демократической Республики Конго.

1.2.6 Руды и россыпи титана

1.2.6.1 Вещественный состав

Главным титановым минералом, из которого производится более 85 % всей титановой продукции в мире, является один минерал - ильменит.

Магматические месторождения - наиболее значительный источник титанового минерального сырья. Среди них имеют важное промышленное значение месторождения следующих типов титановых руд: ильменит-титаномагнетитовые в габбро с 12-18 % TiO_2 ; ильменит-титаномагнетитовые и ильменитовые месторождения в габбро-анортозитах с 7-

23 % TiO_2 ; ильменит-гематитовые в анортозитах с 32 % TiO_2 , лопаритовые в ультраосновных щелочных породах с 1-3 % TiO_2 .

Экзогенные месторождения - вторая группа крупнейших источников природного титанового сырья. Среди них выделяются: остаточные месторождения титана, связанные с корами выветривания ильменитоносных основных пород; континентальные россыпи; прибрежно-морские современные и погребенные россыпи.

Метаморфогенные месторождения титановых минералов представлены самыми разнообразными типами. Есть месторождения, связанные с сильно метаморфизованными титаноносными базитами. Они образовались при региональном метаморфизме первично-магматических основных пород и представлены амфиболитами, содержащими рудные тела ильменит-магнетитовых сплошных руд и ильменитовых вкрапленных руд.

В РФ основными источниками титанового сырья являются, так же как и во всем мире, ильменитовые концентраты. В весьма незначительном количестве используются рутиловые концентраты, которые содержат 95-96 % TiO_2 и могут заменять титановые шлаки. Кроме того, небольшая часть титана получается при комплексной переработке лопаритовых концентратов, содержащих 40 % TiO_2 .

Погребенные прибрежно-морские россыпи - главный сырьевой источник получения ильменитовых концентратов, используемых для металлургического производства титана. При обогащении песков этих россыпей на промышленной обогатительной фабрике из них, кроме ильменитового, в качестве основной продукции получают также рутиловый и цирконовый концентраты, а в качестве попутной продукции - дистен-силлиманитовый, ставролитовый, кварцевый концентраты.

Второй сырьевой источник получения ильменитовых концентратов - пески континентальных аллювиально-делювиальных россыпей, при обогащении которых получают ильменитовые концентраты с менее измененным ильменитом. Химический состав их отличается большим разнообразием, как по содержанию основных компонентов, так и по элементам-примесям. Концентраты, сложенные наиболее измененными разновидностями ильменита, содержат 60 % и более TiO_2 , применяются в металлургическом производстве титана, а концентраты, содержащие 52-60 % TiO_2 с небольшой примесью фосфора (до 0,13 % P_2O_5) и хрома (до 0,05 % Cr_2O_3), используются для сернокислотного производства пигмента двуокиси титана.

1.2.6.2 Технология обогащения

Титановые руды и россыпи содержат до 30-35 % диоксида титана. Для получения непосредственно из них металла или его соединений руды не пригодны.

Контрастность в магнитных и электрических свойствах минералов используется для их разделения методами электромагнитной и электрической сепарации. Созданы специальные высоко производительные аппараты, позволяющие получать мономинеральные фракции зерен с одинаковыми магнитными или электрическими свойствами, т. е. тем самым быстро и эффективно разделять минералы.

Для извлечения минералов титана используют флотацию.

Конечная цель обогащения – получение мономинеральных титановых концентратов, в которых содержание металла будет максимально приближено к содержанию в самом минерале. В ильменитовых концентратах содержится 48-65% TiO_2 , в лейкоксеновых - 70-80 %, в рутиловых - 94-96 %.

Обогащение ильменитовых руд разработано на уровне опытно-промышленных испытаний. Коренные руды этого типа подвергают дроблению и мелкому измельчению, а затем гравитационному обогащению с дальнейшей магнитной и электромагнитной сепарацией в доводочных операциях. Для удаления апатита и получения апатитового концентрата применяется флотация. Ильменитовые концентраты содержат 45-50 % TiO_2 , около 0,1 % P_2O_5 и могут использоваться как для получения титанового пигмента по сернокислотной технологии, так и для плавки на шлак и последующего получения титановой губки.

Перовскитовые руды титана Кольского полуострова являются на сегодняшний день перспективным видом титанового сырья. Измельченную руду подвергают магнитной сепарации для выделения титаномагнетита и других минералов железа, а немагнитную фракцию после обесшламливания сначала флотируют для отделения кальцита и получения кальцитового продукта, а затем производят операции по флотации перовскита. В результате получают титаномагнетитовый концентрат с 60 % железа и 7-8 % TiO_2 при извлечении последнего 13-15 % и перовскитовый концентрат с 48-50 % TiO_2 при извлечении 65-70 %.

В РФ титановые минеральные концентраты добываются из россыпных месторождений двух генетических типов - погребенных прибрежно-морских и континентальных.

Россыпи первого типа представляют собой глинистые кварцевые пески. Они залегают под мощной толщей перекрывающих пород на глубине 25-40 м и добываются в карьерах с помощью экскаваторов. По системе конвейеров добытые пески подаются на обогатительную фабрику полного цикла переработки.

Получаемый из этих россыпей ильменитовый концентрат является лучшим в мире титановым сырьем. Он состоит на 93-95 % из ильменита с примесью лейкоксена,

содержит 63,5-65,5 % TiO_2 и незначительное количество примесей кремния, алюминия и др. Рутильный концентрат тоже очень высококачественный титановый продукт: в нем содержится 95 % TiO_2 , менее 2 % железа, менее 1,5 % кремния и циркония, сотые доли процента других примесей (фосфора, серы и т. д.). Цирконовый содержит не менее 65 % ZrO_2 , дистен-силлиманитовый - не менее 57 % Al_2O_3 , ставролитовый - не менее 45,5 % Al_2O_3 .

Второй тип обрабатываемых в РФ россыпей - континентальные россыпи ильменита. Они приурочены к древним русловым и террасовым отложениям и залегают под слоем современных осадков мощностью от нескольких метров до 10-20 м. Для добычи рудоносных песков приходится производить довольно большие объемы вскрышных работ, разрабатываются они глубокими карьерами и драгами

Ильменитовые концентраты, получаемые из континентальных россыпей, содержат 50-57 % TiO_2 , 0,08-0,13 % P_2O_5 и менее 0,05 % Cr_2O_3 . Они идут в основном на сернокислотную переработку для получения белого пигмента. Получают из континентальных россыпей и более высокотитанистые ильменитовые концентраты (с TiO_2 до 60 %), которые идут в металлургическое производство.

Россия производит только 1 % выпускаемого в мире диоксида титана в титановых концентратах.

Компания АО «Апатит» методом флотации и магнитной сепарации извлекает незначительное количество сфенового концентрата из хвостов апатитовой флотации; весь титаномагнетит и подавляющая часть сфена складывается в хвостохранилищах. Из сфенового концентрата получают титано-кальциевый пигмент, используемый в производстве лакокрасочной продукции.

На Ловозерском редкометальном месторождении в 2015 г. компанией ООО «Ловозерский ГОК» из руды на Карнасуртской обогатительной фабрике извлечено 7,816 тыс. т лопаритового концентрата (3,04 тыс. т TiO_2). Концентрат перерабатывался химико-металлургическим способом на Соликамском магниевом заводе в Пермском крае с получением оксидов редких и редкоземельных элементов и тетрахлорида титана, из которого произведено 1,981 тыс. т губчатого титана.

Опытно-промышленная добыча диоксида титана проводилась в Томской области на Южно-Александровском участке Туганского россыпного циркон-рутил-ильменитового месторождения. В 2015 г. компания ОАО «Туганский ГОК "Ильменит"» добыла открытым способом 17,9 тыс. куб. м рудных песков. На обогатительной фабрике из песков получено 383 т ильменит-рутил-лейкоксенового концентрата, содержащего 208 т TiO_2 .

1.2.7 Вольфрамо-молибденовые руды

1.2.7.1 Минеральный состав и технологические особенности руд

Вольфрам встречается в природе главным образом в виде окисленных сложных соединений, образованных трехокисью вольфрама WO_3 с оксидами железа и марганца или кальция, а иногда свинца, меди, тория и редкоземельных элементов. Из 22 вольфрамовых минералов, известных в настоящее время, промышленное значение имеют четыре: вольфрамит $(Fe, Mn)WO_4$ (плотность 6700-7500 кг/м³), гюбнерит $MnWO_4$ (плотность 7100 кг/м³), ферберит $FeWO_4$ (плотность 7500 кг/м³) и шеелит $CaWO_4$ (вольфрамат кальция, плотность 5800-6200 кг/м³).

К промышленным типам вольфрамсодержащих руд жильные кварц-вольфрамитовые и кварц-касситерито-вольфрамитовые, штокверковые, скарновые и россыпные. В месторождениях жильного типа содержатся вольфрамит, гюбнерит и шеелит, а также минералы молибдена, пирит, халькопирит, минералы олова, мышьяка, висмута и золота. В штокверковых месторождениях содержание вольфрама в 5-10 раз меньше, чем в жильных, но они имеют большие запасы. В скарновых рудах наряду с вольфрамом, представленным в основном шеелитом, содержатся молибден и олово. Россыпные месторождения вольфрама имеют небольшие запасы, однако играют в добыче вольфрама значительную роль. Промышленное содержание триоксида вольфрама в россыпях (0,03-0,1 %) значительно ниже, чем в коренных рудах, но их разработка значительно проще и экономически выгоднее. В этих россыпях наряду с вольфрамитом и шеелитом содержится также касситерит.

1.2.7.2 Схемы и режимы обогащения

Вольфрамовые россыпи и руды обогащают, как и оловянные, в две стадии – первичное обогащение и доводка черновых концентратов. При невысоком содержании триоксида вольфрама в руде (0,1-0,8 %) и высокими требованиями к качеству концентратов, общая степень обогащения составляет от 300 до 600, которая может быть достигнута только при сочетании различных методов, например, гравитационных и флотационных.

Технология обогащения вольфрамовых руд включает: предварительную концентрацию, обогащение измельченных продуктов предварительной концентрации с получением коллективных (черновых) концентратов и их доводку.

Классическими способами предварительной концентрации являются обогащение в тяжелосредних сепараторах и радиометрическая сортировка.

Для выделения крупновкрапленных вольфрамитовых концентратов применяют преимущественно отсадочные машины различной конструкции с последующим доизмельчением и обогащением хвостов отсадки. Тонковкрапленные руды обогащают на винтовых сепараторах, струйных желобах, конусных сепараторах, шлюзах, концентрационных столах. Вольфрамит (гюбнерит) доизвлекают из хвостов гравитации и шламов флотацией с применением жирнокислотных собирателей.

Доводку вольфрамитовых концентратов производят с применением почти всех известных процессов обогащения. Богатые вольфрамитовые концентраты доводят электромагнитной сепарацией для удаления железистой цинковой обманки, минералов висмута и частично мышьяка (арсенопирит, скородит). Сульфидные минералы выделяют флотацией с применением ксантогенатов и вспенивателей в слабощелочной среде. Электростатическая сепарация используется для разделения шеелита и касситерита. Отделение вольфрамитовых минералов, содержащих в кристаллической решетке ионы железа, производится химическими способами.

Шеелитовые разновидности руд обогащают флотацией. Если в руде содержатся сульфиды, то, учитывая хорошую флотируемость молибденита, пирита, халькопирита, арсенопирита, галенита, сфалерита, висмутина и пр., перед шеелитовой флотацией проводят сульфидную.

Модибденит из шеелитовых руд выделяют керосином, шеелит – олеиновой кислотой (или олеатом натрия).

Сульфидная флотация проводится ксантогенатом в присутствии вспенивателя в содовой среде. В черновой шеелитовый концентрат извлекаются кальцийсодержащие минералы, обладающие близкими флотационными свойствами с шеелитом. Для доводки его в России разработан способ, включающий пропарку при высоком содержании твердого (60 %) в 2-7 %-ом растворе жидкого стекла в течение 30-60 мин. при температуре 80-90 °С с последующими перечистками.

Для производства ферровольфрама концентрат должен содержать не менее 63 % WO_3 , вольфрамито-гюбнеритовый концентрат для производства твердых сплавов должен содержать не менее 60 % WO_3 . Шеелитовые концентраты обычно содержат 55 % WO_3 .

Вредными примесями в концентрате являются MnO , SiO_2 , Sn , CaF_2 , Pb , Bi , Sb , особенно – P , S , As , Cu , присутствие которых снижает качество вольфрамовых сталей, так как при переделе они переходят в ферровольфрам, а затем в сталь, придавая ей хрупкость. Наличие в концентратах кремнезема вызывает повышенный расход соды при спекании и затрудняет очистку вольфрамовой кислоты от кремнезема, присутствие которого в ферросплаве ухудшает его качество.

В результате обогащения вольфрамовых руд, осуществляемого непосредственно в местах их добычи, получают шеелитовые и вольфрамитовые концентраты, центры производства которых в России географически разобщены. Шеелитовые концентраты выпускаются на рудниках Приморского края, разрабатывающих скарновое оруденение, вольфрамитовые - на горных предприятиях Сибири, действующих на базе гидротермальных жильных, грейзеновых, россыпных, а также техногенных объектов. В 2015 г. в России суммарно было получено 5482 т вольфрамовых концентратов (в пересчете на стандартный продукт с 60 % WO_3), содержащих 3332,1 т триоксида вольфрама.

Крупнейшим российским продуцентом вольфрамовых концентратов традиционно является ОАО «Приморский ГОК», действующее на базе месторождения Восток-2. В 2015 г. компанией было произведено 2199,1 т концентрата, содержащего 1319,4 т триоксида вольфрама, что составило около 40 % национального показателя (в отдельные годы доля компании превышала 80 %, но с 2010 г. она устойчиво снижается). Показатели всех остальных продуцентов заметно ниже. ЗАО «Новоорловский ГОК», разрабатывающее Спокойнинское месторождение, получило 1502,6 т концентрата, содержащего 930,1 т триоксида вольфрама (более 27 % отечественного производства), ООО «Лермонтовский ГОК», эксплуатирующее одноименное месторождение - 1472,6 т концентрата, содержащего 883,6 т триоксида вольфрама (около 27 %). Концентрат вольфрама из природных руд также выпускается ЗАО «Закаменск» и ООО «А/с «Кварц»» (разрабатывают россыпь руч. Инкур и Бом-Горхонское месторождение соответственно), но объемы их производства на порядок меньше - в 2015 г. ими получено по 154 т продукта.

Полученные в России вольфрамовые концентраты направляются как на внутренний, так и на внешний рынки. В 2015 г. продажи вольфрамового сырья за рубеж сократились по сравнению с 2014 г. на 23,6 % - до 2678 т. Его покупателями выступили Южная Корея, закупившая более 63 % продукции, а также Вьетнам, Гонконг, Нидерланды и Сингапур.

При этом на внутреннем рынке сохраняется дефицит вольфрамового сырья, который частично компенсируется за счет импорта, объемы которого в 2015 г. выросли по сравнению с предыдущим годом на 25 % - до 1714 т. Главными поставщиками являлись Канада (около 51 %) и Вьетнам (около 30 %).

Основными потребителями вольфрамовых концентратов в России являются завод компании ОАО «Гидрометаллург» в г. Нальчик и предприятие ОАО «Кировградский

завод твердых сплавов» в Свердловской области. С 2013 г. их потребление растет и в 2015 г. составило 4,5 тыс. т против 1,2 тыс. т в 2012 г.

Приморский ГОК 10 лет добивается изменения статуса земель в пределах Скрытого месторождения вольфрама: переводу из лесных земель в промышленные подлежит площадь 133,0434 га в лесничестве.

Кабардино-Балкария переоценит запасы руды на Тырнаузском месторождении (работы оцениваются в 60 млн. рублей), чтобы начать добычу, обогащение и переработку вольфрамсодержащего сырья до конечной стадии - производства готового инструмента из твердых сплавов (при стоимости реализации проекта - 14,2 млрд. рублей.), доля импорта которого сегодня на российском рынке составляет до 90 %

На обогатительной фабрике ООО «Сорский ферромолибденовый завод» выпущено 7590,1 т молибденового концентрата, содержащего 3253,6 т молибдена - на 4,5% больше, чем в 2014 г. На ферромолибденовом заводе компании произведено 4659,7 т ферромолибдена, что на 3,5 % больше результата предыдущего года.

В результате создания в середине 2000-х гг. предприятий по производству ферромолибдена на базе Сорского и Жирекенского месторождений, существенно снизились объемы поставок молибденовых концентратов на экспорт и прекратилось их поступление на российский рынок. В 2015 г. экспорт молибденовых концентратов составил 483 т и был осуществлен в Нидерланды.

1.2.8 Алюминийсодержащее сырье

1.2.8.1 Вещественный состав

Боксит - алюминиевая руда, состоящая из гидратов оксида алюминия, оксидов железа и кремния, сырьё для получения глинозёма и глинозёмосодержащих огнеупоров. Содержание глинозёма в промышленных бокситах колеблется от 40 до 60 % и выше. Используется также в качестве флюса в чёрной металлургии. Бокситы являются важнейшей алюминиевой рудой, на которой, за немногими исключениями, базируется почти вся мировая алюминиевая промышленность.

Химический состав бокситов, в зависимости от минералогической формы гидроксида алюминия и количества примесей, колеблется в широких пределах. Качество бокситов, как алюминиевой руды, определяется, прежде всего, содержанием в них глинозёма и кремнезёма: чем ниже содержащее SiO_2 и больше Al_2O_3 , тем выше качество при прочих равных условиях.

Бокситовая руда представляет полиминеральную породу, в которой полезные минералы глинозёма (гиббсит, бемит, диаспор) находятся в тесной парагенетической

ассоциации и в разных количественных соотношениях с кремнеземсодержащими минералами (обычно каолинитом и шамозитом). Для месторождений бокситов характерно отсутствие визуальных границ между сортовой рудой и забалансовой бокситовой породой. Специфической особенностью бокситов является высокая дисперсность входящих в них минералов, что определяет бокситы как чрезвычайно сложный объект механического обогащения.

В РФ основную долю в общем балансе бокситового сырья составляют два типа месторождений бокситов - гиббситовые (мезозойские) и преимущественно бемитовые (палеозойские).

Гиббситовые бокситы мезозойских месторождений Приангарья (Верхотуровское, Киргитейское, Порожнинское), а также бемитовые бокситы палеозойских месторождений Североонежского бокситорудного района (Иксинское) и Среднего Тимана (Вежаю-Ворыквинское) обнаруживают, несмотря на различия в минеральном составе, значительное сходство в условиях залегания, в распространении и взаимоотношениях диалогических разновидностей бокситовых пород, а также в ряде их структурных особенностей. Различие, обусловленное возрастом, выражается во внешнем облике и физическом состоянии породы - практически все бокситовые породы палеозойского возраста в отличие от мезозойских в разной степени сцементированы или уплотнены.

1.2.8.2 Схемы и режимы обогащения

Схемы обогащения бокситов включают операции дезинтеграции, обогащения и обезвоживания продуктов обогащения. Они основаны на сочетании процессов избирательного измельчения крупнокускового материала, гравитации, магнитной сепарации, флотации и флокуляции.

Дезинтеграция бокситов в водной среде и механическое диспергирование специальными методами имеют определяющее значение для выбора способов обогащения. Каолинит-гиббситовые бокситы характеризуются наличием двух групп бокситовых пород, контрастных по качеству и физико-механическим свойствам. Поэтому дезинтеграция материала в водной среде является основой для применения последующей классификации по крупности. Повысить содержание глинозема в зернистых продуктах классификации можно магнитной сепарацией.

Для каолинит-бемитовых и шамозит-гематит-бемитовых бокситов необходимы специальные методы механического диспергирования, чтобы максимально разделить бокситовые породы разного качества. При диспергировании образуется большое количество тонкозернистого материала. В отдельных случаях после механического

диспергирования классификацией по крупности выделяется высокомолекулярный бокситовый концентрат.

Для обогащения тонкозернистой части бокситов разработаны реагентные режимы селективной флотации и селективной флокуляции. Основой реагентных режимов являются условия физико-химического диспергирования суспензий, для которого используются сода, едкий натр, гексаметафосфат натрия, сульфит-спиртовая барда и др.

В качестве собирателя применяется смесь олеиновой кислоты с таловым и машинным маслами. Для интенсификации процесса используется ОП-7. Флотация дает возможность получать высокомолекулярные бокситовые концентраты из каолинит-гипсбситовых бокситов. Ее применение целесообразно для повышения кремниевого модуля промежуточных продуктов, получаемых в схемах обогащения.

Флотация каолинит-бемитовых бокситов менее эффективна, что обусловлено большим содержанием зерен крупностью менее 0,005 мм в пульпе, представленными бемитом и каолинитом. Для обогащения такого материала наиболее перспективна селективная флокуляция. Высокая степень физико-химического диспергирования по самым тонким классам (-0,001 или -0,0005 мм), необходимая для флокуляции, достигается использованием сочетания реагентов и акустической обработки. Флокулянт является гидролизованный ПАА. При селективной флокуляции осуществляется также и сгущение продуктов обогащения.

При рассмотрении схем обогащения необходимо учитывать, что наряду с получением бокситовых концентратов, неизбежно выделение высококремнистых продуктов, содержащих значительные количества глинозема. Поэтому механическое обогащение бокситов неразрывно связано с последующими процессами химической переработки.

В схемах обогащения предусматривают: 1. получение высококачественных бокситовых концентратов, пригодных для производства глинозема наиболее экономичным способом Байера и для производства электрокорунда. При этом выделяется каолиновый продукт, который должен перерабатываться на глинозем другими методами или использоваться в иных целях; 2. кондиционирование бокситов по кремниевому модулю, железу, сере, двуокиси углерода с целью совершенствования схемы байер-спекание, используемой в настоящее время промышленностью для получения глинозема из низкосортных бокситов.

Химическое обогащение каолинит-бемитовых бокситов осуществляют с целью: 1. обескремнивания бокситов; 2. кондиционирования бокситов по окиси кальция. Обескремнивание бокситов возможно путем растворения кремния, входящего в состав

каолинита, в щелочном растворе. Высвобождение кремния можно ожидать после обжига при температуре выше 900 °С. Для очистки исходного боксита и продуктов химического обогащения от кальция, содержащегося в основном в форме гипса, используют способ с применением гранулированного катионита заводского изготовления марки КУ-2: очистку осуществляют перемешиванием водной пульпы боксита и сорбента в течение 1 ч.

АО «Апатит» в 2015 г. получило из хвостов апатитовой флотации добытых руд 916,1 тыс. т нефелинового концентрата (на 1 % больше, чем годом ранее); ЗАО «Северо-Западная Фосфорная Компания» нефелиновый концентрат не выпускало.

Добыча и переработка бокситов и нефелиновой руды в 2015 г. равнялась соответственно 9,834 млн. т и 3,159 млн. т, при этом объем добычи бокситов по сравнению с 2014 г. увеличился на 7,2 %, а объем добычи нефелиновой руды снизился на 6,6 %.

1.3 Ресурсный потенциал отходов горно-металлургических производств

Текущая обеспеченность базовых отраслей экономики разведанными запасами основных видов полезных ископаемых представляется достаточно удовлетворительной. В то же время наметились или обострились проблемы МСБ цветных металлов.

Не обеспечен собственным сырьем ряд медеплавильных заводов Урала: Красноуральский, Среднеуральский, Карабашский, Медногорский. На Кольском полуострове с выбыванием Ждановского карьера, основного поставщика (около 80 %) медно-никелевых руд в регионе, в сложном положении окажутся металлургические комбинаты Печенганикель и Североникель.

Без достаточной сырьевой базы на оперативных, практически ежегодно приращиваемых запасах работают свинцово-цинковые рудники в Читинской области, Приморье и на Северном Кавказе, оловянные – в Хабаровском и Приморском краях, вольфрамовые – в Приморском крае.

По мере исчерпания запасов разрабатываемых месторождений техногенные объекты могут стать приоритетным, а в некоторых случаях и единственным источником минерального сырья.

В хвостах обогащения руд цветных металлов доля неизвлеченных компонентов от их количества в исходной руде составляет соответственно (средние и максимальные значения), %: олова – 35 и 58; вольфрама – 30 и 50; цинка – 26 и 47; свинца – 23 и 39; молибдена – 19 и 53; меди – 13 и 36; никеля – 10 и 25. Показатель извлечения основных полезных ископаемых в России составляет 65-78 %, а попутных элементов (в цветной металлургии) – от 10 до 30 %.

При флотации медных руд извлечение Mo, Cd, Sb, Se, Te, Re колеблется в достаточно широком диапазоне значений. Практически полностью остаются в хвостах флотации In, Ga, Tl, Bi, Hg. В хвостах флотационного обогащения медных руд теряется (в % отн.): 28,72-92,59 Mo, 22,54-92,08 Cd, 79,09-97,31 In, 81,42-99,54 Ga, 92,08-98,44 Ge, 92,08-98,35 Tl, 56,49-96,88 Sb, 6,28-49,33 S, 43,43-99,54 Se, 73,24-97,00 Te, 47,88-96,18 Re, 89,59-97,15 Bi, 89,44-99,90 Hg.

В хвостах флотационного обогащения полиметаллических руд теряется (в % отн.): 1,64 – 80,36 Mo, 6,36-18,57 Cd, 14,64-81,48 In, 67,78-97,87 Ga, 69,37-92,48 Ge, 51,09-95,88 Ni, 18,67-80,29 Sb, 22,93-57,38 Se, 52,25-94,09 Te, 71,75-93,66 Re, 39,88-83,58 Bi, 58,01-78,27 Hg.

Примером ценности горнопромышленных отходов могут служить техногенные отходы медной подотрасли Урала - 220 млн. т хвостов обогащения, в которых среднее содержание меди (0,34-0,37 %) в отвалах некондиционных руд и хвостах обогащения близко к кондиционным (0,35-0,5 %). Наибольшую ценность в хвостах обогащения уральских руд представляют сера (30-50 % общей стоимости хвостов), драгоценные металлы (25- 45 %), медь (10-20 %) и цинк (10-15 %).

Хвосты обогащения медно-никелевых руд Норильского рудного узла содержат промышленные, с точки зрения современных технологий переработки, концентрации платиноидов, золота и серебра.

На обогатительных фабриках, перерабатывающих вольфрамо-молибденовые руды, не извлекаются от 22 до 60 % меди, до 81 % висмута, до 62 % тантала, а также золото, серебро и другие элементы. На крупнейшем Тырныаузском комбинате, осуществляющем добычу и переработку вольфрамо-молибденовых руд, кондиционными считаются руды с содержанием $>0,1$ % WO_3 . В хвостах его содержание превышает 0,04 %. На долю кондиционных руд приходится всего 13,5 % всей добытой горной массы. В этих рудах содержится лишь 34,6 % полезного компонента. Некондиционные руды (86,5 % добытой горной массы) уходят в отвал, унося с собой 65,4 % металла, содержащегося в эксплуатационном блоке.

Изучение технологической пробы некондиционной руды Тырныаузского месторождения показало, что отвалы некондиционной руды – полноценное техногенное месторождение, пригодное для отработки, причем со значительно меньшими затратами, чем месторождения коренных руд.

В целом на обогатительных фабриках вольфрамо-молибденовой подотрасли накоплено значительное количество хвостов флотационного и флотационно-гравитационного обогащения, которые содержат около 400 тыс. т молибдена и более 100

тыс. т вольфрама. Из общего объема лежалых молибденсодержащих хвостов более половины составляют хвосты с промышленным содержанием молибдена 0,012-0,02 %, в остальной массе содержание молибдена менее 0,005 %.

Большие перспективы связаны с переработкой техногенных месторождений драгоценных металлов – золота и платины.

По ориентировочной оценке, в отходах медной, свинцово-цинковой, никель-кобальтовой, вольфрамомолибденовой, оловянной, алюминиевой подотраслей промышленности содержится более 8,0 млн. т меди, 9,0 млн. т цинка, 1,0 млн. т свинца, 2,5 млн. т никеля, 33,5 млн. т Al_2O_3 , 600 тыс. т олова, 200 тыс. т молибдена, около 1 тыс. т золота и 12 тыс. т серебра. Резервы полезных компонентов в накопленных отходах равноценны открытию многих новых месторождений.

Из наиболее крупных техногенных накоплений рудного минерального сырья могут быть выделены хвосты обогащения Гайского, Норильского, Салаирского, Учалинского и Солнечного ГОКов; шлаки металлургических заводов – Среднеуральского, Электроцинк, Печенганикель, Североникель; некондиционные руды Гайского, Сибайского и других ГОКов.

Суммарная ценность накопленных извлекаемых металлов в горнопромышленных отходах по ориентировочной оценке подчас сопоставима с ценностью потенциальных ресурсов минерального сырья в недрах и более чем в 4 раза превышает ценность идентифицированных ресурсов или известных запасов в недрах, которые пока не используются.

Несмотря на такой огромный ресурсный потенциал, горнопромышленные отходы в России используются лишь как сырье для стройиндустрии (не более 10 % годового объема их образования). В то же время за рубежом из отходов с помощью нетрадиционных технологий (различных видов выщелачивания) получают более 40 % годового объема меди, 35 % золота и значительную долю других металлов.

При вовлечении в переработку отходов горнорудного производства наряду с пополнением МСБ решаются экологические проблемы. При толщине слоя 20 м отходы занимают площадь более 1300 км². Ежегодное увеличение площади отчуждаемых земель составляет не менее 85-90 км². Негативное воздействие на окружающую среду проявляется на территории, в 10 раз и более превышающей площадь, занимаемую отходами. Значительная часть отчуждаемых земель находится в промышленно развитых районах, нередко в границах населенных пунктов и крупных городов.

При вовлечении в переработку отходов горнорудного производства наряду с пополнением МСБ решаются экологические проблемы. Особую привлекательность

придает техногенным месторождениям то, что, как правило, они расположены в промышленно развитых районах, находятся на поверхности земли и горная масса в них преимущественно дезинтегрирована, что резко снижает затраты на их разработку.

1.4 Основные экологические проблемы

Формирование действенных инструментов минимизации техногенной нагрузки промышленной сферы на окружающую среду становится объективной необходимостью в системе современных социо-эколого-экономических отношений, когда в процессе производственно-хозяйственной деятельности постоянно возникают противоречия между экономическими интересами промышленных предприятий и состоянием экосистем. Одной из основных составляющих обеспечения экономической эффективности деятельности промышленных предприятий в долгосрочной перспективе становится экологическая составляющая, определяемая, в том числе, уровнем организации процессов управления использованием и размещением отходов производства.

Становится очевидной недостаточная эколого-экономическая эффективность и несостоятельность предпринимаемых в настоящее время природоохранных мероприятий в сфере управления отходами производства. Большие площади земель бесполезно заняты под огромными запасами накопленных минеральных отходов производства 4-го и 5-го классов опасности, обладающих ценными потребительскими свойствами и пригодных для использования. В то же время проблема использования данной категории отходов остается трудноразрешимой в настоящий момент и в ближайшем будущем в основном по причине низкой заинтересованности промышленных предприятий во внедрении технологий переработки отходов.

Экологические последствия от накопленных горнопромышленных отходов масштабнее, чем это декларируется в различных материалах, и носят глобальный характер. Отходов обогащения руд накоплено меньше, чем вскрышных и вмещающих пород, но воздействуют они на экологическую ситуацию более пагубно. Горизонты почв обогащаются рудными компонентами, что свидетельствует о подвижности химических элементов в отвалах, которые часто практически не изолированы от водных систем и могут оказывать воздействие на территорию подсобных хозяйств ГОКа в зоне хранения отходов.

Экологическая ситуация, обусловленная добычей минерального сырья и размещением отходов более чем на 25 % территории Уральского экономического района, оценивается как кризисная. Несколько меньше площади таких земель в Южном Приморье, Ханты-Мансийском АО, Тюменской области, Красноярском крае и других районах интенсивной добычи и переработки полезных ископаемых.

В значительной мере с отходами связана оценка состояния водных ресурсов как "грязное" и "очень грязное" таких рек, как Лена, Амур, Обь, Алдан, в бассейнах которых нарушенные и загрязненные территории занимают более 10 %.

В сложившейся ситуации, с учетом общего состояния МСБ страны, минерально-ресурсного потенциала горнопромышленных отходов, их негативного влияния на окружающую природную среду, необходимостью является развитие единого технологического цикла добычи и переработки полезных ископаемых до уровня вовлечения в хозяйственный оборот техногенных отходов (месторождений): "добыча – переработка – размещение отходов – утилизация". На основе применения новых технологий и оборудования разработка техногенных месторождений становится экономически выгодным производством.

Основные противоречия в процессах производственной деятельности и отхоодообразования промышленных предприятий могут быть разрешены путем утилизации техногенного и некондиционного минерального сырья в цикле комплексного освоения месторождений цветных металлов (рисунок 1.7).

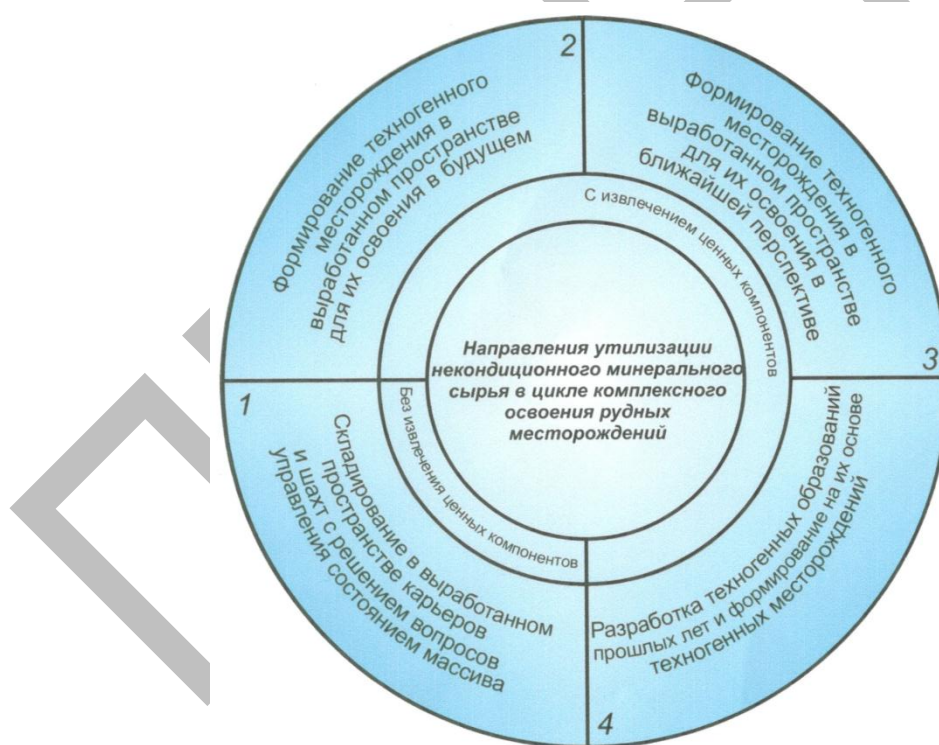


Рисунок 1.7 - Модель утилизации техногенного и некондиционного минерального сырья

Модель (рисунок 1.) позволяет перевести отхоодообразование из затратной сферы в прибыльную и параллельно снизить все возрастающее негативное воздействие

производства на окружающую среду, обеспечив тем самым поддержание экологической устойчивости системы «природа-производство».

Реальным потребителем отходов может быть строительная отрасль как наиболее материалоемкая. В мире ежегодно добываются сотни миллионов тонн нерудного сырья для производства строительных материалов. Как правило, такого рода сырье содержится в карьерах, что приводит к выведению из хозяйственного оборота больших площадей земель и нарушению сложившегося экологического равновесия. Объем производимых отходов соизмерим с потребностью промышленности строительных материалов в минеральном сырье. Однако в настоящее время в России используется не более 8–10 % отходов.

Вовлечение в хозяйственный оборот техногенных месторождений позволит решить некоторые важные проблемы минерально-сырьевого комплекса страны и улучшить экологическую ситуацию. В частности, оно обеспечит сокращение расходов на поиски и разведку новых месторождений, повышение производительности труда за счет рентабельной переработки уже добытого сырья, улучшение условий труда, так как техногенные месторождения расположены на поверхности Земли в отличие от все более глубокозалегающих обычных коренных месторождений полезных ископаемых, высвобождение занимаемых техногенными отходами земель и их рекультивацию, ликвидацию источников загрязнения окружающей среды.

РАЗДЕЛ 2 ОПИСАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ ПРИ ДОБЫЧЕ И ОБОГАЩЕНИИ РУД ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ

2.1 Открытая добыча руд цветных металлов

2.1.1 Общие положения

В России руды цветных металлов залегают, в основном, на Урале, в Красноярском крае, Забайкалье, Восточной Сибири и на Дальнем Востоке. Разработка месторождений цветных металлов - это совокупность взаимосвязанных технологических процессов, осуществляемых в пределах отведенного для этих целей участка.

В зависимости от условий залегания рудных месторождений и мощности залежей разработка осуществляется открытым, подземным или комбинированным открыто-подземным способами [11]. По отдельным видам руд используются скважинные технологии.

Открытая разработка применяется [12-14], если рудное месторождение залегает неглубоко. Подземный способ применяется [15-22] в случае залегания руд на значительной глубине. Скважинные технологии используются для руд, способных переходить в жидкое или газообразное состояние в результате специального воздействия [23].

Большинство крупных предприятий Сибири и Дальнего Востока ведут добычу руд на глубинах свыше 500 м, на месторождениях Норильского промышленного района отработка запасов ведется на глубине до 1,5 км, Горной Шории - в среднем на глубине 900 м. В Канаде добычу руд, содержащих золото, медь, никель, ведут на глубинах 1800 – 2600 м; в США извлечение меди и золота – на глубинах от 1700 до 3000 м; в Индии золото извлекают с глубины в 3500 м; в Южно-Африканской Республике работы ведутся на глубине более 4000 м.

Преимущества открытого способа добычи:

- уровень комплексной механизации и автоматизации горных работ обеспечивает большую производительность труда и меньшие затраты на добычу полезного ископаемого;
- более безопасные и комфортные условия труда;
- более полное извлечение полезного ископаемого;
- меньшие удельные капитальные затраты на строительство.

Недостатки открытого способа:

- необходимость выемки значительно превышающих объем руды вскрышных пород, затраты на что составляют основную часть общих затрат;

- необходимость изъятия из пользования значительных площадей земли и изменение ландшафта;

- изменение гидрологической ситуации в районе добычных работ.

При подземном способе разработки объемы перемещаемых пустых пород по сравнению с открытым способом незначительны и требуют меньших площадей для их размещения. Обеспечивается сохранность земной поверхности.

Преимущества скважинных технологий заключаются в возможности вскрытия запасов руд для безлюдной отработки в короткое время при сравнительно небольших затратах и минимальном риске в любых горно-геологических условиях. К недостаткам можно отнести ограниченность применения рудами со специфическими условиями оруденения и вскрытия, например, растворимых солей, меди, золота, урана.

Комбинированным способом разрабатывают мощные крутопадающие месторождения с выходом на земную поверхность.

Горнодобывающая деятельность предприятия прекращается после отработки балансовых запасов. Развитие горнодобывающей промышленности России, обусловленное рыночной конъюнктурой спроса на минерально-сырьевые ресурсы и ужесточением требований к рациональному природопользованию при добыче и переработке полезных ископаемых, осуществляется на основе использования передовых технологий, оптимизации производства и прироста запасов.

Открытая разработка месторождения включает в себя: подготовку поверхности, осушение месторождения, горно-капитальные работы по вскрытию и подготовке к добыче, в том числе, вскрытие путем удаления вмещающих руду пустых пород и добычные работы (рисунок 2.1).



Рисунок 2.1 - Открытая разработка месторождения

Открытым способом добывают металлы из месторождений: алюминий Вежаю-Ворыквинское (Республика Коми), медь Удоканского (Забайкальский край), никель Буруктальского (Оренбургская область), свинец Горевского (Красноярский край), цинк Комсомольского (Оренбургская область), олово Одинокое (Республика Саха (Якутия)), вольфрам Лермонтовского (Приморский край), молибден Сорского (Республика Хакасия), титан Ярегского (Республика Коми) и других.

Основные процессы открытых горных работ: снятие почвы, вскрытие рудного тела, отделение руды от массива, транспортировка, первичная подготовка, складирование пород и некондиционного сырья.

2.1.2 Снятие и складирование почвы

Разрабатывающие открытым способом месторождения руд цветных металлов предприятия обязаны снимать плодородный слой почвы и использовать его для улучшения земельных угодий. Снятие плодородного слоя почвы бульдозером осуществляется прирезками с созданием временного штабеля.

Почва грузится экскаваторами или погрузчиками и вывозится во временный отвал или к месту использования. При снятии почвы с древесной и кустарниковой

растительностью осуществляется предварительная уборка древесины и освобождение от пней и корней.

Почва в отвалах сохраняет свои свойства в течение до 20 лет. Под отвалы почв отводятся участки с исключением подтопления, засоления или загрязнения промышленными отходами и строительным мусором.

2.1.3 Вскрытие

Вскрытие представляет собой комплекс обеспечения доступа к руде путем производства горно-капитальных и текущих работ.

Горно-капитальные работы обеспечивают доступ к полезному ископаемому путем проходки железнодорожных или автомобильных траншей. Текущие вскрышные работы карьера обеспечивают объем добычи руды на запланированном уровне.

Покрывающие породы подразделяют на рыхлые и скальные. К рыхлым относят породы, выемка которых возможна без рыхления буровзрывным способом с использованием экскаваторов и драглайнов. Роторные экскаваторы непрерывного действия разрушают породу с помощью рабочих элементов роторного колеса и транспортируют ее в отвалы или склады.

При разработке рыхлых пород породу отделяют от массива, транспортируют и укладывают в отвал при помощи воды под напором.

Породы рыхлой вскрыши разрабатывают драглайнами или экскаваторами. Скальные породы отличаются тем, что для их экскавации требуется предварительное рыхление буровзрывным способом. На карьерах применяют гидравлические экскаваторы и экскаваторы типа механическая лопата.

В процессе вскрытия покрывающие породы снимают и складывают в отвалы, обеспечивая доступ к руде (рисунок 2.2).



Рисунок 2.2 - Вскрытие месторождения

2.1.4 Системы разработки

Параметрами карьера открытой добычи являются объем горной массы, конечная глубина, размеры по подошве, углы откосов бортов, запасы полезного ископаемого, объем вскрыши и полезного ископаемого, высоты уступов, размеры на уровне дневной поверхности. Углы откосов бортов карьера определяются конструкцией бортов и условиями устойчивого равновесия слагающих его пород.

Горно-капитальные работы включают в себя проходку капитальных и разрезных траншей. Вскрытие месторождения осуществляют, чаще всего, с помощью капитальной траншеи.

Система разработки называется сплошной, если горно-подготовительные работы отсутствуют. При транспортной системе разработки вскрышных работ порода перемещается сначала во внешний отвал, а по мере развития горных работ - во внутренний отвал.

Вскрыша обрабатывается уступами, высота которых в слабых породах не должна превышать максимальной высоты черпания экскаватора, а крепких породах - более чем в 1,5 раза.

Подготовка горных пород к выемке производится буровзрывным способом с дроблением до заданной крупности. Нужная крупность пород обеспечивается путем рассредоточения зарядов в скважинах большого диаметра. При необходимости получения

породных блоков больших размеров небольшие заряды размещают на небольшом расстоянии друг от друга в скважинах малого диаметра.

Выемка горной массы осуществляется, чаще всего, торцовым забоем, который обеспечивает максимальную производительность экскаватора за счет удобного взаимодействия с автотранспортом.

Карьерный транспорт является связующим звеном системы разработки. Затраты на него составляют не менее 50 % от общих затрат на добычу.

При циклическом транспорте погрузка, движение с грузом, разгрузка и движение без груза осуществляются последовательно, а при транспорте непрерывного действия эти операции совмещаются.

Этапом производства вскрышных работ является образование отвалов. Высота отвального уступа зависит от физико-технических свойств складываемых пород, а количество уступов определяется отводимой площадью и объемом пород. В зависимости от места расположения отвала по отношению к конечному контуру карьера различают внутренние и внешние отвалы. Внешние отвалы располагаются ближе к карьере, чтобы уменьшить затраты на перемещение вскрыши.

Угол откоса отвальных уступов обычно равен углу естественного откоса пород отвала, и зависит от физико-технических свойств пород, их разрыхления и влажности.

Фронтом отвальных работ называют часть участка приема и размещения вскрышных пород. Процесс отвалообразования включает возведение насыпей, разгрузку и складирование вскрышных пород, планировку поверхности и оборудование транспортных коммуникаций.

Веерное формирование отвалов осуществляется бульдозерами по транспортной схеме. По длине участка устраивается предохранительная берма шириной не менее 5 м. За призмой обрушения по длине фронта работ устраивается породная отсыпка высотой не менее 1 м.

Россыпи добывают драгами и гидравлическим способом. Добыча драгами осуществляется при соответствии параметров драги глубине залегания руд, возможностям водного бассейна и крупности руд.

Проф. Е.Ф. Шешко в основу классификации систем открытой разработки принял направление перемещения вскрышных пород из забоев в отвалы (таблица 2.1).

Таблица 2.1 - Классификация систем разработки по Е.Ф. Шешко

Класс	Группа	Характерные признаки
I. Бестранспортные	A. Простая	Экскаваторы выполняют все операции по разработке: выемку, перевалку пустой породы во внутренние отвалы
	Б. С кратной перевалкой	
II. Транспортно-отвальные	A. С применением консольных отвалообразователей	Выемочно-погрузочные работы производятся многочерпаковыми экскаваторами; удаление пустых пород во внутренние отвалы - консольными отвалообразователями, или транспортно-отвальными мостами, или башенными экскаваторами
	Б. С применением транспортно-отвальных мостов	
	В. С применением башенных экскаваторов	
III. Специальные		Системы с перевалкой пустых пород кабель-кранами, башенными экскаваторами или с удалением пород средствами гидромеханизации или колесными скреперами
IV. Транспортные	A. С перевозкой породы во внутренние отвалы	Все погрузочные работы производятся экскаваторами, а транспортирование - локомотивами или средствами безрельсового транспорта во внешние или во внутренние отвалы
	Б. С перевозкой породы на внешние отвалы	
	В. С перевозкой породы на внешние и во внутренние отвалы	
V. Комбинированные	A. С сочетанием I и III классов	Толщу вскрышных пород делят по вертикали на две зоны. Верхнюю разрабатывают экскаваторами с погрузкой породы в думпкары или автомашины, с транспортированием на внешние отвалы. Породы нижней зоны переваливают непосредственно в отвал вскрышными экскаваторами, транспортно-отвальными мостами или консольными отвалообразователями
	Б. С сочетанием II и III классов	

Академик Н.В. Мельников классифицировал системы открытой разработки месторождений по способу производства вскрышных работ (таблица 2.2).

Таблица 2.2 - Классификация систем разработки по Н.В. Мельникову

Система разработки	Основные характеристики системы разработки	Условия применения	Характерное забойное и транспортное оборудование
Бестранспортная: без переэкскавации или с переэкскавацией пород на отвалах	Вскрышные породы перемещают во внутренние отвалы непосредственно экскаваторами; возможна переэкскавация пород на отвалах	Пласты горизонтальные или пологие. Их мощность и мощность покрывающих пород ограничена. Наклонные и крутые пласты при мягких вмещающих породах и глубине карьера, позволяющей производить двойную и тройную переэкскавацию пород экскаваторами.	Экскаваторы – мехлопаты и драглайны с большими рабочими параметрами; оборудование для транспортирования вскрыши отсутствует
Экскаватор – карьер	Вскрышные и добычные работы производятся одним экскаватором – драглайном попеременно. Вскрыша переваливается в выработанное пространство, полезное ископаемое грузится в передвижной бункер, устанавливаемый на поверхности. Из бункера полезное ископаемое поступает на конвейеры, в автотранспорт или в средства ж/д транспорта	Пласты горизонтальные или пологие ограниченной мощности (до 20 – 25 м); покрывающие породы мощностью до 25 – 30 м	Экскаватор – драглайн, передвижной бункер с питателем
Транспортно – отвальная.	Вскрышные породы перемещают во внутренние отвалы при помощи передвижных транспортно – отвальных	Пласты горизонтальные или пологие; рыхлые, мягкие покрывающие	Многоковшовые цепные или роторные экскаваторы и мехлопаты;

	установок (транспортно – отвальных мостов или отвалообразователей)	породы	Транспортно – отвальные мосты и передвижные консольные отвалообразователи.
Специальная	Вскрышные породы удаляют башенными экскаваторами, колесными скреперами, гидромеханизированным способом или кабель – кранами	Пласты горизонтальные или пологие; мягкие, рыхлые покрывающие породы. При применении кабель – кранов – крутые пласты в крепких породах.	Башенные экскаваторы, колесные скреперы, транспортное оборудование отсутствует; гидромониторы и землесосные установки, кабель – краны.
Транспортная	Вскрышные породы средствами колесного транспорта перемещают во внутренние или внешние отвалы.	Любая форма месторождения и любая крепость пород.	Экскаваторы; рельсовый или автомобильный транспорт.
Комбинированная	Вскрышные породы верхних уступов средствами транспорта вывозят во внешние или внутренние отвалы; породы нижних уступов перемещают во внутренние отвалы экскаваторами или транспортно – отвальными установками; возможны другие сочетания систем	Пласты горизонтальные или пологие ограниченной мощности; покрывающие породы мягкие, рыхлые или не выше средней крепости.	Экскаваторы для верхних уступов и экскаваторы с удлиненными рабочими параметрами для нижних уступов; рельсовый или автомобильный транспорт, транспортно – отвальные установки.

В классификации В.В. Ржевского главным признаком принято направление выемки в пределах всей рабочей зоны карьера (таблица 2.3).

Таблица 2.3 - Классификация систем разработки по В.В. Ржевскому

Индекс группы	Группа систем	Подгруппа	Система разработки
С	Сплошные	Продольные (СД) Поперечные (СП) Веерные (СВ) Кольцевые (СК)	Однобортовая (СДО)
			Двухбортовая (СДД)
			Однобортовая (СПО)
			Двухбортовая (СПД)
			Центральная (СВЦ)
			Рассредоточенная (СВР)
			Центральная (СКЦ)
Периферийная (СКП)			
У	Углубочные	Продольные (УП) Поперечные (УП) Веерные (УВ) Кольцевые (УК)	Однобортовая (УДО)
			Двухбортовая (УДД)
			Однобортовая (УПО)
			Двухбортовая (УПД)
			Рассредоточенная (УВР)
Центральная (УКЦ)			
УС	Смешанные (углубочно-сплошные)	То же, в различных сочетаниях	

Классификация систем разработки по К.Н. Трубецкому приведена в таблице 2.4.

Таблица 2.4 - Классификация систем разработки по К.Н. Трубецкому

Индекс группы	Группа систем	Индекс подгруппы	Подгруппа	Индекс системы	Система разработки
С	Сплошные (с постоянным положением рабочей зоны)	СД	Сплошные продольные	СДО	Сплошная продольная однобортовая
				СДД	Сплошная продольная двухбортовая
		СП	Сплошные поперечные	СПО	Сплошная поперечная однобортовая
				СПД	Сплошная поперечная двухбортовая
		СВ	Сплошные веерные	СВЦ	Сплошная веерная центральная
				СВР	Сплошная веерная рассредоточенная
		СК	Сплошные кольцевые	СКЦ	Сплошная кольцевая центральная
				СКП	Сплошная кольцевая периферийная
У	Углубочные (с переменным положением рабочей зоны)	УД	Углубочные продольные	УДО	Углубочная продольная однобортовая
				УДД	Углубочная

					продольная двухбортовая
		УП	Углубочные поперечные	УПО	Углубочная поперечная однобортовая
				УПД	Углубочная поперечная двухбортовая
		УВ	Углубочные веерные	УВР	Углубочная веерная рассредоточенная
		УК	Углубочные кольцевые	УКЦ	Углубочная кольцевая
УС	Смешанные (углубочно- сплошные)	-	Те же в различных сочетаниях		

2.1.5 Буровзрывные работы

Буровзрывные работы имеют целью подготовку скального массива к экскавации. Расчет параметров взрывания базируется на зависимости разрушенного объема породы от массы заряда взрывчатого вещества. Свойства массива учитываются через удельный расход взрывчатого вещества, величина которого регламентируется. В большинстве случаев буровзрывное рыхление массива основано на расположении взрывчатого вещества в скважинах, пробуренных буровыми станками.

Буровые работы совмещаются с другими процессами (рисунок 2.3).

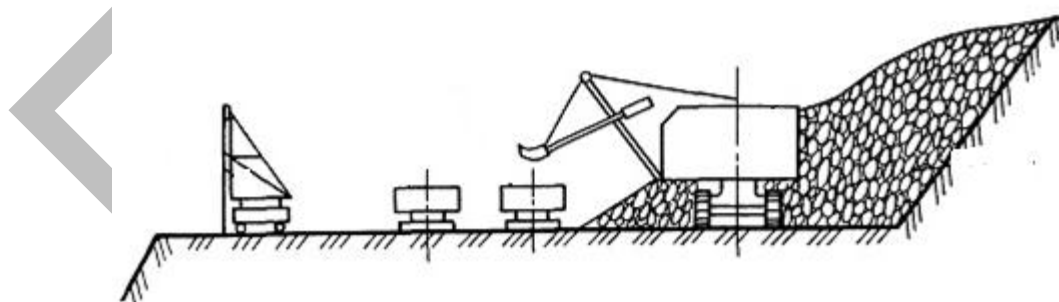


Рисунок 2.3 - Совмещение работ на уступе

Бурение скважин производится станками шарошечного бурения, при которых разрушение породы в забое скважины происходит в результате раздавливания в результате контакта поверхностного слоя с зубьями головки шарошки. Диаметр взрывных скважин зависит от категории буримости породы, расстояния между

скважинами, свойств ВВ и др. Скважин бурят на определенном расстоянии друг от друга в зависимости от типа пород, диаметра скважин, применяемого ВВ.

Отбойка скважинными зарядами заключается в размещении ВВ в скважинах с заполнением части скважины инертными материалами. Скважины размещаются на расстоянии друг от друга так, чтобы разрушения в каждой скважине перекрывали друг друга. Заряд ВВ в скважине может быть сплошным и рассредоточенным, что увеличивает эффективность использования ВВ.

Применяется многорядное, короткозамедленное взрывание с использованием пиротехнических замедлителей. Инициирование скважинных зарядов производится посредством промежуточных детонаторов, изготовленных из шашек-детонаторов и изделий неэлектрических средств инициирования или детонирующего шнура.

2.1.6 Добычные работы

Добыча руды осуществляется с использованием преимущественно одноковшовых экскаваторов типа ЭКГ с объемом ковша от 5 до 20 м³ и гидравлических экскаваторов типа прямая лопата с вместимостью ковша до 30 м³.

Разгрузка руды осуществляет в автосамосвалы или железнодорожные думпкары. У гидравлического экскаватора она осуществляется опрокидыванием или раскрытием ковша. У канатного экскаватора разгрузка осуществляется отрыванием днища ковша над местом разгрузки.

Максимальная производительность экскаватора достигается при минимуме передвижек в забое и минимальном среднем угле поворота экскаватора. Высота забоя ограничивается высотой черпания экскаватора. Угол откоса поверхности забоя зависит от свойств разрабатываемого массива и составляет 70—80°. При автомобильном транспорте автосамосвалы располагаются сбоку или позади экскаватора в зоне разгрузки ковша с минимальным углом разворота от места черпания. При конвейерном транспорте горная масса загружается экскаватором в бункер-питатель, который располагается сбоку экскаватора или внутри заходки позади экскаватора.

2.1.7 Транспорт

Для перевозки вскрышных пород, руды и материалов используют транспорт непрерывного действия (конвейерный, трубопроводный) и цикличного действия (железнодорожный, автомобильный). При большой производительности карьеров преимущественно применяется железнодорожный транспорт (рисунок 2.4).



Рисунок 2.4 - Транспортирование руды железнодорожным транспортом

Конвейерный и трубопроводный транспорт обеспечивает поточность производства горных работ, автоматизацию управления и высокую производительность труда. Применение комплексов непрерывного действия повышает степень использования оборудования на карьере.

Для транспортирования мягких, дробленых, скальных и полускальных горных пород получили распространение ленточные конвейеры: забойные, сборочные, подъемные, магистральные и отвальные.

Забойные конвейеры предназначены для транспортирования горной массы от экскаватора до сборочного конвейера. Сборочные конвейеры в торцевых частях карьера предназначены для транспортирования горной породы от одного или нескольких забойных конвейеров к подъемнику. Подъемные конвейеры в нерабочей зоне карьера предназначены для доставки горной массы из рабочей зоны карьера на поверхность. Магистральные конвейеры располагают на поверхности карьера и предназначены для транспортирования пород вскрыши к отвалам, а полезного ископаемого - на обогатительную фабрику или к складам. Отвальные конвейеры располагают на отвалах и перемещают вслед за отвальным фронтом.

Трубопроводный или гидравлическим транспортом ограничен в применении по климатическим условиям, свойствам пород и наличию водоисточников.

Железнодорожные пути подразделяются на временные и стационарные. К временным относятся пути на рабочих площадках в карьере и на отвале. К стационарным

относятся пути в траншеях, на транспортных бермах и на поверхности карьера. Скорость железнодорожного транспорта в карьере по стационарным путям составляет 35-40 км/ч, по забойным и обменным путям - 15-20 км/ч.

Широкое распространение имеет автомобильный транспорт, благодаря мобильности, высокой эффективности в сложных топографических, геологических и климатических условиях. Наиболее эффективная область применения автомобильного транспорта - карьеры малой и средней производительности, глубокие горизонты крупных карьеров в комбинации с железнодорожным транспортом.

Первичное дробление используется для обеспечения возможности транспортировки дробленого материала конвейерным транспортом. Дробилки крупного дробления позволяют дробить руду на куски крупностью до 1500 мм. На выходе с дробильных установок крупность руды не превышает 400 мм, что позволяет производить ее транспортировку конвейерным транспортом. После дробилок первой стадии могут располагаться грохота или дробилки, обеспечивающие дробление руды до крупности 150-200 мм для транспортировки ее круто-наклонными конвейерами.

2.1.8 Обращение с породами

Объект из пустых пород называется породным отвалом, а из плодородного слоя, некондиционных руд и полезного ископаемого – складами.

Высота яруса отвала определяется свойствами пород, рельефом поверхности, гидрогеологическими условиями и технологией образования отвала. Укладка пород в отвалы производится бульдозерами. Автосамосвалы разгружаются на некотором расстоянии от бровки по периферии отвала, а бульдозеры перемещают породу под откос, оставляя на бровке предохранительный вал. Поверхность отвала имеет подъем в сторону откоса равный 3° . Высота бульдозерного отвала достигает 25-30 м.

Отвалы устраиваются из расчета минимизации занятости земли и обеспечения к минеральной массе впоследствии (рисунок 2.5).



Рисунок 2.5 - Карьерные отвалы

Не отвечающие требованиям кондиций руды укладываются в отдельные отвалы.

Гидроотвалы представляют собой огороженные дамбами понижения рельефа, балки, овраги, выработанные пространства карьеров. Они заполняются из напорных трубопроводов. Твердые частицы и взвесь осаждаются на дно, а отстоявшаяся вода возвращается в систему напорного гидротранспорта.

2.2 Подземная добыча руд цветных металлов

2.2.1 Общие сведения

Подземная разработка месторождений руд цветных металлов различных форм, мощности, углов падения, на разных глубинах осуществляется с использованием подземных горных выработок. Она включает этапы: вскрытие, подготовка и очистная выемка, которые выполняются последовательно или совмещенно во времени и пространстве с целью обеспечения производства достаточными запасами вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов полезного ископаемого.

Подземным способом добывают металлы из месторождений: алюминий Чермуховского (Свердловская область), медь Октябрьского (Красноярский край), никель Талнахского (Красноярский край), свинец Холоднинского (Республика Бурятия), цинк Гайского (Оренбургская область), олово Фестивального (Хабаровский край), вольфрам Холтосонского (Республика Бурятия), титан Большой Сэйиминского (Амурская область) и других.

Основные горные выработки:

- шахтные стволы, квершлагги и штольни, открывающие доступ ко всему месторождению или его части и обеспечивающие возможность проведения подготовительных выработок и очистной выемки в запланированных объемах;
- штреки, квершлагги, уклоны, бремсберги, восстающие, орты, которыми вскрытая часть месторождения разделяется на обособленные выемочные участки, предусмотренные принятым способом подготовки и системой разработки;
- подэтажные и слоевые выработки, выработки буровые, погрузочно-доставочные, подсечки, вентиляционные, отрезные восстающие, лавы и другие забойные выработки, обеспечивающие выемку полезных ископаемых.

Этапы подземной разработки месторождения: подготовка рудничного поля, отделение горной массы от массива, выдача на транспортные выработки и транспортирование на поверхность с размещением пород в выработанном пространстве или в отвалах.

2.2.2 Вскрытие

Вскрытие заключается в проведении шахтных стволов, квершлаггов, штолен, капитальных рудоспусков и др. для получения доступа к рудному телу (рисунок 2.6).

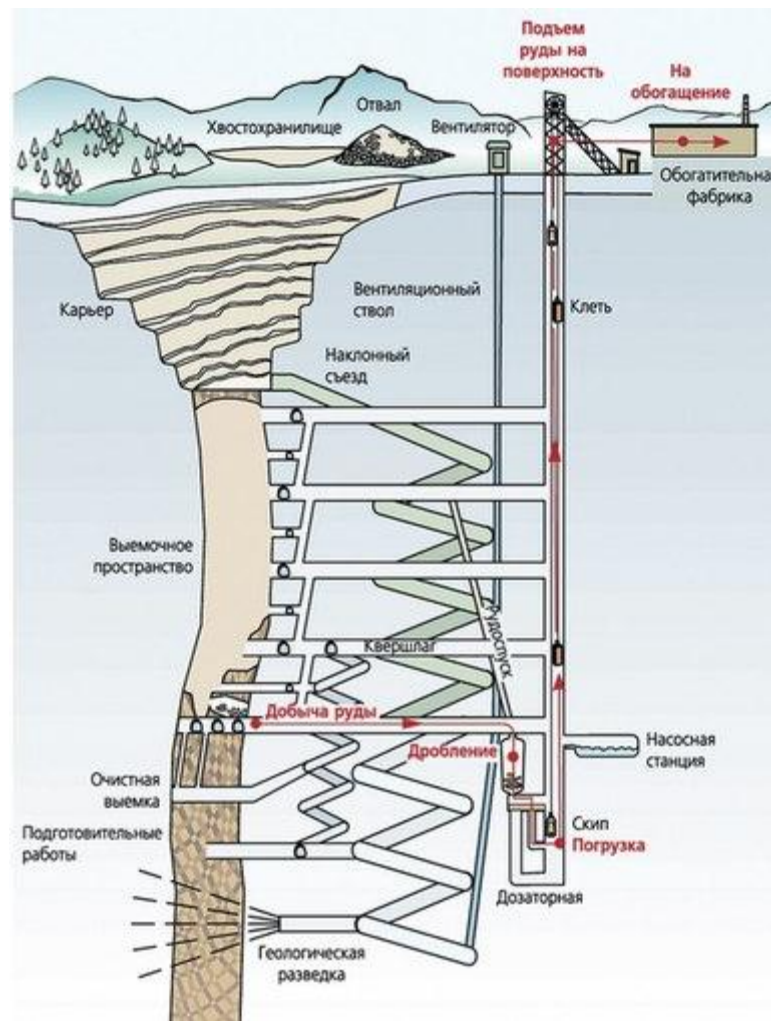


Рисунок 2.6 - Схема вскрытия месторождения

Главные вскрывающие выработки служат для выдачи руды и пород на земную поверхность, вентиляции, перемещения людей, доставки материалов и оборудования. Вспомогательные выработки служат для вентиляции, транспорта оборудования, обеспечения дополнительного выхода на земную поверхность и др. целей. Расположение главных и вспомогательных стволов определяется условиями проветривания.

Форма, размеры, способы проведения, крепления выработок вскрытия зависят от срока их службы, оптимальной работы транспорта, безопасности передвижения людей, доставки материалов и оборудования, а также пропуска необходимого количества воздуха.

Простые способы вскрытия: вертикальным шахтным стволом по рудному телу, по породам лежачего бока, по породам висячего бока; наклонным шахтным стволом по породам лежачего бока и на флангах месторождения; штольной по рудному телу или по породам боков рудного тела.

Комбинированные способы сочетают два или более способа вскрытия, например: вертикальный шахтный ствол с поверхности и вертикальный слепой ствол; вертикальный шахтный ствол и наклонный слепой ствол; штольня и вертикальный слепой ствол; штольня и слепой наклонный ствол.

Штольня в качестве вскрывающей выработки используется при вскрытии в гористой местности. Строительство штольни дешевле, скорость проходки выше, транспортирование руды дешевле и осуществляется без перегрузки, передвижение людей безопаснее, шахтные воды выдаются самотеком, стоимость поверхностных сооружений меньше.

Шахтные стволы имеют круглую, прямоугольную и эллиптическую форму сечения. Размер сечения ствола зависит от его назначения. Капитальные стволы служат для подъема руды и породы, подъема и спуска людей, спуска материалов, вентиляции и размещения водоотливных и воздушных труб, но иногда только для подъема руды и породы, только для спуска-подъема людей, только для вентиляции и т.п.

Вскрытие наклонным стволом осуществляют в лежащем боку за пределами зоны сдвига пород или по месторождению. От ствола шахты до границы рудного тела проходят квершлаг, длина которых значительно меньше, чем при вскрытии вертикальным стволом, что является основным достоинством способа.

Комбинированные способы вскрытия сочетают разнотипные вскрывающие выработки: верхнюю часть месторождения вскрывают одной выработкой, а нижнюю – другой. Такое вскрытие характерно для месторождений расположенных в гористой местности или ниже уровня вскрытия штольней. В этом случае их вскрывают слепым стволом. При ступенчатом вскрытии длина квершлагов уменьшается.

Рудные тела крутого падения вскрывают вертикальными стволами в сочетании с наклонным съездом для передвижения самоходного оборудования. Выбор схемы вскрытия производят с учетом геологических условий, производительности, срока существования и возможности применения высокопроизводительной техники. Так, получили распространение наклонные автомобильные съезды.

Околоствольные дворы с комплектом выработок строят на каждом этаже, но иногда применяют вскрытие групповыми квершлагами через два-три этажа. Ствол и откаточные выработки этажей связываются вертикальными и наклонными выработками. Для доставки материалов и оборудования и перемещения людей проходят восстающие с клетевым или лифтовым подъемом.

Целесообразность вариантов вскрытия оценивают путем технико-экономического сравнения. Выбирается тот, при котором обеспечивается наибольшая безопасность работ и меньшие затраты.

Место заложения главной вскрывающей выработки по простиранию месторождения должно быть оптимальным в отношении работы подземного транспорта в течение всего времени отработки запасов, удобства расположения поверхностных сооружений и подъездных путей, сохранности от рисков паводковых и дождевых вод, оползней, лавин и т.д.

Разделение рудничного поля на этажи производят штреками и ортами. Восстающими и наклонными выработками этажи делят на выемочные блоки. Высота этажа составляет 60-120 м. Иногда этажи делят по высоте на подэтажи.

Восстающие выработки проходят способом секционного взрывания скважин или шпуров. Проходку вертикальных восстающих выработок механизировать применением комплексов КПВ, где полук перемещается по монорельсу. Проходка бурением и расширением скважин производится с использованием буровых станков типа 2КВ. Станки обеспечивают проведение вертикальных и наклонных выработок диаметром до 3 м, до 100 м в длину под углом до 70 градусов в породах с коэффициентом крепости до 12 по Протодяконову. Горные выработки, проведенные в подготовленных участках для выемки руды, называют нарезными.

Нарезные выработки делят блок на подэтажи, служат для доставки отбитой руды и ее вторичного дробления, обнажения руды в днище блока и отрезки блока от массива.

В выработках выемочного участка оставляют рудные целики, возводятся искусственные сооружения и устройства: крепь, грохоты, люки, погрузочные полки, бетонные, металлические или железобетонные облицовки сопряжений выработок выпуска и вторичного дробления и др.

2.2.3 Системы разработки

Система разработки рудных месторождений подземным способом – порядок и технология очистной выемки руды, определяющие совокупность конструктивных элементов выемочного участка, технологических процессов и способ управления горным давлением, увязанных во времени и пространстве (таблица 2.5).

Таблица 2.5 - Классификация систем разработки по академику М.И. Агошкову

Индекс	Классы систем	Группа систем
I	С открытым очистным пространством	Почвоуступные Потолкоуступные Со сплошной выемкой Камерно-столбовые С подэтажной выемкой С этажно-камерной выемкой
II	С магазинированием руды в очистном пространстве	Со шпуровой отбойкой из магазина Со шпуровой отбойкой из специальных выработок С отбойкой глубокими скважинами
III	С закладкой очистного пространства	Системы разработки горизонтальными слоями с закладкой Система разработки наклонными слоями с закладкой Потолкоуступные с закладкой Сплошные с закладкой Системы разработки полосами с закладкой
IV	С креплением очистного пространства	С усиленной распорной и станковой крепью С каменной и комбинированной крепью
V	С креплением и закладкой очистного пространства	Системы разработки горизонтальными слоями и уступами с креплением и закладкой Системы разработки вертикальными прирезками и короткими блоками со станковой крепью и закладкой Сплошные с креплением и закладкой
VI	С обрушением вмещающих пород	Слоевого обрушения Щитовые Столбовые с обрушением кровли

VII	С обрушением руды и вмещающих пород	Слоевого обрушения Щитовые Столбовые с обрушением кровли
VIII	Комбинированные	Комбинированные с выемкой камер и открытым очистным пространством Комбинированные с выемкой камер и магазинированием руды Комбинированные с выемкой камер и закладкой

Готовые к выемке – это запасы руды, в которых пройдены нарезные выработки для производства очистной выемки.

Очистная выемка — комплекс работ по извлечению руды из очистных забоев, включающий отбойку, погрузку, доставку руды из забоя до откаточного горизонта, поддержание выработанного пространства и управление кровлей**. Очистное пространство в процессе очистной выемки оставляют открытым, заполняют отбитой рудой, закладкой или обрушенными породами, или поддерживают крепью и целиками.

Крутопадающие жилы и пластообразные залежи мощностью до 3 м обрабатывают с потолкоуступной и почвоуступной выемкой.

При разработке горизонтальных и пологопадающих залежей средней и большой мощности, до 30 м распространена камерно-столбовая система разработки с регулярными целиками (рисунок 2.7).



Рисунок 2.7 - Камерная система разработки с целиками

Системы разработки с подэтажной выемкой применяют при разработке мощных крутопадающих месторождений. Камеры располагают по простиранию рудного тела при мощности до 15 м, вкрест простирания - при большей. Ширина междукамерных целиков до 15 м. Расстояние по вертикали между подэтажными выработками – 10-12 м. Потолочину обрушают массовым взрывом вместе с дном вышерасположенного блока.

Этажно-камерными системами разрабатывают мощные крутопадающие и наклонные месторождения. Полезное ископаемое отбивают горизонтальными, наклонными или вертикальными слоями.

При разработке мощных пологопадающих месторождений применяют варианты системы с твердеющей закладкой (рисунок 2.8).

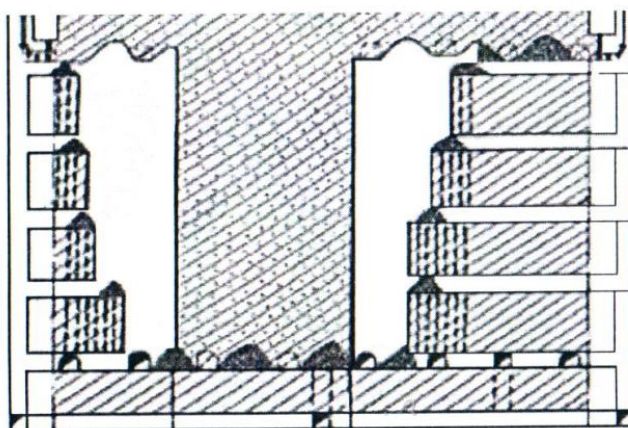


Рисунок 2.8 - Камерная система с отбойкой из подэтажей и закладкой твердеющими смесями

Системы разработки с креплением очистного пространства применяют при разработке месторождений средней мощности. При выемке горизонтальными слоями или потолкоуступным забоем используют усиленную распорную крепь.

Крутопадающие и мощные залежи с неустойчивой рудой и вмещающими породами разрабатывают системой слоевого обрушения нисходящими горизонтальными слоями высотой до 3 м.

Горизонтальные и пологопадающие пластообразные залежи мощностью до 5 м разрабатывают столбовыми системами с обрушением кровли.

Системы с обрушением руды и вмещающих пород применяют для разработки мощных залежей цветных металлов. При разработке крутопадающих залежей богатых руд, склонных к самообрушению, применяют варианты с выемкой руды под деревянным настилом.

Разработку мощных месторождений ведут комбинированно: камеры и целики извлекают одновременно или последовательно различными системами с подготовкой блоков по единой схеме.

Способы управления массивом классифицируют по принципу состояния выработанного пространства на время завершения работ по погашению, в отличие от классификации систем разработок в период очистной выемки (таблица 2.6).

Таблица 2.6 - Классификация способов погашения пустот по В.И. Голику

Классы	Группы	Варианты
С изоляцией пустот	Перемычками	Деревянными, бетонными
	Породными завалами	Отбойкой кровли и боковых пород С подачей материала извне
С обрушением пород	Принудительное обрушение	Вместе с рудой В открытую камеру
	Управляемое обрушение	Вместе с рудой В открытую камеру
С закладкой	Твердеющими смесями	Слоевые системы Камерные системы
	Сыпучими материалами	Гидравлическая Сухая
Комбинированные способы	Перепуск пород извне	Вместе с рудой В открытую камеру
	Хвостами подземного выщелачивания	Без разделения на этажи С разделением на этажи С разделением целиками из закладки
	Сочетание способов изоляции и закладки твердеющими смесями	Пустоты в искусственных массивах
	Сочетание способов с закладкой и хвостами ПВ	Без разделения по восстанию С разделением искусственными массивами

При разработке мощных месторождений руд, способных при обнажении обрушаться, используют системы с естественным или принудительным самообрушением.

2.2.4 Скважинные технологии добычи руд

Месторождения склонных к растворению реагентами руд разрабатывают системами с выщелачиванием, комбинируя технологии по признаку максимального извлечения металлов (рисунок 2.9).

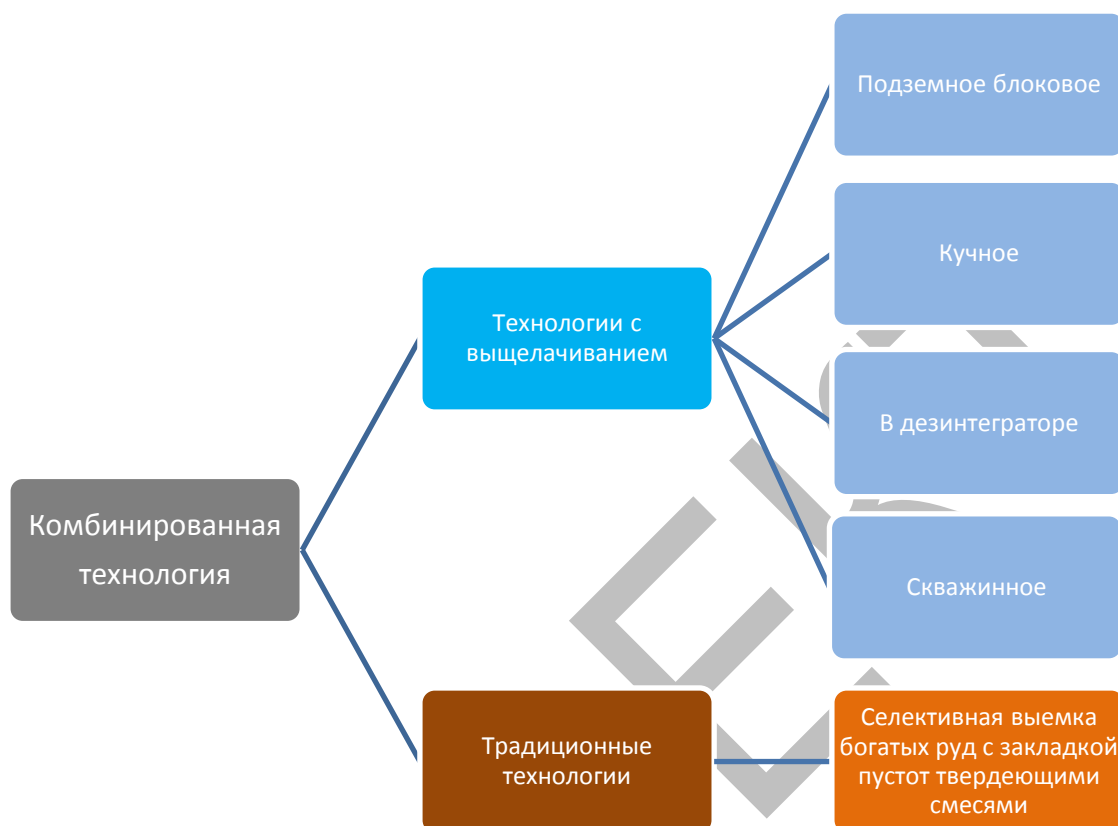


Рисунок 2.9 - Комбинирование традиционных технологий и технологий с выщелачиванием металлов

2.2.5 Отбойка и дробление руд

Отбойку руд средней и высокой крепости ведут взрывным способом, а менее крепких — механическим способом с помощью комбайнов. При добыче слабых или трещиноватых руд в породах, способных при обнажении обрушаться под действием гравитации и давления налегающей толщи, используют феномен самообрушения.

Универсальным для отбойки руд средней и высокой крепости является буровзрывной способ, использующий взрывание зарядов ВВ в шпурах, взрывных скважинах и минных выработках. Способ основан на быстротечном разложении веществ с использованием энергии взрыва на отделение от массива и дробление горной массы.

Шпуровая отбойка используется для отделения от массива полезного ископаемого небольшой крепости, а также для отбойки крепких руд при разработке рудных тел средней и малой мощности.

Отбойка скважинами распространена при разработке мощных рудных месторождений с высокой крепостью и устойчивостью руд и пород. Взрывные скважины бурят вертикальными, наклонными и горизонтальными так, чтобы руда перемещалась в сторону обнаженной поверхности.

Для увеличения глубины заложения и величины зарядов ВВ донную часть глубоких (5–6 м) шпуров взрыванием небольших зарядов расширяют до формы котла.

Эффективность взрывного дробления повышается: короткозамедленным взрыванием, использованием кинетической энергии соударения, рассредоточением зарядов воздушными промежутками, расположением скважинных зарядов.

При разработке мощных залежей руд на больших глубинах применяются ядерные заряды.

При разработке мощных месторождений с крепкими и трещиноватыми рудами применяют отбойку зарядами ВВ, располагаемыми в минных выработках.

Отделение руд от массива путем обрушения в результате гравитационных сил и горного давления применяется при разработке мощных месторождений малоценных руд средней крепости и устойчивости.

При разработке слабых руд выемку осуществляют комбайнами и применяют гидравлическую отбойку.

Показателем оптимальности взрывной отбойки является крупность кусков разрушенного взрывом рудного массива. Если в результате отбойки отделяются крупные куски породы, не подлежащие транспортировке, их измельчают до кондиционных размеров. Размеры максимально допустимого куска в горной массе определяются параметрами транспортных средств, дробилок и другого оборудования. Максимально допустимый размер кусков варьируется от 300 - 400 до 800 - 1000 мм. Для дробления негабаритных кусков применяют взрывчатые вещества или механические устройства.

Качество отбойки и дробления улучшают изменением пространственного расположения зарядов относительно друг друга и свободной поверхности.

Вращательное бурение станками пневмоударного и шарошечного бурения с армированными твердыми сплавами коронками применяют в рудах с коэффициентом крепости до 6-8 по шкале проф. М.М. Протодяконова.

Алмазное бурение взрывных скважин в крепких породах характеризуется хорошими показателями за счет стойкости коронок.

Пневмоударное бурение шпуров и скважин применяют при бурении крепких и весьма крепких руд и пород. Шпуры бурят перфораторами с пневмоподдержками, с фиксацией на пневмоколонках или закрепленных на станках. Для бурения выработок в породах с коэффициентом крепости до 14 применяют самоходные электрогидравлические станки (рисунок 2.10).

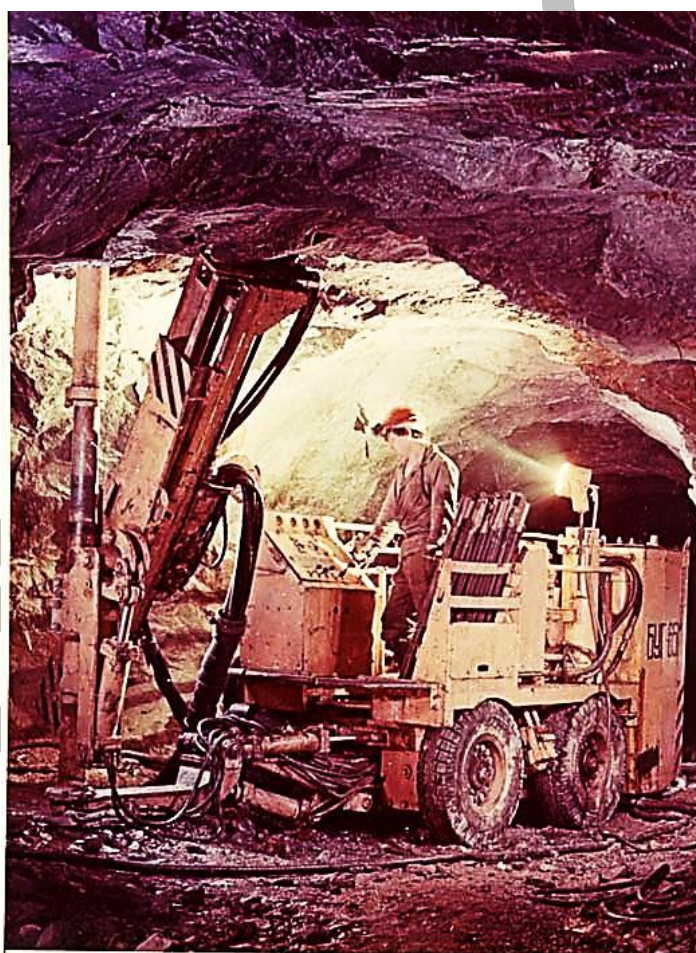


Рисунок 2.10 - Гидрофицированная установка БУГ-65 для бурения скважин

Для бурения взрывных скважин и шпуров используют буровые перфораторы, станки, каретки (УБШ, НКР-100, СБУ, БП-100, MONOMATIC, BOOMER и т.д.) и

установки добычного бурения (компаний ATLAS COPCO, SANDVIK, INGERSOLL-RAND) (рисунок 2.11).

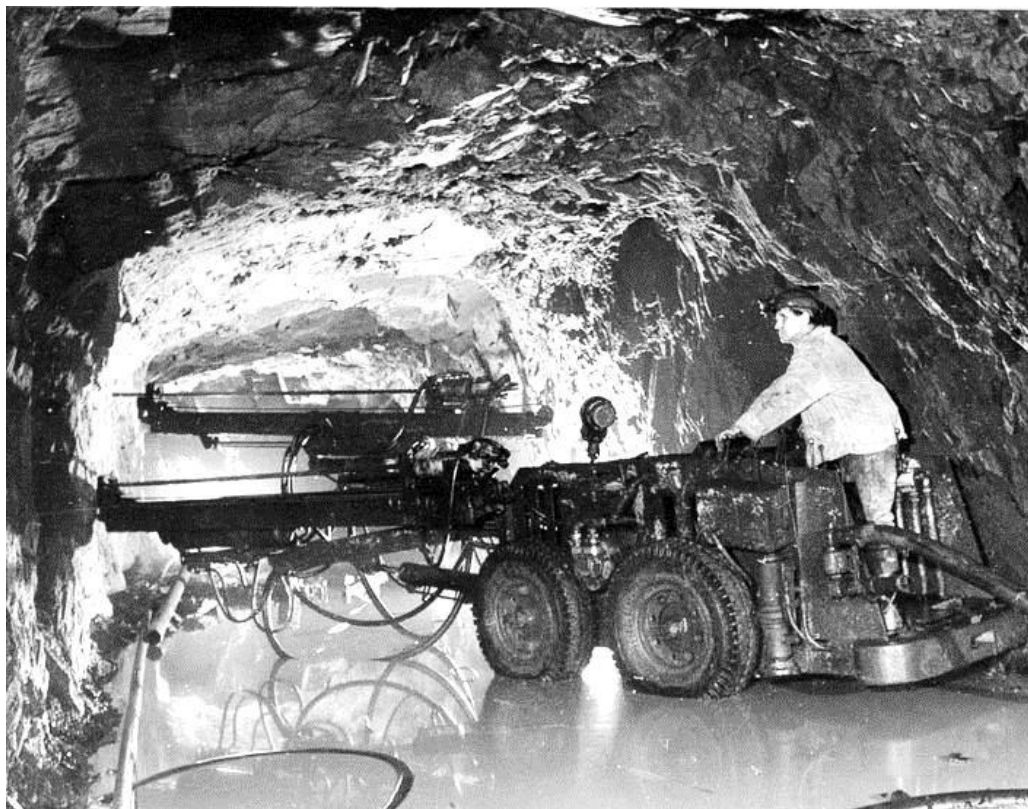


Рисунок 2.11 - Бурение шпуров кареткой БК-2ПМ

Расположение взрывных скважин может быть параллельным, параллельно-сближенным, веерным. Для размещения зарядов ВВ наиболее распространены скважины диаметром 105 - 110 мм, которые бурят станками с погружными пневмоударниками.

Для улучшения дробления руды и снижения сейсмического эффекта применяют короткозамедленное взрывание зарядов с интервалами: 25, 50, 75, 100 и 150 мс.

Промышленные ВВ для подземных горных работ: аммиачно-селитренные гранулированные, порошкообразные и эмульсионные ВВ. В гигроскопичные ВВ для придания водостойчивости вводят специальные добавки. ВВ на основе водостойчивой аммиачной селитры имеют марку ЖВ: аммониты № 6 ЖВ, а также тротил и др.

Для подземных работ применяют ВВ с кислородным балансом близким к нулевому с минимизированным количеством оксида углерода CO и оксидов азота NO, NO₂, N₂O₃ и прочих вредных газов при взрыве.

Для заряжания используют самоходные, передвижные и переносные зарядные машины. ВВ транспортируется сжатым воздухом по зарядному шлангу в скважины и шпур.

2.2.6 Доставка

Отбитая руда доставляется к местам ее погрузки в транспортирующие устройства. Под действием собственного веса она перемещается по почве выработки, рудоспускам, настилам, желобам, трубам с углом наклона выработки от 35 до 50°. Ограниченное применение имеют доставка силой взрыва и гидравлическая.

Механизированная доставка производится скреперами, конвейерами, самоходными вагонетками, погрузочно-доставочными машинами. Скреперная доставка используется для доставки руды от забоя до рудоспуска или погрузочного люка, а на горизонте скреперования - от рудоспусков до погрузочных полков. Ее достоинства: простота устройства, небольшая стоимость оборудования, мобильность, возможность совмещения доставки с погрузкой.

Доставка конвейерами применяется при малоабразивной мелкой руде с подъемом выработки под углом до 20°, иногда до 30-40°. Скребковые конвейеры, по сравнению с ленточными, имеют меньшую высоту, проще в обслуживании и допускают подъем материала до 35°. Вибро-конвейеры устанавливают под бетонированными выпускными выработками, но не под навалом руды.

При длине транспортирования до 500 м применяется доставка самоходными установками с электрическим, дизельным, дизель-электрическим и пневматическим двигателем. Перспективны машины с комбинированным электрогидравлическим приводом.

По способу разгрузки различают челночные вагонетки и самосвалы. Дном челночных вагонеток служит скребковый конвейер, разравнивающий и выгружающий транспортируемую руду.

Комплексы состоят из погрузочных машин и самоходных вагонов, а при большой производительности — экскаваторов или ковшовых погрузчиков и подземных автосамосвалов. Электрический привод позволяет снизить отрицательное влияние на окружающую среду. Дизельный привод применяют на рудниках с активным проветриванием. Типы приводов сочетают, например, дизельный — для передвижения, электрический — для погрузки.

Машины с аккумуляторным приводом находят применение при отработке маломощных рудных тел сложной формы.

Машины вспомогательного назначения имеют самоходные шасси, автономный привод и необходимый набор навесных приспособлений - крюк, ковш и др.

2.2.7 Выпуск руды

Руду выпускают из днищ блоков или из торца горизонтальных выработок через люки, питатели, конвейеры и др. устройства (рисунок 2.12).



Рисунок 2.12 - Выпуск руды из блока через вибролюк

Тип и параметры люка зависят от количества и свойств пропускаемой через него руды, срока службы, размеров откаточной выработки и емкости откаточного сосуда.

Люки с секторным затвором пригодны для погрузки руды крупностью до 300-400 мм. Люки с пальцевым затвором применяют для погрузки руды крупностью до 1000 мм. Пальцы опускаются под действием собственного веса, а поднимаются с помощью пневматического цилиндра. Комбинированные люки сочетают лотковый затвор с секторным, пальцевым или цепным.

При разработке с погрузкой руды в доставочные агрегаты или откаточные вагоны машинами ее выпускают на почву выработки. Погрузка руды в транспортные средства осуществляется погрузочными машинами, комбайнами, погрузчиками или малогабаритными экскаваторами (рисунок 2.13).



Рисунок 2.13 - Погрузочно-доставочная машина

Погрузочные машины имеют колёсно-рельсовый, гусеничный и пневмошинный ход; пневматический, электрический, электрогидравлический или дизельный привод. На выпуске руды из блоков используют вибротехнику, существенно повышает производительность. Передвижные вибрационные установки, работающие под навалом руды, сокращают потери руд в днище блока.

2.2.8 Поддержание выработанного пространства

В результате горных работ первоначальное равновесно-напряженное состояние пород нарушается. Вокруг горных выработок возникает поле напряжений – горное давление, формирующееся под влиянием глубины залегания, тектонической деятельности, анизотропии и упругости пород, давления газов и подземных вод и др.

В скальных породах прочностью от 50-100 до 100-150 МПа в зоне нарушенных пород коэффициент ослабления снижается с 0,25-0,35 до 0,15-0,04. Мощность зон вокруг выработок малого сечения составляет 0,5-2,0 м, вокруг крупных 5-10 м. Внутри этих зон выделяется менее мощная приконтурная зона снижения ослабленности 0,5-1,5 м. В пределах зоны прочность уменьшается на величину в 2,5-6,0 раз. На контакте зоны влияния выработок напряжения увеличиваются до первоначального значения.

Напряжения в окрестностях выработки могут превысить прочность пород, тогда там образуется область, в которой происходят горные удары и выбросы.

Управление горным давлением - совокупность мероприятий по предупреждению негативных последствий проявления горного давления. Сохранность горных выработок

обеспечивается приданием им наиболее устойчивой формы поперечного сечения или возведением в них крепи. Круглая форма принимается при высоком всестороннем давлении, сводчатая - при давлении сверху.

Поддержание выработанного пространства – сохранение его устойчивости путем подпора боков и кровли очистного пространства целиками, закладочным материалом, отбитой рудой или крепью.

В скальных породах нагрузка на крепь формируется за счет массы той части пород в кровле, которая в процессе формирования свода естественного равновесия испытывает неупругие деформации.

Деревянная крепь представляет собой прямоугольные или трапециевидные крепежные рамы, стойки и костры.

Металлическая крепь – стойки, штанги или сложные механизированные агрегаты, являющиеся составной частью выемочных комплексов.

Обрушение пород осуществляют с целью облегчения поддержания очистных выработок за счет перераспределения горного давления. Оптимальным считается такой порядок работ, при котором срок существования выработок минимален. Быстрое погашение блока позволяет увеличивать размеры очистных камер и уменьшать расходы на их поддержание.

При креплении пород применяют бетонную, каменную, смешанную и металлическую крепь в виде переносной или штанговой крепи, а также из полимерных материалов.

По конструкции деревянной крепи различают типы: распорная крепь – простая, усиленная, составная; костровая крепь; крепежные рамы; станковая крепь.

По характеру работы различают крепи: жёсткая, податливая, шарнирная, комбинированная; по сроку службы: постоянная и временная; по форме: трапециевидная, арочная, кольцевая, эллиптическая, полигональная; по виду выработки – для горизонтальных, наклонных и вертикальных выработок.

Для поддержания очистных выработок после выемки руд применяют затвердевшую смесь раствора цемента с песком, щебнем или гравием. Для изменения свойств бетонов и растворов (подвижности, скорости твердения, водонепроницаемости, долговечности) в их состав вводят добавки.

Крепи, воспринимающие растягивающие усилия, изготавливают из бетона, армированного сталью, - железобетона. Шприц-бетон, набрызг-бетон и торкрет-бетон, состоящий из водной смеси цемента, песка и мелкого щебня, используют для покрытия пород с целью защиты от разрушения, коррозии и придания огнестойкости.

Металл используют редко, обычно для крепления устьевой части штолен, кварцшлагов и других выработок с большим сроком службы. Находят применение новые композитные крепежные материалы, в первую очередь, стеклопластик.

Для крепления капитальных выработок с большим сроком службы применяют крепи: бетонные, железобетонные, сборные металлические и железобетонные (тюбинги), металлические рамы и др., воспринимающие нагрузку в пределах упругих деформаций без изменения формы и размеров

Железобетонная крепь отличается от бетонной наличием металлической арматуры, позволяющей воспринимать растягивающие усилия. Наряду с монолитной бетонной крепью применяют сборные железобетонные крепи: сплошную тюбинговую, арочные, кольцевые или эллиптические.

Податливые рамы изготавливают из спецпрофиля, соединяя их между собой хомутами и болтами, которые обеспечивают податливость крепи за счёт скольжения в местах соединения. Смешанные рамные крепи состоят из железобетонных пустотелых стоек и металлических верхняков, соединяемых при помощи подвесной скобы.

Жёсткие металлические крепи трапециевидной, арочной и кольцевой формы из двутавровых балок и рельсов с соединением элементов накладками и болтами устанавливают на расстоянии 0,5-1 м друг от друга. Кровлю и бока выработки между рамами закрывают затяжками — железобетонными плитами, металлическими решётками и сетками, досками.

Деревянную рамную крепь применяют в выработках небольшого сечения с небольшим сроком службы. Выработки со значительным сроком службы закрепляются негорючими материалами. Рамы устанавливают или вразбежку через 0,5—1 м с отшивкой кровли и боков выработки между рамами деревянными затяжками, или сплошную. Полные рамы с лежнем применяют при давлении со стороны почвы выработки.

Металлическая крепь может быть жесткой, податливой и шарнирной. Податливость ее необходима в условиях неустановившейся нагрузки. Шарниры крепи обеспечивают ее сохранность и устойчивость при косонаправленной нагрузке. Трапециевидная металлическая крепь из рельсов или двутавровых балок, соединенных между собой уголками или литыми соединительными деталями, представляет собой полные или неполные крепежные рамы.

Штанговая (анкерная) крепь в шпурах, пробуренных в кровле и в боках выработки, выполняет функции «подвешивания» породных слоев или «сшивания» их в одну пачку.

Применяют стальные, железобетонные, деревянные и полимерные штанги. Наиболее распространены стальные штанги, которые с помощью замка укрепляют в конце

шпура, а на их концы навинчивают гайки. Применяют взрыво-инъекционный способ анкерования.

Крепление вертикальных выработок при малом сроке службы производится деревянной крепью, представляющей собой венец из четырех бревен или брусьев. Венцы располагают вплотную друг к другу или на некотором расстоянии один от другого, поэтому различают сплошную, на стойках и подвесную крепь.

Армирование вертикальных выработок осуществляется установкой вандрутов, расстрелов, направляющих, лестничных полков и лестниц.

Вандруты устанавливают для усиления жесткости венцовой крепи попарно вдоль длинных сторон выработки, прикрепляют к венцам и соединяют между собой расстрелами. Расстрелы делят выработку на отделения. В подъемных отделениях на расстрелах устанавливают деревянные или металлические проводники, по которым движутся направляющие подъемных сосудов.

В лестничных отделениях через 3-4 м устраивают полки из досок, оставляя в них лазы размером 600x700 мм для передвижения людей. Лестницы шириной 400 мм устанавливают между полками под углом 80° . Лестничное отделение отшивают досками от подъемных.

Поддержание целиками – использование части рудного массива для перераспределения напряжений в процессе горных работ. Целики по мере доработки запасов извлекаются, но при малой ценности руд их оставляют. Поддержание целиками применяется, как самостоятельный способ поддержания, так и в комбинации с креплением, закладкой пустот и магазинированием руды.

Целики подразделяют на: охранные, междуэтажные, междублоковые и внутрикамерные. Охранные целики оставляют в недрах для защиты капитальных выработок. Выемка полезного ископаемого из охранных целиков разрешается только после того, как необходимость охраны миновала.

Междуэтажные целики состоят из потолочины камеры и днища вышележащего этажа. Междублоковые целики являются опорой. Внутрикамерные целики оставляют по мере необходимости.

При большой глубине разработки и в ряде других случаев оставление целиков становится опасным из-за возможности горных ударов. Поэтому возводят массивы из бетона или твердеющих смесей.

Поддержание магазинированной рудой – временное содержание руды в очистном пространстве для поддержания боковых пород. Поскольку руда при отбойке увеличивается в объеме, 30-40 % выпускаются из блока по мере отбойки, а

замагзинированная руда выпускается после погашения блока. Поддержание рудой осуществляется при разработке крутых и наклонных рудных тел в устойчивых породах. Способ не применим при слеживающихся, возгорающихся и окисляющихся руд.

Поддержание закладкой- заполнение технологических пустот пустой породой, хвостами обогащения, твердеющими смесями и т. п. По признаку заполнения выработанного пространства закладка может быть полной или частичной. По составу и способу транспортирования различают сухую, гидравлическую, твердеющую и пневматическую закладку.

В закладочный материал вводятся вяжущие вещества, в результате чего образуется массив высокой устойчивости и прочности. Расходы на добычу закладочного материала, его подготовку, транспортировку и размещение в очистных выработках в большинстве случаев значительны, однако этот способ обеспечивает безопасность работ, радикальное снижение потерь полезного ископаемого, а также препятствует деформации перекрывающих пород и земной поверхности.

После выемки полезного ископаемого горные выработки со временем или сразу заполняются породами, которые постепенно деформируются и обрушаются, вызывая оседание или разрушение земной поверхности.

Расходы на добычу, приготовление, транспортировку и размещение в очистных выработках закладочного материала достигают 2/3 себестоимости руды, однако этот способ обеспечивает безопасность работ, минимизацию потерь полезного ископаемого и гарантирует сохранность земной поверхности.

В заключительной стадии выемки запасов очистные выработки погашают или приводят в такое состояние, в котором они будут находиться в течение неопределенно долгого времени.

2.2.9 Транспорт и подъем

Подземный транспорт - комплекс сооружений и устройств, предназначенный для приёма и перемещения грузов и людей. В его задачи входит транспортирование руды и породы от пунктов выгрузки из очистных блоков и проходческих забоев до перегрузочных комплексов, околоствольных дворов и рудничного подъема, снабжение добычных участков материалами, инструментом, оборудованием и перевозки людей.

Виды рудничного транспорта: рельсовый с использованием электровозов и вагонеток; самоходный на колесном ходу; конвейерный.

Наиболее распространен рельсовый транспорт. Локомотивный транспорт объединяет контактные электровозы, вагонетки с глухим днищем, боковой и донной разгрузкой, саморазгружающиеся сосуды. Работа локомотивов обеспечивается автоматизацией процессов откатки, включающей сигнализацию, централизацию и блокировку, дистанционное управление локомотивами и диспетчерскую службу.

Подъем и подземный транспорт – элементы единой транспортной системы. По типу оборудования рудничный подъем подразделяют на клетевой, скиповой, конвейерный, автомобильный, а по назначению — на главный и вспомогательный.

При значительной глубине разработки используют скиповой подъем руды, высокая производительность скипов объясняется их вместимостью (до 50 т), скоростью движения (до 20 м/с и более), тогда как клетки движутся со скоростью не более 8 м/с и автоматизацией погрузочно-разгрузочных операций.

Конвейерный подъем эффективен при глубине горных работ до 400-600 м и производительности более 4-5 млн. т/год а также для подъема руды к комплексу загрузки скипов. Для использования конвейерного подъема необходимо дробление руды на куски размерами не более 0,1 - 0,15 м. Угол наклона выработки не должен превышать 16-18°.

Автомобильный подъем руды применяется в редких случаях при угле наклона уклонов, съездов, стволов 6- 8°.

2.2.10 Шахтный водоотлив

Главный рудничный водоотлив осуществляет откачку воды по трубам на поверхность, а участковый водоотлив — перекачку воды из отдельных участков шахты к водосборникам главного водоотлива. Схема водоотлива определяется схемой вскрытия, порядком разработки и гидрогеологией месторождения.

При значительной глубине применяют ступенчатый водоотлив, когда из нижних горизонтов вода перекачивается в промежуточные водосборники вышележащих горизонтов и затем на поверхность.

Система шахтного водоотлива объединяет водоотводные канавки, водосборники, насосные станции с водозаборными колодцами и водоотливными установками, с всасывающими и нагнетательными трубопроводами.

Для главного водоотлива применяют, в основном, центробежные многоступенчатые секционные насосы в горизонтальном исполнении, допускающие

содержание механических примесей в воде крупностью 0,1-0,2 мм до 0,2%. Для подачи воды на поверхность в стволе шахты прокладываются рабочие и резервные трубы.

2.2.11 Рудничная вентиляция

Проветривание горных выработок осуществляется для создания в подземных выработках условий, исключающих вредное воздействие на человека ядовитых газов, высоких и низких температур.

Принцип проветривания горных выработок - создание сквозной вентиляционной струи за счет общешахтной депрессии и пропуска струи по выработкам. Используется нагнетательный, всасывающий или нагнетательно-всасывающий способ вентиляции. Воздух подают в шахту по одним выработкам, а отводят на поверхность по другим. Свежий воздух по выработкам распределяют с помощью автоматических вентиляционных дверей, шлюзов и перемычек.

Движение воздуха по горным выработкам обеспечивается вентиляторами главного и местного проветривания. Главные вентиляторные установки снабжаются системой дистанционного управления приводом вентилятора и контроля параметров работы с пульта главного диспетчера шахты и оборудуются системой реверсирования вентиляционной струи. При работе вентиляторов на нагнетание используется установка для подогрева воздуха в зимнее время использованием природного газа, электричества, пара или нагретой воды.

При прохождении вентиляционной струи по выработкам к рудничному воздуху примешиваются пыль, различные газы и т. п. Основная мера борьбы с примесями вредных газов — разжижение их свежим воздухом до предельно допустимых концентраций.

Для эффективного выноса пыли из забоя скорость воздуха должна быть не менее 0,3 м/с. Для борьбы с пылью применяют комплекс мер, среди которых приоритетно гидро-обеспыливание.

Основные загрязнители в выбросах в атмосферу - газообразные и пылевые примеси в процессах буровзрывных работ, очистной выемки и др.

2.2.12 Обращение с пустыми породами

На земную поверхность извлекают не только полезное ископаемое, но и пустые породы и некондиционную руду. Удельный расход выработок на 1000 т руды достигает: горно-подготовительных выработок 2-6 м³, нарезных 8-14 м³. Пустые породы выдают на поверхность и складировуют в отвалы (рисунок 2.14).



Рисунок 2.14 - Складирование пород в отвале

Руды, не отвечающие в настоящее время кондициям, и не используемые попутные полезные ископаемые укладываются в отдельные отвалы.

Хранение пород влияет на экосистемы окружающей среды. Масштабы и значение этих воздействий зависят от объемов горнодобывающей деятельности в сочетании с топографией и климатическими условиями района, особенностями залегания месторождения, технологии добычи, сельскохозяйственной деятельности в регионе и др. факторов.

Источниками загрязнения атмосферы являются газопылевые выбросы с поверхности породных отвалов и рудных складов. Исходящий воздух содержит твердые частицы, окись углерода, оксиды азота и летучие органические соединения. Минимизация выбросов твердых частиц включают: использование туманообразователей, орошение горной массы, использование аэрозолей.

2.3 Обогащение руд цветных металлов

2.3.1 Подготовительные процессы

2.3.1.1 Дробление руд

Рост объемов переработки минерального сырья, разработка бедных месторождений, необходимость комплексного использования сырья и охраны окружающей среды, экономические аспекты требуют качественно нового подхода к процессам переработки [24-32].

Только небольшая часть полезных ископаемых пригодна для непосредственной переработки металлургическими, химическими или другими методами. Большая же часть их в естественном виде не может быть использована для этих целей, так как не удовлетворяет требованиям последующих технологических процессов. В связи с этим для придания полезным ископаемым свойств, необходимых для технически возможной и экономически выгодной технологической переработки, они подвергаются обогащению. Основными задачами, возникающими при обогащении, являются отделение полезных минералов от пустой породы и вредных примесей и разделение полезных компонентов на ряд продуктов, наиболее пригодных для дальнейшей переработки.

Металлургическая промышленность в настоящее время предъявляет очень высокие требования к рудам в отношении содержания в них основных металлов и примесей. Вместе с тем руды, которые могли бы удовлетворять этим требованиям, встречаются редко и количество их не может обеспечить современной потребности в металлах. Поэтому возникает необходимость повысить качество добываемых руд по содержанию в них металлов и вредных примесей.

Необходимость повышения содержания основных металлов в рудах иллюстрируется данными таблицы 2.7, в которой сравнивается процентное содержание некоторых металлов в добываемых рудах и содержание металлов, требуемое для металлургического передела.

Таблица 2.7 - Содержание металлов в рудах и содержание металлов, требуемое для металлургического передела

Наименование металла	Содержание в руде, %	Требуется для металлургии, %
Свинец	2-4	50-60
Цинк	3-5	50-60
Медь	0,7-1,5	20-30
Олово	0,3-1,0	60-70
Молибден	0,1-0,5	50-60

Из таблицы 2.7 следует, что содержание металлов в сырье, поступающем на металлургическую переработку, должно в десятки и сотни раз превышать содержание металлов в добываемых рудах. В ряде случаев руды могут перерабатываться при содержании металлов более низком, чем это указано, но при этом резко снижаются технические и экономические показатели.

Технологические этапы при обогащении полезных ископаемых остаются неизменными уже в течение длительного времени, несмотря на то, что техника и технологии ушли далеко вперед с тем, чтобы из каждого класса крупности извлечь максимум ценной компоненты (рисунок 2.15).



Рисунок 2.15 - Технологические этапы повышения содержания основных металлов в рудах и удаления вредных примесей

Добыча - начальный этап обработки полезных ископаемых. **Дробление, измельчение и классификация** - подготовительные процессы (рудоподготовка), направленные на получение требуемого распределения добытой руды по крупности. **Обогащение** - основные процессы, обеспечивающие увеличение содержания ценных компонентов путем сепарации измельченной руды физико-механическими и физико-химическими методами на продукты, обогащенные ценными компонентами - концентраты, и обедненный ими - хвосты. **Доводка** - вспомогательные процессы, обеспечивающие получение концентратов в виде товарных продуктов и хвостов в виде продукта, пригодного для складирования и хранения. **Транспортировка материалов** - технологические операции (доставка добытой руды на обогатительную фабрику, буферное накопление руд (с возможным усреднением), загрузка аппаратов исходным питанием с заданной производительностью), предназначенные для продвижения всего горного процесса вперед с минимальными нарушениями производительности и потока материалов.

Доставку добытой руды осуществляют железнодорожным или автотранспортом. Погрузка и разгрузка грузового транспорта - основной источник пылеобразования в горном цехе.

Целями буферного накопления руд (рисунок 2.16) является сглаживание различий в темпах производства, переходов смен, перерывов для ремонта, вариаций: подачи материалов с рудников, участков разных месторождений, обогатимости руд, содержания ценных и вредных компонентов в рудах, крупности руд.

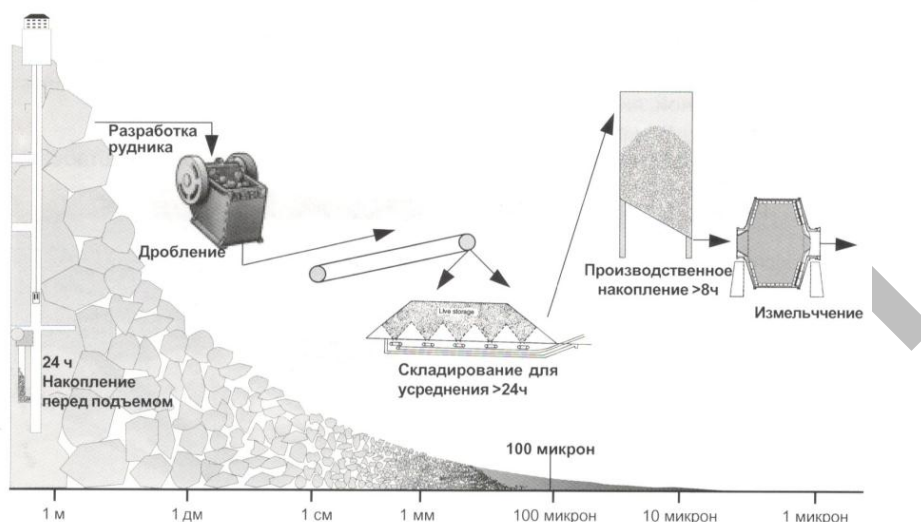


Рисунок 2.16 - Накопление руд

Равномерное питание аппаратов исходным продуктом обеспечивает эффективность его работы (рисунок 2.17).



Рисунок 2.17 - Типы питателей в зависимости от крупности материала

Защита - меры по защите технологического оборудования от износа и персонала от воздействия пыли и шума.

Если износ опасен для оборудования и конструкций, то пыль и шум представляют опасность главным образом для операторов. Пыль представляет собой проблему и для оборудования и для операторов при сухих процессах.

Шум является проблемой для операторов, как в сухих, так и в мокрых процессах.

Традиционно экология рудообогатительных фабрик имеет плохую репутацию.

В настоящее время это положение меняется, благодаря более жестким законам, и более жестким требованиям со стороны организаторов производства.

Цены на производимый продукт редко устанавливает сам производитель, чаще это делает рынок, приобретающий этот продукт. Однако всегда имеется возможность увеличить доход от деятельности предприятия, за счет резервов, заложенных в самом выполнении работы. Например, улучшая комфорт операторов, можно поднять их мотивацию и уменьшить помехи работе для увеличения производительности, улучшения качества продукции (рисунок 2.18).



Рисунок 2.18 - Результаты хозяйственной деятельности

Среди поставщиков и пользователей оборудования есть устойчивая тенденция говорить на языке «систем», то есть решать проблемы на уровне различных производственных процессов, а не просто монтажа оборудования. Это эффективно поднимает качество работы (рисунок 2.19).



Рисунок 2.19 - Уровни систем при обогащении руд

Процессы дробления, измельчения и классификации относят к подготовительным (в которых не производят сепарации полезных ископаемых по физическим свойствам), назначение которых - разрушение плотного монолитного полезного ископаемого и превращение его в рыхлую смесь с использованием таких механических сил, как удар, сжатие, сдвиг, раскалывание и истирание [33-48].

Операции дробления применяются для подготовки руд к измельчению в мельницах или подготовки его непосредственно к операциям обогащения, в случае, если руда с крупной вкрапленностью полезных минералов. В схемы дробления обычно включают операции предварительного и поверочного грохочения. Их принято относить к той операции дробления, в которую поступает верхний продукт грохота.

Операция дробления вместе с относящимися к ней операциями грохочения составляет стадию дробления, а совокупность стадий дробления — схему дробления. Схемы дробления включают одну, две, три и более стадий дробления, выполняемых в гирационных дробилках первой стадии дробления, щековых дробилках, молотковых дробилках, конусных дробилках для крупного, среднего и мелкого дробления, роллер-прессах

Все операции по уменьшению крупности - дробления и измельчения - определяются характеристиками питания, которое подается в процесс. Добытая горная масса всегда состоит из кусков, значительно отличающихся по своим размерам. Наряду с крупными кусками (достигающими при открытой добыче 1,5 м и до 350 мм - при

подземной) в ней содержатся частицы в несколько долей миллиметра. Основным исходным параметром является «дробимость или измельчаемость» материала, имеющая также название индекс работы и «профиль износа», называемый индексом абразивности.

2.3.1.2 Измельчение руд

Все дробилки, включая дробилки ударного действия, дают ограниченные значения степени дробления. В силу их конструкции имеется ограничение по времени пребывания материала в дробилке: для уменьшения крупности ниже 5-20 мм прибегают к процессам измельчения (рисунок 2.20).



Рисунок 2.20 - Методы измельчения

Целью процесса измельчения является высвобождение индивидуальных минералов, заключенных в кусках вмещающей породы (руды), и, таким образом, их раскрытие для последующего обогащения в форме сепарации. Руды подвергаются обогащению при крупности до 0,1 мм и мельче.

Уменьшение крупности путем измельчения также производится оптимально, стадиями с использованием барабанных мельниц: само- и полусамоизмельчения, стержневых, шаровых и галечных, специальных барабанных мельниц - конусных шаровых мельниц и мельниц на обрезиненных роликах. Вертикальные мельницы с перемешиванием дробящей среды типа VertiMill применяют для сверхтонкого измельчения (рисунок 2.21).

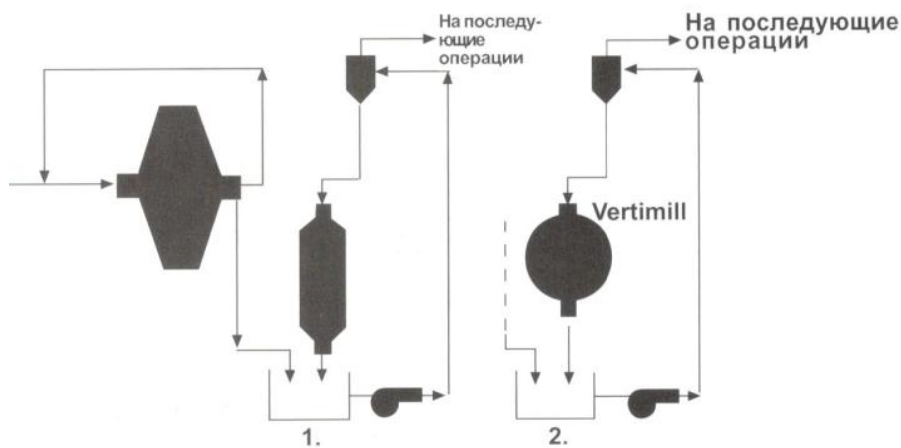


Рисунок 2.21 - Типовая схема измельчения: мельница полусамоизмельчения + шаровая мельница + мельница типа VertiMill

Основные затраты на измельчение составляют затраты на энергию, футеровку и дробящую среду (рисунок 2.22).

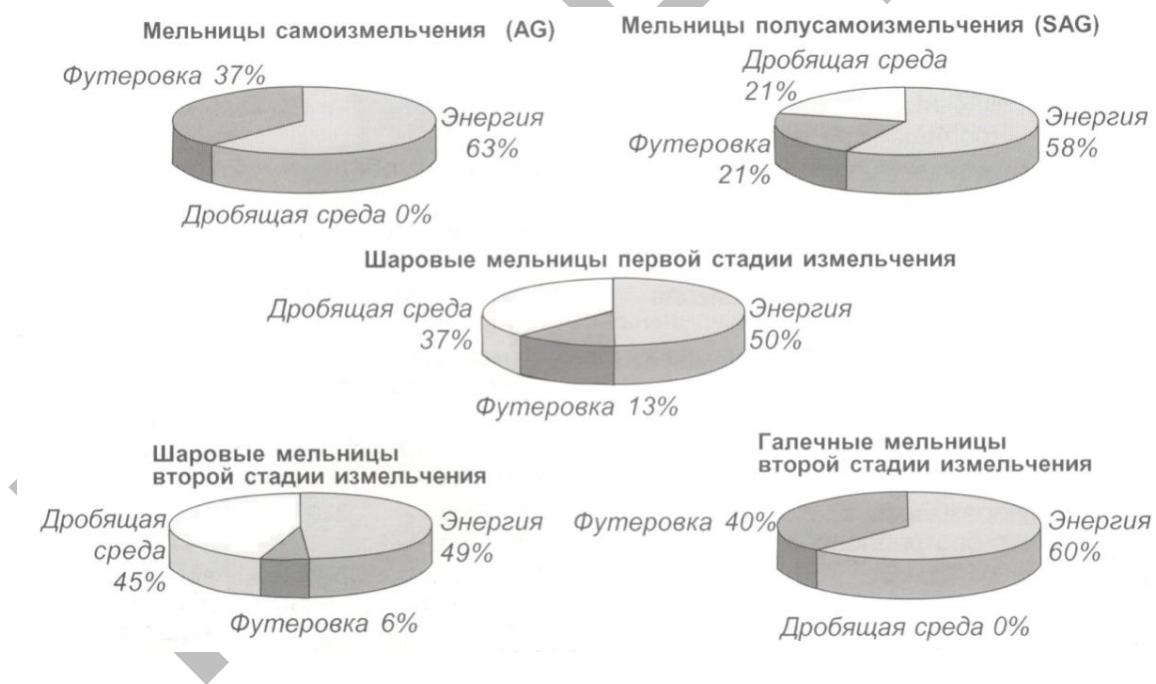


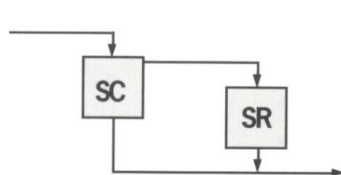
Рисунок 2.22 - Стоимость измельчения - типичные затраты

2.3.1.3 Классификация материалов

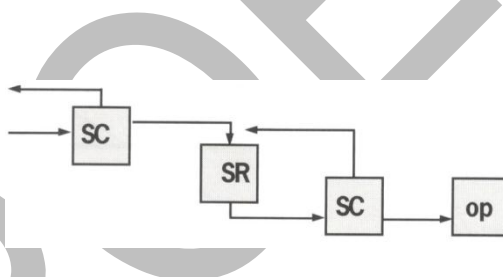
Под классификацией понимают процесс разделения твердой фракции на два или более продукта на основе крупности зерен. Разделять по крупности можно и мокрый и сухой материал.

Цель классификации:

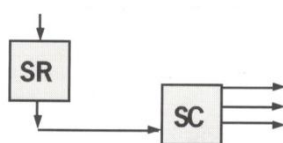
1. предотвратить переизмельчение материала готовой крупности на следующей стадии измельчения SR (предварительное грохочение SC)



2. предотвратить прохождение крупных фракций на следующую стадию измельчения или на следующую технологическую операцию (op) (разделение по крупности в замкнутом цикле)

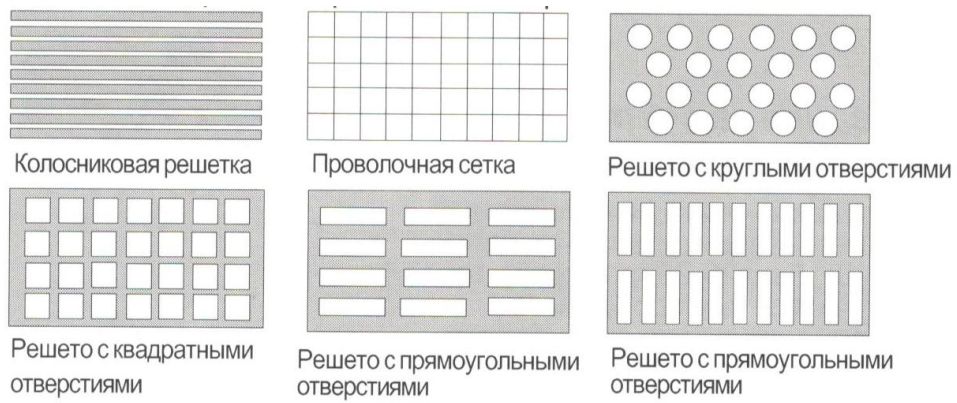


3. получить продукт заданной крупности (разделение продукта по крупности)

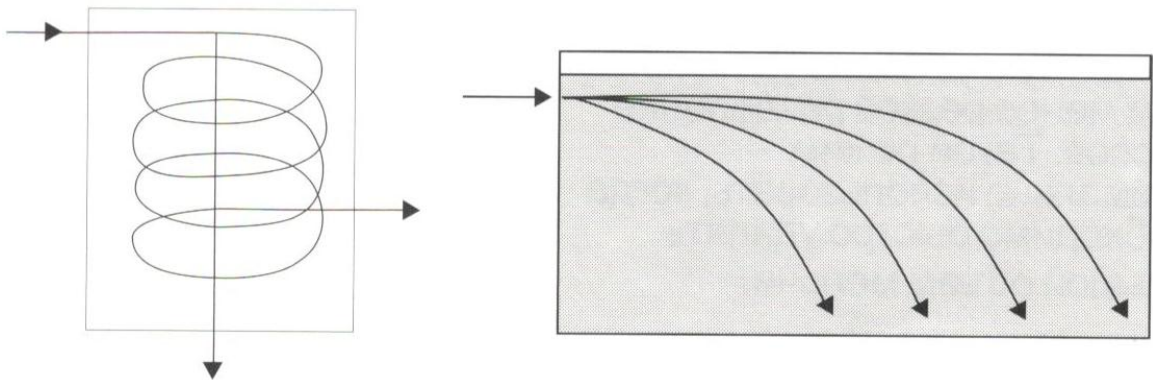


В практике обогащения полезных ископаемых существуют два доминирующих метода классификации:

1. грохочение, в котором для разделения используются просеивающие поверхности с отверстиями разной геометрии



2. классификация, в которой для разделения по крупности используют движение частиц



Действие грохота определяется тремя основными параметрами: движением, наклоном и видом просеивающей среды (рисунок 2.23).

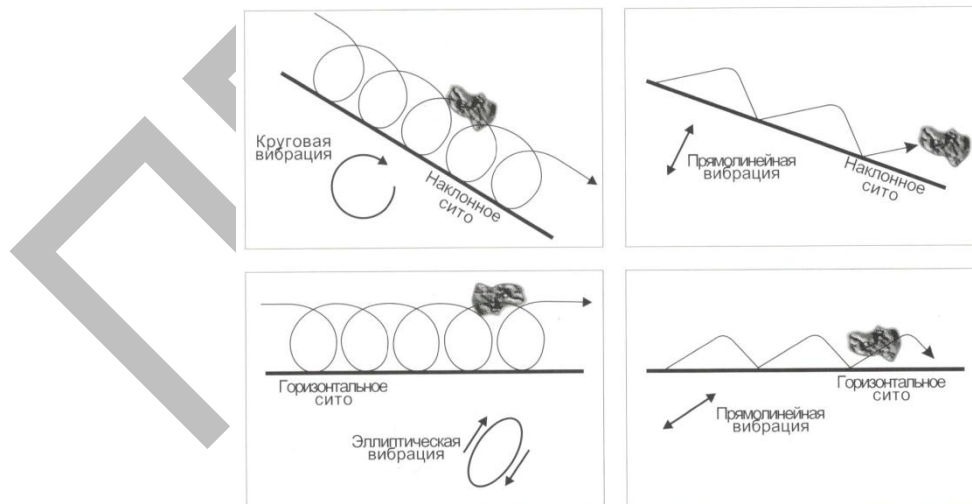
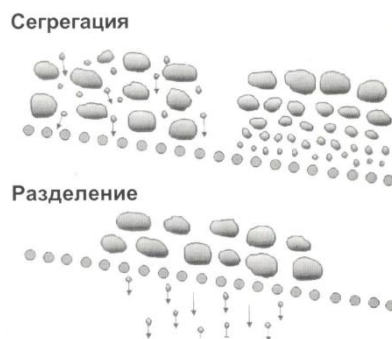


Рисунок 2.23 - Движение просеивающей среды

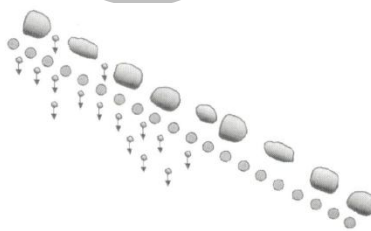
Просеивание с сегрегацией

Если на поверхности сита создать минеральную постель, то движение сита будет снижать внутреннее трение в материале, и материал будет разделяться на слои. Это означает, что более мелкие зерна смогут проходить между крупных, обеспечивая резкое разделение классов



Просеивание за счет свободного падения

Если наклон сита, используемый при сегрегации, увеличить вдвое (от 10-15 до 20-30 градусов), то получим режим свободного падения зерен, что означает, что слой зерен не сможет нарастать на просеивающей поверхности. Зерна будут напрямую проходить через просеивающую среду, что дает более высокую производительность (или более компактную установку), но при этом менее резкое разделение классов. Такой режим оптимально использовать, когда необходимо быстро удалить большой объем мелочи



При разделении по крупности частиц меньших, чем 1 мм, мы выходим из границ применимости традиционных грохотов и используем следующие методы классификации:

1. мокрая классификация при помощи гидроциклонов, в которых используется разделение за счет центробежной силы, и которые охватывают диапазон крупности 10-100 микрон (типичный);
2. мокрая классификация при помощи спиральных классификаторов, в которых используется разделение за счет силы тяжести, и которые охватывают диапазон крупности 100-1000 микрон (типичный);

3. сухая классификация, в которой используется разделение за счет центробежной силы, и которая охватывает диапазон 5-150 микрон (типичный).

2.3.2 Основные методы обогащения руд

После высвобождения ценных минералов, содержащихся во вмещающей породе или руде путем дробления и измельчения их можно разделить индивидуально, выделив их в самостоятельные (селективные) концентраты, на основе различия их физических свойств (таблица 2.8) [49-52]. После выделения концентратов оставшуюся часть руды, а также примеси, оказывающие вредное действие при последующей металлургической переработке концентратов, - хвосты - направляют в отвал, размещая в хвостохранилищах.

Таблица 2.8 - Физические свойства минеральных частиц и сростков, используемые для сепарации при обогащении

№ п/п	Физическое свойство	Обогатительные процессы, в которых свойство используется как главное
1.	Крупность l , мм	Грохочение, классификация (в некоторых аппаратах влияет еще и плотность)
2.	Плотность ρ , г/см ³ , т/м ³	Гравитационные методы — отсадка, тяжелосредняя сепарация, шлюзы, струйные желоба, винтовые сепараторы (в ряде аппаратов оказывает влияние крупность)
3.	Магнитная восприимчивость χ , см ³ /г	Магнитная сепарация
4.	Флотируемость k , м/с	Флотация
5.	Удельная электропроводность частиц λ , Ом ⁻¹ •см ⁻¹	Электрическая сепарация
6.	Удельный электрический заряд (наведенный) q , Кл/см ³	Электрическая сепарация
7.	Светимость, отражательная способность, излучательная способность и т.п. ф, различные единицы	Радиометрическая сепарация — фотометрические, рентгенолюминесцентные и др. сепараторы
8.	Растворимость p , различные единицы	Выщелачивание

Разница в физических свойствах минералов может быть усилена искусственным путем. Например, разница в цвете и блеске минералов усиливается после промывки их водой, либо при специальном освещении. Магнитная проницаемость может быть

повышена магнетизирующим обжигом. Флотируемость и электропроводность минералов изменяют обработкой специальными реагентами.

Обогатительные сепараторы «чувствуют» именно это различие частиц по физическому свойству ξ , а не различие в содержании ценного (вредного) компонента в частицах (рисунок 2.24).

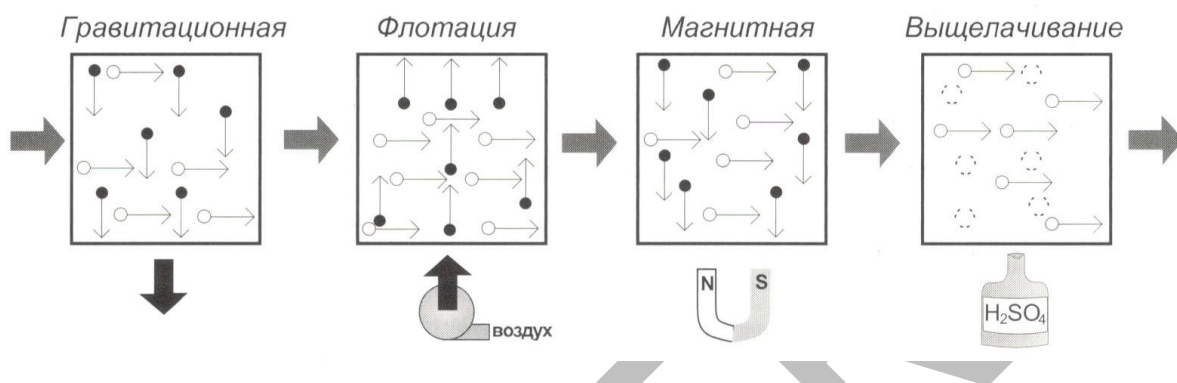


Рисунок 2.24 - Основные методы обогащения

2.3.2.1 Разделение по крупности

При разделении исходного продукта *по крупности I*, например руд и россыпей цветных металлов на грохотах (рисунок 2.25, а), на нижний подрешетный и верхний надрешетный продукт, один из них обогащается, а другой обедняется ценным компонентом.

2.3.2.2 Гравитационные методы обогащения

В *гравитационном* методе обогащения, например в конусном тяжелосредном сепараторе (рисунок 2.25, б), минералы с большой плотностью, например, галенит, попадают в нижний тяжелый продукт, а остальные - в верхний легкий продукт.

Гравитационные методы используют в схемах обогащения руд цветных металлов и золота, ими обогащают россыпи.

2.3.2.3 Магнитные методы обогащения

При *магнитном* методе обогащения, например доводке вольфрамитовых концентратов на барабанном сепараторе (рисунок 2.25, в), магнитный вольфрамит попадает в магнитную фракцию, а остальные минералы - в немагнитный продукт.

Магнитным методом обогащается подавляющая часть вольфрамитовых и титановых руд, они обязательны при доводке золотосодержащих шлихов.

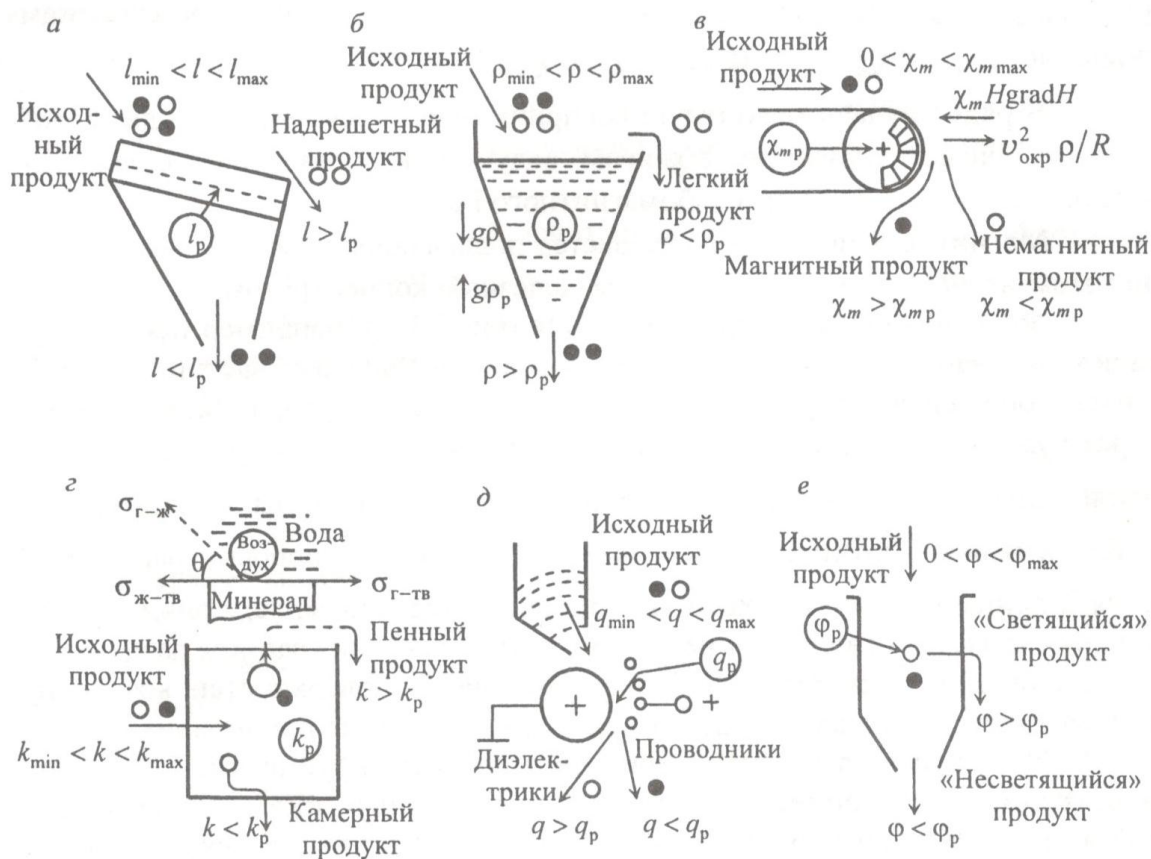


Рисунок 2.25 - Методы обогащения (сепарации) минералов

2.3.2.4 Флотационные методы обогащения

Флотационный метод обогащения, например пенная флотация (рисунок 2.25, г), основан на возможности закрепления на поверхности введенных в пульпу и всплывающих в пенный слой пузырьков гидрофобных минералов с большой флотуемостью (искусственно созданной с помощью химических реагентов) и отсутствии прилипания пузырьков к поверхности гидрофильных минералов с низкой флотуемостью (в том числе искусственно созданной с помощью химических реагентов), остающихся в камерном продукте. Например, при флотации медных руд частицы с большей флотуемостью содержат больше меди и наоборот. Поэтому в пенном продукте среднее содержание ценного компонента выше, чем в исходной руде.

Флотационный метод обогащения преобладает для руд цветных металлов, но его можно применять для самых разных руд, так как флотуемость минералов можно изменять с помощью химических реагентов.

2.3.2.5 Электрические методы обогащения

При электрическом методе обогащения, например в сепараторе с коронным разрядом (рисунок 2.25, д), разделяются минералы-проводники, полупроводники и диэлектрики.

2.3.2.6 Специальные методы подготовки и обогащения

К специальным методам обогащения относят:

1. усреднение руд;
2. рудосортировку радиометрическими методами
3. избирательное дробление, измельчение, истирание и специальные методы раскрытия минералов;
4. обжиг руд;
5. обогащение по трению, форме и упругости, обогащение на жировых поверхностях;
6. комбинированные процессы - флотогравитацию, магнитогидродинамическую, магнитогидростатическую и магнитогравиметрическую сепарацию.

Усреднение руд при добыче и обогащении по обогатимости обеспечивает увеличение технологических показателей процесса. Избирательное раскрытие минералов достигается применением современного дробильно-размольного оборудования в основном зарубежного производства.

При радиометрическом (флотометрическом, рентгенолюминесцентном и др.) методе обогащения (рисунок 2.25, е) минеральные частицы с высокой светимостью (излучательной способностью) попадают в «светящийся» продукт, остальные — в «несветящийся».

Флотогравитация - это процесс обогащения на концентрационном столе или другом гравитационном аппарате с предварительной обработкой пульпы реагентами, обеспечивающими всплывание флотируемых минеральных зерен при контакте их с воздухом. Флотогравитация основана на различии физико-химических свойств поверхности и разнице плотностей разделяемых минералов. Преимущество флотогравитации перед пенной флотацией - возможность обогащать крупнозернистый материал (3-0,1 мм). Применяют для выделения сульфидных минералов из

гравитационных вольфрамитовых и оловянных концентратов, при доводке касситерито-шеелитовых гравитационных концентратов.

Магнитогидродинамическая (МГД) сепарация — это процесс разделения в жидкости твердых зернистых материалов по плотности с учетом их электромагнитных свойств. Применяется, например, для извлечения олова из руд.

Магнитогидростатическая (МГС) сепарация — это процесс разделения минералов в парамагнитной жидкости в неоднородном магнитном поле по плотности с учетом их магнитной восприимчивости. В отличие от процесса МГД-сепарации, в данном случае электрическое поле в жидкости (водных растворах галогенидов) не создается.

Магнитогравиметрическая (МГМ) сепарация — разделение минералов по плотности с учетом их магнитной восприимчивости в слое ферромагнитной жидкости, утяжеленной до необходимой плотности и «висящей» между полюсами электромагнита. Т. е. МГМ-сепаратор представляет собой своеобразное «гравитационное решето», на поверхности которого остаются легкие минералы, а тяжелые (галенит, касситерит, золото и т.д.) погружаются и проходят через слой жидкости.

Применение того или иного метода обогащения определяется также размером включений минералов и характером их срастания (таблица 2.9).

Таблица 2.9 - Обогащаемость минералов разной крупности

№ п/п	Размер включений минералов	Рекомендуемый метод обогащения
1.	Руды с весьма крупными включениями - (200-20) мм	Обогащение по крупности, сухая магнитная сепарация, промывка
2.	Руды с крупными включениями - (20-2) мм	Отсадка, концентрация в тяжелых суспензиях, мокрая магнитная сепарация
3.	Руды с мелкими включениями - (2-0,2) мм	Концентрация на столах, мокрая магнитная сепарация, электростатическое обогащение
4.	Руды с тонкими включениями - (0,2-0,02) мм	Флотация, иногда гравитационные методы
5.	Руды с субмикроскопическими включениями (менее 0,002 мм)	Не обогащаются

2.3.3 Химические процессы в комбинированных схемах обогащения

Получили развитие технологии, в которых, наряду с обогатительными методами, применяют пиро- и гидрометаллургические процессы и различные виды химической обработки. Такие схемы весьма эффективны для сложных комплексных и бедных руд,

переработка которых по обычным схемам обогащения не дает удовлетворительных результатов. Большинство процессов выщелачивания требуют подготовки питания путем дробления, измельчения и, в некоторых случаях, предварительного обогащения и обжига.

Ниже приведены классические схемы выщелачивания: кучное выщелачивание для крупных фракций (только после дробления) низкосортных руд и выщелачивание с перемешиванием для мелких фракций высокоценных руд.

При кучном выщелачивании землю защищают водонепроницаемой поверхностью, собирающей на себе выщелачивающие реагенты. Когда раствор «созреет», его очищают осаднением или песчаной фильтрацией, затем извлекают металл электролизом (рисунок 2.26).



Рисунок 2.26 - Схема кучного выщелачивания

В схеме выщелачивания перемешиванием (рисунок 2.27) питание мельче (обычно 200 микрон), а пульпа движется в том же направлении, что и реагенты (прямоточная схема).

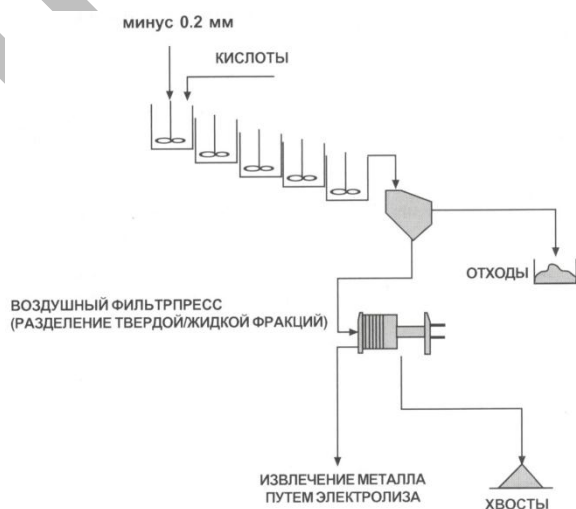


Рисунок 2.27 - Схема выщелачивания перемешиванием

2.3.4 Вспомогательные процессы

К вспомогательным процессам относят обезвоживание полезных ископаемых сгущением, фильтрацией и сушкой, а также пылеулавливание и обеспыливание.

Под обезвоживанием следует понимать дальнейшую обработку конечных продуктов, полученных на стадии обогащения. Обезвоживание касается как полезных минералов (концентрата), так и минеральных отходов (хвостов).

В первом случае обезвоживание означает улучшение качества продукта путем приведения концентрата в состояние, пригодное для транспортирования, или в полностью сухую форму. Обезвоживание хвостов означает надлежащую обработку материала отходов (промывочной воды, технологических стоков и т.п.) с целью защиты окружающей среды, для восстановления технологической воды и для превращения определенной части отходов в полезный материал.

Сгущение основано на естественном осаждении в жидкости мелких и тонких частиц твердого под действием силы тяжести.

Фильтрация является процессом отделения твердых частиц от жидкости через пористую перегородку, проницаемую для жидкости, но не проницаемую для твердых частиц.

Сушка применяется в тех случаях, когда обработка материала тем или иным методом во влажном состоянии невозможна, затруднительна или экономически менее выгодна.

При дроблении руд до крупности 10 мм в воздухе содержится 100-150 г/м³ пыли.

Пылью называются дисперсные системы, образованные твердыми частицами, взвешенными в газовой среде. В большинстве случаев пыль состоит из частиц размером от 50 мкм и ниже.

Пыль представляет известную опасность в санитарном и в пожарном отношении.

Распространение пыли в атмосфере вредно отзывается на здоровье рабочих, в особенности, если пыль содержит кварц. Предельно допустимое содержание пыли (бескварцевой) в воздухе не должно превышать 10 мг/м³, а при содержании в пыли кварца свыше 10 % - не более 2 мг/м³.

Методы улавливания пыли:

1. осаждение пыли под действием собственного веса в пылеосадительных камерах;

2. осаждение пыли под действием центробежной силы в циклонах или мультициклонах;
3. фильтрация газа через фильтрующую перегородку (например, рукавные фильтры);
4. промывка газа в скрубберах и центробежных пылеуловителях - дезинтеграторах;
5. электростатическое улавливание пыли в пространстве между электродами под действием коронного (ионного) разряда.

Обеспыливание применяется для отделения пыли от кускового материала.

2.3.5 Аппараты для обогащения руд цветных металлов

2.3.5.1 Аппараты гравитационного обогащения

Классификацию аппаратов гравитационного обогащения, разделяющих частицы по плотности ρ , можно произвести на основе различных признаков: по принципу действия (отсадочная машина, тяжелосредный сепаратор и др.), производительности, крупности питания и т. д. Но приоритет должен быть за сепарационной характеристикой $\varepsilon(\rho)$ — чем ближе она к идеальной $\varepsilon_{ид}(\rho) = 1(\rho - \rho_p)$, тем лучше аппарат. Сепарационная характеристика $\varepsilon(\rho)$ зависит от суммы сил ΣF_i , действующих на частицы в зоне сепарации. Наибольший физический смысл имеет классификация по виду доминирующих сил в зоне сепарации:

1. аппараты с естественной разделяющей средой переменной плотности с силами гравитации $\vec{F}_{грав}$, среднестатистической архимедовой $\vec{F}_{г-а} = -g \bar{\rho}(x, t)$, градиентной $\vec{F}_{град}$ и сопротивления $\vec{F}_{сопр}$, например отсадочная машина с естественной постелью;
2. аппараты с искусственной разделяющей средой постоянной плотности с силами $\vec{F}_{грав}$, $\vec{F}_{г-а} = -g \bar{\rho}(x, t)$, $\vec{F}_{сопр}$, например отсадочная машина с искусственной постелью;
3. аппараты с несвободными условиями движения частиц — вместо сил градиентной $\vec{F}_{град} = 0$ и сопротивления $\vec{F}_{сопр} = 0$ появляется сила Стокса $\vec{F}_{стокс}$, например разделение в жидкости (тяжелой) при малой производительности.

На рисунке 2.28, *a* показано изменение концентрации $C_i(x, t)$ тяжелого минерала смеси в пространстве $-x_m < x < +x_m$ и во времени $0 < t < l/v$. В начальный момент $t = t_0 = l/v = 0$ концентрация C_i является некоторой функцией x , т.е. $C_i(x, t_0)$; на рисунке взято $C_i(x, t_0) = C_{iucx} = const$ в предположении, что исходный материал идеально перемешан. Дальнейшее изменение концентрации при $t > t_0$ показано поверхностью $C_i(x, t_0)$.

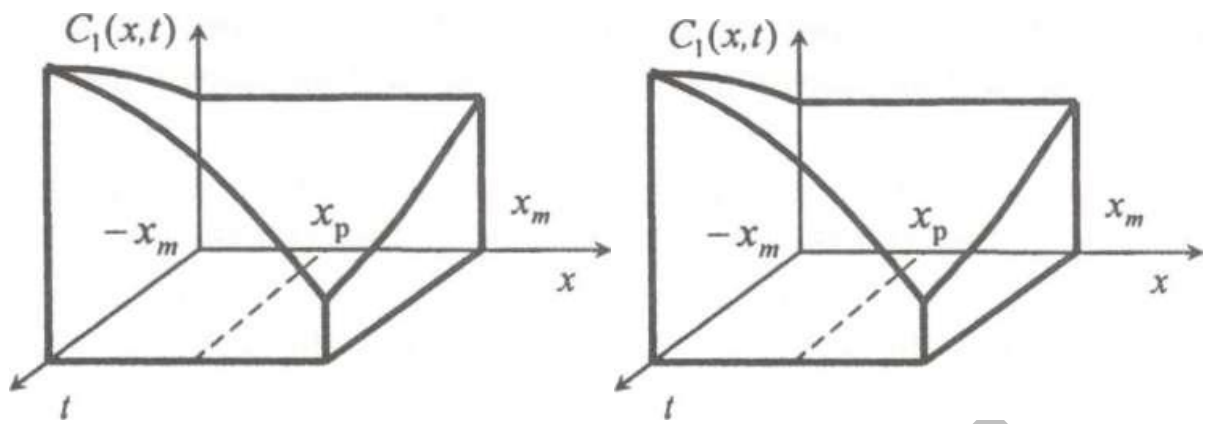


Рисунок 2.28 - Ход гравитационной сепарации в пространстве и во времени

В конце зоны при $t = l/v$ расслоившаяся смесь разделяется в точке $x = x_p = 0$. Часть тяжелого компонента, попавшая в область $0 < x < x_m$, отводится в тяжелый продукт, а часть, попавшая в область $-x_m < x < 0$, - в легкий. Аналогичная картина на рисунке 2.28, б показывает изменение концентрации легкой фракции $\gamma(\rho_i, x, t) dp$.

Сепарационные характеристики аппаратов приближаются к идеальным по мере уменьшения роли «вредных» сил - градиентной $\vec{F}_{\text{град}}$, а также по мере перехода от стесненных к нестесненным условиям в зоне, что связано с уменьшением производительности.

2.3.5.2 Аппараты для разделения частиц по крупности

Для периодического грохочения обозначим: $\gamma(l, t)$ - гранулометрическая характеристика материала над ситом; $m(t)$ - масса материала над 1 м^2 сита; $h = \text{const}$ — средняя толщина слоя материала над ситом. Поток элементарного мелкого класса $[l, l+dl]$ через сито будем считать равным $w(l) = -v_c h^{-1} m \gamma$, тогда уравнение сепарации получается из закона сохранения на границе зоны (на сетке) в виде

$$\frac{\partial}{\partial t} m \gamma = -v_c h^{-1} m \gamma$$

т. е. скорость убыли массы элементарного класса $[l, l+dl]$ из надрешетного материала пропорциональна его массе $m \gamma$ и скорости просеивания v_c и обратно пропорциональна толщине слоя h . Решение уравнения относительно $m \gamma$ имеет вид

$$m(t) \gamma(l, t) = m_{\text{исх}} \gamma_{\text{исх}}(l) \exp[-v_c(l) h^{-1} l]$$

Оно показывает изменение массы любого класса $[l, l+dl]$ над ситом с течением времени грохочения.

2.3.5.3 Аппараты для разделения частиц по крупности и плотности

Типичной моделью, отражающей многие процессы разделения по крупности (классификации) и плотности в поле земного тяготения, является гравитационно-классифицирующий столбик (рисунок 2.29). Он моделирует: механические спиральные и реечные классификаторы, гидравлические классификаторы, суспензионные сепараторы, сгустители. Жидкость (среда) в столбике движется вверх. Если наряду с жидкостью подавать материал в зону в точке $x = x_0$, то легкие и мелкие частицы всплывают вверх, крупные и тяжелые тонут, а средние имеют тенденцию оставаться в столбике, образуя сортирующий слой.

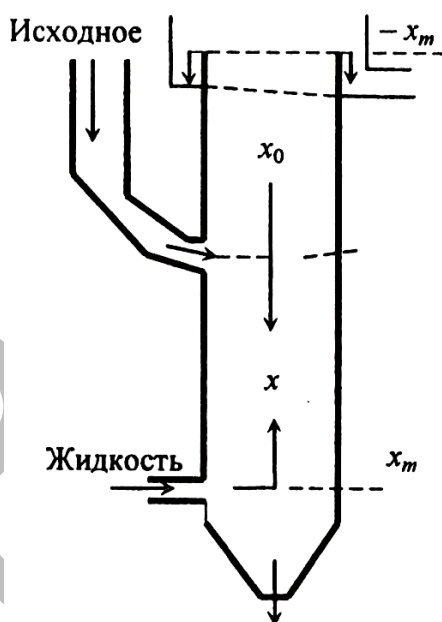


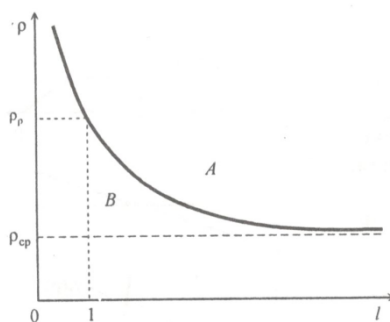
Рисунок 2.29 - Гравитационно-классифицирующий столбик

На рисунке 2.29 начало координат оси x находится в середине зоны, тогда верх зоны обозначим $x = -x_m$, а низ - $x = x_m$.

В промышленных условиях главный режим сепарации - ламинарный для случая, когда исходный материал состоит из частиц разной плотности ($\rho = var$) и разной крупности ($l = var$). В верхний продукт уходят частицы, для которых ρ и l удовлетворяют

соотношению $v_{cp} + [g(\rho - \rho_{cp})l^2/\alpha_c] < 0$, а в нижний - соотношению $v_{cp} + [g(\rho - \rho_{cp})l^2/\alpha_c] > 0$.

Граница разделения на слив и пески описывается равенством (рисунок 2.30) $v(\rho, l) = 0$ или $\rho_p = \rho_{cp} - v_{cp}\alpha_c/g l_p^2$.



A и *B* - тонущие и всплывающие частицы

Рисунок 2.30 - График, характеризующий граничные свойства частиц

Конечная скорость стесненного падения частиц $v_{ст}$ значительно ниже скорости свободного падения v : $v_{ст} = k v$ (где k - коэффициент снижения скорости). Значение коэффициента k зависит главным образом от степени разрыхления θ движущейся массы частиц, т.е. от отношения объема жидкости между частицами к общему объему взвеси: $\theta = \frac{(V_1 - V_2)}{V_1} \rho$ (где V_1 - объем взвеси; V_2 - объем, занятый твердыми частицами).

При стесненном падении скорость составляет от 0,15 до 0,6 скорости свободного падения зерен той же крупности и плотности.

Минеральные зерна, имеющие разные размеры и плотность, но обладающие одинаковой конечной скоростью падения в воде или в воздухе, называются равнопадающими. Отношение диаметра частицы легкого минерала l_1 к диаметру частицы тяжелого минерала l_2 , имеющей ту же скорость падения, называется коэффициентом равнопадаемости. Коэффициент равнопадаемости показывает, во сколько раз частица легкого минерала больше частицы тяжелого минерала, имеющей ту же скорость падения:

$$\frac{l_1}{l_2} = (\rho_2 - 1)^{0,5} / (\rho_1 - 1)^{0,5}.$$

2.3.5.4 Аппараты магнитной сепарации

Производят сепараторы с постоянными магнитами и с электромагнитами: барабанные для сухой сепарации, барабанные для мокрой сепарации, барабанные с

центробежным режимом, валковые для мокрой и сухой сепарации с нижним питанием, валковые с верхним питанием, полиградиентные и др. Сепараторы сухого обогащения применяют для непылящих крупнозернистых материалов, сепараторы мокрого обогащения - при наличии тонких классов. В последнем случае используют: прямоточный режим при малом содержании тонких и магнитных фракций; противоточный - при большом их содержании; полупротивоточный - при наличии илистых сильномагнитных фракций.

Сепараторы со слабым полем применяются для сепарации сильномагнитных руд, содержащих ферромагнитные минералы. Сепараторы с сильным полем применяют для сепарации парамагнитных минералов, магнитная восприимчивость которых χ на 3-4 порядка меньше, чем у ферромагнетиков.

Разомкнутые магнитные системы с чередующейся полярностью дают более чистые концентраты благодаря эффекту электромагнитного перемешивания. Электромагнитное перемешивание бегущим или вращающимся полем может дополнительно вводиться в сепаратор.

Замкнутые магнитные системы применяются для труднообогатимых руд: руда транспортируется между полюсными наконечниками с помощью валков, дисков, роликов (индукционные магниты).

Магнитные сепараторы разделяют частицы по магнитной восприимчивости χ , а также по плотности ρ .

Для роликового или барабанного сепаратора (рисунок 2.31) при нестесненных условиях движения частиц в рабочей зоне главными силами в уравнении баланса сил ΣF_i являются магнитная $F_M = \chi H \text{ grad } HF$ и центробежная $F_{цб} = v_{окр}^2 R^{-1} \rho$.

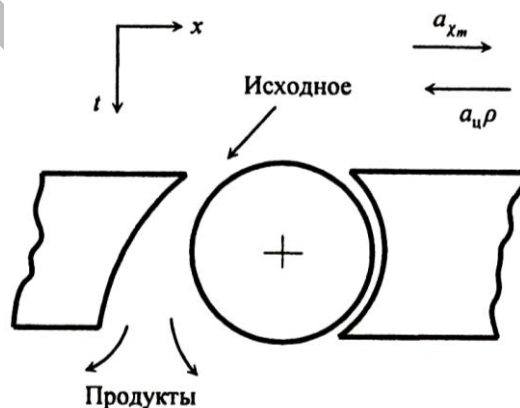


Рисунок 2.31 - Роликовый магнитный сепаратор с замкнутой магнитной системой

Баланс сил

$$\chi H \operatorname{grad} H - v_{\text{окр}}^2 R^{-1} = 0$$

Модели ленточных барабанных сепараторов на рисунок 2.32, *a* и *б* различаются тем, что в первой разделение ведется в толстом слое, а во второй - в монослое.

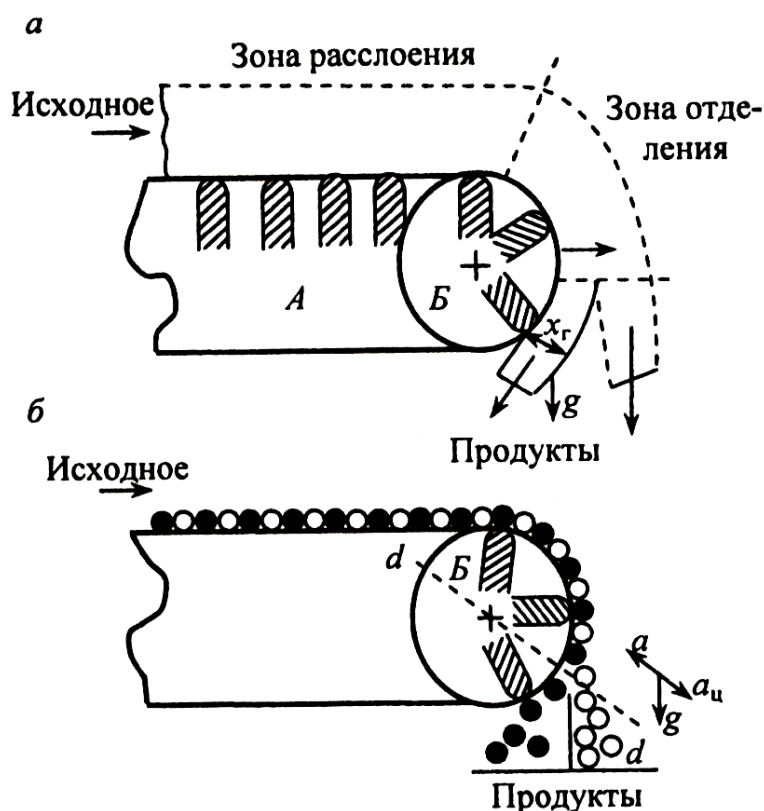


Рисунок 2.32 - Модели с толстым слоем (*a*) и монослоем (*б*) для ленточного барабанного сепаратора

В первом случае требуются предварительные магниты *A* и вибрация смеси, во втором - достаточно магнитов *B*. В зоне отделения продуктов в действие вступает третье поле - центробежные силы, которые постоянные по величине и направлены перпендикулярно к слою. В конце зоны отделения внутри слоя есть граница x_r , где центробежные силы и силы гравитации, отрывающие частицы от дна, уравновешиваются магнитными силами.

Модель на рисунке 2.32, *a* иллюстрирует отсутствие архимедовых сил, сил трения и градиентных сил. Имеют влияние только силы поля тяготения g , магнитного поля a и

центробежные $a_{ц}$. В горизонтальном направлении разделительного переноса действуют только две силы - магнитная и центробежная: $a\chi$ и $a_{ц}\rho$ (где $a_{ц} = \text{const}$).

В модели с монослоем частицы, для которых $(a\chi - a_{ц}\rho) > 0$, прижимаются к барабану и уходят в магнитный продукт, а частицы, для которых $(a\chi - a_{ц}\rho) < 0$, - в немагнитный продукт. Соотношение $(a\chi - a_{ц}\rho) = 0$ характеризует «демаркационную» граничную линию. Она разрезает функцию $\gamma_{исх}(\rho, \chi)$ аналогично тому, как в классифицирующем столбике граничная линия разрезает функцию $\gamma_{исх}(l, \rho)$.

2.3.5.5 Аппараты электрической сепарации

Схемы распространенных электрических сепараторов показаны на рисунке 2.33. В коронных сепараторах (рисунок 2.33, а) частицы заряжаются ионизацией и далее разделяются под действием сил Кулона и зеркального отражения; в проводящую фракцию выделяются сульфиды, арсениды и другие минералы, а также золото, серебро с удельной проводимостью $\lambda > 1$ См/м. В электростатических сепараторах (рисунок 2.33, б) частицы заряжаются разными способами и разделяются под действием силы зеркального отражения; при этом минералы-диэлектрики с $\lambda < 0,1$ См/м отделяются от минералов-проводников. В комбинированных коронно-электростатических сепараторах в проводниковую фракцию выделяются минералы с $\lambda > 10^6$ См/м.

В трибоадгезионных сепараторах (рисунок 2.33, в) нагретая смесь подается на холодный ролик-электрод, на котором кварц поляризуется и удерживается.

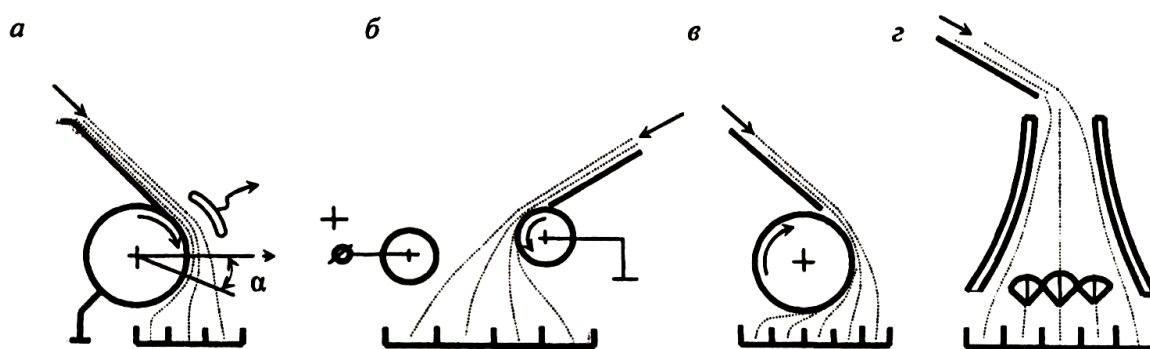


Рисунок 2.33 - Обзор электрических сепараторов: а - коронный барабанный; б - коронный электростатический; в - трибоадгезионный; г - трибоэлектростатический камерный с сегментными электродами

В трибоэлектростатических сепараторах (рисунок 2.33, з) используется различная способность минералов к электризации трением. Этим путем получают дистеновые концентраты, чистый кварц и т.д. Обработка поверхностей минералов реагентами значительно расширяет область применения электрической сепарации.

При разделении смесей в электрическом поле может быть использована сила Кулона, действующая на электрически заряженные частицы ($\vec{F}_{\text{кул}} = q \vec{E}$), и сила, действующая на поляризованный диэлектрик ($\vec{F}_{\text{эл}} = \varepsilon_0 \chi_e E \text{grad } E = \varepsilon_0 \chi_e E (dE/dx)$). В стесненных условиях обогащения добавляются силы сопротивления $\vec{F}_{\text{сопр}}$ и градиентная $\vec{F}_{\text{град}}$.

Помимо физических свойств q и χ_e на процесс электрической сепарации влияет плотность частиц ρ , так как во многих конструкциях сепараторов действуют силы гравитации и центробежные.

Затрудняющее обстоятельство связано с тем, что физические свойства q и χ_e (особенно заряд q) частицы «приобретают» в рабочем пространстве аппарата. Они не так тесно связаны с веществом частиц, как, например, плотность ρ . При контакте частиц с заземленным барабаном на заряд частиц дополнительно влияет их электропроводность. Это не позволяет так легко охарактеризовать фракционный состав смеси функцией вида $\gamma(q)$, как функцией $\gamma(\rho)$ при отсадке, но примеры измерения $\gamma(q)$ известны.

В рабочей зоне барабанного сепаратора с коронным разрядом (рисунок 2.34) происходят сразу два главных процесса. Первый процесс - подготовительный.

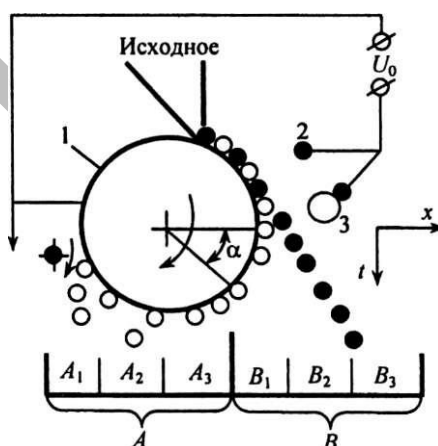


Рисунок 2.34 - Барабанный электрический сепаратор

Он включает зарядку частицы, т.е. приобретение признака q , поляризацию и электростатическую индукцию (дипольных моментов χ_e). Второй процесс - это движение

частицы с приобретенными признаками χ_e , q , и ρ в силовом поле E и g . Электрическое поле E создается с помощью источника U_0 между электродом-барабаном 1 и коронирующим электродом 2, представляющим собой тонкий проводник, параллельный оси барабана. Имеется еще «отклоняющий» электрод 3, назначение которого — увеличить неоднородность поля dE/dl и отклонить к себе частицы с большими дипольными моментами. При попадании исходной частицы в зону она почти мгновенно приобретает признак χ_e , с некоторым запаздыванием во времени признак q . Элементарные заряды, возникающие из-за ионизации около коронирующего электрода, при движении встречаются с частицами материала и осаждаются на них.

На этом первый подготовительный этап заканчивается, и далее частица со свойствами χ_e , q и ρ движется под действием силовых полей E , $E(dE/dx)$, g , $a_{ц}$: qE - электрическая кулонова сила; $\epsilon_0 \chi_e E \left(\frac{dE}{dx}\right) = a_e \chi_e$ - электрическая пондеромоторная сила; $g\rho$ - сила гравитации; $a_{ц}\rho = (v_{окр}^2/R)\rho$ - центробежная сила инерции.

Первые две силы - электрические, остальные - механические. Последняя сила - центробежная. Основной процесс разделения происходит под отклоняющим электродом. Частицы, на которые преобладающее воздействие оказывает кулоновская сила $+qE$ (диэлектрики), имеют тенденцию притягиваться к электроду-барабану 1; частицы с преобладающей электрической силой (проводники) - к отклоняющему электроду 3.

2.3.5.6 Аппараты флотационной сепарации

Частицы материала, обладающие поверхностными гидрофобными свойствами, прилипают к пузырькам (минерализация пузырьков) и, всплывая, сепарируются в пенный концентратный продукт, а частицы, обладающие гидрофильными свойствами, остаются в «камерном» продукте и попадают в хвосты. Такова картина, включающая два главных субпроцесса флотации: минерализацию пузырьков и гравитационную сепарацию (рисунок 2.35).

Подобно гравитационным аппаратам, разделяющим частицы сырья по плотности ρ на концентрат $\rho > \rho_p$ и хвосты $\rho < \rho_p$, флотационные машины разделяют частицы сырья по их флотиремости k на концентрат $k > k_p$ и хвосты $k < k_p$. Во всех типах флотационных машин (механических, пневмомеханических, пневматических, колонных и др.) сепарация происходит прежде всего на границе раздела пузырьки — пульпа.

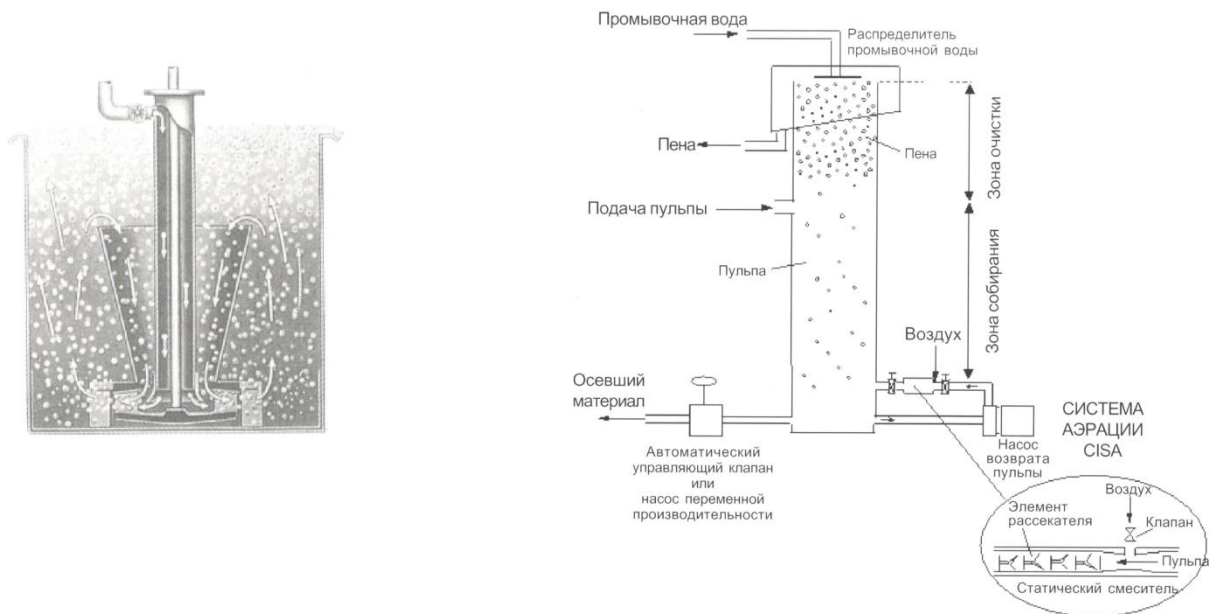


Рисунок 2.35 - Флотационные ячейки чанового и колонного типа

Флотируемость частицы можно оценить изменением поверхностной энергии ($E_1 - E_2$) до и после прилипания к пузырьку, отнесенным к единице образованной поверхности газ-твердое $S_{г-т}$:

$$k_p = \frac{(E_1 - E_2)}{S_{г-т}} = \sigma_{г-ж} (1 - \cos \theta)$$

где $\cos \theta = (\sigma_{г-г} - \sigma_{ж-г}) / \sigma_{г-ж}$ - косинус краевого угла смачивания; σ - поверхностное натяжение на соответствующих границах раздела фаз.

Эта термодинамическая мера — чем больше энергии освобождается при закреплении частицы на пузырьке, тем выше ее флотируемость — хороша при анализе элементарного акта закрепления одиночной частицы на пузырьке, но вследствие практической неизмеримости малоприспособна для процесса промышленной флотации бесчисленного множества частиц.

Более практичной благодаря измеримости является мера флотируемости, связанная со скоростью кинетики извлечения в пенный продукт узкой флотационной энергии по уравнению Белоглазова

$$\varepsilon_i(t) = 1 - \exp(-\varphi_i t)$$

где $\varphi_i = const$ — флотируемость узкой i -й флотационной фракции, c^{-1} .

Мера φ не учитывает важнейшего «машинного» фактора — степени аэрации, поэтому предложена несколько измененная мера флотуемости k (м/с), фигурирующая в уравнении Белоглазова в виде $\varepsilon_i(t) = 1 - \exp(-k_i S t)$, где S — площадь поверхности пузырьков в единице объема пульпы (или удельная поверхность раздела жидкой и газообразной фазы), $\text{м}^2/\text{м}^3$. Такое разбиение φ на два сомножителя k и S позволяет учесть влияние S на скорость флотации и исключить зависимость прежней флотуемости частиц φ от степени аэрации. Флотуемость k_i (или φ_i) узкой фракции $[k_i, k_i+dk]$ может быть найдена по кривой кинетики флотации ее (без смеси с другими фракциями).

Флотуемость k для данной элементарной флотационной фракции $[k_i, k_i+dk]$ равна усредненной скорости механического движения частиц фракции из жидкой фазы к границе с газовой фазой, т. е. из пульпы на пузырьки (в усреднение скоростей входят и случаи соударений без закрепления и случаи обратного перехода с пузырьков в пульпу, т. е. k суммирует все промежуточные стадии процесса минерализации пузырьков).

2.3.5.7 Аппараты для обезвоживания

В настоящее время имеются принципиально новые возможности для обезвоживания продуктов обогащения.

Жесткую конкуренцию с вакуумными фильтрационными системами выдержали фильтр-прессы. Фильтр-пресс состоит из металлической рамы и установленных на ней фильтровальных камер, которые образуются прижатými друг к другу обтянутыми фильтротканью (салфетками) плитами, где под действием высокой разности давлений последовательно реализуются процессы фильтрации пульпы, промывки и сушки образующегося кека (рисунок 2.36).

Главными достоинствами пресс-фильтров являются высокая эффективность обезвоживания пульпы, небольшая остаточная влажность кека, низкие энергозатраты, возможность полной автоматизации. Прочные полиэстеровые и полиакриловые фильтровальные ткани надежно задерживают частицы размером до 5-10 мкм, сводя к минимуму содержание твердой фазы в фильтрате.

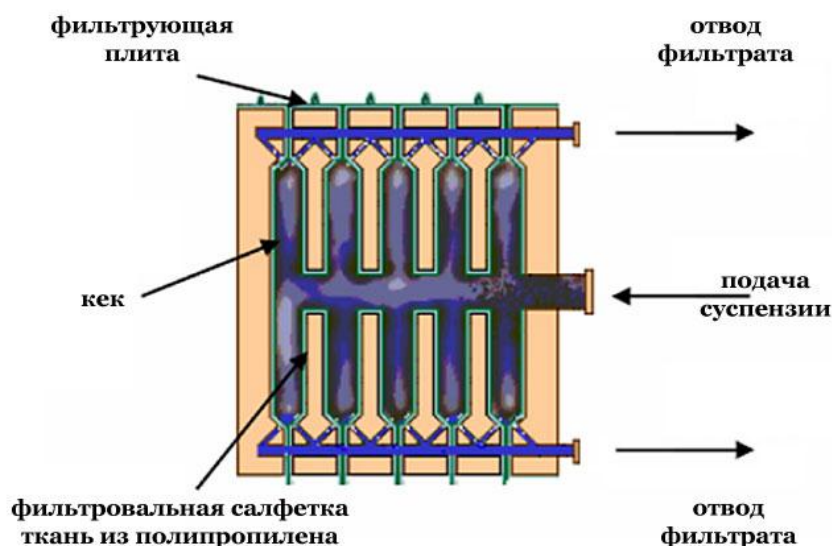


Рисунок 2.36 – Принципиальная схема фильтровальной камеры пресс-фильтра

На производственных площадках Норильского, Учалинского, Гайского, Среднеуральского горно-металлургических комбинатов, на комбинате Печенганикель установлены пресс-фильтры типа ФПАКМ, известные также под марками Larox PF, FPM и др. (таблица 2.10).

Таблица 2.10 - Показатели фильтрования флотационных концентратов

Наименование обезвоживаемого концентрата	Влажность кека, %	Скорость фильтрации, кг/м ³ час по сухому продукту
Медный	5-8	140-900
Кобальтовый	7-8	200-600
Никелевый	5-7	250-800
Цинковый	4,7-8	200-1150
Свинцовый	6,5-9	300-900
Оловянный	4,5-8	450-650
Магнетитовый	7,5-10,5	200-400
Апатитовый	6-10	400-550
Кальцитовый	5,5-9	200-450
Тальковый	7,9-14	250-400

Высокий экономический эффект обеспечивается исключением из технологической схемы сушки в барабанных сушилках, снимающую необходимость в использовании топлива и, следовательно, выбросе в атмосферу газов и пыли, а соответственно и тяжёлых металлов и обеспечивает охрану окружающей среды.

Процесс сгущения хвостов обогащения до состояния пасты осуществляется сгустителями особой конструкции, позволяющей материалу дольше находиться в сгустителе и уплотняться до нужной консистенции.

Преимущества пастового сгущения хвостов (рисунок 2.37):

1. исключение возможности возникновения гидродинамических аварий;
2. радикальное сокращение капитальных затрат на строительство и поддержание ограждающих конструкций, которые могут и отсутствовать;
3. увеличение полезного объема хвостохранилища;
4. оптимизация оборотного водоснабжения фабрики;
5. снижение энергозатрат на перекачку хвостов;
6. отсутствие свободной воды на поверхности хвостохранилища;
7. минимальное просачивание;
8. снижение пылеобразования;
9. быстрая рекультивация;
10. минимальные затраты на ликвидацию.

В качестве альтернативы дорогостоящей фильтрации паста является оптимальным основным компонентом закладочной смеси для обратного заполнения горных выработок (шахт). Если требуется паста повышенной прочности, ее перемешивают со связующим веществом (например, портландцементом). Смесь паста-связующее вещество перекачивается к шахтной скважине и под действием силы тяжести транспортируется к месту закладки. Обратное заполнение горных выработок пастой - экономичный метод удаления (захоронения) хвостов.

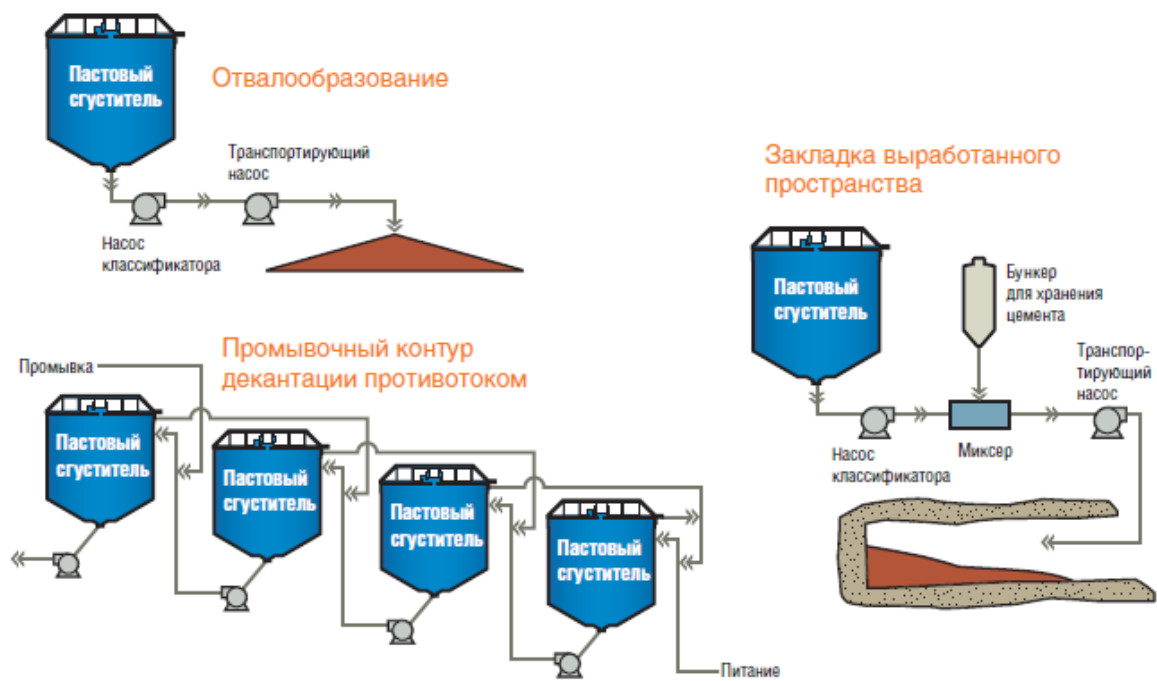


Рисунок 2.37 – Принципиальные схемы применения сгустителей с большим временем задержки обезвоживаемой пульпы

Нашли широкое применение варианты реализации двухстадиальных схем пастового сгущения в случаях удаленного расположения хвостохранилища (рисунок 2.38). На сгустителях первой стадии, устанавливаемых на фабрике, для минимизации затрат на перекачку глубокосгущенного продукта производят предварительное сгущение пульпы, что позволяет сократить ее поток и, соответственно, энергозатраты на ее перекачку в 4-6 раз. Далее сгущенная пульпа транспортируется на вторую стадию пастового сгущения, оборудование которой расположено на борту хвостохранилища.

Пасту можно складировать в уже имеющиеся пруды – она уляжется на дно и будет сохранять плотность, не поддаваясь влиянию воды в верхней части пруда, даже при ее активном отборе.

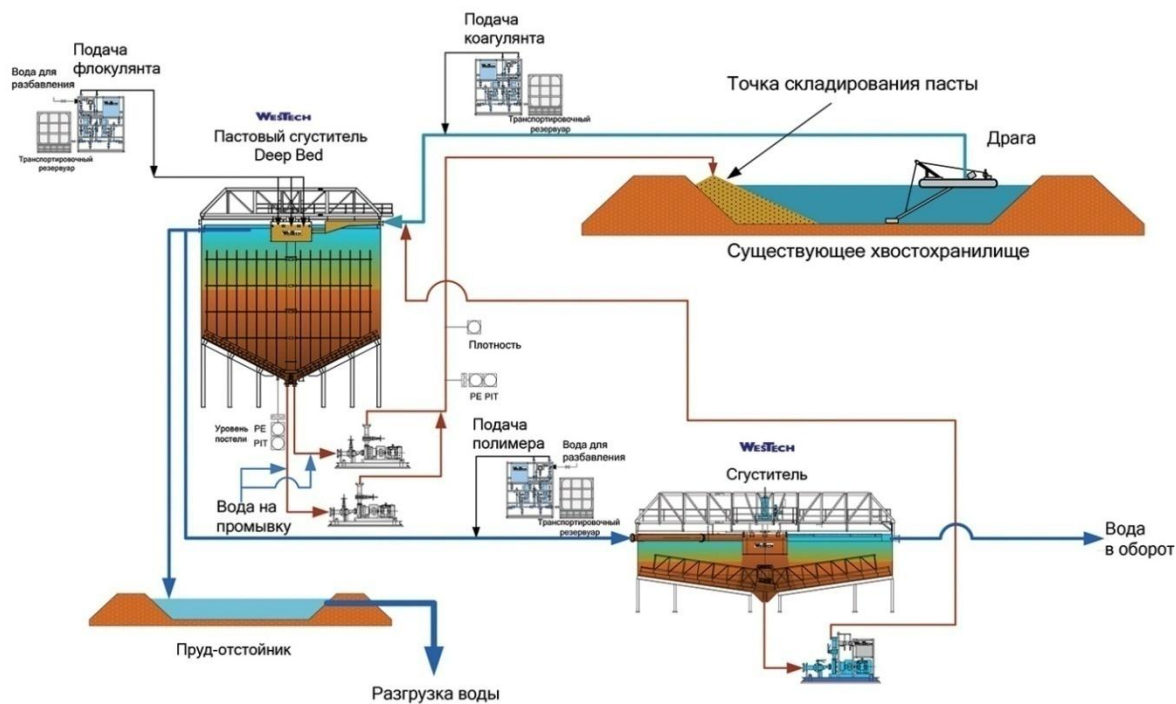


Рисунок 2.38 – Принципиальная схема пастового сгущения хвостов

2.4 Технология обогащения руд цветных металлов

2.4.1 Процессы рудоподготовки

При подготовке полезных ископаемых к обогащению в процессе их дробления и измельчения изменяются физические и химические свойства минеральных комплексов: увеличивается число дефектов кристаллической решетки, изменяются структура минералов и форма частиц, увеличивается поверхность, раскрываются сростки ценных и породообразующих компонентов, образуются микропоры и микротрещины. Существенно возрастает реакционная способность твердых тел, увеличивается каталитическая активность поверхности, скорость протекания химических реакций на межфазных границах. Приобретенная активность во времени изменяется, продолжительность максимума активности 10^{-5} — 10^{-7} с [49-57].

Реагенты интенсифицируют измельчение — повышаются производительность мельниц и тонина измельчения — и обогатительный (флотационный) процесс. Реагенты могут влиять на измельчение, снижая твердость и прочность измельчаемого материала, предотвращая коагуляцию вновь образованных тонких частиц, закрывая микротрещины на поверхностях и внутри частиц материала, изменяя вязкость пульпы.

Эффективность применения реагентов зависит от их типа и расхода. Положительные результаты при рудоподготовке дают органические и неорганические реагенты. Из органических реагентов рекомендуются низкомолекулярные соединения из класса спиртов, кетонов, аминоалкоголей, полигалоидных производных алканов и карбоновых кислот, из неорганических — соли металлов.

2.4.2 Медные сульфидные руды

При флотации сульфиды легко отделяются от пустой породы. Для подавления силикатных минералов (особенно группы пироксенов) рекомендуется в перечистных операциях использовать смесь этилендиаминтетрауксусной кислоты и реагента ФЛВИДЕКС [53, 57, 58].

Сульфиды меди лучше флотируются в известковой среде (рН 8—12); одновременно известь подавляет пирит. При наличии в руде свободного золота вместо извести рекомендуется применять соду или «мягкое» подавление пирита аэрацией пульпы и дозировкой цианида при небольших расходах (эффективна подача в перечистные операции). Для увеличения извлечения золота используют медный купорос как активатор халькопирита и пирита или флотируют при низком рН (подача серной кислоты). Иногда пирит в медном цикле подавляется при больших расходах извести или цианида (или их сочетанием, в ряде случаев - с цинковым купоросом).

Эффективные собиратели всех сульфидов меди — ксантогенаты (этиловый, изопропиловый, бутиловый, амиловый) и аэрофлоты. Халькопирит лучше флотирует дибутилдитиофосфат натрия (аэрофлот-238), вторичные сульфиды (борнит, халькозин, ковеллин и др.) - этиловый (содовый) аэрофлот и смесь 1 : 1 диэтил- и дибутилдитиофосфата натрия (аэрофлот 208). При использовании аэрофлотов селективно разделяются минералы меди и пирита. Расходы собирателей редко превышают 50 г/т. Эффективный собиратель-пенообразователь сульфидов меди - цианоэтилдиетилдитиокарбомат (способствует снижению расхода извести и других реагентов, малоактивен к арсенопириту).

В промышленной практике флотации руд, в которых медь представлена преимущественно халькопиритом, наиболее часто применяют собиратели: изопропиловый, бутиловый и амиловый ксантогенаты, спиртовые аэрофлоты, реагент Z-200 (изопропилэтилтионокарбомат). В качестве дополнительных собирателей используют

минереки и Аэро-404 (меркаптобензотиазол). Пенообразователи — сосновое масло и Доуфрос.

Руды, содержащие преимущественно вторичные минералы меди, лучше флотируются сочетанием различных собирателей при относительно больших расходах. Наиболее распространены сочетания низших ксантогенатов или аэрофлотов с более сильными реагентами либо с аполярными маслами. Обычно флотируют при подаче сильных пенообразователей — ОПСБ, Доуфрос, ТЭБ, сосновое масло, аэрофлот 25 и др.

Руды, в которых медь представлена как первичными, так и вторичными минералами, чаще флотируют с применением комбинации собирателей: сочетания этилового и амилового ксантогенатов, этилового ксантогената и Z-200, изопропилового ксантогената и Z-200 и др. Основные пенообразователи — сосновое масло, гексанол, метилизобутилкарбинол, аэрофлот.

Технологические схемы флотационного обогащения медных сульфидных руд с малым содержанием пирита наиболее просты. При наличии в руде пирита возможны три технологических варианта:

1. последовательная селективная флотация минералов меди и пирита;
2. коллективная медно-пиритная флотация с последующей флотацией меди из коллективного концентрата;
3. «полуколлективная» флотация при подавлении части пирита в коллективном цикле, части пирита — при разделении медно-пиритного концентрата (при флотации меди).

Подавление известью пирита в цикле разделения коллективного медно-пиритного концентрата усиливается аэрацией пульпы продолжительностью 25-30 мин (например, в пневмомеханических флотомашинах).

Медно-пиритные руды с высоким содержанием глин, окисленных форм пирита и медных минералов — труднофлотируемые. Отрицательное действие глин усиливается в ряду: серицитовые, каолинитовые, монтмориллонитовые глины. Образованные ими шламы адсорбируют реагенты, взаимодействуют с поверхностью сульфидов, увеличивают вязкость пульпы. Для пептизации глинистых шламов (образуют гидрофильные хлопья; содержат до 70 % воды) и уменьшения вязкости пульпы используются силикаты и сульфиды натрия, флокулянты полиакриламидного типа, а также грубозернистая фракция хвостов флотации. Пирит рекомендуется флотировать из коллективного концентрата с использованием сернистого газа для снижения рН при подогреве пульпы. При наличии

окисленных форм медных минералов рекомендуется длительное кондиционирование пульпы с сернистым натрием перед флотацией руды ксантогенатами. Возможно использование собирателей других типов (жирнокислотных, катионных, хелатов). Эффективность флотации повышают предварительный обжиг руды с серой в восстановительной среде, двухстадиальное измельчение и классификация. Для руд, отличающихся избирательностью распределения минералов по классам крупности при измельчении (пирит — в классе +44 мкм, халькопирит — в классе —44 мкм), эффективна раздельная флотация песков и шламов.

2.4.3 Медные окисленные руды

Из окисленных медных минералов наиболее распространены малахит, азурит, куприт, тенорит, хризоколла, атакамит, диоптаз, халькантит, брошантит.

По флотационным свойствам медные окисленные руды условно делят на относительно легкофлотируемые — «неупорные» и труднофлотируемые — «упорные» руды [53, 59-61].

Условный критерий «упорности» — количество меди, переходящее в 4 %-ный раствор цианистого калия при выщелачивании тонкоизмельченной навески руды в течение 2 ч при Т:Ж= 1:100.

К «неупорным» отнесены руды, из которых в цианистый раствор переходит более 75 % всей содержащейся в них меди. «Неупорные» медные окисленные руды приурочены к центральной части окисленной зоны месторождений. Они слагаются сильно окварцованными сиенитами и гранитпорфирами, часто переходящими в сплошные кварциты. Медь в «неупорных» рудах представлена малахитом, азуритом, атакамитом и незначительной долей куприта и хризоколлы.

Малахит и азурит достаточно хорошо флотируются после сульфидизации с применением сульфидрильных собирателей. В случае кварцевой породы эти минералы можно флотировать карбоновыми кислотами или их мылами при pH 8,5-9. Иногда полезно добавление соды и жидкого стекла для пептизации шламов, сернистого натрия в качестве сульфидизатора и пептизатора и аполярных масел как дополнительных собирателей; подача пенообразователя не требуется. Флотация малахита и азурита без сульфидизации возможна при применении собирателей типа меркаптобензотиазола (дробная подача). Эффективно применение сочетания собирателей: гидроксамовая

кислота — ксантогенат. Обычно осуществляют отдельную флотацию сульфидных и окисленных минералов.

Флотация руд, содержащих силикаты меди (хризоколлы), в промышленном масштабе не производится. Предложен ряд способов флотации руд, содержащих хризоколлу: флотация хризоколлы без сульфидизации аммонийной карбоиновой кислотой; флотация хризоколлы ксантогенатом или карбоиновой кислотой после ее обработки раствором комплексных аммонийных солей и сульфидизации; обработка пульпы до поступления ее на флотацию сернистым натрием, меркаптобензотиазолом и медным купоросом; флотация хризоколлы после ее сульфидизации в нейтральной или слабощелочной среде с помощью аэрофлота 31, меркаптобензотиазола и его производных; флотация хризоколлы меркаптаном. Перспективна флотация с применением комбинации собирателей — гидроксамовой кислоты С7—С9 и бутилового ксантогената.

2.4.4 Медно-цинково-пиритные руды

Основной промышленный минерал цинка — сфалерит (цинковая обманка). Постоянные минеральные спутники — халькопирит и пирит, часто — халькозин, борнит и пирротин. В результате обогащения можно получать три концентрата — медный, цинковый, пиритный [53, 59-69].

При флотационном разделении сульфидов меди, цинка и железа наиболее затруднено отделение медных минералов от цинковых. Сфалерит от железных минералов отделяется относительно легко с помощью извести, подавляющей пирит и пирротин (сфалерит флотируется в широком диапазоне рН, в том числе в известковой среде).

Селективное разделение минералов меди и сфалерита зависит от вида присутствующих медных минералов. Наиболее легко разделить флотацией халькопирит и сфалерит, сложнее — сфалерит и вторичные минералы меди, которые обладают повышенной растворимостью.

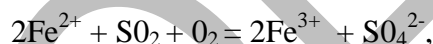
При наличии в пульпе ионов меди естественное различие во флотируемости сфалерита и медных минералов исчезает (обменная адсорбция ионов меди и цинка в поверхностном слое сфалерита и образование на нем пленки ковеллина). Флотируют сульфиды меди обычно в известковой среде (pH 8—12).

Неактивированный сфалерит характеризуется пониженной флотоактивностью.

Активаторы сфалерита (помимо солей меди) — соли свинца, серебра, ртути. В практике флотации применяют только медный купорос, его расход необходимо строго контролировать (при недостаточном расходе снижается извлечение сфалерита, при избыточном — активно флотируется пирит, увеличивается непроизводительный расход ксантогената и извести). При избытке ионов меди расход ксантогената можно сократить, введя сернистый натрий (перевод ионов в осадок). Для связывания активирующих ионов меди поддерживают высокий pH , применяют цианид при больших расходах.

Для повышения селективности флотации сфалерита в присутствии пирита и пирротина рекомендуются обработка пульпы SO_2 (0,5—2 кг/т) или сульфитом натрия в известковой среде (pH 8—9), интенсивное перемешивание пульпы барботированием воздуха в присутствии медного купороса (0,5 кг/т) и последующая цинковая флотация с применением этилового ксантогената (до 100 г/т) и пенообразователя.

После добавления SO_2 или сульфита натрия в пульпе создается сильно восстановительная среда, сфалерит и сульфиды железа подавляются; при интенсивном перемешивании пульпы сжатым воздухом поверхность пирита быстро окисляется по реакции



пирит плохо флотируется анионным собирателем, селективность флотации сфалерита повышается.

Перспективна активация сфалерита устойчивыми в щелочной среде комплексными ионами $[Cu(NH_3)_4]^{2+}$ (дозировка медного купороса в щелочную пульпу совместно с аммиачной водой при соотношении $Si : NH_3 = 1:4$).

Подавители сфалерита:

1. цианид натрия (перевод катионов меди с поверхности минерала в раствор) подавляет также сфалерит, обработанный собирателем или активированный ионами меди;
2. цинковый купорос (при отсутствии в пульпе растворимых солей);
3. комбинация цианида натрия и цинкового купороса (подавление связано с образованием коллоидного осадка цианида цинка). Для связывания цианида натрия в цианид цинка расход цинкового купороса должен приблизительно в три раза превышать расход цианида натрия (при условии, что количество растворимых солей в руде мало и цианистые ионы не связываются солями из пульпы);

4. желтая кровяная соль, сульфит натрия (или SO_2), сернокислое железо в сочетании с декстрином, сернокислое закисное железо (железный купорос) в сочетании с сульфитом натрия, сернистый натрий в сочетании с цинковым купоросом или сульфитом натрия, бисульфит цинка и др.

По текстурным признакам выделяют две разновидности медно-цинково-пиритных руд: сплошные (массивные) сульфидные с суммарным содержанием сульфидов более 70 % и вкрапленные с содержанием сульфидов до 50 %. Массивные руды наиболее труднообогатимы (наличие растворимых солей тяжелых металлов, вторичных минералов меди, тонкое взаимное прорастание сульфидов).

Минералогический состав медно-цинково-пиритных руд оказывает прямое влияние на технологическую схему и реагентный режим флотации.

Если медь в руде представлена преимущественно халькопиритом, рекомендуется схема последовательной селективной флотации халькопирита и сфалерита. Для повышения технологических показателей обогащения тонковкрапленных массивных руд с благоприятным соотношением меди и цинка (особенно при незначительном содержании вторичных сульфидов меди) рекомендуется прямая селективная флотация с доводкой цинкового концентрата методом обратной флотации: концентрат 3-й цинковой перечистки сгущается до 60 % твердого, кондиционируется в течение 20 мин с бисульфитом натрия (300 г/т) при нагревании паром до 85—90 °С (подавление сфалерита), разбавляется холодной водой до содержания твердого 40 % и температуры 50 °С и подвергается обратной флотации с добавлением ксантогената (флотируются пирит, халькопирит и сростки сфалерита с пиритом, содержащие повышенное количество серебра). Пенный продукт доизмельчается и возвращается в цикл медной флотации; хвосты обратной флотации — цинковый концентрат.

Если медь в руде представлена разными минералами (особенно если сульфиды характеризуются тонким взаимным прорастанием и могут быть отделены от породы при относительно грубом измельчении), рекомендуется схема коллективной флотации всех сульфидов (или большей их части) с последующим разделением.

Недостаток коллективно-селективной флотации: в коллективный концентрат переходят легкофлотируемые минералы меди и труднофлотируемый сфалерит, естественное различие в их флотируемости стирается, разделение коллективного концентрата усложняется. Для улучшения условий подавления сфалерита в цикле разделения и уменьшения потерь цинка с медным и пиритным концентратами

рекомендуется, по возможности, проводить коллективную флотацию сульфидов без предварительной активации сфалерита медным купоросом с последующей дофлотацией минералов меди и цинка из хвостов в высокощелочной среде с дозировкой медного купороса (30—60 г/т).

Если крупность измельчения перед флотацией по коллективной или селективной схеме приблизительно одинакова, наиболее целесообразны вначале селективный съем «головки» легкофлотируемых медных минералов, затем выделение коллективного медно-цинкового концентрата (промпродукта), и далее, по возможности, выделение цинкового маломедистого концентрата.

Медно-цинково-пиритные руды — одни из наиболее сложных с точки зрения режима флотации по той или иной схеме.

Для облегчения проведения селективной флотации рекомендуется применение слабых реагентов-собирателей (преимущественно малоактивных к пириту) при минимально возможном расходе: этилового ксантогената (средний расход 160 г/т), сочетание этилового аэрофлота и Аэро 404 (80 г/т), аммиачного крезилового аэрофлота 242, спиртового аэрофлота 208 (смесь 1 :1 диэтил- и дибутилдитиофосфата натрия); возможно применение тиокарбамата, изопропилового, бутилового и амилового ксантогената, тиокарбанилида, минерека (30—60 г/т). Аэрофлот 208 целесообразнее использовать в цинковой флотации. В цикле медной флотации рекомендуется применение сочетания какого-либо аэрофлота и амилового ксантогената, эффективна тройная комбинация собирателей — аэрофлот 238 (10—15 г/т), амиловый ксантогенат (60 г/т) и Z-200 (25 г/т). При подавлении сфалерита S02 в медном цикле эффективно сочетание ксантогената и дитиокарбамата, в цинковом — применение ксантогената.

При коллективной флотации медно-цинковых руд для улучшения качества коллективного концентрата и повышения извлечения в него меди рекомендуется в сочетании 1:1с ксантогенатом использовать реагент ДЭФК. (диметиловый эфир диэтилдитиокарбомаилметилфосфоновой кислоты); реагент ДЭФК может быть также эффективен для селективной флотации (замена 25—30 % ксантогената).

Из реагентов пенообразователей рекомендуется применение сочетания креозота и метилизобутилкарбинола (80 г/т), соснового масла (25 г/т), метилизобутилкарбинола, Доуфроса, ТЭБ, Т-66, флотомасла, ИМ-68.

На реагентный режим разделения минералов меди и цинка влияет присутствие в рудах золота и серебра.

При низком содержании в руде благородных металлов основными подавителями сфалерита могут быть цианид кальция при относительно высоких расходах (МО г/т) и цианид натрия (15 г/т), который дозируется в операцию перемешивания перед медным циклом. Цинковый купорос применяют редко (дозировать в сочетании с цианидом в операцию перемешивания перед перечистками медного концентрата). При тенденции сфалерита к флотации известь и соду в цикле медной флотации не используют. При флотации меди pH 7—7,3. Известь применяют только в цинковом цикле. Существенно влияет на результаты флотации выбор оптимальной точки подачи извести. Для некоторых руд лучшие результаты получены при перемешивании пульпы перед цинковым циклом с медным купоросом и собирателем при относительно низких pH (6,7—7), до подачи извести.

При высоком содержании в медно-цинково-пиритных рудах золота и серебра цианид натрия в качестве подавителя сфалерита в селективной флотации рекомендуется применять при небольших расходах (5—20 г/т) в сочетании с другими подавителями. Главным подавителем сфалерита в медном цикле может быть сульфит натрия (250—450 г/т). Эффективно отделение флотацией минералов меди от сфалерита, пирита и пирротина с применением сульфита натрия и малых дозировок цианида (около 10 г/т) в содовой среде при введении операции дополнительной аэрации пульпы.

Для улучшения условий разделения коллективных концентратов целесообразно перемешивать пульпу с активированным углем (поглощение из жидкой части пульпы избытка реагентов) и сернистым натрием (десорбция), а затем сгущать пульпу (отмывка). Для повышения эффективности операции десорбции рекомендуется предварительно смешивать сернистый натрий с активированным углем (сокращаются потери цинка с медным концентратом при разделении коллективного концентрата).

При разделении коллективных медно-цинково-пиритных концентратов возможны три варианта технологий:

1. прямая селективная флотация минералов меди и сфалерита; обратная флотация — вначале сфалерита, затем минералов меди (подавление борнита ферроцианидом, либо безреагентное подавление сульфидов меди и железа: выдерживание сгущенного и отфильтрованного коллективного концентрата на воздухе в течение 3—4 дн. с последующей репульпацией теплой водой до содержания 35—40 % твердого и флотацией сфалерита при pH 7,2—7,4 с помощью аэрофлота 243 и соснового масла);

2. совместная флотация сульфидов меди и железа (рН 8—8,5, собиратель — изопропиловый ксантогенат) с получением цинкового концентрата в виде камерного продукта контрольной медно-пиритной флотации (подавление сфалерита сернистым натрием и цинковым купоросом с их совместной дозировкой в операцию доизмельчения сгущенного коллективного концентрата перед его разделением).

Два последних варианта технологий наиболее эффективны при флотации сплошных руд с заметным содержанием вторичных сульфидов меди и неблагоприятным соотношением содержания меди и цинка. Для повышения извлечения цинка из таких труднообогатимых руд и одновременного снижения содержания цинка в готовом медном концентрате на 1—2 % рекомендуется обесцинкование черновых медных концентратов — доизмельчение (обдирка) в присутствии сернистого натрия и цинкового купороса и перефлотация (две перечистки) с направлением хвостов на контрольную медно-пиритную флотацию. Для более простых руд эффективна технология обесцинкования, предусматривающая доизмельчение чернового медного концентрата и его перефлотацию (перечистку) при рН 4,5—5 (снижают добавлением SO_2).

2.4.5 Медно-никелевые руды

Наиболее распространенный никелевый минерал — пентландит (железоникиелевый колчедан), который обычно находится в ассоциации с пирротинном и халькопиритом. По флотирiuемости пентландит занимает промежуточное положение между пирротинном и халькопиритом. При флотационном разделении халькопирита и пентландита последний подавляют известью, иногда с добавлением цианида или декстрина.

Относительно распространены миллерит и никеленосный пирротин. В состав пирротина никель входит в виде изоморфной примеси. Из них хуже флотируется никеленосный пирротин. Различные образцы пирротина, отличающиеся по составу соотношением серы и железа в минерале (атомное отношение серы к железу в пирротине изменяется от 1,00 до 1,25) обладают неодинаковой флотирiuемостью. Чем выше содержание в пирротине трехвалентного железа, тем лучше флотируется минерал ксантогенатами.

Все щелочи, как правило, депрессируют иикеленосный пирротин. Миллерит (и пентландит) из всех щелочей подавляет только известь. Хороший активатор пирротина — медный купорос.

На обогатительных фабриках применяют три разновидности промышленных схем переработки медно-никелевых руд [53, 59, 66-71].

1. Коллективная флотация минералов меди и никеля из исходной руды без последующего разделения коллективного концентрата; продукты флотации в ходе процесса иногда подвергают магнитной сепарации. Из коллективного концентрата выделяют металлы при металлургическом переделе.

2. Коллективная флотация минералов меди и никеля из исходной руды с последующим разделением коллективного концентрата на медный и никелевый. Коллективный концентрат всегда разделяют при подавлении пирротина и пентландита (флотация минералов меди)

Промышленные способы разделения медно-никелевых концентратов (флотация минералов меди при подавлении пентландита и никеленосного пирротина) - реагенты-подаватели: известь, известь и реагент 633, известь и цианид, известь и декстрин.

Никель, попавший в медный концентрат, теряется при металлургическом переделе; медь, перешедшая в никелевый концентрат, извлекается затем практически полностью.

При селективной флотации возможно подавление пентландита и пирротина линосульфатом в высокощелочной среде.

3. Магнитная сепарация исходной руды с последующей флотацией никеленосного пирротина из магнитной фракции (никелевый концентрат) и коллективная медно-никелевая флотация немагнитной фракции; коллективный концентрат разделяют.

Магнитное обогащение применимо для никелевых руд, содержащих пирротин. Магнитная восприимчивость пирротина колеблется в широких пределах. Пирротин сульфидных медно-никелевых руд обычно представлен смесью сильномагнитных моноклинных пирротинов и слабомагнитных—гексагональных.

Крупность измельчения руд перед коллективной флотацией— 50—80 % —74 мкм. В коллективном цикле pH 7,8—9,5; возможна флотация в естественной или кислой среде. Регулятор среды — кальцинированная сода и 25 %-ный раствор аммиака (0,8—1 кг/т, дозировка в измельчение). При использовании аммиака снижается загрязнение оборотной воды.

В качестве собирателей эффективны амиловый (средний расход 85 г/т), бутиловый (100—150 г/т), изопропиловый (80 г/т) ксантогенаты, сочетание тритиокарбоната

щелочного металла и натрийябутилмеркаптида (от 10:1 до 1:1). Для активации пентландита и никеленосного пирротина используется медный купорос.

Из пенообразователей в промышленных условиях эффективны реагенты типа соснового масла (сосновое масло, флотол), ксиленол, бутиловый аэрофлот, Доуфрос, Т-66, метилизобутилкарбинол, ТЭБ. В качестве регулятора пенообразования (и одновременно как дополнительные собиратели) эффективны длинноцепочечные дитиофосфаты и меркаптобензотиазол.

Для подавления флотоактивной силикатной породы применяются карбоксиметилцеллюлоза, карбосульфит и карботиосульфат, тринатрийфосфат, декстрин, крахмал, жидкое стекло, комбинации пирофосфат — гуартек. При обогащении вкрапленных медно-никелевых руд с высоким содержанием флотоактивной пустой породы рекомендуется ее предварительная флотация с дозировкой одного пенообразователя, с последующим доизвлечением ценных минералов из пенного продукта при депрессии минералов породы органическими подавителями.

Для повышения показателей коллективной флотации целесообразно введение операции интенсивного кондиционирования пульпы с реагентами (10— 15 мин).

Оптимальный режим разделения коллективного медно-никелевого концентрата включает аэрацию пульпы воздухом в известковой среде с добавлением во флотацию цианида для усиления подавления пентландита и никеленосного пирротина. Высокосортный никелевый концентрат получается в виде хвостов основной медной флотации, низкосортный — в виде хвостов перечисток (в перечистки для уменьшения флотуемости пирротина и пентландита дозируется цианид). При добавлении цианида несколько снижается флотоактивность халькопирита; после дозировки цианида рекомендуется аэрация пульпы для восстановления флотационных свойств халькопирита.

Для повышения селективности флотации рекомендуется подогревать пульпу до 38 °С. Для снижения остаточной концентрации ксантогената вместо аэрации пульпы возможно применение реагентов-окислителей (перекись водорода, гипохлорит натрия); эффективно добавление в пульпу древесного угля.

Ферроникелевые пирротиновые концентраты рекомендуется перерабатывать с применением комбинированного процесса (гидрометаллургия — флотация): окислительное автоклавное выщелачивание концентрата с использованием в качестве окислителя кислорода; осаждение тяжелых цветных металлов в виде сульфидов; серносульфидная флотация пульпы с применением (дробная подача)

дибутилдитиофосфата и керосина, также пенообразователя при pH 4 и содержании твердого в пульпе 30 %; селективная дезинтеграция серносульфидного концентрата путем нагрева до температуры выше точки плавления серы. Конечный сульфидный концентрат содержит до 12 % никеля (при извлечении около 90 %). Из серного концентрата (содержит 70—75 % серы) плавкой получают товарную серу.

2.4.6 Медно-кобальтовые руды

Основные сульфидные минералы кобальта — кобальтин (кобальтовый блеск), глаукоdot, кобальтпирит, линнеит, шмальтин). Кобальтпирит и глаукоdot представляют собой соответственно пирит и арсенопирит с изоморфной примесью кобальта. Из окисленных минералов наиболее распространены гетерогенит, эритрин, асболан.

При флотации по коллективной схеме в качестве собирателей используют ксантогенаты для сульфидных разностей минералов и карбоновые кислоты (талловое и пальмовое масло) и алкилгидроксаматы для окисленных; в качестве дополнительного собирателя в коллективном цикле рекомендуется использовать аполярные масла. Пенообразователь - сосновое масло. При флотации окисленных богатых медно-кобальтовых руд (содержание меди 4,5 %, кобальта 1,5 %) с применением лаурогидроксамата (200 г/т) достигается извлечение меди в концентрат 88 %, кобальта — 70 %.

При селективной схеме (последовательная флотация минералов меди и кобальтпирита) в цикле медной флотации используют спиртовые аэрофлоты, относительно слабо флотирующие пирит, в пиритном цикле - ксантогенат. Хороший собиратель и одновременно пенообразователь кобальтсодержащих минералов (линнеит, кобальтпирит) — крезилловый аэрофлот 25. Пенообразователь при селективной флотации — метилизобутилкарбинол. Кобальт в небольшом количестве может присутствовать в свинцовых рудах (содержание около 0,008 %); рекомендуется извлекать из хвостов свинцового цикла при pH 10,5—11, используя амины (первичные, вторичные) и аполярные масла (извлечение кобальта 50—65 %).

Эффективные подавители сульфидных кобальтовых минералов— цианиды и известь, также сернистый натрий (при больших расходах). Флотация минералов кобальта может быть предотвращена длительной аэрацией пульпы.

Активатор минералов кобальта — медный купорос и серная кислота.

2.4.7 Медно-свинцово-цинково-пиритные руды

В полиметаллических рудах медь может быть представлена разнообразными минералами, цинк — чаще всего сфалеритом, свинец — галенитом. Как правило, галенит встречается в парагенезисе со сфалеритом; основное количество свинца в мировом производстве получают из медно-свинцово-цинковых и свинцово-цинковых руд. В зоне окисления сульфидных полиметаллических месторождений свинец наиболее часто представлен церусситом, реже - англезитом [53, 57, 59, 62-66].

Галенит — один из наиболее легкофлотируемых сульфидных минералов. Хорошие собиратели галенита — ксантогенаты и аэрофлоты. Ксантогенаты низших спиртов более эффективны в слабощелочной среде; ксантогенаты высших спиртов (C4 и более) достаточно эффективны при $pH > 10$. Селективный собиратель галенита — тиокарбанилид (дифенилтиомочевина) при $pH 7,6—7,8$.

Специфический подавитель галенита — двуххромовокислые соли. Кроме того, его подавляют крахмал, таннин, фосфатные соли, перекись водорода, сульфит натрия в сочетании с сульфатом цинка, также цианиды (при очень больших расходах, не характерных для минералов меди, цинка и железа). Аналогично другим сульфидам флотация галенита может быть временно подавлена сернистым натрием (при его концентрации, превышающей критическую для данного собирателя), а также SO_2 (при больших расходах) или сульфитом, используемыми в сочетании с тиомочевинной (флотируемость восстанавливают аэрацией пульпы).

Некоторое подавляющее действие на галенит, особенно затронутый окислением, оказывает известь. Чем больше расход извести в свинцовом цикле при ее дозировке в измельчение, тем сильнее должен быть собиратель. Получаются примерно одинаковые результаты, если при малом расходе извести применяется аэрофлот, большем расходе — амилловый ксантогенат. Для предотвращения подавления галенита известью собиратель дозируют в измельчение.

При наличии в полиметаллических рудах окисленных минералов свинца их флотируют ксантогенатами после предварительной сульфидизации сернистым натрием.

По технологической сложности медно-свинцово-цинковые руды как объект флотационного обогащения условно классифицируют на три типа:

1. сульфидные руды, содержащие халькопирит, галенит и сфалерит;

2. сульфидные руды, содержащие различные медные минералы, галенит и сфалерит;

3. руды, подвергнувшиеся изменению и окислению с поверхности.

Селективное обогащение руд усложняется, если в них присутствуют пирит, марказит и марматит или отмечается тонкое взаимопроращение минералов. При флотации полиметаллических руд широко применяют спиртовые аэрофлоты (преимущественно в цинковом цикле флотации) — этиловый, бутиловый, 208 и 238. Средний расход спиртовых аэрофлотов 15—60 г/т. Из фенольных аэрофлотов относительно распространены аэрофлоты 242 и 31 (средний расход 20—60 г/т).

В промышленности применяют три разновидности технологических схем переработки медно-свинцово-цинково-пиритных руд.

1. Последовательная селективная флотация минералов меди, свинца, цинка и железа из полиметаллической руды (схема не получила широкого распространения в практике флотации).

При переработке по схеме прямой селективной флотации тонковкрапленных руд с высоким (до 20 %) содержанием пирита вначале проводят при pH 6,5 медную флотацию после добавления SO_2 или сернистой кислоты (основная дозировка в измельчение) для активации халькопирита (рекомендуется также введение в пульпу метабисульфита натрия), затем флотируют галенит с добавлением цианида (250 г/т) и извести (150 г/т) для поддержания сфалерита и пирита в депрессированном состоянии. В качестве собирателя в медном цикле применяют Аэро-404 или этиловый ксантогенат и содовый аэрофлот, в свинцовом цикле — этиловый или вторичный бутиловый ксантогенат при малых расходах. Хвосты свинцового цикла сгущают и обрабатывают медным купоросом (800 г/т) при подогреве, затем этиловым ксантогенатом в сочетании с амиловым (в цинковом цикле добавляют также содовый аэрофлот или вторичный бутиловый ксантогенат) последовательно флотируют сфалерит и пирит, используя в цинковом цикле в качестве реагентов-регуляторов известь (450 г/т), соду (200 г/т) и КМЦ (последнюю рекомендуется дозировать также в медный и свинцовый циклы флотации).

При недостаточно эффективном отделении флотацией галенита от пирита и сфалерита рекомендуются подогрев пульпы до 85 °С (например, с помощью пара) и обратная флотация свинцового концентрата без добавления реагентов с выделением хвостов основной флотации в виде свинцового концентрата. Пенный продукт основной флотации дважды перечищается с применением КМЦ, SO_2 и метабисульфита натрия.

Медьсодержащий концентрат перерешоток рекомендуется направлять в медный цикл, свинецсодержащие хвосты - на контрольную свинцовую флотацию.

2. Коллективная флотация всех сульфидов с последующим разделением коллективного концентрата. При наличии в руде сфалерита с различной флотоактивностью возможна дофлотация из хвостов коллективного цикла цинковых минералов и пирита.

Коллективный медно-свинцово-цинково-пиритный концентрат разделяют различными способами:

а) из коллективного концентрата (после операции десорбции сернистым натрием и отмывки) с использованием цианида (80 г/т) и цинкового купороса (400 г/т) как подавителей сфалерита и пирита проводят медно-свинцовую флотацию, из хвостов последней извлекают вначале минералы цинка, затем — железа; медно-свинцовый концентрат также разделяют; Для сокращения расхода сернистого натрия в операции десорбции рекомендуется подогрев пульпы до 40—50 °С.

б) коллективный концентрат разделяют с помощью цианида и цинкового купороса на медно-свинцовый и цинково-пиритный концентраты, которые далее разделяют;

в) из коллективного концентрата последовательно флотируют минералы меди и цинка (хвосты цикла разделения — свинцовый концентрат); медный концентрат обессвинцовывают. В качестве подавителя сульфидов в медном цикле применяют только известь (12,5 кг/т концентрата), собиратель—изопропиловый ксантогенат (50 г/т концентрата); в цинковом цикле галенит депрессируют бихроматом натрия (900 г/т концентрата) и реагентом 610 (35 г/т концентрата); собиратель — изопропиловый ксантогенат (45 г/т концентрата);

г) из коллективного концентрата, сфлотированного в сернокислой среде при pH 5,5, последовательно извлекают: при pH 6,3 — халькопирит и теннантит (галенит подавляют декстрином, сфалерит — цинковым купоросом и сернистым газом), при pH 8,5—9 — галенит (сфалерит подавляют цианидом и цинковым купоросом), при pH 11—11,5 — сфалерит; последним флотируют при pH 2—3 пирит.

3. Коллективная флотация минералов меди и свинца из исходной руды при подавлении сфалерита и пирита с последующим разделением медно-свинцового концентрата; из хвостов медно-свинцового цикла извлекают сфалерит, иногда пирит. По такой схеме работает большинство полиметаллических фабрик.

Коллективную медно-свинцовую флотацию проводят при pH 7,5—9,5 с применением в качестве собирателей различных ксантогенатов, аэрофлотов 31 и 242, Аэро 404 (меркаптобензотиазол), тиокарбанилида, тионокарбаматов и дитиофосфинатов; часто используют сочетания собирателей. Пенообразователи медно-свинцового цикла — крезол, синтетические реагенты (циклогексанол, Аэрофрос), Т-80 и др.

Из регуляторов среды наиболее часто применяют соду (100—300 г/т). При наличии сфалерита и пирита с низкой флотоактивностью рекомендуется ввести в процесс немного извести и флотировать медные и свинцовые минералы при низком расходе слабых собирателей. Перечистка коллективного медно-свинцового концентрата в открытом цикле повышает извлечение меди и свинца в концентрат.

Подавители минералов цинка и пирита — цианид (2—100 г/т) и цинковый купорос (100—1300 г/т). Присутствие в пульпе тиосульфатных ионов усиливает депрессирующее действие цианидов на сфалерит и сульфиды железа, в 15—20 раз сокращает расход цианидов (до 2—10 г/т). Ксантогенатную медно-свинцовую флотацию в этом случае рекомендуется проводить при pH 7,2—10 с дозировкой тиосульфата натрия 100—1000 г/т, сульфата цинка 100—300 г/т и максимально 15 г/т цианидов.

Для некоторых руд (содержание меди 0,3%, свинца 3,2%, цинка 4,5%, крупность измельчения 57% —44 мкм) эффективна бесцианидная технология подавления цинковых минералов с применением SO_2 и крахмала; медно-свинцовую флотацию проводят при pH 7,2 с применением дитиофосфинатов.

Улучшение флотационных свойств минералов меди и свинца с одновременным подавлением цинковых минералов достигается использованием в коллективной медно-свинцовой флотации тиомочевины в сочетании с сернистым газом или сульфитом. Рекомендуется последовательная обработка пульпы: вначале SO_2 или сульфитом, затем тиомочевинной при малых расходах.

При переработке труднообогатимых полиметаллических руд для облегчения разделения медно-свинцовых концентратов целесообразна селективная флотация из исходной руды вторичных сульфидов меди (халькозин, борнит) в содовой среде при pH 9,5—10 без собирателя в присутствии тиомочевины. Выделяемый затем коллективный концентрат представлен преимущественно халькопиритом и галенитом.

Выбор метода разделения медно-свинцового концентрата зависит, в первую очередь, от вещественного состава концентрата.

Цианид натрия — эффективный подавитель халькопирита и теннантита — для подавления халькозина и ковеллина не применим. Сульфит натрия в сочетании с железным купоросом используется для подавления галенита, если медь представлена халькопиритом; присутствие вторичных минералов меди (борнит и халькозин) нарушает разделение. Сернистая кислота в комбинации с бихроматом или крахмалом подавляет флотацию галенита в основном при наличии в руде халькопирита, в меньшей степени — халькозина.

Сернистый газ практически не влияет на флотацию сульфидов меди (халькопирит, халькозин, борнит) и существенно влияет на флотацию галенита, сфалерита и пирита. Сфалерит, активированный ионами меди, депрессируется SO_2 в присутствии ионов цинка или кальция. Пирит и затронутый окислением галенит подавляются одним SO_2 . Селективность флотации при использовании SO_2 регулируется температурой пульпы; при разделении коллективного концентрата, содержащего галенит и халькопирит, галенит селективно депрессируется кондиционированием пульпы при $70\text{ }^\circ\text{C}$.

Цинковые минералы, содержащиеся в медно-свинцовом концентрате, при цианистом разделении переходят в медный концентрат, при сернистокислом или сульфитном — в свинцовый. В случае повышенного содержания цинка в медно-свинцовом концентрате может возникнуть необходимость в применении операции обесцинкования соответствующего концентрата (влияет на выбор способа разделения медно-свинцового концентрата). Рекомендуемый режим обесцинкования черновых свинцовых концентратов (хвостов медного цикла): обработка пульпы при подогреве до $20\text{—}25\text{ }^\circ\text{C}$ медным купоросом ($0,7\text{ кг/т}$ концентрата) и флотация цинка с одной перечисткой; реагенты; в основную флотацию — бутиловый ксантогенат (90 г/т концентрата) и бутиловый аэрофлот, в перечистку — известь (до pH $11\text{—}12$). Свинцово-цинковый промпродукт рекомендуется обрабатывать сернистым натрием и активированным углем и возвращать в сгуститель коллективного медно-свинцово-цинково-пиритного концентрата (отмывка реагентов).

Практически при выборе метода разделения руководствуются соотношением содержания меди и свинца в руде (и концентрате). Рекомендуется флотировать минерал, находящийся в меньшем количестве в руде (для медно-свинцово-цинковых руд — обычно медные минералы).

Галенит обычно депрессируют при соотношении свинца и меди в концентрате более 1. Галенит также подавляют в случае присутствия в руде халькозина и ковеллина в промышленных количествах (вторичные сульфиды меди не подавляются цианидом) и при

его окислении. Подавители галенита — бихромат натрия, диоксид серы и крахмал в различных комбинациях, также сочетание 1 : 1 бихромата натрия и силиката натрия. Для усиления подавления галенита в промышленных условиях используют углекислый газ. Перспективно подавление галенита цинковым купоросом, сернистым натрием и углекислым газом (последовательная обработка пульпы каждым реагентом). Удовлетворительные результаты обеспечивает сульфатный метод разделения галенита и халькопирита: обработка коллективного концентрата в течение 5 мин серной кислотой при подогреве пульпы до 30 °С (сульфатизация галенита) и флотация халькопирита ксантогенатом; возможно применение сочетания сульфата железа (1,8 кг/т), тиосульфата натрия (1,8 кг/т), сульфата цинка (1,5 кг/т).

При близком исходном содержании меди и свинца более эффективна реализация схемы с флотацией галенита из коллективного концентрата с подавлением медных минералов цианистыми солями (цианидом или цинк-цианидным комплексом). При использовании в качестве подавителей цианида или цианплава возрастают потери золота (до 15—20 %) за счет его растворения. Расход цианида натрия можно снизить тепловым кондиционированием пульпы перед разделением медно-свинцового концентрата (нагрев до 85-90 °С и последующее охлаждение до 25-30 °С); одновременно сокращается расход сернистого натрия и активированного угля.

Потери золота уменьшаются, если в качестве подавителя используют комплекс цианида цинка. Оптимальный режим пульпоподготовки перед разделением: перемешивание коллективного концентрата в течение 3 мин с сернистым натрием, активированным углем, цинковым купоросом и цианидом (цинковый купорос дозируют до подачи цианида).

При повышенном (более 5 %) содержании свинца, извлекающегося в медный концентрат в процессе медной флотации, рекомендуется обессвинцевание медных концентратов (наличие свинца в медном концентрате осложняет металлургический передел и приводит к повышенным потерям меди с отвальными шлаками). При обессвинцевании медных концентратов может быть использована естественная флотируемость свинцовых минералов. Реагенты операции обессвинцевания: сернистый натрий и Т-66. Для разделения обогащенного свинцом медного концентрата возможно использование железосинеродистой соли (подавление сульфидов меди) с получением свинцово-медного продукта марки ПСМ (содержание свинца — около 20 %, меди — около 20 %).

При больших потерях меди и свинца в разноименных концентратах (тонковкрапленные руды, содержащие теннантит, халькопирит, ковеллин и др. сульфиды меди) коллективный концентрат рекомендуется направлять на медную флотацию с добавлением SO_2 , извести и активированного угля; хвосты медной флотации после доизмельчения — на черновую свинцовую флотацию с добавлением соды, цианида и активированного угля; черновой свинцовый концентрат следует обезмеживать (флотация ковеллина) при 65—70 °С в присутствии углекислого газа (5 кг/т), активированного угля, бихромата натрия и аэрофлота 208 с получением готового свинцового концентрата в виде камерного продукта (пенный продукт присоединяется к готовому медному концентрату).

При флотационном разделении медно-свинцовых концентратов может проявляться отрицательное влияние неселективной флокуляции частицы —30 мкм. Рекомендуется применение диспергатора Диспекс 40 (побочного действия на селективность флотации сульфидов не оказывает). Режим разделения медно-свинцового концентрата: расход диспергатора 20 г/т, время перемешивания 3 мин, подавление медных минералов цинковым купоросом (875 г/т) и цианидом натрия (750 г/т), флотация галенита без подачи собирателя в присутствии пенообразователя метилизобутилкарбинола (2 г/т).

Сфалерит и пирит извлекают из хвостов коллективной медно-свинцовой флотации по двум схемам: коллективная флотация цинковых минералов и пирита с дальнейшим разделением полученного концентрата и прямая селективная флотация сфалерита и пирита. Выбор схемы определяется сравнительной флотоактивностью цинковых минералов и пирита и их содержанием в руде.

Коллективную цинково-пиритную флотацию из хвостов медно-свинцовой проводят с применением ксантогенатов, аэрофлотов, медного купороса (50—500 г/т), также соды и иногда извести (до 2 кг/т). Из цинково-пиритного концентрата всегда флотируют сфалерит, добавляя известь (0,5—3 кг/т) и медный купорос.

Отделение сфалерита флотацией от пирита и пустой породы хвостов медно-свинцового цикла проводят с добавлением извести и медного купороса (иногда также цианида). Последующее извлечение пирита из хвостов цинковой флотации возможно при условии ликвидации влияния извести. Это достигается сгущением пульпы со сбросом слива и разбавлением песков водой перед флотацией или понижением рН пульпы с помощью кислоты; иногда для активации пирита используют соду (15—400 г/т).

Возможно получение пиритного концентрата в виде камерного продукта.

2.4.8 Свинцово-цинковые руды

Наиболее распространена технология последовательной селективной флотации минералов свинца и цинка. Существенную часть свинцово-цинковых руд перед флотацией обогащают гравитационными методами. Это способствует снижению расходов флотореагентов. Коллективную флотацию с последующим разделением концентрата применяют редко (преимущественно при переработке руд с кварцево-карбонатной и полевошпатовой породой). Руду измельчают до 70%—0,074 мм, режим коллективной флотации рН 7—7,5 (серная кислота), 8,5—9 (сода) или 11 (известь), изопрпиловый (165 г/т) или бутиловый (100 г/т) ксантогенаты, этиловый ксантогенат (25 г/т) и минерек 201 (30 г/т), метилизобутилкарбинол (30 г/т), медный купорос, сернистый натрий, жидкое стекло. Коллективный концентрат доизмельчают до 95 % —0,074 мм и флотируют галенит при рН 9—12 с подавлением сфалерита цианидом натрия и сульфатом цинка (отдельно, 70—150 г/т, и совместно, 100—300 г/т); при необходимости из хвостов флотируют сфалерит [53, 57, 59, 62-66].

Свинцово-цинковые руды флотируют бутиловым ксантогенатом, аэрофлотами (31, 211, 242 и этиловый), низшими ксантогенатами (этиловый и изопрпиловый). Средний расход аэрофлотов 35 г/т, ксантогенатов 30—60 г/т. Аэрофлоты применяют как в свинцовом, так и цинковом циклах. Сочетания собирателей в одном и том же цикле селективной флотации используют редко (эффективен этиловый ксантогенат в основной коллективной флотации, изоамиловый ксантогенат — в контрольной), чаще практикуется применение разноименных собирателей в свинцовом и цинковом циклах (например, аэрофлот и ксантогенат). Для серебросодержащих руд перспективно применение реагента МИГ-4Э.

Из пенообразователей наиболее распространены Аэрофрос 77, метилизобутилкарбинол, Доуфрос, гексиловый спирт, диметилфталат (Д-3), сосновое масло, терпинеол, крезидовая кислота, крезол. К синтетическим пенообразователям для улучшения качества пены добавляется древесный (15—20 г/т) или каменноугольный креозот. Обладает способностью образовывать вязкие пены, в результате несколько повышается извлечение свинцовых минералов (особенно для руд, затронутых окислением). При использовании в качестве собирателей аэрофлотов добавка самостоятельного пенообразователя часто не требуется.

Регулятор среды при свинцовой флотации — сода (50— 1400 г/т) или известь (100—1000 г/т). Расход извести должен строго контролироваться во избежание подавления галенита (также золота). Добавление активированного угля в перечистную

свинцовую флотацию способствует эффективной десорбции избытка собирателя и пенообразователя, улучшает качество концентрата.

В промышленной практике сфалерит и пирит в свинцовом цикле подавляют следующими реагентами и их сочетаниями: цианид натрия; Экоф Р-82 и цианид натрия; цианид натрия и цинковый купорос; сульфит натрия и цинковый купорос; цинковый купорос. Наиболее широко используют цианид натрия (до 150 г/т) и сульфат цинка (до 200 г/т) отдельно и совместно. Перспективно применение перманганата калия (взамен цианида натрия), FeSO_4 в сочетании с NaCN при их соотношении 2: 1 (взамен цинкового купороса и цианида натрия).

Для повышения извлечения благородных металлов (в ассоциациях и сростках с рудными минералами) при селективной флотации свинцово-цинковых руд рекомендуется совместная подача бутилового аэрофлота и перекиси водорода в основную флотацию.

В цинковом цикле для активации сфалерита применяют медный купорос (50—1000 г/т); пульпу перемешивают с медным купоросом перед флотацией от нескольких минут до 1 ч. Подавитель пирита — известь (pH 8—10). Оптимальную точку подачи медного купороса устанавливают опытным путем (до подачи извести, после подачи извести, совместно с известью). Сфалерит флотируют при pH 10—12. Собиратели в цинковом цикле — изопропиловый, этиловый, изобутиловый и амиловый ксантогенаты, иногда в сочетании с дитиофосфатами.

По обогатимости методом селективной флотации в порядке возрастания трудности разделения все свинцово-цинковые руды условно делят на четыре класса:

1. сульфидные руды;
2. окисленные руды в кислой породе;
3. окисленные руды в основной породе;
4. руды, содержащие примеси вторичных минералов меди.

Для сульфидных свинцово-цинковых руд характер вмещающей породы не имеет большого значения.

Наиболее просты для обогащения сульфидные свинцово-цинковые руды, не содержащие сульфидов железа. В этих рудах сфалерит неактивирован; селективная флотация может проводиться без подавителей или при низком расходе цианида натрия (несколько г/т). В качестве собирателя обычно используют этиловый ксантогенат (15—50 г/т), реже аэрофлот. Пенообразователи—метилизобутилкарбинол и крезоловая кислота (свинцовый цикл), сосновое масло и крезол (цинковый цикл). Расход медного купороса 300—500 г/т. Добавка щелочи обычно не требуется (ни в свинцовом, ни в цинковом цикле).

Сульфидные свинцово-цинковые руды, содержащие пирит или другие сульфиды железа, встречаются наиболее часто.

Содержание железа в рудах может колебаться в широких пределах (обычно 2—7 %, в отдельных случаях 15—20 %). В результате возрастания содержания сульфидов железа увеличивается расход подавителей и несколько уменьшается селективность разделения минералов свинца и цинка. Из регуляторов среды на обогатительных фабриках применяют известь и едкий натр (дозировать в измельчение), также соду. В цикле свинцовой флотации рН составляет 8—11. Расход цианида натрия в практике редко превышает 120 г/т (обычно 30—80 г/т); иногда цианид натрия применяют в сочетании с цинковым купоросом. Хорошими подавителями для руд с высоким содержанием сульфидов железа могут быть сульфит и бисульфит натрия. Расход медного купороса для активации сфалерита — 200—350 г/т (до 550 г/т). Из собирателей наиболее распространены ксантогенаты (этиловый и изопропиловый), аэрофлоты 25 и 242, диэтилдитиокарбамат натрия. Аэрофлоты часто применяют в свинцовом цикле.

При флотации сульфидных свинцово-цинковых руд галенит в свинцовом цикле извлекают достаточно полно (получающийся цинковый концентрат содержит мало свинца). Возможно обесцинкование свинцового концентрата. Расход реагентов при обесцинковании, г/т; бихромат натрия 30; медный купорос 130; известь 175; изопропиловый ксантогенат 5.

При повышенном содержании в руде мышьяка (более 0,5 %) рекомендуется для подавления арсенопирита при ксантогенатной флотации пирита использовать известь (рН>8,5) и перманганат калия (300 г/т).

При флотации окисленных свинцово-цинковых руд в кислой породе для нейтрализации кислотности и подавления сульфидов железа дозируют в измельчение кальцинированную соду или известь. Преимущество кальцинированной соды — предотвращение активации сфалерита солями свинца.

В случае слабокислых руд хорошие результаты дает аэрофлот 31 (дозировать в измельчение); ксантогенат не применяют или используют при небольших расходах. Хорошие подавители для слабокислых руд — сульфиты и бисульфиты (в отличие от цианида натрия сохраняют депрессирующее действие на пирит в кислой среде). Цианид часто более эффективен в перечистных операциях, а не в основной флотации. Для отделения галенита от сфалерита и пирита в ряде случаев эффективно сочетание цианида натрия с солью Экоф Р-82.

В сильнокислых рудах (высокая кислотность характерна для старых отвалов) сульфид свинца частично превращается в сульфат и флотируется с трудом. Содержание

растворимых солей в руде может достигать нескольких килограммов на 1 т (рН 4—5). При наличии в пульпе кислоты и FeSO_4 сульфидизация невозможна. Если содержание растворимых солей в сильноокислой руде не слишком высоко, руду перед селективной флотацией следует промыть или обесшламить. Если промывка затруднена, рекомендуется схема коллективной флотации в кислой среде в присутствии всех растворимых солей; в качестве собирателя можно использовать аэрофлот или минерек. Пирит частично можно депрессировать сульфитами. Разделение концентрата затруднено.

Окисленные свинцово-цинковые руды в основной (обычно кальцит-барит-доломитовой) породе характеризуются трудностью разделения минералов свинца и цинка. Руды содержат галенит, сфалерит и церуссит, иногда смитсонит и каламин. При обогащении руд этого типа применяют схему, по которой галенит флотируют совместно с церусситом, затем — сфалерит (иногда смитсонит и каламин).

Возможно применение технологической схемы последовательной флотации в порядке галенит — сфалерит — церуссит. Выбор схемы флотации может зависеть от соотношения минералов: при малой доле церуссита целесообразно флотировать его совместно с галенитом, в противном случае предпочтительнее вначале флотировать сульфиды. При флотации сфалерита перед флотацией оксидов свинца предотвращается вторичное подавление сфалерита, сокращается расход реагентов, облегчается контроль реагентного режима.

В качестве сульфидизатора окисленных минералов свинца применяют сернистый натрий (0,2—1,7 кг/т). Сульфидизацию рекомендуется проводить в присутствии жидкого стекла. Хорошие результаты дает дробная подача сульфида натрия и ксантогената. Эффективный собиратель сульфидизированных свинцовых минералов — циклогексааминовый аэрофлот. В качестве подавителя сфалерита используют один цианид либо цианид совместно с цинковым купоросом или реагентом Р-82. В свинцовом цикле рН 7—9,5, в сульфидном цинковом рН 8—9,5. Расход медного купороса для активации сфалерита — до 1 кг/т. Для извлечения окисленных минералов цинка без предварительного обесшламливания рекомендуется дозировка гексаметафосфата натрия (предотвращение вредного влияния шламов и растворимых солей), силиката натрия (диспергирование шламов и подавление силикатных минералов пустой породы), эмульсии Октадекамина и сульфида натрия в соотношении 1 :50 (повышение собирательной способности и селективности амина по отношению к оксидам цинка).

Перспективен комбинированный метод переработки бедных сульфидно-окисленных свинцово-цинковых руд: предварительная термохимическая обработка при 350—500 °С в атмосфере сернистых паров, образующихся при диссоциации элементарной

серы или пирита, и ксантогенатная флотация (по аналогии с природными сульфидными минералами).

При флотации свинцово-цинковых руд, содержащих примеси вторичных минералов меди (малахит, азурит, халькозин, ковеллин), возникают трудности вследствие возможной активации сфалерита солями меди. Для удовлетворительного подавления сфалерита в пульпе необходим избыток свободных ионов цианида; рекомендуется также подача сульфида натрия (или сульфита натрия). Иногда лучшие результаты дает дробная подача цианида.

2.4.9 Свинцовые руды

Чисто свинцовые руды, не содержащие других тяжелых цветных металлов, встречаются относительно редко. Основные минералы свинца в руде — галенит, церуссит, англезит [53, 57, 59, 62-66].

Эффективные собиратели галенита (одновременно и пенообразователи) - аэрофлоты 25 и 31 (30—60 г/т), различные ксантогенаты. Для флотации галенита с измененной поверхностью рекомендуется применение меркаптобензотиазола (Аэро 404). Пенообразователи — крезоловая кислота, сосновое масло и др.

Окисленные минералы свинца флотируют ксантогенатами после предварительной сульфидизации или собирателями типа меркаптобензотиазола без предварительной сульфидизации; меркаптобензотиазолы наиболее эффективны в сочетании с фосфатами.

При относительно высоком содержании в руде окисленного свинца обычно вначале флотируют сульфиды.

При флотации окисленных свинцовых руд улучшению показателей процесса способствует осаждение из фабричных вод солей - кальция, железа и цинка (с помощью соды); добавление медного купороса после сульфидизации с целью активации сульфидизированных свинцовых минералов и связывания избытка сернистого натрия; применение сочетания собирателей — аэрофлотов, ксантогенатов, меркаптобензотиазолов.

2.4.10 Титановые руды

Основные титановые минералы — ильменит и рутил. Наибольшее промышленное значение в мировой добыче титана имеют россыпные месторождения, из последних — прибрежно-морские россыпи (главный источник добычи рутила); помимо ильменита и рутила содержат циркон, монацит, магнетит, гранат и др. [53, 57, 59, 62-66].

Из коренных месторождений в промышленном отношении наиболее важны титаномагнетитовые (помимо титана и железа содержат ванадий). Содержание диоксида титана в рудах 5-15 %.

Обогащают россыпи в два приема — вначале преимущественно гравитационными методами (винтовые сепараторы, струйные и конусные концентраторы и др.) выделяют все тяжелые минералы в черновой коллективный концентрат, затем производят его доводку, применяя магнитную или электростатическую сепарацию, гидравлическую или пневматическую концентрацию на столах; для разделения тонкозернистых коллективных концентратов используют флотацию.

Флотационное разделение мелкозернистых коллективных концентратов, полученных из россыпей, осуществляют по трем схемам.

1. Флотация циркона с подавлением рутила и ильменита:

а) жидким стеклом или крахмалом в щелочной среде; собиратель циркона— мылонафт. Из хвостов цирконового цикла с добавлением серной кислоты до pH 7 флотируют рутил (и ильменит);

б) газообразным азотом; собиратель циркона — мылонафт при pH 8—9;

в) серной кислотой при pH 1,5—2 после обработки коллективного концентрата 0,5%-ным раствором мыл насыщенных карбоновых кислот при pH 9 и промывки водой.

Флотация минералов титана — рутила и ильменита — талловым маслом с керосином с подавлением циркона и минералов породы кремнефтористым натрием в сернокислой среде.

Флотация циркона и рутила катионным собирателем ИМ-11 с подавлением ильменита щавелевой кислотой; перемешивание коллективного концентрата с реагентами осуществляют без доступа воздуха. Рутило-цирконовый концентрат разделяют с подавлением рутила серной кислотой при интенсивной аэрации пульпы (циркон флотируют при pH 2).

Применение флотации возможно при первичном обогащении песков. Целесообразна схема коллективной флотации всех ценных минералов из россыпей после их дешламации. Коллективную флотацию проводят олеиновой кислотой и керосином при pH 5,9—6,4; подавитель породы - кремнефтористый натрий (150—500 г/т).

Из коллективных флотационных концентратов без добавления собирателя флотируют минералы титана при pH 3,8—4,8, подавляя циркон кремнефтористым натрием при больших расходах (1,5—2 кг/т).

Титаномагнетитовые руды обогащают комбинированными методами — электромагнитной сепарацией (отделение магнетита от ильменита и пустой породы, также

ильменита от пустой породы), концентрацией на столах (выделение мелковкрапленного ильменита), флотацией (извлечение тонковкрапленного ильменита карбоновыми кислотами в слабокислой среде при подавлении породы фтористым или кремнефтористым натрием с добавлением серной кислоты). Рекомендуется обесшламливание пульпы перед флотацией. Полезна предварительная обработка ильменита и рутила серной кислотой. Регуляторы среды — едкий натр, сода (pH 6—8); при pH 10,5 и выше флотация ильменита и рутила прекращается. Подаватель рутила — соляная кислота. Для повышения селективности флотации рутила рекомендуется использовать сочетание карбоновых кислот с аминами. При флотации рутила из железистых руд перспективно применение при pH 1—2,5 в качестве собирателя раствора *N*-бензил-*N*-фенилгидроксиламина в этиловом спирте.

Титановые концентраты содержат 40—45 % TiO_2 при извлечении 60—70 %.

В случае тонкого взаимного прорастания ильменита и магнетита (тонкодисперсные эмульсионные включения ильменита или оксида титана в магнетите) выделение железного и титанового концентратов методами обогащения невозможно. Такие руды обогащают по простым магнитно-гравитационным схемам с последующим пирометаллургическим разделением.

2.4.11 Вольфрамовые руды

Основные минералы вольфрама — шеелит и вольфрамит, меньшее промышленное значение имеют ферберит и побнерит. Главные спутники — минералы молибдена, олова, меди, висмута, кварц, кальцит, флюорит, топаз, апатит и др. Содержание триоксида вольфрама в рудах — от 0,08 до 10 % (преимущественно 0,2-1,0 %) [53, 57, 59, 62-66].

Основной метод обогащения побнеритовых и ферберитовых руд — гравитация. Шеелитовые и вольфрамитовые руды обогащают гравитацией и флотацией (тонковкрапленные шеелитовые руды — преимущественно флотацией). Комплексные шеелитсодержащие руды обогащают комбинированными гравитационно-флотационными методами с применением в доводочных операциях флотогравитации, магнитной и электростатической сепарации.

Рекомендуемые собиратели шеелита — олеиновая кислота, олеат натрия и их заменители (нафтенновые кислоты, мылонафт, окисленный петролатум, окисленный рисайкл, хлопковое мыло, соапсток, дистиллированная жирная кислота кореандрового масла, недистиллированная и дистиллированная жирные кислоты кашалотового жира, реагент ОРСО, эластол, R-708, R-710, R-765, S-2043, талловое масло и фракция его разгонки, содержащая 3% канифольных кислот), катионные собиратели (например,

додециламин), алкилсульфонаты, собиратель LRM (состоит из двух различных анионоосновных окисленных собирателей на основе ненасыщенной жирной кислоты и минерального масла, смешанных до слабощелочной реакции). Эффективно сочетание собирателей — смесь олеиновой, линолевой кислот и таллового масла. Жирнокислотные собиратели рекомендуется дозировать во флотацию в виде эмульсий, стабилизированных аэрозолями ОТ или 18.

Эффективные пенообразователи при флотации шеелитовых руд — сосновое масло, крезол, терпинеол, высшие спирты.

Для подавления силикатных и кальциевых минералов при флотации шеелита рекомендуются карбонаты щелочных металлов (до 7 кг/т руды), жидкое стекло (до 5 кг/т), таннин, палкотан и палконат (экстракты из калифорнийского эвкалипта).

Шеелит рекомендуется флотировать при pH 9—10,8 (предпочтительно при pH 9,5—10).

Эффективные собиратели вольфрамита — карбоновые кислоты и их мыла, R-710, R-765, R-825, купферон, хелатообразующие реагенты (α -нитрозо- β -нафтол и этот же реагент в сочетании с аполярными маслами, алкилгидроксамовые кислоты, оксим в сочетании с аполярными маслами), толуоларсоновая и бензоэтиленфосфиновая кислоты, медиалан (дополнительный собиратель), амины в сочетании с щавелевой кислотой (с добавками в пульпу H_2O_2).

Пенообразователи вольфрамита — высшие алифатические спирты, крезол, ОПСБ.

Для подавления пустой породы при флотации вольфрамита используют жидкое стекло (при малых расходах), кремнефтористый натрий, соду, бихромат, декстрин и др.

Вольфрамит рекомендуется флотировать при pH 10 карбоновыми кислотами и мылами и при pH 6,5—8,5 хелатообразующими собирателями.

При флотации шеелитовых руд перед вольфрамовой флотацией целесообразно удалить сульфиды (ксантогенатная флотация). При разделении сульфидного концентрата в случае оборотного водоснабжения рекомендуется безызвестковая технология медной флотации (предотвращение образования в пульпе токсичных арсенатов кальция за счет растворения минералов мышьяка). Рекомендуемый режим: обработка коллективного сульфидного концентрата активированным углем и натриевой двузамещенной солью фосфорной кислоты (подавление пирротина). Концентрат основной вольфрамовой флотации рекомендуется подвергать одной — трем перечисткам без реагентов или с добавкой жидкого стекла. Для удаления из шеелитовых концентратов фосфора возможна обработка концентрата азотной или соляной кислотой.

Черновой вольфрамовый концентрат для подавления кальциевых минералов (кальцит, флюорит и др.) рекомендуется подвергать доводке — пропарке в течение 30—60 мин в растворе жидкого стекла (3—4 %) при температуре 80—85 °С с последующей флотацией (процесс Петрова). Пропарку следует проводить в двух-трех последовательно установленных чанах. После пропарки пульпу разбавляют холодной водой до 25—30 °С и проводят вольфрамовую флотацию (основную, контрольную и одну-две перечистки). Концентрат контрольной флотации цикла доводки рекомендуется направлять на сгущение и пропарку совместно с черновым концентратом основного цикла. При высоком содержании в руде флюорита полученный концентрат целесообразно подвергать вторичной пропарке с жидким стеклом с дальнейшей доводкой в отдельном цикле, а хвосты этого цикла подавать на гидрометаллургический передел. Для удаления барита из шеелитового концентрата проводится флотация алкилсульфатом в кислой среде (после пропарки в растворе жидкого стекла, перечистки и выщелачивания в растворе соляной кислоты).

Селективность флотации шеелита зависит от соотношения содержаний кальцита и шеелита в руде (практически это соотношение изменяется от 0,4 до 145). При соотношении кальцит: шеелит=1ч-5 руда легкообогатима и получение кондиционных вольфрамовых концентратов (не менее 55 % WO₃) сложностей не представляет. При соотношении кальцит : шеелит > 15 получение вольфрамовых концентратов с содержанием WO₃ более 35 % затруднено.

Для повышения селективности флотации шеелита при высоком соотношении содержаний в руде кальцита и шеелита рекомендуются:

1. применение селективного собирателя шеелита — реагента LRM (60—80 г/т), который вводят в пульпу после ее обработки содой и жидким стеклом; при наличии в руде барита в качестве подавителей целесообразно использовать крахмал и сульфатные щелоки;

2. применение селективного подавителя кальцита — реагента состава, % по массе: натриевое жидкое стекло 87,4; FeSO₄ 6,3; CaSO₄ 6,3; подавитель (2,3 кг/т) дозируется перед подачей собирателя и в комбинации с собирателем LRM обеспечивает извлечение вольфрама на 93,5 % при степени концентрации WO₃ 522.

Рекомендуемые режимы наиболее эффективны при невысоком (порядка 0,1 %) абсолютном содержании в руде WO₃.

Получение богатых (более 70 % WO₃) шеелитовых концентратов возможно с применением реагентных режимов, включающих последовательную обработку пульпы (20—40 % твердого) карбонатами щелочных металлов (2,2—6,8 кг/т руды) при pH 10—11

для подавления силикатных минералов; цианидами щелочных металлов и едким натром при pH 10—11 для депрессии сульфидов; жидким стеклом (1,4—4,5 кг/т) для подавления кальциевых минералов пустой породы; собирателем жирнокислотного типа (предпочтительно смесью олеиновой, линолевой кислот и таллового масла, 0,02—0,12 кг/т). После интенсивного перемешивания (разрушение флокул шеелита) и добавления пенообразователя шеелит флотируют при pH 10,5—10,8.

При флотации вольфрамитовых руд и продуктов их обогащения (шламы, хвосты гравитации и др.) перед вольфрамовой флотацией целесообразно удалить сульфиды. Эффективна ксантогенатная флотация сульфидов с применением в качестве подавителя жидкого стекла, кремнефтористого натрия и соды; в случае окисленных руд рекомендуется добавка сульфата меди в качестве активатора (при подкислении пульпы). Наиболее затруднено отделение вольфрамита от флюорита, оксидов железа, топаза и слюды.

При флотации относительно простых вольфрамитовых руд в качестве собирателя возможно использование карбоновых кислот, например олеиновой, и их солей. Основная вольфрамовая флотация проводится при pH 7—10. В черновой концентрат наряду с вольфрамитом извлекаются флюорит, апатит, частично слюды, топаз, кальцит, оксиды железа и остатки сульфидов. Перечистные операции рекомендуется проводить в нейтральной или слабощелочной среде с добавками нового собирателя — толуоларсоновой или бензоэтиленфосфиновой кислоты, либо в слабокислой среде (реагенты-регуляторы — серная, щавелевая или плавиковая кислота). В процессе перечисток из чернового концентрата можно удалить кварц, полевошпат, частично слюды и хлорит. Для эффективного удаления из концентрата основной флотации кварца, полевошпата и флюорита перед перечистками рекомендуется его пропарка с кремнефтористым натрием при 80—85 °С.

При переработке труднообогатимых вольфрамитовых руд (например, содержащих фосфаты) в качестве основного собирателя рекомендуется использовать толуоларсоновую или бензоэтиленфосфиновую кислоту, в качестве дополнительного собирателя — мидилан. Из реагентов-регуляторов эффективны кремнефтористый натрий и серная кислота (pH 2—4). Возможна последовательная анионная и катионная флотация с использованием в качестве регулятора крахмала.

При флотации вольфрамитовых продуктов рекомендуется использовать собиратель ИМ-50. В случае силикатной породы основная и перечистная флотация проводятся при pH 8—9, при наличии флюорита и эпидота — при pH 6—6,5. Для доводки полученные концентраты целесообразно перефлотировать в сильнокислой среде ($pH < 1,5$) с добавками

ИМ-50. Из продуктов, содержащих 0,1—0,4 % WO_3 возможно получение концентрата с содержанием 30—50 % WO_3 (при извлечении 65—75 %).

2.4.12 Оловянные руды

Наиболее важный в промышленном отношении оловосодержащий минерал — касситерит, меньшее значение имеет станнин. Касситерит различных месторождений характеризуется неодинаковой флотоактивностью [53, 57, 59, 62-66].

При флотационном получении оловянных концентратов рекомендуются тщательное обесшламливание питания флотации, предварительное удаление сульфидов, промывка глинистых руд. Собиратели касситерита — реагенты жирнокислотного типа — олеиновая кислота, талловое масло, жирнокислотная фракция таллового масла, окисленный рисайкл и др.; более селективны арсоновые и фосфоновые кислоты, сульфосукцинаматы. Технологический недостаток — чувствительны к поливалентным катионам, плохо флотируют касситерит крупностью + 50 мкм.

Эффективный собиратель - алкандикарбоновые кислоты (оптимальный pH 4—4,5), флотируют касситерит крупностью —100 мкм. Технологический недостаток — малоселективны в присутствии топаза; селективность повышается при использовании как подавителя топаза аминафтаолсульфоновых кислот (например, 1-амино-8-нафтол-3,6-дисульфоновой кислоты).

Селективный собиратель касситерита в присутствии флюорита — ацилированные аминокислоты (собиратель ААК). Он наиболее эффективен в перечистных операциях.

Дополнительные собиратели — аполярные масла. Селективные флокулянты тонких частиц касситерита — алифатические жирные изоспирты фракции $C_2—C_6$, катионный флокулянт ППС, реагент ИМ-50 в сочетании с аспаралом-Ф (возможна их комбинация с изоспиртами).

Повышению показателей флотации касситерита из шламов способствует интенсивное кондиционирование пульпы с реагентами (продолжительность до 50 мин).

Подавители касситерита — ализариновые красители, мука сорго; касситерит некоторых месторождений подавляется жидким стеклом.

Наиболее затруднена селективная флотация касситерита из турмалиносодержащих руд и продуктов. Эффективные подавители турмалина при флотации касситерита — жидкое стекло (особенно в сочетании с сернокислым алюминием), гексаметафосфат

натрия, кремнефтористый натрий (один и в сочетании с пирогаллолом), сернокислая среда (pH 2,8—4,8).

Подавитель железосодержащих минералов при флотации касситерита — щавелевая кислота; подавитель кальцита—карбонилметилцеллюлоза натрия.

Богатые оловосодержащие руды (1,3—1,9% Sn) обогащаются по двухстадиальной схеме флотаций (после обесшламливания по классу 3 мкм):

1. флотация пустой породы при pH 6 с дозировкой 150 г/т собирателя Катафлот КРЛ (натриевая соль алкиламинопропионовой кислоты) и пенообразователя метилизобутилкарбинола;

2. флотация касситерита при pH 2,4 с дозировкой 900 г/т собирателя сульфосукцинаматного типа (Катафлот КСТ), 100 г/т кремнефтористого натрия, 200 г/т силиката натрия и метилизобутилкарбинола. Конечные концентраты содержат 11—18% Sn при извлечении 77—85 %.

Руды со средним содержанием олова (0,5—0,6 % Sn) обогащаются по одностадийной схеме флотации (после обесшламливания хвостов сульфидной флотации) с доводкой оловянного концентрата:

1. флотация касситерита при pH 7 олеиновой кислотой (200 г/т) с добавлением жидкого стекла (450 г/т);

2. термическая обработка перечищенного концентрата при 300—325 °С в течение 30 мин (десорбция собирателя) и обратная флотация силикатных минералов при pH 11 катионным собирателем (например, додециламмонийхлоридом, 50 г/т) в известковой среде; подавитель касситерита — мука сорго (5—50 г/т). Конечные концентраты содержат 40—60 % Sn при извлечении 60—75 %.

Относительно бедные (0,2—0,3 % Sn) тонко вкрапленные руды (преобладающая крупность зерен SnO₂ 0,1 мм) с кварцево-полевошпатово-сланцевой породой, особенно при повышенном (более 10 %) содержании топаза, при наличии глинистых и железистых (гематит, лимонит) и др. минералов обогащаются по комбинированной схеме: гравитационная сепарация крупного (>0,6 мм) касситерита (обогащение надрешетного продукта грохочения руды после измельчения в стержневой мельнице) и флотация остального касситеритсодержащего материала. Эффективна отдельная флотация песковой и шламовой фракции касситерита (оба цикла при необходимости включают стадию сульфидной флотации в голове процесса). Схема пескового и шламового цикла — основная флотация, контрольная и три перечистки. Собиратель касситерита —

стиренфосфоновая кислота (до 200 г/т), пенообразователь— октандиол (150 г/т), модификатор — кремнефтористый натрий (300 г/т). Возможно получение флотационных концентратов с содержанием 8 % Sn (пригодны для фьюминг-процесса) при извлечении 50 %. Гравитационный концентрат содержит 40% Sn при извлечении до 20 %.

Из бедных руд (0,1—0,15 % Sn) с кварцево-хлорито-серицитовый породой флотируют касситерит при pH 7—7,4 собирателем жирнокислотного типа (до 0,5 кг/т) в присутствии ксиленола (40—75 г/т) и жидкого стекла (75—150 г/т). Конечный концентрат содержит 8—10 % Sn при извлечении 60-65 %.

При флотации касситерита (0,6—0,7 % Sn) из хвостов гравитационного обогащения рекомендуется предварительное кондиционирование пульпы с толиларсоновой кислотой (собиратель касситерита) и карбонилметилцеллюлозой натрия (подавитель кальцита). Конечный концентрат содержит 25—30 % Sn при извлечении 90 %.

Шламы гравитационного обогащения (сливы механических и гидравлических классификаторов) обезвоживают и проводят последовательную флотацию сульфидов (бутиловый ксантогенат, Т-66) и касситерита [pH 5,2—5,6, реагенты: серная кислота, Аспарал-Ф (10—15 г/т), Т-66 (20—40 г/т)]. Конечный концентрат содержит до 30 % Sn при извлечении 83 %.

При переработке оловянных концентратов (на доводочных фабриках рекомендуется раздельное обогащение песковой (магнитная сепарация и флотогравитация) и шламовой (ксантогенатная флотация) фракций с получением богатого (50—68 % Sn) концентрата флотогравитации и бедного (10—15 % Sn) флотационного концентрата в виде камерного продукта. Промпродукты флотогравитации рекомендуется направлять в шламовый цикл (в операцию сгущения шламов перед флотацией). Реагенты: ксантогенат, аполярное масло, ОПСБ, серная кислота. Суммарное извлечение олова до 98 %. Кроме того, возможна флотация касситерита из хвостов шламовых концентрационных столов. Реагентный режим: серная кислота в основной флотации (pH 3,9—4,3), собиратель ОР-ЮО (5—8 кг/т), пенообразователь - сосновое масло (100-120 г/т). Концентрат содержит 8-15 % Sn.

2.4.13 Бокситы

Бокситы представляют собой смесь гидраргиллита ($Al_2O_3 \cdot 3H_2O$), диаспора и бёмита (разновидности $Al_2O_3 \cdot nH_2O$) с каолинитом, кварцем, минералами железа (лимонитом, гематитом, сидеритом, пиритом), титана (ильменитом, рутилом).

Обогащение их позволяет улучшить показатели химического и металлургического переделов и за счет вовлечения в эксплуатацию некондиционных бокситов расширить сырьевую базу алюминиевой промышленности (Кузнецов В.П. и др.). Бокситовые концентраты, поступающие на производство глинозема и глиноземного цемента, должны содержать не менее 28-30 % Al_2O_3 при отношении $Al_2O_3:SiO_2 = 4:5,6$, а предназначенные для производства электрокорунда - не менее 49-52 % Al_2O_3 при отношении $Al_2O_3:SiO_2 = (6-15): 1$ [53, 57, 59, 62-66, 72].

Наиболее эффективным собирателем гидратированных оксидов алюминия является олеиновая кислота (0,4-0,6 кг/т). На практике часто пользуются ее смесью с талловым и машинным маслом (или керосином). Обязательные условия при флотации — снижение содержания растворимых солей (кальция, магния, железа, алюминия) и диспергирование пульпы. Для этой цели используют соду, едкий натр, сернистый натрий, фосфатные соединения (метафосфат, гексаметафосфат, пирофосфат натрия), жидкое стекло и крахмал, оказывающие одновременно и депрессирующее действие на минералы породы.

Предварительное введение в пульпу реагента ОП-7 способствует резкому уменьшению расхода собирателя и усиливает депрессию глинистых шламов. Оптимальное значение рН 7,5— 9,5. Более высокие значения рН пульпы создаются при высоком содержании в руде каолинита.

При кондиционировании бокситов из них удаляют пиритную среду — сульфгидрильными собирателями, органические примеси — аполярным собирателем, карбонаты железа — жирными кислотами. При обогащении бокситов возможно попутное получение ряда продуктов: каолинитового, железорудного, титанового, пиритного с промышленным содержанием в них металлов или элементов, т.е. комплексное использование сырья.

2.4 Сточные воды обогатительных фабрик, их очистка и использование при обогащении руд

2.4.1 Сточные воды обогатительных фабрик

2.4.1.1 Общие сведения

Сточные воды обогатительных фабрик содержат твердые частицы различной крупности, а также растворенные и диспергированные в воде вещества. Основными источниками загрязнения сточных вод являются органические и неорганические

флотационные реагенты, а также продукты их взаимодействия с компонентами руды [73-76].

Радикальное решение проблемы охраны водоемов от загрязнения сточными водами обогатительных фабрик — организация оборотного водоснабжения, при котором сточные воды, полученные при обогащении руды, не сбрасываются на рельеф местности, а возвращаются для повторного использования естественной ее убыли (испарение в хвостохранилище, убыль влаги с продуктами обогащения), а также при ограниченном расходе для проведения некоторых перечистных операций.

Загрязнение сточных вод заметно снижается при замене в процессах обогащения особо токсичных (цианиды) и трудноудаляемых (крезол, фенол, пиридин) веществ. Важное значение имеет создание условий, предотвращающих попадание в сточные воды масел, применяемых для смазки мельниц и другого оборудования.

2.4.1.2 Условия сброса сточных вод в водные водоемы

Сточные воды запрещается сбрасывать в водные объекты при следующих условиях:

1. если при рациональной технологии эти воды могут быть использованы в системах оборотного водоснабжения;
2. если сточная вода содержит ценные отходы, которые могут быть утилизированы на данном или других предприятиях;
3. если в сточной воде содержатся вредные вещества, для которых не установлены предельно допустимые концентрации (ПДК).

Общие требования к составу и свойствам воды водных объектов в пунктах хозяйственно-питьевого и культурно-бытового водопользования и к составу и свойствам воды водных объектов, используемых для рыбохозяйственных целей, приведены в таблицы 2.11 и 2.12.

В таблицах 2.13 и 2.14 указаны предельно допустимые концентрации в воде водных объектов некоторых вредных веществ (применительно к сточным водам обогатительных фабрик).

Таблица 2.11 - Общие требования к составу и свойствам воды водных объектов у пунктов хозяйственно-питьевого и культурно-бытового водопользования

Наименование показателя	Категория водопользования	
	для централизованного или нецентрализованного хозяйственно-питьевого водоснабжения, а также для водоснабжения пищевых предприятий	для купания, спорта и отдыха населения, а также для водоемов в черте населенных пунктов
Взвешенные вещества	Содержание взвешенных веществ не должно увеличиваться больше чем на:	
	0,25 мг/л	0,75 мг/л
	Для водоемов, содержащих в межень более 30 мг/л природных минеральных веществ, допускается увеличение содержания взвешенных веществ в воде в пределах 5 % Взвеси со скоростью выпадения более 0,4 мм/с для проточных водоемов и более 0,2 мм/с для водохранилищ к спуску запрещаются	
Плавающие примеси (вещества)	На поверхности водоема не должны обнаруживаться плавающие, пленки, пятна минеральных масел и скопление других примесей	
Запахи, привкусы	Вода не должна приобретать запахи и привкусы интенсивностью более двух баллов, обнаруживаемые:	
	непосредственно или при последующем хлорировании	непосредственно
	Вода не должна сообщать посторонних запахов или привкусов мясу рыб	
Окраска	Не должна обнаруживаться в столбике:	
	20 см	10 см
Температура	Летняя температура воды в результате спуска сточных вод не должна превышать более чем на 3 °С по сравнению со среднемесячной температурой воды самого жаркого месяца года за последние 10 лет	
Реакция	Не должна выходить за пределы 6,5—8,5 рН	
Минеральный состав	Не должен превышать по сухому остатку 1000 мг/л, в том числе хлоридов 350 мг/л и сульфатов 500 мг/л	Нормируется по приведенному выше показателю «привкусы»
Растворенный кислород	Не должен быть менее 4 мг/л в любой период года в пробе, отобранной до 12 ч дня	
Биохимическая потребность в кислороде (БПК)	Полная потребность воды в кислороде при 20 °С не должна превышать:	
	3 мг/л	1 6 мг/л
Возбудители заболеваний	Вода не должна содержать возбудителей заболеваний. Сточные воды, содержащие возбудители заболеваний, должны подвергаться обеззараживанию после предварительной очистки	
Ядовитые вещества	Не должны содержаться в концентрациях, могущих оказать прямо или косвенно вредное действие на организм и здоровье населения	

Таблица 2.12 - Общие требования к составу и свойствам воды водных объектов, используемых для рыбохозяйственных целей

Наименование показателя	Категория водопользования	
	Водные объекты, используемые для сохранения и воспроизводства видов рыб, обладающих высокой чувствительностью к кислороду	Водные объекты, используемые для всех других рыбохозяйственных целей
Взвешенные вещества	Содержание взвешенных веществ, по сравнению с природными, не должно увеличиваться более чем на:	
	0,25 мг/л	0,75 мг/л
	Для водоемов, содержащих в межень более 30 мг/л природных минеральных веществ, допускается увеличение содержания их в воде в пределах 5 %. Взвеси со скоростью выпадения более 0,4 мм/с для проточных водоемов и более 0,2 мм/с для водохранилищ к спуску запрещаются	
Плавающие примеси (вещества)	На поверхности водоема не должны обнаруживаться пленки нефтепродуктов, масел, жиров и других примесей	
Окраска, запахи и привкусы	Вода не должна приобретать посторонних запахов, привкусов и окраски и сообщать их мясу рыб	
Температура	Температура воды не должна повышаться по сравнению с естественной температурой водоема более чем на 5 °С с общим повышением температуры не более чем до 20 °С летом и 5 °С — зимой для водоемов, в которых обитают холодноводные рыбы (лососевые и сиговые) и более чем до 28 °С летом и 8 °С зимой — для остальных водоемов. На местах нерестилищ налима запрещается повышать температуру воды зимой более чем до 2 °С	
Реакция	Не должна выходить за пределы 6,5—8,5 рН	
Растворенный кислород	В зимний (подледный) период не должен быть ниже:	
	6 мг/л	4 мг/л
Биохимическая потребность в кислороде (БПК)	Полная потребность воды в кислороде (при 20 °С не должна превышать 3 мг/л). Если в зимний период содержание растворенного кислорода в воде первого вида водопользования снижается до 6 мг/л, а в водоемах второго вида — до 4 мг/л, то можно допустить сброс в них только тех сточных вод, которые не изменяют БПК воды	
Ядовитые вещества	Не должны содержаться в концентрациях, могущих оказать прямое или косвенное вредное воздействие на рыб и водные организмы, служащие кормовой базой для рыб	

Таблица 2.13 - Предельно допустимые концентрации некоторых вредных веществ в воде водных объектов хозяйственно-питьевого и культурно-бытового водопользования

Компонент	Лимитирующий показатель вредности	Предельно допустимая концентрация, мг/л
Бензол	Санитарно-токсикологический	0,5
Бериллий	То же	0,0002
Ванадий	»	0,1
Висмут	»	0,1
Вольфрам	»	0,1
Гептиловый спирт	»	0,005
Кадмий	»	0,01
Кобальт	»	1,0
Крезол	»	0,004
Метанол	»	3,0
Молибден	»	0,5
Мышьяк	»	0,05
3-нафтол	»	0,4
Никель	»	0,1
Нитраты (по азоту)	»	10,0
Ниобий	»	0,01
Нониловый спирт	»	0,01
Пиридин	»	0,2
Роданиды	»	0,1
Ртуть	»	0,005
Свинец	»	0,1
Селен	»	0,001
Стронций	»	2,0
Сурьма	»	0,05
Теллур	»	0,01
Ферроцианиды	»	1.25
Фтор	»	1,5
Цианиды	»	0,1
Циклогексанол	»	0,5
Циклогексанон	»	0,2
Аммиак (по азоту)	Общесанитарный	2,0
Изобутиловый спирт	То же	1,0
Синтетические жирные кислоты (C5-C20)	»	В пределах, допустимых расчетом на содержание органических веществ в воде водоемов, и по показателям БПК и растворенного кислорода

Сульфиды	»	Отсутствие
Титан	»	0,1
Хлор активный	»	Отсутствие
Цинк	»	1,0
Аллиловый спирт	Органолептический	
Амины жирного ряда	То же	
C7—C9	»	0,1
C10—C16	»	0,1
C16-C20	Органолептический	0,04
Барий	То же	4,0
Бутиловый спирт	»	1,0
Дитиофосфат крезильный	»	0,001
Изопропиловый спирт	»	0,25
Керосин	»	0,1
Ксантогенат бутиловый	»	0,001
Ксилол	»	0,05
Медь	»	1,0
Нафтеновые кислоты	»	0,3
α -нафтол	»	0,1
Нефть многосернистая	»	0,1
Нефть простая	»	0,3
Пропиловый спирт	»	0,25
Сапонин	»	0,2
Сероуглерод	»	1,0
Толуол	»	0,5
Фенол	»	0,001
Хром	»	0,1
Поверхностно-активные вещества (ПАВ):		
Алкилбензосульфаты (АБС)	»	0,5
Алкилсульфонаты	»	0,5
Алкилсульфаты	»	0,5
Динатриевая соль моноалкилсульфоянтарной кислоты (ДНС)	»	0,5
Флотационные реагенты:		
АНП-2	»	0,4
АПН	»	0,05
ОП-7	»	0,4
ОП-10	»	1,5
ОПС-Б	Общесанитарный	2,0
ОПС-М	Санитарно-токсикологический	0,5
Т-66	То же	0,2

Гидролизированный бутиловый аэрофлот	Органолептический	0,001
Флокулянты:		
ВА-2 (полистирольный)	Санитарно-токсикологический	0,5
ВА-2-Т (поливинилтолуольный)	То же	0,5
ВА-102	»	2,0
ВА-212	»	2,0
Полиакриламид	»	2,0
* Требование не относится к остаточному хлору, содержащемуся в очищенных сточных водах		

Таблица 2.14 - Предельно допустимые концентрации некоторых вредных веществ в воде водных объектов, используемых для рыбохозяйственных целей

Компонент	Лимитирующий показатель вредности	Предельно допустимая концентрация, мг/л
Аммиак	Токсикологический	0,05
Бензол	»	0,5
Бутиловый спирт	»	0,03
Кадмий	»	0,005
Кобальт	»	0,01
Ксантогенат бутиловый	»	0,03
О-крезол	»	0,003
Магний	»	50,0
Медь	»	0,01
Никель	»	0,01
ОП-7	»	0,3
ОП-10	»	0,5
Пиридин	»	0,01
Свинец	»	0,1
Хлор свободный	»	
Цинк	»	0,01
Цианиды	»	0,05
Толуол	»	0,5
Нефть, нефтепродукты	Рыбохозяйственный	0,05
Фенолы	»	0,001

2.4.1.3 Характеристика сточных вод обогатительных фабрик

Образующиеся на обогатительных фабриках производственные сточные воды могут быть разделены на две основные неравные группы: хвосты в виде пульпы и различные сливы, в том числе сливы сгустителей концентратов.

Хвосты составляют подавляющую часть (60—90 %) общего объема всех сточных вод фабрики. В них концентрируются нерудные компоненты в виде твердых частиц различной крупности. Содержание твердого в хвостах составляет 20—40 %.

Сливы сгустителей представляют собой разжиженные пульпы и содержат растворенные и диспергированные вещества.

В таблице 2.15 приведены средние данные по содержанию основных металлов и анионов в сточных водах обогатительных фабрик цветной металлургии.

Таблица 2.15 - Химический состав сточных вод обогатительных фабрик (средние данные)

Сточная вода	pH	Содержание, мг/л										
		Na ⁺	Ca ²⁺	Mg ²⁺	Cu ²⁺	Zn ²⁺	Pb ²⁺	Fe	Cl ¹⁻	SO ₄ ²⁻	CO ₃ ²⁻	CN ¹⁻
Полиметаллические (медно-свинцово-цинковые) руды												
Слив сгустителя концентрата:												
Медного	9,6	435	220	30	18	1,5	1,1	0,17	330	120	213	160
Свинцового	9,3	280	92	11	8	1,4	3,2	0,30	145	210	121	110
Цинкового	10,4	156	140	7	2	2,7	1,1	0,30	38	215	140	38
Хвосты	9,9	100	104	8	4	2,0	0,6	0,70	80	400	150	110
Слив хвостохранилища	8,5	150	100	15	0,5	0,8	0,1	0,30	75	410	160	5
Полиметаллические баритсодержащие руды												
Слив сгустителя концентрата:												
Медного	10,2	—	32	15	47	3,4	0,1	—	277	—	100	200
Свинцового	8,8 12,2	14	74	21	9	8,0	1,2	0,34	21	127	58	64
Цинкового		—	173	196	1	9,5	3,3	0,8	57	293	50	4
Баритового	8,7	31	82	55	0,5	1,2	0,4	0,25	34	330	51	1,5
Хвосты	9,7	24	84	75	5,6	6,1	1,5	0,7	38	339	3	10
Слив хвостохранилища	9,0	30	80	70	0,7	0,5	0,3	0,2	40	400	7	5

Важной характеристикой сточных вод является величина pH, которая колеблется в пределах от 8 до 12. Содержание ионов кальция и магния обуславливает жесткость сточных вод. Концентрация ионов тяжелых металлов (часто в виде цианистых комплексов) сравнительно невелика. Однако она значительно превосходит ПДК. Суммарное содержание сульфатов и хлоридов составляет около 1 г/л.

При правильном ведении процесса обогащения такие флотационные реагенты, как ксантогенаты, дитиофосфаты, вспениватель Т-66 и т. п., содержатся в сточных водах в количестве около 1 мг/л.

Хвостовая пульпа, отдельно или в смеси с другими сливами, поступает в хвостохранилище.

Хвостохранилище представляет собой гидротехническое сооружение в виде большой открытой чаши. Здесь под действием силы тяжести твердые частицы оседают — происходит укладка хвостов. Жидкая фаза хвостовой пульпы — слив непрерывно вытекает из хвостохранилища и используется в качестве оборотной (повторно используемой) воды, а когда это невозможно, частично сбрасывается на рельеф с соблюдением санитарно-гигиенических требований.

В хвостохранилище под воздействием биологических и атмосферных факторов протекают сложные химические процессы, влияющие на состав жидкой фазы сточных вод: существенно снижается рН (с 11—12 до 7—8, а иногда и ниже), уменьшается содержание тяжелых металлов, сульфидов, цианидов, ксантогенатов, дитиофосфатов, снижается окисляемость. Соединения тяжелых металлов, переходят в осадок. Сульфиды окисляются до сульфатов или до промежуточных соединений. Концентрация цианидов снижается благодаря аэрации воздухом, а также биохимическому окислению с последующим гидролизом. Ксантогенаты и дитиофосфаты окисляются растворенным в воде кислородом [47].

В таблице 2.16 приведен состав сточных вод до и после хвостохранилища на нескольких обогатительных фабриках, перерабатывающих полиметаллические руды.

Таблица 2.16 - Изменение состава сточных вод в хвостохранилищах обогатительных фабрик

Сточная вода	рН	Содержание, мг/л					
		окисляемость, мг О/л	Си ²⁺	Zn ²⁺	Pb ²⁺	CN ⁻	ксантогенатов
Свинцово-цинковые руды							
Общая, поступающая в хвостохранилище	11,0	38	—	0,42	0,08	2,8	1,3
Слив хвостохранилища	8,7	7	—	0,23	0,01	Отс.	0,1
Общая, поступающая в хвостохранилище	11,5	38	0,3	0,3	0,02	2,0	0,3
Слив хвостохранилища	7,6	22	Отс.	0,06	Отс.	0,03	Отс.
Общая, поступающая в хвостохранилище	11,8	77	0,1	0,18	0,09	Отс.	8,0

Слив хвостохранилища	8,3	43	0,1	—	—	—	—
Свинцово-цинково-баритные руды							
Хвосты	8,7	67	10,0	11,6	Отс.	—	—
Слив хвостохранилища	7,0	31	4,0	0,47	Отс.	—	—
Хвосты	10,8	31	1,2	0,7	1,5	4,8	—
Слив хвостохранилища	8,4	20	0,02	0,1	0,08	2,3	—

Таким образом, хвостохранилище обогатительной фабрики, предназначенное, в основном, для складирования отвальных хвостов, одновременно служит очистным сооружением.

2.4.2 Очистка сточных вод

2.4.2.1 Очистка сточных вод от грубодисперсных веществ - осветление

Хвостовая пульпа содержит до 40 % твердых частиц, которые осаждаются в хвостохранилище.

При отстаивании в хвостохранилище поведение твердых частиц зависит от степени их дисперсности, температуры, pH среды и состава жидкой фазы. Хвостовая пульпа, полученная при флотации с применением извести в сильнощелочной среде (pH 10—12), обычно осветляется в хвостохранилище быстро и хорошо. Хуже осветляется хвостовая пульпа, полученная при флотации в среде, близкой к нейтральной. Применение в качестве реагента жидкого стекла (в частности, при пропарке концентратов), как правило, приводит к образованию в пульпе коллоидных частиц, ухудшающих ее осветление.

Для определения степени осветления хвостовой пульпы исследуют кинетику оседания твердой фазы. Для этого измеряют объем осадка, выпавшего в течение заданного времени в пробе известного объема (определение по объему). Можно также находить массовые количества оседающих веществ по разности между содержанием их в пробе до и после ее отстаивания (определение по массе).

При медленном отстаивании хвостовой пульпы применяют коагулянты, ускоряющие оседание тонких частиц и способствующие также уплотнению выпадающего осадка.

В отечественной практике в качестве коагулянта на обогатительных фабриках используют главным образом известь. Расход ее зависит от состава сточных вод и колеблется от 0,05 до 1 кг активной CaO на 1 м³ хвостовой пульпы.

При осветлении сточных вод и их очистке на обогатительных фабриках кроме извести используют следующие реагенты:

1. сульфат железа $\text{FeSO}_4 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$ — железный купорос (I и II сорта, ГОСТ 6981—75);
2. сульфат алюминия $\text{Al}_2(\text{SO}_4)_3 \cdot 18\text{H}_2\text{O}$ в виде сернокислого глинозема (ГОСТ 5155—74), содержащего 9 % Al_2O_3 или в виде очищенного (14—16 % Al_2O_3) технического сернокислого алюминия (ГОСТ 12966—75).

Известь, сульфаты железа и алюминия, наряду с коагулированием твердых частиц, снижают содержание в сточных водах некоторых вредных веществ, в частности жирных кислот.

Осветлению сточных вод могут способствовать флокулянты: полиакриламид, ПАНГ (гидролизированный иолиакрилнитрил), высокомолекулярные полимеры типа КОДТ и др.

2.4.2.2 Химическая очистка сточных вод

Наибольшее распространение на обогатительных фабриках получили реагентные методы очистки, связанные с применением, гашеной извести, известняка, хлорной извести, гипохлорита кальция, жидкого хлора, железного купороса и других химических веществ.

Очистка от ионов тяжелых металлов (меди, никеля, цинка, свинца, кадмия) может быть осуществлена осаждением их в виде труднорастворимых в воде соединений.

Лучшим реагентом для осаждения ионов меди является известь III сорта, содержащая наряду с CaO и CaCO_3 (недожог).

При осаждении ионов никеля известью III сорта для более полного коагулирования образующегося осадка необходимо добавлять соль трехвалентного железа (например, хлорное железо). Для очистки сточной воды, содержащей 25 мг/л никеля и имеющей pH около 6, оптимальный расход составляет: извести при пересчете на активную CaO 100 мг/л и трехвалентного железа 25 мг/л.

Сточные воды, содержащие ионы цинка, также можно очищать известью. Лучшее осаждение происходит при pH 8—9.

Очистку от ионов свинца обычно осуществляют известняком или необожженным доломитом. Однако если в сточной воде присутствуют также ионы меди и цинка, для совместной их очистки предпочтительнее пользоваться известью III сорта (pH 8—9).

Очистка от ионов кадмия может быть осуществлена также известью (pH около 9).

Ценное свойство извести — способность переводить олеиновую кислоту, талловое масло и другие жирные кислоты (применяемые обычно в омыленном виде) в труднорастворимые кальциевые соли, выпадающие в осадок. При этом, например, содержание таллового масла снижается до 3—5 мг/л. Химическая очистка известью может быть совмещена с операцией осветления. Наличие твердой фазы способствует лучшему осаждению тяжелых металлов.

Очистка от цианидов и роданидов на обогатительных фабриках проводится в основном реагентными методами. В сточных водах обогатительных фабрик могут в основном находиться простые растворимые цианиды — ионы CN^{1-} , простые нерастворимые, цианиды меди CuCN , комплексные растворимые цианиды меди и цинка, преимущественно в виде анионов $[\text{Cu}(\text{CN})_3]^{2-}$ и $[\text{Zn}(\text{CN})_4]^{2-}$.

Практически в сточных водах обогатительных фабрик все возможные формы ионов тяжелых металлов и цианидов одновременно не присутствуют. При избытке свободного цианида (наиболее распространенный случай) свободные катионы меди или цинка отсутствуют, так как в этом случае металлы связаны в виде анионных комплексов. При избытке катионов меди или цинка свободные цианиды отсутствуют.

В качестве реагента для очистки сточных вод от цианидов в основном используется хлорная известь CaOCl_2 . Возможно также использование гипохлорита кальция или специально приготовленного (например, электролизом) гипохлорита натрия NaOCl . В последнее время применяется жидкий хлор.

В результате очистки хлорной известью, гипохлоритом натрия или жидким хлором цианиды полностью разрушаются, а тяжелые металлы осаждаются в виде труднорастворимых соединений.

Сточные воды очищают от цианидов с применением:

1. озона в качестве окислителя;
2. ионного обмена с высокоосновным анионитом АВ-17;
3. метода отгонки для очистки сточных вод с высоким содержанием цианидов;
4. электрохимического метода с анодами из графита или магнетита;

5. сульфата двухвалентного железа.

Роданиды CNS^{1-} , так же как и цианиды, окисляются «активным хлором»



Окисление роданидов осуществляют известью при pH 10—12.

Очистка от ксантогенатов, дитиофосфатов, сульфидов достигается с помощью «активного хлора».

Дитиофосфаты (аэрофлоты) окисляются «активным хлором» с образованием ортофосфорной кислоты. Фенол и крезол окисляются «активным хлором» значительно хуже.

Очистку от больших количеств кислородсодержащих соединений мышьяка проводят осаждением его в виде труднорастворимых солей. Практически пользуются известью при массовом соотношении $\text{CaO} : \text{As}_2\text{O}_3 = 1:1$. Более полному выделению мышьяка способствует соосаждение с гидроксидами присутствующих в воде тяжелых металлов, в частности железа. Эффективность очистки может быть повышена предварительным окислением трехвалентного мышьяка до пятивалентного пиролюзитом.

Очистку солями трехвалентного железа проводят при массовом соотношении $\text{Fe}:\text{As} = 5:1$ в случае арсенат-ионов и 10-15:1 в случае арсенит-ионов. Содержание пятивалентного мышьяка в воде снижается до предельно допустимой концентрации (0,05 мг/л), а степень очистки от трехвалентного мышьяка не превышает 93—94 %.

Мышьяк, находящийся в воде в форме анионов тиосолей, удаляют с помощью железного купороса или сульфида железа.

Разработан комбинированный сульфидно-купоросный метод очистки сточных вод от мышьяка.

В результате очистки сточных вод методами осаждения получают мышьяксодержащие отходы. Переработка их с целью утилизации мышьяка считается экономически нецелесообразной. Приемлемый способ складирования этих отходов — захоронение в специальных контейнерах.

При очистке от фтора предусматривается снижение содержания фтора до 10 мг/л при обработке сточной воды гашеной известью (в виде известкового молока). Глубокая очистка от фтора достигается применением смеси, состоящей из сульфата алюминия и гашеной извести.

Концентрация нефтепродуктов в сточных водах обычно составляет около 10 мг/л. Очистка от нефтепродуктов механическим отстаиванием в так называемых нефтеловушках или фильтрованием через кварцевые фильтры, а также флотационные методы в этом случае неприемлемы, так как они предназначены для относительно неглубокой очистки от нефтепродуктов ограниченных объемов воды

Биохимическая очистка позволяет снизить содержание нефтепродуктов лишь до 5-10 мг/л. Использование озона для глубокой очистки от нефтепродуктов — неэффективно.

Известные механические, химические и биохимические методы очистки сточных вод обогатительных фабрик в тех случаях, когда требуется весьма глубокая очистка от нефтепродуктов, оказываются практически непригодными. Задача эффективной и экономичной глубокой очистки больших объемов сточных вод обогатительных фабрик от нефтепродуктов остается пока нерешенной.

2.4.3 Использование сточных вод в процессах обогащения (оборотное водоснабжение)

2.4.3.1 Схемы оборотного водоснабжения

При переработке монометаллической руды схема оборотного водоснабжения относительно проста — все осветленные воды из хвостохранилища и от обезвоживания концентрата возвращаются в процесс обогащения.

Оборотное водоснабжение может быть организовано также при переработке полиметаллических руд.

В случае прямой селективной флотации применима поцикловая схема оборотного водоснабжения, при которой вода данного цикла полностью возвращается в тот же цикл непосредственно или после промежуточной очистки от мешающих веществ.

В случае коллективно-селективной флотации возможны различные схемы оборотного водоснабжения. Например, при флотационном обогащении свинцово-цинковой руды хвосты коллективной флотации направляются в хвостохранилище. Слив хвостохранилища как оборотная вода возвращается в цикл коллективной флотации. Сливы сгустителей товарных концентратов возвращаются в свои циклы, при необходимости проходя очистку от мешающих примесей (в частности, от цианидов) химическими методами либо путем длительного выдерживания в открытых емкостях.

2.4.3.2 Подготовка сточных вод для использования их в обороте - кондиционирование

При оборотном водоснабжении используемые в обороте сточные воды не должны содержать веществ, ухудшающих технологические показатели обогащения.

Влияние различных веществ (примесей) в оборотной воде на процессы обогащения руд описано в литературе [10]. Деление примесей на «индифферентные» и «специфически действующие» носит условный характер. В зависимости от состава руды и применяемой технологии обогащения некоторые «индифферентные» вещества (например, Cl^{-}) оказываются «специфически действующими». Поэтому в каждом конкретном случае следует проводить испытания на оборотной воде различного состава.

Если окажется, что сточные воды не могут быть использованы без очистки, устанавливают, какие вещества необходимо удалить и какая при этом требуется глубина очистки.

В возвращаемой в операцию флотации воде допускается минимальное количество твердых частиц (0,2—0,3 г/л). Особенно вредны тонкодисперсные частицы — шламы. Поэтому из хвостовой пульпы необходимо обязательно выделять твердые примеси естественным отстаиванием либо с помощью коагулянтов.

Особое внимание следует уделять величине рН воды после добавления коагулянтов. Часто после осветления известью рН воды повышается настолько, что перед направлением в оборот ее необходимо подкислить. Если для коагуляции применять смесь извести и сульфатов железа или алюминия рН воды остается в установленных пределах.

В некоторых случаях в оборотной воде нежелательно даже сравнительно небольшое содержание ионов кальция. Тогда в качестве коагулянта предпочтительнее пользоваться не известью, а другими реагентами, например сульфатом железа или алюминия.

Если в очищенной сточной воде содержание жирных кислот составляет не более 1 мг/л, такая вода может быть направлена в начало технологической схемы (в операцию сульфидной флотации).

При оборотном водоснабжении подбирают коагулянты с таким расчетом, чтобы они при минимально возможном расходе обеспечивали хорошее осветление воды и одновременно не ухудшали показатели обогащения руды.

Сточные воды с высокой концентрацией вредных веществ (прежде всего сливы сгустителей концентратов, получаемых по цианидной технологии), как правило,

подвергают локальной химической очистке. Объем этих сточных вод относительно невелик. Из них удаляют цианиды наиболее распространенным методом окисления «активным хлором».

При относительно невысокой концентрации цианидов и других окисляемых веществ (например, ксантогенатов и дитиофосфатов) химическая очистка может быть заменена длительным (около 20 суток) выдерживанием сточной воды в открытом прудке-отстойнике. Если сточная вода возвращается в процесс, минуя хвостохранилище, выдерживание в прудке-отстойнике служит дополнительной операцией для доочистки от цианидов (и других окисляемых веществ), а также для дехлорирования оборотной воды.

Иногда флотации вредит повышенная концентрация в оборотной воде хлор-ионов, образующихся при очистке «активным хлором». В этом случае приходится отказываться от хлорирования и пользоваться другими окислителями. Возможно применение сорбционной очистки методом ионного обмена. При высоком содержании цианидов целесообразно применение метода отгонки.

Если в технологической схеме обогащения имеется операция десорбции реагентов с применением сульфида натрия, необходимо предусмотреть очистку оборотной воды от сульфидов. Может быть использован метод отгонки, применяемый для выделения цианидов.

В оборотной воде обычно содержатся сульфаты и хлориды натрия и калия. Расчетами установлено, что опасность бесконечного накопления этих солей необоснованна. Накопление солей в воде ограничено и после определенного числа циклов оборота воды становится стабильным. Устанавливающаяся в результате длительной работы фабрики концентрация солей, как показала практика, не ухудшает показателей обогащения.

Эксплуатация систем оборотного водоснабжения на обогатительных фабриках с высокой гидратной кальциевой щелочностью оборотной воды сопровождается зарастанием трубопроводов отложениями карбоната кальция. Это происходит особенно сильно в зимнее время года, когда вследствие закрытия зеркала хвостохранилища льдом затрудняется контакт с углекислотой воздуха и увеличивается содержание в оборотной воде оксида кальция. Интенсивность образования отложений на внутренней поверхности труб снижается (более чем в 15 раз), если оборотная вода обработана поликомплексоном с аминотетрафосфоновыми группами.

РАЗДЕЛ 3 ТЕКУЩИЕ УРОВНИ ЭМИССИЙ В ОКРУЖАЮЩУЮ СРЕДУ

3.1 Воздействие на окружающую среду при добыче руд

3.1.1 Пылегазовыделение при разработке месторождений открытым способом

Уровни выделяемых вредностей при разработке месторождений существенно зависят от техники и технологии ведения открытых и подземных работ. Ухудшение экологии при ведении открытых горных работ связано с неуклонным увеличением глубины карьеров. Добыча руд в глубоких карьерах создает исключительно сложную экологическую техногенную нагрузку на окружающую среду [77-88].

Ориентация технологии открытых горных работ на применение высокопроизводительных буровых, погрузочных, транспортных средств, а также использование при массовых взрывах больших количеств взрывчатых веществ (ВВ) приводят к увеличению выбросов в атмосферный воздух вредных веществ.

В рудных карьерах источники выделения вредностей носят неорганизованный и нестационарный характер. Ими являются: массовые взрывы, производящиеся в пределах размещения технологического оборудования – буровых станков, экскаваторов, дробилок; локальные источники – хвостохранилища, склады, отвалы; пылевыделения с поверхности дорог, железнодорожных вагонов и т. п. Значительным пылевыделением сопровождается транспортировка горной массы в карьерах, особенно велико оно при использовании автомобилей (таблица 3.1).

Таблица 3.1 - Параметры запыленности воздуха при проведении горных работ

Технологический процесс	Расстояние от источника пылеобразования, м	Метеопараметры			Запыленность воздуха, мг/м ³
		Скорость, м/с	Температура, °С	Относительная влажность, %	
Бурение скважин	5	1,1	-37	-	1027
	8	1,1	-36	-	421
	12	1,1	-37	-	298
	5	1,2	26	27	224
	8	1,2	26	27	123
	12	1,2	26	27	104
Погрузка горной массы	3	1,5	-34	75	342
	12	1,5	-34	75	161
	20	1,5	-34	75	96
	5	1,35	16	51	2,7
	20	1,95	16	63	4,0
Погрузка руды	3	1,4	-34	75	886
	8	1,4	-34	75	801

	20	1,4	-34	75	501
	5	0,62	27	29	50
	10	0,62	26	32	40
	20	1,2	26	31	21
Транспорт	3	1,0	-52	20	52
горной массы	12	1,5	31	46	200

Источники пылевыведений и концентрация вредностей при различных технологических процессах в карьерах в зависимости от эффективности способов пылегазоподавления характеризуются следующими величинами. При бурении скважин станками шарошечного бурения количество пыли, поступающей в атмосферу, составляет 3-200 г/м³, станками термического бурения - от 2 до 170 г/м³, а концентрация в воздухе вредных газов при пересчете на условную окись углерода достигает 10 %.

При разработке месторождений открытым способом на долю взрывных работ и экскавацию горной массы в сумме приходится 60-80 % от общего количества частиц пыли, поступающих в атмосферу карьеров. Наиболее неблагоприятными по признаку выхода пыли являются буровзрывные работы: при бурении выделяется в атмосферу 50-60 % общего объема пыли, при взрывных работах - 30-40 % и лишь порядка 10 % приходится на все остальные горные процессы (погрузка и пр.). Выбросы пыли при проведении буровзрывных работ в карьере представлены в таблице 3.2.

Таблица 3.2 - Выбросы пыли при проведении буровзрывных работ в карьере

Источник выброса пыли	Максимально-разовый выброс Для одной единицы техники для одного массового взрыва, г/с
Пыление при бурении скважин (марка станка СБШ- 250)	326,54
Выбросы пыли при проведении взрывных работ	8485,01

Для погрузки горной массы используются экскаваторы ЭКГ. Перевозка горной руды на фабрику и вскрышных пород в отвалы производится автосамосвалами «Комацу», БелАЗ, Катерпиллар САТ. Для работ в отвалах используются бульдозеры ДЭТ-250, Д-355, ДЗ-98. Эксплуатируемые участки дороги имеют щебеночное и грунтовое покрытие. Выбросы пыли при выемочно-погрузочных работах и транспортировании горной массы представлены в таблице 3.3.

Таблица 3.3 - Выбросы пыли при выемочно-погрузочных работах и транспортировании горной массы

Источник выброса пыли	Максимально-разовый выброс для одной единицы техники, г/с
Пыление при работе экскаваторов:	
ЭКГ-10	5,12
ЭКГ-8И	3,78
Пыление при работе бульдозеров:	
ДЭТ-250	0,95
Д-355	1,02
ДЗ-98	0,25
Пыление во время движения самосвала БелАЗ-75131:	266,84
Дороги	2,02
Кузова	2,02

Пыль размером 100 мкм поднимается с места пылеобразования и переносится на расстояние 500-2000 м при скорости ветра около 5 м/с и на расстояние более 2000-4000 м при скорости ветра около 9 м/с. При этом мелкодисперсная пыль загрязняет воздух в течение недель и даже месяцев. Пылевыведение основных источников на отвалах и открытых складах представлены в таблице 3.4.

Таблица 3.4 - Выбросы пыли от источников на насыпных техногенных массивах

Источник выброса пыли	Максимально-разовый выброс для одной единицы техники, г/с
Пыление поверхности свежееотсыпанной части отвала	143,00
Пыление поверхности, использование которой прекращено менее трех лет назад	1401,40
Пыление неиспользуемой части отвала	910
Пыление при работе бульдозера (бульдозер ДЭТ-250)	0,82
Пыление дороги во время движения автосамосвалов (самосвалы БелАЗ-75131)	74,88
Пыление кузова во время движения автосамосвалов (самосвалы БелАЗ-75131)	2,02

Степень загрязнения атмосферного воздуха в карьере и прилегающей к нему территории во многом определяется характеристиками пылевого облака, формирующегося в результате взрыва, скоростью выпадения пылевых частиц при заданной скорости сноса пылевого облака.

При открытой добыче руд, дробление скальных пород при помощи взрывов сопровождается образованием пыли в количестве 45-110 г/т руды, а ее дальнейшая переработка в карьере связана с дополнительным выделением пыли в количествах 50-150 г/т. Однако выделенная пыль при технологических процессах погрузки и транспортировки горной массы являются источниками, более рассредоточенными по площади в карьере и на протяжении времени между двумя массовыми взрывами (период две-три недели). При проведении массового взрыва практически то же количество пыли вместе с пылегазовым облаком уносится из карьера в течение нескольких минут полосой около полутора-двух сотен метров. Все это приводит к тому, что вредные примеси в пылегазовых облаках после массовых взрывов акцентировано проявляют себя в более короткий период времени, как при загрязнении воздушной среды, так и земельных ресурсов. В зависимости от количества взрываемого ВВ и типа горных пород, поверхностная плотность осевшей пыли (г/м²) изменяется в довольно широких пределах, однако по мере удаления от блока ее значение убывает (таблица 3.5).

Таблица 3.5 - Значение поверхностной плотности осевшей пыли в следе пылегазового облака в карьере и за его пределами

Масса ВВ (130 т)						
Расстояние от блока, м	50	100	250	500	800	1200
Поверхностная плотность, г/м ²	670	312	66	31,8	16,7	4,0
Масса ВВ (76 т)						
Расстояние от блока, м	50	100	200	300	400	600
Поверхностная плотность, г/м ²	310	160	41	30,6	28,0	26,4

На границе санитарно-защитных зон карьера поверхностная плотность осевшей пыли в сотни раз меньше от ее первоначальной плотности и достигает в зависимости от количества ВВ, типа и влажности пород значений 4-20 г/м², продолжая уменьшаться по мере удаления от места взрыва.

При массовых взрывах в атмосферу выделяется 0,03-0,18 кг/м³ пыли, количество пыли в продуктах детонации – до 2 г/м³, вредных газов в пересчете на условную окись углерода – до 0,3 %.

При ведении выемочно-погрузочных работ концентрация пыли в кабинах экскаваторов изменяется в зависимости от влажности горной массы в пределах 20-200 мг/м³. При транспортировании горной массы запыленность воздуха в кабинах транспортных средств находится в пределах 3-25 мг/м³, а на автодорогах - от 10 до 100

мг/м³. В выхлопах карьерных автосамосвалов при отсутствии нейтрализаторов содержится: окиси углерода - 10 %, окиси азота - 0,5 %, альдегидов - 1,0 %, углеводородных газов - 1,0 %, сажи – 1,0 %.

При дроблении горной массы концентрация пыли в кабинах дробильных агрегатов составляет 3–75 мг/м³. При применении средств обеспыливания воздуха количество пылевыведений снижается до 5 мг/м³. При подъеме пыли с поверхности отвалов ее концентрация достигает 300–500 мг/м³.

Предельно допустимая концентрация (ПДК) по пыли достигается при рассеивании пылегазового облака в карьерах на расстоянии 2,5-8 км от места взрыва. Распространение пылегазового облака на 2,5-3,5 км отмечено при неустойчивом состоянии атмосферы.

Наибольшая дальность рассеивания продуктов детонации при массовых взрывах в карьерах достигает 8 км, при штилевой погоде дальность их распространения не превышает 4,5 км.

Быстрое развитие открытых горных разработок стало возможным в связи с освоением промышленностью производства современных большегрузных автосамосвалов, тепловозов, мощных колесных скреперов, тракторов и других транспортных средств с дизельными двигателями. Однако известно, что при работе дизельных машин в атмосферу выделяется большое количество (свыше 1000) вредных компонентов: окислов углерода, окислов азота, углеводородов, альдегидов, анилина, ацетилен, сажи и т. п.

В продуктах выхлопа дизеля содержатся канцерогенные вещества: бензопирен, кротоновый альдегид, анилин и др. Присутствие сажи в выхлопных газах двигателей внутреннего сгорания (ДВС) приводит к образованию в карьерах смогов, которые активно адсорбируют канцерогенные вещества. В отсутствие проветривания такая атмосфера является чрезвычайно опасной для работающих в карьере. Загазованность воздуха в карьерах наиболее высока (до 0,05 % в пересчете на условное СО) при штилевой погоде и может быть опасной для здоровья, если не будут осуществляться мероприятия по ее снижению. К ним относятся: локальное проветривание застойных участков карьера, применение для газоподавления водовоздушной смеси, включая активную смесь, и др. Важное значение для снижения токсичности отработанных газов имеет выбор типа двигателя и камеры сгорания, которые конструктивно могут быть выполнены совместно или раздельно. Применение таких двигателей позволяет снизить в 2 раза выделение в атмосферу окислов азота. Турбонадув в 4–5 раз снижает выделение дизельным двигателем сажи, а также уменьшает выделение окиси углерода и альдегидов. В зарубежной практике

подавляющее большинство автосамосвалов оборудованы дизельными двигателями с воздушным охлаждением, что способствует более полному сгоранию топлива и, благодаря этому, снижению выбросов вредных веществ выхлопа в рудничную атмосферу. Рециркуляция до 30 % объема отработанных газов и их обратная подача в коллекторы двигателя дают возможность уменьшить выбросы вредных компонентов выхлопа в атмосферу до 25 %.

3.1.2 Пылегазовыделение при подземной разработке месторождений

Основными источниками загрязнения атмосферного воздуха пылью и вредными газами при подземной разработке руд являются выбросы вентиляторов главного проветривания при нормальном режиме работы шахт и особенно после массовых взрывов, а также неорганизованные выбросы пыли при складировании руды и погрузке ее в авто- и железнодорожный транспорт.

Подземная разработка месторождений сопровождается значительным загрязнением атмосферного воздуха. Основными источниками загрязнения являются газопылевые «выбросы» из подземных горных выработок, газопылевые выделения из породных отвалов и складов полезных ископаемых (таблица 3.6).

Таблица 3.6 - Параметры запыленности воздуха при проведении горных работ

Технологический процесс	Расстояние от источника пылеобразования, м	Метеопараметры			Запыленность воздуха, мг/м ³
		Скорость, м/с	Температура, °С	Относительная влажность, %	
Бурение скважин	5	1,1	-37	-	1027
	8	1,1	-36	-	421
	12	1,1	-37	-	298
	5	1,2	26	27	224
	8	1,2	26	27	123
	12	1,2	26	27	104
Погрузка горной массы	3	1,5	-34	75	342
	12	1,5	-34	75	161
	20	1,5	-34	75	96
	5	1,35	16	51	2,7
	20	1,95	16	63	4,0
Погрузка руды	3	1,4	-34	75	886

	8	1,4	-34	75	801
	20	1,4	-34	75	501
	5	0,62	27	29	50
	10	0,62	26	32	40
	20	1,2	26	31	21
Транспорт	3	1,0	-52	20	52
горной массы	12	1,5	31	46	200

В данном случае под выбросом понимается поступление в атмосферу из подземных горных выработок рудничного (шахтного) воздуха; масса этого воздуха может быть весьма значительной, а концентрации в нем загрязняющих веществ обычно не столь велики. Рудничный воздух представляет собой смесь атмосферного воздуха с различными газообразными примесями, выделяемыми из пород, полезных ископаемых или шахтных вод (например, CH_4 , CO_2 , H_2 , N_2 , H_2S и др.), а также образуемыми при взрывных работах и в ряде других процессов (CO_2 , CO , SO_2 , H_2S , NO_2 и др.).

Состав воздуха, поступающего в подземные горные выработки, по мере продвижения изменяется в результате:

- 1) действия окислительных процессов (CO_2 , CO , SO_2 , NO_2 и др.);
- 2) выделения газов из разрушаемых пород (CH_4);
- 3) ведения взрывных работ (CO_2 , CO , SO_2 , H_2S , NO_x и др.);
- 4) процессов дробления горных пород (пыль);
- 5) пожаров, взрывов метана и пыли (CO_2 , CO , SO_2 , H_2S , NO_2);
- 6) гниения органических веществ, разложения водой сернистого колчедана (H_2S и др.).

При подземной разработке рудных месторождений газовая составляющая выбросов преимущественно представлена газообразными продуктами, выделяющимися при взрывах, производимых при массовой отбойке полезных ископаемых. После массовых взрывов резко увеличивается и содержание пыли в выдаваемом на поверхность рудничном воздухе.

Запыленность исходящего из шахт воздуха при нормальных режимах находится в пределах от 0,2 до 0,5 мг/м³ вследствие того, что воздуховыдающие стволы при наличии в них капельного потока воды являются хорошими естественными фильтрами. При прохождении воздуха по воздуховыдающим стволам его метеорологические параметры изменяются. При движении по стволам воздуха со 100 %-й относительной влажностью

влаги конденсируется на тонкодисперсной пыли. Наиболее активное укрупнение пыли происходит на первых 100 м подъема воздуха в вентиляционных стволах, где диаметр пылинок достигает 10 мкм и более. На уровне вентиляционного канала количество конденсата составляет 1,5–2,0 г/м³. Указанные процессы способствуют оседанию пыли на стенках подземных выработок.

Мощным источником образования пыли и вредных газов в шахтах являются взрывные работы. Концентрация пыли в воздухе при детонации зарядов ВВ в подземных выработках достигает 1500 мг/м³, а в отдельных случаях и более. Газовыделение отдельных типов ВВ в шахтах находится в пределах 20–80 л условной окиси СО с 1 кг ВВ.

Процесс выделения вредных газов включает мгновенные выбросы их в рудничный воздух при взрыве, а также постепенное выделение из взорванной горной массы, в которой находится около 50–60 % общего объема продуктов детонации. Исследования динамики выбросов вредных газов и пыли при производстве массовых взрывов свидетельствуют о ее нестационарном характере. Количество вредных газов и пыли в главных вентиляторных установках (ГВУ) возрастает в течение первых 15–20 мин после начала взрыва, а затем их концентрация снижается до уровня нормального режима работы шахты. В связи с высокой относительной влажностью рудничного воздуха и конденсацией водяных паров в воздухоподающих стволах часть оксидов азота - продуктов детонации ВВ - поглощается водой с образованием слабых азотной и азотистой кислот, что существенно снижает уровень выбросов азотной группы окислов в атмосферу. Учитывая, что окись углерода является устойчивым газом в реакциях с другими компонентами, общее ее количество, выбрасываемое в атмосферу, равно первоначально образующемуся при детонации зарядов ВВ.

Концентрация вредных газов и пыли в выбросах по обводненным глубоким вентиляционным стволам обычно не превышает ПДК. Повышенный уровень выбросов в шахтную атмосферу пыли и вредных газов наблюдается непродолжительное время, только после момента производства массовых взрывов, а количество выбрасываемых вредных веществ за этот период не превышает 20 % общего количества выделяющихся вредностей в шахтах.

При разгрузке скипов в приемные бункера на поверхности шахт, дроблении руды, ее сортировке и транспортировке в штабели на открытых складах, загрузке в железнодорожные вагоны происходит интенсивное пылевыведение в атмосферу. Интенсивность поступления пыли в окружающую среду при выполнении этих операций

(0,01–0,08 мг/с) зависит от количества перерабатываемой руды, метеорологических условий, а также от применяемых средств борьбы с пылью.

По интенсивности пылевыделений в окружающую среду источники пылевыделений на промплощадках шахт можно разделить на две группы: источники с предварительной очисткой выбрасываемого в атмосферу запыленного воздуха; источники пылевыделений без очистки (неорганизованные).

К первой группе относятся конвейерный тракт подачи руды в надштабельную галерею склада и дробильно-сортировочный комплекс (при наличии). Все технологические операции выполняются в защищенных от ветра помещениях, а основные места пылевыделений укрыты аспирационными установками с очисткой аспирационного воздуха при помощи фильтров.

Ко второй группе относятся открытые склады руды, на которых все выполняемые процессы сопровождаются активным пылевыделением в окружающую среду.

В открытые склады руда поступает по ленточным конвейерам с надштабельных галерей, расположенных на высоте 20 м от поверхности склада. При свободном падении руды значительное количество пыли взмывает и попадает в окружающую среду, загрязняя воздух до концентраций, превышающих ПДК.

3.1.3 Шум и вибрация при открытой и подземной разработке

Уровни звука (дБА) и вибрационной скорости (дБ) практически при всех технологических процессах открытых и подземных горных работ, эксплуатации буровых и погрузочно-доставочных машин, хоть и незначительно, но превышают допустимые санитарные уровни. Фактические уровни вибрационной скорости локальной и общей вибрации при работе горных машин и механизмов на карьерах находятся в пределах 65-108 дБ, а на рудных шахтах – от 70 до 112 дБ, что на 10-15 дБ превышает допустимые санитарные уровни виброскорости для отдельных активных полос вибрации.

Главной причиной этого является неудовлетворяющее требованиям ГОСТ по уровням шума и вибрациям выпускаемое оборудование для открытых и подземных горных работ.

3.1.4 Сравнение экологии открытых и подземных разработок

Согласно приведенным в таблицах 3.7-3.8 данным, удельная интенсивность газовыделения на открытых горных работах в пересчете на 1 м^3 скальной горной массы составляет $3,3 \cdot 10^{-2} \text{ м}^3/\text{м}^3$, а на подземных – $1,05 \cdot 10^{-4} \text{ м}^3/\text{м}^3$ условной окиси углерода (более чем в 300 раз ниже). Причиной этого являются активные окислительные процессы, протекающие между продуктами детонации (CO , NO_2) и влагой, содержащейся в рудничном воздухе, как минимум в количестве 85-90 %. В связи с локализацией продуктов детонации и термической диссоциацией воды, находящейся в подземных выработках, часть CO и NO_2 окисляются до своих высших окислов и затем поглощаются водой, т.е. переходят в слабые угольную и азотную кислоты. На открытых же горных разработках, в связи с мгновенным расширением взрывных газов и быстрым падением их температуры, активность окислительных процессов существенно ниже. Относительная влажность воздуха в карьерах всегда меньше, чем в шахтах, поэтому снижается количество окислителя (гидроксильные группы), поступающего в рудничный воздух за счет термической диссоциации воды. Около 50 % продуктов взрыва выдаются вентиляторами и адсорбируются горной массой, а потому длительное время находятся в подземных выработках, создавая дополнительные благоприятные условия для их нейтрализации.

Таблица 3.7 - Сравнительные характеристики по экологии открытых и подземных горных работ (газовый фактор)

Источники выделения вредных газов на открытых работах	Концентрация вредных газов, % объема горной массы	Удельная интенсивность газовыделения, $\text{м}^3/\text{м}^3$	Источники выделения вредных газов на подземных работах	Концентрация вредных газов, % объема	Интенсивность газовыделения в атмосферу, $\text{м}^3/\text{м}^3$
Бурение взрывных скважин станками термического бурения:			Выделение вредных газов при взрывных работах на подготовительных и вскрываемых горизонтах:		
окись углерода	0,12-0,15		окись углерода	0,2-0,35	
двуокись азота	0,12-0,15	$1,04 \cdot 10^{-6}$ усл. CO	окислы азота	0,02-0,04	
акреолин	0,001-0,0001		условное CO		$0,35 \cdot 10^{-5}$
водород	0,15-0,20				
двуокись	4-8				

углерода					
Массовые взрывы в карьерах:			Массовые взрывы в шахтах:		
окись углерода	0,003-0,089	До 0,033 усл. СО	окись углерода	1,0-3,0	
двуокись азота	0,03-0,04		окислы азота	0,9-1,5	
акреолин			условное СО		$6,7 \cdot 10^{-5}$
Взорванная горная масса:			Взорванная горная масса:		
окись углерода	0,005-0,008		окись углерода	0,03-0,15	$3,9 \cdot 10^{-5}$
двуокись азота	0,001-0,009	До $3,5 \cdot 10^{-6}$ усл. СО	условное СО		
Природные газы, локализованные в массиве горных пород:			Природные газы:		
метан	0,05-0,1		метан	0,05-0,1	
водород	0,1-0,5		водород	0,1-0,5	
сернистый газ (в том числе от двигателей внутреннего сгорания карьерного автотранспорта)	0,0005		сернистый газ	0,0005	
ИТОГО условное СО		$3,3 \cdot 10^{-2}$			$1,05 \cdot 10^{-4}$

Таблица 3.8 - Сравнительные характеристики по экологии открытых и подземных горных работ (пылевой фактор)

Открытые горные разработки				Подземные рудники			
Технологические процессы	Запыленность воздуха, мг/м ³	Интенсивность пылевых выделений, г/с	Удельная интенсивность пылевых выделений в атмосфере, г/м ³	Технологические процессы	Запыленность воздуха, мг/м ³	Интенсивность пылевых выделений, г/с	Удельная интенсивность пылевых выделений в атмосфере, г/м ³
Вскрышные	18,2-147	0,002	0,0046-	Бурение	2-50	0,001-	0,0005

работы и отвалообразование с применением роторно-конвейерных комплексов		5-0,007 1	0,013	шпуров при проходке подземных выработок		0,05	
Узлы перегрузки горной массы на экскаваторе, конвейерах, отвалообразователе	1-712	0,000 15-0,005 5	0,00027 -0,01	Взрывание шпуровых зарядов ВВ при проведении подземных выработок	1000-1500	0,008-0,012	0,0005
Отвалообразование с разгрузкой автосамосвалов	1,7-11	0,002 3-0,202	0,0066-0,3	Транспортировка пустых пород из проходческих забоев в отвалы	1-3	0,000 1	0,0003
Бурение взрывных скважин	869-2422	0,054-60,2	356-110370	Бурение взрывных скважин	3-5	0,000 2-0,007	0,0003
Выемочно-погрузочные работы по схеме "экскаватор – автосамосвал"	2,9-100	0,5-0,8	11,5-15,1	Массовые взрывы в очистных блоках	1000-3000	0,01-0,08	0,0006
Транспортировка горной массы автосамосвалами	9,5-720	4,7-7,8	586-980	Разгрузка скипов в приемные бункеры	1000-2000	0,01-0,08	12-15
Разгрузка автосамосвалов или железнодорожных вагонов в приемную воронку дробилки	6-8	2,7-3,6	25-30	Дробление, сортировка и складирование руды	500-700	0,03-0,1	13-15
Массовый взрыв	1000-2000	0,015-0,021	0,03-0,18	Погрузка руды в железнодорожные вагоны	6-8	2,5	30-35

В рудных шахтах и карьерах отмечены многочисленные случаи выделения природных газов, сероводорода, углекислого и сернистого газа. Причем, если H_2S , SO_2 и

CO₂, учитывая их высокую растворимость, в шахтах практически полностью поглощаются водой и в атмосферный воздух не выбрасываются, то на карьерах они поступают в атмосферу. Обводненные выработки шахтной вентиляционной сети являются хорошими естественными фильтрами, поэтому и пылевые выбросы в атмосферу незначительны: удельная интенсивность пылевыведений в воздушный бассейн на открытых разработках достигает 111695 г/м³, а на подземных – до 66 г/м³, т.е. на несколько порядков ниже благодаря коагуляции и налипанию рудничной пыли на мокрую поверхность подземных выработок и последующему смыву ее водой. Особенно активно протекают процессы коагуляции и смыва пыли с поверхности выработок в восстающих и вентиляционно-выдающих стволах.

Оценивая уровни звукового давления и вибрационной скорости технологического оборудования, следует отметить, что общий уровень заболеваемости горнорабочих тугоухостью и вибрационной болезнью на открытых горных работах существенно выше, чем на подземных.

3.1.5 Сбросы в водные объекты при добыче руд

Спецификой технологического процесса добычи колчеданных руд является образование жидких отходов – кислых дебалансных загрязненных вод: дренажных и инфильтрационных – в западной литературе называемых acid mine drainage (AMD). Воды являются основными поставщиками тяжелых металлов в окружающую среду. Например, экологический ущерб от сброса AMD в поверхностные водотоки бассейна р. Урал оценивается в несколько десятков миллиардов рублей в год. Помимо расходов на возмещение экологического ущерба предприятия несут убытки из-за потери со сбросом части ценных компонентов [89-113].

По месту и процессам образования, техногенные воды горных предприятий можно разделить на следующие группы:

1. технологические сточные воды горного передела - карьерный водоотлив, шахтный (рудничный) водоотлив дренажные воды;
2. подотвальные воды - из под отвалов пустой породы и забалансовых руд, из под отвалов отходов обогащения и металлургии, с площадок складирования сырья;
3. воды, продуцированные атмосферными осадками - дождевые с промплощадок (ливневые), от таяния снега с промплощадок (талые).

Карьерные воды это смесь ливневых, талых и поверхностных вод, попадающие непосредственно в выработанное пространство карьера, а также подземных вод, поступающие в подземную дренажную систему или на откосы и дно карьера.

По системе внутрикарьерных водоотводных канав и трубопроводов (при открытом водоотливе) или по специальным дренажно-водоприёмным выработкам и скважинам (при подземном водоотливе) отводятся в главные водосборники и затем откачиваются водоотливными установками на поверхность. В таблице 3.9 приведены характеристики карьерных вод некоторых предприятий медно-цинкового комплекса Урала [114].

Качественный состав карьерных сточных вод на каждом из карьеров специфичен и зависит от условий формирования, климатических факторов, способа отработки в границах определенного карьерного поля.

Приоритетным загрязняющим компонентом карьерных вод, направляемых с территорий карьеров в водоемы, являются взвешенные минеральные, глинистые и пылевидные частицы. В макрокомпонентном анионном составе преобладают сульфаты, в микрокомпонентном составе характерными доминантами являются медь, цинк, железо.

Объемы стоков карьеров достаточно масштабны (таблица 3.10), чаще всего они загрязнены несколькими загрязнителями и из-за больших объемов сильно влияют на экосистему, кардинально снижая качество окружающей среды.

Таблица 3.9 - Характеристика карьерных вод [114]

№ п/п	Название характеристики (компонента)	Единицы измерения	Значение характеристики (содержание)					
			Западное-Озерное	Камаганский карьер	Учалинский карьер	Молодежное месторождение	Гарньерское месторождение	Шемурское месторождение
1	рН		7,4	6,00	4,7 - 7,15	5,8	3,29-7,1	3,61-4,14
2	Взвешенные вещества	мг/дм ³	68,4	25,500	275,0	н/д	5,6-129	16,3-54,2
3	Сухой остаток	мг/дм ³	2278	303,00	2660,0	400,0	489,6-2712,5	685,8-3056,4
4	Сульфаты	мг/дм ³	1249,6	111,38	1532,4	н/д	167,9-2056,9	587,6-1059,4
5	Хлориды	мг/дм ³	56,7	49,63	115,8	42,6	1,6-80,1	6,91-33,9
6	Медь	мг/дм ³	0,85	0,014	67,0	0,38	0,018-5,32	30,12-64,4
7	Цинк	мг/дм ³	27,19	1,611	189,0	10,8	0,357-37,4	1,8-5,2
8	Железо общее	мг/дм ³	5,29	0,067	240	н/д	0,171-100,1	23,0-124,5
9	Кальций	ммоль-экв/дм ³	(19,4)	2,40	20,0	н/д	5,5-15,3	1,5-15,4
10	Мышьяк	мг/дм ³	н/д	н/д	н/д	н/д	Менее 0,002	Менее 0,002

Таблица 3.10 - Потери цветных металлов с техногенными водами [114]

Предприятие	Наименование потока	Объём, м ³ /ч	Концентрация, г/м ³		Средние значения концентраций, г/м ³		Масса металла в потоке, т/год	
			Cu	Zn	Cu	Zn	Cu	Zn
Медногорский МСК	Сток брикетной фабрики	150	10-65	1-30	37,50	15,50	49,41	20,42
	Подотвальные воды	3	40-1100	20-3500	570,00	1760,00	14,98	46,25
Учалинский ГОК	Объединенный поток шахтных и подотвальных вод м-е «Учалинское»	625	7,7-495	67,1-953,2	250,00	510,00	1368,75	2792,25
	Кислый пруд	250	0,01-2,2	4,2-25,1	1,11	14,65	2,42	32,08
	Вода карьера «Объединенный»	50	0,01-0,25	0,1-1,97	0,13	1,04	0,06	0,45
	Карьерные воды м-я «Молодёжное»	176	0,38	4,5 -10,8	0,38	7,65	0,58	11,77
	Шахтные воды м-я «Сибайское»	359	0,042-0,65	0,227-2.35	0,35		1,09	4,05
	Подотвальные воды	109	18-350,0	68,1-600,0	184,00	334,05	100,80	183,01
	Карьерные воды м-я «Камаган»	46	0,014-0,059	0, 11-1,91	0,04	1,01	0,01	0,41
Гайский ГОК	Кислая рудничная вода м-я «Гайское»	156	219,00	160,00	219,00	160,00	300,04	219,21
	Подотвальные воды	89	220-760	415-420	490,00	417,50	382,02	325,50
	Карьерные воды м-я «Осеннее»	200	0,05-0,19	0,05-0,19	0,12	0,12	0,21	0,21
	Карьерные воды м-я «Летнее»	54	0,63	1,14	0,63	1,14	0,30	0,54
	Подотвальные воды м-я «Летнее»	17	6,00	4,70	6,00	4,70	0,89	0,70
Бурибаевский ГОК	Подотвальные	4	284,30	125,00	284,30	125,00	6,02	2,65
Итого							2227,59	3639,51

Шахтные воды - воды, поступающие в подземные горные выработки из подрабатываемых водоносных горизонтов, поверхностных водотоков (водоёмов) и дренажных выработок. Эти воды оказывают отрицательное влияние на технику и технологию ведения горных работ и ухудшают качество добываемого полезного ископаемого [114]. Проникают в выработанное подземное пространство и проходят через водоотливное хозяйство шахты.

Шахтные воды характеризуются значительными расходами до 359 м³/ч, широким диапазоном рН среды - от сильнокислого до слабощелочного с минерализацией от 0,5 до 4 г/дм³. По степени минерализации шахтные воды относятся к категории слабосолоноватых.

В макрокомпонентом анионном составе преобладают сульфаты в мезо- и микрокомпонентом катионном составе характерными доминантами являются медь, цинк, железо.

Подземные воды имеют преимущественно сульфатно-гидрокарбонатно- кальциево-магниевый или натриевый состав, повышенную минерализацию (таблица 3.11).

Таблица 3.11 - Химические типы откачиваемых вод Учалинского месторождения по преобладающим катионам и анионам [114]

Наименование показателя	Место отбора проб			
	дренажный штрек, гор. 144 м	общий водосборник, гор. 144 м	западный откаточный штрек (север), гор. 340 м	западный откаточный штрек (юг), гор. 380 м
I квартал				
рН воды	3,75	4,3	6,65	5,8
Типы вод	SO ₄ ²⁻ , Cl ⁻ Mg ²⁺ , Ca ²⁺	SO ₄ ²⁻ , Cl ⁻ K ⁺ , Na ⁺ , Mg ⁺⁺	SO ₄ ²⁻ , HCO ₃ ⁻ Ca ⁺⁺ , Mg ⁺⁺	SO ₄ ²⁻ , Cl ⁻ Ca ⁺⁺ , K ⁺ , Na ⁺
II квартал				
рН воды	4,4	3,1	4,8	3,1
Типы вод	SO ₄ ²⁻ , Cl ⁻ , K ⁺ , Na ⁺ , Ca ⁺⁺	SO ₄ ²⁻ , Cl ⁻ , K ⁺ , Na ⁺ , Ca ⁺⁺	SO ₄ ²⁻ , Cl ⁻ , Ca ⁺⁺ K ⁺ , Na ⁺	SO ₄ ²⁻ , Cl ⁻ K ⁺ , Na ⁺ , Ca ⁺⁺
III квартал				
рН воды	3,2	2,8	2,45	4,2
Типы вод	SO ₄ ²⁻ , Cl ⁻ K ⁺ , Na ⁺ , Mg ⁺⁺	SO ₄ ²⁻ , Cl ⁻ K ⁺ , Na ⁺ , Mg ⁺⁺	SO ₄ ²⁻ , Cl ⁻ Mg ⁺⁺ , Ca ⁺⁺	SO ₄ ²⁻ , Cl ⁻ K ⁺ , Na ⁺ , Ca ⁺⁺

IV квартал				
рН воды	3,5	3,7	4,3	7,1
Типы вод	SO ₄ ²⁻ , Cl ⁻ , K ⁺ , Na ⁺ Mg ⁺⁺	SO ₄ ²⁻ , Cl ⁻ , K ⁺ , Na ⁺ Mg ⁺⁺	SO ₄ ²⁻ , Cl ⁻ , Mg ⁺⁺ , Ca ⁺⁺	SO ₄ ²⁻ , Cl ⁻ , Ca ⁺⁺ , K ⁺ Na ⁺

В таблице 3.12 приведены характеристики шахтных вод предприятий медно-цинкового комплекса Урала.

ПРОЕКТ

Таблица 3.12 - Характеристика шахтных вод [114]

№ п/п	Наименование характеристики (компонента)	Единицы измерения	Значение характеристики (содержание основных компонентов)					
			Березовское РУ		БГОК	ГГОК	Сибайский руд- ник	Узельгинский рудник
			«Южная»	ш. «Северная»				
1	рН		7,8	8,2	3,5-6,1	1,9-7,1	8,1	4-7,9
2	Взвешенные вещества	мг/дм ³	21,9	16,9	н/д	56,6	20,6	32-37551
3	Сухой остаток	мг/дм ³	711,0	595,0	2277,1-3860,0	4025,0	1257,0	2242-10210
4	Сульфаты	мг/дм ³	342	190	745-1818,0	1916,0-34770	606,8	1176,6-5963,3
5	Хлориды	мг/дм ³	44,0	50,2	327,5-709,0	376,4-1164,0	54,2	102-340
6	Медь	мг/дм ³	0,52	0,001	3,15-16,0	0,369-1920	0,042	0,07-46,1
7	Цинк	мг/дм ³	0,120	0,01	3,50-18,0	0,075-0,3	0,227	8,89-322,2
8	Железо общее	мг/дм ³	6,6	1,4	1,43-37,5	0,067-10080	0,436	0,2-438
9	Кальций	мг /дм ³	96,93	180	н/д	29,04-32,4	5,4	338,7-691,3
	Класс загрязненности		экстремально грязная	очень грязная	экстремально грязная	экстремально грязная	экстремально грязная	экстремально грязная

Содержание меди и цинка колеблется в широких пределах (таблица 3.12) от значений соответствующих ПДК для рыбохозяйственных водоёмов (Берёзовское) до десятков мг/дм³ (Бурибаевский ГОК.). Концентрация цветных металлов в шахтных водах превышает ПДК в сотни, тысячи раз и с этими потоками теряется значительное количество металлов. Содержание меди колеблется в пределах от 0,001 (ПДКрыбхоз) (месторождение «Берёзовское») до 1920 мг/дм³ (Гайский ГОК).

При ежегодном сбросе Бурибаевским ГОКом шахтных вод в объёме 56,6 тыс. м в реку поступает примерно 0,1 т меди, 0,35 т цинка, 0,1 т железа, 360 т сульфатов, 238 т хлоридов [114].

Воды, продуцированные атмосферными осадками, являются наиболее опасными для окружающей среды. Талые и ливневые сточные воды с промплощадок отличает спонтанность образования и самопроизвольное стекание с территории в природные водотоки. Локализация таких потоков может быть осуществлена лишь частично. Концентрации металлов в подобных водах превышают ПДК_{рыбхоз} в несколько десятков раз. Концентрация меди и цинка в этих водах превышает ПДК_{рыбхоз} в десятки и даже тысячи раз и достигает 600 и 900 мг/дм³ (Сибай), и даже нескольких граммов в литре (Северный медно-цинковый рудник (СЦМР) (таблица 3.13).

При наличии промливневой канализации на предприятиях талые и ливневые сточные воды отводятся по коллектору на очистные сооружения.

Подотвальные воды - это воды, состав которых обусловлен циклическими процессами осаждения и растворения минеральных фаз в результате инфильтрации через тело отвала (твёрдые заскладированные отходы и забалансовые руды) атмосферных осадков

Таблица 3.13 - Показатели качества подтовальных вод горных предприятий [114]

№ п/п	Название характеристики (компонента)	Ед. изм.	Значение характеристики (содержание)					
			СФ УГОК	УГОК	БГОК	ГГОК	ОАО «Святогор» СМЦР	
			Сибайское и Камаганское месторождения	Учалинское месторождение	Маканское месторождение	Гайское месторождение	Тарньерское месторождение	Шемурское месторождение
1	Сухой остаток	мг/дм ³	н/д	28852	35794,0	10000,0-25000,0		
2	Сульфаты	мг/дм ³	10793,4	12573,6	18069,0	2463,7-7033,9	69645,0-67912,0	49340,0-127362,0
3	Хлориды	мг/дм ³	1773,0	86,8	106,4	82,4-582,6	425	993
4	Медь	мг/дм ³	350,0	234,7	382,0	219,23 -248,01	402,5 -2082	626,4-2900
5	Цинк	мг/дм ³	600,0	340,52	159,5	160,41-163,56	2156,0-8680,0	43,12-300
6	Железо	мг/дм ³	373,7	448,0	849,0	216,270-785,1	5459,0-9334,0	3126,0-1545,0
7	рН	мг/дм ³	3,3	3,3	1,75	2,64	2,21-2,94	1,9-2,4
8	Жесткость	моль-экв/дм ³	288,0	184,8	356,6	38,4-44,02	796-1000	260-298

Подотвальные воды своим составом генетически связаны с заскладированными в отвалах материалами. Металльная нагрузка обусловлена скоростью окисления материала, определяемого соотношением площадей катодных (пирит и халькопирит) и анодных (сфалерит и галенит) участков на поверхности сульфидных минералов. Формирование кислых вод с высокой тяжелометалльной нагрузкой целиком обусловлено процессами химико-бактериального окисления сульфидов в отходах добычи и обогащения руд/

Потенциальную экологическую опасность по содержанию железа и, отчасти, цинка представляют отвалы, сложенные исключительно сульфидсодержащими породами, забалансовыми рудами, а также безбуферными метасоматитами кварцсерицитового состава, где пирит является кислотопродуцирующим минералом и источником тяжелых металлов. Особую экологическую опасность представляют сульфидсодержащие брекчии, текстурноструктурные особенности которых способствуют переходу в раствор Fe и Zn.

В таблице 3.14 приведена общая характеристика карьерных, шахтных и подотвальных вод горных предприятий Урала, а в таблице 3.15 - сравнение концентраций металлов в них с кларком для вод, образованных в зоне гипергенеза.

Таблица 3.14 – Общая характеристика техногенных вод горных предприятий Южного Урала [114]

Показатель	ОАО «Учалинский ГОК»			Сибайский филиал ОАО «УГОК»	Сибайский филиал ОАО «УГОК»			ОАО «Бурибайский ГОК»
	подотвальные воды	шахтные воды Учалинского месторождения	отстойный пруд	подотвальные воды	шахтные воды Сибайского рудника	воды Камаганского карьера	промливневые воды	подотвальные воды Маканского месторождения
Сухой ост. мг/дм ³	28852	2660,0	2142,0	н/д	1257,0	303,00	2431,0	35794,0
Сульфаты мг/дм ³	12573,6	1532,4	1130,0	10793,4	606,8	111,38	167,9	18069,0
Хлориды мг/дм ³	86,8	115,8	215,0	1773,0	54,2	49,63	651,9	106,4
Медь мг/дм ³	119,7	67,0	0,3	350,0	0,042	0,014	0,029	382,0
Цинк мг/дм ³	175,52	189,0	2,6	600,0	0,227	1,611	0,842	159,5
Железо мг/дм ³	168,0	240	0,1	373,7	0,436	0,067	0,083	849,0
pH	3,3	4,7	7,5	3,3	8,1	6,00	7,700	1,75
Жесткость мг-экв/дм ³	184,8	24,1	н/д	288,0	7,3	5,00	15,90	н/д
$C_{Cu(II)} / C_{Zn(II)}$	0,68	0,354	0,115	0,58	0,18	0,22	0,034	2,4

Таблица 3.15 - Сравнение концентраций металлов с кларком для техногенных вод [114]

Название характеристики (компонента)	Ед.изм.	Кларк, мг/дм ³		Концентрация, С, мг/дм ³ (числитель) Кларковая концентрация, С/К _{гг} (знаменатель)					
		в поверхностных водах, К _{пв}	в подземных водах зоны гипергенеза, К _{гг}	карьерные		шахтные		подотвальные	
				min	max	min	max	min	max
рН	ед. рН	-	-	3,87	7,15	3,5	8,2	1,75	3,3
Взвешенные вещества	мг/дм ³	-	-	25,5	275,6	16,9	56,6	43,4	348,5
Сухой остаток	мг/дм ³	-	-	303	2660,7	595,5	4025	10000	35794
Сульфаты	мг/дм ³	8,25	76,6	111,38	1532,4	190	34770	2463,7	85364,2
				1,45	20,01	2,48	453,92	32,16	1114,42
Хлориды	мг/дм ³	5,75	59,7	18,17	115,8	44,12	1164	82,4	1773
				0,30	1,94	0,74	19,50	1,38	29,70
Медь	мг/дм ³	0,007	0,0558	0,014	67,4	0,001	1920	219,23	1308,4
				0,25	1207,89	0,02	34408,60	3928,85	23448,03
Цинк	мг/дм ³	0,02	0,0414	1,611	189,7	0,01	18	116,04	4818,9
				38,91	4582,13	0,24	434,78	2802,90	116398,55
Железо общее	мг/дм ³	0,04	0,481	0,067	240,3	0,067	10080	216,27	6920
				0,14	499,58	0,14	20956,34	449,63	14386,69
Жесткость	мг·экв/дм ³	-	-	2,4	20,9	4,85	32,4	38,4	356,6

Концентрации металлов не во всех потоках превышают кларк, но могут превышать и в десятки тысяч раз. Большинство потоков являются металлоносными, а часть потоков имеют высокую тяжелометалльную нагрузку - более 10 мг/дм³ по каждому из тяжелых металлов.

Все характеристики вод определяются природными и искусственными факторами. Природные факторы включают:

- а) климатические (количество выпадающих атмосферных осадков);
- б) геоморфологические (рельеф местности, степень обнаженности коренных пород, наличие многолетней мерзлоты, поверхностных текущих вод и др.);
- в) гидрогеологические (количество водоносных горизонтов, их мощность, напоры, гидравлическая связь с поверхностными водами, изменение водопроницаемости пород с глубиной и др.);
- г) геологические (литологический состав вмещающих рудные минералы пород, структурные особенности, тектоническая нарушенность);

К числу искусственных факторов относятся: а) способ и системы разработки, б) схемы водоотведения рудничных вод; в) используемые технологии очистки вод и утилизации шламов. Гидрологические и технологические характеристики по рудникам Южного Урала приведены в таблице 3.16.

Таблица 3.16 - Гидрологические и технологические характеристики техногенных вод [114]

Месторождение	Запасы, тыс. т	Глубина залегание		Глубина активной циркуляции, м	Глубина карьера (шахты и), м	Тип вод по условиям циркуляции	Коэффициент фильтрации, м/сут	Водоприток, м ³ /ч	Способ разработки	Система разработки	Производительность, тыс. т	Концентрация металлов в рудничных водах, Cu/Zn/Fe, мг/дм ³
		нач.	кон.									
Учалинский рудный район												
Учалинское	77449	350	более 600	250	352	Порово-трещинные, трещинные, трещинно-жильные	0,14 - 0,58	243.5	Комбинированный	Камерно-целиковая с закладкой выработанного пространства	3500 1400	67,0/189,0/240
Верхнеуральский рудный район												
Узельгинское	30989	130	1600	202	(771)	Пластово-трещинные, трещинно-жильные пластовые	Изменяются по глубине от 0,005 до 0,074	280-350	Подземный	Этажно-камерная, камерно-целиковая, горизонтальные слои с закладкой	2200	0,07-46,1/8,89-322,2/0,2-438
Молодежное	15909	70	480	175	260	Трещинные, трещинно-жильные	Известняки - 4,5, Порфиры, туфы, базальты - 0,02 - 0,026 Рыхлые отложения - 0,0067 -	60	Комбинированный	Этажно-камерная, камерная с доставкой руды силой взрыва и закладкой	400	0,38/10,8/н/д

Гайское	327000	100	1750	170	(1532)	трещинно-грунтовые воды	Изменяются по глубине от 1,3 до 0,24	310	Комбинированный	Этажно-камерная с закладкой	3800	0,369-1920/0,075-0,3/0,067-10080
Летнее	1200	нд	нд	141	140	Грунтово поровые, грунтово-трещинные, трещинно-жильные	0,19 - 0,2	54	Открытый	С углубкой карьера	200	5/1,2/2,5

ПРОЕКТ

Объем образующихся техногенных вод при сопоставимых производительностях рудников больше при подземной отработке месторождения. Зависимости между качеством вод и представленными гидрологическими и технологическими характеристиками не наблюдается. Качество вод зависит от совокупности характеристик.

К формированию агрессивных окислительных вод и переходу в раствор элементов, входящих в состав сульфидов полиметаллов и породообразующих минералов, приводит присутствие коломорфного пирита.

В зоне влияния горных выработок и техногенных образований образуются аномально кислые сульфатные воды, характеризующиеся увеличением концентраций халькофильных элементов самих окисляющихся сульфидов, (к ним относятся Fe, Cu, Zn, Pb, Cd, Co, Ni, As, Mo, Se, Te) и элементов, переходящих в агрессивные кислые воды из пород: Al, Be, Si, Sc, Ga, Nb, Li, Cs и др.

В подотвальных водах ионорастворенная медь преимущественно находится в форме негидратированного иона Cu^{2+} , а цинк в форме Zn^{2+} . Доля меди в форме $[\text{CuOH}^+]$ возрастает в рудничных водах и её содержание сравнивается с содержанием меди в форме Cu^{2+} (таблица 3.17).

Таблица 3.17 - Распределение металлов в техногенных водах между ионной и взвешенной формами [114]

Наименование потока	pH	Eh, mV	Концентрация ионорастворенного (I) металла, мг/дм			Процентное соотношение металлов в растворенной (I) и во взвешенной (II) формах, %					
			Cu ²⁺	Zn ²⁺	Fe _{общ}	медь		цинк		железо общее	
						(I)	(II)	(I)	(II)	(I)	(II)
Подотвальные воды УГОК	3,32	434	69,01	170,47	288,00	94,65	5,35	99,48	0,52	36,20	63,80
Шахтные воды УГОК	3,57	256	12,00	142,50	117,60	93,17	6,83	98,91	1,09	45,15	54,85
Шахтные воды УГОК	6,20	157	29,30	103,00	19,20	91,55	8,45	97,12	2,85	47,26	52,74
Подотвальные воды месторождения «Тарньерское»	2,7	498	920,7	7956,5	8904,69	96,25	3,75	99,23	0,77	58,22	41,78
Подотвальные воды месторождения «Шемурское»	2,24	520	2091	8600	16512,83	98,17	1,83	99,23	0,77	64,3	35,7
Карьерные воды месторождения «Шемурское»	3,37	214	34,4	37,2	172,6	92,4	7,6	99,23	0,77	52,26	47,74

В таблице 3.18 приведен диапазон содержаний основных компонентов катионного и анионного составов и рН, как обобщенная характеристика рудничных и подотвальных вод горных предприятий Южного Урала.

Таблица 3.18 - Обобщенная характеристика рудничных и подотвальных вод горных предприятий Южного Урала [114]

Название характеристики (компонента)	Единицы измерения	Техногенные воды горных предприятий					
		карьерные		шахтные		подотвальные	
		min	max	min	max	Min	max
рН	ед. рН	3,87	7,15	3,5	8,2	1,75	3,3
Взвешенные вещества	мг/дм ³	25,5	275,6	16,9	56,6	43,4	348,5
Сухой остаток	мг/дм ³	303,0	2660,7	595,5	4025,0	10000,0	35794,0
Сульфаты	мг/дм ³	111,38	1532,4	190,0	34770,0	2463,7	85364,2
Хлориды	мг/дм ³	18,17	115,8	44,12	1164,0	82,4	1773,0
Медь	мг/дм ³	0,014	67,4	0,001	1920,0	219,23	1308,4
Цинк	мг/дм ³	1,611	189,7	0,01	18,0	116,04	4818,9
Железо общее	мг/дм ³	0,067	240,3	0,067	10080,0	216,27	6920,0
Жесткость	мг-экв/дм ³	2,4	20,9	4,85	32,4	38,4	356,6

Из анализа геоэкологической обстановки в районах горнодобывающих предприятий следует, что формирующиеся рудничные и подотвальные воды представляют огромную экологическую опасность, поскольку загрязнены тяжелыми металлами, которые не ассимилируются биотой природных водоемов. Техногенные воды при отсутствии притока поверхностных и подземных вод с водосборных территорий в реки-водоприемники подлежат очистке до норм, которые приближаются к нормам ПДК для водоемов рыбохозяйственного значения.

3.1.6 Воздействие при ликвидации

С прекращением деятельности горнодобывающего предприятия прекращается воздействие его на окружающую среду, в том числе:

1. изъятие полезных ископаемых из недр;
2. изъятие и нарушение земель;
3. выбросы загрязняющих веществ в атмосферу;
4. откачка и сброс сточных вод в гидросферу;
5. размещение вскрышной породы и отходов обогащения;

6. шум и вибрация от буровзрывных и других работ.

С этого времени проявляются последствия предыдущих стадий освоения месторождения:

1. при прекращении водоотлива поднимается уровень грунтовых вод;
2. выщелачивание химических компонентов, вымывание их из отвалов и миграция в водоносные горизонты;
3. поступление в атмосферу метана, продуктов сгорания углей и пород в отвалах;
4. активизация провалов, оседаний, оползней, промоин, эрозий, смыва, заболачивания.;
5. вывод из пользования нарушенных земель.

Основные виды работ при ликвидации горных предприятий, оказывающие негативное воздействие на окружающую среду:

1. консервация и ликвидация горных выработок;
2. демонтаж зданий и сооружений;
3. тушение хранилищ хвостов добычи и обогащения;
4. рекультивация нарушенных земель;
5. эксплуатация техники и оборудования.

При ликвидации возможно загрязнение атмосферного воздуха твердыми и газообразными веществами, размещение отходов от демонтажа зданий и сооружений, образование загрязненного поверхностного стока производственных вод в водные объекты.

Основные эмиссии этапа ликвидации:

1. выбросы газообразных и твердых загрязняющих веществ;
2. химизация среды за счет природного выщелачивания;
3. сбросы загрязненных вод;
4. размещение строительных отходов от демонтажа зданий и сооружений;
5. шум, вибрация, электромагнитное излучение.

3.1.7 Воздействие при рекультивации

Рекультивация имеет целью восстановление земель, нарушенных в процессе добычи и обогащении полезных ископаемых.

Основные виды работ, оказывающие негативное воздействие на окружающую среду:

1. планировка, снятие, транспортирование и распределение почв и плодородных пород;
2. агротехнические и фитомелиоративные мероприятия по восстановлению плодородия;
3. эксплуатация техники и оборудования.

При выполнении рекультивационных работ возможно загрязнение атмосферного воздуха твердыми и газообразными веществами, переуплотнение и загрязнение почвы и грунтов в результате применения техники. Возможно самовозгорание углеродсодержащих пород и выброс в атмосферу газов и сажи. Может быть опасным физико-химическое воздействие при внесении минеральных и органических удобрений, а также привнесение нежелательных для среды видов флоры и фауны.

3.1.8 Основные эмиссии

Основные эмиссии в окружающую среду, утрата природных ресурсов и другие факторы воздействия при добыче и обогащении полезных ископаемых, а также основные направления мероприятий по снижению воздействия представлены в таблице 3.19.

Таблица 3.19 - Воздействие на окружающую среду и основные меры его минимизации

Этапы	Экосферы окружающей среды				Основные мероприятия по охране
	Атмосфера	Гидросфера	Литосфера	Биосфера	
ГРП	Операции с горной массой, эксплуатация техники	Осушение месторождения	Образование горных выработок	Нарушение биорежима	Локализация зоны работ
Строительство	Выбросы пыли, оксидов азота и углерода, диоксида серы, углеводородов	Сбросы загрязненных сточных вод	Хранение отходов вскрыши и строительства	Нарушение биорежима	Оптимизация сроков и объемов строительства
Эксплуатация	Выбросы газов и пыли	Сбросы сточных вод	Хранение отходов добычи и обогащения	Шум, вибрация, излучение	Минимизация объемов извлечения горной массы на земную поверхность
Ликвидация	Выбросы газов и пыли	Сбросы сточных вод	Хранение отходов добычи и обогащения	Нарушение биорежима, химизация среды	Минимизация объемов хранения хвостов добычи и переработки

3.2 Обогащение руд цветных металлов

3.2.1 Выбросы в атмосферу загрязняющих веществ

Источниками пылеобразования при обогащении руд являются:

1. дробильно-сортировочный блок с усреднительным складом и узлами перегрузки руды, организованные на открытой площадке. При использовании закрытых помещений (павильонов) выбросы пыли происходят из системы аспирации (удаления пыли). Измельчение дробленых руд производят в водной среде без пылевой нагрузки на окружающую среду;
2. площадка для приготовления растворов реагентов, на которой образующиеся газы могут быть ядовитыми и легко воспламеняемыми, иметь неприятный запах, как например, сероводород при растворении сернистого натрия и сульфидильных собирателей. Изготовление негашёной извести сопровождается выбросами углекислого газа, а гашёной-тепла и водяного пара.
3. процессы обогащения с использованием химических реагентов, в том числе требующие нагрева пульпы, что сопровождается выбросом газов - оксидов азота, углекислого газа, диоксида серы.
4. процессы кислотного и бактериального выщелачивания руд с выбросом в атмосферу углекислого газа и сероводорода;
5. процесс регенерации керамических фильтрующих поверхностей азотной кислотой, взаимодействующей с сульфидными минералами с образованием диоксида азота - ядовитого газа, оказывающего вредное влияние на окружающую среду и на здоровье человека.
6. сушка концентратов в нагреваемом мазутом барабане с выбросом дыма, пыли и диоксида серы.
7. склады товарных концентратов, узлы заполнения тары при отгрузке потребителю. При складировании, погрузке и транспортировке концентратов выбросы пыли дополняются выхлопными газами транспортных средств. При складировании концентратов в закрытых хранилищах выбросы ограничиваются выхлопными газами транспортных средств при погрузке и перевозке.
8. хвостохранилище может вызывать пылевые выбросы, загрязнение водоёмов и распространять неприятный запах.

Под пылью подразумевают твердые частицы размером менее 0,1-0,5 мм. Под промышленной пылью понимают дисперсные системы, состоящие из тонких твердых частиц и воздуха (аэрозоль).

Пыль подразделяют на ядовитую и неядовитую. К первой группе относится пыль свинцовых руд, мышьяковая, ртутная, радиоактивная пыль урана, тория, теллура, асбеста и т. д., ко второй группе — пыль, содержащая свободную SiO₂ в ее кристаллической модификации (кварц, кристобалит, тридимит и др.). Дисперсный состав пыли зависит от вида ее, минералогического состава исходного материала и технологических процессов, выделяющих пыль. В таблице 3.20 приведен дисперсный состав пыли, взятой из воздуха в местах пересыпки руды из дробилки на конвейер.

Таблица 3.20 - Дисперсный состав пыли в воздухе на месте пересыпки руды из дробилки на конвейер

Количество пыли, мг/м ³	Число частиц пыли в 1 см ³ воздуха	Размер частиц, мкм			
		Содержание фракции, %			
		< 1,2	1,2-4,8	4,8-9,6	>9,0
1138	36 475	80,1	18,7	1,0	0,2
-	15 120	76,3	23,4	0,3	Необнаружено
979	17 065	78,4	19,6	2,0	

Запыленность воздуха около работающего оборудования различна и зависит от свойств перерабатываемого сырья, его влажности, герметичности кожухов и укрытий оборудования, наличия местной аспирации и др. Запыленность воздуха при грохочении колеблется: от 20 до 150 мг/м³. При отсутствии укрытий грохотов запыленность воздуха достигает 800-1000 мг/м³, а с укрытиями - снижается в 5-10 раз. Большое количество пыли выделяется при работе вибрационных грохотов. При дроблении полезных ископаемых также происходит сильное пылевыведение. Особенно это относится к молотковым дробилкам, при работе которых внутри кожуха создается избыточное давление, равное 2-3 кг/м². При работе шаровых и стержневых мельниц, если измельчение происходит в сухом виде, также образуется большое количество пыли. Конусные и валковые дробилки работают с меньшим пылеобразованием. На ленточных конвейерах больше всего выделяется пыли в хвостовой и головной частях. Особенно сильное пылевыведение происходит в местах перепадов ископаемых. Таким образом, основными причинами образования пыли являются дробление и измельчение в процессе добычи минерального сырья, а также технологической обработки и транспортирования. Появление пыли в

воздухе обуславливается работой технологического и транспортного оборудования и уборкой пыли.

В силу того, что хвостохранилища имеют большую открытую поверхность (десятки и сотни тысяч квадратных метров), сложенную мелкодисперсным пылящим материалом с различной крупностью частиц (пески, илы), оно является мощным приземным источником неорганизованного поступления загрязняющих веществ в атмосферу в результате:

1. загрязнения атмосферного воздуха за счёт пыления;
2. загрязнения земель через ветровой унос пыли.

Пылению способствуют: расположенный выше уровня земли пляж хвостохранилища большой площади, сухая и ветреная погода, сухие борта ограждающих дамб и участки между дамбой обвалования и урезом воды пруда-отстойника. Запах (например, сероводорода) может исходить от возможных химических и биологических реакций, происходящих в пруде-отстойнике.

Основными источниками загрязнения атмосферного воздуха хвостохранилищ являются высохшие поверхности пляжей, намывных из несвязных грунтов и открытые поверхности ограждающих сооружений (гребни и откосы дамб и плотин) [41]. Наибольшую опасность представляют хвостохранилища, находящиеся в стадии наращивания. Опыт эксплуатации показывает, что обеспечить подводную укладку хвостов по всей площади хвостохранилища практически не удастся. Поэтому, даже в наливных хвостохранилищах по периферии образуются надводные пляжи, которые в сухую и ветреную погоду являются постоянными источниками пыли [79].

Поднимающаяся с поверхности пыль не только отрицательно влияет на санитарно-гигиенические условия жилых массивов и промышленных предприятий, но и на состояние окружающих сельскохозяйственных угодий, которые засоряются пылевидными материалами.

3.2.2 Сбросы загрязняющих веществ в водные объекты

3.2.2.1 Общие положения

Источниками загрязнения водных объектов при обогащении являются отходы обогащения руд, складываемые в хвостохранилищах, жидкая фаза которых содержит химические вещества - флотационные реагенты, использованные при разделении минералов [89-114].

Уровень воды в хвостохранилище регулируют путем удаления воды (слива) из пруда через водосбросный колодец. Слив обычно направляют в отстойник, из которого воду после кондиционирования возвращают в оборот (при наличии оборотного водоснабжения) или очищают и сбрасывают в водоём или на рельеф местности.

Кроме планового регулируемого сброса сточных вод через дамбу хвостохранилища может просачиваться инфильтрат. Для его сбора существует обводной канал, из которого воду возвращают в хвостохранилище или сбрасывают в водоём, если по своему качеству она пригодна для этого. Инфильтрация возможна в подземные воды через дно хвостохранилища, если оно не уплотнено искусственными противофильтрационными материалами (например, полимерное плёночное покрытие, бентонит и т.п.), а грунт основания хвостохранилища является водопроницаемым.

За кислению вод и их загрязнение тяжёлыми металлами негативно влияют на водные организмы, а также на хозяйственное и рекреационное использование вод.

Производственная деятельность обогатительной фабрики может быть причиной ухудшения состояния водных объектов и почв в результате утечки горюче-смазочных материалов с мест их хранения и при эксплуатации технологического оборудования.

3.2.2.2 Характеристика техногенных вод

По источникам и процессам обогащения техногенные воды можно разделить на следующие группы:

1. сточные воды основных технологических процессов обогащения - жидкая фаза концентратов и отвальных хвостов;
2. сточные воды вспомогательных технологических процессов обогащения - сливы сгустителей и водяной пар сушильных барабанов;
3. сточные воды процессов гидрообеспыливания, газоочистки и др.;
4. сточные воды от смыва полов и стен;
5. слив хвостохранилища;
6. сточные воды узла приготовления растворов химических реагентов;
7. сточные воды, образующиеся на территории промышленной площадки как результат инфильтрации атмосферных осадков (ливневые и талые воды с открытых промплощадок усреднения и складирования руд).

Колчеданные медно-цинково-пиритные руды (размещенные в основном на Южном Урале) являются наиболее труднообогатимыми. Для выделения из них товарных концентратов цветных металлов применяют сложные технологические схемы и большой набор флотационных реагентов. Причем удельный расход флотореагентов - главного источника загрязнения сточных вод - значительно превышает расход аналогичных химических веществ, используемых при обогащении, например, Cu-Ni или Cu-Mo руд. В результате сточные воды ОФ, перерабатывающих колчеданные руды цветных металлов, по своим химическим свойствам, концентрации металлов, макро- и микрокомпонентам [11],[14],[15] значительно отличаются от вод природных водоемов - рек и озер.

Экологический ущерб от сточных вод определяется их попаданием в подземные и поверхностные воды.

Характеристика водной составляющей отвальных хвостов и техногенных вод горных предприятий Южного Урала приведены в таблицах 3.21-3.22.

Использование сточных вод со сложным химическим составом в замкнутом водообороте через хвостохранилище сдерживается необходимостью:

1. очистки оборотных вод от индифферентных примесей;
2. очистки оборотных вод от специфически действующих ионов;
3. кондиционирования оборотных вод по содержанию органических примесей;
4. удаления растворенных газов;
5. кондиционирования ионного состава вод в хвостохранилище;
6. очисткой от твердых взвесей.
7. снижения сульфатной минерализации, приводящей к отложению гипса на оборудовании.

Таблица 3.21 - Характеристика водной составляющей отвалных хвостов [114]

№ п/п	Название характеристики, компонента	Единица измерения	Значение характеристики (содержание)			
			Александринская ОФ	Учалинской ОФ	Гайский ГОК	СФ УГОК
1	Водородный показатель pH		11,65-11,787	10,0-12,1	8,8-11,0	8,15-11,65
2	Взвешенные вещества	мг/дм ³	13- 17	25,7-96,9	70	
3	Сухой остаток при t=105°С	мг/дм ³	944-1130	4242-6208	4423	29700-3422
4	Химическое потребление кислорода (ХПК)	мг/дм ³	Н.д	236,7-345,0	Н.д	Н.д
5	Биологическое потребление кислорода (БПК)	мг/дм ³	Н.д	128,0-312,5	Н.д	Н.д
6	Жесткость общая	ммоль-экв/дм ³	13,5-14,9	38,5-50,4	36,1	20,4-34,0
7	Нефтепродукты	мг/дм ³	0,03-0,07	0,0-0,07	0,58	
8	Хлориды	мг/дм ³	412,6-494,2	82,4-9100,3	49,5-251	187,8-205,6
9	Сульфаты	мг/дм ³	1620-1800	1727,9-2551,9	1845,1-2023,2	1106,6-1535,6
10	Азот аммонийный	мг/дм ³	0,09-0,19	0,22	Н.д	Н.д
11	Железо общее	мг/дм ³	0,13-0,25	0,1-3,19	0,45	0,26-0,158
12	Cu	мг/дм ³	0,014-0,024	0,011-0,099	0,16-0,0044	0,025-0,095
13	Zn	мг/дм ³	0,2- 0,06	0,016-12,613	0,063-0,00	0,34-0,35
14	Kx	мг/дм ³	Н.д	0,025-0,353	0,036	
15	Mn	мг/дм ³	<0,05	Н.д	0,002	0,049-0,018

Таблица 3.22 - Техногенные воды горных предприятий Южного Урала [114]

Показатель	ОАО «Учалинский ГОК»			Сибайский филиал ОАО «УГОК»		ОАО «Бурибайский ГОК»	
	отвальные хвосты обогатительной фабрики	отстойный пруд	дренаж хвостохранилища	слив медного сгустителя	промливневые воды	слив медного сгустителя	хвостохранилище Бурибаевского РУ
Сухой остаток, мг/дм ³	5225	2142,0	7248	872,0	2431,0	800,0	н/д
Сульфаты, мг/дм ³	1582,2	1130,0	4124,2	149,0	167,9	226,0	1004,0
Хлориды, мг/дм ³	105,3	215,0	84,2	355,0	651,9	3,5	1857,6
Медь, мг/дм ³	0,013	0,3	20,6	15,0	0,029	11,42	491,67
Цинк, мг/дм ³	2,2	2,6	172,6	2,08	0,842	1,17	73,6
Железо, мг/дм ³	н/д	0,1	53,5	4,2	0,083	0,64	112
рН	11,5	7,5	3,3	11,4	7,700	10,9	2,8
Жесткость, мг-экв/дм ³	н/д	н/д	47,4	318,0	15,90	н/д	н/д
$C_{Cu(II)} / C_{Zn(II)}$	0,005	0,115	0,12	7,8	0,034	9,76	6,4

Источником водоснабжения Гайской ОФ являются оборотная вода из хвостохранилища, свежая вода из артезианских скважин и шахтная вода. Кроме того, на фабрике существует внутренний водооборот: условные чистые стоки главного корпуса, дробильного отделения и слив медного сгустителя используются в обороте, минуя хвостохранилище.

Хвостохранилище Гайской ОФ расположено в 1,5 км от фабрики в логу, суженная часть которого перегороджена дамбой. Хвосты фабрики самотеком транспортируются до насосной станции, откуда подаются в хвостохранилище. Чаша хвостохранилища распределительной дамбой разделена на две части, предназначенные для раздельной укладки пиритных и беспиритных хвостов. Обе части хвостохранилища имеют самостоятельные сливные сооружения (колодцы и коллекторы). Осветленная вода по коллекторам поступает в сборный резервуар насосной станции оборотного водоснабжения. Дренарующие через дамбу хвостохранилища воды улавливаются специальными устройствами и отводятся в тот же резервуар оборотной воды.

В систему оборотного водоснабжения входят сборный резервуар оборотной воды, насосная станция, трубопроводы от насосной станции до водонапорной башни и далее до разводящего водопровода в главном корпусе.

Шахтные воды имеют высокое содержание растворенной меди (до 360 мг/л). Они поступают на станцию очистки, где медь извлекается цементацией. Извлечение меди достигает 90%. Хвосты после цементации поступают в отстойник кислых вод, откуда кислые воды идут в хвостохранилище для нейтрализации щелочных стоков Гайской ОФ.

На фабрике используется 60 % оборотной, 10-15 % шахтной и около 30 % свежей воды.

Часть слива хвостохранилища сбрасывается во внутренний отстойный пруд и после дополнительного отстаивания и естественной очистки направляется в р. Ташкут.

Оборотная вода фабрики характеризуется высоким содержанием растворимых солей (по сухому остатку 4554 мг/л). Это главным образом сульфат (2553 мг/л) и хлориды (498 мг/л). Содержание кальция составляет 760 мг/л, что превышает предел растворимости сульфата кальция. Ксантогенат в оборотной воде отсутствует, это дает основание полагать, что в отстойном пруду хвостохранилища воды выдерживаются достаточное время для полного разложения этого реагента. Шахтные воды даже после цементации имеют высокое содержание растворимых солей (22382 мг/л), в том числе ионов тяжелых металлов, мг/л: Cu - 32, Zn - 558, Fe - 3827 при pH 2.

Смешение шахтных вод со стоками фабрики для нейтрализации позволяет, с одной стороны, снизить рН оборотной воды, подаваемой на ОФ, с другой - очистить шахтные воды от ионов тяжелых металлов.

Количественное распределение стоков и содержание примесей в них зависит от технологической схемы обогащения, состава и типа перерабатываемых руд. Распределение примесей в стоках обогатительных фабрик, перерабатывающих полиметаллические руды, приведено в таблице 3.23.

Таблица 3.23 - Распределение стоков и примесей в них на фабриках, перерабатывающих полиметаллические руды, %

Стоки	Доля в общем потоке	Твердые взвеси и коллоиды	Индиifferentные ионы	Специфически действующие ионы	Органические соединения
Хвосты флотации	79-85	95-99	78—96	4-10	40-60
Сливы сгустителей	3-20	3	3-20	90-96	40-60
Прочие воды	1-2	2	1-2	0	0

На Кличкинской ОФ перерабатывают свинцово-цинковые руды. Обогащение ведется по схеме прямой селективной флотации с получением свинцового и цинкового концентратов. Применяются реагенты: цианид, цинковый купорос, ксантогенат, известь, медный купорос, вспениватель Т-66.

Источником водоснабжения фабрики является вода из скважин.

Сточные воды фабрики состоят из хвостов фабрики и сливов сгустителей. Количество последних составляет 2-3 %.

Составы всех стоков фабрики существенно не отличаются друг от друга: общая минерализация даже слива хвостохранилища приближается к промышленным водам из водоисточников. Кроме того, за время нахождения стоков в хвостохранилище концентрация отдельных примесей значительно снижается, например цианида на 40-50 %, меди на 60 %, цинка на 40-60 %.

Сложность в использовании слива хвостохранилища в качестве оборотной воды связана с накоплением вспенивателя. В свинцовом цикле флотации наблюдалось значительное пенообразование без дополнительной подачи вспенивателя в процесс. Цинковый цикл - при соответствующей корректировке реагентного режима не нарушался.

С целью разработки схемы кондиционирования воды были проверены следующие методы очистки от вспенивателя: окисление хлором и аэрацией, адсорбция активированным углем. Наиболее эффективным оказался метод адсорбции активированным углем при подаче его в перемешивающие операции свинцовой флотации.

Остаточная концентрация вспенивателя Т-66 в оборотной воде так велика, что при работе на оборотной воде даже при расходе угля 1000 г/т руды наблюдалось обильное пенообразование, при этом качество концентрата резко падало (содержание свинца в свинцовом концентрате снизилось с 50 до 5,8 %).

Без снижения технологических показателей обогащения в свинцовом цикле возможно использовать 30% оборотной воды, а цинковая флотация удовлетворительно проходит и при 100 %-ном обороте воды.

Если в процесс подавать 150-200 г/т активированного угля, количество оборотной воды можно довести до 70%.

Источником водоснабжения Центральной ОФ Дальневосточного ГОКа являются р. Тетюхе и Нежданкинское водохранилище, находящееся на р. Нежданке (приток р. Тетюхе).

На фабрике сливы сгустителей концентратов направляются в собственные циклы флотации, что снижает общий расход воды на 3-5%. Содержание в сливе хвостохранилища практически всех примесей значительно выше, чем в свежей воде. Содержание роданидов увеличивается практически на 3, меди — на 0,55 мг/л, увеличивается содержание кальция и магния, сульфат-ионов. Окисляемость повышается с 3,13 до 8,8 мг O₂/л. Количество растворенного кислорода снижается с 10,6 до 7,1 мг/л, обнаруживаются нефтепродукты и ксантогенаты, увеличивается рН стоков.

Источником водоснабжения Мизурской ОФ, перерабатывающей свинцово-цинковые руды, является р. Бад правый приток р. Ардон. Вода на фабрику поступает самотеком.

Слив коллектора хвостохранилища, сбрасываемый в реку Сулар-Дон, приток р. Ардон, содержит, мг/л: цианидов — 8,2, свинца — 3,25, цинка — 0,5, что значительно превышает предельно допустимые санитарные нормы.

Использование шахтных вод и сливов сгустителей в собственном цикле (70 % оборотной воды) позволяет удерживать технологические показатели обогащения практически на уровне показателей, полученных на свежей воде.

При обогащении норильских медно-никелевых руд в хвостохранилище «Лебяжье» поступают технологические стоки с хвостами переработки руд Норильской и Талнахской обогатительных фабрик, сливы сгустителей концентрата, вода с очистных сооружений Медного завода и естественный паводок. Основными загрязнителями стока являются органические флотореагенты, применяемые при обогащении руды, а также тяжелые металлы. Состав стоков, направляемых в хвостохранилище "Лебяжье", в чаше пруда доочистки стоков приведен в таблице 3.24.

Таблица 3.24 - Сточные при обогащении норильских медно-никелевых руд (х/х «Лебяжье»), мг/л*

Наименование	Ед. изм.	Значение
взвешенные вещества	мг/дм ³	36
сухой остаток	мг/дм ³	5639
сульфаты	мг/дм ³	3427
хлориды	мг/дм ³	512
железо общее	мг/дм ³	5
никель	мг/дм ³	0,26
натрий	мг/дм ³	1313
свинец	мг/дм ³	0,021
бутилксантогенат	мг/дм ³	3,494
дибутилдитиофосфат	мг/дм ³	2,101
БПК полное	мг/дм ³	6
ХПК	мг/дм ³	30
* - Техническое задание на выполнение ОТП по теме: «Разработка технологии очистки сточных вод по выпуску № 26 Норильской обогатительной фабрики», 2016		

Оборотная вода с х/х «Лебяжье» в настоящее время используется на основной площадке Норильской ОФ в технологическом процессе. Требования к качеству регламентированы стандартом предприятия (таблица 3.25).

Таблица 3. - Требования к составу стоков при флотации медно-никелевых руд*

Наименование компонента	Единицы измерения	х/х «Лебяжье»
		СТП 44577806.14.52-2-34-2009
рН	ед.	от 6,5 до 10 включ.
Плотность	г/см ³	не более 1,002
Щелочность: свободная	мг-экв/дм ³	не более 1,5
Общая	мг-экв/дм ³	не более 3,5
Сухой остаток	г/дм ³	не более 8,5
Остаток после прокаливания	г/дм ³	не более 7,5
Содержание ионов кальция	г/дм ³	не более 0,7
Содержание ионов магния	мг/дм ³	не более 50
Содержание хлорид-иона	г/дм ³	не более 0,75
Содержание тиосульфат-иона	г/дм ³	от 0,3 до 0,6 включ.
Содержание сульфат-иона	г/дм ³	от 2,4 до 3,8 включ.
Содержание орг. соединений (нефтепродукты)	мг/дм ³	не более 8,0
Содержание бутилового ксантогената калия	мг/дм ³	не более 1,5
Содержание бутилового аэрофлота	мг/дм ³	не более 2,5
Содержание вспенивателя (Т-92)	мг/дм ³	не более 3,0
Содержание ДМДК	мг/дм ³	не более 1,5
Содержание взвешенных частиц	г/дм ³	не более 0,5
* - Техническое задание на выполнение ОТР по теме: «Разработка технологии очистки сточных вод по выпуску № 26 Норильской обогатительной фабрики», 2016		

Загрязняющие вещества можно разделить на следующие группы:

1. растворенные неорганические вещества, определяющие повышенное солесодержание воды (сульфаты, хлориды и пр.);
2. специфические органические загрязняющие вещества (бутилксантогенат, дибутилдитиофосфат);
3. тяжелые металлы (никель, свинец, железо).

Для сброса воды в приемник культурно-бытового назначения необходимо снизить солесодержание стоков с 5,6 до 1 г/л с применением, например, обратного осмоса,

ионного обмена, электродиализа, выпаривания. Данные методы обессоливания позволяют также снизить содержание тяжелых металлов в воде.

Снижение концентрации специфических органических загрязнителей в сточных водах можно обеспечить различными методами очистки: химическими (окисление реагентами), физическими (отделение на обратноосмотической мембране) и физико-химическими (окисление (перекисью водорода) с физической активацией процесса УФ-облучением, коагуляция, сорбция).

3.2.3 Размещение отходов обогащения руд

Горнодобывающая промышленность России является главным источником образования промышленных твердых отходов в стране. Оценки количества образующихся и накопленных твердых отходов в горнодобывающей промышленности, их доли в общем количестве ПТО в различных источниках не совпадают и колеблются в значительных пределах [115]. По мнению разных авторов, в России ежегодно образуется от 2,45 до 4,76 млрд. т. отходов добычи и обогащения, а в отвалах и хранилищах горнодобывающей отрасли страны накоплен 1 млрд. т. твердых отходов. Считается, что в этой отрасли образуется и накапливается 85-90 % всех промышленных твердых отходов страны [115].

Эти сведения не совпадают с сообщениями Саймона Пау - руководителя группы проекта «Поддержка деятельности в области обращения с отходами в России» в рамках программы «Тасис», финансируемой Европейским Союзом и проведенной с целью оказания содействия Министерству природных ресурсов России в постепенном создании комплексной системы обращения с отходами. По мнению С. Пау, годовой объем образования отходов в России составляет 7 млрд. т, из которых 2 млрд. т (29 %) используются повторно и/или перерабатываются. [115]. Эти данные совпадают со сведениями В.Ф. Протасова [116], что неслучайно, так как В.Ф. Протасов использует данные, характеризующие максимально возможные объемы образования твердых отходов в России.

Отходы горно-обогатительного производства негативно воздействуют на окружающую среду и обуславливают существенные затраты, связанные с содержанием хвостохранилищ, требуют изъятия из хозяйственного оборота значительных земельных площадей, необходимых для ведения горных работ, на удаление и хранение отходов затрачивается в среднем от 5 до 8 % стоимости производимой продукции.

Отходы обогащения колчеданных руд цветных металлов нецелесообразно вторично использоваться в качестве строительных материалов, поскольку они содержат металлы и сернистые соединения, со временем ослабляющие прочность конструкций.

Расположенные вблизи урбанизированных территорий отходы обогащения приводят к серьезному ухудшению состояния окружающей среды, что отрицательным образом сказывается на социально-экономической и санитарно-эпидемиологической обстановке в регионе.

Наибольшее количество отходов накоплено в регионах с развитой горнодобывающей и металлургической промышленностью (Урал, Приморский край, Мурманская, Белгородская, Кемеровская, Тульская области). Ежегодно их накопление на промплощадках предприятий цветной металлургии составляет 374 млн. т. Только на территории Свердловской области на 188 техногенно-минеральных объектах складировано свыше $8,5 \cdot 10^9$ т отходов добычи и переработки различных полезных ископаемых, в том числе $1,7 \cdot 10^9$ т отходов обогащения руд, из которых только 10 % вовлекается в последующее производство.

В хвостах обогащения полиметаллических руд теряется (% отн.): 31,64-80,36 Mo; 6,36-18,57 Cd; 14,64-81,48 In; 67,78- 97,87 Ga; 69,37-92,48 Ge; 51,09-95,88 Tl; 18,67-80,29 Sb; 22,93-57,38 Se; 52,25-94,09 Te; 71,75-93,66 Re; 39,88-83,58 Bi; 58,01-78,27 Hg. В случае организации пиритной флотации можно значительно повысить извлечение Se (от 10 до 47 %), Te (от 5 до 22 %) и в той или иной степени (от 5 до 15%) извлечение ряда других компонентов (In, Tl, Bi и др.).

При обогащении медных руд извлечение Mo, Cd, Sb, Se, Te, Re колеблется в достаточно широком диапазоне значений. Практически полностью остаются в хвостах флотации In, Ga, Ge, Tl, Bi, Hg. В хвостах обогащения медных руд теряется (% отн.): 28,72-92,59 Mo; 22,54-92,08 Cd; 79,09-97,31 In; 81,42-99,54 Ga; 92,08- 98,44 Ge; 92,08-98,35 Tl; 56,49-96,88 Sb; 6,28-49,33 S; 43,43-99,54 Se; 73,24-97,00 Te; 47,88-96,18 Re; 89,59- 97,15 Bi; 89,44-99,9 Hg.

Хвосты обогащения состоят, в основном, из содержащихся в руде порообразующих минералов и рудных минералов в виде сростков сульфидов меди, свинца, цинка и железа. Они складываются в хвостохранилища для хранения. В хвостохранилище сростки сульфидов подвергаются выветриванию и выщелачиванию. Причем эти процессы в хвостохранилище из-за мелкого размера частиц отходов идут более интенсивно, чем во вскрышной породе, не подвергнутой вскрытию измельчением и обработке химическими реагентами.

Экологическая ситуация, обусловленная добычей минерального сырья и размещением отходов более чем на 25 % территории Уральского экономического района, оценивается как кризисная. Несколько меньше площади таких земель в Южном Приморье, Ханты-Мансийском АО, Тюменской области, Красноярском крае и других районах интенсивной добычи и переработки полезных ископаемых. В значительной мере с отходами связана оценка состояния водных ресурсов как "грязное" и "очень грязное" таких рек, как Лена, Амур, Обь, Алдан, в бассейнах которых нарушенные и загрязненные территории занимают более 10 %.

Накопленные отходы, представляя экологическую опасность, тем не менее, несут в себе значительную ресурсную ценность: среднее содержание меди в хвостохранилищах составляет 0,37 %, цинка - 0,39 %, серы - 21,9 %. Это зачастую выше бортового их содержания на многих вновь вовлекаемых в разработку месторождений. В соответствии с программой переработки техногенных образований Свердловской области, утилизировано более $44 \cdot 10^6$ т различных отходов, в том числе $26,2 \cdot 10^6$ т отходов добычи и обогащения руд с реализацией продукции на сумму свыше $13 \cdot 10^9$ руб.

Отходы обогащения руд характеризуются измененными физико-механическими и физико-химическими свойствами минералов, представлены агрессивной пульпой, насыщенной флотационными реагентами и имеющей рН среды 10-11, с процентным содержанием твердого в среднем 20 %.

Отходы переработки также размещают как на поверхности, так и в недрах Земли.

Складирование текущих отходов переработки наиболее труднообогатимых медно-колчеданных руд, имеющих 4 класс опасности, осуществляют без предварительной подготовки в специально построенные поверхностные емкости - хвостохранилища. Классическим является складирование в хвостохранилища намывного типа. Заключается в перекачивании хвостовой пульпы по трубопроводам на специально подготовленную площадку, огражденную дамбой — хвостохранилище. Способ отличается наименьшей стоимостью складирования, но требует строительства дамбы, способной выдержать напор отходов. (рисунок 3.1).

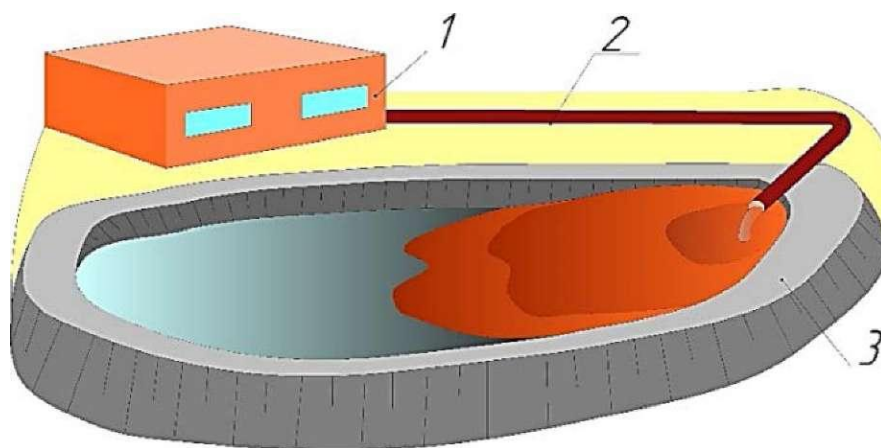


Рисунок 3.1 - Укрупненная технологическая схема складирования хвостов обогащения в хранилища намывного типа: 1 - обогатительная фабрика; 2 - пульпопровод; 3 - дамба наливного хвостохранилища

Гидравлический способ размещения текущих хвостов переработки руд без предварительной подготовки в емкость хвостохранилища, расположенного в непосредственной расчетной близости от обогатительной фабрики (ОФ) и карьера, наиболее распространен в отечественной и мировой практике работы обогатительных производств. Это объясняется тем, что данная технология:

1. проста в исполнении и менее затратная в плане механизации;
2. достаточно отработана и имеются апробированные многолетним опытом решения по формированию и эксплуатации хвостохранилищ различного типа. Так, например, осуществляется складирование отходов на Учалинском, Сибайском, Бурибаевском ГОКах, а также на обогатительных фабриках Канады, США, Японии, Австрии и др.
3. позволяет обеспечить отстой технологических вод и их возврат в оборотную сеть водоснабжения обогатительной фабрики (ОФ).

Основным недостатком такого способа размещения отходов является повышенная экологическая опасность эксплуатации поверхностных хвостохранилищ, так как при их формировании и функционировании происходит загрязнение воздуха, подземных и поверхностных вод, почвенного покрова на обширных территориях. На долю пылящих поверхностей сухих намывных пляжей, откосов дамб и плотин приходится 54 % от общего количества выбросов горного предприятия. Приконтурные пляжи мелкодисперсного песка являются мощным источником пыли, которая в жаркое и сухое время года переносится воздушными потоками при скорости более 2 м/с на окружающие территории, оседая в городах, полях и на сельскохозяйственных угодьях. Пылевые потоки

загрязняют плодородную почву металлами и ухудшают экологическое состояние воздушного бассейна в горнодобывающем регионе. Поэтому проблема предотвращения пыления хвостохранилищ требует эффективных технических решений.

Частичным решением проблемы пыления является использование технологии наливных хвостохранилищ, когда вся площадь хвостохранилища покрыта водой. Однако реализация такой технологии требует значительного водного ресурса, что само по себе наносит экологический ущерб подземной водной среде и к тому же требует весомых материальных средств на реализацию.

Из оценки негативных факторов размещения обводненных хвостов на поверхности следует, что организация хвостового хозяйства на горнодобывающих предприятиях связана со значительными затратами на постоянное наращивание дамб хвостохранилищ. Кроме того, поверхностное складирование огромных объемов агрессивного техногенного сырья, содержащего тяжелые металлы, влечет уничтожение естественной природной среды региона, как на отчужденной под хвостохранилище территории, так и на прилегающем почвенном покрове и в водных системах. Весьма высоко негативное влияние таких образований на экологическую обстановку урбанизированных районов и здоровье населения. Значительна вероятность возникновения нестабильной гидротехнической ситуации в регионе добычи и угрозы прорыва дамб. Оценить весь масштаб воздействия весьма сложно. Существующие методики нормирования допустимых концентраций загрязняющих веществ в сбросах и выбросах хвостохранилищ не учитывают всех совокупных факторов, влияющих на условия жизнедеятельности в регионах добычи и переработки минерального сырья.

С ужесточением экологических платежей за складирование отходов, в сумме составляющую до 15 % затрат на добычу и переработку руд, для предприятий особо актуальным стал вопрос размещения пород вскрыши, от проходки горных выработок, тонкодисперсных отходов обогащения руд в выработанном пространстве недр.

На отечественных и зарубежных предприятиях (Высокогорском, Гайском и других ГОКах) применяют технологию размещения (намыва) отходов обогащения руд без предварительной подготовки в отработанных пространствах карьеров под защитой возведенного искусственного массива. В этом случае карьер выполняет роль поверхностного хвостохранилища (рисунок 3.2).

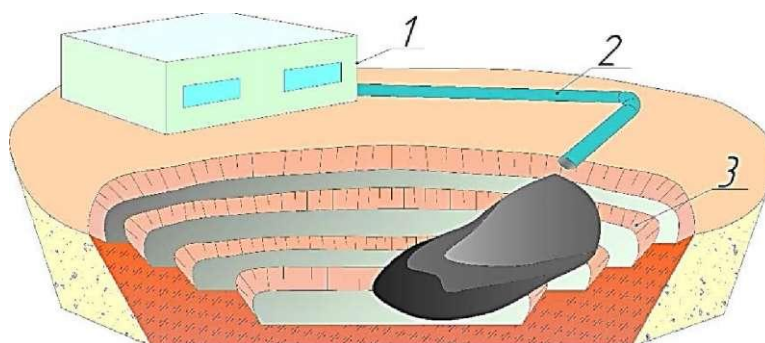


Рисунок 3.2 - Укрупненная технологическая схема утилизации отходов переработки руд в выработанном пространстве карьера: 1 - обогатительная фабрика; 2 - пульпопровод; 3 - выработанное карьерное пространство

Недостатками этого варианта утилизации являются:

1. низкая производительность по твердому;
2. возможность залпового прорыва пульпы в подземные горные выработки;
3. огромные затраты на возведение барьерного целика и гидроизолирующих перемычек, а также на откачку воды;
4. экологические проблемы - испарение воды, насыщенной реагентами, с поверхности хранилища, гипергенез и техногенез отходов переработки, ведущие за собой потери ценных компонентов.

По современным оценкам, на Южном Урале площади по отводу земли под хвостохранилища занимают более 503,7 га и имеют устойчивую тенденцию к увеличению, при ежегодном приросте текущих отходов до 15 млн.т. хвостов (таблица 3.26).

Таблица 3.26 - Характеристики хвостохранилищ обогатительных фабрик Урала [117]

Наименование показателя	Сибайская ОФ		Учалинская ОФ	Бурибайская ОФ	Гайская ОФ
	новое	старое			
Площадь по отводу земли, га	146,2	23,5	113	31	190
Период эксплуатации, лет	1966-2005	1959-1966	1969-2010	1942-1970, 1971-наст.вр	-
Ориентировочные запасы, млн.т.	14	4,5	40,8	5,5	40
Содержание основных элементов, %					
Медь	0,2	0,24	0,22	0,45	0,3
Цинк	0,25	0,43	0,63	0,21	0,23

Хвостохранилища являются объектами повышенной экологической опасности. Совокупность негативных явлений, влияющих на экологическое состояние среды, проявляется в следующих факторах: загрязненность воздушного бассейна (с поверхности площадью 1000 га порыв ветра может снести около 60 000 м³ песков); высокая агрессивность техногенных вод, их насыщенность реагентами и продуктами гипергенного разложения отходов обогащения в процессе хранения; токсичность вод и высокая вероятность аварийных ситуаций на объектах, входящих в состав хвостовых хозяйств.

При прорыве дамб возникают серьезные техногенные аварии, сопровождающиеся растеканием уложенного в сооружение токсичного материала и загрязненных вод. Аналогичная ситуация наблюдается и в мировой горной практике.

Качественной и принципиальной новизной является идея замены существующего подхода к складированию отходов в хвостохранилищах на их размещение в карьерном и подземном пространстве. В большинстве развитых стран законодательство не позволяет размещать отходы обогащения в местах, где они могут нанести вред окружающей среде и живой природе, что существенно повышает стоимость процессов управления отходами и обязует недропользователей отказаться от складирования хвостов обогащения руд путем придания им дополнительных полезных свойств.

Складирование хвостов в выработанном пространстве рудников позволяет избежать необходимости отвода дополнительных территорий для строительства хвостохранилищ и способствует рекультивации нарушенных земель. Такая технология характеризуется невысокими затратами при отсутствии риска прорыва хвостохранилищ. Однако, для устранения проблемы возможного загрязнения грунтовых вод требуется проводить обезвоживание хвостов.

Перспективные и широко применяемые технологии размещения отходов обогащения руд разработаны с появлением нового класса оборудования для обезвоживания текущих отвальных хвостов до состояния пасты – пластинчатых (рисунок 3.3) и пастовых (рисунок 3.4) сгустителей.

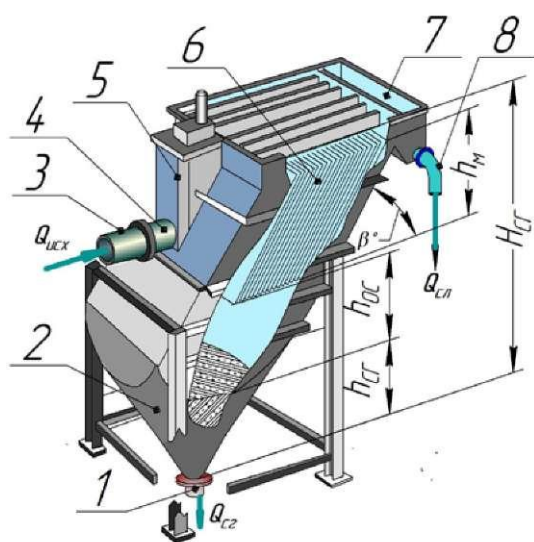


Рисунок 3.3 - Общий вид и параметры пластинчатого сгустителя: 1 - разгрузочный патрубок; 2 - бункер накопитель; 3 - загрузочный трубопровод, 4 - входной патрубок; 5 — приемная емкость; 6 - наклонный модуль; 7 сливной лоток; 8 - патрубок верхнего слива; $Q_{вх}$ - расход пульпы на входе в сгуститель, $Q_{сг}$ - расход сгущенной смеси, $Q_{ос}$ - расход осветленной воды, $h_{ос}$ — высота зоны осветления; $h_{сг}$ - высота зоны сгущения; $H_{сг}$ - высота сгустителя; β - угол наклона модуля пластин.

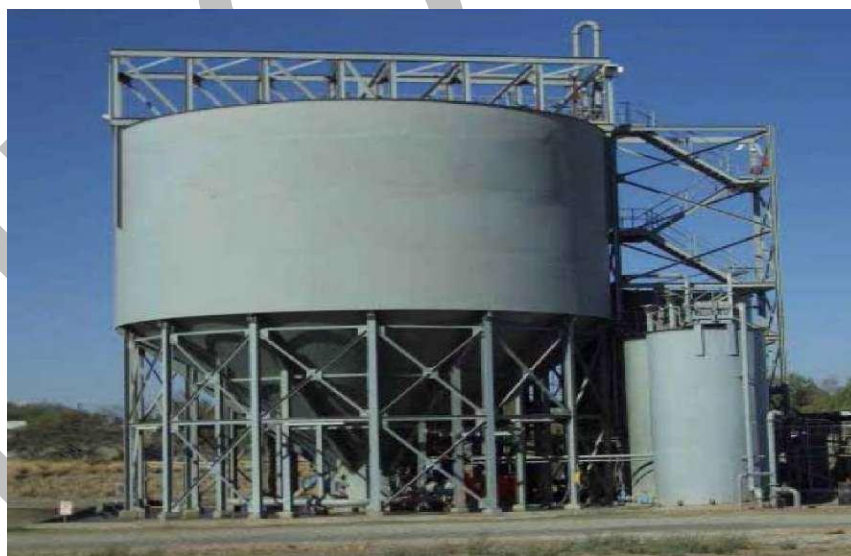


Рисунок 3.4 – Общий вид пастового сгустителя

Технология пастовой закладки позволяет использовать выработанное пространство карьера, в том числе при комбинированной геотехнологии, в качестве емкости для

складирования отходов обогащения руд. Минимальное выделение воды из пастовой закладочной смеси, снижает риск затопления участка ведения подземных работ под дном карьера, что позволяет проводить рекультивацию его выработанного пространства, на этапе развития подземных горных работ.

Особенность технологии размещения текущих хвостов обогащения руд в выработанное горное пространство состоит в том, что они подаются в карьерное или подземное пространство в виде продукта, обезвоженного (сгущенного) до состояния пасты (процент твердого около 70 %), а для изоляции сооружается искусственный массив требуемой мощности. Также для защиты от затопления подземных выработок, имеющих связь с карьером, необходимо строительство водонепроницаемых перемычек (ВНП), обеспечивающих возможность откачки технологических вод, предотвращающих прорыв воды и жидкой пульпы хвостов в подземные выработки рудника. Реализация данной технологии сопряжена с увеличением водопритоков в подземные выработки, что требует установки дополнительных насосных установок в подземном руднике и плавучих насосных станции в образующихся в карьере прудках отстоя воды (рисунок 3.5).

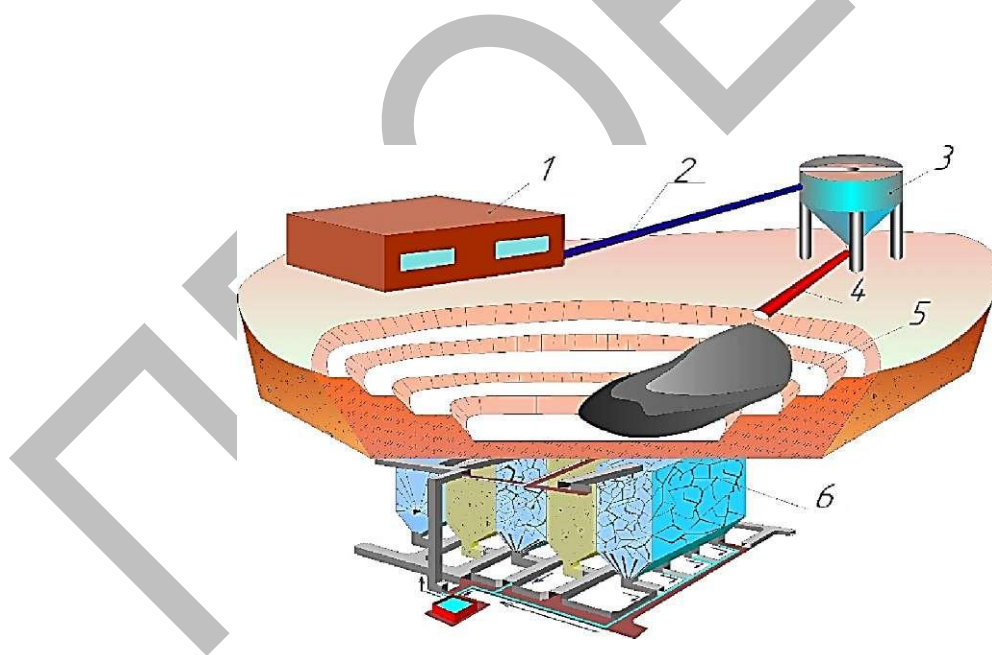


Рисунок 3.5 - Принципиальная технологическая схема размещения пастообразных хвостов в выработанном пространстве карьера при комбинированной геотехнологии: 1 - обогатительная фабрика; пульпопровод; 3 - пастовый сгуститель; 5 - выработанное пространство карьера; 6 - подземные горные выработки.

Использование отработанных карьеров для внутреннего отвалообразования является примером комплексного подхода к освоению участков недр Земли. Данный способ применяется для решения проблем сокращения затрат на транспортирование вскрышных пород и уменьшения изъятых территории на поверхности Земли для размещения отходов добычи полезных ископаемых

Использование выработанного пространства карьеров для размещения промышленных отходов различных отраслей промышленности позволит решить проблему изъятия земель, в том числе сельскохозяйственного назначения, необходимых под строительство специализированных полигонов.

Свою особенность имеет размещение хвостов обогащения в выработанном подземном пространстве. Организация такого способа утилизации требует для своей реализации двух условий - баланс объемов подземных пустот и складироваемых отходов, наличия известных технологий размещения этого вида отходов в подземном пространстве [10-13]. Первое условие связано с состоянием выработанного пространства. При системах с открытым очистным пространством существует потенциальная возможность последующего погашения пустот путем заполнения отходами производства.

При системах с закладкой выработанного пространства используют отходы переработки руд, как при формировании несущих массивов, так и в качестве сыпучей закладки [46]. Ограничения в полном использовании хвостов для закладки подземного выработанного пространства создает их шламовая часть. Преодолевают это ограничение путем совершенствования способа подачи техногенной смеси в выработанное подземное пространство, используя добавки, связывающие воду и шламовую часть соответствующим образом подготавливая закладочную массу. Используют механическую или пневматическую подачу обезвоженных материалов, гидравлическую подачу тиксотропных смесей.

Одна из наиболее распространенных схем утилизации текущих хвостов обогащения в выработанном подземном пространстве - это пастообразная закладка выработанного пространства рудника с установкой узла обезвоживания на дневной поверхности. Данная технология предусматривает строительство узла обезвоживания на промплощадке подземного рудника, строительство гидроизоляционных перемычек. Преимуществом данной технологии является отказ от складирования текущих хвостов в хвостохранилища, снижение экологической нагрузки на окружающие территории, использование оборотной воды. Основным недостатком являются высокие затраты на строительство комплекса обезвоживания, подземного закладочного комплекса (ПЗК), на транспортирование пастообразной закладочной смеси.

На рисунке 3.6 приведена принципиальная технологическая схема утилизации в выработанном подземном пространстве обезвоженных до влажности 8 % хвостов обогащения.

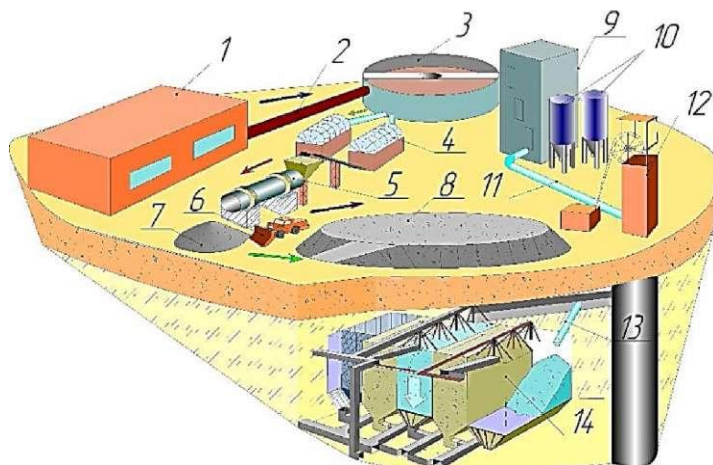


Рисунок 3.6 - Технологическая схема утилизации полностью обезвоженных хвостов обогащения в выработанном пространстве подземных камер: 1 - обогатительная фабрика; 2 - пульпопровод; 3 - радиальный сгуститель; 4 - дисковые вакуум фильтры; 5 - барабанная сушилка; 6 - погрузочно-доставочная машина; 7 - высушенный кек; 8 - отвал; 9 - поверхностный закладочный комплекс; 10 - цементные силоса; 11 - закладочный трубопровод; 12 - копёр; 13 - приемная воронка; 14 - закладываемое подземное пространство.

Данная технологическая схема применялась на Учалинском ГОКе при подготовке текущих хвостов обогащения для их дальнейшей утилизации в шахте.

Альтернативным вариантом утилизации обводненных тонкодисперсных отходов обогащения в шахте является - размещение узла обезвоживания непосредственно в недрах Земли, особенно когда фабрика находится на значительном расстоянии от подземных выработок (например, Эльконский ГМК). Размещение оборудования для обезвоживания в недрах Земли является инновационным направлением, позволяющим: транспортировать пульпу по горизонтальным выработкам на дальние расстояния; складировать вредные токсичные вещества непосредственно в недрах; высвободить площади земель, занимаемых под размещение отходов обогащения; освоить объемы подземного пространства; вовлекать хвосты обогащения для приготовления закладочных смесей вблизи закладываемых камер; исключить капиталовложения на строительство ПЗК и узла обезвоживания на поверхности. Естественно, при реализации данной технологии необходимо увеличение мощности насосов для обратного водоснабжения и откачки воды на фабрику.

Для рудных месторождений распространение получила засыпка внутреннего пространства располагающихся вблизи отработанных карьеров. Такой способ использования выработанного пространства применен на карьере «Старый Сибай» Башкирского медно-серного комбината, Юго-восточном участке карьера «Объединенный» на Учалинском ГОКе, карьерах объединений «Южуралникель», «Севбокситруда», Донского ГОКа и др.

При системах с открытым очистным пространством и с закладкой выработанного пространства существует потенциальная возможность последующего погашения пустот путем заполнения их отходами производства. При системах с закладкой возможно использование отходов, как при формировании искусственных твердеющих массивов, так и в качестве закладочных материалов.

Вовлечение отходов добычи и обогащения руд в производство твердеющих закладочных смесей является важным направлением по пути к сокращению объемов накопления отходов.

Твердеющая закладка получила широкое применение благодаря своему основному преимуществу - возможности создания монолитного массива необходимой прочности. Широкое применение данной закладки сдерживает только экономический фактор. С повышением на мировом рынке цены на продукцию горной промышленности и с использованием в составе закладочной смеси более дешевого вяжущего стало возможным применение данного способа закладки и при добыче низкоценного сырья. Твердеющая закладка на основе отходов добычи так же применяется на Бурибаевском, Гайском и Красноуральском ГОКах.

Для собственных нужд Учалинского ГОКа на базе отвалов диабазового камня действует дорожно-строительное производство, производящее фракционированный щебень марки «1100-1200» и дробленый песок марки «700-800», для приготовления 1м³ закладочной смеси используют 1400-1600 кг диабазовых пород. За год для закладки выработанного пространства Учалинской шахты и производства строительных работ используют от 600 до 850 тыс. м³ диабазового камня в год.

Обязательным условием для применения твердеющей закладки является, помимо наличия в отходах обогатительной фабрики минералов Са, Mg и Al, содержание тонкого класса крупности около 50-70 % класса -74 мкм.

Хвосты обогащения Сибайской обогатительной фабрики складированы в двух хвостохранилищах - старогоднем, площадью 23,5 га, законсервированном в 1965 г и новом, состоящим из трех отсеков общей площадью 146,2 га. Хвосты представляют

собой тонкоизмельченный материал (таблица 3.27), представленный на 95 % классом - 0,044+0 мм.

Таблица 3.27 - Гранулометрический состав текущих хвостов обогащения Сибайскойобогатительной фабрики [117]

Хвостохранилище	Распределение по классам крупности, %					
	+0,074	-0,074 +0,044	-0,044 +0,028	-0,028+0,014	-0,014+0,007	-0,007
Старогоднее	8,1	17,1	8,5	23,5	23,0	19,8
Новое	0,08	4,8	20,4	34,8	12,3	26,9

Хвостохранилище обогатительной фабрики № 1 комбината «Печенганикель» АО «Кольская ГМК» в г. Заполярный Мурманской обл. эксплуатируется с 1965 г. Объем хвостов составляет более 250 млн. т. Для хвостов характерно преобладание фракции с размером зерен -0,1 мм, во многих случаях до 50 % зерен имеет крупность -0,044 мм. В составе хвостов обогащения преобладают серпентины (60 %). В заметных количествах присутствуют пироксены, амфиболы, тальк, хлориты, кварц, полевые шпаты. Основными рудными минералами являются магнетит, пирротин, пентландит, халькопирит. Общее содержание сульфидных минералов составляет 1-3 %.

На транспортирование закладочной смеси по трубопроводам оказывает положительное влияние содержание глинистых и пылевидных частиц. Данный факт обусловлен тем, что крупные фракции инертного заполнителя находятся во взвешенном состоянии, препятствуя расслоению раствора во время движения его по трубопроводу.

Основная масса текущих хвостов обогащения медно-колчеданных руд (90-92%) представлена частицами крупностью -0,044 мм. Класс крупности -0,044+0,02 мм составляет 43,44%, а класс крупности -0,074+0,044 мм - 8% от общей массы хвостов, при этом средний медианный размер зерен составил 0,022 мм. Поэтому текущие хвосты обогащения по литологическому типу классифицируются как техногенный песчано-глинистый алеврит [9] и могут быть, после предварительного обезвоживания, использоваться в качестве основного материала для гидравлической закладки или как компонент для приготовления твердеющей закладочной смеси при закладки выработанных пространств (таблица 3.28).

Таблица 3.28 - Гранулометрическая характеристика отходов обогащения медно-колчеданных руд Учалинской обогатительной фабрики [117]

Класс крупности, мм	Текущие хвосты		
	Выход, γ, %	$\sum \gamma_+$	$\sum \gamma_-$
-0,1 + 0,074	2	2	100
-0,074 + 0,044	8	10	98
-0,044 + 0,02	43,44	53,44	90
-0,02 + 0,01	20,12	73,56	46,56
-0,01 + 0,005	10,52	84,08	26,42
-0,005 + 0	15,92	100	15,92
Итого:	100		

Применение хвостов обогащения для производства твердеющей, пастообразной или гидравлической закладки позволяет, с одной стороны, упростить технологическую схему производства закладочной смеси за счет отсутствия необходимости дробления и измельчения пород, а с другой - утилизировать хвосты обогащения в подземном пространстве, избежав, таким образом, опасностей, связанных с негативным влиянием материала хвостов на окружающую среду (таблица 3.29).

Таблица 3.29 - Объемы пустот отработанных карьеров Южного Урала [117]

Наименование карьера	Объем выработанного пространства, млн.м3	Наименование карьера	Объем выработанного пространства, млн. м3
Гайский №1	139,5	Учалинский	150,9
Гайский №2	12,3	Сибайский	190,8
Гайский №3	57,5	Камаган	12,4

В России в настоящее время только ограниченная часть обезвоженных хвостов используется для закладки выработанного пространства на предприятиях Норильского горно-металлургического комбината, Уральской горно-металлургической компании, подземных рудниках Казахстана и других (рисунок 3.7).

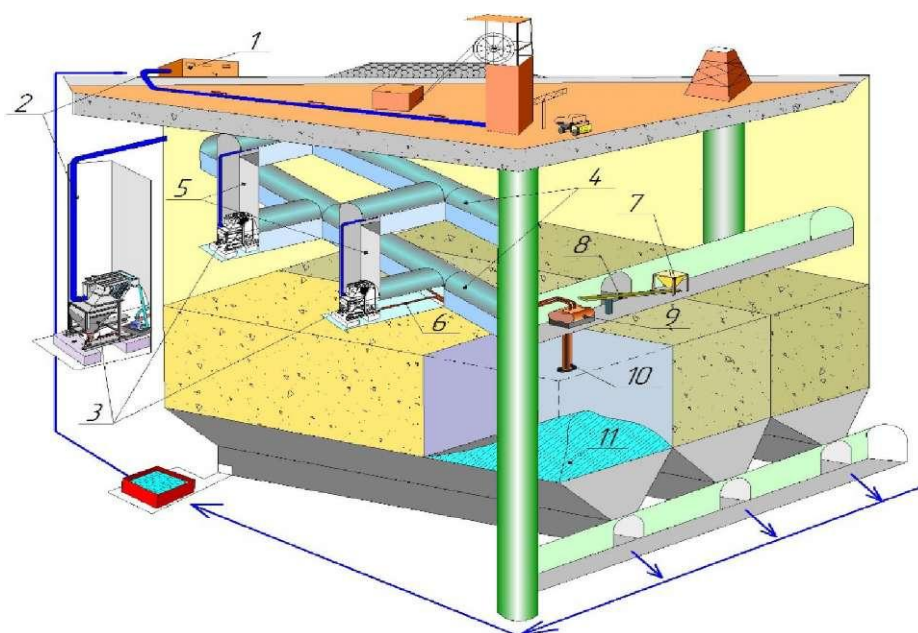


Рисунок 3.7 - Горнотехническая система с приготовлением закладочной смеси на основе обезвоженных хвостов обогащения руд в подземных выработках: 1 - обогатительная фабрика; 2 - пульпопровод, 3 - вертикальный сгуститель; 4 - горная выработка; 5 - вентиляционный восстающий; 6 - трубопровод для сгущенных хвостов; 7 - дозирующий бункер; 8 - конвейер; 9 - смеситель; 10 - закладочный трубопровод; 11 - закладочный массив

Из практики работы подземных рудников следует, что применение твердеющей закладки экономически оправдано при разработке медно-колчеданных месторождений и, как правило, приводит к снижению капитальных затрат на вскрытие месторождений и связанных с ним эксплуатационных расходов. Однако, высокая металлоемкость закладочных комплексов предопределяет их стационарное расположение и ограничивает область применения систем с твердеющей закладкой. При этом постоянное перемещение очистных работ приводит к увеличению расстояния транспортирования твердеющей смеси, что требует дополнительных затрат на сохранение её технологических свойств и на перемещение смеси.

Указанных недостатков лишена горнотехническая система, предусматривающая приготовление закладочной смеси в подземных горных выработках с использованием отходов от проходки горных выработок и радиометрической сепарации руд в качестве инертного заполнителя (рисунок 3.8).

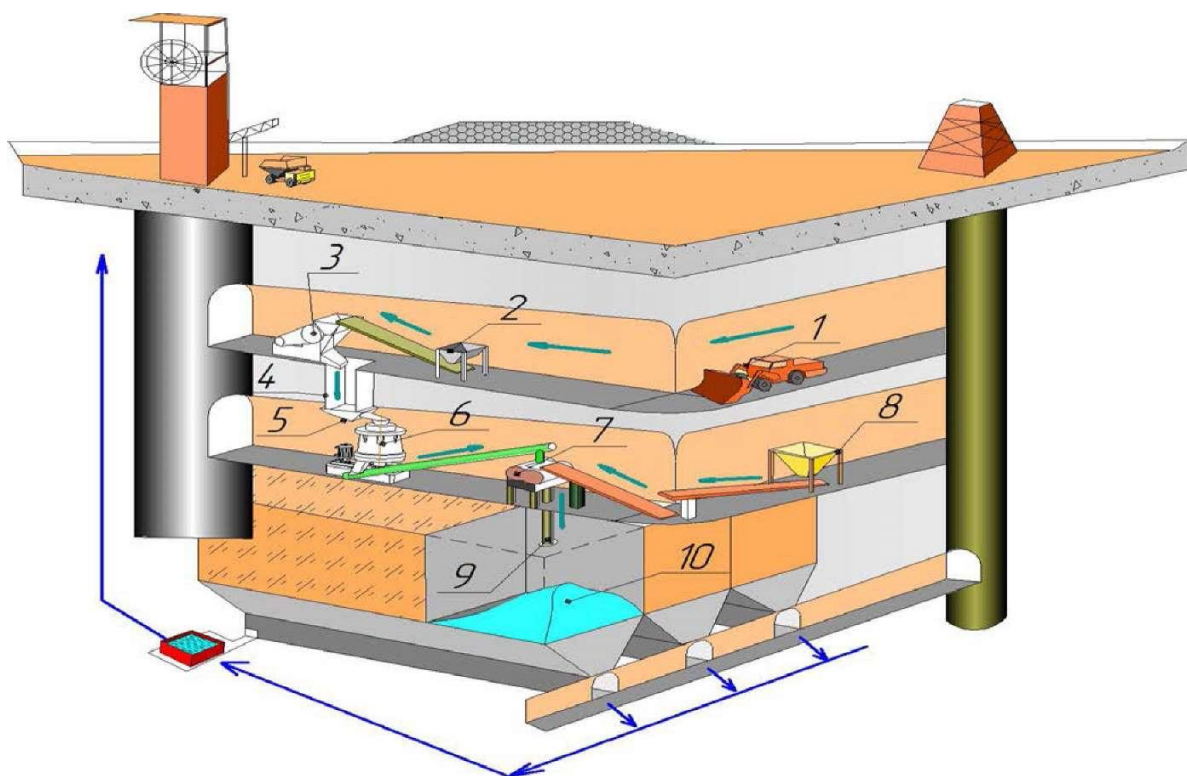


Рисунок 3.8 - Горнотехническая система закладки выработанного пространства на основе отходов горных работ, с подготовкой наполнителя в подземном выработанном пространстве: 1 - ПДМ; 2 - приемный бункер; 3 - щековая дробилка; 4 - рудоспуск; 5 - бункер-накопитель; 6 - конусная инерционная дробилка; 7 - смеситель; 8 - цементный силос; 9 - закладочная скважина; 10 - закладываемое выработанное пространство

Не смотря на огромный накопленный опыт в области создания новых технологий складирования отходов добычи и переработки руд, горнорудные предприятия весьма медленно внедряют в технологический процесс современные наработки. Это объясняется тем, что нововведения всегда требуют значительных капиталовложений, что значительным образом влияет на себестоимость добытой руды, да и технологии складирования традиционным способом уже отработаны годами. Это приводит не только к росту масштабов накопления на дневной поверхности техногенных образований, но и в последствии может привести к глобальной экологической катастрофе.

На рисунке 3.9 приведена классификация технологических и конструктивных решений по размещению отходов горно-обогатительных предприятий, позволяющая выбрать решение, соответствующее конкретным условиям добычи и обогащения руд. Технологии предполагают размещение техногенных отходов в открытом и подземном пространстве и в полной мере учитывают особенности физико-механических, химических и технологических свойств отходов.

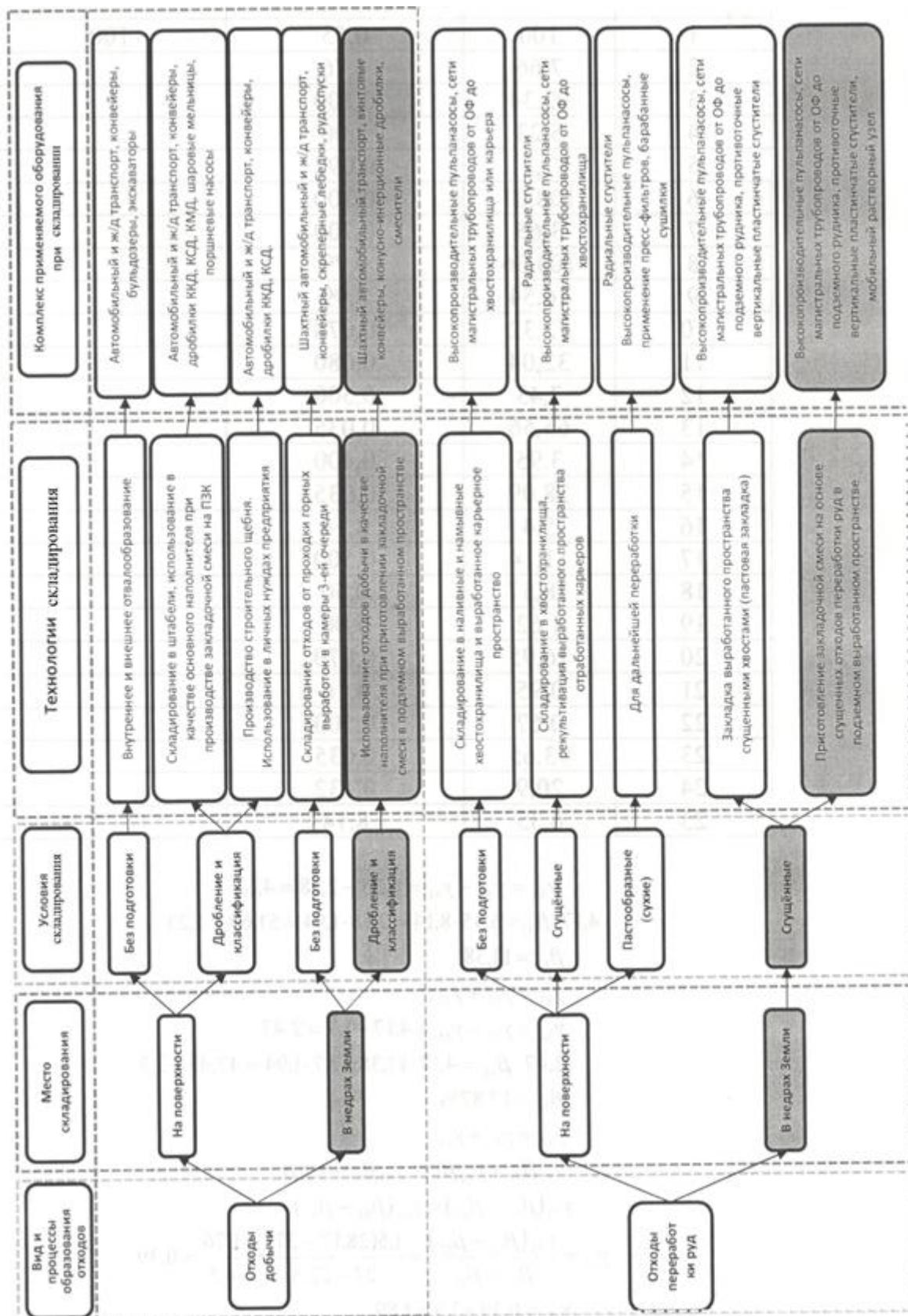


Рисунок 3.9 - Классификация технологических и конструктивных решений по размещению отходов горно-обогатительных предприятий в открытом и подземном пространстве

3.3 Основные эмиссии

Основные эмиссии в окружающую среду при добыче и обогащении руд цветных металлов приведены состоят в следующем:

1. выбросы загрязняющих веществ в атмосферу (твердых веществ (пыли), газообразных веществ, рудничных газов);
2. сбросы загрязненных сточных вод (шахтных и карьерных, от обогащения руд);
3. образование отходов (вскрышные и вмещающие породы, хвосты обогащения);
4. физические факторы воздействия (шум, вибрация, освещение, электромагнитное излучение);
5. утрата природного ресурса (уничтожение растительного покрова, погребение почв, осушение поверхностных водных объектов - малых рек, ручьев, прудов и пр., местообитаний).

3.4 Определение маркерных веществ

Необходимыми условиями при выделении маркеров выбросов предприятий являются:

1. наличие достоверных данных о профиле выбросов предприятия (при этом состав и структура выбросов определяются технологией производства и характеризуются тесной корреляционной связью выбрасываемых компонентов);
2. профиль выбросов не претерпевает существенных изменений в динамике (за время, в течение которого определяется и используется в системе мониторинга вещество-маркер);
3. из перечня веществ, выбрасываемых отдельным предприятием, выбираются те, которые характеризует работу предприятия в целом - маркер выбросов предприятия (таблицы 3.30, 3.31).

Таблица 3.30 — Маркерные вещества для выбросов (атмосферного воздуха) и сбросов (водных объектов)

Маркерное вещество	Этап геолого-разведочных работ					Этап строительства						Этап эксплуатации							Этап ликвидации			
	строительство временных дорог и других коммуникаций	Ведение горно-буровых работ	пробная добыча, погрузка и транспортировка горной массы	осушение разведочных горных выработок	эксплуатация техники и оборудования	инженерная подготовка территории	ведение горно-капитальных работ	строительство площадных объектов	строительство линейных объектов	осушение горных выработок	эксплуатация техники и оборудования	вскрышные и добычные работы	обогащение полезного ископаемого	погрузка, транспортировка горной массы	осушение горных выработок	дегазация горных выработок	операции по размещению отходов добычи и обогащения	эксплуатация техники и оборудования	текущая рекультивация нарушенных земель	консервация/ликвидация горных выработок	демонтаж зданий и сооружений	эксплуатация техники и оборудования
Выбросы загрязняющих веществ в атмосферу																						
При массовом взрыве в карьере:	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	+	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
сернистый ангидрид																						
сероводород																						
сернистый ангидрид																						
формальдегид																						
акролеин																						
пыль																						
Работа экскавационных и транспортирующих машин с двигателем внутреннего сгорания (экскаваторы с дизельным приводом, погрузчики, скреперы,	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+

Карьерные, шахтные и подотвальные воды, слив хвостохранилища:	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	+	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Взвешенные вещества	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	+	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Плавающие при меси (вещества)	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	+	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Запахи и привкусы	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	+	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Окраска	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	+	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Температура	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	+	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Реакция (рН)	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	+	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Минеральный состав	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	+	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Растворенный кислород	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	+	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Биохимическая потребность в кислороде (БПК)	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	+	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Возбудители заболеваний	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	+	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Ядовитые вещества	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	+	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-

Таблица 3.31 - Маркерные вещества для атмосферного воздуха и водных объектов при добыче руд цветных металлов

Маркерные вещества для выбросов в атмосферу					
Подземные горные работы					
Буровзрывная отбойка	CO ₂	CO	SO ₂	H ₂ S	NO ₂
Выделение газов из пород	CH ₄				
Пожары, взрывы метана и пыли	CO ₂	CO	SO ₂	H ₂ S	NO ₂
Гниение органических веществ	H ₂ S				
Разложения сернистого колчедана	H ₂ S				
Дробление горных пород	пыль				
Машины с двигателями внутреннего сгорания	газы				
Процессы в отвалах	пыль	CO ₂	CO	SO ₂	H ₂ S
Открытые горные работы					
Буровзрывная отбойка	пыль	CO ₂	SO ₂	H ₂ S	NO ₂
Машинное разрушение пород	пыль				
Движение транспортных машин	пыль				
Эрозия поверхности откосов карьеров	пыль				
Эрозия поверхности отвалов	пыль				
Машины с двигателями внутреннего сгорания	газы				
Маркерные вещества для сбросов в водные объекты					
Взвешенные вещества и мелкие механические примеси	породы		руды		
Минеральные рудные вещества	хлориды		сульфаты	соли	
Органические примеси	нефтепродукты		фенолы		
Бактерии					

РАЗДЕЛ 4 ОПРЕДЕЛЕНИЕ НАИЛУЧШИХ ДОСТУПНЫХ ТЕХНОЛОГИЙ

Термин "наилучшие доступные технологии" (НДТ) определен в Федеральном законе № 7-ФЗ ([1]).

Под "технологией" в целом понимают совокупность методов обработки, изготовления, изменения состояния, свойств и формы сырья, материалов или полупродуктов, осуществляемых в процессе производства продукции. Здесь имеют в виду и собственно технологию, и способ, с помощью которого описываемый объект спроектирован, построен, эксплуатируется и выводится из эксплуатации. Это не только технология производства, но и различные технические и нетехнические методы повышения экологической результативности (экологический менеджмент, управленческие решения).

Под "доступной" понимают экономически целесообразную и неуникальную технологию, которая достигла уровня, позволяющего обеспечить ее внедрение в той отрасли горного производства, которая отвечает за добычу и обогащение руд цветных металлов, с учетом экономической и технической обоснованности, затрат и преимуществ; при этом технология должны быть реализована хотя бы на двух предприятиях отрасли.

Под "наилучшей" понимают технологию, обеспечивающую охрану окружающей среды и ресурсосбережения (ресурсы здесь - сырье, вода, энергия) в максимальной мере.

Порядок определения технологии в качестве наилучшей доступной технологии определен Постановлением Правительства российской Федерации от 23 декабря 2014 г. № 1458 "О порядке определения технологии в качестве наилучшей доступной технологии, а также разработки, актуализации и опубликования информационно-технических справочников по наилучшим доступным технологиям ([7]), на основании которого Министерство промышленности и торговли Российской Федерации разработало "Методические рекомендации по определению технологии в качестве наилучшей доступной технологии".

Согласно перечисленным документам, при отнесении технологических процессов, технических способов и методов, оборудования к НДТ необходимо руководствоваться следующими критериями:

- а) наименьший уровень негативного воздействия на окружающую среду в расчете на единицу времени или объем производимой продукции (товара), выполняемой работы, оказываемой услуги либо соответствие другим показателям воздействия на окружающую среду, предусмотренным международными договорами Российской Федерации; приоритетным, оказывающим наименьшие отрицательные воздействия на окружающую среду, рекомендовано считать воздействие от отходов, затем выбросов в воду и загрязнение почвы; воздействие от выбросов в воздух рекомендовано рассматривать как фактор, имеющий наибольший отрицательный эффект;
- б) экономическая эффективность внедрения и эксплуатации; анализ экономической эффективности заключается в оценке затрат на внедрение и эксплуатацию технологии и выгоды от ее внедрения методом анализа затрат и выгод; в процессе оценки целесообразно разделять объекты на новые и действующие;
- в) применение ресурсо- и энергосберегающих методов;
- г) период внедрения;

д) промышленное внедрение технологических процессов, оборудования, технических способов, методов на двух и более объектах в Российской Федерации, оказывающих негативное воздействие на окружающую среду.

В качестве источников информации о применяемых на практике технологиях, относящихся к НДТ, использованы проект европейского справочника НДТ по наилучшим экологическим практикам в горнодобывающей промышленности (металлические руды), сведения, полученные в результате анкетирования предприятий отрасли, результаты научно-исследовательских работ, а также информация, полученная в ходе консультаций с профильными экспертами.

Наилучшие доступные технологии и методы, а также - в необходимых случаях - соответствующие им технологические показатели (значения концентрации выбросов) определены технической рабочей группой применительно к следующим основным процессам добычи и обогащения руд цветных металлов:

- 1) проектирования и безопасного функционирования горнотехнических систем, основанных на комбинированных физико-технических и физико-химических геотехнологиях освоения природных и техногенных месторождений
- 2) процессы подготовки сырья к обогащению и его опробование: грохочение, дробление, классификация в водной и воздушной средах, измельчение;
- 3) основные процессы обогащения: гравитационное обогащение (промывка, обогащение в тяжелых суспензиях, отсадка, концентрация на столах, обогащение на винтовых и центробежных концентраторах), магнитное и электрическое обогащение, флотация (флотационные реагенты, флотационные машины, схемы и режимы флотации);
- 4) специальные и вспомогательные процессы обогащения: усреднение руд, рудосортировка - рудоразборка, радиометрические методы обогащения, избирательное дробление, измельчение, истирание и специальные методы раскрытия минералов, комбинированные процессы - флотогравитация, магнитогидродинамическая, магнитогидростатическая и магнитогравиметрическая сепарация, обезвоживание - сгущение, фильтрование, сушка, химические процессы в комбинированных схемах обогащения руд;
- 5) сточные воды, их очистка и использование при обогащении руд;
- 6) контроль и управление процессами обогащения
- 7) новые направления в области добычи и обогащения руд цветных металлов.

Требования минимума затрат материальных и трудовых ресурсов, полного и комплексного использования запасов недр, охраны других природных ресурсов и сложность горных задач обуславливают при определении наилучших доступных технологий применение методов экономико-математического моделирования, расчетов на ЭВМ системы автоматизированного проектирования рудников.

Основные задачи горного производства:

- добыча необходимого количества руд;
- обеспечение приемлемых экономических показателей;
- обеспечение безопасности для работников и окружающей среды.

Основная задача при определении наилучших доступных технологий заключается в учете факторов, обеспечивающих достижение высоких показателей при использовании технических решений на основе учета горно-геологических, технико-технологических параметров и экономических параметров и возможностей решения проблем развития горных предприятий: комплексное освоение недр; много-профильность; этапность разработки; возможность мониторинга состояния окружающей среды; перспектив модернизации.

Технико-экономические показатели технологии разработки формируются систематизацией и анализом статистических данных, натурных и лабораторных исследований и опытной отработки месторождений.

Производственная мощность предприятия – максимально возможный выпуск продукции при полном использовании оборудования и площадей с учетом применения передовой технологии и организации производства в зависимости от величины балансовых запасов. Для рудников и шахт она составляет от десятков тысяч до нескольких миллионов тонн, для карьеров - десятки миллионов тонн.

Требования к технологии по охране недр и окружающей среды:

- максимально полное извлечение из недр и рациональное использование запасов основных и совместно залегающих полезных ископаемых;
- недопущение вредного влияния работ, связанных с пользованием недрами, на сохранность запасов полезных ископаемых;
- охрана месторождения от затопления, обводнения и других факторов, снижающих качество полезных ископаемых и промышленную ценность месторождения или осложняющих его разработку;

- предотвращение вредного влияния работ, связанных с использованием недрами, на сохранность эксплуатируемых и находящихся на консервации горных выработок и скважин, а также подземных сооружений;
- предотвращение загрязнения недр при сбросе сточных вод, при захоронении вредных веществ и отходов производства, а также при подземном хранении нефти, газа и иных вредных веществ и материалов;
- обеспечение охраны атмосферного воздуха, земной поверхности, лесов, вод и других природных ресурсов, а также зданий и сооружений от вредного влияния горных работ;
- приведение земельных участков в безопасное и пригодное для использования в народном хозяйстве состояние в соответствии с земельным законодательством.

Показатели для оценки влияния на здоровье населения:

- расходы на лечение и социальное обеспечение по нетрудоспособности;
- снижение доходов производства от невыходов на работу вследствие экологически обоснованных болезней.

Статистический показатель заболеваемости:

$$R = 0,85 \cdot \lg(P/P_0),$$

где R - увеличение заболеваемости, доли от общей заболеваемости при пороговом уровне загрязнения; P – индекс загрязнения; P₀ – пороговое значение индекса загрязнения.

Интегральный показатель- индекс загрязнения:

$$P = \left(\sum_i (\eta_i/\eta_{oi})^2 \right)^{\frac{1}{2}},$$

где η_i – концентрация *i*-ого ингредиента; η_{oi} – ПДК *i*-ого ингредиента.

Ущерб окружающей среде:

$$Y_b = \delta \cdot f \cdot M,$$

где δ - показатель относительной опасности нарушения среды (0,05-1,0); f - коэффициент характера нарушения среды; M - масса ликвидации ущерба проведением мероприятий.

$$M = \sum A_i m_i n_i ,$$

где n_i - количество факторов поражения среды; A_i - показатель агрессивности примеси n -го вида; m_i - масса снижения влияния примеси n -го вида на среду.

Ущерб от изъятия из землепользования участков под хвостохранилища:

$$Y_{из} = Y_i S_n + B,$$

где Y_i - удельный ущерб, нанесенный 1 га земли, ден. ед.; S_n - площадь изъятых земель; B - убытки от использования земли не по назначению, ден.ед./га.

Ущерб от нарушения почв:

$$Y_{п} = K_s f M_n,$$

где K_s - показатель опасности загрязнения почв (0,05...1,0); f - коэффициент радикальности разрушения почв; M_n - приведенная масса снижения ущерба.

$$M_n = \sum A_i \cdot M_i \cdot n,$$

где n - факторы поражения почв; A_i - индивидуальный показатель агрессивности каждого из n -факторов; M_i - масса снижения влияния твердых отходов n -видов.

Ущерб от нарушения водной среды:

$$Y_{в} = K_s f M_{в}.$$

Ущерб от воздействия на население:

$$Y_{о} = Y_{чп} + Y_{сс} + Y_{зл},$$

где $Y_{чп}$ - недополучение продукции вследствие заболевания трудящихся; $Y_{сс}$ - выплаты из фонда социального страхования; $Y_{зл}$ - затраты на лечение заболеваний.

Ущерб от разрушения земной поверхности:

$$Y_{р} = Y_{из} + Y_{п} + Y_{х},$$

где $Y_{х}$ - непрогнозируемые последствия обрушений.

Ущерб от поражения флоры и фауны:

$$Y_{фф} = \sum_1^m (A_{п} Ц_{п} - A_{д} Ц_{д}) + \sum 3,$$

где m – количество видов флоры и фауны; A_n и A_d – количество флоры и фауны после и до использования новой технологии; C_n и C_d – цена флоры и фауны после и до использования новой технологии; ΣZ - затраты на охрану окружающей среды от пыле-газовых продуктов разработки месторождения. Суммарный ущерб от работы горного предприятия:

$$\sum Y_9 = f(x) (dx_1 + dx_2 + \dots + dx_n),$$

где $x_1 \dots x_n$ - факторы влияния на окружающую среду.

Условие сохранения живым веществом способности к самовосстановлению.

$$Y_{oc} < ИПЖ,$$

где Y_{oc} – комплексный ущерб экосистемам от хвостохранилища; ИПЖ – интегральный предел жизнеспособности биоты.

РАЗДЕЛ 5 НАИЛУЧШИЕ ДОСТУПНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ

В соответствии с Федеральным законом от 21 июля 2014 г. № 219-ФЗ "О внесении изменений в Федеральный закон "Об охране окружающей среды" и отдельные законодательные акты Российской Федерации ([118]) НДТ - это технология производства продукции (товаров), выполнения работ, оказания услуг, определяемая на основе современных достижений науки и техники и наилучшего сочетания критериев достижения целей охраны окружающей среды при условии наличия технической возможности ее применения. При этом к НДТ могут быть отнесены как технологические процессы, оборудование, технические способы, так и другие методы защиты окружающей среды.

Перечень методов, перечисленных ниже в описаниях НДТ, не является предписывающим или исчерпывающим. Могут применяться и иные методы, обеспечивающие, по меньшей мере, такой же уровень охраны окружающей среды.

5.1 Системы экологического менеджмента (СЭМ)

НДТ 1

Разработка, внедрение, поддержание в рабочем состоянии и постоянное выполнение определенных требований системы экологического менеджмента (СЭМ), которая включает перечисленные ниже элементы.

Эффективное управление природоохранной деятельностью на предприятии является одним из наиболее значимых инструментов для минимизации негативного воздействия на окружающую среду, наряду с технологическими и техническими мерами.

НДТ предусматривает внедрение эффективной системы экологического менеджмента (СЭМ) на предприятиях, осуществляющих добычу и обогащение руд цветных металлов.

Организация системы охраны окружающей среды на предприятии в настоящее время четко не регламентирована, обязательные нормативные требования в законодательстве отсутствуют.

В законодательстве Российской Федерации и в международных документах имеются рекомендации по организации эффективных систем управления охраной окружающей среды на предприятиях - систем экологического менеджмента (СЭМ) либо систем экологического и социального менеджмента (СЭСМ), в соответствии с:

- стандартами ISO 14001:2015 и ГОСТ Р ИСО 14001-2016¹² ([119]);
- схемой EMAS (Eco Management and Audit Scheme) ([120]);
- стандартами деятельности МФК (в частности, стандарт деятельности 1 "Оценка и управление экологическими и социальными рисками и воздействиями") ([121]-[123]).

Указанные документы устанавливают перечень элементов эффективной системы экологического менеджмента и/или последовательность действия предприятия по организации эффективного управления экологическими и социальными вопросами, а также по организации взаимодействия с общественностью и другими заинтересованными сторонами.

Согласно данному подходу, эффективная система экологического менеджмента имеет следующие взаимосвязанные структурные элементы:

- утвержденная экологическая политика;
- утвержденные цели и задачи по охране окружающей среды;
- процедуры идентификации и оценки экологических аспектов;
- персонал, ответственный за поддержание системы экологического менеджмента (обучение);
- управление операциями;
- документационное обеспечение системы экологического менеджмента;
- оценка результатов деятельности (мониторинг, измерение, анализ и оценка, внутренний аудит, анализ со стороны руководства);
- система учета мнений заинтересованных сторон (общественность, государственный надзорные органы, инвесторы, поставщики, подрядчики и т.д.);
- корректирующие и предупреждающие действия.

Основным принципом оценки эффективности функционирования системы является обеспечение фактического непрерывного улучшения (результативности)

² - В 1998 году Росстандартом был опубликован идентичный ISO 14001 текст на русском языке в качестве национального стандарта ГОСТ Р ИСО 14001-98. ГОСТ пересмотрен в 2015 году, актуальный документ - ГОСТ Р ИСО 14001-2016 ([119]).

природоохранной деятельности и снижения негативного воздействия на окружающую среду, начиная с наиболее значимых экологических аспектов.

Система экологического менеджмента (СЭМ) может быть и интегрирована в систему менеджмента качества (СМК), с созданием или без интегрированной системы менеджмента (ИСМ).

Организация системы экологического менеджмента в соответствии с вышеуказанными документами добровольна. При этом внедрение СЭМ, организованных по данному принципу, зарекомендовало себя в качестве эффективной системы в России и мировом сообществе.

В случае необходимости предприятие может сертифицировать СЭМ, обратившись в сертификационный орган. Сертификация системы экологического менеджмента дает предприятию ряд преимуществ на рынке, а иногда и является прямым требованием потребителя и/или поставщиков, инвесторов и кредиторов.

Затраты на внедрение СЭМ, как правило, находятся в рамках текущих расходов предприятия. При этом НДТ может иметь значительный эколого-экономический эффект.

5.2 Добыча руд цветных металлов

5.2.1 НДТ организационно-управленческого характера

НДТ 2 Проведение инженерно-экологических изысканий

Инженерно-экологические изыскания (ИЭИ) выполняются в соответствии с СП «Инженерные изыскания для строительства. Основные положения».

Учет аспектов проведения ИЭИ:

- исследование состояния компонентов окружающей среды в рамках территории намечаемых работ с учетом особенностей региона и специфики месторождения для определения направлений охраны природных ресурсов;
- выполнение исследований состояния природной среды за достаточное для получения репрезентативных данных о компонентах окружающей среды время;
- привлечение профильных квалифицированных специалистов к выполнению изысканий;

- включение в состав отчета об изысканиях характеристики социально-экономических условий в районе планируемой деятельности, в т. ч. условий водоснабжения и водопотребления населения, значимых для местных сообществ объектов и т.п.;
- представление выводов и рекомендаций для разработки природоохранных мероприятий.

НДТ 3 Выполнение оценки воздействия на окружающую среду

Процедура оценки воздействия на окружающую среду (ОВОС):

- выполнение ОВОС на предпроектной стадии строительства горнодобывающего предприятия;
- проработка альтернативных по отношению к традиционным вариантам;
- обеспечение общественного участия в процедуре ОВОС;
- учет социально-экономической составляющей и интересов заинтересованных сторон.

НДТ 4 Организация взаимодействия с местным сообществом

Взаимодействие предприятий с общественностью осуществляется в формате ОВОС, ГЭЭ, СЭМ на предпроектной и проектной стадиях и в процессе деятельности предприятия.

Принципы организации эффективного взаимодействия с общественностью:

1. Обеспечение прозрачности деятельности предприятия в области охраны окружающей среды для общественности: доведение до местного сообщества результатов экологического контроля; информирование об изменениях структуры производства и его мощности; информирование об аварийных ситуациях; информирование о планах природоохранных мероприятий и результатах их выполнения; информирование о деятельности предприятия в области охраны окружающей среды.
2. Организация «обратной связи» в виде: форм обратной связи на сайте предприятия; предоставления контактной информации для приема обращений и ведения журнала учета обращений; в случаях нового строительства, реконструкции, расширения производства организация консультаций с общественностью.

Для организации взаимодействия с местным сообществом в рамках СЭМ рекомендуется:

- разрабатывать внутренние документы по организации взаимодействия, «обратной связи» с местным сообществом, пересматривать эффективность процедуры, вносить в нее изменения и актуализировать;

- распределять полномочия на предприятии, выделять ресурсы (вплоть до создания отдельного подразделения) для организации системы внешних коммуникаций;
- размещать в открытом доступе информацию о способах взаимодействия компании или предприятия с местным сообществом и об учете мнения общественности;
- размещать информацию о воздействиях деятельности предприятия на окружающую среду и деятельности предприятия по смягчению этих воздействий.

НДТ 5 Создание и поддержание особо охраняемых территорий

Создание охраняемых природных территорий является эффективным способом соблюдения баланса между природными и техногенными условиями производства путем:

- поиска специализированных организаций и экспертов для исследовательских и проектных работ;
- консультаций со специализированными организациями и экспертами, контролирующими и надзорными органами, властями;
- исследования экосистем окружающей среды;
- разработки проекта создания особо охраняемой природной территории, его согласование и проведение государственной экологической экспертизы;
- финансирования работ по поддержке ООПТ.

НДТ 6 Разработка графиков взрывных работ с учетом специфики территории

НТД предусматривается учет особенностей территории при взрывных работах:

- время размножения, гнездования, нереста ценных видов фауны;
- время миграции животных;

Предусматривается учет особенностей уклада жизни населения, местных обычаев, традиций, праздников в дополнение к установленным требованиям по соблюдению уровней шума.

НДТ 7 Квалификация персонала

Предотвращение негативного воздействия на окружающую среду зависит от уровня информированности персонала в области экологической безопасности, соответствующего выполняемым работам.

НДТ предусматривает повышение квалификации персонала в рамках стандарта организации по обучению персонала, включающем графики обучения, программы

повышения квалификации а, обучение на базе учебных заведений и проверку знаний персонала.

НДТ 8 Взаимодействие с подрядчиками

НДТ предусматривает включение в критерии отбора учет экологической ответственности подрядчиков:

- экологическая политика, система экологического менеджмента и (или) наличие ее элементов, политики или иные документы в области социальной ответственности;
- отсутствие экологических правонарушений, превышений установленных нормативов выбросов, отходов, сбросов;
- отсутствие судебных разбирательств и конфликтов с общественностью.

5.2.2 НДТ организационно-технического характера

НДТ 9 Применение материалов и оборудования

НДТ предусматривает:

- применение современного экологически корректного оборудования и материалов;
- проведение технического осмотра и ремонтов оборудования, машин и механизмов;
- оценка соответствия материально-технической базы предприятия современному уровню.

Современные материалы и техника обладают лучшими экологическими характеристиками и меньше воздействуют на окружающую среду.

НДТ 10 Оптимизация технологических процессов

НДТ предусматривает оптимизацию технологических процессов:

- снижение выбросов вредных веществ, уровня шума, вибрации и источников дискомфорта для населения и биоты;
- распределение технологических процессов во времени со снижением уровня шума и разовых выбросов загрязняющих веществ, в том числе, от взрывных работ.

НДТ 11 Автоматизация технологических процессов

НДТ предусматривает применение автоматизированных систем управления технологическими процессами, позволяющих регулировать технологические режимы работы оборудования, оптимизировать качество продукта, контролировать потоки сырья и горной массы.

5.2.3 НДТ в области энергосбережения и ресурсосбережения

Базовые принципы энергосбережения установлены в системе национальных стандартов ГОСТ Р Ресурсосбережение ([124],[125]).

НДТ 12 Управление системой потребления энергетических ресурсов

Управление системой потребления энергии с целью сокращения расхода топливно-энергетических ресурсов путем использования энергоменеджмента предусматривает:

- модернизацию энергетической политики;
- профессиональный уровень ответственного за энергетический менеджмент персонала;
- наличие ресурсов;
- определение области системы энергетического менеджмента;
- соответствие показателей энергетической результативности целям и задачам;
- обеспечение долгосрочного планирования энергетической результативности;
- обеспечение измерения и регистрации результатов менеджмента;
- определения приоритетов для улучшения энергетической результативности;
- анализ использования и потребления энергии.

Управление системой потребления энергетических ресурсов способствует уменьшению выбросов в атмосферу парниковых газов и других воздействий на окружающую среду.

НДТ 13 Сокращение энергопотребления при добыче

НДТ предусматривает мероприятия:

- создание системы мониторинга энергопотребления;
- проведение энергетического аудита технологических процессов;
- применение современного оборудования, автоматизация систем и элементов управления для повышения энергоэффективности;
- использование автоматических средств измерения и учета энергоресурсов;
- применение мероприятий, направленных на сокращение потерь энергии;
- обучения персонала.

НДТ 14 Минимизация потерь полезных ископаемых в недрах

НДТ предусматривает минимизацию потерь полезных ископаемых в недрах путем применения:

- эффективных технологий разведки месторождений, в том числе эксплуатационной;
- оценки запасов руд с учетом прогрессивных технологий их переработки;
- предварительного воздействия на продуктивные пласты для снижения потерь руд;
- эффективных способов разработки месторождения для снижения потерь руд;
- предварительного дофабричного обогащения;
- специальных технологий вовлечения в хозяйственный оборот хвостов.

НДТ 15 Пересмотр кондиций

НДТ предусматривает переоценку запасов месторождений с изменением способов обогащения руд, технических решений и оборудования, позволяющих извлекать металлы из некондиционного ранее сырья и отходов.

НДТ 16 Утилизация

НДТ предусматривает использование пород и хвостов добычи для:

- доизвлечения металлов и сопутствующих компонентов;
- производства строительных материалов;
- рекультивационных работ.

НДТ 17 Сокращение потерь руд при транспортировке

НДТ предусматривает сокращение потерь полезных ископаемых путем:

- укрытия железнодорожных вагонов и кузовов автотранспорта;
- обеспечения целостности вагонов конвейеров и других видов закрытого транспорта;
- уплотнения верхнего слоя руд при транспортировке в железнодорожных вагонах.

НДТ 18 Сокращение забора воды из природных источников

НДТ предусматривает сокращение забора питьевой воды из природных источников путем:

- применения систем оборотного водоснабжения;
- селективной откачки шахтных и карьерных вод;
- использования технологической воды в производственных процессах;

- сбор и использование поверхностных сточных вод, если применимо.

НДТ предусматривает способы и схемы проветривания горных выработок для удаления газов:

- нагнетательное — нагнетание воздуха вентилятором;
- всасывающее — всасывание воздуха вентилятором;
- нагнетательно-всасывающее, или комбинированное;
- естественное — обеспечение движения воздуха с помощью естественной тяги.

НДТ 19 Производственный контроль

НДТ обеспечивает контроль технологических процессов и операций, воздействия на окружающую среду путем применения систем инструментов и средств автоматизации.

НДТ 20 Производственный экологический мониторинг

НДТ предусматривает проведение производственного экологического мониторинга в районе расположения предприятия, в составе:

- мониторинг состояния и загрязнения атмосферного воздуха;
- мониторинг состояния и загрязнения поверхностных и подземных вод;
- мониторинг состояния и загрязнения земель и почв;
- мониторинг состояния и загрязнения недр;
- мониторинг состояния и загрязнения растительного и животного мира.

НДТ 21 Организация хранения, перегрузки и транспортировки сырья

НДТ предусматривает организацию хранения, погрузочно-разгрузочных работ и транспортировки руд включает в себя:

- организацию хранения, перегрузок и перевозок с минимизацией пыления;
- сокращение числа мест перегрузок;
- уплотнение верхнего слоя руды в железнодорожных вагонах.

НДТ 22 Орошение пылящих поверхностей

С целью сокращения пыления поверхностей дорожного полотна, складов, породных отвалов, земель, подлежащих рекультивации, сдувания и уноса материала при перевозке в открытых вагонах и др. НДТ предусматривает орошение и укрепление внешнего слоя пылящих поверхностей путем применения:

- пылеподавления водой с использованием поливочных машин, установок, распылителей;
- пылеподавление растворами неорганических и органических веществ, ПАВ, полимерными веществами, эмульсиями и другими химическими реагентами, создающими на поверхности материала корку;

Снижение выбросов при орошении пыле-связывающими жидкостями составляет 85 % — 90 %. Увлажнение дорожного полотна не только снижает пылеобразование, но и уплотняет полотно дороги, что предотвращает ветровую эрозию.

НДТ 23 Рекультивация пылящих поверхностей

НТД предусматривает озеленение пылящих поверхностей отвалов травами и кустарниками с целью закрепления внешнего слоя пылящих поверхностей.

НДТ 24 Снижение выбросов в атмосферу при буровзрывных работах

НТД предусматривает снижение пылевых и газовых выбросов при бурении скважин и взрывании ВВ путем:

- оснащения буровой техники средствами пылеподавления и пылеулавливания;
- применения гидрозабойки взрывных скважин;
- использования забоечного материала с минимальным пылеобразованием;
- орошение зоны выпадения пыли из пылегазового облака;
- применение системы электронного инициирования взрывов;
- применение неэлектрических систем взрывания;
- внедрение компьютерных технологий выбора параметров буровзрывных работ;
- применение взрывчатых веществ с нулевым кислородным балансом.

НДТ 25 Снижение шума и вибрации

НТД предусматривает снижение акустического воздействия и вибрации на атмосферу, в том числе:

- звукоизоляцию оборудования с применением звукопоглощающих конструкций;
- виброизоляцию оборудования и механизмов с исключением резонансных режимов;
- ограничение продолжительности и рассредоточение работы техники с высоким уровнем шума и вибрации;
- шумозащитное озеленение, в том числе высадка растительности.

НДТ 26 Снижение уровня шума и вибрации при производстве взрывных работ

НДТ предусматривает снижение воздействия физических факторов на атмосферный воздух при производстве взрывных работ:

- гашение ударных воздушных волн;
- рационализация технологии, применение систем электронного инициирования взрывов;
- мораторий на буровзрывные работы в ночное время;
- производство взрывных работ с учетом метеоусловий и природных биологических ритмов.

5.2.4 НДТ в области минимизации негативного воздействия на водные ресурсы

Базовые принципы очистки сточных вод рассмотрены в справочниках НДТ ИТС 8-2015 «Очистка сточных вод при производстве продукции (товаров), выполнении работ и оказании услуг на крупных предприятиях» и ИТС 10-2015 «Очистка сточных вод с использованием централизованных систем водоотведения поселений, городских округов».

НДТ 27 Управление водным балансом горнодобывающего предприятия

НДТ предусматривает разработку водохозяйственного баланса горнодобывающего предприятия с целью управления потоками вод, водопотреблением и водоотведением при добыче руд, в том числе:

- возможные притоки шахтных и карьерных вод;
- возможные изменения режима водопотребления и в увязке с балансом;
- предотвращение истощения и загрязнения глубинных и поверхностных водных объектов;
- рационализация водопользования с минимизацией потребления питьевой воды;
- возможность рециркуляции, очистки и повторного использования отработанной воды;
- учет водохозяйственной обстановки с целью выявления уязвимых водных объектов и зависимости населения от водных ресурсов.

НДТ 28 Применение рациональных схем осушения горных выработок

НДТ предусматривает применение рациональных схем осушения горных выработок, в том числе:

- оптимизация работы дренажной системы;
- использование защитных сооружений и мер, например, противодиффузионные завесы;

- изоляция горных выработок путем регулирования поверхностного стока и отвода рек;
- недопущение опережающего понижения уровня подземных вод;
- предотвращение загрязнения шахтных и карьерных вод при откачке.

НДТ позволяет сократить воздействие на подземные воды, снизить гидравлическую нагрузку на очистные сооружения за счет сокращения объема водоотлива.

5.2.5 НДТ в области минимизации воздействия отходов

Базовые принципы по обращению с отходами добычи и обогащения регламентированы в справочнике Европейского союза по наилучшим доступным технологиям по обращению с отходами и пустыми породами горнодобывающей промышленности (Management of Tailings and Waste-Rock in Mining Activities).

НДТ 29 Организация противofiltrационных экранов объектов размещения жидких отходов

НДТ предусматривает экранирование дна и ограждающих поверхностей отстойников сточных вод, хвостохранилищ, шламохранилищ и т.п. противofiltrационными гидроизоляционными покрытиями.

НДТ 30 Организация системы очистки вод породных отвалов

НДТ предусматривает организацию системы водоотводных канав по контуру внешних отвалов с учетом рельефа территории, первичное осветление вод в отстойнике и их очистку.

НДТ 31 Использование отходов для производства строительных материалов

НДТ предусматривает использование отходов добычи и переработки в производстве строительных материалов и средств рекультивации.

5.2.6 НДТ в области рекультивации земель

НДТ 32 Текущая рекультивация нарушенных земель

НДТ предусматривает проведение текущей рекультивации нарушенных земель в процессе эксплуатации горнодобывающего предприятия с целью сокращения негативного воздействия на окружающую среду и возврата земель в оборот.

НДТ 33 Восстановление рельефа территории

НДТ предусматривает восстановление рельефа территории горных работ путем рекультивации нарушенных земель с восстановлением стабильных биогеоценозов.

НДТ 34 Использование отходов при рекультивации нарушенных земель

НДТ предусматривает использование отходов добычи руд при рекультивации нарушенных земель, в том числе:

- вскрышных и вмещающих пород;
- хвостов добычи;
- отходов цветной металлургии;
- золошлаков;
- прочих отходов IV и V классов опасности.

НДТ 35 Создание продуктивного слоя при рекультивации

НДТ предусматривает создание благоприятного корнеобитаемого слоя на рекультивируемой территории с учетом агротехнических и физико-химических свойств почв и возможностей технологии рекультивации путем:

- сохранение технологических гребней, бугров и впадин при выполнении планировочных работ рекультивации, обеспечивающих условия накопления влаги и питания растений;
- послойного нанесения плодородных слоев почвы;
- использования отходов для улучшения буферных, водоудерживающих и питательных свойств корнеобитаемого слоя.

НДТ 36 Проведение агротехнических и фитомелиоративных мероприятий

НДТ предусматривает проведение агротехнических и фитомелиоративных мероприятий в процессе биологической рекультивации, предусматривающих:

- создание многовидового сообщества путем посева семян аборигенной флоры;
- внесение удобрений, способствующих ускорению процесса восстановления плодородия земель.

НДТ 37 Техника и оборудование при рекультивационных работах

НДТ предусматривает применение специализированных машин и механизмов для производства рекультивационных работ, в том числе:

- использование машин с низким давлением на грунт во избежание переуплотнения поверхности слоя;
- использование средств гидромеханизации для подачи на поверхность отвала рекультивационных материалов

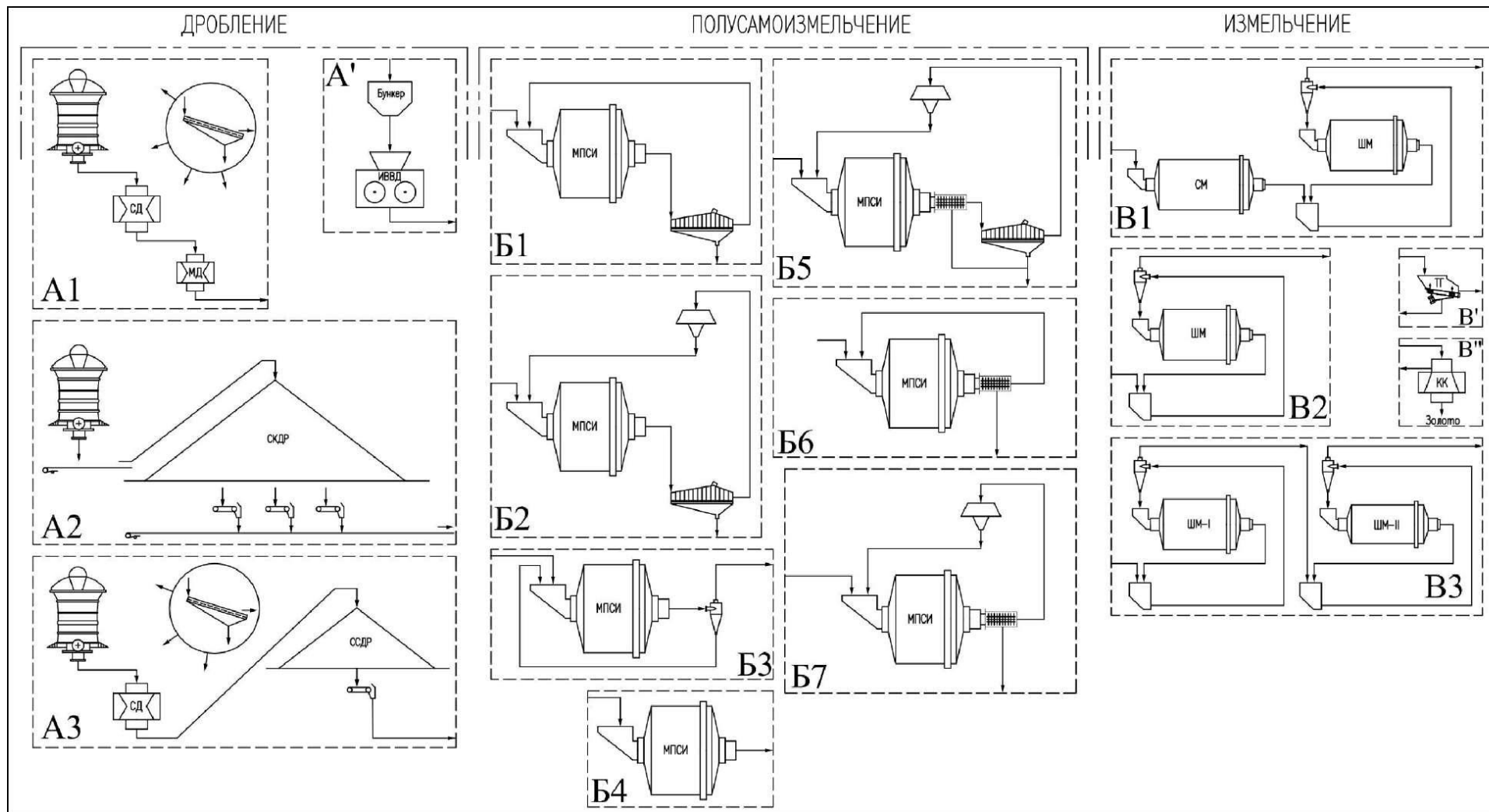
Минимизация негативного воздействия на ландшафты, почвы и биоразнообразие достигается путем применения НДТ, направленных на:

- ресурсосбережение и сокращение эмиссий в окружающую среду;
- уменьшение площади нарушаемых земель;
- восстановление рельефа территории горных работ;
- сохранение малых водотоков в районе горнодобывающей деятельности, переноса их русел за пределы участка добычи, искусственного русла водного объекта, формирование и укрепление берегов, контроль русловых и береговых деформаций, организация водоохранной зоны, создание условий для растительности;
- сохранение водно-болотных угодий прилегающих территорий путем применения рациональных схем осушения горных выработок и направленных на сохранение водного баланса защитных сооружений;
- сохранение почв посредством селективного снятия, складирования и дальнейшего использования плодородного слоя почвы;
- предотвращение загрязнения почв путем профилактики аварийных проливов ГСМ, реагентов и других загрязняющих веществ, сокращение выбросов веществ в атмосферу за счет применения высокоэффективного оборудования по очистке выбросов от загрязняющих веществ и т. д.;
- использование районированных для данных условий видов растительности, предупреждение внедрения видов, угрожающих экосистемам;
- создание соединяющих ненарушенные участки экологических коридоров, позволяющих хранить генетическое и видовое разнообразие местных популяций и пути миграции живых организмов.

5.3 Подготовительные процессы и гравитационные методы обогащения руд цветных металлов

НДТ 38 Снижение эмиссий при подготовительных процессах обогащения руд цветных металлов

НДТ состоит в минимизации эмиссий, образующихся при рудоподготовке и транспортировке горной массы, применении гравитационных методов обогащения в циклах рудоподготовки. Применяются технологии, приведенные на рисунке 5.1.



СД, МД - дробилки среднего и мелкого дробления; ИВВД - инерционные валки высокого дробления; СКДР, ССДР - склад крупно- и среднедробленой руды; МПСИ - мельница полусамозмельчения; СМ, ШМ - стержневая и шаровая мельница; КК - конусный концентратор

Рисунок 5.1 - Технологии, обеспечивающие минимизацию эмиссий, образующихся при рудоподготовке и транспортировке горной массы, применении гравитационных методов обогащения в циклах рудоподготовки

ПРОЕКТ

5.4 Флотационные методы обогащения

НДТ 39 Снижение эмиссий при получении селективных концентратов цветных металлов методом флотации

НДТ состоит в минимизации эмиссий, образующихся при обогащении руд флотационными методами. Применяются технологии, приведенные в таблице 5.1.

ПРОЕКТ

Таблица 5.1 - Технологии, обеспечивающие минимизацию эмиссий, образующихся при обогащении руд флотационными методами

Схемы обогащения	Реагентные режимы обогащения	Комплексное использование сырья
Медные руды		
<p>Флотационное обогащение медных руд проводят по разветвленным технологическим схемам. При агрегатной вкрапленности минералов отвальные хвосты выделяют при измельчении руд до 50-65 % кл. -74 мкм. Черновой концентрат и промпродукты перед следующей стадией обогащения доизмельчают до 85-95 % кл. -74 мкм. Широко применяют схемы с отдельной флотацией песковой и шламовой фракций и схему с перефлотацией песковой фракции хвостов флотации. Схемы циклов флотации просты.</p>	<p>Принципиальные собиратели халькопирита CuFeS₂ (главные спутники - сульфиды меди, галенит, сфалерит): ксантогенаты, диксантогениды, дитиокарбанилид, тиокарбаматы, алкилсульфаты, додецил-сульфат, СЦМ-2, минереки, серозамещенные соли изотиомочевины, алкилтиокарбаматы.</p> <p>Пенообразователи: сосновое масло, терпинеол, ОПСБ, пиридиновые основания, крезоловая кислота, метилизобутилкарбинол</p> <p>Регуляторы среды: CaO, H₂SO₄, H₂SO₃</p> <p>Подавители флотации: Na₂S, NaCN, SO₂ + NaCN, ферро- и феррицианиды, реагент "Ноукс", смесь полисульфидов As и Sb, Al₂(SO₄)₃ + K₄Fe(CN)₆</p> <p>Активаторы флотации: H₂SO₃, AgNO₃, комплексный сульфат никеля и аммония.</p> <p>Реагенты и операции, способствующие селективности процесса флотации халькопирита: аниониты (АН-1, ЭДЭ-10П).</p> <p>Аэрация пульпы</p>	<p>В медных, медно-пиритных и пиритных рудах часто содержится золото, и с их переработкой связана значительная часть добычи золота.</p>
Медно-молибденовые руды		
<p>Применяют схему коллективной флотации сульфидов с последующим их разделением.</p>	<p>Реагенты-подавители.</p> <p>1. Подавляемый минерал - молибденит.</p>	<p>Возможность использования безотходной технологии при обогащении показана на</p>

<p>Она включает циклы рудной флотации, доизмельчения черного коллективного концентрата, получения медно-молибденового концентрата с выделением пирита в виде хвостов промпродуктового цикла и разделения медно-молибденового концентрата.</p>	<p>1.1 Декстрин. 2. Подавляемый минерал - сульфиды меди и железа. 2.1 Сернистый натрий; 2.2 Гидросульфид натрия; 2.3 Реагент Ноукс; 2.4 Ферроцианид (обычно в сочетании с цианидом) в слабощелочной среде; 2.5 Окислители — гипохлорит натрия и перекись водорода в слабощелочной среде (с добавкой цианида, цинкового купороса, ферро- и феррицианида); 2.6 Пропарка в щелочной среде (рН 7,2— 8,6) обычно с применением в последующей флотации дополнительных подавителей (ферроцианид натрия, реагент Ноукс, сернистый натрий, гидросульфид натрия); 2.7 Органические подавители (тиогликолят натрия, МФТК-Э).</p>	<p>рудах Сорского месторождения. Медно-молибденовые фабрики характеризуются наиболее высокой производительностью труда на 1 рабочего в год при себестоимости обогащения 1 т руды \$US 0,9-1,1.</p>
<p>Медно-цинково-пиритные руды</p>		
<p>Схему прямой селективной флотации используют при флотации первичных вкрапленных и сплошных колчеданных руд, в которых сульфиды цинка мало активированы. При резко выраженной их «природной» активации, большом и переменном количестве в руде растворимых солей меди и шламистом материале, сложном взаимопрорастании</p>	<p>1. Подавляемые минералы - сульфиды цинка (сфалерит, марматит) 1.1 Цианид натрия; 1.2 Цинковый купорос; 1.3 Цианид натрия (или кальция) в сочетании с цинковым купоросом; 1.4 Цианид в сочетании с цинковым купоросом и сульфитом натрия;</p>	<p>Технико-экономические показатели обогащения медно-цинковых руд в значительной мере зависят от полноты извлечения, помимо основных металлов, редких и рассеянных элементов, благородных металлов и минералов-спутников. Все редкие элементы в рудах связаны с</p>

<p>разделяемых сульфидов применяют схему с предварительной коллективной флотацией сульфидных минералов. При неравномерной вкрапленности сульфидов меди эффективной оказывается схема с предварительным выделением части их в готовый концентрат уже в «голове» флотации, а при наличии в руде легко- и труднофлотируемых разностей сфалерита - схема с двумя приемами коллективной флотации. В первом приеме медные минералы вместе с хорошо флотирующейся частью сфалерита и пирита отделяются от остальных сульфидов, чем облегчается дальнейшая селективная флотация этих минералов.</p>	<p>1.5 Сульфит натрия в сочетании с малыми дозировками цианида в содовой среде при ведении дополнительной аэрации пульпы; 1.6 Цианид в сочетании с сернистым газом (рН ~ 5); 1.7 Сернистый газ; 1.8 Бисульфит натрия (при подогреве пульпы); 1.9 Бисульфит цинка; 1.10 Сернистый натрий, цинковый купорос, известь; 1.11 Сернистый натрий, цинковый купорос, сульфит натрия. 2. Подавляемый минерал - сульфиды меди 2.1 Ферроцианид; 2.2 Частичное окисление коллективного продукта: выдерживание сгущенного и отфильтрованного коллективного концентрата на воздухе в течение 3-4 дн. с последующей репульпацией теплой водой (содержание твердого до 35-40 %) и флотацией сфалерита при рН 7,2-7,4</p>	<p>сульфидными минералами и поэтому проблема комплексности использования сырья в цикле обогащения сводится к проблеме увеличения извлечения этих минералов в соответствующие концентраты и уменьшения потерь их в хвостах флотации. Извлечение же редких и рассеянных элементов в самостоятельные продукты возможно лишь на дальнейшей стадии переработки концентратов. Широко при меняют гравитационные методы для извлечения свободного золота в цикле измельчение-классификация (и флотации) и выделения золотоносного пирита в отдельные продукты.</p>
<p>Свинцовые полиметаллические руды</p>		
<p>Используют три варианта технологических схем: схему прямой селективной флотации, схему с предварительной коллективной флотацией всех сульфидов и последующим разделением коллективного концентрата, схему коллективно-селективной флотации.</p>	<p>1. Подавляемый минерал - галенит 1. Сульфит натрия и сульфат железа; 1.2 Сульфат железа (III), тиосульфат натрия и сульфат цинка; 1.3 Бихромат калия; 1.4 Сернистая кислота и бихромат калия;</p>	<p>Вследствие сложности руд и применения довольно сложных схем и режимов, необходимых при флотации полиметаллических руд, технологические показатели их обогащения на ряде фабрик относительно невысоки. Извлечение</p>

<p>По схеме прямой селективной флотации вся руда измельчается до необходимой крупности и осуществляется последовательная флотация минералов меди, свинца, цинка, железа. Грубые концентраты подвергаются доизмельчению и перечисткам. Более широко используется схема с предварительной коллективной флотацией всех сульфидов и последующим разделением коллективного концентрата. Грубый помол руды и получение отвальных хвостов в голове технологического процесса позволяют снизить удельный расход электроэнергии, воды, реагентов, шаров, футеровки; обеспечить повышение производительности труда и других технико-экономических показателей. Наиболее широко используются различные варианты коллективно-селективной схемы флотации. Сначала проводят коллективную флотацию минералов меди и свинца из исходной руды при депрессии сфалерита и пирита с последующим разделением медно-свинцового концентрата, а затем из хвостов медно-свинцового цикла извлекают сфалерит, а иногда и пирит.</p>	<p>1.5 Сернистая кислота и крахмал; 1.6 Сернистая кислота, бихромат калия и крахмал; 1.7 Известь; 1.8 Сернистый газ и известь (с добавлением активированного угля); 1.9 Бихромат натрия и углекислый газ при подогреве до 65—70 °С (с добавлением активированного угля); 1.10 Цианид или цианплав, иногда в сочетании с сернистым натрием. 2. Подавляемый минерал - сульфиды меди 2.1 Комплекс цианида цинка; 2.2 Цианид и цинковый купорос; 2.3 Гипохлорит кальция</p>	<p>металлов в одноименные концентраты составляет: для меди 67—92 %, для свинца 66—89 %, для цинка 73—94 %. Себестоимость обогащения 1 т руды составляет около \$US 3,5 для фабрик производительностью 135-360 тыс. т в год и \$US 2,3 для фабрик производительностью 1170-2700 тыс. т в год. Повышение комплексности использования достигается попутным извлечением или доизвлечением при их переработке пирита, барита, олова, золота, серебра и некоторых других металлов и элементов как в виде отдельных продуктов, так и в составе основных концентратов. При флотации руд режимы устанавливаются таким образом, чтобы максимальное количество золота флотировалось в медные или свинцовые концентраты, из которых оно легко извлекается при металлургическом переделе. Но при этом наблюдаются значительные потери золота с хвостами, сливами сгустителей, сточными водами и пиритными концентратами вследствие недостаточно широкого распространения</p>
---	--	---

		гравитационных методов извлечения свободного золота, ничтожно малого извлечения золота из пиритных концентратов и растворения его цианидами.
Медно-никелевые руды		
<p>Применяют в основном 5 групп схем.</p> <p>1. флотации с получением коллективного медно-никелевого концентрата (отношение содержаний меди и никеля в концентрате (или в исходной руде) не превышает 2);</p> <p>2. коллективной флотации сульфидов с последующим разделением полученного концентрата на медный и никелевый (отношение содержаний меди и никеля в концентрате (или в исходной руде) превышает 2);</p> <p>3. комбинированного магнитно-флотационного обогащения с получением коллективного концентрата (при наличии в рудах значительных количеств никеля и меди, тесно связанных с выделениями сильномагнитных (моноклинных) разновидностей пирротина);</p> <p>4. комбинированного магнитно-флотационного обогащения получения коллективного концентрата с последующим разделением полученного концентрата на</p>	<p>Принципиальные собиратели пентландита (Ni, Fe)S (главные спутники - магнетит, пирротин, халькопирит, кварц, полевой шпат, серпентин, серицит, тальк): ксантогенаты (особенно амилловый и изопропиловый), алкилтретиокарбонаты</p> <p>Пенообразователи: метилизорбу-тилкарбинол, сосновое масло, Доуфрпос, флотоол, 1, 2, 3-триэтоксипутан</p> <p>Регуляторы среды: Na₂CO₃, CaO, H₂SO₄</p> <p>Подавители флотации: NaCN, CaO, декстрин, аэрация пульпы</p> <p>Активаторы флотации: CuSO₄, NH₃ + CuSO₄ (соотношение 2:1)</p> <p>Реагенты и операции, способствующие селективности процесса флотации: КМЦ, тринатрийфосфат, карбосульфит, декстрин, крахмал, пирофосфат, гуартек.</p> <p>Новым реагентом является ДМДК.</p> <p>Способы разделения коллективного медно-никелевого концентрата (флотации минералов меди при подавлении пентландита и</p>	<p>Достигнутая фабриках производительность труда составляет 12—51 тыс. т руды в год на одного работающего; себестоимость обогащения - \$US (1,43— 2,62) на 1 т.</p> <p>Предлагается дообогащение труднообогатимых продуктов по комбинированным схемам, включающим, например, предварительный сегрегационный обжиг и последующую флотацию обожженного продукта или предварительную обработку сухого промпродукта на холоду газообразным хлористым водородом и последующую флотацию его после доизмельчения. Существенный прирост извлечения никеля и других цветных редких и благородных металлов достигается повышением извлечения пирротина флотационным методом из хвостов контрольной флотации или комбинированным магнитно-</p>

<p>медный и никелевый (при наличии в рудах значительных количеств никеля и меди, тесно связанных с выделениями сильномагнитных (моноклинных) разновидностей пирротина);</p> <p>5. флотации с ограниченным направлением промежуточных продуктов в основные операции обогащения, с переработкой их в отдельных циклах и выделением отвальных хвостов, представленных преимущественно флотоактивными силикатами породы, для сильно оталькованных руд.</p> <p>Коллективный медно-никелевый концентрат разделяют после пропарки с известью (300 г/м³ пульпы для концентратов из жильных руд и 600-700 г/м³ из вкрапленных руд) при температуре 65-70 °С с получением никелевого концентрата камерным продуктом или путем селективной флотации минералов меди в нейтральной или слабокислой среде (рН 5,5-7,5) в присутствии сульфата натрия (до 700 г/т) после предварительной аэрации в течение 20 мин.</p>	<p>никеленосного пирротина):</p> <ol style="list-style-type: none"> 1. известь; 2. известь и цианид; 3. известь и декстрин. 	<p>флотационным методом с применением магнитных сепараторов с высокой напряженностью магнитного поля.</p> <p>В коллективный концентрат достаточно полно извлекаются платиносодержащие минералы. Для более полного извлечения ферроплатины или создают в контрольной медно-никелевой флотации особые условия (использование сильных реагентов-собирателей, загрузка дополнительных реагентов, подогрев пульпы и др.), или улавливают их из хвостов флотации гравитационными методами.</p> <p>На некоторых рудах оказывается весьма эффективным извлечение благородных металлов с применением гравитационных аппаратов в голове процесса, в частности центробежных концентраторов Knelson.</p>
<p>Руды и россыпи титана</p>		
<p>При обогащении коренных титановых руд из измельченной руды методом магнитной сепарации выделяют титаномагнетитовый концентрат, обесшламливают немагнитную фракцию, получая из нее флотацией</p>	<p>Принципиальные собиратели ильменита FeO·TiO₂ (главные спутники - гематит, магнетит, апатит, рутил, кварц): олеиновая кислота, нафтеновые кислоты, мыла, R-710, R-801, R-825, таловое масло, алкилсульфонаты</p>	<p>Комплексное использование сырья состоит в применении технологии:</p> <ol style="list-style-type: none"> 1. извлечения из россыпей титана цирконового концентрата; 2. извлечения из россыпей титана дистен-

<p>кальцитовый продукт, а затем производят операции по флотации перовскита.</p> <p>Первичное обогащение россыпей титана включает дезинтеграцию и промывку песков с выделением из них гальки (крупностью более 3 мм) грохочением и глинистых частиц (крупностью менее 0,05 мм) обесшламливанием, гравитационное обогащение отмытой зернистой массы на гравитационных аппаратах (конусные и винтовые сепараторы, шлюзы и т. п.)</p> <p>Доводку гравитационных титановых концентратов производят методом магнитной и электрической сепарации с выделением ильменитового и рутилового концентратов.</p> <p>Гравитационные титановые концентраты доводят методом флотации с выделением ильменитового и рутилового концентратов.</p> <p>Получаемые ильменитовые концентраты содержат 38— 45 % TiO_2, не более 53,6 % Fe_2O_3 и 2,5 % SiO_2. Рутиловые концентраты должны содержать не менее 94 % TiO_2.</p> <p>Вредные примеси в концентратах — сера и фосфор.</p>	<p>Пенообразователи: сосновое масло, Аэрофрос.</p> <p>Регуляторы среды: нейтральная или кислая среда.</p> <p>Активаторы: поливалентные анионы</p> <p>Реагенты и операции, способствующие селективности процесса флотации: каустический крахмал, HF, NaF, H_2SO_4.</p> <p>Принципиальные собиратели рутила TiO_2 (главные спутники - кварц, апатит, полевой шпат, гематит, брукит): олеиновая кислота, мыла, R-710, R-765, мылонафт, катионные собиратели (в кислой среде), раствор N-бензил-N-фенилгидроксиламина в этиловом спирте</p> <p>Пенообразователи: Аэрофрос.</p> <p>Регуляторы среды: нейтральная среда, HCl.</p> <p>Подавители флотации: крахмал, Na_2SiF_6, Na_2S, Na_2CO_3, продувка пульпы азотом.</p> <p>Активаторы: поливалентные анионы, HF, NaF, NH_4F (при флотации аминами в кислой среде).</p> <p>Реагенты и операции, способствующие селективности процесса флотации: NaF, Na_2SiF_6, алкиларилсульфонат.</p> <p>Для разделения наиболее часто встречающейся ассоциации рутил-циркон-ильменит разработаны следующие методы:</p> <ol style="list-style-type: none"> 1. депрессия рутила и ильменита в содовой среде жидким стеклом (до 0,5 кг/т) или крахмалом (до 0,1 кг/т) и флотация циркона 	<p>силлиманитового концентрата;</p> <ol style="list-style-type: none"> 3. извлечения из россыпей титана ставролитового концентрата.
--	--	--

	<p>жирнокислотным собирателем (до 5 кг/т). После нейтрализации щелочности серной кислотой (до pH 7) флотируются рутил и ильменит;</p> <p>2. флотация циркона жирнокислотным собирателем при pH 8—9 после обработки коллективного концентрата газообразным азотом, глубоко депрессирующим ильменит и рутил;</p> <p>3. флотация циркона мылом при pH 11,4—11,5 после предварительной промывки коллективного концентрата кислотой;</p> <p>4. флотация циркона при pH 1,5—2 после предварительной промывки коллективного концентрата раствором мыла (0,2—1 кг/т) и последующей промывки кислотой (10—15 кг/т);</p> <p>5. флотация рутила и ильменита при pH 5,5—6 оксигидрильным собирателем (0,5—1 кг/т) или при pH 2 катионным собирателем при депрессии циркона кремнефтористым натрием (2—3 кг/т). Последующее разделение рутила и ильменита достигают путем депрессии ильменита щавелевой кислотой (0,2 кг/т) и флотации рутила при pH 3,5—4.</p>	
Шеелитовые и вольфрамитовые руды		
<p>Минералы вольфрама флотируют жирными кислотами в щелочной среде.</p>	<p>Принципиальные собиратели вольфрамита (Fe, Mn)WO₄ (главные спутники - гюбнерит, кварц,</p>	<p>Комплексное использование сырья состоит в применении технологии:</p>

<p>Доводка черновых шеелитовых концентратов, содержащих 3-5 % WO₃ осуществляется в мировой практике по методу <i>Н.С. Петрова</i>. Сущность метода заключается в избирательной десорбции собирателя с поверхности карбонатов кальция, магния и силикатных минералов в процессе обработки (пропарки) черновых концентратов в 3-4 %-м растворе жидкого стекла при температуре 85-90 °С в течение 30-60 мин. После разбавления холодной водой и двух-трех перечисток получают кондиционный концентрат. Некондиционный по фосфору шеелитовый концентрат доводят флотационным путем методом Л.И.Гросмана. При доводке флотационных вольфрамитовых концентратов используют перефлотацию черного концентрата или в слабокислой среде (при рН 5—6), или после пропарки с кремнефтористым натрием при температуре 80-85 С. Из руд, содержащих 0,1-0,4 % WO₃ и 0,03-0,1 % Мо окисленного, получают концентраты с 60-70 % WO₃ при извлечении 80-90 % и 8-10 % Мо окисленного при извлечении около 65 %.</p>	<p>касситерит, апатит, слюды, кальцит, шеелит, молибденит, пирит, базобисмутит): олеиновая кислота, мыла, R-710, R-765, R-825, купферон, α-нитрозо-β-нафтол, алкилгидроксамовые кислоты, толуолаарсоновая и бензолэтиленфосфиновая кислоты. Пенообразователи: высшие алифатические спирты, Аэрофрос, крезол, ОПСБ. Регуляторы среды: нейтральная или кислая среда, салициловая кислота, гидрохинон, пирогаллол. Активаторы: соли двухвалентного марганца). Реагенты и операции, способствующие селективности процесса флотации: Na₂SiF₆, крахмал в сочетании с щавелевой кислотой и H₂O₂. Принципиальные собиратели шеелита CaWO₄ (главные спутники - сфалерит, пирит, халькопирит, барит, кальцит, флюорит): олеиновая кислота, мыла, R-710, R-765, R-825, таловое масло, ИМ-21, ОРСО, S-2043, хлористый додециламмоний. Пенообразователи: высшие алифатические спирты, Аэрпофрос, сосновое масло, терпинеол, крезол. Регуляторы среды: Na₂CO₃, Na₂SiO₃, NaOH. Подавители флотации: квебрахо и Na₂SiO₃, (при больших расходах), Na₂S₂O₃, Na₂CrO₄,</p>	<p>1. обогащения комплексных вольфрамо-молибденовых руд (молибден представлен сульфидной формой - молибденитом, вольфрам - вольфрамитом, висмут – висмутином и самородным висмутом, медь – халькопиритом, ковеллином и халькозином), включающая: включающая цикл коллективной сульфидной флотации, операцию селекции молибденита и сопутствующих ему сульфидов с использованием сернистого натрия и предварительного подогрева пульпы до 65-70 °С, цикл перечисток молибденитового концентрата, цикл медно-висмутовой селекции с применением извести и сульфата натрия, технологический узел извлечения вольфрамита по гравитационно-магнитной схеме обогащения; 2. получения гравитационного золотого концентрата; 3. использование неметаллической части отвальных хвостов при производстве цемента.</p>
---	--	--

	<p>Na₃AsO₄.</p> <p>Реагенты и операции, способствующие селективности процесса флотации: квебрахо, палкотан, палконат, перманганат, активированный уголь, гексаметафосфат, полиакриламид.</p>	
Руды и россыпи олова		
<p>Обогащение руд олова состоит в применении технологии:</p> <ol style="list-style-type: none"> 1. крупнокусковой сепарации руд с выводом в хвосты пустой породы с выходом до 60 % при содержании в них олова на уровне 0,07 %; 2. предварительного обогащения в тяжелых суспензиях после крупного дробления руды; 3. рентгенорадиометрического обогащения оловосодержащих руд; 4. гравитационного обогащения руд с использованием развитых многостадийных схем, включающих отсадку, обогащение на винтовых и конусных сепараторах, концентрацию на столах и центробежных концентраторах с последовательным выделением оловосодержащих сростков по мере их раскрытия; 5. доводки черновых оловянных гравитационных концентратов флотацией для выделения сульфидных минералов; 6. доводки черновых оловянных 	<p>Принципиальные собиратели касситерита SnO₂ (главные спутники - кварц, вольфрамит, шеелит, арсенопирит, молибденит, пирит, турмалин, лепидолит, апатит, флюорит): олеиновая кислота, мыла, ацетилсульфат, R-710, R-765, R-825, купферон, алкилфосфоновые кислоты, моно- и диэфиры фосфорной кислоты, эфиры N-алкиламидовсульфоянтарной кислоты, ИМ-50, высшие алифатические изоспирты C₁₂-C₁₈.</p> <p>Пенообразователи: крезоловая кислота, Аэрофрос, сосновое масло, ксиленол.</p> <p>Регуляторы среды: Na₂CO₃, умягченная вода, гидрохинон, пирогаллол, салициловая кислота.</p> <p>Подавители: кислоты, HF, BaCl₂, известь, нитрат висмута, таннин.</p> <p>Активаторы: обтирка, обесшламливание, промывка кислотой.</p> <p>Реагенты и операции, способствующие селективности процесса флотации: Na₂SiO₃, активированный уголь, гексаметафосфат,</p>	<p>Комплексное использование сырья состоит в применении:</p> <ol style="list-style-type: none"> 1. обогащения оловянных руд при значительной доле (более 10 %) сульфидных и сульфосольных минералов олова на основе гравитационного обогащения с получением коллективного оловянно-сульфидного концентрата и последующей доводкой его методами селективной флотации и магнитной сепарации с получением товарной продукции: зернистый (30–40 % Sn) и шламовый (5–8 % Sn) оловянные концентраты с общим извлечением 65–75 %; медный, свинцовый и цинковый концентраты с извлечением 75–80 %. Серебро, редкие и рассеянные элементы извлекаются из концентратов при металлургической переработке; 2. обогащения оловянных руд при доле сульфидных и сульфосольных минералов

<p>гравитационных концентратов гравитацией для отделения порообразующих минералов;</p> <p>7. доводки черновых оловянных гравитационных концентратов магнитной и электрической сепарацией для выделения шеелита, вольфрамита, топаза, слюды и др. Россыпи олова дезинтегрируют и классифицируют в скруббер-бутаре и обогащают на последовательно установленных отсадочных машинах и концентрационных столах, центробежных концентраторах.</p> <p>Получить флотационным путем кондиционный концентрат, содержащий 60—40 % олова, ни на одной фабрике не удастся. При флотации касситерита из шламов отечественные фабрики работают с получением концентратов, содержащих 8—10 % олова. На зарубежных фабриках флотируется более богатое сырье и концентраты содержат 17—30 % олова при извлечении 35—70 %. Такие концентраты поступают обычно на фьюмингование.</p>	<p>флокулянт ППС, кислота.</p>	<p>олова менее 10 % и преобладании касситерита на основе флотации сульфидов в голове схемы, из хвостов которой с использованием разветвленных схем гравитационного обогащения выделяется оловянный концентрат. Товарные медные, свинцовые и цинковые концентраты получают методами селективной флотации. Извлечение олова составляет 65—70 %, цветных металлов 65—85 %;</p> <p>3. обогащения тонкодисперсных сульфидных оловянных руд флотацией с получением коллективного концентрата, который направляется на пирометаллургическую переработку (хлоридовозгонка, фьюмингование). При выходе концентрата 15—25 % содержаниями олова 5—8 %, меди 3—5 %, свинца 7—8 %, цинка 8—10 % и серебра 200—300 г/т извлечение каждого элемента составляет 80—85 %.</p>
<p>Алюминиевое сырье</p>		
<p>Сырьевую базу алюминиевой промышленности расширяют путем применения технологии:</p> <p>1. обогащения бокситов флотацией с</p>	<p>Принципиальные собиратели гидрагиллита $Al_2O_3 \cdot 3H_2O$ (главные спутники - полевые шпаты, корунд, дистен, андалузит): олеиновая кислота, алкилсульфонаты, анионоактивные</p>	<p>Комплексное использование сырья состоит в применении технологии:</p> <p>1. обогащения бокситов флотацией с попутным получением продуктов:</p>

<p>использованием в качестве собирателя гидратированных оксидов алюминия олеиновой кислоты (0,4-0,6 кг/т);</p> <p>2. обогащения бокситов флотацией с использованием в качестве собирателя гидратированных оксидов алюминия смеси олеиновой кислоты с таловым и машинным маслом (или керосином);</p> <p>3. обогащения бокситов флотацией с использованием жирнокислотных собирателей для гидрофобизации гидратированных оксидов алюминия с предварительным обязательным снижением содержания растворимых солей (кальция, магния, железа, алюминия) и дис-пергированием пульпы содой, едким натром, сернистым натрием, фосфатными соединениями (метафосфат, гексаметафосфат, пирофосфат натрия), жидким стеклом и крахмалом, оказывающим одновременно и депрессирующее действие на минералы породы;</p> <p>4. обогащения бокситов флотацией с предварительным введением в пульпу реагента ОП-7 для резкого уменьшения расхода собирателя и усиления депрессии глинистых шламов при оптимальном значении рН 7,5— 9,5. Более высокие значения рН пульпы создаются при высоком содержании в</p>	<p>детергенты, R-710, R-825.</p> <p>Пенообразователи при флотации: высшие алифатические спирты, Аэрофрос.</p> <p>Регуляторы среды при флотации: Na_2CO_3, H_2SO_4.</p> <p>Подавители флотации: $\text{pH} < 6$, $\text{pH} > 11$.</p> <p>Реагенты и операции, способствующие селективности процесса флотации: H_2SO_4 (в перечистках), пирофосфат натрия.</p>	<p>каолинитового, железорудного, титанового, пиритного с промышленным содержанием в них металлов или элементов;</p> <p>2. получения нефелинового концентрата при обогащении апатит-нефелиновых руд.</p>
--	--	---

<p>руде каолинита;</p> <p>5. обогащения бокситов флотацией с предварительным введением в пульпу реагента ОП-7 для резкого уменьшения расхода собирателя и усиления депрессии глинистых шламов при оптимальном значении рН > 9,5 при высоком содержании в руде каолинита;</p> <p>6. кондиционирования бокситов путем удаления из них пиритной среды - сульфгидрильными собирателями, органических примесей - аполярным собирателем, карбонатов железа — жирными кислотами.</p>		
--	--	--

Приведенные массы эмиссии маркерных веществ приведены в таблице 5.2.

Таблица 5.2 - Технологические показатели

№ п/п	Маркерные вещества для сбросов (слив хвостохранилища)	Лимитирующий показатель вредности	Предельно допустимая концентрация, мг/л	Технологический показатель, мг/л
1.	Аммиак	Токсикологический	0,05	
2.	Бензол	То же	0,5	
3.	Бутиловый спирт	"	0,03	
4.	Кадмий	"	0,005	
5.	Кобальт	"	0,01	
6.	Ксантогенат бутиловый	"	0,03	Отс.
7.	О-крезол	"	0,003	
8.	Магний	"	50,0	
9.	Медь	"	0,01	0,02-0,10
10.	Никель	"	0,01	
11.	ОП-7	"	0,3	
12.	ОП-10	"	0,5	
13.	Пиридин	"	0,01	
14.	Свинец	"	0,1	0,01-0,08
15.	Хлор свободный	"	-	
16.	Цинк	"	0,01	0,06-0,23
17.	Цианиды	"	0,05	0-0,03
18.	Толуол	"	0,5	
19.	Нефть, нефтепродукты	Рыбохозяйственный	0,05	
20.	Фенолы	То же	0,001	

5.5 Очистка и использование при обогащении руд сточных вод

Удаление тяжёлых металлов из техногенных вод осуществляют с целью:

1. достижения нормативных показателей качества очищенной воды для дальнейшего её использования или возврата в природу, очистки от металлов;
2. селективного выделения металлов из вод и получения металлосодержащих товарных продуктов, пригодных для дальнейшей переработки в металлургическом переделе. извлечения металлов.

Оба случая могут быть реализованы в схемах переработки и кондиционирования сточных вод горных предприятий.

Современные технологии переработки кислых сульфатных металлоносных техногенных вод

5.4.1 Технологии комплексной очистки вод от тяжелых металлов

НДТ 40 Механические методы очистки сточных вод

НДТ основаны на разнице в плотности воды и загрязняющих фаз или на различии размеров молекул воды и загрязняющих фаз и предназначены для разделения гетерогенных систем, т.е. для очистки воды от взвешенных веществ с применением:

- процеживания;
- пескоулавливания;
- отстаивания;
- очистки в поле центробежных сил;
- фильтрации.

Фильтрование применяется для глубокой одноступенчатой очистки шахтных вод (до 5 мг/дм^3) с небольшим исходным содержанием взвешенных веществ или в качестве второй ступени очистки после отстаивания или осветления в слое взвешенного осадка. В результате механической очистки можно получить степень осветления 90-95 % ПДК для оборотной воды по твердым примесям - $10-50 \text{ мг/дм}^3$

НДТ 41 Химические методы очистки сточных вод

НДТ основаны на способности ионно-молекулярных компонентов к образованию фазообразующих химических соединений, легко удаляемых из воды, с применением:

- нейтрализации;
- осаждения;
- окисления;
- восстановления.

НДТ 42 Физико-химические методы очистки сточных вод

НДТ основаны на использовании гидрофобности, растворимости, адсорбционной способности, электрохимических, электрофизических, магнитных свойств загрязняющих компонентов для их изъятия из воды с использованием:

- флотации;

- экстракции;
- сорбции (неионообменной и ионообменной);
- мембранных методов (ультрафильтрации, гиперфильтрации, обратного осмоса, диализа);
- электрохимических методов (электрокоагуляции, гальванокоагуляции, электрофлотации и т.д.);
- термических методов (эвапорации, выпаривания, вымораживания).

НДТ 43 Электрохимические методы очистки сточных вод

НДТ основаны на законах физической химии, электрохимии и химической технологии и использовании:

- методов превращения (электрокоагуляции, электрохимической деструкции, электрокристаллизации, электроокисления, электровосстановления)
- методов разделения (электрофлотации, электродиализа, электроосмоса, электрофореза, электрофильтрации)
- комбинированных методов (электрофлотокоагуляции, электрокаталитической деструкции, комплекса электровоздействий, электроосаждения, электрохимического обеззараживания)

5.4.2 Технологии селективного извлечения тяжёлых металлов из техногенных вод

НДТ 44 Гидросульфидная технология последовательного осаждения цинка и меди с получением медного (51,1 % Cu, 1,9 % Zn) и цинкового (2,59 % Cu, 49,7 % Zn) концентратов

НДТ 45 Технология флотационного выделения меди и цинка с получением цинкового (4,34 % Cu, 57,43 % Zn) и медного (74,24 % Cu, 0,5 % Zn) сублатов, гидролитического осадка (2,3 % Cu, 27,6 % Zn)

НДТ 46 Электро-коагуляционно-флотационная технология выделения меди, железа и марганца с получением цементной меди (66,5 % Cu, 3,35 % Fe, 1,09 % Mn), железосодержащего осадка (1,83 % Cu, 52,0 % Fe, 0,81 % Mn) и марганцевого флотоконцентрата (0,15 % Cu, 0,54 % Fe, 50,07 % Mn)

НДТ 47 Технология комплексного гидролитического осаждения известкованием с интенсификацией отстаивания введением флокулянта с получением кека, содержащего 8,5 % Cu, 11,3 % Zn, 6,9 % Fe.

5.6 Технологии обращения с отходами обогащения руд

НДТ 48 Технология складирования текущих хвостов с влажностью до 90 %

НДТ состоит в размещении хвостов:

- в хвостохранилище намывного и наливного типов;
- в выработанном пространстве карьеров;

НДТ 49 Технология складирования обезвоженных хвостов с влажностью 40-50 %

НДТ состоит в размещении хвостов:

- в хвостохранилище;
- в выработанном пространстве карьеров;
- в выработанном пространстве рудников.

НДТ 50 Технология складирования пастообразных хвостов с влажностью до 30 %

НДТ состоит в размещении хвостов:

- в выработанном пространстве карьеров;
- в виде закладки выработанного пространства карьера при комбинированной разработке;
- в качестве компонента закладочной смеси

НДТ 51 Технология складирования сухих хвостов с влажностью 10-12 %

НДТ состоит в размещении хвостов:

- в отвал на дневной поверхности;
- в качестве компонента закладочной смеси.

НДТ 52 Утилизация

НДТ предусматривает использование хвостов для:

- доизвлечения металлов и сопутствующих компонентов;
- производства строительных материалов;
- рекультивационных работ.

НДТ 53 Орошение пылящих поверхностей

НДТ состоит в сокращении пыления поверхностей дорожного полотна, складов, сухих пляжей хвостохранилищ, земель, подлежащих рекультивации, сдувания и уноса

материала при перевозке в открытых вагонах и др. и предусматривает орошение и укрепление внешнего слоя пылящих поверхностей путем применения:

- пылеподавления водой с использованием поливочных машин, установок, распылителей;
- пылеподавление растворами неорганических и органических веществ, ПАВ, полимерными веществами, эмульсиями и другими химическими реагентами, создающими на поверхности материала корку;
- использование на хвостохранилищах равномерно распределенных пульпопроводов.

НДТ 54 Размещение отходов на нарушенных горными работами территориях

НДТ предусматривает организацию размещения отходов на ранее используемых территориях под размещение породных отвалов, гидроотвалов и т.п. Сюда относятся и заполнение выработанного пространства рудников и карьеров породами, что является рекультивацией

НДТ 55 Горнотехническая система закладки выработанного пространства

НДТ предусматривает закладку выработанного пространства на основе отходов добычи, с подготовкой наполнителя в подземном выработанном пространстве

НДТ 56 Технологическая схема приготовления закладочной смеси

НДТ предусматривает приготовление закладочной смеси на основе обезвоженных хвостов обогащения руд в выработанном пространстве подземного рудника

5.7 Природоохранные мероприятия

НДТ 57 учитывает то, что на окружающую среду в районе деятельности горнодобывающего предприятия будут оказывать определенное влияние следующие объекты:

- карьер с отвалом вскрышных пород и складом забалансовых руд;
- комплекс обогатительной фабрики с рудным складом;
- хвостохранилище и хвостовое хозяйство;
- очистные сооружения канализации;
- автомобильный транспорт и объекты инфраструктуры.

Конечная продукция предприятия (флотоконцентрат) экологически безопасна.

Основными источниками опасности для окружающей среды являются рудная пыль и реагенты, используемые при обогащении руд.

НДТ состоит в том, что при эксплуатационном режиме прогнозное воздействие на окружающую среду предприятия в целом, и отдельных объектов в частности, будет находиться в пределах от низкой до средней значимости за счет принятых природоохранных мероприятий:

- прокладка пульпопровода из высокопрочных стальных труб с устройством противоаварийных мероприятий;
- устройство противотриационного экрана чаши хвостохранилища (слой суглинка и высокопрочная полиэтиленовая пленка) для защиты от загрязнения подземных вод;
- устройство бессточного хвостохранилища за счет системы оборотного водоснабжения;
- строительство специальных водоотводных сооружений на площадке хвостохранилища для перехвата поверхностных стоков;
- установка оборудования для очистки вентиляционных выбросов от загрязняющих веществ (пыль, газы) перед выбросом в атмосферу (коэффициент очистки 98-99 %);
- сбор и очистка ливневых сточных вод с площадки обогатительной фабрики и других производственных сооружений;
- обеззараживание хозяйственно-бытовых стоков на очистных сооружениях;
- очистка территории от бытовых отходов;
- выполнение требований безопасности при транспортировке химических реагентов;
- проведение постоянного мониторинга на площадках месторождения.

НДТ 58 Минимизация пыления наружных откосов ограждающих дамб и высохших поверхностей отработанных карт хвостохранилищ

НДТ состоит в том, что с учетом того, что примерно половина сдуваемой с поверхности хвостохранилища пыли выпадает на довольно узкой полосе земли, примыкающей к хвостохранилищу и ограждающей дамбе и имеющей на разных хвостохранилищах ширину от 100 до 200 м, сокращение пыления действующих и отработанных хвостохранилищ достигают путём:

- смачивания хвостов;
- создания эффективных санитарно-защитных зон вокруг хвостохранилищ (особенно это важно в населенных пунктах);

- рекультивации на основе связывания материала хвостов химическими соединениями, землевания хвостохранилищ, их самозарастания или лесопосадок;
- в зоне воздействия хвостохранилищ выращивают сельскохозяйственные (желательно технические) культуры с низкими коэффициентами перехода опасных веществ из почвы в растения.

НДТ 59 Внедрение автоматизированных систем управления очистными сооружениями

НДТ предусматривает применение автоматизированных систем управления очистными сооружениями для контроля технологических параметров и поддержания оптимального режима работы очистных сооружений.

5.8 Противоаварийные мероприятия

НДТ 60 состоит в определении:

- границы опасной зоны;
- границы зоны затопления;
- загрязнения подземных вод и его границы;
- загрязнения поверхностных вод и его последствия;
- загрязнения воздушного бассейна.

НДТ 61 состоит в повышении безопасности отвалов:

- оползневые склоны, отвалов и хвостохранилищ укрепляют механически либо биологически высаживая кустарники с мощной корневой системой;
- на оползнеопасных участках отвалов и хвостохранилищ поверхностные воды отводят специальными дренажными канавками;
- для отвалов необходима рекультивация не только горизонтальных поверхностей, но и откосов с целью противоэрозионных мероприятий;
- возможна консервация токсичных отходов с последующей присыпкой их 3 м плодородной земли и использованием рекультивированных площадей в лесохозяйственных или рекреационных целях;

НДТ 62 состоит в повышении безопасности хвостохранилищ:

- на хвостохранилищах, где потенциально существует опасность прорыва ограждающей дамбы, ниже по рельефу сооружают еще одну «страховочную» дамбу из местного грунта для перехвата возможного прорыва основной дамбы;
- в пределах санитарно защитной зоны (СЗЗ) и охранной зоны (ОЗ) запрещается строительство любых объектов, не связанных с эксплуатацией хвостохранилищ (если до строительства в этих зонах имеются какие-либо объекты, то требуется их обязательный вынос за пределы СЗЗ и ОЗ);
- следует стремиться к созданию хвостохранилищ в долинах рек и ручьев, не имеющих рыбохозяйственного и хозяйственно-питьевого или рекреационного значения;
- в ложе хвостохранилищ должны отсутствовать горизонты подземных вод хозяйственно-питьевого назначения;
- должно быть подтверждено, что поток грунтовых вод в зоне влияния хвостохранилища не разгружается в открытый водоем в радиусе 2 км от хвостохранилища и не выходит на дневную поверхность в виде родников и других водотоков;
- подстилающие породы должны иметь малую водопроницаемость (это характерно для глин и суглинков);
- уровень грунтовых вод должен быть достаточно низким (не менее 4-5 м);
- хвостохранилища должны располагаться гипсометрически ниже обогатительных фабрик и других потенциальных объектов ущерба.

НДТ 63 Технологическое соблюдение баланса

НДТ состоит в технологическом соблюдении баланса между объемом поступающих сточных вод (отходов) в отстойный пруд хвостохранилища и возвратом осветленных вод в технологический процесс с учетом количества атмосферных осадков и объема испарения и исключением сброса дебалансных вод из хвостохранилища.

НДТ 64 Технология экстренного сброса в районе хвостохранилища

НДТ состоит в том, что экстренный сброс стоков осуществляют в специальный зумпф необходимого объема с последующим возвратом из него вод в технологический процесс или удалением их в соответствии с санитарными требованиями (очистка, необходимое разбавление и т.п.)

НДТ 65 Оротографические особенности местности

НДТ состоит в том, чтобы площадка хвостохранилища и территория его санитарно-защитной зоны не подвергались затоплению паводковыми водами, а в прудок самого хвостохранилища не поступали поверхностные воды с окружающей местности во избежание его переполнения за счет:

- перехвата поверхностных вод с помощью достаточной по объему отводной нагорной канавы;
- сооружения по периметру хвостохранилища у основания дамбы дренажной канавы или сооружения для перехвата фильтрационного потока и возврата его в хвостохранилище или в технологический процесс

НДТ 66 состоит в том, что на добычном комплексе аварийные ситуации на открытых горных работах ликвидируют:

- в результате последовательных производственных операций и выполняются согласно «Плану ликвидации аварий на открытых горных работах», разработанному и утвержденному согласно «Единых правил безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом»;
- с привлечением горноспасательной службы.

НДТ 67 состоит в том, что на обогатительном комплексе для ликвидации аварийных ситуаций предусмотрен следующий комплекс мероприятий:

- Под емкостями с реагентами предусматривается установка поддонов с насосами. При повреждении емкости, вытекший раствор попадает в поддон, откуда насосом перекачивается в дренажные емкости (резервные). Поддоны обеззараживаются соответственно виду реагента.
- На случай утечки предусмотрена система вторичного удержания растворов химических реагентов для локализации их на площадке обогатительной фабрики и непопадание за её пределы. Предусмотрена сеть сборных канав принимающих и отводящих растворы в пруд-отстойник для их очистки по мере необходимости.
- На случай возникновения пожаров предусмотрено устройство противопожарного водопровода, питающегося от пожарных резервуаров.
- Для ликвидации локальных очагов возгорания на каждом технологическом участке имеются пенные огнетушители, емкости с песком.
- Для предупреждения повреждений и утечек из пульпопровода от фабрики к хвостохранилищу, осуществляется плановый технический надзор за его состоянием.

- Прокладка пульпопровода предусматривается в ж/б лотках, чтобы контролировать любые утечки в местах, где пульпопровод идет не по краю дамбы хвостохранилища.
- На случай прорыва пульпопровода предусмотрены емкости для стока пульпы, куда пульпа самотеком стекает по изолированному лотку. Персонал обогатительной фабрики получает сообщение о прорыве по радиосвязи и автоматически перекрывает выход пульпы в трубопровод.
- Для наблюдения за рабочим состоянием хвостового хозяйства и дамб проводятся контрольные осмотры, с записью в регистрационном журнале. Само тепло дамб при проектировании рассчитывается на напорные, сейсмические и другие нагрузки, поэтому непредвиденные ситуации исключаются.
- Проектирование всех капитальных строений, оборудования и резервуарного парка проведено с учетом сейсмичности на площадках в 8-9 баллов. Любые маловероятные утечки из элементов технологического цикла при землетрясении будут локализованы внутри здания фабрики и окружающей её площадки.
- Вдоль трассы пульпопровода постепенно будет восстановлен растительный покров, нарушенный при строительстве. В случае аварийной ситуации на трассе, растительный покров будет дополнительной степенью безопасности, т.к. может предотвратить миграцию тяжелых металлов на близлежащие участки.
- При угрозе землетрясения персонал обогатительной фабрики соответственно должностным инструкциям и распоряжениям останавливает загрузку руды, технологические процессы и выпуск пульпы в пульпопровод. Перед возобновлением работы все технологические участки и хвостовое хозяйство тщательно проверяются.

НДТ 68 Транспортировка и хранение реагентов и материалов

НДТ состоит в том, что транспортировка всех химических реагентов осуществляют при соблюдении следующих основных условий:

- Составления карты маршрута транспортировки химических реагентов, учитывающей маршрут движения колонны транспорта и машин сопровождения, скорость и интервал движения автотранспорта, время прибытия в пункт назначения.
- Наличие идентификационных знаков различия машин, предназначенных для транспортировки различных химических реагентов.
- Наличие оперативной ВЧ связи машины сопровождения с диспетчером пункта доставки.

- Строгое выполнение графика движения колонны и своевременность выхода на ВЧ связь при прохождении колонной контрольных точек маршрута движения.
- При возникновении аварийной ситуации транспорта на маршруте - немедленное уведомление о случившемся лидером колонны.
- Место складирования каждого реагента должно быть обозначено надписью с наименованием хранимого реагента. Хранение реагентов в нерассортированном виде запрещается.
- Сроки хранения и использования реагентов на складах не должны превышать сроки годности реагентов, устанавливаемые заводами-изготовителями.
- Жидкие флотореагенты разгружаются механизированным способом. После слива горючих реагентов из цистерн их остатки удаляют из шланга, который отсоединяют и промывают водой. Во время слива горючих флотореагентов из цистерн трубопроводы и цистерны должны быть заземлены. Перед перекачкой жидких флотореагентов проверяют надежность системы контроля уровня заполнения емкостей.

РАЗДЕЛ 6 ЭКОНОМИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ РЕАЛИЗАЦИИ НАИЛУЧШИХ ДОСТУПНЫХ ТЕХНОЛОГИЙ

6.1 Общие положения

Методология экономической оценки эффективности технологии, принятой в качестве НДТ [126], базируется на сопоставлении затрат, связанных с внедрением конкретной НДТ, и ограничений её использования, с одной стороны, и выгод от внедрения – с другой стороны.

Затраты на внедрение НДТ включают в себя:

1. капитальные затраты;
2. эксплуатационные затраты - затраты на эксплуатацию и техническое обслуживание установки, сооружения, технологии, процесса, определяемых в качестве НДТ (оплата труда, затраты на энергоносители, на приобретение материалов и услуг, необходимых для эксплуатации оборудования и реализации технологии).

Выгодами от внедрения НДТ являются дополнительные доходы, предотвращенные издержки, налоговые льготы и государственная финансовая поддержка.

К дополнительным доходам могут быть отнесены: реализация побочной продукции и оказание услуг, экономия на использовании в производственных процессах попутных ресурсов тепло- и электроэнергии. д.

Предотвращенные издержки могут включать сокращение потерь при транспортировке пылящих материалов (продукции, горной массы), снижение затрат за счет сокращения простоев и оптимизации использования подвижного состава и т. д.

Выгоды от внедрения НДТ включают также уменьшение сумм природоохранных платежей за счет:

1. снижения объема эмиссий;
2. применения коэффициента 0 к ставке платы за негативное воздействие на окружающую среду (согласно п. 5 ст. 16.3 ([1]);
3. налоговые льготы, предусмотренные ст. 17 ([1]);
4. государственная поддержка (выделение средств федерального бюджета и бюджетов субъектов Российской Федерации с целью содействия в осуществлении инвестиционной деятельности, направленной на внедрение наилучших доступных технологий и реализацию иных мер по снижению негативного воздействия на окружающую среду), согласно ст. 17 ([1]);

5. получение дополнительных доходов от повышения качества продукции (за счет повышения конкурентоспособности продукции и расширения рынков сбыта).

При оценке экономической целесообразности внедрения технологии в качестве НДТ необходимо учитывать ряд следующих факторов:

1. особенности технологического процесса и используемого оборудования (технические возможности модернизации оборудования, технико-экономические показатели проекта модернизации);
2. масштаб производства;
3. конъюнктура рынка, в том числе эластичность спроса цены на конечную продукцию, ценовая динамика, объем спроса;
4. наличие транспортной инфраструктуры, логистика, доступность инфраструктурных и технологических объектов;
5. прямые операционные затраты, зависящие от уровня ресурсоемкости технологии (к примеру, климатические условия; специальные мероприятия по обеспечению технической безопасности; затраты на оплату труда, связанные с масштабом деятельности, требованиями безопасности и трудового законодательства, местного рынка труда; стоимость потребляемых объемов энергии, воды и т. д.);
6. финансовые особенности проекта, связанные с периодом внедрения технологии, необходимостью использования кредитных финансовых ресурсов, дисконтированием показателей;
7. стадии жизненного цикла предприятия;
8. остаточный объем запасов полезных ископаемых и время до прекращения добычных работ;
9. в целом экономическая ситуация в стране и уровень инвестиционного климата в регионе присутствия.

Для оценки доступности технологий, представленных в разделе 5 настоящего справочника НДТ, с точки зрения экономической целесообразности был использован метод экспертных оценок.

6.2 Добыча руд цветных металлов

Результаты экономической оценки НДТ добычи руд представлены в таблице 6.1. по укрупненным группам технологий.

Таблица 6.1 - Экономические аспекты реализации НДТ добычи руд цветных металлов

№ п/п	Метод/оборудование/мероприятие	Эффект	Затраты, тыс. руб.
1	Пылеподавление обуреваемых блоков с применением воды и вяжущих растворов	Снижение загрязнения атмосферного воздуха пылью на 80 % на обрабатываемых участках	10,3
2	Полив экскаваторных забоев, автодорог в карьере, на территории РУ, ЦХХ ОФ, УЭК и ООС, ДСФ	Снижение загрязнения атмосферного воздуха пылью на 80 % на обрабатываемых участках	67,1
3	Применение пылеподавляющего материала на автодорогах карьера, ДСФ, ЦХХ ОФ, РУ	Снижение загрязнения атмосферного воздуха пылью на 85 % на обрабатываемых участках	12,5
4	Рекреационные посадки из древесно-кустарниковых культур и многолетних трав на территориях, закрепленных за структурными подразделениями	Сокращение вторичного пылеобразования	9,8

6.3 Обогащение руд цветных металлов

6.3.1 Техничко-экономические показатели флотационных фабрик

В таблицах 6.2-6.3 представлены сведения о затратах компаний, применяющих наиболее распространённые решения, направленные на предотвращение, сокращение негативного воздействия и на повышение ресурсоэффективности.

Таблица 6.2 - Капитальные затраты и годовые эксплуатационные расходы в расчете на одну мельницу разных типоразмеров

Показатели	Стержневая мельница, DxL, мм	Шаровая мельница, DxL, мм		
		3200x3100	3600x4000	3600x5000
Объем мельницы, м ³	32	22,5	36	45
Капитальные затраты в расчете на одну мельницу, тыс. руб	92411	51150	79112	90706
Годовые эксплуатационные расходы в расчете на одну мельницу, тыс. руб	55242	39556	60016	72292

Таблица 6.3 - Эксплуатационные расходы, капитальные затраты и расход энергии для флотационных фабрик при годовой производительности фабрики по руде не менее 4 млн. т в год

№ п/п	Операции переработки	Эксплуатационные расходы, руб/т руды ¹	Капитальные затраты, руб/т годовой производительности и по руде	Расход электроэнергии, кВт·ч/т руды
1.	Крупное, среднее, мелкое дробление, грохочение, транспортирование, затраты до склада крупной руды	30,7-37,5	136,4-204,6	1,0-1,12
2.	Бункерование руды в цехе измельчения	17,1	1,1	-
3.	Измельчение до 70-75 % -74 мкм, классификация в механических классификаторах или в гидроциклонах	156,9-245,5	238,7-293,3	12,0-20,0
4.	Флотация (без стоимости флотационных реагентов) ²	17,4	56,3	2,6
5.	Сгущение ³ в сгустителях:			
5.1	Ø 18 м	58,0-95,5	324,0-395,6	2,4
5.2	Ø 24-30 м	37,5-64,8	221,7-306,9	1,3
5.3	Ø 50 м	27,3-30,7	184,1-204,6	1,0
6.	Фильтрование ³	44,3	44,3-109,1	2,0-3,0
7.	Сушка ³ (без стоимости топлива)	78,4 ⁴ /44,3	436,5 ⁴ /184,1	3,0
8.	Складирование и отгрузка концентрата ³	17,1-34,1	68,2-136,4	-
9.	Удаление и укладка хвостов ³	34,1-68,2	170,5-409,2	-
1 - При определении затрат стоимость 1 кВт·ч принята 3,16 руб. Стоимость 1 м ³ воды - 1,98 руб				
2 - Показатели по флотации даны для случая, когда удельный объем флотационных машин составляет 0,05 м ³ /(т/сут)				
3 - Расходы и удельные затраты по операциям обезвоживания, сушки, удаления и укладки хвостов, складированию и отгрузки концентрата даны на 1 т продукта, поступающего в эти операции				
4 - В числителе даны удельные затраты при продолжительности периода сушки 5 месяцев в году, в знаменателе - при круглогодовой сушке				

6.3.2 Селективное извлечение металлов из сточных вод

Для адаптации к селективному извлечению металлов в первую очередь пригодны те методы, область применения которых включает воды, аналогичные по качеству техногенным водам горных предприятий. Анализ многочисленных литературных источников позволил выявить область применения методов очистки сточных вод и особенности удаления меди и цинка (таблица 6.4).

ПРОЕКТ

Таблица 6.4 - Эколого-экономическая оценка методов удаления металлов из природных и техногенных вод [114]

Метод	(+) Достоинства метода. (-) Недостатки метода	Область применения, максимальная эффективность удаления металлов (П)	Особенности удаления меди и цинка	Себестоимость (энергозатраты)
Осаждение переводом в труднорастворимые соединения (в том числе известкованием)	(+) высокая эффективность комплексного извлечения; простота аппаратного оформления.	Области применения зависят от содержания железа в карбонатной, бикарбонатной или сернокислой форме, марганца, щелочности, pH, окисляемости, присутствия в воде CO ₂ и H ₂ S. Комплексное осаждение возможно практически при любой концентрации металлов в растворе. П ~ 98 %	Совместное осаждение гидроксидов меди и цинка в точке начала осаждения меди (pH 4,2) возможно при мольном отношении Cu ²⁺ /Zn ²⁺ 1:445. Теоретически рассчитанный интервал между значениями pH начала осаждения меди и цинка при соотношении 1:1 составляет 1,3.	По станциям нейтрализации шахтных и подотвальных вод ГОП Южного Урала 17-23 руб/м ³
	(-) образование осадков коллоидной степени дисперсности; образование значительного количества шламов; повышенное солесодержание в очищенной воде; не всегда известкование обеспечивает глубокое осаждение металлов; большой расход реагентов в т.ч. извести; требует больших площадей для отстойников и фильтровального оборудования.			
Ионный обмен (смолы)	(+) Высокая селективность извлечения металлов; может применяться практически для всех видов стоков при раздельном или совместном их канализовании.	Для стоков с часовым расходом до 500 м ³ /ч и концентрацией металлов до 50 мг/дм ³ . П ~ 98-99	Эффективно извлекают ионы цинка в широком диапазоне значений pH сильнокислотные сульфокатиониты.	Для шахтных вод до 120 руб/м ³ . Основной вклад в себестоимость вносит стоимость регенерирующих реагентов.
	(-) Требуется предварительной очистки растворов от механических примесей, масел и жиров; при наблюдающейся тенденции к увеличению объема перерабатываемых растворов и снижению концентрации извлекаемых металлов не выгоден по кинетическим характеристикам: стадии сорбции и десорбции требуют часов и десятков часов; высокая стоимость ионитов.			
Сорбция (в том числе сорбционные геохимические барьеры)	(+) Возможность селективного извлечения компонентов; простота аппаратного оформления; возможность полной или частичной автоматизации всего процесса; высокая производительность процесса удаления загрязнений угольными сорбентами; низкая чувствительность к колебаниям	Активированный уголь применяется для очистки сточных вод, загрязненных слабыми электролитами или неэлектролитами. Мутность поступающей на сорбцию воды	Области оптимальной адсорбции металлов на углеродных сорбентах практически совпадают с областями осаждения гидроксидов. Селективность достигается модифицированием сорбентов ряд	Главной составляющей является стоимость сорбента и затраты на его

	<p>скорости потока сточных вод.</p> <p>Высокая стоимость сорбентов; низкая концентрация металла в твёрдой фазе; сложность регенерации сорбентов, поглотивших значительное количество металлов; необходимость предварительного осветления стоков.</p>	<10 мг /дм ³ П ~ 98 % До концентрации металлов в растворе менее 10 мг/дм ³	сорбируемости сибайским цеолитом, модифицированным моноэтаноламином - Cu>Zn>Ni>Ag; тиокарбамидом - Ag>Cu>Zn>Ni; [212]	регенерацию.
Ионная флотация	<p>(+) Извлекает практически любые металлы; экономичность; высокая производительность; простота реализации.</p> <p>(—) Использование для селективного извлечения металлов реагентов, промышленное производство которых в России отсутствует</p>	Применяют для растворов с концентрацией металлов меньше 10 ³ ..10 ⁻² моль/дм ³ Степень извлечения металлов в пену при оптимальных условиях флотации П ~ 99%	Ионы собирателя должны быть противоположны по знаку ионам, содержащим медь или цинк, необходимо соблюдение диапазона рН среды (например, по данным [213] величина рН для флотации Cu(II) - 1, 2-диацилгидразином - 6,5-12)	До 64 руб/м ³
Цементация	<p>(+) Простота аппаратного оформления; осаждение возможно в широком диапазоне кислотности раствора.</p> <p>(—) Образование значительных объемов шламов; вторичное загрязнение ионами металла-цементатора; возможен гидролиз солей Al и Fe; большой расход металла цементатора; требуется доочистка сточной воды; возможно обратное растворение цементных осадков;</p>	Применяют для осаждения более электроположительных металлов, находящихся в растворённом состоянии, на менее электроположительных металлах, находящихся в твёрдом состоянии. П ~ 85-90%	Эффективна цементация меди железом из сернокислых растворов с содержанием меди от 500 (1000 мг /дм ³) до 35 г/дм ³ при рН 2-4,5. Количественное осаждение металла из концентрированных растворов позволяет проводить предварительное осаждение меди цементацией из растворов.	До 69 руб/м ³
Гальванокоагуляция	<p>(+) Отсутствие реагентов; простота аппаратного оформления; в качестве загрузки используются отходы; низкие эксплуатационные затраты; высокая скорость процесса извлечения металлов; быстрая адаптация технологии при изменении состава и концентрации примесей.</p> <p>(—) Расход электроэнергии; значительные расходы Fe при больших объемах сточной воды, низкое содержание извлекаемых металлов в осадке.</p>	Широко применяется при очистке сточных вод от ионов тяжелых металлов в широком диапазоне концентраций П ~ 98 % при рН среды ~3-4, оптимальное значение рН 2-4	Медь из сернокислых стоков извлекается в течение первых нескольких минут контакта с гальванопарой «железо-углерод». Наиболее эффективное извлечение меди наблюдается при рН исх 2.5-2.7. Медь эффективно удаляется в широком диапазоне исходных концентраций 50-500 мг/дм ³ . Цинк - при концентрациях до 500 мг/дм ³ .	До 51 руб/м ³ (0,15 - 2кВтч на 1м ³ очищаемой воды)

Электрокоагуляция	(+) Высокая эффективность очистки (очистка до ПДК); очищенная вода используется в обороте; исключается расход реагентов; незначительные площади под оборудование; быстрая адаптация технологии при изменении состава и концентрации примесей.	Для стоков с концентрацией ионов цветных металлов до 100 мг/дм ³ и часовым расходом до 100 м ³ /ч .	Возможность селективного разделения меди и цинка в литературе не рассматривалась.	До 50 руб/м ³ (0,1.0,4 кВтч на 1 м ³)
	(-) Расход электроэнергии; невозможность очистки концентрированных стоков без их разбавления. Пассивация анодов. применение постоянного электрического тока.			
Электрофлотация	(+) Простота эксплуатации; возможность регулирования процесса	Для стоков с концентрацией ионов цветных металлов 10-100 мг/дм ³ . Оптимальная плотность тока <3 А/дм ³ П = 90-97 % (по Cu и Zn 98-99 %)	Для сульфидов и гидроксидов степень извлечения возрастает в ряду: CuS-ZnS-Cu(OH) ₂ -Zn(OH) ₂ . Степень электрофлотационного разделения максимальна в изоэлектрической точке для Cu(OH) ₂ и Zn(OH) ₂ pH 10	Расход электроэнергии 1-2 кВтч на 1 м ³ До 47 руб/м ³
	(-) Высокий расход электроэнергии; образование флотошлама.			
Электролиз	(+) Компактность установки; Относительная простота эксплуатации; сокращение реагентного хозяйства; возможность получения на катоде свободного металла, отсутствие вторичного загрязнения стока.	Для веществ, содержащих тяжелые металлы, которые разрушаются под действием электрического тока с образованием нетоксичных соединений, оптимальное значение pH 2, анодная плотность тока 0,2-2 А/дм ²	Для катодного осаждения металла и растворов с [Me] более 1000 мг/дм ³ ([Cu] = 1-5 г/дм ³ для электролиза - низкоконцентрированные растворы): 1. максимальная поверхность катода 2. интенсивное перемешивание для устранения диффузионных ограничений	(300 квт/ч на тонну меди)
	(-) Низкая производительность аппаратов, значительный расход электроэнергии.			
Электродиализ	(+) Высокая эффективность очистки; не требует применения реагентов.	Общее солесодержание 3-10 г/дм ³ П = 96-98 %	Возможно селективное разделение меди и цинка при определённом соотношении (например по данным [190], разделение возможно до соотношения их 1:1,5 ($C_{Cu(II)} / C_{Zn(II)} = 0,66$) и практически невозможно при достижении соотношения 1:2,5 ($C_{Cu(II)} / C_{Zn(II)} = 0,4$))	На снижение солесодержания в очищаемой воде в 50 раз затрачивается энергии ~7 кВтч
	(-) Значительный расход электроэнергии, сложность замены мембран, их чувствительность к изменению состава примесей. Развитие концентрационной поляризации; зарастание мембран трудно растворимыми солями и отравление соединениями железа, расход энергии; необходимость предварительного осветления стоков.			

Обратный осмос ультрафильтрация	(+) Возможность селективного извлечения компонентов; очистка до ПДК; возврат очищенной воды в оборот; регенерация растворенных веществ; незначительный расход электроэнергии; компактность установки; простота эксплуатации; легко автоматизируется.	Рекомендуется применять в виде локальной очистки стоков с различной концентрацией загрязнений после предварительного осветления	Возможность селективного разделения меди и цинка в литературе не рассматривалась.	Для водоподготовки 15-22 руб/м ³ Для очистки сточных вод нет данных
	(-) Высокая стоимость мембран; нестойкость мембран в агрессивных средах. Выход из строя мембран в результате закупоривания пор осадком; необходимость предварительного осветления.			
Экстракция	(+) Возможность селективного извлечения компонентов; очистка до ПДК; возврат очищенной воды в оборот; регенерация растворенных веществ; незначительный расход электроэнергии;	Экономически целесообразна для растворов с концентрацией металлов более 2000 мг/дм ³	Возможно селективное разделение меди и цинка при соблюдении оптимального рН.	При извлечении меди в 1,2-5 раз выше себестоимости цементации на железном скрапе [225]
	(-) Высокая стоимость экстрагентов			

Расчёт капитальных затрат на реализацию технологии селективного осаждения меди и цинка с последующей доочисткой потока из подотвальных вод СФ ОАО «УГОК» приведен в таблице 6.5.

Таблица 6.5 - Смета капитальных затрат

№ п/п	Наименование оборудования	Цена за ед., тыс. руб	Количество	Сумма, тыс.руб
1	Бак исходной воды V=100м ³	372	1	372
2	Насос подачи сточных вод АХ 80-65-160 К-5 50/35	77,4	4	309,6
3	Реактор-отстойник V= 25м ³	640	4	2560
4	Гальванокоагулятор КБ 8	1000	2	2000
5	Гальванокоагулятор КБ 2	2000	2	4000
6	Резервуар-шламонакопитель медьсодержащего осадка V= 10м ³	178	1	178
7	Резервуар-шламонакопитель цинксодержащего осадка V= 30м ³	240	1	240
8	Перистальтический насос для перекачки шлама РТ 10	64,3	4	257,2
9	Компрессор сжатого воздуха, Q=100 м ³ /час, ВЕСКЕРDP 2.100 (3x230/380V)	131,2	4	524,8
10	Станция приготовления раствора флокулянта, 1000 дм ³ /час	580	1	580
11	Шнековый насос раствора флокулянта (Q=400 дм ³ /час, Н=10 м.в.ст.)	12	2	24
12	Насос-дозатор щелочного реагента MS1B108C (Q=120 дм /час, Н=5 бар)	30	2	60
13	Бак-аэратор V= 15м ³	185	2	370
14	Фильтр-пресс РЗМ 630*630	650	2	1300
15	Насос для перекачки фильтрата АХ 40-25-125 Ас	19,44	2	38,88
16	Сорбционный резервуар	410	2	820
17	Расходный бак щелочного реагента с дозатором V= 2м ³	60	2	120
18	Итого оборудования			13754,5
19	Неучтенное оборудование	0,15		2063,17
20	Документация и проектирование	0,1		1375,45
21	Итого капитальных вложений:			17193,1

Затраты на материалы (табл. 6.6) определены, исходя из годового объема перерабатываемых техногенных вод и удельного расхода требуемых материалов.

Таблица 6.6 - Материальные затраты на реализацию технологии

№ п/п	Наименование материала	Ед. изм.	Удельный расход, м ³	Объем навод, тыс. м ³ /год	Цена, руб/ед.	Стоимость, тыс. руб/год	На 1 м ³ воды, руб
1	Железный скрап	кг	2	489	6	5868	12
2	Кокс	кг	0,08		16	625,92	1,28
3	Гидроксид натрия	кг	0,15		30	2200,5	4,5
4	Флокулянт	кг	0,0017		250	207,825	0,425
5	Фильтроткань для рамного фильтра	2 м	0,00001		0,06	0,0002934	6E-07
6	Итого					8902,25	18,21
7	Неучтенные материалы, 10%					890,22	1,82
8	Всего:					9792,47	20,03

Энергозатраты (табл. 6.7) определены по двуставочному тарифу - тарифу за 1 кВт установленной мощности и тарифу за 1 кВт/час израсходованной электроэнергии, руб

Таблица 6.7 - Энергозатраты технологии

№ п/п	Наименование оборудования	Кол-во, шт	Установленная мощность, кВт	Тариф за 1 кВт, р.	Расход электроэнергии, кВт/час	Тариф за 1 кВт/час, руб.	Сумма, тыс. руб
1	Насос подачи сточных вод АХ 100-65-315 К-5 50/35	2	15	200	63360	2,1	270,512
2	Гальванокоагулятор КБ 8	2	4		23040		98,368
3	Гальванокоагулятор КБ 2	2	8		46080		196,736
4	Компрессор	4	1,25		7200		61,48
5	Электромеханический зажим плит фильтр-пресса	2	3		17280		73,776
6	Насос для перекачки фильтрата АХ 40-25-125 А-СД	2	2,2		6336		27,4912
7	Станция приготовления раствора флокулянта, 1000 дм ³ /час	3	3		2160		5,136
8	Насос-дозатор щелочного реагента	2	0,37		2131,2		9,09904
9	Перистальтический насос для перекачки шлама РТ 10	4	0,18		1036,8		8,85312
10	Итого						213120

Расход электроэнергии для гальванокоагуляторов принят из удельного расхода 0,1 кВтч/м обрабатываемых вод. Энергоемкость процесса составляет 1,53 кВтч/м. Расчёт заработной платы (таблица 6.8) произведен с учетом работы в течение года 1 оператора установки и 1 электрослесаря в смену. Режим работы 4 бригад - 7 дней в неделю по 8 часов в смену.

Таблица 6.8 - Расчет годового фонда заработной платы обслуживающего персонала

№ п/п	Наименование профессии	Численность, чел	Категория персонала	Средняя заработная плата, тыс. р./мес.	ФЗП, тыс.руб/год
1	Оператор установки	4	Специалист	15	720
2	Слесарь	4	Рабочий	10	480
3	ИТОГО:				1200

Сумма амортизации принята 10 % от стоимости капитальных вложений и составит 1,7 млн. р./год. Смета эксплуатационных затрат на реализацию ресурсовоспроизводящей технологии представлена в табл. 6.9.

Таблица 6.9 - Смета эксплуатационных затрат на реализацию ресурсовоспроизводящей технологии

№ п/п	Наименование статьи затрат	Сумма, тыс. руб	Удельные затраты, руб/м ³	Структура, %
1	Заработная плата, в т.ч.	1320	2,70	7,51
2	Основная заработная плата	1200	2,45	6,82
3	Дополнительная заработная плата	120	0,25	0,68
4	Взносы на обязательное страхование и страховой тариф от НС и ПЗ	492	1,01	2,80
5	Затраты на материалы	9792,47	20,03	55,68
6	Энергозатраты	751,4514	1,54	4,27
7	Амортизация	1719,31	3,52	9,78
8	Общепроизводственные расходы	1913,285	3,91	10,88
9	Итого производственная себестоимость	15988,52	32,70	90,91
10	Коммерческие расходы	1598,852	3,27	9,09
11	Итого полная себестоимость	17587,37	35,97	100,00

Таким образом, себестоимость переработки 1 м³ подотвальных вод составила 35,89 р.

Оценка стоимости товарной продукции произведена, исходя из её номенклатуры, объемов товарной продукции, средней годовой цены на металлы по данным LME, коэффициента цены (Кц = 0,5), курса доллара.

Товарной продукцией, получаемой в результате реализации ресурсовоспроизводящей технологии комплексной переработки подотвальных вод, будут являться: медьсодержащие и цинксодержащие ферритные осадки, которые подшихтовываются к одноименным концентратам.

Расчет стоимости товарной продукции произведен по методике расчета извлекаемой ценности руды и представлен в таблице 6.10.

Таблица 6.10 - Расчет стоимости товарной продукции

№ п/п	Наименование продукции	Количество товарной продукции, т			Цена металла, \$/т	Курс доллара, руб/\$	К _ц	Стоимость товарной продукции, тыс.руб			
		в час	в сутки	в год				в час	в сутки	в год	
1	Ферритный медьсодержащий осадок										
	Медь	0,01777	0,43	102,36	7901	33	0,5	2,32	55,60	13343,69	
	Цинк	0,00343	0,08	19,76	2051	33	0,5	0,12	2,79	668,60	
2	Ферритный цинксодержащий осадок										
	Цинк	0,0388	0,93	223,49	2051	33	0,5	1,31	31,51	7563,17	
	Медь	0,00063	0,02	3,63	7901	33	0,5	0,08	1,97	473,07	
	Итого товарной продукции							3,83	91,87	22048,53	

Годовой объем реализации составит 22,05 млн. руб, извлекаемая ценность 1 м3 сточных вод составит 45,08 руб. Таким образом, удельный экономический эффект технологии переработки металлоносных подотвальных вод по гальванокоагуляционной технологии составит 9,12 руб/м³.

Годовой размер налоговых отчислений составит 1758,9 тыс. руб. (таблица 6.11).

Таблица 6. 11 - Расчет бюджетной эффективности ресурсовоспроизводящей технологии комплексной переработки техногенных вод ОАО «Учалинский ГОК»

Наименование показателя	2013	2014	2015	2016	2017	2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027	ИТОГО
Налог на имущество	378,2	378,2	378,2	378,2	378,2	378,2	378,2	378,2	378,2	378,2	378,2	378,2	378,2	378,2	378,2	5673,7
Отчисления на страховые взносы	410,4	410,4	410,4	410,4	410,4	410,4	410,4	410,4	410,4	410,4	410,4	410,4	410,4	410,4	410,4	6156,0
Страховой тариф от НС и ПЗ	78,0	78,0	78,0	78,0	78,0	78,0	78,0	78,0	78,0	78,0	78,0	78,0	78,0	78,0	78,0	27447,0
Налог на прибыль	892,2	892,2	892,2	892,2	892,2	892,2	892,2	892,2	892,2	892,2	892,2	892,2	892,2	892,2	892,2	13383,5
Итого поступлений налогов	1758,9	1758,9	1758,9	1758,9	1758,9	1758,9	1758,9	1758,9	1758,9	1758,9	1758,9	1758,9	1758,9	1758,9	1758,9	24624,3
Ставка сравнения и индексы дисконтирования	0,9	0,8	0,8	0,7	0,6	0,6	0,5	0,5	0,4	0,4	0,4	0,3	0,3	0,3	0,2	
Чистый дисконтированный доход	1599,0	1453,5	1321,4	1201,3	1092,1	992,9	902,7	820,5	745,9	678,0	616,5	560,4	509,5	463,1	421,1	13378,0
То же, нарастающим итогом	1599,0	3052,5	4374,0	5575,3	6667,4	7660,3	8562,9	9383,5	10129,4	10807,4	11423,9	11984,3	12493,9	12957,0	13378,0	

Расчет показателей эффективности инвестиционного проекта проводился на основе методики UNIDO при ставке сравнения 14 %.

Снижение платы за экологический ущерб рассчитано на снижение концентраций загрязняющих веществ в сбросе по сравнению с достигаемыми результатами очистки вод методом известкования.

Расчет экономии платы за загрязнение окружающей природной среды сбросами вредных (загрязняющих) веществ в водные объекты представлен в таблице 6.12. Экономия на платежах за сброс загрязняющих веществ в водные объекты для ОАО «Учалинский ГОК» составит 1,9 млн.руб в год.

ПРОЕКТ

Таблица 6.12 - Экономия платежа за сброс загрязняющих веществ в водные объекты

Наименование выпуска	Объем сточных вод, тыс.м ³	Компонент	Концентрация, мг/л	Сброс, кг/г	ПДС, кг/год	В пределах ПДС, кг	В пределах лимита	Сверх лимита, т	Норматив платы в пределах ПДС, р./т	Норматив платы в пределах лимита, р./т	Коэффициент экологической ситуации	Коэффициент индексации	Плата в пределах ПДС, тыс.руб	Плата в пределах лимита, тыс.руб	Плата за сверхлимитное загрязнение, тыс.руб	Всего плата, тыс. руб
До очистки																
Участок флокуляции	489	медь	0,72	352,08		0	0	0,35208	275481	1377405	1,14	2,2	0	0	1216,27	1216,27
		железо	1,97	963,33		0	0	0,96333	963,33	275480	1,14	1,78	0	0	538,505	538,505
		цинк	1,2295	601,226		0	0	0,60123	601,226	137740	1,14	2,2	0	0	207,695	207,695
Итого по выпуску															1962,47	1962,47
После очистки																
Участок флокуляции	489	медь	0,001	0,489		0	0	0,00049	275481	1377405	1,14	2,2	0	0	1,68927	1,68927
		железо	0,08	39,12		0	0	0,03912	55096	275480	1,14	1,78	0	0	21,8682	21,8682
		цинк	0,01	4,89		0	0	0,00489	27548	137740	1,14	2,2	0	0	1,68926	1,68926
Итого по выпуску															25,2468	25,2468
Экономия по платежам																1937,22

Выполненные расчеты эколого-экономической эффективности реализации ресурсовоспроизводящей технологии комплексной переработки техногенных вод с применением гальванокоагуляционно-сорбционной технологии (таблица 6.13) показали её высокую эффективность.

ПРОЕКТ

Таблица 6.13 - Расчет эколого-экономической эффективности реализации ресурсовоспроизводящей технологии комплексной переработки кислых подотвальных вод ОАО «УГОК»

Наименование показателя	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	ИТОГО
	2012	2013	2014	2015	2016	2017	2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	
Объем перерабатываемых вод, тыс.м3.	489,0	489,0	489,0	489,0	489,0	489,0	489,0	489,0	489,0	489,0	489,0	489,0	489,0	489,0	489,0	7335,0
Приток средств																
Снижение платы за экологический ущерб	1937,2	1937,2	1937,2	1937,2	1937,2	1937,2	1937,2	1937,2	1937,2	1937,2	1937,2	1937,2	1937,2	1937,2	1937,2	29057,7
Выручка от реализации	22048,5	22048,5	22048,5	22048,5	22048,5	22048,5	22048,5	22048,5	22048,5	22048,5	22048,5	22048,5	22048,5	22048,5	22048,5	330728,0
Амортизация	1719,3	1719,3	1719,3	1719,3	1719,3	1719,3	1719,3	1719,3	1719,3	1719,3	1719,3	1719,3	1719,3	1719,3	1719,3	25789,7
Итого	25705,0	25705,0	25705,0	25705,0	25705,0	25705,0	25705,0	25705,0	25705,0	25705,0	25705,0	25705,0	25705,0	25705,0	25705,0	385575,4
Отток денежных средств																
Капитальные затраты	17193,1															17193,1
Эксплуатационные затраты, в т.ч.	17587,4	17587,4	17587,4	17587,4	17587,4	17587,4	17587,4	17587,4	17587,4	17587,4	17587,4	17587,4	17587,4	17587,4	17587,4	263810,5
Налоги и платежи	1758,9	1758,9	1758,9	1758,9	1758,9	1758,9	1758,9	1758,9	1758,9	1758,9	1758,9	1758,9	1758,9	1758,9	1758,9	26383,2
Итого	36539,3	19346,2	19346,2	19346,2	19346,2	19346,2	19346,2	19346,2	19346,2	19346,2	19346,2	19346,2	19346,2	19346,2	19346,2	307386,8
Чистый поток денежных средств	-10834,3	6358,8	6358,8	6358,8	6358,8	6358,8	6358,8	6358,8	6358,8	6358,8	6358,8	6358,8	6358,8	6358,8	6358,8	206617,0
То же, нарастающим итогом	-10834,3	-4475,6	1883,2	8242,0	14600,8	20959,6	27318,3	33677,1	40035,9	46394,7	52753,4	59112,2	65471,0	71829,7	78188,5	
Ставка сравнения и индексы дисконтирования	0,9	0,7	0,6	0,6	0,5	0,4	0,4	0,3	0,3	0,2	0,2	0,2	0,2	0,1	0,1	
Чистый дисконтированный доход	-9380,4	4766,6	4126,9	3573,1	3093,6	2678,4	2319,0	2007,8	1738,3	1505,1	1303,1	1128,2	976,8	845,7	732,2	21414,5
То же, нарастающим итогом	-9380,4	-4613,8	-486,8	3086,3	6179,9	8858,3	11177,3	13185,1	14923,4	16428,5	17731,6	18859,8	19836,6	20682,3	21414,5	
Срок окупаемости, лет																3

Оценка полученных показателей свидетельствует об эффективности НДТ:

- чистый дисконтированный доход - 21,4 млн.руб;
- внутренняя ставка доходности - 18,9 %;
- срок окупаемости - 3 года;
- индекс доходности - 1,15.

6.3.3 Размещение отходов в выработанном пространстве рудников и карьеров

Имеется оценка эколого-экономической эффективности складирования отходов горного производства в выработанном пространстве. Сумма платежей за загрязнение окружающей среды по видам приведена в табл. 6.14 - 6.18:

Таблица 6.14 - Расчет экономии на платежах за негативное воздействие на окружающую природную среду от передвижных источников загрязнения

Вид загрязняющего вещества	i^*	Диоксид азота	Оксид азота	Сажа	Оксид углерода	Керосин	Пыль неорганическая
Ставка платы за выброс 1 тонны загрязняющего вещества, руб/т	C_i	52	35	80	0,6	2,5	41
Выброс загрязняющего вещества, т/год	Π_i	8,98	1,15	1,25	8,34	1,86	0,03
Коэффициент экологической ситуации и экологической значимости атмосферы в регионе	$K_{ЭК}$	2					
Коэффициент, применяющийся при осуществлении выбросов на территории городов	$K_{гор}$	1,2					
Коэффициент инфляции	$K_{ин}$	1,93					

Платежи за негативное воздействие на воздушный бассейн от передвижных источников:

$$Э С П K_{ЭК} K_{гор} K_{ин}$$

$$Э_{Воз.П} = \sum_{i=5}^i C_i \cdot \sum_{i=5}^i \Pi_i \cdot K_{ЭК} \cdot K_{ин}, \text{ руб/т}$$

$$Э_{Воз.П} = (52 \cdot 8,98 + 35 \cdot 1,15 + 80 \cdot 1,25 + 0,6 \cdot 8,34 + 2,5 \cdot 1,86 + 41 \cdot 0,03) \cdot 2 \cdot 1,2 \cdot 1,93 = 28,01 \text{ руб/т}$$

Таблица 6.15 - Расчет экономии на платежах за негативное воздействие на воздушный бассейн от размещения текущих отходов обогащения в хвостохранилище

Вид загрязняющего вещества	i	Пыль неорганическая	пыль
Ставка платы за выброс 1 т i-го загрязняющего вещества	C_i	41	41
Выброс i-го загрязняющего вещества	M_i	80,9	181,2

Платежи за негативное воздействие на воздушный бассейн от стационарных источников:

$$\mathcal{E}_{\text{ВОЗ}} = \sum_{i=2}^i C_i \cdot \sum_{i=2}^i M_i, \text{руб/т}$$

$$\mathcal{E}_{\text{ВОЗ}} = 49,77 \text{ руб/т}$$

Таблица 6.16 - Расчет платежей за выбросы в окружающую природную среду

Вид загрязняющего вещества	Ставка платы за сброс 1 тонны i-го загрязняющего вещества, $C_{\text{СЗВ}}$, руб/т	Сброс i-го загрязняющего вещества, $M_{\text{ИВОД}}$	Коэффициент экологической ситуации и экологической значимости поверхностного водного объекта, $K_{\text{ИН}}$
Взвешенные вещества	366	10^{-7}	1,12
Нефтепродукты	5510	$0,05 \cdot 10^{-6}$	
Цинк	27748	$0,01 \cdot 10^{-6}$	
Медь	275431	$0,001 \cdot 10^{-6}$	
Магний	6,9	$40 \cdot 10^{-6}$	
Хлориды	0,9	$300 \cdot 10^{-6}$	
Фтора	368	$0,05 \cdot 10^{-6}$	
Мышьяк	5510	$0,05 \cdot 10^{-6}$	
Свинец	45913	$0,006 \cdot 10^{-6}$	

Общий объем выбросов составили 4622,31 т/год.

Платежи за негативное воздействие на водный бассейн:

$$\mathcal{E}_{\text{ВОД}} = [366 \cdot 10^{-7} + 5510 \cdot 10^{-6} + 27748 \cdot 0,01 \cdot 10^{-6} + 275431 \cdot 0,001 \cdot 10^{-6} + 6,9 \cdot 40 \cdot 10^{-6} + 0,9 \cdot 300 \cdot 10^{-6} + 368 \cdot 0,05 \cdot 10^{-6} + 5510 \cdot 0,05 \cdot 10^{-6} + 45913 \cdot 0,006 \cdot 10^{-6}] \cdot 1,12 \cdot 1,93 \cdot 4622,31 = 55,99 \text{ руб/т}$$

Таблица 6.17 - К расчету платежей за размещение отходов

Исходные данные		
Ставка платы за размещение 1 тонны i-го отхода, руб/т	$C_{\text{Л}}$	0,4
Коэффициент экологической ситуации и экологической значимости почв в данном регионе	$K_{\text{Э}}$	1,7
Фактическое размещение i-го отхода	$M_{\text{И ОТХ}}$	322

Платежи за размещение отходов рассчитывались:

$$\mathcal{E}_{\text{РАЗМ.ОТХ}} = C_{\text{ли}} \cdot K_{\mathcal{E}} \cdot M_{i \text{ ОТХ}} \cdot K_{\text{ИН}} \cdot K_{\text{ИСП}}, \text{руб/т}$$

$$\mathcal{E}_{\text{РАЗМ.ОТХ}} = 0,4 \cdot 322 \cdot 1,7 \cdot 1,93 \cdot 0,3 = 126,7 \text{ руб/т}$$

где 0,3 - коэффициент, используемый при размещении отходов на специализированных полигонах и промышленных площадках, оборудованных в соответствии с установленными требованиями и расположенных в пределах промышленной зоны источника негативного воздействия.

При реализации разработанной технологии за 1 год в подземном выработанном пространстве будет размещено $Q_{\text{ОТХ}} = 96600$ т отходов обогащения, а снижение платежей за негативное воздействие на окружающую природную среду будут равны:

$$\sum \mathcal{E}_{\text{ЭП}} = \mathcal{E}_{\text{ВОЗ.П}} \cdot \mathcal{E}_{\text{ВОЗ}} \cdot \mathcal{E}_{\text{ВОД}} \cdot \mathcal{E}_{\text{РАЗМ.ОТХ}} \cdot Q_{\text{ОТХ}}, \text{руб/год}$$

$$\sum \mathcal{E}_{\text{ЭП}} = (28,01 + 49,7 + 55,99 + 126,7) \cdot 96600 = 25154640 \text{ руб/год}$$

Эколого-экономическая эффективность технологии утилизации текущих отходов переработки руд в выработанном пространстве подземных рудников ОАО «Учалинского ГОКа» составит 25,154 млн.руб.

Результаты расчета энергетической, экологической и технико-экономической эффективности приведены в сводной таблице экономического эффекта.

Таблица 6.18 - Сводная таблица экономического эффекта

№ п.п	Наименование параметра	Ед. измерения	Показатели
Затратная часть			
1	Капитальные затраты	руб.	103 253 750
2	Энергетические затраты	руб.	8 425 900
3	Эксплуатационные затраты	руб.	50 736 105
ИТОГО:			162 415 755
Экономические эффекты			
1	Эффект от рекуперации энергии	руб.	10 800 000
2	Эффект от снижения экологических платежей	руб.	25 154 640
3	Эффект от снижения эксплуатационных затрат на содержание хвостохранилища	руб.	28 571 428
ИТОГО:			64 526 068

Внедрение технологии утилизации отходов добычи и переработки медноколчеданного сырья при закладке выработанного пространства рудника позволит снизить экологическую нагрузку в регионе при освоении месторождений «Ново-Учалинского», «Узельгинского», «Озерного» с экономическим эффектом 64,5 млн.руб./год, в том числе за счет реализации технологии приготовления закладочной смеси в подземных выработках - 28,9 млн.руб./год, за счет реализации технологии подземного сгущения хвостов обогащения руд - 25 млн.руб./год.

ПРОЕКТ

РАЗДЕЛ 7 ПЕРСПЕКТИВНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ

7.1 Перспективные технологии добычи руд цветных металлов

Стратегия ресурсосбережения основана на положениях [127-134]:

- некорректность технологий проявляется в потере природных ресурсов;
- деградация экосистем является следствием некорректности технологий, поэтому прибыль от реализации товарного продукта должна уменьшаться на величину компенсации ущерба окружающей среде.

Традиционные системы разработки не отвечают требованию полноты использования недр, поскольку исключают из сферы производства составляющие большую часть месторождения забалансовые запасы. Выдача на земную поверхность для переработки всей отделенной от массива отвечающей современным кондициям горной массы и оставление в недрах не отвечающих кондициям запасов является недостатком традиционных технологий.

Технологии с твердеющими смесями являются эффективным средством управления массивом за счет контроля напряжений в массиве, но основаны на замещении объема выданных руд добываемыми на поверхности материалами, и для добычи компонентов твердеющих смесей снова разрушается верхний слой литосферы. Поэтому основным направлением совершенствования закладочных технологий является использование утилизируемого сырья.

Технологии с выщелачиванием металлов из руд позволяют извлекать до 50 – 70 % металлов на месте залегания руд. При комбинировании этих технологий богатые руды выдают на поверхность и перерабатывают на заводе, остальные – перерабатывают в подземных блоках и в штабелях на поверхности. Побочными товарными продуктами комбинированной технологии являются металлы, строительное сырье, обессоленная вода, хлор, водород, кислород, кислоты и щелочи.

Конечной целью развития природоохранной концепции является безотходное горное производство с полной утилизацией хвостов первичной переработки добываемого сырья. Утилизация хвостов возможна после извлечения из них металлов до уровня санитарных требований. Такому требованию отвечает ряд новых технологий, например, технология с воздействием на минеральное сырье одновременно механической и химической энергией в активаторах.

Для повышения экономической эффективности новые и традиционные технологии отработки балансовых и забалансовых запасов комбинируют на основе использования традиционной технологии и новых технологий подземного, кучного и механохимического выщелачивания в рамках единого процесса.

Одним из положительных результатов комбинирования является использование хвостов подземного выщелачивания, которые по окончании извлечения металлов на месте залегания естественными вяжущими веществами скрепляются в массив, прочность которого сравнима с прочностью твердеющих смесей.

Резервом экономики является вовлечение в производство некондиционных ресурсов путем использования технологий с выщелачиванием металлов, которые целесообразно комбинировать с традиционными технологиями разработки.

При оптимальном сочетании геологических, экономических и технологических факторов в повторную разработку месторождения вовлекаются металлосодержащие породы. Увеличение производственной мощности предприятий компенсирует увеличение затрат на разведочные мероприятия и, несмотря на существенное увеличение эксплуатационных затрат, способно обеспечить прибыль.

Доработка потерянных запасов становится экономически эффективной, когда технологии будут оценивать не только по извлеченному полезному компоненту, но и потерянному при добыче и переработке.

Оптимальное значение показателей комбинирования достигается, когда меньшая часть руды выдается на поверхность, а большая часть руды выщелачивается под землей. Сквозной коэффициент извлечения при комбинированной технологии сопоставим с извлечением при традиционной технологии, а минимизация затрат дает возможность получить прибыль.

Утилизируемые без ограничения по санитарным условиям продукты механохимической переработки формируют сырьевую базу не только для горного производства, но и для смежных отраслей хозяйства.

Утилизация хвостов обогащения на основе технологий выщелачивания обеспечивает возможности погашения пустот твердеющими смесями, что важно при работе на больших глубинах, в массивах со склонностью к динамическим перераспределениям горного давления и в других сложных условиях.

Экономический концепт новой технологии состоит в том, что при сравнимых затратах из уже разведанного, вскрытого, подготовленного и извлеченного из недр сырья извлекается большее количество металла.

При выщелачивании в раствор извлекаются практически все содержащиеся в хвостах металлы.

Положительным эффектом комбинирования является исключение необходимости хранения хвостов переработки с минимизацией ущерба окружающей среды.

Экономика горного производства может быть улучшена созданием смежных производств товарной продукции из хвостов выщелачивания руд и хвостов обогащения после извлечения металлов до уровня санитарных норм.

Металлические месторождения включает балансовые и забалансовые запасы. Перестройка производства на добычу выщелачиванием только забалансовых запасов не всегда возможна, поэтому реальное вовлечение забалансовых запасов в производство обеспечивается при комбинировании традиционной и новой технологий.

В первой стадии комбинированной разработки примерно треть балансовой руды извлекается одним из вариантов традиционной системы с созданием компенсационного пространства для отбойки оставшихся балансовых и забалансовых запасов руды.

Во второй стадии совместно балансовые и забалансовые запасы отбивают на открытые камеры первой стадии, что усредняет содержание металлов в руде и улучшает условия выщелачивания.

За счет роста масштабов производства возможно снижение себестоимости продукции.

Основными показателями управления качеством руды в рудо- потоках являются бортовое содержание полезного компонента в руде, при котором производится оконтуривание запасов, и минимальное промышленное содержание полезного компонента.

Большая часть перерабатывающих предприятий недостаточно загружена местным сырьем. Если на базовых рудниках увеличить производство концентратов, то за счет улучшения использования мощностей рудников, фабрик, заводов и транспортных средств возможен экономический эффект.

Конверсия горных предприятий на новые технологии и комплексное использование ресурсов в 2-3 раза эффективнее по сравнению со строительством новых предприятий из-за использования имеющихся производственных фондов, запасов и инфраструктуры.

Эффект от применения комбинированной технологии может быть определен как сумма эффектов у производителя руд и концентратов и у их потребителя по сравнению с базовым вариантом.

Концепция технологической конверсии горного производства включает:

- повышение качества руд при технологиях с твердеющими смесями;
- максимальное использование недр при переработке некондиционных руд;
- полное извлечение ценных компонентов при заводской переработке.

Вовлечение в переработку источников химизации экосистем окружающей среды решает одновременно две проблемы глобального значения: упрочнение минерально-сырьевой базы горных предприятий и сохранение от деградации региона функционирования горного производства.

Оценивать перспективы совместного развития минеральной базы горной промышленности и тенденций природосбережения следует из того, что спрос на продукцию горного производства удовлетворять будет еще труднее, несмотря на вовлечение в эксплуатацию новых месторождений. Будут осваиваться глубокие горизонты действующих рудников, месторождения со сложными горно-геологическими условиями, бедные руды, что сопряжено со снижением содержания металла в добываемых рудах, увеличением объема отходов и усилением нагрузки на окружающую среду.

К настоящему времени накоплены организационные, технические и технологические решения, которые позволяют применять в широких масштабах комбинированные технологии на основе традиционного (ТС) способа переработки руд с использованием методов подземного (ПВ) и кучного (КВ) выщелачивания полезных компонентов (ПК).

Традиционная технология добычи (ТС). Преимущества;

1. Незначительные потери ПК из балансовых запасов (5-10 %).
2. Достаточно точный контроль за движением запасов в процессе добычи.
3. Широкие возможности маневрирования процессами добычи.

Недостатки:

1. Высокие трудоемкость и себестоимость добычи, транспортирования и переработки руды.
2. Значительное разубоживание руды (до 30%) и, как следствие, повышение себестоимости конечного продукта на ГМЗ.
3. Сильное загрязнение окружающей среды.

Кучное выщелачивание (КВ). Преимущества:

1. Возможность извлечения ПК из хвостов рудообогатительных фабрик (РОФ).
2. Возможность прямого контроля гранулометрического и вещественного состава выщелачиваемой руды.
3. Широкая возможность механизации и автоматизации производства. Недостатки:
 1. Дополнительные трудовые и материальные затраты на выдачу руды из недр и формирование штабеля.
 2. Необходимость в земельных отводах под строительство штабелей КВ.
 3. Заметное загрязнение окружающей среды.

Подземное выщелачивание (ПВ). Преимущества:

1. В сравнении с традиционной технологией добычи более низкие трудоемкость и себестоимость.
2. Широкая возможность автоматизации и роботизации производства.
3. Высвобождение перерабатывающих мощностей гидрометаллургических заводов (ГМЗ).
4. Социально более благоприятные условия труда.
5. Малое загрязнение окружающей среды.

Недостатки:

1. Сравнительно низкое извлечение ПК из руды (коэффициент извлечения 0,6-0,8).
2. Сложность прямого контроля за движением запасов в процессе выщелачивания.
3. Необходимое строительство цехов по переработке растворов.
4. Потребность значительных рудных площадей для обеспечения заданной производительности рудника.

Основную часть балансовых запасов месторождений предпочтительно извлекать методами физико-технической геотехнологии а при необходимости с переработкой рудной массы на обогатительных фабриках (рисунок 7.1).



Рисунок 7.1 - Типовая горнотехническая система, основанная на комбинации физико-технических и физико-химических геотехнологий, обеспечивающих эффективное освоение природных и техногенных месторождений твердых полезных ископаемых

Большой интерес представляют так называемые ярусные горнотехнические системы отработки месторождений. Ярус - участок месторождения, в пределах нижней и верхней отметки вскрываемый и подготавливаемый определенным способом - открытым, подземным, открыт - подземным, скважинным, а также их сочетанием.

Типовые горнотехнические системы комбинированной физико-технической и физико-химической геотехнологии включают следующие сочетания физико-технических способов добычи: открытый, подземный, открыто-подземный, выбуривание керна скважинной большого диаметра, гидродобыча и физико-химические методы - кучное выщелачивание на поверхности, в карьере и в подземных камерах, а также подземное и скважинное выщелачивание ценных компонентов из рудного массива с возможностью их выдачи в продуктивном растворе для последующей гидрометаллургической переработки или с осаждением на других рудах с целью их обогащения на месте залегания для добычи физико-техническими способами и выдачей в потоке рудной массы для пиromеталлургического передела.

Одноярусные горнотехнические схемы предполагают возможность развития горных работ в пределах одного яруса - открытого или подземного. При этом реализуются сочетания этих базовых способов добычи с кучным выщелачиванием в карьере в подземных камерах второй очереди или в зоне обрушения, с подземным выщелачиванием бедных либо маломощных прибортовых рудных залежей, со специальной технологией добычи богатых руд выбуриванием скважин большого диаметра либо гидродобычей. Пример одноярусной горнотехнической системы с кучным выщелачиванием техногенного сырья в камерах второй очереди представлен на рисунке 7.2.

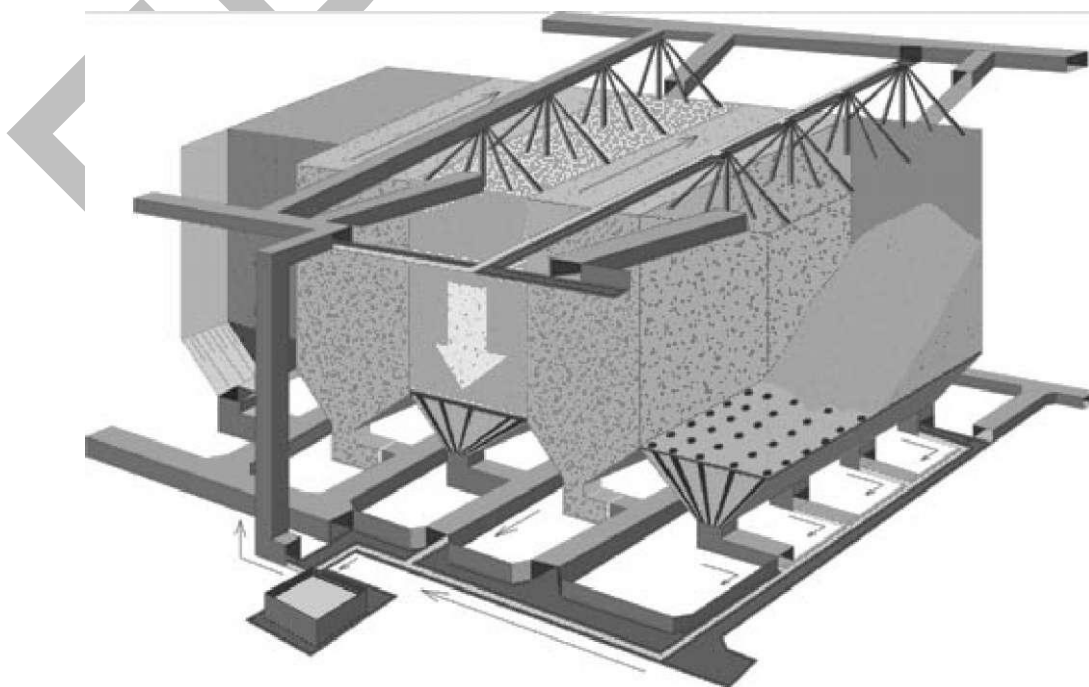


Рисунок 7.2 - Одноярусная горнотехническая система с твердеющей закладкой и выщелачиванием техногенного сырья в камерах второй очереди

В представленной на рисунке 7.3 одноярусной горнотехнической системе кеки кучного выщелачивания на поверхности рудника используются для приготовления твердеющего закладочного массива, формируемого в камерах первой очереди. На промплощадке рудника организовывается участок выщелачивания хвостов обогащения, бедных руд или отходов сепарации.

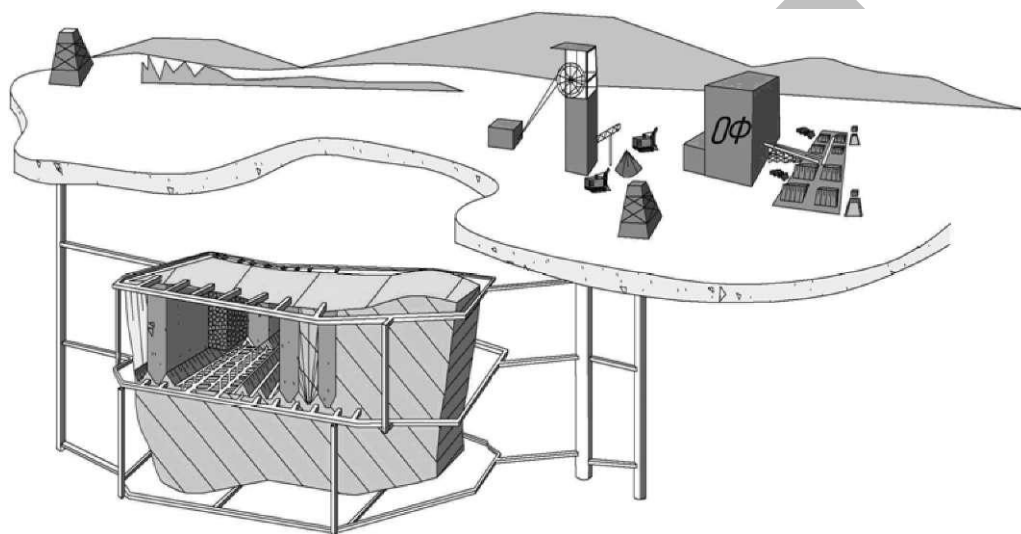


Рисунок 7.3 - Одноярусная горнотехническая система с кучным выщелачиванием отходов обогащения на поверхности и в камерах второй очереди

Применение одноярусной горнотехнической системы, представленной на рисунке 7.4, возможно при отработке мощных, вытянутых в плане месторождения с большой площадью основания карьера. При доработке месторождения в дне карьера формируется штабель из отходов обогащения производства или бедных руд из отвалов. В основании карьера формируются прудки с гидроизоляцией под продуктивные растворы. На борту карьера устанавливаются емкости для подачи растворов на штабель. По мере насыщения продуктивные растворы подаются на гидрометаллургический комплекс, находящийся на промплощадке рудника.

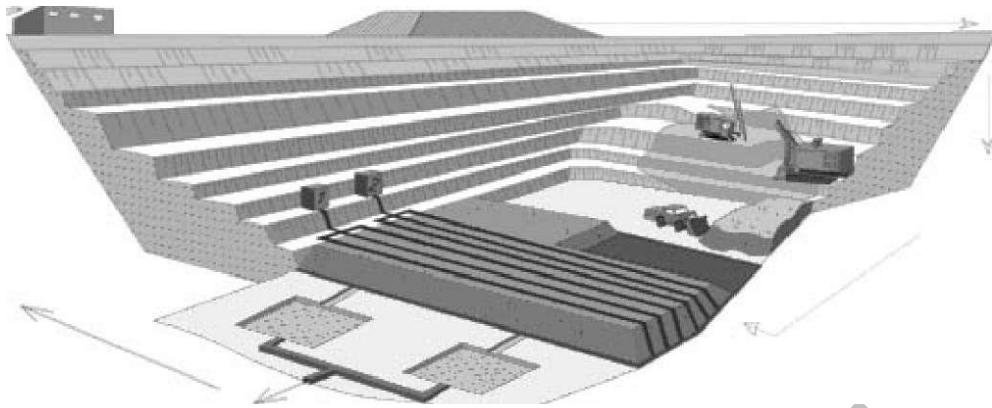


Рисунок 7.4 - Одноярусная горнотехническая система с кучным выщелачиванием бедных руд или отходов обогащения в карьере

При экономической нецелесообразности вести отработку прибортовых запасов открытым или подземным способом возможно применение типовой горнотехнической системы с подземным выщелачиванием запасов за контуром в борту карьера (рисунок 7.5). В основании карьера формируются зумпфы с гидроизоляцией для сбора продуктивных растворов. Сбор продуктивных растворов осуществляется через сеть скважин пройденных из подземных горных выработок. На борту карьера устанавливаются емкости для подачи растворов в оросительную систему, уложенную на бермах карьера. По мере насыщения продуктивные растворы подаются на гидрометаллургический комплекс их переработки, находящийся на промплощадке рудника.

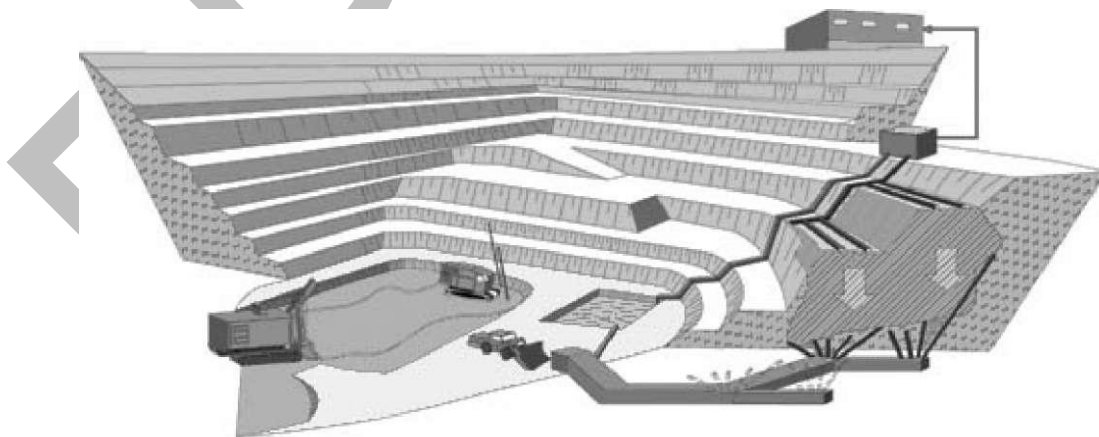


Рисунок 7.5 - Одноярусная горнотехническая система с подземным выщелачиванием прибортовых запасов

Применение двухъярусной горнотехнической системы (рисунок 7.6) возможно при совмещенной отработке месторождения открытым и подземным способом. При отработке карьера параллельно создается искусственная потолочина подземным способом. При доработке карьера в его основании формируется штабель из отходов горного производства или перемещение некондиционных руд из отвалов предприятия. В искусственном массиве формируются прудки с гидроизоляцией под продуктивные растворы. На борту карьера устанавливаются емкости для подачи растворов на штабель. По мере насыщения продуктивные растворы подаются на комплекс переработки находящийся на промплощадке рудника. Направление движения продуктивных растворов выщелачивания указано на рисунке 7.6 стрелками. Нижележащие запасы отрабатываются традиционно подземным способом или с применением технологий кучного выщелачивания в камерах второй очереди. По мере их отработки в очистном пространстве остаются отходы выщелачивания, которые выполняют роль закладки. Днище камер оборудуют скважинами для сбора продуктивных растворов. Подача растворов в камеру осуществляется через сеть скважин пройденных из подземных горных выработок вентиляционно-закладочного горизонта.

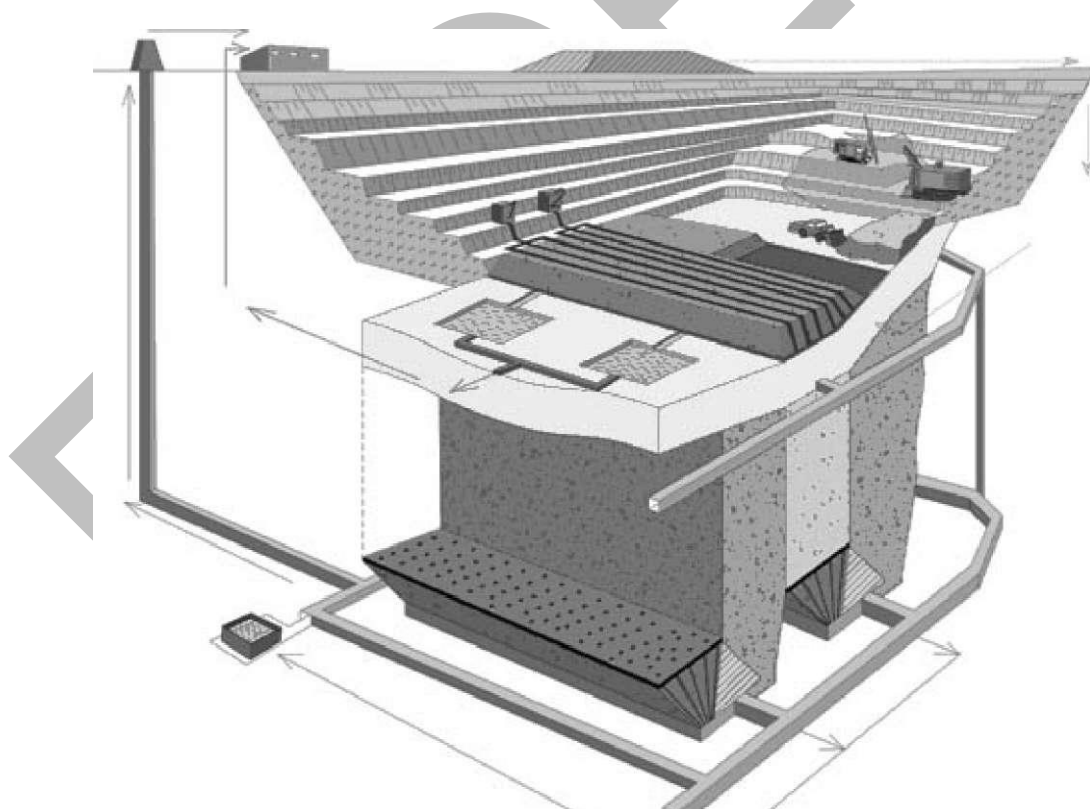


Рисунок 7.6 - Двухъярусная открыто-подземная горнотехническая система с кучным выщелачиванием в карьере и в подземных камерах II очереди

В представленной на рисунке 7.7 четырехъярусной горнотехнической системе отработка запасов мощного месторождения с большой глубиной распространения ведется карьером, открыто-подземным ярусом, подземным способом системами разработки с твердеющей закладкой. Доработка выклинивающихся вниз запасов осуществляется с нижнего подземного горизонта с использованием системы откачных и закачных скважин. По закачным скважинам в рудный массив подается растворитель, а по откачным с помощью насосов выдается продуктивный раствор.

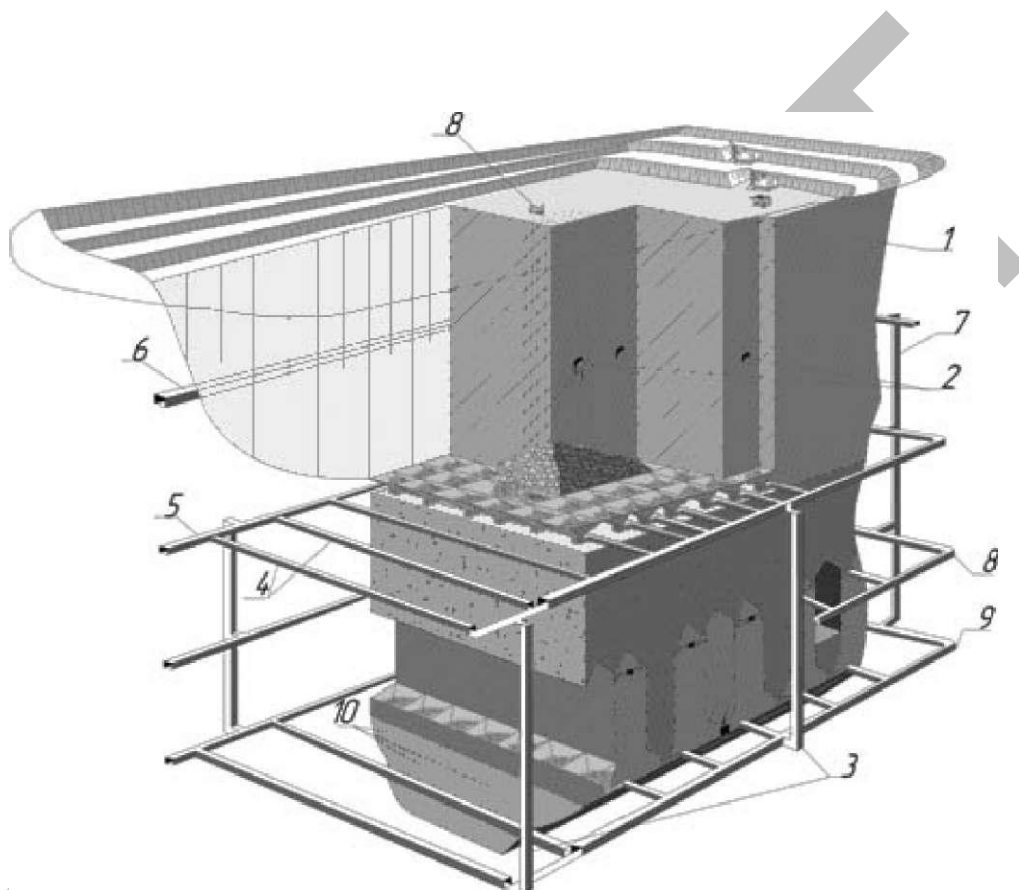


Рисунок 7.7 - Четырехъярусная горнотехническая система с последовательной отработкой запасов открытого, открыто-подземного, подземного и скважинного ярусов:

1 - дно карьера, 2 - выработки бурового горизонта в ОПЯ, 3 - рудоспуски, 4 - вентиляционно-закладочный орт, 5 - кольцевой штрек в основании ОПЯ, 6 - подэтажный штрек ОПЯ, 7 - вентиляционно-ходовой восстающий, 8 - кольцевые штолки верхнего и нижнего горизонта шахты

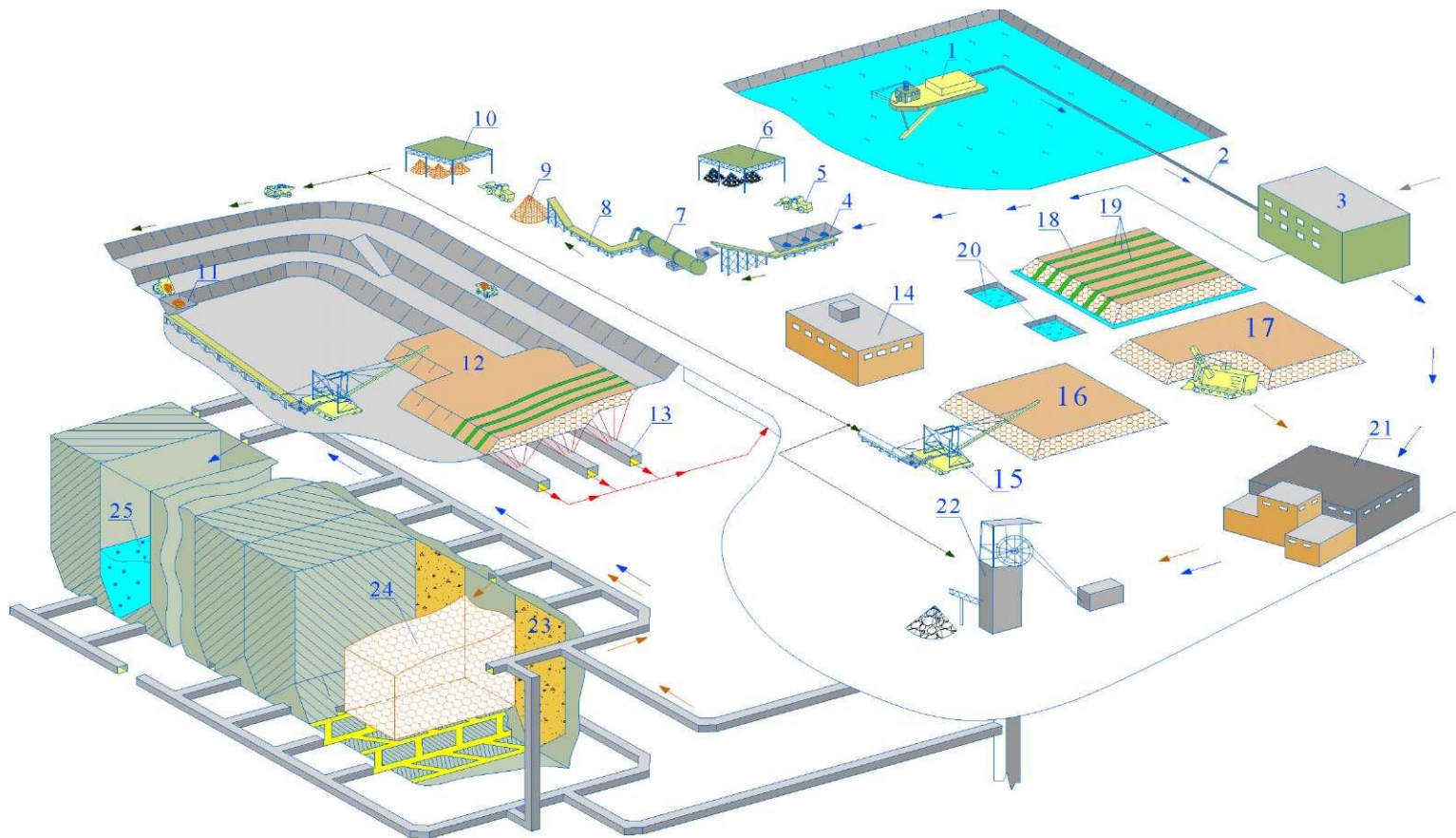


Рисунок 7.8 - Принципиальная схема комплексного освоения месторождений расширенным циклом геотехнологий

1 - земснаряд; 2 - пульповод; 3 - обогатительная фабрика; 4 - дозирующий бункер; 5 - доставка компонентов шихты из склада (6); 7 - окомкователь; 8 - система конвейеров; 9, 10 - временный склад окатышей; 11 - приемный бункер; 12 - штабель окатанного материала; 13 - выработки для сбора продуктивного раствора; 14 - комплекс переработки продуктивного раствора; 15 - консольный штабелеукладчик; 16 и 18 - формируемый и выщелачиваемый штабель окатанного материала; 17 - склад отходов выщелачивания (после извлечения полезных

компонентов); 19 - система орошения; 20 - прудки продуктивного и маточного растворов; 21 - закладочный комплекс; 22 - копер; 23 - искусственный массив на основе твердеющей закладочной смеси; 24 - массив окатышей; 25 - формируемый массив гидравлической закладки

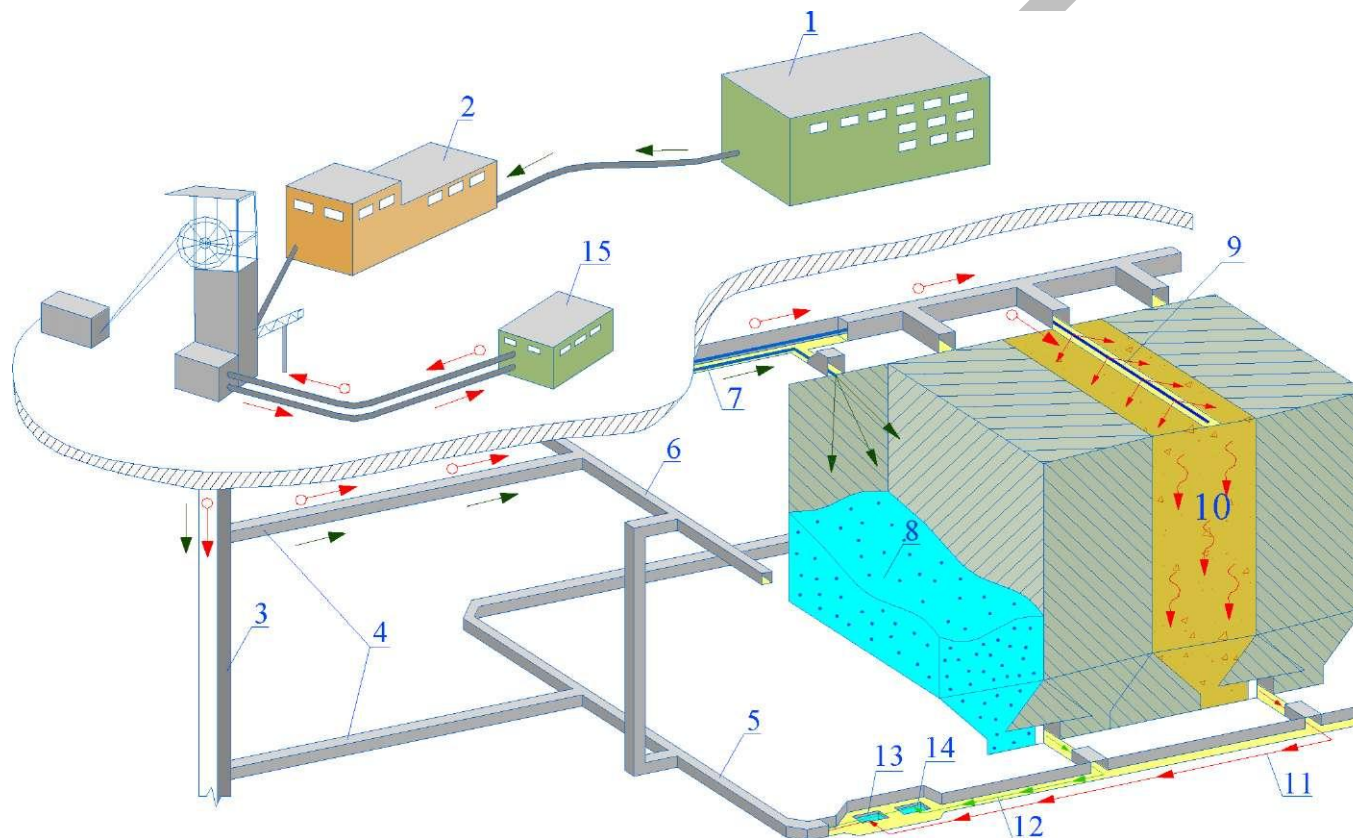


Рисунок 7.9 - Технологическая схема формирования и комплексного освоения техногенных месторождений из текущих отходов обогащения с формированием намывных массивов и выщелачиванием ценных компонентов

1 - обогатительная фабрика; 2 - поверхностный закладочный комплекс подземного рудника; 3-7 - выработки подземного рудника с расположенными в них закладочным трубопроводом, дренажными узлами и системы сбора и циркуляции растворов выщелачивания; 8 - формируемый массив гидравлической закладки; 9 - оросительная система для выщелачивания специально подготовленного массива 10; 11 -

направление циркуляции растворов выщелачивания на откаточном горизонте; 13, 14 -участковые водосборники для сбора соответственно дренажных вод и продуктивных растворов

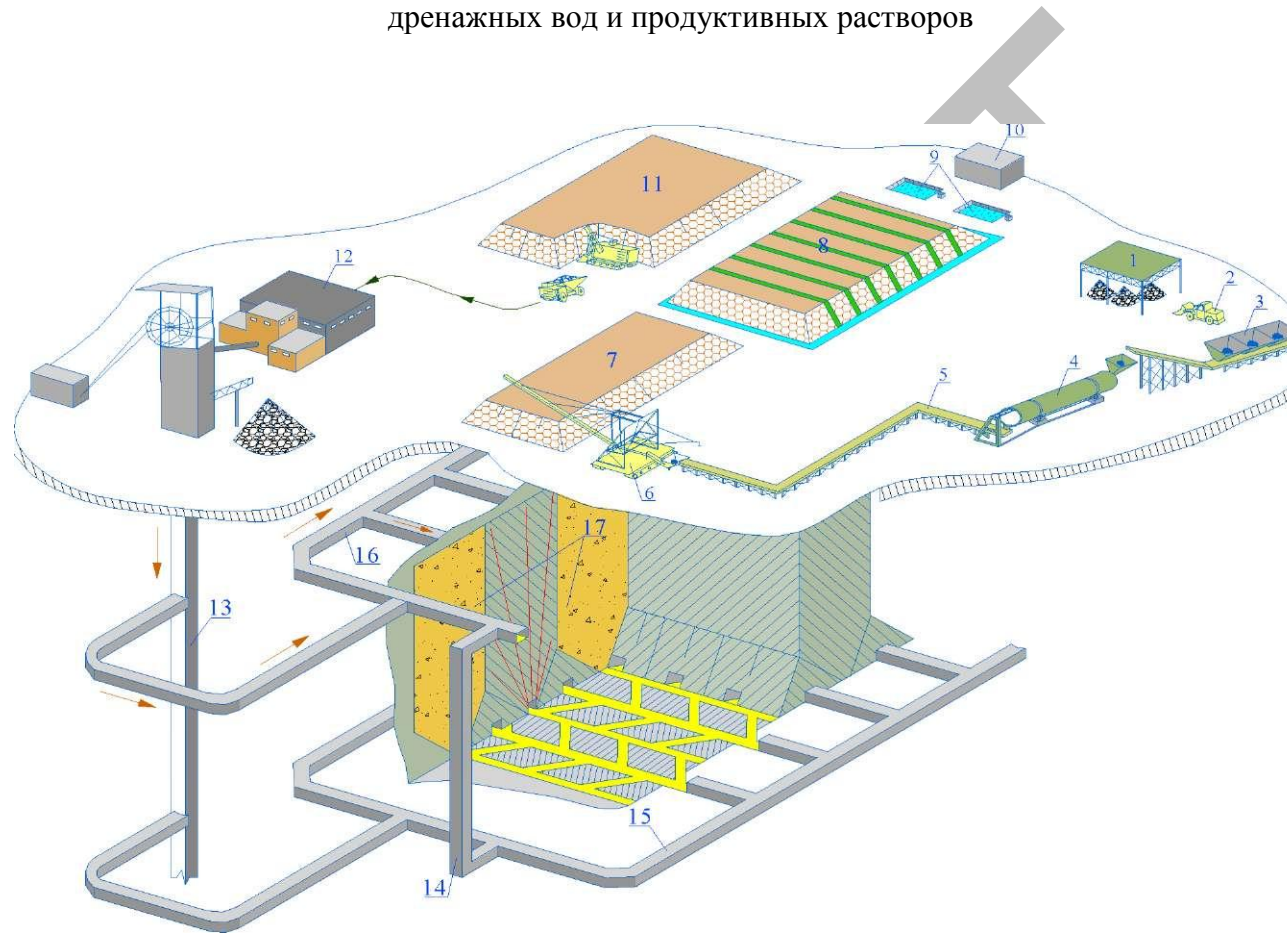


Рисунок 7.10 - Технологическая схема формирования и комплексного освоения техногенных месторождений из текущих отходов обогащения с формированием массива окомкованного тонкодисперсного, либо классифицированного рудного материала на полигоне кучного выщелачивания

1 - склад компонентов шихты для окомкования хвостов; 2 - доставка компонентов шихты в дозирующие бункера (3) окомкователя (4); 5 - система конвейеров и консольный штабелеукладчик (6); 7 и 8 - соответственно формируемый и выщелачиваемый штабели; 9 - прудки

продуктивного и маточного растворов; 10 - комплекс переработки продуктивного раствора; 11 - склад отходов выщелачивания (после извлечения ценных компонентов); 12 - поверхностный закладочный комплекс; 13 - 16 - выработки подземного рудника; 17 - массив, сформированный на базе отходов выщелачивания

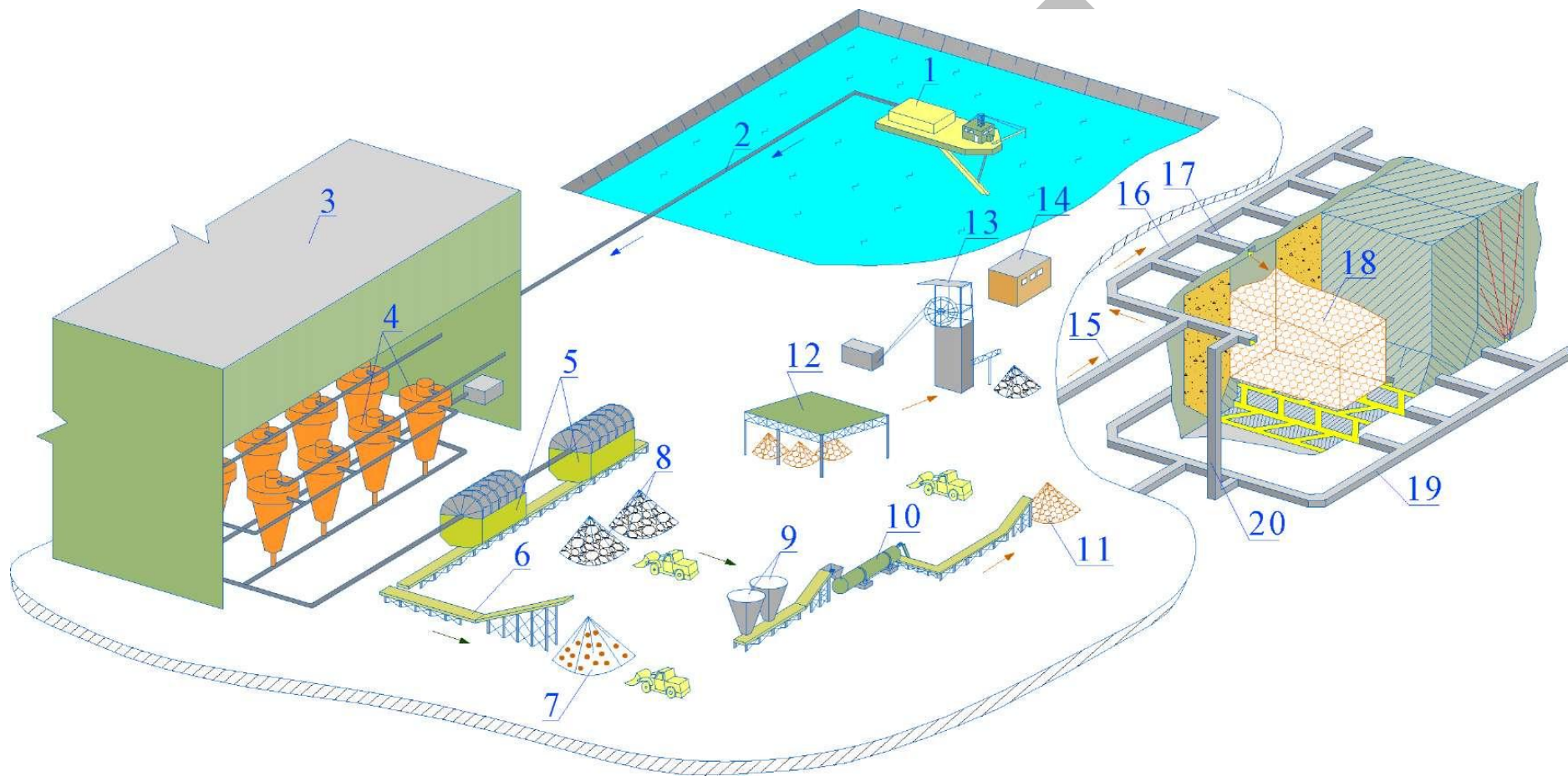


Рисунок 7.11 - Технологическая схема разработки действующего хвостохранилища

1 - земснаряд; 2 - пульповод; 3 - обогатительная фабрика; 4 - гидроциклоны; 5 - вакуум фильтры; 6 - система конвейеров; 7 - обезвоженные хвосты; 8 - склад компонентов шихты для окомкования; 9 - бункер-дозатор; 10 - окомкователь; 11, 12 - временный склад окатышей; 13 - копер; 14 - комплекс переработки продуктивного раствора; 15, 16, 17, 19, 20 - выработки подземного рудника; 18 - массив окатышей

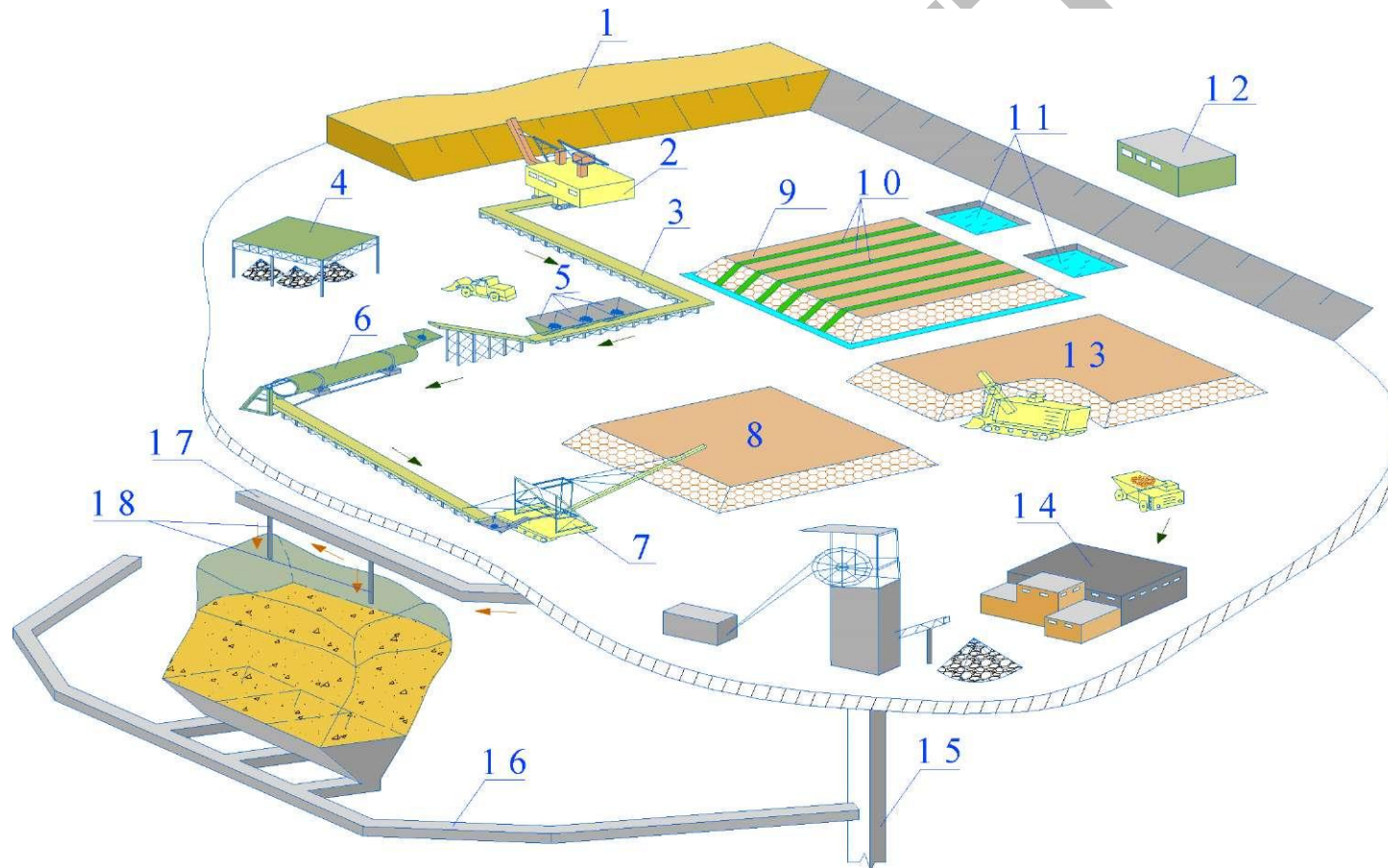


Рисунок 7.12 - Технологическая схема разработки законсервированного хвостохранилища

1 - хвостохранилище, либо отвал некондиционных руд; 2 - цепной экскаватор; 3 - система конвейеров; 4 - склад компонентов шихты для окомкования; 5 - бункер-дозатор; 6 - окомкователь; 7 - консольный отвалообразователь; 8 и 9 - соответственно формируемый и выщелачиваемый штабель окатанного материала; 10 - система орошения; 11 - прудки продуктивного и маточного раствора; 12 - комплекс переработки продуктивного раствора; 13 - склад отходов выщелачивания (после извлечения ценных компонентов); 14 - поверхностный закладочный комплекс; 15, 16, 17 - выработки подземного рудника; 18 - закладочные скважины с использованием отходов выщелачивания для закладки выработанного пространства

ПРОЕКТ

7.2 Перспективные технологии обогащения руд цветных металлов

За последние десятилетия в производстве дробильно-измельчительного и флотационного оборудования в РФ достигнуты значимые результаты. Анализ развития техники и технологий обогащения полезных ископаемых указывает на достижения отечественной фундаментальной науки в области раскрытия механизмов разделения сложных минеральных комплексов. Это позволило создать высокоэффективные процессы и технологии для первичной переработки руд сложного вещественного состава и, как следствие, обеспечить металлургическую промышленность необходимой номенклатурой концентратов требуемого качества. Однако отечественное оборудование все же уступает зарубежному по качеству, металлоемкости, энергоемкости и износостойкости. Вследствие этого, а также в связи с недостаточной автоматизацией, компьютеризацией процессов обогащения полезных ископаемых производительность труда на отечественных фабриках в разы отстает от мировых аналогов. Переход на новую стратегию первичной переработки минерального сырья возможен только на основе новой технолого-минералогической оценки месторождений. Применение современных физических, физико-химических и химических методов исследования с изучением природных структурных характеристик руд, минеральных комплексов, характера вкрапленности, степени раскрытия фаз во всех циклах переработки позволяют получать достоверную и полную информацию о технологических свойствах руд, оптимизировать процессы рудоподготовки и разделения минеральных компонентов, определить научно обоснованный прогноз оптимальной технологии обогащения природного и техногенного минерального сырья.

Технолого-минералогическая информация о сырьевых объектах позволила создать и освоить рудоподготовительные процессы, обеспечивающие выделение технологических типов кондиционной обогащенной руды для последующей переработки с получением отвального продукта. Предварительная концентрация горной массы на обогатительных фабриках, осуществляемая методами разделения в тяжелых средах, сухой магнитной сепарации, промывки, дезинтеграции, радиометрической сепарации и других процессов позволяет: удалить от 20 до 70 % отвального продукта, который можно использовать как строительный материал; повысить в 1,3-1,9 раза содержание ценных компонентов, поступающих на обогащение; снизить в 1,2-1,5 раза объемы отходов; вовлечь в переработку забалансовые руды. Технологические режимы и аппараты радиометрической и других способов сепарации работают в России на многих объектах цветной металлургии.

Основные затраты при обогащении минерального сырья приходятся на дробление и измельчение руды (до 70 %). Увеличение тонины помола не всегда приводит к повышению степени раскрытия минералов; в то же время, увеличивается количество

тонкодисперсных частиц (-10 мкм). Анализ основных потерь в процессах первичной переработки показывает, что 35-50 % из них связаны с крупными и средними классами и 50-35 % — с частицами менее 30 мкм.

Для обеспечения раскрытия сростков без увеличения переизмельчения традиционные процессы дробления и измельчения в щековых, конусных дробилках и шаровых мельницах в последние годы заменяют на аппараты селективной дезинтеграции. В подобном оборудовании используется энергия сжатой газообразной среды, энергия взрыва, электроимпульсная, электронная (плазменная) обработка.

Основными направлениями в развитии технологии рудоподготовки являются: совершенствование стадильности в схемах разрушения и селективного раскрытия минеральных компонентов в циклах дробления, измельчения, классификации и флотации, обеспечивающих снижение энергозатрат, увеличение эксплуатационного Для раскрытия тонковкрапленных минеральных комплексов (-20 мкм) весьма перспективными являются немеханические способы разрушения. Эффективным методом селективной дезинтеграции является воздействие пучком ускоренных электронов, мощными электромагнитными импульсами на рудное сырье и продукты обогащения. Применение мощных коротких импульсов с энергией, существенно превосходящей электрическую прочность вещества в статическом поле, позволяет осуществлять вскрытие упорных типов руд путем существенного изменения их физических и механических характеристик. Данный метод позволяет снизить энергозатраты, повысить степень раскрытия минеральных комплексов, увеличить извлечение цветных металлов.

Для разделения минералов с близкими технологическими свойствами необходимо применять способы повышения селективности обогатительных процессов, синтезированные реагенты направленного действия для флотации, гравитационные методы и аппараты для выделения самородных золота и платины, винтовые шлюзы, концентраторы для извлечения крупных и тонких частиц (от 0,03 до 3,0 мм), а также аппараты комбинированных воздействий — наложение центробежных, магнитных и электрических полей на минеральные суспензии с повышенными магнитными и электрическими свойствами; создавать и внедрять высокоэффективные флотомшины для крупных и тонких частиц.

Проблемными задачами флотации остаются отсутствие эффективных аппаратов и режимов селективной флотации крупных частиц более 0,5 мм и мелких классов менее 0,03 мм, от эффективности разделения которых зависят качество моноселективных концентратов и извлечение минералов из руд с повышенным содержанием полиминеральных сростков и тончайших шламов. Особое значение придается пульпоподготовке: аэрационно-окислительное, тепловое кондиционирование,

сульфидирование, электрохимическая обработка флотационных систем (воды, пульпы, растворов флотореагентов). Данные операции обеспечивают направленное формирование физико-химических свойств, жидкой и твердой фазы, максимальное использование водооборота и в конечном счете получение высоких результатов разделения минералов. Повышение контрастных свойств минералов достигается также за счет использования энергетических воздействий, таких как радиационное, ультразвуковое, магнитно-импульсное, механохимическое, формирующих свойства поверхности.

Перспективными способами улучшения результатов разделения минералов являются энергетические воздействия на минеральные комплексы, которые направленно изменяют свойства минералов, их контрастность, что обеспечивает повышение степени раскрытия и извлечения полезных компонентов. Значительные успехи достигнуты при комбинировании процессов обогащения с гидрометаллургическими способами, позволяющем вовлекать в переработку бедные, забалансовые сложные упорные руды и техногенное сырье. Результатом применения данных технологий в большинстве случаев является повышение качества продукции, извлечения металлов и улучшение процессы переработки пиритных полиметаллических продуктов с извлечением свинца, меди, цинка, золота, серебра — из сложных руд месторождений Озерного и предприятий «УГМК-Холдинг». Проблема переработки накопленных отходов (десятки миллиардов тонн), является актуальной и требует неотложных решений. В США за последние годы порядка половины прироста добычи золота получено за счет кучного выщелачивания техногенных продуктов. Положительный опыт применения данного метода извлечения золота и цветных металлов имеется на ряде объектов РФ.

Важной проблемой, связанной с охраной окружающей среды, является очистка и использование оборотных вод многих горно-обогатительных предприятий. В настоящее время для этих целей используют химические реагенты, сорбционные, электродиализные и комбинированные методы. Эти технологии дорогостоящие и не во всех случаях обеспечивают получение оптимального ионного состава для повторного использования в технологическом процессе разделения минералов. На обогатительных фабриках доля водооборота в общем балансе потребления составляет 60-90 %. Перевод оборотного водоснабжения с саморегулирующейся средой к системе с кондиционированием обеспечивает возможность отказаться от сброса сточных вод и значительно снизить расход свежей воды.

Россия в настоящее время располагает эффективными энергосберегающими высокими технологиями. Дальнейшее развитие методов комплексной переработки минерального сырья должно основываться на фундаментальных исследованиях процессов

дезинтеграции, раскрытия и разделения полиминеральных комплексов. В качестве важнейших перспективных технологий следует назвать [135-142]:

1. развитие технологической минералогии и прогнозной экспрессной оценки обогатимости минерального и техногенного сырья;
2. применение технологий рудоподготовки на базе радиометрических процессов с разделением горной массы на узкие природные сорта и отвальные хвосты;
3. разработку теории селективной дезинтеграции и вскрытия минеральных ассоциаций перед обогащением на основе различных видов энергетического воздействия;
4. применение ядерно-физических методов контроля и предварительного обогащения;
5. разработку и совершенствование методов извлечения тонкодисперсных частиц цветных и благородных металлов с использованием интенсивных гравитационных, флотационных аппаратов и комбинированных процессов;
6. широкое использование разработанных селективных режимов флотации на основе изучения и применения различных композиций селективных собирателей разной структуры и химического состава в сочетании с модификаторами, регуляторами;
7. развитие комбинированных технологий переработки различных типов руд, концентратов, продуктов путем сочетания способов обогащения и пиро- и гидрометаллургических процессов;
8. комплексный научный подход к переработке минерального сырья и охране окружающей среды, очистка сточных вод и разработка перспективных способов переработки техногенного сырья и отходов с извлечением ценных компонентов.
9. повышение показателей комплексной переработки пирротиновых медно-никелевых платиносодержащих руд и пиритных медно-цинковых золотосодержащих руд возможно в условиях глубокого энергетического вскрытия минеральных комплексов с получением на стадии обогащения богатых концентратов и трудноразделяемых сульфидных полиметаллических продуктов для последующей их переработки с использованием пирогидрометаллургических процессов;
10. основной резерв повышения извлечения цветных металлов — комплексная переработка пиритных и пирротиновых концентратов, промпродуктов, шлаков и других отходов. Разработанные на данный момент комбинированные процессы подтвердили технологическую результативность и народно-хозяйственную значимость и целесообразность для экономики РФ (учитывая при их реализации значительные капитальные вложения).

Библиография

1. Федеральный закон от 10 января 2002 г. № 7-ФЗ «Об охране окружающей среды».
2. ГОСТ Р 56828.14-2016 Наилучшие доступные технологии. Структура информационно-технического справочника.
3. ГОСТ Р 56828.13-2016 Наилучшие доступные технологии. Формат описания технологий.
4. ГОСТ Р 56828.15-2016 Наилучшие доступные технологии. Термины и определения.
5. Федеральный закон от 23 июня 2016 г. № 219-ФЗ «О внесении изменений в Федеральный закон «Об актах гражданского состояния».
6. Постановление Правительства Российской Федерации от 23 декабря 2014 г. № 1458 «О порядке определения технологии в качестве наилучшей доступной технологии, а также разработки, актуализации и опубликования информационно-технических справочников по наилучшим доступным технологиям».
7. Распоряжение Правительства Российской Федерации от 19 марта 2014 г. № 398-р «О комплексе мер, направленных на отказ от использования устаревших и неэффективных технологий, переход на принципы наилучших доступных технологий и внедрение современных технологий».
8. Справочник по наилучшим доступным технологиям по обращению с отходами и пустыми породами горнодобывающей промышленности (Management of Tailings and Waste-Rock in Mining Activities), ЕС, 2009.
9. Государственный доклад «О состоянии и использовании минерально-сырьевых ресурсов Российской Федерации в 2015 году» / Министерство природных ресурсов и экологии Российской Федерации. – Москва, 2016.
10. Распоряжение Правительства Российской Федерации от 31 октября 2014 г. № 2178-р «Об утверждении поэтапного графика создания в 2015 - 2017 гг. справочников наилучших доступных технологий».
11. Горное дело. Терминологический словарь/под научной редакцией акад. РАН К.Н. Трубецкого, чл.-корр. РАН Д.Р. Каплунова. – 5-е изд., перераб. и доп. – М.: Издательство «Горная книга», 2016. – 635 с.
12. Черных А.Д., Андреев Б.Н., Ошмянский И.Б. Открыто-подземная разработка рудных месторождений. - Киев: Техника, 2010. - 574 с.
13. Ильин С. А., Коваленко В. С., Пастихин Д. В. Открытый способ разработки месторождений: возможности и пути совершенствования //Горный журнал. - 2012. - № 2.
14. Токарев О. В., Кузенков М. В., Удалов А. Е. Технологии подземной выемки запасов медно-никелевых руд Ждановского месторождения в период перехода с открытого способа разработки на подземный //Горный журнал. - 2015. - №5.

15. Каплунов Д. Р., Рыльникова М. В., Арсентьев В. А., Квитка В. В., Маннанов Р. Ш. Новая технология и оборудование для высокопроизводительной закладки выработанного пространства при подземной отработке месторождений //Горный журнал. - 2012. - № 2.
16. Каплунов Д. Р., Юков В. А. Принципы устойчивого и экологически сбалансированного освоения недр на базе комбинированных геотехнологий //Горный журнал. - 2015. - № 11.
17. Ломоносов Г.Г. Производственные процессы подземной разработки рудных месторождений. - М.: Горная книга, 2013. - 522 с.
18. Дарбинян Т. П., Тухватуллин Н. К., Сидоренко Ю. Б., Корецкий А. С. Опытнo-промышленные испытания камерной системы разработки на залежи «Центральная основная» шахты «Комсомольская» //Горный журнал. - 2016. - № 2.
19. Еременко А.А., Еременко В.А., Доев Р.А., Коврыгин О.А. Исследование геомеханического состояния породного массива при выемке полиметаллических руд системой разработки с закладкой //Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2013. - № 7.
20. Карелин В. Н., Семенько К. А., Муштекенов Т. С., Андреев А. А., Мулёв С. Н. Обеспечение геодинамической безопасности при отработке богатых руд рудника «Гаймырский» //Горный журнал. - 2013. - № 1.
21. Галаов Р. Б., Звездкин В. А., Шабаров А. Н. Геомеханическое обоснование безопасных способов разработки тектонически напряженных блоковых структур рудных залежей Талнахского узла //Горный журнал. - 2013. - № 12.
22. Рыльникова М. В., Емельяненко Е. А. Предпосылки перехода к экологически сбалансированному освоению медно-колчеданных месторождений //Горный журнал. - 2015. - № 11.
23. Голик В.И. Специальные способы разработки месторождений. - М.:ИНФРА-М, 2014. - 132 с.
24. Чантурия В.А., Бочаров В.А. Современное состояние и основные направления развития технологии комплексной переработки минерального сырья цветных металлов //Цветные металлы. - 2016. - № 11. - С. 11-18.
25. Chanturiya V. A. Innovatsionnye protsessy kompleksnoy glubokoy pererabotki mineralnogo syr'ya prirodnoy i tekhnogennoy proiskhozhdeniya (Innovation-based processes of integrated and high-level processing of natural and technogenic minerals). Gornyi Zhurnal = Mining Journal. 2015. No. 7. pp. 29-35.
26. Материалы Международной конференции "Ресурсосбережение и охрана окружающей среды при обогащении и переработке минерального сырья" (Плаксинские чтения - 2016), Санкт-Петербург, 26-30 сент., 2016. Чантурия В. А., Чекушина Т. В. (ред.). М.: Руда и мет. 2016, 645 с.

27. Bocharov V. A. Problema razdeleniya mineralnykh kompleksov pri pererabotke massivnykh upornykh rud tsvetnykh metallov (Problems of separation of mineral complexes in the time of processing of massive refractory ores of non-ferrous metals). *Tsvetnye Metally = Non-ferrous metals*. 2014. No. 5. pp. 16-23.
28. Bocharov V. A., Ignatkina V. A. Analizsovremennykh napravleniy kompleksnogo ispolzovaniya upornykh rud tsvetnykh metallov (The analysis of modern directions for all-round utilization of base metals refractory ores). *Obogashchenie Rud = Mineral processing*. 2015. No. 5. pp. 46-53.
29. Инновационные технологии обогащения минерального и техногенного сырья: Материалы Научно-технической конференции в рамках 6 Уральского горнопромышленного форума, Екатеринбург, 2-4 дек., 2015. Цыпин Е. Ф. (ред.). Екатеринбург: УГГУ. 2015, 232 с.
30. Старцев С. В. Краткий обзор цветной металлургической промышленности в России // *Надеж. машин и промышленная безопасность* - 2015, № 2, с. 80-81.
31. Экономические проблемы и механизмы развития минерально-сырьевого комплекса (российский и мировой опыт): Международная научная конференция, Санкт-Петербург, 2-3 дек., 2015: Сборник научных трудов. СПб: Нац. минерал.-сырьев. ун-т "Горный". 2016, 380 с.
32. Korneev S. I. Mezhdunarodnyy obzor rynka tsvetnykh metallov (International review of market of non-ferrous metals). *Tsvetnye Metally = Non-ferrous metals*. 2016. No. 1. pp. 4-7.
33. Вайсберг Л. А., Крупна П. И., Баранов В. Ф. Основные тенденции развития процессов дезинтеграции руд в XXI веке // *Обогащение руд*. 2002. № 3. С. 3- 10.
34. Бунин И.Ж., Чантурия В.А., Анашкина Н.Е. и др. Влияние наносекундных импульсов высокого напряжения на структурно-химические свойства и микротвердость порообразующих минералов кимберлитов // *Упорядочение в минералах и сплавах*. - 2015. - Вып. 18. - С. 46-49.
35. Chanturiya V.A., Bunin I.Z. Pulsed power nanotechnologies for disintegration and breaking up of refractory precious metals // *Nanobiotechnology in energy, environment and electronics methods and applications*. Pt. A. London, N.Y., Singapore, 2014. P. 41-66.
36. Чантурия В.А., Вайсберг Л.А., Козлов А.П. Приоритетные направления исследований в области переработки минерального сырья // *Обогащение руд*. 2014. № 2. С. 3-9.
37. Vaysberg L. A., Zarogatskiy P. L.,TurkinV.Ya. Vibratsionnye drobilki. Osnovy rascheta, proektirovaniya i tekhnologicheskogo primeneniya (Vibration crushers. Basis of calculation, design and technological application). Saint Petersburg: A. P. Karpinsky Russian Geological Research Institute (VSEGEI), 2014. 306 p.

38. Вайсберг Л. А., Бортников А. В. Самоизмельчение как основной процесс рудоподготовки в XXI веке //Горный журнал. - 2002. - № 3. - С. 14-19.
39. Вайсберг Л. А., Баранов В. Ф. Состояние и перспективы развития циклично-поточных технологий //Горный журнал. - 2002. - № 4. - С. 35-40.
40. Вайсберг Л. А., Зарогатский Л. П. Новое оборудование для дробления и измельчения материалов //Горный журнал. - 2000. - № 3. - С. 49-52.
41. Вайсберг Л. А., Зарогатский Л. П. Новое поколение щековых и конусных дробилок //Строительные и дорожные машины. - 2000. - № 7. - С. 16-21.
42. Блехман И. И., Вайсберг Л. А. Явление самосинхронизации неуравновешенных роторов и его использование при создании грохотов и других вибрационных машин // Обогащение руд. - 2001. - № 1. - С. 20-26.
43. Круппа П. И., Груздев А. В., Осадчий А. М. Новые конструкции дробилок для модернизации процесса дробления на предприятиях металлургии, горнохимической промышленности и стройиндустрии // Обогащение руд. - 2000. - № 2. - С. 29-32.
44. Баранов В. Ф. Применение технологии мокрого дробления за рубежом //Обогащение руд. - 2000. - № 1. - С. 43-48.
45. Зарогатский Л. П., Сафронов А. Н., Черкасский В. А. Опыт применения инерционных конусных дробилок на горно-обогатительных комбинатах //Обогащение руд. - 2000. - № 1. - С. 32-36.
46. Вайсберг Л. А., Зарогатский Л. П., Сафронов А. Н. Вибрационная дезинтеграция как основа энергосберегающих технологий при переработке полезных ископаемых //Обогащение руд. - 2001. - № 1. - С. 5-9.
47. Чантурия В.А., Бочаров В.А. Современное состояние и основные направления развития технологии комплексной переработки минерального сырья цветных металлов //Цветные металлы. - 2016. - № 11. - С. 11-18.
48. Цыпин Е.Ф. Обогащение в стадиях рудоподготовки. - Екатеринбург: УГГУ, 2015. - 304 с.
49. Бочаров В.А., Манцевич М.И., Видуецкий М.Г., Скопов Е.В., Захаров Б.А. Состояние и перспективы развития технологии глубокой комплексной переработки руд цветных металлов //Горный журнал. - 2007. - № 2. - С. 65-71.
50. Бочаров В.А., Игнаткина В.А. Технология обогащения полезных ископаемых: В 2 т. Том 1: Минерально-сырьевая база полезных ископаемых. Обогащение руд цветных металлов, руд и россыпей редких металлов. М.: ИД «Руда и Металлы», 2007. – 472 с.
51. Бочаров В.А. Технология обогащения полезных ископаемых. Т. 2: учебник / В.А. Бочаров, В.А. Игнаткина. – Издательский дом «Руда и Металлы», 2007. – 408 с.

52. Тихонов О.Н. Теория разделения минералов. - СПб.: Санкт-Петербургский государственный горный институт им. Г.В.Плеханова, 2008. - 514 с.
53. Абрамов А.А. Технология обогащения руд цветных металлов. - М.: Недра, 1983. - 359 с.
54. Абрамов А.А. Собрание сочинений: Учебное пособие. Т. 8. Флотация. Сульфидные минералы. - М.: Горн. кн., 2013. - 705 с.
55. Сорокин М.М. Флотационные методы обогащения. Химические основы флотации. Уч. пособие для вузов. Москва, 2011. - 410 с.
56. Бочаров В.А., Игнаткина В.А. Технология обогащения полезных ископаемых. Учебник для вузов. Т. 1. Минерально-сырьевая база полезных ископаемых. Обогащение руд цветных металлов, руд и россыпей редких металлов. Москва, 2007. - 470 с.
57. Шубов Л.Я., Иванков С.И., Щеглова Н.К. Флотационные реагенты в процессах обогащения минерального сырья: Справочник: В 2 кн. /Под ред. Л.В. Кондратьевой. - М.: Недра, 1980. - Кн.2 - 263 с.
58. Абрамов А.А. Технология переработки и обогащения руд цветных металлов. Учебное пособие для вузов. В 2 кн. - М.: Издательство МГГУ, 2005. - Кн. 1. Рудоподготовка и Cu, Cu-Py, Cu-Fe, Mo, Cu-Mo, Cu-Zn руды. - 575 с.
59. Абрамов А.А. Флотационные методы обогащения: Учебник для вузов. - Т. IV. - 3-е изд., перераб. и доп. - М.: Издательство МГГУ, "Горная книга", "Мир горной книги". - 2008. - 710 с.
60. Авдохин В.М. Основы обогащения полезных ископаемых. Т. 1. Обогащительные процессы. - М.: Изд-во МГГУ, 2008. - 416 с.
61. Авдохин В.М. Основы обогащения полезных ископаемых. Т. 2. Технология обогащения полезных ископаемых. - М.: Изд-во МГГУ, 2008. - 309 с.
62. Справочник по обогащению руд. Подготовительные процессы /Под ред. О.С. Богданова, В.А. Олевского, 2-е изд., переработ. и доп. - М.: Недра, 1982. - 366 с.
63. Справочник по обогащению руд. Основные процессы /Под ред. О.С. Богданова, 2-е изд., перераб. и доп. - М.: Недра, 1983. - 381 с.
64. Справочник по обогащению руд. Специальные и вспомогательные процессы, испытания обогатимости, контроль и автоматика /Под ред. О.С. Богданова, В.И. Ревнивцева, 2-е изд., переработ. и доп. - М.: Недра, 1983. - 376 с.
65. Справочник по обогащению руд. Обогащительные фабрики /Под ред. О.С. Богданова, Ю.Ф. Ненарокова, 2-е изд., переработ. и доп. - М.: Недра, 1984. - 358 с.
66. Абрамов А.А. Технология переработки и обогащения руд цветных металлов. Учебное пособие для вузов. В 2 кн. - М.: Издательство МГГУ, 2005. - Кн. 2. Pb, Pb-Cu, Zn, Pb-Zn, Pb-Cu-Zn, Cu-Ni, Co-, Bi-, Sb-, Hg-содержащие руды. - 470 с.

67. Халезов Б.Д. Кучное выщелачивание медных и медно-цинковых руд (отечественный опыт). - Екатеринбург: УрО РАН. 2013, 348 с.
68. Инновационные технологии обогащения минерального и техногенного сырья: Материалы научно-технической конференции, Екатеринбург, 1-3 окт., 2013. Цыпин Е. Ф. (ред.). Екатеринбург: УГГУ. 2013, 353 с.
69. Повышение технического уровня горно-металлургических предприятий на основе инновационных технологий: Материалы 7 Международной конференции, Усть-Каменогорск, 23 мая, 2013. Чаленко В. В. (ред.). Усть-Каменогорск: ВНИИцветмет. 2013, 368 с.
70. Блатов И.А. Обогащение медно-никелевых руд. - М.: Изд. дом "Руда и металлы", 1998. - 224 с.
71. Чантурия В.А., Лавриненко А.А., Саркисова Л.М. и др. Действие сульфгидрильных фосфорсодержащих собирателей при флотации платинометалльного медно-никелевого сырья // Физ.-техн. пробл. разраб. полезн. ископ. - 2015. - № 5. - С. 132-139.
72. Прокопов И. В. Производство глинозема. - М.: [б. и.], сор. ,2016. - 304 с.
73. Материалы эколого-гигиенических исследований качества водных объектов на территориях горнорудного района. Валеев Т. К., Сулейманов Р. А., Егорова Н. Н., Даукаев Р. А. и др. // Вода: химия и экология. - 2015. - № 3. - С. 30-33.
74. Актуальные проблемы экологии в XXI веке: Труды Международной научной конференции (заочной), Владимир, 28 нояб., 2014. Грачева Е. П. (ред.). Владимир: Аркаим. 2014. - 150 с.
75. Экология и рациональное природопользование как фактор устойчивого развития: Международная научно-практическая конференция, Белгород, 8-9 окт., 2014: Сборник докладов. Белгород: БГТУ, 2014. - 427 с.
76. Специфика формирования последствий освоения природных ресурсов горнодобывающих территорий (выявление, оценка, прогноз): Материалы Российско-германского научного семинара, Екатеринбург, 5-6 марта, 2014. Семячков А. И., Игнатьева М. Н. (ред.). Екатеринбург: ИЭ УрО РАН. 2014. - 178 с.
77. Иванов А.В. Снижение аэрозольного загрязнения атмосферного воздуха от производственных объектов "Ковдорский ГОК". - Дис. ... канд. техн. наук. - СПб: ФГБОУ ВО «Национальный минерально-сырьевой университет «Горный», 2015. - 206 с.
78. Иванов А.В. Недостатки современных систем пылеподавления и рациональный метод круглогодичного пылеподавления / А.В. Иванов, Ю.Д. Смирнов // Материалы V Всероссийской молодежной научно-практической конференции (с участием иностранных ученых) «Проблемы недропользования», Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2011. - С. 352-359.

79. Иванов А.В. Управление процессами пылеподавления на предприятиях минерально-сырьевого комплекса / А.В. Иванов, Ю.Д. Смирнов // Проблемы геологии и освоения недр: Труды XVII Международного симпозиума имени академика М.А. Усова студентов и молодых ученых, посвященного 150-летию со дня рождения академика В. А. Обручева и 130-летию академика М. А. Усова, основателей Сибирской горно-геологической школы. Том II; Томский политехнический университет. - Томск: Изд-во Томского политехнического университета, 2013. - с. 547-548.
80. Иванов А.В. Снижение аэрозольного загрязнения атмосферного воздуха от производственных объектов ОАО «Ковдорский ГОК» / А.В. Иванов, Ю.Д. Смирнов // Студенты и молодые ученые инновационной России : материалы работ молодежной научной конференции. - СПб.: Изд-во Политехн. ун-та, 2013. - С. 179-180.
81. Иванов А.В. Разработка природоохранных мероприятий по предотвращению пылевыделения промышленных предприятий, расположенных в северных регионах. Сборник шестнадцатой ассамблеи молодых ученых и специалистов. Санкт-Петербург, 2011. - С. 100-107.
82. Укрытие мест пылевыделений. Минко В. А., Гольцов А. Б., Киреев В. М. Белгород: БГТУ. 2015. - 152 с.
83. Проблемы загрязнения окружающей среды пылегазовыми выбросами при взрывах на карьерах. Завьялова А. Ю., Звягинцева А. В. Фундаментальные и прикладные исследования в области химии и экологии: Материалы Международной научно-практической конференции студентов, аспирантов и молодых ученых, Курск, 23-26 сент., 2015. Курск. 2015, с. 141- 144.
84. Экологическая безопасность горнопромышленных регионов: Труды 2 Международной научно-практической конференции, Екатеринбург, 2014. Семячков А. И. (ред.). Екатеринбург: УГГУ, 2014. - 322 с.
85. Экологическая безопасность техносферных объектов. Кулагина Т. А., Козин О. А., Матюшенко А. И. Красноярск: Гротеск. 2015. - 324 с.
86. Развитие системы обращения с отходами и рациональное природопользование: "Инновации в науке, образовании и бизнесе - 2014", 12 Международная конференция, Калининград, 15-17 окт., 2014: Доклады секции Кондратенко С. В. (ред.). Калининград: КГТУ. 2015. - 113 с.
87. Концептуальные подходы к построению автоматизированной системы управления экологической ситуацией в горно-металлургических кластерах. Иващук О. А., Константинов И. С. // Горный журнал. - 2015. - № 8. - С. 99-102.

88. Обобщенная оценка влияния горного предприятия на окружающую природную среду. Петров Ю. С., Габараев О. З., Соколов А. А. //Горный журнал. - 2015. - № 8. - С. 25-27.
89. Постановление Правительства Российской Федерации от 28 сентября 2015 г. № 1029 "Об утверждении критериев отнесения объектов, оказывающих негативное воздействие на окружающую среду, к объектам I, II, III и IV категорий" //Экологический консалтинг. - 2015. - № 3. - С. 47-51.
90. Распоряжение Правительства Российской Федерации от 8 июля 2015 г. N» 1316-р "О перечне загрязняющих веществ" //Экологический консалтинг. - 2015. - № 2. - С. 32-38.
91. Дюндик К. А. Эффективная система промышленной безопасности компании "Норникель" //Науч. вестн. оборон.-пром. комплекса России. - 2016. - № 1. - С. 67-72.
92. An evaluation of the effectiveness of novel industrial by-products and organic wastes on heavy metal immobilization in Pb-Zn mine tailings. Yang Shengxiang, Cao Jianbing, Ni Wenyong, Zhang Xiaojun et al. Environ. Sci.: Process, and Impacts. - 2013. - Vol. 15. - No. 11. - Pp. 2059-2067.
93. Вегнер-Козлова Е. О., Гуман О. М. Актуальные вопросы законодательства по рекультивации нарушенных земель //Изв. вузов. Горн. ж. - 2015. - № 4. - С. 61-66.
94. Evidence for waste minimisation clubs and business support as interventions to promote waste prevention. Phillips Paul S., Parker David, Sengstschmid Helmut, Fandrich Vanessa. J. Solid Waste Technol. and Manag. - 2012. - Vol. 38. No. 4. - Pp. 258-270.
95. Законодательство в сфере обращения с отходами: проблемы и перспективы развития. Кичигин Н. В. Рециклинг, переработка отходов и чистые технологии: Сборник материалов 11 Международной научно-практической конференции, Москва, 29 окт., 2015. М. 2015. С. 10-14.
96. Александрова Т. Н., Грехнев Н. И., Липина Л. Н. Некоторые подходы к совершенствованию регулирования деятельности обращения с отходами горнопромышленных предприятий //Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2015. - № 8. - С. 328-333.
97. Ляшенко В. И. Повышение экологической безопасности в горнодобывающем регионе //Безопас. труда в промышленности. - 2014. - № 12. - С. 54-59.
98. The contribution of the mining activities on the heavy metals accumulation in soils of the Gejiu tin deposit, Yunnan Province. Huang Yu, Cai Bao-xin, Wang Yu, Li Hao-xi et al. Dizhi tongbao = Geol. Bull. China. - 2014. - Vol. 33. - No. 8. - Pp. 1167-1174.
99. Analysis of bioavailability and affecting factors of heavy metals in the soils over Xiaoqinling gold mining region. Zhang Kai-jun, Wei Ying-chun, Xu You-ning. Dizhi tongbao = Geol. Bull. China. - 2014. - Vol. 33. - No. 8. - Pp. 1182-1187.

100. Relationship between heavy metal accumulation of rice field topsoils along the Le'an River and the Dexing ore concentration area, northeast Jiangxi Province. Wang Aiyun, Li Rui-ping, Ni Shan-qin. *Dizhi tongbao = Geol. Bull. China.* - 2014. - Vol. 33. - No 8. - Pp. 1213-1219.
101. Leaching characteristics of vanadium in mine tailings and soils near a vanadium titanomagnetite mining site. Yang Jinyan, Tang Ya, Yang Kai, Rouff Ashaki A. et al. *J. Hazardous Mater.* - 2014. Vol. 264. - Pp. 498-504.
102. SWAT simulation and control efficiency of non-point source pollution in subsurface drainage system. Li Shi-yang, Wang Li, Kalita Prasanta K., Ma Fang. *Zhongguo jishui paishui = China Water and Wastewater.* - 2015. - Vol. 31. - No 9. - Pp. 70-74.
103. Strategije biljaka u borbi protiv fitotoksicnih koncentracija metala kao ključni preduslov uspesne fitore- medijacije: ekskluderi i hiperakumulatori. Deo IL Alagic Sladana C., Nujkic Maja M., Dimitrijevic Mile D. *Zast. mater.* - 2014. - Vol. 55. - No 4. - Pp. 435-440.
104. Heavy metals accumulation in soil and plants in a lead old mine: prospects for phytoremediation Pratas J., Favas P., D'Souza R. D., Varun M. et al. 14 GeoConference on Ecology, Economics, Education and Legislation (SGEM2014), Albena, June 19-25, 2014: Conference Proceedings. Vol. 1. Sofia. 2014, c. 339-346.
105. A study on heavy metals mobility from zinc plant residues in Iran. Moradkhani Davood, Eskandari Shahla, Sedaghat Behzad, Rajaie Najafabadi Majid. *Physicochem. Probl. Miner. Process.* - 2013. - Vol. 49. - No 2. - Pp. 567-574.
106. Безопасное производство - приоритетное направление деятельности ОАО «Кольская ГМК». Коклянов Е. Б., Мерзляков М. Н. //Цветные металлы. - 2013. - № 10. - С. 92-95.
107. Цейтлин Е. М., Хохряков А. В. Оценка экологической опасности промышленных объектов минерально-сырьевого комплекса с помощью интегрального показателя //Изв. вузов. Горн. ж. - 2013. - № 5. - С. 49-55.
108. Study of adverse effects of heavy metal mobilization by activity of lead and zinc production plant Moradkhani D., Khodakarami M., Sedaghat B., Rashtchi A. 26 International Mineral Processing Congress (IMPC 2012). New Delhi. Sept. 24-28. 2012: Book of Abstracts. Vol. 2. New Delhi. 2012, c. 465.
109. Галкин Ю. А., Селицкий Г. А., Уласовец Е. А., Ермаков Д. В. Технологии очистки сточных вод горнорудных предприятий //Экология производства. - 2012. - № 12. - С. 58-64.
110. Liners: sealing the deal. Carter Russell A. *Eng. and Mining J.* 2012. 213, № 1, c. 33-35.
111. Remediation of metal-contaminated soils with the of materials - Part I: Characterization and viability studies for the tion of non-hazardous waste materials and silicates. Gonzdlezi Alba M. D., Orta M. M., Vidal M., Rigol A. *Chemosphere.* 2011, № 9, c. 1511-1517.

112. Липина Л. Н., Александрова Т. Н. Подвижность тяжелых металлов в почве и биодоступность в зоне влияния горно-перерабатывающего предприятия //Проблемы региона. - 2013. - № 3. - С. 108-111.
- 113 Александров А. В., Липина Л. Н. Техногенное воздействие на атмосферу в зоне действия горноперерабатывающего предприятия //Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2013. - № 5. - С. 373-379.
114. Орехова Н.Н. Научное обоснование и разработка технологии комплексной переработки и утилизации техногенных медно-цинковых вод горных предприятий. - Дис. ... докт. техн. наук. - Магнитогорск: ФГБОУ ВО "Магнитогорский государственный технический университет, 2014. - 412 с.
115. Пинаев В.Е. Состояние и проблемы использования промышленных твёрдых отходов в России. Электронный журнал «Исследовано в России» С. 1397-1433. <http://zhurnal.ape.relarn.ru/articles/2004/131.pdf>
116. Протасов В.Ф. Экология, здоровье и охрана окружающей среды в России. М., «Финансы и статистика», 2001, 672 с.
117. Туркин И.С. Обоснование параметров энергоэффективной геотехнологии и комплекса оборудования для утилизации в закладке выработанного пространства отходов добычи и переработки медноколчеданных руд. - Дис. ... канд. техн. наук. - Магнитогорск: ФГБОУ ВПО "Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова, 2015. -С. 15.
118. Федеральный закон от 21 июля 2014 г. № 219-ФЗ "Об охране окружающей среды"
119. Национальный стандарт РФ ГОСТ Р ИСО 14001-2016. Системы экологического менеджмента. Требования и руководство по применению (вступил в силу с 1 января 2017 г.)
120. Схема экологического международного аудита EMAS (Eco-Management and Audit Scheme). [Электронный ресурс]. Режим доступа: http://ec.europa.eu/environment/emas/index_en.htm.
121. Международная финансовая корпорация. Политика обеспечения экологической и социальной устойчивости. [Электронный ресурс]. Режим доступа: http://www.ifc.org/wps/wcm/connect/88bf36004b8bbcab8dc5cfbd578891b/SP_Russian_2012.pdf?MOD=AJPERES
122. Международная финансовая корпорация. Стандарты деятельности по обеспечению экологической и социальной устойчивости. [Электронный ресурс]. Режим доступа: http://www.ifc.org/wps/wcm/connect/cd44c6004b8bb068dbccfbbd578891b/PS_Russian_2012_Full-Documents.pdf?MOD=AJPERES

123. Международная финансовая корпорация. Руководства Международной финансовой корпорации: Стандарты деятельности по обеспечению экологической и социальной устойчивости. [Электронный ресурс]. Режим доступа: http://www.ifc.org/wps/wcm/connect/550cc3004f08127f9910db3eac88a2f/GN_Russian_2012_Full-Document.pdf?MOD=AJPERES
124. Национальный стандарт ГОСТ Р 52106-2003. Ресурсосбережение. Общие положения.
125. Национальный стандарт ГОСТ Р 52107-2003. Ресурсосбережение. Классификация и определение показателей.
126. Об утверждении Методических рекомендаций по определению технологии в качестве наилучшей доступной технологии [Электронный ресурс]: приказ Минпромторга России от 31 марта 2015 № 665. — Доступ из справ.-правовой системы «Консультант Плюс».
127. Трубецкой К.Н., Чантурия В.А., Каплунов Д.Р., Рьльникова М.В. Комплексное освоение месторождений и глубокая переработка минерального сырья. - М.: Наука, 2010. -437 с.
128. Трубецкой К.Н., Пешков А.А., Мацко Н.А. Модель оценки эффективности маневрирования производительностью горного предприятия // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). - 2000. - № 3. - С. 2 –6.
129. Трубецкой К.Н. Основные направления и пути решения проблем ресурсосбережения при комплексном освоении недр с земной поверхности // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал).-2011. -№ 12. -С. 433 –446.
130. Каплунов Д.Р., Юков В.А. Оценка условий обеспечения устойчивого функционирования горнотехнических систем в условиях неопределенности исходной горно-геологической информации // Горный информационно-аналитический бюллетень(научно-технический журнал). -2013. -№ 4. -С 400-409.
131. Калмыков В.Н., Петрова О.В., Янтурина Ю.Д. Оценка технологических резервов обеспечения устойчивого развития горнотехнической системы при подземной разработке рудных месторождений // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). Отдельные статьи (специальный выпуск). -2014. - № 10. -С. 69-77.
132. Калмыков В.Н., Петрова О.В., Янтурина Ю.Д. Условия устойчивого функционирования минерально-сырьевого комплекса России // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). Отдельные статьи (специальный выпуск). -2014. - № 10. -С. 69-77.
133. Калмыков В.Н., Петрова О.В., Янтурина Ю.Д. Обоснование резервов устойчивого развития горнотехнической системы при подземной разработке рудных месторождений // Материалы международной научной школы академика К.Н. Трубецкого: «Проблемы и

перспективы комплексного освоения и сохранения земных недр». Под ред. академика К.Н. Трубецкого. –М.: ИПКОН РАН, 2014. –С. 222-225.

134. Калмыков В.Н., Петрова О.В., Плесовских Т.П., Янтурина Ю.Д. Обоснование структуры горнотехнической системы при комплексном освоении природных и техногенных георесурсов ОАО «Учалинский ГОК» // Проблемы проектирования технологий подземной и комбинированной разработки рудных месторождений // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). Отдельные статьи (специальный выпуск). –2013. - № 5. –С. 19-31.

135. Чантурия В.А., Козлов А.П., Шадрунова И.В., Ожогина Е.Г. Приоритетные направления развития поисковых и прикладных научных исследований в области использования в промышленных масштабах отходов добычи и переработки полезных ископаемых // Горн. промышленность. - 2014. - № 1. - С. 54.

136. Материалы Международной конференции "Ресурсосбережение и охрана окружающей среды при обогащении и переработке минерального сырья" (Плаксинские чтения - 2016), Санкт-Петербург, 26-30 сент., 2016. Чантурия В. А., Чекушина Т. В. (ред.). М.: Руда и мет. 2016. - 645 с.

137. Чантурия В.А., Козлов А.П. Развитие физико-химических основ и разработка инновационных технологий глубокой переработки техногенного минерального сырья // Горный журнал. - 2014. - № 7. - С. 78-84.

138. Чантурия В.А., Козлов А.П., Шадрунова И.В. Инновационные процессы глубокой и комплексной переработки техногенного сырья // Современные тенденции в области теории и практики добычи и переработки минерального и техногенного сырья: Материалы Междун. науч.-практ. конф. Екатеринбург: ООО Изд-во УМЦ УПИ», 2014. С. 91-103.

139. Чантурия В.А. Инновационные процессы комплексной и глубокой переработки минерального сырья природного и техногенного происхождения // Горный журнал. - 2015. - № 7. - С. 29-37.

140. Халезов Б. Д. Кучное выщелачивание медных и медно-цинковых руд (отечественный опыт). - Екатеринбург: УрО РАН, 2013. - 348 с.

141. Бочаров В.А., Юшина Т.И., Игнаткина В.А. и др. Технологическая оценка основных направлений комплексной переработки упорных полиметаллических руд и промпродуктов //Горный информационно-аналитический журнал. - 2014. - № 7. - С. 81-91.

142. Прахин Е. И., Пономарева Э. В., Незнамов М. М., Васильев С. И. Решение экологических проблем с использованием современных технологий //Системы. Методы. Технол. - 2014. - № 4. - С. 166-169.