

**ОБОГАЩЕНИЕ РУД ЧЁРНЫХ МЕТАЛЛОВ**

*100-летию ДОНТУ посвящается*



**Донецкий  
национальный  
технический  
университет**

**В.Г. Самойлик  
А.Н. Корчевский**

---

**ОБОГАЩЕНИЕ  
РУД ЧЁРНЫХ  
МЕТАЛЛОВ**

**В.Г. Самойлик  
А.Н. Корчевский**

**МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ  
ДОНЕЦКОЙ НАРОДНОЙ РЕСПУБЛИКИ  
ГОСУДАРСТВЕННОЕ ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ  
ВЫСШЕГО ПРОФЕССИОНАЛЬНОГО ОБРАЗОВАНИЯ  
«ДОНЕЦКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ»**

**В. Г. Самойлик, А. Н. Корчевский**

**ОБОГАЩЕНИЕ РУД ЧЁРНЫХ МЕТАЛЛОВ**

Учебное пособие  
для обучающихся образовательных учреждений  
высшего профессионального образования

Донецк

2021

УДК 622.7:622.341(075.8)  
ББК 33.4:26.341.2я73  
С17

*Рекомендовано Учёным советом  
ГОУВПО «Донецкий национальный технический университет»  
в качестве учебного пособия для студентов образовательных  
учреждений высшего профессионального образования  
(Протокол № 6 от 25.06.2021 г.)*

**Рецензенты:**

**Грищенко Н. Н.** – доктор технических наук, профессор, заведующий отделом сдвижения земной поверхности и охраны подрабатываемых объектов РАНИМИ (г. Донецк),  
**Борщевский С. В.** – доктор технических наук, профессор, заведующий кафедрой «Строительство зданий, подземных сооружений и геомеханика» ГОУВПО «Донецкий национальный технический университет» (г. Донецк).

**Авторы:**

**Самойлик Виталий Григорьевич** – кандидат технических наук, профессор кафедры «Обогащение полезных ископаемых» ГОУВПО «Донецкий национальный технический университет» (г. Донецк),  
**Корчевский Александр Николаевич** – кандидат технических наук, заведующий кафедрой «Обогащение полезных ископаемых» ГОУВПО «Донецкий национальный технический университет» (г. Донецк).

**Самойлик, В. Г.**

**С17 Обогащение руд чёрных металлов** : учеб. пособие для обучающихся образоват. учреждений высш. проф. образования / В. Г. Самойлик, А.Н. Корчевский ; ГОУВПО «ДОННТУ». – Донецк : ДОННТУ, 2021. – 270 с. : ил., табл.

В учебном пособии представлены сведения об условиях залегания, месторождениях, минеральном составе, технических характеристиках, требованиях к качеству руд чёрных металлов. Подробно рассмотрены методы обогащения, применяемые в процессе переработки железных, марганцевых, хромовых руд; возможные схемы их обогащения в зависимости от минерального состава исходного сырья и требований потребителей к качеству конечного продукта.

Учебное пособие предназначено для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело» специализации «Обогащение полезных ископаемых» стационарной и заочной форм обучения.

УДК 622.7:622.341(075.8)  
ББК 33.4:26.341.2я73  
С17

© Самойлик В. Г., Корчевский А.Н., 2021

© ГОУВПО «Донецкий национальный технический университет», 2021

## СОДЕРЖАНИЕ

<b>ВВЕДЕНИЕ</b> .....	6
<b>1 ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА РУД ЧЁРНЫХ МЕТАЛЛОВ</b> .....	8
1.1 Типы руд и месторождений.....	9
1.1.1 Железные руды.....	9
1.1.2 Марганцевые руды.....	18
1.1.3 Хромовые руды.....	27
1.2. Технологические требования к качеству руд чёрных металлов и концентратов.....	32
1.2.1 Железные руды.....	32
1.2.2 Марганцевые руды.....	38
1.2.3 Хромовые руды.....	41
<b>2 ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ РУД ЧЁРНЫХ МЕТАЛЛОВ</b> .....	46
2.1 Подготовительные процессы.....	47
2.1.1 Усреднение качества исходной руды.....	47
2.1.2 Раскрытие сростков при подготовке руд к обогащению	50
2.2 Процессы обогащения.....	65
2.2.1 Радиометрическое обогащение.....	65
2.2.2 Магнитное обогащение.....	82
2.2.3 Гравитационное обогащение.....	93
2.2.4 Флотационное обогащение.....	100
2.2.5 Обжиг-магнитное обогащение.....	107
2.2.6 Комбинированные методы обогащения.....	114

<b>3 ПРАКТИКА ОБОГАЩЕНИЯ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД.....</b>	<b>126</b>
3.1 Изучение технологических свойств железных руд.....	126
3.2 Выбор способов обогащения железных руд.....	128
3.3 Обогащение магнетитовых кварцитов.....	132
3.3.1 Технологическая характеристика руд.....	132
3.3.2 Способы обогащения магнетитовых кварцитов.....	134
3.3.3 Практика обогащения магнетитовых кварцитов.....	144
3.4 Обогащение магнетитовых руд скарнового типа.....	153
3.4.1 Технологическая характеристика руд.....	153
3.4.2 Дробление и сухое магнитное обогащение.....	154
3.4.3 Мокрое магнитное обогащение.....	157
3.4.4 Практика обогащения магнетитовых руд скарно- вого типа.....	159
3.5 Обогащение магномагнетитовых и титаномагнетитовых руд..	164
3.5.1 Технологическая характеристика руд.....	164
3.5.2 Дробление и сухое магнитное обогащение магно- магнетитовых и титаномагнетитовых руд.....	166
3.5.3 Измельчение и мокрое магнитное обогащение.....	167
3.5.4 Практика обогащения магномагнетитовых и титано- магнетитовых руд.....	168
3.6 Обогащение гематит-магнетитовых и гематитовых руд...	180
3.6.1 Технологическая характеристика гематит-магне- титовых руд.....	180
3.6.2 Обогащение гематит-магнетитовых руд.....	180
3.6.3 Технологическая характеристика гематитовых руд..	184

3.6.4 Обогащение гематитовых руд.....	185
3.7 Обогащение бурожелезняковых и сидеритовых железных руд.....	196
3.7.1 Технологическая характеристика бурожелезняковых руд	196
3.7.2 Обогащение бурожелезняковых руд.....	197
3.7.3 Технологическая характеристика сидеритовых руд..	202
3.7.4 Обогащение сидеритовых руд.....	203
<b>4 ПРАКТИКА ОБОГАЩЕНИЯ МАРГАЦЕВЫХ РУД.....</b>	<b>209</b>
4.1 Изучение технологических свойств марганцевых руд.....	209
4.2 Выбор способов обогащения марганцевых руд.....	210
4.3 Технологические решения по обогащению марганцевых руд	223
4.3.1 Обогащение руд Никопольского месторождения.....	223
4.3.2 Обогащение руд Чиатурского месторождения.....	225
4.3.3 Обогащение руд Усинского месторождения.....	228
4.3.4 Обогащение руд Порожинского месторождения.....	232
<b>5 ПРАКТИКА ОБОГАЩЕНИЯ ХРОМОВЫХ РУД.....</b>	<b>237</b>
5.1 Изучение технологических свойств хромовых руд.....	237
5.2 Обогащение хромовых руд.....	241
5.3 Технологические решения по обогащению хромовых руд....	242
5.3.1 Обогащение руд Южно-Кемпирсайского месторождения	242
5.3.2 Обогащение хромовых руд России.....	246
5.3.3 Обогащение хромовых руд за рубежом.....	255
<b>ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....</b>	<b>260</b>
<b>СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ.....</b>	<b>262</b>

## ВВЕДЕНИЕ

К чёрным металлам относятся железо и добавляемые к нему в процессе плавки марганец, хром, титан и ванадий, необходимые для получения продукции металлургии. На долю чёрных металлов приходится около 95 % всей производимой в мире металлопродукции.

Основным сырьём чёрной металлургии являются железные, марганцевые и хромовые руды. Несоответствие между качеством добываемого сырья и требованиями к нему потребителей обуславливает необходимость наличия в горнометаллургическом переделе цикла обогащения руд. Процессы обогащения занимают одно из ведущих мест в горнорудной промышленности. Обогащению подвергаются 2/3 добываемых железных руд, все марганцевые и хромовые руды.

Развитие обогащения руд чёрных металлов характеризуется, с одной стороны, непрерывной интенсификацией основных и вспомогательных процессов в связи с ухудшающимся качеством добываемых руд, а с другой – всё возрастающими требованиями к качеству концентратов. Широкое распространение получают новые технологии (например, бескоксовые способы производства стали), успешное внедрение которых требует применения высококачественных концентратов.

Дальнейшее развитие отрасли предусматривает повышение извлечения компонентов из добываемых руд, увеличение содержания железа, марганца и хрома в концентратах, повышение комплексности использования минерального сырья. Промышленная ценность руды определяется как содержанием в ней основного

компонента, так и сопутствующих – титана, ванадия, кобальта и др. Комплексное использование руд вместе с улучшением технико-экономических показателей обогащения решает важную народно-хозяйственную задачу – рациональное использование природных ресурсов.



# 1 ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА РУД ЧЁРНЫХ МЕТАЛЛОВ

Железо, марганец и хром выплавляют из рудных минералов, добываемых из земной коры и со дна океанов. В кристаллических решётках минералов катионы чёрных металлов связаны с различными анионами. В зависимости от рода этих анионов минералы и руды подразделяются на оксидные, содержащие анионы кислорода; гидроксидные, образованные гидроксильными ионами; карбонатные, содержащие карбоксильные анионы; силикатные и сульфидные, образованные анионами силикатов и серы. В том случае, когда наряду с катионами чёрных металлов сырьё содержит катионы редких и цветных металлов, руды называются комплексными (например, титано-магнетитовые). В чистом виде металлосодержащие минералы в природе почти не встречаются. Обычно они вкраплены в частицы пустой породы, не содержащие или содержащие следы металлов. Полезные ископаемые называются рудами в том случае, когда содержание в них рудных минералов обеспечивает целесообразный уровень переработки.

К основным технологическим параметрам руд относятся: содержание ( $\beta$ ) полезного компонента (компонентов) и вкрапленность. Содержание полезного компонента является одновременно качественной и количественной характеристикой руд. Оно определяет пригодность руд к металлургическому переделу непосредственно или после предварительного обогащения. В рудах, подлежащих обогащению, важное значение имеет в какой минеральной

форме находится компонент, поскольку минеральный состав определяет способность руд к обогащению.

Параметр «вкрапленность» определяет необходимую крупность измельчения руд, которая служит основным показателем энергоёмкости их переработки. Вкрапленность минералов в рудах определяется максимальным линейным размером (крупностью) зёрен и их агрегатов в массиве.

Рассмотрим минеральный состав руд чёрных металлов, их запасы, технологические требования к качеству руд и концентратов.

## **1.1 Типы руд и месторождений**

### **1.1.1 Железные руды**

Железо в химически чистом виде – блестящий серебристо-белый вязкий и ковкий металл, имеющий плотность  $7800 \text{ кг/м}^3$  и температуру плавления  $1539 \pm 1^\circ\text{C}$ . Образует сплавы со многими элементами. Наиболее распространенными являются железоуглеродистые сплавы (чугун, стали), сплавы железа с марганцем (ферромарганец), кремнием (феррокремний), хромом (феррохром), вольфрамом, ванадием, титаном, ниобием, кобальтом, никелем, молибденом и др., играющие ведущую роль в современной технике.

Среднее содержание железа в земной коре – 5,0 %. Оно является одним из наиболее распространенных элементов (после кислорода, кремния и алюминия) и входит в состав большого числа минералов (более 300). Главные промышленно-ценные минералы же-

леза – оксиды и гидроксиды, в меньшей степени – карбонаты. Минералы, имеющие наибольшее промышленное значение, представлены в таблице 1.1.

Таблица 1.1 – Главнейшие минералы железных руд [1]

Минерал	Химическая формула	Содержание железа, %
Магнетит	$FeO \cdot Fe_2O_3$	72,4
Магномагнетит	$(Mg, Fe)O \cdot Fe_2O_3$	65-68
Титаномагнетит	$FeO \cdot Fe_2O_3 + FeO \cdot TiO_2$	55-67
Гематит (мартит)	$Fe_2O_3$	70,0
Гётит	$HFeO_2$	62,9
Гидрогётит (лимонит)	$FeO_2 \cdot H_2O$	52,0-62,9
Сидерит	$FeCO_3$	48,3
Ильменит	$FeO \cdot TiO_2$	36,8

По минералогическому составу различают следующие основные типы руд [2]:

1. **Магнетитовый**, включающий следующие группы разновидностей: магнетитовые кварциты, магнетитовые скарновые, магномагнетитовые, титаномагнетитовые. Основные рудные минералы – магнетит, ильменит, титаномагнетит.

2. **Гематитовый**, включающий следующие группы разновидностей: собственно гематитовые и мартитовые. Основной рудный минерал – гематит.

3. **Бурожелезняковый**, включающий следующие группы разновидностей: оолитовые конгломераты и охристые руды. Главные рудные минералы – гидроксиды железа: гётит, гидрогётит.

4. *Сидеритовый*, представленный собственно сидеритовой группой разновидностей: пиритными, оолитовыми, кремнистыми, магнетитовыми рудами. Главным рудным минералом является сидерит.

5. *Силикатный*, включающий сидеритоплезитовые, шамозитовые, тюрингитовые группы разновидностей. Главные рудные минералы – железистые хлориты.

**Железорудные месторождения** промышленного значения весьма разнообразны. Они известны в эндогенных, экзогенных и метаморфогенных комплексах пород. С учетом генезиса принято выделять следующие основные промышленные типы.

*Магматические железные руды*, связанные с комплексом основных и ультраосновных пород габбро-анортозитовой формации, являются комплексными железо-титан-ванадиевыми (*Fe-Ti-V*), содержащими в качестве попутных ценных компонентов платиноиды. Главными рудными минералами в них выступает магнетит (обычно титаномагнетит) и ильменит, образующий вростки или решетчатые структуры распада в магнетите.

В *карбонатитовых месторождениях* главным и практически единственным рудным минералом железа является магнетит. Карбонатиты, представляющие собой эндогенные скопления карбонатов, входящие в комплекс щелочных ультраосновных пород, оказываются обогащены *Ti, Nb, Ta, Zr, Sc* и редкоземельными элементами.

В *известково-скарновых месторождениях* главными рудными минералами являются магнетит и гематит, в том числе и мартит. Попутными ценными компонентами в известково-скарновых рудах могут быть *Cu, Au* и *Co*.

*Вулканогенные гидротермальные месторождения*, генетически связанные с породами трапповой формации, в качестве главного рудного минерала содержат магномагнетит, а в качестве второстепенного – гематит.

*Вулканогенно-осадочные месторождения* характеризуются комплексными *Fe-Mn* рудами и в качестве главного рудного минерала железа содержат гематит, в меньшем количестве магнетит и сидерит.

*Метаморфогенные месторождения* представлены железистыми кварцитами, главными рудными минералами которых являются магнетит и гематит, в резко подчиненном количестве в них может присутствовать сидерит. Текстура руд – слоистая: от тонко- до грубослоистой. Структура – тонко- и мелкозернистая. Размеры выделений магнетита находятся в прямой зависимости от степени метаморфизма кварцитов: чем более глубоко они метаморфизованы, тем крупнее размеры зёрен, агрегатов магнетита и более благоприятны они для обогащения. Крупные и уникальные по запасам месторождения, легкая обогатимость руд, возможность разработки открытым способом большими карьерами с применением мощной горнодобывающей и транспортной техники позволяют считать их благоприятными объектами добычи железных руд во всех бассейнах мира. Доля руд данного типа в разведанных запасах и произ-

водстве товарных руд в мире превышает 60 %, в России в запасах она составляет – 55,9 %, в производстве товарных руд – 64,5 %.

Экзогенная группа месторождений железных руд представлена месторождениями выветривания и осадочными.

Руды *месторождений осадочного генезиса* по составу относятся к гётит-гидрогематит-сидерит-лептохлоритовым. В процессе осадконакопления при удалении от береговой линии в глубь водоёма происходит последовательная смена минерального состава осадочных железных руд от гидроксидных вблизи берега на карбонатные и далее на силикатные на глубине.

Руды *месторождений выветривания* по минеральному составу являются гётит-гидрогётитовыми (бурожелезняковыми). Они могут содержать мартит-гидрогётитовые, гётит-гидрогётит-гидрогематитовые зоны. Формируются они за счет выветривания осадочных и эндогенных руд любого генезиса.

Россия занимает второе место в мире по запасам железной руды, уступая только Бразилии. Запасы категорий  $A + B + C_1 + C_2$  [3], учтенные «Государственным балансом полезных ископаемых. Железные руды», по состоянию на 01.01.2016 г. достигают 110 млрд. т, ресурсы наиболее достоверной категории  $P_1$  оцениваются в 95,4 млрд. т. При этом качество железорудного сырья в России заметно ниже, чем в других странах, обладающих значительными запасами этого сырья (например, Бразилии, Австралии и Индии).

Распределение запасов железных руд и их прогнозных ресурсов категории  $P_1$  по основным субъектам РФ представлено на рисунке 1.1 [4].



Рисунок 1.1 – Распределение запасов железных руд и их прогнозных ресурсов категории  $P_1$  по основным субъектам РФ, млрд. т

Основу российской железорудной базы составляют железистые кварциты (более 52 % запасов категорий  $A + B + C_1$  от запасов железных руд Российской Федерации), руды со средним содержанием железа общего около 34 % и требующие обогащения.

Руды титаномагнетитового промышленного типа занимают второе место в российской сырьевой базе железных руд (более 15 % запасов кат.  $A + B + C_1$  страны). Руды преимущественно бедные – среднее содержание железа общего около 17 %. Месторождения представлены вкрапленными, сплошными и жильными рудами титаномагнетита и магномагнетита, содержат ценные и редкие примеси – ванадий, циркон, платину, титан и др. По масштабу

запасов титаномагнетитовых руд Уральская железорудная провинция не имеет аналогов в мире.

Запасы месторождений богатых гематит-сидерит-мартитовых руд Курской магнитной аномалии (КМА) составляют около 30 млрд. т (категории  $A + B + C_1 + C_2$ ), но из-за сложных условий залегания только шестая их часть может быть вовлечена в разработку.

Руды магнетитового промышленного типа составляют около 14 % запасов кат.  $A + B + C_1$  России (8,4 млрд. т). Руды их, как правило, легкообогатимы и отличаются сравнительно высоким содержанием железа общего (среднее содержание 33,1 %). Большая часть запасов месторождений магнетитовых руд скарнового типа разведана в Сибирском федеральном округе в Горной Шории, Кузнецком Алатау и Горном Алтае. На территории округа запасы кат.  $A + B + C_1$  составляют 12,6 % общих запасов, добыча – 4,4 % от добычи по России.

Руды остальных промышленных типов занимают значительно меньшую долю в сырьевой базе железных руд России. С учетом прироста в результате геологоразведочных работ, добычи и потерь при добыче запасы железных руд категорий  $A + B + C_1$  в 2014 г. выросли относительно предыдущего года на 908 млн. т, или на 1,5 %. Динамика запасов категории  $C_2$  показала более существенный рост – на 2,5 млрд. т, или на 5,3 %.

Основные месторождения железных руд и их геолого-промышленные типы приведены в табл. 1.2 [4].



Таблица 1.2 – Основные месторождения железных руд России

Месторождение	Геолого-промышленный тип руд	Запасы руды, млн. т		Доля в запасах РФ, %	Содержание Fe в рудах, %
		$A+B+C_1$	$C_2$		
1	2	3	4	5	6
Михайловское (Курская обл.)	Гематит-магнетитовый в железистых кварцитах	8052	4764	11,7	39,5
Стойленское (Белгородская обл.)		6506	4645	10,2	35
Стойло-Лебединское (Белгородская обл.)	Магнетитовый в железистых кварцитах	2199	109	2,1	35
Лебединское (Белгородская обл.)	Магнетитовый в железистых кварцитах	3613	1789	4,9	34,6
Приоскольское (Белгородская обл.)		1560	678	2	37,1
Костомукшское, Корпангское (Республика Карелия)		926,7	86,8	0,7	32,1
Ковдорское (Мурманская обл.)	Бадделеит-апатит-магнетитовый	743,5	730	1,3	25,1
Шерегешевское (Кемеровская обл.)	Магнетитовый в скарнах	140,2	14,5	0,1	36
Таштагольское (Кемеровская обл.)		410,3	296,4	0,6	45,5

Окончание таблицы 1.2

1	2	3	4	5	6
Казское (Кемеровская обл.)	Магнетитовый в скарнах	36,1	11,2	0,03	43,3
Рудногорское (Иркутская обл.)		205	37	0,2	32
Яковлевское (Белгородская обл.)	Гематит-сидерит-мартитовый	1861	7740	8,8	60,5
Гусевогорское (Свердловская обл.)	Ванадиево-титаномагнетитовый	2427	2410	4,4	16,6
Собственно-Качканарское (Свердловская обл.)		3603	3270	6,3	16,6
Суроямское (Челябинская обл.)		1791	1918	3,4	14,3
Чинейское (Забайкальский край)	Титаномагнетитовый	464,1	472,4	0,8	33,5
Гостищевское (Белгородская обл.)	Гематит-сидерит-мартитовый	2596	7559	9,3	61,6
Висловское (Белгородская обл.)		1453	2500	3,6	60,7
Десовское (Республика Саха, Якутия)	Магнетитовый в железистых кварцитах	430,2	134,8	0,7	27,9
Таежное (Республика Саха, Якутия)		798,2	590,4	1,4	38,3
Кимканское (Еврейская АО)		184,5	32,3	0,2	35,9
Сутарское (Еврейская АО)		289,5	201,7	0,5	32,6

### **1.1.2 Марганцевые руды**

Марганец – серебристо-белый хрупкий металл, имеющий плотность 7200-7460 кг/м<sup>3</sup>, температуру плавления 1244 °С. Основным потребителем марганцевых продуктов в России в настоящее время является чёрная металлургия (около 90 %), где он используется преимущественно в виде сплавов с железом (ферромарганца) и кремнием (силикомарганца), а также металлического марганца, применяемых для раскисления и легирования стали. В сравнительно небольшом количестве марганец используется в производстве сплавов с цветными металлами (медью, алюминием, никелем и др.). Только 5-10 % металла потребляется в электротехнической (для производства сухих батарей), химической промышленности, керамическом и стекольном производстве, в сельском хозяйстве (добавки в минеральные удобрения и в корма для животноводства).

Среднее содержание марганца в земной коре составляет около 0,1 %, в различных горных породах оно колеблется от 0,06 до 0,2 %. Марганец встречается в природе главным образом в виде оксидов, гидроксидов, карбонатов и силикатов. Известно более 150 минералов, содержащих марганец, но промышленное значение имеет лишь небольшая их часть (табл. 1.3).

**Промышленные типы месторождений марганцевых руд** представлены: морскими осадочными, метаморфизованными и гипергенными, а также месторождениями железомарганцевых образований (конкреции) дна морей и океанов.

Таблица 1.3 – Главные минералы марганцевых руд [5]

Минералы	Химическая формула	Содержание Mn, %
1	2	3
Пирролюзит	$MnO_2$	60-63,2
Гаусманит	$Mn_3O_4$	72,0
Браунит	$Mn_2O_3MnSiO_3$	60-69,5
Псиломелан	$(Ba, Mn^{2+})_3 Mn_8^{4+} O_{16}(OH)_6 \cdot nH_2O$	45-60
Якобсит	$MnFe_2O_4$	50-55
Манганит	$MnOOH$	62,5
Вернадит	$MnO_2 \cdot nH_2O$	44-52
Тодорокит	$(K, Ca, Mn^{2+}) (Mn^{4+}, Mn^{2+}, Mg)_6 O_{12} \cdot 3H_2O$	47-54
Родохрозит	$MnCO_3$	47,8
Алабандин	$MnS$	60,4
Галоксит	$MnAl_2O_4$	50,5-52,3
Родонит	$CaMnSi_3O_{18}$	32-43
Рансьеит	$(Ca, Mn^{2+}) Mn_4^{4+} O_9 \cdot 3H_2O$	43-50
Бустамит	$(Ca, Mn)_3(Si_3O_9) Fe, Mg, Zn$	12-20

**Осадочные морские месторождения** имеют наибольшее промышленное значение, в них сосредоточено более 80 % мировых запасов марганцевых руд. Типичными представителями этого типа месторождений являются Никопольское, Большетокмакское (Украина), Чиатурское (Грузия), Варненское (Болгария), локализованные в песчаноглинистых отложениях нижнего олигоцена и образующие крупнейшую Причерноморскую провинцию. В России к данному типу относится Северо-Уральская группа месторождений (Марсят-

ское, Тыньинское, Березовское и др.). Месторождения представляют собой полого залегающие пластовые залежи, состоящие из одного или нескольких (до 25) пластово-линзовидных тел, переслаивающихся со слоями безрудных пород. Мощность рудных прослоев колеблется от 0,1 до 4 м, а рудных залежей – до 11 м (Чиатурское). Общая протяженность рудных районов достигает 200-250 км (Южная Украина, Зауралье).

**Метаморфогенные месторождения** связаны с марганецсодержащими силикатными породами, заключающими в себе прослои и линзы марганцевых руд, характеризующихся большим разнообразием марганецсодержащих минералов, среди которых преобладают оксиды (браунит, гаусманит), карбонаты (родохрозит, манганокальцит) и силикаты (родонит, бустамит). Рудные толщи имеют значительную суммарную мощность и протяженность (десятки километров). Наиболее крупные марганцеворудные объекты такого типа известны в ЮАР, Индии и Бразилии. В России к ним относится Утхумское проявление в Саянах.

**Месторождения выветривания (гипергенные)** образуются в зоне гипергенеза первичных марганцевых руд и марганценосных пород, содержащих минералы марганца низших валентностей – карбонаты, силикаты, оксиды (браунит, гаусманит). Значительные по запасам месторождения этого типа известны в Западной Африке, Южной Америке, Индии. Месторождения представляют собой серии пластов и линз пирролюзит-псиломелановых высококачественных руд.

Скопления железомарганцевых образований на дне морей и океанов относятся к перспективным комплексным месторождениям, образующимся в процессе седиментации и диагенеза современных осадков. По условиям образования среди них выделяются глубоководные и мелководные.

Глубоководные *железомарганцевые конкреции (ЖМК)* встречаются во всех океанах. Они сосредоточены преимущественно на глубинах 4800-5500 м. Подавляющее число рудных полей расположено в Тихом океане. Залежи конкреций являются комплексными месторождениями *Mn, Ni, Co* и *Cu*. Диаметр конкреций составляет 0,1-10 см, преимущественно – 3-7 см. Конкреции содержат (%): *Mn* 25-30; *Fe* 6-12; *Ni* 1-2; *Co* 0,2-1,5; *Cu* 1-1,5; *P* 0,5-1.

Мелководные железомарганцевые конкреции (ЖМК) на дне Финского залива Балтийского моря являются новым видом минерального сырья. ЖМК залегают непосредственно на поверхности морского дна и образуют залежи относительно небольших (3-15 км) размеров на глубине 10-90 м. В составе конкреций гидроксиды и оксиды марганца составляют 65-70 % общей массы рудного вещества, гидроксиды железа – 30-35 %. Содержания *Mn* в ЖМК колеблется от 5 до 30 %, *Fe* 5-30 %, *P* 1-5 %, органического вещества – 7,5-24 % при среднем 11,5 %.

Залежи мелководных ЖМК Финского залива значительно отличаются от известных залежей глубоководных океанических ЖМК по морфологии пластов, условиям формирования и залегания, минеральному и химическому составу конкреций, технологии

их добычи и переработки. Шельфовые ЖМК в отличие от глубоководных могут рассматриваться исключительно как марганцевая руда.

**По минеральному составу** марганцевые руды разделяются на *оксидные, карбонатные и смешанные*.

Наибольшее промышленное значение имеют *оксидные руды*, в которых главными рудными минералами являются оксиды и гидроксиды марганца. Руды характеризуются высоким содержанием марганца (более 25 %) и относятся к легкообогатимым. Среди них особо выделяют пероксидные (сверхоксидные) руды, основным рудным минералом которых является пиролюзит  $MnO_2$ . Оксидные руды встречаются среди руд осадочного генезиса.

Оксидные руды включают *окисные* (первичные пиролюзит, псиломелан, манганит, браунит, яacobсит и др.) и *окисленные* – развивающиеся в коре выветривания главным образом карбонатных руд при выходе их на земную поверхность. Окисленные руды формируют так называемые «марганцевые шляпы». Они состоят из оксидов и гидроксидов  $Mn^{4+}$  (пиролюзита, вернадита), минералов с одновременным присутствием  $Mn^{2+}$  и  $Mn^{4+}$  (псиломелана), и характеризуются содержанием марганца более 40 % [6].

Оксидные руды интенсивно используются промышленностью, так как отличаются высоким содержанием марганца, легко обогащаются путём простого грохочения и служат высококачественным сырьём, пригодным для химической промышленности и производства стандартных марок ферромарганца. В России крупные и среднего масштаба месторождения окисных руд отсутствуют. Руды мелких месторождений – бедные и среднего качества (15-37 %  $Mn$ ),

хрупкие, при дроблении склонные к переизмельчению и, как следствие, к потерям наиболее ценных минералов со шламами.

**Карбонатные руды** сложены преимущественно карбонатами марганца: родохрозитом, манганокальцитом, марганцовистым кальцитом. Руды при относительно низких содержаниях марганца (не превышает 20-25 %) и относительно высоком содержании фосфора характеризуются трудной обогатимостью и высокой себестоимостью концентратов. Однако, в связи с сокращением запасов оксидных руд и поиском прогрессивных технологий переработки, доля их в производстве марганца будет неуклонно возрастать.

**Смешанные руды** являются переходным типом между оксидными и карбонатными. Их химический состав зависит от количественного соотношения оксидов (манганита, пиролюзита, псиломелана) и карбонатов марганца (манганокальцита, родохрозита), в соответствии с которым выделяются железомарганцевые, карбонатно-силикатные, оксидно-силикатные, оксидно-силикатно-карбонатные и др.

По масштабу минерально-сырьевая база марганцевых руд России достаточно велика и сопоставима с сырьевой базой марганца других стран. Прогнозные ресурсы марганцевых руд, локализованные на российской территории, велики. Количество ресурсов только категории  $P_1$  соизмеримо с величиной суммарных запасов. Но добыча марганцевых руд в России ведется нерегулярно и в малых количествах, поэтому в мировом выпуске товарных руд доля страны незначительна.



Основные месторождения марганцевых руд и распределение их запасов и ресурсов категории  $P_1$  по субъектам Российской Федерации представлены на рисунке 1.2 [7].

Качество марганцевых руд в России ниже, чем у большинства основных стран, добывающих марганец. Среднее содержание марганца в рудах российских объектов находится в пределах 9-23 % и лишь на одном месторождении достигает 31 %. При этом отечественные марганцевые руды зачастую содержат повышенные количества вредных или нежелательных примесей – фосфора, железа, кремнезёма.



Рисунок 1.2 – Основные месторождения марганцевых руд и распределение их запасов и ресурсов категории  $P_1$  по субъектам РФ, млн. т

Почти три четверти российских запасов марганцевых руд (170,5 млн. т) и около 80 % их ресурсов категории  $P_1$  (184,5 млн. т) сосредоточено в Сибири. Здесь разведано два крупных месторождения – Усинское в Кемеровской области и Порожинское в Красноярском крае. Доля Уральского региона в российских запасах марганцевых руд составляет 19 %.

На Дальнем Востоке разведано одно месторождение железомарганцевых руд, залегающих в метаморфических породах – Южно-Хинганское в Еврейской АО с запасами, составляющими 3,5 % российских.

В трёх других регионах – Республике Коми, Республике Башкортостан и на шельфе Балтийского моря – суммарно разведано менее 3 % российских запасов марганцевых руд.

Основные месторождения марганцевых руд России представлены в таблице 1.4 [7].

Крупные месторождения марганцевых руд расположены на территории стран бывшего СНГ: в Украине и в Грузии.

Марганцевые руды *Никопольского месторождения* (Украина) представлены карбонатными, окисными и смешанными (карбонатно-окисными) рудами.

Окисные руды состоят из пиролюзита (10-30 %), манганита (5-15 %) и псиломелана (10-35 %), а нерудная часть – из кварца (10-33 %), глины (6-23 %), полевых шпатов (до 5 %), слюды (до 4 %), глауконита, карбонатов (до 6 %) и пр. Среднее содержание марганца в окисной руде составляет 19,5-37,5 %.

Таблица 1.4 – Основные месторождения марганцевых руд РФ

Месторождение	Геолого-промышленный тип руд	Запасы руды, тыс. т		Доля в запасах РФ, %	Содержание Mn в рудах, %
		$A+B+C_1$	$C_2$		
Усинское (Кемеровская обл.)	Карбонатные	64231	57454	52,9	19,72
	Окисленные	5847	164	2,6	25,57
Порожинское (Красноярский край)	Окисленные	15696	13767	12,8	18,85
Южно-Хинганское (Еврейская АО)	Окисленные	127	0	0,06	18,09
	Смешанные	6009	2093	3,5	20,88
	Оксидные	285	381	0,3	21,09

Карбонатные руды состоят из манганокальцита (20-25 %), кальциевого родохрозита (15-20 %), окисных минералов марганца (10-15 %), гидроокислов железа (2-13 %), кварца, полевых шпатов (до 20 %), глины (10-15 %), кальцита доломита (5-10 %), барита, пирита (1-2 %), фосфатов (до 0,5 %). Содержание марганца в руде составляет 14-24 %.

Марганцевые руды *Чиатурского месторождения* представлены окисными (46 %), карбонатными (40 %) и окисленными рудами (14 %). Окисные и окисленные руды состоят из пиролюзита, манганита псиломелана и вернадита. Содержание марганца достигает 21-35 %. Карбонатные руды состоят из манганокальцита и кальциевого родохрозита (59-81 %). Они содержат 16-21 % марганца [8].

### 1.1.3 Хромовые руды

Х р о м – голубовато-серебристый блестящий металл, устойчивый против коррозии на воздухе и в воде, имеющий плотность 7190 кг/м<sup>3</sup> (при температуре 20 °С) и температуру плавления 1890 °С. При обычных температурах хром легко реагирует с разбавленными кислотами –  $HCl$  и  $H_2SO_4$ , но не растворяется в  $HNO_3$ ,  $H_3PO_4$  и  $HClO_4$  благодаря образованию защитной пленки. В соединениях валентность хрома изменяется от двух до шести, трехвалентные соединения устойчивые, а шестивалентные являются сильными окислителями. Образует сплавы с рядом элементов. Наиболее распространенными являются сплавы на железной основе (феррохром), с углеродом и кобальтом или никелем (стеллит), двойные хромоникелевые сплавы (нихром). Хромоникелевые стали и сплавы используются в конструкциях ядерных реакторов. Основные области потребления – ферросплавное производство, огнеупорная и химическая отрасли промышленности.

На применении хрома в железных сплавах основано современное производство высокопрочных конструкционных, кислотоупорных, нержавеющих, жаропрочных, шарикоподшипниковых сталей, сплавов сопротивления и чугунов с заданными свойствами. Металлический хром применяется главным образом для хромирования стальных изделий.

В огнеупорной промышленности хромовые руды употребляются для изготовления хроммагнезитовых и других хромсодержащих огнеупоров и хромбетона, используемых для футеровки мар-

теповских и индукционных печей, конверторов, вращающихся печей в цементной промышленности.

Химическая промышленность потребляет хромовые руды преимущественно для производства хромпиков (двуххромовокислых солей натрия и калия) и других соединений хрома, применяемых в качестве красителей, дубителей, катализаторов, протрав и др. Радиоактивный изотоп хрома нашёл применение в медицине.

Кларк хрома составляет 0,0083 %. Из более 20 хромсодержащих минералов в промышленном отношении важны только хромшпинелиды (хромиты), которые служат в настоящее время единственным источником получения металлического хрома и продуктов его химических соединений.

В группе хромшпинелидов с общей формулой  $(Mg, Fe)^{2+}(Cr, Al, Fe)_2^{3+}O_4$  наибольший интерес представляют следующие минеральные виды: магнохромит  $(Mg, Fe)Cr_2O_4$ , хромпикотит  $(Mg, Fe)(Cr, Al)_2O_4$ , алюмохромит  $(Fe, Mg)(Cr, Al)_2O_4$ , субферрихромит  $(Mg, Fe)(Cr, Fe)_2O_4$  и в меньшей степени субферриалюмохромит  $(Mg, Fe)(Cr, Fe, Al)_2O_4$ . Содержание оксидов в разновидностях хромшпинелидов колеблется в широких пределах:  $Cr_2O_3$  2-67 %,  $Al_2O_3$  2-65 %,  $Fe_2O_3$  0-41 %,  $FeO$  10-30 %,  $MgO$  1-20 %.

По содержанию хромшпинелидов хромовые руды делятся на сплошные (>90 %), густовкрапленные (70-90 %), средневкрапленные (50-70 %), редковкрапленные (30-50 %) и убоговкрапленные. Граница естественных групп – богатые и бедные – соответствует содержанию ценного минерала примерно 50-60 %. Текстуры руд массивные (преимущественно у сплошных разновидностей) и полосчато-

такситовые, пятнистые или, реже, брекчиевидно-такситовые (у вкрапленных руд) [9].

По условиям образования выделяются эндогенные, экзогенные и техногенные **месторождения хромовых руд**.

*Эндогенные месторождения* хромовых руд относятся к группе магматических образований. Они пространственно и генетически связаны исключительно с комплексами ультраосновных и основных пород, концентрируясь непосредственно только в ультраосновных породах и относятся к позднемагматическим.

*Экзогенные (россыпные) месторождения* (элювиальные, делювиальные, прибрежно-морские) возникают в результате разрушения при процессах выветривания эндогенных хромитовых рудных тел и залежей. Промышленное значение их ограничено. Примером служат рыхлые и порошковатые руды коры выветривания Кемпирсайских месторождений (Казахстан), делювиальные россыпи и валунчатые руды Сарановского месторождения (Россия), Великой Дайки (Зимбабве), морские россыпи Японии, Югославии.

К *техногенным месторождениям* относятся спецотвалы забалансовых руд, добытых в результате разработки месторождений хромовых руд, хромитсодержащие хвосты, образовавшиеся в процессе обогащения руд, содержание  $Cr_2O_3$  в которых может достигать 30 % и выше.

Мировые запасы хромитов в 27 странах составляют 3,5 млрд. т. Около 80 % их сосредоточено в Казахстане и ЮАР, остальные в Зимбабве, Индии, Турции, Филиппинах.

Российская сырьевая база хромовых руд невелика, по её масштабу Россия уступает не только мировым лидерам по добыче хромовых руд – ЮАР и Казахстану, но и многим другим странам. Количество прогнозных ресурсов хромитов категории  $P_1$  на территории Российской Федерации почти втрое превышает их запасы.

Основные месторождения хромовых руд и распределение их запасов и прогнозных ресурсов категории  $P_1$  по субъектам Российской Федерации представлены на рисунке 1.3.



Рисунок 1.3 – Основные месторождения хромовых руд и распределение их запасов и прогнозных ресурсов категории  $P_1$  по субъектам РФ, млн. т

Руды большинства месторождений России по содержанию  $Cr_2O_3$ , составляющему в среднем 20-39 %, относятся к бедным и убогим.

Почти три четверти запасов (37,7 млн. т) и ресурсов категории  $P_1$  (99,9 млн. т) хромовых руд сосредоточено на северо-западе страны. Более половины запасов хромовых руд России сконцентрировано в Республике Карелия, но представлены они хромитами низкого качества. Запасы хромитов Пермского края составляют 15 % запасов хромовых руд России.

Основные месторождения хромовых руд России представлены в таблице 1.5 [7].

Таблица 1.5 – Основные месторождения хромовых руд РФ

Месторождение	Запасы руды, тыс. т		Доля в запасах РФ, %	Содержа- ние $Cr_2O_3$ в рудах, %
	$A+B+C_1$	$C_2$		
Главное Сарановское (Пермский край)	1409	3288	9,2	39
Сопчеозерское (Мурманская обл.)	4808	4706	18,7	25,7
Центральное (ЯНАО)	92	1838	3,8	35,7
Западное (ЯНАО)	856	2044	5,7	39,1
Южно-Сарановское (Пермский край)	1983	879	5,6	37,7
Аганозерское (Республика Карелия)	8111	18477	52,4	22,7



## 1.2 Технологические требования к качеству руд чёрных металлов и концентратов

### 1.2.1 Железные руды

Товарной продукцией горно-обогатительных предприятий черной металлургии являются богатые руды, концентраты, агломерат, окатыши, горячебрикетированное железо, сортность которых определена соответствующими техническими условиями для каждого предприятия. Качество продуктов обогащения в каждом конкретном случае регламентируется договором между поставщиком (рудником) и металлургическим предприятием или должно соответствовать существующим стандартам и техническим условиям. Для сведения, в качестве ориентировочных, могут использоваться общие требования промышленности к богатым железным рудам и концентратам обогащения, приведенные в табл. 1.6 и 1.7 [1].

По содержанию железа выделяют природно богатые и бедные (требующие обогащения) руды.

Богатые руды классифицируются на доменные и мартеновские.

*Доменные руды*, используемые для непосредственного введения в доменную шихту, должны быть представлены не менее чем на 80 % крупнокусковатыми классами (10-100 мм).

Содержание железа в магнетитовых и гематитовых рудах должно быть более 50 %, гидрогётитовых – более 45 %, вредных примесей не более: серы – 0,3 %, фосфора – 0,3 %, меди – 0,2 %, мышьяка – 0,07 %, цинка и свинца – 0,1 % каждого, олова – 0,08 %.

Таблица 1.6 – Требования промышленности к качеству богатых железных руд

Сорт и минеральный состав руды	Минимальное содержание $Fe_{общ}$	Максимально допустимые содержания, %											Гранулометрический состав	
		$SiO_2$	$S$	$P$ ( $P_2O_5$ )	$Cu$	$As$	$Zn$	$Pb$	$Sn$	$Ni$	$Cr$	$Mn$	крупность, мм	содержание класса, %
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
<b>Агломерационные</b>														
Магнетитовые	45,0	–	–	–	0,15	–	–	–	–	–	–	–	+10 0-10	≤ 15 ≥ 85
Мартит-гематитовые	45,0	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–		
Бурожелезняковые	44,0	18,0	–	(0,8)	–	–	–	–	–	–	–	–		
Сидеритовые	32,5	12,0	0,35	–	–	–	–	–	–	–	–	–	0-10 10-60 +60	≤ 9 ≥ 85 ≤ 6
<b>Доменные</b>														
Магнетитовые	50,0	–	0,3	0,3	0,2	0,07	0,1	0,1	0,08	–	–	–	0-10 10-100	≤ 20 ≥ 80
Мартит-гематитовые	50,0	–	0,3	0,3	0,2	0,07	0,1	0,1	0,08	–	–	–		
Бурожелезняковые	45,0	18,0	0,3	0,3	0,2	0,07	0,1	0,1	0,08	–	–	–		

Окончание таблицы 1.6

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
<b>Мартеновские</b>														
Магнетитовые	57,0	5,0	0,15	0,15	0,04	0,04	0,04	0,04	–	0,04	0,04	0,5	0-10 10-250	$\leq 25$ $\geq 75$
Мартит- гематитовые	57,0	5,0	0,15	0,15	0,04	0,04	0,04	0,04	–	0,04	0,04	0,5		
Бурожелезня- ковые	57,0	5,0	0,15	0,15	0,04	0,04	0,04	0,04	–	0,04	0,04	0,5		

Таблица 1.7 – Требования промышленности к качеству железных концентратов

Назначение и название концентрата	Минимальное содержание $Fe_{общ}$	Максимально допустимые содержания, %									
		$SiO_2$	$Al_2O_3$	$CaO$	$MgO$	$MnO$	$S$	$P$ ( $P_2O_5$ )	$K_2O$	$TiO_2$	$V$ ( $V_2O_5$ )
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
<b>Электросталлергия</b>											
Магнетитовый	69,5	3,0	–	–	–	0,05	0,06	0,04	0,08	–	–
Мартит-гематитовый	68,0	3,0	–	–	–	0,05	0,06	0,04	0,08	–	–
<b>Акумуляторное производство</b>											
Магнетитовый	71,0	1,0	0,13	0,04	0,04	0,04	–	–	–	0,03	0,02
Мартит-гематитовый	69,0	1,0	0,13	0,04	0,04	0,04	–	–	–	0,03	0,02
<b>Порошковая металлургия</b>											
Низший сорт	71,4	0,4	0,20	0,10	0,10	0,50	0,05	0,03	–	0,08	–
Средний сорт	71,8	0,3	0,10	–	0,04	0,30	0,02	0,02	–	0,04	–
Высший сорт	72,0	0,15	0,10	–	0,02	0,02	0,015	0,015	–	0,015	–
<b>Доменное производство</b>											
Магнетитовый	62,0	10,0	–	–	–	–	0,45	–	–	–	–

Окончание таблицы 1.7

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
Мартит-гематитовый	60,0	10,0	–	–	–	–	–	–	–	–	–
Бурожелезняковый	44,0	18,0	5,0	–	–	–	–	(0,8)	–	–	–
Сидеритовый	37,0	10,0	–	–	–	–	–	–	–	–	–
Концентрат обож- женного сидерита (КОС)	47,0	–	–	–	13,5	–	–	–	–	–	–
Железovanадиевый	59,3	6,0	–	–	–	–	–	–	–	–	(≥ 0,54)
<b>Утяжелители для бурения скважин</b>											
Магнетитовый	60,0	12,0	–	–	–	–	–	–	–	–	–
Мартит-гематитовый	58,0	12,0	–	–	–	–	–	–	–	–	–
Бурожелезняковый	45,0	12,0	–	–	–	–	–	–	–	–	–

Никель, кобальт, марганец, хром, молибден, вольфрам, ванадий и другие легирующие компоненты могут присутствовать в количествах, не ухудшающих основных свойств продуктов передела железных руд.

*Мартеновские руды*, пригодные для непосредственного мартеновского передела, должны быть представлены не менее чем на 75 % классами 10-250 мм, содержание железа в магнетитовых, гематитовых, гидрогётитовых и смешанных рудах – свыше 57 %.

Содержание вредных примесей в мартеновских рудах должно быть не более: кремнезёма – 5 %, серы и фосфора – 0,15 %, меди, мышьяка, цинка, свинца, никеля, хрома – 0,04 % каждого, марганца – 0,5 %. Руды, содержащие 80-92 % класса 0-10 мм и не более 8-20 % класса 10-20 мм, нуждаются в предварительном окусковании.

Для качественной характеристики богатых руд важное значение имеют содержание и соотношение нерудных примесей – шлакообразующих компонентов, выражающиеся коэффициентом основности и кремневым модулем. Коэффициент основности (КО) представляет собой отношение суммы содержаний оксидов щелочных земель (кальция и магния) к сумме оксидов кислых компонентов (кремния и алюминия). По величине этого коэффициента железные руды и их концентраты подразделяются на кислые, наиболее часто встречающиеся (КО менее 0,7), самофлюсующиеся (КО 0,7-1,1) и основные (КО более 1,1). Лучшими являются самофлюсующиеся руды.

По кремневому модулю (отношению содержаний оксида кремния к оксиду алюминия) ограничивается использование железных руд с модулем ниже 2.

### 1.2.2 Марганцевые руды

Получаемые при обогащении концентраты и агломераты марганцевых руд применяют во многих отраслях народного хозяйства (в чёрной и цветной металлургии, химической, электрохимической промышленности и др.).

Единого государственного стандарта или технических условий на марганцевые руды не установлено. Качество руд и концентратов в каждом конкретном случае определяется договором между поставщиком и потребителем.

По соотношению марганца и железа руды делятся на следующие типы:

- марганцевые ( $Mn : Fe > 6-7$ );
- железисто-марганцевые ( $Mn : Fe \sim 1$ );
- марганцовисто-железные ( $Mn : Fe < 1$ ; содержание  $Mn$  в них около 5-10 %).

Наиболее богатые марганцевые руды, употребляемые для выплавки ферромарганца, должны содержать (в %):  $Mn > 50$ ;  $SiO_2 < 9$ ;  $P < 0,2$ . Для выплавки ферромарганца могут применяться также не требующие обогащения марганцевые руды с содержанием (в %):  $Mn > 35$ ;  $P < 0,18$ ;  $SiO_2 < 15$ .

В железисто-марганцевых рудах, используемых для выплавки зеркального чугуна и не требующих обогащения, концентрации ос-

новых компонентов должны быть следующими (в %):  $Mn > 18-20$ ,  $Fe$  15-20 (при общей сумме марганца и железа 40-60),  $P < 0,15$ . Марганцовисто-железные руды, пригодные для выплавки марганцовистых чугунов и не требующие обогащения, должны иметь такие содержания отдельных составляющих (в %):  $Mn$  5-10;  $Fe > 35$ ;  $P < 0,05$ .

Качество концентратов, получаемых из марганцевых руд, нормируется по содержанию марганца и вредных примесей (фосфор, кремнезём, железо), а также по содержанию мелочи (0-8 мм) и крупных кусков (+25 мм). Пероксидные концентраты разделяют по содержанию марганца на три сорта (I сорт – 87 %  $MnO_2$ , II сорт – 82 %, III сорт – 72 %). Оксидные концентраты должны содержать 18-52 % марганца, карбонатные – от 17 до 26 % (табл. 1.8-1.9) [10].

Таблица 1.8 – Требования к качеству марганцевых концентратов обогатительных фабрик Никопольского бассейна

Концентрат	Тип	Сорт	Содержание, %		
			$Mn$ , не менее	влаги	
				Группа	
				1	2
Окисные и смешанные марганцевые руды	О	Пиролюзит	52,0	5	–
	О	А	47,0	14	–
	О, ко	I	43,1	16	–
	О, ко	I-Б	41,0	16	–
	О, ко	II	34,0	22	–
	О, ко	III	25,0	23	–
Флотационный окисных руд	О	I	43,0	–	27
	О, ко	II	34,0	–	27
Карбонатных руд	К	I	25,0	22	–
	к	II	22,0	23	–



Таблица 1.9 – Требования к качеству марганцевых концентратов обогатительных фабрик ПО «Чиатурмарганец»

Концентрат	Содержание, %					Крупность, мм
	<i>Mn</i> , не менее	<i>MnO<sub>2</sub></i> , не менее	<i>SiO<sub>2</sub></i> , не более	<i>P</i> , не более	влаги, не более	
Пироксидный						
I сорт	–	87,1	5	0,2	9	2-6
II сорт	–	82	8	0,2	8	–
III сорт	–	72	10	0,2	9	–
Оксидный						
I сорт	48,1	–	10	0,18	9	0-10
II сорт	42	–	15	0,2	11	10-20
III сорт	35	–	20	0,25	15	0-5
IV сорт	22	–	30	0,2	15	–
Карбонатный гравитационный						
IV б сорт	18	–	35	0,2	15	–
I сорт	26	–	16	0,18	10	0-8
Карбонатный флотационный						
II сорт	17	36	35	0,18	15	–
III сорт	21	–	20	0,4	18	–

В химической промышленности марганцевые руды используются для самых разных целей. Это – производство сухих батарей, обесцвечивание зелёного стекла, изготовление химических и медицинских препаратов, производство олифы, масел, красок и т.д.

Требования к качеству марганцевых концентратов, используемых в других отраслях промышленности, приведены в табл. 1.10 [5].

Таблица 1.10 – Качественные характеристики марганцевого сырья

Направление использования	Характеристика марганцевых концентратов, %					Влажность, %	Крупность, мм
	<i>Mn</i>	<i>MnO<sub>2</sub></i>	<i>SiO<sub>2</sub></i>	<i>P</i>	<i>S</i>		
Керамика	45-47	70-75	–	0,15	0,03	–	–
Стеклотара	49-50	70	–	–	–	2	-5
Тёмно-зелёное стекло	50-54	70-73	–	–	–	–	-5
Эмали	–	80-82	–	–	–	–	Тонкий помол
Красители	45	–	10	0,20	0,1-0,3	–	0-25
Перманганат калия	56,2	89	3	–	–	8	0,10
Химические источники тока	–	87	–	–	–	3	–
Зажигательные массы	45	90	7	–	–	8	0,10
Сварочные флюсы	49-50		–	0,18	–	–	20

### 1.2.3 Хромовые руды

Товарной продукцией хромоворудного сырья являются богатые сплошные и густовкрапленные руды, используемые в сыром виде, и хромитовые концентраты, получаемые при обогащении.

Для данного сырья, спецификой которого является переменный состав полезного минерала, определяющий возможность использования его в конкретной отрасли промышленности, выделяются следующие **промышленные типы руд**:

**металлургический** – высокохромистые руды, используемые также и в других отраслях;

**химический** – среднехромистые руды повышенной глинозёмистости и железистости, могут быть использованы в огнеупорной промышленности;

**огнеупорный** – высокоглинозёмистые низкохромистые руды.

До последнего времени промышленность использовала лишь богатые руды, не требующие обогащения. Богатое сырьё хромовых месторождений, после его подготовки по крупности, используется в сыром виде в металлургической и огнеупорной областях промышленности.

Бедные руды, интенсивно вовлекаемые в переработку, требуют обогащения для получения товарной продукции.

К товарным хромовым рудам и продуктам их обогащения в различных отраслях промышленности предъявляются дифференцированные требования как по химическому составу, количеству посторонних примесей, так и по крупности материала.

В металлургии для производства ферросплавов требуются руды в крупнокусковом виде наиболее высокого качества с содержанием  $Cr_2O_3$  более 45 % при отношении  $Cr_2O_3$  к  $FeO^+$  не менее 2,5 и ограниченном количестве  $SiO_2$ , фосфора и серы. Для производства легированных чугунов в доменных печах применяются руды с содержанием  $Cr_2O_3$  35-40 % (табл. 1.11) [9].

Таблица 1.11 – Руда хромовая (для производства ферросплавов)

Показатели качества	Норма для марок руды	
	ДХ-1-1	ДХ-1-2
Содержание $Cr_2O_3$ , не менее, %	50,0	47,0
Содержание $SiO_2$ , не более, %	7,0	9,0
Отношение содержаний $Cr_2O_3$ к $FeO$ , не менее	3,5	3,0
Содержание $P$ , не более, %	0,005	0,005
Содержание $S$ , не более, % (для классов крупности 2-6 мм)	0,05	0,05

Требования к сырью в огнеупорной промышленности зависят от номенклатуры выпускаемой продукции. Используются хромовые руды и концентраты различной крупности с содержанием  $Cr_2O_3$  не менее 32 % с ограничением количества  $SiO_2$ ,  $FeO^+$  и  $CaO$ . Для особо ответственных огнеупоров производят низкокремнистые концентраты (до 3 %  $SiO_2$ ) и содержанием оксида хрома не менее 50-52 % (табл. 1.12).

Химическая промышленность потребляет руды и концентраты с содержанием  $Cr_2O_3$  не менее 45 %, любого физического состояния, но предпочтительнее порошковые, рыхлые и мелкие (до 10 мм) (табл.1.13).

Качество товарных хромовых руд и концентратов, подготовленных до требуемой крупности (дробление, агломерация, брикетирование и др.) в каждом конкретном случае регламентируется договором между поставщиком и потребителем.

Таблица 1.12 – Руда хромовая (для производства огнеупорных изделий)

Показатели качества	Норма (в %) для марок руды		
	ДХ-2-0	ДХ-2-1	ДХ-2-2
Содержание $Cr_2O_3$ , не менее	52,0	50,0	45,0
$SiO_2$ , не более	6,5	8,0	8,0
$FeO$ , не более	14,0	14,0	14,0
$CaO$ , не более	1,0	1,0	1,3

П р и м е ч а н и е. По гранулометрическому составу руды хромовые должны поставляться: 1-й класс (мелкая) 0-10 мм, 2-й класс (крупная) 10-300 мм, 3-й класс (рядовая) 0-300 мм. Содержание мелочи (0-10 мм) в кусковой руде 2-го класса (10-300 мм) допускается не более 30 %

Таблица 1.13 – Руда хромовая (для производства хромовых соединений)

Показатели качества	Норма (в %) для марок руды
	ДХ-3
Содержание $Cr_2O_3$ , среднее	49,0
$SiO_2$ , среднее	8,0
$FeO$ , не более	14,5
влаги, не более	5,0

П р и м е ч а н и е. По гранулометрическому составу руды хромовые должны поставляться крупностью 0-10 мм. По согласованию с потребителем допускается поставка рядовой руды крупностью 0-300 мм

В зарубежных странах требования к хромовым рудам и концентратам заключаются в следующем [9]:

- металлургический сорт: содержание  $Cr_2O_3$  – более 48 %;  $SiO_2$  – менее 3 % и  $MgO+Al_2O_3$  – менее 25 %; отношение хрома к железу – более 2,8; предпочтительны твёрдые и кусковые руды;

- огнеупорный сорт: содержание  $Cr_2O_3$  – около 31 %,  $SiO_2$  – менее 6 %, железа – не более 12 % и  $Al_2O_3$  – не более 25 %; предпочтительны твёрдые и кусковые руды;

- химический сорт: содержание  $Cr_2O_3$  – около 45 %,  $SiO_2$  – менее 5 % и  $Al_2O_3$  – не более 25 %; отношение хрома к железу – 1,6; предпочтительны рыхлые руды.

### **Вопросы для самоконтроля**

1. Что относится к основным технологическим параметрам руд?
2. Перечислите главные промышленно-ценные минералы железных руд.
3. На какие типы подразделяются железные руды по минералогическому составу?
4. Укажите направления использования марганца в промышленном производстве.
5. Охарактеризуйте промышленные типы месторождений марганцевых руд.
6. Как разделяются марганцевые руды по минеральному составу?
7. Перечислите основные направления использования хрома в промышленном производстве.
8. Как подразделяются хромовые руды по содержанию хромшпинелидов?
9. Какие требования предъявляются к качеству доменных и мартеновских железных руд?
10. Охарактеризуйте промышленные типы хромовых руд.

## 2 ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ РУД ЧЁРНЫХ МЕТАЛЛОВ

Технология обогащения руд чёрных металлов включает в себя ряд последовательных операций, конкретный набор которых определяется свойствами исходной руды и требованиями потребителей к качеству товарного продукта.

В основном эти операции можно сгруппировать в три больших блока:

- подготовительные процессы;
- процессы обогащения;
- вспомогательные процессы.

Подготовительные процессы, как правило, включают в себя операции по усреднению качества исходной руды и операции по раскрытию сростков, включающие процессы дробления, классификации и измельчения.

Основными методами обогащения, используемыми при обогащении руд чёрных металлов, являются радиометрическое обогащение, сухая и мокрая магнитная сепарация, гравитационные процессы, обогащение в тяжелых средах, флотация, обжиг-магнитное обогащение, комбинированные методы, основанные на сочетании химико-металлургических процессов и обогатительных операций [11, 12].

Вспомогательные процессы применяются, в основном, для обезвоживания продуктов обогащения, подготовки полученных товарных продуктов для отгрузки потребителям.

## 2.1 Подготовительные процессы

### 2.1.1 Усреднение качества исходной руды

#### Характеристики усреднения

Усреднение качества руды – совокупность операций планирования и управления её качеством в процессе горно-транспортных работ и операций по смешиванию руды на руднике и фабрике, в результате которых уменьшается и стабилизируется в заданных пределах размах колебаний показателей качества в сменных и внутрисменных партиях в течение определенного периода времени. Способы усреднения руды различаются применением той или иной технологии разделения выделенных партий руды на меньшие и организацией изменения последовательности поступления и объединения первоначальных или уменьшенных партий руды.

Амплитуда колебаний показателей качества руды характеризуется размахом колебаний и дисперсией (средним квадратическим отклонением). Количественные оценки колебаний всегда относятся к определенной массе (партии) руды. Среднее квадратическое отклонение ( $\sigma$ ) и дисперсия ( $D$ ) показателей качества определяются по формулам:

$$\sigma = \sqrt{\frac{\sum (\alpha_i - \alpha_{cp})^2}{n-1}}; \quad D = \sigma^2 = \frac{\sum (\alpha_i - \alpha_{cp})^2}{n-1},$$



где  $\alpha_i$  – значение показателя качества «текущее»;  $\alpha_{cp}$  – то же, но среднее значение;  $n$  – число замеров значений показателя качества в статистической совокупности.

Для оценки эффективности усреднения используются:

- степень усреднения  $C$ , равная отношению средних квадратических отклонений показателей качества неусредненной  $\sigma_n$  и усредненной руды  $\sigma_y$ :

$$C = \sigma_n / \sigma_y = \sqrt{\frac{D_n}{D_y}};$$

- коэффициенты уменьшения дисперсии  $K_D$  и среднего квадратического отклонения  $K_\sigma$  в усредненной руде:

$$K_D = D_y / D_n; \quad K_\sigma = \sigma_y / \sigma_n.$$

Все показатели эффективности усреднения связаны друг с другом:

$$K_\sigma = 1 / C; \quad K_D = (1 / C^2).$$

Для стабилизации процессов обогащения на оптимальном уровне руду необходимо усреднять по всем показателям качества, отрицательно влияющим на эффективность обогащения. Такими показателями являются:

- содержание основных и сопутствующих полезных компонентов;
- содержание компонентов в определенной минеральной форме;
- содержание вредных примесей, измельчаемость, крупность вкрапленности;
- содержание крупных и мелких классов;
- влажность;
- содержание глинистых примесей и др.

Все показатели качества руды и продуктов обогащения существенно колеблются по сравнению с плановым значением. Это приводит к отклонению технологического режима от оптимального. Чем больше амплитуда отклонения качества руды от предусмотренного при настройке процесса и чем продолжительнее это отклонение, тем больше потери при извлечении, расход реагентов, снижение производительности.

Допустимые колебания качества руды, которые не влияют отрицательно на процесс, следующие:

- относительное отклонение содержания железа от планового уровня составляет  $\pm(5-10 \%)$ ; других металлов –  $\pm 10 \%$ ;
- относительное отклонение от планового уровня крупности вкрапленности, измельчаемости и других показателей качества – не более  $\pm 10 \%$ .

### **Способы усреднения качества руды**

К способам усреднения качества руды относятся следующие операции:

- планирование и оперативное управление качеством руды;
- выделение условных сортовых потоков руды;
- применение сортовых (шихтовых) складов с дозированием сортов руды;
- использование усреднительных слоевых складов-смесителей с формированием и разгрузкой руды (штабелей) экскаваторами;
- загрузка руды в усреднительные бункера;

- применение системы двухстадиального усреднения – сначала сортовые склады, затем – усреднительные склады-смесители;
- формирование сортировочно-усреднительных систем с разделением потока руды по содержанию металла и крупности.

### **2.1.2 Раскрытие сростков при подготовке руд к обогащению**

Исходные руды, поступающие на обогатительные фабрики, преимущественно представлены сростками рудных и нерудных минералов. В железистых кварцитах сростки чаще всего бывают полосчатыми с вкраплениями нерудных зёрен в рудные полосы, и наоборот, рудных зёрен в нерудные слои. Между рудными и нерудными слоями залегают смешанные слои, состоящие из тончайших полосок и вкраплений. В бурожелезняковых и марганцевых рудах сростки имеют форму оолитов или обломков. Если поверхности срастания минералов не прочны, то их разъединение происходит легко уже при дроблении. Так ведут себя оолитовые руды. Однако в большинстве руд сростки очень прочны и для достаточно полного раскрытия минералов необходимо производить дробление и измельчение в несколько стадий с таким расчётом, чтобы размер частиц после измельчения был на два порядка меньше толщины мономинеральных прослоек и поперечников вкраплений рудных и нерудных минералов.

**Степенью раскрытия** полезного минерала называют отношение количества его свободных зёрен в данном продукте к его общему количеству в нём. **Степенью вкрапленности** называют отношение количества минерала, находящегося в сростках, к об-

щему количеству. Эти отношения выражают в долях единицы. Отношение размеров мономинеральных вкраплений к величине частиц после измельчения называют *степенью переизмельчения*.

Разрушение сростков достигается следующими путями:

- соударением или трением частиц друг о друга в барабанных и струйных мельницах самоизмельчения;
- ударом измельчающим телом или трением о его поверхность в молотковых, шаровых и других дробилках, мельницах и истирателях;
- раскалыванием путем мгновенного сжатия и сброса давления во взрывных и электрогидравлических мельницах;
- растрескиванием под влиянием термических напряжений при быстром нагреве и охлаждении в обжиговых печах;
- раскалыванием вследствие изменения объёма при химическом взаимодействии в реакторах.

Разрушение минеральных сростков по границам между рудными и нерудными минералами становится особенно трудным при большой поверхности срастания  $S_c$ , т.е. поверхности, отнесенной к единице массы руды. Она может быть определена из соотношения:

$$S_c = \frac{\beta_p \cdot S_p + \beta_n \cdot S_n - S_u}{2 \cdot C},$$

где  $\beta_p$  и  $\beta_n$  – содержание соответственно рудных и нерудных минералов в руде (доли единицы);  $S_u$ ,  $S_p$  и  $S_n$  – удельные поверхности соответственно исходной руды, рудных и нерудных минералов, м<sup>2</sup>/г;  $C$  – доля сростков в руде (доли единицы).

$$C = \frac{\beta_p (S_p - S_n) + (S_n - S_u)}{2 \cdot S_c}.$$

Степени раскрытия рудных  $P_p$  и нерудных  $P_n$  минералов взаимосвязаны выражением:

$$P_p = \frac{1 - C - P_n \cdot \beta_n}{1 - \beta_n}.$$

Степени раскрытия рудных  $P_p$  и нерудных  $P_n$  минералов определяются на основании микроскопических исследований по формулам:

$$P_p = A / \beta_p; \quad P_n = B / \beta_n,$$

где  $A$  – содержание рудного минералов виде свободных зёрен;  $B$  – содержание нерудных свободных зёрен.

Содержание рудного минерала в сростках  $W$  определяется по формуле:

$$W = \beta_p - A.$$

Рассмотрим принципиальные схемы раскрытия руд различных типов. На рис. 2.1 показана последовательность приёмов раскрытия и концентрации руд.

По схеме (рис. 2.1, а) раскрываются рудные и нерудные минералы. Такие схемы характерны для обогащения марганцевых и хромовых руд.

По схеме, представленной на рис. 2.1, б, первыми раскрываются рудные минералы. Такие схемы применяются при обогащении сравнительно богатых железных руд.

По схеме (рис. 2.1, в) первыми раскрываются нерудные минералы. Схема характерна для раскрытия тонковкрапленных железных кварцитов.

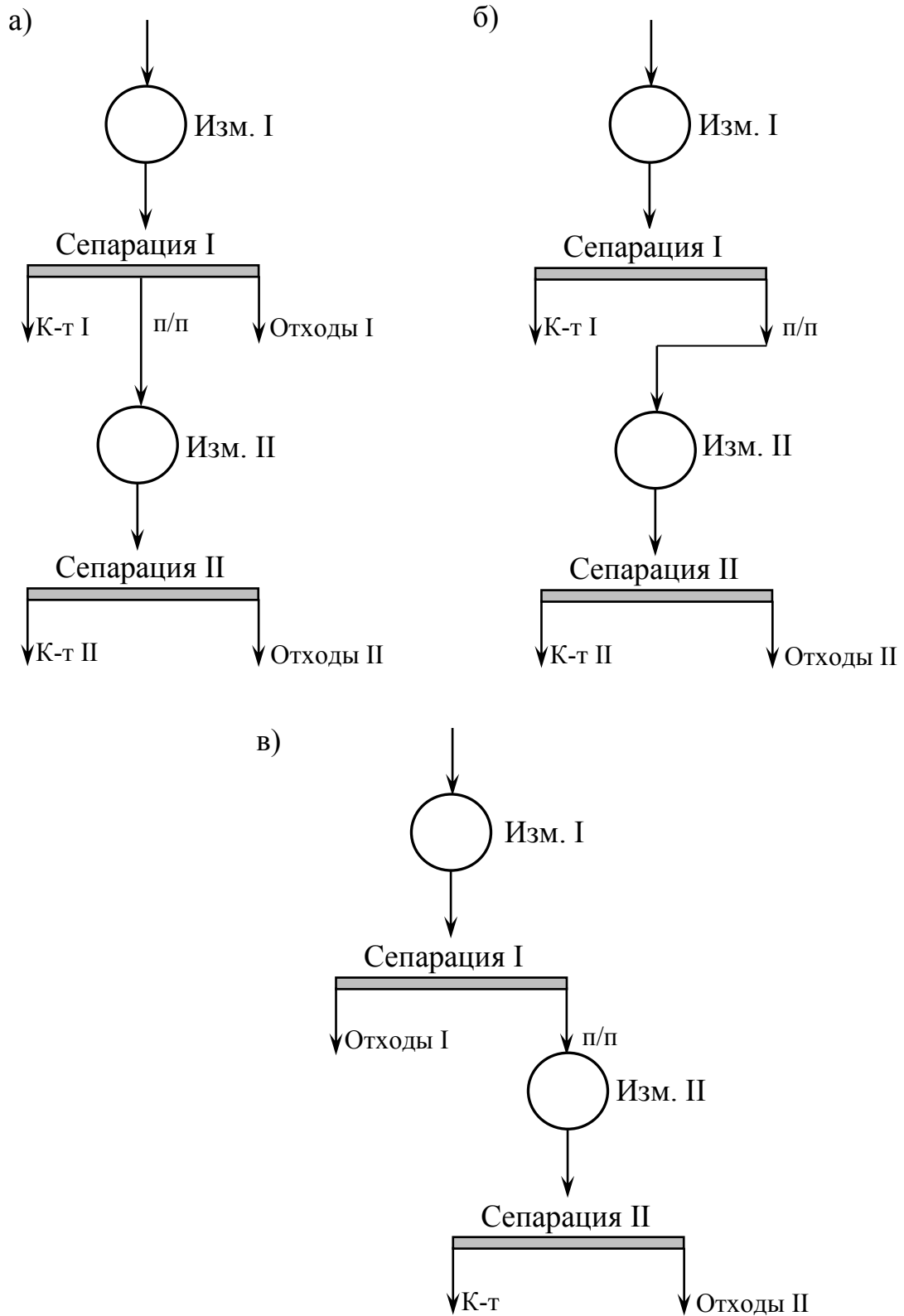


Рисунок 2.1 – Принципиальные схемы раскрытия руд

Оценка раскрываемости руд производится по величине доли рудной фазы в сростках после измельчения в течение 40 минут в шаровой мельнице в условиях, определяемых государственным стандартом.

К весьма легко раскрываемым относятся руды, при измельчении которых доля рудной фазы в сростках меньше 0,05; легкораскрываемым – 0,05-0,1; среднераскрываемым – 0,1-0,15; труднораскрываемым – 0,15-0,20; весьма труднораскрываемым – выше 0,25.

Окисленные кварциты, образовавшиеся вследствие взаимодействия магнетита с водой и кислородом, отличаются тонкой вкрапленностью и поэтому наиболее труднораскрываемые. По уменьшению крупности вкраплений, а, следовательно, по раскрываемости сростков, окисленные руды располагаются в следующий ряд: мартитовые, гематито-мартитовые, лимонито-мартитовые, мартито-гематитовые, гематитовые. Наивысшая степень раскрытия окисленных железных руд достигается при измельчении до 87 % класса менее 44 мкм. На такую крупность измельчения настраиваются мельницы фабрик, перерабатывающих окисленные кварциты.

Марганцевые и хромовые руды раскрываются легче железных, причем рудные минералы в большинстве случаев раскрываются лучше, чем нерудные, особенно при тонкой вкрапленности нерудных компонентов в рудных прослойках. Степень раскрытия рудной фазы уже при дроблении до 3 мм превышает 70 %, но нерудная фаза при этом почти не раскрыта. Основное количество кварца и других нерудных компонентов раскрывается при измельчении этих руд

до крупности менее 0,2 мм. При этом степень раскрытия рудной и нерудной фаз приближается к 100 %.

### **Процессы дробления и измельчения**

Заданная степень раскрытия минералов, а также доведение минерального сырья до требуемой крупности и гранулометрического состава, обеспечиваются операциями дробления и измельчения. Физические свойства руд являются основными при определении способности руд к измельчению.

Для процесса разрушения наиболее важными свойствами горных пород являются плотность, пористость, крепость, хрупкость и др. Для характеристики крепости наиболее широко используется коэффициент крепости по шкале проф. М. М. Протодяконова (0,3-20). Плотность и пористость руд во многом определяются содержанием в них металла.

Обобщающим параметром, характеризующим способность руд к разрушению, является *измельчаемость руды*, которая определяется как отношение производительности мельницы по заданному классу крупности к её объёму. Этот параметр является переменной величиной, которая изменяется в зависимости от крупности измельчения.

В практике чаще используют величину, называемую *относительной измельчаемостью*  $K_{изм}$ , которая определяется отношением:

$$K_{изм} = q_d / q_э ,$$



где  $q_d$  и  $q_э$  – удельная производительность мельницы по вновь образованному классу  $-d$  для исследуемой и эталонной руд, соответственно, т/(ч·м<sup>3</sup>).

Относительная измельчаемость определяется по результатам измельчения проб исследуемой и эталонной руд в лабораторной мельнице периодического действия.

**Дробимость** – обобщающий параметр механических свойств горных пород и выражает энергоёмкость процесса дробления горной массы. По методике института МЕХАНОБР (г. Санкт-Петербург) дробимость характеризуется двумя параметрами: индексом чистой работы дробления  $W_i$  (Дж/т) и типовой характеристикой разгрузки стандартных дробилок.

### **Особенности операций дробления и грохочения руд чёрных металлов**

Дробление является подготовительным процессом практически любой технологии переработки руд чёрных металлов. Для крупновкрапленных руд дробление часто является самостоятельной операцией подготовки к обогащению, поскольку обеспечивает достаточное раскрытие руды. Раскрытие дроблением чаще всего применяется для предварительного обогащения сухой магнитной сепарацией или гравитацией. Функцию раскрытия дробление выполняет при переработке бурожелезняковых и сидеритовых руд.

Дробление руд осуществляется стадийно в открытых или замкнутых схемах. Число стадий дробления колеблется от одной до четырёх. Дробление осуществляется в конусных, щековых, валко-

вых и инерционных дробилках. Конусные дробилки, как правило, применяются для руд с наиболее высокой крепостью и при больших производственных мощностях предприятий; щековые – для руд средней крепости; инерционные – для хрупких бурожелезняковых руд.

Для переработки крепких руд и руд средней крепости широко применяются *открытые схемы дробления*. Основные разновидности открытых схем:

- одностадиальные – применяются для подготовки хрупких руд;
- двухстадиальные – применяются для подготовки руд средней крепости, а также крепких руд, когда первичное дробление осуществляется в шахтных или карьерных дробильных установках;
- трёхстадиальные – применяются для дробления крепких скальных руд (например, магнетитовых, гематитовых, сидеритовых).

Крупное дробление осуществляется в отдельном корпусе, как правило, операций грохочения не предусматривается. Среднее дробление чаще проводится с предварительным грохочением, что увеличивает производительность дробилок и улучшает их работу. Иногда схема среднего дробления включает и усреднение руды (усреднительные склады). Мелкое дробление в открытом цикле производится обычно с предварительным грохочением по готовому классу крупности. Надрешетный продукт доизмельчается и объединяется с подрешетным. Дробление производится до крупности 0-25(20) мм. Более мелкий продукт в открытом цикле дробления получить не удаётся.

*Замкнутые схемы дробления* получили широкое распространение для дробления руд скарнового типа. Эти схемы обычно имеют три стадии. Основное отличие их от открытых схем дробления заключается в наличии замкнутого цикла в последней (третьей) стадии дробления, который осуществляется путём контрольного грохочения разгрузки дробилки и возврата надрешетного продукта в питание этой же дробилки.

Достоинства замкнутых схем дробления – снижение энергозатрат, улучшение условий работы дробилок, значительное улучшение дальнейшего процесса измельчения, так как часть работы по раскрытию руды выполняется в процессе дробления. Недостатки – большие капитальные и эксплуатационные затраты, более высокие требования к оборудованию и его компоновке.

### **Особенности схем измельчения и классификации руд чёрных металлов**

Схемы, применяемые для измельчения руд, подразделяются на открытые и замкнутые.

Измельчение руды подразделяется по содержанию класса менее 074(0,044) мм на крупное – до 60 %; среднее – до 85 %; тонкое – до 95 % и весьма тонкое – до 100 %.

Измельчение руды на первой стадии осуществляется в стержневых, шаровых и мельницах самоизмельчения. Стержневые мельницы чаще применяются в открытых циклах. Во второй и третьей стадиях при бесшаровом измельчении используются галечные мельницы, а при измельчении мелющими телами – шаровые.

Измельчение стальными телами возможно практически для всех руд. Однако этот вид измельчения требует предварительного дробления руды до крупности 25 мм и ниже, что связано со строительством дробильных фабрик для стадийного дробления руд. Кроме того, при стержневом и шаровом измельчении расходуется металл, стоимость которого составляет до 35 % всех затрат на процесс.

При самоизмельчении в одном агрегате совмещены среднее, мелкое измельчение и измельчение руды до крупности, требуемой для первичного обогащения. Это упрощает схему цепи аппаратов дробильно-обогащительного комплекса и исключает потребление металла для измельчения. В то же время скорость разрушения материала меньше в 1,5-2 раза, чем при измельчении мелющими телами. Самоизмельчение происходит в результате трения частиц и частично удара, поэтому расход энергии в этих мельницах примерно в 2 раза выше, чем в стержневых, где измельчение происходит в основном за счёт ударов. Некоторые разновидности железных руд, обладающие высокой плотностью и вязкостью, плохо поддаются самоизмельчению (гематито-магнетитовые руды Михайловского месторождения). Иногда применение этого метода технологически нецелесообразно, т.к. исключается сухая магнитная сепарация. В то же время большинство железных руд успешно подвергаются бесшаровому измельчению. Измельчающие фракции руды представлены кусками крупностью 300-100(75) мм. Исследования показали, что только при наличии в питании не менее 40 % класса +100 мм возможна устойчивая и эффективная работа мельниц самоизмель-

чения. В странах СНГ получили распространение мокрые методы самоизмельчения.

Классификация является одной из основных операций измельчения руд. Основное требование к этой операции состоит в разделении измельченной руды на вскрытый материал и сростки. В качестве классифицирующих аппаратов в настоящее время наиболее широко применяются спиральные классификаторы (одно и двух-спиральные) с непогружёнными и погружёнными спиралями, а также гидроциклоны.

### **Открытые схемы измельчения**

Открытые схемы измельчения на обогатительных фабриках по переработке руд чёрных металлов получили ограниченное применение. На зарубежных фабриках эти схемы применяют для измельчения магнетитовых руд с крупно-вкрапленной пустой породой.

Измельчение производится в стержневых мельницах. Открытые схемы применяют обычно для подготовки руды к обогащению в первой стадии. Открытые схемы обеспечивают крупность измельченного материала 0-6 мм. Применение стержневых мельниц обеспечивает равномерную крупность материала, поэтому контрольная классификация, как правило, отсутствует. Во второй и третьей стадиях открытых схем измельчения возможно применение шаровых мельниц.

Целесообразность применения открытых схем определяется в основном вкрапленностью нерудных минералов. Применение открытых схем является эффективным в случае выхода отходов не

менее 25 % при крупности измельчения до 30 % класса  $-0,074$  мм. Преимущество открытой схемы заключается в её простоте, применении самотечного транспортирования и минимального числа аппаратов в технологической цепи.

В качестве недостатка повсеместно отмечается ограниченность применения этих схем для тонковкрапленных руд, т.к. при таком измельчении они плохо раскрываются. Вторым недостатком этих схем является сложность добавки и замены мелющих тел в виде стержней, поскольку это связано с остановкой мельниц, что снижает коэффициент использования не только мельниц, но и схемы цепи аппаратов в целом. Во второй стадии измельчения открытые схемы применяются крайне редко. Для бесшарового измельчения открытые схемы не применяются.

### **Замкнутые схемы измельчения**

Замкнутые схемы измельчения широко применяются как в первой, так и в последующих стадиях измельчения при шаровом и бесшаровом методах измельчения. Особенность этих схем – максимальная концентрация надрешетного продукта в мельницах, что обеспечивает при крупном и среднем измельчении значительное повышение производительности мельниц по готовому продукту. По этим причинам замкнутые схемы являются предпочтительными для измельчения руды до крупности 0-1 мм и ниже в сравнении с открытыми схемами (рис. 2.2). Замкнутые схемы получили повсеместное применение для измельчения тонковкрапленных руд.

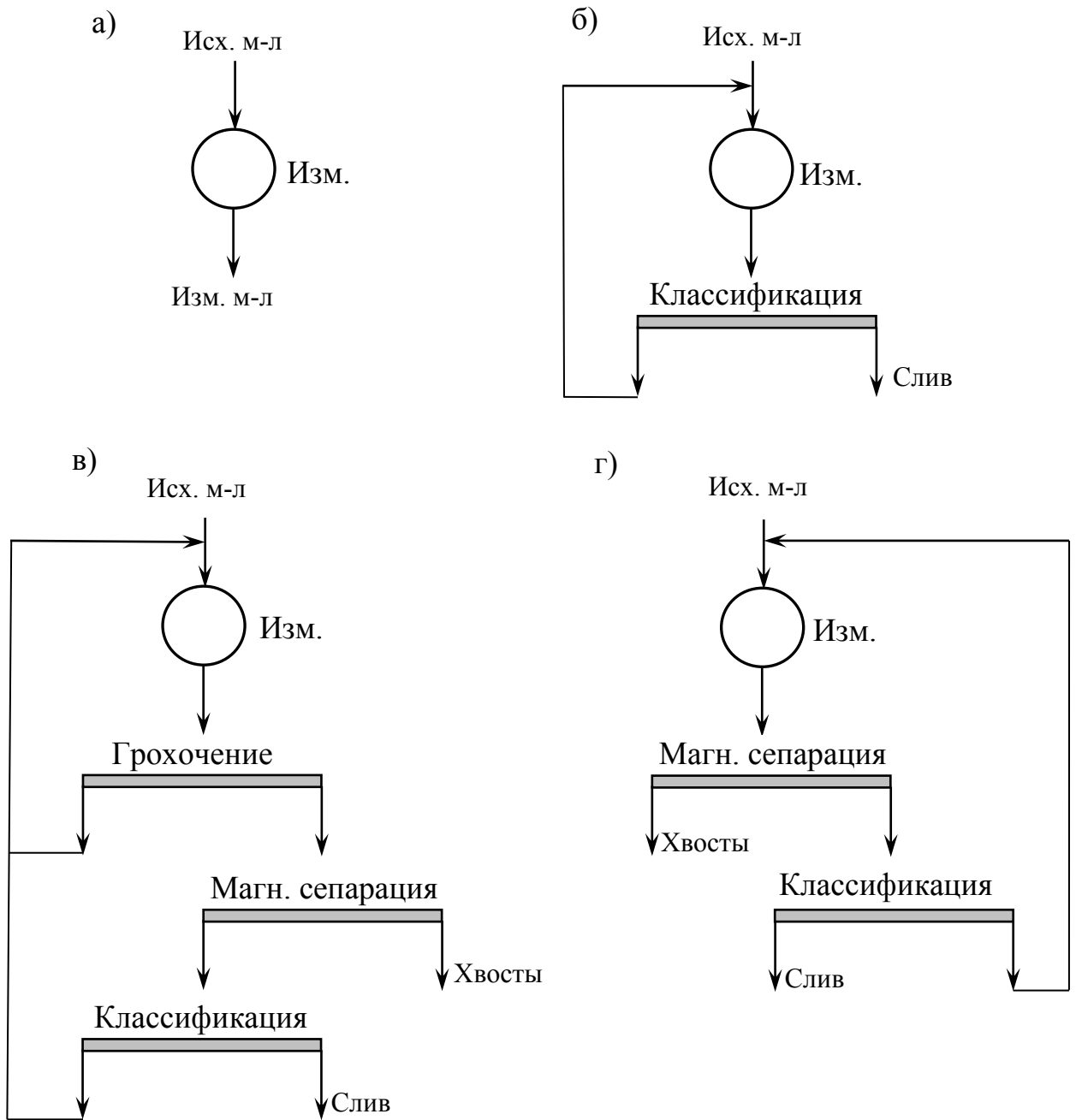


Рисунок 2.2 – Разновидности технологических схем измельчения:  
а – открытая схема; б – замкнутая с классификацией; в – замкнутая с грохочением и магнитной сепарацией; г – замкнутая с классификацией и магнитной сепарацией в цикле измельчения

По способу измельчения замкнутые схемы подразделяются на четыре типа.

*Первый тип – замкнутые циклы в стержневых мельницах.* Крупность измельчения по таким схемам не превышает 20-25 % класса  $-0,074$  мм. Циркулирующая нагрузка редко превышает 100 %.

*Второй тип – схемы шарового измельчения со спиральными классификаторами или гидроциклонами.* Применяются для измельчения тонковкрапленных руд с мелким проращением нерудных минералов. Основное отличие – применение в первой стадии измельчения для классификации спирального классификатора (в последующих стадиях – гидроциклонов). Кроме того, в первой стадии измельчения операция обогащения почти не применяется. Циркулирующая нагрузка составляет 150-300 %.

*Третий тип – схемы мокрого самоизмельчения.* Широко применяются за рубежом. В странах СНГ – Криворожье и КМА. Первая стадии измельчение производится в мельницах типа «Каскад» до 50-70 % класса  $-0,074$  мм. Во второй и последующих стадиях измельчения применяют рудногалечные мельницы различных размеров. В первой стадии после бункерования руда подается в мельницу самоизмельчения. Разгрузка мельницы разделяется на скрап, галю, надрешетный и готовый продукты. Скрап и галю объединяются и поступают в рудногалечную мельницу в качестве измельчающей среды. Надрешетный продукт возвращается на доизмельчение в мельницу в виде циркулирующего продукта, а подрешетный подается на обогащение. Выделение скрапа и гали производится через специальные отверстия в решетке мельницы. Для класси-



фикации применяются спиральные классификаторы (за рубежом – грохоты). Циркулирующая нагрузка: в случае грохотов – 50-100 %; в случае классификаторов – до 500 %.

Отличительная особенность замкнутых схем рудногалечного измельчения – классификация разгрузки мельницы в гидроциклонах. Крупность классов применяемой гали 80-250 до 30-40 мм на первой стадии и от 65-150 до 15-35 мм для второй стадии измельчения. Расход гали составляет 0,87-27 % от перерабатываемой руды.

*К четвёртому типу замкнутых схем измельчения относятся схемы сухого самоизмельчения в первой стадии.* Такие схемы получили распространение за рубежом. Применение сухого самоизмельчения способствует интенсификации технологии измельчения за счёт увеличения концентрации надрешетного продукта в рабочем объёме мельницы, т.к. благодаря воздушной классификации готовый продукт по мере его образования удаляется из мельницы и не подвергается переизмельчению. По этой схеме измельчение осуществляется в мельницах типа «Аэрофол» различных типоразмеров. Классификация измельченного материала осуществляется непосредственно в самой мельнице с помощью вентилятора. Осаждение захваченного вентилятором материала происходит в специальном воздушном классификаторе. Улавливание готового продукта – в циклонах. Замкнутый цикл осуществляется путём грохочения осажденного материала, надрешетный продукт которого подается конвейерами на доизмельчение. Подрешетный продукт обогащается сухой магнитной сепарацией, с помощью которой сбрасываются

отвальные хвосты и промпродукт. Промпродукт доизмельчается в шаровых мельницах мокрого самоизмельчения.

Сухое самоизмельчение применяют, в основном, для гематито-магнетитовых и крупновкрапленных магнетитовых руд. Для тонковкрапленных руд сухое самоизмельчение не применяется.

## **2.2 Процессы обогащения**

### **2.2.1 Радиометрическое обогащение**

Радиометрическое обогащение (РО) – технология разделения горнорудной массы на продукты, различающиеся по содержанию полезных компонентов или вредных примесей, использующая измеряемые параметры взаимодействия различных видов излучения с веществом руды. Радиометрическое обогащение относится к сухим процессам переработки твёрдых полезных ископаемых. Отличается от традиционных методов обогащения экологической чистотой и низкой себестоимостью обогащения руд при относительно малых капитальных затратах.

Основными факторами, влияющими на показатели радиометрического обогащения, являются: характеристика руды, качество применяемых аппаратов, характеристика используемой схемы обогащения. Характеристика руды при этом включает содержание ценного компонента, гранулометрический состав, распределение ценного компонента в кусках руды и между кусками.

*Содержание основного и сопутствующих ценных компонентов* влияет на эффективность обогащения. Особенно эффективно ра-

диометрическое обогащение руд с невысоким содержанием ценного компонента; при этом можно ожидать значительного выхода крупнокусковых хвостов. Радиометрические процессы, как более дешевые, позволяют снижать существующие кондиции на содержание ценных компонентов, вовлекать в промышленное использование некондиционные, разубоженные и забалансовые руды.

Минимальное (граничное) содержание ценного компонента определяется развитием техники и технологии обогащения, а также экономическими факторами.

**Контрастность руды** (распределение полезного минерала между кусками дробленной руды) относится к важнейшим технологическим характеристикам, определяющим показатели обогащения. Контрастность характеризует степень различия кусков руды по содержанию в них ценного компонента и зависит, в основном, от природных свойств руды, условий добычи и предварительной подготовки ее к обогащению. В идеально контрастных рудах полезный компонент сосредоточен в кусках, состоящих только из полезного компонента. В предельно неконтрастных рудах содержание полезного компонента во всех кусках одинаково и равно содержанию в руде. Количественная оценка контрастности осуществляется величиной **показателя контрастности  $M$** , который определяется как среднее относительное отклонение содержания полезного компонента в кусках руды от среднего его содержания в руде [13, 14]:

$$M = \frac{\sum_{i=1}^n |(y_i - \alpha)q_i|}{\alpha},$$

где  $\alpha$  – среднее содержание полезного компонента в руде, %;  
 $y_i$  – то же, в отдельных кусках пробы, %;  $q_i$  – доля массы куска в общей массе пробы, доли ед.

Показатель контрастности можно определить также по кривым обогатимости (рис. 2.3). Для этого через точку пересечения кривой  $\lambda$  с линией среднего содержания полезного компонента в руде (точка  $C$ ) проводится горизонтальная прямая, которая, пересекаясь с кривыми  $\beta$ ,  $\vartheta$  и осью ординат, позволяет получить исходные данные для расчета показателя контрастности по формуле:

$$M = 2(1 - \gamma_k) (1 - \vartheta/\alpha);$$

$$M = 2\gamma_k (\beta/\alpha - 1),$$

где  $\vartheta$ ,  $\beta$  и  $\alpha$  – содержание полезного компонента соответственно в отходах, концентрате и исходном продукте, %;  $\gamma_k$  – выход концентрата, доли ед.

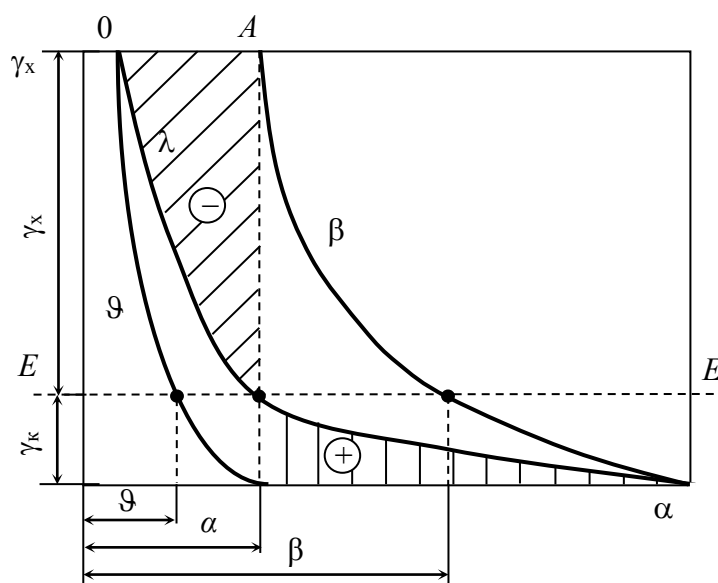


Рисунок 2.3 – Кривые контрастности

Пределы изменения коэффициента контрастности составляют от 0 до 2, что легко определяется из формулы. Предположим, что содержание полезного компонента во всех кусках одинаково (руда некон-  
 трастная), то есть содержание в хвостах будет равно содержанию в концентрате и в руде ( $\alpha = \beta = \vartheta$ ). Тогда величина в скобках будет равно 0, и  $M \rightarrow 0$ . В другом крайнем случае руду можно представить как совокупность кусков, состоящих только из полезного компонента, и множества кусков пустой породы (например, алмазы). В этом случае  $\vartheta \rightarrow 0$ , а  $M \rightarrow 2$ .

Показатель контрастности  $M$  даёт возможность оценивать обогащаемость руд при выделении из них радиометрическими методами отвальных хвостов. По показателю  $M$  руды классифицируются на:

- неконтрастные,  $M = 0-0,5$ ;
- низкоконтрастные,  $M = 0,5-0,7$ ;
- контрастные,  $M = 0,7-1,1$ ;
- высококонтрастные,  $M = 1,1-1,5$ ;
- особоконтрастные,  $M = 1,5-2$ .

Первый тип руд практически не обогащается, второй обогащается плохо, при обогащении третьего можно ожидать хороших результатов, два последних относят к легкообогатимым рудам.

При обогащении руды с получением конечного продукта в качестве показателя эффективности предложено [14] использовать **показатель раскрытия рудной минерализации  $P$** , определяемый конечным выражением:

$$P = M / 2 (1 - \alpha),$$

где  $\bar{a}$  – среднее содержание полезного минерала в выборке, отн. ед., равное среднему содержанию полезного компонента, деленному на его среднюю долю в минеральном зерне.

По данному показателю руды классифицируются на:

- нераскрытые  $P < 0,55$ ;
- со средним раскрытием  $P = 0,55-0,74$ ;
- с высоким раскрытием  $P > 0,75$ .

Опираясь на предельные результаты разделения и используя значения показателей  $M$  и  $P$ , можно сделать предварительные выводы о возможности обогащения руды радиометрическими методами и целесообразности получения тех или иных продуктов.

При высокой степени раскрытия  $P > 0,75$  возможно получение высококачественных товарных концентратов. Для руд со средним раскрытием  $P = 0,55-0,74$  и контрастностью  $M > 0,5$  целесообразно выделение трёх продуктов: товарного концентрата, отвальных хвостов и промпродукта, направляемого на глубокое обогащение. При  $P < 0,55$  и  $M > 0,5$  возможно выделение отвальных хвостов. При  $P < 0,55$  и  $M < 0,5$  руда необогатима методами крупнокускового обогащения.

По технике выполнения радиометрического обогащения различают процессы:

- **радиометрическая сортировка**, при которой руда, находящаяся в транспортирующих устройствах (вагонетках, автомашинах, скипах и т. д.), разделяется на сорта на радиометрической контрольной станции (РКС);

- *радиометрическая сепарация*, осуществляемая на сепараторах различной конструкции.

Разделение полезных ископаемых на радиометрических контрольных станциях даёт возможность:

- выделить отвальные хвосты;
- разделить полезные ископаемые на отдельные сорта.

Возможность решения первой задачи определяется неоднородностью распределения ценного компонента в полезном ископаемом, разубоживанием добытого полезного ископаемого пустой породой. Сортировка при выделении отвальных хвостов обеспечивает невысокую степень концентрации ценного компонента, хотя и позволяет вывести из последующего процесса обогащения значительный объём пустой породы.

При решении второй задачи, кроме разделения на отдельные сорта по содержанию ценного компонента, иногда выделяют различные технологические типы или разновидности полезных ископаемых, которые обогащаются по различным схемам.

Сортировка на РКС проводится в дискретно-порционном режиме, который обеспечивает более точное измерение, т.к. во время замера порция неподвижна. Исключается влияние помех от соседних порций.

Процесс радиометрической сепарации осуществляется в покусковом режиме. Он включает в себя рудоподготовку для выделения машинных классов крупности, подлежащих сепарации, и мелких классов, составляющих необогащаемый продукт (отсев). На конечном этапе процесса отсев, который, как правило, оказывается в той

или иной мере обогащенным полезным компонентом, присоединяется к концентратам или промежуточным продуктам сепарации.

Методы крупнокусковой радиометрической сепарации в первую очередь решают задачи предварительного обогащения путём выделения отвальных крупнокусковых хвостов. На рудах чёрных металлов возможно собственно обогащение с получением кондиционных крупнокусковых металлургических концентратов.

Разработан обширный арсенал методов радиометрического обогащения (табл. 2.1), которые используют многообразие специфических свойств руд чёрных металлов, обладают достаточно высокой чувствительностью и селективностью разделения в широком диапазоне крупности кускового материала от 5 до 350 мм [13].

Таблица 2.1 – Методы радиометрического обогащения руд чёрных металлов

Метод	Явления, лежащие в основе метода
Гамма-абсорбционный	Фотоэлектрическое поглощение рентгеновского или гамма-излучения
Нейтронно-активационный	Ядерные реакции, происходящие при воздействии на минералы потоков нейтронов
Фотометрический	Различия в свойствах минералов отражать, пропускать или преломлять видимый свет
Рентгенорадиометрический	Возбуждение рентгеновскими трубками либо источниками гамма-излучения характеристического рентгеновского излучения атомов определяемых элементов



## Гамма-абсорбционный метод

Гамма-абсорбционный метод основан на различии в степени поглощения кусками руды гамма-излучения. Интенсивность прошедшего через куски руды гамма-излучения и является разделительным признаком.

Относительная величина поглощения гамма-излучения подчиняется экспоненциальному закону:

$$J/J_0 = e^{-\mu d},$$

где  $J_0$  и  $J$  – интенсивности гамма-излучения соответственно до и после прохождения через вещество;  $\mu$  – линейный коэффициент поглощения;  $d$  – толщина слоя вещества.

Величина  $\mu$  зависит от энергии квантов первичного гамма-излучения и атомного номера и атомной массы облучаемого вещества. Чем выше атомный номер химического элемента и его атомная масса и чем меньше энергия применяемого излучения, тем сильнее проявляется свойство абсорбции рентгеновского излучения.

Для кусков руды, содержащих различные химические элементы,

$$\mu = \sum \alpha_i \mu_i / 100,$$

где  $\alpha_i$  – содержание  $i$ -го элемента, %;  $\mu_i$  – коэффициент линейного поглощения для  $i$ -го элемента.

Кроме химического состава кусков руды, на степень поглощения гамма-излучения влияют размеры облучаемых кусков. Для устранения этого влияния руду подвергают предварительной классификации. Кроме того, сепараторы снабжены специальным устройством, позволяющим учитывать размеры кусков руды. Та-

кие устройства бывают разных типов: метод механической коррекции; двухлучевой метод с дополнительным неподвижным источником; двухлучевой метод с дополнительным подвижным источником; метод коррекции по частично отраженному излучению.

Для обогащения полезных ископаемых выпускаются различные виды гамма-абсорбционных сепараторов (табл. 2.2).

Таблица 2.2 – Характеристики гамма-абсорбционных сепараторов

Наименование	Крупность руды, мм	Производительность, т/ч
Минерал-2	–300+100	25-30
Минерал	–200+50	12-18
Кристалл	–200+50	50-70
Рубин	–50+20	8-12
Рубин-2	–100+50	15-20
РС-2Ж	–200+100	20

Гамма-абсорбционный метод можно использовать для обработки различных полезных ископаемых, однако он достаточно эффективен лишь при высоком содержании ценного компонента в руде и для разделения минералов достаточно сильно отличающихся по плотности. Этот метод может применяться для сепарации железных и хромовых руд.

При обогащении железных руд ставится задача получения крупнокускового сырья (+25 мм) для металлургического производства. Для решения этой задачи проводят предварительную се-

парацию руды гамма-абсорбционным методом (рис. 2.4). Сепарация проводится по узким классам крупности: 100-250 мм, 50-100 мм и 25-50 мм. В качестве источника гамма лучей используются изотопы: америция  $Am^{241}$ , кадмия  $Cd^{153}$  и кобальта  $Co^{57}$ .

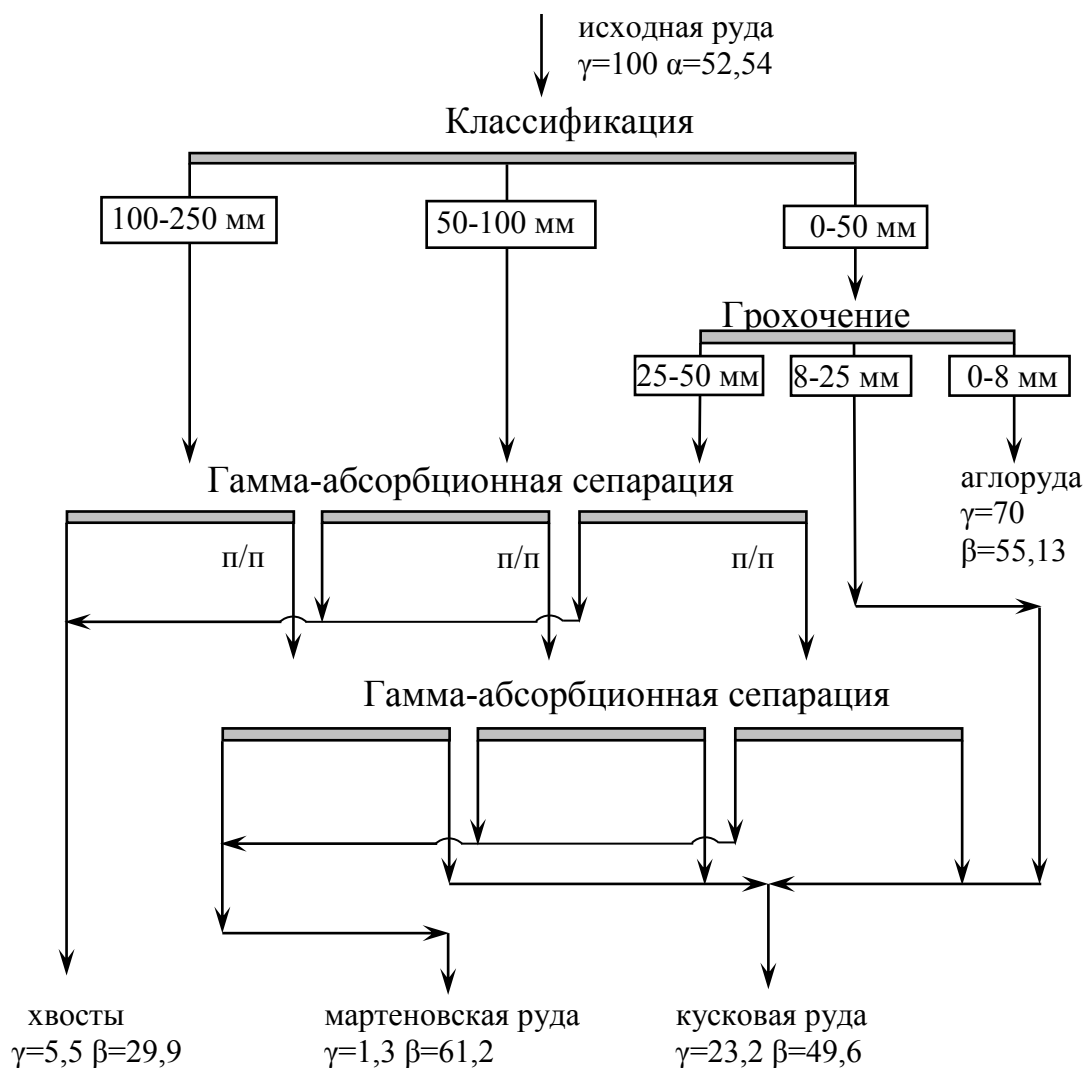


Рисунок 2.4 – Схема радиометрической сепарации железных руд

### Нейтронно-активационный метод

Этот метод основан на облучении руды потоком тепловых нейтронов с последующим разделением кусков по интенсивности наведённого излучения.

Характер взаимодействия нейтронов с веществом зависит от свойств ядер вещества и энергии нейтронов:

- химические элементы с атомным весом менее 25 составляют группу легких;

- элементы с атомным весом более 25, но менее 80 – средние элементы;

- тяжёлые элементы имеют атомный вес более 80.

Взаимодействие нейтронов с ядрами определяется их волновыми свойствами, играющими главную роль при малых энергиях.

При облучении минерального сырья при определенных условиях в ядрах элементов образуются радиоактивные изотопы, которые излучают гамма-кванты, бета-частицы, запаздывающие нейтроны и т.п.

После прекращения облучения наведенная радиоактивность уменьшается по закону радиоактивного распада. По интенсивности наведенной активности можно не только выявить присутствие в куске руды того или иного химического элемента, но и оценить его содержание.

Благоприятными факторами для концентрации минералов нейтронно-активационным методом являются большие эффективные сечения ядерных реакций для химических элементов, входящих в состав минерала, малый период полураспада образующихся изотопов и возникновение в результате ядерной реакции проникающего излучения.

Нейтронно-активационный метод целесообразно применять в том случае, когда сечение взаимодействия не ниже 1-3 барна, что

необходимо для надежной регистрации вторичных излучений, являющихся разделительным признаком. Этому условию удовлетворяют руды, содержащие хром, марганец, железо, никель, медь, серебро, золото, редкоземельные элементы и др.

### **Фотометрический метод**

Фотометрический метод основан на использовании различий в свойстве минералов отражать, пропускать или преломлять свет.

При сепарации по отражению света используют ту часть оптического спектра, в которой наблюдаются наибольшие различия в отражательной способности разделяемых минералов. Один из способов регистрации отраженного от куска света – его измерение на фоне цветной поверхности, при этом выбор её цвета является одним из способов оптимизации процесса.

Поскольку при фотометрической сепарации требуется разделять не только мономинеральные куски, но и агрегаты полезных и сопутствующих минералов, то оптические системы сепараторов нередко конструируют с применением сканирующих устройств, так что свет поступает на датчик не сразу со всей поверхности куска руды, а последовательно с отдельных её участков.

Источником света служат как обычные лампы накаливания с вольфрамовой нитью, так и лампы с большим световым потоком (иодо-кварцевые). Кроме того, в последние годы стали использоваться гелий-неоновые лазеры, преимущество которых – в возможности создания мощного пучка света малого диаметра (до нескольких миллиметров). Это даёт возможность дифференцированного

облучения поверхности куска. В качестве детекторов отраженного кусками руды света применяются фотоумножители.

Существуют различные модификации фотометрических сепараторов. В настоящее время для обработки полезных ископаемых широко используются сепараторы английской фирмы «Гансонс Сортекс Лимитед», UltraSort (Австралия), Хрусталь, Сапфир, ФСЭ-10 (Россия), OptoSort производства компании AIS Sommer (Германия).

В фотометрических сепараторах фирмы «Сортекс» интенсивность отраженного света измеряется в условиях свободного падения кусков полезного ископаемого. В качестве сортирующего механизма используются пневматические клапаны, скорость срабатывания которых тем больше, чем мельче обрабатываемый класс. В сепараторах, предназначенных для обработки класса 3-20 мм, она достигает 200 раз в секунду.

На рис. 2.5 представлена принципиальная схема работы фотометрического сепаратора.

Руда из бункера (1) с помощью вибрационного питателя (2) подаётся на желобчатый ленточный конвейер (3), где куски руды располагаются цепочкой через определённые промежутки. Разгружаясь с ленточного конвейера, куски руды пролетают в свободном падении через оптическую камеру (4) с облучателями (5). Как только в оптическую камеру попадает кусок руды, отражательная способность которого отличается от фона (7), из датчика (6) поступает электрический импульс в электронно-измерительный блок. Если интенсивность импульса будет превышать некоторую задан-

ную величину, срабатывает пневматический клапан (8) и поток сжатого воздуха изменяет траекторию движения этого куска руды.

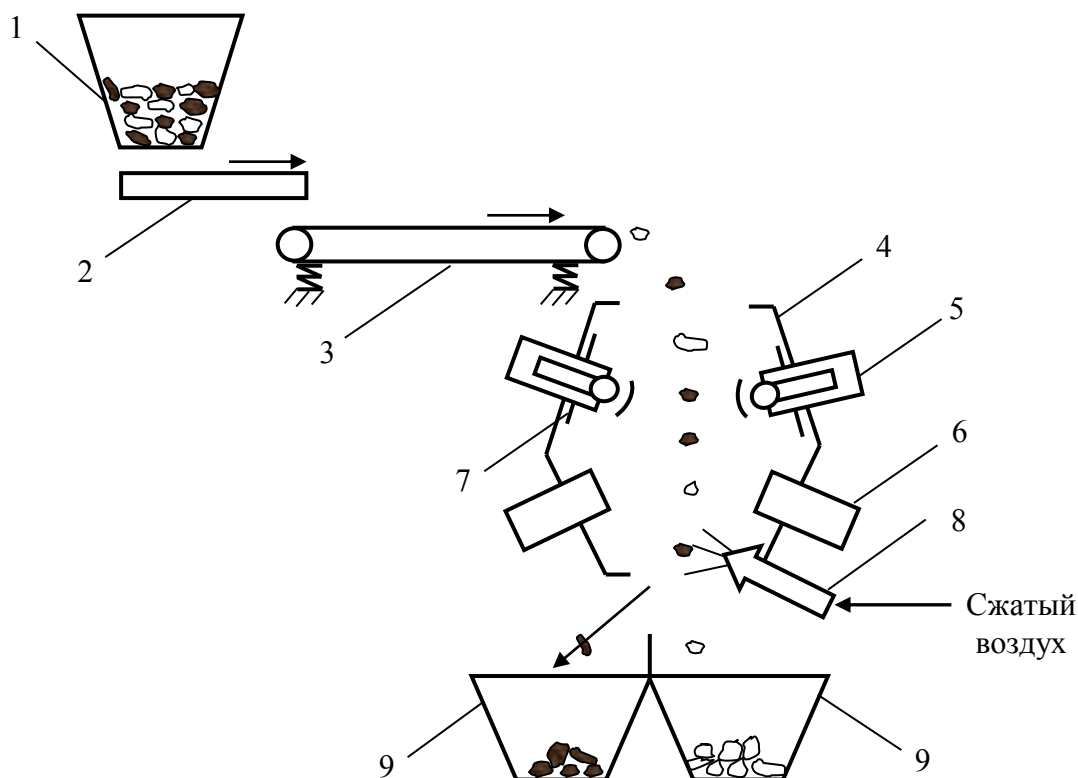


Рисунок 2.5 – Схема фотометрического сепаратора

В новом поколении полихромных фотометрических сепараторов, в частности сепараторы OptoSort производства компании AIS Sommer и сепараторы MikroSort компании Mogensen, измерение оптических и геометрических параметров объекта осуществляется цифровой строчной широкополосной камерой (ПЗС-матрицей). Критерием распознавания материала служат характеристики на основе цветностной модели RGB, которая позволяет различать до 16,77 млн. цветов. Кроме того, возможен учёт 8-ми оптических и геометрических признаков разделения с логическими функциями

«и», «или», «не». Минимальная площадь обзора для таких сепараторов составляет  $0,3 \times 0,3 \text{ мм}^2$ . Подача кусков осуществляется монослоем, коэффициент загрузки транспортирующего устройства – 0,3-0,4. Производительность сепаратора на классе 12-30 мм составляет 88 т/ч, а на классе 3-6 мм достигает 12 т/ч.

Кроме того, высокая эффективность работы сепараторов обусловлена большим количеством воздушных клапанов (в зависимости от ширины ленты – от 96 до 224), что позволяет более точно выбивать выбранный материал. Синхронизация электронной системы сепаратора с персональным компьютером позволяет производить его быструю настройку, а также открывает возможность непрерывного контроля процесса сепарации с определением качественно-количественных показателей продуктов сепарации за любой отрезок времени.

Сепараторы OptoSort выпускаются в нескольких модификациях, отличающихся по способу подачи материала в зону измерения (ленточный конвейер, вибропитатель), по ширине подающего органа и измерительной камеры (300, 600, 1200, 1800 мм).

Промышленные модели полихромных фотометрических сепараторов позволяют перерабатывать руду в диапазоне крупности от 300 до 0,5 мм при производительности более 200 т/ч (на классах крупности +150 мм).

При разделении руд Никопольского месторождения с применением фотометрической сепарации получают оксидный концентрат с содержанием 50 % *Mn* и карбонатный концентрат с содержанием 27 % *Mn* при общем извлечении марганца 61,8 %.



## Рентгенорадиометрический метод

Рентгенорадиометрический (рентгенофлуоресцентный) метод основан на регистрации возбужденного рентгеновскими трубками либо источниками гамма-излучения характеристического рентгеновского излучения атомов определяемых элементов, входящих в состав горных пород. Данный метод применяется при переработке руд чёрных, цветных, благородных металлов и нерудных полезных ископаемых. Является одним из наиболее универсальных методов.

Ещё в начале 20 века английскому ученому Мозли удалось открыть и показать, что энергия характеристического рентгеновского излучения (ХРИ) атомов (спектральная линия определенной длины волны и частоты) связана с атомным номером элемента  $Z$  функциональным соотношением:

$$\varepsilon \approx Z^2.$$

Отсюда следует, что каждый атом имеет свой, присущий только ему, рентгеновский образ и атомы каждого элемента можно распознать по испускаемым ими характерным лучам.

Это характерное излучение атомов теснейшим образом связано со строением их электронных оболочек. Возбуждение атома и испускание ХРИ происходит при выбивании электрона с его внутренних орбит. При этом атом переходит в возбужденное (неустойчивое) состояние с повышенной энергией, избыток которой практически мгновенно снимается переходом внешнего электрона на внутреннюю орбиту – атом переходит в нормальное состояние (состояние с минимальной энергией).

Несомненным преимуществом рентгенорадиометрического метода является прямое определение массовой доли элементов (начиная с *Ca*).

Для реализации данного метода в промышленных условиях используются сепараторы различных моделей: ИКПС-1, РРМ-Ф, РСЭ-50, СЭФ и другие.

В табл. 2.3 приведены технические характеристики сепараторов энергодисперсионных флуоресцентных СЭФ [15].

Таблица 2.3 – Характеристики сепараторов энергодисперсионных (рентгенорадиометрических) СЭФ

Параметры	Тип сепаратора			
	СЭФ 5.030 АС	СЭФ 6.053 АС/ЕМ	СЭФ 4.153 АС/ЕМ	СЭФ 3.303 АС/ЕМ
Класс крупности сортируемой руды, мм	30-10	50-25	150-75	250-125
Производительность, т/ч, не менее	1,65-2,5	6,37-9,5	28,0-41,6	61,2-90,7
Количество каналов сортировки, шт.	5	6	4	3
Масса сепаратора, т, не более	0,9	3,1	3,1	3,1
Потребляемая мощность, кВт, не более	1,5	4	4	4
Надежность отбора кусков, %, не менее	90	90	90	90

Рентгенорадиометрическая сепарация (РРС) применима для самых разнообразных полезных ископаемых: руды чёрных и цвет-

ных металлов, редкоземельные элементы, полиметаллы, бокситы, кварциты и др.

Технология РРС реализуется путём создания на борту карьеров или отвалов, вблизи штолен или обогатительных фабрик рудосортировочных комплексов (РСК) [16]. Технологическое оборудование РСК включает в себя узел рудоподготовки (дробилка, грохот, конвейеры и др. вспомогательное оборудование) и непосредственно сам сепарационный комплекс на основе рентгенорадиометрических сепараторов. Фактически РСК – это типовой дробильно-сортировочный комплекс, в который добавлены сепараторы.

Практическим опытом было показано, что технология РРС может использоваться не только для предварительного обогащения, но и быть одной из основных технологий обогащения крупнокускового материала +20 (10) мм марганцевых и хромовых руд с получением конечных продуктов, пригодных для металлургического производства. В зависимости от технологических свойств руд можно получить концентраты разного сорта: свыше 45 (или 40 %) марганца, на уровне 35-38 % марганца, т.е. в зависимости от задачи и потребности [17].

### **2.2.2 Магнитное обогащение**

Магнитные методы обогащения основаны на различиях в магнитных свойствах разделяемых минералов.

Магнитное обогащение осуществляется в магнитных сепараторах, особенностью которых является наличие в их рабочей зоне разделения магнитного поля. При движении разделяемого продукта

через магнитное поле сепаратора под воздействием магнитной силы частицы с различными магнитными свойствами движутся по отличным друг от друга траекториям, что позволяет магнитные и немагнитные частицы выделять в свои продукты.

Основной силовой характеристикой магнитного поля является напряженность. *Напряженностью  $H$*  магнитного поля называется сила, с которой поле воздействует на единицу положительной магнитной массы, помещенной в данной точке поля. Единицей напряженности в СИ является ампер на метр (А/м), в системе СГСМ – эрстед (Э).

Магнитные свойства минералов характеризуются *удельной магнитной восприимчивостью  $\chi$* , которую измеряют в кубических метрах на килограмм. По её значению все природные минералы разделены на четыре группы: сильномагнитные или ферромагнитные ( $\chi > 3,8 \cdot 10^{-5}$  м<sup>3</sup>/кг); слабомагнитные или парамагнитные ( $7,5 \cdot 10^{-6} > \chi > 1,26 \cdot 10^{-7}$  м<sup>3</sup>/кг); немагнитные ( $\chi < 1,26 \cdot 10^{-7}$  м<sup>3</sup>/кг) и диамагнитные ( $\chi < 0$ ) [14].

Значения удельной магнитной восприимчивости некоторых минералов представлены в табл. 2.4 [18].

К *сильномагнитным*, или *ферромагнитным*, относятся в основном железосодержащие минералы (магнетит, титаномагнетит, пирротин и др.) К *слабомагнитным* минералам относятся оксиды, гидроксиды и карбонаты железа и марганца, ильменит, вольфрамит, гранат и др. К *немагнитным* минералам относятся кварц, полевой шпат, касситерит, апатит и др.

Таблица 2.4 – Удельная магнитная восприимчивость некоторых минералов

Минералы	Удельная магнитная восприимчивость, $10^{-7}$ м <sup>3</sup> /кг
<i>Сильномагнитные</i>	
Магнетит ( $FeO \cdot Fe_2O_3$ )	5000-8000
Титаномагнетит ( $FeO \cdot Fe_2O_3 + FeO \cdot TiO_2$ )	3000-4000
Пирротин ( $Fe_n S_{n+1}$ )	700
<i>Слабомагнитные</i>	
Гематит ( $Fe_2O_3$ )	8,8-22
Гётит ( $HFeO_2$ )	3,2
Гидрогётит ( $FeO_2 \cdot H_2O$ )	2-3
Сидерит ( $FeCO_3$ )	7,5
Бурый железняк ( $nFe_2O_3 \cdot H_2O$ )	4-9
Пиролюзит ( $MnO_2$ )	3,8
Гаусманит ( $Mn_3O_4$ )	7,2
Браунит ( $Mn_2O_3 MnSiO_3$ )	15,3
Манганит ( $MnOOH$ )	6,2
<i>Немагнитные</i>	
Апатит	0,126
Полевой шпат	0,63
Пирит	0,1

К числу диамагнитных минералов относятся галит, кальцит, самородные золото, серебро, медь, висмут и др. В диамагнитных кристаллах магнитные моменты отдельных электронов взаимно

компенсируются, и поэтому остаточный магнитный момент отсутствует.

Магнитное обогащение происходит только в неоднородных магнитных полях, которые создаются соответствующей формой и расположением полюсов магнитной системы сепараторов. Неоднородное магнитное поле характеризуется градиентом его напряженности, который представляет производную абсолютной величины напряженности по направлению его наибольшего увеличения.

Удельное значение магнитной силы, отнесенной к единице массы, определяется выражением

$$f_m = \mu_0 \chi H \text{grad}H,$$

где  $\mu_0$  – магнитная проницаемость вакуума или магнитная постоянная,  $\mu_0 = 4\pi \cdot 10^{-7}$  Гн/м;  $\text{grad}H$  – производная  $dH/dx$  в направлении наибольшего возрастания  $H$ , А/м.

Анализ формул для расчёта магнитной силы притяжения показывает, что на неё влияют две составляющие. Первая характеризует конструкцию магнитной системы –  $H \text{grad}H$ . Величину  $H \text{grad}H$  принято называть *удельной магнитной силой магнитной системы*. Она зависит от напряженности магнитного поля на поверхности полюсов, от расстояния между полюсами, размеров рабочей зоны сепаратора и других параметров. Вторая составляющая характеризует свойства магнитные разделяемых частиц ( $\chi$ ).

Для разделения частиц на магнитные и немагнитные необходимо создать определенное значение магнитной силы, превышающей противодействующие силы.

При обогащении сильномагнитных руд с высокими магнитными свойствами ( $\chi$ ) необходимы сепараторы с относительно низким значением  $HgradH$ . Поэтому сильномагнитные минералы обогащаются в сепараторах со слабым магнитным полем с напряженностью до 160 кА/м.

При обогащении слабомагнитных руд с низкими магнитными свойствами необходимы сепараторы с относительно высоким значением  $HgradH$ . В настоящее время слабомагнитные руды обогащают в сепараторах с сильным полем с напряженностью от 280 до 1600 кА/м. Нижний предел величины удельной магнитной восприимчивости слабомагнитных минералов, которые можно обогащать магнитным методом, снижается с разработкой сепараторов с более сильным магнитным полем.

### **Магнитные сепараторы**

Классификация магнитных сепараторов проводится по различным признакам.

***По напряженности и силе магнитного поля  $HgradH$***  сепараторы подразделяют на две группы:

- сепараторы со слабым магнитным полем;
- сепараторы с сильным магнитным полем.

***По типу магнитной системы:***

- аппараты с электромагнитной системой;
- аппараты с системой из постоянных магнитов.

Первые аппараты потребляют дополнительную электроэнергию для питания электромагнитной системы и требуют пускорегу-

лирующую аппаратуру, но позволяют получить более высокое значение магнитной силы. Сепараторы с магнитными системами из постоянных магнитов более надёжны в работе и дешевле в эксплуатации (отсутствует обмотка электромагнита).

***По конструкции устройства для выделения магнитного продукта:***

- барабанные;
- валковые;
- роликовые;
- дисковые;
- ленточные;
- шкивные;
- роторные и др.

***По типу среды, в которой осуществляется разделение:***

- аппараты для сухого обогащения;
- аппараты для мокрого обогащения.

Максимальная крупность частиц руды для сепараторов второй группы обычно не превышает 3 мм.

***По способу подачи исходного сырья в рабочую зону:***

- сепараторы с верхней подачей исходного материала;
- сепараторы с нижней подачей исходного материала.

По направлению движения исходного продукта и продуктов разделения:

- прямоточные;
- противоточные;
- полупротивоточные.



*По типу чередования полюсов открытой многополюсной системы:*

- аппараты без магнитного перемешивания;
- аппараты с магнитным перемешиванием.

У аппаратов без магнитного перемешивания полюса чередуются по длине барабана. У аппаратов с магнитным перемешиванием полюса чередуются по периметру барабана (по ходу движения материала). Для первой группы аппаратов характерно более высокое извлечение магнитных частиц при меньшем качестве магнитного продукта, по сравнению с аппаратами второй группы.

Обозначение типов магнитных сепараторов осуществляется с учётом вышеперечисленных признаков.

В соответствии с ГОСТ 10512-93 [19] первая буква в обозначении сепаратора соответствует типу магнитной системы: П – сепараторы с системой из постоянных магнитов; Э – сепараторы с электромагнитной системой.

Вторая буква соответствует виду рабочего органа: Б – барабанные; В – валковые; Р – роторные и т.д.

Третья буква характеризует среду разделения: С – сухая; М – мокрая.

Согласно этой классификации выпускаются следующие типы сепараторов:

1. ПБМ – магнитные барабанные мокрого обогащения сильномагнитных руд;
2. ПБС – магнитные барабанные сухого обогащения сильномагнитных руд и нерудных материалов;

3. ЭВМ – электромагнитные валковые мокрого обогащения слабомагнитных руд и нерудных материалов;

4. ЭВС – электромагнитные валковые сухого обогащения слабомагнитных руд и нерудных материалов;

5. ЭРМ – электромагнитные роторные мокрого обогащения слабомагнитных руд и нерудных материалов.

По заказу потребителя сепараторы типа ПБМ допускается изготавливать в одном из следующих исполнений:

- с прямоточной ванной (без буквенного обозначения исполнения) для материала крупностью до 6 мм;

- с противоточной ванной (исполнение П) для материала крупностью до 3 мм;

- с полупротивоточной ванной (исполнение ПП) для материала крупностью до 1 мм.

Вид исполнения указывается в обозначении типа сепаратора через тире после первых трёх букв. Например, сепараторы ПБМ, ПБМ-П, ПБМ-ПП.

Обозначение сепараторов по указанному ГОСТу содержит и цифры. Первая цифра указывает число рабочих органов, (единица не ставится). Последние два числа через косую линию указывают размеры рабочего органа в «см» (диаметр и длина). Например: 4ЭВС-36/100 (4-х валковый электромагнитный сепаратор для сухого обогащения, диаметр валка – 36 см, длина валка – 100 см); 2ПБМ-ПП-250/350 (2-х барабанный сепаратор с постоянными магнитами для мокрого обогащения, с полупротивоточной ванной, диаметр барабана – 250 см, длина – 350 см).

## Схемы магнитного обогащения

Принцип разделения магнитной сепарацией заключается в отделении вскрытого нерудного немагнитного материала от магнитного, представленного свободными рудными минералами и сростками. При этом получают два продукта: магнитный (концентрат) и немагнитный (отходы). Поскольку селективность разделения на магнитных сепараторах невелика, применяются схемы с перечистными операциями магнитного, а иногда и немагнитного продукта.

При сухой магнитной сепарации (СМС) дробленого материала разделение осуществляется в один приём или в два приёма (рис. 2.6).

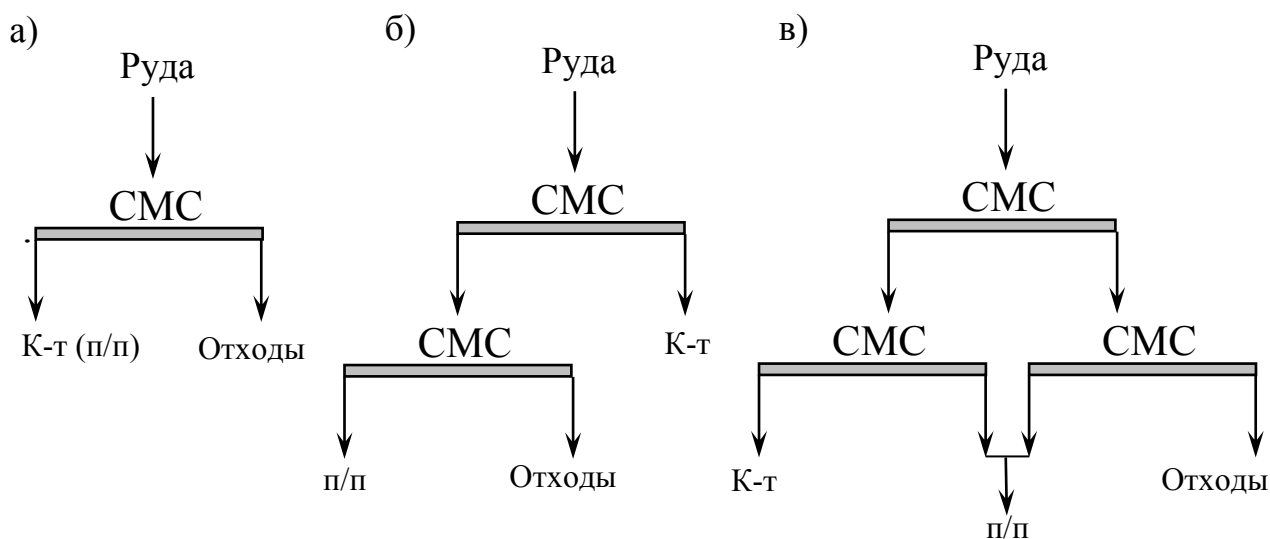


Рисунок 2.6 – Схемы сухой магнитной сепарации: а – однооперационная; б – двухоперационная; в – трёхоперационная

В случае получения кондиционных концентратов из дробленого материала применяют перечистку магнитного продукта. При выделении отвальных хвостов применяются схемы с перечисткой немагнитного продукта I приёма, чтобы избежать потерь металла с

отходами (рис. 2.6, б). Получаемый промпродукт обычно направляется на измельчение и последующее мокрое магнитное обогащение.

Мокрое магнитное обогащение обычно выполняется в три стадии, каждая из которых включает от одного до трёх приёмов (рис. 2.7).

В I стадии руда подвергается обогащению в один-два приёма для выделения отвальных хвостов и промпродукта, направляемого в измельчение II стадии (рис. 2.6, а, б, в). Во II стадии обогащение осуществляется, как правило, в один приём и включается в замкнутый цикл II стадии измельчения, что позволяет выделять хвосты по мере раскрытия минералов пустой породы. В III стадии обогащение производится в два-три приёма с перечисткой магнитного продукта во II и III приёмах (рис. 2.6, г, д). В этой стадии выделяют концентрат, направляемый на обезвоживание, промпродукт, возвращаемый во II стадию измельчения, и отвальные хвосты [20].

Для подготовки материала к мокрой магнитной сепарации применяют сгущение в магнитных дешламаторах. Они оборудованы намагничивающими системами и обеспечивают флокуляцию магнитного материала и его быстрое осаждение. Дешламация также позволяет удалять в отходы тонкие шламистые частицы и бедные сrostки, сильно загрязняющие магнитные продукты пустой породой.

**Стадия магнитного обогащения** представляет собой обособленный технологический узел, обработка материала в котором включает самостоятельное его измельчение до определенной круп-

ности с последующим разделением измельченного продукта одним из методов обогащения.

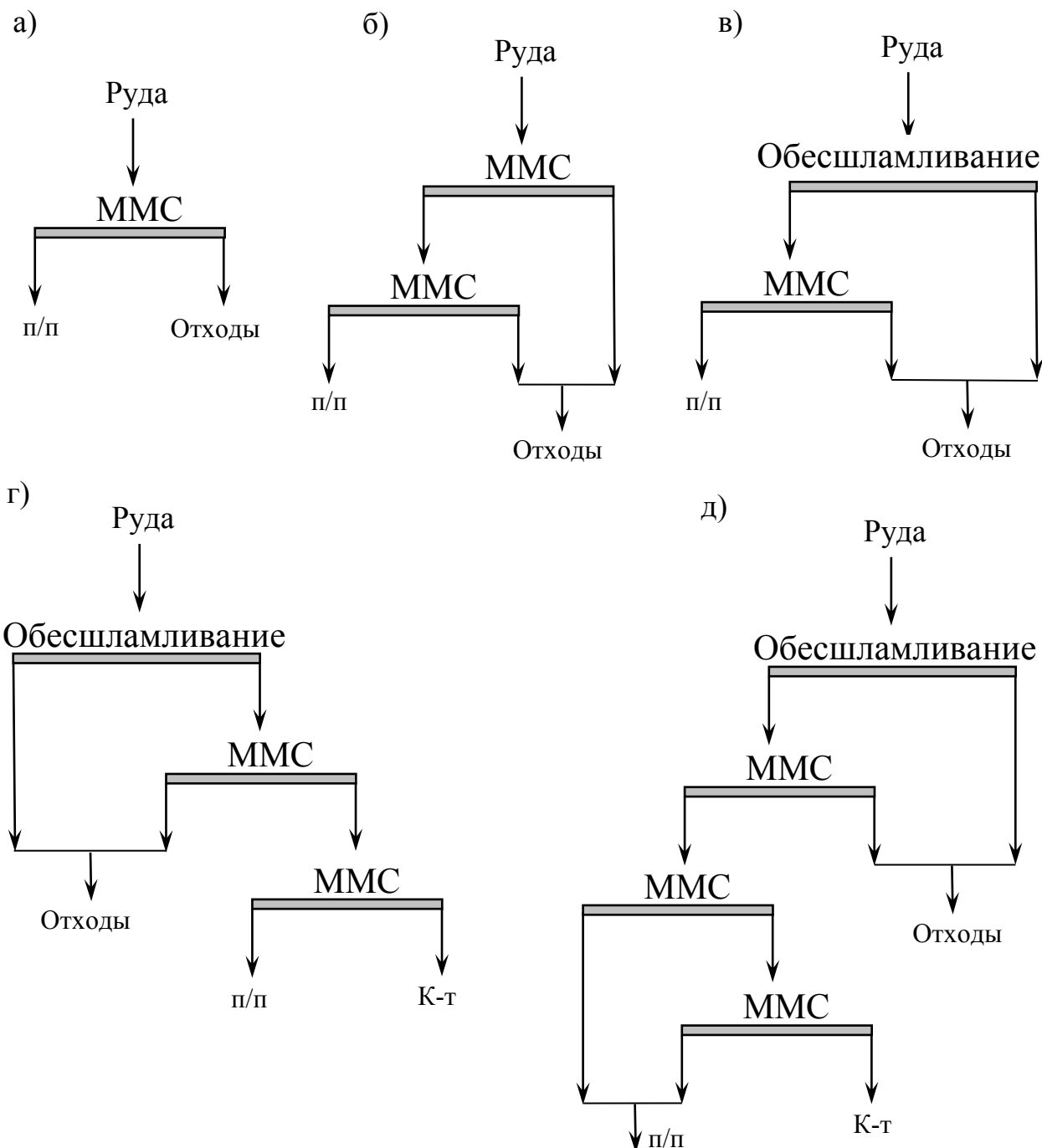


Рисунок 2.7 – Схемы мокрой магнитной сепарации: а – однооперационная; б – двухоперационная с перечисткой м.ф.; в – однооперационная с обесшламливанием; г – двухоперационная с перечисткой м.ф.; д – трёхоперационная с двойной перечисткой м.ф.

Отличительной особенностью стадий является крупность измельчения, при которой производится обогащение. Наибольший эффект от повышения числа стадий обогащения достигается при разделении руд, в которых рудная составляющая представлена одним металлосодержащим минералом. Так, например, при разделении магнетитовых руд применяют до 5 стадий обогащения. Для большинства тонковкрапленных руд стадийность обогащения оказывает решающее влияние на результаты разделения. Для средне- и крупно вкрапленных руд эта зависимость не такая однозначная.

Практика обогащения установила следующие наиболее целесообразные режимы магнитной сепарации по стадиям: 1-я стадия – прямоточный; 2 и 4 – противоточный; 3 и 5 – полупротивоточный.

Применение стадийных схем обогащения преследует цель периодического вывода из процесса готового продукта в виде магнитных или немагнитных минералов по мере их вскрытия. Этим достигается экономия затрат на обогащение, так как количество материала, требующего обработки в последующих стадиях, уменьшается.

### **2.2.3 Гравитационное обогащение**

Гравитационное обогащение основано на разнице в удельном весе разделяемых минералов. Так как плотность минералов железа, марганца и хрома существенно выше, чем у минералов сопутствующих минеральных примесей (табл. 2.5), то выделение рудных ми-

нералов может осуществляться достаточно эффективно в широком диапазоне классов крупности от 0,5 до 100 мм.

Гравитационные схемы обогащения применяются для всех разновидностей слабомагнитных руд и отличаются большим разнообразием. На ОФ по переработке руд чёрных металлов применяются: обогащение в тяжёлых суспензиях, гидравлическая отсадка, винтовая сепарация, концентрационные столы, гидравлическая классификация.

Таблица 2.5 – Значения плотности минералов

Наименование минерала	Плотность, кг/м <sup>3</sup>
Магнетит	4900-5200
Сидерит	3930-3960
Гематит	4900-5300
Лимонит (бурый железняк)	3300-3900
Пирролюзит	4400-5060
Манганит	4300-4400
Хромшпинелиды	4200-4800
Кварц	2600-2650
Полевой шпат	2540-2750

Схемы *обогащения в тяжёлых суспензиях* используются для бурожелезняковых, сидеритовых, гематитовых, хромовых и карбонатных марганцевых руд. Схемы не однотипны и зависят от вкрап-

ленности рудных минералов. По мере снижения вкрапленности руды схемы усложняются в следующем порядке:

- для крупновкрапленных руд применяют схемы с широким диапазоном крупности исходного продукта (0-100 мм) с обогащением класса 3-100 мм в тяжёлых суспензиях, а класса 0-3 мм – гидравлической классификацией в спиральных классификаторах (рис. 2.8);

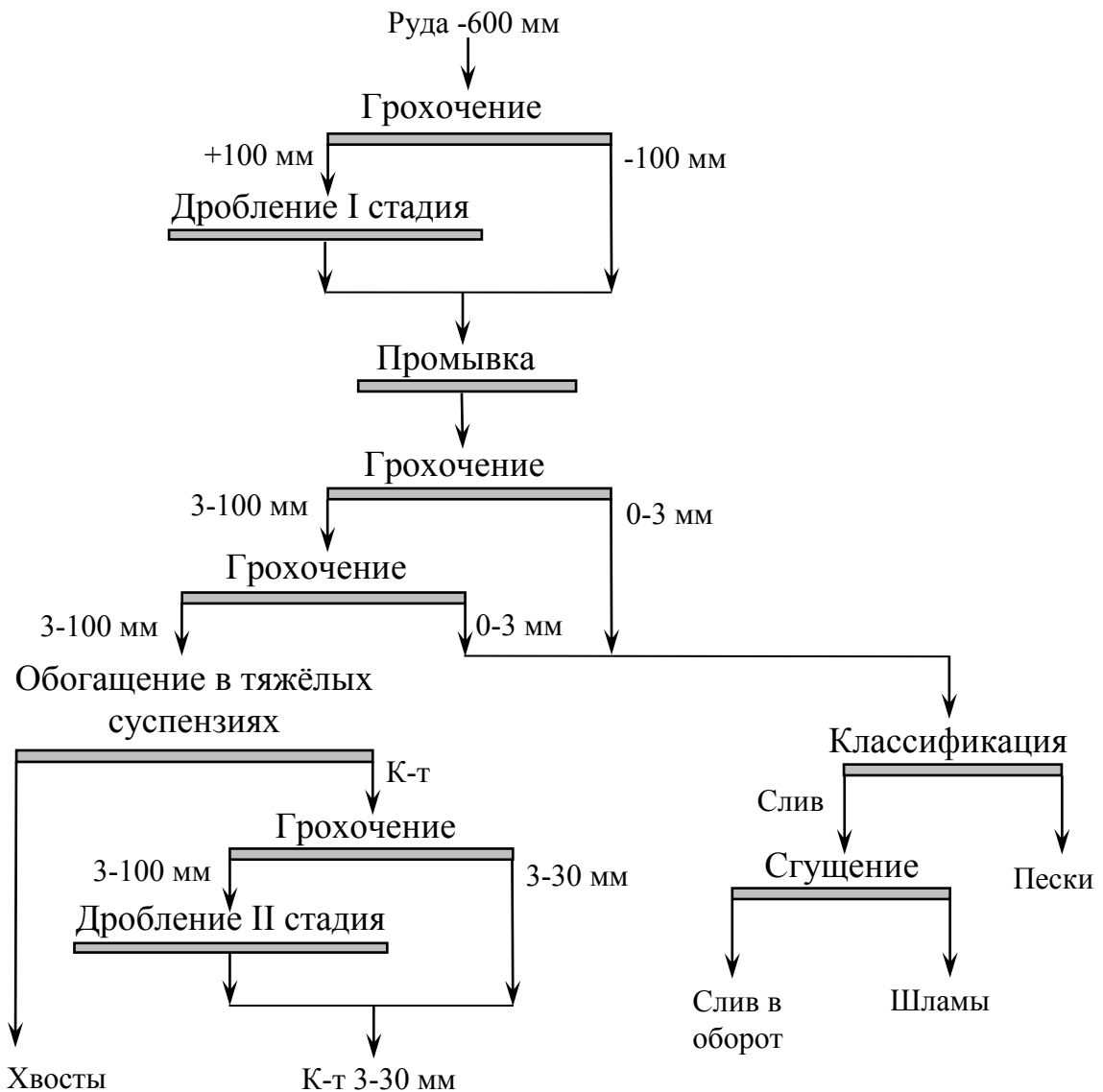


Рисунок 2.8 – Технологическая схема обогащения сидеритовых руд с широким диапазоном крупности обогащаемого материала



- для средневкрапленных руд используются схемы обогащения с предварительной классификацией руды (например, по классам 25-100; 3-25 и 0-3 мм), после которой расклассифицированный материал отдельно обогащается в тяжёлых суспензиях, а класс 0-3 мм обрабатывается в спиральных классификаторах;

- тонковкрапленные руды требуют более сложных схем для получения материала с широким или классифицированным диапазоном крупности и обогащения мелочи в тяжёлых суспензиях. Все применяемые схемы имеют предварительную промывку, которая осуществляется в специальных промывочных машинах или на грохотах.

В качестве утяжелителя в процессе тяжелосреднего обогащения применяют гранулированный магнетит, ферросилиций или галенит – в зависимости от необходимой плотности суспензии.

В случае обогащения железных руд этот процесс – однооперационный – с получением готовых продуктов без перечистных операций. При разделении марганцевых и хромовых руд применяется двухстадиальная обработка с получением трёх продуктов.

Наибольшее распространение получила схема с разделением исходного материала в первой стадии в суспензии малой плотности, с последующим выделением из осевшей фракции промежуточного и тяжёлого продуктов в суспензии высокой плотности. Так, при обогащении карбонатной марганцевой руды по двухстадиальной схеме в I стадии разделение проводят при плотности суспензии 2200 кг/м<sup>3</sup> с выделением отвальных хвостов, а во II стадии – при

плотности  $2600 \text{ кг/м}^3$  с выделением промпродукта и карбонатного концентрата.

Процесс обогащения в тяжёлых суспензиях состоит из следующих операций: подготовка руды к обогащению, обогащение в тяжёлых суспензиях, дренаж кондиционной суспензии, отмывка руды от утяжелителя, регенерация суспензии, регулирование плотности суспензии.

Выбор типа аппарата для тяжелосреднего обогащения определяется крупностью материала, его фракционным составом, требуемой производительностью узла переработки руды.

Для обогащения крупнозернистого материала ( $> 6 \text{ мм}$ ) применяют сепараторы со статическими условиями разделения: колёсные барабанные, конусные или желобные с элеваторной разгрузкой тяжёлой фракции и с отделением суспензии на грохотах. Для обогащения мелкозернистого материала ( $< 6 \text{ мм}$ ) рекомендуются сепараторы с динамическими условиями разделения: суспензионные гидроциклоны с внешним отделением суспензии от продуктов обогащения на грохотах.

***Гидравлическая отсадка*** получила распространение для обогащения бурожелезняковых, крупновкрапленных гематитовых, марганцевых и хромовых руд.

Доля отсадки в комплексе методов обогащения железных руд невелика. Как элемент схемы отсадка в данном случае используется в виде однооперационного процесса, который позволяет получить конечный концентрат и отходы или иногда промпродукт, который направляется на доработку другими методами обогащения. Чаще

всего железные руды обогащаются с применением отсадки по схеме, включающей предварительную классификацию руды на классы: 12-30; 6-12; 3-6; 1,5-3 и 0-1,5 мм. Каждый класс крупности (за исключением класса –1,5 мм) подвергают отсадке отдельно с получением концентратов, отходов и промпродукта, который после предварительного дробления объединяется с классом –1,5 мм и обогащается в отдельном цикле.

При обогащении марганцевых руд отсадка применяется на различных стадиях обогащения в сочетании с магнитной сепарацией и флотацией. Перед отсадкой руду классифицируют на классы: 25-50; 10-25; 4-10; 1-4 мм. Каждый из классов обогащается отдельно. При обогащении узких классов крупности разница в плотности разделяемых марганцевых и породных минералов становится более контрастной, что повышает эффективность гравитационного обогащения. Отсадка позволяет выделить в лёгкую фракцию около 30 % породы и получить в тяжёлой фракции марганцевый концентрат с содержанием 37 % *Mn* при извлечении до 70 % [12]. Промпродукты отсадки подвергаются дроблению и классификации с последующим обогащением магнитной сепарацией. Для обогащения шламов применяют флотацию.

При обогащении хромовых руд отсадка применяется для переработки классов 3-10 мм и 0,5-3 мм с получением кондиционных концентратов и промпродукта, поступающего на обогащение на винтовых сепараторах.

Для гидравлической отсадки используются машины различных типов в зависимости от крупности, вещественного состава ру-

ды и качества получаемых концентратов. Разделение крупного материала проводится на отсадочных машинах с подвижным решето-м, на поршневых и беспоршневых отсадочных машинах. Для раз-деления мелких классов используют отсадочные машины с по-движным коническим днищем, с вертикальной диафрагмой и бес-поршневые отсадочные машины.

**Винтовые сепараторы** применяют при обогащении слабо-магнитных железных руд самостоятельно или в комбинации с фло-тацией, магнитной сепарацией, обогащением в тяжёлых суспензи-ях. При этом на большинстве фабрик (США и Канада) обогащению на винтовых сепараторах подвергаются гематитовые и магнетит-гематитовые руды, у которых раскрытие основной массы рудных минералов происходит при крупности измельчения 0,6-1,2 мм (т.е. речь идёт о крупновкрапленных рудах). Чаще применяется комби-нированная гравитационно-магнитная схема с магнитной сепараци-ей хвостов винтовых сепараторов.

На Высокогорском ГОКе, на котором перерабатываются скар-новые магнетитовые руды Тагило-Кушвинской группы с тонкой (0,07-0,2 мм) и частично мелкой (0,2-1 мм) вкрапленностью магне-тита, винтовая сепарация используется для выделения концентрата. Винтовые сепараторы установлены на сливе мельницы II стадии измельчения. Из слива мельницы с массовой долей железа 57 % и крупностью 25-30 % класса 0-0,071 мм получают концентрат (тя-жёлый продукт) с массовой долей железа 63,5 % при выходе до 20 % от операции. Легкий продукт поступает на классификацию в гидроциклоны с получением песков и слива. Пески направляются

на доизмельчение, а из слива с помощью магнитной сепарации получают второй концентрат.

Винтовые сепараторы также применяются при обогащении марганцевых и хромовых руд для переработки промпродуктов мелкой отсадки.

#### **2.2.4 Флотационное обогащение**

Флотационный метод обогащения основан на различии в смачиваемости водой частиц разделяемых компонентов.

Сущность процесса флотации состоит в том, что в пульпе создаются условия, при которых одни тонкоизмельченные минералы всплывают на поверхность пульпы, а другие остаются в нижних её слоях. При этом используются как природные свойства минералов, так и измененные при помощи химических реагентов.

Для регулирования и управления процессом флотации применяют флотационные реагенты, основное назначение которых состоит в том, чтобы усилить разницу во флотации различных минералов и отделить полезные минералы от минералов пустой породы; повысить прочность прилипания извлекаемых частиц к пузырькам воздуха; улучшить образование в пульпе мелких пузырьков воздуха и создать условия для образования устойчивой минерализованной пены на поверхности пульпы.

Флотационные реагенты по характеру своего действия на флотацию руды условно делятся на следующие группы:

- собиратели (коллекторы);
- вспениватели;

-модификаторы;

- регуляторы.

Собиратели и модификаторы адсорбируются на границе раздела «твёрдое-жидкость», вспениватели – на границе раздела «жидкость-газ» [21].

**Собиратели** формируют или усиливают природную гидрофобность поверхности частиц. Действие собирателей обычно имеет недостаточную селективность и приводит к флотации нескольких минералов. Для выделения в пенный продукт одного или группы минералов используют реагенты-модификаторы.

**Модификаторы** (активаторы и депрессоры) регулируют действие собирателей, усиливая или ослабляя его. Для улучшения условий взаимодействия собирателей с твёрдой поверхностью добавляют активаторы. Для ухудшения или полного прекращения флотации в пульпу вводят депрессоры (подавители). Депрессоры увеличивают смачиваемость минералов, т.е. их действие противоположно действию собирателей. Модификаторы могут влиять на устойчивость гидратных слоев вблизи поверхности минерала.

**Регуляторы среды** изменяют значение  $pH$  пульпы. Кроме того, существуют модификаторы пены, меняющие структуру пены или гасящие её. Оба типа этих реагентов часто являются и модификаторами флотации.

**Вспениватели** способствуют образованию пены. Применяются для тонкого диспергирования пузырьков воздуха, вводимого в камеру флотомашин, для повышения прочности их оболочек и

снижения скорости всплывания. Это ведет к уменьшению количества коалесцирующих (сливающихся между собой) пузырьков.

### *Флотация железных руд*

Флотационные методы применяются для обогащения тонковкрапленных гематитовых, марититовых и бурожелезняковых железных руд, извлечения тонковкрапленных окислов железа из хвостов магнитной сепарации, доводки бедных концентратов гравитационного обогащения.

При флотации железных руд применяются три основных метода [22]:

1. Прямая анионная флотация в нейтральной среде.
2. Обратная анионная флотация минералов пустой породы в сильнощелочной известковой среде.
3. Обратная катионная флотация силикатных минералов породы в содовой среде.

В последних двух методах железосодержащий концентрат получается в виде камерного продукта. Во всех случаях измельчение руды производится до крупности  $-0,074$  мм.

Применение прямой анионной флотации железных минералов предпочтительно при обогащении руд с низким содержанием железа. Схемы с обратной флотацией целесообразно применять при обогащении руд и продуктов обогащения с высоким содержанием железа.

У схем с обратной флотацией есть свои преимущества и недостатки, которые необходимо учитывать при выборе технологии

обогащения для конкретного вида железной руды. Обратная анионная флотация менее чувствительна к наличию шламов, не требует предварительного обесшламливания пульпы и может успешно применяться при повышенной жесткости воды. Преимуществами обратной катионной флотации являются небольшой расход собирателя, высокая скорость и селективность флотации. Как правило, после неё не требуется перечистка концентрата. К недостаткам обратной катионной флотации можно отнести большую чувствительность к наличию шламов и дозировке реагентов, высокую стоимость и токсичность собирателей.

При прямой анионной флотации окислов железа применяют различные жирнокислотные собиратели: талловое масло, сульфатное мыло, кислоту касторового масла, парафиновые кислоты, окисленные керосин и уайт-спирит, ветлужское масло и др.

Из перечисленных реагентов наименее токсичны и сравнительно доступно – талловое масло и сульфатное мыло. Расход таллового масла при флотации гематитовых и мартитовых руд составляет 250-600 г/т. Эти реагенты показали хорошие собирательные свойства в слабокислой и щелочной средах при  $pH$  5,5-9,5 (добавка серной кислоты или соды). Высокими собирательными свойствами обладают также алкилсульфаты.

В качестве депрессоров пустой породы используются жидкое стекло и коллоидная кремниевая кислота, причем целесообразно добавлять лишь незначительное количество жидкого стекла (до 100 г/т), так как избыток его вызывает депрессию железных минералов.



Селективность действия жидкого стекла повышается в присутствии ионов алюминия, меди и др.

Флотация гидроокислов железа протекает менее эффективно, чем гематита и мартита, требует большего расхода собирателя (например, таллового масла до 1 кг/т).

Схемы обратной анионной флотации железных руд предусматривают выделение в пенный продукт кварца, силикатных и других минералов пустой породы карбоксильным собирателем (0,2-0,6 кг/т) с применением извести в качестве активатора пустой породы ( $pH$  около 11). Флотация железных минералов подавляется крахмалом (0,6-1 кг/т), обработанным едким натром, танином, метафосфатами, бардой сульфитных щелоков (1,8-2,5 кг/т). В этом случае умягчать воду не требуется.

При обратной катионной флотации железных руд силикатные минералы выделяются в пенный продукт при помощи собирателей АНП или ИМ-11 (200-350 г/т). Подавление окисленных железных минералов производится крахмалом, декстрином, танином и др. Расход крахмала и других аналогичных депрессоров составляет 0,5-1 кг/т. Наилучшая селекция происходит в пульпах с  $pH$  8-9, создаваемом содой. Находящиеся в руде силикаты железа извлекаются в пенный продукт вместе с минералами пустой породы, что позволяет получать более высококачественный железный концентрат, чем при прямой флотации анионным собирателем.

Обратная флотация катионным собирателем применяется и для бурожелезняковых руд. Обесшламленная руда крупностью ме-

нее 0,1 мм флотируется с применением амина  $C_{12}$  и карбоксиметилцеллюлозы в качестве депрессора лимонита.

Флотационные схемы достаточно просты и предусматривают основную, иногда контрольную и две или три перечистных операции (рис. 2.8). Схемы обеспечивают получение концентратов с содержанием железа до 67 % при его извлечении до 85 %.



Рисунок 2.8 – Схема флотации окисленных железных руд

### ***Флотация марганцевых руд***

Флотации подвергаются шламы крупностью  $-0,15$  мм гравитационного и магнитного обогащения. Иногда флотация используется для доводки промпродуктов гравитационного обогащения. При этом в схему обогащения включают доизмельчение, многоступенчатое обесшламливание и флотацию с контрольной и перечисточной операциями.

Вследствие того, что флотационные свойства оксидных минералов марганца и оксидов породных минералов, прежде всего кварца, очень близки, марганцевые шламы являются труднофлотируемыми. В целом, флотируемость марганцевых руд ниже железных.

Флотационное разделение минералов марганца производится по схемам и режимам, принципиально не отличающимся от схем и режимов прямой и обратной анионной флотации железных руд. Флотации предшествует обесшламливание по классу  $-10$  мкм, сопровождающееся большими потерями марганца в илистые фракции. Предварительная селективная флокуляция (коагуляция) марганцевых минералов органическими и неорганическими реагентами позволяет резко снизить потери марганца при обесшламливании.

Флотационное обогащение шламовой фракции марганцевых руд применяется для руд в Мексике, в Грузии (Чиатурское месторождение). В результате флотации получают марганцевые концентраты, содержащие 22-46 % марганца, при его извлечении 80-90 % от обесшламленного питания флотации (40-70 % от исходного материала).

**Флотация хромовых руд** (в основном хромита  $FeO \cdot Cr_2O_3$ ) в практике обогащения встречается редко. Хромит по своим флотационным свойствам близок к окислам железа. Возможны две схемы флотации: прямая анионная флотация хромита и обратная катионная флотация минералов пустой породы.

При прямой флотации в кислой и щелочных средах хромит флотируется жирнокислотными собирателями. В качестве депрессоров пустой породы применяют фтористый и кремнефтористый натрий (кислая среда), карбоксиметилцеллюлозу, сульфитцеллюлозные щелоки, жидкое стекло (щелочная среда).

Обратная катионная флотация с переводом в пенный продукт пустой породы осуществляется в сильнощелочной среде при  $pH > 12$  с применением аминного собирателя жирного ряда.

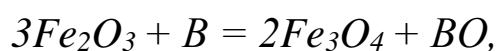
### **2.2.5 Обжиг-магнитное обогащение**

Некоторые типы бедных руд, концентратов и промпродуктов необходимо подвергать методам термообработки с целью оптимизации последующих процессов их переработки. Магнетизирующий обжиг бедных железных руд (гематит-магнетитовых, гидроксидных и сидеритовых) проводится для перевода немагнитных и слабомагнитных соединений в искусственный магнетит  $Fe_3O_4$  или ферромагнитный оксид железа (маггемит  $\gamma-Fe_2O_3$ ), которые успешно могут быть выделены магнитной сепарацией в поле низкой напряженности ( $H = 90-140$  кА/м).

## Магнетизирующий обжиг железных руд

Магнетизирующий обжиг железных руд бывает восстановительным и восстановительно-окислительным [23].

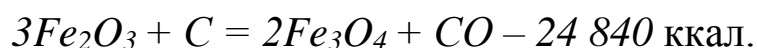
При *восстановительном обжиге* происходит восстановление гематита в магнетит:



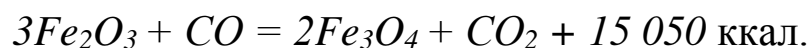
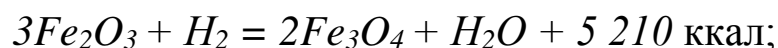
где  $B$  – восстановитель;  $BO$  – газообразный продукт восстановления.

В качестве восстановителей применяются бурый уголь, антрацит, коксик, доменный, генераторный и природный газы, мазут. Роль восстановителей могут выполнять и компоненты железной руды – сидерит, пирит. Однако, роль этих восстановителей незначительна.

При использовании бурого угля, антрацита и коксика восстановительный обжиг происходит при температуре 800-950 °С с затратой тепла:



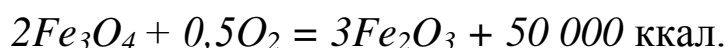
Восстановление газами происходит при температуре 600-850 °С по уравнениям:



Чем выше температура в зоне восстановления, тем быстрее осуществляется процесс восстановления слабомагнитных минералов в магнетит. Однако, её верхний предел обусловлен температурой размягчения отдельных минеральных составляющих руды и

должен быть на 40-50 °С ниже. В противном случае происходит образование гарнисажа или настывлей, приводящее к аварийной остановки печи.

Восстановительно-окислительный обжиг заключается в восстановлении слабомагнитных окислов железа до магнетита с последующим окислением его до маггемита ( $\gamma\text{-Fe}_2\text{O}_3$ ) по уравнению:



Качество магнетизирующего обжига определяется по отношению закиси железа к общему количеству железа в обожженной руде:

$$r = 2,33\text{FeO} \cdot 100 / \text{Fe}_{\text{общ}},$$

где  $r$  – степень восстановления гематита в магнетит, %; 2,33 – отношение общего железа к закиси железа в чистом магнетите;  $\text{FeO}$  – содержание закиси железа в обожженной руде, %;  $\text{Fe}_{\text{общ}}$  – содержание железа общего в обожженной руде, %.

Магнетизирующий обжиг железных руд проводится на Криворожском Центральном ГОКе, Лисаковском ГОКе, ОАО «Бакальские рудники», Кремиковском металлургическом комбинате (Болгария), в Австрии [12].

На фабриках Криворожского ЦГОКа обжиг-магнитным способом обогащаются окисленные кварциты с содержанием железа 33-35 %. Магнетизирующий обжиг осуществляется в трубчатых печах размером 3,6×50 м. Печи оборудованы периферийными го-

релками (зона нагрева), соплами (восстановительная зона) и фурмами – устройствами для ввода природного газа в слой материала.

По технологии исходная руда крупностью 0-25 мм в смеси с бурым углем (4-6 % от массы руды) загружается в печь, вращающуюся со скоростью 0,8 об/мин. В течение 2,5-3 часов руда нагревается до температуры 750-850 °С и восстанавливается до магнетита. Около трети природного газа сжигается в периферийных горелках, остальное поступает через фурмы. Часть газа при этом разлагается на  $CO$  и  $H_2$ , которые используются для восстановления руды. Руда из печи с температурой 700-750 °С поступает в охлаждающий барабан, где охлаждается водой до температуры 60-80 °С и направляется на магнитное обогащение. Степень восстановления руды составляет 75-90 %.

Сидеритовые руды Бакальского месторождения перерабатываются путём высокотемпературного окислительного обжига с последующей сухой магнитной сепарацией. Метод заключается в том, что руда крупностью 10-60 мм обжигается в шахтных печах в течение 8-9 ч, в том числе более двух часов в зоне обжига при температуре 950-1050 °С. Обоженную руду отсеивают на классы 8-60 и 0-8 мм. Класс 8-60 мм подвергается сухой магнитной сепарации. Концентрат магнитной сепарации содержит 49-50 % железа при извлечении его около 75 %. Полученный кусковой концентрат используется в доменных печах металлургических заводов Южного Урала. Сырой сидерит крупностью (0-10 мм) и обожженный сидерит крупностью (0-8 мм) подвергают агломерации [24].

Обогащение руд после магнетизирующего обжига осуществляется значительно сложнее, чем при магнитной сепарации естественных магнетитовых руд. Это вызвано следующими причинами.

1. Вследствие колебаний вещественного состава и режима обжига, а также неравномерности восстановления кусков руды различной крупности величина удельной магнитной восприимчивости колеблется в широких пределах  $(8-30)10^{-5}$  м<sup>3</sup>/кг.

2. При обогащении обожженных руд породобразующие минералы в значительной степени пропитываются в виде эмульсионной вкрапленности гидроксидными соединениями железа, восстановленными до магнетита. В результате этого их удельная магнитная восприимчивость возрастает до  $(2-7)10^{-5}$  м<sup>3</sup>/кг, что затрудняет процесс разделения.

Эти особенности учитываются при разработке схем обогащения восстановленных руд.

На Криворожском ЦГОКе наиболее высокие результаты обогащения получены по схеме, включающей три стадии измельчения, три стадии магнитного обесшламливания и четыре стадии магнитной сепарации (рис. 2.9). Из обожженной руды, содержащей 37-39 % *Fe*, получен концентрат с содержанием 64,4-64,6 % *Fe* при извлечении его от обожженной руды в пределах 76-79 %.

### **Обжиг-магнитное обогащение марганцевых руд**

Обжиг-магнитное обогащение может быть использовано и при переработке некондиционных концентратов, промежуточных продуктов и хвостов обогащения оксидных и карбонатных марганцевых руд.



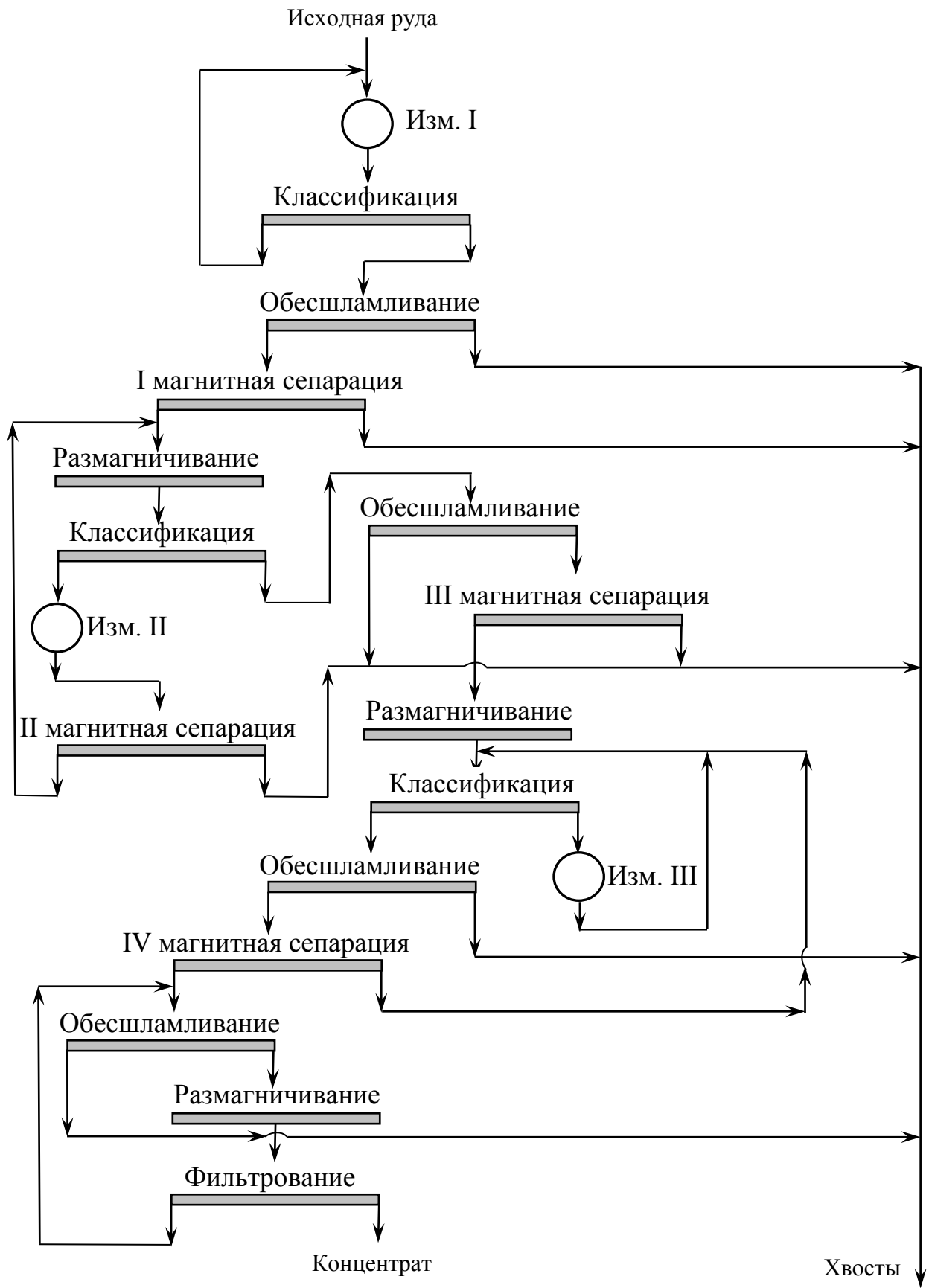


Рисунок 2.9 – Схема обогащения восстановленной до магнетита руды на обогатительной фабрике ЦГОКа

В этих схемах при обжиге оксиды и карбонаты *Mn* переводятся в гусманит ( $Mn_3O_4$ ), который извлекается магнитной сепарацией. Большой вклад в разработку режимов обжигмагнитного обогащения марганцевых руд коллективы Механобрчермета, Уралмеханобр, ДГИ, КГРИ и др.

Наряду со стадией окислительного обжига марганцевой руды разрабатываются новые схемы и процессы обогащения её с включением стадии восстановительного обжига.

В опытах по обогащению бедных марганцевых руд штатов Бихар и Орисса (Индия) руду (30,5 % *Mn*; 10,22 % *FeO*; 28,3 % *SiO*<sub>2</sub>; 5,6 % *Al*<sub>2</sub>*O*<sub>3</sub>; 0,4 % *BaO* и 0,39 % *P*) после промывки подвергли восстановительному обжигу и магнитной сепарации. Полученный концентрат имел состав 62,1 % *Mn*; 4,62 % *Fe*; 9,5 % *SiO*<sub>2</sub>; 2,74 % *Al*<sub>2</sub>*O*<sub>3</sub> и 0,04 % *P*.

Предложен способ, в котором предусматривается переработка карбонатной руды по схеме: измельчение, промывка, отделение пустой породы, а затем восстановительный обжиг в газовой смеси  $CO : H_2 = 2 : 1$  или  $1 : 2$ . Восстановление рекомендуется вести в интервале 750-1250 °С (предпочтительно 900-1100 °С) и охлаждать продукты обжига также в восстановительной (или инертной) среде. Восстановленный продукт снова измельчают и вновь отделяют пустую породу. Эта операция должна производиться также в атмосфере с восстановительным потенциалом. На заключительной стадии измельченный продукт подвергают магнитной сепарации [25, 26].

## 2.2.6 Комбинированные методы обогащения

Комбинированные методы обогащения полезных ископаемых содержат две основные обязательные операции: избирательный перевод одного из разделяемых компонентов из твёрдого в другое фазовое состояние (раствор, расплав, газообразное состояние); выделение разнородных фаз в разнородные продукты [13].

В традиционных методах переработки полезных ископаемых хорошо отработаны процессы разделения вещества, находящихся в различных фазовых состояниях, для всех возможных случаев: жидкой и твёрдой фаз; твёрдой и газообразной фаз; жидкой и газообразной фаз. Однако, в практике обогащения более широкое распространение получили процессы с использованием избирательного перевода твёрдого компонента в жидкое состояние. Это объясняется тем, что использование перевода в расплав или газообразное состояние приводит к росту энергоёмкости процесса.

Перевод твёрдого компонента в жидкое состояние проводится путём физического или химического растворения.

*Химическое растворение (выщелачивание)* – это процесс, селективного растворения одного из компонентов полезного ископаемого, которое, как правило, составляет его меньшую часть. Это растворение сопровождается изменением химического состава данного компонента. Для процесса выщелачивания проницаемость полезного ископаемого для растворителя является определяющим фактором, определяющим применимость данного метода.

В основе процессов химического растворения лежат реакции обмена, окислительно-восстановительные, комплексообразования и

др. Увеличение скорости выщелачивания достигается путём увеличения реагирующей поверхности за счёт дробления или измельчения полезного ископаемого; подогрева растворителя; перевода труднорастворимых минералов в легкорастворимые за счёт восстановительного, окислительного обжига, спекания руды; наложением магнитных и электрических полей, виброакустических и других воздействий; применением бактериальных культур и продуктов их жизнедеятельности.

Общая схема комбинированных методов обогащения в зависимости от характеристик перерабатываемого сырья может включать следующие процессы:

- подготовка минерального сырья к выщелачиванию;
- селективное растворение одного или нескольких компонентов полезного ископаемого;
- отделение растворов от нерастворимых осадков;
- выделение металлов из растворов после выщелачивания;
- регенерация рабочих агентов и возврат их в процесс.

### ***Подготовка минерального сырья к выщелачиванию***

Для обеспечения доступа растворителя к рудным минералам все включения их в пустую породу должны быть частично или полностью вскрыты, что достигается в результате дробления и измельчения исходного материала.

Дробление руды текущей добычи обычно осуществляют до 15-35 мм. Степень измельчения определяется последующим процессом переработки и характеристикой руды. Обычно измельчение

производят в две стадии до крупности 0,074-0,2 мм.

На стадии подготовки минерального сырья к выщелачиванию с целью предварительного удаления пустой породы могут быть использованы традиционные методы обогащения: радиометрическая сортировка, гравитационные, магнитные, электромагнитные, флотация. В ряде случаев трудноизвлекаемые компоненты предварительно переводят в легкорастворимые соединения посредством обжига или сплавления. Кроме повышения растворимости полезного ископаемого эти операции способствуют уменьшению вредных выделений при выщелачивании и облегчают отделение основного компонента от других.

**Выщелачивание** – это процесс извлечения одного или нескольких компонентов из твёрдых продуктов (руд, концентратов, промежуточных продуктов, иногда отходов производства) водным раствором, содержащим щелочь, кислоту или другой реагент, а также с использованием определенных видов бактерий.

Результаты выщелачивания отдельных компонентов зависят от вещественного состава исходного материала, характера взаимосвязи минералов друг с другом, крупности их зёрен, концентрации и температуры растворителя, продолжительности и гидродинамических условий выщелачивания.

В промышленной практике применяют два метода выщелачивания: с перемешиванием материала с растворителем и без перемешивания, т. е. перколяцией (просачиванием, фильтрацией) растворителя через находящийся в покое слой крупнозернистого или даже кускового материала.

*Выщелачивание с перемешиванием* применяется только для материала крупностью менее 0,2 мм. Продолжительность выщелачивания при перемешивании не превышает нескольких часов при высоком извлечении металла в раствор. Для выщелачивания с перемешиванием применяют два типа аппаратов:

- чаны, работающие без давления, снабженные специальными устройствами для перемешивания пульпы;
- автоклавы, работающие под давлением при повышенных температурах.

*Перколяционное выщелачивание* заключается в просачивании выщелачивающего раствора через неподвижный слой руды. Перколяции может подвергаться только классифицированный материал (6-10 мм) со сравнительно небольшим количеством частиц размеров 2-3 мм. Материал не должен содержать иловых фракций (менее 0,07 мм). При большом содержании иловых фракций их можно подвергнуть агломерации с добавлением вяжущих средств.

Для перколяционного выщелачивания пригодно только крупнопористое сырьё, все выщелачиваемые компоненты которого открыты доступу раствора. При выщелачивании материал не должен изменять своего строения и давать илы, которые резко снижают скорость просачивания раствора и равномерность выщелачивания материала.

Скорость просачивания раствора через твёрдый материал составляет 0,05-0,40 м/ч. При скорости просачивания ниже 0,02 м/ч перколяционное выщелачивание невыгодно из-за большой продолжительности процесса.

### ***Отделение растворов от нерастворимых осадков***

После выщелачивания необходимо отделить производственный раствор от твёрдой фазы, а затем отмыть отбрасываемую твёрдую фазу от смачивающего её производственного раствора. Растворы выщелачивания отделяют от твёрдого вещества сгущением или фильтрованием.

Сгущение пульпы производят в радиальных сгустителях, гидроциклонах, отстойных центрифугах. Предел сгущения определяется крупностью и плотностью твёрдых частиц. Обычно сгущают до 50-60 % влаги в сгущенном продукте. Для фильтрования используют дисковые и барабанные вакуум-фильтры.

***Выделение металлов из растворов после выщелачивания*** осуществляется разнообразными методами. Наиболее распространенными из них являются: *осаждение, сорбция и экстракция*.

Выбор наиболее рационального метода должен решаться в каждом отдельном случае с учётом ряда факторов, из которых первостепенное значение имеют состав поступающего на осаждение раствора и требования, предъявляемые к чистоте конечной продукции.

### ***Регенерация рабочих агентов и возврат их в процесс***

Стоимость потребляемых реагентов при выщелачивании составляет не менее 10 % стоимости конечной продукции, а иногда достигает 40 %. Поэтому очень важно снижать расход реагентов за счёт их регенерации.

Применяют следующие методы регенерации реагентов:

- осаждение из растворов после выщелачивания растворяющихся в нём веществ;
- выделение не использованных при выщелачивании веществ экстракционными, ионообменными, электрохимическими и другими методами;
- поглощение отработанным раствором газов, выделившихся во время выщелачивания и представляющих собой составные части исходного растворителя, например, регенерация амонийных солей, серной, азотной кислот.

Снижению расхода рабочих агентов способствует также возврат отработанных растворов в голову процесса. При этом остаточная концентрация реагентов учитывается при подготовке исходных растворов для выщелачивания. Этот способ одновременно решает ряд важных задач: сокращение сброса в водоёмы промышленных сточных вод; доизвлечение металлов из отработанных растворов.

### **Применение комбинированных методов обогащения при переработке руд чёрных металлов**

При переработке *железных руд* комбинированные методы обогащения используются для удаления вредных примесей и для доизвлечения из железных концентратов ценных компонентов.

Процесс очистки железных концентратов и руд от примесей фосфора, силикатов и серы основан на выщелачивании 40-50 % -ным раствором едкого натра при температуре 125-140 °С. Продол-



жительность выщелачивания – до 3 ч. Содержание железа в концентратах при этом может повыситься на 10 % и более вследствие снижения в них вредных примесей.

Сложный метод обогащения железных руд с помощью гидроксида натрия и магнитной сепарации опробован в США. Он предусматривает смешивание руды или рядового концентрата с небольшим объёмом разбавленного раствора гидроксида натрия, а затем обработку смеси при 260-400 °С перегретым паром. При таком воздействии связи между кристаллами  $SiO_2$  ослабляются, между ними и минералами железа возникают разрушающие напряжения. Поэтому при последующей магнитной сепарации достигнуто более полное удаление кремния.

Много исследований проведено по очистке железных руд азотной кислотой. Приоритет этого направления принадлежит Японии. Еще в 1963 г. в этой стране был запатентован метод удаления примесей из железной руды концентрированной азотной кислотой, который обеспечивает повышение содержания железа от 55 до 65 % за счёт полного выщелачивания фосфора и мышьяка и частично – кальция, магния, марганца и серы [27].

Железорудные концентраты часто содержат другие ценные компоненты, которые необходимо извлекать при их переработке. Ванадий из железных концентратов извлекают по следующей схеме. Концентрат обжигают с кальцинированной содой, сульфатом натрия или сильвинитом. Затем проводят выщелачивание. При этом ванадий переходит в водорастворимые соединения, из которых он выделяется при помощи воды в колонных аппаратах. Из раствора,

содержащего 10-20 г/л  $V$ , его осаждают серной кислотой. Получаемый осадок содержит до 90 %  $V_2O_5$ .

Широкое применение комбинированные методы обогащения нашли в процессах переработки *марганцевых руд*. Это связано с высокой растворимостью марганцевых минералов в неорганических кислотах – серной, сернистой, азотной и в растворах солей сульфата аммония  $(NH_4)SO_4$ , дитионата аммония  $(NH_4)_2S_2O_6$ , хлориде кальция  $CaCl_2$ .

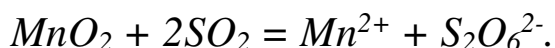
В зависимости от применяемых выщелачивающих агентов процессы выщелачивания марганецсодержащих продуктов подразделяются на сульфатные, дитионатные, нитратные, аммонийные, содовые [28].

При *сульфатном методе* руду обрабатывают серной, сернистой кислотой, сернистым натрием. Образующийся при растворении сульфат марганца при взаимодействии с гидроксидом кальция переходит в гидратированный оксид марганца.

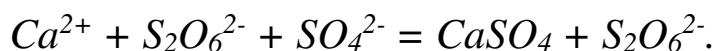
Область применения сульфатного метода выщелачивания определяется природой марганецсодержащих минералов в рудах, шламах и шлаках. Если марганец представлен в виде оксида  $MnO_2$ , то он сравнительно легко может быть переведен в раствор с использованием указанных серных реагентов. В случае карбонатных разновидностей марганцевых минералов руду (шламы) необходимо предварительно подвергать прокаливанию для перевода карбонатных соединений в оксидные. Сульфатный метод не применим к рудам, в

которых марганец присутствует в силикатных формах.

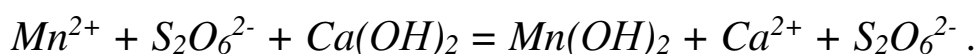
Сущность *дितिонатного процесса* состоит в выщелачивании марганецсодержащих продуктов избытком раствора дитионата кальция ( $CaS_2O_6$ ), через суспензию которой пропускается газ, содержащий  $SO_2$ . Процесс может быть описан следующей реакцией:



Образующийся сульфат  $MnSO_4$  осаждается в виде  $CaSO_4$  при взаимодействии с дитионатом кальция по реакции



Отфильтрованный раствор обрабатывают  $Ca(OH)_2$  для осаждения марганца и регенерации дитионата кальция:



Обжиг  $Mn(OH)_2$  при 800-900 °С приводит к получению металлургического концентрата с высоким содержанием марганца и сравнительно низким содержанием фосфора (0,02-0,03 %).

Главное преимущество дितिонатного процесса состоит в том, что этим методом можно дефосфорировать и обогащать, наряду с товарными рудами и концентратами, бедные по содержанию марганца продукты: бедные руды, отвальные шламы гравитационного обогащения руд, шлаки. Извлечение марганца в концентрат составляет 90-95 %.

Опытно-промышленный комплекс по обогащению и дефосфоризации отвальных шламов дитионатным способом производительностью 25 тыс. т концентрата в год был построен на Марганец-

ком ГОКе (г. Марганец, Украина). Концентрат, полученный на этом комплексе, был успешно использован при выплавке марганцевых ферросплавов в промышленных условиях [29].

Особенностью *нитратного процесса* является восстановительный обжиг исходного сырья для перевода  $MnO_2$  в  $MnO$ . При выщелачивании обожженного продукта азотной кислотой в раствор переходит марганец, а оксиды  $Fe_3O_4$ ,  $SiO_2$  и  $Al_2O_3$  не растворяются. Раствор, содержащий нитраты марганца и в небольших количествах нитраты натрия, калия и магния, фильтруют и выпаривают, после чего отправляют на выпаривание. Процесс ведут при 200 °С. Выпаривание, сопровождающееся разложением раствора нитрата марганца, проводится до получения диоксида марганца. Образующиеся при выпаривании раствора пары  $HNO_3$  конденсируются и при концентрации ~50 % возвращаются на стадию выщелачивания.

*Аммонийный метод* применяют для переработки оксидных и карбонатных руд. Оксидные руды вначале подвергают восстановительному обжигу при 750-800 °С, а затем выщелачивают марганец аммонийными растворителями, которые являются менее агрессивными и более селективными по сравнению с кислотными.

*Содовый процесс* извлечения марганца из бедных карбонатных руд заключается в обработке их в водной суспензии диоксидом углерода под давлением с переводом карбонатов марганца в растворимый бикарбонат.

Кроме перечисленных процессов для извлечения марганца из смешанных и карбонатных руд может быть использовано *биохимическое выщелачивание*, которое осуществляется чановым способом. Выщелачивающим реагентом являются продукты метаболизма ацетобактерий.

Вначале руду измельчают, затем в пульпу подают культивированные штаммы бактерий и перемешивают в течение 48-96 часов при температуре 27 °С. Из продуктивного раствора марганец выделяется химическим осаждением или электролизом. Извлечение марганца в раствор при биохимическом выщелачивании составляет более 90 %.

### **Вопросы для самоконтроля**

1. Какие показатели используются для оценки эффективности усреднения качества руды?
2. Перечислите способы усреднения качества руды.
3. Опишите последовательность приёмов раскрытия и концентрации руд.
4. Охарактеризуйте основные разновидности открытых схем дробления.
5. Опишите область применения замкнутых схем измельчения.
6. Какие факторы влияют на эффективность показателей радиометрического обогащения?
7. Классификация руд по показателю контрастности.

8. Как определяется показатель раскрытия рудной минерализации? Классификация руд по этому показателю.

9. Перечислите основные методы радиометрического обогащения руд чёрных металлов.

10. Опишите схему радиометрической сепарации железных руд с использованием гамма-абсорбционного метода.

11. На чём основан нейтронно-активационный метод?

12. Опишите схему работы фотометрического сепаратора.

13. От чего зависит характеристическое рентгеновское излучение атомов минералов?

14. Что является основной силовой характеристикой магнитного поля?

15. Каким параметром характеризуются магнитные свойства минералов?

16. По каким признакам проводится классификация магнитных сепараторов?

17. Какие схемы гравитационного обогащения применяют для крупновкрапленных руд?

18. Охарактеризуйте группы флотационных реагентов по характеру их действия на процесс флотации.

19. В чём состоит сущность обжиг-магнитного обогащения руд?

20. Особенности магнитного обогащения руд после магнетизирующего обжига.

21. Какие процессы включает в себя общая схема комбинированных методов обогащения?

22. Опишите особенности перколяционного выщелачивания руд.

## **3 ПРАКТИКА ОБОГАЩЕНИЯ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД**

### **3.1 Изучение технологических свойств железных руд**

Первым этапом при выборе технологии обогащения железных руд является определение их промышленного (технологического) типа.

Исследованиям технологических свойств подвергаются все природные (минеральные) разновидности и предварительно установленные при изучении геологического строения и вещественного состава месторождения промышленные (технологические) типы и сорта руд. Базовой для изучения обогатимости магнетитовых руд является многостадийная схема магнитной сепарации.

Технологические свойства руд, как правило, изучаются в лабораторных и полупромышленных условиях на минералоготехнологических, малых технологических, лабораторных, укрупненно-лабораторных и полупромышленных пробах. При имеющемся опыте промышленной переработки для легкообогатимых руд допускается использование аналогии с известными месторождениями, подтвержденной результатами лабораторных исследований. Для труднообогатимых или новых типов руд, опыт переработки которых отсутствует, технологические исследования руд и, в случае необходимости, продуктов их обогащения должны проводиться по специально разработанным программам с использованием традиционных методов глубокого обогащения: магнитной сепарации, гравитационных методов, флотации.

*Для каждого природного (минерального) типа* должны быть:

- определены минеральный состав, соотношение извлекаемых минеральных форм железа и химический состав исходной руды и всех конечных продуктов каждой стадии обогащения, представлены сведения о плотности, насыпной массе и влажности исходной руды и продуктов обогащения, параметры дробимости и измельчаемости руд;

- охарактеризованы гранулометрический состав руды после крупного и мелкого дробления, тонкого измельчения, обоснованы необходимость стадийного обогащения руды, оптимальная крупность подготовки материала в каждой из них (т.е. раскрытие рудных минералов) с учетом минимизации потерь со шламами, крупность товарных и отвальных продуктов;

- проведен выбор методов и процессов (или сочетание их) с характеристикой их параметров и определены показатели схемы обогащения, направленной на получение кондиционных железных концентратов и извлечение попутных ценных компонентов (в том числе в самостоятельные продукты);

- обосновано выделение промышленных (технологических) типов руд, необходимость, целесообразность и возможность их совместной или раздельной эффективной переработки.

*Для выделенных промышленных (технологических) типов и сортов руд* должны быть разработаны и определены:

- оптимальный вариант технологической схемы всего цикла обогащения, параметры обогатительных процессов, схема цепи ап-



паратов и качественно-количественная схема комплексной переработки с пооперационными показателями;

- сквозные технологические показатели обогащения – выход продуктов, содержание и извлечение в них железа и попутных компонентов;

- полный химический состав концентратов, определяющий их металлургические свойства;

- характер металлургического передела богатых руд (доменный, мартеновский, бескоксовый) и необходимость в предварительном окусковании товарных по качеству продуктов (агломерация, окомкование).

### **3.2 Выбор способов обогащения железных руд**

Выбор способов обогащения для промышленных (технологических) типов руд определяется минеральным составом, их текстурно-структурными особенностями, а также характером нерудных минералов и физико-механическими свойствами руд. В зависимости от этих характеристик железные руды подразделяются на легко- и труднообогатимые.

К легкообогатимым относятся железные руды магнетитового состава, и прежде всего магнетитовые кварциты.

Труднообогатимыми являются тонкозернистые полиминеральные железные руды, в которых железо входит в состав нескольких немагнитных минералов (гематит, мартит, сидерит) или рудные минералы (гётит, гидрогётит) образуют порошковатые,

оолитовые скрытокристаллические и коллоидальные массы. При измельчении этих руд не удастся раскрыть рудные минералы из-за их крайне малых размеров и тонкого прорастания с нерудными минералами. Наиболее характерные примеры труднообогатимых руд – окисленные железистые кварциты Кривого Рога и КМА, бурожелезняковые руды всех типов.

*Магнетитовые руды* обогащаются магнитным способом. Применение сухой и мокрой магнитной сепарации для магнетитовых руд обеспечивает получение кондиционных концентратов даже при сравнительно низком содержании железа в исходной руде. При наличии в рудах в промышленном количестве гематита наряду с магнетитом может применяться магнитно-флотационный (для тонковкрапленных руд) или магнитно-гравитационный (для крупновкрапленных руд) способ обогащения. Схемы обогащения магнетитовых кварцитов месторождений Кривого Рога, Курской магнитной аномалии и Кольского полуострова включают дробление, измельчение и магнитное обогащение в слабом поле.

*Обогащение окисленных железистых кварцитов* может производиться магнитным в сильном поле, обжиг-магнитным и флотационным способами.

Если в магнетитовых рудах содержатся в промышленных количествах апатит или сульфиды кобальта, меди и цинка, минералы бора и др., то для их извлечения применяется флотация отходов магнитной сепарации. Такие схемы применены на Ковдорском, Высокогорском и Соколовско-Сарбайском ГОКах.

Принципиальные схемы обогащения *титаномагнетитовых и ильменит-титаномагнетитовых руд* включают в себя многостадиальную мокрую магнитную сепарацию. С целью выделения ильменита в титановый концентрат проводится обогащение хвостов мокрой магнитной сепарации флотацией или гравитационным способом с последующей магнитной сепарацией в поле высокой интенсивности.

*Низкотитанистые железованадиевые руды* (месторождения Качканарское, Гусевогорское, Пудожгорское и др.) могут использоваться при получении чугуна по отработанной технологии доменный процесс – двойное конвертирование с извлечением ванадия из шлаков. Другой может быть технология предварительного обогащения руд с получением ильменитового и титаномагнетитового концентратов. Если содержание  $TiO_2$  в последнем не выше 4 %, он непосредственно направляется в доменный процесс, а при более высоких содержаниях требуется шихтовка этого концентрата с беститановыми железными рудами.

Для обогащения *бурых железняков* используются либо гравитационный, либо гравитационно-магнитный (в сильных полях) способ. *Глинистые гидрогётитовые и мартитовые* (валунчатые) руды обогащаются промывкой. Обогащение *сидеритовых руд* обычно достигается сепарацией в тяжелых средах с последующим обжигом.

Перспективными направлениями и процессами совершенствования технологии переработки различных типов железных руд являются [1]:

- крупнопорционная радиометрическая сортировка по результатам экспресс-анализа транспортных емкостей на рудоконтролирующих станциях (РКС) как один из элементов системы управления качеством добываемого сырья для рационального использования запасов месторождения и создания эффективной технологии обогащения руд;

- радиометрическая сепарация кускового материала после крупного дробления ( $-200$  мм) для некоторых типов комплексных руд, например, титаномагнетитовых (удаление отвальных хвостов, упрощение технологической схемы за счет исключения гравитационного цикла) и апатит-магнетитовых (удаление отвальных хвостов, выделение кальцитового продукта, улучшение карбонатного модуля);

- обогащение измельченной руды гравитационным методом на основе тяжёлых суспензий в гидроциклонах.

Железные руды в ряде случаев содержат попутные ценные компоненты, использование которых улучшает технико-экономические показатели работы предприятий по добыче полезных ископаемых и позволяет получать дефицитную товарную продукцию.

Из руд, подвергающихся обогащению, титан, медь, кобальт, золото, платина, апатит, редкие металлы и другие компоненты, находящиеся в самостоятельных минеральных формах, как правило, могут быть извлечены в самостоятельные концентраты. Промышленностью освоена технология получения из хвостов магнит-

ного обогащения комплексных руд апатитового, ильменитового, медного концентратов, удовлетворяющих требованиям промышленности; кобальт-пиритного концентрата, пригодного для дальнейшей гидрометаллургической переработки при содержании кобальта не ниже 0,12 %. Флотацией хвостов мокрой магнитной сепарации комплексных руд могут быть получены золото-сульфидный и боратовый концентраты. Извлечение самородного золота возможно из хвостов обогащения железистых кварцитов.

Перспективными являются предложенные технологии извлечения из железных руд и продуктов их переработки германия и других редких элементов.

### **3.3 Обогащение магнетитовых кварцитов**

#### **3.3.1 Технологическая характеристика руд**

Магнетитовые кварциты перерабатывают на обогатительных фабриках Криворожского железорудного района, Курской магнитной аномалии, Днепровского, Оленегорского ГОКов и др. В 2017 г. введён в эксплуатацию Кимкано-Сутарский ГОК. Они являются основным сырьём железорудной промышленности. Особенностью этого типа руд является преобладание кварца среди нерудных минералов. Основным рудным минералом является магнетит, представленный в виде вкраплений в кварце и железистых силикатах. Сопутствующими железорудными минералами являются гематит, мартит, гидроокислы железа, сидерит. Основные нерудные минералы: кварц, карбонаты, амфиболы, хлориты, слюды и полевые шпа-

ты. Ценным свойством магнетитовых кварцитов является низкое содержание вредных примесей – серы и фосфора.

По текстурно-структурному строению магнетитовые кварциты (МК) – слоистые породы с чередованием рудных, смешанных и нерудных слоёв. Мощность рудных слоёв – 1-30 мм. В этих слоях промежутки между зёрнами и агрегатами магнетита заполнены кварцем и железистыми силикатами. Нерудные слои состоят из кварца с примесью магнетита в виде вкрапленных зёрен, а также сидерита и хлорита. Смешанные слои отличаются от рудных меньшим количеством магнетита и меньшими размерами его агрегатов. Гематитовые агрегаты находятся в тесном срастании с магнетитом. Слоистый характер текстуры МК является благоприятным фактором при обогащении, т.к. позволяет уже при дроблении освободить часть пустой породы.

Преобладающий размер вкрапленности: в рудных слоях – 0,15-0,18 мм; смешанных – 0,07-0,12 мм; нерудных – 0,1-0,15 мм. Удельная поверхность вкраплений магнетита высокая и составляет 660-1600 см<sup>2</sup>/г.

Важная характеристика МК – магнитная восприимчивость. При снижении крупности зёрен величина магнитной восприимчивости заметно уменьшается и существенно падает для частиц крупностью менее 20 мкм. Это свойство магнетита влияет на процесс обогащения, т.к. магнитное разделение ведётся при крупности, близкой к 20 мкм.

Наблюдается закономерное увеличение плотности и пористости МК по мере роста в них содержания железа. Насыпная плот-

ность и коэффициент разрыхления зависят от крупности МК и колеблются в пределах 1,36-1,73 т/м<sup>3</sup> и 1,8-2,4 соответственно.

В зависимости от минерального состава МК месторождений могут быть подразделены на следующие основные разновидности: магнетитовые, гематито-магнетитовые, карбонатно-магнетитовые и силикатно-магнетитовые. Руды, перерабатываемые на ГОКах, представлены обычно смесью различных разновидностей МК.

Для стабилизации исходной руды перед обогащением производится шихтовка руд по типам и разновидностям путём оперативного планирования добычи и её усреднения на складах и бункерах дробильных и обогатительных фабрик. Ёмкость бункеров ОФ составляет 1-1,5 суточной производительности.

### **3.3.2 Способы обогащение магнетитовых кварцитов**

Обогащение МК осуществляется магнитным методом в слабом магнитном поле. Технология обогащения МК однотипна и предусматривает стадийное обогащение с последовательным выводом нерудной части в отходы. Готовый концентрат получается после последней стадии измельчения и магнитной сепарации.

На многих фабриках применяется сухая магнитная сепарация мелкодроблёной руды. Назначением СМС является вывод части пустой породы в хвосты перед измельчением и глубоким обогащением. Иногда СМС позволяет получить конечный крупнокусковой концентрат (аглоруду). В настоящее время на ОФ внедряются новые сепараторы ПБС с  $B = 0,25-0,3$  Тл для снижения массовой доли железа в хвостах СМС.

На некоторых фабриках используется СМС руды крупностью 0-300 (350) мм. Примером может служить ОФ Кимкано-Сутарского ГОКа. На Костомукшском ГОКе СМС крупнодробленой руды используется в карьере для предварительного обогащения бедных руд. На Михайловском ГОКе на сухую магнитную сепарацию направляется мелкодробленая руда (0-10 мм).

Измельчение МК осуществляется, как правило, в две или три стадии. В первой стадии измельчения применяют шаровые и стержневые мельницы, работающие в замкнутом цикле со спиральными классификаторами. Во второй и третьей стадиях используют шаровые мельницы, работающие в замкнутом цикле с гидроциклонами. На Лебединском ГОКе применяется технология самоизмельчения.

Схемы обогащения МК на всех фабриках имеют не менее 3-х стадий мокрого магнитного обогащения, каждая из которых включает от одного до трёх приёмов. Увеличение числа стадий проводится по мере снижения вкрапленности рудных и нерудных минералов и увеличения содержания железа в концентрате.

ОФ Криворожского бассейна работают по схемам полного шарового измельчения с четырьмя или пятью стадиями магнитной сепарации. ОФ Курского бассейна имеют 3-5 стадий мокрой магнитной сепарации. Все разновидности схем обеспечивают содержание железа в концентрате 65 % и более. Крупность измельчения колеблется от 91 до 99 % класса -0,074 мм.

Принципиальная технологическая схема обогащения магнетитовых кварцитов представлена на рис. 3.1.



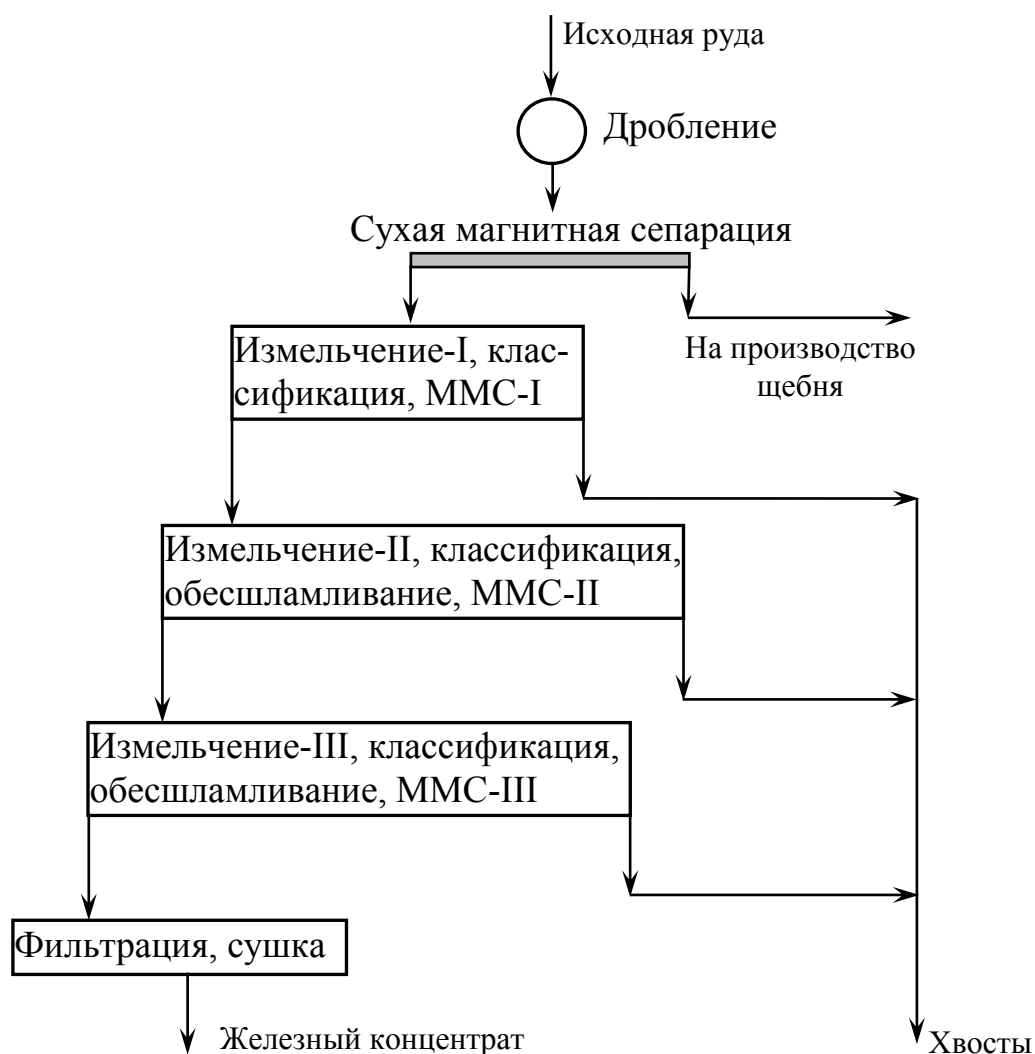


Рисунок 3.1 – Типовая схема обогащения магнетитовых кварцитов

МК обогащают на барабанных магнитных сепараторах различных типоразмеров. Наибольшее распространение получили барабанные сепараторы типа ПБМ-90/250, ПБМ-120/300, ПБМ-150/400. На первой стадии сепарации обычно применяются сепараторы с прямоточными или противоточными ваннами, во-второй – с противоточными, на последующих стадиях – с полупротивоточными. Напряженность магнитного поля во всех случаях одинаковая и на поверхности барабана находится в пределах 90-110 кА/м. Со-

держание твёрдого в питании сепараторов колеблется в пределах от 50-75 % (первая и вторая стадии) до 18-30 % (пятая стадия).

В связи с недостаточной селективностью работы магнитных сепараторов концентраты и промпродукты сильно загрязнены раскрытыми немагнитными фракциями. В магнитных продуктах 1-й стадии сепарации содержится 13-18 % и 5-й стадии – 2-4 % немагнитной фракции с отвальным содержанием железа.

Содержание магнитной фракции в хвостах не превышает 1,5-5 % на 1 и 2 стадиях обогащения и 8 % в последующих. Эффективность магнитной сепарации по извлечению магнетита достаточно высокая – извлечение «магнитного железа» достигает 98-99 %.

Значительную работу по подготовке измельченной руды к ММС выполняют магнитные дешламаторы. Эти аппараты позволяют сгустить измельченный материал в 2-5 раз и за счёт этого значительно повысить производительность сепараторов. Кроме того, в них сбрасываются наиболее трудноудаляемые шламистые частицы и весьма бедные тонковкрапленные сrostки. Эта операция позволяет заметно повысить содержание железа в концентрате.

### ***Повышение качества железных концентратов***

Описанные типовые схемы обогащения магнетитовых кварцитов (рис. 3.1) позволяют получать концентраты с массовой долей железа до 60-68 %, в зависимости от вещественного состава руды. Для повышения качества концентратов разработаны специальные технологии, включающие следующие операции:

- доизмельчение до полного раскрытия магнетита с последующим магнитным обогащением;
- флотационная доводка концентрата;
- магнитная сепарация в переменном магнитном поле;
- разделение рядового концентрата по крупности (тонкое гидравлическое грохочение и классификация в гидроциклонах).

*Дополнительное измельчение и магнитное обогащение концентрата*

Технология с дополнительным шаровым измельчением и магнитным обогащением рядового концентрата применяется на Лебединском ГОКе. Принципиальная схема фабрики доводки железного концентрата приведена на рис. 3.2.

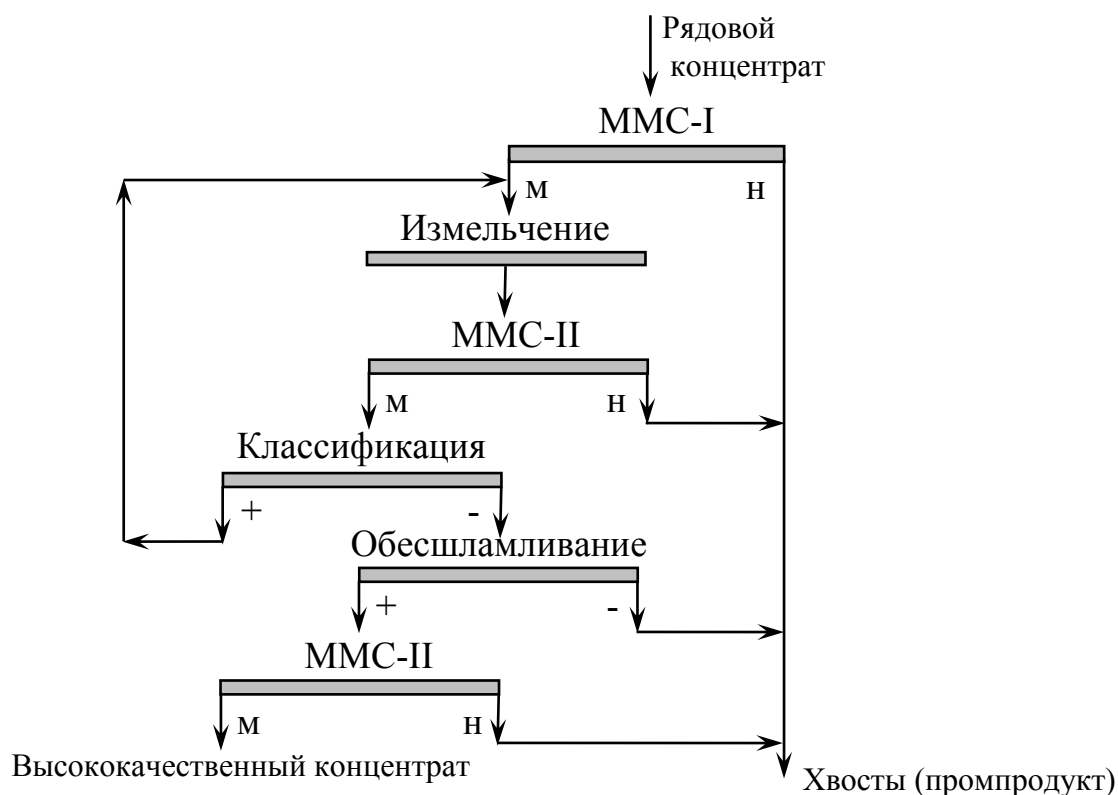


Рисунок 3.2 – Принципиальная схема получения высококачественного концентрата на доводочной фабрике Лебединского ГОКа

Исходным питанием фабрики доводки является концентрат с массовой долей железа 68-68,7 %, получаемый в цехе обогащения № 3 по технологии самоизмельчения и мокрого магнитного обогащения.

В результате дообогащения концентрата по технологии с шаровым измельчением и магнитной сепарацией получается высококачественный концентрат с массовой долей железа не менее 69,5 % и массовой долей кремнезёма не более 3,5 %, предназначенный для внедоменного процесса производства чугуна и стали. Прирост массовой доли железа составляет 1,5-2 %.

Доводка рядового концентрата по аналогичной схеме на Оленегорском ГОКе повышает содержание железа с 63,6 до 66,7 %.

#### *Флотационная доводка концентрата*

При флотационном обогащении МК в большинстве случаев используется обратная катионная флотация, при которой в пенный продукт извлекаются кварц и силикаты.

В настоящее время флотационная технология доводки магнетитовых концентратов исследована практически для всех месторождений железистых кварцитов. Технологические показатели флотационного обогащения готовых концентратов магнитного обогащения железистых кварцитов при лабораторных исследованиях приведены в табл. 3.1 [30]. Флотационное обогащение позволяет значительно повысить качество магнетитовых концентратов – массовая доля железа увеличивается на 3-4 %; массовая доля кремнезёма снижается на 3-5 %. Поэтому флотацию можно рассматривать как один из основных методов повышения качества концентратов.

Таблица 3.1 – Технологические показатели флотационного обогащения рядовых концентратов МК

Продукт	Выход, %	Массовая доля, %		Извлечение железа, %
		железа	кремнезёма	
Лебединский ГОК				
Концентрат	72,7	71,5	0,9	75,9
Промпродукт	27,3	60,9	13,1	24,1
Исходный	100,0	68,6	4,2	100,0
Михайловский ГОК				
Концентрат	77,5	69,7	2,9	81,8
Промпродукт	22,5	53,3	22,0	18,2
Исходный	100,0	66,0	7,2	100,0

В России флотационная доводка концентратов внедрена на Михайловском ГОКе (рис. 3.3).

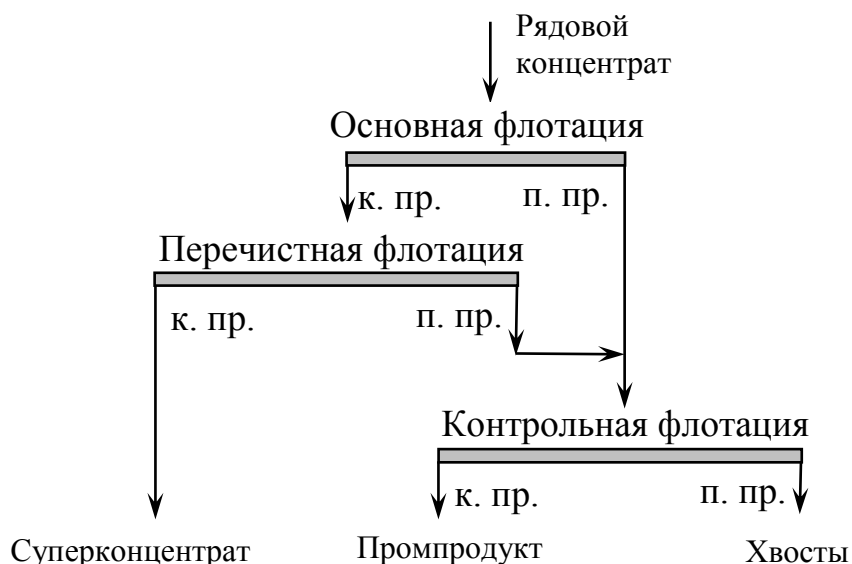


Рисунок 3.3 – Принципиальная схема флотационной доводки концентрата на Михайловском ГОКе:

к. пр. – камерный продукт; п. пр. – пенный продукт

По данной схеме кроме высококачественного концентрата с массовой долей  $Fe$  не менее 69 % и  $SiO_2$  не более 3-3,2 % получают промпродукт ( $\beta_{Fe} = 59-60$  %) и хвосты. Промпродукт поступает на дообогащение на мокрую магнитную сепарацию с получением рядового концентрата.

### *Магнитная сепарация в переменном магнитном поле*

Одной из причин, не позволяющей на стандартных сепараторах ПБМ получать высококачественный концентрат, является флокуляция частиц магнетита. Будучи полезной при выделении бедных отвальных хвостов, магнитная флокуляция не позволяет существенно увеличивать массовую долю железа в готовом концентрате при использовании сепараторов ПБМ.

Применение вместо стационарного магнитного поля переменных полей позволяет разрушать магнитные флокулы и пряди и высвобождать из них немагнитные частицы. Это приводит к повышению качества концентрата. В качестве индуктора переменного магнитного поля в основном применяются вращающиеся системы из постоянных магнитов.

Сепараторы с вращающейся внутри барабана магнитной системой из постоянных магнитов часто называют сепараторами с бегущим магнитным полем. В них осуществляется как сухое, так и мокрое обогащение.

В настоящее время промышленные сепараторы с бегущим магнитным полем в России не выпускаются. Промышленные и лабораторные испытания по дообогащению концентратов разных ти-

пов магнетитовых руд показали, что сепарацию в переменных магнитных полях следует рассматривать как один из методов, позволяющий получать высококачественные железные концентраты.

### *Разделение рядового концентрата по крупности*

Закономерности распределения железа в концентратах, связанные с более высокой массовой долей железа в мелких классах крупности, позволяют рассматривать возможность использования метода разделения по крупности для повышения качества магнетитовых концентратов.

Технология дообогащения включает разделение концентрата по крупности на грохотах для тонкого грохочения и (или) в гидроциклонах; сепарацию мелкого продукта с получением высококачественного концентрата; доизмельчение и сепарацию крупного продукта. При этом концентрат, полученный из доизмельчённого и обогащённого крупного продукта, имеет массовую долю железа, примерно равную массовой доле железа в исходном концентрате, но ниже, чем у концентрата из мелкого продукта.

Применение гидроциклонов для повышения качества концентрата используется в схемах обогащения Оленегорского и Качканарского ГОКов. На Костомукшском ГОКе для повышения качества концентрата используется классификация в гидроциклонах и тонкое грохочение, что позволяет увеличить массовую долю железа в концентрате до 68 % и более. Конечным концентратом являются объединённый продукт, включающий сливы гидроциклонов и подрешетный продукт (рис. 3.4).

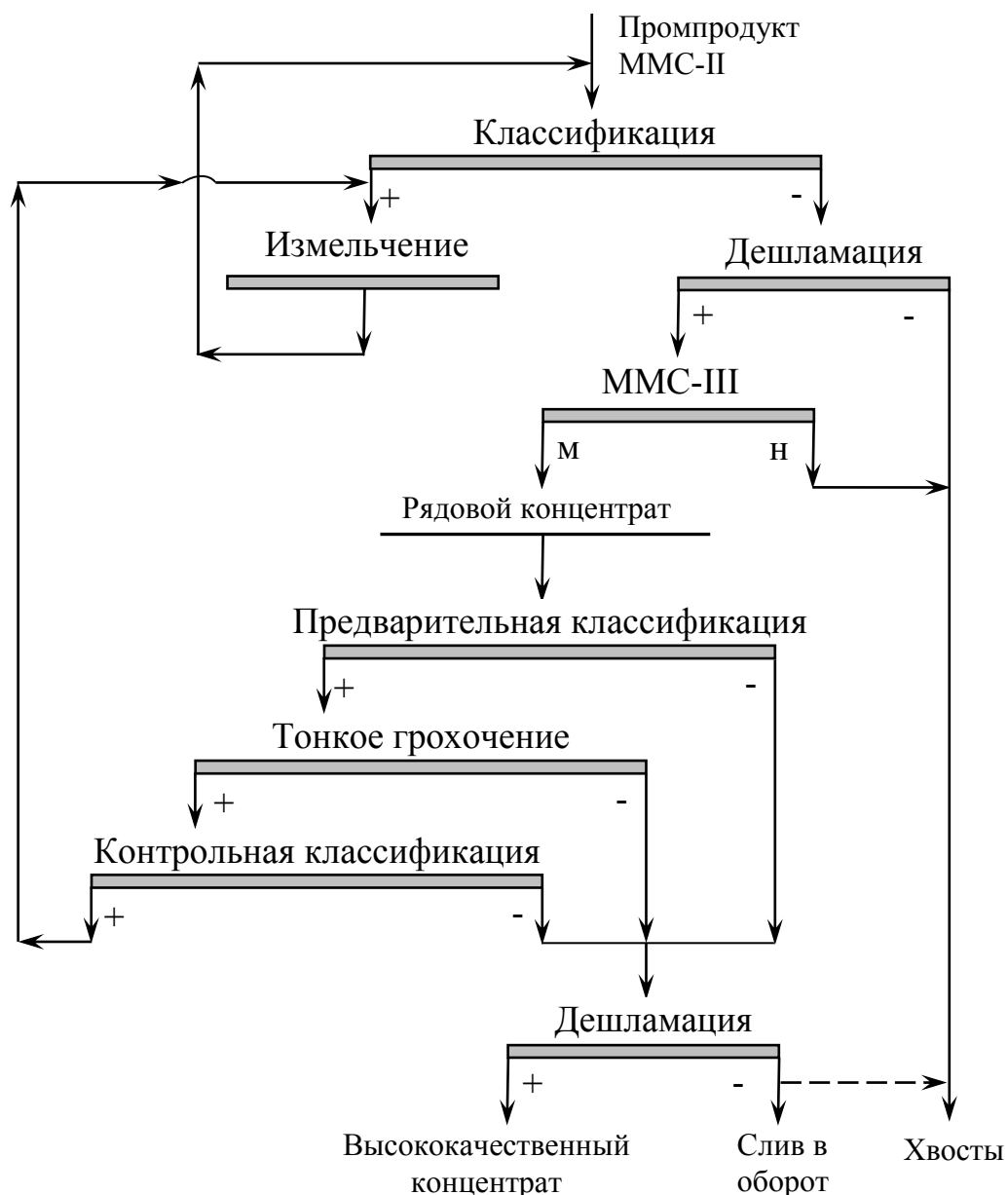


Рисунок 3.4 – Принципиальная схема повышения качества концентрата с помощью разделения по крупности на Костомукшском ГОКе

Тонкое грохочение может использоваться и в качестве самостоятельной обогатительной операции, обеспечивающей избирательное разделение исходного материала с получением обогащенного подрешетного продукта. Возможность эффективного применения тонкого грохочения для повышения качества концентрата за-



висит от размера вкрапленности магнетита. Для руд с дисперсной и весьма тонкой вкрапленностью магнетита величина отверстия сита должна быть меньше 0,075-0,1 мм; для руд с весьма тонкой и тонкой вкрапленностью магнетита – не выше 0,15 мм; для руд с тонкой и частично мелкой вкрапленностью – не выше 0,18 мм. Для руд с преобладанием мелкой вкрапленности магнетита размер отверстия сита должен быть 0,23 мм [31, 32].

В 2019 году на четырёх технологических секциях обогатительной фабрики Михайловского ГОКа внедрена технология тонкого грохочения «Derrick» для повышения качества рядового концентрата. По итогам 2020 года на секциях с тонким грохочением произведено более 3,7 млн тонн концентрата с содержанием железа, увеличенным с 65,1 % до 67 %.

Перечисленные выше технологии повышения качества концентратов, получаемых при обогащении магнетитовых кварцитов, в той или иной мере могут быть использованы в процессе переработки железных руд других промышленных типов.

### **3.3.3 Практика обогащения магнетитовых кварцитов**

#### ***1. Лебединский ГОК***

Сырьевой базой комбината являются железистые кварциты Лебединского, Южно-Лебединского и Стойло-Лебединского месторождений Старооскольского железорудного района КМА (Белгородская обл., Россия). Химический состав руды представлен следующими компонентами:  $Fe_{общ} = 33,74 \%$ ;  $FeO = 14,83 \%$ ;  $Fe_2O_3 =$

31,72 %;  $SiO_2 = 42,69$  %;  $CaO = 1,62$  %;  $MgO = 2,89$  %;  $Al_2O_3 = 1,77$  %;  $P = 0,11$  %;  $S = 0,14$  %; прочие = 2,99 %. Все типы МК относительно крупнозернистые – 70-80 % зёрен имеют крупность 0,08-0,1 мм. Плотность руды изменяется в пределах 3500-3650 кг/м<sup>3</sup>; пористость – 1-6 %; влажность – до 3 %.

Месторождение разрабатывается открытым способом. Максимальный размер куска руды – 1200 мм. Лебединский ГОК включает три цеха обогащения. Технологическая схема ЦО-1 и ЦО-2 включает две стадии рудного самоизмельчения и три стадии магнитной сепарации. Технологическая схема ЦО-3 включает три стадии рудного самоизмельчения и пять стадий магнитной сепарации.

Дробление исходной руды осуществляется в одну стадию на четырёх конусных дробилках ККД 1500/180. Первая стадия измельчения – на мельницах мокрого самоизмельчения типа ММС 70×23 или ММС 90×30А. Последующее измельчение проводится на рудногалечных мельницах типа МРГ 40×75, МРГ 55×75, МРГ 55×75А. Классификация осуществляется на односпиральных классификаторах типа I КСН 3,0×17,2 и I КСН 2,4×13,4, двухспиральных классификаторах типа 2 КСН 3,0×17,3, а также в гидроциклонах типа ГЦ-350 или ГЦ-500. Для магнитной сепарации на всех стадиях обогащения применяются барабанные сепараторы типа ПБМ-ПП 120/300.

Готовый концентрат по системам трубопроводов поступает на участок фильтрации откуда после операции обезвоживания по конвейерным трактам поступает на склады для отгрузки потребителям

или на фабрику окомкования. На обогатительной фабрике получают концентрат с массовой долей железа менее 69 %.

В табл. 3.2 приведены технологические показатели работы различных цехов обогатительной фабрики Лебединского ГОКа.

Таблица 3.2 – Показатели работы обогатительной фабрики Лебединского ГОКа

Показатели	ЦО-1	ЦО-2	ЦО-3
Выход концентрата, %	36,1	40,3	39,4
Содержание железа, %:			
- в руде общего	32,73	34,35	33,87
- в руде магнетитового	24,88	28	27,06
- в концентрате	68,39	68,7	68,7
- в отходах общего	12,58	11,13	11,22
- в отходах магнетитового	2,19	-	-
Извлечение железа в концентрат, %			
- общего	75,44	80,7	79,9
- магнетитового	94,37	96	96
Влажность концентрата, %	9,39	9	9,5

Часть концентрата, полученного на обогатительной фабрике, поступает на фабрику дообогащения, оборудованную шаровыми мельницами МШЦ 45×60, перемешивателями диаметром 12 м, гидроциклонами диаметром 250 мм, сепараторами ПБМ-ПП 120/300. Технологическая схема участка дообогащения включает одну стадию измельчения до крупности 98 % класса –0,044 мм и две стадии

ММС. Часть полученного высококачественного концентрата с массовой долей железа более 69,5 % и содержанием диоксида кремния до 3 % по системам трубопроводов поступает на Оскольский электрометаллургический комбинат. Вторая часть дообогащенного концентрата направляется на участок фильтрации и после обезвоживания подается на фабрику окомкования для производства офлюсованных окатышей для металлизации.

## ***2. Михайловский ГОК***

Михайловский ГОК им. А. В. Варичева – второй по величине комплекс по добыче и обогащению железной руды в России после ЛГОКа. Комбинат расположен в городе Железногорске Курской области. Объем продукции комбината составляет 18 % производства железорудного концентрата и аглоруды в России. МГОК обладает самыми крупными разведанными и предполагаемыми запасами руды в России. Как и Лебединский ГОК входит в металлургический холдинг «Металлоинвест».

Михайловский ГОК построен на базе Михайловского месторождения железистых кварцитов. Руда здесь залегает мощным пластом шириной до 2,5 км и протяженностью около 7 км. Объем её разведанных запасов – более 11 млрд. т.

В технологический комплекс по переработке добытой руды входит дробильно-сортировочная фабрика, обогатительная фабрика, участок флотации, фабрика окомкования.

На рис. 3.5 приведена схема дробильно-сортировочной фабрики.

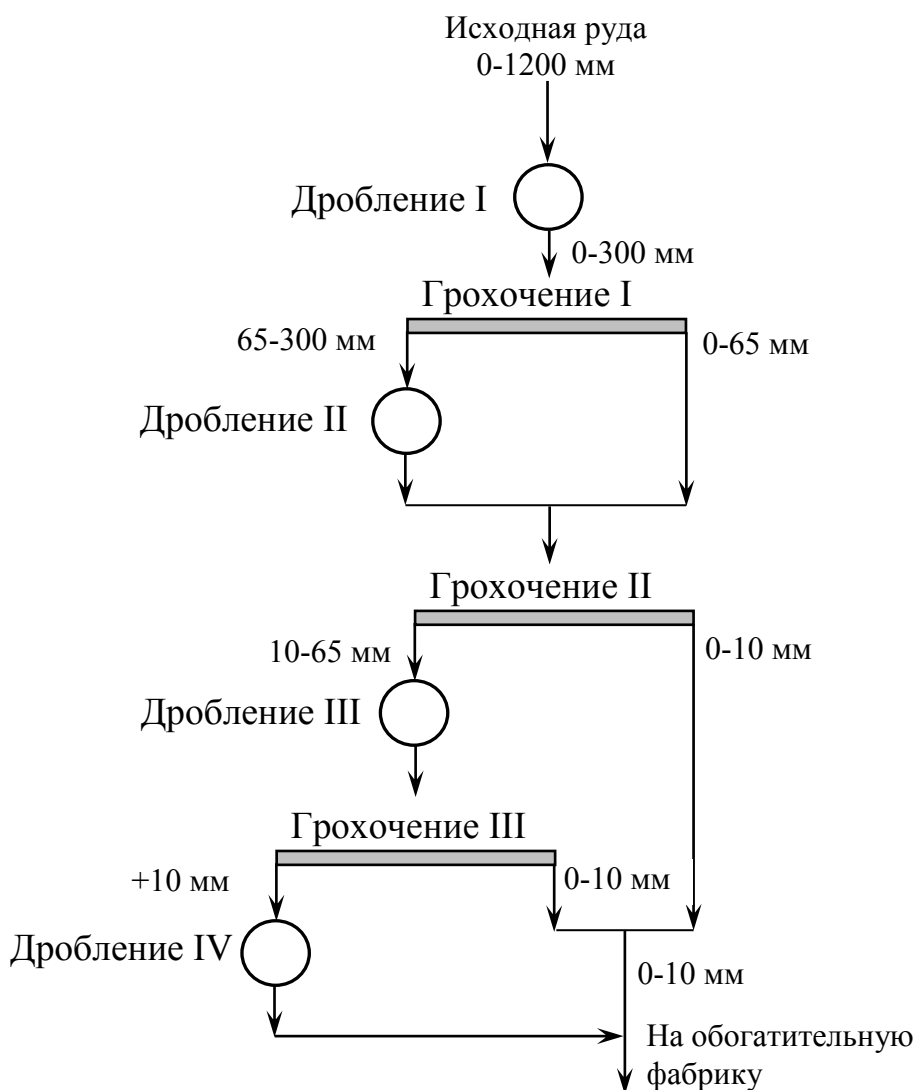


Рисунок 3.5 – Схема дробильно-сортировочной фабрики Михайловского ГОКа

Первая стадия дробления до крупности менее 300 мм осуществляется в двух конусных дробилках ККД-1500/180. После классификации на колосниковом грохоте руда крупностью 65-300 мм поступает на вторую стадию дробления в дробилках КСД-2200Гр-2Д (10 шт.). Подрешетный продукт грохота вместе с дробленным продуктом классифицируется на грохоте ГИТ-52М по крупности 10 мм. Надрешетный продукт крупностью 10-65 мм направляется в третью стадию дробления на дробилках КМД-2200-Т6Д

(10 шт.), где дробится до крупности менее 10 мм. Дробленый продукт поступает на контрольное грохочение на грохоте ГИТ-52М, надрешетный продукт которого дробится до крупности менее 10 мм в дробилках Merlin RP 109 (10 шт). Дробленый продукт четвёртой стадии дробления объединяется с подрешетными продуктами грохотов ГИТ-52М и направляется на обогатительную фабрику.

Технологическая схема обогатительной фабрики включает две стадии измельчения и три стадии ММС. Для повышения качества концентрата в технологическую схему ОФ включена операция тонкого грохочения (рис. 3.6).

Запуск участка флотации в 2006 г. позволил МГОКу ежегодно выпускать 4,4 млн тонн высококачественного концентрата с массовой долей  $Fe$  не менее 69 % и  $SiO_2$  не более 3-3,2 %. Принципиальная схема флотационной доводки концентрата на Михайловском ГОКе приведена на рис. 3.3.

В 2019 г. на Михайловском ГОКе стартовал второй этап внедрения технологии тонкого грохочения «Derrick» для повышения качества железорудной продукции. На этом этапе планируется строительство отдельного корпуса дообогащения концентрата с применением высокоэффективного оборудования. По итогам реализации проекта в 2022 году производство высококачественного концентрата с содержанием железа 68,7 % составит 16,4 млн. т в год [33].

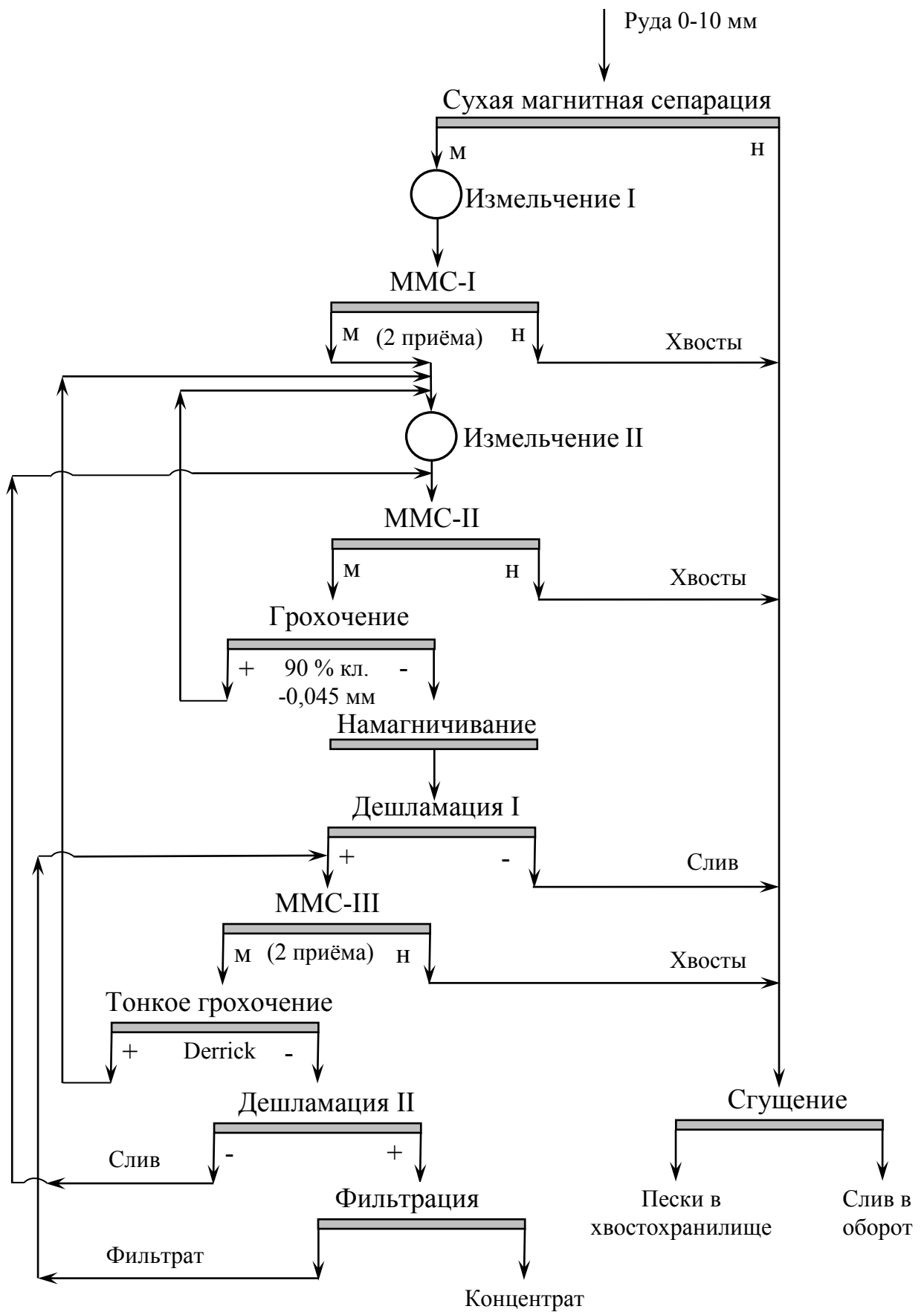


Рисунок 3.6 – Технологическая схема ОФ Михайловского ГОКа

Кроме того, новая технология позволит вовлекать в переработку труднообогатимые руды с более высоким содержанием магнитного железа, что сократит затраты на вскрышу и снизит себестоимость добычи железистых кварцитов.

### ***3. Кимкано-Сутарский ГОК***

Предприятие создано на базе Кимканского и Сутарского железорудных месторождений, расположенных соответственно в 4 и в 10 км от станции Известковая в Облученском районе Еврейской автономной области, в 200 км от Биробиджана. Введён в эксплуатацию в 2017 г. Производственная мощность первой очереди будет составлять 10 млн. т в год по исходной руде и 3,15 млн. т железорудного концентрата с 65 %-ным содержанием железа.

Технологический процесс обогащения включает следующие основные операции: дробление (3 стадии), измельчение (3 стадии), сухое магнитное обогащение дробленной руды, мокрое магнитное обогащение (5 стадий), обезвоживание и сушка концентрата. На предприятии установлено современное высокоэффективное оборудование.

Исходная руда крупностью 0-1200 мм питателями из бункеров ёмкостью 100 м<sup>3</sup> поступает в щековую дробилку фирмы «SANDVIK» производительностью 1260 т/ч (1 стадия дробления). Дроблёный продукт первой стадии дробления крупностью 0-300 мм додрабливается последовательно во второй (2 дробилки) и третьей (4 дробилки) стадиях дробления в конусных дробилках фирмы



«SANDVIK» CH880C до крупности максимального куска руды 75 и 12 мм, соответственно.

Учитывая структурные особенности железной руды и горно-геологическую структуру месторождения, в технологической схеме обогащения применена технология сухой магнитной сепарации кусковой руды. В качестве магнитных сепараторов используются сепараторы фирмы «Магнис» КМР-1,8/2,0 КО для материала крупностью 0-300 мм и 2SDBM-1.2/2 (6 единиц) – для дробленой руды крупностью 0-12 мм. В результате содержание железа в дробленой руде, направляемой на обогатительную фабрику, повышается с 33,2 % до 40 %. Кроме того, на 23 % сокращается количество руды, поступающей в процесс измельчения.

Дробленая до крупности менее 12 мм железная руда из корпуса дробления поступает в корпус обогащения, где осуществляется стадийное измельчение и мокрая магнитная разделение. Измельчение проходит в три стадии: две шаровые мельницы типа MQY 5,5×8,5 для первой стадии и по одной для второй и третьей стадии.

Магнитное обогащение осуществляется на современных высокопроизводительных магнитных барабанных сепараторах ПБМ-150/200. В технологической схеме установлено восемь однобарабанных и по шесть 2-х и 3-х барабанных сепараторов. Концентрат последней стадии магнитной сепарации является готовым продуктом с содержанием железа 65,8 %.

Полученный концентрат фильтруется на 9-ти дисковых вакуум-фильтрах ДОО-160 и направляется на сушку в барабанных сушилках. В качестве теплоносителя используются продукты сгора-

ния углей Ушумунского месторождения в топках ТЧЗМ-2,7-5,6. Температура сушильных газов 1100 °С. Концентрат с содержанием влаги 2,5 % после сушки конвейерами направляется в силосный склад и на погрузку в полувагоны.

### **3.4 Обогащение магнетитовых руд скарнового типа**

#### **3.4.1 Технологическая характеристика руд**

После магнетитовых кварцитов руды скарнового типа являются одним из основных источников железорудного сырья. Они получили свое название от пустой породы, которая представлена в этих рудах скарнами. Наиболее характерными для этих руд являются гранатовые скарны и пироксено-гранатовые. Как и в магнетитовых кварцитах основной железорудный минерал – магнетит, кроме того, присутствует гематит и значительные количества сульфидов (пирит и пирротин, халькопирит и сфалерит). В сульфидах часто встречаются цветные металлы типа ванадия и кобальта. Коэффициент крепости по шкале М.М. Протоdjяконова изменяется в пределах 14-18; средняя плотность руд составляет 3100-3400 кг/м<sup>3</sup>. Магнитная восприимчивость – та же, что и у МК.

По структурным особенностям руды подразделяются на: крупновкрапленные (0,05-10 мм); мелковкрапленные (0,35-1 мм); тонковкрапленные (0,01-0,35 мм) и весьма тонковкрапленные (0,001-0,01 мм). Вкрапленность полезных минералов неравномерная, состав руд непостоянен, что вызывает необходимость усреднения на всех стадиях рудных потоков.

Скарново-магнетитовые месторождения широко распространены в России на Урале (Магнитогорское, Высокогорское, Гороблагодатское, Песчанское и др.) и Западной Сибири (Таштагольское, Шерегешевское, Абаканское и др.), в Кустанайской области Казахстана (Сарбайское, Соколовское, Качарское и др.), в Азербайджане (Дашкесанское). Основная масса руд добывается подземным способом.

### **3.4.2 Дробление и сухое магнитное обогащение**

Дробление руд производится по двух-, трёх- и четырёхстадиальным схемам в открытых и замкнутых циклах. Во всех схемах имеется двух или одностадиальное сухое магнитное обогащение (СМС) продуктов среднего или мелкого дробления. В первой стадии дробление чаще осуществляется на щековых дробилках. Для среднего и мелкого дробления применяются конусные дробилки.

*Двухстадиальные схемы дробления и магнитного обогащения* применяют при переработке крупновкрапленных руд. Схемы включают крупное дробление в конусных и щековых дробилках с предварительным грохочением и без него. Среднее дробление производится в конусных дробилках с предварительным грохочением.

Сухому магнитному обогащению подвергается дробленый продукт, расклассифицированный на классы 25-60 и 0-25 мм. Магнитная сепарация ведётся в два приёма с перечисткой немагнитной фракции. При этом выделяется готовый кусковой концентрат или кусковой концентрат и агломерационная руда. Содержание железа в концентрате СМС невелико – 50-54 %. Поэтому

концентраты чаще всего подвергаются мокрому обогащению до содержания железа 61-62 %.

Фабрики, работающие по *трёхстадиальной схеме с открытым циклом*, производят доменные и агломерационные концентраты. Схемы дробления включают одну или две стадии СМС. Первая стадия – после среднего дробления, вторая – после мелкого. Во второй стадии дробления сепарация производится на классифицированном материале крупностью 16-35 и 0-16 мм, в третьей стадии – на доизмельченных продуктах СМС.

*Трёхстадиальные схемы с замкнутым циклом* имеют одностадиальную СМС. Дробление в 1-й стадии производится в конусных и щековых дробилках с контрольным грохочением и без него. Третья стадия работает с предварительным грохочением. Дробленный продукт 3-й стадии разделяется на классы 12-20, 6-12 и 0-6 мм. Классы 12-20 и 6-12 мм обогащаются отдельно. В результате СМС выделяется готовый доменный концентрат крупностью 12-20 мм и промпродукт крупностью 12-20 и 6-12 мм, который объединяется с отсевом 0-6 мм и направляется на ММС. Иногда СМС производится в две стадии: 1-я стадия – после среднего дробления на материале 15-60 и 0-15 мм, вторая – на материале замкнутого цикла дробления крупнокускового магнитного продукта первой стадии.

Трёхстадиальные схемы дробления и СМС крупно- и мелковкрапленных руд получили наиболее широкое распространение. Они применяются для вывода крупных отходов и получения промпродуктов, подлежащих глубокому магнитному обогащению, а также

для получения кусковых концентратов из руд с массивной вкрапленностью магнетита.

*Четырёхстадиальные схемы дробления* (до крупности 0-8 мм) применяются для бедных мелко- и тонковкрапленных магнетитовых руд. От четырёхстадиальной схемы дробления МК они отличаются наличием СМС дробленого надрешетного продукта 4-й стадии. При такой схеме при помощи СМС удаляется до 12 % отходов с  $\beta_{Fe}$  до 12-13 %.

На ОФ Горной Шории и Хакасии СМС производится в две стадии. Первая стадия СМС включена в схему крупного, среднего или мелкого дробления и осуществляется непосредственно на руднике. Додрабливание промпродуктов и 2-я стадия СМС производятся на ОФ мокрого магнитного обогащения. Первичное додрабливание – в конусных дробилках, вторичное – в валковых. В результате вторичной СМС выделяется около 3-8 % отвальных хвостов с  $\beta_{Fe} = 13-14$  %; выход сухих хвостов составляет 35-50 %.

Сухое магнитное обогащение производится на сепараторах типа 4ПБС-63/200; 2ПБС-90/250; ЭБС-80/170 и др. Наибольшее влияние на результаты СМС оказывают влажность и наличие мелочи 0-1 мм в исходном материале, которая, имея повышенную влажность, плохо разделяется вследствие комкования и налипания на барабанах сепараторов. По этой причине на большинстве фабрик СМС ведётся на классифицированном материале. Хвосты СМС используют в качестве строительных материалов с предварительной классификацией на классы +20, 10-20 и 0-10 мм.

### 3.4.3 Мокрое магнитное обогащение

Обогащение магнетитовых руд скарнового типа, как и МК, производится магнитными методами в слабом магнитном поле. Широкое применение получили многостадийные комбинированные схемы сухого и мокрого магнитного обогащения. Общее количество стадий обогащения – от 2 до 5.

*Одностадийные схемы ММС* применяются для обогащения крупновкрапленных и мелковкрапленных руд. Схемы включают измельчение промпродуктов СМС в шаровых мельницах, работающих в замкнутом цикле со спиральными классификаторами. Крупность слива классификатора – 60-65 % класса  $-0,074$  мм. В связи с недостаточным раскрытием руд содержание железа в концентрате невысокое – 58-62 %. Магнитная сепарация производится в два или три приёма с перечисткой магнитной фракции. При обогащении богатых промпродуктов извлечение железа достигает 90 %, а при обогащении бедных промпродуктов извлечение железа составляет 65-70 %. Содержание магнитного железа в хвостах – не более 3 %.

Магнитной сепарации подвергаются сливы классификаторов с последующим разделением магнитных продуктов в гидроциклонах и возвратом песков на классификацию и доизмельчение (Абагурская ОФ). В схеме Гороблагодатской ОФ сливы классификаторов вторично классифицируются в гидроциклонах, пески которых сепарируются и возвращаются на доизмельчение. Из процесса выводится около 10-15 % крупнозернистой непереизмельченной породы.

*Двухстадиальная схема обогащения* промпродуктов СМС применяется для мелко- и тонковкрапленных руд. Технологические схемы включают двухстадиальное измельчение руд в шаровых мельницах, работающих в замкнутом цикле со спиральными классификаторами в 1-й стадии, гидроциклонами – во 2-й стадии. Магнитной сепарации подвергаются сливы классификационных аппаратов. Крупность измельчения: 1-я стадия – 45-50 % класса –0,074 мм; 2-я стадия – 60-65 % класса –0,074 мм. Содержание железа в концентрате не превышает 62 %. В настоящее время старые одностадиальные фабрики реконструируются в двухстадиальные с обогащением промпродуктов СМС. Примеры таких ОФ – Магнитогорская, Абагурская и др.

*Трёх- и четырёхстадиальные схемы ММС* промпродуктов СМС применяются для обогащения тонковкрапленных и весьма тонковкрапленных руд. Такая схема осуществлена на Соколовско-Сарбайском ГОКе (Казахстан).

По рассмотренным схемам обогащения измельчение руд ведется в стержневых и шаровых мельницах. Бесшаровое и рудногалечное измельчение в отечественной практике обогащения магнетитовых руд скарнового типа не применяется. Это связано с необходимостью их сухой магнитной сепарации и недостаточной крупностью исходных руд, которые часто добываются подземным способом.

Мокрая магнитная сепарация магнетитовых руд скарнового типа осуществляется на барабанных сепараторах типа ПБМ-90/250,

ПБМ-120/300. При одно- и двухстадиальных схемах обогащения магнитная сепарация ведётся в прямоточном режиме, при трёхстадиальном обогащении сливы гидроциклонов сепарируются в полупротивоточном, а сливы мельниц – в противоточном режиме.

Обесшламливание материала при обогащении магнетитовых руд скарнового типа применяется редко вследствие более крупного измельчения и меньшего содержания шламистых частиц в обрабатываемом материале, чем в случае обогащения МК. Роль обесшламливающих аппаратов на этих фабриках обычно выполняют магнитные сепараторы.

### **3.4.4 Практика обогащения магнетитовых руд скарнового типа**

#### ***1. ГОК Магнитогорского металлургического комбината***

Горно-обогатительный комплекс комбината перерабатывает железные руды Магнитогорской группы месторождений, в которую входят два крупных месторождения (Магнитогорское и Малый Куйбас) и ряд мелких (Подотвальное, Сосновское, Богословское). Руды месторождений разделяются на две основные зоны: руды неокисленные первичной зоны, залегающие в нижних горизонтах, в которых рудным минералом является магнетит, и окисленные руды верхних горизонтов, содержащие мартит. Кроме того, различают рассыпные руды, получившиеся в результате выветривания руды верхних слоев и состоящие из мартита и частично лимонита. Руды



характеризуются тонкой и средней вкрапленностью магнетита в пустую породу.

Горно-обогатительный комплекс объединяет Рудник, рудообогатительные фабрики, производство извести, агломерационные мощности ММК. Конечной продукцией первого передела является агломерат для доменных печей. После запуска аглофабрики № 5 в 2019 году общая мощность комбината выросла до 11,2 млн. т агломерата в год.

Цех рудообогатительных фабрик начал работу в 1931 году, когда была запущена первая дробильно-обогатительная фабрика Магнитки. Сейчас в составе подразделения работают 4 участка:

- дробильно-обогатительная фабрика № 5;
- дробильно-обогатительная фабрика сульфидных руд;
- шламовый участок;
- вакуум-фильтрационная установка.

Технологическая схема обогащения включает 4 стадии дробления, сухую магнитную сепарацию, 2 стадии измельчения промпродукта сухой сепарации до крупности 65 % класса  $-0,074$  мм, мокрую магнитную сепарацию в 2 стадии с перечисткой концентрата и промпродукта II стадии сепарации. Получаемый концентрат содержит 63,1 % железа при извлечении 72 %.

## ***2. Соколовско-Сарбайский ГОК***

ОАО «Соколовско-Сарбайское горно-обогатительное производственное объединение» является крупнейшим в Республике Казахстан предприятием по производству железорудного концентрата

и окатышей. Производственное объединение выпускает два вида основной товарной продукции – железорудные неофлюсованные окатыши и товарный железорудный концентрат. Содержание железа в концентрате – 66,0 %, в окатышах – 63,0 %. Извлечение из переработанной руды в концентрат по общему железу на ССГПО составляет 81,0 %, по железу магнетитовому – 96,0-97,0 %.

В качестве сырья для производства товарной продукции АО «ССГПО» используются руды валовой добычи Сарбайского, Соколовского, Качарского и Куржункульского месторождений. Соколовское месторождение обрабатывается как открытым способом (Соколовский карьер), так и подземным способом (шахта «Соколовская»). Доставка руды на обогатительную фабрику ведется железнодорожным транспортом.

Основной рудный минерал – магнетит. Кроме того, присутствуют гематит и титаномагнетит. Содержание железа – от 26,6 до 52,6 %. Размер включений магнетита – 0,01-10 мм, преобладающий – 0,08-2 мм. Средняя плотность руды 2800-3870 кг/м<sup>3</sup>; пористость – до 5 %; влажность – до 3 %. Максимальный диаметр кусков: при открытой разработке – 1200 мм; при подземной – 400 мм.

Технологическая схема производства железорудного концентрата предусматривает 4-стадиальное дробление до крупности 0-16 мм, сухую магнитную сепарацию, измельчение в стержневых и шаровых мельницах, классификацию в гидроциклонах (в замкнутом цикле с мельницей), четыре стадии мокрой магнитной сепарации, дешламацию и фильтрацию.

В первой стадии дробления установлены конусные дробилки ККД-1500/180 (2 шт.), работающие под завалом; во второй – гидроконусные дробилки Н8800 (фирма «Сандвик») (4 шт.); в третьей – КСД-2200Т, Н8800, ТРИО ТС84Х, Metso HP 800 (12 шт.); в четвёртой – КМД-2200Т, Н6800, ТРИО ТС 84Х, Metso HP 800 (12 шт.). Сухая магнитная сепарация производится на сепараторах ПБС 0,9 × 2,1 с получением отвальных хвостов и промпродукта, который направляется на последующее глубокое обогащение.

Цех обогащения включает в себя 17 технологических секций. Технологическая схема мокрого магнитного обогащения предусматривает собой двухстадиальную (с 1-й по 10-ю секцию) и трёхстадиальную (с 11-й по 17-ю секцию) схемы измельчения.

В двухстадиальной схеме предусмотрены две стадии измельчения до конечной крупности 95 % класса –0,071 мм, мокрая магнитная сепарация на сливах стержневой и шаровых мельниц, третья стадия сепарации на сливах гидроциклонов и перечистка магнитного продукта (рис. 3.7).

В трёхстадиальной схеме предусмотрены три стадии измельчения до крупности 95 % класса –0,071 мм, магнитная сепарация на сливах мельниц I и II стадий измельчения, магнитная сепарация на сливе I приёма классификации и IV стадия мокрой магнитной сепарации в два приёма с предварительным обесшламливанием. Концентраты обезвоживаются на дисковых вакуум-фильтрах.

Первая стадия измельчения осуществляется в стержневых мельницах МСЦ-36-45; вторая и третья стадия измельчения – в шаровых мельницах МШЦ-36-50 и МШЦ-37,5-58,5.

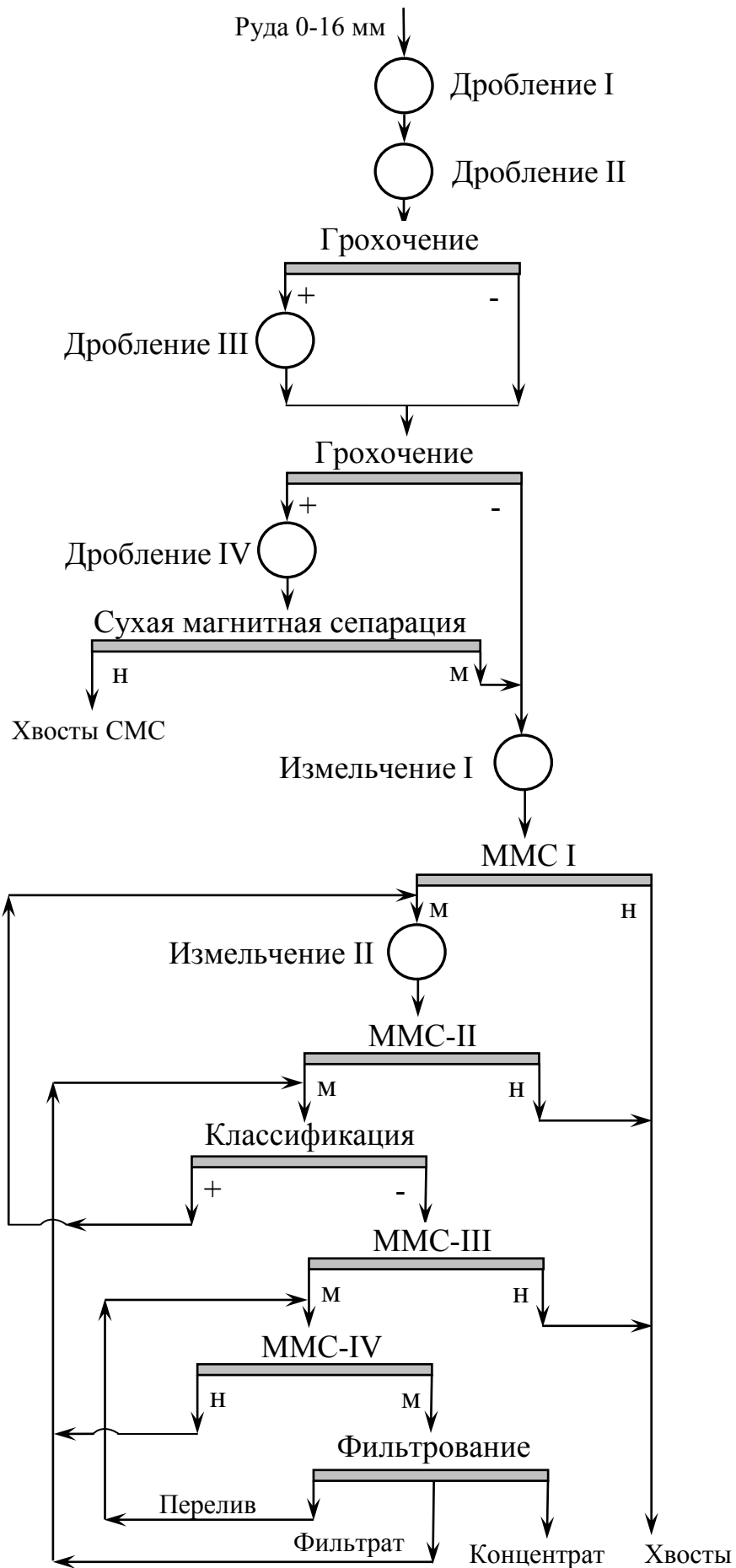


Рисунок 3.7 – Технологическая схема секции № 3 АО «ССТПО»

Мокрая магнитная сепарация проводится на сепараторах ПБМ-90/250 и ПБМ-120/300; классификация – в гидроциклонах ГЦ-500, ГЦ-710, ГЦ-350, на высокочастотных грохотах тонкого грохочения Derrick Stack Sizer; обесшламливание – в дешламаторах МД-5; обезвоживание – на дисковых вакуум-фильтрах ДОО 100-2,5, ДТВО 100-2,64.

В зимний период с целью предотвращения смерзания железорудных концентратов при транспортировке предусмотрена сушка концентрата в сушильных барабанах типа БС-3,5×27.

### **3.5 Обогащение магномагнетитовых и титаномагнетитовых руд**

#### **3.5.1 Технологическая характеристика руд**

Рудная база фабрик, перерабатывающих магномагнетитовые и титаномагнетитовые руды в России, представлена следующими месторождениями:

- магномагнетиты: Ковдорским (Мурманская обл.), Коршунским (Иркутская обл.), Тейским (Красноярский край);
- титаномагнетиты: Качканарским, Гусевогорским, Первоуральским, Копанским, Кусинским и др. (Урал).

Основные рудные минералы – магномагнетит и титаномагнетит. Содержание в них  $MgO$  и  $TiO_2$  различно и колеблется от долей до нескольких процентов. Наиболее высокое содержание  $MgO$  отмечается в рудах Тейского месторождения.

### ***Магномагнетитовые руды***

Нерудная часть представлена кальцитом, доломитом, хлоритом, серпентином и др. Вредные примеси в рудах почти отсутствуют, за исключением фосфора, связанного с апатитом, который при обогащении хорошо отделяется от магнетита. Основность руд изменяется в пределах 0,7-3,0. Отношение ***MgO/CaO*** составляет 0,85-0,90. Кварц в рудах в свободном виде практически отсутствует. Коэффициент крепости руд по М. М. Протодяконову изменяется в пределах 8-10. Средняя плотность руд составляет 3250-4600 кг/м<sup>3</sup> и зависит исключительно от содержания железа, которое колеблется от 15 % (для вкрапленных руд) до 63 % (для массивных руд). Большой разброс распределения магнетита в магномагнетитовых рудах требует в условиях ОФ тщательного усреднения. Усреднение проводят при шихтовке в карьерах, складированием перед дроблением, отдельным дроблением и смешиванием их в определенных пропорциях.

### ***Титаномагнетитовые руды***

Представлены вкрапленными и в меньшей степени сплошными ильменит-магнетитовыми рудами. Вмещающие породы – пироксениды. Размеры вкрапленности титаномагнетита – от тысячных долей до 3 мм и более. Титаномагнетитовые руды менее крепкие в сравнении с магнетитовыми кварцитами (крепость 10-11) и по измельчаемости близки к магнетитовым рудам скарнового типа. Руды равномерно вкрапленные и не требуют столь тщательного

усреднения, как магномагнетитовые. Усреднение их производят в основном при шихтовке в карьерах.

Магномагнетитовые и титаномагнетитовые руды часто имеют промышленное содержание апатита, циркония, ванадия и других ценных примесей, которые попутно извлекаются в процессе обогащения или при дальнейшем металлургическом переделе.

### **3.5.2 Дробление и сухое магнитное обогащение магномагнетитовых и титаномагнетитовых руд**

Дробление магномагнетитовых и титаномагнетитовых руд производят по четырёхстадиальным схемам. В качестве дробильных аппаратов в 1-й стадии дробления используют как щековые, так и конусные дробилки. СМС производится на материале крупностью 0-25 мм. В схеме дробления Качканарского ГОКа перед СМС введено предварительное грохочение по классу 0-15(8) мм. Особенностью схемы дробления и обогащения руд Тейского месторождения является додрабливание промпродуктов СМС до крупности 0-12(10) мм в замкнутом цикле с грохотами.

В процессе крупного и среднего дробления образуется большое количество мелочи, благодаря чему предварительное грохочение в схемах дробления является весьма эффективным. В то же время переработка мягких разновидностей магномагнетитовых руд, представляющих собой рыхлую и влажную массу (Коршуновский ГОК), требует специальных режимов дробления и транспортирования руды к аккумуляирующим бункерам. Налипание и смерзаемость приводят к запрессовке дробилок. Отсюда возникает необходи-

мость работы на завышенных размерах разгрузочных щелей, что увеличивает крупность дробленного материала.

Сухая магнитная сепарация дробленного материала обычно является 1-й стадией обогащения. Исключение составляет дробильная фабрика Коршуновского ГОКа, где СМС отсутствует вследствие высокой влажности и рыхлости руды.

Выход хвостов СМС колеблется в пределах 2-26 %. Более высокий выход хвостов характерен для магномагнетитовых руд, имеющих крупные включения пустой породы. Для титаномагнетитовых руд выход хвостов СМС невысок. Это объясняется более равномерной вкрапленностью магнетита в пустых породах, а также необходимостью отсева мелочи крупностью 0-15(8) мм перед СМС вследствие её высокой влажности (5-7 %).

### **3.5.3 Измельчение и мокрое магнитное обогащение**

Технологические схемы мокрого измельчения и магнитного обогащения магномагнетитовых и титаномагнетитовых руд отличаются большим разнообразием. Среди них можно выделить два основных типа:

- двухстадиальные схемы измельчения с двумя или тремя стадиями обогащения;
- трёхстадиальные схемы измельчения с четырьмя стадиями обогащения.

Двухстадиальная схема измельчения и ММС применяется на Абагурской ОФ (Тейское месторождение). При строительстве Качканарского ГОКа для переработки мелко- и тонковкрапленных ти-



таномангнетитовых руд двухстадиальную схему обогащения дополнили третьей стадией магнитной сепарации, которую включили в схему замкнутого цикла второй стадии измельчения. Аналогичная схема внедрена на Коршуновском ГОКе (магномангнетитовые руды). В дальнейшем для повышения качества концентрата на Качкарском ГОКе внедрили трёхстадиальную схему измельчения с четырьмя стадиями ММС.

Повышение стадийности обогащения благоприятно сказывается на качестве концентрата. Для всех разновидностей рассматриваемых руд содержание железа в концентрате повышается на 0,1-0,3 % без снижения производительности фабрик.

Общее содержание железа в концентратах колеблется в пределах 54-63 %. Наиболее низкое содержание характерно для высокомагнезиальных тейских руд, имеющих весьма тонкую вкрапленность рудных и нерудных минералов. Рядовые концентраты из Ковдорских руд, несмотря на значительное количество примеси магнезии в магномангнетите, имеют высокое содержание железа (63,0-63,2 %). Этому способствует крупная вкрапленность магномангнетита и хорошая вскрываемость рудных минералов при измельчении.

### **3.5.4 Практика обогащения магномангнетитовых и титаномангнетитовых руд**

#### ***1. Ковдорский ГОК***

Обогатительный комплекс является одним из основных цехов ОАО «Ковдорский ГОК», построенного на базе Ковдорского месторождения бадделеит-апатит-магнетитовых и маложелезистых

апатитовых руд (Кольский полуостров). Месторождение разрабатывается комбинатом с 1962 года, вначале с целью производства железорудного концентрата, а с 1975 года, после ввода в эксплуатацию апатит-бадделеитовой обогатительной фабрики (АБОФ) – апатитового и бадделеитового концентратов.

Руды непостоянны по химическому и минеральному составу, Содержание железа колеблется от 20 до 60 %. Массовая доля железа в магнетите находится в пределах 65,2-66,2 %.

Технологическая схема магнетито-обогатительной фабрики (МОФ) включает четыре стадии дробления, двухстадиальное измельчение в стержневых и шаровых мельницах до крупности 55 % класса –74 мкм, три стадии мокрой магнитной сепарации, фильтрование железного концентрата и сушку (рис. 3.8). Концентрат МОФ отгружается потребителям железнодорожным транспортом.

Обогащение руды на МОФ осуществляется на 8-ми секциях, имеющих одинаковые технологические схемы, но отличающихся оснащением, с подачей железорудного концентрата рудных секций на дообогащение.

Дробленая руда поступает в приёмные бункера участка обогащения суммарной ёмкостью 40 тыс. т и далее конвейерами подаётся на измельчение в стержневую мельницу МСЦ 3600×4500. Слив стержневой мельницы поступает на первую основную магнитную сепарацию на сепараторы ПБМ-П-90/250 – секций 4, 6, 8 и сепараторы ПБМ-П-120/300 – секций 2, 3, 5, 7, 9 (два сепаратора на мельницу). Черновой железорудный концентрат подаётся на клас-

сификацию в гидроциклоны ГЦ-1400, работающие в замкнутом цикле с шаровыми мельницами МШР 3600×5000.

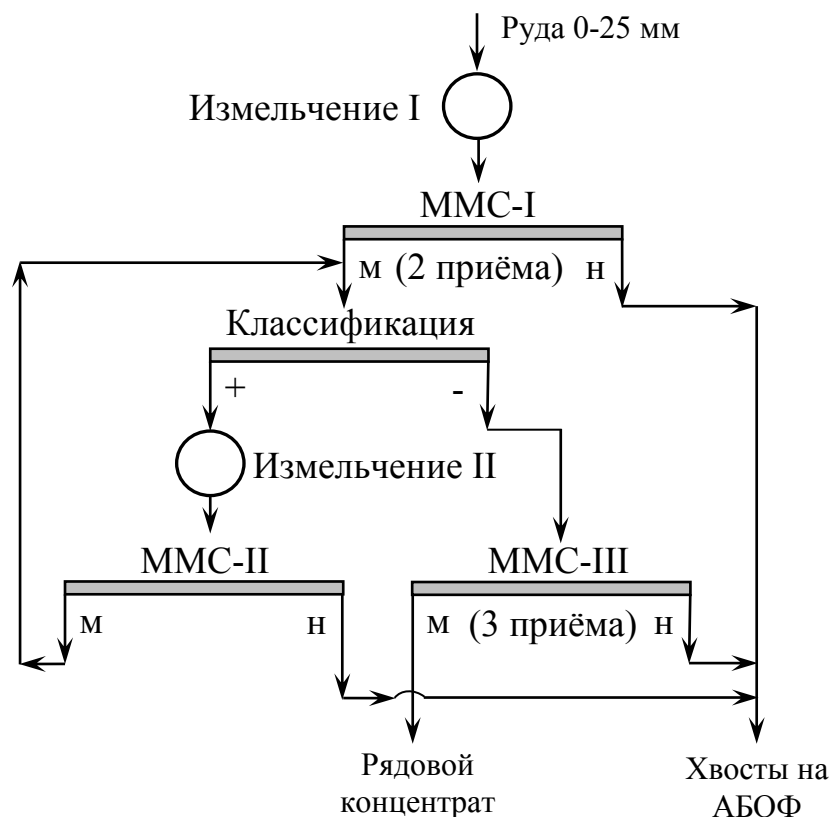


Рисунок 3.8 – Схема магнетито-обогащительной фабрики Ковдорского ГОКа

Измельченный продукт шаровых мельниц поступает на вторую стадию ММС. Выделенный черновой концентрат возвращается на классификацию в гидроциклоны ГЦ-1400. Слив ГЦ-1400 поступает на перечистную сепарацию. На перечистной сепарации всех рудных секций установлены сепараторы ПБМ-ПП-120/300. Перечистная магнитная сепарация проводится в три приёма с переобогащением магнитного продукта. Получаемый рядовой концентрат содержит 63,2 % железа при извлечении 88,9 %.

Хвосты мокрой магнитной сепарации являются исходным сырьем апатито-бадделеитовой обогатительной фабрики (АБОФ) и поступают туда по пульпопроводу.

Для повышения качества концентрата на МОФ Ковдорского ГОКа используется технология тонкого грохочения. Технологическая схема процесса дообогащения железорудного концентрата рудных секций включает: предварительную классификацию на грохотах Derrick Stack Sizer, сепарацию подрешетного продукта, доизмельчение надрешетного продукта с предварительной классификацией и сепарацию сливов гидроциклонов (рис. 3.9).

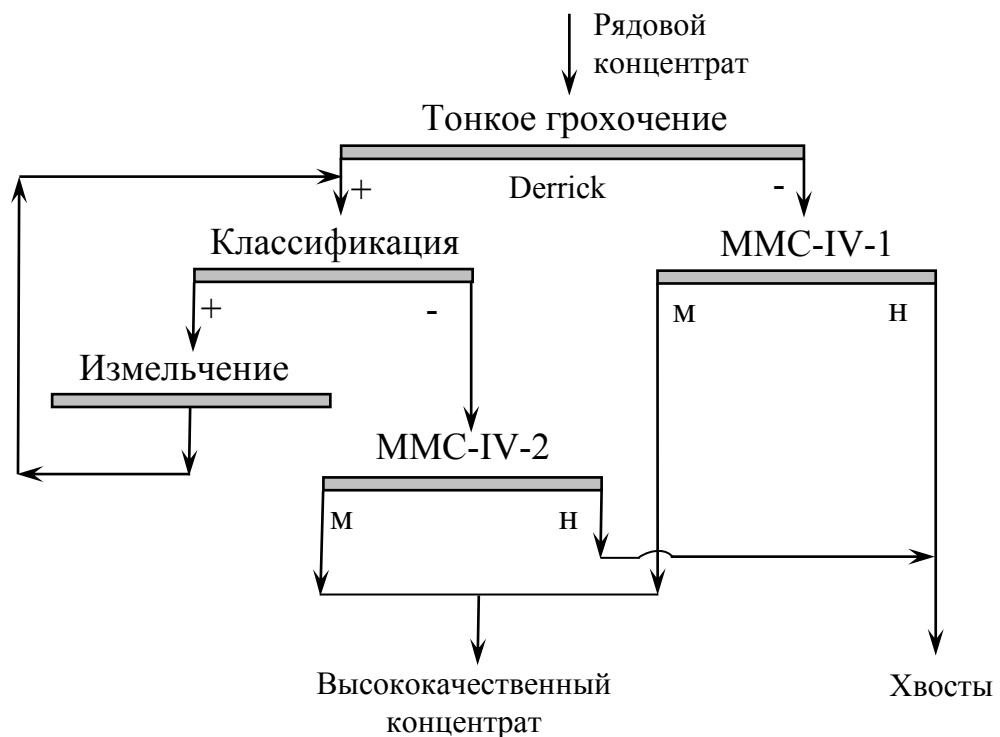


Рисунок 3.9 – Принципиальная схема повышения качества концентрата на Ковдорском ГОКе

Концентрат рудных секций через размагничивающий аппарат подается на общий пульподелитель грохотов Derrick Stack Sizer. С

общего пульподелителя питание распределяется на 40 дек грохотов (4 грохота). Подрешетный продукт поступает на сепараторы ПБМ-ПП-120/300 (4 шт.), хвосты которых направляются в хвостовой лоток № 2, концентрат – в концентратные зумпфы.

Надрешетный продукт грохотов подается на классификацию в гидроциклоны ГЦ-710. Пески ГЦ-710 поступают на измельчение в МШР 3600×5000 (мельница работает в замкнутом цикле), слив подается на пречистную сепарацию (ММС-IV). Перечистная сепарация проводится в три приёма, по 3 барабана ПБМ-ПП-120/300 на каждой операции. Хвосты I-ой и II-ой операции перечистки направляются в хвостовой лоток № 2, хвосты III-ей перечистки (промпродукт) возвращается на классификацию в ГЦ-710.

Концентрат секций дообогащения обезвоживается на вакуум-фильтрах ДОО-63-2,5У-02 и ДТВО-63-2,64-1У.

Применение технологии дообогащения концентрата рудных секций на грохотах Derrick ( $a = 0,23$  мм) позволило увеличить массовую долю железа в концентрате с 63,2 до 64 % и более.

## ***2. Качканарский ГОК***

Качканарский ГОК ведёт разработку Гусевогорского месторождения. Руды месторождения – железные титаномагнетитовые с примесями ванадия. С 2019 года ведётся подготовка к добыче руды из нового Собственно-Качканарского месторождения.

Руда добывается из четырёх карьеров и далее перерабатывается в цехах дробления, обогащения, агломерации и окускования.

В цех дробления исходная руда крупностью до 1 200 мм подается железнодорожным транспортом. Цикл рудоподготовки включает в себя операции дробления и грохочения.

Процесс дробления по 1-й и 2-й линиям состоит из четырёх стадий дробления, грохочения после третьей стадии, транспортировки и распределения готовой дробленой руды по бункерам цеха обогащения. Дробление по 3-й линии включает три стадии дробления, грохочение после второй стадии и те же операции транспортировки, что на технологических линиях 1 и 2.

Крупное дробление на первой и второй линиях осуществляется в две стадии на дробилках ККД-1500/300 и додобраливающих дробилках КРД-700/100. Далее руда поступает на 1-10-ю технологические секции корпуса среднего и мелкого дробления (КСМД). На третьей линии крупное дробление выполняется в одну стадию на дробилке ККД-1500/180, затем руда подается на 11-14-ю технологические секции КСМД (рис. 3.10).

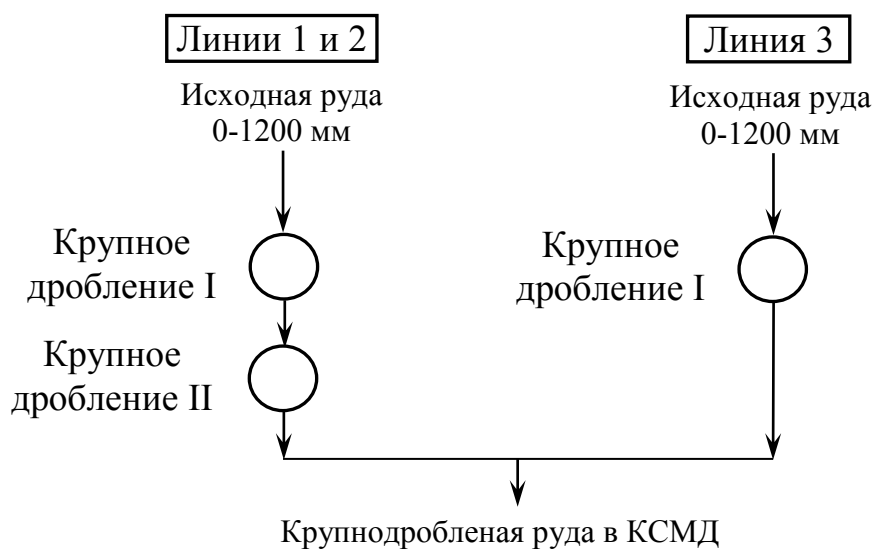


Рисунок 3.10 – Технологическая схема крупного дробления

До 2006 года среднее дробление проводилось дробилками КСД-2200А (и аналогами ФКВ-2120/330 производства ГДР), мелкое – на дробилках КМД-2200 (и аналогах ФКВ-2120/100 производства ГДР). В период с ноября 2006-го по декабрь 2007 года для увеличения производственной мощности запущены три новых высокопроизводительных каскада шведской фирмы Sandvik. В марте 2013-го проведены испытания нового каскада немецкой фирмы Thyssen Krupp [34]. К концу года были установлены два высокопроизводительных каскада (рис. 3.11).

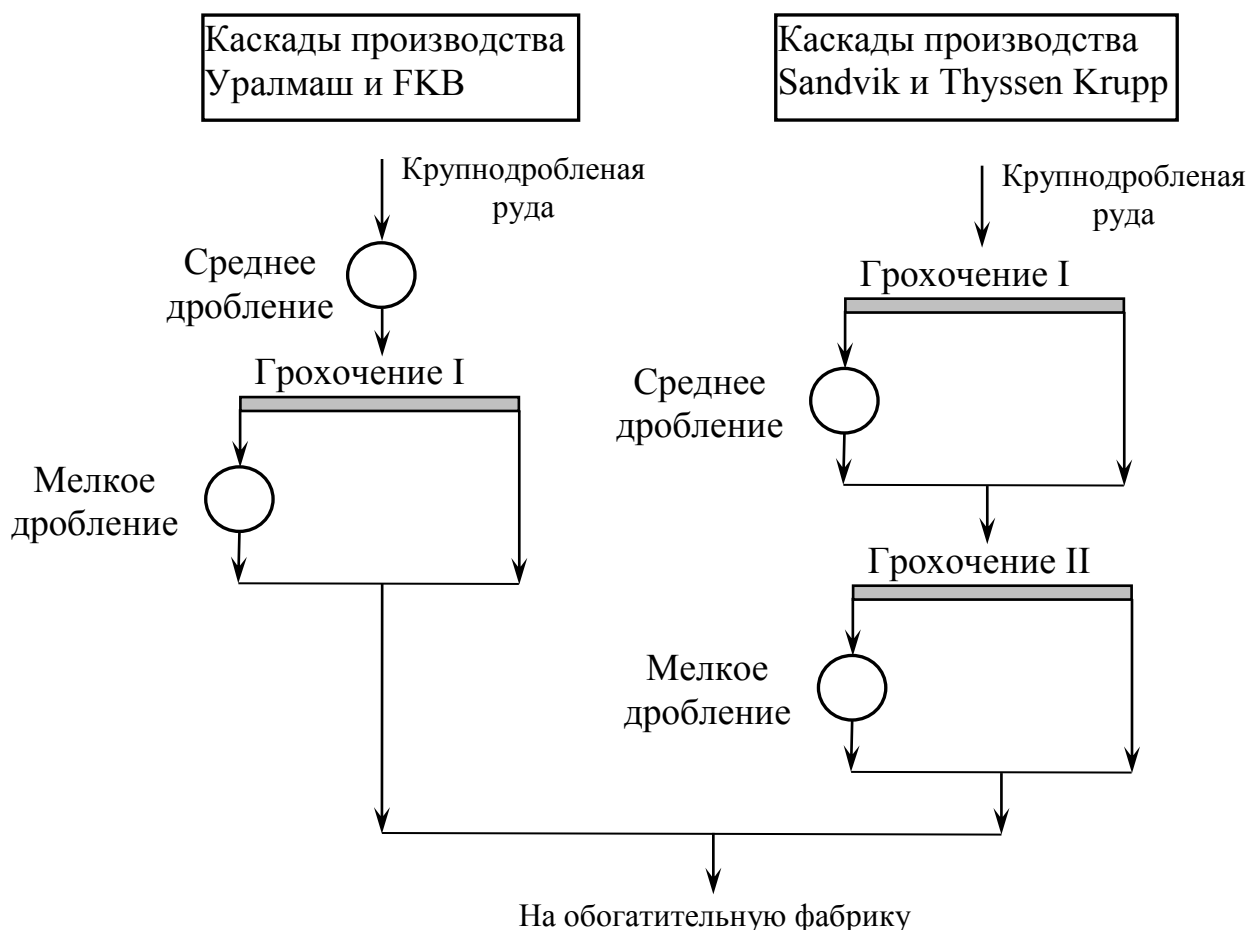


Рисунок 3.11 – Технологическая схема среднего и мелкого дробления

Процесс обогащения дробленной руды на обогатительной фабрике включает:

- сухое магнитное обогащение дробленной руды;
- мокрое магнитное обогащение с трёхстадиальной схемой измельчения и четырёхстадиальной схемой мокрой магнитной сепарации;
- обезвоживание железо-ванадиевого концентрата;
- складирование и отгрузку концентрата на фабрику окускования.

На первой половине цеха (секции 1-15) производится концентрат для производства агломерата; на второй (секции 16-29) – концентрат для окатышей.

Сухая магнитная сепарация в технологической схеме является первой стадией обогащения и служит для выделения пустой породы из дробленной руды.

Сухой сепарации подвергается весь объём мелкодробленной руды, поступающий в параболические бункера цеха обогащения. Сухая сепарация производится на двухбарабанных сепараторах 2ПБС-90/250А (два сепаратора на секцию). При этом верхний барабан не имеет магнитной системы и выполняет роль барабанного питателя. Система обводных труб позволяет направить мелкодробленную руду в бункера промежуточного продукта СМС, минуя сепараторы СМС, на время проведения ремонтных работ.

Хвосты СМС после операции грохочения на двухситных грохотах ГИСТ-72АК (верхнее сито – 18 мм, нижнее сито – 8 мм) являются одним из видов готовой продукции КГОКа – щебнем товарных фракций 20-40 и 5-20 мм.



Мокрое магнитное обогащение включает три стадии измельчения и четыре стадии мокрой магнитной сепарации, в процессе которых последовательно вскрываются зёрна магнетита и удаляется пустая порода. На четвёртой стадии сепарации получается готовый концентрат (рис. 3.12).

Промпродукт сухого обогащения и рудная мелочь с грохотов поступают на первую стадию измельчения, которая осуществляется в стержневых мельницах МСЦ-36×45. Мельницы работают в открытом цикле. Разгрузка производится через бутару, предназначенную для удаления скрапа.

Пульпа со стержневых мельниц через пульподелители направляется на первую стадию мокрой магнитной сепарации, осуществляемую на сепараторах ПБМ-П-150/200. В первой стадии ММС выделяется основная масса хвостов (50-65 % от их общего количества).

Магнитный продукт первой стадии мокрой магнитной сепарации поступает на вторую стадию измельчения, которая производится в шаровых мельницах МШЦ-36×45 на секциях 1-15 и в шаровых мельницах МШЦ-36×50 на секциях 16-29. Мельницы работают в замкнутом цикле с магнитными сепараторами второй стадии ММС и гидроциклонами ГЦ-650, ГЦ-710.

Мокрая магнитная сепарация второй стадии служит для удаления зёрен пустой породы, вскрытых в процессе второй стадии измельчения. Сепарация выполняется на сепараторах ПБМ-П-150/200 в один приём.

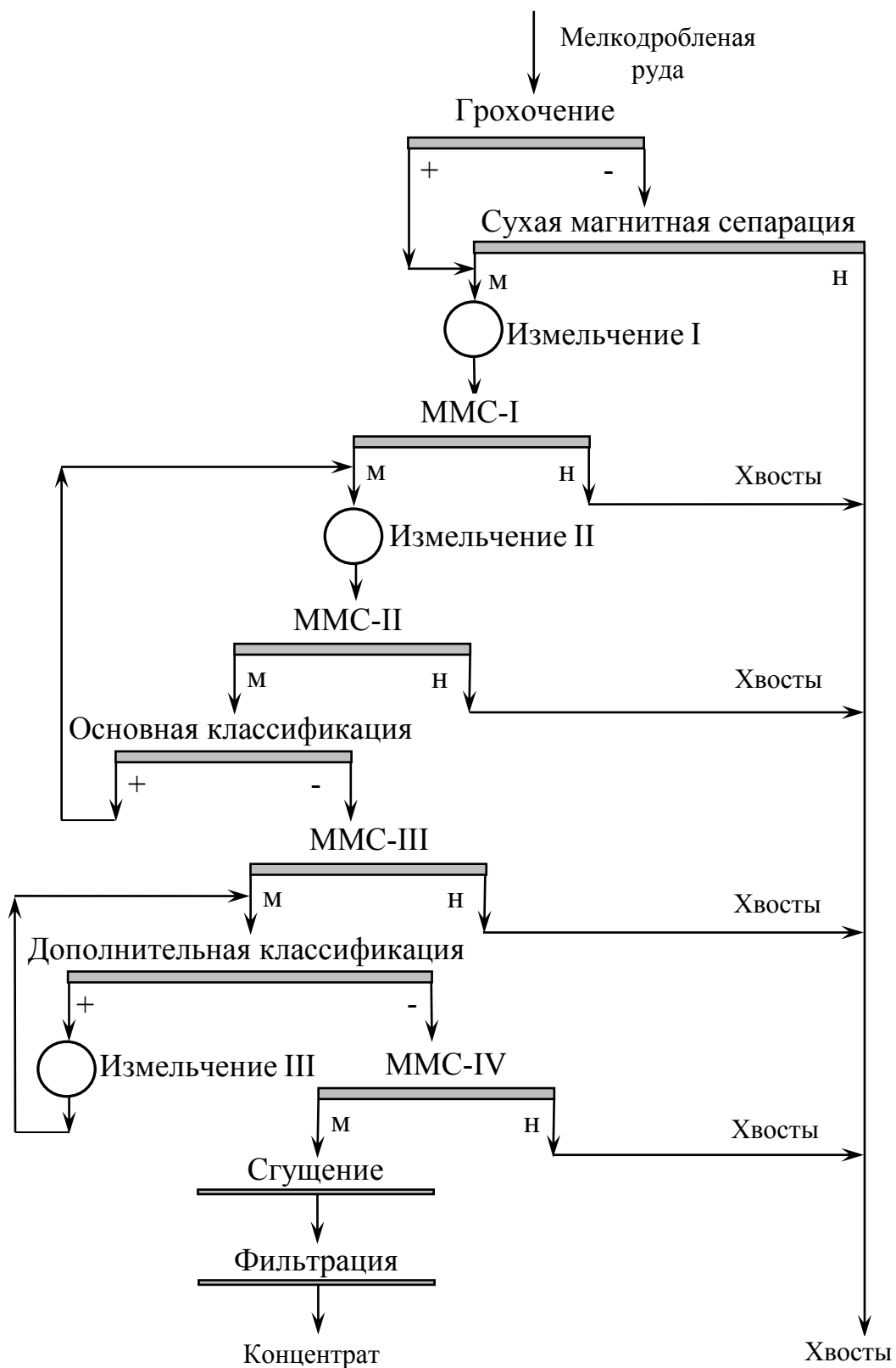


Рисунок 3.12 – Технологическая схема цеха обогащения Качканарского ГОКа

Выход хвостов второй стадии – 15-20 % от их общего количества. Магнитный продукт ММС грунтовыми насосами 8ГР-8 через размагничивающие аппараты АР-5Э подается на гидроциклоны ГЦ-500. Размагничивание служит для разрушения флокул материала после магнитной сепарации. Классификация осуществляется в один приём. Пески гидроциклонов направляются на доизмельчение в шаровые мельницы второй стадии измельчения, а слив – на третью стадию ММС.

Третья стадия мокрой магнитной сепарации осуществляется на сепараторах ПБМ-ПП-90/250, ПБМ-ПП-150/200 в один приём. Выход хвостов третьей стадии ММС – 3-5 % от их общего количества.

После третьей стадии сепарации промпродукт поступает на классификацию в гидроциклоны ГЦ-710, ГЦ-500, ГЦ-400 с последующими операциями доизмельчения песков в шаровых мельницах третьей стадии измельчения и магнитной сепарации слива гидроциклонов на сепараторах четвёртой стадии ММС. На секциях 1-15 для доизмельчения песковой части промпродукта третьей стадии ММС двух соседних секций служит одна дополнительная шаровая мельница МШЦ-36×45 (всего 8 мельниц); на секциях 16-29 доизмельчение ведётся в 9 шаровых мельницах МШЦ-36×50. Для доизмельчения концентрата, перекачиваемого на вторую половину с 1-15-й секций, служат три мельницы МШЦ-36×50 (секции 18, 19, 20).

Четвёртая стадия мокрой магнитной сепарации осуществляется на сепараторах ПБМ-ПП-90/250 секций 3, 5, 7, 9 – с дообогаще-

нием концентрата; секций 11, 13, 21, 22, 23, 27 – без дообогащения концентрата.

На остальных секциях четвёртая стадия ММС выполняется на сепараторах ПБМ-ПП-150/200 без дообогащения концентрата. Концентрат четвёртой стадии ММС 26-29 секций может направляться на перечистную сепарацию, предусмотренную отдельным узлом с предварительным размагничиванием питания.

Обезвоживание концентрата осуществляется путём предварительного сгущения и усреднения его в сгустителях и фильтрации на дисковых вакуум-фильтрах. На фабрике установлено два сгустителя П-24 и четыре сгустителя П-30. Фильтрация концентрата осуществляется на дисковых вакуум-фильтрах ДУ (ДШ)-100-2,5 и ДОО-100-2,5, скомпонованных в группы. Всего установлено 15 вакуум-фильтров на секциях 1-15 и 20 вакуум-фильтров на секциях 16-29. Пески сгустителей с массовой долей твердого 50-60 % перед фильтрацией размагничиваются с помощью аппаратов РА-5, что позволяет снизить массовую долю влаги в концентрате на 0,5 %.

Готовой продукцией обогатительного передела секций 1-15 является концентрат для производства агломерата с массовой долей железа 61,44 %. На секциях 16-29 производится концентрат для производства агломерата с массовой долей железа 62,38 %.

### **3.6 Обогащение гематит-магнетитовых и гематитовых руд**

#### **3.6.1 Технологическая характеристика гематит-магнетитовых руд**

По вещественному составу гематит-магнетитовые руды близки к магнетитовым кварцитам или скарновым рудам. Основные рудные минералы – гематит (мартит) и магнетит. Основные запасы этих руд размещены на Северо-Западе, Урале, в Сибири, на Дальнем Востоке, в Казахстане. Рудопроявления гематит-магнетитовых руд имеются в месторождениях Оленегорское, КМАруда (Михайловское), Магнитогорское, Атасуйское и др.

Руды Оленегорского и Михайловского ГОКов представлены гематит-магнетитовыми кварцитами, по своим свойствам весьма сходным с магнетитовыми кварцитами. Основной отличительной особенностью гематит-магнетитовых кварцитов является значительное содержание в них гематита, который представлен самостоятельными вкраплениями в кварце или в виде сростков с магнетитом. Вкрапленность гематита в этих рудах меньше, чем магнетита. Руды Михайловского месторождения – тонковкрапленные, Оленегорского – крупновкрапленные. Гематит-магнетитовые кварциты имеют высокий коэффициент крепости (до 20). Пористость руд невысокая и редко достигает 2 %.

#### **3.6.2 Обогащение гематит-магнетитовых руд**

По дробимости и измельчаемости гематит-магнетитовые руды подразделяются на два типа: гематит-магнетитовые кварциты и ге-

магнит-магнетитовые руды. Первый тип аналогичен магнетитовым кварцитам, второй – чистым разновидностям глинистых магнетитовых или гематитовых руд. Для второго типа руд характерно значительное переизмельчение с образованием большого количества шламов, с которыми связаны потери материала.

Различие в дробимости и измельчаемости руд предопределяет применение различных обогатительных процессов для извлечения гематита. Для плотных кристаллических гематит-магнетитовых кварцитов получили распространение: гравитационное обогащение (тяжелосредные сепараторы, отсадка, винтовые сепараторы) – для крупновкрапленных руд; магнитная сепарация в сильном магнитном поле или флотация – для мелковкрапленных. Для гематит-магнетитовых руд основным методом обогащения гематита является промывка и сухая магнитная сепарация.

Комбинированная магнитно-флотационная схема применяется на Михайловском ГОКе. По традиционной схеме, включающей операции измельчения и обогащения мокрой магнитной сепарацией в слабом магнитном поле, из гематит-магнетитовых кварцитов извлекалось только 50-60 % железа, связанного с магнетитом. Остальная часть железа раньше терялась в виде гематита и мартита с отходами. В настоящее время на ОФ внедрена схема флотационного дообогащения хвостов магнитного разделения. Доизвлечение железа производится при помощи обратной катионной флотации с преречистками камерного и пенного продуктов. Применение схемы дообогащения дало возможность получать концентрат с содержанием железа не менее 69 %.

Комбинированная магнитно-гравитационная схема применяется на Оленегорском ГОКе (ОАО «Олкон») при обогащении гематит-магнетитовых руд.

*ОАО «Олкон»* ведёт переработку железистых кварцитов группы месторождений Заимандровского района, расположенных на Кольском полуострове (Мурманская обл.) в окрестностях Оленегорска. В настоящее время на дробильно-обоганительной фабрике используются руды, добываемые открытым способом в карьерах: Оленегорском, Кировогорском, XV лет Октября, Комсомольском, подземным способом – на Оленегорском руднике.

В связи с различным вещественным составом добываемых руд, обоганительный передел происходит по двум технологическим схемам:

- переработка тонковкрапленных магнетитовых руд предусматривает двухстадиальную схему измельчения и магнитной сепарации (с участком дообогащения);
- переработка гематит-магнетитовых руд по комбинированной магнитно-гравитационной технологии.

Технологическая схема обогащения гематит-магнетитовых руд включает 3 стадии дробления; 3 стадии измельчения до крупности 45 % класса  $-0,074$  мм; выделение магнетита мокрой магнитной сепарацией; гравитационное выделение гематита из хвостов магнитной сепарации с применением диафрагмовых отсадочных машин; фильтрование и сушку (рис. 3.13).

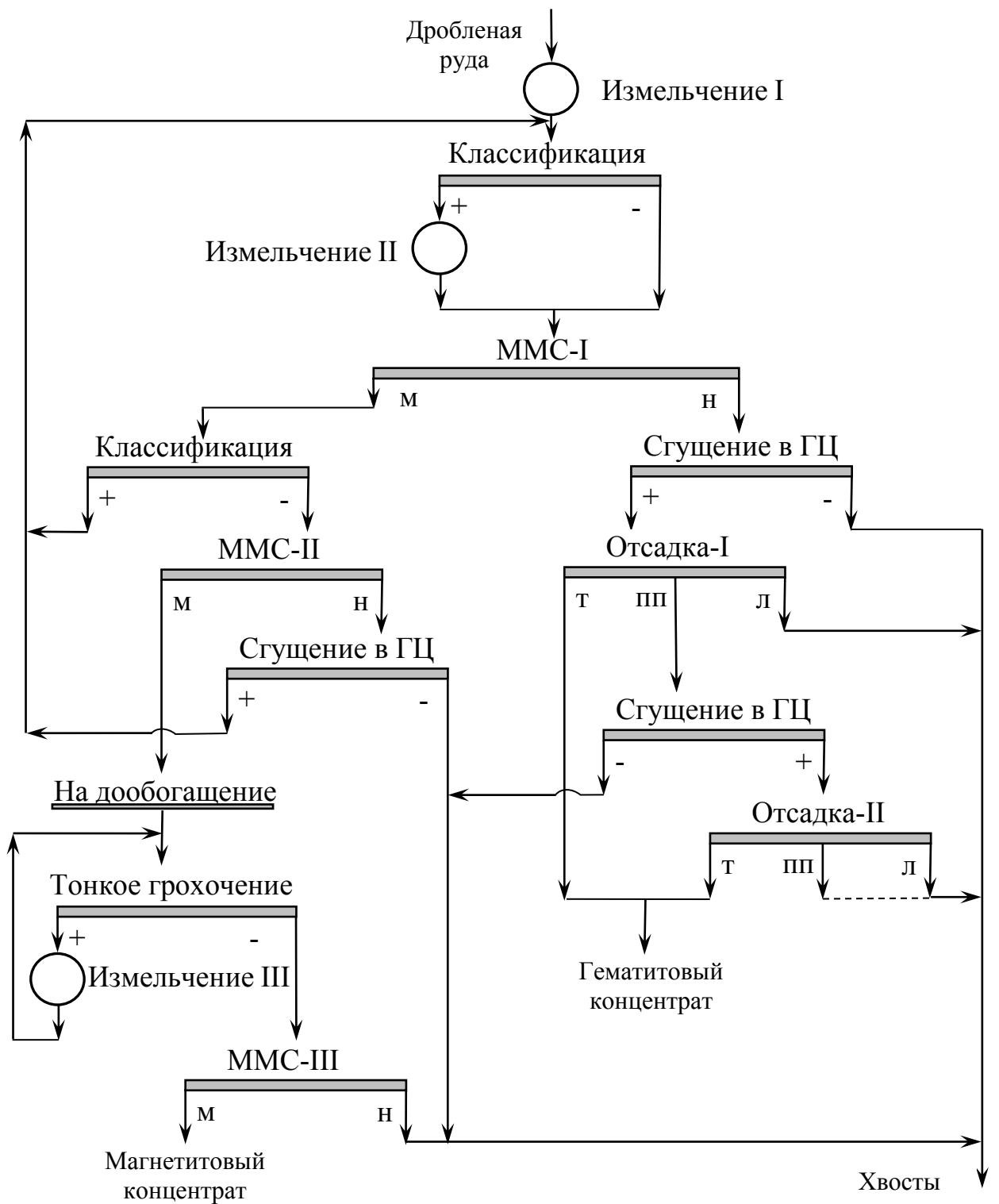


Рисунок 3.13 – Схема обогащения гематит-магнетитовых руд Оленегорского ГОКа по комбинированной магнитно-гравитационной технологии: т – тяжёлый продукт; л – лёгкий продукт; пп – промежуточный продукт



Опыт работы предприятия показал, что диафрагмовые отсадочные машины недостаточно эффективно выделяет тонкие фракции гематита в концентрат, что подтверждается низким (не более 40%) извлечением гематитового железа в суммарный концентрат.

Для повышения эффективности гравитационного обогащения была предложена новая технология, предусматривающая применение двух стадий винтовой сепарации с последующей доводкой черного концентрата на концентрационном столе, что позволяет вывести отвальные хвосты [35]. В 2020 г. было установлено две стадии винтовых сепараторов на одной из секций обогащения, которая работает на сырье Оленегорского карьера.

### **3.6.3 Технологическая характеристика гематитовых руд**

Гематитовые руды подразделяют на массивные и вкрапленные. Массивные – руды, добываемые из приконтактных зон залегания богатых руд, представляют собой смесь богатой руды с вмещающими породами и бедными рудами (Криворожский бассейн).

Крупновкрапленные руды – смесь хрупких железистых пород с кристаллическими вкраплениями гематита. Основной нерудный минерал – кварц – представлен агрегатами зёрен крупностью 0,18-3,5 мм. Большая часть зёрен содержит включения гематита (0,036 мм) и магнетита (0,018-0,036 мм). Руды весьма хрупкие, легко дробятся и измельчаются. Значительные запасы подобных руд имеются в Канаде и Бразилии.

Мелко- и тонковкрапленные гематитовые руды имеют грубо-полосчатую структуру в которой богатые железом прослойки чередуются с бедными (Швеция, США).

Весьма тонковкрапленные руды представлены окисленными кварцитами Криворожского бассейна и КМА. Минеральный состав представлен гематитом, силикатами железа и кварцем. Окисленные кварциты имеют плотность 3400-4000 кг/м<sup>3</sup>, пористость 8,6-18,0 %, крепость 8-16.

В странах СНГ горно-обогатительные предприятия по переработке гематитовых руд находятся на Украине (Кривбасс) и на Урале (Высокогорская ОФ).

### **3.6.4 Обогащение гематитовых руд**

Схемы обогащения гематитовых руд можно разделить на следующие виды:

- обжиг-магнитные схемы с использованием сепараторов со слабым магнитным полем;
- магнитные схемы с использованием сепараторов с сильным магнитным полем;
- комбинированные гравитационно-магнитные схемы с использованием сепараторов с сильным магнитным полем;
- флотационные схемы.

**Обжиг-магнитные схемы** состоят из операции магнетизирующего обжига дробленой руды, последующего измельчения и мокрого обогащения в сепараторах со слабым магнитным полем

(п. 2.2.5). Принципиально схемы магнитного обогащения обожжённой руды не отличаются от схем обогащения сильномагнитных магнетитовых руд, так как полученный после обжига искусственный магнетит имеет магнитную восприимчивость, лишь немного меньшую, чем естественный магнетит. Особенностью схем является более сложное размагничивание флокул, вследствие большей магнитной жесткости искусственного магнетита по сравнению с естественным.

Себестоимость железного концентрата, полученного по обжиг-магнитной схеме, выше себестоимости концентрата, получаемого из сильномагнитных руд вследствие затрат на обжиг. Обжиг-магнитное обогащение использовано для переработки окисленных железистых кварцитов на ЦГОКе (Украина).

*Магнитные схемы с использованием сепараторов с сильным магнитным полем* имеют особенности, связанные в основном с конструкцией сепараторов и с низкими магнитными свойствами обогащаемых минералов.

Для обогащения слабомагнитных руд применяются валковые и высокоградиентные сепараторы с замкнутой рабочей зоной разделения, ограничивающей крупность исходного продукта. Поэтому некоторые схемы, особенно с применением высокоградиентных сепараторов, имеют дополнительные операции предварительного мокрого грохочения перед обогащением для предотвращения попадания в сепаратор крупных (случайных) частиц, которые могут забить его рабочую зону.

Наличие сильномагнитного магнетита в исходном продукте также может привести к забиванию рабочей зоны сепаратора, особенно матриц высокоградиентного сепаратора. Очистка рабочей зоны сепаратора для слабомагнитных руд от магнетита вызывает определённые трудности. Поэтому в схемах перед высокоинтенсивной сепарацией желательно предусматривать операцию магнитной сепарации в слабом поле для выделения магнетита.

Особенностью схем обогащения слабомагнитных руд является широкое применение контрольных операций для немагнитного продукта, которые реализуются либо в отдельных аппаратах, либо в одном аппарате с несколькими рабочими органами. Ряд схем имеют и перечистные операции для магнитного продукта. Схемы, как правило, линейны без циркуляции продуктов обогащения.

На рис. 3.14 приведена технологическая схема обогащения гематитовой руды с применением высокоградиентных сепараторов типа Джонса с феррозполнителем в виде рифлёных пластин [36]. Схема имеет две стадии измельчения до крупности 90-95 % класса  $-0,044$  мм.

Схемы обогащения измельчённых продуктов каждой стадии аналогичны.

Измельчённый продукт после классификации поступает на сепарацию в слабом магнитном поле (барабанные сепараторы) для извлечения сильномагнитного магнетита. Немагнитный продукт барабанных сепараторов поступает на сгущение и далее на мокрое грохочение для удаления из пульпы случайных частиц.

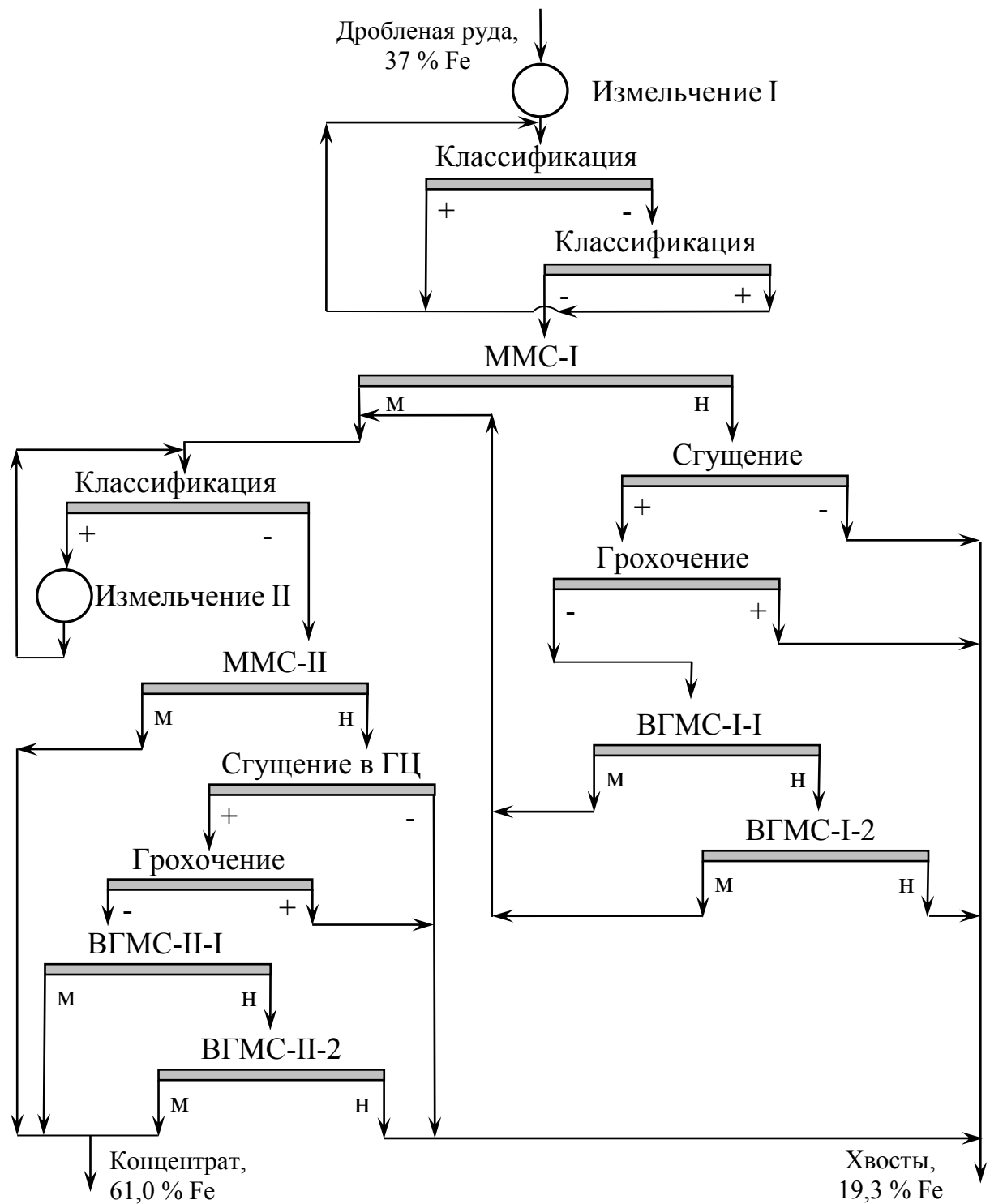


Рисунок 3.14 – Схема обогащения гематитовой руды с применением высокоградиентных сепараторов Джонса

Подрешетные продукты грохотов направляются на высокоградиентную сепарацию с контрольной операцией для немагнитного продукта первого приёма сепарации. Магнитные продукты всех трёх операций объединяются.

Операция сгущения перед высокоградиентной сепарацией необходима для повышения массовой доли твёрдого до 50 %, что необходимо для нормальной работы сепаратора Джонса и для повышения его производительности.

Кроме описанной выше технологии для обогащения гематитовых руд возможно применение сухой магнитной сепарации в сильных полях. В Криворожском национальном университете разработана технология обогащения средне- и тонковкрапленных гематитовых кварцитов Ингулецкого месторождения [37].

Технологическая схема (рис. 3.15) включает две стадии дробления исходной руды до крупности менее 20 мм в открытом цикле и сухое магнитное обогащение в 2 приёма с перечисткой немагнитного продукта основного приёма. Сухая магнитная сепарация осуществляется в сильном поле, создаваемом высокоэнергетическими системами из постоянных магнитов, изготовленных на основе сплавов *Nd-Fe-B*. Используются магнитные сепараторы барабанного и ленточного типов.

По данной схеме из сырья с содержанием железа 46,6 % выделяются: аглоруда ( $Fe = 55,19 \%$ ) с выходом 40,32 % и промпродукт, содержащий 40,8 % железа, который направляется на последующее дообогащение.

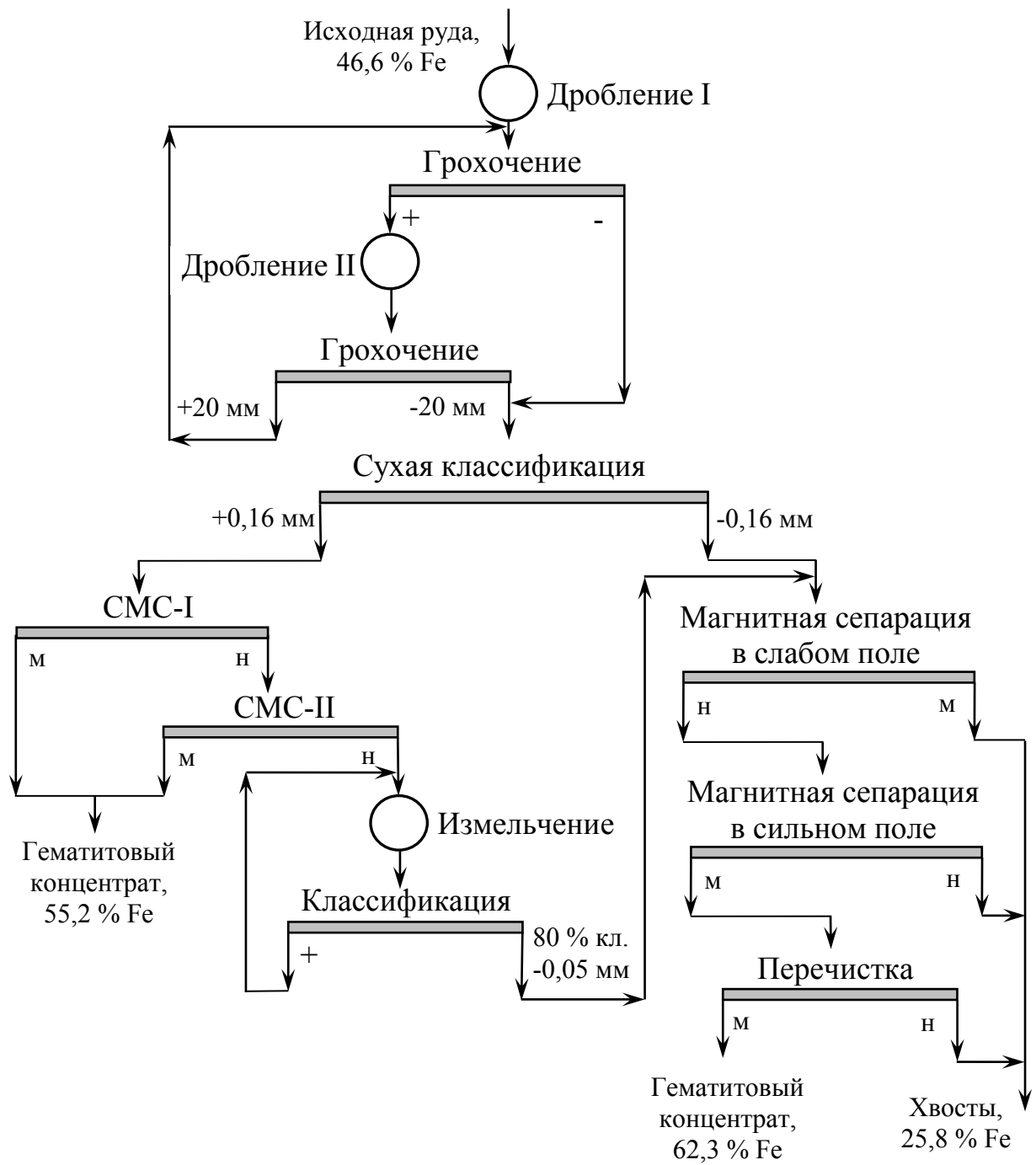


Рисунок 3.15 – Технологическая схема обогащения гематитовой руды с использованием магнитных методов

Схема дообогащения промпродукта предусматривает измельчение сырья в шаровой мельнице с вентилируемым контуром. Тонкоизмельченный продукт от воздушно-проходного сепаратора

транспортируется сначала в магнитный сепаратор трубного типа, где и происходит выделение концентрата, а промпродукт направляется на перечистку. Перечистка происходит в двух последовательно установленных высокоинтенсивных циклонных магнитных сепараторах с получением из них концентрата с массовой долей железа 64 % и хвостов. Запыленный воздух проходит очистку от твёрдых частиц и после этого возвращается в процесс.

***Комбинированные гравитационно-магнитные схемы обогащения*** гематитовых и марититовых руд с использованием сепараторов с сильным магнитным полем широко применяются за рубежом.

На обогатительных фабриках «Ла-Перла» (Мексика), «Уиксон» (Марокко), «Стип-Рок» (Канада), «Сан-Хаук» и «Сан-Николас» (Перу), «Табазимби» и «Сайшен» (ЮАР), «Том-Прайс» и «Уэлбек» (Австралия) руды обогащают в тяжёлых суспензиях. Обогащение осуществляется на барабанных сепараторах и в гидроциклонах с использованием ферросилиция или его смеси с магнетитом. На фабрике «Марампа» (Сьерра-Леоне) крупный класс руды +0,5 мм обогащается на винтовых сепараторах, а класс –0,5 мм подвергают магнитной сепарации в сильном магнитном поле [32].

В этих схемах обогащения слабомагнитные минералы гематита концентрируются в тяжёлых продуктах гравитационных аппаратов и в магнитных продуктах сепараторов с сильным магнитным полем.



### ***Флотационные схемы обогащения гематитовых руд***

Анализ практики флотационного обогащения гематитовых руд показал, что за рубежом распространение получили прямая (удаление железосодержащих минералов в пенный продукт) и обратная (удаление пустой породы в пенный продукт) флотации.

Прямая флотация применяется в схемах обогащения бедной средне- и тонковкрапленной гематитовой руды как основная операция при крупности измельчения руды 90 % класса  $-0,074$  мм.

При использовании прямой флотации могут быть получены концентраты, с массовой долей железа около 64 % при извлечении 79-80 %. Отрицательным фактором при прямой флотации тонковкрапленных руд является наличие тонкодисперсных частиц. Для получения высоких показателей разделения при прямой флотации гематита необходима предварительная дешламация исходных продуктов по классу  $-10(20)$  мкм или флокуляция с использованием крахмала. Проблему повышения качественных показателей разделения можно решить также за счет совершенствования реагентных режимов [38].

Обратная флотация, как самостоятельная операция, применяется за рубежом при обогащении богатых руд или в комбинированных схемах для доводки концентратов гравитационного и магнитного обогащения. В настоящее время в промышленном масштабе флотацию исходной руды применяют только на фабрике Тилден (США) для переработки тонковкрапленных полосчатых гематит-мартитовых руд. Для обогащения руды используется обратная катионная флотация с предварительной селективной флокуляцией.

Технологическая схема включает самоизмельчение (до крупности 85 % класса  $-0,025$  мм), селективную флокуляцию в щелочной среде и обесшламливание всей массы тонкоизмельченной руды с получением отвальных шламов, флотацию обесшламленной руды с использованием катионных реагентов аминного состава, обеспечивающих перевод породных минералов в пенный продукт (рис. 3.16).

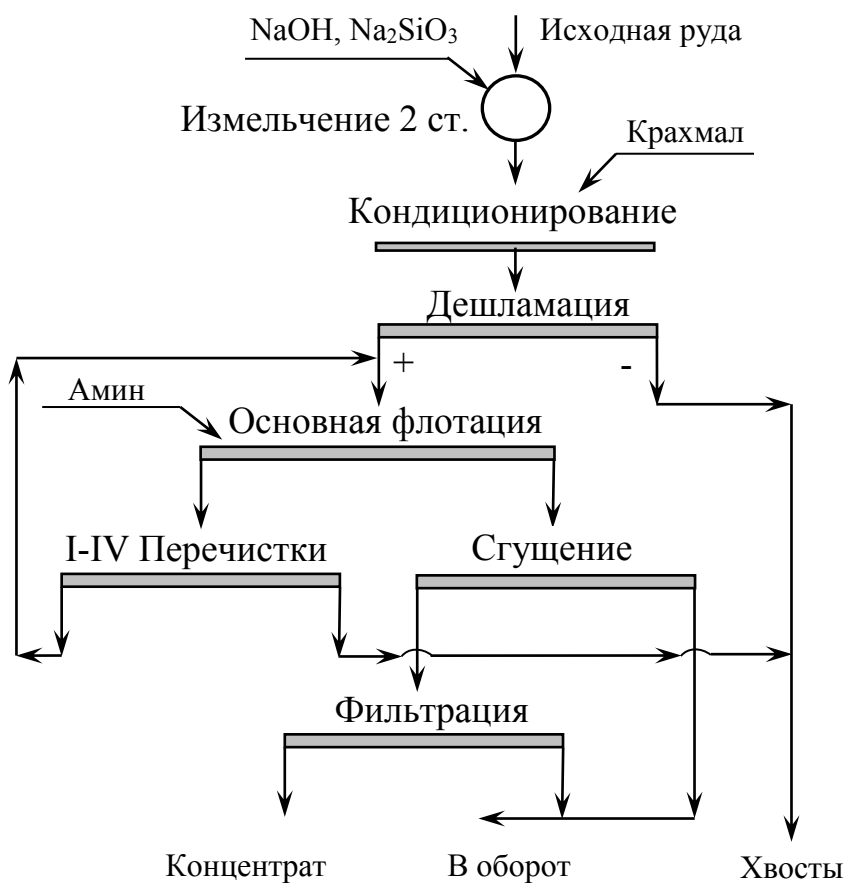


Рисунок 3.16 – Схема флотационного обогащения тонковкрапленных окисленных таконитов на ОФ «Тилден» (США)

Используются реагенты: амин – собиратель, крахмал – селективный флокулянт и депрессор железорудных минералов, едкий натр – регулятор среды и жидкое стекло – пептизатор шламов при

флокуляции. Проектные показатели: массовая доля железа в исходной руде – 35,9 %; в концентрате – 65,6 %; в хвостах – 17,4 %; извлечение железа в концентрат – 70,2 % [39].

Для обогащения гематитовых кварцитов Кузбасса в проекте КГОКОР (Криворожский горно-обогатительный комбинат окисленных руд) включена магнитно-флотационная схема с применением обратной анионной флотации магнитного промпродукта. В качестве реагентов приняты: едкий натр, известковое молоко, смесь фракционированных лигносульфонатов с нитролегнином, мыло сырого таллового масла (МСТМ).

Технология флотационного обогащения была также предложена для обогащения окисленных железистых кварцитов Валявкинское месторождения (НКГОК). Руды данного месторождения относятся преимущественно к тонковкрапленному мартитовому типу, в которых минералы железа представлены гематитом в виде мартита и железной слюдки, гидроокислов железа.

Стадиальная схема флотационного обогащения представлена на рис. 3.17. По данной схеме руда в I стадии измельчается до крупности 86 % класса –50 мкм. Проводится I основная флотация раскрытых зёрен нерудных минералов, пенный продукт которой после перечистки выводится в отвальные хвосты при выходе 48 %.

Камерные продукты I основной флотации и перечисточной операции доизмельчаются во II стадии измельчения до крупности 95 % класса –50 мкм (67 % класса –30 мкм) и направляется на II основную флотацию с выводом пенного продукта в отвал. В качестве собирателей используются реагенты фирмы CLARIANT, имеющие

высокую первичную биоразлагаемость ( $\geq 90\%$ ), что препятствует накоплению ион-аминного комплекса в оборотной воде.

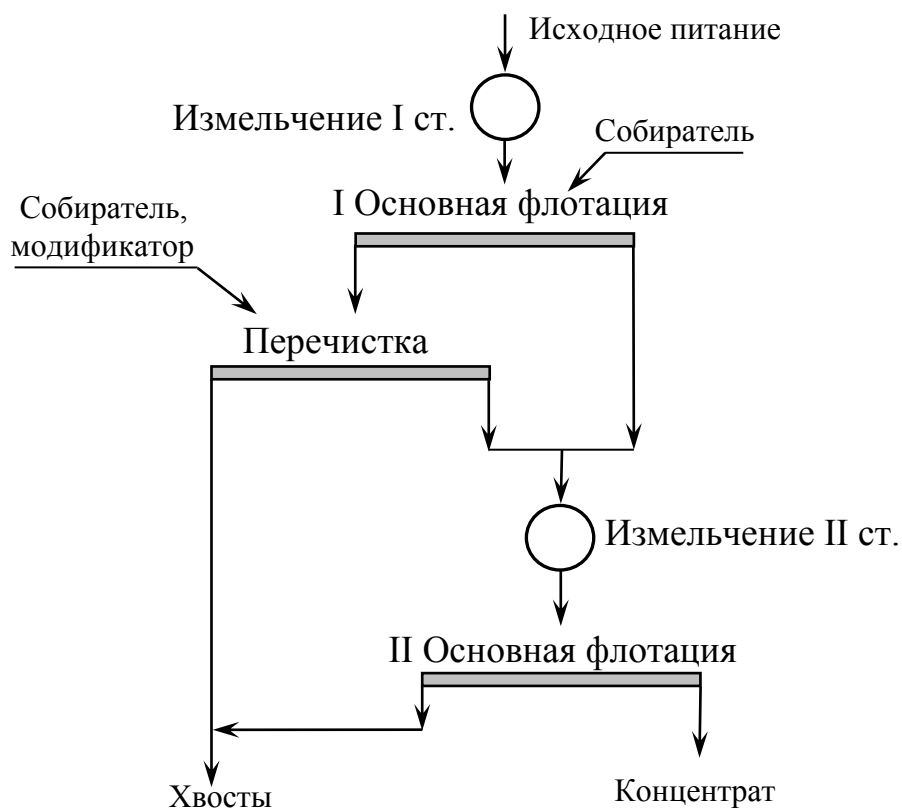


Рисунок 3.17 – Схема флотационного обогащения окисленных железистых кварцитов Валявкинского месторождения

Предложенная схема позволяет получать из исходного продукта ( $Fe = 37,9\%$ ) флотационный концентрат с содержанием железа  $64,2\%$  при выходе  $48,78\%$  и извлечении железа  $82,32\%$  [40].

## **3.7 Обогащение бурожелезняковых и сидеритовых железных руд**

### **3.7.1 Технологическая характеристика бурожелезняковых руд**

Бурожелезняковые руды по запасам занимают третье место в мире. Они распространены на территории стран СНГ, Франции, ФРГ, Англии, Чехии, Польши, Австралии, Канады и ряда других стран. В странах СНГ – это Лисаковское и Аятское месторождения (Казахстан); Бокчарское (Восточная Сибирь); Керченское (Крым). Руды добываются открытым способом. Содержание железа в чистых разновидностях бурожелезняковых руд достигает 60 %. Однако, подавляющее их количество представлено бедными рудами, которые не могут быть использованы в металлургическом переделе без предварительного обогащения. Среднее содержание железа в рудах – 37,4 %.

Концентраты бурожелезняковых руд содержат не более 50-55 % железа и значительно уступают по качеству сырью, получаемому из других типов железных руд. Это обстоятельство, в сочетании со значительным содержанием в рудах фосфора и других вредных примесей, значительно ограничивает потребление этих руд. Наиболее высокий уровень их потребления во Франции, Германии, Англии – в тех странах, где этот тип руд является единственным или преобладающим.

Бурожелезняковые руды стран СНГ представлены оолито-гидрогематитовыми, охристо-порошковыми и плотными (кусковыми) разновидностями.

Оолито-гидрогематитовые руды состоят из смеси оолитов (0,1-0,8 мм) и зёрен кварцевого песка крупностью 0,01-1 мм с небольшой примесью охристого глинистого материала и кусков плотного гидрогематита и ожелезненного песчаника. Оолиты сложены гидрогематитом, кварцем и глинозёмом. Характерная особенность – значительное содержание фосфора.

Плотные и охристо-порошковые бурожелезняковые руды встречаются на Урале, Европейском Центре России, Украине. Основные рудные минералы – гидрогематит, гидрогетит и сидерит. Сопутствующие минералы – манганит, пиролюзит, гетит, пирит, галенит, халькопирит и малахит. Пустые породы – кварц, халцедон, барит и др.

### **3.7.2 Обогащение бурожелезняковых руд**

Бурожелезняковые руды являются наиболее сложным труднообогатимым железорудным сырьём. При переработке руд получают концентраты с содержанием 50-55 % *Fe*, спрос на которые весьма ограничен. Трудность их обогащения обусловлена высоким содержанием разрушенных железосодержащих оолитов, железистого мелкого песчаника, охристого глинистого материала, гальки, гравия, корок, плиток и др.

В связи с этим наибольшее распространение в схемах переработки бурожелезняковых руд получили промывка и обогащение в тяжелых суспензиях.

На зарубежных фабриках бурожелезняковые руды обогащают с предварительной промывкой по одно- или многостадийной

схеме с последующей гравитацией крупнокусковой фракции. Крупные обогатительные фабрики работают в США («Блекберн»), ФРГ («Зальцгиттер-Кальбехт»).

На фабрике «Зальцгиттер-Кальбехт» исходная руда дробится в три стадии до крупности менее 25 мм. Дробленая руда промывается в аппаратах типа дражных классификаторов. Мытая руда крупностью менее 4-6 мм додрабливается и после объединения с классом 0-4 мм направляется на вторичную промывку. Отмытая руда крупностью менее 4 мм с содержанием железа 29-30 % выдаётся в качестве концентрата для агломерации. Кусковые фракции отдельно обогащаются в тяжёлых средах: класс +15 мм – в конусных сепараторах, класс 6-15 мм – в гидроциклонах с ферросилициево-магнетитовой суспензией плотностью 2100 кг/м<sup>3</sup>. Содержание железа в концентрате конусных сепараторов – 31 %, в концентрате гидроциклонов – 35 % [41].

Камыш-Бурунский железорудный комбинат перерабатывал руды Керченского месторождения осадочного происхождения. Все руды представляют собой конгломераты мелких частиц железных минералов и кварца, сцементированных *Ca*, *Mn* и *Fe*-монтмориллонитовой труднодиспергируемой глиной. Руды Керченского месторождения обогащались по промывочно-гравитационной схеме с двумя стадиями промывки, обесшламливанием и отсадкой. После обогащения в отсадочной машине получали отвальные хвосты и концентрат. Обезвоживание концентрата после обесшламливания и предварительного сгущения в спиральных классификаторах производилось на ленточных фильтрах. По-

лученный концентрат с содержанием железа до 45-46 % окисковывали на агломерационной фабрике с добавлением известняка.

Низкое содержание железа в исходной руде, высокое содержание вредных примесей (около 1 % фосфора, 0,05-0,15 % мышьяка) и трудности обогащения привели к тому, что это месторождение в настоящее время не используется.

Более совершенные гравитационно-магнитная и обжиг-магнитная технологии обогащения бурожелезняковых руд осуществлены на Лисаковском горно-обогатительном комбинате и за рубежом – на Кремиковском металлургическом комбинате (Болгария). Эти схемы позволяют получать концентраты с содержанием железа 61,6 % при извлечении 85,1 % (Лисаковский ГОК) и с содержанием железа 49,5 % при извлечении 70 % (Кремиковский МК).

*Лисаковское месторождение оолитовых железных руд* с балансовыми запасами около 3 млрд. т, находящиеся в Кустанайской области Казахстана, открыто в 1949 г. Карьер Лисаковского месторождения расположен в 3 километрах от г. Лисаковск и является одним из объектов сырьевой базы Карагандинского металлургического комбината. Лисаковское месторождение приурочено к толще мезозой-кайнозойских отложений мощностью 25-40 метров и представляет ряд пластообразных залежей, вытянутых по простиранию более чем на 100 километров узкой полосой, ширина которой 5-6 километров.

Характерной особенностью оолитовых бурожелезняковых руд Лисаковского месторождения является невысокое содержание же-



леза (30-42 %), повышенная концентрация фосфора (0,3-0,8 %), глинозема (4,3-6,7 %), а также наличие ванадия (0,06-0,08 %) и воды 13-14 %. Основные рудные минералы – гидрогётит и гётит, нерудные – кварц, каолинит.

В состав горно-обогатительного комбината входит карьер, обогатительная фабрика и две опытно-промышленные фабрики по обогащению и окомкованию руды.

Технологическая схема обогатительной фабрики (рис. 3.18) включает: дробление в молотковых дробилках до крупности менее 30 мм; мокрое грохочение по классу 2 мм; измельчение класса +2 мм в стержневых мельницах до крупности менее 2 мм; обесшламливание класса 0-2 мм в спиральных классификаторах; два приёма отсадки обесшламленной руды с выделением концентрата и промпродукта; три приёма магнитной сепарации промпродукта отсадки с выделением концентрата и хвостов. В схему включен полиградиентный сепаратор 2/2 ЭРФМ-160 для выделения концентрата из обесшламленных хвостов отсадки второго приёма. Применение этих сепараторов позволило увеличить извлечение железа в концентрат на 6-7 %.

Гравитационное обогащение обеспечивается в два приёма с перечисткой подрешетного продукта машин типа ОМР-1А. Отсадка обеспечивает содержание железа в концентрате на уровне 49-50 %, в промпродукте – 38-39 %.

Магнитная сепарация ведется в три приёма с перечисткой магнитной фракции после предварительного обезвоживания магнитных продуктов в каждом приёме.

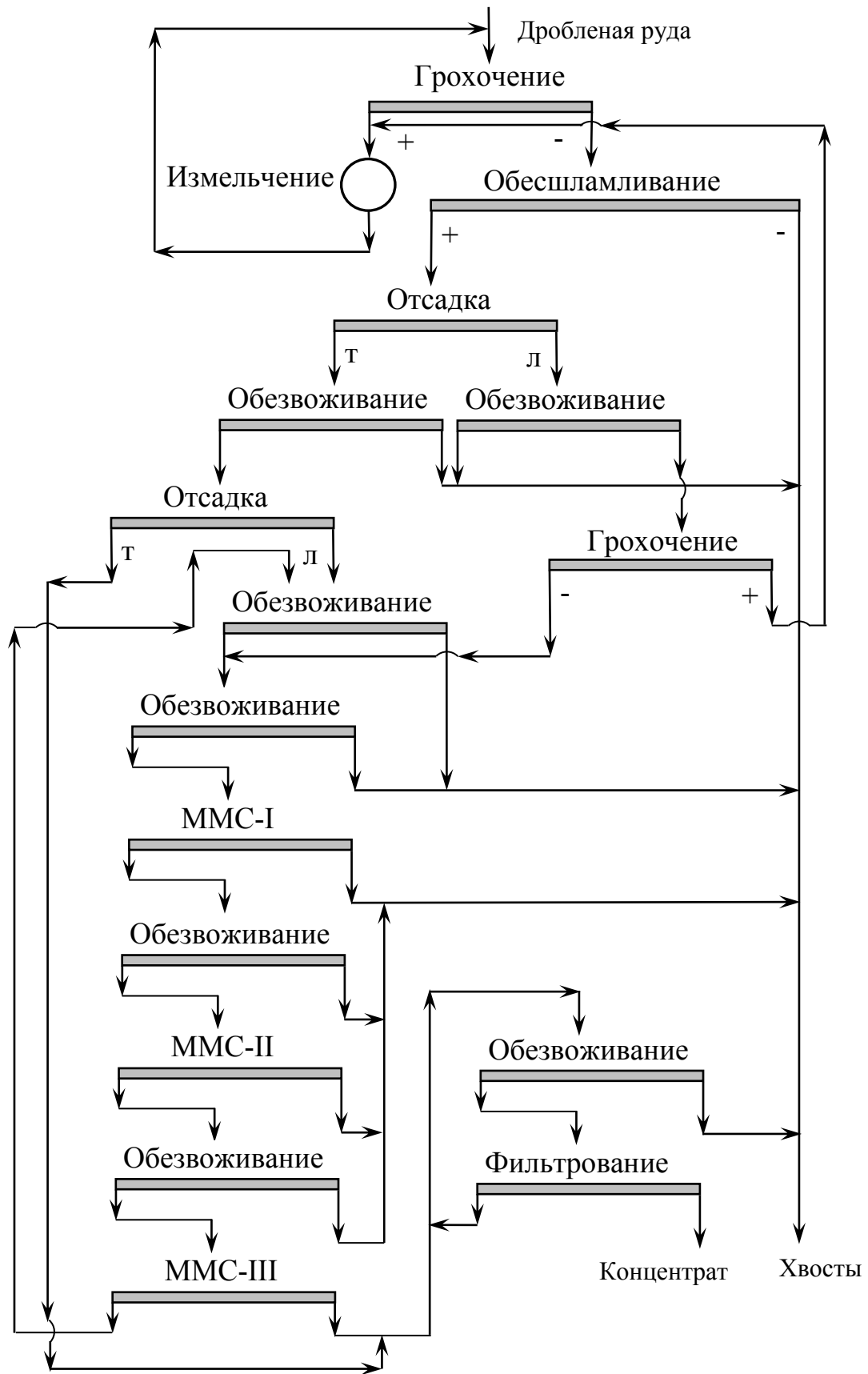


Рисунок 3.18 – Схема гравитационно-магнитного обогащения бурожелезняковых руд Лисаковского ГОКа

В результате магнитного обогащения выделяется около 27-28 % концентрата с содержанием железа 48-49 % (выход концентрата отсадки составляет 38-39 %). Магнитная сепарация осуществляется на сепараторах типа 4 ЭВФМ-45/250. Обезвоживание концентрата – на ленточных вакуум-фильтрах с предварительным обезвоживанием в спиральном классификаторе. В осенне-зимний период концентрат подвергается сушке в сушильных барабанах до влажности 3-4 %.

Общий гравитационно-магнитный концентрат обогатительной фабрики содержит 48,5-49,5 % железа, 10,7-11,0 % диоксида кремния и 12,1-12,5 % гидратной влаги, и на рынке сырья для чёрной металлургии является неконкурентоспособным. В связи с этим разработаны альтернативные варианты улучшения качества концентрата, в частности с применением технологии обжига.

Схема обжиг-магнитного обогащения Лисаковского ГОКа включает: дробление руды до крупности 0-30 мм в молотковых дробилках; её сушку; додрабливание до крупности менее 10 мм; магнетизирующий обжиг (уголь в качестве топлива); две стадии измельчения до крупности 75 % класса –0,074 мм; три стадии ММС; четыре стадии обесшламливания и фильтрование концентрата. Обжиг дробленной руды производится в печи ступенчато-взвешенного состояния (СВС).

Богатый железорудный концентрат после обжиг-магнитного обогащения содержит 59,5-60 % железа, 6,0-6,5 % диоксида кремния, немагнитная фракция – 7,0-9,5 % железа, 85-89 % диоксида кремния.

### 3.7.3 Технологическая характеристика сидеритовых руд

Сидеритовые руды России в основном представлены Бакальской группой железорудных месторождений (Южный Урал). Большинство месторождений отрабатывается открытым способом. В зависимости от условий образования рудные тела имеют пластообразную, линзовидную, гнездообразную и жилообразную форму. Основной минерал – химически чистый карбонат железа ( $FeCO_3$ ), иногда с примесями (изоморфными) магния и кальция, называемыми пистомезитом и сидероплезитом.

Для сидеритовых руд характерно тонкое прораствание рудных и породных минералов. Вкрапленность минералов колеблется в широких пределах – 0,001-0,03 мм и более. Содержание основных и примесных компонентов в среднем составляет, %: 22-40  $Fe$ ; 10-20  $SiO_2$ ; 2-10  $Al_2O_3$ ; до 2  $P_2O_5$ ; 0,5  $TiO_2$ ; 1,9  $S$ .

Сидеритовые руды в ряде зарубежных стран составляют основную железорудную базу и в широких промышленных масштабах используются в странах Европы (Австрия, Словакия, Чехия, Польша и др.) и Америки (Канада, США).

### 3.7.4 Обогащение сидеритовых руд

Основные способы обогащения сидеритовых руд – обжиг-магнитный и гравитационный.

*Гравитационное обогащение* получило распространение в Германии, Австрии, Канаде. Обогащение производится в тяжёлых суспензиях или отсадкой. В случае глинистых руд в схемы обога-

щения включается промывка. Технологические показатели тяжелых сред и отсадки близки, но предпочтение отдается обогащению в тяжёлых суспензиях, т.к. в этом случае не требуется узкая классификация материала. Содержание железа в концентратах обогащения в тяжёлых средах колеблется в пределах 39-44 %. Извлечение железа в концентрат при гравитационном обогащении высокое и составляет 89-92 %.

Обогащительная фабрика Демир Хисар (Македония) обогащает крупновкрапленные сидеритовые руды в широком диапазоне крупности (3-100 мм) по схеме, приведенной на рис. 2.8.

Дробленая руда крупностью 0-100 мм подаётся в промывочный барабан. Промытая руда подвергается мокрому грохочению по крупности 3 мм. Класс 0-3 мм поступает в спиральный классификатор, пески которого отгружаются на накопительный склад мелочи, а слив поступает в сгуститель для осветления и использования в обороте.

Класс 3-100 мм подвергается контрольному грохочению по крупности 3 мм. Надрешетный продукт поступает на обогащение в тяжёлых средах. Обогащение проводится при плотности ферросилициевой суспензии от 2500 до 3000 кг/м<sup>3</sup> в зависимости от состава руды. Продукты сепарации обезвоживаются на грохотах, а суспензия поступает на регенерацию. Концентрат подвергается вторичному дроблению до крупности менее 30 мм, после чего поступает на товарный склад.

Для средне- и тонковкрапленных сидеритовых руд применяются схемы гравитационного обогащения с предварительной клас-

сификацией руды на крупные и мелкие машинные классы. На горно-обогатительном предприятии Эрцберг (Австрия) фракцию 2-6 мм обогащают в гидроциклонах с тяжёлой суспензией, а мелочь крупностью 0-2 мм – на винтовых сепараторах [24].

Обогатительная фабрика Вареш (Босния и Герцеговина) перерабатывает тонковкрапленные сидеритовые руды по схеме, предусматривающей обогащение крупного и мелкого машинных классов в тяжёлых средах (рис. 3.19).

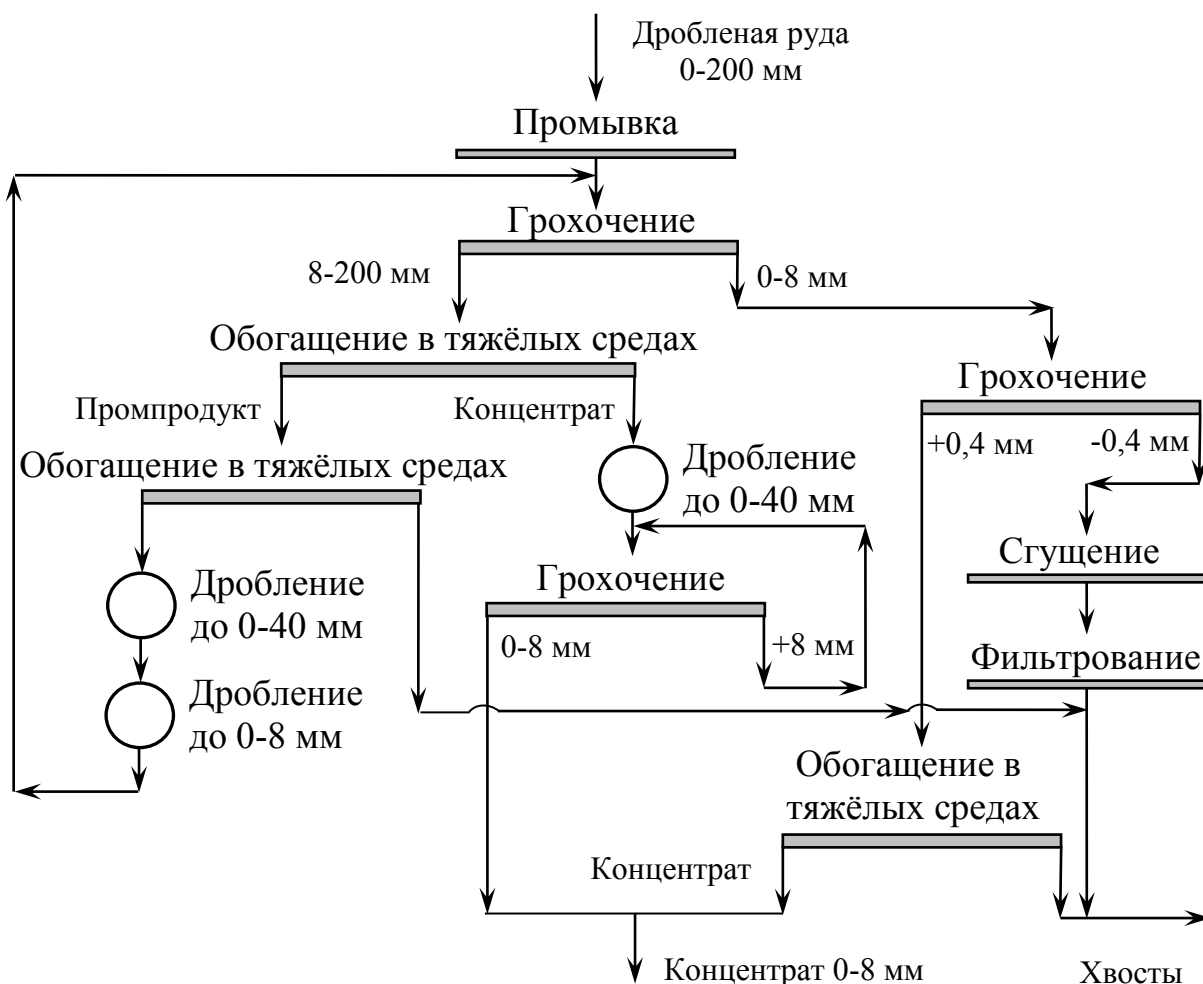


Рисунок 3.19 – Технологическая схема обогащения тонковкрапленных сидеритовых руд

После дробления до крупности менее 200 мм руду сортируют на классы 8-200 мм и 0,4-8 мм. Крупный класс обогащают последовательно в две стадии при плотностях разделения 3200 и 2900 кг/м<sup>3</sup> (на вторую стадию направляют промпродукт и хвосты первой стадии). Класс 0,4-8 мм обогащают в одну стадию при плотности разделения 3120 кг/м<sup>3</sup>. В результате переработки руды получают концентрат, содержащий 39 % *Fe*, при выходе концентрата 75 % и извлечении 91,5 % *Fe* [41].

Обжиг-магнитное обогащение получило распространение в Чехии, Венгрии, Польше и Германии. Обжиг производится при температуре 500-1000 °С с целью удаления летучих соединений и магнетизации руды. Для обжига применяются трубчатые или шахтные печи.

После обжига руда, как правило, подвергается сухой или мокрой магнитной сепарации в слабом поле. Крупность обожженной руды от 0-30 до 0-100 мм. Дробление руд производится в щековых дробилках или дробилках ударного действия.

Обжиг-магнитные схемы однотипны, но на каждом предприятии есть свои особенности.

В Чехии на предприятии Тршинец обжиг ведут в трубчатых печах на материале крупностью 0-70 мм. Обожженную руду охлаждают в холодильном барабане, пыль улавливают в батарейных циклонах и затем добавляется в аглошихту. Руду после охлаждения измельчают в шаровых мельницах сухим способом и подвергают

магнитной сепарации. Выход концентрата составляет 44-45 %, содержание железа в нём – 48-49 % при извлечении 78-79 %.

На Бакальском месторождении сидеритовая руда подвергается дроблению и грохочению на дробильно-сортировочной фабрике с разделением на два класса: 10-60 и 0-10 мм. Класс 0-10 мм агломерируется без обогащения. Руда крупностью 10-60 мм обжигается в шахтных печах при температуре 950-1050 °С. Обоженную руду отсеивают на классы 8-60 и 0-8 мм. Класс 8-60 мм подвергается сухой магнитной сепарации. Концентрат магнитной сепарации содержит 49-50 % железа при извлечении его около 75 %. Обоженный сидерит крупностью (0-8 мм) подвергают агломерации.

### **Вопросы для самоконтроля**

1. Укажите основные этапы изучения технологических свойств железных руд.
2. Чем определяется выбор способов обогащения для промышленных типов железных руд?
3. Перечислите перспективные направления и процессы совершенствования технологии переработки различных типов железных руд.
4. Охарактеризуйте минеральный состав магнетитовых кварцитов.
5. Опишите принципиальную технологическую схему обогащения магнетитовых кварцитов.
6. Какие технические решения применяются в схемах обогащения железных руд для повышения качества концентратов?
7. Технологическая характеристика магнетитовых руд скарного типа.



8. Какие основные технологические операции приняты в схеме производства железорудного концентрата на Соколовско-Сарбайском ГОКе?
9. Технологические особенности состава магномагнетитовых руд.
10. Опишите схему магнетито-обогатительной фабрики Ковдорского ГОКа.
11. На какие типы подразделяются гематит-магнетитовые руды по дробимости и измельчаемости?
12. Укажите основные отличительные особенности гематит-магнетитовых кварцитов от магнетитовых кварцитов.
13. Какие основные методы обогащения применяются в схемах переработки гематит-магнетитовых руд?
14. Дайте характеристику гематитовых руд с различной степенью вкрапленности.
15. Какие виды схем обогащения применяются для переработки гематитовых руд?
16. Опишите особенности флотационных схем обогащения гематитовых руд.
17. Технологическая характеристика бурожелезняковых руд.
18. Опишите схему обжиг-магнитного обогащения бурожелезняковых руд Лисаковского ГОКа.
19. Технологическая характеристика сидеритовых руд.
20. Опишите технологическую схему обогащения сидеритовых руд Бакальского месторождения.

## **4 ПРАКТИКА ОБОГАЩЕНИЯ МАРГАЦЕВЫХ РУД**

### **4.1 Изучение технологических свойств марганцевых руд**

Первым этапом при изучении технологических свойств марганцевых руд исследуемых месторождений является типизация руд с выделением промышленных (технологических) типов.

При исследовании промышленных (технологических) типов руды изучают степень их окисленности, минеральный состав, структурные и текстурные особенности, а также физические и химические свойства минералов и минеральных комплексов, степень контрастности этих свойств. Определяют дробимость, степень раскрытия минеральных фаз, промываемость руды, проводят ситовой и гравитационный анализы узких классов мытой руды и шламов промывки, магнитный анализ мелких классов. На основании полученных результатов составляют схему для технологических исследований различных типов руд.

На лабораторных пробах изучаются технологические свойства всех выделенных промышленных (технологических) типов руд в степени, необходимой для выбора оптимальной технологической схемы их переработки и определения основных технологических показателей обогащения. Укрупненные и полупромышленные технологические пробы служат для проверки технологических схем и уточнения показателей обогащения руд, полученных на лабораторных пробах.

При выборе технологической схемы обогащения всех промышленных (технологических) типов руд необходимо использовать принцип «щадящей» технологии, заключающийся в выделении и сохранении при переработке руды крупнокускового продукта, по качеству и гранулометрическому составу отвечающего требованиям, предъявляемым к шихте при выплавке марганцевых сплавов. Поэтому за базовую необходимо принимать схему, включающую операции радиометрической сепарации и стадийного гравитационно-магнитного обогащения.

Исследования радиометрической обогатимости производятся на пробах принятой исходной руды в соответствии с соответствующими методическими документами и включают: определение гранулометрического состава руды после крупного дробления с оценкой распределения металла по классам; изучение контрастности и обогатимости с оптимизацией признака разделения; экспериментальную оценку технологических показателей радиометрической сепарации с получением кускового марганцевого концентрата, отвальных хвостов и промпродукта, направляемого вместе с отсевом (класс –10 мм) на переработку традиционными методами обогащения (гравитация, магнитная сепарация, флотация); выбор промышленной аппаратуры.

## **4.2 Выбор способов обогащения марганцевых руд**

Выбор способов обогащения для промышленных (технологических) типов руд определяется минеральным составом, их тек-

стурно-структурными особенностями, а также характером нерудных минералов и физико-механическими свойствами руд. В зависимости от этих характеристик марганцевые руды подразделяются на четыре класса: легкообогатимые, среднеобогатимые, труднообогатимые и не поддающиеся обогащению.

**Легкообогатимые руды** – легко поддаются обогащению без дробления путём грохочения или промывки с отсадкой. К этому виду руд относится подавляющее большинство оксидных руд, особенно первично-оксидные руды мезозойско-кайнозойского возраста. В них высокое содержание марганца совмещено с наличием крупных кусков или стяжений марганцевых минералов в общей рыхлой массе, что делает их обогащение крайне рентабельным. Во многих случаях легкообогатимы и вторично-окисленные руды, особенно те, которые образовались в результате выветривания. Часто руды, образовавшиеся в ходе выветривания, представлены рыхлыми или землистыми разностями, что приводит к большим потерям марганца в тонкой фракции.

**Среднеобогатимые руды** – требующие для обогащения предварительного дробления. К этой категории руд относятся оксидные руды, в незначительной степени подвергшиеся вторичным изменениям. Затронутые даже в небольшой степени метаморфизмом руды требуют предварительного дробления, т.к. в процессе преобразования происходит тесное срастание минеральных агрегатов марганца с «пустой породой».

**Труднообогатимые руды** – для обогащения требуют тонкого измельчения с последующей флотацией или химической перера-

ботки. В основном это карбонатные руды, не поддающиеся простому механическому обогащению.

***Не поддающиеся обогащению руды.*** К этой группе руд относятся силикатные руды и другие типы руд, подвергшиеся метаморфизму высоких ступеней, который, как правило, приводит к переходу марганца в силикатную фазу.

Кроме характеристики обогатимости руд на выбор методов и схем обогащения существенное влияние оказывают требования, предъявляемые предприятиями чёрной металлургии к химическому и гранулометрическому составу концентратов. В общем требования ферросплавных заводов и доменных цехов металлургических комбинатов и заводов к марганцевым концентратам сводятся к возможно более высокому содержанию марганца; по возможности меньшему количеству пустой породы, и прежде всего  $SiO_2$ ; меньшему удельному содержанию ( $P/Mn$ ) и необходимому гранулометрическому составу. Во избежание смерзания концентратов в зимнее время и уменьшения транспортных расходов необходимо марганцевые концентраты поставлять потребителям небольшой влажности.

Регламентация этих показаний качества марганцевых концентратов обоснована, поскольку известно, что расходы средств и ресурсов на обогащение руд чёрных металлов многократно восполняются уменьшением производственных затрат на стадии металлургического передела полученных обогащением концентратов. Так, статистической обработкой данных промышленной выплавки ферромарганца в электропечах установлено, что повышение содер-

жания марганца в концентрате на 1 % (в интервале 40-45 %) повышает извлечение марганца на 1,9 %, снижает удельный расход электроэнергии на 2,5 %, повышает производительность печей на 2,4 %. Такой же характер связи установлен и при многофакторной обработке данных выплавки силикомарганца [42].

Наряду с улучшением технико-экономических показателей выплавки марганцевых ферросплавов, использование концентратов более высокого качества уменьшает количество отвальных шлаков, что уменьшает отчуждение земель под шлакоотвалы. Но стремление производить концентраты только высших сортов сопровождается большими потерями марганца на стадии обогащения руды и повышением себестоимости концентратов. Поэтому для каждого типа марганцевых руд и получаемых из них концентратов имеется предельно допустимое содержание компонентов, что обуславливает затраты по переделам как на стадии обогащения, так и металлургического передела концентратов (раздел 1.2.2).

Многообразие минеральных форм марганца, крайне неравномерная вкрапленность рудных минералов, различные требования к качеству конечной продукции определяют большое разнообразие, разветвленность и многостадийность схем обогащения марганцевых руд. Руды обогащаются по гравитационным, гравитационно-магнитным и гравитационно-магнитно-флотационным схемам.

При разработке схемы предусматривают:

- промывку, грохочение и дробление руды;

- крупнокусковое обогащение классов +10 мм радиометрической сепарацией, тяжелосредной сепарацией или крупнокусовой отсадкой с получением кусковых концентратов различных сортов и промпродуктов;

- обогащение исходных классов 0,5(1)-10 мм и додробленных промпродуктов крупнокусового обогащения магнитной сепарацией в полях высокой интенсивности (~750 кА/м) или отсадкой с получением мелкокусового концентрата, промпродуктов и отвальных хвостов (крупность материала уточняется для конкретной руды в зависимости от её свойств);

- глубокое обогащение мелких классов исходной руды, низкосортных промпродуктов гравитационно-магнитного обогащения, доизмельченных до крупности 0,5(1)-16(25) мм, и шламов промывки высокоградиентной магнитной сепарацией или флотацией с получением мелкозернистого концентрата и отвальных хвостов.

Обесфосфоривание проводят гаусманитовым методом по схеме, включающей обжиг при 900 °С и выщелачивание огарка разбавленным раствором азотной кислоты при комнатной температуре с получением кондиционного оксидного концентрата.

Перспективными методами переработки марганцевых руд являются следующие:

- магнитная сепарация с высокоинтенсивным магнитным полем для переработки материала крупностью –10 мм при использовании электромагнитных роторных сепараторов, позволяющая получать товарный продукт при значительном упрощении технологи-

ческой схемы за счет исключения операций дробления и классификации руды;

- флотация с предварительной селективной коагуляцией или флокуляцией марганцевых минералов, дающая возможность снизить потери при обесшламливании (эмульсионная или колонная флотация);

- переработка карбонатных марганцевых руд, особенно труднообогатимых, по схеме «обжиг – прямое легирование» при выплавке сталей массового назначения; получаемый комплексный продукт содержит легирующий элемент и эффективный флюс;

- комбинированные методы обогащения, в том числе:

а) сульфатный метод выщелачивания марганца из руд и концентратов раствором серной кислоты при нагревании либо разложение руд дитионатным способом путем насыщения сернистым газом водной суспензии руды или шлама при 80 °С с получением сульфата марганца – полупродукта для производства ХДМ, ЭДМ,  $KMnO_4$ ; дитионатный способ не пригоден для переработки смешанных марганцевых руд;

б) аммонийный метод выщелачивания марганца карбонатом аммония после предварительного восстановительного обжига при 750-800 °С;

в) содовый метод извлечения марганца из бедных карбонатных руд обработкой их в водной суспензии диоксидом углерода под давлением с переводом карбонатов марганца в растворимый бикарбонат;



- химическое выщелачивание, в том числе шахтное, скважинное и кучное разбавленными растворами серной и соляной кислот;
- биохимическое выщелачивание, применяемое для обработки низкокачественных руд, отходов обогащения, шламов, переработка которых традиционными методами неэффективна.

### ***Радиометрическая сепарация***

Их радиометрических методов наиболее приемлемыми для марганцевых руд являются рентгенорадиометрический (РРС) и фотометрический (ФМ). При разделении смешанных руд Никопольского месторождения с применением ФМ сепарации (разработка ВИМСа) получают оксидный концентрат с содержанием 50 % *Mn* при общем извлечении марганца 61,8 %. С применением РРС и ФМ из карбонатных руд Тынынского месторождения (Урал) получен концентрат с содержанием 30 % *Mn* при извлечении марганца 72,6 %.

### ***Гравитационные методы***

Основными аппаратами для гравитационного обогащения марганцевых руд являются отсадочные машины, концентрационные столы, винтовые сепараторы. Применяется также обогащение в тяжёлых средах.

Отсадку обычно проводят по узким классам крупности, например, 25-50, 10-25, 4-10, 1-4 мм. При этом разница в плотности разделяемых марганцевых и породных минералов становится более контрастной, что улучшает эффективность отсадки. Отсадка позво-

ляет получить в тяжёлой фракции марганцевый концентрат с содержанием 37 % *Mn* при извлечении до 70 %. Промпродукты отсадки мелких классов после их доводки на концентрационных столах или винтовых сепараторах дообогащаются комбинированными методами.

Для карбонатных руд Усинского месторождения ОАО «Уралмеханобр» предложил технологию обогащения в тяжёлых средах, позволяющую получать 25 %-ый марганцевый концентрат при извлечении марганца 72 % (руда содержит 18 % *Mn*).

### *Магнитные методы*

Минералы марганца относятся к слабомагнитным (табл. 2.4). Поэтому они должны обогащаться на сепараторах с сильным магнитным полем.

Мокрую магнитную сепарацию в сильном поле применяют для обогащения мелких классов крупности мытой руды –2(4) мм, и для обогащения доизмельчённых до крупности –2(4) мм промпродуктов отсадки и для обогащения обесшламленных на гидроциклонах и классификаторах сливов промывочных машин. Для этих целей используются валковые сепараторы 4ЭВМ-38/250 (4ЭВМ-40/250) с разным шагом зубцов валка для продуктов крупностью 0,1-1 мм и 0,1-4 мм. Имеется положительный опыт использования высокоградиентных сепараторов для обогащения тонких продуктов крупностью менее 0,1 мм.

Также применяется сухая магнитная сепарация для обогащения промпродуктов гравитационного обогащения.

Многие новые месторождения марганцевых руд содержат наряду с оксидами и гидроксидами марганца гидроксиды железа, которые имеют близкие значения удельной магнитной восприимчивости. При магнитном обогащении таких руд можно выделить лишь часть отвальных хвостов и получить низкокачественные марганцевые продукты, которые необходимо перерабатывать комбинированными методами обогащения.

Для обогащения железо-марганцевых руд и доводки железо-марганцевых промпродуктов окисленных руд применяют восстановительный обжиг с последующей магнитной сепарацией в слабом магнитном поле. Так, для руд Усинского месторождения ОАО «Уралмеханобр» разработал и испытал гравитационно-магнитную технологию обогащения руды с доводкой концентратов по обжиг-магнитному методу. По этой схеме из руды с содержанием марганца 23,7 % получен концентрат с содержанием 46,3 *Mn*. Для окисленных железо-марганцевых руд предложена схема обогащения с магнетизирующим обжигом дробленной (до 25 мм) и измельченной до 3 мм руды, после чего проводят мокрую магнитную сепарацию с слабым и сильным полями. Из руд с содержанием 24,2 % *Mn* и 8,9 % *Fe* получены марганцевый концентрат 1-го сорта (47,5 % *Mn*) концентрат с содержанием 32 % *Mn* и 4,9 % *Fe* при общем извлечении марганца 78,1 %, а также железосодержащий продукт с содержанием 17,5 % *Fe* и 14,3 % *Mn*.

## *Флотационное обогащение*

Флотационное обогащение марганцевых руд применяют весьма редко, так как флотационные свойства оксидных минералов марганца и оксидных породных минералов очень близки. Флотация в основном применяется для шламистой фракции марганцевых руд, иногда – для доводки промпродукта гравитационного обогащения. При доводке промпродуктов в схему флотации включают доизмельчение, многоступенчатое обесшламливание и флотацию с контрольной и перечистой операциями.

Флотацию проводят с использованием жирнокислотных собирателей: сырого таллового масла, нафтенных и технических жирных кислот, отходов производства себациновой кислоты и т. д. Подача реагентов в виде эмульсий или мыла совместно с нефтепродуктами (дизельное топливо, соляровое масло, эмульсол, мазут и т. д.) повышают их собирательную способность. В качестве реагентов-регуляторов среды применяют соду и едкий натр. Для депрессии минералов пустой породы – жидкое стекло. По коллективной схеме флотации оксиды и карбонаты флотируются вместе. По селективной схеме при небольших расходах собирателя (до 0,05 кг/т) в присутствии жидкого стекла флотируются карбонаты, затем при повышенной подаче собирателя (до 3 кг/т) флотируются оксидные марганцевые минералы. Для обогащения более крупного материала –1(0,5) мм применяется пенная сепарация, которая проводится с теми же реагентами.

Флотации предшествует обесшламливание по классу –15 мкм, сопровождающееся большими потерями марганца в шламовой

фракции. По этой причине разработка эффективного режима флотационного обогащения марганцевых продуктов должна включать в качестве обязательного предварительно этапа селективную коагуляцию или флокуляцию марганцевых минералов неорганическими и органическими реагентами. Селективная коагуляция или флокуляция позволяет резко снизить потери марганца при дешламации или вообще исключить эту операцию из схемы.

### ***Выщелачивание***

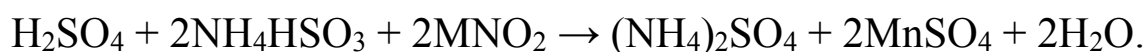
При выщелачивании марганцевых руд основными факторами эффективности растворения марганца являются: тип растворяющего химического агента, *pH* среды, ОВП, температура. В качестве растворителя обычно используют соляную, азотную серную и другие кислоты (раздел 2.2.6).

Для карбонатных руд создан процесс азотнокислого выщелачивания в присутствии сульфата аммония. После нейтрализации газообразным аммиаком при *pH* 4, фильтрации, обработки газообразным диоксидом углерода и аммиаком полученный осадок карбоната марганца отфильтровывают, высушивают при температуре 100 °С. Марганцевый продукт содержит 44,5 % *Mn*.

Для руд месторождения Каражал Атасуйского ГОКа разработан процесс выщелачивания раствором серной кислоты (30-50 г/л) в смеси с сульфатно-бисульфатным раствором при продолжительности 4 ч и отношении Т : Ж=1 : 3.

При этом возможны реакции:





При  $pH$  1,4-2,2 и концентрации серной кислоты 50 г/л извлечение марганца составляет 87,6 %.

Для переработки богатых окисленных руд, концентратов и промпродуктов разработана схема выщелачивания с получением раствора сульфата марганца (рис. 4.1) [12].

Выщелачивание марганцевых руд проводят путём перемешивания материала с растворителем в чанах и перколяционным методом. В последние годы применяют комбинированные технологические схемы переработки марганецсодержащего сырья, сочетающие чановое выщелачивание окисленных руд и кучное выщелачивание карбонатных руд с получением сульфидного раствора марганца. Кучное выщелачивание осуществляется серной кислотой при  $pH < 2$  путём рециркуляции раствора через рудную массу с корректировкой концентрации серной кислоты в оборотном растворе. Содержание сульфата марганца в продуктивном растворе составляет 100 г/л и более. После обработки продуктивного раствора крепким раствором карбоната аммония при  $pH$  6-7 в течение 2-3 часов в осадок выделяют карбонат марганца.

Шахтное подземное выщелачивание применяют для обработки оставленных в недрах целиков и убогих марганецсодержащих руд или доработки бедных запасов марганцевой руды. Скважинное подземное выщелачивание применяют для пластовых месторождений, имеющих высокую проницаемость рудного тела для водных рабочих растворов. При недостаточной проницаемости пласта руды осуществляют предварительное взрывное дробление.

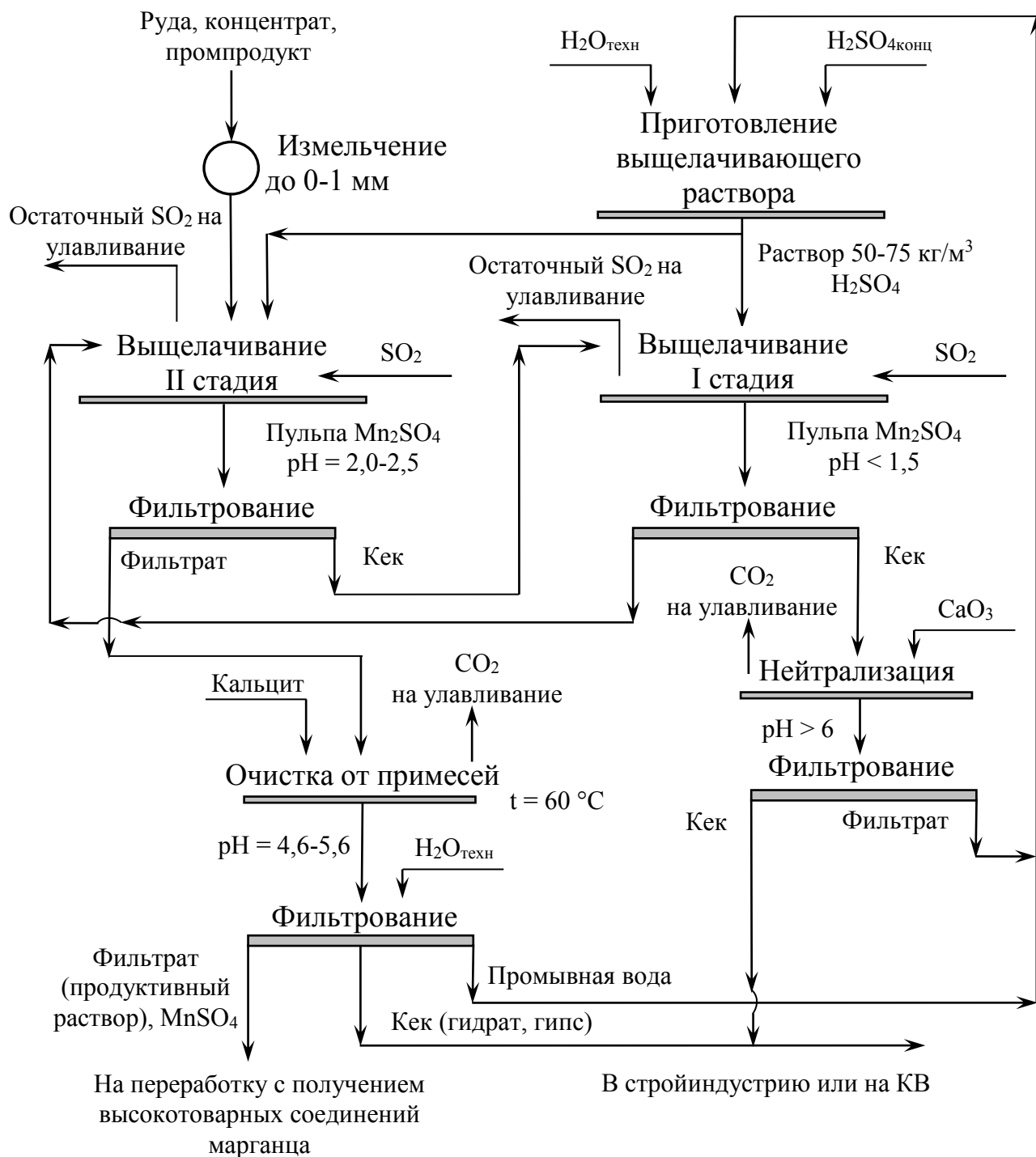


Рисунок 4.1 – Принципиальная схема обогащения марганецсодержащих окисленных руд, концентратов и промпродуктов с получением раствора сульфата марганца

## 4.3 Технологические решения по обогащению марганцевых руд

### 4.3.1 Обогащение руд Никопольского месторождения

Никопольский марганцевый бассейн – самое большое месторождение марганцевых руд в мире, находящиеся на юге Украины, в Днепропетровской и Запорожской областях. Доля Украины в мировом производстве марганцевой руды составляет несколько десятков процентов, что позволяет не только обеспечить внутренние потребности, но и обеспечить экспортные поступления. Запас руды – 2,1 млрд. т. Мощность рудоносного пласта составляет 1,5-5 м. Глубина залегания – 15-140 м. Содержание марганца колеблется от 8 до 34 %.

Добывают руду открытым и шахтным способом. Добычу и переработку марганцевых руд осуществляют Покровский и Марганецкий горнорудные комбинаты. Минеральный состав *оксидных руд*: пиролюзит, псиломелан, манганит, кварц, глинистые минералы. *Карбонатные руды* включают родохрозит, манганокальцит, кальцит, кварц, глинистые минералы.

Технологические схемы обогатительных фабрик Никопольского месторождения, как правило, включают: три-четыре стадии дробления с предварительным грохочением; промывку; классификацию материала на классы; отсадку крупных классов; магнитную сепарацию мелких классов; доводку промпродуктов; флотацию обезиленных шламов. На фабриках получают оксидные и оксидно-карбонатные концентраты. Типовая схема обогащения оксидных руд приведена на рис. 4.2.



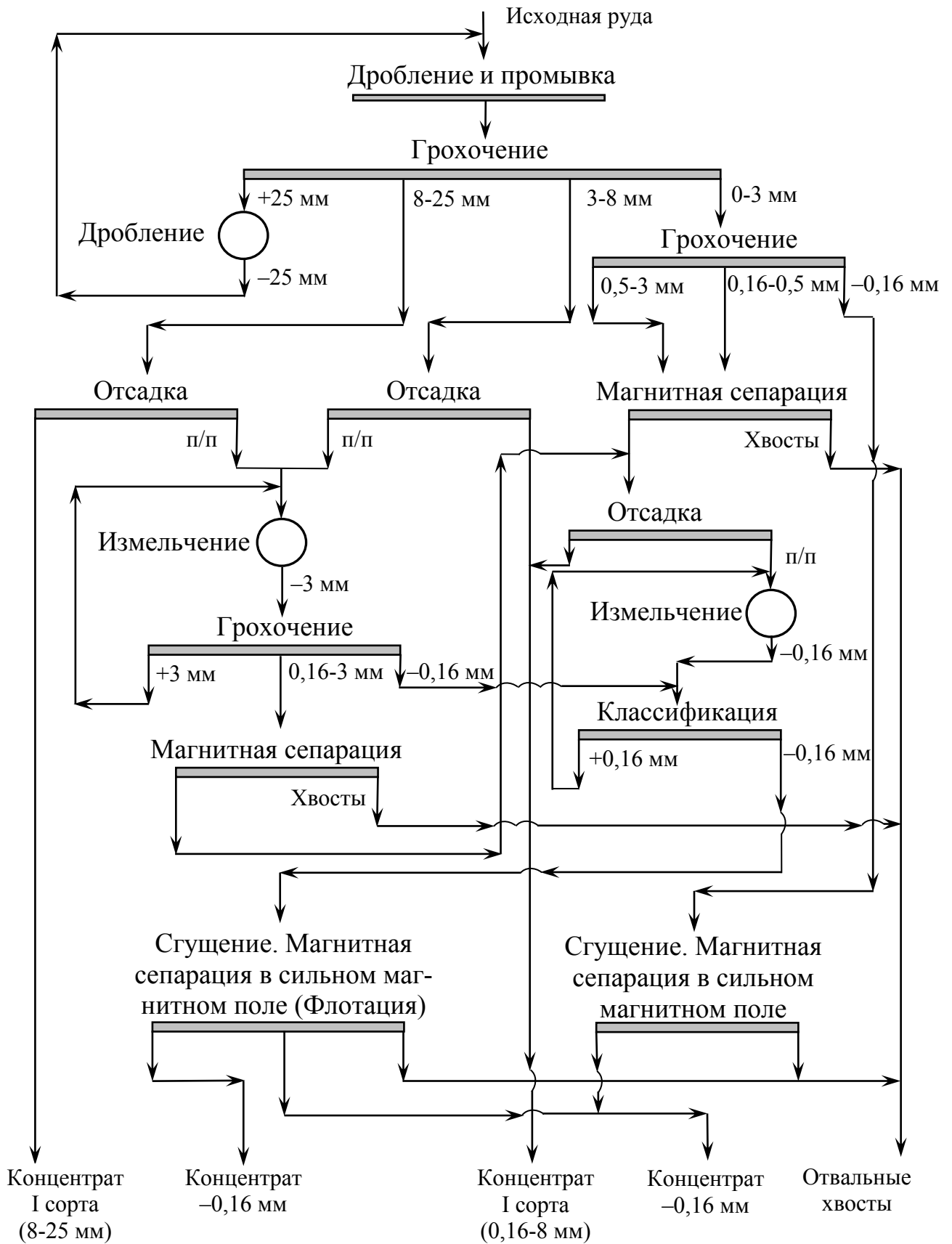


Рисунок 4.2 – Типовая схема обогащения оксидных марганцевых руд

Основная часть марганцевого концентрата получается после обогащения в отсадочных машинах по крупности 8-25 мм и 3-8 мм. Промпродукты доизмельчают и обогащают магнитной сепарацией в сильном магнитном поле и флотацией с получением более низкокачественных концентратов. Общее извлечение марганца составляет 74-76 %.

При обогащении смешанных марганцевых руд Никопольского месторождения шламы промывки и отсадки обогащают флотацией с предварительным обесшламливанием в гидроциклонах по классу –10 мкм.

Общие марганцевые концентраты, получаемые на Марганецком ГОКе, содержат, %: из оксидных руд – 41,6-43,7 (1-й сорт) и 35,3 *Mn* (2-й сорт); из оксидно-карбонатных руд – 27,2 *Mn* (1-й сорт) [43].

#### **4.3.2 Обогащение руд Чиатурского месторождения**

Марганцевые руды Чиатурского месторождения представлены окисными (46 %), карбонатными (40 %) и окисленными рудами (14 %). Окисные и окисленные руды состоят из пиролюзита, манганита, псиломелана и вернадита. Содержание марганца достигает 21-35 %. Карбонатные руды состоят из манганокальцита и кальциевого родохрозита (59-81 %). Они содержат 16-21 % марганца.

По текстурным признакам руды подразделяются на вкрапленные оолитовые и сплошные пластовые. В сплошных рудах содержание марганца составляет 45-58 %, во вкрапленных – до 35 %. В месторождении преобладают оолитовые твёрдые руды, которые

успешно обогащаются с применением промывки и отсадки. Оолитовые мягкие руды (манганитовые) обогащаются по более сложным схемам.

Переработку руд Чиатурского месторождения ведёт ООО «Джорджиан манганези» – одна из крупнейших компаний в Грузии, в состав которой входят Зестафонский ферросплавный завод (ЗФЗ), Чиатурский горно-обогатительный комбинат (ЧГОК), гидроэлектростанция «Варцixe 2005».

При обогащении марганцевых руд на обогатительных фабриках Чиатурского ГОКа в основном применяют типовую схему с промывкой и обогащением в отсадочных машинах предварительно классифицированного материала. Промпродукты отсадки перерабатывают на Центральной доводочной станции (ЦДФ), а шламы – на центральной флотационной фабрике (ЦФФ) [44].

Типовая технологическая схема обогащения марганцевых руд Чиатурского месторождения приведена на рис. 4.3.

Схема обогащения промпродуктов на ЦДФ включает операцию грохочения по крупности 3 мм с последующим измельчением надрешетного продукта в стержневых мельницах. Подрешетный продукт классифицируется на спиральных классификаторах по крупности 0,16 мм. Пески классификаторов обогащают на валковых электромагнитных сепараторах для вывода немагнитной породы в хвосты, а магнитную фракцию подвергают отсадке. Плотные окисные рудные частицы извлекаются в тяжёлую фракцию. Эта фракция соответствует по составу концентратам 1 и 2-го сортов.

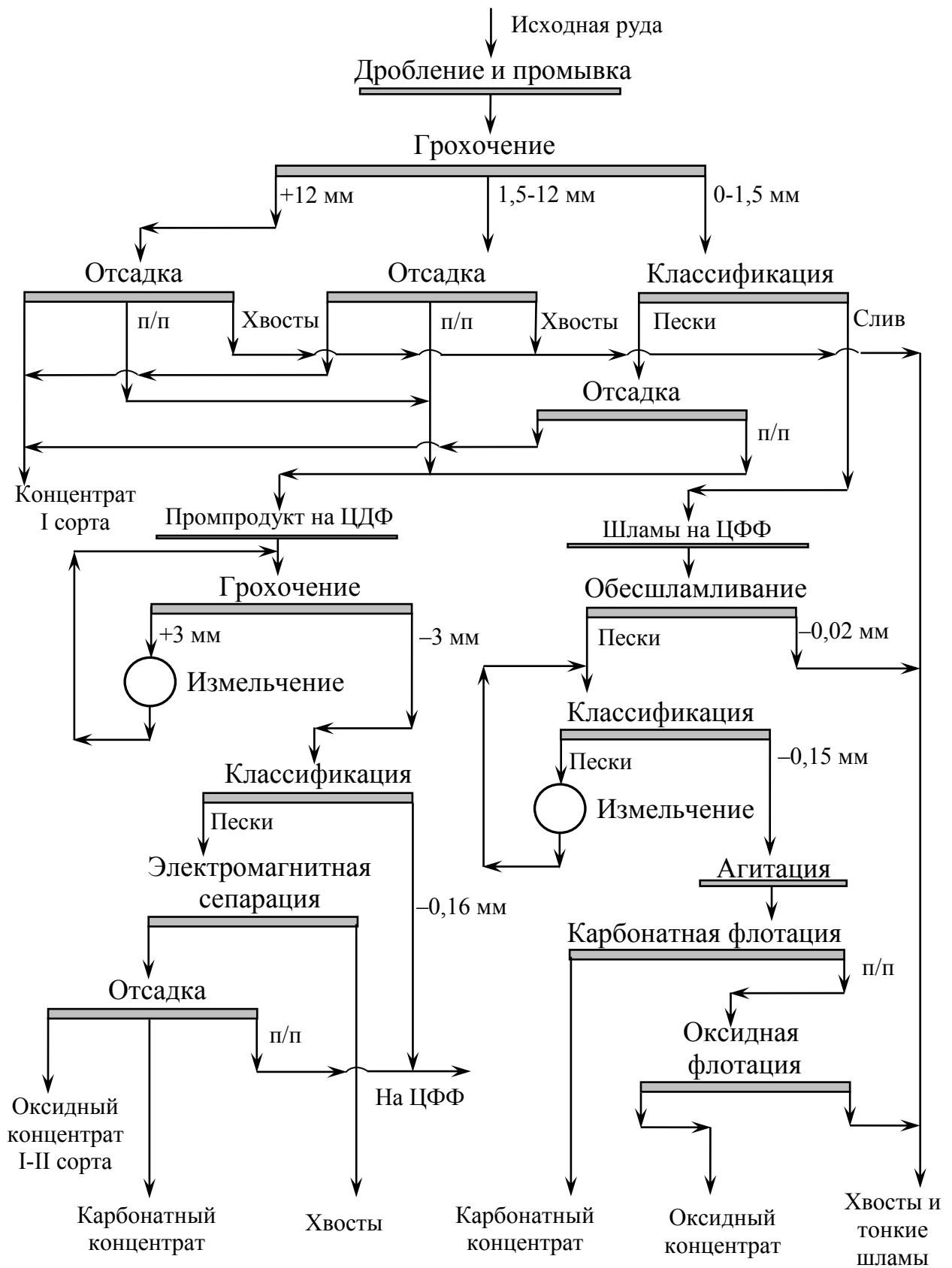


Рисунок 4.3 – Типовая технологическая схема обогащения марганцевых руд Чиатурского месторождения

В виде фракции промежуточной плотности выделяется карбонатный концентрат, а в легкую фракцию выделяют пористые и рудные зёрна, которые объединяются со сливами классификаторов и направляются на центральную флотационную фабрику (ЦФФ).

Схема ЦФФ включает дешламацию шламов по крупности 20 мкм, классификацию и измельчение песков до крупности менее 0,15 мм в шаровых мельницах и селективную флотацию. После перемешивания с флотационными реагентами пульпу направляют в цикл карбонатной флотации. Промпродукты этой операции служат питанием цикла окисной флотации. Флотационные концентраты сгущают в радиальных сгустителях и фильтруют на дисковых вакуум-фильтрах.

### **4.3.3 Обогащение руд Усинского месторождения**

Российская Федерация обладает достаточно крупной сырьевой базой марганцевых руд, входя в десятку мировых держателей их запасов, однако товарно-сырьевую продукцию практически не производит. Добыча марганцевых руд в России ведется нерегулярно и не превышает 66 тыс. т/год. Связано это с низким качеством руд российских месторождений и необходимостью значительных вложений в их освоение.

Крупнейшим месторождением марганцевых руд России является Усинское (Кемеровская область, Западно-Сибирский регион). В его недрах заключено более половины запасов марганцевых руд России. Месторождение характеризуется крупными запасами бедных карбонатных руд при среднем содержании марганца 19,72 % и

фосфора 0,15 %. На месторождении имеется кора выветривания, в пределах которой сформировались окисленные руды, содержащие в среднем марганца 25,57 % и фосфора 0,24 %.

Еще одно крупное месторождение марганцевых руд – Порожинское (Туруханский район Красноярского края, Восточно-Сибирский регион). Месторождение включает 12,8 % российских запасов. Руды Порожинского месторождения бедные, высокофосфористые (0,3-0,8 % фосфора, редко до 7 %). Среднее содержание марганца 18,85 %, фосфора 0,52 %.

Группа из девяти месторождений, в которых заключено 18 % запасов марганцевых руд России, разведана в Свердловской области. Рудные тела сложены преимущественно труднообогатимыми карбонатными рудами с содержанием марганца 20-22,5 %, фосфора 0,15-0,20 % и высокой концентрацией кремнезема.

Среднее по масштабу Южно-Хинганское месторождение железо-марганцевых руд (Еврейская АО, Мало-Хинганский рудный район) включает 3,9 % запасов России. Руды его относятся к оксидно-карбонатному типу и содержат в среднем 20,9 % марганца и 0,2 % фосфора.

Наиболее высоким средним содержанием марганца (31 %) характеризуется мелкое Парнокское железомарганцевое месторождение (Республика Коми, Северный Урал). Доля запасов месторождения в суммарных запасах марганцевых руд не превышает 1 %. На месторождении выделяются окисленные (богатые и бедные), богатые смешанные (полуокисленные), карбонатные (карбонатно-

силикатные) и карбонатно-окисные руды. Содержание марганца варьируется от 20 до 57 %, железа – 1,5-10 %, фосфора – 0,02-0,2 % [44].

Из разведанных российских марганцевых месторождений Усинское месторождение наиболее перспективное. Усинское месторождение марганца открыто в 1939 г. Оно находится в юго-восточной части Кемеровской области в 70 км северо-восточнее Междуреченска в горно-таёжной местности.

Усинское месторождение сложено двумя генетическими типами руд: первичными (карбонатными) и вторичными (окисленными). Доля карбонатных руд составляет 94 %, окисленных – 6 %, смешанный тип руд слабо развит. По своему минералогическому составу они близки к марганцевым рудам Никопольского месторождения (Украина).

ОАО «Уралмеханобр» разработан технологический регламент для проекта «Строительство Усинского ГОКа. Дробильно-обогажительная фабрика» [45]. Разработанная технологическая схема обогащения усинских руд предполагает использование рентгенометрической сепарации (РРС) для обогащения крупных классов карбонатных руд и операции промывки для предварительного обогащения окисленных марганцевых руд.

Технологическая *схема обогащения карбонатной руды* включает следующие основные операции:

- грохочение руды крупностью менее 100 мм на следующие классы крупности: 50-100 мм, 20-50 мм, 10-20 мм и 0-10 мм. Поскольку глубина ионизирующего излучения рентгеновских трубок рентгенометрических сепараторов не превышает 0,3 мм, для

эффективной работы РРС предусматривается обесшламливание материала и отмывка кусков горячей водой от снега и льда в период отрицательных температур;

- две стадии РРС материала классов 50-100 мм и 20-50 мм. В первой стадии удаляются отвальные хвосты и выделяется обогащенный марганцем продукт, во второй стадии предусмотрено выделение концентрата с содержанием марганца 36,0 % (концентрат I сорта) и рядового концентрата с содержанием марганца 25,2 % (концентрата II сорта), по выходу составляя 10,84 и 31,50 %, соответственно. Объем производства и качество концентрата высшего сорта определено на основе потребностей ферросплавного производства, исходя из предусмотренной технологии производства ферросплавов;

- материал класса 0-20 мм предусмотрено обогащать отсадкой. Концентрат отсадки 10-20 мм содержит 24,0 % марганца при выходе 5,80 % и извлечении ценного компонента 7,24 % от исходной руды. Концентрат соответствует II сорту ТУ на карбонатные руды. Отсадка материала классов 4-10 и 0-4 мм из окисленных и карбонатных руд осуществляется отдельно-повременно на одних и тех же отсадочных машинах с интервалом перехода не менее суток. Концентраты фракций 4-10 и 0-4 мм с содержанием марганца 23,5 и 23,3 %, соответственно, относятся к II сорту ТУ на карбонатные концентраты.

Хвосты отсадочных машин рекомендуется складировать отдельно с целью возможного извлечения марганца из них другими методами (гидрометаллургия, химическое обогащение и т.д.).



**Схема обогащения окисленных руд** включает следующие основные операции:

- промывку исходной руды с содержанием марганца 24,37 % крупностью 0-80 мм с выделением кусковой фракции с содержанием марганца 35,83 % при выходе 27,20 % и извлечении ценного компонента 40,0 %;

- раздельную отсадку материала классов 4-10 мм и 0-4 мм. Концентрат отсадки материала класса 4-10 мм характеризуется следующими показателями: выход – 12,12 %, содержание марганца – 35,0 %, извлечение марганца от исходной руды – 17,41 %. Концентрат отсадки материала 0-4 мм содержит 34,20 % марганца при выходе 14,20 % и извлечении 11,93 % от исходной руды.

Суммарный концентрат по схеме содержит 35,20 % *Mn* при выходе 53,52 % и извлечении 77,34 % от исходной руды. Общие хвосты содержат 11,88 % *Mn*.

Обогащение марганцевых руд Усинского месторождения по описанным выше схемам позволяет получить концентраты, состав которых приведен в табл. 4.1 [46].

#### **4.3.4 Обогащение руд Порожинского месторождения**

Порожинское месторождение находится в Туруханском районе, в 600 км севернее Красноярска и в 40 км от пос. Бор с действующим аэропортом. Суммарные запасы руды по 7 участкам, крайние из которых отстоят на 11-15 км от основного Мохового, составляют 78,4 млн. т оксидных и 75 млн. т карбонатных руд [47].

Таблица 4.1 – Химический состав концентратов, %

Компо- ненты	Концентрат							
	карбонатный					оксидный		
	I сорт (PPC)	II сорт (PPC)	отсадка			крупный (промывка)	отсадка	
	20-100 мм	20-100 мм	10-20 мм	4-10 мм	0-4 мм		10-80 мм	4-10 мм
Mn	36,00	25,20	24,00	23,50	23,30	35,83	35,00	34,20
P	0,16	0,15	0,14	0,14	0,14	0,216	0,220	0,230
Fe	3,20	3,30	3,60	5,00	5,00	11,07	10,90	10,54
SiO <sub>2</sub>	9,49	13,32	13,87	14,17	14,29	12,72	13,20	13,60
CaO	7,44	14,95	17,70	16,03	16,17	2,36	2,36	2,40
MgO	1,76	2,85	2,99	3,05	3,08	1,52	1,51	1,48
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	1,18	1,40	1,47	1,50	1,52	1,84	1,89	1,99
S	0,80	0,90	0,90	0,96	0,96	0,08	0,09	0,09
п.п.п.*	26,58	27,20	26,30	25,93	25,73	7,72	9,49	10,70
Влага	1,0	1,0	13,6	15,0	16,0	3,2	16,00	17,0

\*п.п.п. – потери при прокаливании

Исследования обогатимости руд с целью получения концентратов проводились на всех участках месторождения. Диагностика состава и технологических свойств рудного сырья позволила заключить, что для обогащения применимы гравитационные, электромагнитные, флотационные, радиометрические, металлургические и химические методы. Выбор рациональных схем обогащения разных типов определялся уровнем извлечения марганца в концентрат и технико-экономическими показателями.

По гравитационно-магнитной схеме предусмотрены промывка сырья крупностью более 20 мм, дробление мытого материала до

крупности менее 5 мм, магнитная сепарация с выводом отвальных хвостов, двухстадиальная отсадка магнитной фракции, полиградиентная сепарация измельченных до  $-0,5$  мм промпродуктов отсадки и шламов промывки. Выход общего концентрата из оксидных руд составил  $49,7 \pm 1,9$  %, извлечение составило  $81,4 \pm 4,56$  %, массовая доля **Mn** составила  $35,2-41,1$  %. Эти данные соответствуют среднеотраслевым показателям в бывшем СССР, но не достигнуты кондиции по содержаниям в концентрате фосфора и железа.

В НВП «Центр ЭСТАгео», ООО «Радос» были проведены исследования возможностей радиометрических методов обогащения порошинских руд. Для переработки малофосфористых руд разработана технологическая схема с радиометрической сепарацией (РРС) классов крупностью более 20 мм, фотометрической сепарацией (ФМС) классов 1-20 мм и электромагнитной сепарацией (ЭМС) класса 0,25-1 мм (рис. 4.4). Из руды, содержащей, %: 17,39 **Mn**; 9,66 **Fe**; 0,17 **P**; 33,7 **SiO<sub>2</sub>**, получают общий марганцевый концентрат со следующим химическим составом, %: 31,82 **Mn**; 9,74 **Fe**; 0,151 **P**; 19,02 **SiO<sub>2</sub>**. Общее извлечение марганца составило 83,1 %.

Для высокофосфористых руд Порошинского месторождения предложена схема с включением в описанную выше технологию рентгенолюминесцентной сепарации на предварительной стадии обогащения классов крупностью более 1 мм с выделением апатитового концентрата, содержащего 30-35 % **P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>**. Объединённый марганцевый концентрат содержит, %: 47,7 **Mn**; 2,1 **Fe**; 0,28 **P**. Общее извлечение марганца составляет 79,9 %.

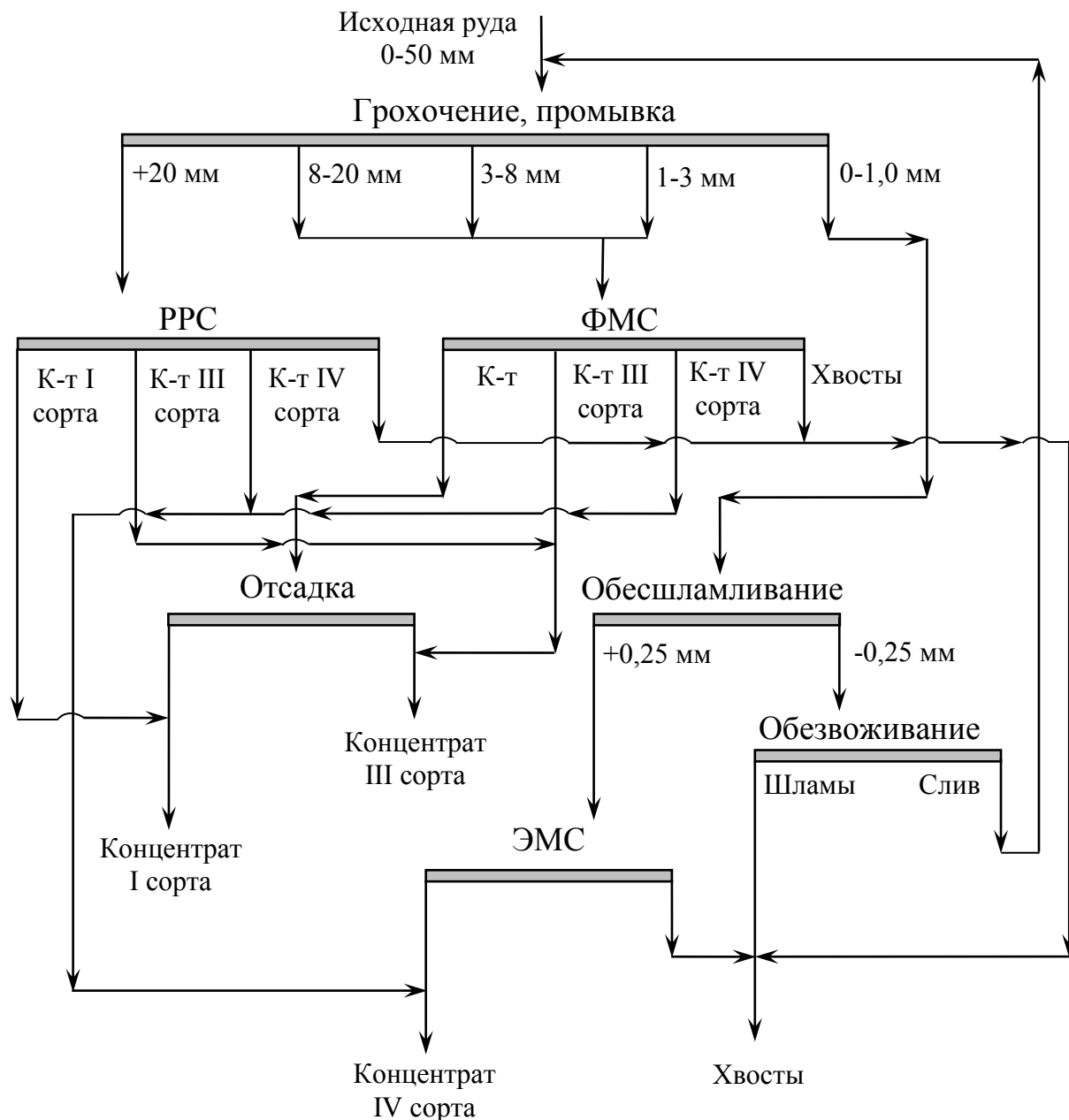


Рисунок 4.4 – Технологическая схема переработки малофосфористых руд Порожинского месторождения

### Вопросы для самоконтроля

1. Укажите суть принципа «щадящей» технологии, принятого при обогащении марганцевых руд.

2. Чем определяется выбор способов обогащения для промышленных типов марганцевых руд?
3. Технологические особенности переработки труднообогатимых марганцевых руд.
4. Какие операции применяют в традиционных схемах обогащения марганцевых руд?
5. Перечислите перспективные методы переработки марганцевых руд.
6. Какие радиометрические методы могут быть использованы при обогащении марганцевых руд?
7. Особенности магнитного обогащения марганцевых руд.
8. Для чего перед флотацией марганцевых руд используются операции селективной коагуляции или флокуляции?
9. В чём заключается суть процесса азотнокислого выщелачивания марганцевых руд в присутствии сульфата аммония?
10. Какие основные процессы включают в себя технологические схемы обогатительных фабрик Никопольского месторождения?
11. Дайте характеристику марганцевым рудам Чиатурского месторождения.
12. Опишите схему центральной флотационной фабрики Чиатурского ГОКа.
13. Охарактеризуйте руды Усинского месторождения.
14. Какие операции приняты в схеме обогащения карбонатной руды Усинского месторождения?
15. Опишите гравитационно-магнитную схему обогащения малофосфористых марганцевых руд Порожинского месторождения.

## **5 ПРАКТИКА ОБОГАЩЕНИЯ ХРОМОВЫХ РУД**

### **5.1 Изучение технологических свойств хромовых руд**

Исследованиям технологических свойств подвергаются все природные (минеральные) разновидности и предварительно установленные промышленные (технологические) типы и сорта хромовых руд.

Для рационального использования запасов месторождения и создания эффективной технологии обогащения рядовых и бедных руд целесообразно на первых этапах исследований оценить возможность применения крупнопорционной радиометрической сортировки для удаления пустой породы, выделения богатой товарной продукции и руды для обогащения.

Определение технологических показателей и оценка эффективности решаемых задач сортировки, установления физического метода разделения (нейтронно-активационный или рентгенорадиометрический), определения вещественного состава продуктов сортировки, направляемых на обогащение, уточнение оптимального объема сортируемой порции и анализ влияния перемешивания руды при добыче проводятся на крупных полупромышленных пробах или при опытной отработке участков, исходя из намечаемой технологии ведения горных работ.

При положительных результатах применения технологии радиометрической сортировки необходимо уточнить промышленные

(технологические) типы руд, требующие селективной добычи, или подтвердить возможность валовой выемки руд.

Дальнейшие исследования способов переработки руд традиционными методами глубокого обогащения (гравитация, магнитная сепарация, флотация) проводятся на лабораторных и укрупненно-лабораторных пробах с учетом технологических возможностей и экономической эффективности включения этих методов в общую технологическую схему.

Базовой для изучения обогатимости средних и бедных по качеству руд (20-40 %  $Cr_2O_3$ ) является технологическая схема многостадийного извлечения ценного компонента по мере его раскрытия, основу которой составляют гравитационные процессы. На первой стадии после крупного дробления сырья из разных классов извлекается кусковой концентрат сплошных и густовкрапленных руд и удаляются отвальные хвосты. Пределы крупности материала обусловлены применяемыми процессами обогащения в тяжелых суспензиях (10-100 мм) или радиометрической сепарации (15-200 мм).

Второй технологической операцией является отсадка при крупности материала 1(0,5)-15(10) мм. Она предназначена для извлечения богатых по густоте вкрапленности разностей руды из отсева, который не подвергался обогащению на первой стадии, и доизвлечения аналогичных компонентов сырья из дробленого промпродукта кусковой сепарации.

Заключительная стадия переработки сырья осуществляется на измельченном до оптимальной крупности раскрытия хромшпинелида промпродукте предыдущей стадии с получением наиболее бо-

гатого концентрата. На этом этапе целесообразно применение концентрации материала на столах или в сочетании с винтовыми сепараторами. Данная технологическая схема в зависимости от комплекса природных свойств исходного сырья модифицируется только по составу стадий обогатительного передела.

Эффективным методом обогащения мелкозернистых классов руды и доводки промпродукта концентрации на столах является магнитная сепарация в сильных полях (до 800 кА/м), а для тонких классов – высокоградиентная магнитная сепарация.

Для обогащения хромовых руд возможно применение флотационной технологии, использование которой наиболее целесообразно только при извлечении хромшпинелида из тонких классов, где гравитационные процессы недостаточно эффективны, т. е. из промпродуктов и хвостов. В зависимости от основы породного комплекса (оливин или серпентин) реализуются различные схемы флотации: жирнокислотными собирателями, катионная флотация и др.

Перспективными направлениями усовершенствования технологии обогащения руд являются:

- широкое освоение процесса радиометрической сепарации, а для некоторых типов руд – крупнокусовая отсадка;
- магнитная сепарация с высокоинтенсивным магнитным полем мелкокускового материала (–10 мм) на электромагнитных роторных сепараторах;
- подготовка руды в измельчительном цикле (например, избирательное диспергирование) для снижения шламообразования хромшпинелида.



Методы химического обогащения хромовых руд находятся в стадии отработки – технология кислотная, обжиг-карбонизационная (с получением белой магнезии высокого качества), автоклавно-щелочная в сочетании с обработкой кека 5 %-ной соляной кислотой.

Повышение качества богатых руд или концентратов, например, для производства металлического хрома, возможно за счёт удаления железа. Технология основана на методе селективного хлорирования сырья при температуре 800-900 °С с добавкой в шихту каменного угля (восстановитель) и обеспечивает получение продукта с содержанием железа менее 0,2 %.

В хромовых рудах иногда содержится некоторое количество вредного при производстве феррохрома углерода в виде карбонатов или органических веществ. Прокаливанием руд или концентратов при температуре 800-1000 °С количество углерода снижается до 0,01-0,03 %.

Перспективным процессом окускования мелкозернистых концентратов является операция брикетирования.

В результате проведенных исследований должна быть установлена целесообразность применения процесса крупнопорционной радиометрической сортировки, определен минеральный и химический состав исходной руды и всех конечных продуктов каждой стадии обогащения, представлены сведения по дробимости и измельчаемости руд, сведения о плотности, насыпной массе и влажности исходной руды и продуктов обогащения, данные о гранулометрическом составе руды после крупного и мелкого дробле-

ния, тонкого измельчения (питание стадий глубокого обогащения), о крупности товарных и отвальных продуктов, разработаны технологическая схема всего цикла обогащения, параметры обогатительных процессов (в том числе реагентный режим флотации), схема цепи аппаратов и качественно-количественная схема переработки с пооперационными показателями, приведены сквозные технологические показатели обогащения – выход продуктов, содержание и извлечение в них  $Cr_2O_3$  и попутных компонентов, коэффициент обогащения. Качество продуктов обогащения должно соответствовать требованиям заказчика или существующим стандартам и техническим условиям.

## 5.2 Обогащение хромовых руд

Богатые хромовые руды с содержанием  $Cr_2O_3$  более 45 % подвергаются только дроблению и сортировке.

Хромовые руды со средним содержанием хрома ниже 39 %, как правило, обогащают с применением механических, а иногда и химических методов. Выбор метода обогащения определяется, в первую очередь, типом хромовых руд и размерами вкрапленности хромшпинелидов, типом и размером вкрапленности породообразующих минералов.

Современные технологии обогащения хромовых руд основаны на реализации наиболее эффективного разделительного признака для данного минерального комплекса – плотности. Учитывая такие особенности сырья, как наличие нескольких типов по густоте

вкрапленности хромшпинелида и широкий диапазон крупности его зёрен, схемы обогащения обычно трёхстадиальные с получением кондиционных концентратов различной крупности. Главными на большинстве обогатительных фабрик являются гравитационные методы обогащения (их сочетание) в тяжёлых суспензиях, отсадка, винтовая сепарация и разделение на концентрационных столах.

На некоторых предприятиях, в зависимости от свойств сырья, реализованы комбинированные схемы, в которых на первых стадиях используются гравитационные процессы, а на последней мелкозернистой стадии – процессы магнитной сепарации в поле высокой напряженности для доводки продуктов концентрации руды на столах (фабрики Финляндии, Греции и др.) или флотации – для извлечения тонкого хромшпинелида (фабрика Радущ, Македония).

В последние годы интенсивно осваивается в практике обогащения руд процесс сухой сепарации рентгенометрическим методом. Высокая селективность метода и низкие эксплуатационные затраты позволяют эффективно извлекать ценный компонент в концентрат металлургического сорта на стадии крупного дробления руды и удалять отвальную породу.

### **5.3 Технологические решения по обогащению хромовых руд**

#### **5.3.1 Обогащение руд Южно-Кемпирсайского месторождения**

Южно-Кемпирсайские месторождения по подтвержденным запасам занимают второе место в мире, а по высокому качеству полезных ископаемых не имеют аналогов.

Южно-Кемпирсайское рудное поле находится на северо-западе Казахстана, в 90 км к востоку от г. Актюбинска. На территории рудного поля сосредоточен целый ряд хромитовых месторождений (мелких, средних, крупных и уникальных). Около 40 месторождений являются промышленными. К наиболее значительным относятся Алмаз-Жемчужина, Миллионное, Молодежное. Размеры наиболее крупных месторождений достигают 3000×630×150 м. Рудные тела имеют типичную форму жил-столбов, линзообразную и др.

По структуре руды хрома в основном мелко- среднезернистые, размер зёрен хромита – от долей миллиметра до 2 мм. Подчиненное значение имеют нодулярные руды, размеры нодулей 10-15 мм, форма – трехосные эллипсоиды. Руды сложены в основном хромитом, оливином, серпентином. В рудных телах ведущую роль играют густовкрапленные руды, содержащие 50 %  $Cr_2O_3$ , причём в хромшпинелиде  $Cr_2O_3$  62 %. Это в основном магнохромит, но есть и хромпикотит. В пределах массива известны участки оруденения с высокоглиноземистыми хромшпинелидами (например, Бурановское месторождение, в алюмохромитах которого содержание  $Cr_2O_3$  составляет 32-37 %).

Разработку Южно-Кемпирсайских месторождений осуществляет Донской ГОК, входящий в состав «АО «ТНК «Казхром». В составе Донского ГОКа работают две дробильно-обогащительные фабрики: дробильно-обогащительная фабрика № 1 (ДОФ-1) и фабрика обогащения и окомкования руды (ФООР), один дробильный комплекс. Осуществляются дробление, сортировка и обогащение

хромовой руды. На обеих обогатительных фабриках приняты гравитационные способы обогащения.

На ДОФ-1 руда перерабатывается по двум трактам – богатому и бедному. На богатом руда дробится и рассеивается на два товарных продукта – класса крупности 10-160 мм и класса крупности 0-10 мм. На бедном тракте перерабатывается сырая руда с шахт и карьеров. На обогащение бедная руда поступает с усреднительного склада либо напрямую с шахты. Аккумулируется в бункерах и после предварительного грохочения, дробления рассеивается на классы 10-160 и 0-10 мм. Далее направляется на обогащение. На выходе получается концентрат класса крупности 10-160 мм, 3-10 мм и 0-3 мм.

Руда класса 10-160 мм обогащается в тяжёлых средах с получением хромитового концентрата, промпродукта и хвостов (рис. 5.1). Степень извлечения оксида хрома в концентрат на операции достигает 95 %. Промпродукт тяжелосреднего обогащения дробится до крупности менее 10 мм и вместе с классом 0-10 мм поступает на классификацию по крупности 3 мм. Классы 3-10 и 0-3 мм обогащаются в отсадочных машинах с выделением концентратов и промпродуктов. Промпродукты измельчаются до крупности менее 0,5 мм и переобогащаются на винтовых сепараторах и концентрационных столах.

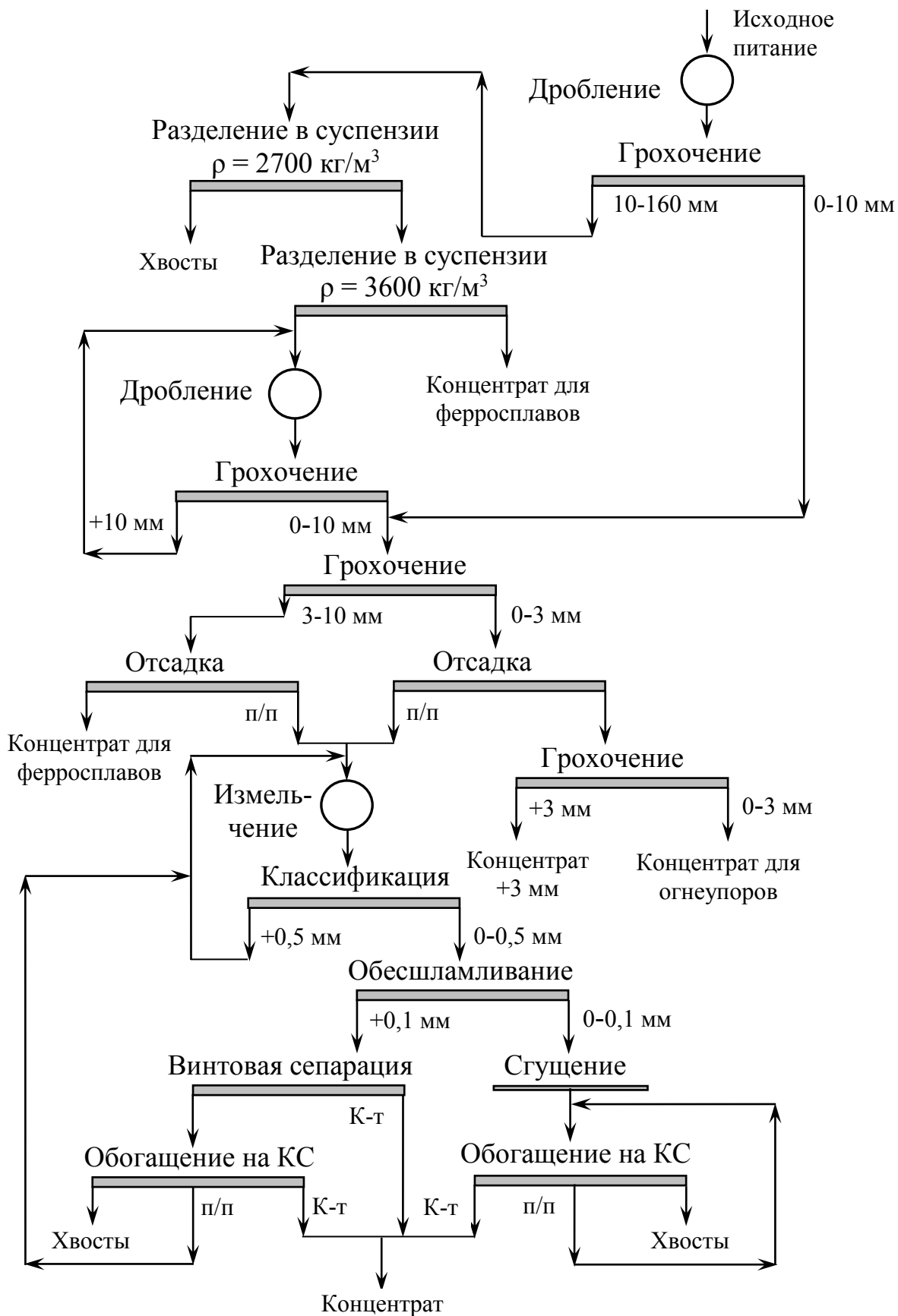


Рисунок 5.1 – Технологическая схема обогащения хромовых руд на ДОФ-1 Донского ГОКа

Схема обогащения класса 0-10 мм на ФООР несколько отличается от описанной технологической схемы. Руда крупностью 0-10 мм обогащается на отсадочных машинах, винтовых сепараторах и центробежных концентраторах. На выходе получается концентрат класса крупности 5-10 мм (товарная продукция) и концентрат крупностью 0-5 мм, который поступает на окомкование на участок по производству окатышей.

### **5.3.2 Обогащение хромовых руд России**

Основная часть сырьевой базы хромовых руд России расположена на севере европейской части страны – в Карело-Кольской (Республика Карелия, Мурманская область) и Полярно-Уральской (Республика Коми, Ямало-Ненецкий и Ханты-Мансийский АО) металлогенических провинциях.

В Карело-Кольской металлогенической провинции сосредоточено 70 % российских ресурсов хромовых руд категории Р<sub>1</sub>. В пределах провинции в Республике Карелия разведано крупное Аганозёрское месторождение, в недрах которого заключено 52,4 % российских балансовых запасов хромовых руд. В Мурманской области расположено среднее по масштабу Сопчеозерское месторождение, балансовые запасы хромитов которого составляют более 18 % российских.

Остальные запасы хромитов страны разведаны в месторождениях Урала и Пермского края. Здесь выделяются две перспективные хромитоносные провинции: Полярно-Уральская и Средне-Южноуральская. В пределах последней расположена Сарановская

группа хромитовых месторождений, заключающая около 16 % российских запасов этого сырья. Важнейшими из них являются средние по масштабу стратиформные Главное Сарановское и Южно-Сарановское месторождения. Средние содержания  $Cr_2O_3$  в их рудах составляют соответственно 39 % и 37,7 % (раздел 1.1.3).

В настоящее время добыча хромовой руды ведётся в основном на месторождениях Центральное, Главное Сарановское и Южно-Сарановское.

*Главное Сарановское месторождение* представлено тремя пластообразными рудными телами: Центральным, Западным и Восточным. Центральное рудное тело, образованное сплошными хромитами, имеет протяженность до 1200 м и характеризуется резкими границами с серпентинитами – вмещающей породой. Мощность его изменяется в значительных пределах – от 3,5 до 22 м, в среднем 11 м. Протяженность Западного и Восточного рудных тел соответственно 910 и 1150 м, а мощность – 4,2 и 3,3 м. Восточное рудное тело в основном сложено серыми массивными хромитами и имеет резкие контакты с серпентинитами, в то время как для Западного рудного тела в основном характерны пятнистые хромиты, почти всегда сопровождающиеся зоной вкрапленных руд. Все три рудных тела сближены. Мощность безрудных зон между Западным и Центральным рудными телами колеблется от 3 до 15 м, а между Центральным и Восточным рудными телами – от 1 до 10 м.

Добычу и переработку руды осуществляет ОАО «Сарановская шахта «Рудная». Добытая руда поступает на обогатительную



фабрику, которая находится непосредственно на промышленной площадке шахты и связана с шахтой в единую технологическую цепочку.

Исходная руда после предварительного дробления классифицируется по крупности 4 мм. Класс 4-100 мм обогащается в тяжёлой суспензии на сепараторах фирмы «WEMCO». Класс 1-4 мм обогащается в отсадочных машинах МОД-3. Для обогащения шлама используются винтовые сепараторы [48]. В результате обогащения получают два вида концентрата: хромаллюможелезистый концентрат крупностью 4-100 мм (КХАЖС-1) с содержанием  $Cr_2O_3 > 37 \%$  и концентрат крупностью 0-4 мм (КХАЖС-2) с содержанием  $Cr_2O_3 > 36 \%$ . Эти концентраты используются как огнеупорное сырьё в металлургической промышленности, а из первого существует возможность производства металлического хрома.

*Месторождение Центральное* расположено в пределах горного массива Рай-Из в Ямало-Ненецком автономном округе, в 57 км северо-западнее города Лабытнанги. Месторождение представлено сплошной и вкрапленной хромовой рудой. Сплошная хромовая руда практически нацело (более 95 %) сложена зёрнами хромшпинелида размером до 10 мм. Зёрна хромшпинелида трещиноваты. Нерудные минералы располагаются в промежутках между зёрнами хромшпинелида в виде вкраплений сложной формы, размером до 4 мм, представленных оливином, серпентином и хлоритом.

Содержание оксидов хрома лежит в пределах 5,92-48,25 %; отношение  $Cr_2O_3/FeO$  равно 2,0-4,4; среднее – 2,7. Тип руды по со-

держанию хромшпинелидов – от убоговкрапленных до густовкрапленных и сплошных. Тип руды по составу хромшпинелида – высокохромистый магнезиальный. Попутные полезные элементы – металлы платиновой группы (МППГ), г/т: *Pt* – 0,033-2,0; *Pd* – 0,21-1,35; *Rh* – до 0,1; *Os* – 0,09-0,14; *Ir* – 0,058-0,062 и другие. Оценка стоимости МППГ месторождения Центральное показало, что она составляет 25 % от стоимости хромовой руды.

С целью изучения возможности извлечения из хромовых руд сопутствующих элементов были проведены исследования по изменению свойств и состава руды при нагреве в окислительных условиях [49]. Было установлено, что в интервале температур 800-1000 °С происходит интенсивное образование феррита магния и магнетита в сопряженных слоях хромшпинелида и вмещающих пород. Снижается содержание оксида железа в хромшпинелиде при неизменном содержании оксида хрома, что приводит к повышению отношения  $Cr_2O_3/FeO$ .

Увеличение магнитной восприимчивости руды в результате кристаллохимических превращений при окислительном обжиге хромовой руды явилось основанием для разработки схемы её обогащения (рис. 5.2). В результате окислительного обжига и магнитной сепарации получается хромовый концентрат и выделяются ценные сопутствующие элементы: *Ni*, *Co* и металлы платиновой группы.

Химический состав магнитной и немагнитной фракций, полученных после окислительного обжига руды при 1000 °С и семичасовой выдержке, представлен в табл. 5.1.

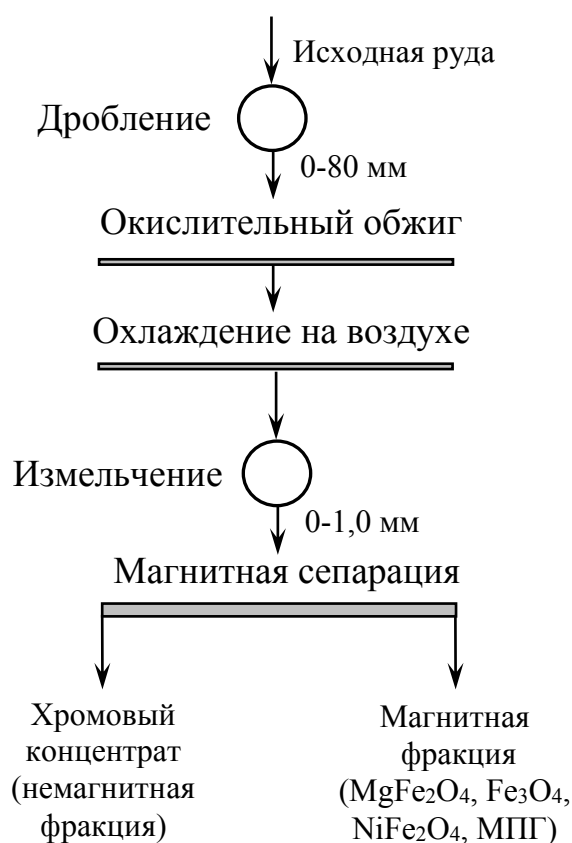


Рисунок 5.2 – Схема обогащения хромовой руды массива Рай-Из

Выход магнитной фракции составил 16 %. Наблюдаемое снижение фосфора в хромовом концентрате (немагнитная фракция) объясняется образованием феррита магния, в который частично переходит фосфор.

Таблица 5.1 – Химический состав продуктов магнитной сепарации хромовой руды после окислительного обжига

Продукт сепарации	Содержание, мас. %						
	$Cr_2O_3$	$FeO$	$Al_2O_3$	$MgO$	$SiO_2$	$NiO$	$P$
Магнитная фракция	8,8	22,6	4,7	44,2	18,8	0,38	0,02
Немагнитная фракция	46,9	9,6	8,2	21,6	9,5	0,20	0,001

**Обогащение бедных хромовых руд.** Помимо богатых высокохромистых руд, таких как на месторождениях Центральное и Главное Сарановское, существует бедный тип высокохромистых руд. Этот тип достаточно широко развит во всех хромитоносных провинциях России, но, несмотря на их широкое распространение, на данный момент эксплуатируются лишь три мелких месторождения на Южном и Среднем Урале – Курмановское, 219 и Лесное с суммарными запасами 321 тыс. т. Балансовые запасы этих руд составляют 0,8 % от общего количества балансовых запасов хромовых руд России. Прогнозные ресурсы категории  $P_1$  составляют 3,62 млн. т,  $P_2$  – 16,8 млн. т, добывается 35 тыс. т [50].

Так как руды данного типа характеризуются редковкрапленными и убогими разновидностями с высокохромистой шпинелью, то при их разработке необходима определенная схема обогащения. Ввиду широкого распространения объектов с этим типом оруденения разработка технологии их обогащения является первоочередной задачей. При этом появится возможность вовлекать в эксплуатацию объекты как с уже утвержденными запасами, так и изучать прогнозные объекты с целью их промышленного освоения. Количество прогнозных объектов с данным типом оруденения очень велико. Их суммарные ресурсы составляют более 50 млн. т.

Вследствие того, что хромовые руды этих небольших месторождений являются бедными, целесообразным является использование предварительного обогащения, позволяющего значительно сократить объёмы перерабатываемого сырья. Структура технологических схем переработки рассматриваемых хромовых руд должна

включать цикл предварительного обогащения, располагаемый либо непосредственно на месте добычи руды, с транспортировкой черновых концентратов на центральную обогатительную фабрику для глубокого обогащения, что предпочтительнее в случае значительного удаления месторождения от фабрики глубокого обогащения, либо непосредственно на фабрике, осуществляющей глубокую переработку руды. В этом случае предварительное обогащение сокращает затраты на глубокую переработку.

Исследования по рентгенорадиометрическому обогащению хромовой руды Курмановского месторождения, проведенные на промышленном сепараторе СРФ-4-150, показали возможность выделения из неё отвальных хвостов с получением черного концентрата с повышенным содержанием оксида хрома. Полученные результаты (табл. 5.2) подтверждают целесообразность применения рентгенорадиометрической сепарации для предварительного обогащения этих руд [51].

С учётом полученных результатов был предложен следующий подход к организации процесса переработки бедных хромовых руд:

на отдельных месторождениях, которые отрабатываются непродолжительное время, устанавливаются рудосортировочные комплексы, включающие дробилки, грохота, транспортирующее оборудование, рудоконтролирующие станции (РКС), рентгенорадиометрические сепараторы (РРС) (рис. 5.3).

Таблица 5.2 – Результаты опытно-промышленных испытаний рентгенорадиометрической сепарации хромовых руд Курмановского месторождения

Наименование продукта	Выход, %		Массовая доля $Cr_2O_3$ , %	Извлечение $Cr_2O_3$ , %
	от операции	сквозной		
Класс 40-90 мм				
Концентрат	44,2	22,2	20,2	73,3
Промпродукт I	11,1	5,5	12,6	11,4
Промпродукт II	13,7	6,9	9,5	10,7
Хвосты	31,0	15,5	1,8	4,6
Итого	100,0	50,1	12,2	100,0
Класс 20-40 мм				
Концентрат	32,4	7,9	17,6	59,4
Промпродукт	23,5	5,8	8,9	21,8
Хвосты	44,1	10,8	4,1	18,8
Итого	100,0	24,5	9,6	100,0
Несортируемый класс 0-20 мм				
Класс 0-20 мм	-	25,4	12,1	26,6
Итоговые результаты обогащения руды крупностью 0-90 мм				
Концентрат	66,8	66,8	16,2	93,7
Хвосты	33,2	33,2	2,7	6,3
Исходная руда	100,0	100,0	11,5	100,0

Эти комплексы являются мобильными и при завершении отработки данного месторождения они могут быть без значительных

дополнительных капитальных затрат передислоцированы на новое месторождение.

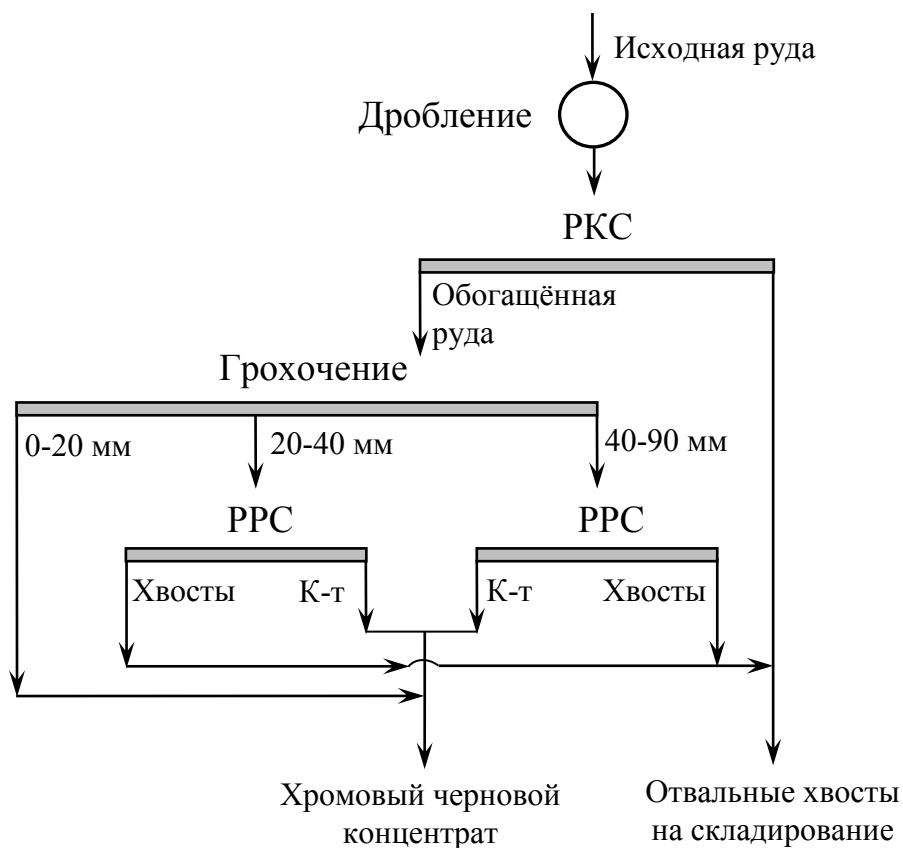


Рисунок 5.3 – Схема переработки бедных хромовых руд с использованием порционной и покусковой рентгенорадиометрической сортировки

Выделенная на этапе предварительного обогащения богатая часть руды (черновые концентраты предварительного обогащения) транспортируется на центральную обогатительную фабрику, где реализуется технология глубокого обогащения, обеспечивающая требуемое качество готовых концентратов. Это достигается использованием операций измельчения для раскрытия ценных компонентов и применением процессов гравитационного обогащения – раз-

делению в отсадочных машинах, на винтовых сепараторах, на концентрационных столах.

Относительно небольшие, в сравнении с производительностью фабрики, поставки руды с отдельных месторождений позволяют в случае отнесения руд к разным технологическим типам накапливать и перерабатывать разные руды по адаптируемым для каждого типа руд технологическим схемам и режимам [51].

### **5.3.3 Обогащение хромовых руд за рубежом**

Кроме России и Казахстана обогащение хромовых руд осуществляется в ЮАР, Финляндии, Македонии, Турции, Индии, Зимбабве и в других странах.

#### ***Обогащательная фабрика Радуша (Македония).***

Месторождение хромовых руд, расположенное в районе г. Скопье (Македония), разрабатывается подземным способом. Основным рудным минералом является хромшпинелид, приуроченный к дунитовым породам. Порода представлена серпентином, глинами. В исходной руде содержится 25-35 %  $Cr_2O_3$ .

Добытая руда автотранспортом направляется на обогащательную фабрику Радуша. Технологическая схема фабрики включает следующие основные операции: обогащение руды крупностью 6-120 мм в тяжёлых средах; отсадку класса 0,125-6 мм и флотацию класса 0,05-0,125 мм.

Обогащение в тяжёлых средах проводится в две стадии. На первой стадии при плотности разделения 2000-2200 кг/м<sup>3</sup> выделяют-



ся отвальные хвосты. Потонувший продукт направляется на переобогащение в тяжёлых средах при плотности разделения 3400-3600 кг/м<sup>3</sup>, с выделением концентрата и промпродукта. Концентрат после классификации на грохоте разделяется на два класса 30-120 мм и 6-30 мм, которые складываются для отгрузки на различные склады.

Промпродукт обогащения в тяжёлых средах дробится до крупности менее 6 мм в молотковых дробилках, работающих в замкнутом цикле с виброгрохотом. Дробленая руда объединяется с подрешетным продуктом предварительной классификации крупностью 0-6 мм и подаётся на спиральный классификатор, где происходит обесшламливание по зерну 0,125 мм. Пески классификатора обогащаются в отсадочных машинах. Слив поступает на сгущение, а затем – в отделение флотации.

Отсадка класса 0,125-6 мм проводится в несколько стадий. На первой стадии выделяются грубый концентрат и хвосты. Хвосты после сгущения поступают на контрольную отсадку, в результате которой получают отвальные хвосты и второй грубый концентрат. Грубые концентраты основной и контрольной отсадки после сгущения поступают на перечистку с выделением концентрата и промпродукта. Концентрат перечистой отсадки разделяется на классы на двухдечном грохоте. Классы 4-6 мм и 0,5-4 мм поступают на склад готовой продукции, а класс 0-0,5 мм направляется в сгуститель флотационного концентрата. Промпродукт после сгущения в гидроциклоне измельчается в стержневой мельнице и возвращается в классификатор перед основной отсадкой.

Флотационная схема фабрики включает основную операцию, перечистную флотацию, дополнительную флотацию камерного продукта перечистных машин, пенный продукт которых подаётся на основную флотацию. Флотация ведётся в нейтральной среде с применением собирателя аминоцетата и аэрофрозера 80 в качестве вспенивателя. Флотационный концентрат поступает на сгущение, затем обезвоживается на вакуум-фильтрах и отгружается на склад готовой продукции.

При налаженном производстве и постоянном качестве исходного сырья по данной технологической схеме извлечение оксида хрома достигает 93 % [48].

### ***Рудник Кеми (Финляндия).***

Кеми – крупное месторождение хрома в Финляндии, близ одноименного города на берегу Ботнического залива. Открыто в 1959 г., разрабатывается с 1968 г. открытым способом, с 2006 г. – подземным. Прогнозные ресурсы хромовых руд составляют 86 млн. т, разведанные запасы (2006) – 41 млн. т, при среднем содержании  $Cr_2O_3$  в рудах – 26%. Основные рудные минералы – хромшпинелиды.

Хромовая руда перерабатывается на двух обогатительных фабриках, расположенных на руднике Кеми, с получением кускового и мелкодисперсного концентратов.

На первом этапе происходит дробление руды в три стадии: I стадия под землёй (стержневая дробилка), II стадия открытого цикла (конусная дробилка STD) и III стадия открытого цикла (конусная дробилка SH).

Схема обогащения включает две стадии тяжелосреднего обогащения с выделением кускового концентрата, отвальных хвостов и промпродукта. Промпродукт тяжелосреднего обогащения и мелкая исходная руда крупностью менее 6 мм измельчается до крупности менее 0,5 мм в две стадии: I стадия – в стержневой мельнице по открытой схеме; II стадия – в шаровой мельнице по закрытой схеме с грохотами Derrick.

После обесшламливания в гидроциклонах измельченная руда обогащается на спиральных сепараторах с рядом перечистных и контрольных операций. На последней стадии перечистки выделяется мелкодисперсный концентрат, а получаемые промпродукты перечистных операций направляются в головные операции в качестве циркулирующей нагрузки. Все сливы и шламовые продукты поступают на пятистадиальную магнитную сепарацию в поле 320 и 1280 кА/м на индукционно-роликовых сепараторах фирмы «Зальц-Гиттер». Полученный концентрат присоединяется к мелкодисперсному концентрату гравитационного обогащения.

В результате обогащения получается кусковой концентрат (36 %  $Cr_2O_3$ ) и концентрат металлургического сорта (44 %  $Cr_2O_3$ ). Общее извлечение  $Cr_2O_3$  в суммарные концентраты составляет около 75 % [52].

### **Вопросы для самоконтроля**

1. Какая технологическая схема является базовой для обогащения хромовых руд?

2. Перечислите перспективные направления усовершенствования технологии обогащения хромовых руд.
3. Какими параметрами определяется выбор метода обогащения хромовых руд?
4. Дайте техническую характеристику хромовых руд Южно-Кемпирсайского рудного поля.
5. Какие процессы обогащения используются в технологической схеме ДОФ-1 Донского ГОКа?
6. Опишите технологическую схему обогатительной фабрики Главного Сарановского месторождения.
7. Какие основные технологические операции включены в схему обогащения хромовой руды массива Рай-Из?
8. Какой принципиальный подход предложен к организации процесса переработки бедных хромовых руд России?
9. Укажите основные технологические особенности обогащения хромовых руд на ОФ Радуша.

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Изложенный в данном учебном пособии материал даёт возможность читателю ознакомиться с минеральным составом, условиями залегания, техническими характеристиками, требованиями к качеству основных представителей руд чёрных металлов: железных, марганцевых, хромовых.

Подробно рассмотрены методы обогащения, применяемые в процессе переработки этих руд, возможные схемы их обогащения в зависимости от минерального состава исходного сырья и требований потребителей к качеству конечного продукта.

Накопленный в промышленности опыт обогащения чёрных руд даёт основание с уверенностью смотреть в будущее. Разрабатываются новые высокоэффективные методы переработки руд: радиометрические, гидрометаллургические, химические. Всё шире вовлекаются в промышленное производство считавшиеся ранее забалансовыми месторождения. Активно ведётся переработка техногенных месторождений руд чёрных металлов с использованием методов кучного и биохимического выщелачивания. Комбинация различных методов обогащения позволяет получать товарный продукт требуемого качества при высоком извлечении ценного компонента.

В данной работе не рассматривались особенности минерального состава, технологические характеристики и схемы обогащения руд других металлов: ванадия, титана, никеля, кобальта, молибдена, вольфрама. Эти металлы также можно отнести к чёрным, т.к. они добавляются к железу в процессе плавки для получения раз-

личных видов металлургической продукции. По объёмам добычи и переработки руды этих металлов существенно уступают железным, марганцевым и хромовым рудам. С особенностями технологических решений по обогащению некоторых из этих руд можно будет познакомиться в следующем издании, посвященном обогащению руд цветных металлов.

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Методические рекомендации по применению Классификации запасов месторождений и прогнозных ресурсов твёрдых полезных ископаемых. Железные руды. // Утверждены распоряжением МПР России от 05.06.2007 г. № 37-р. – URL: <http://gkz-rf.ru/tverdye-poleznye-iskopaemye> (дата обращения: 20.04.2021).
2. Мильман, В. З. Промышленные типы месторождений полезных ископаемых : Учебные пособия по циклу лабораторных работ / В. З. Мильман, В. Г. Михеев. – Красноярск : Сиб. федер. ун-т, 2008. – 93 с.
3. Классификация запасов и прогнозных ресурсов твёрдых полезных ископаемых : утв. Приказом МПР России N 278 от 11.12.2006. – [Б. м.], 2006. – 6 с. – URL: <https://www.garant.ru/products/ipo/prime/doc/12051221/> (дата обращения: 20.04.2021).
4. ИТС 25-2017 Информационно-технический справочник по наилучшим доступным технологиям «Добыча и обогащение железных руд». – М. : Бюро НТД, 2017. – 247 с. – URL: <https://docs.cntd.ru/document/556173699> (дата обращения: 20.04.2021).
5. Методические рекомендации по применению Классификации запасов месторождений и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых. Марганцевые руды. / Утверждены распоряжением МПР России от 05.06.2007 г. № 37-р. – URL: <http://gkz-rf.ru/tverdye-poleznye-iskopaemye> (дата обращения: 20.04.2021).

6. Зырянова, Л. А. Минералогия руд: учебное пособие / Л.А. Зырянова. – Томск, 2015. – 55 с. – URL: [https://www.ggf.tsu.ru/content/faculty/structure/chair/mineralogy/students/3\\_curs/mineralogiarud/Минералогия%20руд\\_Зырянова%20Л.А.\\_изmpdf.pdf](https://www.ggf.tsu.ru/content/faculty/structure/chair/mineralogy/students/3_curs/mineralogiarud/Минералогия%20руд_Зырянова%20Л.А._изmpdf.pdf) (дата обращения: 20.04.2021).
7. ИТС 16-2016 «Горнодобывающая промышленность. Общие процессы и методы». – М. : Бюро НТД, 2016. – 220 с. – URL: <https://www.mircond.com/upload/iblock/8a0/ИТС-16-2016%20горнодобывающая%20промышленность.pdf> (дата обращения: 20.04.2021).
8. Справочник по обогащению руд чёрных металлов / С.Ф. Шинкоренко, Е.П. Белецкий, А.А. Ширяев и др. 2-е изд., перераб. и доп. под ред. С.Ф. Шинкоренко. – М. : Недра, 1980. – 527 с.
9. Методические рекомендации по применению Классификации запасов месторождений и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых. Хромовые руды. / Утверждены распоряжением МПР России от 05.06.2007 г. № 37-р. – URL: <http://gkz-rf.ru/tverdye-poleznye-iskopaemye> (дата обращения: 20.04.2021).
10. Брагина, В. И. Технология обогащения полезных ископаемых : учеб. пособие / В. И. Брагина, В. И. Брагин. – Красноярск : Сиб. федер. ун-т, 2012. – 372 с.
11. Авдохин, В. М. Основы обогащения полезных ископаемых: Учебник для вузов: В 2 т. / В. М. Авдохин. – М. : Изд-во Московского государственного горного университета, 2006. – Т. 2. Технологии обогащения полезных ископаемых. – 310 с.



12. Бочаров, В. А. Технология обогащения полезных ископаемых : в 2 т. Т. 2: Обогащение золотосодержащих руд и россыпей, обогащение руд чёрных металлов, обогащение горно-химического и неметаллического сырья / В. А. Бочаров, В. А. Игнаткина. – М. : Издательский дом «Руда и Металлы», 2007. – 408 с.
13. Самойлик, В. Г. Специальные и комбинированные методы обогащения полезных ископаемых: учебное пособие / В. Г. Самойлик. – Донецк : ООО «Східний видавничий дім», 2015. – 164 с.
14. Методические рекомендации НСОМТИ № 103. Оценка обогатимости руд чёрных и легирующих металлов методами крупнокусовой сепарации / М. : ВИМС, 2014. – 35 с. – URL: [http://vims-geo.ru/documents/320/metodicheskiye\\_rekomendatsii\\_103.pdf](http://vims-geo.ru/documents/320/metodicheskiye_rekomendatsii_103.pdf) (дата обращения: 20.04.2021).
15. Федоров, Ю. О. Пособие по рентгенорадиометрической сепарации / Ю. О. Федоров, В. А. Короткевич. – 2018. – URL: <http://rados.ru/ru/stati/posobie-po-rentgenoradiometricheskoj-separatsii> (дата обращения: 20.04.2021).
16. Шемякин, В. С. Теория и практика рентгенорадиометрического обогащения : научная монография / В. С. Шемякин и др. – Екатеринбург : Форт Диалог-Исеть, 2013. – 253 с.
17. Федоров, Ю. О. Рентгенорадиометрическое обогащение марганцевых руд / Ю. О. Федоров и др. – 2017. – URL: <http://rados.ru/ru/stati/rentgenoradiometricheskoe-obogashchenie-margantsevykh-rud> (дата обращения: 20.04.2021).

18. Пелевин, А. Е. Магнитные и электрические методы обогащения. Магнитные методы обогащения: учебник / А. Е. Пелевин; Урал. гос. горный ун-т. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2018. – 296 с.
19. ГОСТ 10512-93 Сепараторы магнитные и электромагнитные. Общие технические условия. – Госстандарт России, 1993.
20. Авдохин, В. М. Основы обогащения полезных ископаемых: Учебник для вузов: В 2 т. / В. М. Авдохин. – М.: Издательство Московского государственного горного университета, 2006. – Т. 1. Обогащительные процессы. – 417 с.
21. Корчевский, А. Н. Флотационные методы обогащения полезных ископаемых : учебник для обучающихся образоват. учреждений высш. проф. образования / А.Н. Корчевский, Е.И. Назимко, В.Г. Науменко, Н.А. Звягинцева; ГОУВПО «ДОННТУ». – Донецк : ДОННТУ, 2019. – 191 с.
22. Справочник по обогащению руд. Основные процессы / Под ред. О.С. Богданова, 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1983. – 381 с.
23. Остапенко, П. Е. Обогащение железных руд / П. Е. Остапенко. – М. : Недра, 1977. – 274 с.
24. Вусихис, А. С. Анализ современных методов переработки сидеритовых руд / А.С. Вусихис, Л.Н. Леонтьев, Д.З., Кудинов, О.Ю. Шешуков. // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г. И. Носова. – 2011. – URL: <https://cyberleninka.ru/article/n/analiz-sovremennyh-metodov-pererabotki-sideritovyh-rud> (дата обращения: 20.04.2021).
25. Абдыкирова, Г. Ж. Исследование обжиг-магнитного обогащения марганцевых шламов / Г. Ж. Абдыкирова, Ш. А. Телков, М. Ш.

Танекеева, А. Е. Абишева, А. Е. Сыдыков // X Конгресс обогатителей стран СНГ. Сборник материалов. Т. 1. М.: МИСИС, 2015. – С. 34-35.

26. Технологические схемы обогащения марганцевых руд // Марганцеворудная промышленность. – 2016. – URL:

<https://metallurgist.pro/tehnologicheskie-shemy-obogashheniya-margantsevyh-rud-pridneprovskih-mestorozhdenij/> (дата обращения: 20.04.2021).

27. Стась, Н. Ф. Химическая очистка железных руд от примесей / Н. Ф. Стась // Современные проблемы науки и образования. – 2013. – № 1. – URL: <http://www.science-education.ru/ru/article/view?id=7877> (дата обращения: 20.04.2021).

28. Химические способы извлечения марганца из бедных руд и шламов / Марганцеворудная промышленность. – 2016. – URL: <https://metallurgist.pro/himicheskie-sposoby-izvlecheniya-margantsa-iz-bednyh-rud-i-shlamov/> (дата обращения: 20.04.2021).

29. Дашевский, В. Я. Проблема марганца в российской металлургии / В. Я. Дашевский, А. А. Александров, В. И. Жучков, Л. И. Леонтьев. // Известия высших учебных заведений. Чёрная металлургия. 2020. Том 63. № 8. – С. 579-589. – URL: <https://fermet.misis.ru/jour/issue/viewFile/105/109> (дата обращения: 20.04.2021).

30. Сентемова, В. А. Испытания флотационной технологии повышения качества железных концентратов В. А. Сентемова // Обогащение руд. 2009. № 3. – С. 17-21.

31. Пелевин, А. Е. Тонкое грохочение и его место в технологии обогащения железных руд / А. Е. Пелевин // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. № 4, 2011. – С. 110-117.
32. Прокопьев, С. А. Технология стадийного выделения магнетитового концентрата с помощью винтовой сепарации. – Диссертация на соискание уч. ст. канд. техн. наук, Екатеринбург, 2019. – URL: [http://science.ursmu.ru/upload/doc/2019/02/27/tehnologiya\\_stadialnogo\\_vydeleniya\\_magnetitovogo\\_koncentrata\\_s\\_pomoshchyu\\_vintovoy\\_sep\\_racii.pdf](http://science.ursmu.ru/upload/doc/2019/02/27/tehnologiya_stadialnogo_vydeleniya_magnetitovogo_koncentrata_s_pomoshchyu_vintovoy_sep_racii.pdf) (дата обращения: 20.04.2021).
33. АО «Михайловский ГОК им. А.В. Варичева». – URL: [https://adm.rkursk.ru/?id=309&mat\\_id=3925](https://adm.rkursk.ru/?id=309&mat_id=3925) (дата обращения: 20.04.2021).
34. Обогащительные перспективы ЕВРАЗ КГОКа. – URL: <https://www.vnedra.ru/glavnaya-tema/obogatitelnye-perspektivy-evraz-kgoka-8605/> (дата обращения: 20.04.2021).
35. Опалев, А. С. Энерго-ресурсосберегающая технология получения магнетит-гематитового концентрата из железистых кварцитов группы месторождений Заимандровского района / А. С. Опалев, М. С. Хохуля, В. В. Бирюков. – Вестник Кольского научного центра РАН, 2014. – С. 67-73. – URL: <https://cyberleninka.ru/article/n/energo-resursosberegayuschaya-tehnologiya-polucheniya-magnetit-gematitovogo-konsentrata-iz-zhelezistykh-kvartsitov-gruppy> (дата обращения: 20.04.2021).
36. Ломовцев, Л. А. Оборудование для магнитного обогащения слабомагнитных руд за рубежом / Л. А. Ломовцев, Б.А. Кравец,

- Ю.А. Давыдов. – М., 1985. (Обзорная информация). Ин-т Черметинформация», сер. Обогащение руд, вып. 2. – 23 с.
37. Олейник, Т. А. Современные тенденции развития технологий обогащения гематитовых руд Украины / Т. А. Олейник // Збагачення корисних копалин, 2014. – вып. 56(97).
38. Соколова, В. П. Использование аполярных собирателей при флотации тонковкрапленных окисленных железных руд / В. П. Соколова // Новое в технологии, технике и переработке минерального сырья: Сб. науч. тр. ин-та Механообрчермет. – Кривой Рог, 2003. – С. 17-22.
39. Особенности процесса селективной флокуляции и обесшламливания при флотационном обогащении окисленных железных руд // Экспресс-информация ЦНИИТЭИЧМ. Сер. Обогащение руд. – М., 1981. – Вып. 2. – 7 с.
40. Шумская, Е. Н. Совершенствование технологии обогащения окисленных железистых кварцитов / Е. Н. Шумская, О. П. Бондаренко, О. И. Скарин, Х. У. Ковальчук, И. А. Герасименко. – URL: <https://docplayer.ru/62744005-Sovershenstvovanie-tehnologii-obogashcheniya-okislennyh-zhelezistykh-kvarcitov.html> (дата обращения: 20.04.2021).
41. Кармазин, В. И. Обогащение руд чёрных металлов. Учебник для вузов / В. И. Кармазин. – М. : Недра, 1982. – 216 с.
42. Технологические схемы обогащения марганцевых руд. – URL: <https://metallurgist.pro/tehnologicheskie-shemy-obogashheniya-margantsevyh-rud-pridneprovskih-mestorozhdenij/> (дата обращения: 20.04.2021).

43. Руда марганцевая обогащенная с пониженным содержанием фосфора. – URL: <http://mgok.dp.ua/produkcija> (дата обращения: 20.04.2021).
44. Технологические схемы обогащения марганцевых руд Чиатурского месторождения. – URL: <https://metallolome.ru/tehnologicheskie-shemy-obogashheniya-ma/> (дата обращения: 20.04.2021).
45. Технологический регламент для проекта «Строительство Усинского ГОКа. Дробильно-обоганительная фабрика». – Екатеринбург: ОАО «Уралмеханобр», 2008. – 64 с.
46. Дашевский, В. Я. Производство марганцевых ферросплавов из марганцевых руд усинского месторождения / В.Я. Дашевский, Ю.С. Юсфин, Г.С. Подгородецкий, Н.В. Баева // Известия высших учебных заведений. Черная металлургия. 2013. № 9. – С. 9-16.
47. Цыкин, Р. А. Порожинский марганценосный узел : монография / Р. А. Цыкин, Л. И. Свиридов. – Красноярск : Сиб. федер. ун-т, 2012. – 108 с.
48. Гришин, И. А. Анализ современного состояния теории и практики обогащения хромовых руд. Обзор. / И. А. Гришин, Ж. А. Князбаев // Комплексное использование минерального сырья. – № 1. 2017. – С. 10-15.
49. Пашкеев, А. И. К вопросу о комплексной переработке хромовых руд массива Рай-Из. / А. И. Пашкеев, И. Ю. Пашкеев, Г. Г. Михайлов. – Вестник ЮУрГУ, № 13. 2010. – С. 24-31. – URL: <https://cyberleninka.ru/article/n/k-voprosu-o-kompleksnoy-pererabotke-hromovyh-rud-massiva-ray-iz> (дата обращения: 20.04.2021).

50. Руднев, А. В. Об инвестиционной привлекательности объектов хромовых руд нераспределенного фонда недр / А. В. Руднев, И. В. Чепрасов, В. А. Швецов, С. И. Цымбалист // Разведка и охрана недр. № 7, 2014. – С. 49-54.

51. Ентальцев, Е. В. Рентгенорадиометрическая обогатимость хромовой руды Курмановского месторождения / Е. В. Ентальцев, В. С. Шемякин // Материалы III Международной научно-техн. конференции «Рентгенорадиометрическая сепарация минерального сырья и техногенных отходов», Екатеринбург, 2007. – с. 101-107.

52. Наилучшие экологические практики в горнодобывающей промышленности (металлургические руды) / П. Кауппила, М.Л. Ряйсянен, С. Мюллюоя. – Хельсинки, Центр окружающей среды Финляндии, 2013. – 244 с. – URL:

[https://helda.helsinki.fi/bitstream/handle/10138/39454/FE\\_29ru\\_2011.pdf?sequence=4](https://helda.helsinki.fi/bitstream/handle/10138/39454/FE_29ru_2011.pdf?sequence=4) (дата обращения: 20.04.2021).