

УДК 669.243.881

DOI 10.17073/0021-3438-2015-3-27-33

ПРИМЕНЕНИЕ ЭЛЕКТРОПЕЧЕЙ ПОСТОЯННОГО ТОКА ДЛЯ ПЕРЕРАБОТКИ УРАЛЬСКИХ ОКИСЛЕННЫХ НИКЕЛЕВЫХ РУД

© 2015 г. **Е.Н. Селиванов, И.Н. Танутров, М.Н. Свиридова, С.В. Сергеева**

Институт металлургии (ИМЕТ) УрО РАН, г. Екатеринбург

Статья поступила в редакцию 24.07.13 г., доработана 24.04.15 г., подписана в печать 28.04.15 г.

Разработаны базовые принципы подбора составов шихты и продуктов переработки в зависимости от состава исходной руды и требуемого состава ферроникеля. Основными технологическими параметрами плавки являются: температура газов под сводом – 1000–1100 °С, разрежение – 0,5–1,5 Па. Обоснована технология переработки окисленной никелевой руды с получением 20 %-ного ферроникеля (по ISO 6501:1988) с использованием рудно-термической печи постоянного тока. Достоинства этого процесса заключаются в получении металла с высоким содержанием никеля, повышении извлечения в сплав ценных элементов и возможности переработки тонких и пылевидных материалов.

Ключевые слова: окисленная никелевая руда, состав руды и шлака, температура плавления шлака, ферроникель, рудно-термическая печь постоянного тока.

Base principles of selecting compositions of the charge and processing products depending on the initial ore composition and required ferronickel composition are developed. Main production parameters of smelting are the gas temperature under the roof of 1000–1100 °C and rarefaction of 0,5–1,5 Pa. The processing technology of the oxidized nickel ore with the acquisition of 20 % ferronickel (according to ISO 6501:1988) using the dc ore-thermal furnace is substantiated. The advantage of this process is in the fabrication of metal with a high nickel content, an increase in recovery of valuable components into the alloy, and processing fine and dust-like materials.

Keywords: oxidized nickel ore, ore and slag composition, melting point of slag, ferronickel, dc ore-thermal furnace.

Введение

В настоящее время практически весь мировой объем ферроникеля производится путем электроплавки предварительно прокаленной руды [1–3]. Процесс не требует предварительного окускования шихты, пригоден для руд с различным содержанием тугоплавких шлакообразующих компонентов, обеспечивает получение пригодного для рафинирования чернового металла. Выплавку ферроникеля обычно ведут в круглых рудно-термических электропечах переменного тока мощностью 20–100 МВ·А с графитизированными электродами при

расходе электроэнергии 800–850 кВт·ч на 1 т сухой руды и удельном проплаве 3,5–14,0 т/(м²·сут) [2–5]. Высокое извлечение никеля и кобальта, выделение шлаков с низким содержанием этих металлов, пригодных для использования в качестве щебня, позволяют реализовать безотходную технологию. Однако сравнительно невысокая удельная производительность и потребление большого количества электроэнергии делают процесс малоприспособленным для железистых бедных никелевых руд. Кроме того, переработка руд с повышенным содержанием кобальта

Селиванов Е.Н. – докт. техн. наук, директор ИМЕТ УрО РАН (620016, г. Екатеринбург, ул. Амундсена, 101). Тел.: (343) 267-91-24. E-mail: admin@imet.mplik.ru.

Танутров И.Н. – докт. техн. наук, гл. науч. сотр. ИМЕТ УрО РАН. Тел.: (343) 232-90-93. E-mail: mrre@imet.mplik.ru.

Свиридова М.Н. – канд. техн. наук, ст. науч. сотр. ИМЕТ УрО РАН. Тел.: (343) 232-90-80. E-mail: mrre@imet.mplik.ru.

Сергеева С.В. – аспирант, инженер ИМЕТ УрО РАН. Тел.: (343) 232-90-24. E-mail: lazarevasv@mail.ru.

сопряжена с образованием металла, имеющего весьма ограниченное потребление. Совершенствование процесса ведется в направлениях увеличения размеров электропечей, повышения единичной мощности и межремонтного срока, перехода на постоянный ток. Большое внимание уделяется усреднению руд, их механическому обогащению за счет отсева бедных крупных классов руды.

Современные представления о технологии переработки бедных никелевых руд предполагают использование пирометаллургических процессов, обеспечивающих выпуск ферроникеля требуемого качества, доработку шлаков до щебня, песка или добавки в производство цемента, утилизацию тепла шлаков и газа для минимизации энергозатрат.

Передел обжига руды предусматривает удаление внешней и кристаллогидратной воды, а также разложение карбонатов. Температурный режим и продолжительность обжига должны способствовать не только испарению воды (100 °С), но и разложению серпентинита (700 °С), доломита (600 °С) и известняка (900 °С). Ввиду низких коэффициентов теплопроводности составляющих шихты (руды, доломита, известняка), целесообразен ее прямой контакт с теплоносителем при проведении обжига. В большей мере таким условиям удовлетворяют трубчатые вращающиеся печи, обеспечивающие противоток обжигаемого материала и продуктов горения, газа или мазута. Однако их использование накладывает ограничения на гранулометрический состав шихты: размер ее частиц не должен превышать 40 мм, что определяется продолжительностью прогрева материала при его нахождении в рабочей зоне, и быть не менее 1 мм для исключения пылеуноса в агрегате. Согласно данным [6], разложение известняка при $t = 900\text{ °С}$ идет со скоростью продвижения фронта реакции 3 мм/ч, поэтому общая продолжительность нахождения материала в печи составляет (с учетом нагрева до необходимой температуры и охлаждения твердых продуктов обжига) не менее 2–3 ч.

В ряде случаев [2, 3] обжиг во вращающихся печах осуществляют с введением углеродистого восстановителя (угля, коксика) в состав шихты для обеспечения превращений $\text{Fe}_2\text{O}_3 \rightarrow \text{Fe}_3\text{O}_4 \rightarrow \text{FeO} \rightarrow \text{Fe}_{\text{мет}}$. В реальных условиях для высокомагнезиальных руд достигнуты практически полный перевод оксидов железа (III) в двухвалентное состояние и восстановление до металла 10 % железа. Для руд с низким содержанием железа, в которых оно образует незначительную долю самостоятельных оксидов и в

большей мере изоморфно замещает металлы в кристаллических решетках минералов, его восстановление при температурах до 1100 °С незначительно [7]. Поэтому целесообразность восстановительного обжига маложелезистых руд весьма сомнительна, особенно ввиду необходимости создания герметичной аппаратуры для перегрузки и транспортировки огарка, межпоровое пространство которого заполнено газом с высоким содержанием монооксида углерода, находящегося в контакте с избытком кокса (угля).

Цель настоящей работы состояла в обосновании технологии выплавки ферроникеля из окисленных никелевых руд в рудно-термической печи постоянного тока, а также разработке базовых принципов подбора составов шихты и продуктов переработки в зависимости от состава руды и требуемого состава ферроникеля.

Методика исследований

Восстановительная плавка руды в электропечи предполагает образование ферроникеля с повышенными содержаниями углерода и кремния и шлака системы $\text{SiO}_2\text{—MgO—FeO—CaO}$. В большинстве случаев степень восстановления железа из руды не регулируют, кокс в шихту вводят с избытком, поэтому остаточное содержание железа в шлаке составляет 3–5 %. В этом случае температура плавления шлака определяется соотношениями $\text{SiO}_2/(\text{CaO} + \text{MgO})$ и CaO/MgO . Согласно диаграмме плавкости [8] меньшие температуры плавления находятся в областях с $\text{CaO/MgO} = 0,4\div 0,6$ и $\text{SiO}_2/(\text{CaO} + \text{MgO}) = 1,4\div 1,5$. Добавка оксидов железа от 0 до 20 %, согласно диаграмме состояния системы $\text{SiO}_2\text{—FeO—CaO}$, снижает температуру плавления шлака (например, при $\text{SiO}_2/\text{CaO} \sim 2,4$):

FeO, %	0	5	10	15	20
$t_{\text{пл}}^{\text{шл}}$, °С	1707	1698	1600	1470	1436

Исходя из общих требований к температуре при плавке на шлак и металл ее значения должны на 50–100 °С превосходить температуру плавления металла. Используя диаграмму состояния Fe—20\%Ni—C [9], можно показать, что углерод снижает величину плавления сплава, содержащего 20 % Ni:

C, %	0,2	0,5	1,0	1,5	2,0
$t_{\text{пл}}^{\text{Ме}}$, °С	1483	1478	1468	1458	1450

Для получения сплава с 15–20 % Ni из руд, содержащих 1 % Ni и 15 % Fe, степень восстановления же-

леза не должна превышать 30 %. С учетом введения флюсов содержание FeO в шлаке будет находиться на уровне 15–20 %.

Для оценки содержаний С, Si, S и P в ферроникеле целесообразно использовать зависимости содержания примесей и коэффициентов их распределения от количества FeO в шлаке [10, 11]:

FeO, %.....	3	5	10	15	20
C, %.....	3,2	2,0	0,9	0,55	0,45
Si, %.....	0,15	0,08	0,03	0,02	0,01
K _p	—	0,08	0,02	0,02	0,02
K _S	0,13	0,15	0,29	0,48	0,50

Содержание серы и фосфора в продуктах плавки определяют исходя из материального баланса с учетом известных коэффициентов распределения:

$$\sum m_i C_i = m_{\text{шл}} C_{\text{шл}}^i + m_{\text{Me}} C_{\text{Me}}^i + P_i,$$

$$C_{\text{Me}}^i / C_{\text{шл}}^i = K_i,$$

где $\sum m_i C_i$ — количество поступившего на плавку элемента i ; C_{Me}^i , $C_{\text{шл}}^i$ — содержание элемента i в металле и шлаке; K_i — коэффициент распределения элемента; P_i — потери элемента с газами; $m_{\text{шл}}$, m_{Me} — массы металла и шлака.

Установлено, что высокожелезистые шлаки обладают лучшими рафинирующими свойствами по С, Si и P. При плавке рассматриваемого типа руд на ферроникель (15–20 % Ni) содержание углерода в металле находится в пределах 0,5–1,0 %, а температура сплава составляет около 1470 °С. Для поддержания данного сплава в жидком состоянии температура шлака в электропечах должна быть не ниже 1500 °С. Таким условиям удовлетворяют высокомагнезиальные шлаки с соотношением CaO / (CaO + MgO) ~ 2,4.

Технологические расчеты

Исходя из вышеуказанных представлений выполнены технологические расчеты переработки

окисленной никелевой руды одного из уральских месторождений в печи постоянного тока. Химические составы руды и доломита, принятые для расчетов, приведены в табл. 1. В качестве восстановителя использован антрацит, содержащий, %: 81,3 С, 1,1 FeO, 0,4 MgO, 9,3 SiO₂, 4,8 Al₂O₃, 0,1 Н₂, 0,4 N₂, 1,1 O₂, 1,1 S, 0,01 P, 5,0 W.

Стадия подготовки шихтовых материалов к переработке включает раздельное дробление руды, флюса и восстановителя (антрацита) с последующей сушкой материалов. Сушка руды рекомендуется [2] до влажности 14 %, чтобы исключить избыточное образование пыли. Сушку восстановителя осуществляют до полного удаления влаги. Газы, образующиеся на всех подготовительных стадиях, подвергают очистке; уловленная пыль является оборотным материалом. Процессы проводят в барабанных сушилках с прямотоком сушильного агента и обрабатываемого материала.

Обжиг смеси подсушенной руды и доломита целесообразно вести во вращающихся печах с противотоком шихты и газов. В отличие от известного варианта технологии обжига [12, 13], в предлагаемой технологической схеме предусмотрено отопление печи природным газом и теплоносителем от рекуперации и дожига газов электроплавки. Газы обжига, после пылеочистки, можно использовать для подогрева воздуха и сушки антрацита.

Фактором, обеспечивающим повышение степени извлечения никеля, заданный состав ферроникеля и необходимую производительность электропечи, является подготовка шихты требуемых химического и гранулометрического составов. Углерод в шихту вводят в количестве, определяющем получение магнезиального шлака с повышенным содержанием FeO. Химический состав шихты должен удовлетворять требованиям по модулю кислотности (отношению содержания диоксида кремния к сумме содержаний оксидов магния и кальция) и доле углерода в смеси материалов, поступающих в электропечь, находящейся в пределах 2,5–3,0 % от массы огарка [12, 13]. Необходимый химический состав шихты

Таблица 1

Химический состав сырья и флюса

Материал	Содержание, % на сухую массу										Влажность, %
	Fe ₂ O ₃	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Ni	Co	CaO	Cr ₂ O ₃	MnO	P ₂ O ₅	
Руда	22,9	11,9	44,9	5,7	1,0	0,07	1,0	1,3	0,6	0,1	28,2
Доломит	1,4	22,5	1,7	1,9	нет	нет	32,3	нет	нет	нет	5,0

готовят смешением сырья и флюсов. Гранулометрический состав шихты (менее 6 мм), предназначенной для обжига и плавки в печи постоянного тока, обеспечивают двухстадийным дроблением руды и доломита. Углеродистый восстановитель после дробления и сушки должен иметь размер частиц в пределах 2—10 мм.

В качестве агрегата для восстановительной плавки горячего огарка целесообразно использовать закрытые рудно-термические электропечи постоянного тока [12, 13], тепловыделение в которых происходит в шлаковом расплаве между верхними графитизированными электродами (катодами) и ферроникелем (анодом). Подвод электроэнергии к ферроникелю (аноду) возможен через подовый металлический секционный электрод, проходящий через футеровку подины печи.

Рафинирование черного ферроникеля, по одной из схем [14], включает в себя десульфурацию расплавленной содой в ковше и двухстадийное конвертирование в вертикальных кислородных конвертерах. Шлаки, образующиеся в начальный период конвертирования черного ферроникеля, имеют повышенное содержание оксида кремния, поэтому первую стадию рафинирования проводят в конвертерах с футеровкой из диасового кирпича. Вторую стадию конвертирования, обеспечивающую удаление остатков хрома, углерода, серы и фосфора, осуществляют в конвертерах с футеровкой из магнетитохромитового кирпича. Товарный ферроникель гранулируют или разливают в изложницы. В настоящее время операции рафинирования расплавленного металла проводят в агрегате «печь—ковш» (АПК), что повышает производительность, сокра-

щает расход огнеупоров, дает возможность осуществить процесс в одну стадию и снизить расход электроэнергии [15]. Использование АПК делает участок внепечной обработки металла «временным буфером», позволяющим демпфировать рассогласование стадий выплавки и разливки.

На основании материальных и тепловых балансов по стадиям технологической схемы определены составы ферроникеля и шлаков (табл. 2 и 3), а также степени извлечения никеля и кобальта в рафинированный ферроникель, равные соответственно 90 и 41 %.

В настоящее время при проектировании новых заводов и совершенствовании технологий в качестве основного плавильного агрегата используют электропечи постоянного тока. В этом случае преимущества процесса, в приложении к окисленным никелевым рудам, заключаются в получении металла с высоким содержанием никеля, повышении извлечения в сплав ценных элементов и возможности переработки тонких и пылевидных материалов [12, 13].

Особенностью рудно-термической печи постоянного тока является отсутствие непосредственного контакта между графитовым электродом и расплавом шлака. Это дает возможность регулировать степени восстановления оксидных соединений никеля, кобальта и железа варьированием расхода углеродистого восстановителя. Температурный режим плавки подбирается таким образом, чтобы обеспечить получение ферроникеля с требуемым содержанием никеля. Повышенное содержание FeO в шлаке позволяет минимизировать восстановление примесей кремния, серы, фосфора и хрома,

Таблица 2
Состав (%) ферроникеля до и после рафинирования

Ферроникель	Ni	Co	Fe	Cr	Mn	Si	S	P	C
Черновой	21,2	0,6	77,6	0,2	0,02	0,3	0,14	0,0014	0,10
Рафинированный	21,2	0,6	77,6	0,2	0,02	0,2	0,09	0,0001	0,05

Таблица 3
Состав (%) шлаков электроплавки и рафинирования

Шлак	Ni	Co	FeO	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	SiO ₂	S	P
Электроплавки	0,12	0,05	19,1	2,6	15,1	7,0	53,6	0,01	0,0004
Рафинирования	0,20	0,01	0,6	45,6	2,9	39,2	7,5	1,34	0,0008

Таблица 4

Материальный баланс электроплавки обожженной руды на ферроникель

Материал	Доля, %	Ni		Fe		Co		Al ₂ O ₃		MgO		SiO ₂		S	
		C, %	E, %	C, %	E, %	C, %	E, %	C, %	E, %	C, %	E, %	C, %	E, %	C, %	E, %
Загружено															
Огарок	94,1	1,15	98,3	17,4	98,1	0,07	98,3	6,2	95,7	13,8	98,2	48,8	97,6	0,00	0,0
Пыль обжига	1,1	1,15	1,1	17,4	1,1	0,07	1,1	6,2	1,1	13,8	1,1	48,8	1,1	0,00	0,0
Пыль оборотная плавки	0,5	1,48	0,6	23,2	0,6	0,10	0,6	8,3	0,6	17,8	0,6	63,2	0,6	0,04	0,6
Антрацит + пыль сушки антрацита	3,3	0,00	0,0	0,9	0,2	0,00	0,0	4,8	2,6	0,4	0,1	9,3	0,7	1,07	99,4
Графитизированные электроды	0,1	0,00	0,0	0,09	0,0	0,00	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,00	0,0
Подсос воздуха	0,9	0,00	0,0	0,00	0,0	0,00	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,00	0,0
Итого	100		100,0		100,0		100,0		100,0		100,0		100,0		100,0
Получено															
Шлак	87,4	0,12	9,8	14,8	77,8	0,05	58,79	7,0	99,4	15,1	99,39	53,5	99,4	0,01	26,9
Ферроникель	4,6	21,21	89,59	77,7	21,59	0,63	40,6	0,0	0,0	0,0	0,0	0,3	0,0	0,14	18,2
Пыль оборотная плавки	0,4	1,48	0,6	23,2	0,6	0,10	0,6	8,3	0,59	17,8	0,6	63,2	0,59	0,04	0,5
Газ	7,59	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	0,26	54,4
Потери (неуловленная пыль)	0,01	1,48	0,01	23,2	0,01	0,10	0,01	8,3	0,01	17,8	0,01	63,2	0,01	0,04	0,0
Итого	100,0		100,0		100,0		100,0		100,0		100,0		100,0		100,0
Примечание. C – содержание, E – извлечение.															

а также насыщение металлического расплава углеродом. Оксиды щелочно-земельных металлов, алюминия, железа и кремния формируют шлак. Тепловой и материальный балансы представлены в табл. 4 и 5.

Базовыми технологическими параметрами плавки являются: температура газов под сводом — 1000÷1100 °С, разрежение — 0,5÷1,5 Па. Шлак электроплавки подвергают водной грануляции. Пыль и технологические газы направляют в рекуператор, батарейный циклон, электрофильтр и, после накопления в газгольдере, используют для отопления барабанных сушилок руды. Нагретый в рекуператоре воздух также применяют для сушки руды.

Технология переработки окисленной никелевой руды (см. рисунок) с получением 20 %-ного ферроникеля по ISO 6501:1988 с использованием печи постоянного тока в качестве базового агрегата имеет следующие особенности:

— частичное удаление свободной влаги из руды

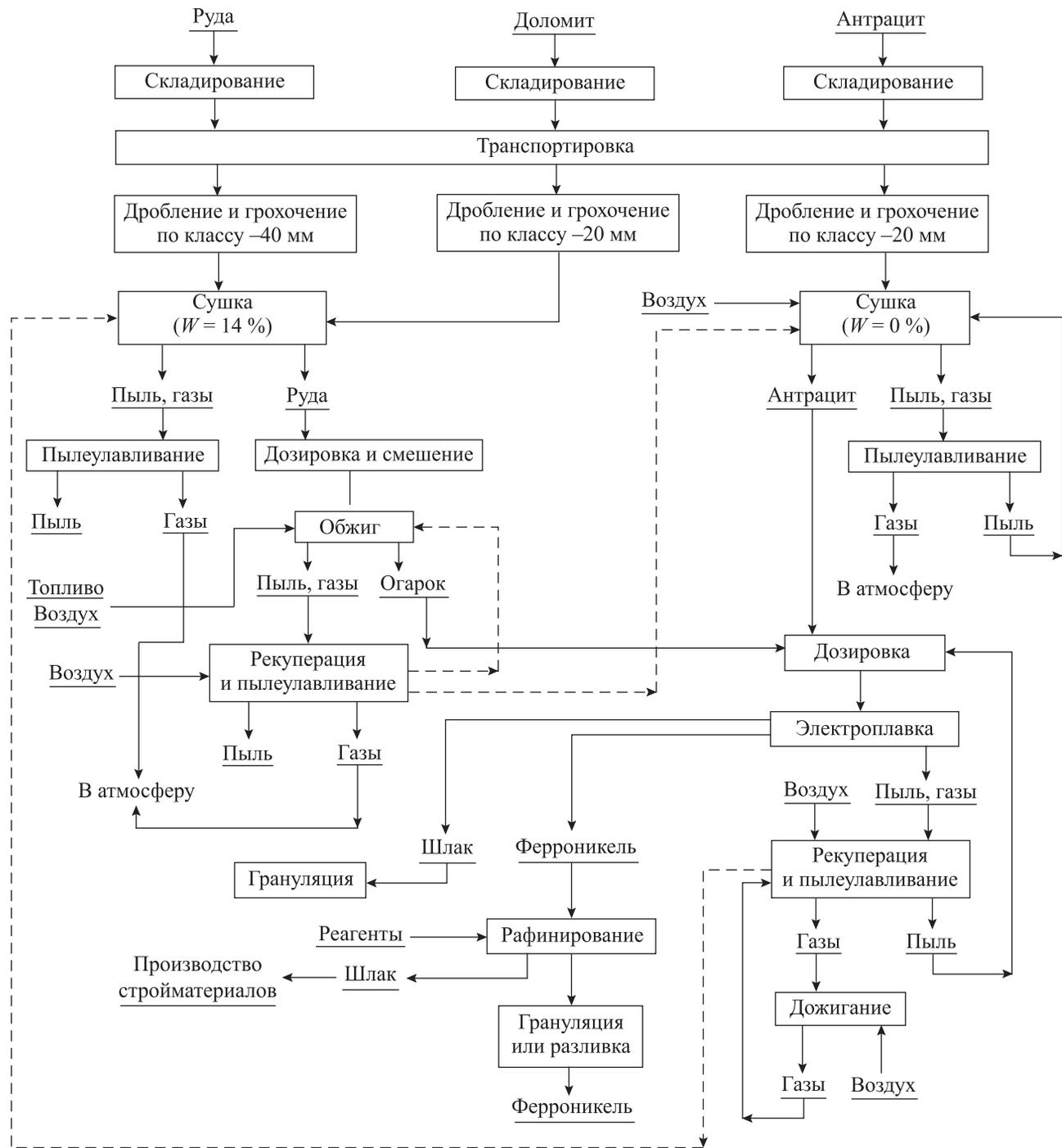
Таблица 5

Распределение тепла при электроплавке обожженной руды

Приход	%	Расход	%
С огарком	27,8	Со шлаком	59,9
От окисления углерода	0,4	С ферроникелем	1,8
От шлакообразования	1,3	С пылью	0,2
Электроэнергия	70,5	С уходящими газами	14,4
		С охлаждающей водой	17,1
		Неучтенные потери	6,6
Всего	100,0	Всего	100,0

и полное обезвоживание углеродистого восстановителя (антрацита) сушкой нагретым воздухом;

— обжиг подсушенной руды и доломита без введения восстановителя, удаление свободной влаги,



Технологическая схема переработки окисленной никелевой руды
Штрихом показаны трассы теплоносителей

кристаллизационной и структурной воды, а также разложение карбонатов с получением горячего огарка (800 °С);

— восстановление углеродом оксидов никеля, железа и кобальта обожженной руды с получением черного ферроникеля в ходе плавки в электропечи постоянного тока;

— применение доломита для получения жидкотекучего шлака с повышенным содержанием оксида магния и температурой плавления, обеспечивающей перегрев ферроникеля;

— рафинирование черного ферроникеля от примесей путем обработки расплава синтетическим шлаком в ковше;

— разливка или грануляция рафинированного ферроникеля;

— максимальное использование физического и химического тепла газов электроплавки и обжига.

Выводы

1. На основании анализа отечественных и зарубежных технологий выплавки ферроникеля из окисленных никелевых руд обоснована перспективность технологической схемы, где в качестве основного процесса применена плавка шихты в рудно-термической печи постоянного тока. Мероприятиями, повышающими эффективность технологии, являются рафинирование черного ферроникеля в агрегате «печь—ковш», использование природного газа для обжига подсушенной руды, утилизация тепла газов электроплавки и обжига на переделах сушки руды, флюса и восстановителя, что позволяет заметно снизить энергозатраты.

2. Разработаны базовые принципы подбора составов шихты и продуктов переработки в зависимости от состава руды и требуемого состава ферроникеля.

Литература

1. Резник И.Д., Ермаков Г.Л., Шнеерсон Я.М. Никель. Т. 2. М.: Наука и технологии, 2001.
2. Грань Н.И., Онишин Б.П., Майзель Е.И. Электроплавка окисленных никелевых руд. М.: Metallurgia, 1971.
3. Диомидовский Д.А., Онишин Б.П., Линев В.Д. Metallurgia ферроникеля. М.: Metallurgia, 1983.
4. Авдеев А.С., Книсс В.А., Попов В.А. и др. // Сб. докл. Междунар. науч.-практ. конф. «Metallurgia цветных металлов. Проблемы и перспективы» (Москва, 16—18 февр. 2009 г.). М.: МИСиС, 2009. С. 50.
5. Reynolds Q.G., Jones R.T. // J. South Afr. Inst. Min. Metall. 2004. № 6. P. 1.
6. Брутт Ю.М. Технология цемента и других вяжущих. М.: Стройиздат, 1956.
7. Селиванов Е.Н., Лазарева С.В. // Цв. металлургия. 2009. № 4. С. 13.
8. Атлас шлаков: Справ. изд. / Пер. с нем. под ред. И.С. Куликова. М.: Metallurgia, 1985. С. 64.
9. Диаграмма состояния системы железо—углерод—никель (Fe—C—Ni) // <http://www.markmet.ru/diagrammysplavov/diagramma-sostoyaniya-sistemy-zhelezo-uglerod-nikel-fe-c-ni> (дата обращения 24.04.2015).
10. Галимов М.Д., Окунев А.И. // Комплексная переработка металлургических шлаков: Сб. статей. М.: Цветметинформация, 1969. С. 98.
11. Есин О.А., Гельд П.В. Физическая химия пирометаллургических процессов. Ч. 2. М.: Metallurgia, 1966.
12. Legendijk H., Jones R.T. Production of ferronickel from nickel laterites in a DC-arc furnace // Nickel—Cobalt 97: 36-th Annual conf. of metallurgists (Sodbury, Canada, Aug. 1997). P. 151. URL: <http://www.mintek.co.za/Pyromet/Laterite/Laterite.htm> (дата обращения 24.04.2015).
13. Reinecke I.J., Legendijk H. A twin-cathode DC-arc smelting test at Mintek to demonstrate the feasibility of smelting FeNi from calcine prepared from siliceous laterite ores from Kazakhstan for Oriel Resources PLC // XI Intern. conf. on innovations in the ferro alloy industry (Infacon XI) (Delhi, India, 18—20 Feb. 2007). P. 781. URL: <http://www.pyrometallurgy.co.za/InfaconXI/075.pdf> (дата обращения 24.04.2015).
14. Кормилицын С.П., Цемехман Л.Ш., Афанасьев С.Г. Рафинирование и обогащение ферроникеля. М.: Metallurgia, 1976.
15. Поволоцкий Д.Я. Основы технологии производства стали: Учеб. пос. для вузов. Челябинск: ЮУрГУ, 2000.