

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ РЕЖИМ ВОССТАНОВЛЕНИЯ ЖЕЛЕЗОРУДНОГО КОНЦЕНТРАТА УГЛЕМ

Н. Бэх-Очир

Монгольский государственный университет науки и технологии,
г. Улан-Батор, Монголия

СОДЕРЖАНИЕ РАБОТЫ

В настоящее время основными сырьевыми источниками для производства железа являются руды, концентраты и металлические вторичные сырьевые. При магнитном обогащении железной руды получают магнетитовый концентрат с содержанием железа 65-66%.

Для переработки железорудного концентрата применяют традиционные технологии – доменного процесса с последующим получением стали и прямого процесса для получения металлического сырья для выплавки стали (рисунок 1).

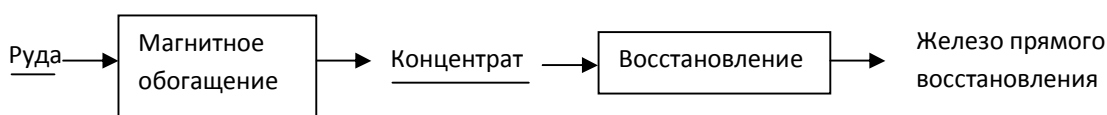


Рисунок 1 – Технологическая схема получения железа прямого восстановления.

Из методов прямого восстановления в металлургии железа наибольшее значение получила схема восстановления углеродом, антрацитом и углем, так как эти вещества стоят дешево.

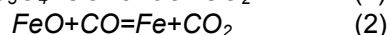
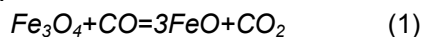
В данной исследовательской работе при пирометаллургическом процессе восстановления железорудного концентрата углем сопутствующие элементы такие, как марганец, кремний концентрируются в железе прямого восстановления.

Отличительной особенностью восстановления углем является простота печи газификации, где происходит реакция между углеродом, содержащимся в угле, и двуокисью углерода, образующейся в результате горения угля.

За рубежом в последние годы наиболее быстрыми темпами развиваются без коксовые предприятия с применением угля. Поэтому настоящее исследование посвящено в первую очередь в апробации прямого восстановления железорудного концентрата углем.

Теоретические основы

Термодинамические соотношения определяют окислительно-восстановительные условия при взаимодействии оксида и восстановителя:



Восстановителем может быть такое ве-

щество, с участием которого данная реакция протекает слева направо, т.е с отрицательным изменением энергии Гиббса $\Delta G < 0$. Механизм реакции состоит из трех стадий и называют адсорбционно-каталитической теорией:

1. адсорбции восстановителя на поверхности;
2. отрыва кислорода от решетки оксида и соединения с адсорбированными молекулами восстановителя с одновременным образованием новой твердой фазы;
3. десорбции газообразных продуктов.

Для описания скорости химической реакции восстановления используется уравнением гомогенных реакций:

$$\omega = -\frac{dC}{dt} = kC$$

или после интегрирования

$$\ln C = \ln C_0 - kt$$

где; ω – скорость химической реакции – скорость изменения концентрации участвующего в ней вещества, k – константа скорости реакции.

Эксперимент

Даны оборудования, необходимые для проведения процесса восстановления в печи туннельного типа и газификации угля предприятия “Хох ган”, методику эксперимента и точность расчета.

Основные оборудования:
 Печь туннельного типа длиной 150м, шириной 3м, высотой 3,5м (рисунок 2).
 Печь газификации (рисунок 4).
 Тележка и тигли (рисунок 2).
 Машина для формовки концентрата.

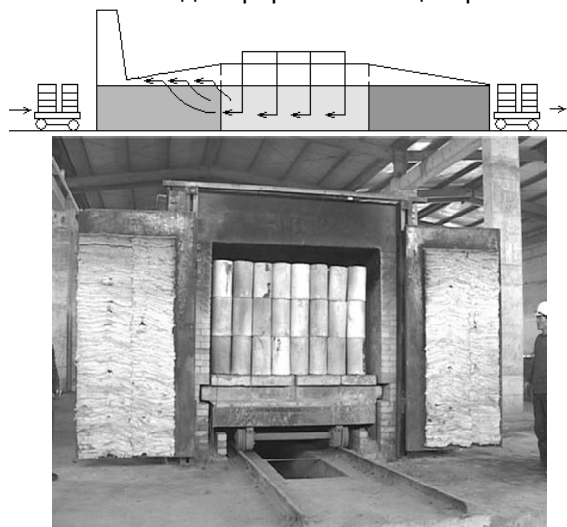


Рисунок 2 – Печь туннельного типа

Печь туннельного типа имеет три зоны: нагрева, восстановления и охлаждения. Длина печи-150м, ширина 3м, высота 3.5м, в печи туннельного типа установлены железнодорожные рейсы, на них катятся 72 тележек, каждая имеет размер 2х2м.



Рисунок 3 – Температурный режим процесса восстановления

На 1 тележке загружается 1600кг железорудного концентрата.

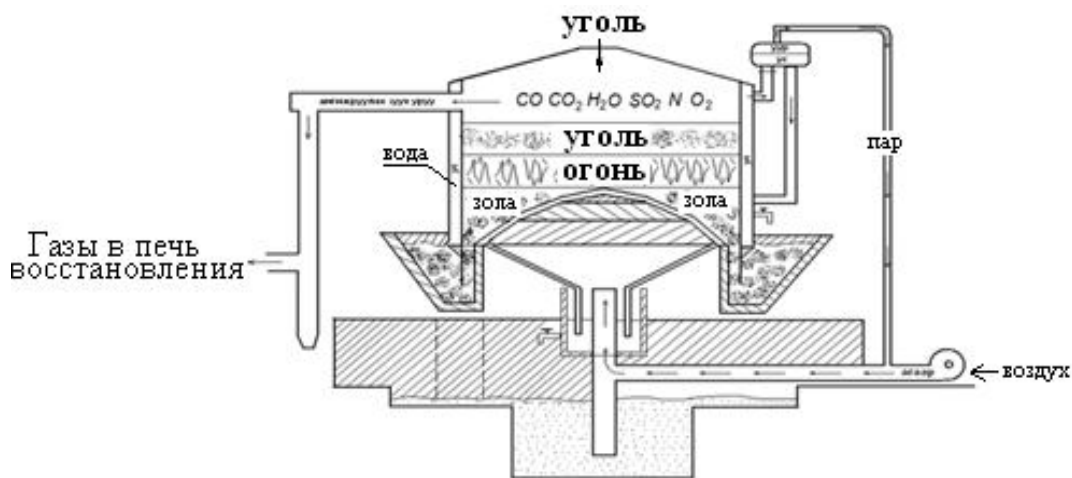
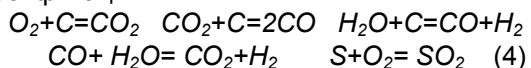


Рисунок 4 – Печь газификации.

В печи газификации уголь соответствующим образом горит с выделением дымовых газов следующего состава (таблица 1). Эти газы соответствующим фазовым равновесным составом (таблица 2) и температурой 250-300°C направляются в печь восстановления.

Основные реакции, происходящие в печи газификации:



Расход угля 460кг/1тн концентрата.
 Газы с температурой 250- 300°C направляются в печь восстановления.

Таблица 1 – Состав дымовых газов

Топливо	Состав, %					
	C ^p	H ^p	S ^p	N ^p	O ^p	W ^p
Уголь	65	3.8	0.85	1.0	5.8	3

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ РЕЖИМ ВОССТАНОВЛЕНИЯ ЖЕЛЕЗОРУДНОГО КОНЦЕНТРАТА УГЛЕМ

Таблица 2 – Фазовый равновесный состав продуктов горения

Состав газов	H ₂ O	CO ₂	CO	SO ₂	N	O ₂	Всего
кг	0.372	2.385	1.515	0.002	0.093	0.005	4.372
%	8.5	53.55	34.65	0.05	2.12	1.14	100

Основные материалы: железорудный концентрат, уголь, известняк, вода и электроэнергия.

На рисунке 5 показан формованный в виде цилиндра концентрат размерами

$d_1=150\text{мм}$, $d_2=70\text{мм}$, $H=200\text{мм}$ и массой $m=8.1\text{кг}$ в тигле из шамота. Плотность концентрата, 2.93тн/м^3

В таблице 3 показаны количества основных минералов, находящиеся в концентрате.

Таблица 3 – Рациональный состав концентрата

Минералы	Fe	Mn	Si	S	O ₂	Всего
Fe ₃ O ₄	64,65	-	-	-	24.27	88.92
MnO ₂	-	1.67	-	-	1.03	2.70
SiO ₂	-	-	2.46	-	3.02	5.48
FeS ₂	1.35	-	-	1.55	-	2.90
Сумма	66	1.67	2.46	1.55	28,32	100

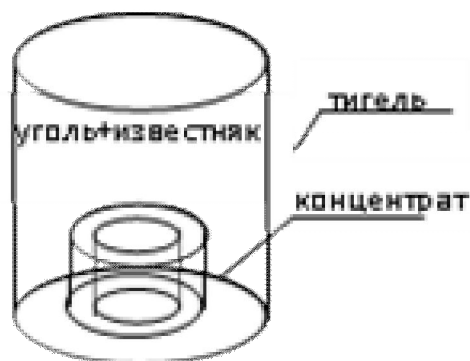


Рисунок 5 – Формованный концентрат в тигле

Скорость процесса восстановления: $0.14\text{кг O}_2/\text{ч}$ или $0.59\text{ моль O}_2/\text{ч}$.

На основании прямой реакции $\text{Fe}_3\text{O}_4+2\text{C}=3\text{Fe}+2\text{CO}_2$ рассчитывают расход угля для восстановления.

На 1 формованный концентрат 2,7кг угля с содержанием углерода 60%, т.е на 1тн концентрата 379кг угля соответственно. Известняк 0,9кг или 111кг/тн. Смесь уголь+известняк 490кг/тн.

В зонах восстановления туннельной печи при температурах 1100-1150⁰С шихтовые

материалы находятся в течении 12 часов. Из печи выходит железо прямого восстановления массой 6,4кг, т.е. на 23% понижается от начального веса.

Состав губчатого железа

	C	SiO ₂	Mn	S	Fe
%	0.02	5.48	1.67	0.032	87.26

Структура -игольчатая. Твердость по Роквеллу 85.

На основании основных реакций, протекающих в процессе восстановления, из данных результатов составлено уравнение расхода угля на 1тн железорудного концентрата.

$$m = m_1 + m_2 = a \frac{204}{[C]} + \frac{103,45}{[C]} b \quad (5)$$

m - общее количество угля расходуемого на 1тн железорудного концентрата, кг.

m_1 - количество угля в шихте, принимается расчетным и экспериментальным данным $m_1=379\text{кг}$.

m_2 - количество угля, расходуемого для газификации, кг.

a – коэффициент избытка, экспериментально 1,1÷1,2.

$[C]$ содержание углерода в угле, в сотых долях 0.65.

204- теоретическое количество углерода, расходуемого на реакции $Fe_3O_4+CO=3FeO+CO_2$, $FeO+CO=Fe+CO_2$, $2C+O_2=2CO$ в процессе восстановления, рассчитано на 1тн концентрата, кг.

103.45- теоретическое количество углерода, расходуемого на реакции $Fe_3O_4+2C=3Fe+CO_2$, кг.

b - коэффициент расхода, выражается

$$b = \frac{100}{\%CO}$$

$\%CO$ - содержание CO в продуктах горения угля, в промышленных условиях определяется с помощью прибора для измерения количеств газов.

Далее анализировано уравнение расхода угля математическим моделированием. Решение выполняется по математической программе *MATLAB*. В уравнении общего расхода m_1 принимается постоянным. Поэтому математический анализ делается на m_2 - количество угля расходуемого для газификации.

По многочисленным экспериментам при расходе угля $m_2=158\div 500$ кг содержание железа колеблется 70,20÷87,26%, аналогично коэффициент расхода b 0,99÷3,14.

Проанализируем зависимость между количествами расхода угля для газификации m_2 и коэффициентами расхода b и получим линейную зависимость (рисунок 6).

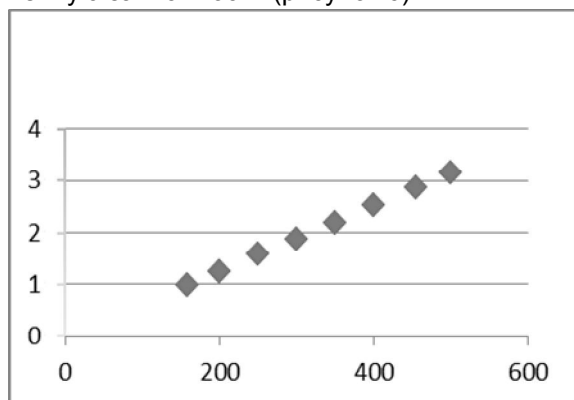


Рисунок 6 – Графика зависимости между коэффициентом расхода и количеством расхода угля

По результатам, рассчитанным по программе *MATLAB* допустимая ошибка зависи-

мости между m_2 ба b в уравнении расхода (5) занимает не больше 0,24%, поэтому эта зависимость считается действительной.

Далее проанализировали зависимость между коэффициентами расхода b и содержаниями железа в железе прямого восстановления. Для удобства решения принимаем по средним значениям (таблица 4,5).

Таблица 4 – Средние значения величин b и Fe .

д/д	$b = x_k$	$Fe = y_k$ /среднее
1	0.99	71.228
2	1.25	74.208
3	1.57	76.928
4	1.88	76.832
5	2.19	78.212
6	2.51	82.028
7	2.85	88.388
8	3.14	86.784

Используя результаты этих двух факторов, построим графику зависимости (рисунок 7).

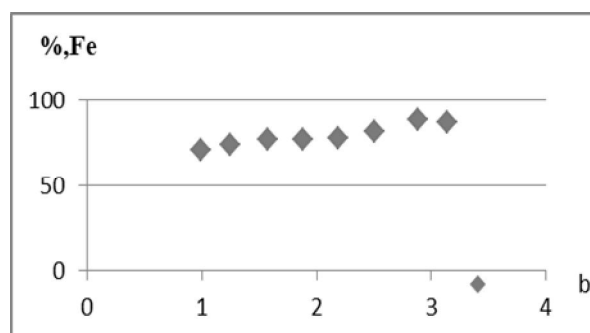


Рисунок 7 – Графика зависимости между содержанием железа и коэффициентом расхода.

Из графики зависимости между ними получается уравнение регрессии в виде:
 $y = a_4x^4 + a_3x^3 + a_2x^2 + a_1x + a_0$.

Где a_4, a_3, a_2, a_1, a_0 - коэффициенты регрессии.

Решая уравнение регрессии методом наименьших квадратов, получаем результаты алгебраического решения и допустимых ошибок.

Таблица 5 – Результаты алгебраического решения и допустимых ошибок (по *MATLAB*)

д/д	x_k	y_k	y	$ y_k - \tilde{y}_k $	$f(x) = \frac{ y_k - \tilde{y}_k }{ y_k } \cdot 100$
1	0.99	71.228	70.73003776	0.497962237	0.69911023
2	1.25	74.208	75.37174102	1.163741016	1.56821504
3	1.57	76.928	76.19844421	0.729555795	0.94836184
4	1.88	76.832	76.37188259	0.460117408	0.59886168
5	2.19	78.212	78.4394749	0.227474898	0.29084399
6	2.51	82.028	82.79363337	0.765633374	0.93338052
7	2.85	88.388	87.35651126	1.031488744	1.16700089
8	3.14	86.784	86.97649646	0.192496459	0.221811

Отсюда находим значения коэффициентов расхода

$$a_1 = -10.057, a_2 = 83.195, a_3 = -245.125, \\ a_4 = 309.725, a_0 = -66.7148,$$

Уравнение регрессии получается в следующем виде.

$$Y = -10.0571 x^4 + 83.1953 x^3 - 245.125 x^2 + 309.7256 x - 66.7148.$$

При решении на интервале от 2,19 до 3,14 или до 4 получается $b=3,46$. Это означает, что при содержании CO в дымовых газах $CO=100:3,46=28,9\%$ восстановление практически возможно идти.

Экология и окружающая среда:

Вредный элемент – сера. Для десульфуризации применяют известняк, диоксид серы адсорбируясь, превращается в сульфат. $CaCO_3 + 0.5O_2 + SO_2 = CaSO_4 + CO_2$

CO₂ бросается в атмосферу.

Дарханский металлургический комбинат проводит плавку следующим соотношением:

Металлолом: Губч. железо = 70%:30%

Результат дуговой плавки перед легированием %; 0.01Si, 0.06Mn, 0.012P, 0.037S

Вывод:

Восстановление надо проводить при $T=1100-1147^{\circ}C$, а соотношение концентрат:уголь=1тн:0.93тн и в течении 10-12 часов. Для интенсивности процесса восстановления необходимо провести обогащение угля углеродом. При математическом решении коэффициента получается $b=3,46$. Это означает, что при содержании CO в дымовых газах $CO=100:3,46=28,9\%$ восстановление практически осуществимо.

Статьи опубликованы в авторской редакции

*Компьютерная верстка, макет: Н. Ю. Малькова
Дизайн обложки: Е. А. Кошелева*

Издательство Алтайского государственного
технического университета им. И. И. Ползунова
656038, г. Барнаул, пр-т Ленина, 46

Лицензия на издательскую деятельность
ЛР № 020822 от 21.09.98 г.

Подписано в печать 22.11.2011 Формат 60×84 1/8.
Усл. п. л. 25,57. Тираж 100 экз. Заказ 2011 – 741

Отпечатано в типографии АлтГТУ
656038, г. Барнаул, пр-т Ленина, 46
тел. (8-3852) 29-09-48

Лицензия на полиграфическую деятельность
ПЛД №28-35 от 15.07.97 г.