

某鲕状赤褐铁矿流化床磁化焙烧-磁选工艺

周建军^{1,2}, 朱庆山¹, 王化军², 倪文²

(1. 中国科学院过程工程研究所多相复杂系统国家重点实验室, 北京 100190;
2. 北京科技大学金属矿山高效开采与安全教育部重点实验室, 北京 100083)

摘要: 采用流化床反应器作为磁化焙烧装置, 以高纯 N₂ 和 CO 混合气体作为还原气体, 考察了 550~800 °C 下, 云南某地区的鲕状赤褐铁矿磁化焙烧-磁选的影响因素. 结果表明, 未经过预处理的矿粉采用磁化焙烧-磁选分离, 精矿中铁品位可提高至约 55%, 铁回收率 < 70%; 经过预处理的矿粉, 精矿中铁品位可提高至 60.18%, 铁回收率达 85.91%. 预处理矿粉形成了多孔疏松结构, 使还原气体易进入铁矿颗粒内部, 有利于 Fe₃O₄ 生成, 提高了磁选指标.

关键词: 流化床; 鲕状赤褐铁矿; 磁化焙烧

中图分类号: TD951 **文献标识码:** A **文章编号:** 1009-606X(2009)02-0307-07

1 前言

随着铁矿石价格的急剧上涨, 钢铁企业的成本也越来越高. 国内铁矿石的供应远满足不了我国钢铁企业发展的要求, 我国鲕状铁矿石的资源量约为 30~50 亿 t, 如果能有效地利用好这部分资源, 将缓解我国钢铁企业的压力. 鲕状赤褐铁矿由于嵌布粒度细, 容易泥化, 单一的选矿方法很难获得良好的选别指标^[1], 属于较难选的铁矿石.

王兢等^[2]对贵州某鲕状赤铁矿采用十二胺等作为捕收剂, 浮选得到的精矿铁品位和回收率分别为 57% 和 81.4%; 白丽梅等^[3]采用磁重联合的选别方法研究了河北某地的鲕状赤铁矿, 经强磁和重选后, 获得了铁品位 61.01%、回收率 47.85% 的铁精矿. 目前磁化焙烧是处理难选铁矿石较典型有效的方法之一^[4], 常用的磁化焙烧装置有竖炉、回转窑和流化床, 竖炉和回转窑磁化焙烧的入炉粒度较大^[5]. 李广涛等^[6,7]采用 1000 °C 磁化焙烧-磁选工艺研究四川某鲕状赤褐铁矿, 选用的矿样粒径 < 3 mm, 所得精矿中铁品位和回收率分别为 60% 和 70%, 在 1000 °C 下焙烧 15 min 的矿样中磁性铁的分布率为 80.99%; 牛福生等^[8]采用磁化焙烧-弱磁选工艺研究了

河北某地的鲕状赤铁矿, 当焙烧温度为 850 °C 时, 焙烧 75 min 得到的精矿铁品位 62%, 回收率 87%. Kwauk^[9]采用流化床磁化焙烧-弱磁选工艺研究了鞍山、包头、甘肃等地的非鲕状铁矿, 当焙烧温度为 600 °C 左右时, 获得的精矿铁品位 > 60%, 回收率 > 90%; 宋海霞等^[10]采用流化床磁化焙烧-磁选工艺研究了大西沟菱铁矿, 当温度为 750 °C 时, 焙烧 3 min 得到的精矿铁品位 > 60%, 回收率 > 90%. 流化床内气固接触状态远好于回转窑和竖炉, 传热传质效果好, 反应时间短, 能耗低, 是理想的磁化焙烧反应器^[11]. 本工作采用流化床反应器对云南某鲕状赤褐铁矿进行磁化焙烧研究, 考察了流化床磁化焙烧、磁选条件及磁化焙烧机理, 获得了较好的选别指标, 为进一步研究流化床磁化焙烧鲕状磁铁矿提供基础性技术参考.

2 实验

2.1 原料

本研究所用矿石为云南某地区鲕状赤褐铁矿, 矿石的铁物相分析和化学成分分析见表 1 和 2, 还原气体为 CO 和 N₂ 的混合气体.

表 1 铁矿石铁物相分析结果
Table 1 Analysis of iron phases

Mineral	Magnetite	Pyrrhotine	Sulphide ores	Siderite	Hematite/limonite	Ferric silicate
Fe content (% ω)	0.53	0.01	0.07	0.5	43.72	1.87
Iron mineral distribution (% ω)	1.13	0.02	0.15	1.07	93.62	4.01

表 2 铁矿石主要化学成分
Table 2 Chemical composition of the iron ore

Component	Fe	P	Ti	Mn	S	Al ₂ O ₃	SiO ₂	MgO	CaO
Content (% ω)	44.67	0.96	0.26	0.21	0.61	5.27	10.67	1.16	4.94

收稿日期: 2008-10-13, 修回日期: 2008-12-30

基金项目: 国家重点基础研究发展计划(973)基金资助项目(编号: 2007CB613502)

作者简介: 周建军(1979-), 男, 安徽省合肥市人, 硕士研究生, 矿物加工专业; 朱庆山, 通讯联系人, Tel: 010-62536108, E-mail: qszhu@home.ipe.ac.cn.

2.2 仪器与设备

RK/BM型三辊四筒智能棒磨机(武汉洛克粉磨设备制造有限公司), CXG-99型磁选管(唐山陆凯科技有限公司), SRJX-4-3型箱式电阻炉(天津市中环实验电炉有限公司), 标准检验筛(浙江上虞市公路仪器厂), JSM-6700F型扫描电镜(日本电子株式会社), X'Pert Pro MPD X射线衍射仪(荷兰PANalytical公司), Autosorb-1型氮气吸附比表面分析仪(美国Quantachrom公司). 实验室自行研究设计的流化床磁化焙烧装置见图1. 流化床磁化焙烧装置由焙烧炉、反应器、热电偶和温控仪等组成, 其中反应器为石英玻璃材质, 热电偶用于测定床层温度, 即磁化焙烧温度, 温控仪控制焙烧炉炉温.

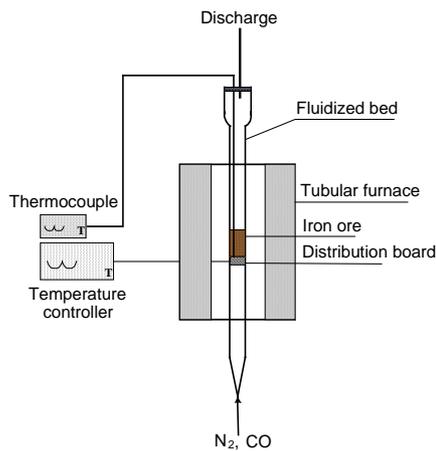


图1 磁化焙烧装置

Fig.1 Experimental apparatus for magnetic roasting of iron ore

2.3 实验步骤

样品经颚式破碎机和辊破碎机破碎至 <2 mm, 再经棒磨机磨至 <0.7 mm, 然后用标准检验筛分为 $0.5\sim$

$0.7, 0.15\sim 0.5, 0.1\sim 0.15, 0.074\sim 0.1, <0.074$ mm等5个粒级, 供实验用. 选择一定粒级的原矿放入流化床反应器中, 控制流化床中CO在混合气体中的体积浓度, 控制焙烧温度, 进行磁化焙烧, 焙烧后在反应器中只通入 N_2 , 在 N_2 保护下将焙烧矿冷却到常温, 然后经二次磨矿和磁选管磁选分离得到铁精矿和尾矿. 实验流程图如图2所示.

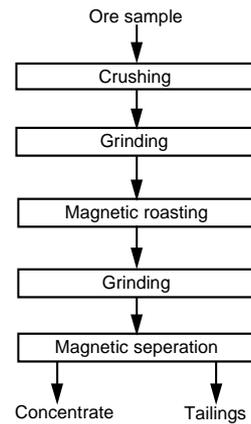


图2 磁化焙烧-磁选工艺流程

Fig.2 Flow chart of magnetic roasting-magnetic separation

3 结果与讨论

3.1 原矿微观形貌

通过扫描电镜(SEM)分析了铁矿的微观形貌, 如图3所示. 该矿石具有典型的鲕状特征, 形态有圆形、椭圆形, 鲕状圈层构造清晰且致密. 经破碎磨矿分级后以 $0.1\sim 0.15$ mm的矿粒作为实验的主要研究对象, SEM图见图4, 矿粒的鲕状结构被破坏, 破碎后鲕状特征不再明显.

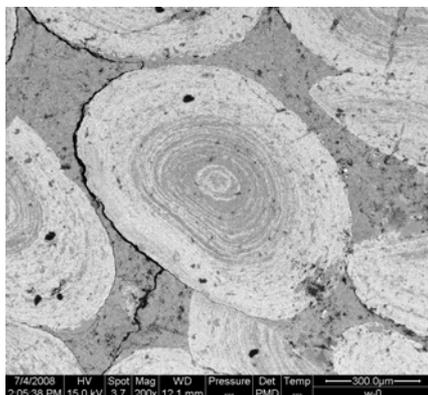


图3 原矿 SEM 形貌

Fig.3 SEM image of the oolitic iron ore

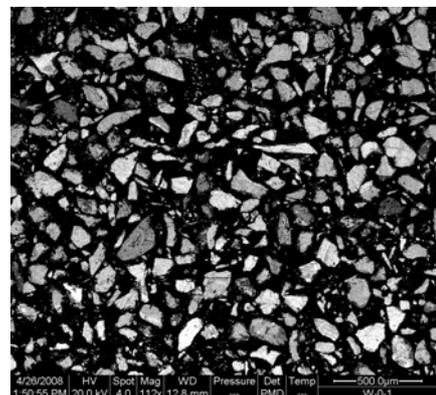


图4 破碎后 $0.1\sim 0.15$ mm矿样的 SEM 图

Fig.4 SEM image of the iron ore after grinding to $0.1\sim 0.15$ mm diameter

3.2 给料粒度的影响

选择 0.5~0.7, 0.15~0.5, 0.1~0.15, 0.074~0.1, <0.074 mm 5 个粒级的矿粉进行还原焙烧, N_2/CO 为 4:1(ϕ), 焙烧 5 min.

经 550 °C 还原焙烧二次磨矿后, 在磁选管中 145 mT 的磁场强度下磁选, 结果如图 5 所示. 由图可看出, <0.7 mm 粒级矿样还原焙烧后, 经相同的二次磨矿, 随着给矿粒级减小, 磨矿后矿粉的粒径也越小, 单体解离的程度越高, 精矿中铁品位从 54.45% 增加到 57.37%, 提高的幅度较小, 说明磁选的矿样中磁性铁和脉石的单体解离程度逐渐增大, 但未完全解离; <0.7 mm 粒级的精矿中铁的回收率最高为 63.44%, 说明还原都不充分; 0.1~0.7 mm 粒级精矿的回收率逐渐增大, 说明还原焙烧给矿粒级减小, 矿粉还原得越充分, 利于矿粉还原; 随着还原焙烧给矿粒级减小, <0.1 mm 的精矿回收率比 0.1 mm 精矿下降 10%, 这是由于经二次磨矿后, 磁选给矿的粒级变得更小, 且矿粉未充分还原, 磁性较弱, 故回收率下降.

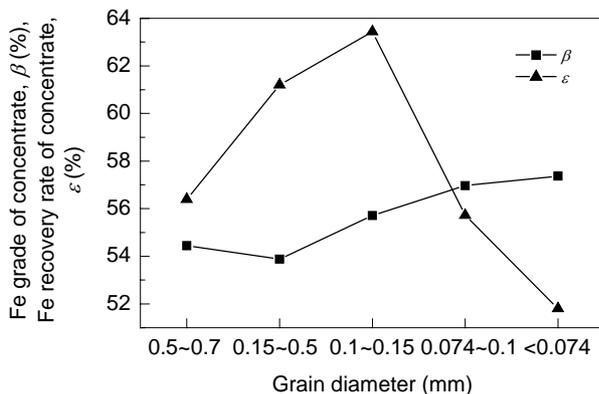


图 5 不同粒级矿粉磁化焙烧结果

Fig.5 Effect of iron ore particle size on Fe content of concentrate and Fe recovery rate for the iron ore reduced at 550 °C for 5 min

3.3 还原焙烧温度的影响

采用 0.1~0.15 mm 粒级的矿粒, 在 550, 600, 650, 700, 750, 800 °C 温度下进行还原焙烧, 反应时间为 5 min, N_2/CO 为 4:1(ϕ), 混合总量不变. 经还原焙烧后, 将焙烧矿磨至 <74 μm 占 82%, 在磁选管中 145 mT 磁场强度下磁选, 结果如图 6 所示, 矿粉在 550 °C 焙烧温度下得到的精矿品位是 55.70%, 随温度继续升高, 精矿的品位没有明显提高, 基本在 55% 左右, 说明在其他还原条件不变时, 温度不是影响精矿品位的主要因素; 焙烧温度为 750 °C 时精矿中铁回收率有较大幅度下降, 800 °C 时其铁回收率只有 4.34%. 为此对 800 °C 还原焙烧后的矿样作 XRD 分析, 如图 7 所示.

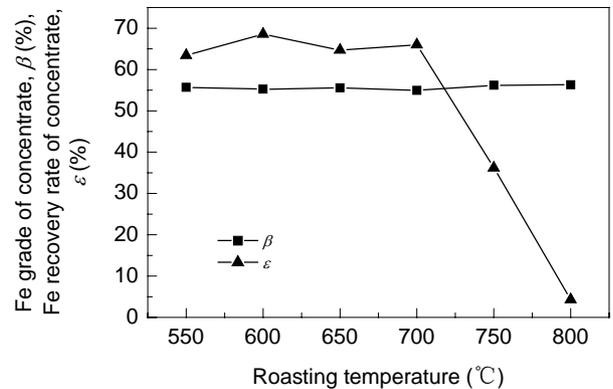


图 6 还原焙烧温度对精矿品位和铁回收率的影响
Fig.6 Effect of roasting temperature on Fe content and Fe recovery rate of the iron concentrate

由图 7 可知, 原矿在 800 °C 还原焙烧后有明显的铁浮氏体的特征峰, 说明 800 °C 时有浮氏体生成, 从而导致精矿中铁回收率明显降低. 从图 6 可以看出, 当还原温度为 750 °C 时精矿中铁的回收率比 700 °C 时明显降低, 800 °C 时回收率进一步降低, 这说明从 750 °C 开始生成浮氏体, 温度继续升高, 浮氏体量增多.

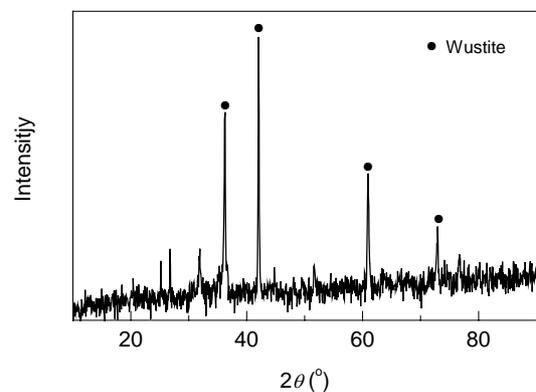


图 7 原矿 800 °C 还原反应 5 min 后的 XRD 图谱
Fig.7 XRD pattern of the iron ore after reduction at 800 °C for 5 min

3.4 还原时间的影响

将 0.1~0.15 mm 的原矿在 550 °C 下还原焙烧不同时间, 还原气氛不变.

经还原焙烧后, 将焙烧矿磨至 <74 μm 占 82%, 在磁选管中 145 mT 磁场强度下磁选. 从图 8 可以看出, 焙烧 2 和 20 min 的精矿中铁品位基本没有变化, 说明磁选给矿的矿样中脉石和磁性颗粒的单体解离程度不够; 随着焙烧时间加长, 精矿中的铁回收率有一定提高, 从 2 min 的 65.78% 提高到 20 min 的 69.48%, 这说明增加还原时间有助于精矿铁回收率的提高, 使矿石还原得更充分.

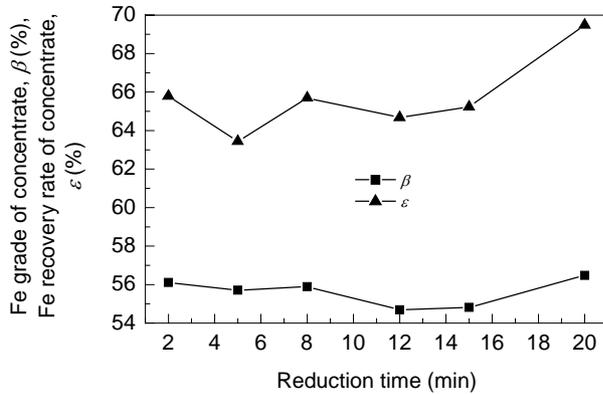


图8 还原时间对精矿铁品位和回收率的影响
Fig.8 Effect of reducing time on Fe content of concentrate and Fe recovery rate for the iron ore reduced at 550 °C

3.5 还原气体组成的影响

改变 N_2 和 CO 比例, 混合气体总量不变. 经还原焙烧后, 将焙烧矿磨至 $<74 \mu m$ 占 82%, 在磁选管 145 mT 磁场强度下磁选, 中性焙烧结果如图 9 所示. 由图可见, 随 CO 比例逐渐增大, 回收率有明显提高, 当 N_2/CO 达 1:1 时, 回收率由 5:0 时的 35.69% 提高到 85.02%, 增至最大, 继续增大 CO 比例, 铁回收率趋于稳定, 而在此过程中铁品位却没有明显变化. 从图可看出, 当 N_2/CO 为 3:2 时, 精矿中铁回收率为 80.58%, 这说明降低惰性气体的量, 混合气体中还原气体浓度增加, 利于还原气体向矿粒微细孔隙的扩散与吸附, 一定程度上加快了反应速度^[12], 使矿石还原更为充分和均匀; 当 $N_2:CO$ 达 3:2 后, 继续增加 CO 浓度, 精矿中铁回收率趋于稳定, 说明当 CO 浓度增加到一定值后, 矿石的还原程度趋于稳定. 这也说明改变气体组成对磁化焙烧起到一定的优化作用. 实际应用中, 高炉煤气中 CO 约为 25%~30%^[13].

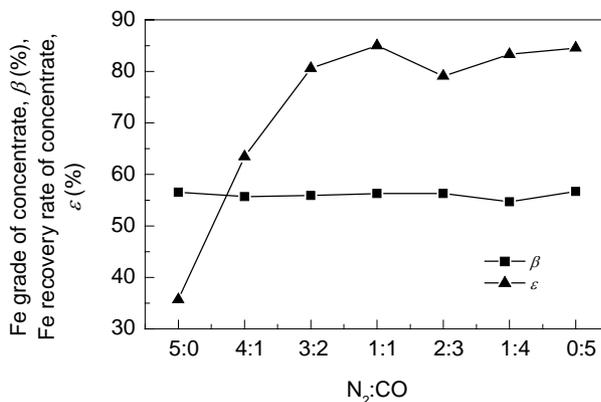


图9 还原气体组成对精矿品位和铁回收率的影响
Fig.9 Effect of the ratio of N_2 to CO on Fe content of concentrate and Fe recovery rate for the iron ore reduced at 550 °C

从图分析可知, 当 CO 体积浓度在 20%~40% ($N_2:CO$ 4:1~3:2) 之间时, 精矿中铁回收率比 20% 时提高幅度不大, 铁品位也没有显著变化. 故采用 $N_2:CO$ 为 4:1 的混合气体作为实验用气.

3.6 磁化焙烧前焙烧除结晶水的影响

焙烧用原矿是在 105 °C 烘箱中烘至恒重的矿样, 但实验过程中可从石英管反应器上端的器壁上看出, 随反应进行有水汽出现, 为此考察了不同条件下将矿样中水排出后对磁化焙烧-磁选的影响. 因实验中采用的反应器为石英材质, 故以石英管壁没有水汽为矿石中结晶水排完的判断标准.

如表 3 所示, 条件 1~4 分别为在还原焙烧前除去结晶水, 条件 5 是没有除去结晶水, 直接通入还原气体还原, 还原时间为 5 min, 还原气体量相同, 在磁选管中 145 mT 的磁场强度下磁选. 如图 10 所示, 实验过程中发现条件 1 和 2 排完结晶水用时 8 min, 而其他条件均在 8 min 以上, 这说明条件 1 和 2 更利于结晶水的排出. 由图 10 可以看出, 条件 1 和 2 除水后得到的精矿中铁回收率明显高于其他条件, 特别是条件 5, 说明条件 1 和 2 下除水后还原焙烧的矿样还原得更为充分和均匀. 这是因为还原焙烧过程中, 矿粉中结晶水的排除和还原气体向矿粉微细孔隙的扩散和吸附是对立的过程, 如果不将结晶水排除, 直接还原, 结晶水的排除阻碍还原气体向矿粉扩散与吸附, 故不利于矿石的还原, 导致还原不充分; 由图 10 可看出, 按条件 1 至 5 除水后焙烧得到的精矿的品位没有较大变化, 说明磁选给矿的矿样没有完全单体解离.

表 3 焙烧除结晶水条件

Table 3 Roasting conditions for removing crystalline water	
No.	Roasting condition
1	The fluidized bed reactor was filled with N_2 for removing the crystalline water at 550 °C before reduction.
2	The fluidized bed reactor was filled with air for removing the crystalline water at 550 °C before reduction.
3	The fluidized bed reactor was filled with nothing and turned off the inlet for removing the crystalline water at 550 °C before reduction.
4	The fluidized bed reactor was filled with nothing without turned off the inlet for removing the crystalline water at 550 °C before reduction.
5	The iron ore was reduced without removing crystalline water

3.7 磨矿细度的影响

按条件 1 除水后, 改变磁选给矿物料的粒度, 在磁选管中 145 mT 的磁场强度下磁选, 结果如图 11 所示.

从图 11 可以看出, 磁选给矿粒度 $<45 \mu m$ 从 67.84% 提高到 98.23%, 得到的铁精矿的品位从 56.70% 提高到 58.17%, 没有较大提高, 铁回收率却从 88.59% 下降到了 49.86%, 说明进一步提高磨矿时间铁回收率会大幅

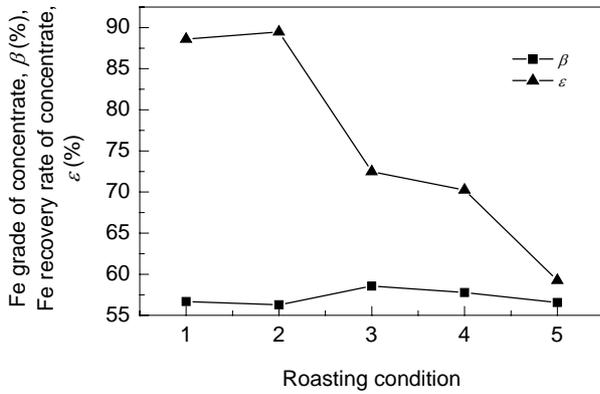


图 10 还原前焙烧除结晶水条件对精矿品位和回收率的影响
Fig.10 Effect of roasting conditions for removing crystalline water before reduction on Fe content of concentrate and Fe recovery rate for the iron ore reduced at 550 °C (corresponding to Table 3)

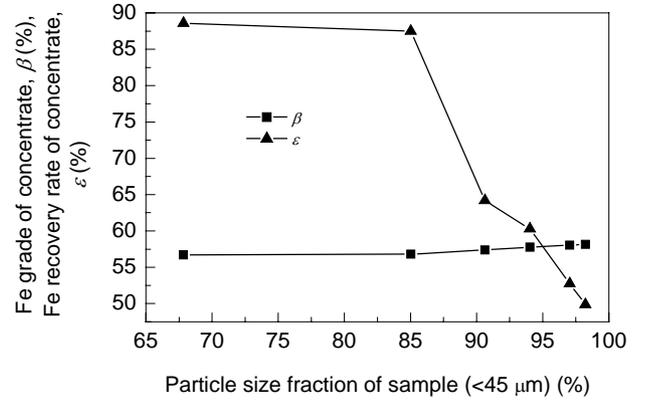
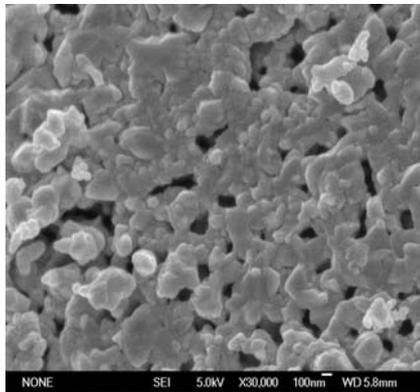
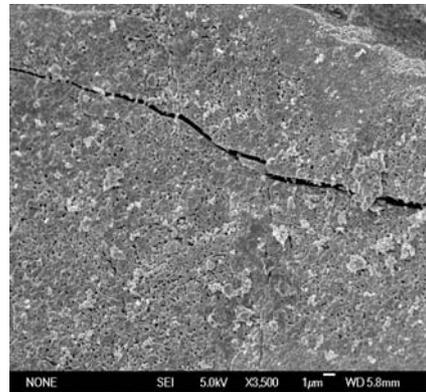


图 11 磨矿粒度对精矿品位和铁回收率的影响
Fig.11 Effect of the particle size fraction of grinded ore on Fe content of concentrate and Fe recovery rate for the iron ore reduce at 550 °C



(a) Low magnification



(b) High magnification

图 12 原矿经预处理后的 SEM 形貌图
Fig.12 SEM images of the iron ore after the pretreatment

度降低。这也说明随着矿石粒度变小，矿石中的磁性铁与脉石进一步解离，但由于这部分磁性铁的磁性相对较弱，导致其随冲洗水流入尾矿，从而降低了精矿中铁的回收率。同时说明矿石在此条件下仍没有得到充分还原，进一步降低磁选的给矿粒度不能解决根本问题。

3.8 还原焙烧预处理的影响

还原焙烧前先排除矿石结晶水利于矿石的还原，也利于矿石微观孔隙的形成，如果改变矿石的微观结构，使其多孔或增加裂纹，将有助于矿石的还原。为此对矿石在还原焙烧前进行预处理，将粒度 0.1~0.15 mm 的原矿置入 800 °C 的马弗炉中氧化焙烧 60 min。

从图 12 可以看出，原矿经预处理后，在矿物的表面形成很多的孔隙，增大了矿物的比表面积，形成的孔隙孔径在 100 nm 左右，矿样变得很疏松，利于磨矿和矿石的单体解离。

预处理的矿粉放入流化床反应器中还原焙烧，还原的气体比例和总量不变，还原时间为 10 min。经还原焙烧后，再置入棒磨机中，磨至 <25 μm 占 51.09%, 62.53%, 89.43%, 94.50%，在磁选管中 145 mT 的磁场强度下磁选，得到的精矿铁回收率和品位分别为 56.97%, 58.04%, 60.18%, 60.72%和 93.45%, 92.76%, 85.91%, 72.39%(图 13)。磁选过程中观察到，矿石虽然磨得较细，但矿石在磁选管的磁极之间并没有形成较长的磁链，未出现摔尾现象，说明磁极之间的磁性颗粒磁性较强。从图 13 可以看出，经过预处理的矿石，在还原气氛和还原气体总量不变的情况下，磁选得到的精矿中铁品位和回收率明显提高。矿石经过预处理，矿粉形成的微小裂纹和孔隙利于还原气体扩散与吸附，从而促进矿粉内核的还原，使矿样还原得更充分和均匀。

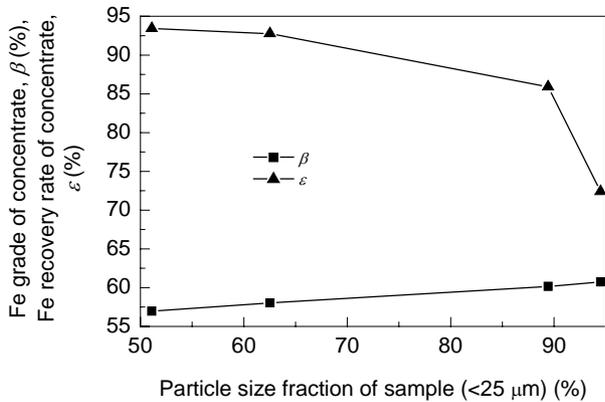


图13 矿粉预处理后的精矿品位和回收率
Fig.13 Effect of the pretreated ore size on Fe content of concentrate and Fe recovery rate for the iron ore reduced at 550 °C

4 流化床磁化焙烧机理初探

对于气固反应,只有气体扩散吸附到颗粒中去,颗粒才会反应得更为均匀和充分^[14].赤铁矿还原生成磁铁矿在很大程度上取决于还原气体在铁矿颗粒孔隙中的扩散^[15,16].

还原气体在流化床中的扩散速率与铁矿颗粒的结构有关,如果不经预处理,在550 °C还原时铁矿颗粒形成的孔隙较小,颗粒结构致密,还原气体很难扩散到内核中.对800 °C预处理矿粉进行比表面(BET)表征,结果如表4.

表4 800 °C预处理矿比表面、平均孔径和累积孔容

Table 4 BET specific surface area, average pore size and cumulative pore volume of ore pretreated at 800 °C

Specific surface area (m ² /g)	Average pore size (nm)	Cumulative pore volume (mL/g)
1.452	163.7	5.944×10 ⁻²

当预处理温度在800 °C时,铁矿颗粒形成的孔隙平均孔径达到163.7 nm,矿粉颗粒的比表面积增大.

结合预处理矿BET和SEM分析,铁矿颗粒经过800 °C预处理后,形成多孔疏松的结构,如图14所示.

磁化焙烧过程是一个多相反应过程,固相(铁矿石)

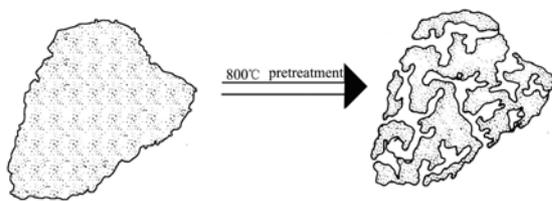


图14 铁矿颗粒经预处理的结构变化示意图
Fig.14 Schematic diagram of iron ore structure model after the pretreatment

与气相(还原气体)发生反应,分为3个阶段进行,即还原气体扩散吸附、化学反应、化学反应产物的脱附^[17,18].

800 °C预处理铁矿颗粒形成的孔隙孔径大于分子平均自由行程(100 nm),气体在孔隙中的扩散属于容积扩散,受到的扩散阻力主要来自分子间的碰撞.形成的大孔结构有助于还原气体向颗粒内核的扩散和吸附,也有助于生成物CO₂从颗粒内部孔隙排出,使还原气体在晶体表面吸附量增多,吸附率提高,增加了还原气体与晶体表面发生反应的机会,利于磁化焙烧的进行.

5 结论

云南某鲕状赤铁矿矿石为典型的鲕状结构,杂质矿物与铁矿物共生关系密切,嵌布粒度极细.本研究采用自行设计的流化床为磁化焙烧的反应器,考察了磁化焙烧给料粒度、还原温度、还原时间、还原气体组成、去除结晶水方式、磨矿细度、预处理等对铁精矿指标的影响,得到如下结论:

(1) 矿石直接磁化焙烧有大量的结晶水析出,阻碍了还原气体向矿石的扩散和渗透.在磁化焙烧前增加矿石在空气或N₂中的焙烧时间,有利于矿石中结晶水析出,增加了矿石磁化焙烧的均匀性,提高了精矿中铁的回收率.

(2) 经过800 °C氧化焙烧预处理,矿样的微观形貌发生了变化,形成许多平均孔径163.7 nm左右的孔隙和裂纹,提高了还原气体在颗粒表面的吸附率,增加了还原气体与铁矿颗粒反应的机率.

(3) 通过磁化焙烧预处理的矿样在N₂:CO为4:1、混合气体总量不变的条件下还原焙烧10 min,在磁场强度为145 mT、磁选给矿粒度<25 μm占89.43%条件下磁选,得到的精矿中铁品位和回收率分别为60.18%和85.91%.

参考文献:

- [1] 孙炳泉. 近年我国复杂难选铁矿石选矿技术进展 [J]. 金属矿山, 2006, 357(3): 11-13.
- [2] 王兢, 尚衍波, 张覃. 鲕状赤铁矿浮选试验初步研究 [J]. 矿冶工程, 2004, 24(3): 38-40.
- [3] 白丽梅, 牛福生, 吴根, 等. 鲕状赤铁矿强磁-重选工艺的试验研究 [J]. 矿业快报, 2008, 469(5): 26-28.
- [4] 罗立群. 难选物料磁化焙烧技术的研究与进展 [J]. 中国矿业, 2007, 16(3): 55-58.
- [5] 罗立群. 菱铁矿的选矿开发研究与发展前景 [J]. 金属矿山, 2006, 355(1): 68-72.
- [6] 李广涛, 张宗华, 张昱, 等. 某高磷鲕状赤褐铁矿的焙烧-磁选试验研究 [J]. 矿业快报, 2008, 465(1): 27-30.
- [7] 李广涛, 张宗华, 张昱, 等. 四川某高磷鲕状赤褐铁矿选矿试验研究 [J]. 金属矿山, 2008, 382(4): 43-46.
- [8] 牛福生, 吴根, 白丽梅, 等. 河北某地难选鲕状赤铁矿选矿试验

- 研究 [J]. 中国矿业, 2008, 17(3): 58-60.
- [9] Kwauk M. Fluidized Roasting of Oxidic Chinese Iron Ores [J]. *Scientia Sinica*, 1979, 22(11): 1265-1291.
- [10] 宋海霞, 徐德龙, 酒少武, 等. 悬浮态磁化焙烧菱铁矿及冷却条件对产品的影响 [J]. 金属矿山, 2007, 367(1): 52-54.
- [11] 任亚峰, 余永富. 难选红铁矿磁化焙烧技术现状及发展方向 [J]. 金属矿山, 2005, 353(11): 20-23.
- [12] Юсф-ин Ю С. 铁矿原料金属化工工艺理论 [M]. 侯希伦, 译. 北京: 冶金工业出版社, 1991. 115-144.
- [13] 王筱留. 钢铁冶金学(炼铁部分) [M]. 北京: 冶金工业出版社, 1994. 14-15.
- [14] 马江华, 李光强. 铁矿石孔隙度对其还原和碳化铁生成的影响 [J]. 过程工程学报, 2007, 7(6): 1132-1137.
- [15] Warner N A. Reduction Kinetics of Hematite and the Influence of Gaseous Diffusion [J]. *Transaction of the Metallurgical Society of Aime*, 1964, 230: 163-176.
- [16] Srinivasan N S. Reduction of Iron Oxides by Carbon in a Circulating Fluidized Bed Reactor [J]. *Powder Technol.*, 2002, 124: 28-39.
- [17] Feilmayr C, Thurnhofer A, Winrer F, et al. Reduction Behavior of Hematite to Magnetite under Fluidized Bed Conditions [J]. *ISIJ Int.*, 2004, 44(7): 1125-1133.
- [18] Bahgat M, Khedr M H. Reduction Kinetics, Magnetic Behavior and Morphological Changes during Reduction of Magnetite Single Crystal [J]. *Mater. Sci. Eng. B*, 2007, 138: 251-258.

Magnetic Roasting of an Oolitic Hematite and Limonite Ore in a Fluidized Bed Reactor

ZHOU Jian-jun^{1,2}, ZHU Qing-shan¹, WANG Hua-jun², NI Wen²

(1. State Key Lab. Multi-phase Complex System, Institute of Process Engineering, CAS, Beijing 100190, China;

2. Key Lab. High-efficient Mining and Safety of Metal Mines, Ministry of Education, Univ. Sci. Technol. Beijing, Beijing 100083, China)

Abstract: Magnetic roasting via a fluidized bed reactor was carried out for the beneficiation of a Yunnan oolitic iron ore. The magnetic roasting was performed at 550~800 °C for 2~20 min under mixed CO and N₂ atmosphere. The results show that direct magnetic roasting followed by magnetic separation can only upgrade the concentrate to the total iron content of about 55% with a Fe recovery rate less than 70%, while with a pre-calcination process at 800 °C for 60 min to remove the crystalline water of iron ore prior to the magnetic roasting, a iron ore concentrate with total iron content of 60.18% at a recovery rate of 85.91% can be successfully obtained. The pretreated ore formed lots of pores by the pre-calcination process. These pores provided gas-diffusion channels to facilitate the reduction within the particles, which accelerated the growth of Fe₃O₄. Therefore, the Fe grade and recovery rate of iron ore concentrate could be improved.

Key words: fluidized bed; oolitic hematite and limonite ore; magnetic roasting