

广东托盘垌铁矿制备超纯铁精矿的难点分析

甘杰, 杨大兵

(武汉科技大学资源与环境工程学院, 湖北 武汉 430081)

摘要:针对广东托盘垌铁矿石, 分析制备超纯铁精矿的难点。通过矿相分析可知, 该铁矿属于高硅低硫细微粒嵌布的磁铁矿。磨矿细度试验表明反浮选的最佳选矿细度为 $-38\ \mu\text{m}$ 97%, 此时铁精矿品位 71.29%; 激光粒度分析可知铁精矿中的平均粒径为 $11.49\ \mu\text{m}$; SEM-EDS 分析发现, 铁精矿颗粒中还有少量 SiO_2 连生体; 随着磨矿细度 $-38\ \mu\text{m}$ 含量超过 97%, 铁矿物的品位和回收率反而双双下降。沉降试验表明, 反浮选入选矿物颗粒较细时矿浆中矿物会凝聚絮团, 且粒度越细絮团现象越明显。因此, 矿石选别难点在于磨矿细度: 矿石粒度过粗, 矿石没有完全单体解离; 矿石过细会产生絮凝聚团, 都影响超纯铁精矿纯度。

关键词:超纯铁精矿; 磁铁矿; 磨矿细度; 异质互凝

doi: 10.3969/j.issn.1000-6532.2017.06.014

中图分类号: TD951 文献标志码: A 文章编号: 1000-6532(2017)06-0068-04

随着钢铁行业的产能过剩, 生产普通铁精矿的效益越来越低。超纯铁精矿因为价格便宜、粒度细、来源广、质量高等优点, 已成为许多永磁铁氧体预烧料生产单位的首选原料^[1], 且以超纯铁精矿粉为原料生产的还原铁粉具有更发达的比表面、海绵体结构状, 已成为薄壁、异形零件生产不可缺少的原料^[2]。因此, 在当前普通铁精矿效益不高的情况下, 生产超纯铁精矿, 可以有效的利用市场需求, 提高矿山综合效益。

目前, 国内制备超纯铁精矿原料大部分都是品位较高的铁精矿粉 ($\text{TFe} \geq 64\%$)。张晋霞等^[3]利用磨矿-弱磁选-磁重选-反浮选工艺将 $\text{TFe} 67.7\%$, $\text{SiO}_2 4.88\%$ 的普通铁精生产出含 $\text{TFe} 72.02\%$, $\text{SiO}_2 0.27\%$ 的超纯铁精矿, 同时可获得 $\text{TFe} 70.57\%$ 的普通铁精矿, 铁回收率达到 91.96% ; 贾宝亮等^[4]通过阶段磨矿磁选将铁品位 67.30% 、 $\text{SiO}_2 6.00\%$ 的陕西某磁铁矿制备成 $\text{TFe} 71.32\%$, Fe 回收率为 97% , $\text{SiO}_2 0.587\%$ 的高纯铁精矿; 杨大兵等^[5]通过自行研制的磁团聚重选机从 $\text{TFe} 64.78\%$ 、 $\text{SiO}_2 3.76\%$ 的金山店铁精矿中获得了产率为 50.30% 、全铁品位 70.48% 、硅杂质含量小于 0.5% 的超纯铁精矿; 而

付刚华^[6]和谢国先等^[7]研究了药剂制度对制备超纯铁精矿的影响。通过对广东托盘垌铁矿的矿相分析、磨矿细度试验和相关的 SEM-EDS 分析以及激光粒度分析、沉降试验等, 探索利用较低品位的铁矿石制备超纯铁精矿的难点。

1 矿物工艺特点分析

试样为广东的托盘垌铁矿石, 其中 Fe 品位为 48.62% , Si 含量 11.05% 。在显微镜下, 矿石为灰黑色, 强磁性, 呈细条带状构造, 金属矿物多为磁铁矿, 少量赤铁矿、黄铁矿及褐铁矿; 脉石矿物主要为石英、透闪石(阳起石)、绿泥石及楣石等, 呈中细粒粒状变晶结构。其中: 磁铁矿呈自形-半自形或不规则粒状, 多分布在石英等矿物中或独立分布, 部分被赤铁矿及褐铁矿等沿其裂隙交代, 局部交代较为强烈可见赤铁矿包含磁铁矿颗粒, 磁铁矿中偶见黄铁矿包体分布, 颗粒粒径 $0.005 \sim 0.2\ \text{mm}$ 之间, 局部磁铁矿颗粒集合体粒径最大可达 $0.6\ \text{mm}$ 左右, 见图 1。

该矿石的多元素分析、铁矿相分析和磁铁矿的嵌布粒度分析结果见表 1~3。

收稿日期: 2016-12-30; 改回日期: 2017-02-28

基金项目: 国家重大科学仪器设备开发专项计划“铁矿石成分实时在线检测仪器的应用开发及项目实施”(2013YQ04086017)

作者简介: 甘杰(1992-), 男, 硕士研究生在读。

表1 试样多元素分析/%

Table 1 Multi element analysis of samples

Fe	Si	Al	Ca	S	Sn
48.62	11.05	1.68	1.25	<0.01	<0.001
Pb	Ni	Cu	Zn	Mg	Mn
<0.001	<0.0001	<0.001	0.0073	1.09	<0.01

表1的试样多元素分析可以看出,矿物中的有用成分为Fe,主要杂质为Si,还有少量的Al、Ca、Mg。故制备纯铁精矿的过程主要就是提铁降硅的过程。

表2 试验原料铁物相分析

Table 2 Analysis of iron phase in test material

铁赋存相	磁铁矿	赤铁矿	黄铁矿	褐铁矿	合计
铁含量/%	46.8	1.4	0.32	0.1	48.62
铁分布率/%	96.26	2.88	0.66	0.20	100.00

从表2可以看出,矿石中的铁主要以磁铁矿的形式存在,少量赋存在赤铁矿、黄铁矿和褐铁矿等矿物中。可考虑使用磁选手段进行粗选,抛掉大量无用成分,减少后续选矿成本。

表3 磁铁矿嵌布粒度测试结果

Table 3 Magnetite particle size test results

粒度/ mm	-0.50+	-0.30+	-0.17+	-0.14	-0.105+	-0.074
含量/%	0	9.60	9.86	6.36	43.30	30.88

从表3可知,磁铁矿主要分布在-0.105 mm的粒度范围,属于细粒占优势矿物,为使矿物充分的单体解离,选别过程中的磨矿作业是关键。

综上所述,广东托盘坳铁矿是高硅低硫的细微粒嵌布磁铁矿类型的单一铁矿石,铁矿物主要以磁铁矿的形式存在,主要杂质为二氧化硅。

2 选矿试验及难点分析

2.1 选矿工艺的确定

根据矿石的分析结果可知,矿石属于细粒矿物,且矿石中的铁元素主要以磁铁矿的形式存在,故可以利用磨矿-磁选粗选工艺先抛掉大量脉石矿物。考虑矿石性质,结合以往类似的选矿经验,粗选后的铁精矿采用反浮选脱硅进行精选;矿石易泥化,选矿过程中容易产生细泥影响精矿品位,故反浮选后的精矿磁选脱泥。即试验工艺流程确定为:原矿→磨矿→磁选→磨矿→反浮选→磁选→铁精矿。

以磁浮联合工艺进行试验制备超纯铁精矿,通过磁选粗选可抛掉大量脉石矿物,在场强 80 mT,磨

矿细度-74 μm 60%,可得到品位为 67.18%,回收率 92.71%的磁选粗精矿;

试验发现(1)脂肪酸类捕收剂 915B 的捕收性能要优于十二胺;捕收剂 915 较佳用量为 160 g/t,提高捕收剂的用量会降低铁精矿回收率,提高精矿的品位,但用量过多会导致铁精矿下降而品位基本不变;(2)抑制剂淀粉最佳用量为 400 g/t,增加淀粉的用量,铁精矿回收率先增加,当淀粉用量加到一定量时,回收率基本不变,铁品位也是先增加后基本保持不变;(3)活化剂氯化钙较佳用量为 200 g/t;(4)较佳 pH 值为 11,较佳温度为 50℃,pH 值和温度都会影响浮选药剂特别是捕收剂的性能,从而影响反浮选效果;(5)反浮选的较佳入选粒度为-38 μm 97%,此时的铁品位为 71.29%。继续磨矿,铁精矿的品位和回收率反而都急剧下降。磨矿细度与浮选产品质量之间关系的见图 1。

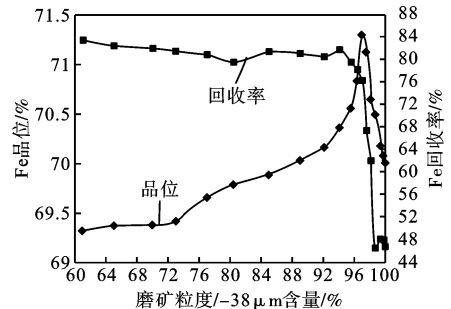


图1 浮选磨矿试验结果

Fig. 1 Results of grinding experiment before flotation

2.2 选矿难点分析

为进一步提高超纯铁精矿品位,分析精矿品位不算太高的原因,对在最佳选矿细度-38 μm 97%时反浮选得到的铁精矿产品进行扫描电镜和能谱分析,分析结果见图 2。

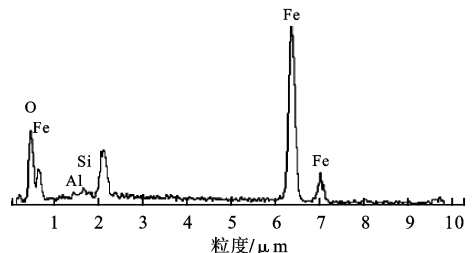


图2 铁精矿粉扫描电镜及能谱分析

Fig. 2 SEM-EDS analysis of iron concentrate powder

通过图2的分析结果可看出,矿粉颗粒最大约为 $5.26\ \mu\text{m}$,最小约为 $0.35\ \mu\text{m}$,平均颗粒尺寸在 $2.81\ \mu\text{m}$ 左右,主要是铁氧化物,含有少量的 SiO_2 和 Al_2O_3 。

为使矿石中的铁矿物与二氧化硅完全单体解离,对矿石继续磨矿,然而从图1的磨矿细度可以看出,随着磨矿细度 $-38\ \mu\text{m}$ 含量超过97%,铁精矿产品的质量和回收率双双急剧下降。这与预期的铁品位提高完全不一样,继续磨矿并不能提高铁精矿品位。为分析导致这种现象的原因,利用MASTER-SIZER2000激光粒度分析仪对磨矿细度 $-38\ \mu\text{m}$ 97%时的铁精矿产品进行激光粒度分析,结果见图3。

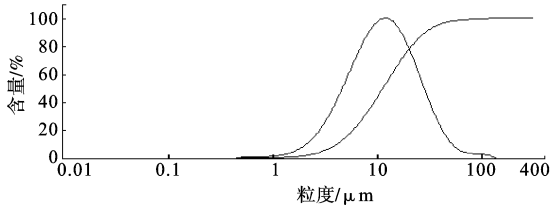


图3 铁精矿粒度分析

Fig. 3 Particle size analysis of iron ore concentrate

从图3粒度分析可看出,矿样中粒径小于 $4.12\ \mu\text{m}$ 10%,小于 $11.49\ \mu\text{m}$ 50%,粒径小于 $29.36\ \mu\text{m}$ 90%左右。

当磨矿细度 $-38\ \mu\text{m}$ 97%时,精矿的粒度主要分布在 $10\ \mu\text{m}$ 左右,而随着磨矿细度继续磨细,精矿粒度分布应该更细,此时反浮选应该属于微细粒浮选了,而影响微细粒矿物浮选效果的因素主要是高药剂消耗导致药剂用量不够,机械夹带以及异质微粒间的互凝。药剂用量不够,会导致有些二氧化硅没有被浮出来,留在铁精矿中,导致铁品位下降,但回收率不会急剧下降,故药剂用量不够不是导致浮选恶化的原因或不是主要原因;机械夹带是由于矿物颗粒太细,会随着起泡进入泡沫产品,这会引起铁精矿产品品位不变或略微提高,回收率急剧下降,故浮选恶化不是由机械夹带引起的。由于磨矿粒度过细,浮选矿浆中含有大量微细颗粒,颗粒凝聚是可能产生的,且异质微粒间的互凝比同质微粒间的互凝更强烈^[8]。异质互凝会使有用矿物和脉石矿物从新结合起来,反浮选过程中重新结合在一起的铁矿物和二氧化硅或一起被浮出进入泡沫产品中,或一起留在矿浆中,从而影响分选效果,导致铁精矿品位和回收率都急剧下降。

为进一步验证在磨矿后反浮选入选矿物颗粒是否絮团,对磨矿细度为 $-38\ \mu\text{m}$ 97%(磨矿30 min)、98%(磨矿40 min)和99.6%(磨矿50 min)三个点利用TZC型粒度测定仪(沉降天平)进行沉降试验,分别测出各粒度下在原矿、原矿+浮选药剂、原矿+浮选药剂+分散剂时的平均粒度。试验结果如表4。

表4 不同磨矿细度不同沉降条件下的平均粒度

Table 4 Average grain size of different grinding fineness under different deposition condition

磨矿细度/ $-38\ \mu\text{m}$ 含量%	沉降条件	平均粒径 / μm	粒径变化倍数 (与不加任何药 剂时的粒径比较)
97	不加任何药剂	11.51	-
	加浮选时的药剂	13.84	1.17
	添加分散剂	11.56	1.00
98	不加任何药剂	10.18	-
	加浮选时的药剂	14.26	1.40
	添加分散剂	10.32	1.01
99.67	不加任何药剂	8.17	-
	加浮选时的药剂	13.43	1.64
	添加分散剂	8.32	1.02

通过表4试验结果可知,在矿物颗粒粒度为 $-38\ \mu\text{m}$ 不小于97%时,添加浮选药剂的矿浆中颗粒平均粒径要比不加任何药剂的平均粒径大,而添加分散剂后测得颗粒平均粒径与不加任何药剂时的平均粒径相似。故反浮选过程中矿物之间确实发生团聚现象,且随着矿物颗粒粒径越细,絮团现象越明显。添加分散剂应该可以减轻矿物凝聚现象。

综上所述,当反浮选入选矿物颗粒太细时铁矿物与脉石矿物间互凝导致反浮选的铁精矿产品品位和回收率都急剧下降,但当入选矿物颗粒不细时铁矿物与脉石矿物没有完全单体解离,这就相互矛盾形成托盘坳铁矿石制备超纯铁精矿的难点。在不采用其他手段时(如反浮选过程中添加分散剂),最佳的磨矿细度为 $-38\ \mu\text{m}$ 97%,此时可得品位为71.29%的超纯铁精矿。

3 结 论

(1)矿相分析表明广东托盘坳铁矿石铁矿物主要是磁铁矿,脉石矿物为石英。矿物呈细粒分布,属于高硅低硫的细微粒嵌布磁铁矿类型的单一铁矿石。

(2)反浮选的磨矿细度试验表明最佳磨矿细度为 $-38\ \mu\text{m}$ 97%,此时铁精矿品位71.29%;当磨矿

细度-38 μm 大于 97% 时铁精矿产品品位和回收率都急剧下降。

(3) 磨矿细度为-38 μm 97% 时反浮选铁精矿的激光粒度分析可知精矿的平均粒径为 11.49 μm ; 扫描电镜和能谱分析表明此时的浮选铁精矿中还有二氧化硅连生体, 磨矿没有使矿物完全单体解离。

(4) 反浮选入选矿物颗粒的絮凝沉降试验分析表明, 入选矿物颗粒较细时反浮选过程中矿浆中铁矿物与脉石矿物间的互凝团聚, 且磨矿粒度越细团聚现象越严重, 这是导致分选效果恶化(铁精矿品位和回收率都下降)的主要原因。

参考文献:

[1] 张美鸽, 王金玮. 超纯铁精矿的工艺试验研究[J]. 中国钨业, 2002, 26(6): 15-17.

[2] 吴霞. 超纯铁精矿粉制备还原铁粉碳还原过程试验研究[J]. 矿业快报, 2006, 25(3): 17-19.

[3] 张晋霞, 牛福生, 徐之帅, 等. 用某铁精矿粉制取超纯铁精矿的选矿试验研究[J]. 金属矿山, 2009(5): 73-74.

[4] 贾宝亮, 阎晔轶, 孙亚峰, 等. 宁陕某磁铁精矿制备高纯铁精矿试验研究[J]. 矿产综合利用, 2015(6): 22-24.

[5] 杨大兵, 张一敏, 吴卫国, 等. 武钢金山店超纯铁精矿制备研究[J]. 金属矿山, 2003(5): 46-48.

[6] 付刚华, 宋晓雷, 郭宇峰, 等. 提高某超级铁精矿制备过程中的反浮选回收率[J]. 金属矿山, 2013(02).

[7] 谢国先, 罗廉明, 张树洪. 胺类捕收剂在铁精矿脱硅反浮选中的作用机制[J]. 金属矿山, 2009(8): 42-44.

[8] 张一敏. 固体物料分选理论与工艺[M]. 北京: 冶金工业出版社, 2007.

Analysis of the Difficulties of Guangdong Dong Tray Preparation of Super Pure Iron Concentrate Ore

Gan Jie, Yang Dabing

(College of Resources and Environmental Engineering Wuhan University of Science and Technology, Wuhan, Hubei, China)

Abstract: The mineral phase analysis showed that the iron ore is fine particles with high silicon and low sulphur disseminated magnetite. The fineness of the grinding test showed that the optimum fineness of the reverse flotation is -38 μm accounting for 97%, and the grade of iron concentrate is 71.29%. The SEM-EDS analysis showed that there is a small amount of SiO_2 intergrowths in iron ore particles. The grade and recovery rate of iron minerals are obviously decreased with the grinding fineness of -38 μm content exceeding 97%. Laser particle size distribution test showed that iron ore mainly concentrated in about 11.49 μm . The sedimentation test showed that minerals in the pulp will gather and floc when the selected mineral particles of flotation is finer, with the decrease of ore grain size, the agglomeration of flocs is more and more obvious. Therefore, the difficulty lies in the ore grinding fineness; the ore grains are coarse and the ore is not completely dissociated. The ore particle size is too small and flocculation clusters will be produced, thus affecting the purity of super pure iron concentrate

Keywords: Super pure iron concentrate; Magnetite; Grinding fineness; Heterogeneous coagulation

欢迎投稿 欢迎订阅 欢迎刊登广告