

某高磷鲕状赤铁矿选矿试验研究

龙运波, 张裕书

(中国地质科学院矿产综合利用研究所, 四川 成都 610041)

摘要:重庆某高磷鲕状赤铁矿, 主要以鲕状赤褐铁矿形式存在。原矿 TFe 品位为 38.52%, 含 P 为 1.1%。采用常规的机械选矿方法难以达到提铁降磷的目的; 采用焙烧-磁选-反浮选工艺流程, 可以获得铁精矿产率为 46.16%, TFe 58.15%, P 0.28%, 铁回收率为 69.37% 的指标。

关键词:鲕状赤铁矿; 焙烧磁选; 降磷; 反浮选

中图分类号:TD951 **文献标识码:**A **文章编号:**1000-6532(2011)01-0003-04

宁乡式鲕状赤铁矿是我国分布广、储量多的沉积型铁矿。该类铁矿主要分布在我国的湖北、江西、湖南、四川、云南、贵州以及广西等地区。现已经探明的该类铁矿石储量超过 37 亿 t, 占全国沉积型铁矿探明储量的 73.5%, 同时有资料表明预计还可以勘探出上百亿 t 的新资源量。这类矿石因赤铁矿嵌布粒度极细, 含磷高, 结构复杂, 品位低, 是世界公认的难选矿石。因此研究开发该资源高效分选技术, 对于缓解我国铁矿石供需紧张的矛盾具有十分重要的意义。

1 矿石性质

试验矿样来自重庆某地, 矿石中的有用物主要为赤、褐铁矿, 其次为菱铁矿、黄铁矿, 以及少量的磁

铁矿、磁黄铁矿等; 脉石矿物主要为石英、方解石、鲕绿泥石, 其次为胶磷矿、长石、伊利石、黑云母等, 有少量的电气石、白云母、蛋白石、玉髓等。

岩矿鉴定表明: 鲕粒中赤、褐铁矿大多为 0~8 μm, 与石英、碳酸盐矿物、粘土矿物、胶磷矿紧密结合呈跑道式以石英或其他矿物为核心组成鲕粒。胶磷矿粒度微细, 集中于 1~5 μm, 与粘土矿物、石英、赤褐铁矿等紧密共生, 产于鲕粒、岩屑中。菱铁矿及碳酸盐类矿物集合体粒度集中于 10~0.2 mm 间。胶磷矿在鲕粒、胶结物、岩屑中的粒度, 嵌布情况无大差别, 以细微颗粒与赤褐铁矿、菱铁矿、脉石等紧密共生, 解离十分困难, 难以分选。

矿石的化学多项分析结果见表 1, 铁物相分析结果见表 2。

表 1 矿石化学多项分析结果/%

TFe	Fe ₂ O ₃	FeO	MnO	P	S	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	K ₂ O	Na ₂ O	CO ₂
38.52	45.04	8.96	0.46	1.10	0.18	17.90	5.74	6.52	1.93	0.41	0.088	4.80

表 2 矿石铁物相分析结果

项目	赤铁矿 褐铁矿	磁铁矿 磁黄铁矿	菱铁矿	硅酸铁	合计
含量/%	33.36	0.22	1.40	3.40	38.38
占有率/%	86.92	0.57	3.65	8.86	100.00

2 选矿试验方案

从矿石性质知道, 该矿石原矿含磷达到了 1.1%, 属于高磷难选的鲕状赤铁矿石。在对试验矿样进行强磁选、单一浮选、强磁选脱泥-反浮选等方案

收稿日期: 2010-08-30; 改回日期: 2010-09-19

作者简介: 龙运波(1977-), 男, 工程师, 主要从事矿产资源综合利用研究工作。

的对比试验后发现:无论采用上述哪种流程,铁精矿品位都难以达到 $\text{TFe} \geq 57.00\%$, 杂质 P 降到 0.3% 以下。为此确定采用焙烧-磁选-反浮选联合流程。

3 还原焙烧试验研究

3.1 还原剂用量试验

焙烧试验所用设备为:快速升温箱式电炉(电炉最高升温温度 1600°C),每次装矿量为 400g,还原剂选用云南富源煤,粒度为 -1mm ,分别按矿石量的 0.5%、10%、15%、20% 比例添加,焙烧后的矿石在磨矿粒度为 -325 目 75.0% 时进行弱磁选试验。弱磁选设备为:XCRS-74 型 $\Phi 400 \times 300$ 鼓形湿式弱磁选机,分选磁场强度为 106kA/m 。弱磁选精矿的品位和回收率与还原剂用量的关系见图 1。

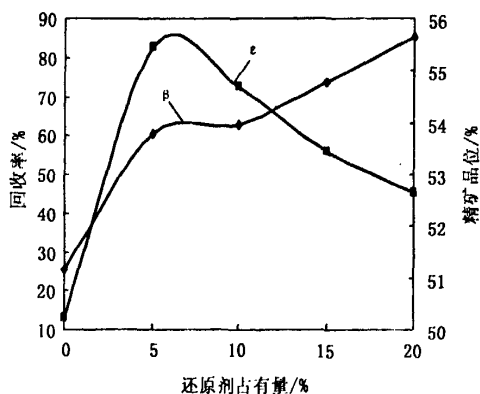


图1 铁精矿品位和回收率与还原剂用量的关系

从图1可以看出,当还原剂配入量与焙烧矿石量的比例为6%时,弱磁选铁精矿品位和回收率指标较好。因此确定还原剂配入量与焙烧矿石量的比例为6%。

3.2 还原焙烧温度试验

还原剂按矿石量的6%添加,分别选择焙烧温度 600°C 、 700°C 、 800°C 、 900°C 进行还原焙烧试验。

焙烧后矿石在同样的磨矿粒度与分选磁场强度条件下得到的弱磁选铁精矿的品位和回收率与焙烧温度的关系见图2。

从图2可以看出,焙烧温度从 600°C 上升至 900°C 时,弱磁选铁精矿品位升高不多,但是当焙烧温度为 800°C 的时候,回收率高达 85.2%,因此确定焙烧温度为 800°C 为宜。

3.3 焙烧时间试验

还原剂配入量与矿石量的比例为6%、焙烧温度为 800°C ,分别选取焙烧时间为 30min、60min、90min、120min 进行还原焙烧试验。焙烧后矿石在同样的磨矿粒度与分选磁场强度条件下得到的弱磁选铁精矿的品位和回收率与焙烧时间的关系见图3。

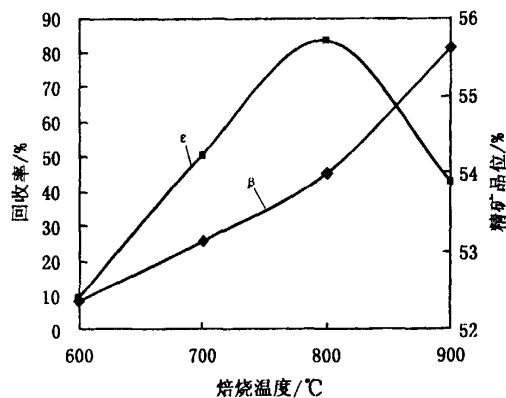


图2 铁精矿品位和回收率与焙烧温度的关系

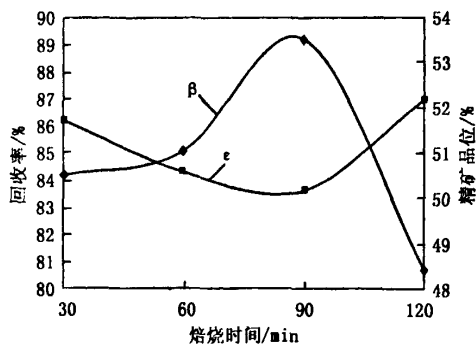


图3 铁精矿品位和回收率与还原时间的关系

从图3可以看出,在焙烧时间为90min时,铁精矿的回收率较其他几个时间略低,但是此条件下的铁精矿品位较高,对后续的浮选提铁降磷有利。因此确定还原焙烧时间取90min为宜。

3.4 原矿还原焙烧磁选综合条件试验

在还原剂用量为矿石量的6%、焙烧温度 800°C 、焙烧时间90min条件下还原焙烧得到的矿石进行弱磁选试验。磨矿粒度为 -325 目 75.00%。弱磁选设备为:XCRS-74 型 $\Phi 400 \times 300$ 鼓形湿式弱磁选机,磁场强度为 106kA/m ,试验结果见表3。

由表3知,弱磁精矿品位 TFe 为 54.12%,铁回

某复杂难选氧化铅锌矿选矿试验研究

毛益林, 陈晓青, 杨进忠, 王秀芬

(中国地质科学院矿产综合利用研究所, 四川 成都 610041)

摘要:针对某氧化铅锌矿嵌布粒度微细、氧化率高等特点,采用先疏后氧浮选工艺流程,得到铅锌混合精矿与合格锌精矿,然后采用新型氧化矿硫化剂 EMS-3 硫化氧化铅矿物,再浮选得到氧化铅精矿产品。采用该工艺流程,伴生的银在精矿中得到富集,使资源得到最大化利用。

关键词:氧化铅锌矿石; 铅锌分离; 硫化剂 EMS-3

中图分类号:TD913 **文献标识码:**A **文章编号:**1000-6532(2011)01-0006-05

随着经济的发展,铅锌等各种金属的需求量在不断增加。由于铅锌矿产资源的大量开发利用,硫化铅锌矿越来越少,氧化铅锌矿成为了重要的铅锌原料,探索合适有效的氧化铅锌矿的分选途径已越来越受到人们的重视。本研究针对某复杂难选氧化铅锌矿石进行了试验研究,获得了较好的选别效果。

参考文献:

- [1] 龙运波, 张裕书. 重庆巫山县邓家铺状赤铁矿可选性试验研究[R]. 成都: 中国地质科学院矿产综合利用研究所, 2008.
- [2] 闫武, 张裕书. 鄂西乡式铁矿利用工艺技术研究[R]. 成都: 中国地质科学院矿产综合利用研究所, 2008.
- [3] 庞玉荣, 郭秀平, 李朝晖, 庞雪敏. 某鲕状赤铁矿反浮选试验研究[J]. 国外金属矿选矿, 2008, (7): 22-25.
- [4] 张锦瑞, 胡立可, 梁银英, 杨惠平, 孙达. 难选鲕状赤铁矿的研究利用现状及展望[J]. 中国矿业, 2007, (7): 74-76.

随着经济的发展,铅锌等各种金属的需求量在不断增加。由于铅锌矿产资源的大量开发利用,硫化铅锌矿越来越少,氧化铅锌矿成为了重要的铅锌原料,探索合适有效的氧化铅锌矿的分选途径已越来越受到人们的重视。本研究针对某复杂难选氧化铅锌矿石进行了试验研究,获得了较好的选别效果。

- [5] 李广涛, 张宗华, 张昱, 王雅静. 某高磷赤褐铁矿的焙烧-磁选试验研究[J]. 矿业快报, 2008, (1): 27-29.
- [6] 郝先耀, 戴惠新, 赵志强. 高磷铁矿石降磷的现状与存在问题探讨[J]. 金属矿山, 2007, (1): 7-10, 66.
- [7] 陈述文, 曾永振, 陈启平. 贵州赫章鲕状赤铁矿直接还原磁选试验研究[J]. 金属矿山, 1997, (11): 13-16, 31.
- [8] 何姜毅, 周平, 庄故章, 杜景红, 张军, 刘国兵, 杨志惠. 某高磷铁矿降磷技术研究[J]. 云南冶金, 2007, 136(6): 17-21.
- [9] 王兢, 尚衍波, 张覃. 鲕状赤铁矿浮选初步研究[J]. 矿冶工程, 2004, (6): 38-40.

Experimental Research on Mineral Processing Technology for Separating a High Phosphorus Oolitic Hematite Ore

LONG Yun-bo, ZHANG Yu-shu

(Institute of Multipurpose Utilization of Mineral Resources, CAGS, Chengdu, Sichuan, China)

Abstract: A high phosphorus oolitic hematite ore in Chongqing with a head grade of 38.52% TFe and containing 1.1% P, mainly exists in the form of oolitic hematite and limonite ore. When the normal mechanical mineral processing method is adopted, it's difficult to reach the aim of iron increase and phosphorus decrease. However, when the technological flowsheet of roasting - magnetic separation - reverse flotation is adopted, the iron concentrate of 58.15% TFe and 0.28% P with a yield of 46.16% and an iron recovery of 69.37% are obtained.

Key words: Oolitic hematite ore; Roasting and magnetic separation; Phosphorus decrease; Reverse flotation

收稿日期: 2010-08-24; 改回日期: 2010-09-29

作者简介: 毛益林(1983-), 男, 工程师, 硕士研究生, 主要从事矿物加工工程的研究工作。