

文章编号:1673-9981(2011)02-0150-04

某鲕状赤铁矿选矿试验研究

李爱民¹,高玉德²,郭阶庆¹,韩兆元²

1. 宁化行洛坑钨矿有限公司,福建 宁化 365401;
2. 广东省工业技术研究院(广州有色金属研究院),广东 广州 510650

摘 要:针对微晶赤铁矿与绿泥石、粘土、胶磷矿等构成的鲕状赤铁矿矿石的性质,采用磁选—酸浸联合工艺,当原矿中含 Fe 为 48.89%,含 P 为 0.65 % 时,可获得 Fe 品位为 55.71%,回收率为 60.59% 的铁精矿,铁精矿中 P 的含量降至 0.10 %。

关键词:鲕状赤铁矿;磁选;酸浸

中图分类号:TD981 **文献标识码:**A

随着我国钢铁工业的高速发展,富铁矿和易选贫铁矿的储量日趋枯竭,贫细杂难处理的赤铁矿比例逐渐增大,其中鲕状赤铁矿是世界上被认为最难选的铁矿石。由于鲕状赤铁矿嵌布粒度极细,通常与菱铁矿、鲕绿泥石和含磷矿物共生或相互包裹,且其储量约占全国铁矿石储量的 1/9。因此,研究鲕状赤铁矿的综合回收利用具有重要的战略意义。

鲕状赤铁矿为微晶结构,原矿一般含磷较高。因此,提铁降磷是鲕状赤铁矿选矿的一大难题。目前,国内外选别鲕状赤铁矿的工艺主要包括:细磨—选择性絮凝(聚团)—强磁选或浮选,还原焙烧—细磨—选择性絮凝(聚团)—弱磁选或浮选,高梯度磁选,弱磁选—强磁选—反浮选,直接还原法,氯化焙烧—酸浸及磁化焙烧—浸出。本文中采用磁选—酸浸联合工艺回收国内某鲕状赤铁矿,为其他难选鲕状赤铁矿石的回收与利用提供了很好的技术支撑。

1 原矿性质

某鲕状赤铁矿具有微晶赤铁矿与绿泥石、粘土、胶磷矿等构成同心圆状鲕粒,以及少量的胶体状褐铁矿或粘土包含或环绕赤铁矿鲕粒的特点。鲕粒分为富铁鲕粒和贫铁富粘土鲕粒。某鲕状赤铁矿由粉末状赤铁矿和粘土构成量同心圆状结构,其主要成分为铁、硅、铝和磷。矿石的主要矿物为氧化铁矿物、硫化矿物及脉石矿物。氧化铁矿物主要为鲕状赤铁矿,其次为褐铁矿、磁铁矿、粒状赤铁矿;硫化矿物为少量磁黄铁矿;脉石矿物为粘土、石英和少量含铁白云母。

原矿主要元素分析结果列于表 1。当原矿磨至粒度小于 0.036 mm 时,主要矿物含量及铁在各主要矿物中的占有率列于表 2。由表 1 和表 2 可知,原矿中磷的含量高达 0.65%,约 83% 的铁分布在赤铁矿鲕粒中。由此可知,提铁降磷难度较大。

表 1 原矿主要元素分析结果
Table 1 Analytical results of the major elements of raw ore

元素	TFe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	S	As
含量 w/%	48.02	14.32	10.30	0.65	0.17	0.0078

收稿日期:2010-10-15
作者简介:李爱民(1965—),男,湖南岳阳人,工程师,学士。

表 2 主要矿物含量及铁在各主要矿物中的占有率

Table 2 Relative content of major minerals in the raw ore and recovery of iron in each major minerals			
矿物	矿物含量 w/%	Fe 含量 w/%	Fe 占有率/%
磁铁矿	0.23	72.26	0.36
赤铁矿鲕粒	67.32	57.56	82.98
褐铁矿	2.70	50.20	2.90
赤铁矿	0.12	69.94	0.18
磁黄铁矿	1.10	59.80	1.41
脉石	28.53	19.92	12.17
合计	100.00	46.696	100.00

2 试验结果及分析

2.1 磨矿细度的确定

表 3 为不同磨矿细度下分选试验结果。由表 3 可知,磨矿细度越细,铁精矿品位越高。当将原矿磨至粒度小于 0.074 mm 时,采用磁选—重选提纯,获得的铁精矿品位为 56.85%;当粒度小于 0.036 mm 时,铁精矿品位为 58.88%。这是由于鲕状赤铁矿的特殊结构,无论原矿粒度磨至多细,也极难将鲕粒中的铁与粘土分离。

表 4 为分级机溢流产品筛析结果。由表 4 可知,磨矿细度—0.074 mm 占 86.53%,采用物理选矿方法获得的铁精矿品位难以达到 56.85%。

表 3 不同磨矿细度分选试验结果

Table 3 Separation results of different grinding fineness	
磨矿细度	Fe 品位/%
粒度小于 0.074 mm	56.85
粒度小于 0.045 mm	57.56
粒度小于 0.036 mm	58.88

表 4 分级机溢流产品筛析结果

Table 4 Screening results of classifier's overflow product			
粒级/mm	产率/%	Fe 品位/%	Fe 分布率/%
+0.074	13.47	40.20	11.27
−0.074+0.043	20.90	48.64	21.16
−0.043+0.020	21.69	50.56	22.83
−0.020	43.94	48.92	44.74
原矿	100.00	48.04	100.00

该鲕状赤铁矿易泥化,为了减轻过磨,同时考虑到生产成本及现有的选矿技术条件,本次试验磨矿拟用棒磨机,并与螺旋分级机形成闭路,磨矿细度控制在−0.074 mm 占 85%左右。

2.2 磁选试验研究

目前,分离鲕状赤铁与脉石常用的设备为高梯度磁选机,为了避免强磁性矿物堵塞高梯度磁选机筛网,通常在高梯度磁选作业前增加弱磁选作业。本文磁选试验采用弱磁选—高梯度强磁粗选—高梯度强磁扫选工艺。图 1 为磁选试验工艺流程示意图,其中高梯度磁选试验选用 SSS-Φ145 型周期式高梯度

磁选机,磁场强度为 0.8 T;弱磁选选用 ZCT-0403 型筒式磁选机,磁场强度为 0.2 T。在磨矿细度为−0.074 mm 约占 85%的条件下,选别结果列于表 5。

由表 5 可知,强磁粗精矿中 Fe 品位为 51.97%、含 P 为 0.37 %,Fe 的回收率为 65.93%。为了提高磁选精矿品位,对强磁选粗精矿进行强磁精选,其磁场强度为 0.4 T。强磁精选所获得的铁精矿品位为 54.79%,但回收率却降至 13.18%。试验结果表明:采用单一磁选工艺很难提高铁精矿品位,需采用联合工艺流程;该矿石强磁性矿物较少,弱磁选作业可省略。

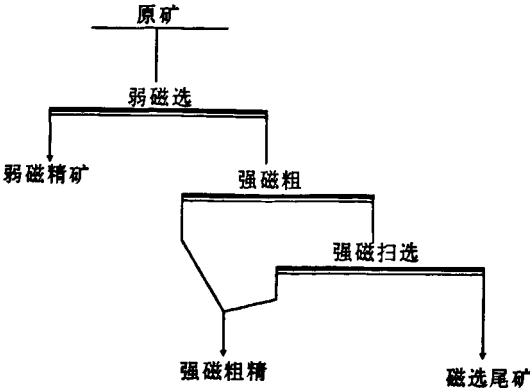


图 1 磁选工艺流程示意图

Fig. 1 Flowsheet of magnetic separation process

2.3 酸浸试验研究

为了进一步提高铁精矿品位,降低铁精矿的含磷量,对磁选粗精矿进行不同工艺条件下酸浸试验研究,酸浸所选用的酸分别为硫酸、硝酸及盐酸,试

验结果列于表 6. 由表 6 可知,当酸浸给矿铁品位为 51.42%时,在酸浓度、浸出时间、固液比相同的条件下,盐酸的浸出效果最佳,经盐酸酸浸后可获得铁精矿品位为 55.58%,酸浸作业回收率为 99.17%,铁精矿中含 P 量降至 0.10 %.同时还对未经细磨与细磨后的磁选粗精矿的盐酸浸出效果进行了对比,发现两者差异不大,表明磁选粗精矿无需再磨,可直接酸浸.

表 5 磁选试验结果

Table 5 Results of magnetic experiment

产品	产率/%	Fe 品位/%	Fe 回收率/%
弱磁精矿	0.42	49.35	0.42
强磁粗精矿	62.03	51.97	65.93
磁选尾矿	37.55	43.82	33.65
原矿	100.00	48.90	100.00

表 6 磁选粗精矿酸浸试验结果

Table 6 Experimental results of acid leaching on magnetic rough concentrate

工艺条件	产品	产率/%	Fe 品位/%	Fe 回收率/%
硫酸浓度 10%, 浸出时间 1 h, 固液比 1:1	铁精矿	95.70	51.55	95.94
	给矿	100.00	51.42	100.00
硝酸浓度 10%, 浸出时间 1 h, 固液比 1:1	铁精矿	93.20	54.95	99.60
	给矿	100.00	51.42	100.00
盐酸浓度 10%, 浸出时间 1 h, 固液比 1:1	铁精矿	91.75	55.58	99.17
	给矿	100.00	51.42	100.00
细磨后的磁选粗精矿经盐酸酸浸	铁精矿	93.95	54.69	99.90
	给矿	100.00	51.42	100.00

2.4 磁选—酸浸联合工艺试验

根据鲕状赤铁矿的探索试验结果,最终选择采用磁选—酸浸联合工艺进行选别. 在满足酸浸品位的前提下,尽可能提高磁选作业回收率,所以将强磁精选磁场强度提高至 0.7 T. 酸浸工艺条件为盐酸

浓度 10%, 浸出时间 1 h, 固液比 1:1. 图 2 为磁选—酸浸联合工艺流程示意图, 试验结果列于表 7. 通过磁选—酸浸联合工艺试验, 相对于原矿最终获得产率为 53.17%, Fe 品位为 55.71%, 含 P 为 0.10 %, Fe 回收率为 60.59%的铁精矿.

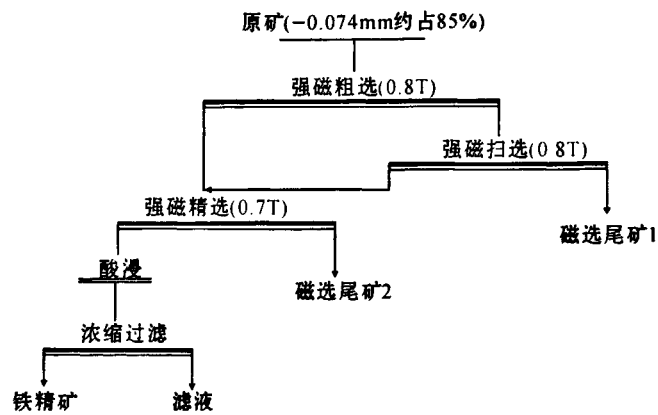


图 2 磁选-酸浸联合工艺流程

Fig.2 Joint process flowsheet of magnetic separation and acid leaching

表 7 磁选—酸浸联合工艺试验结果

Table 7 Experimental results of joint process of magnetic separation and acid leaching

产品	产率/%	品位 Fe/%	回收率 Fe/%
铁精矿	53.17	55.71	60.59
磁选尾矿 2	13.81	46.21	13.05
磁选尾矿 1	29.32	41.51	24.90
浸蚀+滤液	3.70	—	1.46
原矿	100.00	48.89	100.00

0.65%,约 83%的铁分布在赤铁矿颗粒中,提铁降磷难度较大。

(2)当鲕状赤铁矿原矿 Fe 品位为 48.89%,含 P 为 0.65 %时,采用磁选—酸浸联合工艺,可获得相对于原矿产率为 53.17%,Fe 品位为 55.71%,含 P 量为 0.10 %,Fe 回收率为 60.59%的铁精矿。

3 结 论

(1)由微晶赤铁矿与绿泥石、粘土、胶磷矿等构成同心圆状以及少量的胶体状褐铁矿或粘土包含或环绕的某鲕状赤铁矿,原矿中磷的含量高达

Separability study on an oolitic hematite ore

LI Aimin¹,GAO Yude²,GUO Jieqing¹,HAN Zhaoyuan²

1. Ninghua Xingluokeng Tungsten Mining Co.,LTD,Ninghua 365401,China; 2. Guangdong General Research Institute of Industrial Technology(Guangzhou Research Institute of Non-ferrous Metals),Guangzhou 510650,China

Abstract: In view of ore properties of oolitic hematite consisting of microcrystalline hematite and chlorite, clay and glue phosphate, a joint process of magnetic separation and acid leaching was adopted for recovering iron. When Fe content of the feed was 48.89% and P 0.65%, the iron concentrate with grade (Fe) 55.71% and recovery (Fe) 60.59% was gained and the content of P in iron concentrate was down to 0.10% by the joint process.

Key words:oolitic hematite;magnetic separation;acid leaching