

文章编号:1674-2869(2012)10-0015-04

硫酸渣磁化焙烧—磁选提铁降硫

张汉泉¹,路漫漫¹,胡定国²

(1. 武汉工程大学环境与城市建设学院,湖北 武汉 430074;

2. 武钢矿业有限公司灵乡铁矿,湖北 大冶 435121)

摘 要:硫酸渣铁品位为 55.08%,其中有害元素硫的含量为 1.3%。为高效利用硫酸渣,必须提高铁含量、降低硫磷等有害元素。硫酸渣试样直接进行弱磁选,得到铁精矿品位 60.54%,精矿回收率仅为 54.46%,采用磁化焙烧—弱磁选的方法来进行选铁试验,通过对磁化焙烧时间、磁化焙烧温度、还原剂的质量配比等条件试验,确定了在焙烧时间 40 min,焙烧温度 750 ℃,还原剂 10% 的最佳焙烧条件。焙烧矿磨矿至 -0.074 mm 97.02%,用弱磁选管进行磁选的最佳试验条件,在此焙烧条件下,进行一粗一精的磁选,获得了铁品位 64.57%,精矿回收率 86.99%,硫含量降低到 0.13%。

关键词:硫酸渣;铁品位;磁化焙烧;弱磁选

中图分类号:X75

文献标识码:A

doi:10.3969/j.issn.1674-2869.2012.10.004

0 引 言

硫酸渣是硫铁矿制备硫酸所得的烧渣,是硫酸厂的必然产物。每生产 1 t 硫酸产出硫酸渣 0.8~1.1,我国每年硫酸渣的产量已经超过 2 000 万 t,堆存占地超过 1 000 万 m²,露天堆放的硫酸渣遇风微尘污染空气;遇雨流出呈酸性的粉红色、铁锈色污水,并带有铅、砷等有毒有害离子,给周边地表、地下水及生态环境造成危害^[1]。占用了大量土地,严重污染环境。也有硫酸企业采用硫磺制备硫酸,以减少烧渣的排放。但是目前自然硫磺资源日趋贫乏,仅占硫资源储量的 20%,其余 80% 的硫主要以硫铁矿的形式存在^[2]。我国硫铁矿资源比较丰富,许多省份如安徽、内蒙古、广东、云南、贵州、山东、四川、江西和河南的储量超过了 1 亿 t,开发利用前途较好。自然硫主要储存在地区山东省,矿层薄,矿石渗透性较差,选矿难度大,工业价值较小。所以我国目前只能以硫铁矿为主,硫酸渣将长期存在。绝大部分硫酸渣中铁含量高达 40% 以上,粒度细,很多企业都采取一系列选别工艺制成铁精粉,作为炼铁铁原料。例如铁矿资源较贫乏的德国、意大利、日本等国家,把黄铁矿烧渣作为重要的炼铁原料来源之一^[3]。如意大利蒙特卡梯尼厂采用硫铁矿烧渣磁化焙烧—磁选—球团工艺来生产铁精粉,董风芝^[4]等对硫酸渣回收铁精矿的磁化焙烧工艺进行过试验研究,获得了

较高品质的铁精矿。

1 试样性质分析

本次试验所用矿样为湖南某硫酸渣矿,主要有用矿物为赤铁矿和磁铁矿,主要脉石矿物为石英。表 1 为试样的多元素分析结果,表 2 为试样粒度分布分析结果。

表 1 试样多元素分析

Table 1 Composition of sample

w/%	TFe	S	P	FeO	Al ₂ O ₃	SiO ₂	CaO	MgO
试样	55.08	1.30	0.03	5.62	1.31	11.22	4.07	2.18

表 2 试样粒度分布分析结果

Table 2 Analysis of iron ore phase of middling of sample

粒级/mm	产率/%	累计产率/%	铁品位/%	铁分布率/%
+0.074	21.00	21.00	51.72	19.73
-0.074+				
0.044	10.71	31.71	60.26	11.72
-0.044+				
0.037	15.66	47.37	60.18	17.12
-0.037	52.63	100.00	53.81	51.44
合计	100.00		55.06	100.00

从表 1 可以看出,试样中铁品位高,达到 55.08%,具有很高的利用价值,作为废弃物很可惜,其中的硫含量 1.30%,对冶炼很不利,会增加钢铁的热脆性,考虑在焙烧和磁选时能够脱硫。试样中磁化率(FeO/Fe)为 10.20%,有一定的强磁

收稿日期:2012-09-14

作者简介:张汉泉(1971-),男,湖北黄冈人,副教授,博士,研究方向:金属矿选矿、造块工艺研究。

性矿物。试样中脉石矿物主要为石英,含量达到 11.22%。二元碱度 $\text{CaO}/\text{SiO}_2 = 0.363$ (质量比); 四元碱度 $(\text{CaO} + \text{MgO})/(\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3) = 0.499$ (质量比),为酸性矿石。从表 2 可以看出,试样中 -0.037 mm 的含量能够达到 52.63%,粒度很细,可以直接进行磁选或磁化焙烧。

试验用煤粉为武钢乌龙泉矿水泥厂普通燃煤,其主要指标见表 3。

表 3 试验用煤粉工业分析结果

Table 3 Technical analysis of fine coal %

煤粉 种类	水分	挥发分	灰分	固定碳	硫	热值/ $\text{kJ} \cdot \text{kg}^{-1}$
燃煤	1.01	7.95	8.80	75.40	0.49	27181

2 磁选试验

在磨矿细度 -0.044 mm 占 89.39% 的条件下,用磁选管对试样直接进行弱磁选。磁选磁场为:47.76、95.52、143.28、187.06、230.84 kA/m。结果表明试样直接磁选,精矿产率随磁场强度增大而增大,但是精铁品位在 60% 左右,硫含量 1.02%,精矿回收率最多只能达到 57.95%,难以获得理想的精矿指标。

3 磁化焙烧—弱磁选试验

对氧化铁矿(Fe_2O_3)原料而言,对磁化还原焙烧效果和成本影响较大的因素有焙烧温度、还原气氛和时间。按照不同条件对原样进行磁化焙烧,将焙烧矿水冷后按 1:1 磨矿浓度进行磨矿,对 -0.074 mm 占 97.02% 的焙烧矿用磁选管进行弱磁选(一粗一精),粗选磁场强度 71.64 kA/m,精选磁场强度 47.76 kA/m。

3.1 焙烧温度试验

根据还原焙烧理论,如果焙烧温度过低,反应速度常数小,反应速度慢;焙烧温度过高,容易发生还原而生成 FeO ,磁化率不佳,因此,氧化铁矿磁化焙烧温度要维持在适当水平^[5-6]。温度试验焙烧条件为还原剂用量 10%,焙烧时间 20 min。不同温度下焙烧后的矿石磨矿至 -0.074 mm 占 97.02%,得到的焙烧温度试验结果见图 1。

从图 1 中可以看出,随着温度上升,焙烧产品弱磁选所得铁精矿的品位呈下降的趋势,但是精矿回收率上升,当焙烧温度超过 750 °C 时,铁精矿的铁品位和回收率变化均趋小,综合精矿品位及回收率和能耗的等因素,确定 750 °C 为最佳磁化焙烧温度,进行后面试验。

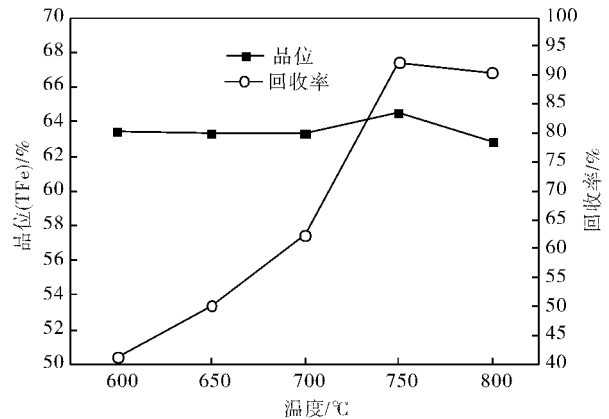


图 1 磁化焙烧温度试验结果

Fig. 1 Result of magnetizing roasting temperature test

3.2 磁化焙烧时间试验

以 750 °C 为焙烧温度,进行焙烧时间单因素条件优化试验。此外,氧化铁矿磁化焙烧时间往往与磁化焙烧温度、矿石粒径、还原剂和矿石致密性等因素有关。硫酸渣磁化焙烧条件为:还原煤粉用量 10% (对烧渣),磁化焙烧温度 750 °C。焙烧后的产品磨至 -0.074 mm 占 97.02%,试验结果见图 2。

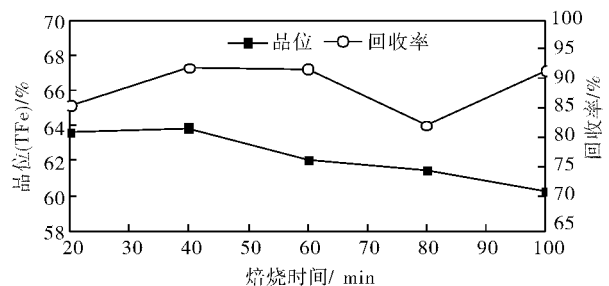


图 2 磁化焙烧时间试验结果

Fig. 2 Result of magnetizing roasting duration test

由图 2 可以看出,精矿品位随焙烧时间增加大体呈下降趋势,精矿回收率则在 40 min 时达到一个最大值,综合精矿品位回收率等各方面因素,该硫酸渣矿的最佳焙烧时间是 40 min。

3.3 磁化焙烧还原剂用量试验

还原剂用量也是影响磁化焙烧因素之一。还原剂的用量过低,则还原反应不充分,使矿物不能充分还原;反之,则造成能源的浪费和成本的增加。焙烧时间 40 min,焙烧温度 750 °C。不同还原剂用量下焙烧后的试样磨至 -0.074 mm 占 97.02%,试验结果见图 3。由图 3 可见,还原煤粉用量增加,焙烧矿弱磁选铁精矿品位变化较小,精矿铁回收率则是先增加,后降低,因此确定还原煤粉最佳用量为 10%。这是由于还原剂用量过多会使还原过程中局部生成的富氏体致使精矿的各项

指标受到影响^[7]。综合考虑铁精矿的品位和回收率,最佳煤还原剂用量是 10%。

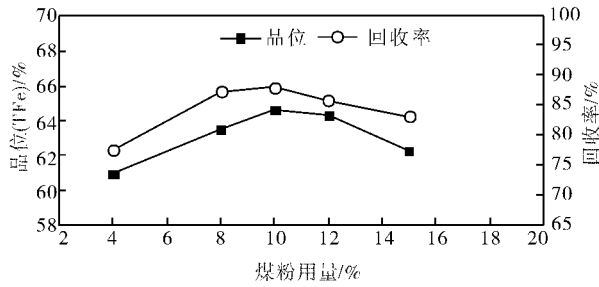


图 3 磁化焙烧还原剂用量试验结果

Fig. 3 Result of ratio of coal of magnetizing roasting test

3.4 磨矿细度试验

硫酸渣在经过磁化焙烧后,矿中的 Si 质成分会融化粘结在一起,包铁质包裹在其中,影响下一步的磁选,因此磁化焙烧后进行适当时间的擦磨,使焙烧矿充分解离,出现新的表面,是十分必要的。在焙烧时间 40 min,焙烧温度 750 ℃。还原剂用量 10%在不同的粒度条件下磁选(−0.074 mm 含量为 55.53%为未磨直接磁选),磨矿细度试验结果见图 4。

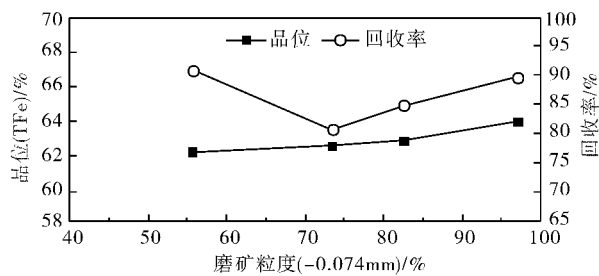


图 4 磨矿细度试验结果

Fig. 4 Granularity test of roasted product

由图 4 可以看出,在磨矿粒度为 −0.074 mm 含量为 97.02%时,精矿品位和精矿回收率都不错,选矿效率最高,因此综合各项指标,焙烧矿再选磨矿再选 −0.074 mm 含量达到 95%以上的细度。

3.5 磁选精矿分析

硫酸渣磁化焙烧矿—磁选得到的铁精矿铁品位为 64.57%,为考察精矿产品中有害杂质的含量,对最终铁精矿作了化学多元素分析,由表 4 可以看出,经过焙烧—球磨—磁选后的硫酸渣,铁品位从 55.08%提高到 64.57%,S 含量从 1.30%降

低到 0.13%,脱硫率达到 90%,其他脉石成分满足炼铁要求,完全可以作为炼铁原料使用。

表 4 铁精矿多元素分析结果

Table 4 Chemical composition of concentrate /%

分析元素	TFe	S	P	Al ₂ O ₃	SiO ₂	CaO	MgO
铁精矿	64.57	0.13	0.021	0.91	3.91	2.5	1.78

4 结 语

a. 铁品位 55.08%,硫含量 1.3%的湖南某硫酸渣矿样,硫酸渣进行直接磁选,试验条件:磁场强度 47.76~230.84 kA/m,得到的精矿品位为 59.24%~60.15%,硫含量仍高达 1.02%,精矿回收率仅为 45.21%~57.29%。

b. 采用磁化焙烧—磁选的方案进行试验,在焙烧时间 40 min,焙烧温度 750 ℃,还原剂用量 10%,焙烧产物磨至 −0.074 mm 占 97.02%,经一粗一精弱磁选得到铁品位 64.57%,硫含量 0.13%的铁精矿,精矿回收率为 87.99%,磁化焙烧—磁选脱硫率达到 90%,具有较大的参考价值。

参考文献:

- [1] 叶志平,何国伟. 硫酸渣资源化及其以废治废技术研究[J]. 华南师范大学学报:自然科学版,2010(2): 72-75.
- [2] 刘全军,周兴龙,李华伟,等. 硫酸渣综合利用的研究现状与进展[J]. 云南冶金,2004(2):28-32.
- [3] 朱申红,吴德礼,孟娟. 黄铁矿烧渣的综合利用途径与问题分析[J]. 青岛建筑工程学院学报,2005(1): 25-28.
- [4] 董凤芝,姚德,孙永峰. 硫酸渣用磁化焙烧工艺分选铁精矿的研究与应用[J]. 金属矿山,2008(5): 146-148.
- [5] 刁作明. 利用硫酸渣(灰)制取海绵铁[J]. 重庆环境科学. 1995(4):37-40.
- [6] John Schutel. Southeast Asia the Springboard for New Coal Based DRI [J]. Personal Exchange Information,1997(7):17-20.
- [7] Luo Liqun,Le Yi. Applied researches and new developments of magnetizing roasting on iron materials [J]. China Mining Magazine,2007,16(3): 55-58.

Iron concentration and sulfur reduction on sulphuric acid drag by magnetic roasting-magnetic separation

ZHANG Han-quan¹, LU Man-man¹, HU Ding-guo²

(1. School of Environment and Civil Engineering, Wuhan Institute of Technology, Wuhan 430074, China;

2. Lingxiang Iron Mine of WISCO, Daye 435121, China)

Abstract: The iron content (mass fraction) is 55.08% and the sulfur is 1.3% in sulfuric acid residue. This experiment aims at improving the iron grade and reducing the harmful elements such as sulfur in the drag. Direct magnetic separation was used, obtaining 60.54% iron concentrate grade, only 54.46% iron recoveries. Then process of magnetizing roasting-magnetic separation was put forward. Through analyzing the experimental condition of magnetizing roast temperature, magnetizing roast time and the proportion of reducer, the condition of 40 minutes of roast time, 750 °C of roasting temperature and 10% reducer is the best. When the roasted product is grinded to -0.074 mm 97.02%, a good index through simple mineral processing is got, the iron grade of concentrate reaches to 64.57% and the iron recovery rate reaches to 86.99%. The mass fraction of sulfur in iron concentrate is reduced to 0.13% after the roasting product is separated by one roughing and one cleaning magnetic separation process.

Key words: sulphuric acid drag; iron grade; magnetizing roasting; magnetic separation

本文编辑: 龚晓宁



(上接第 14 页)

Multi-objective mathematical model for ore blending in stockyard

LI Zhi-guo^{1,2}, CUI Zhou-quan¹, ZHANG Dian-ji², CHEN Peng-neng¹

(1. Yunnan Phosphate Chemical Group, Co., Ltd, Kunming 650600, China;

2. Wuhan Institute of Technology, Wuhan 430074, China)

Abstract: To study the process of ore blending in phosphate stockyard, a multi-objective mathematical model was constructed. The ore quality requirements for mineral processing were selected as the objective function of the multi-objective mathematical model, meanwhile, maximum utilization of the lower quality ore was ensured. Resource and decision variables were constrained by the constrained function. Then multi-objective solving function of the Matlab optimization toolbox was used to solve an example and the multi-objective optimization model of ore blending. And the calculation result was compared with the actual ore blending result. The results show that the process of ore blending is described simply, intuitively and completely by the multi-objective mathematical model; the multi-objective solving method of the Matlab optimization toolbox is simple and effective for solving the multi-objective mathematical model of ore blending.

Key words: ore blending in stockyard; multi-objective optimization; mathematical model of ore blending

本文编辑: 龚晓宁