



从铜冶炼渣中回收铁的试验研究

杨椿¹, 余洪²

(1. 云维集团大为焦化制供气有限责任公司, 云南 曲靖 655338;
2. 昆明理工大学国土与资源工程学院, 云南 昆明 650093)

摘要:通过探索试验可知,采用磨矿-焙烧-湿式弱磁选-反浮选联合流程,可以很好的回收某铜渣中的铁。铜渣先经磨矿,细度为-0.074mm 80%;在温度为1000℃的有氧条件下焙烧60min后,经一段湿式磁选;磁选精矿再经二次磨矿,细度为-0.074mm 90%;然后经反浮选试验,捕收剂十二胺用量为800g/t,抑制剂淀粉用量为1000g/t时,最终得到产率为61.72%,铁品位为63.16%,回收率为60.39%的铁精矿,取得了良好的指标,为铜渣选铁的工业应用提供了一定参考。

关键词:铜渣;铁回收;焙烧;反浮选

doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2014.05.014

中图分类号:TD951 文献标志码:A 文章编号:1000-6532(2014)05-0055-04

铜渣是火法冶炼铜后所得到的产物,其渣里所含成分相当复杂,有用成分主要为铜、铁,有时伴有镍、钴等有价值资源^[1-2]。其中,铁的品位一般超过40%,铜的品位有时达1%,均超过现有条件下所能利用该种矿石的最低品位。我国铜渣资源也相当大,如果能充分利用这些资源,将有利于缓解我国相应资源的利用。因此,铜渣的资源化综合利用得到了广泛的研究,主要集中于渣中铜和铁的选矿回收再利用^[3-5]。

本文通过对冶炼厂的铜渣进行多元素分析和物相分析,调整选矿流程和药剂制度,最终为铁的综合利用提供了一定的技术参考。

1 铜渣性质分析

1.1 铜渣的多元素分析

铜渣的多元素分析见表1。从表1可知,该铜渣中铁含量较高,超过了目前所能利用的铁矿石品位;同时,二氧化硅的含量也很高,由于铁精矿中对二氧化硅的含量要求较高,且常规的选矿也主要以脱硅为主,所以铜渣中选铁主要是降硅。

表1 试样多元素分析结果/%

Table 1 Analysis results of multi-elements

Cu	Pb	Zn	Fe	SiO ₂	S
0.22	0.19	1.70	43.26	30.23	0.75

1.2 铜渣中铁物相分析

通过对铜渣中铁的物相分析得出,铜渣中的铁主要为硅酸盐铁矿物和磁性铁氧化物组成,含有少量金属铁、碳酸铁和赤铁矿,占有率见表2。从表2看出,可以充分回收的主要为磁铁矿,铁橄榄石回收比较困难。物相分析得出,其磁铁矿的嵌布粒度较细,对磁铁矿的回收也增加了难度。

表2 主要铁物相分析

Table 2 Analysis of main iron phase

铁物相	磁铁矿	铁橄榄石	金属铁	赤铁矿	铁酸铜	碳酸铁
占有率/%	51.37	40.20	1.73	2.61	0.34	1.32

根据矿石的多元素分析和矿石的铁物相分析,试验矿样具有以下特点:1)在铁物相分析中,主要为磁铁矿、铁橄榄石,其矿物都具有一定的磁性,在常规选矿中,磁铁矿只需进行弱磁选就可分离富集;2)铁橄榄石属于硅酸盐类矿物,含有大量的二氧化

收稿日期:2014-01-24

作者简介:林盛(1972-),男,工程师。

硅,不能被后续炼铁所利用,因此需将铁橄榄石中的铁转化为能被选矿回收且能作为炼铁的原料;3)矿样属于渣样,具有很高的硬度,并且工艺矿物学研究得知,铁矿物嵌布粒度较细,若要得到充分回收,需要细磨。

2 结果及讨论

2.1 探索性试验研究

针对以上矿物分析,设计了以下几种选别方法^[4,6-9]:焙烧-弱磁;弱磁-粗精矿再磨-弱磁;焙烧-弱磁-反浮选脱硅等联合流程。试验时,其初始磨矿细度均控制在-0.074mm 95%,通过一段选别开路流程,最终得到精矿指标见表3。

表3 不同选别流程所得铁精矿的指标/%

Table 3 Indexes of iron concentrate in different processing

试验流程	产率 /%	Fe 品位 /%	SiO ₂ 含量 /%	回收率 /%
焙烧-弱磁	80.42	53.71	8.37	87.97
弱磁-再磨-弱磁	67.39	51.37	9.32	77.36
焙烧-弱磁-反浮选	79.64	57.25	5.01	85.42

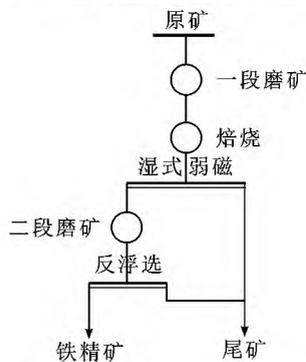


图1 铜渣选铁原则流程

Fig. 1 Principle process of recovery of iron from copper smelting slag

由表3可知,焙烧后的铁精矿回收率、产率均较高,且品位也相对较高。铁橄榄石的居里温度在250℃左右;磁铁矿本身属于铁磁性矿物,居里温度为570℃左右。在高温焙烧的过程中,焙烧温度都超过了两种矿物的居里温度;在冷却回温的过程中,可能有一部分铁橄榄石转变成了FeO或Fe₂O₃;磁铁矿冷却后,仍能保持其铁磁性。因此,在焙烧后,铁矿物中增加了FeO或Fe₂O₃等磁性矿物,使得矿物磁性增强,焙烧-湿

式磁选后铁矿的回收率有了大幅上升。

通过反复选后,可以降低铁精矿中二氧化硅的含量,从而提高铁精矿的质量。最终确定了“磨矿-焙烧-弱磁选-精矿再磨-反浮选”的选别工艺流程,其原则流程见图1。

2.2 焙烧试验

由于原矿中含有大量的铁橄榄石,铁橄榄石含有大量的二氧化硅而无法直接用于钢铁的冶炼。通过焙烧试验,可以将部分铁橄榄石转化成磁铁矿,从而通过磁选得到可以为钢铁冶炼提供合格的原料。

焙烧时,先将原矿磨细至-0.074mm 80%,然后在通入空气的情况下,不同温度、不同焙烧时间下在马弗炉里进行焙烧。制得的焙砂经磁选,得到铁精矿。

2.2.1 焙烧温度

根据相关文献报道,将试验的焙烧温度范围定为600~1000℃,其试验温度分别为0℃、600℃、800℃、1000℃,焙烧时间初定为30min。焙烧后的焙砂通过一段湿式开路弱磁选,得到铁精矿的指标见图2。

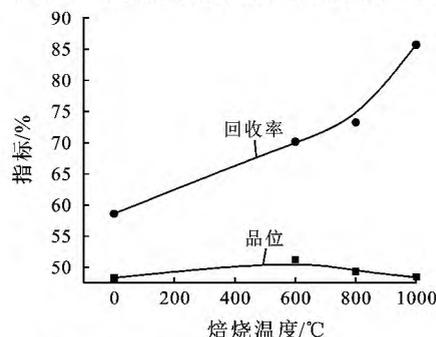


图2 不同焙烧温度下铁精矿指标

Fig. 2 Indexes of iron concentrate at different roasting temperature

由图2得出,焙烧温度为600℃时,其铁的品位较高,但回收率较低;温度为1000℃时,其铁品位较低,但回收率较其他不同焙烧温度下高。综合资源回收,确定试验温度为1000℃。

2.2.2 焙烧时间

焙烧的时间往往会影响焙砂的组成,对后续的选矿也有较大影响。因此,对焙烧的时间也要进行试验确定。焙烧时间分别定为30min、60min、90min。焙烧的温度为1000℃。通过一段湿式开路弱磁选,其精矿指标见图3。

由图3可以看出,当焙烧时间为60min时,铁精矿的指标较好。因此试验的焙烧时间为60min。

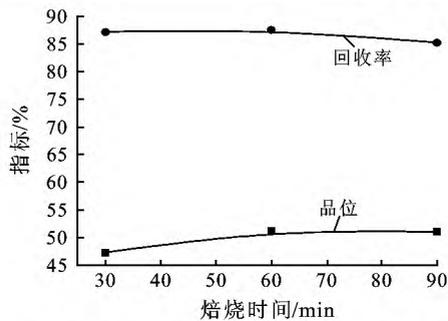


Fig. 3 Indexes of iron concentrate at different roasting time

2.3 反浮选脱硅试验

通过焙烧-弱磁选所得到的铁精矿指标中,铁品位不是很高,二氧化硅的含量较高,难以达到铁的冶炼水平。因此,需对磁选后的铁精矿进行脱硅提高精矿中铁的品位。在此采用反浮选来提高铁精矿的品位。

2.3.1 淀粉用量试验

淀粉作为抑制剂,能有效的抑制铁矿物的浮选。如果淀粉用量过大,会导致淀粉试剂消耗大,并且使得铁矿物夹杂的部分脉石不能在浮选中脱出,提高铁精矿的品位;若淀粉用量过少,不能有效抑制铁矿物,使得铁矿物随着泡沫流失,导致铁矿的回收率降低。因此,淀粉的用量需进行试验确定。其结果见图4。

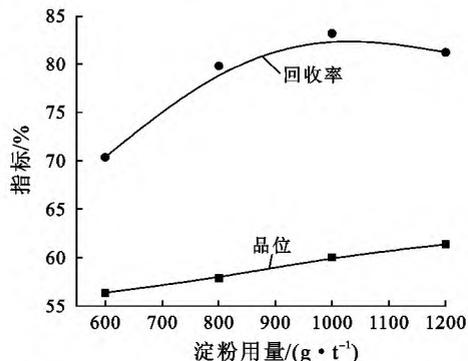


图4 不同淀粉用量时铁精矿指标

Fig. 4 Indexes of iron concentrate at different dosage of starch

由图4得出,随着淀粉用量的增加,铁精矿的品位逐渐升高,且呈线性增长趋势;铁精矿的回收率先升高后下降。当淀粉用量为1000g/t时,铁精矿的回收率达到了83.19%的回收率,但其品位不是最高,品位为60.03%。考虑到资源回收率,最终选择

淀粉用量为1000g/t。

2.3.2 反浮选捕收剂种类试验

铁矿反浮选通常所用的捕收剂为脂肪酸类捕收剂。本试验所选用的反浮选捕收剂为十二胺、SY、MD等捕收剂,同时加入淀粉作为抑制剂。捕收剂的用量均为600g/t,抑制剂淀粉的用量为1000g/t。一段弱磁选后的铁精矿再通过一粗反浮选所得铁精矿的指标见表4。

表4 不同捕收剂所得铁精矿的指标/%

Table 4 Indexes of iron concentrate of different

collectors

捕收剂种类	产率/%	Fe 品位/%	回收率/%
十二胺	78.28	59.37	77.97
SY	70.57	55.94	77.82
MD	74.36	54.78	76.04

通过捕收剂种类试验得出,反浮选时,十二胺作为捕收剂的效果较好。其回收率为77.97%,品位为59.37%。因此选择十二胺作为捕收剂。

2.3.3 捕收剂十二胺用量试验

十二胺作为反浮选的捕收剂可以很大程度的提高铁精矿的品位。因此,确定十二胺作为捕收剂的用量对生产上有很大帮助。十二胺作为反浮选捕收剂的用量分别为200g/t、600g/t、800g/t、1000g/t时,经过一段开路反浮选所得到的铁精矿指标见图5。

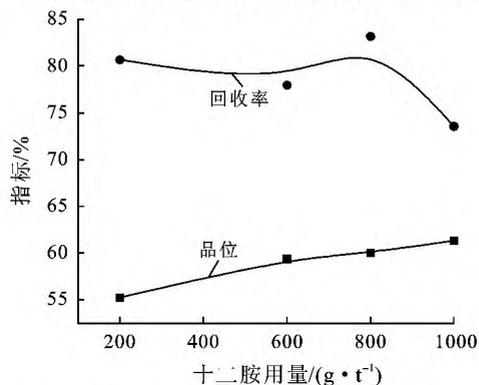


图5 十二胺不同用量下所得铁精矿的指标

Fig. 5 Indexes of iron concentrate at different dosage of dodecylamine

通过捕收剂用量试验得出,当十二胺的用量为800g/t时,所得铁精矿品位较高,达到了60.03%,且回收率较高,为83.19%。因此,选择反浮选捕收剂十二胺的用量为800g/t。

2.4 闭路试验

通过开路试验确定了相关的药剂和原则流程。

最终通过图 6 的闭路流程所得到产率为 61.72%，铁品位为 63.16%，回收率为 60.39% 的铁精矿，取得了良好的指标。

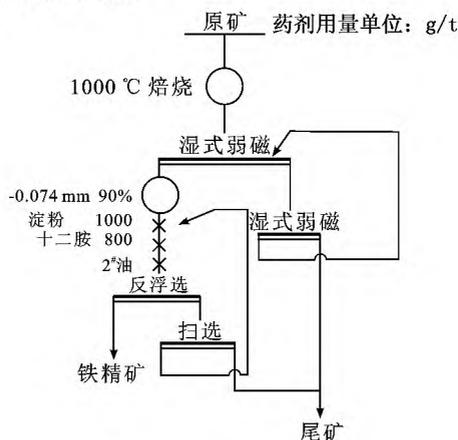


图 6 闭路选矿流程

Fig. 6 Flowsheet of closed-circuit test

3 结 论

(1) 铜渣中铁的选矿利用很少得到研究，试验通过对冶炼厂的铜渣进行多元素分析和物相分析，得出铁的主要矿物为磁铁矿和铁橄榄石，铁橄榄石中的铁基本上不能被冶炼所利用，此铜渣选铁比较困难。

(2) 通过探索试验，得出了磨矿-焙烧-湿式弱磁选-反浮选联合流程，可以很好的回收铜渣中的铁，最终得到的铁精矿能为冶炼企业所利用。

(3) 通过闭路流程：铜渣先磨矿，细度为 $-0.074\text{mm}80\%$ ；在温度为 1000°C 的有氧条件下焙烧 60min 后，经一段湿式磁选；磁选精矿再经二次磨矿，细度为 $-0.074\text{mm}90\%$ ；然后经反浮选试验，捕收剂十二胺用量为 800g/t ，淀粉抑制剂为 1000g/t 时，最终得到产率为 61.72%，63.16%，回收率为 60.39% 的铁精矿，取得了良好的指标。

参考文献：

- [1] 魏明安. 铜转炉渣选矿回收技术研究[J]. 矿冶, 2004(13):38-41.
- [2] 张林楠, 王明玉, 隋智通. 铜渣的处理与资源化[J]. 矿产综合利用, 2005(1):22-27.
- [3] 黄瑞强. 铜冶炼转炉缓冷渣选别工艺试验研究[J]. 中国矿山工程, 2010(39):16-20.
- [4] 陈江安, 李晓波, 刘俊. 江西贵溪铜冶炼厂转炉渣选矿工艺研究[J]. 江西理工大学学报, 2010(31):19-21.
- [5] 王珩. 从炼铜厂炉渣中回收铜铁的研究[J]. 广东有色金属学报, 2003(13):83-88.
- [6] 李养正. 中贫氧化矿磁选铁精矿的反浮降杂研究[J]. 矿冶工程, 1992(12):50-54.
- [7] 胡义明. 袁家村铁矿氧化矿石可选性研究[J]. 金属矿山, 2012(6):65-69.
- [8] 葛英勇, 陈英祥, 郭超华, 等. 新药剂 MG 反浮选铁矿中含硅、硫杂质的研究[J]. 矿产护与利用, 2010(76):33-36.
- [9] 徐承焱, 杨慧芬, 路超, 等. 某难选铁矿石直接还原焙烧磁选研究[J]. 矿冶工程, 2010(30):36-39.

Experimental study of Recovery of Iron from Copper Smelting Slag

Yang Chun¹, Yu Hong²

(1. Yunnan Dawei Coking and Gas Co., Ltd., Yunnan Yunwei Group, Qujing, Yunnan, China;

2. Faculty of Land Resource Engineering, Kunming University of Science and Technology, Kunming, Yunnan, China)

Abstract: The studies that recover iron from copper smelting slag were rarely. Through the exploring experiment, it is concluded that the process of grinding-roasting-wet magnetic separation-reverse flotation was very good to recover iron from the copper slag. The copper slag was ground to 80% of -0.074mm firstly, and then was roasted under the aerobic conditions at 1000°C , and then was separated by wet magnetic separator. The magnetic concentrate was ground to $-0.074\text{mm}90\%$, and then was separated by froth flotation at the conditions of collector twelve amine 800g/t and inhibitor starch 1000g/t . Finally the concentrate with a yield of 61.72%, a TFe grade of 63.16 and a recovery of 60.39% was obtained, which was considered as a good indicator. It provides a certain reference for the iron recovery from copper slag in industrial application.

Keywords: Copper smelting slag; Recovery of iron; Roasting; Reverse flotation