

文章编号: 1003-7837(2003)02-0083-06

# 从炼铜厂炉渣中回收铜铁的研究

王 珩

(铜陵有色金属设计研究院, 安徽 铜陵 244000)

**摘要:** 针对铜转炉渣中铜铁硅矿物紧密共生、呈细粒不均匀嵌布及渣硬度高、难磨的特点,进行了多种磨矿与选别流程组合的对比试验,最后选用磨矿(-0.043 mm 79.6%)—浮选—磁选—浮选中矿与磁性矿合并再磨(-0.040 mm 99.32%)—再浮—再磁的阶段磨矿阶段选别的流程,其中第一段磁选精矿再磨是铁硅单体分离获得合格铁精矿的关键。在转炉渣含铜 1.58%(硫化铜和金属铜占 78.68%)、含铁 53.54%(磁性氧化铁占 28.53%)的情况下,获得铜精矿品位 19.82%,回收率 85.48%的选铜指标,同时综合回收了渣中磁性氧化铁,得到铁品位 62.525%、回收率 35.02%、含  $\text{SiO}_2$  9.94% 的合格铁精矿。

**关键词:** 炉渣; 铜; 铁; 浮选; 磁选; 再磨

**中图分类号:** TD951.1, TD952.1

**文献标识码:** A

当铜冶炼转炉渣返回熔炼炉进行贫化处理时,由于转炉渣中  $\text{Fe}_3\text{O}_4$  含量高,使熔炼炉渣粘性增大,冰铜和炉渣的分离条件变坏,导致冶炼综合指标下降<sup>[1]</sup>。而采用选矿方法处理转炉渣不仅可消除渣中  $\text{Fe}_3\text{O}_4$  对熔炼的不利影响,而且与火法相比,选矿方法具有处理能力大、铜回收率高、成本低、耗电少、污染小的优点<sup>[2]</sup>。我国开展转炉渣的选矿研究工作始于 20 世纪 60 年代,国外在 20 世纪 70 年代就已采用选矿方法处理转炉渣。随着铜冶炼工艺向闪速及熔池富氧强化发展,采用选矿方法处理转炉渣越来越普遍。贵溪冶炼厂、金隆铜业公司、大冶冶炼厂均配套建有转炉渣选矿厂<sup>[3,4]</sup>。

我们对某铜冶炼厂转炉渣的研究表明,采用浮选—磁选—浮选中矿与磁性矿合并再磨再选的工艺流程,可取得较好的选别指标。

## 1 转炉渣性质

试料采自某铜冶炼厂转炉车间的生产班样。该转炉渣呈黑色致密的块状,主要成分为铁、硅,并含有铜及少量金、银、镍、钴等有价值成分,多元素分析见表 1。渣中的铜主要以硫化铜形式存在,如似方辉铜矿  $[\text{Cu}_{1.96}\text{S}]$ 、辉铜矿、黄铜矿、斑铜矿等,其次为金属铜和氧化铜,以及铜的含铁硅酸盐;铁主要以铁橄榄石  $(\text{Fe}_2\text{SiO}_4)$  和磁性氧化铁形式存在,其次为磁黄铁矿,其中铁橄

收稿日期: 2003-06-18

作者简介: 王珩 (1963—), 男, 安徽安庆人, 工程师, 专科。

榄石和磁性氧化铁约占总渣量的 90%；硅除了与氧化铁形成铁橄榄石外,大部分呈硅灰石及无定形、不透明的玻璃体。转炉渣中的铜、铁、硅矿物紧密共生、相互交织,呈细粒不均匀嵌布。铜矿物多呈球形滴状结构,被磁性氧化铁所包裹,有的则是铜铁矿物共同形成斑状结构嵌于铁橄榄石基体中,或数种铜矿物相嵌共生。磁性氧化铁在硅酸盐基体中呈自形晶结构和硅酸盐共晶结构,以多边状、树枝状、放射状结构产出;铁橄榄石呈柱状、板状、粒状组成炉渣基体。转炉渣铜和铁的物相分析结果分别列于表 2 和表 3。

表 1 转炉渣多元素分析结果

Table 1 Multi-elementary analysis results of the converter slag

元素	Au/(g·t <sup>-1</sup> )		Ag/(g·t <sup>-1</sup> )		Cu	S	Fe	SiO <sub>2</sub>	
含量 w/%	0.16		3.04		1.53	0.724	53.55	20.94	
元素	P	CaO	MgO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Pb	Zn	Co	Ni	As
含量 w/%	0.0037	0.25	1.39	0.402	0.157	0.923	0.081	0.0066	0.022

表 2 转炉渣铜物相分析结果

Table 2 Material phase analysis results of copper in the converter slag

矿物名称	硫化铜	金属铜	自由氧化铜	结合氧化铜	铁酸铜	总铜
含量 w/%	0.672	0.513	0.257	0.019	0.045	1.506
占有率 w/%	44.62	34.06	17.07	1.26	2.99	100.00

表 3 转炉渣铁物相分析结果

Table 3 Material phase analysis results of iron in the converter slag

矿物名称	金属铁及硫化物	硅酸盐	磁性氧化铁	总铁
含量 w/%	0.85	37.45	15.29	53.59
占有率 w/%	1.59	69.88	28.53	100.00

当转炉渣中硫化铜占总铜 80%以上、SiO<sub>2</sub> 含量约为 20%、磁性氧化铁占全铁不低于 30%~40%时,有利于取得较好的选矿指标。由表 1~3 可以看出,该厂转炉渣中 SiO<sub>2</sub> 含量适中,但渣中铜品位及硫化铜含量偏低,金属铜和氧化铜含量高,部分过粗金属铜颗粒和氧化铜会影响铜浮选指标;渣中磁性氧化铁含量不足 30%,铁精矿降硅是难点。

## 2 试验结果

试验的目的是确定合理的磨选工艺流程和选别铜铁的技术条件,在保证回收铜的基础上,综合回收磁性氧化铁,得到合格的铁精矿。通过试验,确定采用先浮后磁的原则流程。试验表明,磨矿细度对铜、铁选别指标影响很大(图 1),而在磨矿细度一定时其他选别条件对选矿指标的影响不大。这与很多相关研究资料的报道是一致的。考虑到渣中氧化铜占 17.07%和硅含量高的情况,分别进行了铜浮选添加硫化钠活化氧化铜和添加水玻璃抑制硅的条件试验,但试

验结果表明,两者对提高选铜指标均无明显效果.

由图1可以看出,随着磨矿细度的增加,铜精矿品位和回收率提高,铁精矿中硅含量下降.针对磨矿细度要求高、渣难磨、磨矿所需费用大的情况,重点进行了磨矿细度与磨选流程组合的对比试验,试验流程分别示于图2~4,所得试验结果列于表4.

根据试验结果,最终选择图4流程即磨—浮—磁—浮选中矿与磁性矿合并再磨—再浮一再磁的选矿工艺流程.工艺条件为:一段磨矿细度—0.043 mm 79.1%,中矿和磁性矿再磨细度—0.040 mm 99.32%,铜浮选为自然pH,浮选浓度为27%,一段浮选丁基黄药用量200 g/t,松油40 g/t,再浮丁基黄药用量36 g/t,松油20 g/t,两段磁选的磁场强度均为63.66 kA/m.

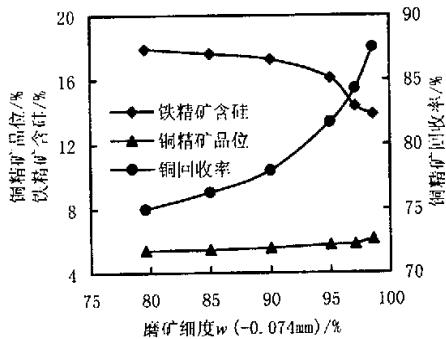


图1 磨矿细度与选别指标的关系

Fig. 1 Relation between grinding fineness and concentration indexes

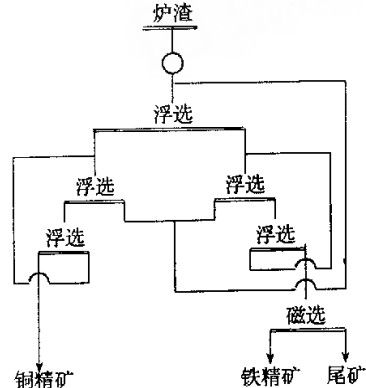


图2 一段磨矿流程

Fig. 2 One stage grinding flowsheet

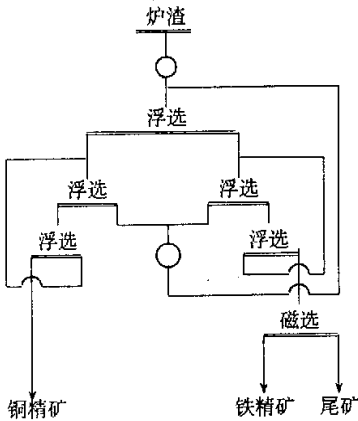


图3 中矿再磨流程

Fig. 3 Middling regrinding flowsheet

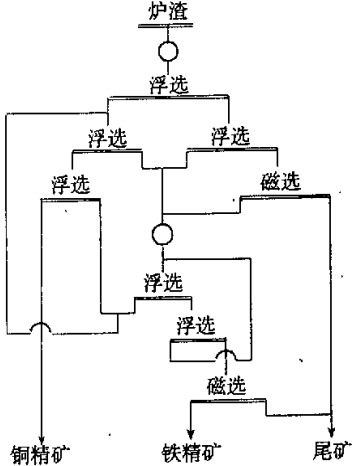


图4 中矿与磁性矿合并再磨流程(推荐流程)

Fig. 4 Flowsheet of middling and magnetic mineral regrinding together (Recommended)

表 4 各流程闭路试验结果对比  
Table 4 Comparison of closed circuit test results of different flowsheets

流程名称	磨矿细度	产品名称	产率/%	品位/%			回收率/%		试验编号
				Cu	Fe	SiO <sub>2</sub>	Cu	Fe	
一段磨矿 (图 2)	-0.043 mm 79.6%	铜精矿	8.36	14.07			76.04		1a
		铜尾矿	91.64	0.404			23.96		
		原渣	100	1.547			100		
	-0.043 mm 97.1%	铜精矿	7.51	16.32			78.07		1b
		铜尾矿	92.49	0.37			21.93		
		原渣	100	1.57			100		
中矿再磨 (图 3)	一段磨矿 -0.043 mm 79.6%, 再磨 -0.043 mm 99.74%	铜精矿	7.28	17.73	43.91		81.54	5.97	2a
		铁精矿	36.65	0.501	59.36	14.82	11.62	40.63	
		尾矿	56.07	0.193	50.995		6.84	53.40	
		原渣	100	1.583	53.545		100	100	
	一段磨矿 -0.043 mm 97.1%, 再磨 -0.043 mm 99.93%	铜精矿	7.40	17.95	42.62		83.28	5.89	2b
		铁精矿	34.42	0.363	60.227	13.44	7.83	38.70	
		尾矿	58.18	0.243	51.01		8.89	55.41	
		原渣	100	1.595	53.56		100	100	
	一段磨矿 -0.043 mm 79.6%, 再磨 -0.040 mm 99.32%	铜精矿	6.82	19.82	41.58		85.48	5.30	3a
		铁精矿	29.99	0.273	62.525	9.94	5.18	35.02	
		尾矿	63.19	0.234	50.57		9.34	59.68	
		原渣	100	1.58	53.54		100	100	

3 讨论分析

3.1 目的矿物与脉石矿物可选性的差异明显

与天然矿石相比,转炉渣的矿物组分单一、物质稳定、无矿泥,且非铜硫化物及可溶性盐类含量也很低。渣中的铜主要以硫化铜和金属铜存在,其可浮性同天然易选的硫化铜矿物相似,而渣中其它化合物多以硅酸盐或氧化物存在,其可浮性与硫化铜和金属铜的差异较大。试验表明,在自然 pH 条件下使用丁黄药便可获得良好的选铜指标。渣中磁性氧化铁可用磁选方法回收,但由于磨矿细度高,磁选时磁团聚会使少量硅进入铁精矿,给铁精矿降硅带来一定难度。

3.2 要求磨矿细度高

转炉渣与天然硫化铜铁矿石相比,在结构构造和嵌布特性上有较大差异。渣中主要铜、铁矿物(除少数以金属或合金形式存在的颗粒较粗外)较天然矿物细小、分散。部分铜、铁矿物的粒度只有 0.005~0.01 mm。因此,要求磨矿细度较高。根据国内外生产实践,磨矿细度达到 -0.037 mm 95%以上时方可获得满意指标<sup>[5]</sup>。本次试验亦表明该转炉渣需磨至细度为

—0.040 mm 99.32%才能达到基本单体解离,得到有效选别分离。

转炉渣主要以铁橄榄石为基体,其显微硬度与天然正长石硬度(640~706kg/mm<sup>2</sup>)相近<sup>[2]</sup>,硬度大,耐磨性强。资料表明,转炉渣的相对可磨性是天然硫化铜铁矿石的0.5倍,尤其细磨时,需要较长的磨矿时间<sup>[5]</sup>。本次试验中采用试验室小型筒形球磨机,将炉渣磨至—0.043 mm 79.6%和98.6%时,分别需要20 min和45 min。

### 3.3 取得理想选别指标的关键——合理的磨选流程

采取一段细磨方式与转炉渣中铜铁矿物的嵌布特性不相适应,也不经济。国内外大多数渣选厂采用了阶段磨矿阶段选别的流程<sup>[2]</sup>。本次试验结果(表4)表明,采用一段粗磨—中矿再磨(2a),虽然总磨矿细度与一段磨矿细度(1b)相当,但试验2a选铜指标较高,只是铜尾选铁指标不理想,铁精矿品位和含硅量均不合格;若采用一段细磨—中矿再磨(2b)进一步提高磨矿细度,选铜指标进一步提高,但选铁指标改善不明显,含硅仍为13.44%。由试验2a和2b铁精矿含铜指标可知,铜尾选铁时铜在磁性产品中得到了明显富集,鉴于铜矿物的非磁性特性,这样的富集显然是铜铁共生所致。这再次证明,转炉渣中铜铁硅矿物呈细粒紧密共生,硫化铜矿物多被磁性氧化铁包裹于铁橄榄石基体中。因此,只采取针对浮选中间产品进行再磨的方案仍不能达到理想的选别指标,磁性矿再磨是必要的。为了简化流程,避免流程中磨矿作业过多,将浮选中矿与一段磁选精矿合并进行再磨再选处理,取得了良好的选别效果(3a指标)。将试验2b与3a的指标比较可看出,在不增加总磨矿细度的情况下,对磁性矿实施再磨后,不仅铁精矿含硅降至9.94%,铁精矿品位提高至62.525%,而且使部分与磁性氧化铁紧密共生的铜得到了解离,选铜指标再次显著提高,铜精矿品位提高1.87%,回收率提高2.2%。由此可见,合理的磨矿方式,对获得理想的铜铁选别指标很重要。

## 4 结 论

针对转炉渣中铜铁硅矿物紧密共生,呈细粒不均匀嵌布,并且难磨的特点,选择了磨—浮—磁—中矿与磁性矿合并再磨—再浮—再磁的工艺流程。一段磨矿细度—0.043 mm 79.6%,二段磨矿细度—0.040 mm 99.32%较好地适应了该转炉渣的特性。该工艺中的一段磁选精矿再磨是获得合格铁精矿,提高铜指标的关键。在原渣含铜1.58%,其中硫化铜和金属铜合计占总铜不足80%的情况下,获得铜精矿品位19.82%、回收率85.48%较为理想的选铜指标;还综合回收了渣中磁性氧化铁,得到品位62.525%、回收率35.02%、含SiO<sub>2</sub>9.94%的合格铁精矿。铜精矿只占原渣量的7%左右,大大减少了渣的返回量,消除了磁性氧化铁对熔炼的不利影响,综合效益显著。

### 参考文献:

- [1] 吴礼杰. 转炉渣中有价金属的选别[J]. 矿业研究与开发, 2001, 21(4): 29—31.
- [2] 朱祖泽, 贺家齐. 现代铜冶金学[M]. 北京: 科学出版社, 2003. 434—442.
- [3] 黄明琪, 雷贵春. 贵溪冶炼厂转炉渣选矿生产10年综述[J]. 江西有色金属, 1998, 12(2): 17—20.
- [4] 王周和. 金口岭铜矿转炉渣选铜工艺技术特点及生产实践[J]. 有色金属(选矿部分), 1998, (6): 12—16.
- [5] 王少育, 卢荣富. 炉渣选矿在我国的发展与应用[J]. 有色矿山, 1993, (3): 42—46.

## Recovery of copper and iron in the converter slag from a copper smelter

WANG Heng

(Tongling Design and Research Institute of Non-ferrous Metals, Tongling 244000, China)

**Abstract:** In the light of the close intergrowth and fine uneven dissemination of copper, iron, and silicon minerals in copper converter slag as well as the high hardness and difficult re-grinding of the slag, grinding and separating under different grinding fineness are tested. Finally a stage grinding and stage separation flowsheet, which comprises grinding ( $-0.043$  mm up to 79.6%), flotation, magnetic separation, regrinding for flotation middling and magnetic mineral together ( $-0.040$  mm up to 99.32%), re-flotation, and re-magnetic separation, is adopted to treat the slag. Regrinding for magnetic rough concentrate is important for separation of iron and silicon. The feed of the converter slag contains 1.58% Cu, of which copper sulphide, and copper metal amounts to 78.68%, and 53.54% Fe, of which magnetic iron oxide amounts to 28.53%. As a result, the grade of copper concentrate is 19.82% with the recovery of 85.48%. In the meantime, magnetic iron oxide is also recovered. Iron concentrate contains 62.525% Fe and 9.94%  $\text{SiO}_2$ , with the iron recovery being 35.02%.

**Key words:** slag; copper; iron; flotation; magnetic separation; regrinding



## 稀土系列氧化物超细粉末

广州有色金属研究院稀土室采用湿法沉淀工艺制备出稀土系列氧化物超细粉末。该粉末纯度 99.00%~99.99%，粒度分布窄，粉末晶形单一，分散性好。

稀土氧化物超细粉末与常规粉末相比，在物理、化学性质上具有优异的特性，已被广泛应用于高科技材料之中。例如：在 PLZT, PTC 电阻元件中添加  $\text{Y}_2\text{O}_3$ ,  $\text{Sm}_2\text{O}_3$ ,  $\text{Nd}_2\text{O}_3$  等纳米粉末； $\text{CeO}_2$  纳米抛光粉；催化剂载体；固体燃料电池电解质；氧传感器；FED, PDP 荧光粉 ( $\text{Y}_2\text{O}_3:\text{Eu}$ )；超导材料；先进结构陶瓷材料等。