

## 铜冶炼急冷转炉渣与缓冷电炉渣混合浮选生产实践

余彬, 张鑫, 王礼珊

(楚雄滇中有色金属有限责任公司, 云南 楚雄 675000)

**摘要:** 本文针对云南楚雄滇中有色金属有限责任公司生产过程中产生的急冷转炉渣、缓冷电炉渣混合浮选进行生产实践, 采用二段一闭路破碎, 两段连续磨矿, 两粗选, 两扫选和三次精选工艺。通过采取控制入选品位, 改造渣浮选碎矿系统, 改变药剂添加位置及添加比例, 优化浮选流程等措施, 急冷转炉渣与缓冷电炉渣混合浮选后获得铜精矿品位为 20.6%, 尾矿品位 0.43%, 铜回收率达 87% 以上, 取得了较好的浮选工艺指标。

**关键词:** 铜冶炼; 转炉渣; 电炉渣; 浮选

doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2019.01.028

中图分类号: TD989 文献标志码: A 文章编号: 1000-6532 (2019) 01-0127-04

在传统的火法炼铜工艺中, 含铜品位极低的熔炼炉渣历来是废弃的。随着冶炼技术的不断发展, 绝大多数冶炼厂都使用了富氧空气熔炼, 使一次熔炼的冰铜品位升高, 导致了熔炼炉渣中铜损失也增加。这样, 大量废弃的熔炼炉渣严重影响了冶炼厂的铜回收率。由于楚雄滇中有色金属有限责任公司前期生产工艺没有配置铜渣浮选回收系统, 转炉产出的转炉渣倒入铸渣模内用水急速冷却后存放, 转炉渣不返入电炉, 转炉渣分解破碎后少部分进入艾萨熔炼系统, 使得生产成本急剧增加, 同时也会造成电炉渣含铜增加, 每年损失大量铜金属。目前公司库存急冷转炉渣达到 30000 t 左右, 金属含量约 1400 t, 已堆存多年, 回收率偏低, 造成大量资金占用。

2014 年公司引进缓冷选矿法 (浮选法), 此法具有回收率高, 电耗少, 技术经济指标好等优点<sup>[1]</sup>。铜浮选回收率一般在 90%, 铜精矿含铜在 20% 以上, 尾渣含铜在 0.3%-0.5%<sup>[2]</sup>。因浮选法选铜主要借助硫化铜微细晶粒和铜颗粒两物相与渣中其他物相表面物理化学性质的差异来实现渣中铜的回收。浮选效果与渣中铜物相的晶粒有密切关系, 在相变温度范围内的缓慢冷却能够促进铜矿物晶粒的缓慢长大, 有利于提升浮选效果。而

库存的急冷转炉渣是在高温熔融状态用水急速冷却至室温与缓冷电炉渣按照一定比例混合进行浮选。转炉渣急速冷却会使炉渣形成非晶质构造, 这种非晶质构造会阻止微晶粒析出和迁移聚集<sup>[3]</sup>, 进而阻止析出铜粒子的长大, 使炉渣中的铜粒子晶粒细而分散, 混合后的炉渣容易破碎, 但是比较难磨细, 即使细磨也很难使其达到单体解离, 浮选难度较大, 导致炉渣中的铜难浮选回收。严重影响浮选铜精矿的回收率和品位。为了最大限度的回收炉渣中的有价金属, 必须对不同的冶炼炉渣进行充分、细致的研究, 以实现冶炼炉渣的高效综合利用<sup>[4-5]</sup>。

### 1 缓冷选矿法工艺流程

#### 1.1 炉渣缓冷

电炉渣通过渣溜槽放入渣包内, 转炉渣直接倒入渣包内, 再用专用渣包车运至渣缓冷场冷却, 炉渣经过自然冷却 24 h-喷淋冷却 24 h-自然冷却 8 h 后, 再由渣包车运至翻包平台翻倒至渣堆场准备破碎。

#### 1.2 破碎流程

炉渣由移动式的液压碎石机在渣堆场将大块物料破碎到 350 mm 以下的粒度。渣堆场内 ≤ 350 mm 的冷却渣用装载机运至原矿仓, 破碎采用“二段一

收稿日期: 2017-09-20

作者简介: 余彬 (1986-), 男, 工程师, 主要从事铜冶炼生产工艺技术。

闭路”的破碎流程，破碎产品粒度为 $\leq 2$  mm。

### 1.3 磨矿选别流程

磨矿采用两段连续磨矿流程，第一段、第二段球磨分别与螺旋分级机、旋流器组合，进行闭路磨矿，磨至细度为 $-0.05$  mm 85%后进入浮选作业，浮选采用两粗两扫三精流程，得到合格铜精矿。

### 1.4 精矿脱水流程

铜精矿的脱水采用浓缩过滤二段脱水流程精矿含水 $\leq 12\%$ ，精矿成品返回熔炼厂。

### 1.5 尾矿脱水流程

尾矿的脱水采用浓缩过滤二段脱水流程，尾矿含水 $\leq 12\%$ ，尾矿成品外卖。

## 2 急冷转炉渣与缓冷电炉渣混合浮选工艺

针对使用缓冷选矿法对急冷转炉渣和缓冷电炉渣进行混合浮选存在炉渣较难磨细，浮选难度较大，影响炉渣中的铜难浮选回收等问题。根据转炉渣急速冷却时晶体形成原理和特性，我们在现有工艺基础上作如下改变，进行浮选生产试验。

### 2.1 分拣

急冷转炉渣与缓冷电炉渣必须分开堆放。配比前将渣中的杂铜、白冰铜分拣出来，防止入选品位波动大，浮选指标难以控制等情况的发生，保证浮选出来铜精矿指标的准确性及选矿回收率的稳定。分拣出来的杂铜和白冰铜返回转炉生产系统。

### 2.2 混料

将分拣好的急冷转炉渣与缓冷电炉渣严格按照1:1 ~ 1:1.5的比例范围经过配料后进入粗碎处理，并根据浮选情况调整急冷转炉渣与缓冷电炉渣配比。

### 2.3 粗碎筛分

急冷转炉渣与缓冷电炉渣进行粗碎后筛分。在破碎系统中，矿石粒度以及处理量直接影响破碎系统的效率和质量，由于原设计高分子振动筛筛孔大，筛下矿石粒度大。进入I段磨（1#球磨机）的矿石粒度较粗，难以磨至炉渣单体解离。为提高磨矿效果，就必须控制碎矿最终产品粒度。所以将筛孔尺寸改为 $12$  mm $\times$  $12$  mm，振动筛通过

压条固定在振动架上确保进入I段磨（1#球磨机）矿石粒度达到标准，粒度合格的矿石进入粉矿仓存放，对于不合格的大块矿石重新返回细碎。

### 2.4 I段磨矿分级

由于急冷转炉渣硬度高，比较难磨细，在确保入磨粒度的前提下，对入选矿浆细度难控制，所以改变钢球的添加型号来改变入选矿浆细度，确保入选细度达到要求。I段磨（1#球磨机）全部添加型号为 $\Phi 100$  mm的钢球，I段磨（1#球磨机）出来的矿浆经双螺旋分级机分级处理后，粒度合格的矿液流入沙泵池，粒度较大的矿砂重新进入I段磨形成闭路磨矿处理。

### 2.5 改变药剂添加比例

在前期的生产实践中，我公司已初步掌握急冷转炉渣与缓冷电炉渣浮选药剂配比要求，硫化钠用量 $350 \sim 400$  g/t，丁基黄药用量 $300 \sim 400$  g/t，丁铵黑药用量 $70 \sim 150$  g/t，2#油用量 $500 \sim 700$  g/t。生产过程中要依据混合急冷转炉渣与缓冷电炉渣的实际检测结果及浮选情况按相应比例进行调整，从而提高炉渣铜回收率。

### 2.6 改变药剂添加位置

药剂在浮选作业中有着巨大的影响力，如果药剂不充分与矿浆融合，将直接影响到浮选作业指标，包括回收率、精矿品位、尾渣含铜。现添加药剂是将药剂添加进搅拌桶内，而搅拌桶体太深，矿物比重大，整个搅拌桶振动大，在生产过程中搅拌桶电机多次发热自停，大部分药剂从粗一第1台浮选机被带出，使后面的流程药剂与矿物作用减弱。所以改变药剂添加点的位置，使药剂直接加入沙泵池。药剂进入沙泵池后，通过泵的作用及直径 $250$  mm旋流器、球磨机的作用，再进入浮选。药剂与沙泵池内的矿液提前混合，延长药剂与矿液的反应时间，使药剂与矿物充分反应后进入浮选，保证浮选时得到平衡厚实的泡沫层，提高金属回收率。降低尾渣含铜。

### 2.7 分级、II段磨矿

沙泵池内的矿液进入到 $250$  mm旋流器分级处理后，粒度合格的溢流矿浆进入粗I，粒度不合格的沉砂矿浆进入II段磨（2#球磨机）再磨处理，为保证磨矿效果II段磨内全部添加型号为 $\Phi 60$  mm的钢球。

### 2.8 粗选、扫选

在生产过程中, 进入粗 I 前两槽所选泡沫指标已达到生产要求, 使粗 I 的 1#、2# 浮选机刮出的泡沫直接作为精矿产品进入精矿浓缩池, 底部渣浆进入粗 I 的 3#、4# 浮选机浮选, 如果刮出的泡沫品位达到冶炼要求, 可以直接排入精矿浓缩池内, 不达标则进入精 I 继续浮选; 粗 I 的 3#、4# 浮选机渣浆溢流到粗 II 内, 粗 II 刮出的泡沫流入精 I 内; 渣浆溢流进入扫选 I 处理后, 上层泡沫返回粗 II, 渣浆溢流进入扫选 II 继续浮选; 扫选 II 刮出的泡沫返回扫选 I, 渣浆直接排入尾矿浓缩池内。

### 2.9 精选

精选 I 上层泡沫进入精 II 浮选, 由于精 II 所刮出的泡沫品位已能够达到冶炼要求 (铜精矿  $\geq 20\%$ ), 精选 II 刮出泡沫直接进入精矿浓缩池。根据精矿品位的波动情况, 适时开启精 III, 以保障精矿品位达到冶炼要求。

## 3 生产结果

原计划急冷转炉渣、缓冷电炉渣按 1:1 比例进行混选, 本次实际共破碎原矿 5470 t, 其中急冷转炉渣 2945.27 t, 缓冷电炉渣 2524.73 t, 实际混选比例 1:1.17。混合渣浮选生产情况见表 1。

表 1 混合渣浮选生产情况

Table 1 Flotation production of mixed slags

系统	指标名称	计划	单位	实际	运行时间
碎矿	破碎量	5000	t	5470	72.5 h
	电炉渣	2500	t	2524.73	
	急冷转炉渣	2500	t	2945.27	
	磨浮处理量	5000	t	4628.78	73 h
	电炉渣	2500	t	236.46	
	急冷转炉渣	2500	t	2492.32	
	原矿金属量		t	35.88	
磨浮	原矿品位		%	2.94	
	精矿产量		t	574.4	
	精矿金属量		t	8.36	
	精矿品位	20	%	20.6	
	尾渣产量		t	3846.25	
	尾矿品位	0.97	%	0.43	
	回收率	73.63	%	87.00	

本次试验计划急冷转炉渣: 缓冷电炉渣=1:1, 实际为 1:1.17。实际碎矿量为 5470 t, 磨浮处理量为 4628.78 t, 有近 840 t 非缓冷混合渣在粉矿仓内参与后期缓冷转炉渣浮选。

(1) 计划精矿品位 20.00%, 实际为 20.6%,

提高了 0.6%。

(2) 计划尾渣品位  $\leq 0.97\%$ , 实际为 0.43%, 降低了 0.54%。

(3) 计划回收率 73.63%, 实际为 87%, 提高了 13.37%。

## 4 结 语

(1) 从碎矿系统生产情况可以看出, 该混合渣进入破碎流程的炉渣粒度较细, 容易破碎, 碎矿台效可达到 75 t/h 以上, 碎矿台效较缓冷混合渣有较大的提高。

(2) 从磨浮系统看, 在确保选矿技术指标的前提下, 该混合渣硬度较大, 难磨。若要取得较好的选矿技术指标, 必须强化磨矿, 控制好进入磨机的碎矿粒度, 尽量多碎少磨, 让有用矿物充分单体解离。

(3) 从浮选药剂使用量看, 该混合渣比重较大, 有用矿物沉降速度快, 难以上浮。由于急冷转炉渣露天摆放时间较长, 粒度小, 氧化严重, 故硫化钠用量较大。由于急冷转炉渣在当时生产铸渣时, 结晶长大时间很短, 导致 Cu、Au、Ag 等金属结晶颗粒较小, 浮选捕收困难, 黑药、黄药等捕收剂用量增加。

(4) 本次急冷转炉渣和缓冷电炉渣混合浮选指标较好, 为公司解决了“非缓冷渣堆存多年, 一直采用艾萨炉处理, 处理量较小, 且成本高, 回收率偏低, 造成大量资金占用”一大难题。该急冷转炉渣与急冷电炉渣采用渣浮选处理结束后, 可为公司产生经济效益。

## 参考文献:

[1] 杨峰. 转炉渣选矿工艺的研究与设计 [J]. 有色金属: 选矿部分, 2000(3): 6-10.

[2] 徐明, 刘炯天. 铜渣浮选回收铜的研究进展 [J]. 金属矿山, 2010(增刊): 805-808.

[3] 王珩. 炼铜转炉渣中铜铁的选矿研究 [J]. 有色矿山, 2003, 32(4): 19-23.

[4] 邱定幕, 吴义千, 符斌. 我国有色金属资源循环利用 [J]. 有色冶金节能, 2005(4):6-13.

[5] 胡起生, 朱曾汉, 高又成. 关于湖北省铜. 铁矿山上尾矿资源的利用问题 [J]. 资源环境与工程, 2007, 21(4): 1-3.

(下转 126)