# 湖南某冶炼渣有价金属的选矿回收研究

余忠保[1],邹　松[2],刘三军[2],薛　凯[2]
(1. 广西华锡集团车河选矿厂,广西　河池　547200;
2. 中南大学资源加工与生物工程学院,湖南　长沙　410083)

**摘要**:湖南某冶炼渣中铅、锌、银等有价金属元素含量较高,具有综合回收利用价值。冶炼渣中铅主要以单质铅和硫酸铅存在,锌主要以硫化物的形式存在,银则以独立矿物形式存在,呈微细粒嵌布。试验证明,采用浮选可以回收其中的金属锌,重选可以回收其中的金属铅和银。采用优先浮锌后重选回收铅银的选矿试验流程,最终可获得锌品位46.56%、回收率53.71%的锌精矿以及铅品位54.11%、回收率为44.47%和银品位1600g/t、回收率为42.39%的铅精矿,使有价金属铅锌银都得到了一定的富集,实现了二次资源的综合回收和利用。

**关键词**:冶炼渣;浮选;重选;综合回收
doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2014.05.016
**中图分类号**:TD923　**文献标志码**:A　**文章编号**:1000-6532(2014)05-0063-04

二次资源是指矿山、冶炼厂、化工厂等排出的废水、废渣、废气中的稀有、稀散和贵金属,废旧汽车、电缆、机器及废旧金属制品等二次资源[1]。

随着工业的发展,矿产资源对人类的生产和生活越来越重要,搞好资源综合利用以及二次资源的回收利用是国内外冶金技术发展的重要趋势并且已成为衡量企业生产技术水平的重要标志[2-3]。而冶炼渣作为二次资源的一种,其渣中有价金属的选矿回收研究也已经引起越来越多人的重视和关注。

工业冶炼废渣通过选矿方法进行回收的案例有很多,比如温州冶炼厂锌浸出渣用浮选法处理,选出铅-银精矿,返回到炼铅系统,铅选矿回收率51.91%,银选矿回收率95%。奕良铅锌矿酸浸渣用湿法浸出-浮选法回收铅、锌,得到精矿,精矿含银654.3g/t,回收率67.9%。株州冶炼厂、柳州锌品厂也进行过锌渣选矿,银回收率60%~70%[4]。张平等[5]通过在高温下浮选回收湿法锌渣中银,采用一粗四精二扫的浮选闭路工艺流程,得到含银3215g/t,回收率70.55%的合格精矿,实现了在高温下对中浸渣中有价金属银的回收利用。黄建芬等[6]通过对白银公司冶炼厂铜炉渣浮选处理,得到转炉渣小型试验的技术指标为:原矿铜品位5.24%,精矿铜品位42.20%,铜回收率92.65%,而且工业试验和工业试生产的结果均较好。

湖南某公司产生的冶炼废渣,属于二次资源的一种,含有铅、锌、银等多种有价金属,在坚持可持续发展原则的前提下,最大化地利用有限资源,本文通过对该废渣的矿石性质考察,利用传统的选矿方法手段综合回收利用其有价金属,为后续部分金属冶炼回炉提供了有利的条件。

## 1　矿石性质

工艺矿物学研究结果表明,该渣中铅氧化严重,铅主要以硫酸铅和单质铅矿物存在;锌主要以硫化物的形式存在,少部分以氧化物形式赋存;渣中铁含量较高,主要以硫化亚铁的形式,部分为氧化亚铁的形式;铜的分布比较复杂,没见有独立的铜矿物,呈粗细不均匀细粒嵌布与其他矿物中;银则以独立矿形式存在,粒度为5~20μm,大部分是10μm左右。

矿石中的有价金属主要为铅锌银,选矿的目的

**收稿日期**:2014-04-23
**作者简介**:余忠保(1975-),男,工程师,主要从事矿物加工理论与技术研究工作。

万方数据

在于将这些有价金属全部回收，并尽可能提高其回收率，减少铁的含量。化学多元素分析见表 1。

**表 1　原矿化学多项分析结果/%**

Table 1　Analysis results of multi-elements of run-of-mine ore

| Pb | Zn | Fe | S | Cu | $SiO_2$ | Ag* |
|---|---|---|---|---|---|---|
| 8.03 | 3.28 | 18.6 | 22.09 | 0.30 | 10.78 | 280 |

* 单位为 g/t。

## 2　选矿工艺试验研究

根据该冶炼渣的矿石性质，铅主要呈金属铅和氧化铅形式存在，可以考虑摇床重选回收，锌主要以硫化物形式存在，硫化矿的天然可浮性很好，可以考虑用浮选方法回收，银作为伴生金属赋存在其它精矿产品当中，铁可以考虑用磁选方法降低其含量。

为此，分别对其开展重选、磁选、浮选、重选-浮选以及浮选-重选联合流程等选矿工艺进行探索对比试验，并从中筛选出最佳的选矿回收工艺。

### 2.1　浮选试验

#### 2.1.1　磨矿细度试验

单体解离是矿物进行浮选回收的基本条件，而冶炼渣的嵌布粒度主要取决于其冷却速度，它受铸渣作业时间的限制。渣经高温冶炼后与原生矿有较大差异，自然冷却时间越长的结晶粒度就越粗[6]。因此，首先对其进行磨矿细度试验。试验流程如图 1，试验结果见 2。

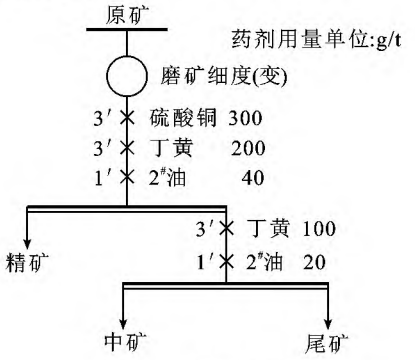


**图 1　试验流程**

Fig. 1　Test process

由图 2 可以看出，随着-0.074mm 含量的增加，精矿中锌品位先升高后降低，在-0.074mm80% 时，锌品位较高在-0.074mm 含量超过 80% 后，精矿中锌品位降低，整个过程回收率呈逐渐增加趋势。因此，在保证回收率的前提下，确定其磨矿细度为-0.074mm80%。

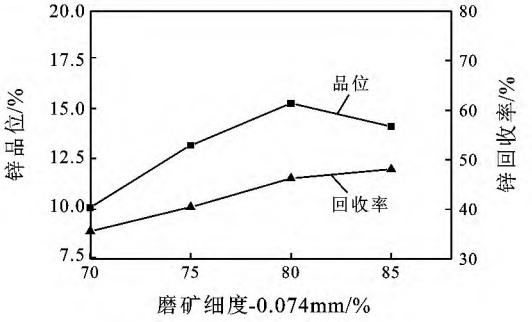


**图 2　磨矿细度试验结果**

Fig. 2　Results of grinding fineness test

#### 2.1.2　捕收剂用量试验

试验固定-0.074mm80%，活化剂硫酸铜用量为 300g/t，起泡剂 2#油用量为 40g/t，对冶炼渣进行了锌浮选条件试验，考察了捕收剂丁基黄药用量对锌浮选的影响，试验结果见图 3。

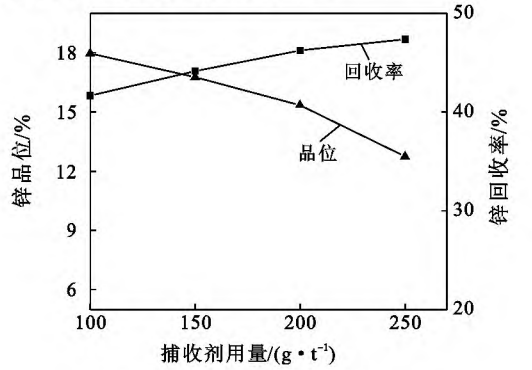


**图 3　丁基黄药用量试验结果**

Fig. 3　Results of butyl xanthate dosage

由图 3 可知，随着捕收剂丁基黄药用量的加大，精矿中锌品位逐渐减小，而锌回收率逐渐增大，但在用量 150g/t 的时候，既保证了精矿中锌的品位又不会影响锌的回收率。但继续增大用量，虽然精矿中锌的回收率有所上升，但锌的回收率下降很大。综合考虑捕收剂丁基黄药用量为 150g/t。

### 2.2　重选试验

摇床是分选细粒物料应用最广泛的设备，它具有分选效率高、分带清洗、成本低、易于维护以及工作可靠等优点[7-8]。原矿冶炼渣经过焙烧处理过，矿石物理、化学性质发生较大的变化，其中含有比重大的铅单质和氧化铅矿物，考虑摇床重选法用来回收铅，试验流程见图 4，试验结果见表 2。

万方数据

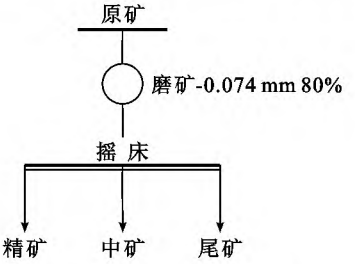


图 4　重选试验流程

Fig. 4　Process of gravity separation test

表 2　重选试验结果

Table 2　Results of gravity separation test

| 产品名称 | 产率/% | 品位/% Pb | Zn | Ag* | 回收率/% Pb | Zn | Ag |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 精矿 | 5.60 | 48.61 | 1.44 | 1720.00 | 33.94 | 2.46 | 38.80 |
| 中矿 | 12.66 | 10.35 | 2.86 | 490.00 | 16.34 | 11.04 | 24.99 |
| 尾矿 | 81.74 | 4.88 | 3.47 | 110.00 | 49.73 | 86.50 | 36.22 |
| 原矿 | 100.00 | 8.02 | 3.28 | 248.27 | 100.00 | 100.00 | 100.00 |

* 单位为 g/t。

由表 2 结果可知,控制精矿产率在 5.6% 时,可得到精矿含铅品位 48.61%、回收率 33.94%,含银品位 1720g/t、回收率 38.80% 的含银的铅精矿。由于摇床的可操作性较强,控制不同的产率可以得到不同品位和回收率的精矿产品:当精矿产率大时,精矿金属品位和回收率则小;当精矿产率小时,精矿金属品位和回收率则大。

### 2.3　浮选-重选联合试验

根据前面的探索试验和冶炼渣性质的特点,可以先用浮选将闪锌矿回收,浮选尾矿经过二次扫选再进入摇床重选回收铅和银。浮选-重选联合试验流程见图 5,试验结果见表 3。

表 3　浮选-重选联合试验结果

Table 3　Results of flotation-gravity separation test

| 产品名称 | 产率/% | 品位/% Pb | Zn | Ag* | 回收率/% Pb | Zn | Ag |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 锌粗精矿 | 12.89 | 1.02 | 13.75 | 120.00 | 1.63 | 53.83 | 6.17 |
| 中矿 1 | 6.19 | 11.29 | 5.80 | 240.00 | 8.68 | 10.90 | 5.93 |
| 中矿 2 | 4.43 | 12.76 | 3.68 | 420.00 | 7.02 | 4.95 | 7.43 |
| 铅粗精矿 | 15.10 | 28.47 | 2.88 | 660.00 | 53.40 | 13.21 | 39.78 |
| 中矿 3 | 37.02 | 3.67 | 1.16 | 170.00 | 16.88 | 13.04 | 25.12 |
| 尾矿 | 24.37 | 4.09 | 0.55 | 160.00 | 12.38 | 4.07 | 15.56 |
| 原矿 | 100.00 | 8.05 | 3.29 | 250.52 | 100.00 | 100.00 | 100.00 |

* 单位为 g/t。

表 3 结果表明,采用浮选-重选摇床联合试验流程,可获得含锌 12.89%、回收率 53.83% 的锌粗精矿,含铅 28.47%、回收率 53.40% 和含银 660g/t、回收率 39.78% 的铅粗精矿。这说明,浮选-重选联合试验对冶炼渣中铅锌银具有较好的回收指标,可以进一步的优化和改进。

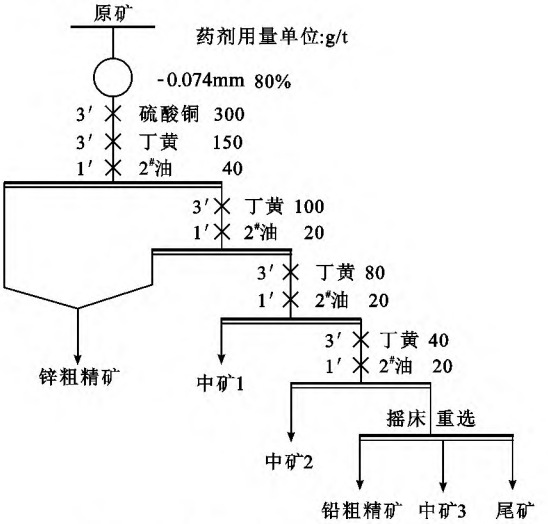


图 5　浮选-重选联合试验流程

Fig. 5　Process of flotation-gravity separation test

## 3　小型闭路试验

根据上述的试验结果,确定了对冶炼渣选矿的全流程试验。闭路试验流程见图 6,试验结果见表 4。

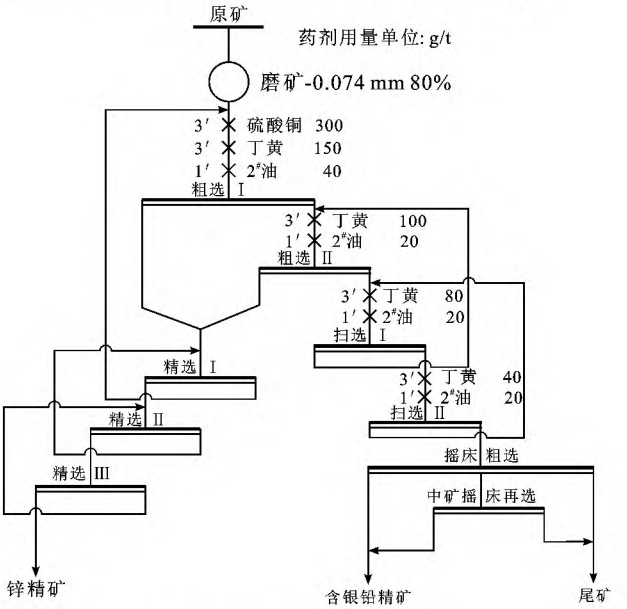


图 6　小型闭路试验流程

Fig. 6　Process of small closed-circuit test

万方数据

表 4 小型闭路试验结果

Table 4 Results of small closed-circuit test

| 产品名称 | 产率/% | 品位/% | | | 回收率/% | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | Pb | Zn | Ag* | Pb | Zn | Ag |
| 锌精矿 | 3.78 | 5.35 | 46.56 | 240.00 | 2.52 | 53.71 | 3.64 |
| 铅精矿 | 6.60 | 54.11 | 15.24 | 1600.00 | 44.47 | 30.70 | 42.39 |
| 尾矿 | 89.62 | 4.75 | 0.57 | 150.00 | 53.01 | 15.59 | 53.97 |
| 原矿 | 100.00 | 8.03 | 3.28 | 249.10 | 100.00 | 100.00 | 100.00 |

* 单位为 g/t。

## 4 结 语

(1)由工艺矿物学可知,冶炼渣中的铅氧化严重,主要以硫酸铅和单质铅矿物存在;锌主要以硫化物的形式存在,少部分以氧化物形式赋存;铜的分布比较复杂,没见有独立的铜矿物;银则以独立矿形式存在,粒度为 5 ~20μm,大部分是 10μm 左右;

(2)冶炼渣中有价金属主要为铜、铅、锌和银,试验证明,利用浮选可以回收其中的金属锌,摇床重选可以回收其中的铅和银,铜则无法通过常规选矿方法回收,采用先浮后重的选矿流程;

(3)在条件试验基础上,最终确定采用浮选-重选联合工艺流程,较佳的磨矿细度为 -0.074mm80%。全流程闭路试验可以获得锌品位 46.56%、回收率 53.71% 的锌精矿以及铅品位 54.11%、回收率为 44.47% 和银品位 1600g/t、回收率为 42.39% 的铅精矿,达到二次源的综合回收目的。

## 参考文献:

[1]王淀佐,邱冠周,胡岳华. 资源加工学[M]. 北京:北京科学出版社,2005.

[2]乐海龙. 矿产资源综合开发利用现状及未来发展趋势[J]. 能源研究与管理,2009(04):9-12,22.

[3]张金成. 白银公司几种冶炼渣综合回收现状及其建议[J]. 中国有色冶金,2004(04):34-38

[4]孟繁杓. 重有色冶炼渣处理及综合回收方法述评[J]. 甘肃环境研究与监测,1996(03):50-53.

[5]张平. 高温下浮选回收中浸渣中银的工艺及机理研究[R],江西理工大学,2012.72.

[6]黄建芬,丁长云. 冶炼渣浮选处理工艺及评价[J]. 有色金属:选矿部分,2000(05):15-18,4.

[7]张强. 选矿概论[M]. 北京:冶金工业出版社,1984.

[8]胡岳华,冯其明. 矿物资源加工技术与设备[M]. 北京:科学出版社,2006.

# Research on Beneficiation of Valuable Metals from a Smelting Slag

Yu Zongbao[1], Zou Song[2], Liu Sanjun[2], Xue Kai[2]

(1. Chehe Plant of China Tin Group, Hechi, Guangxi, China;

2. School of Minerals Processing and Bioengineering, Central South University, Changsha, Hunan, China)

**Abstract**: The content of lead, zinc, silver and other valuable metal elements of a smelting slag was relatively high in Hunan province, which has the comprehensive recycling value. The lead in the smelting slag mainly exists in the form of elemental lead and lead sulphate, zinc in the form of sulfide, while silver as independent minerals and they are micro-fine disseminated. Experiments showed that zinc can be recycled by flotation and gravity seperation can recycle the lead and silver. When the beneficiation process of recycling lead and silver by gravity seperation after zinc flotation was adopted, the zinc concentrate with the zinc grade of 46.56% and the recovery of 53.71% and the lead concentrate with lead grade of 54.11% and the recovery of 44.47% and the silver grade of 1600g/t and the silver recovery of 42.39% could be obtained, which makes the valuable metals of lead, zinc and silver enriched, realizing a comprehensive recovery and utilization of secondary resources.

**Keywords**: Smelting slag; Flotation; Gravity beneficiation; Comprehensive recovery

万方数据