

# 某铅锌矿浮选尾矿综合利用研究

王金玲, 申士富, 叶力佳

(北京矿冶研究总院 矿物加工科学与技术国家重点实验室, 北京 100044)

**摘要:** 针对某铅锌尾矿中锌含量较高, 脉石矿物石英、白云石含量较高的特点, 分别进行了再磨—浮选回收有价元素锌的技术研究和尾矿作水泥混合料、混凝土集料、砌块砖集料的建材化利用技术研究。结果表明, 通过再磨—浮选可有效回收该尾矿中的有价元素锌; 建材化利用技术研究结果表明, 该尾矿是一种良好的砌块砖细集料, 也可作水泥混合料, 但作混凝土细集料较为困难。

**关键词:** 铅锌尾矿; 浮选; 综合利用

中图分类号: TD952.2; TD952.3

文献标识码: A

文章编号: 1671-9492(2009)03-0029-05

我国铅锌矿及其冶炼厂分布很广, 铅锌尾矿排放量很大, 现在一般采取堆场堆放的方式, 需占用大量农田, 且其中的重金属等溶出物还会污染环境, 急需有效处理<sup>[1-3]</sup>。

## 1 原尾矿性质

### 1.1 原尾矿矿物组成及铅、锌等金属矿物的嵌布特征

研究矿样是某铅锌矿的浮选尾矿。矿样中金属矿物主要为闪锌矿、黄铁矿、方铅矿、磁黄铁矿、细硫砷铅矿和毒砂; 脉石矿物主要为白云石、石英、海绿石、透闪石、金红石等。有价元素铅锌主要以硫化物形式产出, 其中铅矿物主要有方铅矿、细硫砷铅矿, 相对矿物量仅为 0.5%。细硫砷铅矿与方铅矿紧密共生, 以连生体的形式产出, 铅的硫化物集合体一般产出粒度较细, 多数粒度小于 0.12mm。锌矿物主要为闪锌矿, 其次是微量的异极矿, 矿物相对含量为 2.4%, 闪锌矿一部分以单体形式存在, 单体粒度最大达 0.5mm, 粗粒闪锌矿单体中常包裹有细粒的脉石及硫化物; 以连生体形式产出的闪锌矿粒度较粗, 多数粒度分布在 +0.050mm 粒级中, 连生体最大粒度可达 1.5mm。因矿样中铅含量较低, 且方铅矿嵌布粒度细, 方铅矿的解离需要较细的磨矿细度, 矿样中锌含量较高, 闪锌矿的产出粒度较粗, 多数闪锌矿在磨矿作业易于单体解离, 综合来看, 该尾矿铅的回收较难, 应首先考虑综合回收尾矿中的锌。

### 1.2 原尾矿化学分析

原尾矿化学分析结果如表 1 所示。

表 1 原尾矿化学分析结果

化学成分	Pb	Zn	K <sub>2</sub> O	Na <sub>2</sub> O	Fe	SiO <sub>2</sub>	MgO	CaO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	S	C
质量分数	0.48	1.82	1.74	0.032	1.26	26.17	12.54	22.24	5.63	1.63	6.88

结果表明, 原尾矿中的锌具有较高的回收价值。

### 1.3 原尾矿化学物相分析

原尾矿锌化学物相分析结果如表 2 所示。

表 2 锌化学物相分析结果

相别	氧化锌中锌	硫化锌中锌	其它锌	总锌
含量	0.14	1.54	0.15	1.83
分布率	7.65	84.15	8.20	100.0

## 2 浮选试验

### 2.1 矿浆 pH 值试验

采用石灰调整矿浆 pH 值, 试验流程如图 1 所示, 试验结果如表 3 所示。

综合考虑铅锌的品位及回收率, 确定浮选矿浆 pH 值为 11.30。

### 2.2 硫酸铜用量试验

硫酸铜用量试验流程见图 1, 试验结果如表 4 所示。

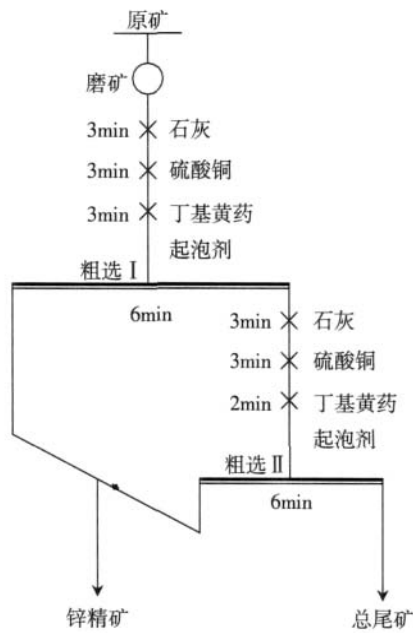


图 1 试验流程

Fig. 1 The flowsheet of test

表 3 矿浆 pH 值试验结果

Table 3 The results of pH value test %

pH 值	产品名称	产率	品位		回收率	
			Pb	Zn	Pb	Zn
8.40	锌精矿	11.82	1.17	8.02	31.57	52.31
	尾矿	88.18	0.34	0.98	68.43	47.69
	原矿	100.0	0.44	1.81	100.0	100.0
9.80	锌精矿	11.96	1.47	12.77	40.78	80.51
	尾矿	88.04	0.29	0.42	59.22	19.49
	原矿	100.0	0.43	1.90	100.0	100.0
11.30	锌精矿	14.59	1.45	10.43	45.22	80.56
	尾矿	85.41	0.30	0.43	54.78	19.44
	原矿	100.0	0.47	1.89	100.0	100.0
11.60	锌精矿	13.59	1.41	11.03	44.20	82.03
	尾矿	86.41	0.28	0.38	55.80	17.97
	原矿	100.0	0.43	1.83	100.0	100.0

结果表明,随着硫酸铜用量的增加,锌精矿锌品位逐渐升高,铅含量也逐渐升高。当硫酸铜用量增加到 100+25g/t 时,锌回收率达到 81.52%,综合考虑确定硫酸铜用量 100+25g/t 为宜。

2.3 丁基黄药用量试验

采用丁基黄药为捕收剂,试验流程见图 1,试验结果见表 5。

结果表明,随着丁基黄药用量的增加,锌的回收率逐渐升高,当丁基黄药用量为 100+33g/t 时锌回收率有所降低,综合考虑丁基黄药用量 60+20g/t 为宜。

2.4 磨矿细度试验

在粗选 I 石灰调 pH11.30、CuSO<sub>4</sub> 100g/t、丁基

表 4 硫酸铜用量试验结果

Table 4 The results of bluestone dosage test %

硫酸铜(g·t <sup>-1</sup> ) (粗选 I+粗选 II)	产品名称	产率	品位		回收率	
			Pb	Zn	Pb	Zn
(0+0)	锌精矿	13.22	1.22	10.68	33.44	76.85
	尾矿	86.78	0.37	0.49	66.56	23.15
	原矿	100.0	0.48	1.84	100.0	100.0
(100+25)	锌精矿	13.10	1.43	12.00	44.40	81.52
	尾矿	86.90	0.27	0.41	55.60	18.48
	原矿	100.0	0.42	1.93	100.0	100.0
(200+50)	锌精矿	12.71	1.53	11.89	42.61	80.10
	尾矿	87.29	0.30	0.43	57.39	19.90
	原矿	100.0	0.46	1.89	100.0	100.0
(400+100)	锌精矿	10.91	1.34	13.68	34.61	80.73
	尾矿	89.09	0.31	0.40	65.39	19.27
	原矿	100.0	0.42	1.85	100.0	100.0
(600+150)	锌精矿	10.67	1.83	13.61	42.98	79.86
	尾矿	89.33	0.29	0.41	57.02	20.14
	原矿	100.0	0.45	1.82	100.0	100.0

表 5 丁基黄药用量试验结果

Table 5 The results of butyl xanthate dosage test %

丁基黄药(g·t <sup>-1</sup> ) (粗选 I+粗选 II)	产品名称	产率	品位		回收率	
			Pb	Zn	Pb	Zn
(30+10)	锌精矿	11.54	1.25	12.96	32.41	80.10
	尾矿	88.46	0.34	0.42	67.59	19.90
	原矿	100.0	0.45	1.87	100.0	100.0
(60+20)	锌精矿	12.34	1.43	13.06	44.60	83.62
	尾矿	87.66	0.25	0.36	55.40	16.38
	原矿	100.0	0.34	1.93	100.0	100.0
(80+27)	锌精矿	12.90	1.39	12.21	45.16	83.78
	尾矿	87.10	0.25	0.35	54.84	16.22
	原矿	100.0	0.40	1.88	100.0	100.0
(100+33)	锌精矿	12.51	1.38	13.15	42.22	80.34
	尾矿	87.49	0.27	0.46	57.78	19.66
	原矿	100.0	0.36	2.05	100.0	100.0

黄药 60g/t 以及粗选 II 药剂制度为 pH11.3、CuSO<sub>4</sub> 25g/t、丁基黄药 20g/t 条件下进行了磨矿细度试验,试验流程见图 1,试验结果如表 6 所示。

试验结果表明,当磨矿细度为 65%-74μ m 时,获得的锌回收率已达到 80.98%,再提高磨矿细度锌回收率提高不明显,因此确定磨矿细度为 65%-74μ m。

2.5 开路试验

在条件试验的基础上,进行了开路试验,试验结果如表 7 所示。

2.6 闭路试验

在开路试验的基础上进行了闭路试验,闭路试验流程见图 3,试验结果如表 8 所示。

闭路试验获得的锌精矿锌品位 48.79%,锌回收率 79.47%,锌精矿含铅 4.13%。

表 6 磨矿细度试验结果

Table 6 The results of grinding fineness %

磨矿细度 / -74μm	产品名称	产率	品位		回收率	
			Pb	Zn	Pb	Zn
47 (不磨)	锌精矿	6.29	1.79	23.14	26.11	77.15
	尾矿	93.71	0.34	0.46	73.89	22.85
	原矿	100.0	0.43	1.89	100.0	100.0
65	锌精矿	8.94	1.80	17.78	34.88	80.98
	尾矿	91.06	0.33	0.41	65.12	19.02
	原矿	100.0	0.46	1.96	100.0	100.0
75	锌精矿	11.22	1.55	13.67	38.72	80.07
	尾矿	88.78	0.31	0.43	61.28	19.93
	原矿	100.0	0.45	1.92	100.0	100.0
80	锌精矿	13.16	1.51	11.22	43.27	79.44
	尾矿	86.84	0.30	0.44	56.73	20.56
	原矿	100.0	0.46	1.86	100.0	100.0
85	锌精矿	12.60	1.57	12.04	42.20	79.05
	尾矿	87.40	0.31	0.46	57.80	20.95
	原矿	100.0	0.47	1.92	100.0	100.0

表 7 开路试验结果

Table 7 The results of opening test %

产品名称	产率	品位		回收率	
		Pb	Zn	Pb	Zn
锌精矿	2.25	2.77	53.17	14.63	67.75
中矿 1	0.31	5.02	12.20	3.65	2.14
中矿 2	1.42	1.48	3.03	4.93	2.44
中矿 3	7.82	1.00	1.79	18.35	7.93
中矿 4	1.78	0.67	0.88	2.80	0.89
中矿 5	0.84	0.72	0.93	1.42	0.44
尾矿	85.58	0.27	0.38	54.22	18.42
原矿	100.0	0.43	1.77	100.0	100.0

表 8 闭路试验结果

Table 8 The results of closed circuit test %

产品名称	产率	品位		回收率	
		Pb	Zn	Pb	Zn
锌精矿	3.00	4.13	48.79	29.18	79.47
尾矿	97.00	0.31	0.39	70.82	20.53
原矿	100.0	0.42	1.84	100.0	100.0

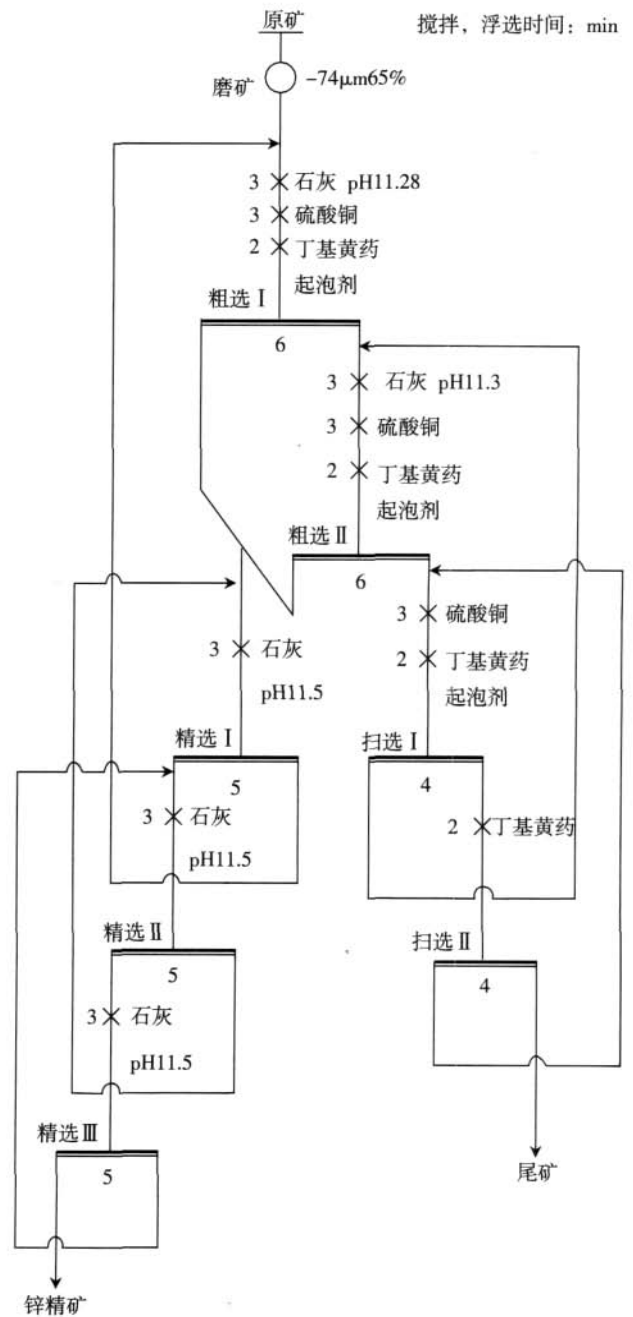


图 3 闭路试验流程

Fig. 3 The flowsheet of closed circuit

表 9 尾矿放射性检测结果

Table 9 The radiological measuring results of tailings %

检测项目	标准要求	实测值	单项结论
放射性比活度/(Bq·kg <sup>-1</sup> )	CRa	26.0	
	CTh	13.2	
	CK	407.1	
建筑主体材料	IRa	0.2	合格
	Ir	0.4	合格

辉石等脉石矿物, 其中石英作为非活性硅, 在煅烧时难以和氧化钙等反应, 从而容易造成熟料的 f CaO 增加; 白云石中 MgO 含量达 21.86%, 容易

### 3 尾矿建材化利用

#### 3.1 放射性检测

测试结果表明, 该尾矿的各项放射性指标符合建筑材料放射性核素限量 (GB6566-2001) 标准要求, 该尾矿可以作为原材料应用于建筑材料领域。

#### 3.2 水泥生料配料的易烧性试验

从水泥煅烧原理分析, 由于铅锌尾矿中含有一定量的铅和锌, 可以增加煅烧时的液相量, 降低煅烧温度。从矿样的工艺矿物学分析及化学分析可知, 原尾矿中主要含有石英、白云石、海绿石、透

造成熟料中的  $f_{MgO}$  含量过高, 而  $f_{CaO}$  和  $f_{MgO}$  含量过高都容易造成水泥安定性不良, 因此该铅锌尾矿难以大比例作为水泥生料的原料。

### 3.3 水泥混合料试验

水泥混合料试验主要探索尾矿作为水泥混合料的可行性, 所用其它原料为水泥熟料、水淬矿渣、石膏。水泥混合料试验配料方案见表 10, 试验结果见表 11。

表 10 水泥混合料试验配比

Table 10 The ratio of raw material of cement mixture %

编号	水泥熟料	尾矿	水淬矿渣	石膏
HD-5	95	0	0	5
HD-6	90	5	0	5
HD-7	80	5	10	5

表 11 水泥物理性能检测结果

Table 11 The results of physical performance of cements %

编号	水灰比	凝结时间/min		SO <sub>3</sub> /%	细度/ -74μm	安定性	抗折强度/MPa		抗压强度/MPa	
		初凝	终凝				3d	28d	3d	28d
HD-5	0.23	100	175	2.17	3.2	合格	1.62	7.52	11.0	45.5
HD-6	0.23	115	250	1.96	3.6	合格	2.80	7.68	13.5	38.7
HD-7	0.23	152	250	1.53	3.4	合格	1.45	7.27	2.2	38.9

由试验结果可知, 当尾矿用量为 5% 时, 随着水淬矿渣用量增加, 水泥混合料的 3d 抗压和 3d 抗折强度降低。水泥混合料的 28d 抗压强度分别为 38.7、38.9MPa, 与纯熟料 HD-5 相比, 强度降低幅度较大, 但符合 32.5 号复合硅酸盐水泥的标准。由此表明, 尾矿用作水泥混合料配料, 水泥混合材的 28d 抗压强度符合复合硅酸盐水泥 32.5MPa 标准, 安定性良好, 但用量不宜过大。

在实际生产中, 要根据当地水泥企业水泥质量要求和熟料、原材料状况进行试验确定合理配比。

### 3.4 混凝土试验

本试验主要是用尾矿代替建筑砂制备混凝土。试验所用原料为普通 42.5 号水泥、卵石、普通建筑砂、尾矿。混凝土物理性能及塌落度测试结果如表 12 所示。

表 12 混凝土物理性能及塌落度测试结果

Table 12 The physical performance and slump measuring results of cement mixture %

产品名称	水灰比	塌落度/mm	3d 抗压/MPa	28d 抗压/MPa
C20 基准	0.68	120	8.8	15.7
C20, 尾矿代替 50%建筑砂	0.68	80	5.3	14.6
C30 基准	0.56	120	10.9	24.5
C30, 尾矿代替 30%建筑砂	0.56	30	7.5	22.0

由试验结果可知, 用尾矿代替建筑砂制备的 C20 和 C30 混凝土, 28d 抗压强度稍有降低, 降低幅度不大; 3d 抗压强度降低幅度较大, 塌落度降低幅度也较大, 综合考虑该尾矿代替建筑砂用于混凝土配料较难。

### 3.5 混凝土砌块试验

研究尾矿代替砌块砖中的配料细砂。根据砌块砖实际生产技术, 选定了两组配料方案, 方案 A 不加尾矿作为标准配料方案, 方案 B 用尾矿代替混凝土砌块砖中的细砂, 两方案灰集比 (水泥与集料之比) 皆为 1 : 7.3, B 组尾矿掺入量占集料的 28%。混凝土砌块砖各配料的粒度分析如表 13 所示, 原料配比及砌块砖抗压强度试验结果如表 14 所示。

表 13 各配料的粒度分析

Table 13 The grain-size analysis of ingredients %

筛孔尺寸/mm	4.75	2.36	1.18	0.6	0.3	0.15	PAN	细度模数
细砂	5.2	4.2	3.2	8.6	53	17.2	8.6	2.15
尾矿	0.0	0.0	0.0	3.8	64.6	22.4	8.8	1.63
青石	79.0	18.1	1.2	0.3	0.4	0.5	0.5	5.72
机制砂	5.0	33.8	26	15.8	13	3.8	2.6	3.80

表 14 原料配比及抗压强度试验结果

Table 14 Ratio of raw material and results of compressive strengths test %

样品编号	水泥	青石子	机制砂	细砂	尾矿	抗压强度/MPa	
						3d	28d
A	1	2.19	2.7	2.41	0	8.0	12.5
B	1	2.41	2.86	0	2.04	9.0	12.8

结果表明, 用尾矿代替细砂制备的混凝土砌块砖, 3d 抗压强度和 28d 抗压强度均有提高, 试验混凝土砌块强度达到了国家 NY/T671-2003 的 MU10 质量标准要求, 说明该尾矿可以 100% 代替建筑细砂生产承重砌块和非承重砌块、墙砖, 且抗压性能较好。由于该尾矿带有较深的颜色, 不能生产装饰砌块。

## 4 结语

1) 采用尾矿再磨—浮选技术使原尾矿中的锌矿物得到有效回收, 锌精矿品位为 48.79%, 锌回收率为 79.47%, 含铅 4.13%。

2) 原尾矿可以综合利用制备水泥、砌块砖, 但是作为混凝土细集料较为困难。

3) 原尾矿资源综合利用的技术可行。



## 参考文献

- [1] 吴振清,周进军,唐声飞,等. 利用铅锌尾矿代替粘土和铁粉配料生产水泥熟料的研究[J]. 试验与研究, 2006, (3): 31-33.
- [2] 曾懋华,龙来寿,奚长生,等. 凡口铅锌矿尾矿的综合利用[J]. 韶关学院学报(自然科学版), 2004, (12): 56-59.
- [3] 刘进,张宗华,张红英,等. 大厂矿山尾矿选锌试验研究[J]. 有色金属 选矿部分, 2004, (3): 40-43.

## STUDY ON COMPREHENSIVE UTILIZATION OF THE TAILINGS FROM A LEAD-ZINC MINE

WANG Jinling, SHEN Shifu, YE Lijia

(Beijing General Research Institute of Mining and Metallurgy, Beijing 100044, China)

### ABSTRACT

Based on the chemical and mineralogical characteristics of the tailings from a lead-and-zinc mine containing relatively high level of quartz and dolomite, studies were carried out for recovering valuable element of zinc by a regrinding-flotation process and for utilizing the tailings as raw material for cement-mixture, concrete aggregate and block brick aggregate respectively. The results show that the zinc minerals in the tailings can be recovered effectively and the tailings may be utilized as raw material not only for brick-making, but also for cement-mixture. However, it is rather difficult to use the tailings as raw material for fine concrete aggregate.

**Key words**: tailings of lead-and-zinc mine; flotation; comprehensive utilization

.....  
(上接第 28 页)

## EFFECT OF GRINDING MEDIUM ON THE FLOTATION OF TWO CARBONATES

SONG Zhenguo<sup>1, 2</sup>, SUN Chuanyao<sup>2</sup>

(1.School of Resource and Civil Engineering, Northeastern University, Shenyang 110004, China; 2.State Key Laboratory of Mineral Processing, Beijing General Research Institute of Mining and Metallurgy, Beijing 100044, China)

### ABSTRACT

The effect of grinding medium on calamine and magnesite flotation using sodium oleate as collector was investigated. Two different grinding media were used, including steel balls and zirconia balls. It is showed that the grinding medium evaluated significantly affected the flotation of calamine and magnesite. For the minerals a lower flotation rates was obtained ground with steel balls. It is shown that the recovery of calamine and magnesite is highest in pH9, with recovery of 90.19% and 89.66% respectively grinding with zirconia balls and recovery of 73.89% and 69.64% grinding with steel balls. The recovery of two minerals is increased with the increase of collector dosage. The recovery of calamine and magnesite is 98.15% and 96.94% respectively grinding with zirconia balls in the collector dosage of  $9 \times 10^{-5}$  mol/L, and the recovery is 97.82% and 84.66% respectively grinding with steel balls.

**Key words**: grinding medium; calamine; magnesite; flotation