

某锌铁多金属硫化矿选矿试验研究

杨敏^{1,2}, 邱廷省¹, 代志鹏^{1,2}, 汤小军^{1,2}

(1. 江西理工大学资源与环境工程学院, 江西 赣州 341000;

2. 四川省有色冶金研究院, 四川 成都 610081)

摘要:为提高某锌、铁多金属硫化矿的选别指标,对该矿进行了选矿试验研究,探索出了“部分浮硫—锌硫混浮—粗精矿再磨选锌—混浮尾矿选铁”的选矿工艺流程,使锌精矿品位和回收率分别提高了8%、19%左右,铁精矿中硫含量由0.6%以上降到了0.23%,铁回收率提高了15%左右。

关键词:多金属硫化矿; 部分浮硫; 铁精矿脱硫; 粗精矿再磨

中图分类号:TD95 **文献标识码:**A **文章编号:**1000-6532(2008)06-0011-05

某锌、铁为主的多金属硫化矿,原矿含锌2.20%、铁33.13%、硫3.98%。锌以闪锌矿和铁闪锌矿为主,铁以磁铁矿为主,硫主要有黄铁矿及磁黄铁矿。脉石矿物数量多而杂,主要有石英、石榴石、钠长石、白云母、绿泥石、伊利石等。选厂原生产工艺流程为优先浮选,即以“浮锌—浮硫—选铁”工艺流程进行生产,最终因锌精矿回收率不够理想,铁精矿含硫太高,达不到合格产品要求而放弃。后来选厂改为先磁后浮生产工艺流程,即以“先磁选回收铁,选铁尾矿浮锌,同时铁精矿浮选脱硫”进行生产。相比于原生产工艺流程,铁精矿中硫含量大幅度降低,可获得合格精矿。但该流程同样存在锌、铁回收率较低,锌精矿品位不够稳定,选锌及铁精矿脱硫药剂用量过高等诸多问题。在生产期间,选厂还对“锌硫混选—磁选回收铁”的工艺流程进行了短暂

生产,发现锌回收率虽然较高,但锌和铁精矿品位不够理想,而且铁精矿含硫仍偏高。

为此,笔者对该多金属硫化矿进行了选矿试验研究。在试验过程中发现,有部分黄铁矿可浮性相当好,它是致使锌精矿品位难以提高的主要因素。经过探索,笔者最终采用了“部分浮硫—锌硫混浮—粗精矿再磨选锌—混浮尾矿选铁”的选矿工艺流程,并获得了较好的选矿指标。锌精矿品位由生产现场的38%提高到了46%,锌回收率由66%提高到了85%,铁精矿含硫由0.6%以上降到了0.23%,铁回收率由50%左右提高到了66%。

1 原矿基本性质

原矿多元素分析结果、锌物相分析结果及铁物相分析结果分别见表1、表2、表3。

表1 原矿多元素分析结果/%

Zn	Fe	S	As	P	Au*	Ag*	SiO ₂	CaO	MgO	Al ₂ O ₃
2.20	33.13	3.98	<0.04	0.048	0.56	4.84	20.91	6.80	12.00	2.04

* Au、Ag含量单位为g/t。

表2 原矿锌物相分析结果/%

相别	硫化锌	氧化锌	其他锌	总锌
含量	1.899	0.177	0.124	2.20
分布率	86.32	8.06	5.62	100.00

表3 原矿铁物相分析结果/%

相别	磁性铁 中铁	碳酸铁 中铁	硅酸铁 中铁	硫化铁 中铁	全铁
含量	22.32	2.73	1.90	6.18	33.13
分布率	67.37	8.24	5.74	18.65	100.00

收稿日期:2008-06-17; 改回日期:2008-06-30

作者简介:杨敏(1980-),男,助理工程师,矿物加工专业在读工程硕士。

2 选矿试验研究

2.1 部分浮硫条件试验

2.1.1 浮硫捕收剂选择及用量试验

一般而言, 锌、硫的浮选为抑硫浮锌。但该矿中有部分硫可浮性极好, 难以抑制。为此, 采用反常规的浮选顺序, 对这部分硫进行预先脱浮, 其试验流程见图 1。试验时, 固定磨矿细度为 -200 目 85%, 粗、扫选抑制剂硫酸锌 + 碳酸钠 (1:1) 用量为 2000 + 1000g/t, 2#油用量为 30 + 10g/t。首先考察了 C-304、乙基黄药、C-304 + 乙基黄药 (1:1) 和 C-305 等浮硫捕收剂的选别效果。结果表明, 在产率基本相当 (2.70% 左右) 的情况下, 乙基黄药作捕收剂时, 易浮硫产品中锌损失最小。因此, 确定选择乙基黄药作浮硫捕收剂, 其用量试验结果见表 4。

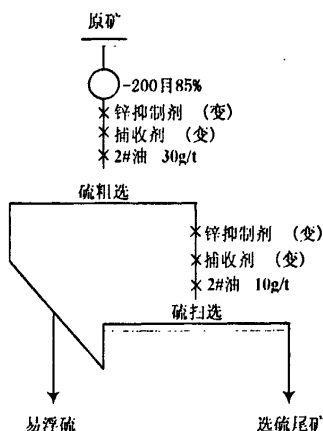


图 1 部分浮硫试验流程

表 4 乙基黄药用量试验结果/%

用量/g · t ⁻¹	产品名称	产率	锌品位	锌回收率
粗选:200 扫选:100	易浮硫	4.82	3.39	7.42
	选硫尾矿	95.18	2.14	92.58
	原 矿	100.00	2.20	100.00
粗选:100 扫选:50	易浮硫	2.70	2.56	3.14
	选硫尾矿	97.30	2.19	96.86
	原 矿	100.00	2.20	100.00
粗选:50 扫选:30	易浮硫	1.05	3.17	1.50
	选硫尾矿	98.95	2.21	98.50
	原 矿	100.00	2.22	100.00

从表 4 可知, 乙基黄药用量过大, 易浮硫产品中锌损失较高; 用量过低, 脱硫效果不明显。综合考虑, 乙基黄药粗、扫选用量以 100 + 50g/t 为宜。

2.1.2 锌抑制剂选择及用量试验

为减少锌的损失, 在预浮脱硫过程中必须尽量抑制锌矿物的上浮。因此, 选择合适的锌抑制剂, 使部分较易浮的锌矿物受抑制而不上浮是有必要的。锌抑制剂选择及用量试验流程见图 1。试验时, 固定磨矿细度为 -200 目 85%, 组合抑制剂的比例为 1:1, 粗、扫选乙基黄药用量为 100 + 50g/t, 2#油用量为 30 + 10g/t。首先考察了硫酸锌、硫酸锌 + 碳酸钠、硫酸锌 + 硫化钠和硫酸锌 + 亚硫酸钠等抑制剂的选别效果。结果表明, 采用硫酸锌 + 碳酸钠组合药剂作锌抑制剂时效果最好。其用量试验结果见表 5。

表 5 硫酸锌 + 碳酸钠用量试验结果/%

用量/g · t ⁻¹	产品名称	产率	锌品位	锌回收率
粗选:4000 扫选:2000	易浮硫	2.68	2.57	3.12
	选硫尾矿	97.32	2.20	96.88
	原 矿	100.00	2.21	100.00
粗选:2000 扫选:1000	易浮硫	2.70	2.56	3.14
	选硫尾矿	97.30	2.19	96.86
	原 矿	100.00	2.20	100.00
粗选:1000 扫选:500	易浮硫	3.24	3.40	5.00
	选硫尾矿	96.76	2.16	95.00
	原 矿	100.00	2.20	100.00

从表 5 可知, 粗、扫选抑制剂硫酸锌 + 碳酸钠 (1:1) 用量为 2000 + 1000g/t 时, 综合指标较好。

2.2 锌硫混合浮选条件试验

锌硫混合浮选试验流程见图 2。

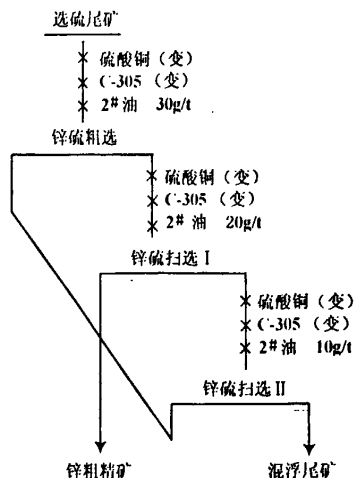


图 2 锌硫混合浮选试验流程

锌是本试验的主要回收元素。该矿中锌以闪锌矿和铁闪锌矿为主,而闪锌矿的天然可浮性较差,一般需要活化^[1],才能进行浮选,否则难以选别。实践证明,闪锌矿能被多种重金属阳离子活化,如 Cu^{2+} 、 Ag^{+} 、 Ca^{2+} 、 Pb^{2+} 、 Hg^{2+} 等离子。本试验采用了硫酸铜作为锌的活化剂,其用量试验表明,锌粗精矿品位随着硫酸铜用量的增加而降低,锌回收率先呈大幅度增加,但达到一定程度后又开始下降。综合考虑,粗选、扫选 I 及扫选 II 硫酸铜用量以 $400 + 200 + 100\text{g/t}$ 为宜。

另外,为了尽可能脱硫,降低铁精矿中的硫含量,以及提高锌硫粗精矿中锌的回收率,选锌时捕收剂的选择尤为重要。在试验过程中,对比了乙基黄药、丁基黄药、乙基黄药 + C-304、C-305 和 25 号黑药等捕收剂的选别效果,结果表明,C-305 对锌的捕收能力及选择性较佳,粗选、扫选 I 及扫选 II 用量为 $200 + 100 + 50\text{g/t}$ 时效果最好。

2.3 锌粗精矿再磨再选锌条件试验

影响锌精矿品位和回收率的原因除了部分硫可浮性较好外,锌嵌布粒度细也是主要因素之一。为提高锌精矿品位,对锌粗精矿进行了再磨再选试验。其试验流程见图 3,试验结果见表 6。

从表 6 可知,磨矿粒度越细,锌精矿品位及回收

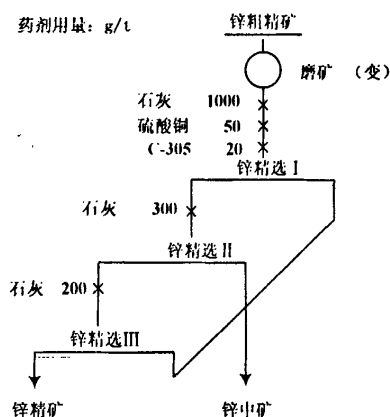


图 3 锌粗精矿再磨再选试验流程

表 6 锌粗精矿再磨再选锌试验结果

磨矿 细度	产品 名称	产率/%		锌品位 /%	锌回收率/%	
		对作业	对原矿		对作业	对原矿
-325 目 80%	锌精矿	27.43	3.89	45.99	90.42	81.35
	锌中矿	72.57	10.29	1.84	9.58	8.62
	锌粗精矿	100.00	14.18	13.95	100.00	89.97
-325 目 95%	锌精矿	26.73	3.79	47.63	91.20	82.05
	锌中矿	73.27	10.39	1.68	8.80	7.92
	锌粗精矿	100.00	14.18	13.96	100.00	89.97
-400 目 95%	锌精矿	27.36	3.88	46.69	91.52	82.34
	锌中矿	72.64	10.30	1.63	8.48	7.63
	锌粗精矿	100.00	14.18	13.96	100.00	89.97

率越高,但过细时其品位有所下降。综合考虑,锌粗精矿再磨细度以 -325 目 95% 左右为宜。

2.4 混浮尾矿选铁条件试验

该多金属硫化矿中的另一有价元素为铁。该矿中铁以磁铁矿为主,因此对混浮尾矿进行了一粗两精磁选试验。虽然通过磁选可获得铁品位为 61.29%、回收率为 85.51% 的铁精矿,但铁精矿中硫含量高达 1.79%,难以达到铁精矿产品质量要求。

经分析,铁精矿中的硫主要是含铁高、可浮性差和磁性较强的磁黄铁矿。磁选很难将磁黄铁矿脱除,必须采用浮选法,并且还要强化对磁黄铁矿的活化,才有可能降低铁精矿中的硫含量,获得合格铁精

矿。脱硫常用活化剂有硫酸、硫酸铜等。试验结果表明,硫酸铜对其活化效果较差,且价格高,而硫酸的活化效果较好,且相对便宜。因此,本试验选择硫酸为脱硫活化剂,采用一粗二扫浮选工艺对磁选铁精矿进行脱硫。从硫酸用量试验结果可知,当粗选、扫选 I 及扫选 II 硫酸用量为 $400 + 200 + 100\text{g/t}$ 时,脱硫效果较好,且铁损失最少。

2.5 综合条件闭路试验

在开路流程试验基础上,对原矿进行了全流程闭路试验。为提高锌回收率,闭路试验在再磨选锌时增加了一次精扫选。其闭路试验流程见图 4,试验结果见表 7。

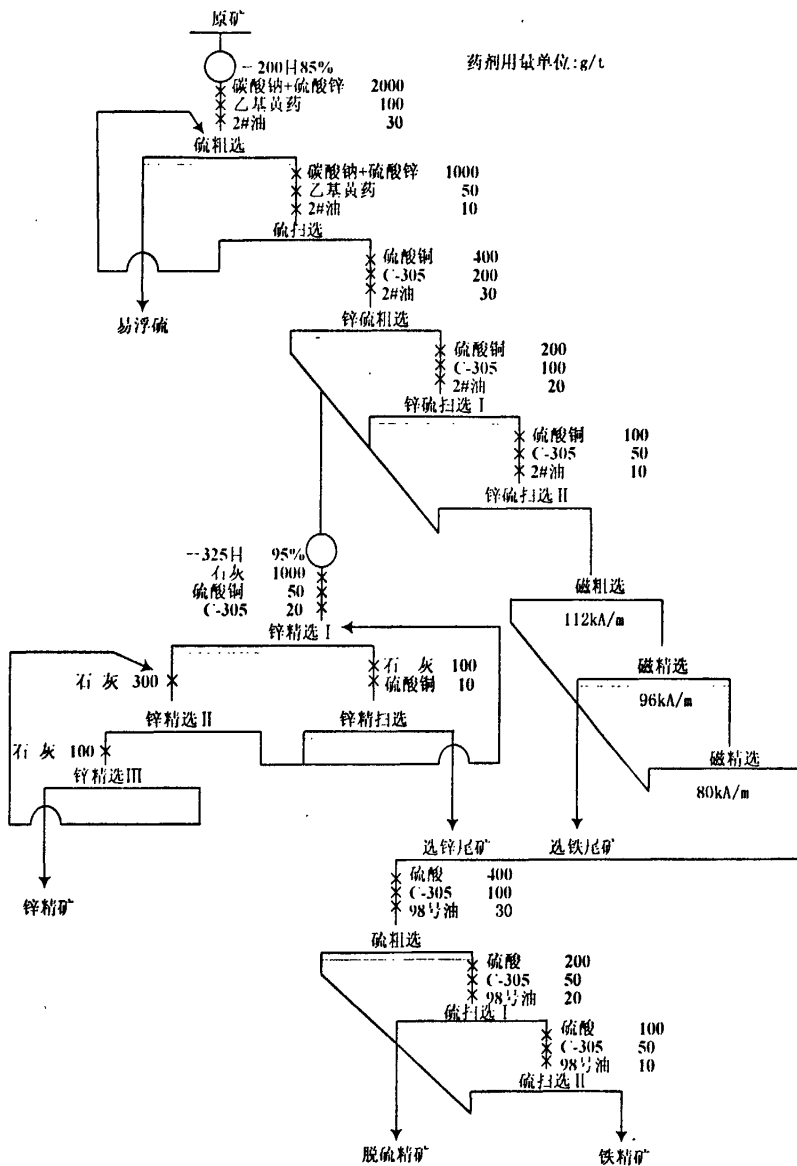


图4 部分浮硫—锌硫混浮—粗精矿再磨选锌—混浮尾矿选铁工艺闭路试验流程

表7 闭路试验结果

产品名称	产率/%	品位/%		回收率/%		铁精矿含硫/%
		锌	铁	锌	铁	
易浮硫	2.46	2.26	/	2.46	/	/
锌精矿	4.05	46.18	/	85.06	/	/
选锌尾矿	10.17	1.06	/	4.90	/	/
铁精矿	34.19	/	64.08	/	66.13	0.23
脱硫精矿	12.03	/	53.36	/	19.38	/
选铁尾矿	37.15	0.15	4.12	2.56	4.69	/

从表7可知,最终小型闭路试验获得了锌品位为46.18%、锌回收率为85.06%的锌精矿,铁品位为64.08%、铁回收率为66.13%、含硫为0.23%的铁精矿。

3 结 语

1. 该矿属锌、铁为主的多金属硫化矿。锌矿物主要为闪锌矿和铁闪锌矿,铁以磁铁矿为主,硫主要有黄铁矿和磁黄铁矿。试验原矿锌品位为2.20%,

云南某难选氧化铜矿选矿试验研究

杜淑华¹, 潘邦龙²

(1. 安徽省地质实验研究所, 安徽 合肥 230001;

2. 安徽建筑工业学院环境工程学院, 安徽 合肥 230065)

摘要: 云南某氧化铜矿有用矿物嵌布不均匀, 且与脉石共生关系复杂, 多呈细粒状、微细粒状包裹或镶嵌于石英中。本文对含铜 1.04%、氧化率 52.94% 的原矿进行了浮选试验研究, 结果表明, 可获得铜精矿含铜 20.54%、回收率 80.57% 的技术指标。若进一步对浮选尾矿进行酸浸处理, 可使铜总回收率达到 89.27%。

关键词: 氧化铜矿; 浮选; 回收率

中图分类号: TD952 **文献标识码:** A **文章编号:** 1000-6532(2008)06-0015-04

1 矿石性质

试验矿样取自云南某地区。该矿风化、泥化现

铁品位为 33.13%, 硫品位为 3.98%。

2. 采用“部分浮硫—锌硫混浮—粗精矿再磨选锌—混浮尾矿选铁”的选矿工艺流程, 可获得品位 46.18%、回收率 85.06% 的锌精矿; 品位 64.08%、回收率 66.13%、含硫 0.23% 的铁精矿。相对生产现场采用“先磁后浮”工艺流程所得 3、4 月份综合指标, 锌精矿品位和回收率分别提高了 8% 和 19%

象严重。表 1 为原矿主要元素分析结果, 表 2 为原矿矿物相分析结果。矿石从外观上看为灰白色, 表面和断面上有清晰可见的蓝色或绿色的各种铜矿

左右, 铁回收率提高了 15% 左右。

3. 铁精矿在进行浮选脱硫过程中, 铁损失较为严重, 建议下一步对铁精矿浮选脱硫进行更深入的研究, 以减少铁的损失, 提高铁精矿的回收率。

参考文献:

[1] 陈家模. 多金属硫化矿浮选分离[M]. 贵阳: 贵州科技出版社, 2001.

Experimental Research on Separation Process of a Zn - Fe Polymetallic Sulphide Ore

YANG Min^{1,2}, QIU Ting-sheng¹, DAI Zhi-peng^{1,2}, TANG Xiao-jun^{1,2}

(1. Jiangxi University of Science and Technology, Ganzhou, Jiangxi, China;

2. Sichuan Research Institute of Non-ferrous Metals Metallurgy, Chengdu, Sichuan, China)

Abstract: In order to increase separation index of a Zn - Fe polymetallic sulphide ore, an experimental research on mineral processing technology was conducted. The technological flowsheet of “partially sulphur flotation - bulk flotation of zinc and sulphur - regrinding of rough concentrate and zinc flotation - iron flotation from the tailings of bulk flotation” was developed. The grade of concentrate and recovery is increased about 8% and 19% respectively. The sulphur content in the iron concentrate decreased from more than 0.6% to 0.23%, and the recovery of iron is increased by 15%.

Key words: Polymetallic sulphide ore; Partially sulphur flotation; Sulphur - removal of iron concentrate; Regrinding of rough concentrate

收稿日期: 2008-07-08

作者简介: 杜淑华(1979-), 女, 工程师, 硕士研究生, 主要从事选矿及资源综合利用方面的研究。