

文章编号:1673-9981(2008)03-0234-04

复杂铜铅锌硫化矿浮选的研究

戴子林¹, 江庆梅^{1,2}, 陈志强¹, 冯其明²

(1. 广州有色金属研究院, 广东 广州 510651; 2. 中南大学, 湖南 长沙 410083)

摘 要:内蒙某铜铅锌硫化矿的铜铅锌品位低, 矿物组成较复杂, 并且铅锌矿物都存在不同程度的氧化。采用优先浮铅、浮铅的尾矿选锌的工艺, 用 SN-9 和 CD 作方铅矿的捕收剂, 38 号黄药作锌矿物的捕收剂, 在原矿品位为 Pb 1.08% 和 Zn 2.43% 时, 获得品位 41.8%、回收率 60.96% 的铅精矿和品位 45.76%、回收率 78.97% 的锌精矿, 铜主要富集在铅精矿中。

关键词: 复杂铅锌硫化矿; 氧化; 优先浮选
中图分类号: TD952 **文献标识码:** A

内蒙某铜铅锌硫化矿的矿物组成比较复杂, 铜铅锌的品位低, 并且铅锌硫化矿物出现不同程度的氧化, 回收难度较大。该矿储量大, 选择合适的选矿工艺与药剂制度是经济有效地利用这一资源的关键所在。

1 原矿性质

该矿石中的金属矿物主要有磁黄铁矿、赤铁矿、铁闪锌矿、磁铁矿和方铅矿, 其次有黄铁矿、黄铜矿、白铅矿、菱锌矿和褐铁矿, 及少量的白铁矿、黝铜矿、铜兰和银金矿等。非金属矿物主要有石英、方解石、

白云石、长石、绿泥石和石墨等。原矿多元素分析列于表 1。

该矿石中的主要铅矿物为方铅矿, 它主要以他形粒状集合体与磁黄铁矿、铁闪锌矿和黄铜矿紧密共生, 其次呈他形粒状、不规则粒状集合体嵌布于脉石中, 方铅矿与铁闪锌矿和磁黄铁矿不仅密切共生, 而且嵌布关系复杂, 边界参差不齐。该矿石中的主要锌矿物为铁闪锌矿, 它主要以他形粒状集合体与磁黄铁矿和方铅矿密切共生。磁黄铁矿是该矿石中含量最高、分布最广泛的金属硫化矿物。矿石中铅矿物的氧化率达 20.78%, 锌矿物的氧化率达 9.98%。

表 1 原矿多元素分析结果
Table 1 Multi-elemental analysis results of crude ore w/%

元素	Cu	Pb	Zn	S	Fe	As	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	SiO ₂	C	Ag ¹⁾
含量	0.14	1.01	2.50	10.33	18.11	0.015	6.03	1.48	12.69	40.12	1.69	8.84

注: 1) 含量单位 g/t。

2 实验结果与分析

经过铅锌选矿的探索性实验, 确定采用优先浮

铅的原则流程回收铅和锌, 即原矿经过磨矿后优先浮铅, 选铅尾矿用来选锌。由于铜品位较低, 仅 0.14%, 实验中铜主要富集在铅精矿中, 而铅精矿产率较低, 在实验室进行铜铅分离比较困难, 故本实验

收稿日期: 2008-03-01
作者简介: 戴子林(1964—), 男, 福建莆田人, 教授级高工, 硕士。

主要回收铅锌矿物。

2.1 磨矿实验

按图1所示流程进行磨矿细度实验,实验结果如图2所示。从图2可知,当磨矿细度 $w(-0.074\text{ mm}) < 80\%$ 时,随着磨矿细度的提高,选别指标提高;当 $w(-0.074\text{ mm}) > 80\%$ 时,再提高磨矿细度,铅粗精矿的铅品位和回收率降低,锌粗精矿的锌品位升高,回收率逐降低。因此,磨矿细度为 $80\% \sim 0.074\text{ mm}$ 比较合适。

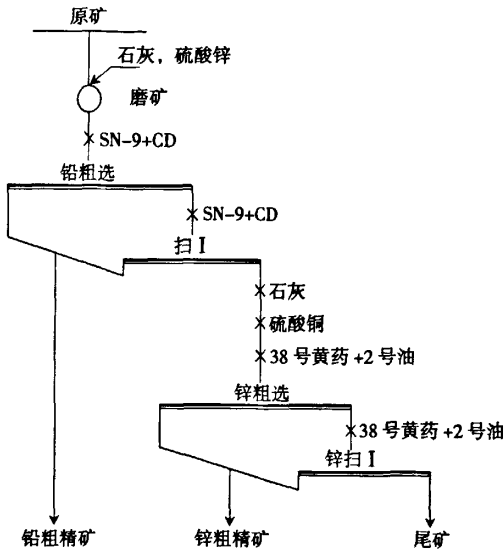


图1 磨矿细度实验流程
Fig.1 Flowsheet of grinding fineness test

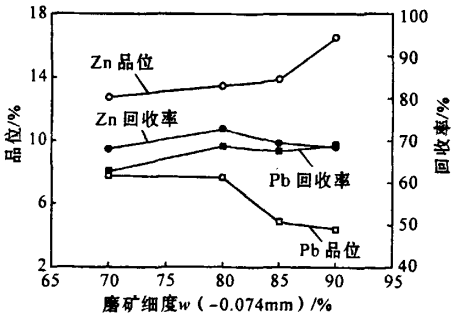


图2 磨矿细度实验结果
Fig.2 Results of grinding fineness test

2.2 铅浮选

分别用石灰和 ZnSO_4 抑制磁黄铁矿和铁闪锌矿,为加强对铁闪锌矿和磁黄铁矿的抑制,可将抑制剂加入磨矿机内。实验中,矿浆 pH 为 9~10,不同捕收剂在其最佳用量条件下浮选铅矿物的实验结果列于表 2。

表2 不同捕收剂选铅的实验结果
Table 2 Test results of different collectors for Pb beneficiation

捕收剂		产品名称	产率	品位	回收率
SN-9	铅粗精矿	6.28	9.80	56.29	
	尾矿	93.72	0.51	43.71	
	原矿	100.00	1.09	100.00	
CD	铅粗精矿	4.50	11.80	48.94	
	尾矿	95.50	0.58	51.06	
	原矿	100.00	1.08	100.00	
SN-9+CD	铅粗精矿	5.50	11.01	56.17	
	尾矿	94.50	0.50	43.83	
	原矿	100.00	1.08	100.00	

由表2可知,用 SN-9+CD 作方铅矿的捕收剂,选别效果较好。SN-9 对方铅矿的捕收能力强,浮选速度快^[1],而 CD 对方铅矿的选择性好,对铁闪锌矿和磁黄铁矿的捕收能力弱,二者混合使用比单独使用的效果好。实验中发现 SN-9 和 CD 以质量比 1:1 使用时,浮选效果最好。由于 CD 具有起泡性能,故实验中不需另加起泡剂。

2.3 锌浮选

在选锌前,首先将浮铅尾矿中的铁闪锌矿活化,并调整矿浆 pH。实验中用 CuSO_4 作铁闪锌矿的活化剂,用石灰调矿浆 $\text{pH} > 11$,以抑制矿浆中的磁黄铁矿。丁黄药对铁闪锌矿有很好的捕收作用,而对方解石、石英等脉石矿物的捕收作用较弱^[1]。38 号黄药是丁黄药的一种变异,实验过程中分别用丁黄药和 38 号黄药作捕收剂,在其最佳用量的条件下作对比实验,实验结果列于表 3。

表3 不同捕收剂选锌的实验结果

Table 3 Test results of different collectors for Zn beneficiation

捕收剂用量/(g·t ⁻¹)	产品名称	产率/%	品位/%	回收率/%
丁黄药 50	锌粗精矿	8.81	22.50	79.23
	尾矿	91.19	0.57	20.77
	选铅尾矿	100.00	2.50	100.00
38号黄药 40	锌粗精矿	8.44	24.20	81.70
	尾矿	91.56	0.50	18.30
	选铅尾矿	100.00	2.50	100.00

由表3可知,用38号黄药作捕收剂,锌粗精矿的品位和回收率较高,并且38号黄药的用药量比丁黄药低,故选38号黄药作铁闪锌矿的捕收剂。

2.4 闭路实验

按图3所示的闭路流程回收铅和锌矿物,实验

结果列于表4。由表4可知,铅和锌均得到有效回收,铜主要富集在铅精矿中。

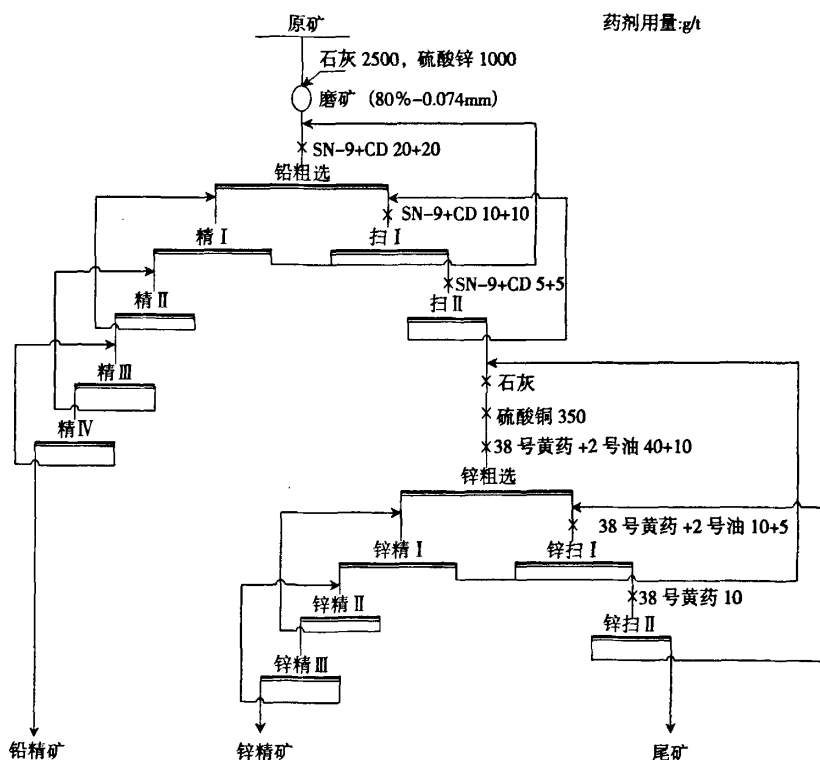


图3 闭路实验流程

Fig.3 Closed-circuit test flowsheet

表4 闭路实验结果
Table 4 Results of closed-circuit flowsheet

产品名称	产率	品位			回收率	
		铅	锌	铜	铅	锌
铅精矿	1.58	41.8	3.69	2.56	60.96	2.40
锌精矿	4.19	1.10	45.76	0.20	4.25	78.97
尾矿	94.23	0.40	0.48	—	34.79	18.63
原矿	100.00	1.08	2.43	—	100.00	100.00

3 结 论

将石灰与 ZnSO₄ 均加入磨机内,可加强对硫化锌矿物和磁黄铁矿的抑制;将捕收剂 SN-9 与 CD 混合使用,可提高方铅矿的浮选效果;用 38 号黄药作铁闪锌矿的捕收剂,浮选效果好,并可适当降低药

剂用量.实验中所采用的药剂均为常规的浮选药剂,价廉、无毒.该工艺简单,能有效地回收复杂铜铅锌硫化矿中的铅和锌.本实验没有研究铜铅分离的问题,但工业上可以考虑铜铅的分离.

参考文献:

[1] 见百熙.浮选药剂[M].北京:冶金工业出版社,1981.

Study on the flotation process for complex Cu-Pb-Zn sulphide ore

DAI Zi-lin¹, JIANG Qing-mei^{1,2}, CHEN Zhi-qiang¹, FENG Qi-ming²

(1. Guangzhou Research Institute of Non-ferrous Metals, Guangzhou 510650, China;

2. Central South University, Changsha 410083, China)

Abstract: The Cu, Pb, and Zinc ore from an Inner Mongolia Sulphide Deposit in China is characterized by low grade and complex mineral composition with the minerals being oxidized to a certain degree. In this study, a process of Pb preferential flotation and Zn beneficiation from its tailings by adopting SN-9 and CD as collectors for galena and No. 38 xanthate for Zn mineral has been developed. Pb concentrate with grade of 41.08% and recovery of 60.96%, and Zn concentrate with grade of 45.76% and recovery of 78.97% were obtained when a run-of-mine ore with grade of 1.08% Pb and 2.43% Zn was processed. The copper was enriched in the Pb concentrate.

Key words: complex Cu-Pb-Zn sulphide ore; oxidation; preferential flotation