

从铜铋硫化矿中回收铋的试验研究

陈禹蒙, 童雄, 吕昊子

(昆明理工大学省部共建复杂有色金属资源清洁利用国家重点实验室, 昆明理工大学国土资源工程学院, 云南省金属矿尾矿资源二次利用工程研究中心, 云南 昆明 650093)

摘要: 铋是一种重要的金属资源, 其常伴生于复杂金属矿中, 本试验的研究对象为云南省某铜铋硫化矿。对该矿物进行了化学多元素分析和矿物组成分析, 原矿中含有 0.14% 铋, 且主要赋存在辉铋矿中, 具有较高的回收价值。针对该矿中的铋矿物进行了详细的浮选研究, 试验结果表明, 浮选可有效回收该铜铋硫化矿中的铋元素。通过一粗一扫三精的浮选闭路流程, 可获得产率、品位和回收率分别为 1.44%、7.13% 和 73.34% 的铋精矿。

关键词: 铜铋硫化矿; 辉铋矿; 浮选; 铋精矿

doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2018.02.006

中图分类号: TD952 文献标志码: A 文章编号: 1000-6532 (2018) 02-0025-04

铋是一种较稀少的有色重金属, 其主要应用于医药、合金、颜料、陶瓷、化妆品及催化剂制备等行业^[1,2]。我国铋的资源储量居世界第一位, 主要以伴生矿物资源的形式存在^[3], 其赋存状态较为复杂, 回收利用的生产工艺相应也较为复杂。我国铋资源的生产主要来源于部分钨、锡矿石的精矿, 以及铜、铅、锡回收过程中的副产品。我国铋的整体利用率在 30% 以下, 回收过程中大量的铋存在损失。其主要原因是铋在原矿中的含量一般较低, 常在 0.1% 以下。因此, 回收铋的工艺难度较大, 多数工艺会有流失大量的铋。同时, 由于多数矿山企业并不注意对铋进行综合回收,

其回收工艺也不完善, 导致大量含铋的物料未能受到充分利用, 甚至被废弃^[4-5]。因此, 如何提高铋的选别效率具有十分重要的研究价值。

本研究采用浮选法选别云南某铜铋硫化矿中的铋矿物, 具体研究了捕收剂的种类及用量、石灰用量对浮选指标的影响。并进行了铋浮选的开路和闭路浮选试验, 确定了较佳的浮选试验流程, 可为类似铋资源的回收起到一定的指导作用。

1 原矿性质

原矿化学多元素分析结果见表 1。矿物组成见表 2。

表 1 原矿多元素分析结果 /%

Table1 Results of chemical analysis

Cu	Zn	Pb	WO ₃	Bi	Mn	S	CaO	MgO	As	Na ₂ O	K ₂ O	Fe ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	SiO ₂
0.474	0.027	0.090	0.053	0.142	0.064	4.168	0.51	1.28	2.094	0.088	3.76	11.24	14.43	60.96

表 2 原矿矿物组成 /%

Table2 The mineral composition of raw ore

黄铜矿	黄铁矿	毒砂	辉铋矿	钨矿	磁铁矿	钛铁矿	方铅矿	闪锌矿	脉石
0.48	9.28	7.46	0.15	0.21	0.095	0.035	0.09	0.07	83.03

收稿日期: 2016-08-17

作者简介: 陈禹蒙 (1991-), 女, 博士研究生, 主要从事矿物资源综合利用研究。

通讯作者: 童雄 (1965-), 男, 博士, 教授, 主要从事浮选理论及二次资源综合利用研究。

原矿中主要金属矿物为黄铜矿、黄铁矿、毒砂、辉钼矿、钨矿、钛铁矿以及微量的方铅矿和闪锌矿；脉石矿物为石英、方解石、石榴石、长石、云母等。铋的主要有价矿物为辉钼矿，其含量达到了 0.15%。

2 试验研究

本试验的主要回收对象为黄铜矿和辉钼矿，鉴于黄铜矿的可浮性优于辉钼矿，前期研究浮选研究已经有效地完成了铜矿物的选别。铜精矿的产率、铜品位和铜回收率分别为 1.89%、19.13% 和 86.73%。铜精矿中铋的品位为 0.10%，回收率仅为 1.36%，表明铋元素并没有大量流失于铜精矿中。原矿经浮铜后的底流产品铋的品位为 0.14%，即为铋的浮选给料。

2.1 捕收剂种类试验

硫化矿常用的捕收剂种类主要为黄药类、黑药类、硫胺酯类等。在铋浮选中，选择出对铋具有高效选择性的捕收剂至关重要。因此，选用了乙基黄药、丁基黄药、乙硫氮和丁基黑药作为捕收剂，具体试验流程和试验结果分别见图 1、2。

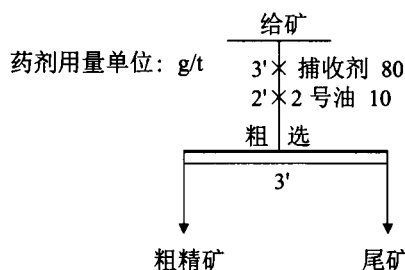


图 1 捕收剂试验流程

Fig. 1 Flowchart of collector condition tests

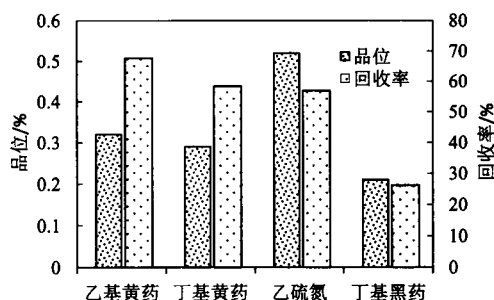


图 2 捕收剂种类试验结果

Fig. 2 Results of collector types condition tests

由图 2 可知，使用丁基黑药获得的精矿的品位和回收率分别仅为 0.21% 和 26.22%，远低于其他组别；使用乙基黄药、丁基黄药和乙硫氮作为捕收剂时，均能获得回收率较高的精矿，但使用乙硫氮获得的精矿品位远高于其他两组。因此，选用乙硫氮作为后续研究所使用的捕收剂。此时，铋粗精矿的品位和回收率分别为 0.52% 和 56.89%。

2.2 捕收剂用量试验

研究了乙硫氮用量对铋浮选的影响，试验结果见图 3。

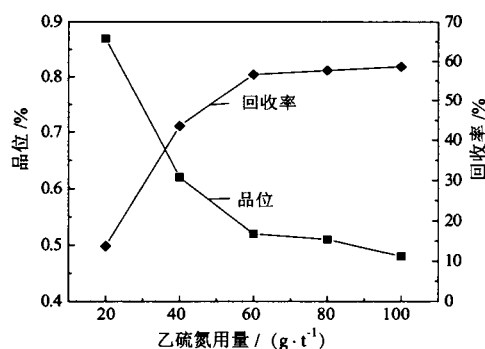


图 3 乙硫氮用量试验结果

Fig. 3 Results of the dosage of diethylthiocarbamate condition tests

由图 3 可知，随着乙硫氮用量的增加，铋粗精矿的品位不断的下降；粗精矿的回收率不断上升，且增幅不断降低。在捕收剂用量较低时，由于目的矿物得不到充分的作用实现上浮，故回收率较低；随着捕收剂用量的增加，更多的目的矿物得到了捕收，因此精矿的回收率显著上升。综合考虑，乙硫氮的较佳用量为 60 g/t。此时，粗精矿的产率为 15.24%，铋的品位和回收率分别为 0.52% 和 56.61%。

2.3 精选段石灰用量试验

为了获得更高品位的铋精矿，对铋粗精矿进行了浮选的精选研究，并在精选过程中添加石灰作为黄铁矿抑制剂，石灰的用量对浮选指标影响的试验结果见图 4。

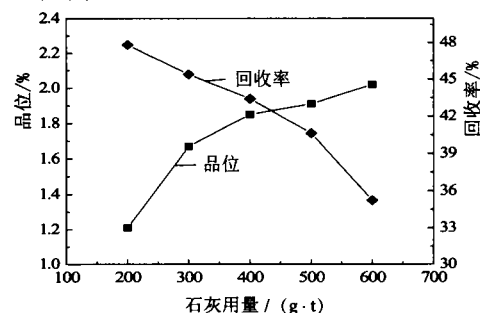


图 4 石灰用量试验结果

Fig. 4 Results of the dosage of lime condition tests

由图 4 可知,随着石灰用量的增加,铋精矿品位不断上升,但回收率不断下降,表明石灰对铋的浮选精选具有较为显著的影响。综合考虑,第一段精选中石灰的最佳用量为 400 g/t。此时,精选精矿的产率为 3.28%,铋的品位和回收率分别为 1.85% 和 43.41%。

2.4 浮选开路试验

为了进一步研究铋浮选的较佳精、扫段数,进行了图 5 的开路浮选试验,试验结果见表 3。

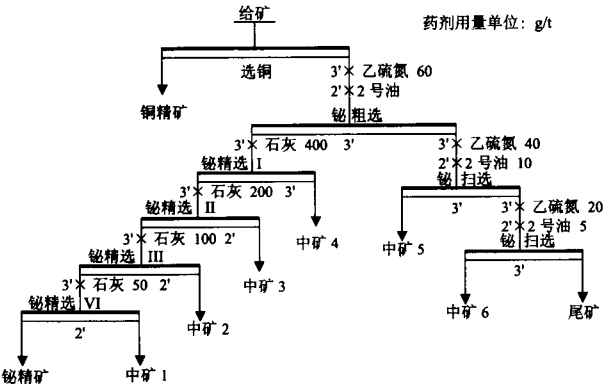


图 5 开路试验流程

Fig. 5 Flowchart of open-circle

表 3 开路试验结果

Table 3 Results of open-circle test

产品名称	产率 /%	铋品位 /%	铋回收率 /%
铜精矿	1.89	0.10	1.36
铋精矿	0.29	7.71	16.05
中矿 1	0.36	6.59	17.03
中矿 2	0.56	0.59	2.37
中矿 3	2.08	0.46	6.87
中矿 4	11.95	0.18	15.44
中矿 5	12.83	0.30	27.63
中矿 6	7.46	0.08	4.28
尾矿	62.58	0.02	8.98
给矿	100.00	0.14	100.00

由表 3 可知,铋精矿与中矿 1 的铋品位分别为 7.71% 和 6.59%,表明第四段精选的富集作用不明显,故铋的浮选精选推荐采用三段;中矿 6 的铋品位仅为 0.08% 低于原矿的 0.14%,且铋的回收率仅为 4.28%,表明第二段扫选的回收效率偏低,故铋的扫选推荐使用一段工艺。

2.5 浮选闭路试验

确定精扫选的最佳段数分别为三段和一段后,依此进行了浮选的闭路试验研究,浮选闭路的试验流程见图 6,试验结果见表 4。

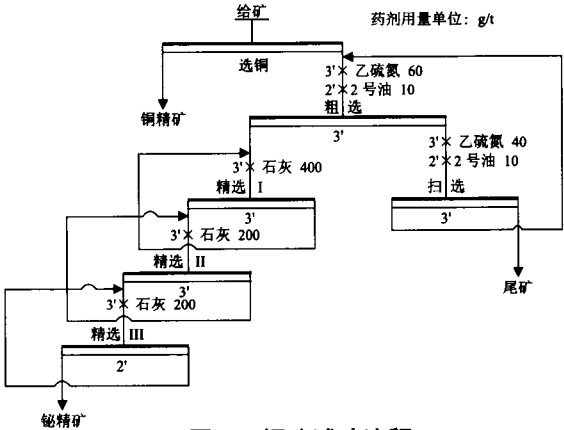


图 6 闭路试验流程

Fig. 6 Flowchart of close-circle test

表 4 闭路试验结果

Table 4 Results of close-circle test

产品名称	产率 /%	铋品位 /%	铋回收率 /%
铜精矿	1.89	0.10	1.35
铋精矿	1.44	7.13	73.34
尾矿	96.67	0.04	25.31
给矿	100.00	0.14	100.00

由表 4 可知,使用该闭路流程,可获得产率、品位和回收率分别为 1.44%、7.13% 和 73.34% 的铋精矿,且指标较好,说明铋元素得到了较好的回收。

3 结 论

本试验研究的对象为铜铋硫化矿,其原矿铋的品位为 0.14%。采用浮选法回收了有价元素铜以后,发现铋元素并没有大量流失于铜精矿中。试验发现乙硫氮适用于选别该矿中的辉铋矿,其粗选的最佳用量为 60 g/t;铋精选的过程中,通过添加石灰作为黄铁矿的抑制剂可有效提升精矿铋的品位,第一段精选石灰的较佳用量为 400 g/t;开路浮选试验结果表明,精选和扫选的最佳段数分别为三段和一段;通过一粗一扫三精的浮选闭路流程,可获得产率、铋品位和铋回收率分别为 1.44%、7.13% 和 73.34% 的铋精矿。表明使用本工艺可有效的回收该铜铋硫化矿中的铋元素。

参考文献:

[1] 李章楞. 试论我国铋资源优势及对策 [J]. 有色金属技术经济研究, 1990(11): 9-12
[2] 王淑玲. 中国铋资源形势与对策 [J]. 中国金属通报, 2009(48): 39-41.
[3] 汪立果. 铋冶金 [M]. 北京: 冶金工业出版社, 1981.
[4] 刘书杰, 王中明, 刘方. 某铜铋硫多金属矿选矿工艺技术研究 [J]. 中国矿业, 2014(S2): 235-237.
[5] 孙传尧, 程新朝, 李长根. 铋钨钼萤石复杂多金属矿综合选矿新技术 - 柿竹园法 [J]. 中国矿业, 2004, 19(5): 8-14.

(下转 56 页)

Experimental Research on Preparation of Reduced Iron Powder and Rich Titanium Materials from Yunnan Titanium Ore Concentrate

Fan Xingxiang^{1,2}, Yu Yunan², Yuan Wei³, Zan Linhan³, Zhang Jinliang², Liu Zhennan², Yao Chunling²

(1. Yunnan Key Laboratory for New Technology of Beneficiation and Metallurgy, Kunming, Yunnan, China;

2. Faculty of Metallurgical Material Engineering, Kunming Metallurgy College, Kunming, Yunnan China;

3. Kunmin Metallurgical Research Institute, Kunming, Yunnan, China)

Abstract: According to the phase and element composition of Yunnan titanium concentrate, the process of preparation reduced iron powder and rich titanium material from Yunnan titanium concentrate was proposed in this paper. This process included solid state reduction which titanium concentrate, the reducing agent, auxiliary additives, binder was blended and ground in the ball, grinding reducing products which obtained reduced iron powder and tailings, acid leaching tailings which obtained rich titanium materials. The influence of the reduction time, ratio of reducing agent, reduction temperature, ratio of additives and the magnetic intensity on the index of reduced iron powder were discussed emphatically. Under the fixed reducing-grinding-dressing condition, the influences of the acid concentration, acid leaching time on the index of rich titanium material were also discussed. Through the experiment, the optimal reduction process parameters were obtained as follows: ratio of reducing agent 10%, ratio of additives 5%, ratio of binder 1%, reduction temperature 1210℃, reduction time 3; grinding-dressing process parameters: grinding fineness of +380 μm 10%, 150 ~ 380 μm 60% and 150 μm 30%, magnetic intensity 64kA/m; leaching process parameters: sulfuric acid concentration 20%, solid-liquid ratio 4:1, leaching temperature 95℃, leaching time 3h, stirring speed 250 rpm. Under this condition of the process, the full iron content of reduced iron powder is 95.66%, the content of TiO₂ in rich titanium material is 76.94%. The technological process was simple, titanium and iron titanium iron concentrate was comprehensive utilization, and the obtained reduced iron powder can be used as reducing agent hydrometallurgy, the rich titanium materials was high quality raw materials of titanium pigment material. This process provided a reference for comprehensive utilization of Yunnan titanium iron ore concentrate.

Keywords: Yunnan titanium ore concentrate; Reducing-grinding-dressing; Reduced iron powder; Rich titanium materials; Leaching

////////////////////////////////////
(上接 27 页)

Experimental Research on Retrieve bismuth from Cu-Bi Sulfide Ore

Chen Yumeng, Tong Xiong, Lv Haozi

(State Key Laboratory of Complex Nonferrous Metal Resources Clean Utilization, Kunming University of Science and Technology, Faculty of Land Resource Engineering, Kunming University of Science and Technology, Yunnan Province Engineering Research Center for Reutilization of Metal Tailings Resource, Kunming University of Science and Technology, Kunming, Yunnan, China.)

Abstract: Bismuth is an important kind of metallic mineral resource and commonly occurrence in polymetallic ores. In this work, the study focused on the Cu-Bi sulfide ore in Yunnan. The sample was investigated by chemical analysis and mineral analysis. The raw ore contained 0.14% Bi and mainly occurrence in bismuthinite, which has commercial recoverable value. This work used flotation to beneficiate bismuth. The results determined that bismuth was effectively concentrated by flotation. A bismuth concentrate with yield of 1.44% and the grade of 7.13% with concentrate recovery 73.34% was achieved by a flowsheet of “one-stage roughing flotation, one-stage scavenging flotation and three-stage cleaning flotation”.

Keywords: Cu-Bi sulfide ore; Bismuthinite; Flotation; Bismuth concentration