

文章编号: 1003-7837(2001)01-0017-04

低硫铅锌矿选矿工艺的研究

戴惠新, 王春秀

(昆明理工大学, 云南 昆明 650093)

摘 要: 某硫化铅锌矿含铅 8.79%, 含锌 13.21%, 采用一段磨矿(细度 73%—0.075 mm)、先浮铅、中矿循序返回的优先浮选流程及混合捕收剂乙、丁黄药和 SN-9, 可得到: 铅精矿品位 71.55%, 回收率 91.89%; 锌精矿品位 50.34%, 回收率 85.38%, 并综合回收了伴生的镉、银。

关键词: 方铅矿; 闪锌矿; 浮选

中图分类号: TD923 **文献标识码:** A

某硫化铅锌矿含硫较低, 含铅、锌较高, 但该地建厂条件恶劣, 交通极不方便, 因此寻找一种高效、经济的分选流程, 是开发该矿的关键。

1 矿石性质

该矿试样主要金属矿物有方铅矿、闪锌矿, 其次为菱锌矿、异极矿、硅锌矿、白铅矿、铅铁矾等, 此外尚有少量黄铜矿、孔雀石及黄铁矿, 并赋存一定量的镉、锗、镓、银等稀散和贵金属。主要脉石矿物为白云石, 少量方解石、粘土和石英等。矿物主要嵌布特点是毗连嵌布、脉状嵌布、包裹嵌布等。矿物粒度嵌布不均, 闪锌矿晶体一般为 0.3~0.001 mm, 晶体聚合体一般为 1~3 mm。方铅矿晶体一般小于 10 mm, 聚合体多为 0.6~20 mm。原矿多元素分析结果见表 1。物相分析表明, 方铅矿中的铅占总铅(质量分数, 下同)84.69%, 闪锌矿中的锌占总锌 85.02%。该铅锌矿含硫较低, 黄铁矿的含量仅 1.12%, 氧化率低。原矿单体解离度见表 2。由单体解离度测定可知, 方铅矿和闪锌矿的单体解离度随着粒度变细而增大, 在 0.106~0.075 mm 粒级时, 方铅矿的单体解离度(质量分数)达 70.12%, 闪锌矿也达 69.34%。

表 1 原矿多元素分析结果
Table 1 Multi-element analysis of the raw ore

元素	Zn	Pb	Cd	Ge	Ga	CaO	MgO	SiO ₂
含量 w/%	13.24	8.79	0.45	0.0085	0.0033	24.83	12.58	5.86
元素	Fe	S	Cu	Al ₂ O ₃	As	Mn	Ag(g·t ⁻¹)	
含量 w/%	0.85	6.54	0.023	2.31	0.015	0.010	15.78	

收稿日期: 2000-11-16
作者简介: 戴惠新 (1968-), 男, 湖南娄底人, 博士。

2 选矿试验

2.1 磨矿细度

为了使有用矿物与脉石矿物充分单体解离,适合浮选要求,进行了磨矿细度试验.磨矿浓度(固体的质量分数)为65%,试验结果如表3.

由表3可见,当磨矿细度为60.78%~81.34% -0.075 mm 时,分选指标最好.如磨矿细度继续增加,浮选指标变坏,主要原因是产生的次生矿泥增多,影响分选效果所致.

表2 原矿单体解离度(质量分数)
Table 2 The raw ore's degree of liberation

粒度/mm	单体解离度/%	
	方铅矿	闪锌矿
+0.850	13.78	8.76
-0.850+0.250	29.37	21.58
-0.250+0.150	50.41	47.34
-0.150+0.106	68.78	62.58
-0.106+0.075	70.12	69.34
-0.075+0.038	89.79	88.47
-0.038	98.34	97.72

表3 磨矿细度试验结果
Table 3 Results of grinding test (%,质量分数)

-0.075 mm 粒度占有率	产物名称	产率	品位		回收率	
			Pb	Zn	Pb	Zn
48.23	Pb 精矿	14.86	30.27	13.23	51.4	14.88
	Zn 精矿	19.37	5.8	33.58	12.84	49.23
	尾矿	65.77	4.75	7.21	35.76	35.89
	给矿	100.00	8.75	13.21	100.00	100.00
60.78	Pb 精矿	17.12	34.57	13.78	67.34	17.81
	Zn 精矿	24.10	3.94	37.56	10.79	68.32
	尾矿	58.78	3.26	3.12	21.87	13.87
	给矿	100.00	8.79	13.25	100.00	100.00
81.34	Pb 精矿	18.22	33.28	12.54	69.23	17.23
	Zn 精矿	25.40	3.05	36.98	8.85	70.85
	尾矿	56.38	3.41	2.80	21.92	11.92
	给矿	100.00	8.76	13.26	100.00	100.00
93.21	Pb 精矿	18.33	31.56	12.93	65.89	17.89
	Zn 精矿	25.68	3.46	34.75	10.13	67.34
	尾矿	55.99	3.76	3.50	23.98	14.77
	给矿	100.00	8.78	13.25	100.00	100.00

2.2 捕收剂

在铅粗选作业单独使用乙基黄药时,有用矿物上浮速率慢,铅回收率低,故进行了混合用药试验,试验结果见表4.由表4可见,在铅粗选作业混合用药比单一使用乙基黄药的分选指标明显提高,并且铅矿物上浮速率加快.使用乙基黄药、丁基黄药及SN-9 共同作捕收剂时,铅的品位、回收率均提高,因此采用混合捕收剂乙基黄药、丁基黄药和SN-9 浮选铅.

2.3 浮选闭路试验

根据矿石性质,通过系统的条件试验,确定采用图1 所示的流程进行闭路试验,试验结果见表5.由表5 可知,采用优先浮选流程和合适的药剂,可得到:铅精矿品位71.55%,回收率

91.89%; 锌精矿品位 50.34%, 回收率 85.38%, 并且伴生的镉、银均得到有效回收.

表 4 铅粗选捕收剂试验结果
Table 4 Results of collector test in lead roughing (%, 质量分数)

捕收剂	药剂用量 (g·t ⁻¹)	产品名称	产率	品位		回收率	
				Pb	Zn	Pb	Zn
乙基黄药	60	铅精矿	16.75	35.67	13.34	68.21	16.53
		尾矿	83.25	3.35	13.31	31.79	83.47
		给矿	100.00	8.76	13.27	100.00	100.00
乙基黄药	40	铅精矿	17.93	34.89	13.53	71.35	18.30
丁基黄药	20	尾矿	82.07	3.06	13.20	28.65	81.70
		给矿	100.00	8.77	13.26	100.00	100.00
乙基黄药	30	铅精矿	17.42	36.23	12.79	71.79	16.85
丁基黄药	20	尾矿	82.58	3.00	13.32	28.21	83.15
SN-9	10	给矿	100.00	8.79	13.23	100.00	100.00

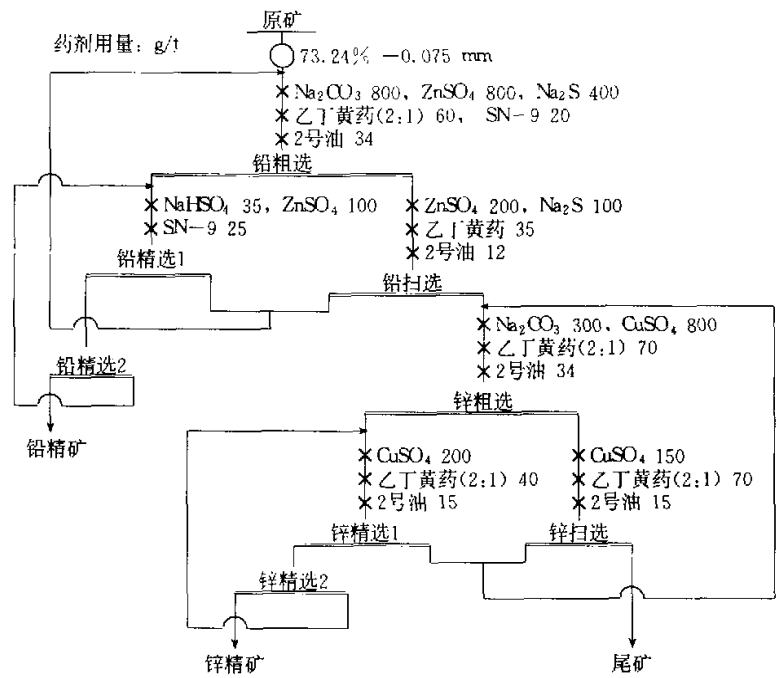


图 1 闭路试验选矿工艺流程
Fig. 1 Mineral processing flowsheet of closed-circuit test

表5 闭路试验结果

Table 5 Results of closed-circuit test

(%,质量分数)

产品名称	产率	品位				回收率			
		Pb	Zn	Cd	Ag/(g·t ⁻¹)	Pb	Zn	Cd	Ag
铅精矿	11.27	71.55	5.34	0.76	103.28	91.89	4.54	18.62	73.81
锌精矿	22.47	0.62	50.34	1.48	12.48	1.59	85.38	72.29	17.78
尾矿	66.26	0.86	2.02	0.06	2.00	6.52	10.08	9.09	8.41
原矿	100.00	8.78	13.25	0.46	15.77	100.00	100.00	100.00	100.00

3 结 论

(1)采用混合捕收剂乙基黄药、丁基黄药和 SN-9,不仅提高了铅精矿的品位和回收率,而且铅矿物的上浮速率加快。

(2)采用一段磨矿、先浮铅、中矿循序返回的优先浮选流程,可得到:铅精矿品位 71.55%,回收率 91.89%;锌精矿品位 50.34%,回收率 85.38%,并实现了有价金属的综合回收。

Study on the technology for processing a low sulphur lead-zinc ore

DAI Hui xin, WANG Chun-xia

(Kunming University of Science and Technology, Kunming 650093, China)

Abstract: A sulphide lead-zinc ore containing 8.79% Pb and 13.2% Zn was studied by adopting a preferential flotation flowsheet which comprised single-stage grinding (particle size 73%—0.075 mm), preferential flotation of Pb and middling returning in order, with xanthate ethyl, xanthate butyl and SN-9 as a mixed collector. Lead concentrate (grade: 71.55%, recovery: 91.89%) and zinc concentrate (grade: 50.34%, recovery: 85.38%) were obtained. The associated cadmium and silver were also recovered at the same time.

Key words: galena; sphalerite; flotation