

兰坪氧化铅锌矿选矿试验研究

黄斌, 单勇, 孙广周, 张俊花, 马关宇

(国土资源部昆明矿产资源监督检测中心, 云南 昆明 650218)

摘要: 兰坪铅锌矿是国内储量最大的铅锌矿, 其中氧化铅锌矿占了一半左右, 兰坪氧化铅锌矿的选矿是国内外公认的难题。针对兰坪氧化铅锌矿, 项目组进行了大量的试验研究。通过一系列设计、复配、合成, 研发了新型氧化铅锌矿捕收剂 KZ, 并取得了较好的试验技术经济指标, 在最佳分选条件下, 最终闭路试验硫化铅精矿 Pb 50.60%、铅回收率 21.82%, 氧化铅精矿 Pb 49.96%、铅回收率 22.57%, 总铅精矿 Pb 50.27%、回收率 44.39%。硫化锌精矿 Zn 47.25%、锌回收率 25.84%, 氧化锌精矿 Zn 31.83%、锌回收率 60.92%, 总锌精矿 Zn 35.25%、回收率 86.76% 的技术经济指标, 达到了国内先进水平。

关键词: 氧化铅锌矿; 浮选

doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2018.02.010

中图分类号: TD952 文献标志码: A 文章编号: 1000-6532 (2018) 02-0042-06

我国已探明的氧化铅锌矿主要分布在云南、广西、辽宁、甘肃、四川、青海和内蒙古等地, 氧化铅锌矿金属储量约 5000 万 t。云南铅锌矿资源居全国首位, 探明储量 2764.86 万 t, 其中氧化矿约占总储量一半以上^[1-2]。

云南省铅锌矿矿石类型有硫化矿、氧化矿和混合矿三种, 硫化、氧化、混合铅锌矿石的保有储量分别占总储量的 34.52%、41.81%、9.65%。

随着矿产资源利用程度加深, 硫化铅锌矿资源日渐枯竭, 越来越重视氧化铅锌矿的综合利用。

但是由于氧化铅锌矿矿物组分复杂、嵌布粒度细、含泥量大等问题, 造成选矿难度大^[3-7]。

本项目以兰坪金鼎砂岩型氧化铅锌矿作为典型代表矿样开展相应综合利用研究。

1 矿石性质

1.1 原矿多元素及铅锌物相分析

原矿的主要化学元素分析结果及铅、锌物相分析结果见表 1~3。

表 1 原矿多元素分析结果 /%

Table 1 Analysis results of multi-elements of the raw ore

Pb	Zn	Cu	Ag*	P	Cd	As	CaO	TFe	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Na ₂ O	K ₂ O
1.10	7.65	0.006	10.4	0.02	0.18	0.02	7.88	3.43	0.35	56.68	3.55	0.36	0.81

* 单位为 g/t。

表 2 铅物相分析结果 /%

Table 2 The phase of lead

矿物名称	方铅矿中铅	白铅矿中铅	铅矾中的铅	磷氯铅矿中铅	总铅
含量 /%	0.30	0.22	0.436	0.14	1.096
分布率 /%	27.37	20.07	39.78	12.78	100.00

表 3 锌物相分析结果 /%

Table 3 The phase of zinc

矿物名称	硫化锌中锌	氧化锌中锌	异极矿和硅锌矿中锌	锌铁尖晶石中锌	总锌
含量 /%	2.05	5.04	0.56	0.11	7.76
分布率 /%	26.42	64.95	7.22	1.41	100.00

收稿日期: 2016-10-12

基金项目: 云南典型金属矿山基地资源综合利用与矿山环境调查评价研究

作者简介: 黄斌 (1988-), 男, 硕士, 工程师, 主要从事有色金属矿选矿及设计工作。

由表 1~3 可以看出, 矿石中具有回收价值的元素为铅、锌, 原矿中铅含量为 1.10%, 锌含量为 7.65%, 银可综合回收, 其余有价元素含量都很低, 不具有回收价值。铅氧化率为 72.63%, 锌氧化率为 73.58%, 对铅锌的综合回收不利。

1.2 矿物组成

矿石中有硫化物、碳酸盐、硅酸盐、硫酸盐、氧化物、磷酸盐六类, 共 25 种矿物存在。其中氧化物占 49.6%, 碳酸盐占 23.75%, 硅酸盐占 14%, 硫化物占 7.46%, 硫酸盐占 3.61%, 磷酸盐少。主要脉石矿物为方解石、石英、绢云母、高岭土、石膏等。矿石中有价元素铅、锌赋存的矿物类型和种类较多, 在六种矿物类型中均有出现, 铅的主要矿物如下: 硫化物有方铅矿, 方铅矿中的铅占总铅的 27.37%; 碳酸盐有白铅矿, 白铅矿中铅占总铅的 20.07%; 硫酸盐有铅矾, 铅矾中的铅占总铅的 39.78%; 另有少量的氧化物铅锰矿和磷酸盐磷氯铅矿, 以上铅矿物都是选铅的目的矿物。锌的主要矿物如下: 硫化物有闪锌矿, 闪锌矿中的锌占总锌的 26.42%; 碳酸盐有菱锌矿和水锌矿, 菱锌矿占总锌的 49.33%、水锌矿占总锌的 12.46%; 硅酸盐异极矿(硅锌矿), 异极矿(硅锌矿)中的锌占总锌的 7.22%; 硫酸盐有锌矾, 含量少; 另有少量的氧化物黑锌锰矿, 以上锌矿物都是选锌的目的矿物。铅、锌矿物种类较多, 给选矿带来很大的难度。

2 选矿试验

对于原矿中硫化铅、氧化铅矿物的选别, 常用的选矿方法是“氧硫分选”和“氧硫混选”, 但过量的硫化钠会对硫化铅起抑制作用, 宜采用“氧硫分选”方法; 另外, 原矿中含有 4% 的黄铁矿, 可采用“铅硫混浮-分离”工艺实现硫化铅与黄铁矿的有效分离。而对于原矿中硫化锌、氧化锌矿物的选别, 因浮选氧化锌时常需要加入大量的硫化钠, 而过量的硫化钠对硫化锌有抑制作用,

因此, 也宜采用“氧硫分选”工艺。

2.1 先硫后氧探索性浮选流程试验

对原矿先进行“铅硫混浮-分离”工艺, 再进行硫化锌浮选作业, 最后进行氧化锌浮选作业。试验结果见表 4。

表 4 探索性选流程试验结果

Table 4 The results of exploratory flotation process

产品名称	产率 /%	品位 /%		回收率 /%	
		Pb	Zn	Pb	Zn
硫化铅精矿	0.44	50.73	4.34	20.29	0.24
黄铁矿	1.16	3.42	8.29	3.61	1.2
铅中矿 1	1.54	2.26	22.67	3.16	4.36
铅中矿 2	0.82	3.60	14.03	2.68	1.44
硫化锌精矿	3.09	0.78	47.26	2.19	18.23
锌中矿 1	2.27	1.49	9.34	3.07	2.65
锌中矿 2	1.12	1.93	9.14	1.97	1.28
氧化锌精矿	12.01	2.77	36.97	30.23	55.43
锌中矿 3	3.72	1.75	7.77	5.92	3.61
锌中矿 4	1.68	1.47	7.06	2.25	1.48
泥质	0.69	1.09	5.07	0.68	0.44
尾矿	71.46	0.37	1.08	23.95	9.64
原矿	100.00	1.10	8.01	100.00	100.00

原矿经先硫后氧浮选流程选别后, 可获得硫化铅精矿产率 0.44%、Pb 50.73%、铅回收率 20.29%; 硫化锌精矿产率 3.09%、Zn 47.26%、锌回收率 18.23%; 氧化锌精矿产率 12.01%、Zn 36.97%、锌回收率 55.43%; 总锌精矿回收率 73.66% 的技术经济指标, 主元素锌回收效果较好。

2.2 主要条件优化试验

在此铅锌矿浮选过程中, 进行了大量的条件优化试验, 其中硫化矿浮选与常规铅锌矿浮选基本相同, 不进行优化试验。主要介绍氧化铅浮选作业中硫化钠、戊黄药用量条件试验以及氧化锌浮选作业中硫化钠、捕收剂种类和用量条件试验。其试验流程见图 1。

2.2.1 氧化铅粗选硫化钠条件试验

在较佳的硫化矿浮选条件下, 进行了氧化铅粗选硫化钠用量条件试验。其流程见图 1, 试验结果见表 5。

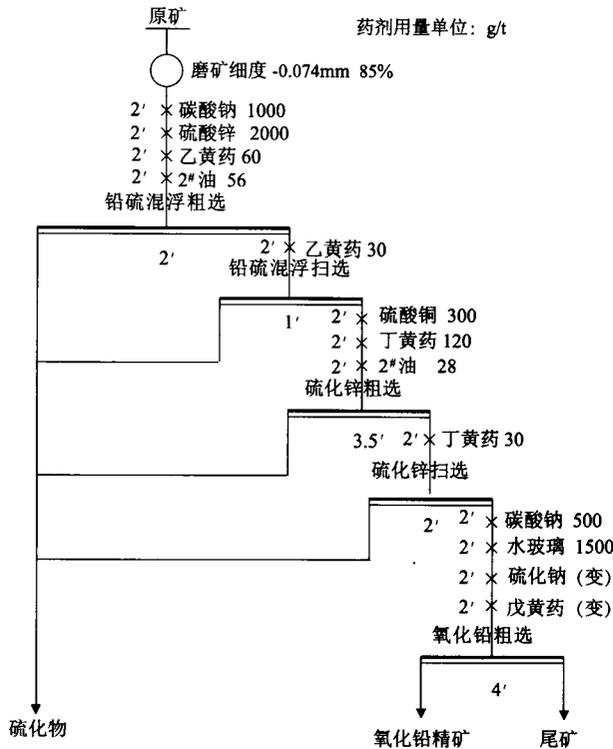


图 1 氧化铅粗选硫化钠用量流程

Fig. 1 Flowsheet of the dosage of Na₂S in lead oxide roughing

表 5 氧化铅粗选硫化钠用量条件试验结果

Table 5 The results of the dosage of Na₂S in lead oxide roughing

硫化钠用量 / (g · t ⁻¹)	产品名称	产率 / %	品位 / %		回收率 / %	
			Pb	Zn	Pb	Zn
1500	硫化物	8.10	4.71	26.67	35.66	28.31
	氧化铅精矿	2.07	11.38	6.24	22.02	1.69
	尾矿	89.83	0.50	5.94	42.32	70.00
1750	原矿	100.00	1.07	7.63	100.00	100.00
	硫化物	9.20	4.14	24.67	35.60	30.02
	氧化铅精矿	1.81	16.01	5.57	27.08	1.33
2000	尾矿	88.99	0.45	5.83	37.32	68.83
	原矿	100.00	1.08	7.56	100.00	100.00
	硫化物	8.84	4.35	24.75	34.96	28.94
2250	氧化铅精矿	1.50	23.33	4.46	31.81	0.90
	尾矿	89.66	0.41	5.91	33.23	70.16
	原矿	100.00	1.10	7.56	100.00	100.00
	硫化物	8.04	4.69	26.79	34.59	28.34
	氧化铅精矿	1.51	20.21	4.22	28.00	0.84
	尾矿	90.45	0.45	5.95	37.41	70.82
	原矿	100.00	1.09	7.60	100.00	100.00

表 5 结果表明, 硫化钠用量不足时, 氧化铅矿物表面硫化效果不好, 造成氧化铅精矿品位和回收率均低, 而硫化钠用量过量时, 又对氧化铅矿物起抑制作用, 氧化铅粗选较佳的硫化钠用量为 2000 g/t。

2.2.2 氧化铅粗选戊黄药条件试验

在较佳的硫化矿浮选条件和氧化铅粗选硫化钠用量 2000 g/t 条件下, 进行了氧化铅粗选戊黄药用量条件试验。其试验流程见图 3, 试验结果见表 6。

表 6 氧化铅粗选戊黄药用量条件试验结果

Table 6 The results of the dosage of Amyl xanthate in lead oxide roughing

戊黄药用量 / (g · t ⁻¹)	产品名称	产率 / %	品位 / %		回收率 / %	
			Zn	Pb	Zn	Pb
80	硫化物	8.89	4.32	24.13	38.79	28.65
	氧化铅精矿	1.04	25.69	4.58	26.99	0.61
	尾矿	90.07	0.38	5.73	34.22	70.74
110	原矿	100.00	1.07	7.35	100.00	100.00
	硫化物	8.31	4.22	24.48	38.48	30.36
	氧化铅精矿	1.47	23.77	4.20	27.73	0.67
140	尾矿	90.22	0.39	5.78	33.79	68.97
	原矿	100.00	1.02	7.50	100.00	100.00
	硫化物	8.18	4.99	26.18	38.15	28.63
170	氧化铅精矿	1.65	17.87	4.82	27.56	1.06
	尾矿	90.17	0.41	5.83	34.29	70.31
	原矿	100.00	1.07	7.48	100.00	100.00
	硫化物	8.52	5.09	25.54	38.72	29.53
	氧化铅精矿	1.70	17.98	4.64	27.29	1.07
	尾矿	89.78	0.42	5.70	33.99	69.40
	原矿	100.00	1.12	7.37	100.00	100.00

随着戊黄药用量的增加, 氧化铅精矿品位不断下降, 回收率先稍微上升后又稳定, 氧化铅粗选较佳的戊黄药用量为 110 g/t。

2.2.3 氧化锌粗选硫化钠用量条件试验

对于氧化锌矿物的浮选, 常用硫化钠硫化后再用新型捕收剂或十八胺浮选, 硫化效果的好坏决定了氧化锌上浮率的高低。所以在以上最佳条件下, 进行氧化锌粗选硫化钠用量条件试验。其试验流程见图 2, 试验数据见表 7。

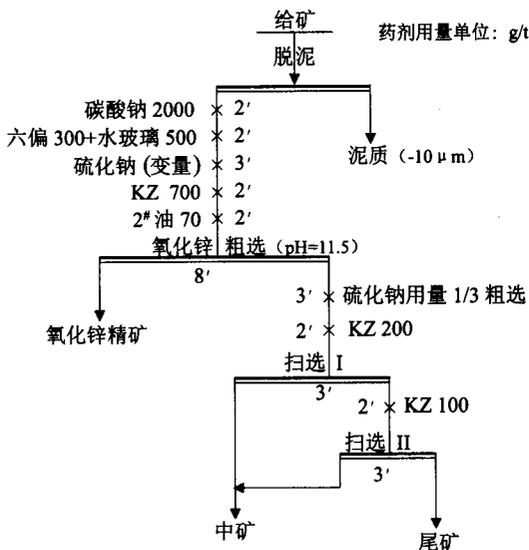


图 2 氧化锌粗选硫化钠用量试验流程

Fig. 2 Flowsheet of the dosage of Na₂S in zinc oxide roughing

表 7 氧化锌粗选硫化钠用量条件试验结果

Table 7 The results of the dosage of Na₂S in zinc oxide roughing

硫化钠用量 / (g·t ⁻¹)	产品名称	产率 / %		Zn 品位 / %		Zn 回收率 / %	
		对作业	对原矿	对作业	对原矿	对作业	对原矿
5000	氧化锌精矿	13.67	12.22	34.27	75.22	52.35	
	中矿	2.22	1.98	14.23	5.06	3.52	
	泥质	0.97	0.87	4.42	0.69	0.48	
	尾矿	83.14	74.32	1.43	19.03	13.25	
	给矿*	100.00	89.39	6.23	100.00	69.60	
6000	氧化锌精矿	14.71	13.19	32.40	77.68	54.15	
	中矿	3.09	2.77	14.66	7.39	5.15	
	泥质	0.94	0.84	4.95	0.76	0.53	
	尾矿	81.26	72.88	1.07	14.17	9.88	
	给矿*	100.00	89.68	6.13	100.00	69.71	
7000	氧化锌精矿	13.98	12.58	33.70	76.04	53.39	
	中矿	2.37	2.13	17.85	6.82	4.79	
	泥质	0.90	0.81	4.40	0.64	0.45	
	尾矿	82.75	74.46	1.24	16.50	11.58	
	给矿*	100.00	89.98	6.20	100.00	70.21	
8000	氧化锌精矿	14.48	13.01	33.69	78.55	54.99	
	中矿	2.17	1.95	17.09	5.97	4.18	
	泥质	1.04	0.93	5.02	0.84	0.59	
	尾矿	82.31	73.93	1.10	14.64	10.25	
	给矿*	100.00	89.82	6.21	100.00	70.01	

注：*是指“原矿顺序经磨矿、铅硫混浮分离、硫化锌浮选、氧化铅浮选的尾矿”。

当硫化钠用量从 5 kg/t 提高到 6 kg/t 时，氧化锌精矿对作业回收率提高了 2.46%、尾矿锌对作业

损失率减少了 4.86%；继续提高硫化钠用量，氧化锌精矿回收率变化很小。因此，氧化锌粗选适宜的硫化钠用量为 6 kg/t。

2.2.4 氧化锌粗选 KZ 用量条件试验

在以上浮选较佳条件下，进行氧化锌粗选捕收剂 KZ 用量条件试验。其试验流程见图 2，试验结果见表 8。

表 8 氧化锌粗选 KZ 用量条件试验结果

Table 8 The results of the dosage of KZ in lead oxide roughing

KZ 用量 / (g·t ⁻¹)	产品名称	产率 / %		Zn 品位 / %	Zn 回收率 / %	
		对作业	对原矿		对作业	对原矿
500	氧化锌精矿	16.92	15.31	28.91	78.40	54.98
	中矿	2.04	1.85	7.92	2.60	1.82
	泥质	1.29	1.17	5.86	1.21	0.85
	尾矿	79.75	72.17	1.39	17.79	12.48
	给矿	100.00	90.5	6.24	100.00	70.13
600	氧化锌精矿	16.42	14.85	28.93	79.98	55.22
	中矿	1.68	1.52	8.97	2.53	1.75
	泥质	0.91	0.82	5.64	0.85	0.59
	尾矿	80.99	73.27	1.22	16.64	11.48
	给矿	100.00	90.46	5.94	100.00	69.04
700	氧化锌精矿	16.73	14.94	30.89	84.06	58.57
	中矿	2.27	2.03	10.94	4.05	2.82
	泥质	0.88	0.79	5.44	0.79	0.55
	尾矿	80.12	71.54	0.85	11.10	7.74
	给矿	100.00	89.30	6.15	100.00	69.68
800	氧化锌精矿	19.15	17.19	26.47	82.36	56.95
	中矿	2.17	1.95	12.81	4.53	3.13
	泥质	0.77	0.69	10.13	1.26	0.87
	尾矿	77.91	69.93	0.93	11.85	8.20
	给矿	100.00	89.76	6.15	100.00	69.15

随着 KZ 用量的增加，氧化锌精矿品位先升后降，锌回收率先是提高后又基本稳定下来，氧化锌粗选较佳的 KZ 用量为 700 g/t。

2.3 闭路试验

在较佳浮选流程试验的基础上，进行闭路浮选流程试验，见图 3，试验结果见表 9。

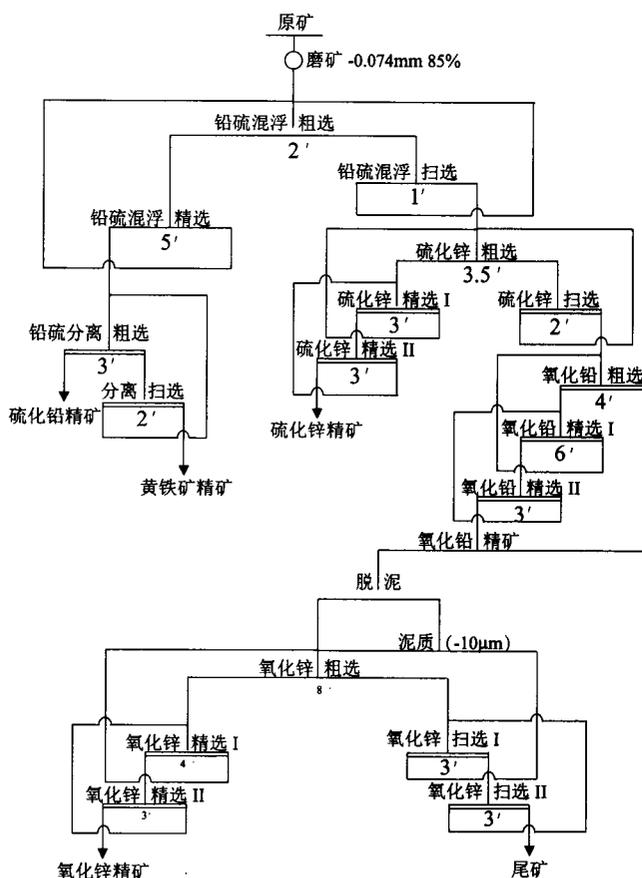


图 3 闭路浮选流程

Fig. 3 Closed-circuit flotation test flowsheet

表 9 闭路浮选流程试验结果

Table 9 The results of closed-circuit test

产品名称	产率 /%	品位 /%		回收率 /%	
		Pb	Zn	Pb	Zn
硫化铅精矿	0.42	50.60	3.51	21.82	0.19
氧化铅精矿	0.44	49.96	3.84	22.57	0.22
总铅精矿	0.46	50.27	3.68	44.39	0.41
硫化锌精矿	4.14	0.70	47.25	2.97	25.84
氧化锌精矿	14.49	1.00	31.83	14.87	60.92
总锌精矿	18.63	0.93	35.26	17.84	86.76
黄铁矿精矿	2.21	3.65	3.82	8.28	1.12
泥质	0.65	1.19	5.02	0.79	0.43
尾矿	77.65	0.36	1.10	28.70	11.28
原矿	100.00	0.97	7.57	100.00	100.00

注：(1) 黄铁矿精矿中 S 含量为 39.38%；(2) 硫化铅精矿中 Ag 品位 198 g/t、银回收率为 7.82%。

在较佳的分选条件下，原矿经闭路浮选流程选别后，获得硫化铅精矿产率 0.42%、Pb 50.60%、铅回收率 21.82%，氧化铅精矿产率 0.44%、Pb 49.96%、铅回收率 22.57%，总铅精矿回收率 44.39%。硫化锌精矿产率 4.14%、Zn 47.25%、锌回收率 25.84%，氧化锌精矿产率 14.49%、Zn 31.83%、锌回收率 60.92%，总锌精矿回收率 86.76% 的技术经济指标。主元素锌得到了高效的回收利用，其指标达到了国内先进水平。

3 结论

(1) 原矿入选品位 Pb1.10%，Zn7.65%，铅氧化率为 72.63%，锌氧化率为 73.58%，属于高氧化率铅锌矿，属于难选氧化铅锌矿。

(2) 在较佳的分选条件下，原矿经闭路浮选流程选别后，获得硫化铅精矿产率 0.42%、Pb 50.60%、铅回收率 21.82%，氧化铅精矿产率 0.44%、Pb 49.96%、铅回收率 22.57%，总铅精矿回收率 44.39%。硫化锌精矿产率 4.14%、Zn 47.25%、锌回收率 25.84%，氧化锌精矿产率 14.49%、Zn 31.83%、锌回收率 60.92%，总锌精矿回收率 86.76% 的技术经济指标。

参考文献：

[1] 曾茂青, 孙广周, 叶家笋. 新型捕收剂 KZ 在氧化铅锌矿浮选中的应用 [J]. 矿冶, 2014, 12(6): 9-13
 [2] 陈志文. 贵州某含铁泥化氧化锌矿的浮选试验研究 [J]. 矿冶工程, 2008, 27(5): 51-53
 [3] 张俊辉. 浅谈氧化铅锌矿的浮选现状 [J]. 四川有色金属, 2004 (4): 13-17
 [4] 陈爱良, 赵中伟, 贾希俊, 等. 氧化锌矿综合利用现状与发展 [J]. 矿冶工程, 2008 (6): 62-66
 [5] 李来顺, 刘三军, 朱海玲, 等. 云南某氧化铅锌矿选矿试验研究 [J]. 矿冶工程, 2013, 6(3): 69-73
 [6] 段秀梅, 罗琳. 氧化锌矿浮选研究现状评述 [J]. 矿冶, 2000, 1 (4): 47-51

(下转 24 页)

Experimental Research on Flotation of a Low-grade Scheelite Ore in Anhui Province

Zhang Hong, Lan Zhuoyue

(Faculty of Land Resource Engineering, Kunming University of Science and Technology, Kunming, Yunnan, China)

Abstract: A large scale low-grade scheelite in Anhui Province is a quartz vein type ore, the main useful minerals in it is scheelite and a small amount of molybdenite, pyrite and other metal minerals are contained, the mainly gangue minerals are quartz, mica and calcite. Size distribution of scheelite is inhomogeneous, scheelite is mainly disseminated in the form of intergranular scheelite and fracture scheelite and scheelite in the form of inclusions accounted for 29.79%. Based on the characteristic of the low scheelite, Na_2CO_3 is used as a regulator, Na_2SiO_3 is used as a gangue depressant, and ZL as collector, by the mineral processing flowsheet of “pre desulfurization-roughing at room temperat - heating concentration”, when the raw ore contains 0.24% WO_3 , a scheelite concentrate containing 61.06% WO_3 , can be obtained with the recovery of 76.01%.

Keywords: Nickel laterite ore; Leaching solution; Precipitation of iron; Precipitation of nickel

////////////////////////////////////
(上接 46 页)

Experimental Research on Beneficiation of Lanping’s Oxide Lead-zinc Ore

Huang Bin, Dan Yong, Sun Guangzhou, Zhang Junhua, Ma Guanyu

(Kunming Mineral Resources Surveillance Test Centre, Ministry of Land and Resources, Kunming, Yunnan, China)

Abstract: Lanping’s lead-zinc ore is the largest domestic lead-zinc ore , including oxide lead-zinc deposit account for about half, Lanping’s oxide lead-zinc ore dressing is a difficulty problem at home and abroad. In this project, we carried out a large number of experimental research. After a lot of design and compositions study, a new zinc oxide ore collector named KZ was successfully developed. The locked-cycle test obtained lead sulfide concentrate with the lead of 50.60% and recovery of 21.82% ,oxide lead concentrate with the lead of 49.96% and recovery of 22.57% ,the total lead concentrate with the lead of 50.27% and recovery of 44.39%, zinc sulfide concentrate with the lead of 47.25% and recovery of 25.84% ,oxide zinc concentrate with the lead of 31.83% and recovery of 60.92%,the total zinc concentrate with the zinc of 35.26% and recovery of 86.76%, which reached the domestic advanced level.

Keywords: Oxide lead-zinc ore; Flotation.