

某复杂难选氧化铅锌矿选矿试验研究

毛益林, 陈晓青, 杨进忠, 王秀芬

(中国地质科学院矿产综合利用研究所, 四川 成都 610041)

摘要:针对某氧化铅锌矿嵌布粒度微细、氧化率高等特点,采用先疏后氧浮选工艺流程,得到铅锌混合精矿与合格锌精矿,然后采用新型氧化矿硫化剂 EMS-3 硫化氧化铅矿物,再浮选得到氧化铅精矿产品。采用该工艺流程,伴生的银在精矿中得到富集,使资源得到最大化利用。

关键词:氧化铅锌矿石; 铅锌分离; 硫化剂 EMS-3

中图分类号:TD913 **文献标识码:**A **文章编号:**1000-6532(2011)01-0006-05

随着经济的发展,铅锌等各种金属的需求量在不断增加。由于铅锌矿产资源的大量开发利用,硫化铅锌矿越来越少,氧化铅锌矿成为了重要的铅锌原料,探索合适有效的氧化铅锌矿的分选途径已越来越受到人们的重视。本研究针对某复杂难选氧化铅锌矿石进行了试验研究,获得了较好的选别效果。

参考文献:

- [1] 龙运波, 张裕书. 重庆巫山县邓家铺状赤铁矿可选性试验研究[R]. 成都: 中国地质科学院矿产综合利用研究所, 2008.
- [2] 闫武, 张裕书. 鄂西乡式铁矿利用工艺技术研究[R]. 成都: 中国地质科学院矿产综合利用研究所, 2008.
- [3] 庞玉荣, 郭秀平, 李朝晖, 庞雪敏. 某鲕状赤铁矿反浮选试验研究[J]. 国外金属矿选矿, 2008, (7): 22-25.
- [4] 张锦瑞, 胡立可, 梁银英, 杨惠平, 孙达. 难选鲕状赤铁矿的研究利用现状及展望[J]. 中国矿业, 2007, (7): 74-

76.

- [5] 李广涛, 张宗华, 张昱, 王雅静. 某高磷赤褐铁矿的焙烧-磁选试验研究[J]. 矿业快报, 2008, (1): 27-29.
- [6] 郝先耀, 戴惠新, 赵志强. 高磷铁矿石降磷的现状与存在问题探讨[J]. 金属矿山, 2007, (1): 7-10, 66.
- [7] 陈述文, 曾永振, 陈启平. 贵州赫章鲕状赤铁矿直接还原磁选试验研究[J]. 金属矿山, 1997, (11): 13-16, 31.
- [8] 何姜毅, 周平, 庄故章, 杜景红, 张军, 刘国兵, 杨志惠. 某高磷铁矿降磷技术研究[J]. 云南冶金, 2007, 136(6): 17-21.
- [9] 王兢, 尚衍波, 张覃. 鲕状赤铁矿浮选初步研究[J]. 矿冶工程, 2004, (6): 38-40.

Experimental Research on Mineral Processing Technology for Separating a High Phosphorus Oolitic Hematite Ore

LONG Yun-bo, ZHANG Yu-shu

(Institute of Multipurpose Utilization of Mineral Resources, CAGS, Chengdu, Sichuan, China)

Abstract: A high phosphorus oolitic hematite ore in Chongqing with a head grade of 38.52% TFe and containing 1.1% P, mainly exists in the form of oolitic hematite and limonite ore. When the normal mechanical mineral processing method is adopted, it's difficult to reach the aim of iron increase and phosphorus decrease. However, when the technological flowsheet of roasting - magnetic separation - reverse flotation is adopted, the iron concentrate of 58.15% TFe and 0.28% P with a yield of 46.16% and an iron recovery of 69.37% are obtained.

Key words: Oolitic hematite ore; Roasting and magnetic separation; Phosphorus decrease; Reverse flotation

收稿日期: 2010-08-24; 改回日期: 2010-09-29

作者简介: 毛益林(1983-), 男, 工程师, 硕士研究生, 主要从事矿物加工工程的研究工作。

1 矿石性质

1.1 矿石化学组成

矿石化学多项分析结果见表1,铅、锌物相分析

结果分别见表2和表3。

铅、锌物相分析结果表明,矿石中铅锌矿物形态复杂,且氧化率较高,属于复杂、难选的氧化铅锌矿石,回收利用存在较大难度。

表1 原矿化学多项分析结果/%

Cu	Pb	Zn	TFe	S	As	Mo	Ga	Ge	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	SiO ₂	Au*	Ag*	Sb
0.012	2.44	7.36	2.92	6.46	0.039	0.0047	0.0017	0.0016	7.84	0.56	6.79	41.58	0.052	20.00	0.0024

* 单位为 g/t。

表2 铅化学物相分析结果

相别	铅矾	白铅矿	方铅矿	磷(砷钒)氯铅矿	铁铅矾及其他形态难溶铅矿	总铅
含量/%	0.15	0.94	1.02	0.38	0.016	2.506
占有率/%	5.99	37.51	40.71	15.16	0.64	100.00

表3 锌化学物相分析结果

相别	硫酸锌	锌的总氧化物	硫化锌	其他形态锌矿物	总锌
含量/%	<0.001	0.53	5.22	1.66	7.411
占有率/%	<0.01	7.15	70.44	22.40	100.00

1.2 矿物组成

该矿石主要金属矿物有闪锌矿、菱锌矿、黄铁矿、方铅矿、白铅矿、铅矾、菱铁矿、褐铁矿;还有少量及微量红锌矿、赤铁矿、磁铁矿、异极矿、铅铁矾、磷氯铅矿、黄铜矿、铜蓝、软锰矿、孔雀石等。

脉石矿物主要有石英、长石、方解石、白云石,其含量约占矿物总量的81%。

1.3 主要矿物嵌布特征

闪锌矿:主要以他形粒状集合体、不规则粒状集合体嵌布于脉石矿物中。集合体形态极不规则,内部其他矿物包裹体众多,以脉石矿物包裹体最为常见,其次有黄铁矿包裹体,方铅矿包裹体等。

方铅矿:主要呈半自形粒状集合体与闪锌矿粒状集合体毗邻相嵌,嵌布相对简单,可见方铅矿溶蚀白锌矿的现象,边界线清楚、圆滑。方铅矿氧化现象普遍,常有铅矾、白铅矿沿方铅矿边缘交代方铅矿,氧化较强的部位方铅矿仅呈残留体残存于铅矾、白铅矿中。部分方铅矿以不规则状集合体、蠕虫状、星点状、细小粒状嵌布于脉石中。嵌布于脉石孔洞、裂隙中的方铅矿粒度较粗,易于解离,嵌布于脉石矿物粒间的方铅矿普遍粒度较细,单体解离困难。

2 选矿试验研究

根据矿石性质和探索试验结果,确定试验研究采用先硫后氧浮选工艺流程(即硫化铅-硫化锌-氧化铅),试验原则流程见图1。

2.1 磨矿细度试验

磨矿细度决定了矿物达到单体解离的程度。铅粗选磨矿细度试验结果见表4。

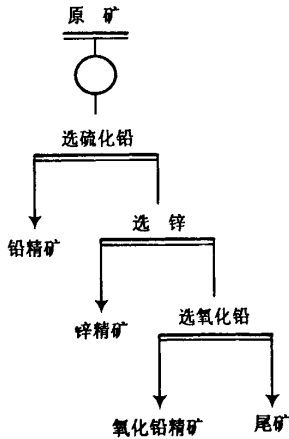


图1 试验原则流程

表4 铅粗选磨矿细度试验结果

磨矿细度 /-0.075mm/%	粗精矿产率 /%	品位/% Pb	品位/% Zn	回收率/% Pb	回收率/% Zn
63.1	7.58	10.25	9.86	33.47	11.77
68.0	6.00	16.84	12.91	40.64	11.92
83.5	5.95	16.92	12.51	45.80	12.61
94.2	7.90	13.68	14.53	43.73	17.79

由表4可知,随着磨矿细度的增加,铅粗精矿的回收率逐步提高,当-0.075mm含量为83.5%时,铅粗精矿回收率较高。综合考虑选矿成本和选矿指标,确定适宜的磨矿细度为-0.075mm 83.5%。

2.2 选铅流程试验

2.2.1 石灰用量试验

试验条件: 锌抑制剂 ZnSO_4 2000g/t, EMT-6 600g/t, 苯胺黑药 140g/t, 2[#]油 10g/t, 石灰用量为变量。试验结果见表 5。

表 5 粗选石灰用量试验结果

药剂用量 /g · t ⁻¹	粗精矿产率 /%	品位/%		回收率/%	
		Pb	Zn	Pb	Zn
0	8.08	12.20	13.60	40.90	18.81
500	11.31	9.61	12.71	44.48	23.98
1000	7.93	14.21	22.07	45.26	25.54
1500	11.31	9.87	25.02	44.04	41.01

由表 5 试验结果可知, 不加石灰, 铅矿物回收率较低, 说明其浮游性较差。石灰量大时, 铅粗精矿中锌含量明显增加, 造成铅精选作业时分离困难, 产品中互含较高。故综合考虑, 确定铅粗选石灰用量为 500g/t。

2.2.2 ZnSO_4 用量试验

试验条件: 石灰 500g/t, EMT-6 600g/t; 苯胺黑药 140g/t, 2[#]油 10g/t, ZnSO_4 用量为变量。试验结果见表 6。

表 6 粗选硫酸锌用量试验结果

药剂用量 /g · t ⁻¹	粗精矿产率 /%	品位/%		回收率/%	
		Pb	Zn	Pb	Zn
0	12.20	6.72	28.14	35.59	53.78
1000	7.00	9.96	14.96	32.89	16.10
1500	7.10	13.64	12.93	40.06	14.41
2000	6.55	16.92	12.51	48.86	13.19
2500	7.75	13.73	11.35	47.99	13.89

由表 6 的试验结果可知, 随着硫酸锌用量的增加, 铅精矿中铅品位逐渐增加, 锌含量逐渐降低, 当硫酸锌用量 2000 g/t 为时, 铅品位及回收率都较高, 同时含锌量也较低, 故确定铅粗选硫酸锌用量为 2000g/t。

同时为了更好地降低铅精矿中的含锌量, 进行了辅助抑制剂 EMT-6 的探索试验, 结果表明 EMT-6 用量为 600g/t 时抑制效果较好, 故确定铅粗选 EMT-6 用量为 600g/t 较为合适。

2.2.3 苯胺黑药用量试验

试验条件: 石灰 500g/t, 锌抑制剂 ZnSO_4 2000g/t, EMT-6 600g/t; 2[#]油 10g/t, 苯胺黑药用量为变量。试验结果见表 7。

表 7 铅粗选苯胺黑药用量试验结果

药剂用量 /g · t ⁻¹	粗精矿产率 /%	品位/%		回收率/%	
		Pb	Zn	Pb	Zn
80	6.34	13.31	16.09	35.60	16.78
110	9.33	12.12	12.72	43.21	16.60
140	6.55	16.92	12.51	48.86	13.19
150	10.81	11.18	14.14	56.81	22.33

由表 7 的试验结果可知, 随着苯胺黑药用量的增加, 铅精矿回收率逐渐增加, 当其用量为 140g/t 时, 铅粗精矿中品位、回收率指标均较优, 故确定粗选苯胺黑药用量为 140 g/t。

2.3 锌粗选捕收剂种类及用量试验

根据制定的工艺流程特点, 在铅浮选试验的基础上进行了锌浮选试验。锌粗选, 不加石灰调节 pH 值, CuSO_4 用量为 400g/t, 2[#]油用量为 10g/t, 进行了锌粗选捕收剂种类及用量试验。试验结果见表 8。

表 8 锌粗选捕收剂选择试验结果

药剂种类	锌粗精矿产率/%	品位/%		回收率/%	
		Pb	Zn	Pb	Zn
正丁基黄药	18.08	2.35	26.19	16.92	64.89
异丁基黄药	15.35	2.03	30.13	11.44	63.08
异戊基黄药	16.02	2.55	30.05	15.46	65.86

由表 8 的试验结果可知, 锌粗选捕收剂采用异丁基黄药时, 锌粗精矿中铅含量较低, 同时锌的品位也最高。故选择异丁基黄药为锌粗选捕收剂, 其用量为 50g/t。

2.4 选氧化铅流程试验

2.4.1 硫化剂添加试验

选锌尾矿经过一次扫选后, 进行氧化铅精矿选矿, 氧化铅粗选硫化剂添加试验方案及试验结果见表 9。

由表 9 可知, 再磨硫化是回收氧化铅精矿的关键。通过再磨硫化, 可以显著增加氧化铅粗精矿回收率, 同时磨矿过程中硫化明显优于磨矿后硫化。故确定试验方案为再磨并在磨机内加入硫化剂 EMS-3。

2.4.2 硫化剂 EMS-3 用量试验

根据探索试验可知, NH_4Cl 与硫化剂 EMS-3 配合使用能增强其硫化效果, 故在磨机加入硫化剂 EMS-3 的同时也加入一定量 NH_4Cl , 并将 NH_4Cl 用量根据经验与硫化剂 EMS-3 用量按照固定比例

同比放大。试验结果见表10。

表9 氧化铅粗选硫化剂添加试验方案及结果

试验 方案	产率 /%	品 位/%		回收率/%	
		Pb	Zn	Pb	Zn
不再磨 粗选加 Na ₂ S	14.44	1.84	1.56	11.13	3.16
不再磨 粗选加 EMS-3	3.23	2.66	1.50	8.74	0.69
再 磨 磨机加 Na ₂ S	14.75	2.57	3.11	14.45	6.01
再 磨 磨机加 EMS-3	9.30	4.66	3.62	17.25	3.48
再 磨 粗选加 EMS-3	7.95	4.88	2.75	15.37	3.15

表10 EMS-3 硫化剂用量试验结果

药剂用量 (EMS-3 + NH ₄ Cl) /g·t ⁻¹	产率 /%	品 位/%		回收率/%	
		Pb	Zn	Pb	Zn
0	8.57	3.54	1.91	12.98	2.64
2500 + 600	6.77	5.31	3.45	20.38	3.17
5000 + 1200	6.03	5.96	2.30	14.43	2.03
7500 + 1800	3.68	5.16	3.53	11.19	1.75

由表10可知,不加硫化剂EMS-3时,氧化铅粗精矿质量较差。硫化剂EMS-3用量为5000g/t、NH₄Cl用量为1200g/t时,硫化效果较好。故确定EMS-3用量为5000g/t、NH₄Cl用量为1200g/t。

2.5 闭路试验

根据详细的条件试验和开路试验,进行了浮选闭路试验,其闭路试验结果见表11。

表11 小型闭路试验结果

产品 名称	产率 /%	品 位/%			回收率/%		
		Pb	Zn	Ag*	Pb	Zn	Ag
锌精矿	10.85	1.81	49.65	68.0	9.21	77.81	38.33
铅锌精矿	3.24	32.17	21.27	161.0	41.65	9.96	27.05
氧化铅精矿	2.57	30.91	4.30	75.4	31.79	1.60	10.05
尾 矿	83.34	0.52	0.88	5.68	17.35	10.63	24.57
原 矿	100.00	2.50	6.93	19.26	100.00	100.00	100.00

* 单位为g/t。

3 结 论

1. 原矿中含铅2.44%,含锌7.36%,含银20.0g/t,可回收的主要金属矿物为铅、锌和少量伴生银矿物。工艺矿物学研究结果表明,该矿石中闪锌矿、方铅矿嵌布关系复杂,嵌布粒度细小。原矿中铅锌矿物形态复杂,氧化率高,属复杂难选的氧化铅锌矿石。

2. 针对该氧化铅锌矿石开展的可选性试验,采用先选硫化矿再选氧化矿方案,依次浮选硫化铅-硫化锌-氧化铅,可以得到含锌铅精矿、合格的锌精矿和氧化铅精矿,伴生银矿物可在含锌铅精矿和氧化铅精矿中富集。

3. 小型闭路试验可得到产率10.85%、Zn品位49.65%、回收率77.81%的合格锌精矿;产率3.24%、Pb+Zn品位53.44%,回收率51.61%的锌铅精矿;产率2.57%、Pb品位30.91%,回收率31.79%的氧化铅精矿;同时铅锌精矿中银品位161g/t,银回收率27.05%。氧化铅精矿中银品位75.4g/t,银回收率10.05%,达到了综合回收的目的。

4. 试验采用了活化性能优于传统硫化剂硫化钠的新型氧化矿硫化剂EMS-3,具有矿化现象良好,硫化时间持久,硫化作用过程稳定,且易于控制的特点。

参考文献:

[1]陈晓青. 云南复杂难选多金属矿试验研究报告[R]. 中国地质科学院矿产综合利用研究所,2008.
[2]艾光华,任祥君,等. 某难选铅锌硫化矿浮选工艺试验研究[J]. 矿业研究与开发,2006,(4):49-51.
[3]王林祥,孙敬锋,等. 内蒙古某地铅锌矿选矿试验研究[J]. 矿产保护与利用,2006,10(5):27-30.
[4]秦永启,张文华. 某铅锌矿选矿工艺试验研究[J]. 湿法冶金,2004,6(2):98-100.
[5]付和生,李剑铭. 四川某铅锌矿选矿试验研究[J]. 有色金属(选矿部分),2008,(5):14-16.

Experimental Research on Mineral Processing Technology for Separating a Complex and Refractory Oxide Lead - zinc Ore

MAO Yi-lin, CHEN Xiao-qing, YANG Jin-zhong, WANG Xiu-fen

(Institute of Multipurpose Utilization of Mineral Resources, CAGS, Chengdu, Sichuan, China)

Abstract: Directed at the characteristics of fine dissemination size and high oxidation ration of an oxide lead - zinc ore, the technological flowsheet of oxide after sulfide flotation was adopted. This leads to that the lead - zinc bulk

某难选赤铁矿选矿试验研究

杨永涛, 张 渊, 张俊辉, 徐 明

(中国地质科学院矿产综合利用研究所, 四川 成都 610041)

摘要:针对某微细粒难选赤铁矿展开多种选矿工艺流程对比试验研究, 研究结果表明, 采用焙烧-磁选和强磁-焙烧-弱磁选流程可有效选别该矿石, 均可获得合格铁精矿。

关键词:微细粒赤铁矿; 焙烧; 磁选

中图分类号:TD951 **文献标识码:**A **文章编号:**1000-6532(2011)01-0010-04

某地区铁矿原矿 TFe 含量 39.99% (Fe_2O_3 含量为 55.43%), 矿床类型为风化淋滤型, 主要铁矿物为赤铁矿, 次生矿物为褐铁矿。矿石嵌布粒度非常微细, 一般从 0.01 ~ 0.05mm, 部分小于 0.01mm, 且原矿中含 6% 左右锰, 由于锰与铁的物理、化学性质相近不利于铁矿物的分选, 相应地增加了矿石选别难度, 因此, 该矿石属微细粒难选氧化矿。

笔者对该矿进行了多种选铁流程的对比试验研

究, 包括: 重选、浮选、焙烧-磁选、强磁-浮选、强磁-焙烧-弱磁选等。最终确定合理的选铁技术与详细的选矿参数, 为合理开发利用该矿石提供技术依据。

1 矿石性质

原矿化学多元素分析结果见表 1, 铁物相分析结果见表 2。

表 1 原矿化学多元素分析结果/%

TFe	Fe_2O_3	Pb	Zn	Ag*	Au*	SiO_2	Al_2O_3	CaO	MgO	S	P	Mn
39.99	55.43	0.14	0.54	25.50	0.11	9.51	15.74	8.20	0.443	0.18	0.044	6.23

* 单位为 g/t。

表 2 原矿铁物相分析结果

相别	磁性铁 中铁	赤、褐铁 矿中铁	硫化矿 中铁	菱铁矿 中铁	其他铁	合计
含量/%	0.13	38.70	0.02	1.00	0.13	39.98
分布率/%	0.325	96.80	0.05	2.50	0.325	100.00

2 选矿试验研究

为充分考查该矿石的可选性, 本研究分别进行

了重选、浮选、焙烧-磁选、强磁-浮选、强磁-焙烧-弱磁选等流程的对比试验研究。但是在不同入选粒度条件下, 采用摇床进行重选难以获得合格铁精矿。采用浮选工艺研究时, 分别进行了阴、阳离子反浮选、酸性正浮选, 正-反浮选联合工艺流程以及强磁-浮选工艺流程。

试验结果表明, 采用单一浮选流程或强磁-浮选流程也不能有效分离原矿中铁矿物与脉石矿物。

concentrate and qualified zinc concentrate are obtained. Then new - type oxide mineral sulphidizer EMS - 3 is adopted to sulphidize oxide lead minerals and oxide lead concentrate is obtained after flotation. By adopting this kind of technological flowsheet the associated silver of the concentrate is enriched and the utilization of mineral resources is maximized.

Key words: Oxide lead - zinc ore; Selective flotation; Lead - zinc separation; Sulphidizer EMS - 3

收稿日期: 2010-08-10

作者简介: 杨永涛 (1979 -), 男, 工程师, 主要从事矿物加工及资源综合利用研究。