



滇东某多金属氧化铅锌矿高效回收选矿工艺

蔡锦鹏, 宋凯伟, 申培伦, 李健民, 刘瑞增, 刘殿文*

(昆明理工大学国土资源工程学院, 复杂有色金属资源清洁利用国家重点实验室, 云南 昆明 650093)

摘要: 对滇东某多金属氧化铅锌矿采用先铅后锌的工艺浮选, 浮选流程均为两粗一精一扫。结果表明, 矿石中有价元素为铅、锌、银, 铅主要赋存于白铅矿和铅矾中, 锌主要赋存于菱锌矿和异极矿中, 银以伴生形式存在, 目的矿物嵌布粒度较细。浮选所得铅精矿铅品位为61.45%, 铅回收率为86.41%, 银品位为451.58 g/t, 银回收率为66.73%, 含锌3.68%; 锌精矿锌品位为42.32%, 锌回收率为90.63%, 含铅1.39%。两性捕收剂R₁₄₄对锌的捕收能力和选择性比十二胺、十八胺和二者混合胺更好。

关键词: 氧化铅锌矿; 优先浮选; 两性捕收剂; 捕收能力; 选择性

中图分类号: TD952 文献标识码: A 文章编号: 1009-606X(2018)03-0612-06

High Efficient Recovery of Oxidized Lead-Zinc Minerals from a Multi-metal Ore in the Eastern Region of Yunnan Province

Jinpeng CAI, Kaiwei SONG, Peilun SHEN, Jianmin LI, Ruizeng LIU, Dianwen LIU*

(Faculty of Land Resources Engineering, State Key Laboratory of Complex Non-ferrous Metal Resources Cleaning Utilization, Kunming University of Science and Technology, Kunming, Yunnan 650093, China)

Abstract: A selective flotation process of lead minerals was developed to a lead-zinc oxide ore in the eastern region of Yunnan Province, China. The flotation process with two roughing, one cleaning and one scavenging was adopted in the recovery of lead and zinc. The results showed that the valuable elements in the ore were lead, zinc and silver. The main minerals of lead cerussite and anglesite, zinc were smithsonite and hemimorphite respectively, and silver minerals associated mostly with lead minerals. The dissemination of valuable minerals was relatively fine. The lead concentrate grade was 61.45% with Pb recovery rate 86.41%, the grade of Ag was 451.58 g/t and the recovery rate was 66.73%, containing 3.68% Zn. The zinc concentrate grade was 42.32% and the recovery of Zn was 90.63%, containing 1.39% Pb. The amphoteric collector R₁₄₄ showed better performance both in collecting ability and selectivity to zinc minerals than that of dodecylamine, octadecylamine and combined amines.

Key words: lead-zinc oxide ore; preferential flotation; amphoteric collector; collecting ability; selectivity

1 前言

我国已探明的铅锌矿产资源中, 氧化铅锌矿占有相当的比重。随着硫化铅锌矿的不断开发和日益匮乏, 铅锌资源加工面临着新的困难, 高效回收氧化铅锌矿石中的铅锌矿物成为近年来选矿研究的重要内容之一^[1-3]。

浮选氧化铅锌矿比其它氧化矿更困难, 原因是^[4-10]:

(1) 氧化铅锌矿物常与其它氧化矿物紧密共生, 嵌布粒度细, 单体解离易过粉碎产生细泥, 选择性差, 有用矿物回收困难; (2) 氧化铅矿中铅铁矾、菱铅矾等难选矿

物的解理面极性很强, 强烈亲水, 目前的技术浮选难以回收; (3) 氧化锌矿在成矿过程中表面常被氧化铁污染, 失去其原有的浮选性能; (4) 氧化锌矿的有效捕收剂胺盐在浮选过程中易产生厚而黏的泡沫层, 消泡困难。

本工作针对滇东某多金属氧化铅锌矿矿石高品位、矿物组成复杂、目的矿物嵌布粒度较细等特点, 制定合理的浮选流程和药剂制度, 并采用两性捕收剂R₁₄₄选锌, 在取得良好选别指标的同时解决了胺类捕收剂捕收能力弱、选择性差及消泡困难等问题, 为该氧化铅锌矿的开发与利用提供技术依据。

收稿日期: 2017-12-12, 修回日期: 2018-01-25

基金项目: 国家自然科学基金资助项目(编号: 51264019); 国家重点基础研究发展计划(973)基金资助项目(编号: 2014CB643404)

作者简介: 蔡锦鹏(1993-), 男, 湖北省黄冈市人, 硕士研究生, 矿物加工工程专业, Tel: 15587025760, E-mail: 2314265915@qq.com; 刘殿文, 通讯联系人, E-mail: ldwkust@126.com.

引用格式: 蔡锦鹏, 宋凯伟, 申培伦, 等. 滇东某多金属氧化铅锌矿高效回收选矿工艺. 过程工程学报, 2018, 18(3): 612-617.

Cai J P, Song K W, Shen P L, et al. High Efficient Recovery of Oxidized Lead-Zinc Minerals from a Multi-metal Ore in the Eastern Region of Yunnan Province (in Chinese). Chin. J. Process Eng., 2018, 18(3): 612-617, DOI: 10.12034/j.issn.1009-606X.217409.

2 实 验

2.1 矿石性质

2.1.1 矿石的化学成分

矿石的化学多元素分析结果见表 1. 原矿 Pb、Zn 和 Ag 品位分别为 4.58%、9.73% 和 42.76 g/t, 具有回收利用价值, 其它元素含量较低, 暂不考虑回收. 矿石中有害元素 As 含量低, 对提高精矿质量有利.

表 1 矿石的化学元素
Table 1 Elements of raw ore

Element	Pb	Zn	Ag/(g/t)	CaO	MgO	SiO ₂	TFe	As	S
Content/wt%	4.58	9.73	42.76	24.42	7.84	3.56	4.74	0.01	0.21

2.1.2 矿石中铅、锌的物相

矿石中铅、锌物相见表 2, 主要以氧化矿形式存在, 铅主要赋存于白铅矿(PbCO₃)和铅矾(PbSO₄)中, 锌主要赋存于菱锌矿(ZnCO₃)和异极矿(2ZnO·SiO₂·H₂O)中.

表 2 矿石中铅、锌的物相
Table 2 Phase of lead and zinc in raw ore

Metal	Phase	Content/wt%	Distribution/wt%
Lead	Lead sulfide	0.21	4.59
	Cerussite	3.48	75.98
	Anglesite	0.57	12.45
	Others	0.32	6.98
	Total	4.58	100
Zinc	Zinc sulfide	0.095	0.98
	Zinc carbonate	8.85	90.95
	Zinc silicate	0.72	7.40
	Others	0.065	0.67
	Total	9.73	100

2.1.3 矿石的矿物组成

矿石的矿物组成及含量见表 3. 矿物组成复杂, 金属矿物除主要目的矿物外还有方铅矿(PbS)、闪锌矿(ZnS)、锌铁尖晶石[(Fe,Zn)OFe₂O₃]、赤铁矿(Fe₂O₃)和褐铁矿(FeOOH)等, 脉石矿物以白云石[CaMg(CO₃)₂]、方解石(CaCO₃)为主, 还有石英(SiO₂)、绿泥石[(Mg,Fe,Al)₃(OH)₆(Mg,Fe,Al)₃(Si,Al)₄O₁₀(OH)₂]、长石(CaAl₂Si₂O₈)和辉石[CaMg(SiO₃)₂]等.

表 3 矿石的矿物组成及含量
Table 3 Mineral composition and content of raw ore

Mineral species	Content/wt%	Mineral species	Content/wt%
Cerussite	4.87	Limonite+hematite	7.43
Anglesite	0.51	Dolomite	36.43
Alena	0.33	Calcite	25.62
Smithsonite	14.90	Quartz	3.14
Hemimorphite	2.92	Others ¹⁾	<3.39
Sphalerite	0.46		

Note: 1) Including zincite, lead iron alum, zinc iron spinel, chlorite, feldspar, biotite and pyroxene.

2.1.4 目的矿物粒度分布

小于 2 mm 的破碎产品中目的矿物的粒度分布见表 4, 嵌布粒度较细, 分别有 35.86% 的白铅矿、26.66% 的铅矾、23.50% 的菱锌矿粒度小于 0.038 mm.

2.2 原则流程的确定

综合考虑矿石性质, 首先对不同粒度的磨矿产品进行摇床重选分离. 结果显示, 小于 200 目(74 μm)颗粒占

表 4 小于 2 mm 的破碎产品中目的矿物的粒度分布
Table 4 Particle size distribution of objective minerals in crushed product of less than 2 mm

Particle size/mm	Cerussite	Anglesite	Smithsonite	Hemimorphite
<0.019	19.26	14.77	13.65	6.65
0.019~0.038	16.60	11.89	9.85	7.47
0.038~0.075	18.12	14.21	13.63	7.09
0.075~0.15	14.94	23.85	13.75	11.09
0.15~0.25	16.91	7.36	12.54	15.68
0.25~0.5	14.17	27.92	18.12	19.89
0.5~1.0	0.00	0.00	12.37	20.66
>1.0	0.00	0.00	6.09	11.47
Total	100.00	100.00	100.00	100.00

85% 的磨矿产品分选效果最佳, 铅精矿铅品位为 60.14%, 铅回收率达 50.72%, 含锌 5.31%; 锌精矿锌品位为 35.87%, 锌回收率达 41.19%, 含铅 8.19%. 重选指标不理想的原因主要为: (1) 氧化铅锌矿易碎, 部分目的矿物因过磨而细化, 超过重选回收的粒度下限; (2) 目的矿物未充分单体解离, 连生体不但造成金属流失, 且铅锌互含严重. 小于 200 目颗粒占 90% 的磨矿产品中, 铅锌在各自精矿中的回收率均超过 80%, 且互含均低于 2%. 综合考虑, 采用优先浮选流程对该矿石进行选矿, 具体流程见图 1.

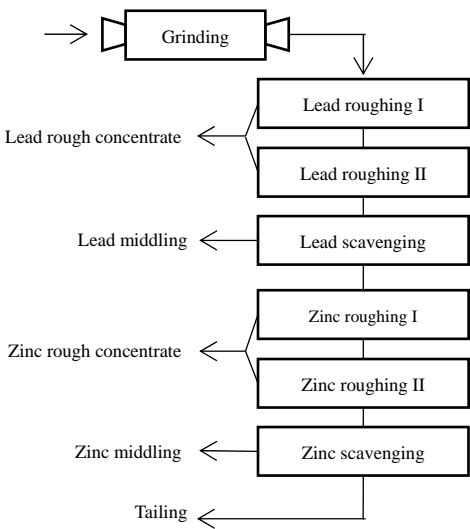


图 1 多金属氧化铅锌矿浮选工艺流程
Fig.1 Flotation flow sheet of a multi-metal lead-zinc oxide ore

2.3 实验方法与药剂

2.3.1 实验方法

称取矿样 500 g, 加入 XMQ-250×100 型锥形球磨机中磨矿, 矿样浓度控制在 50wt%。矿样磨至所需粒度后移至容积 1.5 L 的实验室单槽浮选机中, 按一定时间间隔依次添加一定量浮选药剂, 搅拌 2 min, 充气 10~15 s, 刮泡。产品经过滤、烘干、称重、制样, 进行化学分析, 计算各产品的选矿指标。

2.3.2 药剂

Na_2S 和丁黄药(工业级, 湖南株洲选矿药剂厂), 六偏磷酸钠(分析纯, 天津市博迪化工有限公司), 十二胺和十八胺(分析纯, 天津市河东区红岩试剂厂), 两性捕收剂 R_{144} 实验室自制, 2 号油(工业级, 淄博元兴化工有限公司)。

3 结果与讨论

3.1 选铅实验

3.1.1 磨矿粒度的影响

固定条件: 铅粗选 I: Na_2S 2000 g/t, 丁黄药 40 g/t, 2 号油 16 g/t, 粗选 II 和扫选不加 2 号油, Na_2S 和丁黄药用量减半; 锌粗选 I: Na_2S 5000 g/t, 六偏磷酸钠 1000 g/t, R_{144} 200 g/t, 粗选 II 和扫选不加六偏磷酸钠, Na_2S 和 R_{144} 用量减半。

合理控制磨矿粒度是矿物浮选回收与分离的前提, 在固定其它条件的情况下, 考察了磨矿粒度对铅精矿浮选指标的影响, 结果见图 2。随细颗粒增加, 铅粗精矿铅回收率先上升后趋于平缓, 铅品位先升高后降低; 锌回收率和锌品位均先降低后升高。磨矿粒度较粗时, 铅锌目的矿物与脉石矿物间解离不充分, 且部分过粗的粒度超过气泡的负载上限, 铅精矿中铅品位和铅回收率较低。随细粒增加, 目的矿物单体解离度增加, 铅精矿品

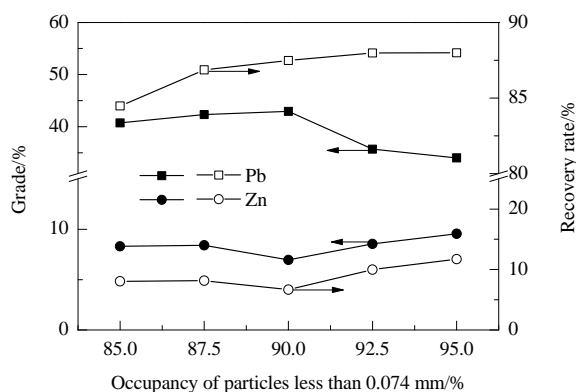


图 2 磨矿细度对铅浮选指标的影响

Fig.2 Effects of grinding fineness on recovery rate and concentrate grade of lead

位和铅回收率明显升高。细粒增多时, 浮选时泡沫层变厚、泡沫发黏, 选择性下降, 铅精矿品位大幅度下降。小于 200 目的颗粒占比大于 90% 时, 继续增加磨矿细度, 铅回收率仅提高 0.5%, 铅粗精矿中锌含量由 6.68% 增至 11.72%, 加大了精选时铅锌分离难度, 综上确定小于 200 目的颗粒占 90% 为最终的磨矿细度。

3.1.2 活化剂用量的影响

氧化矿较硫化矿表面润湿性大, 直接浮选较困难, 常用 Na_2S 作活化剂与氧化矿表面作用生成硫化物, 增强其表面疏水性, 使阴离子捕收剂更易穿过水化膜与矿物表面作用^[11-13]。在硫化浮选过程中, 一方面要保持适当的 HS^- 及 S^{2-} 浓度, 补足氧化及矿泥和可溶盐消耗掉的部分, 另一方面又要避免 HS^- 及 S^{2-} 局部过量的抑制作用, 且氧化矿表面的硫化膜会发生氧化和解吸, 不同粒度的矿物要求的硫化程度也不同, 因此必须严格控制 Na_2S 用量和反应时间, 且要分段添加^[14-16]。

从图 3 可以看出, Na_2S 为 1400~1800 g/t 时用量不足, 硫化效果不好, 不能充分回收铅矿物; Na_2S 用量加大铅回收率明显上升, 超过 1800 g/t 时过量, 导致矿浆电位过低, 对已硫化的铅矿物有抑制作用, 泡沫矿化差、浮选速度慢, 且造成的高碱环境会严重影响铅矾的硫化效果。常温下氧化锌矿硫化效果不理想, 阴离子捕收剂很难与矿物表面作用, 因此铅粗精矿中锌品位和回收率稳定。 Na_2S 用量为 1800 g/t 时, 铅精矿品位和铅回收率均最佳, 因此确定选铅时 Na_2S 用量为 1800 g/t。

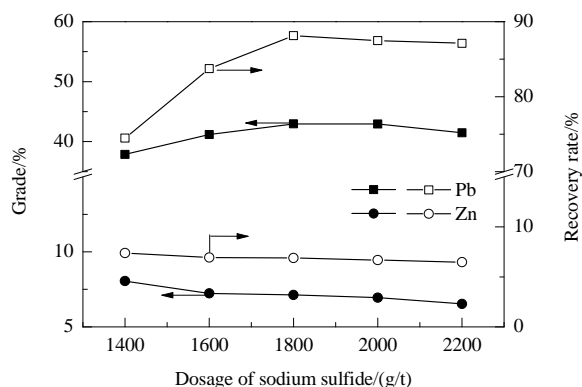


图 3 硫化钠用量对铅浮选指标的影响

Fig.3 Effects of dosage of sodium sulfide on recovery rate and concentrate grade of lead

3.2 选锌实验

3.2.1 调整剂用量的影响

矿石中含褐铁矿, 在磨矿过程中易泥化, 恶化浮选环境, 大量钙镁碳酸盐脉石矿物降低了胺类捕收剂的选择性, 均制约氧化锌浮选, 因此选锌过程中需添加调整剂。六偏磷酸钠作为白云石、方解石常用的抑制剂, 在

浮选过程中电离生成的阴离子能与矿物表面的金属阳离子反应生成稳定络合物，使之亲水而被抑制，且六偏磷酸钠有很强的分散作用，可降低微细粒矿泥在矿物表面的罩盖^[17,18]。图 4 表明，随六偏磷酸钠用量增加，锌回收率和锌精矿品位先增加后趋于稳定。六偏磷酸钠用量不足时，钙镁碳酸盐脉石矿物得不到有效抑制，相同捕收剂用量下泡沫矿化效果差，导致锌回收率及锌精矿品位较低；六偏磷酸钠用量达 1200 g/t 时，浮选指标趋于稳定，表明该用量抑制效果最佳，因此确定六偏磷酸钠用量为 1200 g/t。

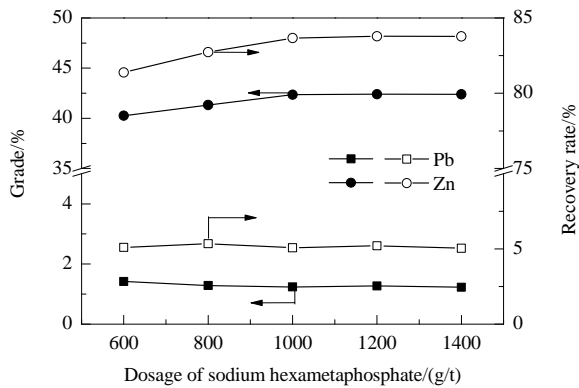


图 4 六偏磷酸钠用量对锌浮选指标的影响
Fig.4 Effects of dosage of sodium hexametaphosphate on recovery rate and concentrate grade of zinc

3.2.2 捕收剂种类及用量的影响

分别用十二胺(DDA)、十八胺(OTCA)、二者等量混

合及 R₁₄₄ 为氧化锌捕收剂进行浮选，锌精矿指标见表 5，表明十二胺捕收能力强但选择性差，锌精矿的品位仅有 32.94%；十八胺选择性强但捕收能力弱，锌回收率为 80.63%；混合胺虽能部分综合二者的优点，但仍达不到良好的浮选指标；R₁₄₄ 在保证回收率的同时获得了品位较高的锌精矿。R₁₄₄ 用量仅为胺的一半，却表现出更好的捕收能力及选择性，且产生的泡沫脆、易消，解决了常规胺类捕收剂浮选时泡沫层厚而黏、消泡难等问题。

表 5 捕收剂种类及用量对浮选结果的影响
Table 5 Effects of kind and dosage of collector on recovery rate and concentrate grade of zinc

Kinds and dosage of collector/(g/t)	Yield /%	Grade/%		Recovery rate/%	
		Pb	Zn	Pb	Zn
DDA 300	25.09	1.08	32.94	5.81	83.97
OTCA 300	17.88	1.25	43.55	4.74	78.63
Combined amine 300	21.97	1.17	37.25	5.49	82.61
R ₁₄₄ 150	19.51	1.27	42.40	5.22	83.79

3.3 闭路浮选实验

根据上述结果进行闭路浮选实验。考虑到中矿返回的影响，药剂用量轻微变动，实验流程见图 5，结果见表 6。小于 200 目颗粒占 90%的磨矿产品经两粗一精一扫选铅，选铅尾矿经两粗一精一扫选锌，在矿量和金属量均达到平衡的基础上，得到了合格的铅精矿和锌精矿，铅精矿铅品位为 61.45%，铅回收率为 86.41%，银品位为 451.58 g/t，银回收率为 66.73%，含锌 3.68%；锌精矿锌品位为 42.32%，锌回收率为 90.63%，含铅 1.39%。

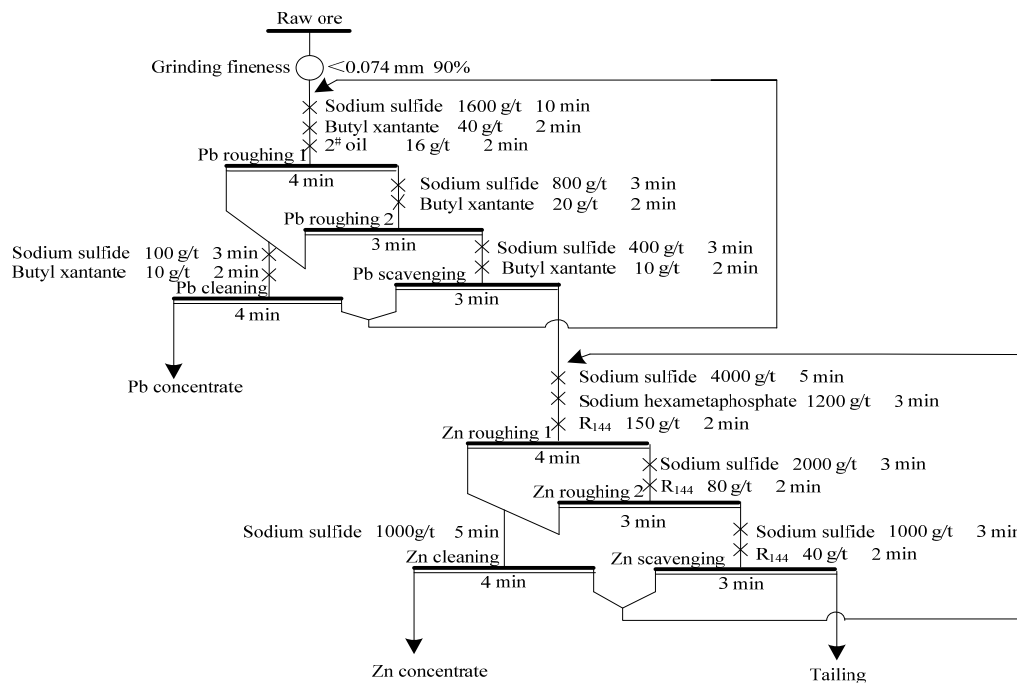


图 5 多金属氧化铅锌矿闭路浮选流程
Fig.5 Flow sheet of close-circuit flotation of a multi-metal lead-zinc oxide ore

表 6 多金属氧化铅锌矿闭路浮选结果

Product	Yield /%	Grade/%			Recovery rate/%		
		Pb	Zn	Ag/(g/t)	Pb	Zn	Ag
Pb concentrate	6.45	61.45	3.68	451.58	86.41	2.44	66.73
Zn concentrate	20.88	1.39	42.32	42.21	6.31	90.63	20.18
Tailing	72.67	0.46	0.93	7.87	7.28	6.93	13.09
Raw ore	100.00	4.59	9.75	43.68	100.00	100.00	100.00

3.4 产品分析

目的矿物在产品中的分布见图 6，尾矿中目的矿物的粒度分布见表 7。结果表明，目的矿物得到充分回收，白铅矿在铅精矿中的回收率为 93.22%，菱锌矿在锌精矿中的回收率为 93.99%。损失的部分主要以微细粒为主，尾矿中白铅矿只存在于小于 0.019 mm 的粒级中，菱锌矿主要存在于小于 0.038 mm 的粒级中，占 76.48%。铅矾和异极矿因可浮性较差及硫化效果不佳，在铅精矿和锌精矿中的回收率分别为 78.31% 和 67.32%。铅精矿中菱锌矿和异极矿的回收率分别为 2.60% 和 1.70%，锌精矿中白铅矿和铅矾的回收率分别为 0.79% 和 4.32%。目的矿物在精矿中充分回收且互含较低，表明磨矿细度、工艺流程及药剂制度基本合理。

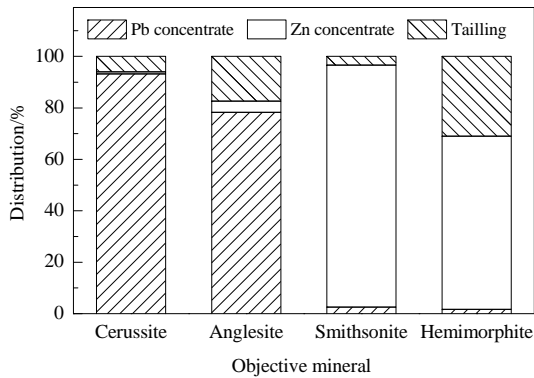


图 6 目的矿物在产品中的分布
Fig.6 Distribution of objective minerals in products

表 7 尾矿中目的矿物的粒度分布

Particle size/mm	Cerussite	Anglesite	Smithsonite	Hemimorphite
<0.0096	49.73	49.55	39.67	31.74
0.0096~0.019	50.27	21.10	25.56	26.50
0.019~0.038	0.00	13.66	11.25	14.09
0.038~0.075	0.00	15.69	16.95	18.37
0.075~0.15	0.00	0.00	6.27	9.30
0.15~0.25	0.00	0.00	0.00	0.00
>0.25	0.00	0.00	0.00	0.00
Total	100.00	100.00	100.00	100.00

4 结 论

在矿石性质研究的基础上，对滇东某多金属氧化铅锌矿进行了选矿实验，得出如下结论：

(1) 矿石中有价元素为铅、锌、银，铅主要赋存于白铅矿和铅矾中，锌主要赋存于菱锌矿和异极矿中，银以伴生形式存在，目的矿物嵌布粒度较细，铅锌分离难度大。

(2) 采用先铅后锌的优先浮选工艺，选铅、选锌作业均采用两粗一精一扫的浮选流程，所得铅精矿铅品位为 61.45%，铅回收率为 86.41%，银品位为 451.58 g/t，银回收率为 66.73%，含锌 3.68%；锌精矿锌品位为 42.32%，锌回收率为 90.63%，含铅 1.39%。

(3) 两性捕收剂 R₁₄₄ 对锌的捕收能力和选择性比十二胺、十八胺及二者的混合胺更好。

参考文献：

[1] Feng Q, Wen S. Formation of Zinc Sulfide Species on Smithsonite Surfaces and Its Response to Flotation Performance [J]. J. Alloys Compd., 2017, 709(30): 602–608.

[2] 陈军, 卫亚儒, 胡聪, 等. 氧化铅锌矿选矿现状及最新进展 [J]. 中国矿山工程, 2015, 44(2): 19–23.

Chen J, Wei Y R, Hu C, et al. Present Situation and the Latest Progress of Oxidized Lead–Zinc Ore [J]. China Mine Engineering, 2015, 44(2): 19–23.

[3] 刘晓, 张宇, 王楠, 等. 我国铅锌矿资源现状及其发展对策研究 [J]. 中国矿业, 2015, 24(增刊 1): 6–9.

Liu X, Zhang Y, Wang N, et al. Pb–Zn Metal Resources Situation and Suggestion for Pb–Zn Metals Industry Development in China [J]. China Mining Magazine, 2015, 24(S1): 6–9.

[4] Wet J R D, Singleton J D. Development of a Viable Process for the Recovery of Zinc from Oxide Ores [J]. J. South Afr. Inst. Min. Metall., 2008, 108(5): 253–259.

[5] Nal G, Bulut G, Gl A, et al. Flotation of Alada Oxide Lead–Zinc Ores [J]. Miner. Eng., 2005, 18(2): 279–282.

[6] 陈晔. 阳离子胺类捕收剂浮选异极矿氧化锌及其作用机理研究 [D]. 南宁: 广西大学, 2006: 5–6.

Chen Y. The Study of Flotation of Hemimorphite Zinc Oxide by Using Cation Amine Collector and Its Mechanism [D]. Nanning: Guangxi University, 2006: 5–6.

[7] Moradi S, Monhemius A J. Mixed Sulphide–Oxide Lead and Zinc Ores: Problems and Solutions [J]. Miner. Eng., 2011, 24(10): 1062–1076.

[8] 胡岳华, 印万忠, 张凌燕, 等. 矿物浮选 [M]. 长沙: 中南大学出版社, 2014: 291–292.

[9] 冉金城, 刘全军, 张治国, 等. 腾冲高泥氧化锌矿选矿实验研究 [J]. 过程工程学报, 2015, 15(4): 559–566.

Ran J C, Liu Q J, Zhang Z G, et al. Research on Concentrate of Zinc Oxide Ore with High Content Slime from Tengchong [J]. Chin. J. Process Eng., 2015, 15(4): 559–566.

- [10] Mehdilo A, Zarei H, Irannajad M, et al. Flotation of Zinc Oxide Ores by Cationic and Mixed Collectors [J]. *Miner. Eng.*, 2012, 36/38(10): 331–334.
- [11] Ejtemaei M, Gharabaghi M, Irannajad M. A Review of Zinc Oxide Mineral Beneficiation Using Flotation Method [J]. *Adv. Colloid Interface Sci.*, 2014, 206(2): 68–78.
- [12] Kuchar D, Fukuta T, Onyango M S, et al. Sulfidation Treatment of Molten Incineration Fly Ashes with Na_2S for Zinc, Lead and Copper Resource Recovery [J]. *Chemosphere*, 2007, 67(8): 1518–1525.
- [13] Feng Q, Wen S, Zhao W, et al. Contribution of Chloride Ions to the Sulfidization Flotation of Cerussite [J]. *Miner. Eng.*, 2015, 83: 128–135.
- [14] Wu D, Ma W, Wen S, et al. Contribution of Ammonium Ions to Sulfidation—Flotation of Smithsonite [J]. *J. Taiwan Inst. Chem. Eng.*, 2017, 78(9): 20–26.
- [15] Irannajad M, Ejtemaei M, Gharabaghi M. The Effect of Reagents on Selective Flotation of Smithsonite–Calcite–Quartz [J]. *Miner. Eng.*, 2009, 22(9/10): 766–771.
- [16] Kuchar D, Fukuta T, Onyango M S, et al. Sulfidation of Zinc Plating Sludge with Na_2S for Zinc Resource Recovery [J]. *J. Hazard. Mater.*, 2006, 137(1): 185–191.
- [17] 李健民, 宋凯伟, 章晓林, 等. 组合抑制剂柠檬酸钠和焦磷酸钠在某铅锌矿分离浮选中的作用 [J]. *过程工程学报*, 2017, 17(3): 500–505.
- Li J M, Song K W, Zhang X L, et al. Effect of Combined Reagents of Citrate Sodium Pyrophosphate on Flotation Separation of a Polymetallic Lead–Zinc Ore [J]. *Chin. J. Process Eng.*, 2017, 17(3): 500–505.
- [18] 朱玉霜, 朱建光. 浮选药剂的化学原理 [M]. 长沙: 中南工业大学出版社, 1987: 332–333.