

西北某低铅高锌多金属硫化矿浮选实验

郭海宁, 郭艳华, 包玺琳, 柏亚林

(西北矿冶研究院, 甘肃 白银 730900)

摘要: 西北某矿石铅品位 2.56%, 锌品位 9.17%, 伴生银品位 18.60 g/t, 属于低铅高锌硫化矿。为解决铅锌混合严重, 铅精矿中含锌高的问题, 对该矿石进行了大量的实验研究。结合工艺矿物学, 进行了大量的抑锌药剂的探索, 最终确定采用复合抑制剂 T122 具有较好的效果。根据条件实验及开路实验确定的较佳工艺条件, 进行闭路流程实验, 获得最终指标为铅精矿铅品位 62.22%, 回收率为 92.42%, 含锌 5.79% 的铅精矿。锌精矿中锌品位 57.07%, 回收率 92.45%。伴生元素得到了较好的富集、回收, 铅精矿中银品位 390.90 g/t, 银回收率 76.50%。铅、锌及其伴生银均得到了较好的回收, 实现了矿产资源的综合利用。

关键词: 硫化铅; 硫化锌; T122; 银

doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2022.05.026

中图分类号: TD952 文献标志码: A 文章编号: 1000-6532 (2022) 05-0153-06

铅锌作为重要的有色金属原料, 具有良好的耐磨性和抗腐蚀性^[1]。由于汽车市场的快速扩张和蓄电池更新周期的缩短, 中国铅消费将保持强劲增长。同时, 随着国内镀锌板产能的扩张和基础设施建设需求的不断扩大, 中国对锌精矿及锌产品的需求量也将越来越大^[2-3]。因此, 在当前形势下, 加快我国铅锌矿资源勘探和开发, 对于促进我国铅锌矿产业发展具有战略意义。

西北某低铅高锌矿, 矿石储量较大, 主金属铅、锌品位较高, 资源优势明显。但在现场实际生产中, 由于部分锌的可浮性较好, 造成铅锌互

含较高, 铅精矿中含锌超标等问题。为更好地利用该矿产资源, 提高企业的经济效益。本文以该矿石作为研究对象, 针对该矿石的性质特点, 通过对工艺流程的优化, 以及研发新型的锌抑制剂, 从而降低铅精矿中含锌量, 提高铅锌回收率。

1 矿石性质

1.1 化学分析

原矿化学多元素分析结果见表 1, 铅、锌物相分析结果见表 2、3。

表 1 原矿化学多元素分析结果/%

Table 1 Chemical analysis results of multi-elements of the run-of-mine ore

Cu	Pb	Zn	Fe	S	As	Hg	SiO ₂	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	Cd	Au*	Ag*
0.019	2.56	9.17	3.32	4.96	0.011	0.001	33.19	35.75	5.26	4.87	0.026	0.01	18.60

*单位为g/t。

表 2 铅物相分析结果

Table 2 Analysis results of lead phase

名称	硫化铅	氧化铅	总铅
含量/%	2.26	0.30	2.54
占有率/%	88.98	11.02	100.00

表 3 锌物相分析结果

Table 3 Analysis results of zinc phase

名称	硫化锌	氧化锌	总锌
含量/%	8.84	0.33	9.17
占有率/%	96.50	3.50	100.00

收稿日期: 2020-09-30; 改回日期: 2020-12-22

作者简介: 郭海宁 (1972-), 男, 高级工程师, 主要从事矿物加工科研管理及咨询管理工作。

从表 1 中可以看出, 矿石中可回收的主要有价元素为铅、锌, 存在铅低锌高现象, 银品位为 18.60 g/t, 具有一定的回收价值, 金含量相对较低。脉石组分主要为碳酸盐和硅酸盐类矿物。

由表 2、3 可知, 铅、锌主要以硫化矿形式存在, 铅矿物存在局部氧化现象, 主要呈白铅矿形式存在。

1.2 矿石的结构、构造

矿石的结构主要有自形—半自形晶粒状结构, 交代残余结构, 内部环带结构等, 以块状构造, 浸染状构造, 条带状构造和脉状构造为主。

矿石中金属矿物主要有闪锌矿、方铅矿、黄铁矿、白铅矿等, 脉石矿物主要有方解石、石英、长石、绢云母、绿泥石等。

2 结果与讨论

在原矿性质研究的基础上, 根据矿石的性质特点及现场生产情况, 分别进行了新药剂种类、磨矿细度、碳酸钠用量、锌抑制剂用量、铅粗选捕收剂用量、锌粗选捕收剂用量等条件实验^[4-5]。

2.1 新药剂实验

针对该矿石中铅低锌高, 铅存在一定程度的氧化的特点。根据探索实验结果发现, 锌的可浮性较好, 导致铅精矿中含锌较高。因此, 对不同种类的锌抑制剂进行了详细的实验研究。工艺流程及药剂制度见图 1, 结果见表 4。

表 4 结果表明, 采用常规锌抑制剂, 铅精矿中锌含量偏高, 造成铅精矿中锌超标, 且锌进入铅循环系统, 降低了锌回收率。当采用 T122 时, 铅精矿品位得到较好的提升, 含锌也有较大幅度的降低。T122 是一种复合无机抑制剂, 在碱性条件下, T122 可与闪锌矿作用生成胶体 $\text{Zn}(\text{OH})_2$ 和 $\text{Zn}_4(\text{CO}_3)(\text{OH})_6 \cdot \text{H}_2\text{O}$, 同时增加闪锌矿的亲水性, 使闪锌矿被强烈抑制, 从而减少铅锌互含, 降低铅精矿中含锌量。

2.2 条件实验

2.2.1 磨矿细度实验

有用矿物单体解离是矿物浮选的一个前提条件, 但磨矿细度过细又会造成浮选现象恶化, 导致浮选指标变差^[6-7]。因此, 确定适宜的磨矿细度十分必要。磨矿细度实验工艺流程及药剂制度见图 2, 实验结果见图 3。

由图 3 可知, 在一定的磨矿细度范围内, 随

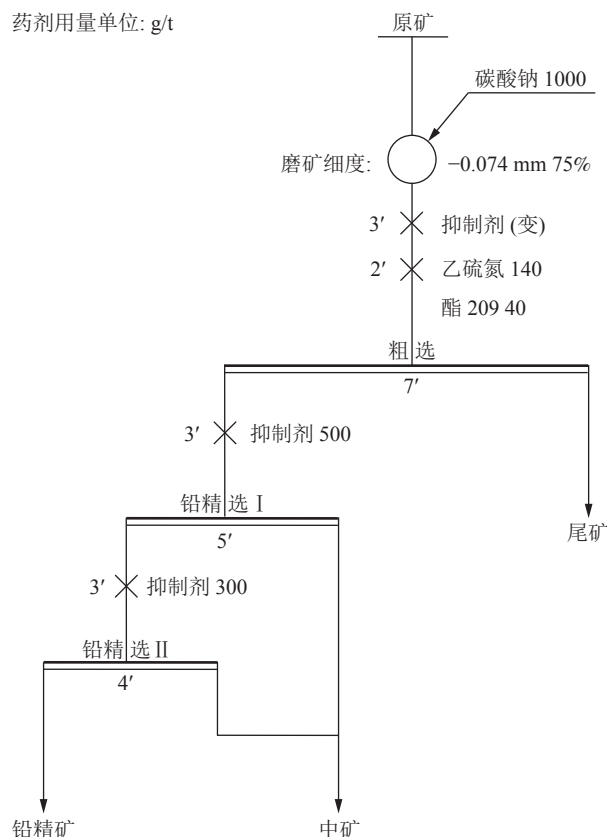


图 1 新药剂实验工艺流程及药剂制度

Fig.1 Process and reagent system of new reagent experiment

表 4 新药剂实验研究结果
Table 4 Results of new reagent test

药剂种类及 用量/(g·t ⁻¹)	产品 名称	产率 /%	品位/%		回收率/%	
			Pb	Zn	Pb	Zn
硫酸锌 3000	铅精矿	3.56	58.23	12.64	80.66	4.91
	中矿	7.32	1.68	18.42	4.77	14.72
	尾矿	89.12	0.42	8.26	14.56	80.36
	原矿	100.00	2.57	9.16	100.00	100.00
硫化钠 800 硫酸锌 2200	铅精矿	3.29	60.45	9.42	77.69	3.39
	中矿	6.58	4.02	13.54	10.34	9.73
	尾矿	90.13	0.34	8.82	11.97	86.88
	原矿	100.00	2.56	9.15	100.00	100.00
T122 3000	铅精矿	2.89	67.14	5.64	76.39	1.78
	中矿	6.14	5.62	7.44	13.58	4.98
	尾矿	90.97	0.28	9.41	10.03	93.25
	原矿	100.00	2.54	9.18	100.00	100.00
亚硫酸钠 1500 硫酸锌 1500	铅精矿	2.87	59.43	10.13	66.89	3.17
	中矿	7.07	7.61	13.25	21.10	10.21
	尾矿	90.06	0.34	8.83	12.01	86.63
	原矿	100.00	2.55	9.18	100.00	100.00

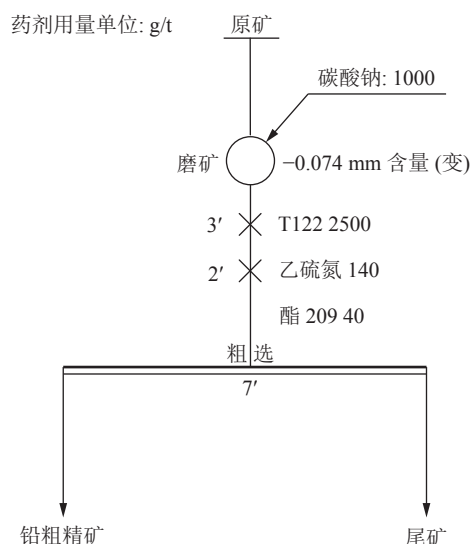


图2 磨矿细度实验工艺流程及药剂制度
Fig.2 Process and reagent system of grinding fineness test

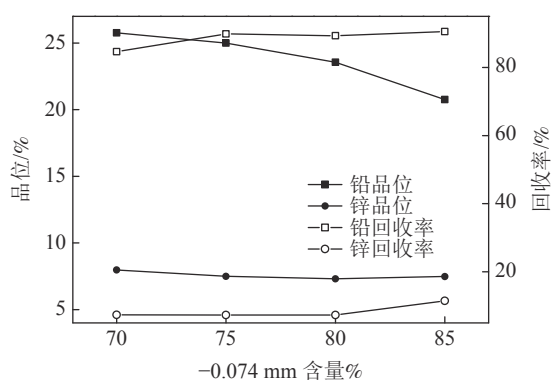


图3 磨矿细度实验结果
Fig.3 Test results of grinding fineness

随着磨矿细度的增加，铅回收率逐渐增加，且铅粗精矿中含锌逐渐降低。但当磨矿细度-0.074 mm 大于75%时，铅品位下降幅度较大，铅回收率增加幅度较小。磨矿细度为-0.074 mm 75%时，铅粗精矿品位及回收率较佳，且含锌较低。因此，确定最终磨矿细度为-0.074 mm 75%。

2.2.2 铅粗选碳酸钠用量实验

适宜的矿浆条件有助于提高铅矿物的可浮性及药剂与矿物的作用效果，实验选用碳酸钠作为矿浆 pH 值调整剂。当磨矿细度为-0.074 mm 75%，T122 用量为 2500 g/t，乙硫氮用量为 140 g/t，酯 209 用量为 40 g/t 时，对碳酸钠用量进行探索实验，实验结果见图 4。

从图 4 中可以看出，碳酸钠用量对浮选指标影响较大，碳酸钠用量较低，铅粗精矿中铅品位较高，但回收率较低。随着碳酸钠用量的增加，铅回收率逐渐上升。当碳酸钠用量为 1000 g/t 时，

铅品位开始变化不大，铅回收率有较大的提高，继续增加碳酸钠用量，铅品位下降，同时铅粗精矿中含锌增加，说明大量的碳酸钠对铅浮选不利。因此，适宜的碳酸钠用量为 1000 g/t。

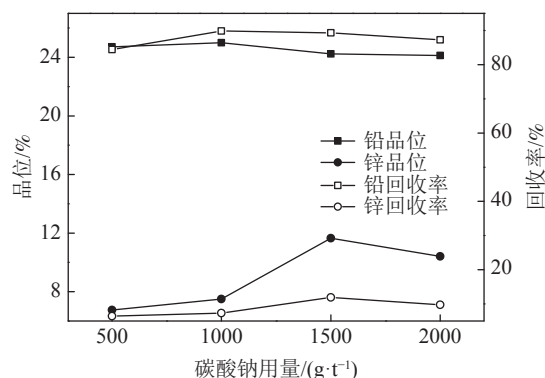


图4 碳酸钠用量实验结果
Fig.4 Test results of sodium carbonate dosage

2.2.3 铅粗选 T122 用量实验

在磨矿细度-0.074 mm 75%，碳酸钠为 1000 g/t，乙硫氮为 140 g/t，酯 209 为 40 g/t 的条件下，进行 T122 用量实验，实验结果见图 5。从图 5 中可以看出，随着 T122 用量的增加，铅粗精矿中铅回收率变化不大，铅品位逐渐增加。铅粗精矿中锌品位下降幅度较大。因此，适宜的 T122 用量为 2500 g/t。

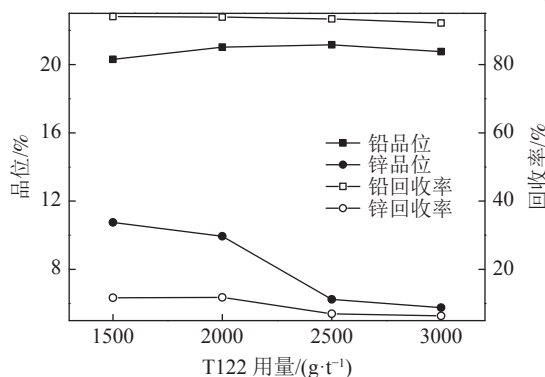


图5 T122 用量实验结果
Fig.5 Test results of T122 dosage

2.2.4 铅粗选乙硫氮+酯 209 用量实验

当磨矿细度为-0.074mm 75%，碳酸钠为 1000 g/t，T122 为 2500 g/t 时，进行乙硫氮+酯 209 用量实验，实验结果见图 6。

由图 6 可以看出，在一定范围内，随着乙硫氮+酯 209 用量的增加，铅回收率增加幅度较大，品位变化不大。适宜的乙硫氮+酯 209 用量为 180 g/t。

2.2.5 锌粗选丁基黄药用量实验

以选铅尾矿作为给矿进行选锌实验，当石灰用量 4000 g/t，硫酸铜用量 400 g/t，2#油用量为

20 g/t 时, 进行锌粗选丁基黄药用量实验, 实验结果见图 7。

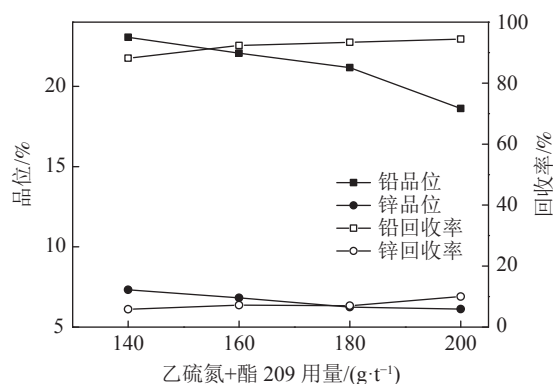


图 6 乙硫氮+酯 209 用量实验结果

Fig.6 Test results of ethyl thio carbamate + ester 209 dosage

由图 7 可知, 随着丁基黄药用量的增加, 锌品位逐渐降低, 回收率逐渐增加, 当丁基黄药用量超过 80 g/t 时, 锌品位下降幅度较大, 回收率趋于不变。当丁基黄药用量为 80 g/t, 锌精矿品位及

回收率指标较优。

2.3 闭路实验研究

在条件实验的基础上, 采用铅一次粗选, 两次精选, 一次扫选, 锌一次粗选, 两次精选, 一次扫选, 中矿依次返回的闭路实验流程, 闭路实验工艺流程见图 8, 实验结果见表 5。

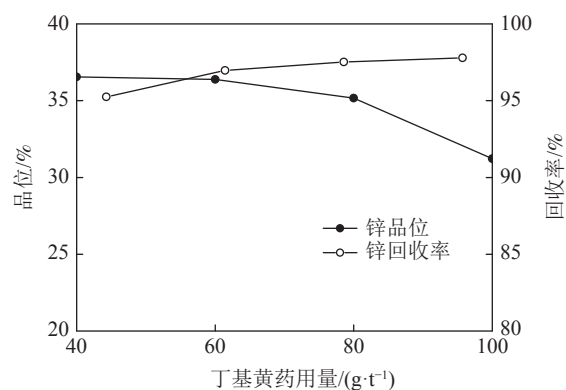


图 7 丁基黄药用量实验结果

Fig.7 Test results of butyl xanthate dosage

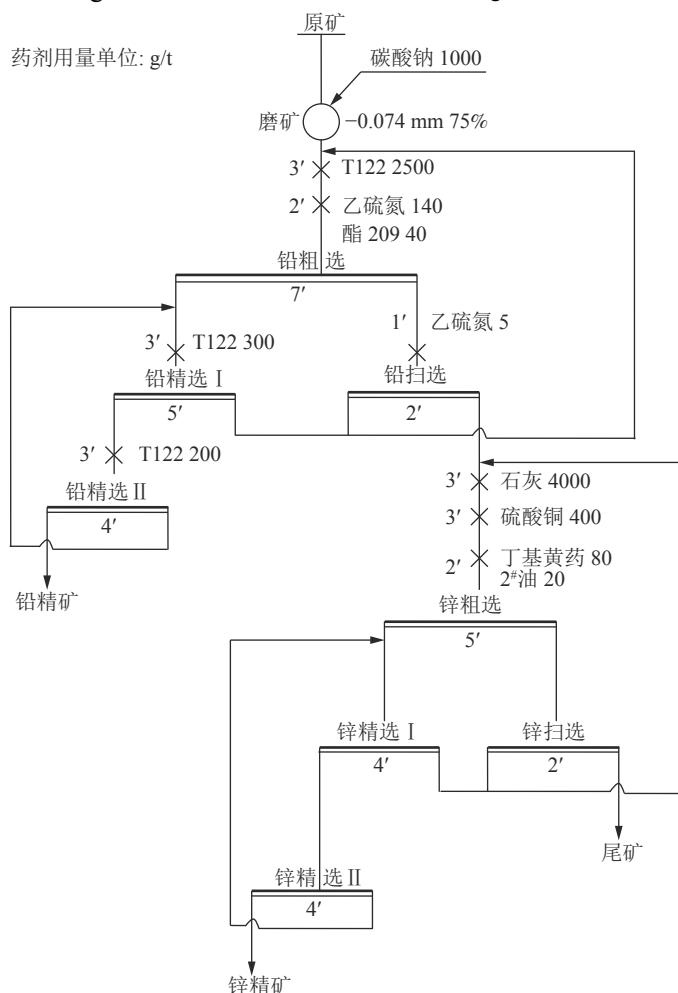


图 8 闭路实验工艺流程及药剂制度

Fig.8 Process and reagent system of closed-circuit test

表 5 闭路实验结果
Table 5 Results of closed-circuit test

产品名称	产率/%	品位/%			回收率/%		
		Pb	Zn	Ag*	Pb	Zn	Ag
铅精矿	3.64	62.22	5.79	390.90	92.42	2.33	76.50
锌精矿	14.68	0.43	57.07	23.60	2.58	92.45	18.63
尾矿	81.68	0.15	0.58	1.11	5.00	5.22	4.87
原矿	100.00	2.45	9.06	18.60	100.00	100.00	100.00

*单位为g/t。

由表 5 中实验结果可以看出，经过闭路实验，最终可获得铅品位 62.22%，回收率为 92.42%，含锌 5.79% 的铅精矿。锌精矿中锌品位 57.07%，回收率 92.45%。同时，伴生元素得到了较好的富集、回收，铅精矿中银品位 390.90 g/t，银回收率 76.50%，得到了较好的选别指标。

3 结 论

(1) 该矿石铅品位 2.56%，锌品位 9.17%，伴生银品位 18.60 g/t，铅、锌主要以硫化矿形式存在，铅矿物存在局部氧化现象，主要呈白铅矿形式存在。金属矿物主要为闪锌矿、方铅矿、黄铁矿、白铅矿等，脉石矿物主要有方解石、石英、长石、绢云母、绿泥石等。

(2) 根据现场生产情况及实验室探索实验发现，部分锌的可浮性较好，造成铅锌互含较高，铅精矿中含锌超标等问题。对不同锌抑制剂进行实验研究，最终发现采用 T122 时，铅精矿品位得到较好的提升，含锌也有较大幅度的降低。T122 是一种复合无机抑制剂，在碱性条件下，T122 可与闪锌矿作用生成胶体 $Zn(OH)_2$ 和 $Zn_4(CO_3)(OH)_6 \cdot H_2O$ ，同时增加闪锌矿的亲水性，使闪锌矿被强烈抑制，从而减少铅锌互含，降低铅精矿中含锌量。

(3) 对影响指标的磨矿细度、铅粗选碳酸钠用量、T122 用量、乙硫氮+酯 209 用量以及锌粗选丁基黄药用量进行了探究，确定较佳条件：磨矿细度为 -0.074 mm 75%，碳酸钠用量为 1000 g/t，T122 用量为 2500 g/t，乙硫氮+酯 209 用量为 180 g/t，锌粗选丁基黄药用量为 80 g/t。

(4) 通过闭路流程实验，获得最终指标为铅精矿中铅品位 62.22%，回收率为 92.42%，含锌

5.79% 的铅精矿。锌精矿中锌品位 57.07%，回收率 92.45%。伴生元素得到了较好的富集、回收，铅精矿中银品位 390.90 g/t，银回收率 76.50%，得到了较好的选别指标。

参考文献：

[1] 胡晓星, 朱阳戈, 郑桂兵. 含银硫化铅锌矿浮选工艺研究[J]. 中国矿业, 2020, 29(9):110-115.
HU X X, ZHU Y G, ZHENG G B. Flotation technology research on a silver bearing lead zinc sulfide ore[J]. China Mining Magazine, 2020, 29(9):110-115.
[2] 张磊, 戴惠新, 杜五星. 铜锌硫化矿分离工艺现状[J]. 矿产综合利用, 2019(1):1-6.
ZHANG L, DAI H X, DU W X. Research progress of copper-zinc sulfide ore separation technology[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2019(1):1-6.
[3] 曾维伟, 阳俊. 郴州某复杂硫化铅锌矿阶段磨浮试验研究[J]. 矿冶工程, 2020, 40(4):53-56.
ZENG W W, YANG J. Experimental study on staged grinding and staged flotation of a complex lead-zinc sulfide ore in Chenzhou[J]. Mining and Metallurgical Engineering, 2020, 40(4):53-56.
[4] 王自学, 冯帅. 钒钛烧结矿性能及矿物组成和结构的研究[J]. 矿产综合利用, 2020(1):71-75.
WANG Z X, FENG S. Study on metallurgical properties and phase of vanadium titanium sinter[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2020(1):71-75.
[5] 温凯, 陈建华. 某含银复杂铜铅锌多金属硫化矿浮选试验[J]. 矿产综合利用, 2019(6):28-32.
WEN K, CHEN J H. Experimental study on flotation of copper, lead and zinc polymetallic sulfide ore containing silver[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2019(6):28-32.
[6] 田树国, 崔立凤, 王军荣, 等. 国外某铜铅锌多金属矿工艺矿物学特性及影响浮选的因素[J]. 矿产综合利用, 2019(1):78-82.

TIAN S G, CUI L F, WANG J R, et al. Process mineralogy and factors affecting mineral processing for a foreign copper-lead-zinc polymetallic ore[J]. [Multipurpose Utilization of Mineral Resources](#), 2019(1):78-82.

[7] 董艳红, 陈代雄. 某铜铅锌多金属矿硫化矿石的浮选试验[J]. 金属矿山, 2019(7):92-96.

DONG Y H, CHEN D X. Study on flotation test for copper-lead-zinc polymetallic ore[J]. Metal Mine, 2019(7):92-96.

Experimental Study on the Flotation of a Low Lead and High Zinc Polymetallic Sulfide Ore in Northwest China

Guo Haining, Guo Yanhua, Bao Xilin, Bai Yalin

(Northwest Institute of Mining and Metallurgy, Baiyin, Gansu, China)

Abstract: An ore has a lead grade of 2.56%, a zinc grade of 9.17%, and an associated silver grade of 18.60 g/t in Northwest China, which is a low-lead and high-zinc sulfide ore. In order to solve the problem of serious lead-zinc mixing and high zinc contented in the lead concentrate, a large number of experimental studies have been done on the ore. Combined with process mineralogy, a large number of zinc-inhibiting agents were explored, and finally the composite inhibitor T122 was determined to have a good effect. According to the optimum process conditions determined by conditional test and open-circuit test, the closed-circuit process test was carried out, and the final index of the lead concentrate was 62.22%, the recovery rate was 92.42% and the lead concentrate containing 5.79% zinc. The grade of zinc in zinc concentrate is 57.07% and the recovery rate is 92.45%. The associated elements were well enriched and recovered, and the silver grade in lead concentrate was 390.90 g/t, and the silver recovery rate was 76.50%. Lead, zinc and their associated silver have been well recovered and the comprehensive utilization of mineral resources has been realized.

Keywords: Lead sulfide; Zinc sulfide; T122; Silver

////////////////////////////////////
(上接第 152 页)

Study on the Beneficiation-Metallurgy Process on an Argillaceous High Oxidation Gold in Henan Province

Yang Ning

(Luoyang Kunyu Mining Co., Ltd., Luoyang, Henan, China)

Abstract: A gold in Henan Province is a complex and argillaceous high oxidation gold mines, and it has the characteristics of complex embedment characteristics, high oxidation rate and serious argillization, which lead to the poor beneficiation indexes. In order to improve the beneficiation recovery rate of this kind of ore, a detailed test was carried out. The results show that it is difficult to obtain a good leaching index by single leaching process or pre-oxidation-leaching process, and the leaching rate is 77.46% and 80.28%; The leaching index can be significantly improved to 93.66% by roasting-leaching process, but the technical economy is poor. A good total recovery indexes of 94.25% can be obtained by flotation-leaching process, which is highly operable. Therefore, the flotation-leaching process has good adaptability to this kind of ore, which can not only recover the ultra-fine particle gold highly dispersed in sulfide and gangue minerals, but also recover the medium and coarse particle gold. This study provides a reference for the production practice of mining enterprises.

Keywords: Oxidized gold ore; Argillaceous; Flotation-leaching; Non-toxic leaching agent; Recovery rate