

应用研究·有色矿山·

# 云南某氧化铅锌矿选矿预富集试验研究

Study on preconcentration of an oxidized lead-zinc ore in Yun-nan province

刘志国, 邓朝安, 王传龙, 康金星, 王亚运, 王鑫

(中国恩菲工程技术有限公司, 北京 100038)

**摘要:**云南某氧化铅锌矿利用现有冶炼工艺直接处理成本较高,选矿预富集可为该矿的经济开发提供有利条件。试验结果表明,采用“先硫后氧、先铅后锌”的选矿流程可以实现该矿的有效预富集,即在铅、锌的损失率分别为10.88%和8.61%的前提下,矿石铅品位由5.28%提高到10.63%、锌品位由11.40%提高到22.94%。

**关键词:**氧化铅锌矿; 选矿; 预富集

**Abstract:** A lead-zinc oxide ore in Yunnan Province is directly treated by the existing smelting process with high cost, this ore can be pre-concentrated by mineral processing, which provides favorable conditions for economic development and utilization of the ore. In this paper, pre-concentration of the ore is carried out through a method of mineral processing, the experimental results show that the effective pre-concentration of the ore can be achieved by the principle process of “sulfur before oxygen, lead before zinc”, the lead grade of the ore is increased from 5.28% to 10.63%, and the zinc grade of the ore is increased from 11.40% to 22.94% on the premise that the loss rates of lead and zinc are 10.88% and 8.61% respectively.

**Key words:** lead-zinc oxide ore; mineral processing; pre-concentration

## 1 前言

氧化铅锌矿矿物组成复杂、细泥与可溶性盐含量高,矿石极难选别<sup>[1-2]</sup>,导致目前氧化铅锌矿常规浮选工艺指标并不理想<sup>[3-5]</sup>。为了获得更好的选别效果,近年来选矿工作者尝试多种选矿方法,比如絮凝浮选<sup>[6]</sup>、载体浮选<sup>[7]</sup>、使用螯合捕收剂浮选<sup>[8]</sup>、硫化焙烧-浮选<sup>[9]</sup>、多方法联合等<sup>[10-11]</sup>工艺。但这些工艺尚没有取得突破性进展,复杂氧化铅锌矿的浮选一直是选矿界的难题。

云南某铅锌矿氧化率高、褐铁矿含量高,通过选矿获得高品位、高回收率的铅锌精矿难度较大,而直接冶炼成本又相对较高。若从选冶联合的角度考虑,在尽量保证铅锌回收率的前提下,对该矿进行选矿预富集,富集产物再行冶炼,是一种经济、高效开发该资源的方式。

## 2 原矿性质

本次试验研究对象为云南某氧化铅锌矿(以下简称“原矿”)。原矿的化学分析结果见表1,结果显示原矿中钙、镁杂质元素含量较高,氧化钙含量达到18.39%,氧化镁含量达到5.97%。

表1 原矿主要元素含量

元素	Pb	Zn	Fe	S	CaO	MgO	SiO <sub>2</sub>
含量/%	5.28	11.40	14.50	4.95	18.39	5.97	4.39

文章编号:

1672-609X(2021)01-0001-04

中图分类号: TD925

文献标志码: A

作者简介: 刘志国(1989-),男,山东滕州人,高级工程师,主要从事复杂资源综合回收利用研究工作。

对原矿分别进行了铅、锌的化学物相分析,结果分别见表2和表3。结果显示,矿石中的铅、锌主要以氧化物的形式存在,矿石氧化率较高。

表2 原矿中铅的化学物相分析结果 %

相别	硫酸铅	碳酸铅	硫化铅	褐铁矿	总铅
铅含量	0.026	3.88	0.81	0.52	5.24
铅占有率	0.50	74.10	15.47	9.93	100.00

表3 原矿中锌的化学物相分析结果 %

相别	碳酸锌	硅酸锌	硫化锌	褐铁矿	总锌
锌含量	3.20	4.93	2.87	0.37	11.37
锌占有率	28.14	43.36	25.24	3.26	100.00

对原矿中的矿物组成及含量进行了分析,结果见表4。结果显示,原矿中的铅矿物主要为白铅矿,其次为方铅矿;锌矿物主要为异极矿,其次为菱锌矿和闪锌矿;铁矿物主要为褐铁矿;硫矿物主要为黄铁矿。样品中的脉石矿物主要为方解石和白云石,另有少量石英、长石、重晶石、云母及磷灰石等。

表4 原矿中重要矿物组成及相对含量

矿物名称	含量/%	矿物名称	含量/%
白铅矿	5.00	褐铁矿	18.50
铅矾	0.04	白云石	27.20
方铅矿	0.94	方解石	17.96
异极矿	9.09	石英	1.27
菱锌矿	6.69	云母	0.97
闪锌矿	4.46	长石	0.86
黄铁矿	6.18	其他	0.84

### 3 浮选预富集条件试验

依据原矿的矿石性质,以“先硫后氧、先铅后锌”为原则,制定硫化矿混合浮选-氧化铅浮选-氧化锌浮选的原则工艺流程,以硫化-黄药法为氧化铅的浮选工艺,硫化-胺法为氧化锌的浮选工艺。

本次研究主要目的是在保证铅、锌回收率的前提下进行除杂抛尾,因此试验采取多种措施保证铅、锌的回收率,主要包括采用硫酸铜活化闪锌矿、选择合适的调整剂促进氧化矿的回收、选择合适的捕收剂加强氧化锌矿物的回收以及确定适宜的磨矿细度。

#### 3.1 硫酸铜活化闪锌矿

在磨矿细度为 $-0.074\text{mm}$ 占80%的条件下,以丁黄药为捕收剂、以2号油为起泡剂进行硫化铅锌矿的混合浮选。浮选过程中添加 $\text{CuSO}_4$ 强化闪锌矿的回收,试验结果见表5。试验结果表明,添加 $\text{CuSO}_4$ 能够促进硫化锌矿物的回收,随着 $\text{CuSO}_4$ 用量增加,锌的回收率逐渐增加随后趋于稳定,用量以 $150\text{g/t}$ 为宜。

表5  $\text{CuSO}_4$ 用量试验结果

药剂用量/ $\text{g}\cdot\text{t}^{-1}$	Zn品位/%	Zn回收率/%
0	23.65	36.67
100	25.68	37.27
150	27.68	40.15
200	27.34	39.72

#### 3.2 六偏磷酸钠优化氧化矿浮选环境

为降低矿泥对氧化矿浮选的不利影响,进行了浮选调整剂种类试验,试验结果见表6。结果显示,

表6 氧化矿浮选调整剂种类试验结果

抑制剂种类及用量/ $\text{g}\cdot\text{t}^{-1}$	产品名称	作业产率/%	品位/%		作业回收率/%	
			Pb	Zn	Pb	Zn
无	氧化铅粗精矿	11.25	28.74	5.15	75.85	7.59
	氧化锌粗精矿	17.97	1.95	31.20	8.22	73.41
	尾矿	70.78	0.96	2.05	15.94	19.00
CMC200	氧化铅粗精矿	9.53	32.80	4.67	72.94	5.90
	氧化锌粗精矿	18.26	2.36	30.07	10.05	72.77
	尾矿	72.21	1.01	2.23	17.01	21.33
碳酸钠 2000	氧化铅粗精矿	10.12	32.10	4.81	72.97	6.28
	氧化锌粗精矿	16.90	2.84	33.10	10.79	72.16
	尾矿	72.98	0.99	2.29	16.24	21.56
六偏磷酸钠 100	氧化铅粗精矿	9.84	32.56	4.69	71.18	5.98
	氧化锌粗精矿	18.80	3.18	32.28	13.28	78.59
	尾矿	71.36	0.98	1.67	15.54	15.44

添加六偏磷酸钠能够减少铅、锌在尾矿中的损失,尤其是锌的损失量减少 3.56%。

### 3.3 组合药剂强化氧化锌矿物回收

为强化氧化锌矿物,进行了氧化锌捕收剂种类试验,试验结果见表 7。试验结果显示,十二胺与丁基黄药组合能够强化氧化锌矿物的回收。

表 7 氧化锌捕收剂种类试验结果

药剂种类	Zn 品位/%	Zn 回收率/%
十二胺	29.99	63.03
十八胺	28.93	60.41
组合药剂	30.02	65.56

注:组合药剂为十二胺和丁基黄药按比例混合所得药剂,比例为 4:1。

### 3.4 选取适宜磨矿细度保证铅、锌回收率

磨矿细度试验结果如图 1 所示。结果显示,随着磨矿细度的增加,尾矿中铅和锌的损失量逐渐降低。当磨矿细度为 -0.074mm 占 80% 时,尾矿中铅的损失量降低至 10.22%、锌的损失量降低至 9.02%。继续提高磨矿细度,铅的损失量反而略有增加,锌的损失量也没有明显降低。因此,磨矿细度选择 -0.074mm 占 80% 为宜。

## 4 矿石预富集效果

矿石预富集全流程如图 2 所示,试验结果见表

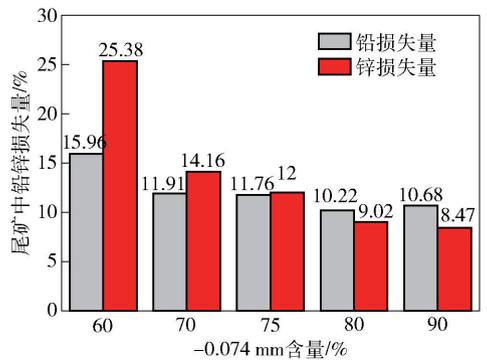


图 1 磨矿细度对尾矿中铅、锌损失量的影响

8。结果表明,通过浮选预富集可以抛除产率为 54.55% 的尾矿,尾矿中的铅、锌含量分别为 1.08% 和 1.80%,铅、锌的损失率分别为 10.88% 和 8.61%。总混合精矿即富集产品的铅品位由原矿的 5.28% 提高到 10.63%、锌品位由原矿的 11.40% 提高到 22.94%。

对所得产品中的主要杂质元素钙、镁含量进行分析,混合硫化粗精矿含 CaO 9.77%、MgO 2.59%,氧化铅粗精矿含 CaO 10.88%、MgO 2.79%,氧化锌粗精矿含 CaO 8.41%、MgO 2.57%。

## 5 结论

(1) 云南某氧化铅锌矿的铅矿物主要为白铅矿,其次为方铅矿;锌矿物主要为异极矿,其次为菱

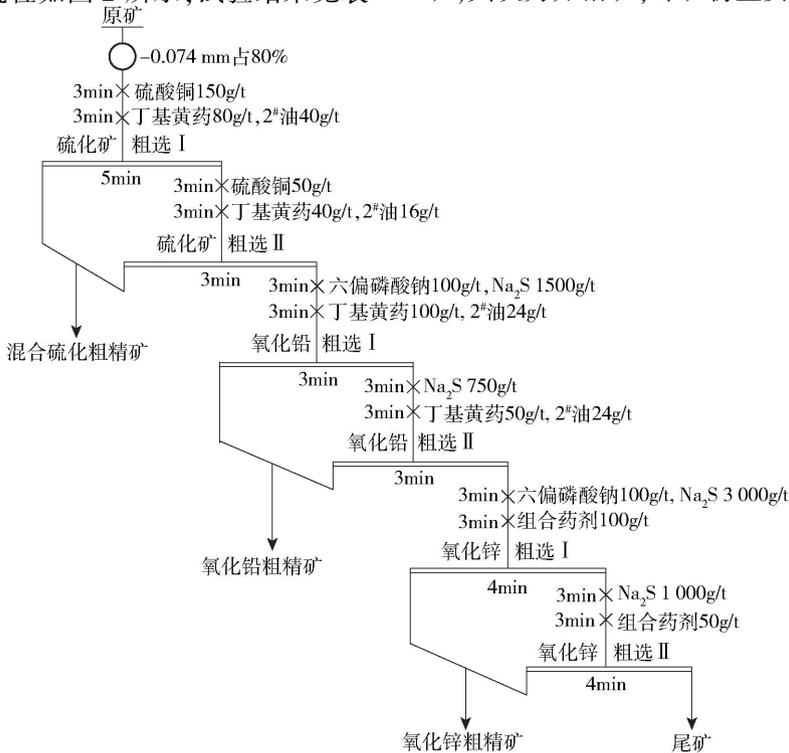


图 2 氧化铅锌矿预富集试验流程

表8 氧化铅锌矿预富集试验结果

产品名称	产率/ %	品位/%		回收率/%	
		Pb	Zn	Pb	Zn
混合硫化粗精矿	19.56	8.71	26.25	31.47	45.02
氧化铅粗精矿	9.43	28.60	5.12	49.78	4.23
氧化锌粗精矿	16.46	2.59	29.21	7.87	42.14
尾矿	54.55	1.08	1.80	10.88	8.61
原矿	100.00	5.42	11.41	100.00	100.00

锌矿和闪锌矿;脉石矿物主要为方解石和白云石。矿石氧化程度高,增加了选矿富集的难度。

(2)原矿预富集研究结果显示:添加硫酸铜可以促进闪锌矿的回收,添加六偏磷酸钠可以优化浮选环境促进氧化矿的回收,使用十二胺和丁基黄药作为组合药剂可以促进氧化锌矿物的回收,最终可以在铅、锌的损失率分别为10.88%和8.61%的前提下,抛除产率可达54.55%的尾矿。

(3)处理某些复杂氧化铅锌矿时,可从选冶联合的角度出发,在尽量保证铅、锌回收率的前提下对矿石进行预富集,富集产物再行冶炼。本次研究可为类似矿产资源的开发利用提供有益参考。

#### [参考文献]

[1] 李红侠,卫亚儒. 某微细嵌布氧化铅锌矿选矿工艺研究[J]. 中国矿山工程,2017,46(2):27-30.

- [2] 梁远琴,刘全军,赵刘闯,等. 云南某铅锌氧化矿矿石基因特性研究[J]. 昆明理工大学学报(自然科学版),2018,43(5):28-35.
- [3] 杜五星,戴惠新,何东祥,等. 氧化铅锌矿的选矿研究现状及进展[J]. 矿产综合利用,2016,(4):11-15.
- [4] 卜显忠,陈瑶. 我国氧化铅锌矿石选矿技术研究进展[J]. 金属矿山,2019,(7):118-123.
- [5] 黄超军,郭腾博,李坤,等. 氧化铅锌矿浮选法研究进展[J]. 金属矿山,2019,(9):8-14.
- [6] 于正华,肖骏,董艳红,等. 选择性絮凝浮选法处理某低品位硫氧混合铅锌矿选矿试验研究[J]. 湖南有色金属,2014,30(4):5-9.
- [7] 谭欣,李长根. 国内外氧化铅锌矿浮选研究进展(II)[J]. 国外金属矿选矿,2000,(4):2-5,10.
- [8] 谭欣,李长根. 螯合捕收剂CF对氧化铅锌矿捕收性能初探[J]. 有色金属(选矿部分),2002(4):31-36.
- [9] 石云良,刘苗华,肖金雄,等. 难选氧化铅锌矿硫化焙烧机理与浮选试验研究[J]. 有色金属(选矿部分),2013(S1):108-111.
- [10] 景满,章晓林,赵文迪,等. SXF-SAF法处理某高泥氧化铅锌矿试验研究[J]. 矿冶,2019,28(1):35-41.
- [11] 李存兄,魏昶,邓志敢,等. 氧化铅锌矿元素硫水热硫化-浮选实验研究[J]. 昆明理工大学学报(自然科学版),2013,38(2):1-6,11.