陆院沟银铅锌矿选矿试验研究*

徐启云[1]，李文军[2]，陈代雄[3]，杨建文[3]

(1.洛宁华泰矿业开发有限公司,河南 洛阳 471700;2.中国地质科学院郑州矿产综合利用研究所,河南 郑州 450006;3.湖南有色金属研究院,湖南 长沙 410100)

摘　要:紫金矿业陆院沟银铅锌矿中银品位170 g/t,伴生铅、锌品位分别为2.0%和0.8%,有用矿物主要为硫化矿,铅锌矿物嵌布粒度较细,且互含严重,试验采用"抑锌浮铅—活化选锌"的浮选工艺流程,获得了铅品位61.44%、锌品位2.23%、铅回收率83.62%的铅精矿和锌品位为44.54%、铅品位1.51%、锌回收率56.42%的锌精矿,铅精矿银品位4 665 g/t、回收率73.54%。试验为该矿山银铅锌资源的综合利用提供了技术支持。

关键词:铅锌矿;银矿;优先浮选

中图分类号:TD952.2;TD952.3　**文献标志码**:B　**文章编号**:1001-0076(2016)03-0031-04

DOI:10.13779/j.cnki.issn1001-0076.2016.03.007

Beneficiation Study of Luyuangou Ag-Pb-Zn ore

XU Qiyun[1], *LI Wenjun*[2], *CHEN Daixiong*[3], *YANG Jianwen*[3]

(1. Luoning Huatai Mining Development Co. Ltd., Luoyang 471700, Henan, China; 2. Zhengzhou Institute of Multipurpose Utilization of Mineral Resources, CAGS, Zhengzhou 450006, Henan, China; 3. Hunan Nonferrous Metal Research Institute, Changsha 410100, Hunan, China)

Abstract: Lead and zinc seriously intergrew and the granule is tinyin in Luyuangou Ag-Pb-Zn ore from Zijin Mining Group. The silver grade in this ore is 170 g/t, and grades of associated lead and zinc are respectively 2.0% and 0.8%. Using "two stage selective flotation" process, a lead concentrate with lead grade of 61.44%, zinc grade of 2.23% and lead recovery of 83.62%, and a zinc concentrate with zinc grade of 44.54%, lead grade of 1.51%, and zinc recovery of 56.42% were obtained in bench scale closed-circuit test. The lead concentrate contains 4665 g/t Ag with a recovery of 73.54%. The tests provided technical support for the subsequent development and comprehensive utilization of this polymetallic mine.

Key words: Pb-Zn ore; silver ore; selective flotation

2014年全球铅储量为8 700万t,产量为546万t,全球锌储量为2.3亿t,产量为1 330万t[1]。这其中大多数的铅、锌产出于细粒浸染的方铅矿和闪锌矿共生矿石。铅锌多金属矿尤其是低品位资源存在着铅锌分离困难、精矿质量差、铅锌回收率低等问题。对伴生方铅矿、闪锌矿并且铅锌互含严重的陆院沟银矿进行了详细的选矿试验研究,为其开发利用提供依据。

* **收稿日期**:2016-02-02

基金项目:国土资源公益性行业科研专项经费项目(201311023)

作者简介:徐启云(1982-),男,工程师,从事矿业开发及管理工作。

通讯作者:李文军(1985-),男,河南登封人,工程师,主要从事矿产综合利用研究。

万方数据

1　矿石性质

矿石中金属硫化矿主要有方铅矿和闪锌矿，极少量黄铁矿和黄铜矿，氧化矿主要有铅矾、白铅矿、菱锌矿，少量的石英、白云母等。原矿多元素分析结果见表 1，铅、锌物相分析结果分别见表 2、表 3。

表 1　原矿多元素分析结果　/%

元素	Pb	Zn	Fe	Cu	Au*	Ag*	S	As	SiO_2	Hg
含量	2.0	0.8	6.85	0.024	0.12	170	1.73	0.32	1.33	<0.01

“*”单位为 g/t。

由表 1 可知，试验样品的主要有用元素为 Ag、Pb、Zn，其含量达到了最低工业品位要求。

表 2　铅化学物相分析结果　/%

相别	方铅矿	铅矾	白铅矿	其它	合计
含量	1.6	0.2	0.1	0.1	2.0
分布率	80.0	10.0	5.0	5.0	100.0

表 3　锌化学物相分析结果　/%

相别	闪锌矿	氧化锌	其它	合计
含量	0.60	0.15	0.05	0.80
分布率	75.00	18.80	6.20	100.00

银的独立矿物主要为自然银、辉银矿、硫铜银矿和银黝铜矿，少量的金银矿和硫锑银铜矿，粒度多在 0.002 ~ 0.07 mm 之间，少量在 0.1 ~ 0.2 mm，以细粒嵌布为主，总体主要与金属硫化物（主要以方铅矿和黄铁矿）密切共生，或呈微细粒包体的形式包裹在金属硫化物中的，有少部分以细粒包体的形式存在于脉石中。

铅矿物主要以硫化矿形式存在，方铅矿主要呈不规则状嵌布在脉石矿物粒间或裂隙，部分方铅矿沿脉石矿物裂隙呈细脉状分布，还有部分方铅矿呈微细粒浸染状存在于石英等脉石矿物中。方铅矿与闪锌矿、银黝铜矿、黄铁矿密切共生，方铅矿的粒度分布范围一般为 0.01 ~ 0.04 mm，方铅矿粒度较细，约有 67.78% 集中在 0.045 mm 以下，+0.074 mm 仅占 10%。

锌矿物主要为闪锌矿，闪锌矿主要以不规则状嵌布在脉石矿物粒间，闪锌矿与方铅矿嵌布关系密切，常紧密共生，闪锌矿中经常可见方铅矿以不规则粒状产出，闪锌矿有时也呈细粒状或不规则状包裹于方铅矿中。闪锌矿的粒度较细，一般在 0.01 ~ 0.1 mm，主要集中在 0.02 ~ 0.06 mm。其中 +0.074 mm 占 28.21%。

2　试验研究

铅锌矿石选别最常用的工艺是优先浮选工艺，与混合浮选相比，虽然优先浮选的成本更高，但综合选矿—冶金的整个生产过程，则具有优势。混合浮选—铅锌分离工艺虽然也有应用，但因冶炼工艺的要求，一般经济上并不合理[2-3]。因为一般铅锌矿石中黄铁矿含量较高，采用混合浮选工艺，黄铁矿会进入到铅、锌精矿中，铁含量的增加将消耗更多燃料，同时冶炼过程中铁渣的产率也增大，也会增大锌的损失。如果考虑冶金过程的效益，采用优先浮选的效益是最大的。这是因为，有色金属与黄铁矿更好的分离已经通过两步实现，首先是方铅矿与黄铁矿的分离，而后是闪锌矿与黄铁矿的分离。在黄铁矿含量高的矿石中，混合浮选中矿浆的化学条件很难同时满足方铅矿与黄铁矿、闪锌矿与黄铁矿选择性分离的条件。事实已经证明，虽然优先浮选比混合浮选成本要高，但是得到的产品的价值已经超过多出的这部分成本[3-4]。试验选择抑铅浮锌 - 活化选锌的优先浮选流程，进行了详细的试验研究。因为含银矿物一般随着硫化物上浮，因此试验内容中不再详细探讨银的走向。

2.1　铅浮选条件试验研究

在浮铅的过程中需要减少锌的上浮，选择捕收能力稍弱的短链乙基黄药，并与 25 号黑药配合使用以提高铅回收率。以 $Na_2S + Na_2CO_3 + ZnSO_4$ 为锌抑制剂，Na_2CO_3 保持在 500 g/t，乙黄用量保持在 34 g/t，进行了磨矿细度、25 号黑药用量及硫化钠用量试验。

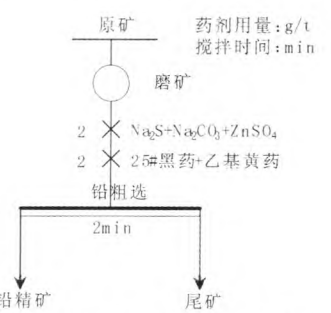

图 1　铅粗选条件试验原则流程

2.1.1　磨矿细度试验

试验条件为：$Na_2S + Na_2CO_3 + ZnSO_4$ 用量 167

万方数据

+500 +835 g/t,25 号黑药和乙黄用量 22 g/t 和 34 g/t,浮选时间 3 min,考察不同磨矿细度对选别指标的影响,试验结果见图 2。

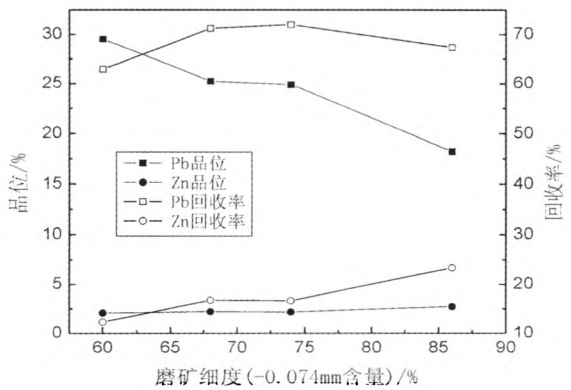

图 2　磨矿细度条件试验结果

试验结果表明,随着磨矿细度的增加,精矿铅品位逐渐降低,这与方铅矿的脆性易过磨有一定的关系,过磨后夹杂增多,品位下降;铅回收率则在增大到一定程度后逐渐下降。在 -0.074 mm 68% 时铅品位和回收率均较高,铅粗选适宜的磨矿细度为 -0.074 mm 68%。

2.1.2　25 号黑药用量试验

试验条件为:磨矿细度 -0.074 mm 68%,抑制剂 Na_2S + Na_2CO_3 + $ZnSO_4$ 用量 167 + 500 + 835 g/t,乙黄用量 34 g/t,浮选时间 3 min,考察 25 号黑药不同用量对试验指标的影响,试验结果见表图 3。

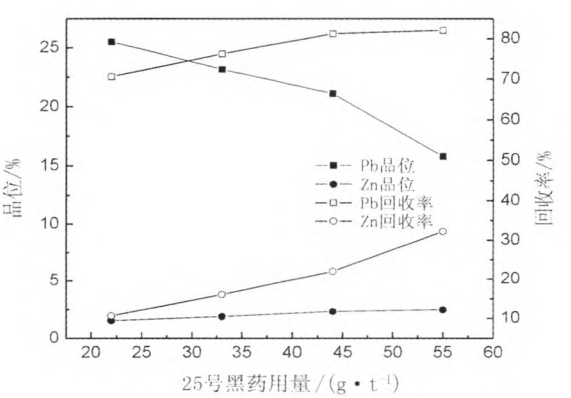

图 3　25 号黑药用量条件试验结果

试验结果表明,随着 25 号黑药用量增加,铅回收率增加,同时铅精矿中锌含量增加,25 号黑药用量增大到 44 g/t 以后,铅精矿中锌的回收率增大的趋势更加明显,25 号黑药的适宜用量为 44 g/t。

2.1.3　硫化钠用量试验

试验条件为:Na_2CO_3 + $ZnSO_4$ 用量 500 + 835 g/t,25 号黑药和乙黄用量分别 44 g/t 和 34 g/t,浮选时间为 3 min,考察硫化钠不同用量对试验指标的影响,试验结果见图 4。

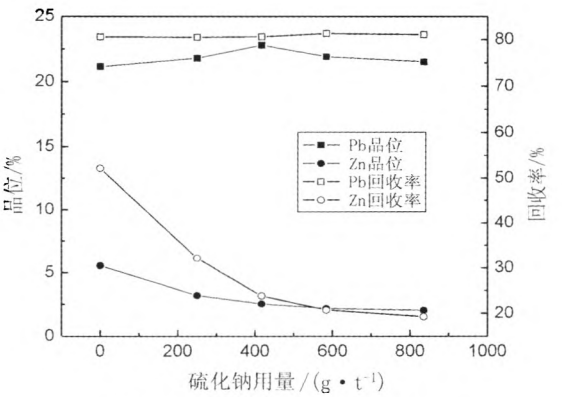

图 4　硫化钠用量条件试验结果

试验结果表明,硫化钠能与碳酸钠、硫酸锌一起协同抑制锌,从而降低铅精矿中锌含量,随着硫化钠用量增大,锌得到了显著的抑制,但硫化钠用量增大到 600 g/t 以后,抑制效果变化不大,因此硫化钠的适宜用量为 600 g/t。

2.2　锌粗选条件试验

浮铅尾矿混匀缩分后进行锌粗选条件试验,铅浮选时对锌进行了抑制,因此需要加活化剂硫酸铜对锌进行活化,捕收剂使用丁基黄药,起泡剂使用 2 号油。

2.2.1　锌浮选硫酸铜用量试验

试验条件为:丁基黄药用量 50 g/t,2 号油用量 22 g/t,考察硫酸铜不同用量对试验指标的影响,试验结果见图 5。

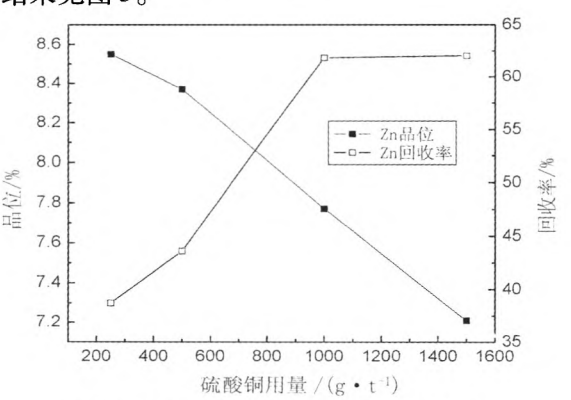

图 5　锌粗选硫酸铜用量条件试验结果

万方数据

由图 5 可以看出，随着硫酸铜用量的增大，锌回收率均明显升高，硫酸铜用量大于 1 000 g/t 之后锌品位和回收率增加已经不显著，硫酸铜的适宜用量为 1 000 g/t。

2.2.2　丁基黄药用量试验

试验条件为：硫酸铜用量 1 000 g/t，2 号油用量 22 g/t。考察丁基黄药不同用量对试验指标的影响，试验结果见图 6。

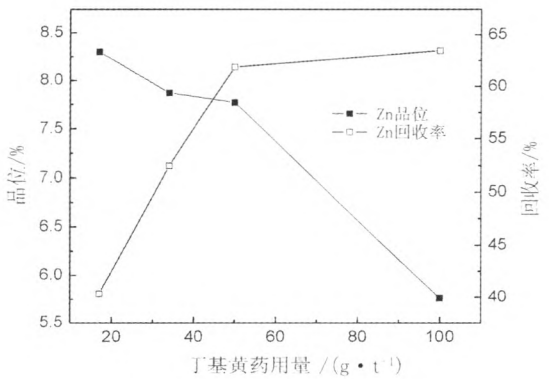

图 6　丁基黄药用量试验结果

由图 6 可以看出，随着丁基黄药用量的增加，锌回收率均明显升高，丁基黄药用量大于 50 g/t 之后锌品位和回收率增加已经不显著，适宜的丁基黄药用量为 50 g/t。

2.3　全流程闭路试验

根据条件试验确定的磨矿细度和药剂制度进行了全流程闭路试验，闭路试验采用中矿顺序返回的工艺流程，增加了铅、锌精选段数和锌扫选段数，试验工艺流程见图 7，闭路试验指标见表 4。

表 4　全流程闭路试验试验结果　　/%

产品名称	产率	品位			回收率		
		Pb	Zn	Ag*	Pb	Zn	Ag
铅精矿	2.76	61.44	2.23	4 665.00	83.62	8.10	73.54
锌精矿	0.96	1.51	44.65	513.00	0.71	56.42	2.81
尾矿	96.28	0.33	0.28	43.00	15.67	35.48	23.65
原矿	100.00	2.03	0.79	175.08	100.00	100.00	100.00

“*”单位为 g/t。

由表 4 结果可知，铅锌分离效果较好，且银主要在铅精矿中富集。

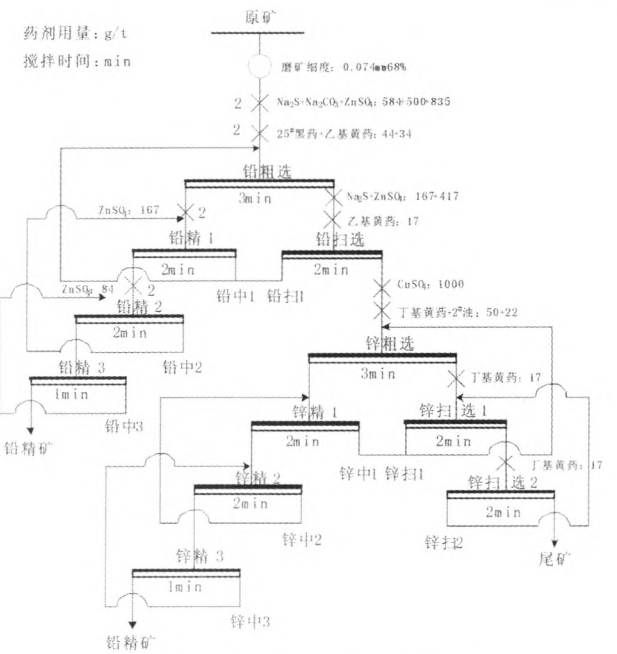

图 7　全流程闭路试验试验流程

3　结论

针对银品位 170 g/t、铅品位 2.0%、锌品位 0.8% 的多金属硫化矿，采用“抑锌浮铅—活化选锌”的工艺流程进行了选矿试验研究，全流程闭路获得了铅品位 61.44%、锌品位 2.23%、铅回收率 83.62% 的铅精矿，锌品位为 44.54%、铅品位 1.51%、锌回收率 56.42% 的锌精矿，铅精矿银品位 4 665g/t、回收率 73.54%。

参考文献：

[1] USGS. Mineral Commodity Summaries (2015), 90 - 186 [EB/OL]. (2015 - 02 - 20) [2015 - 12 - 30.]. http://minerals.usgs.gov/minerals/pubs/commodity/lead/index.html#myb.

[2] 董金海，王忠应，谢恩龙. 云南某低品位铅锌硫化矿选矿工艺研究[J]. 有色金属(选矿部分)，2014(4)：26 - 31.

[3] 高利坤，戴惠新. 铅锌选矿[M]. 北京：化学工业出版社，2015：62.

[4] Barry A. Wills. Wills' Mineral Processing Technology, Seventh Edition [M]. New York: Elsevier, 2006: 332 - 336.

万方数据