

## 某低品位铅锌矿选矿工艺研究

程倩, 王明, 万宏民, 宁新霞, 李洁

(西安西北有色地质研究院有限公司, 陕西省矿产资源综合利用工程技术研究中心,  
陕西 西安 710054)

**摘要:** 某铅锌矿石类型为磁黄铁矿铅锌矿石和黄铁矿—磁铁矿铅锌矿石, 其中金属矿物主要是闪锌矿、磁黄铁矿, 其次是黄铁矿、磁铁矿、方铅矿等, 脉石矿物为石英、方解石、长石、白云母等, 矿石中铅、锌、硫品位分别是 0.47%、2.77%、4.27%, 硫化铅占总铅的 89.52%, 氧化铅占总铅的 4.37%, 硫化锌占总锌的 97.04%, 氧化锌占总锌的 1.74%。采用“铅锌优先浮选—铅、锌粗精矿浮磁联合精选”工艺流程进行该矿石的选矿试验, 结果表明, 在磨矿细度为 -0.074 mm 75% 条件下, 经 1 粗 1 扫 3 精选铅、1 粗 1 扫 3 精选锌, 浮选精矿再经磁选, 获得铅品位 50.82%、铅回收率 62.59%、含银 343.02 g/t 的铅精矿; 锌品位 45.42%、锌回收率 79.26%、含银 12.73 g/t 的锌精矿; 磁性产品中铅品位 1.38%、铅回收率 4.19%、锌品位 11.83%、锌回收率 6.15%。

**关键词:** 铅锌矿石; 铅锌优先浮选; 浮磁联合精选

doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2021.01.010

中图分类号: TD952 文献标志码: A 文章编号: 1000-6532 (2021) 01-0065-07

我国铅锌矿资源总量大, 占世界的 1/5 以上, 但分布相对集中, 主要分布在滇西、秦岭-祁连山、内蒙狼山-大兴安岭、川滇、南岭五大成矿区。铅锌矿作为重要的有色金属矿产资源, 主要用于电气、机械、军事、化学、冶金、医药、轻工业等领域。铅锌矿资源的特点是贫矿多, 富矿少, 矿石结构构造和矿物组成复杂, 共伴生矿床多, 单一矿床少, 多以铅锌多金属矿的形式存在, 其中包含的可以回收利用的有用元素或有用矿物包括铜、锡、铋、金、银、镓、镉、锗、重晶石、萤石等, 回收利用这些元素可以有效地提高我国铅锌矿床的经济价值和利用价值, 因此在开采时应尽可能的考虑综合回收有用矿物, 使资源得到充分利用<sup>[1-3]</sup>。我国铅锌矿资源的特点决定了我国铅锌选矿以浮选为主, 并且多金属及伴生金属的综合回收决定了选矿工艺流程的复杂性。根据铅锌矿石的性质

及其伴生组分的特点, 目前常用的浮选工艺包括优先浮选流程、等可浮选流程、混合浮选流程等<sup>[4-7]</sup>。

该矿石自然类型为磁黄铁矿铅锌矿是和黄铁矿—磁铁矿铅锌矿石, 矿石工业类型为多金属原生矿石。矿石性质复杂, 铅锌关系紧密, 本研究旨在通过试验确定其高效的开发利用工艺。

### 1 矿石性质

#### 1.1 矿石物质组成

矿石中主要回收的目的矿物是闪锌矿, 其次是方铅矿。其他金属矿物为磁黄铁矿、黄铁矿、磁铁矿、毒砂、黄铜矿、褐铁矿和红砷镍矿等。非金属矿物为石英、角闪石、黑云母、石榴子石、绿泥石、方解石、长石、白云母。原矿多元素分析结果见表 1, 铅、锌化学物相分析结果见表 2, 粒度组成见表 3。

收稿日期: 2019-10-14; 改回日期: 2019-12-03

作者简介: 程倩 (1991-), 女, 工程师, 硕士研究生。

表 1 原矿主要化学成分分析结果 /%

Table 1 Main chemical analysis results of the raw ore

Pb	Zn	Cu	S	TFe	Mn	Co	Au*	Ag*	CaO	MgO	TiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	烧失量
0.47	2.77	0.012	4.27	10.65	1.82	0.002	0.16	4.40	6.29	1.88	0.29	6.27	56.34	0.98

\* 单位为 g/t。

表 2 铅、锌物相分析结果

Table 2 Lead and Zinc phase analysis results

名称	铅物相				锌物相			
	硫化相	氧化相	结合相	相和	硫化相	氧化相	结合相	相和
含量 /%	0.41	0.012	0.028	0.458	2.62	0.047	0.033	2.70
分布率 /%	89.52	4.37	6.11	100.00	97.04	1.74	1.22	100.00

表 3 物料的粒度组成特性

Table 3 Particle size composition characteristics of material

粒级 / μm	产率 /%	品位 /%		占有率 /%	
		Pb	Zn	Pb	Zn
+74	24.56	0.36	2.04	19.55	18.41
-74+38	32.46	0.50	2.94	35.89	5.06
-38+19	24.12	0.62	3.38	33.10	29.98
-19+10	8.77	0.20	2.42	3.87	7.80
-10	10.09	0.34	2.36	7.59	8.75
合计	100.00	0.45	2.72	100.00	100.00

从表 1 ~ 2 可知，矿石中具有回收价值的元素为铅、锌，硫、银达到伴生综合利用指标，可综合回收。该矿属低铅高锌硫化矿，铅锌比达到了 1 : 5.9，明显高于我国目前开采的矿床铅锌比 1 : 2.5，这将给选矿分离增加难度，且铅矿物氧化率较高，将会影响铅的回收率。

从表 3 可以看出，铅矿物和锌矿物嵌布粒度均为微细，-74 μm 分别为 80.45%、81.59%，是影响回收率的主要原因。

方铅矿在矿石中含量较低，主要呈浸染状分布于纹层 - 条带状铅锌矿石，在粒度较粗的闪锌矿及磁黄铁矿 - 闪锌矿纹层 - 条带中，特别在重结晶、交代作用较强烈的部位，分布较多，有定向排列的特征，方铅矿大多数与闪锌矿连生于脉石矿物中，或单独浸染于脉石矿物中；其次与磁黄铁矿连生或者与磁黄铁矿、闪锌矿三者连生于脉石中，少数分布于闪锌矿、黄铁矿中，以半规则连生为主。

闪锌矿以两种类型存在于矿石中，一种是铁闪锌矿，颜色较深，主要分布于条纹一条带状铅

锌矿石、稠密浸染状铅锌矿石中；另一种是闪锌矿，含铁较低，矿物颜色较浅，主要分布于稀疏斑点状、浸染状铅锌矿石中。

该矿石闪锌矿普遍含铁，由于方铅矿、闪锌矿与磁黄铁矿的关系较为密切，同时部分磁铁矿的可浮性较好，故方铅矿、闪锌矿与磁黄铁矿的分离是本次实验的关键。

## 2 选矿实验研究

方铅矿和闪锌矿是主要的目的矿物。根据矿物浮选特性，确定采用“铅锌优先浮选—铅、锌粗精矿浮磁联合精选”工艺流程。

### 2.1 铅浮选实验

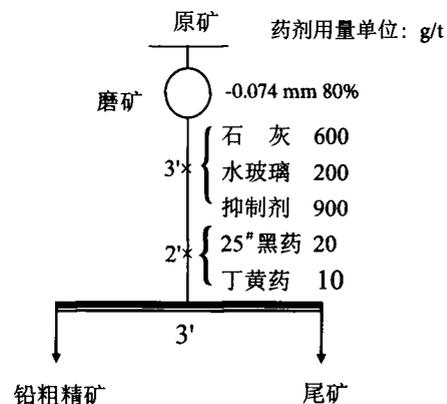


图 1 铅浮选实验流程

Fig. 1 Lead flotation test flow chart

#### 2.1.1 磨矿细度实验 (矿浆温度 18℃)

磨矿细度是有用矿物单体解离后与脉石矿物分离的前提，磨矿细度不够，有用矿物没有充分解离，无法进行有效分选；磨矿细度过细，则会

产生大量矿泥，影响精矿质量的提高，实验结果见图2。

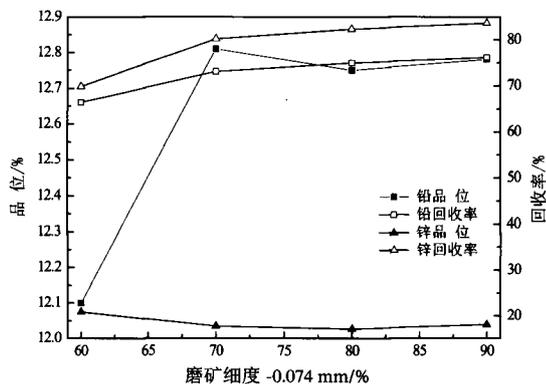


图2 磨矿细度实验结果  
Fig.2 Test results of grinding fineness

图2结果表明，随着磨矿细度增加，铅锌互含现象逐渐降低，铅锌回收率逐渐提高，磨矿细度越细铅锌分离效果越好。说明该矿石方铅矿与闪锌矿均较细。综合考虑，确定磨矿细度为-0.074 mm 80%。

### 2.1.2 锌抑制剂种类及用量实验

对于铅锌矿石的分离，选取适宜的锌矿物抑制剂是至关重要的，这是铅锌矿石分离的必要条件，结果见表4。

表4 锌抑制剂种类试验结果  
Table 4 Test results of species of zinc inhibitors

锌抑制剂 (g·t <sup>-1</sup> )	产品名称	产率 /%	品位 /%		回收率 /%	
			Pb	Zn	Pb	Zn
硫酸锌 1000	铅粗精矿	7.10	5.25	6.53	78.48	15.80
	尾矿	92.90	0.11	2.66	21.52	84.20
pH 值 6.6	原矿	100.00	0.47	2.93	100.00	100.00
	石灰 800	6.00	5.11	4.59	62.46	9.41
硫酸锌 1000	尾矿	94.00	0.20	2.82	37.54	90.59
	pH 值 10.5	原矿	100.00	0.49	2.93	100.00
硫酸锌 1000	铅粗精矿	5.00	5.58	4.69	57.17	8.10
	尾矿	95.00	0.22	2.80	42.83	91.90
亚硫酸钠 300	原矿	100.00	0.49	2.89	100.00	100.00
	石灰 500	5.60	6.03	4.48	70.46	8.67
硫酸锌 1000	尾矿	94.40	0.15	2.80	29.54	91.33
	碳酸钠 1000	原矿	100.00	0.48	2.89	100.00

表4表明，①亚硫酸钠对方铅矿抑制作用较强。②石灰对方铅矿抑制作用也较强，尤其是在pH值大于10以后，因此认为使用硫酸锌作为锌矿物抑制剂较为合适。

硫酸锌是闪锌矿的抑制剂，通常在碱性条件下有抑制作用，硫酸锌用量实验结果见图3。

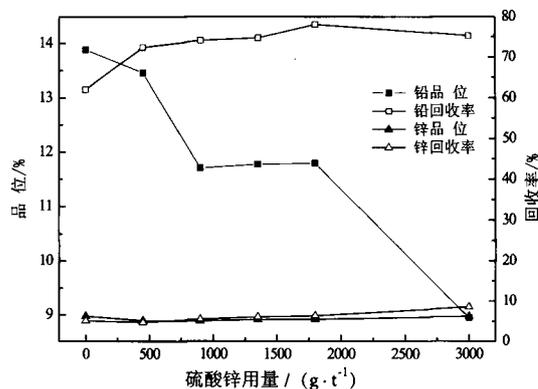


图3 硫酸锌用量实验结果  
Fig.3 Test results of dosage of ZnSO<sub>4</sub>

图3结果表明，添加少量硫酸锌有较强的抑制作用，且对方铅矿的上浮有利，但当硫酸锌用量超过900 g/t，硫酸锌用量增加，粗精矿含锌反而稍微增加，故确定硫酸锌用量900 g/t为宜。

### 2.1.3 石灰用量实验

石灰是铅锌矿石选矿中常用的pH值调整剂，且是磁黄铁矿、黄铁矿的抑制剂，本研究中采用25#黑药、丁黄药为捕收剂，考察了不同石灰用量对浮选指标的影响，实验结果见图4。

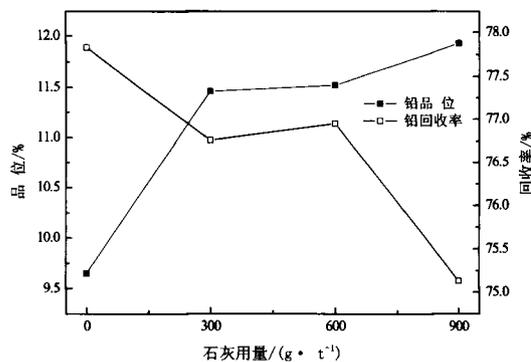


图4 石灰用量实验结果

Fig.4 Test results of dosage of lime

图4结果表明，随着石灰用量的增加，粗精矿铅品位呈上升趋势，含锌呈下降趋势，但当石灰用量较大时尾矿中铅品位稍有提高，综合考虑，确定石灰用量600 g/t为宜。

### 2.1.4 25#黑药用量实验

在硫化矿浮选过程中，黑药应用较广泛，它

是仅次于黄药的捕收剂，具有选择性高、稳定性好等特点，因此选择 25# 黑药为铅捕收剂，实验结果见图 5。

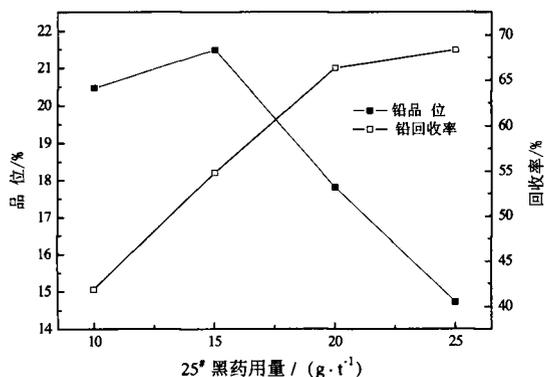


图 5 25# 黑药用量实验结果

Fig. 5 Test results of dosage of 25# aerofloat

图 5 结果表明，随着 25# 黑药用量增加，铅回收率呈上升趋势，但当 25# 黑药用量大于 20 g/t 时，铅回收率增加幅度变缓，故确定 25# 黑药用量 20 g/t 为宜。

### 2.1.5 分散剂水玻璃用量实验

水玻璃是浮选中最常使用的抑制剂，铅粗选时加入水玻璃，对石英、硅酸盐类矿物以及铝硅酸盐矿物有很好的抑制作用。水玻璃用量实验结果见图 6。

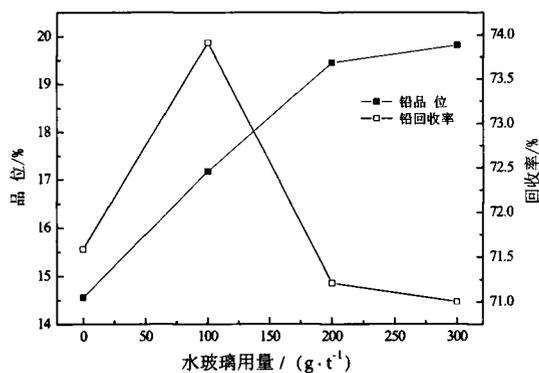


图 6 水玻璃用量实验结果

Fig. 6 Test results of dosage of water glass

图 6 结果表明，随着水玻璃用量增加，铅粗精矿品位呈上升趋势，而铅回收率基本保持不变，当水玻璃用量大于 200 g/t 时，铅品位上升幅度减小，故确定水玻璃用量 200 g/t 为宜。

### 2.1.6 丁黄药用量实验

丁基钠黄药是一种捕收能力较强的浮选药剂，它广泛应用于各种有色金属硫化矿的混合浮选中。丁黄药用量实验结果见图 7。

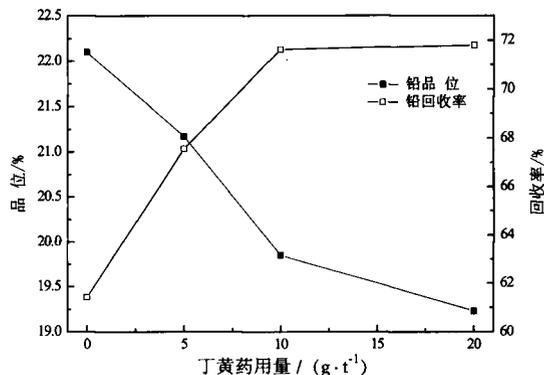


图 7 丁黄药用量实验结果

Fig. 7 Test results of dosage of butyl xanthate

图 7 结果表明，随着丁黄药用量增加，铅粗精矿品位虽稍有下降，但铅回收率上升幅度较大，当丁黄药用量达 10 g/t 时，二者基本趋于平稳，故确定丁黄药用量 10 g/t 为宜。

## 2.2 锌浮选条件实验

### 2.2.1 锌粗选硫酸铜用量实验

硫酸铜是常见的闪锌矿活化剂，硫酸铜用量实验结果见图 9。

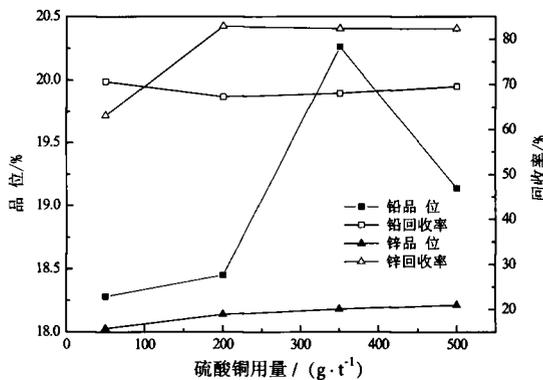


图 9 硫酸铜用量实验结果

Fig. 9 Test results of dosage of CuSO<sub>4</sub>

图 9 结果表明，随着硫酸铜用量增加，锌回收率呈上升趋势，当硫酸铜用量大于 200 g/t 时，锌回收率基本不变，故确定硫酸铜用量 200 g/t 为宜。

### 2.2.2 丁黄药用量实验

丁黄药是闪锌矿最常用的捕收剂，其用量实验结果见图 10。

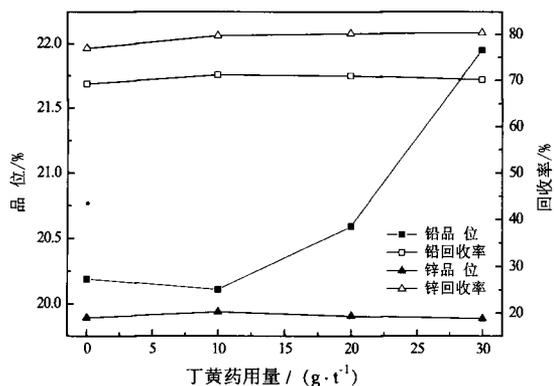


图 10 丁黄药用量实验结果

Fig. 10 Test results of dosage of butyl xanthate

图 10 结果表明，随着丁黄药用量增加，锌回收率呈上升趋势，但当丁黄药用量大于 10 g/t 时，锌回收率上升幅度缓慢，故确定丁黄药用量 10 g/t 为宜。

### 2.2.3 锌精选石灰用量实验

尽管锌粗选段 pH 值 > 12，但还有部分可选性尚好的黄铁矿和磁黄铁矿上浮，因此进行锌精选石灰用量以得到合格锌精矿十分必要。石灰用量结果见图 11。

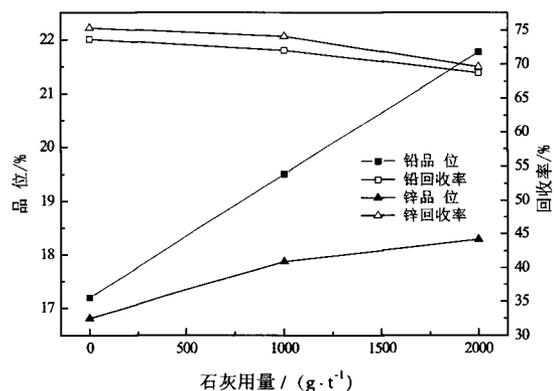


图 11 锌精选石灰用量实验结果

Fig. 11 Test results of dosage of lime for zinc cleaning separation

图 11 表明，随着石灰用量增加，锌精矿品位逐步提高，但磁性产品含锌也升高，即锌损失增大，综合考虑确定锌精选石灰用量 1000 g/t 为宜。

### 2.2.4 磁感应强度对比实验

磁选是在不均匀磁场中利用矿物之间的磁性差异而使不同矿物实现分离的一种选矿方法，当

用重选和浮选不能得到最终精矿时，可用磁选结合其他方法进行分选。磁选 - 浮选流程实验只进行磁感应强度对比实验，浮选条件及流程完全参照铅锌优先浮选 - 铅、锌粗精矿浮磁联合精选。磁感应强度对比实验结果见表 5。

表 5 磁感应强度对比实验结果

Table 5 Test results of magnetic induction strength comparison

磁感应强度 / (kA·A <sup>-1</sup> S <sup>-1</sup> )	产品名称	产率 / %	品位 / %		回收率 / %	
			Pb	Zn	Pb	Zn
0.08	铅粗精矿	1.75	18.44	7.09	70.12	4.51
	铅中矿	1.45	2.85	7.77	8.97	4.09
	锌精矿	4.45	0.17	42.45	1.65	68.54
	磁性产品	1.20	0.11	5.22	0.28	2.27
	锌中矿 2	1.40	0.39	10.76	1.20	5.46
	锌中矿 1	3.25	0.28	2.45	1.98	2.89
	尾矿	86.50	0.084	0.39	15.80	12.24
	原矿	100.00	0.46	2.76	100.00	100.00
	铅粗精矿	1.50	22.29	7.12	69.26	3.88
	铅中矿	1.35	3.56	8.54	9.96	4.19
0.12	锌精矿	4.00	0.21	44.46	1.74	64.65
	磁性产品	1.15	0.13	6.75	0.31	2.82
	锌中矿 2	1.40	0.44	13.73	1.29	6.99
	锌中矿 1	3.45	0.32	3.07	2.28	.85
	尾矿	87.15	0.084	0.43	15.16	13.62
	原矿	100.00	0.48	2.75	100.00	100.00
	铅粗精矿	1.70	19.95	6.88	69.58	4.21
	铅中矿	1.55	3.15	8.15	10.01	4.55
	锌精矿	4.10	0.21	44.52	1.76	65.72
	磁性产品	1.40	0.13	6.69	0.37	3.37
0.16	锌中矿 2	1.40	0.39	11.56	1.13	5.83
	锌中矿 1	3.50	0.29	2.83	2.09	3.57
	尾矿	86.35	0.085	0.41	15.06	12.75
	原矿	100.00	0.49	2.78	100.00	100.00

表 6 结果表明，磁感应强度的变化对磁性产品中铅和锌的含量及磁性产品的指标影响不大，故确定磁感应强度 0.12kA/A·S 进行下步实验。

### 2.3 锌精矿磁选

从浮选实验结果可以看出，该矿石很难得到锌品位大于 40% 的锌精矿，原因是该矿石磁黄铁矿含量较高，且磁黄铁矿浮游活性也高，因此在优先浮选流程中增加磁选作业，以提高锌精矿品位。

### 2.4 实验室小型闭路实验

在开路磁选实验的基础上，对该矿进行了

浮选-浮磁联合精选闭路试验, 工艺闭路流程为铅一粗一扫三精, 选铅尾矿选锌, 锌一粗一扫三精,

浮选精矿再经磁选最终得到铅精矿和锌精矿。闭路流程及药剂用量见图 12, 实验结果见表 6。

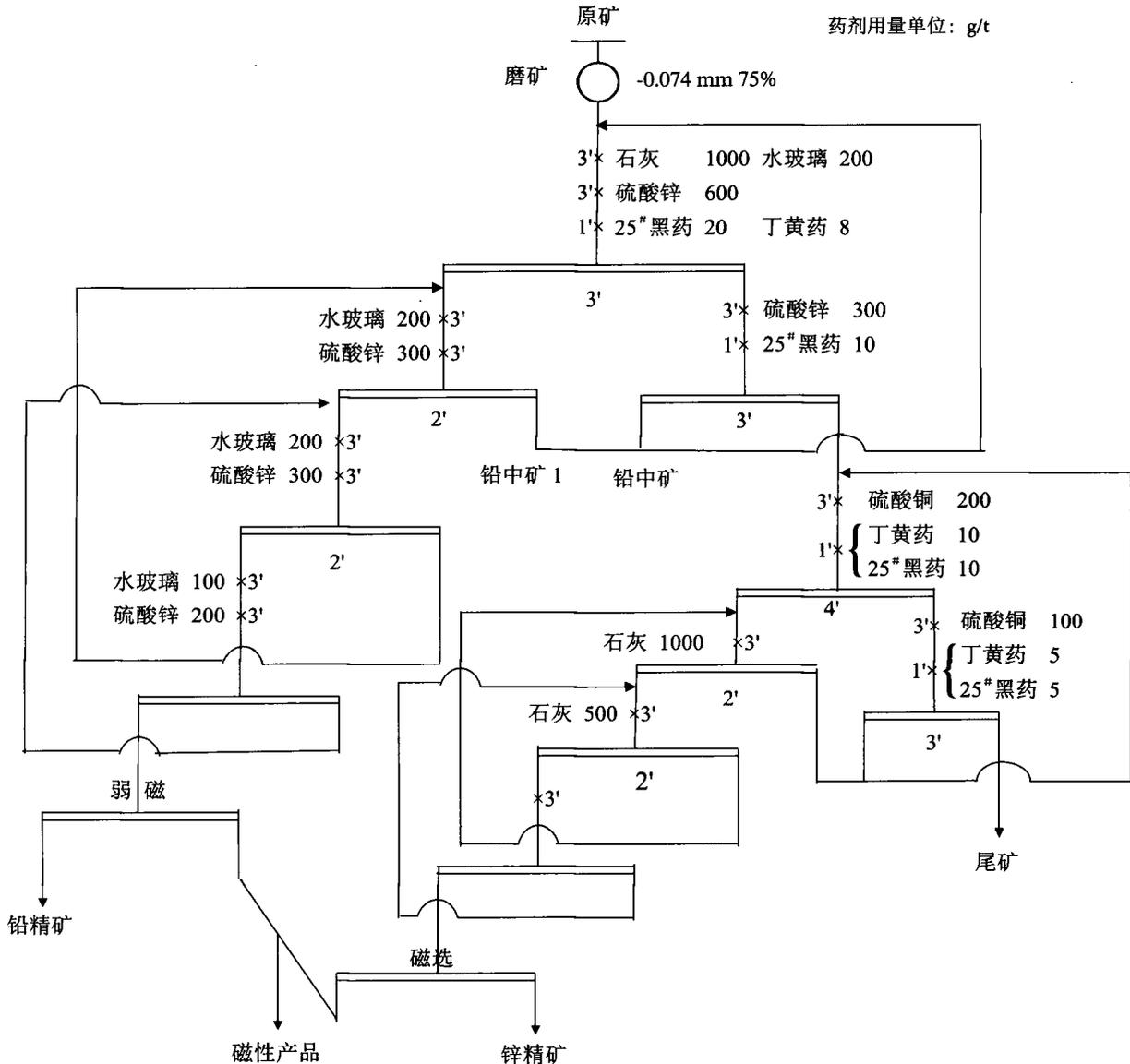


图 12 浮磁联合精选闭路实验流程

Fig. 12 Flow chart of closed-circuit test of flotation-magnetic combined separation

表 6 磁选-优先浮选闭路实验结果

Table 6 Results of closed-circuit test of magnetic-priority flotation

产品名称	产率 /%	品位 /%		回收率 /%	
		Pb	Zn	Pb	Zn
铅精矿	0.59	50.82	6.35	62.59	1.34
锌精矿	4.90	0.97	45.42	9.92	79.26
磁性产品	1.46	1.38	11.83	4.19	6.15
尾矿	93.05	0.12	0.40	23.30	13.25
原矿	100.00	0.48	2.81	100.00	100.00

### 3 结语

(1) 该矿多元素分析结果表明, 原矿含铅 0.47%、含锌 2.77%, 伴生有金、银等贵金属矿物, 属复杂多金属矿共存的硫化矿。

(2) 对矿石中的铅、锌矿物分别进行了物相分析, 结果表明, 矿石中铅、锌矿物主要是硫化

矿物。

(3) 根据矿石性质, 制定“铅锌优先浮选-铅、锌粗精矿浮磁联合精选”的实验研究工艺流程, 在磨矿细度为-0.074 mm 75%条件下, 1粗1扫3精选铅, 选铅尾矿选锌, 1粗1扫3精选锌, 浮选精矿再经磁选, 得到铅品位50.82%、铅回收率62.59%、含银343.02 g/t的铅精矿; 锌品位45.42%、锌回收率79.26%、含银12.73 g/t的锌精矿; 磁性产品中铅品位1.38%、铅回收率4.19%、锌品位11.83%、锌回收率6.15%。

### 参考文献:

- [1] 雷力, 周兴龙, 文书明, 等. 我国铅锌矿资源特点及开发利用现状 [J]. 现代矿业, 2007, 23(9):1-4.  
LEI L, ZHOU X L, WEN S M, et al. Characteristics and development and utilization status of lead-zinc mineral resources in China [J]. Modern Mining, 2007, 23(9):1-4.
- [2] 刘红召, 杨卉芃, 冯安生. 全球锌矿资源分布及开发利用 [J]. 矿产保护与利用, 2017(1):113-118.  
LIU H Z, YANG H P, FENG A S. Distribution and development and utilization of zinc resources in the world [J]. Mineral Protection and Utilization, 2017(1):113-118.
- [3] 陈喜峰, 彭润民. 中国铅锌矿资源形势及可持续发展对策 [J]. 有色金属工程, 2008, 60(3):129-132.  
CHEN X F, PENG R M. Situation of Lead-zinc resources in China and Countermeasures for Sustainable Development [J]. Nonferrous Metal Engineering, 2008, 60(3):129-132.
- [4] 尚衍波, 陈经华, 何发钰. 中国铅锌选矿技术新进展 [J]. 中国铅锌, 2016(5):35-47.  
SHANG Y B, CHEN J H, HE F Y. New progress of lead-zinc beneficiation technology in China [J]. Lead and Zinc of China, 2016(5):35-47.
- [5] 陈旭波, 朴永超, 周高云, 等. 某铅锌多金属硫化矿选矿试验研究 [J]. 中国矿业, 2018(s1).  
CHEN X B, PU Y C, ZHOU G Y, et al. Experimental study on mineral processing of a lead - zinc polymetallic sulfide mine [J]. China Mining, 2018(S1).
- [6] 耿伟利, 罗天明, 郭文军. 我国细粒铅锌矿浮选技术现状及发展 [J]. 金属矿山, 2015, 44(3):116-119.  
GENG W L, LUO T M, GUO W J. Current status and development of flotation technology for fine lead-zinc deposits in China [J]. Metal Mines, 2015, 44(3):116-119.
- [7] 敖顺福, 王春光, 胡红喜, 等. 某含银低品位铅锌矿石选矿试验研究 [J]. 有色金属 (选矿部分), 2019(4):32-39.  
AO S F, WANG C G, HU H X, et al. Experimental study on ore dressing of a low grade lead and zinc ore containing silver [J]. Nonferrous metals: Mineral processing, 2019(4):32-39.

## Study on Mineral Processing Technology for a Low-grade Lead-zinc Ore

Cheng Qian, Wang Ming, Wan Hongmin, Ning Xinxia, Li Jie

(Xi'an Northwest Geological Institute of Nonferrous Metals Co., Ltd., Engineering & Technology Center for Comprehensive Utilization of Mineral Resource of Shaanxi Province, Xi'an, Shaanxi, China)

**Abstract:** The type of a lead-zinc ore is pyrrhotite and pyrite-magnetite lead-zinc ore, among which the metal minerals are mainly sphalerite and pyrrhotite, followed by pyrite, magnetite, galena, etc., and gangue minerals are quartz, calcite, feldspar, muscovite, etc. The grades of lead, zinc and sulfur in ore are 0.47%, 2.77% and 4.27%, respectively. Lead sulfide accounts for 89.52% of total lead, lead oxide 4.37%, zinc sulfide 97.04%, and zinc oxide 1.74%. The ore dressing test of the ore is carried out by the process of "lead-zinc preferential floatation and flotation-magnetic combined separation of lead and zinc coarse concentrate". The results show when the ore grinding fineness is -0.074 mm accounting for 75%, by one roughing one cleaning three scavenging lead concentration, one roughing one cleaning three scavenging zinc concentration process, and flotating concentrate by magnetic separation, the lead concentrate with lead grade of 50.82%, recovery of 62.59% and silver content of 343.02 g/t, zinc concentrate with zinc grade of 45.42%, recovery of 79.26% and silver content of 12.73 g/t, and lead grade of 1.38%, recovery of 4.19%, zinc grade of 11.83%, recovery of 6.15% in the magnetic products are obtained.

**Keywords:** Lead-zinc ore; Lead-zinc preferential floatation; Floating-magnetic combined separation