

## 青海某复杂铜铅锌多金属矿的选矿实验

敖顺福<sup>1</sup>, 朱超<sup>1</sup>, 陈昌才<sup>1</sup>, 赵华科<sup>2</sup>, 王存柱<sup>1</sup>, 汪先道<sup>1</sup>, 郎召有<sup>1</sup>

(1. 云南驰宏锌锗股份有限公司, 云南 曲靖 655011; 2. 青海鸿鑫矿业有限公司, 青海 格尔木 816000)

**摘要:** 青海某铜铅锌多金属矿, 矿石性质复杂, 铜铅锌含量低, 硫含量高, 易泥化脉石含量高, 选矿难度大。为实现矿石中 useful 矿物的高效选别回收, 采用铜铅混合/分离浮选-硫浮选-锌浮选的工艺流程, 在原矿含铜 0.10%、铅 0.31%、锌 0.40% 及硫 21.58% 的情况下, 闭路实验获得了铜品位 13.96%、回收率 74.86% 的铜精矿, 硫品位 38.25%、回收率 90.24% 的硫精矿, 并富集产出铅品位 17.85%、回收率 78.84% 的低品位铅精矿, 锌品位 15.45%、回收率 67.75% 的低品位锌精矿。实现了矿石中各有价元素的选别分离回收。

**关键词:** 多金属矿; 硫化铜铅锌矿; 低品位; 选矿; 部分混合分离浮选; 综合回收

doi:10.12476/kczhly.202301160019

中图分类号: TD952 文献标志码: A 文章编号: 1000-6532 (2025) 03-0171-09

**引用格式:** 敖顺福, 朱超, 陈昌才, 等. 青海某复杂铜铅锌多金属矿的选矿实验[J]. 矿产综合利用, 2025, 46(3): 171-179.

AO Shunfu, ZHU Chao, CHEN Changcai, et al. Investigation on beneficiation of a complex copper-lead-zinc polymetallic ore in Qinghai[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2025, 46(3): 171-179.

人类文明的发展史与人类开发利用矿产资源息息相关, 其中铜铅锌等有色金属矿产资源开发利用历史悠久, 并被广泛应用在国民经济各领域中, 且具有不可替代的地位。铜铅锌极少以单一金属矿的形式出现, 常以铅锌矿、铜锌矿及铜铅锌矿等形式出现, 其中铜铅锌矿是最为复杂且难选的矿产资源之一。铜铅锌多金属硫化矿, 由于金属种类多、矿物组成复杂、嵌布关系密切及可浮性交错等, 导致选矿流程繁长、浮选药剂种类多、精矿互含高及金属回收率低等, 矿石中各有价组分的高效分离及综合回收一直是选矿研究的热点和难点<sup>[1-4]</sup>。青海某铅锌多金属矿 2 500 t/d 选矿厂建成投产以来, 随着工艺流程、选矿设备、浮选药剂制度等的优化, 选矿指标稳步提

升, 但新矿体的勘探揭露, 矿石性质发生较大改变, 矿石中铅和锌品位下降及铜和硫品位上升, 尤其是硫主要以磁黄铁矿形式存在, 增加了矿石选别分离难度。为充分掌握新矿体矿石的可选性, 进行了矿石性质及选矿实验研究。

### 1 原矿性质

矿石的化学多元素分析结果见表 1。从表 1 可知, 矿石中可供选矿回收的主要元素为硫, 含量为 21.53%; 铜含量为 0.11%, 可综合回收利用; 铅含量为 0.31%、锌含量为 0.40%, 可在选矿中进行富集; 银含量为 7.00 g/t, 由于含量太低, 不适合单独分选, 宜随载体矿物进行选矿富集。

表 1 原矿多元素分析结果/%

Table 1 Multi-elemental analysis of the raw ore

S	Fe	Cu	Pb	Zn	Ag <sup>*</sup>	As	C	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	K <sub>2</sub> O	TiO <sub>2</sub>	Mn
21.53	39.76	0.11	0.31	0.40	7.00	0.04	1.34	14.50	4.57	6.16	0.55	0.21	0.13	0.33

\*单位为g/t。

收稿日期: 2023-01-16

作者简介: 敖顺福 (1982-), 男, 高级工程师, 主要从事选矿研究工作。

矿石矿物组成及相对含量分析结果见表 2。从表 2 可知, 矿石的组成矿物种类较复杂, 以硫化矿物为主, 金属硫化矿物主要为磁黄铁矿, 其次为黄铁矿, 以及少量的闪锌矿、方铅矿、黄铜矿及毒砂等。脉石矿物主要为钙铁辉石、方解石、白云石及鲕绿泥石, 其次为白云母、绿帘石、钙铁榴石及铁铝榴石等。矿石中 useful 矿物磁黄铁矿含量高达 50.76%, 磁黄铁矿晶体结构复杂, 具有多种晶型, 使得磁黄铁矿磁性强弱不等和可浮性

变化较大, 且磁黄铁矿易泥化和易氧化, 导致磁黄铁矿与黄铜矿、方铅矿及闪锌矿选矿分离较为困难, 影响精矿互含<sup>[5-8]</sup>; 方铅矿和闪锌矿的矿物含量分别为 0.50% 和 0.60%, 由于含量太低及矿石中磁黄铁矿含量高的叠加影响, 难以选矿富集产出合格精矿产品。脉石矿物中鲕绿泥石、白云母、高岭石、白云石及方解石等矿物含量高, 约 18.20%, 这些矿物硬度低易过磨泥化, 会进一步恶化选矿过程, 影响精矿质量及选矿回收率<sup>[9-11]</sup>。

表 2 原矿矿物组成分析结果/%  
Table 2 Mineral composition of the raw ore

磁黄铁矿	黄铁矿	闪锌矿	方铅矿	黄铜矿	毒砂	赤、褐铁矿	石英
50.76	2.21	0.69	0.50	0.32	0.09	0.72	6.25
方解石	白云石	菱铁矿	钙铁辉石	鲕绿泥石	白云母	高岭石	绿帘石
5.06	4.15	1.67	5.87	4.05	3.64	1.30	3.17
钙铁榴石	铁铝榴石	高温钠长石	钙铝榴石	铁橄榄石	黑柱石	黄玉	其他
3.43	2.18	0.65	0.73	0.40	0.84	0.97	0.35

## 2 选矿实验流程的制定

多金属硫化矿选矿以浮选为主, 选矿原则流程主要有优先浮选流程、混合浮选流程、部分混合分离浮选流程及等可浮浮选流程等, 应用合适的工艺流程才能实现矿石中有用矿物的高效选别分离。矿石的矿物组成是制定选矿原则流程的重要因素之一, 黄铜矿是矿石中的高价值矿物, 硫化铁矿物磁黄铁矿、黄铁矿含量高, 但为廉价矿物, 且选矿产出的硫精矿产品销售受区域及运输费用制约, 按照浮高抑低原则, 宜优先浮选黄铜矿再选磁黄铁矿和黄铁矿。另一方面, 黄铜矿含量少, 黄铜矿与磁黄铁矿和黄铁矿含量之和的比值为 1:166, 且黄铜矿可浮性好, 按照浮少抑多降低精矿互含, 也宜优先浮选黄铜矿再选磁黄铁矿和黄铁矿。矿石中的方铅矿含量略高于黄铜矿, 且方铅矿也具有很好的天然可浮性, 是最易浮的硫化矿物之一, 难以抑制且抑制后不易活化, 因此采用黄铜矿与方铅矿混合/分离浮选流程进行选矿。在此类型的铜铅锌多金属硫化矿选矿中, 迪庆铜铅锌硫化矿、会理锌矿及天宝山铜铅锌多金属矿均采用铜铅混合/分离浮选流程, 并取得较好的选矿指标<sup>[12-14]</sup>。混合浮选尾矿中的硫化铁矿物磁黄铁矿、黄铁矿, 虽然可采用磁选回收磁黄铁矿再浮选回收黄铁矿, 但磁选后的矿浆浓度低, 后

续的选别作业前还需增加浓缩作业提高矿浆浓度, 会使得工艺流程复杂、选矿设备种类增多及占用场地增加, 且当地所处的高海拔高寒环境防冻保温成本高, 因此对磁黄铁矿、黄铁矿均采用浮选回收。选硫尾矿再浮选回收闪锌矿。

## 3 选矿实验

### 3.1 铜铅混合浮选实验

#### 3.1.1 抑制剂种类影响

黄铜矿、方铅矿混合浮选过程中对磁黄铁矿和黄铁矿的选择性抑制是先决条件, 抑制剂的选择十分关键。在磨矿细度-0.074 mm 80%, 捕收剂 Z-200 用量为 30 g/t, 起泡剂松醇油用量为 20 g/t 进行铜铅混合浮选氧化钙、氧化钙+亚硫酸钠、亚硫酸钠及焦亚硫酸钠的抑制剂种类对比实验, 实验结果见表 3。

从表 3 可知, 氧化钙、氧化钙+亚硫酸钠作为硫化铁矿物抑制剂, 混合精矿的铜回收率分别达到 81.58%、82.97%, 但氧化钙+亚硫酸钠作为硫化铁矿物抑制剂混合精矿铅回收率仅 49.31%; 亚硫酸钠、焦亚硫酸钠作为硫化铁矿物抑制剂混合精矿的铜回收率均较低, 分别为 48.36%、51.86%。因此, 选择氧化钙作为硫化铁矿物抑制剂。

#### 3.1.2 抑制剂用量实验

在磨矿细度-0.074 mm 80%, 捕收剂 Z-200 用

表3 抑制剂种类实验结果  
Table 3 Test results of inhibitor types

抑制剂种类及用量/(g/t)	产品名称	产率/%	品位/%			回收率/%		
			Cu	Pb	S	Cu	Pb	S
氧化钙 2 000	混合精矿	3.88	2.03	6.18	29.24	81.58	83.64	5.22
	尾矿	96.12	0.02	0.05	21.42	18.42	16.36	94.78
	原矿	100.00	0.10	0.29	21.72	100.00	100.00	100.00
氧化钙 1 000亚硫酸钠 1 000	混合精矿	2.51	3.18	5.54	27.45	82.97	49.31	3.19
	尾矿	97.49	0.02	0.15	21.46	17.03	50.69	96.81
	原矿	100.00	0.10	0.28	21.61	100.00	100.00	100.00
亚硫酸钠 2 000	混合精矿	2.35	2.02	2.22	27.18	48.36	19.56	2.96
	尾矿	97.65	0.05	0.22	21.45	51.64	80.44	97.04
	原矿	100.00	0.10	0.27	21.58	100.00	100.00	100.00
焦亚硫酸钠 2 000	混合精矿	5.88	0.85	0.62	35.78	51.86	13.83	9.72
	尾矿	94.12	0.05	0.24	20.76	48.14	86.17	90.28
	原矿	100.00	0.10	0.26	21.64	100.00	100.00	100.00

量为 30 g/t，起泡剂松醇油用量为 20 g/t 进行铜铅混合浮选抑制剂氧化钙用量实验，实验结果见图 1。

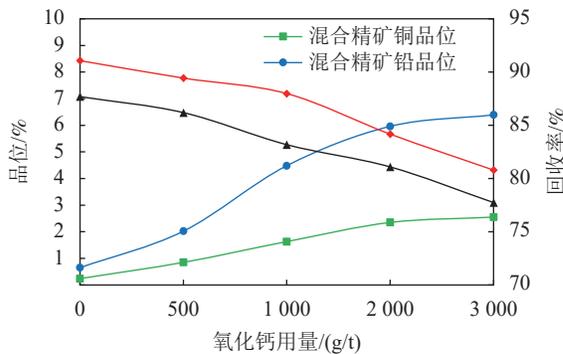


图1 氧化钙用量实验结果  
Fig.1 Results of calcium oxide dosage tests

从图 1 可知，添加氧化钙能有效抑制硫化铁矿物的上浮，随着氧化钙用量的增加，混合精矿中铅、铜的品位逐步提升，但铜、铅的回收率逐渐降低，在氧化钙用量为 2 000 g/t 时混合精矿中铅、铜的品位上升变缓。综合考虑，确定抑制剂氧化钙用量为 2 000 g/t，对应的混合精矿铜品位 2.35%、回收率 81.09% 和铅品位 5.96%、回收率 84.17%。

### 3.1.3 捕收剂种类影响

选择性好的捕收剂可以强化对黄铜矿和方铅矿的捕集，并减少易泥化脉石矿物的上浮。在磨矿细度-0.074 mm 80%，抑制剂氧化钙用量为 2 000 g/t，固定捕收剂用量 30 g/t，进行 Z-200、酯-105、25 号黑药、EF1108 及苯胺黑药

的捕收剂种类比选实验。实验结果见图 2。

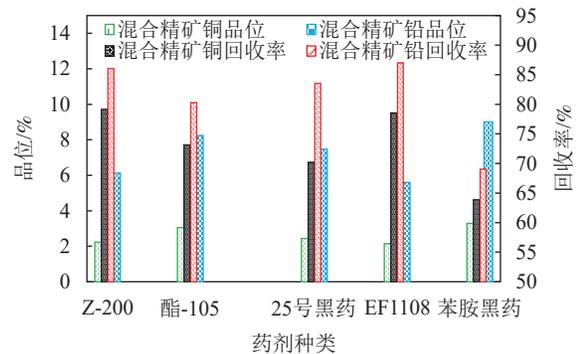


图2 捕收剂种类实验结果  
Fig.2 Results of collector types tests

从图 2 可知，Z-200、EF1108 捕收剂的使用混合精矿中铜和铅的回收率较高，使用 Z-200 作为捕收剂，混合精矿中铜和铅的品位分别为 2.22%、6.12%，铜和铅的回收率分别为 79.13%、86.14%；使用 EF1108 作为捕收剂，混合精矿中铜和铅品位分别为 2.15%、5.60%，铜和铅回收率分别为 78.50%、86.99%。鉴于 Z-200 药剂应用成熟和广泛，采购方便，因此选择 Z-200 作为捕收剂。

### 3.1.4 捕收剂用量实验

在磨矿细度-0.074 mm 80%，抑制剂氧化钙用量为 2 000 g/t，进行了捕收剂 Z-200 用量实验，实验结果见图 3。

从图 3 可知，随着捕收剂 Z-200 用量的增加，混合精矿中铜和铅的回收率分别上升，但铜和铅的品位分别下降，当捕收剂 Z-200 用量为 30 g/t

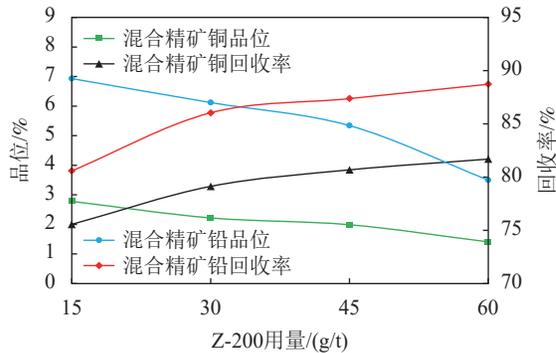


图3 Z-200 用量实验结果  
Fig.3 Results of Z-200 dosage tests

时混合精矿中铜和铅的回收率上升减缓。因此确定捕收剂 Z-200 用量为 30 g/t, 对应的混合精矿铜品位 2.22%、回收率 79.13% 和铅品位 6.12%、回收率 86.04%。

### 3.2 铜铅混合精矿分离实验

铜铅混合精矿的浮选分离一直是业界难题, 根据该矿选矿厂铜铅混合精矿浮选分离的生产实践经验和科技攻关研究成果, 参考现场生产使用的铜铅混合精矿浮选分离工艺流程及药剂制度, 采用活性炭脱药, EF1301<sup>[15]</sup> 作为方铅矿抑制剂进行了铜铅混合精矿的分离实验, 实验流程见图 4, 实验结果见表 4。

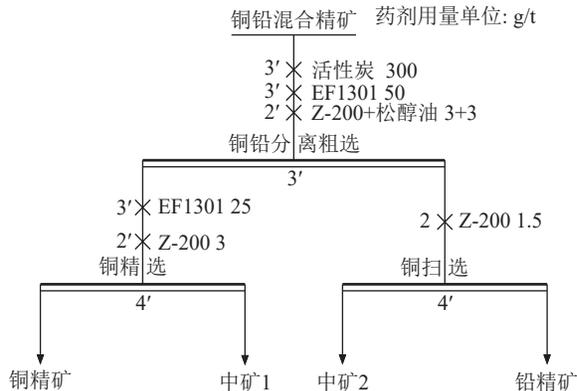


图4 铜铅混合精矿分离浮选实验流程  
Fig.4 Separating flotation flow-sheet of copper and lead bulk concentrate

从表 4 可知, 采用活性炭脱药, 以 EF1301 作为方铅矿抑制剂、Z-200 作为捕收剂进行铜铅混合精矿的分离, 开路条件实验得到铜品位 15.33%、回收率 78.13% 的铜精矿, 铅品位 20.23%、回收率 85.24% 的低品位铅精矿。

### 3.3 硫浮选实验

#### 3.3.1 抑制剂实验

锌是硫精矿的杂质, 硫酸锌是闪锌矿的优良

表 4 铜铅混合精矿分离浮选实验结果  
Table 4 Separating flotation results of copper and lead bulk concentrate

产品名称	作业产率/%	品位/%		作业回收率/%	
		Cu	Pb	Cu	Pb
铜精矿	24.48	15.33	4.05	78.13	6.87
中矿1	4.99	4.17	9.76	4.33	3.37
中矿2	9.71	5.23	6.72	10.57	4.52
铅精矿	60.82	0.55	20.23	6.97	85.24
混合精矿	100.00	4.80	14.44	100.00	100.00

抑制剂, 并可以和矿浆中的氧化钙形成联合用药对闪锌矿强化抑制, 为考查闪锌矿抑制剂硫酸锌用量对硫粗精矿中锌含量的影响, 以铜铅混合浮选尾矿作为给矿, 固定硫化铁矿物活化剂硫酸亚铁用量为 3 000 g/t、捕收剂丁基黄药用量为 150 g/t、起泡剂松醇油用量为 20 g/t, 进行硫酸锌用量实验, 实验结果见表 5。

表 5 硫酸锌用量实验结果  
Table 5 Results of zinc sulfate dosage tests

硫酸锌用量/(g/t)	产品名称	作业产率/%	品位/%		作业回收率/%	
			Zn	S	Zn	S
0	硫粗精矿	48.81	0.26	36.87	30.67	86.58
	尾矿	51.19	0.55	5.45	69.33	13.42
	给矿	100.00	0.41	20.79	100.00	100.00
400	硫粗精矿	49.45	0.21	36.88	24.07	87.55
	尾矿	50.55	0.63	5.13	75.93	12.45
	给矿	100.00	0.43	20.83	100.00	100.00
800	硫粗精矿	50.31	0.20	36.53	23.21	87.97
	尾矿	49.69	0.67	5.06	76.79	12.03
	给矿	100.00	0.43	20.89	100.00	100.00
1 200	硫粗精矿	50.79	0.20	36.27	23.55	88.11
	尾矿	49.21	0.67	5.05	76.45	11.89
	给矿	100.00	0.43	20.91	100.00	100.00

从表 5 可知, 硫粗选作业加入闪锌矿抑制剂硫酸锌, 硫粗精矿中的锌含量明显下降, 但随着硫酸锌用量的增加, 硫粗精矿中的锌含量下降并不明显, 因此确定硫酸锌用量为 400 g/t。

#### 3.3.2 活化剂种类影响

硫粗选活化剂的使用关系到磁黄铁矿和黄铁矿的高效回收。以铜铅混合浮选尾矿作为给矿, 固定闪锌矿抑制剂硫酸锌用量为 400 g/t、捕收剂丁基黄药用量为 150 g/t、起泡剂松醇油用量为 20 g/t, 考查硫酸亚铁、聚合硫酸铁及 EF-I 作为活化剂对硫浮选的影响, 实验结果见图 5。

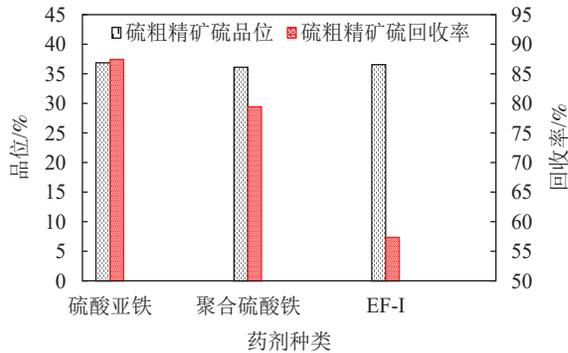


图5 活化剂种类实验结果  
Fig.5 Test results of activator types

从图5可知，使用硫酸亚铁、聚合硫酸铁作为活化剂硫粗精矿硫品位接近，但硫酸亚铁的回收率指标较好，硫粗精矿中的硫回收率为87.43%，而使用EF-I作为活化剂硫粗精矿硫回收率较低，因此选择硫酸亚铁作为硫化铁矿物活化剂。

### 3.3.3 活化剂用量实验

以铜铅混合浮选尾矿作为给矿，固定闪锌矿抑制剂硫酸锌用量为400 g/t、捕收剂丁基黄药用量为150 g/t、起泡剂松醇油用量为20 g/t，考查活化剂硫酸亚铁用量对硫浮选的影响，实验结果见图6。

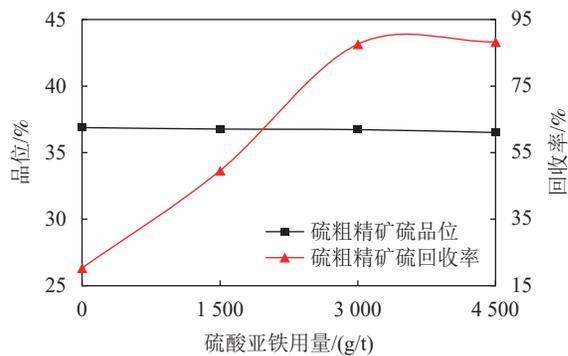


图6 硫酸亚铁用量实验结果  
Fig.6 Results of ferrous sulfate dosage tests

从图6可知，随着硫酸亚铁用量的增加硫粗精矿硫品位下降，硫回收率先快速上升后减缓，综合考虑选择硫酸亚铁用量为3000 g/t，对应硫粗精矿中的硫品位为36.85%、回收率87.43%。

### 3.3.4 捕收剂种类影响

以铜铅混合浮选尾矿作为给矿，固定闪锌矿抑制剂硫酸锌用量为400 g/t、活化剂硫酸亚铁用量为3000 g/t、起泡剂松醇油用量为20 g/t，以丁

基黄药用量为150 g/t、戊基黄药用量为150 g/t、丁基黄药用量为75 g/t+丁铵黑药用量为75 g/t、丁基黄药用量为120 g/t+Z-200用量为75 g/t分别考查捕收剂种类对硫浮选的影响，实验结果见图7。

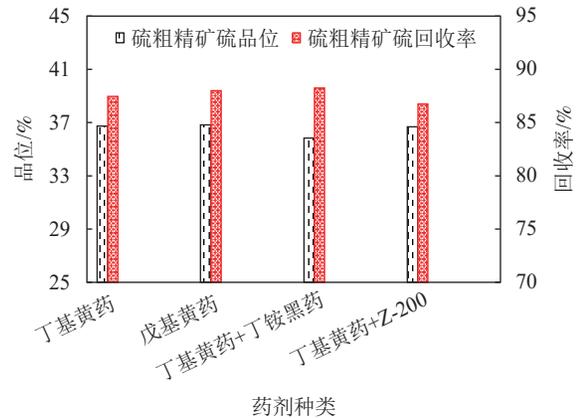


图7 捕收剂种类实验结果  
Fig.7 Results of collector types tests

从图7可知，丁基黄药+丁铵黑药的组合捕收剂获得的硫粗精矿硫回收率较高，但是硫粗精矿硫品位最低，戊基黄药作为捕收剂获得较好的硫粗精矿硫品位和回收率，因此选择戊基黄药作为捕收剂。

### 3.3.5 捕收剂用量实验

以铜铅混合浮选尾矿作为给矿，固定闪锌矿抑制剂硫酸锌用量为400 g/t、活化剂硫酸亚铁用量为3000 g/t、起泡剂松醇油用量为20 g/t，进行捕收剂戊基黄药用量实验，实验结果见图8。

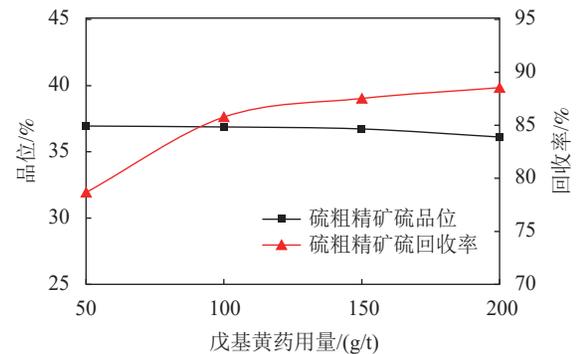


图8 戊基黄药用量实验结果  
Fig.8 Results of amyl xanthate dosage tests

从图8可知，随着戊基黄药用量的增加，硫粗精矿硫品位略微下降，硫回收率上升，在戊基黄药用量为150 g/t时获得相对较好的指标，因此选择戊基黄药用量为150 g/t，对应硫粗精矿中的硫品位为36.73%、回收率87.54%。

### 3.4 锌浮选实验

#### 3.4.1 活化剂用量实验

鉴于闪锌矿受到了抑制，需要活化才能有效浮选回收， $\text{Cu}^{2+}$ 、 $\text{Pb}^{2+}$ 、 $\text{Ag}^+$ 、 $\text{Hg}^{2+}$ 等金属离子均能实现闪锌矿的活化，综合考虑经济、环保等方面的优势，实际应用中普遍使用硫酸铜作为活化剂。因此，以硫浮选尾矿作为给矿，固定捕收剂戊基黄药用量为 50 g/t、起泡剂松醇油用量为 20 g/t，进行活化剂硫酸铜用量实验，实验结果见图 9。

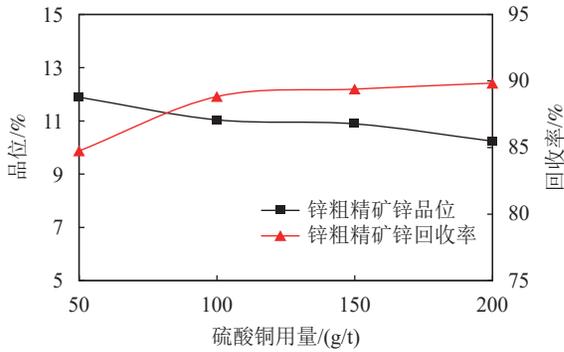


图 9 硫酸铜用量实验结果  
Fig.9 Results of copper sulphate dosage tests

从图 9 可知，随着硫酸铜用量的增加，锌粗精矿锌品位略微下降，锌回收率上升，在硫酸铜用量为 100 g/t 后锌回收率上升减缓，因此选择硫酸铜用量为 100 g/t，对应锌粗精矿中的锌品位为 11.04%、回收率 88.83%。

#### 3.4.2 锌浮选捕收剂用量实验

戊基黄药是闪锌矿浮选常用捕收剂之一，且前段硫浮选循环采用戊基黄药为捕收剂，为降低药剂的采购、仓储、配制及使用等的运行和管理成本，因此选择戊基黄药作为闪锌矿捕收剂。以硫浮选尾矿作为给矿，固定活化剂用量为 100 g/t、起泡剂松醇油用量为 20 g/t，进行捕收剂戊基黄药用量实验，实验结果见图 10。

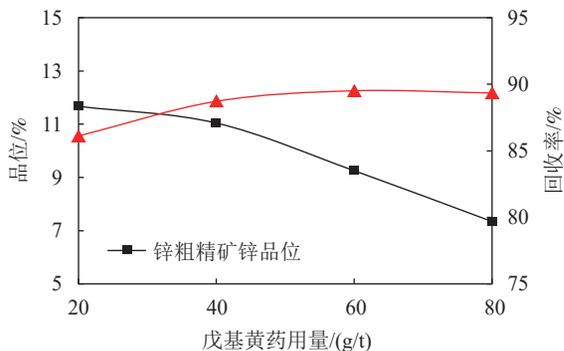


图 10 戊基黄药用量实验结果  
Fig.10 Results of amyl xanthate dosage tests

从图 10 可知，随着戊基黄药用量的增加，锌粗精矿锌品位略微下降，锌回收率上升，在硫酸铜用量为 40 g/t 后锌回收率上升减缓，因此选择戊基黄药用量为 40 g/t，对应锌粗精矿中的锌品位为 11.04%、回收率 88.72%。

### 3.5 磨矿细度实验

适宜的磨矿细度可以实现目的矿物充分单体解离，并使矿物颗粒粒度符合选矿需要。铜和硫是选矿中重点回收的有价值组分，但铅和锌含量较低为选矿顺带富集回收，因此在各条件实验的基础上，进行原矿磨矿细度条件实验，考查磨矿细度对铜铅混合精矿中铜和硫粗精矿中硫的选矿回收影响，以进一步确定浮选较佳磨矿细度，实验结果见图 11。

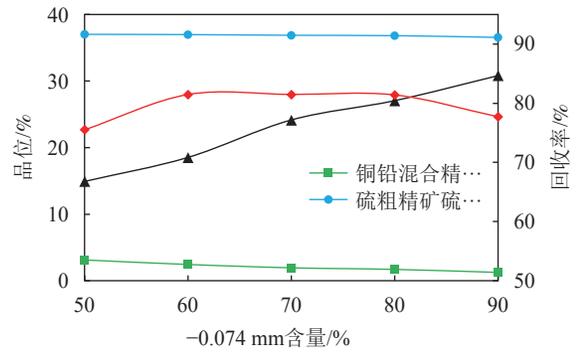


图 11 原矿磨矿细度实验  
Fig.11 Results of grinding fineness tests

从图 11 可知，随着磨矿细度的增加，铜铅混合精矿铜品位和硫精矿硫品位均呈下降趋势，铜铅混合精矿铜回收率逐渐上升，硫精矿硫回收率先上升后下降，鉴于矿石中易泥化脉石矿物含量较高，为减少过磨泥化影响，确定磨矿细度为 -0.074 mm 70%。

### 3.6 闭路实验

为进一步验证实验研究结果及考查中矿返回对流程的影响，在条件实验和开路实验流程的基础上进行闭路流程实验，实验流程见图 12，实验结果见表 6。

从表 6 可知，闭路实验获得了铜品位 13.96%、回收率 74.86% 的铜精矿，硫品位 38.25%、回收率 90.24% 的硫精矿，并富集产出铅品位 17.85%、回收率 78.84% 的低品位铅精矿，锌品位 15.45%、回收率 67.75% 的低品位锌精矿。铅矿物和锌矿物分别得到了富集，虽未能获得合格的精矿产品，但使得后续综合利用成为可能；而

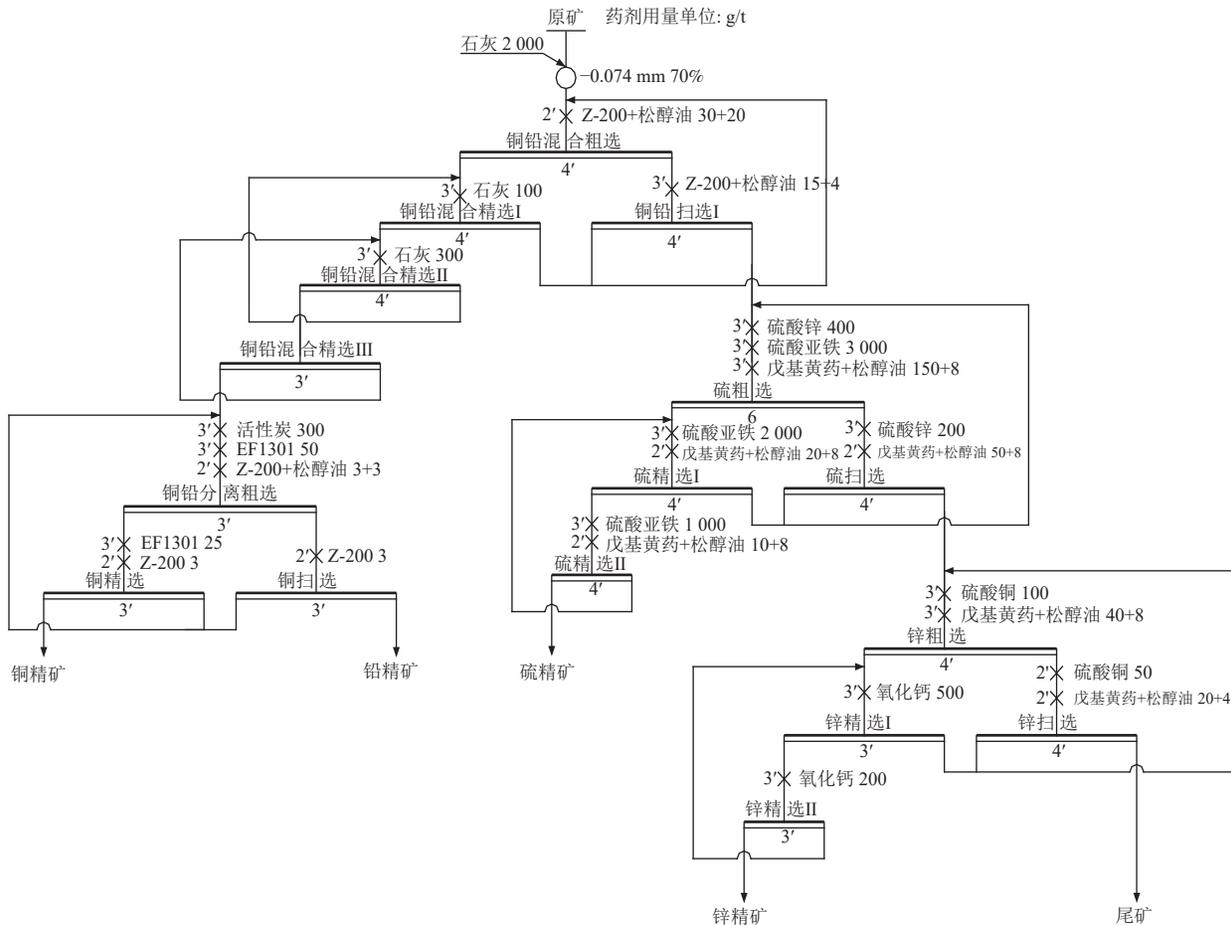


图 12 闭路实验工艺流程  
Fig.12 Flowsheet of closed-circuit tests

表 6 闭路实验结果  
Table 6 Results of closed-circuit tests

产品名称	产率/%	品位/%				回收率/%			
		Cu	Pb	Zn	S	Cu	Pb	Zn	S
铜精矿	0.54	13.96	4.03	4.20	34.98	74.86	7.12	5.72	0.88
铅精矿	1.35	0.45	17.85	0.81	35.13	6.03	78.84	2.76	2.20
硫精矿	50.91	0.02	0.06	0.13	38.25	10.62	10.16	16.68	90.24
锌精矿	1.74	0.23	0.16	15.45	33.23	3.97	0.91	67.75	2.68
尾矿	45.46	0.01	0.02	0.06	1.90	4.52	2.97	7.09	4.00
原矿	100.00	0.10	0.31	0.40	21.58	100.00	100.00	100.00	100.00

且铅矿物和锌矿物富集为独立的产品产出，还使得铜精矿、硫精矿及尾矿中的铅锌含量降低，有助于提升铜精矿、硫精矿产品质量及减少尾矿重金属污染风险。

## 4 结 论

(1) 青海某铜铅锌多金属矿，矿石硫含量 21.53%、铜含量 0.11%、铅含量 0.31%、锌含量 0.40%，金属硫化矿物主要为磁黄铁矿，其次为黄铁矿，以及少量的闪锌矿、方铅矿、黄铜矿及毒

砂等；脉石矿物主要为钙铁辉石、方解石、白云石及鲕绿泥石，其次为白云母、绿帘石、钙铁榴石及铁铝榴石等。

(2) 矿石在磨矿细度为-0.074 mm 70%，采用铜铅混合/分离浮选-硫浮选-锌浮选工艺流程进行选矿实验研究，获得了铜品位 13.96%、回收率 74.86% 的铜精矿，硫品位 38.25%、回收率 90.24% 的硫精矿，并富集产出铅品位 17.85%、回收率 78.84% 的低品位铅精矿，锌品位 15.45%、回收率 67.75% 的低品位锌精矿，实现了矿石中有用

目的矿物的选别分离。

(3) 矿石中的黄铜矿、方铅矿及闪锌矿主要由于含量太低,嵌布粒度细,共生关系复杂,以及硫化铁矿物和易泥化脉石矿物含量高等的影响,导致精矿品位低,尤其是铅精矿和锌精矿未能产出合格精矿产品;但产出的低品位精矿可用于高品位精矿配矿进行冶炼利用,而在后续选矿实验研究中,应重点研究提高铅精矿和锌精矿的产品质量,在资源综合利用的基础上提高经济效益。

### 参考文献:

- [1] 温凯,陈建华. 某含银复杂铜铅锌多金属硫化矿浮选实验[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.
- [2] 高丹校,王毓华,郑霞裕,等. 某低品位铜铅锌多金属硫化矿选矿工艺研究[J]. *有色金属工程*, 2020, 10(3):86-93.
- GAO D X, WANG Y H, ZHENG X Y, et al. Study on mineral processing technology of a low-grade copper-lead-zinc polymetallic sulfide ore[J]. *Nonferrous Metals Engineering*, 2020, 10(3):86-93.
- [3] 徐飞飞. 河南某铜铅锌多金属硫化矿浮选实验研究[J]. *有色金属:选矿部分*, 2019(4):52-57.
- XU F F. Study on flotation test for copper-lead-zinc polymetallic sulfide ore of henan[J]. *Nonferrous Metals (Mineral Processing Section)*, 2019(4):52-57.
- [4] 王刚,于云龙,马波,等. 内蒙古某复杂多金属铅铜锌硫化矿选矿工艺研究[J]. *矿产综合利用*, 2022(3):172-180.
- WANG G, YU Y L, MA B, et al. Study on mineral processing technology for a low-grade lead-zinc ore[J]. *Multipurpose Utilization of Mineral Resources*, 2022(3):172-180.
- [5] 沈洪涛,罗立群,陈镜文. 磁黄铁矿多型矿物学特征与分选行为差异[J]. *金属矿山*, 2022(6):107-114.
- SHEN H T, LUO L Q, CHEN J W. Mineralogical characteristics and separating behavior of different polytypes of pyrrhotite[J]. *Metal Mine*, 2022(6):107-114.
- [6] 王双玉,袁致涛,刘磊,等. 磁黄铁矿型铜铁多金属矿选矿研究进展[J]. *矿产综合利用*, 2018(5):13-20.
- WANG S Y, YUAN Z T, LIU L, et al. Research progress on beneficiation of pyrrhotite type copper-iron polymetallic ore[J]. *Multipurpose Utilization of Mineral Resources*, 2018(5):13-20.
- [7] 张小普,艾光华,严华山. 磁黄铁矿选矿研究进展与发展趋势[J]. *矿产综合利用*, 2022(5):103-108.
- ZHANG X P, AI G H, YAN H S. Research progress and development trend of pyrrhotite beneficiation[J]. *Multipurpose Utilization of Mineral Resources*, 2022(5):103-108.
- [8] 程倩,王明,万宏民,等. 某低品位铅锌矿选矿工艺研究[J]. *矿产综合利用*, 2021(1):65-71.
- CHENG Q, WANG M, WAN H M, et al. Study on mineral processing technology for a low-grade lead-zinc ore[J]. *Multipurpose Utilization of Mineral Resources*, 2021(1):65-71.
- [9] 张立征,易运来,李晓东,等. 新疆地区某高泥质氧化铜矿选矿实验研究[J]. *有色金属:选矿部分*, 2018(2):8-11.
- ZHANG L Z, YI Y L, LI X D, et al. Experiment study on a high-pelitic copper oxide in Xinjiang[J]. *Nonferrous Metals (Mineral Processing Section)*, 2018(2):8-11.
- [10] 陈旭波,田祎兰,胡志强. 某高泥高硫硫化铜矿选矿实验研究[J]. *中国矿业*, 2017(S2):348-351.
- CHEN X B, TIAN Y L, HU Z Q. Experimental study on the high-mud and high-sulfur copper sulfide ore[J]. *China Mining*, 2017(S2):348-351.
- [11] 敖顺福. 碳酸盐岩型(MVT)铅锌矿选矿技术进展[J]. *矿产保护与利用*, 2020, 40(5):170-178.
- AO S F. Advances in beneficiation technology of carbonate-hosted(MVT)lead-zinc ore[J]. *Conservation and Utilization of Mineral Resources*, 2020, 40(5):170-178.
- [12] 肖炜,田小松. 云南迪庆铜铅锌硫化矿浮选分离研究[J]. *矿产综合利用*, 2020(1):65-70.
- XIAO W, TIAN X S. Study on flotation separation of copper-lead-zinc sulfide ore in Diqing Yunnan[J]. *Multipurpose Utilization of Mineral Resources*, 2020(1):65-70.
- [13] 罗仙平,陈华强,严志明,等. 从会理锌矿铅锌矿石中分选铜的实验研究[J]. *江西理工大学学报*, 2008, 29(5):5-11.
- LUO X P, CHEN H Q, YAN Z M, et al. Experimental study on comprehensive recovery Cu from Pb-Zn sulfide ore in Huili[J]. *Journal of Jiangxi University of Science and Technology*, 2008, 29(5):5-11.
- [14] 张渊,刘韬,张俊辉. 天宝山铜铅锌多金属矿矿石性质及选矿工艺研究[J]. *金属矿山*, 2008(5):70-72.
- ZHANG Y, LIU T, ZHANG J H. Research on properties and beneficiation process for Tianbaoshan copper-lead-zinc polymetallic ore[J]. *Metal Mine*, 2008(5):70-72.
- [15] 王丞,严川明,罗文成,等. 青海某铜铅混合精矿铜铅分离选矿实验研究[J]. *云南冶金*, 2022, 51(3):68-72.
- WANG C, YAN C M, LUO W C, et al. Experimental study on separation and beneficiation of copper and lead from one copper-lead blended concentrate in Qinghai[J]. *Yunnan Metallurgy*, 2022, 51(3):68-72.

## Investigation on Beneficiation of a Complex Copper-lead-zinc Polymetallic Ore in Qinghai

AO Shunfu<sup>1</sup>, ZHU Chao<sup>1</sup>, CHEN Changcai<sup>1</sup>, ZHAO Huake<sup>2</sup>, WANG Cunzhu<sup>1</sup>,  
WANG Xiandao<sup>1</sup>, LANG Zhaoyou<sup>1</sup>

(1. Yunnan Chihong Zn & Ge Co., Ltd., Qujing, Yunnan 655011, China; 2. Qinghai Hongxin Mining Co., Ltd., Gulmud, Qinghai 816000, China)

**Abstract:** A copper-lead-zinc polymetallic ore in Qinghai has characteristics of complex ore properties, low copper-lead-zinc content, high sulfur content, and high argillated gangue content, so it is difficult to beneficiate. In order to achieve efficient separation and high recovery of useful minerals in the ores, a separating technique with flotation flowsheet consisting of copper-lead bulk and Separating flotation-sulfur flotation-zinc flotation was adopted. When the grades of copper, lead, zinc and sulfur in the ore are 0.10%, 0.31%, 0.40% and 21.58%, by the closed-circuit test copper concentrate grading 13.96% copper with recovery of 74.86%, a sulphur concentrate grading 38.25% sulfur with recovery of 90.24%, a low-grade lead concentrate grading 17.85% lead with recovery of 78.84%, and a low-grade zinc concentrate grading 15.45% zinc with recovery of 67.75% were obtained. The separation and recovery of valuable elements in the ore are realized.

**Keywords:** polymetallic ore; copper-lead-zinc sulfide ore; low grade; mineral processing; partial bulk and separating flotation; multipurpose recovery

////////////////////////////////////  
(上接第 163 页)

## Test on Iron Recovery by Leaching and Magnetic Separation from a Laterite-type Gold Mine in Western Yunnan Province

GONG Minghui<sup>1,2</sup>, NIE Zuming<sup>2</sup>, QI Lei<sup>1,2</sup>, DAI Huixin<sup>1</sup>

(1. Faculty of Land and Resources Engineering, Kunming University of Science and Technology, Kunming, Yunnan 650031, China; 2. Yunnan Gold Ming Group Co., Ltd., Kunming, Yunnan 650200, China)

**Abstract:** The present study focuses on the comprehensive utilization of resources, specifically examining a laterite oxidized gold deposit located in western Yunnan Province. In this gold ore, the Au grade is 1.72 g/t, accompanied by 17.50 g/t Ag and 28.19% TFe (with an mFe content of 11.52%), which belongs to a low-grade complex and refractory polymetallic gold ore. A technical route of "the whole mud cyanidation leaching of gold and silver in the sand separation system-low and high magnetic separation iron from leaching slags, and cyanidation leaching of gold and silver from the pre-selected coarse concentrate in the mud separation system" was proposed, for the coarse sand and pre-selected coarse concentrate produced by the process of "raw ore washing classification-sand separation, pre-concentration for discarding tailings in the mud selection system". This study conducted a systematic process test research on the recovery of Au, Ag, and Fe, analyzing the impact of process parameters on the various indicators. The results showed that the process achieved excellent technical indicators, and finally, an Au leaching rate of 88.99%, an Ag leaching rate of 31.52%, and an Fe recovery rate of 57.57% were respectively obtained in the whole process.

**Keywords:** lateritic oxide ore; low-grade polymetallic oxide ore; mud and sand separation; cyanide leaching- magnetic separation process