难选铜锌多金属硫化矿浮选试验研究

何海涛，田 锋，胡保栓，孙运礼
（西北矿冶研究院 矿物工程研究所，甘肃 白银 730900）

摘要：我国某难选铜锌多金属硫化矿，铜锌矿物共生关系密切，且次生硫化铜矿物的含量较高，致使铜锌矿物分离难度较大。依据矿石特性，在试验过程中采用了新型抑制剂T9和$ZnSO_4$组合作为作为锌矿物的抑制剂，采用捕收力强、选择性较好的新型高效选矿药剂酯－80作为铜矿物的捕收剂，进行了抑锌浮铜优先浮选试验研究，实现了铜锌矿物的有效分离，实验室闭路试验获得的铜精矿品位为20.28%，回收率为92.98%，锌精矿品位52.85%，回收率84.89%，分离指标较为理想。

关键词：铜锌硫化矿；优先浮选；新型选矿药剂
中图分类号：TD952 **文献标识码**：A **文章编号**：1000-6532(2012)02-0017-05

矿产资源是经济建设和社会生活的重要物质基础，当前，由于国民经济的快速发展，对矿产资源的需求量一直处于快速持续增长状态，使得我国的重要矿产资源的供需矛盾日益突出，对外依存度迅速

3.73%，该矿石结构与构造较为复杂，金属矿物相互间嵌布关系比较密切，有用矿物完全解离难度较大，铅锌矿物浮选分离较难，属难选硫化铅锌矿。

2. 根据原矿性质，采用优先浮选对该矿中的铅锌矿物进行回收，最终实验室小型闭路试验获得了含铅64.59%、回收率81.90%的铅精矿和含锌45.36%、回收率80.1%的锌精矿。该浮选流程工艺简单，指标稳定，达到了对该矿中铅、锌矿物的分离。

3. 试验研究发现，在磨机中添加乙硫氮可提高其对铅矿物浮选的选择性。

参考文献：

[1]胡熙庚. 有色金属硫化矿选矿[M]. 北京：冶金工业出版社，1984.
[2]张成强，李洪潮，张颖新，等. 某复杂铜铅锌多金属矿浮选试验研究[J]. 现代矿业，2009(3)：41－43.
[3]陈泉水. 某铜铅锌多金属矿的选矿工艺试验研究[J]. 现代矿业，2009(2)：71－73.
[4]王庚辰，魏德洲. 甘肃花牛山铅锌硫化物矿石中伴生银的回收[J]. 中国矿业，2005，14(9)：34－37.
[5]肖巧斌，历平，王中明. 西藏某铜铅锌多金属矿选矿工艺研究[J]. 有色金属(选矿部分)，2008(2)：1－5.

Experimental Research on Mineral Processing Technology for Separating a Sulfide Lead-zinc Ore in Chaling Hunan

ZHANG Li-Jun, LIANG You-Wei, LIU Xiao-Fu
(Instiute of Multipurpose Utilization of Mineral Resourse, CAGS, Chengdu, Sichuan, China)

Abstract: Based on the ore characteristics of containing high-grade lead, low-grade zinc and fine dissemination of lead-zinc minerals, a selective flotation process was determined on the lead-zinc sulfide ore in Chaling Huanan through beneficiation research. During the course of lead separation, through the comparison of experimental indexes at different points of adding diethyldithiocarbamate, the technology of adding some diethyldithiocarbamate in the course of grinding was determined by adopting the new-type collector NS, realizing the separation of lead-zinc. Finally, the lead concentrate with the grade of 64.59% and the recovery of 81.90% and the lead concentrate with the grade of 45.36% and the recovery of 80.10% were obtained. The indexes were satisfactory.

Key words: Lead-zinc ore; Lead selective flotation; Flotation separation

收稿日期：2011-08-22； **改回日期**：2011-09-14
作者简介：何海涛(1965－)，男，工程师，主要从事有色金属选矿技术研究工作。

万方数据

提高,供应不足已成为制约我国经济可持续发展的重要瓶颈之一[1]。因此,如何通过采用新工艺、新技术及新药剂,高效综合回收利用我国有限的重要有色矿产资源,提高矿产资源综合利用率,对我国的国民经济持续快速发展具有非常重要的作用。

1 工艺矿物学研究

1.1 化学多元素分析

试样化学多元素分析结果见表1。

从表1可以看出,该矿石中可供回收的有价金属主要为铜、锌,另外伴生贵金属金银亦可富集于铜精矿中综合回收。

1.2 铜、锌物相分析

铜、锌物相结果见表2。

表1 原矿化学多元素分析结果/%

Table 1 Chemical analysis results of run-of-mine ore

Cu	Zn	Pb	S	Mo	Bi	Co	Fe	As	SiO_2	Al_2O_3	CaO	MgO	Au*	Ag*
1.77	3.82	微量	11.23	0.01	0.0044	0.006	13.87	0.022	45.55	6.40	5.70	2.40	0.23	23.12

* 单位为g/t。

表2 铜锌物相分析结果

Table 2 Analysis results of copper and zinc phase

相 别	原生硫化铜	次生硫化铜	氧化铜	总铜	硫化锌	氧化锌	总锌
含量/%	1.53	0.22	0.02	1.77	3.48	0.34	3.82
占有率/%	86.44	12.43	1.13	100.00	91.10	8.90	100.00

从表2可以看出,矿石中铜锌主要以硫化矿的形式存在,其中,次生硫化铜占12.43%,为铜锌分离带来较大困难。

1.3 主要金属矿物的嵌布特征

黄铜矿为矿石中主要铜矿物,主要以不规则粒状集合体与磁黄铁矿、闪锌矿密切共生。另外见到黄铜矿沿磁黄铁矿叶片双晶充填交代。部分黄铜矿呈他形粒状集合体、脉状、网脉状嵌布于脉石中。在黄铁矿中可见到黄铜矿大小混杂包裹体,大一些的包体还可解离,细小颗粒解离有一定难度。矿石中闪锌矿大致有两种,一种含铁比较高(铁含量10%),主要呈他形粒状集合体与磁黄铁矿、黄铜矿密切共生,嵌布关系较复杂。这部分铁闪锌矿占锌矿物量不到1/3。大部分为低铁闪锌矿,以粗大的他形粒状集合体嵌布于脉石中,常与黄铁矿、磁黄铁矿、黄铜矿等金属硫化物密切共生,连生边界清楚,但不很规则,这就使得铜锌分离较为困难。

2 浮选试验

试验使用XMQ-240×90mm型锥形球磨机磨矿;XFD系列单槽和XFG系列挂槽浮选机;试验用水为自来水;试验试剂除捕收剂、起泡剂为工业级外,其他均为分析纯;单元试样重600g。

复杂的铜锌多金属硫化矿的分选,国内外矿业界普遍认为是难度较大的课题之一。其难于分选的原因,一是闪锌矿在矿床中经过长期风化淋滤作用,已预先被可溶性铜离子所活化或被铜离子交代包裹,这种闪锌矿具有与铜矿物非常近似的可浮性;二是当铜锌矿物紧密共生,黄铜矿呈-5μm的乳滴状微细颗粒,星散分布于闪锌矿时,这种矿石通过磨矿后很难单体解离[2]。

借鉴以往的经验及铜锌矿物的浮选特性,确定试验流程为抑锌浮铜的优先浮选工艺。

2.1 优先浮选铜条件试验

2.1.1 磨矿细度试验

磨矿细度试验流程见图1,试验结果见图2。试验结果表明,随着磨矿细度的提高,粗精矿铜品位有所下降,铜回收率略有提高,但铜粗精矿含锌有所下降,考虑到生产现场的实际情况,确定适宜的磨矿细度为75%-200目。

2.1.2 捕收剂的选择及用量试验

铜浮选常用的捕收剂有黄药类,黑药类及酯类等,本试验着重针对铜捕收剂的选择性,进行捕收剂的筛选试验。考察了丁黄药、丁黄药+丁铵黑药、酯-80等捕收剂对铜浮选的影响,结果见表3,捕收剂用量试验结果见图3。

表3结果表明,丁黄药的捕收能力较强,但选择性较差,铜粗精矿中含锌较高,使得锌回收率的提高

万方数据

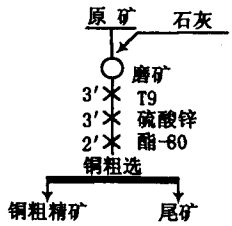

图1　优先浮铜条件试验流程

Fig. 1　Condition test flowsheet of Cu-preferential flotation

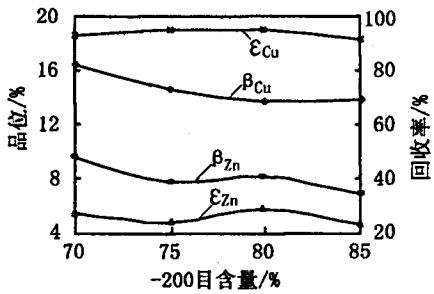

图2　磨矿细度试验结果

Fig. 2　Test results of grinding fineness

表3　铜粗选捕收剂探索试验结果

Table 3　Explorable test results of collectors for copper roughing

药剂种类及用量/g·t⁻¹	产品名称	产率/%	品位/% Cu	品位/% Zn	回收率/% Cu	回收率/% Zn
丁基黄药:60 2#油:20	铜粗精矿	15.38	11.08	8.52	94.78	34.97
	尾矿	84.62	0.11	2.88	5.22	65.03
	原矿	100.00	1.78	3.75	100.00	100.00
丁铵黑药:30 丁基黄药:40 2#油:10	铜粗精矿	12.44	11.93	6.22	84.54	21.02
	尾矿	87.56	0.31	3.32	15.46	78.98
	原矿	100.00	1.76	3.68	100.00	100.00
酯-80:60	铜粗精矿	12.52	13.79	7.97	95.18	26.34
	尾矿	87.48	0.10	3.19	4.82	73.66
	原矿	100.00	1.81	3.79	100.00	100.00

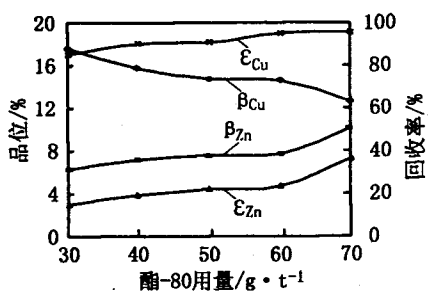

图3　酯-80用量试验结果

Fig. 3　Dosage test results of Z-80

较为困难。就捕收能力和选择性而言，添加新型捕收剂酯-80的浮选效果较好，其粗选铜品位和回收率均较高，锌在铜粗精矿中的损失亦较少。该捕收剂捕收力强、选择性较好，兼有一定的起泡性能，可不用或少用起泡剂。因此，选择捕收剂酯-80作为优先浮铜的捕收剂。

图3结果表明，随着酯-80用量的增加，铜回收率随之增加，但粗精矿铜品位略有下降，试验确定适宜的浮铜酯-80用量为110(80+30)g/t。

2.1.3　矿浆介质条件对选铜指标的影响试验

石灰为矿浆pH调整剂，试验结果见图4。

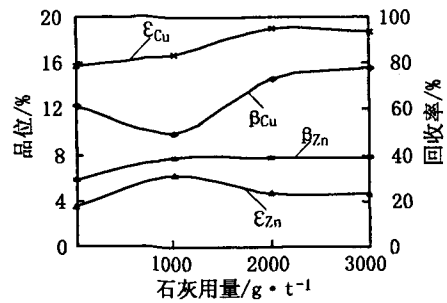

图4　铜粗选石灰用量试验结果

Fig. 4　Dosage test results of lime

2.1.4　锌矿物抑制剂的选择及用量试验

硫化铜锌矿石优先浮选遇到的困难主要是闪锌矿易被铜离子活化而与硫化铜一起进入泡沫产品中，单独使用某种抑制剂难以得到有效抑制。经过单一抑制剂及组合使用对比试验表明：选用T9与$ZnSO_4$组合药剂作为锌矿物的抑制剂，可获得较为满意的结果，当T9用量为1000g/t，$ZnSO_4$用量为2000g/t时，粗精矿铜品位较高，同时，粗精矿中锌的含量较低，选别指标达到最佳。试验确定锌矿物抑制剂的用量为T91000g/t，$ZnSO_4$2000g/t。

2.2　锌浮选条件试验

2.2.1　石灰用量对锌粗选回收率的影响试验

石灰是黄铁矿最有效的抑制剂，生产中常用石灰作为锌浮选pH调整剂，石灰除产生OH^-离子抑制黄铁矿外，Ca^{2+}离子还在黄铁矿表面大量吸附并生成某些含钙化合物，降低黄铁矿对黄药的吸附[3]。由于在该矿石中含有少量的黄铁矿，且为了促进活化剂在闪锌矿表面的吸附，本试验采用石灰进行调浆试验。

铜粗选尾矿作为锌浮选的给矿，进行锌粗选石

万方数据

灰用量试验。试验结果表明，锌粗选适宜的石灰用量为7000g/t(CaO 含量为 784.0g/m^3)。

2.2.2　活化剂用量对锌粗选回收率的影响试验

硫酸铜是许多硫化矿良好的活化剂，铜离子与闪锌矿表面的锌离子通过置换反应作用后，使其表面生成可浮性类似于铜蓝的疏水性硫化铜薄膜，从而达到活化闪锌矿的目的。试验结果表明，锌粗选适宜的硫酸铜用量为 300g/t。

2.2.3　丁基黄药用量对锌粗选回收率影响试验

高级黄药是闪锌矿浮选常用的捕收剂，工业生产中最常用丁基黄药做为闪锌矿的捕收剂，按照图 5 流程及条件，进行锌粗选丁基黄药用量试验。试验结果表明，锌粗选适宜的丁基黄药用量为 120g/t。

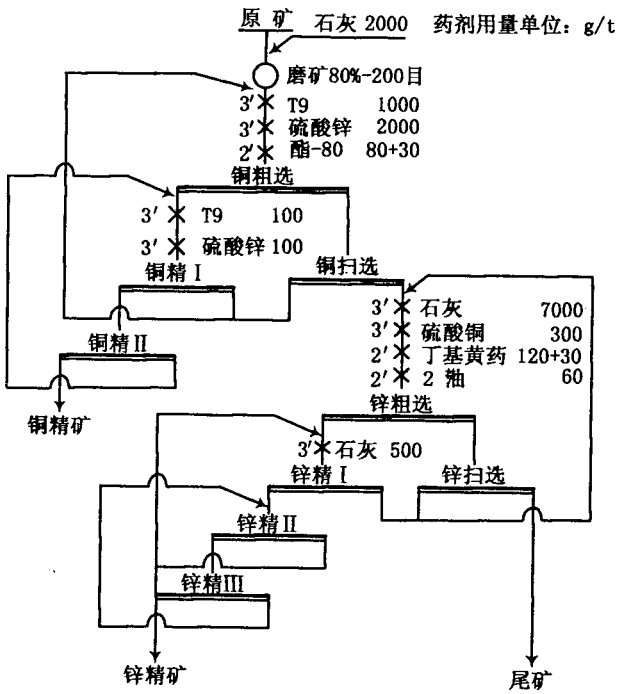

图 5　铜锌浮选分离工艺流程及药剂制度

Fig. 5　Technological flowsheet and reagent system for copper and zinc separation

2.3　**闭路试验**

闭路试验工艺流程及药剂制度见图 5，试验结果见表 4。闭路试验结果表明：采用试验推荐的工艺流程和药剂制度，获得了较好指标。

表 4　闭路试验结果

Table 4　Results of closed - circuit test

产品名称	产率/%	品位/%		回收率/%	
		Pb	Zn	Pb	Zn
铜精矿	5.20	30.08	5.70	92.98	7.55
锌精矿	6.30	0.61	52.85	2.29	84.89
尾矿	88.50	0.09	0.34	4.73	7.56
原矿	100.00	1.68	3.92	100.00	100.00

3　结　　论

1. 工艺矿物学研究表明，该矿石是以铜、锌为主的多金属硫化矿，其中，该矿石中次生铜矿物含量较高，且有用矿物呈极不规则的粒状集合体嵌布于脉石矿物的裂隙中，嵌镶关系极为复杂。

2. 闭路试验获得的铜精矿含铜 30.08%、含锌 5.7%，铜回收率 92.98%；锌精矿含锌 52.85%、含铜 0.61%，锌回收率 84.89%，实现了铜锌矿物的有效分离。

3. 新型浮选药剂酯 - 80 选择性较好，扩大了铜矿物与锌矿物的可浮性差异，有效的提高了铜的回收指标，同时，通过新型抑制剂 T9 和 $ZnSO_4$ 的组合使用，在不改变铜矿物可浮性的情况下，强化了对锌矿物的抑制，有效的提高了铜锌分选效果。

参考文献：

[1]李剑. 我国矿产资源勘查工作“十五”期间进展综述与“十一五”期间部署思路[J]. 国土资源情报，2006(1)：1 -5.

[2]刘忠荣. 难选铜锌多金属硫化矿浮选工艺研究[J]. 湖南有色金属，2004，20(2)：8 ~ 11.

[3]胡熙庚. 有色金属硫化矿选矿[M]. 冶金工业出版社，1987.

Study on Flotation of a Refractory Copper-zinc Polymetallic Sulfide Ore

HE Hai-tao, TIAN Feng, HU Bao-shuan, SUN Yun-li

(Northwest Institute of Mineral and Metallurgy, Institute of Mineral Project, Gansu, Baiyin, China)

Abstract: A refractory copper-zinc polymetallic sulfide ore in China has the characteristics of close symbiosis, high content of secondary copper sulfide, making the separation of copper and zinc difficult. According to this characteristics, adopting the combination of T9 and $ZnSO_4$ as the inhibitor of zinc and Z - 80 with strong selection and good selectivity as collector of copper, selective flotation experiment of inhibiting zinc and flotating copper was conducted,

万方数据

云南楚雄难处理氧化铜矿酸浸试验研究

吕梦阳，文书明，刘 建，柏少军，丰奇成
（昆明理工大学 国土资源工程学院，云南 昆明 650093）

摘要：根据云南楚雄某氧化铜矿原矿品位低、矿石性质复杂、氧化率高、结合率高、钙镁等碱性脉石含量高的特点，进行了选冶联合试验研究。酸浸之前采用高效捕收剂OA反浮选脱除绝大部分碱性脉石矿物，然后采用硫酸用量为150kg/t，液固比为2:1，浸出时间为30min的浸出工艺条件，最终可获得铜浸出率为84.6%的良好指标，为难处理氧化铜矿的分选提供了一条新途径。

关键词：氧化铜矿；选冶联合；反浮选；酸浸
中图分类号：TF111.31 **文献标识码**：A **文章编号**：1000-6532(2012)02-0021-04

云南楚雄地区拥有储量丰富的难处理铜矿石，该铜矿石具有氧化率高、结合率高、碱性脉石含量高（简称三高矿石）的特点，因此，该地区铜矿资源一直得不到有效的利用。复杂难处理铜矿石的高效加工与利用一直是国内外研究的热点[1]，为了能够有效回收该难处理矿石，对其进行了大量的试验研究。由于工艺矿物学和化学组成的复杂性使得常规的浮选方法难以处理这种三高矿石，不能获得理想的技术经济指标，因而湿法浸出工艺吸引了很多研究者的注意。现阶段，对于复杂难处理铜矿石的浸出工艺[2-5]主要有生物浸出、加压酸浸、氯化浸出、高铁离子浸出等，但是它们的应用都有一定的局限性。在工业生产中，硫酸和氨水被广泛用作浸出剂来浸出铜矿石，氨水浸出试验结果表明铜的浸出率很低，这是由于在浸出结合铜含量较高的矿石时，氨水的扩散能力远不及硫酸，但是，对于碱性脉石矿物含量高的铜矿石，若直接采用硫酸浸出则要消耗大量硫酸，这在经济上不可行。本研究在原矿工艺矿物学研究的基础上，采用了反浮选脱钙镁－硫酸浸出工艺并获得了良好的技术指标。

1 矿石性质

1.1 原矿性质

试验矿样取自云南楚雄地区，经破碎、磨矿后原料中－0.074mm级别含量占85%，原矿多元素化学分析结果，铜物相分析结果分别见表1，表2。

表1 化学多元素分析结果/%

Table 1 Chemical analysis results of multi-elements

Cu	Fe	S	CaO	MgO	Al_2O_3	SiO_2
0.80	3.28	0.24	11.26	6.56	9.73	51.67

表2 原矿铜物相分析结果

Table 2 Analysis results of copper phase in run-of-mine ore

矿物名称	游离氧化铜	结合氧化铜	硫化铜	总铜
含量/%	0.28	0.36	0.16	0.80
分布率/%	35.00	45.00	20.00	100.00

由表1和表2可知，原矿中铜品位为0.80%，氧化率高达80.00%，矿石中氧化钙的含量达到11.26%，氧化镁的含量也有6.56%，考虑到浸出过程

realizing the separation of copper and zinc. Through closed-circuit experiment the copper concentrate with the grade of 30.08% and the recovery of 92.98% and the zinc concentrate with the grade of 52.85% and the recovery of 84.89% were obtained respectively. The separation index is satisfactory.

Key words: Copper and zinc sulfide ore; Selective flotation; New-type mineral processing reagent

收稿日期：2011-08-24； **改回日期**：2011-09-30
作者简介：吕梦阳（1989－），女，硕士研究生在读，主要研究方向为资源综合利用。

万方数据