硫化锌氧压浸出渣硫-银分离浮选实验

王琪淼[1]，先永骏[1]，刘全军[1]，谢庭芳[2]，王国栋[2]

（1. 昆明理工大学　国土资源工程学院，云南　昆明　650031；2. 呼伦贝尔驰宏矿业有限公司，内蒙古　呼伦贝尔　021000）

摘要：呼伦贝尔驰宏矿业有限公司的硫化锌矿氧压浸出渣堆存量和产量大，其中含硫 44.33%，含银 192 g/t；硫主要以硫黄（75.24%）的形式存在，银主要呈微细粒分布于铅矾和铅铁矾中，是极具价值的二次资源，有效地分选富集浸出渣中的硫和含银矿物对后续提高浸出渣有价元素的综合提取效率具有重要意义。根据浸出渣的性质，结合当前的硫浮选生产工艺，开展硫-银浮选分离实验研究。在优化的实验条件下，小型闭路实验获得精矿硫品位 86.24%，硫回收率 93.35%；精矿含银 67 g/t，银回收率 14.93%。工业实验最终获得了含硫 81.52%，含银 75 g/t，硫和银回收率分别为 91.71% 和 17.37% 的精矿；尾矿含硫 9.02%，银和铅在尾矿得到了良好富集，品位分别为银 436.63 g/t，铅 5.74%，实验指标较之前生产得到了显著提高。

关键词：硫化锌；氧压浸出；浸出渣；浮选分离；硫黄；含银矿物；工业实验

doi:10.12476/kczhly.202209280617

中图分类号：TD952　**文献标志码：**A　**文章编号：**1000-6532（2025）03−0134−08

引用格式：王琪淼, 先永骏, 刘全军, 等. 硫化锌氧压浸出渣硫-银分离浮选实验[J]. 矿产综合利用, 2025, 46(3): 134-141.

WANG Qimiao, XIAN Yongjun, LIU Quanjun, et al. Flotation separation of sulfur and silver-bearing minerals from a residue produced by oxygen-pressure leaching process of a zinc sulfide ore[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2025, 46(3): 134-141.

硫化锌（ZnS）是提取锌的最重要原生资源。当前以火法冶炼为主，但能耗和环境成本相对高，有价元素综合利用率较低；相比之下，以氧压浸出为主体的湿法炼锌工艺具有锌浸出率高，硫回收彻底，单位产品能耗低，环境友好等优势，同时产出的浸出渣粒度细，便于后续伴生的铅、锌、银、铟、金的回收。因此，锌氧压浸出工艺自上世纪 70 年代诞生并运行成功后，便在全球迅速得到推广。21 世纪后，湿法炼锌工艺逐步在国内广泛应用。例如，2004 年，云南冶金集团的永昌公司建成锌氧压浸出示范厂。2009 年，中金岭南有色金属股份有限公司丹霞冶炼厂成为国内首个建成投产的 100 kt/a 超大型锌氧压浸出工厂[1-5]。

呼伦贝尔驰宏矿业有限公司从 2010 年开始，采用两段氧压浸出工艺提取锌，每年约产生 15×10^4t 左右的浸出渣。浸出渣主要组分为硫黄，且含有丰富的铅和银，是一种高价值的二次资源。该厂采用浮选分离得到硫精矿，浮选尾矿进铅火法冶炼系统回收铅和银。生产结果显示，浸出渣含硫 45%～50%，含银 180～220 g/t，采用丁基黄药捕收，获得浮选硫精矿平均硫品位 65%～70%，硫回收率 50%～60%，尾矿含硫平均约 25%～30%，银品位和回收率分别为 300 g/t 和 65% 左右（指标随锌精矿来源变化存在一定波动）。可见，浮选生产中硫和银的分离不彻底，这使得硫精矿达不到销售的品级，同时尾矿含硫高，大幅增加后续熔硫和铅冶炼作业的难度、成本和产品质量。且该

收稿日期：2022-09-28
基金项目：国家自然科学基金 52264027
作者简介：王琪淼（1996-），女，硕士研究生，研究方向为磁选理论与资源综合利用。
通信作者：先永骏（1984-），男，副教授，硕士研究生导师，研究方向为有色金属资源清洁利用。

地区硫酸需求极低，铅、银提炼前制酸和销售成本高，企业亏损严重。因此，高效分离硫矿物和铅银矿物，产出高品质的硫精矿和低硫高银尾矿，能有效地提高该资源的综合利用效率，增加企业经济和环境效益[6-11]。

根据该厂浸出渣的性质，在不改变现有生产工艺流程结构的基础上，考查了调整剂及捕收剂的种类和用量，以及捕收剂的组合使用对硫和银分选回收的影响，优化浸出渣有价组分综合回收的工艺，并进行工业实验验证，为改善实际生产指标提供科学依据。

1　浸出渣性质

实验研究所用矿样为呼伦贝尔驰矿业有限公司冶炼厂产出的二段氧压浸出渣，样品为凝结块状，泡水易散。对浸出渣进行化学多元素和硫物相分析，结果分别见表 1 和表 2。从表中可以看出，浸出渣含硫 44.33%，其中 75.24% 为单质硫，为主要的浮选回收对象。锌品位 4.24%，主要为硫酸盐和少量闪锌矿，硫酸锌易溶于水不易回收；受氧压浸出“未反应收缩核”反应的限制，大部分闪锌矿呈微细粒被硫黄颗粒包裹，易进入浮选精矿。铅品位为 2.65%，主要以矾类，即铅矾和铅铁矾的形式存在。铁品位 14.33%，主要以铅铁矾、草黄铁矾的硫酸盐形式存在，与单质硫混杂分布，少量以磁铁矿、褐铁矿的氧化物存在，几乎无回收价值。硅品位 2.04%，以石英的形式存在，属于偶见的矿物。含银 192 g/t，检测中未明确银的载体矿物。根据地球化学的成矿规律和前期的探索实验结果，银主要赋存于铅矿物中[12]。因此，浮选工艺应尽可能使硫黄与含银铅矿物分离，便于后续火法回收铅和银。

表 3 为锌浸出渣的粒级组成及元素分布分析结果，从表 3 中可以看出，浸出渣颗粒的粒度极细，主要集中在-37 μm 粒级，产率达 97.02%，其中-10 μm 粒级的产率 54.33%；硫在-37+20 μm 和-20+10 μm 两个粒级的品位相对较高，分布率分别达到 27.95% 和 37.25%，这说明单质硫颗粒主要集中在这两个粒级，且该部分单质硫解离度相对较高；银主要集中在-10 μm，分布率为 86.47%，说明含银矿物的粒度普遍呈微细粒状，容易被夹带进入精矿。

表 1　浸出渣化学多元素分析结果/%
Table 1　Multi-element analysis results of leaching residues

S	Fe	Si	Ca	Mg	As	Zn	Pb	Ag*	Au*	Cu
44.33	14.33	2.04	0.89	0.60	0.02	4.24	2.65	192.00	0.12	0.36

*单位为g/t。

表 2　硫物相化学分析结果
Table 2　Analysis results of sulfur phase

项目	单质硫	硫酸盐	硫化物	总硫
含量/%	33.61	6.35	4.71	44.67
分布率/%	75.24	14.22	10.54	100.00

表 3　锌浸出渣粒级组成和元素分布分析结果
Table 3　Analysis results of particle size composition and element distribution of zinc leaching residues

粒级/μm	产率/%	品位/%		分布率/%	
		S	Ag	S	Ag
+75	2.26	46.06	120.20	2.17	1.25
-75+43	0.41	54.25	98.20	0.46	0.18
-43+37	0.31	54.74	84.70	0.36	0.12
-37+20	19.21	69.80	54.40	27.95	4.80
-20+10	23.47	76.16	66.60	37.25	7.18
-10	54.33	28.09	346.50	31.81	86.47
合计	100.00	47.98	217.73	100.00	100.00

2　结果与讨论

2.1　调整剂对浮选分离的影响

从前面的粒度分析可看出，浸出渣颗粒呈微细粒（-37 μm 95%），且银主要分布在-10 μm 粒级，调浆后矿浆黏度较大，因此首先考虑采用分散剂强化颗粒的分散，从而提高矿物浮选分离的选择性。金属硫化矿浮选过程中，水玻璃、六偏磷酸钠是常用的矿泥的分散剂，木质素磺酸钠（下简称为“木质素”）可以提高硫矿物的选择性。因此本小节，考查了水玻璃、六偏磷酸钠和木质素等调整剂对浮选分离的影响，矿浆浓度为均为 27%，实验流程和实验结果分别见图 1 和图 2。

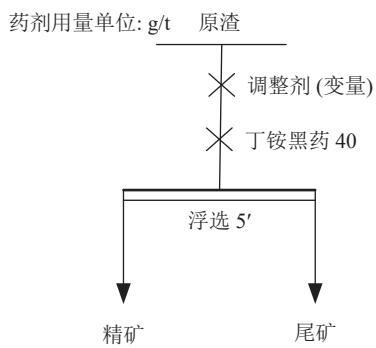

图 1　调整剂对浮选分离的影响实验流程
Fig.1　Test process of the influence of dispersant on flotation separation

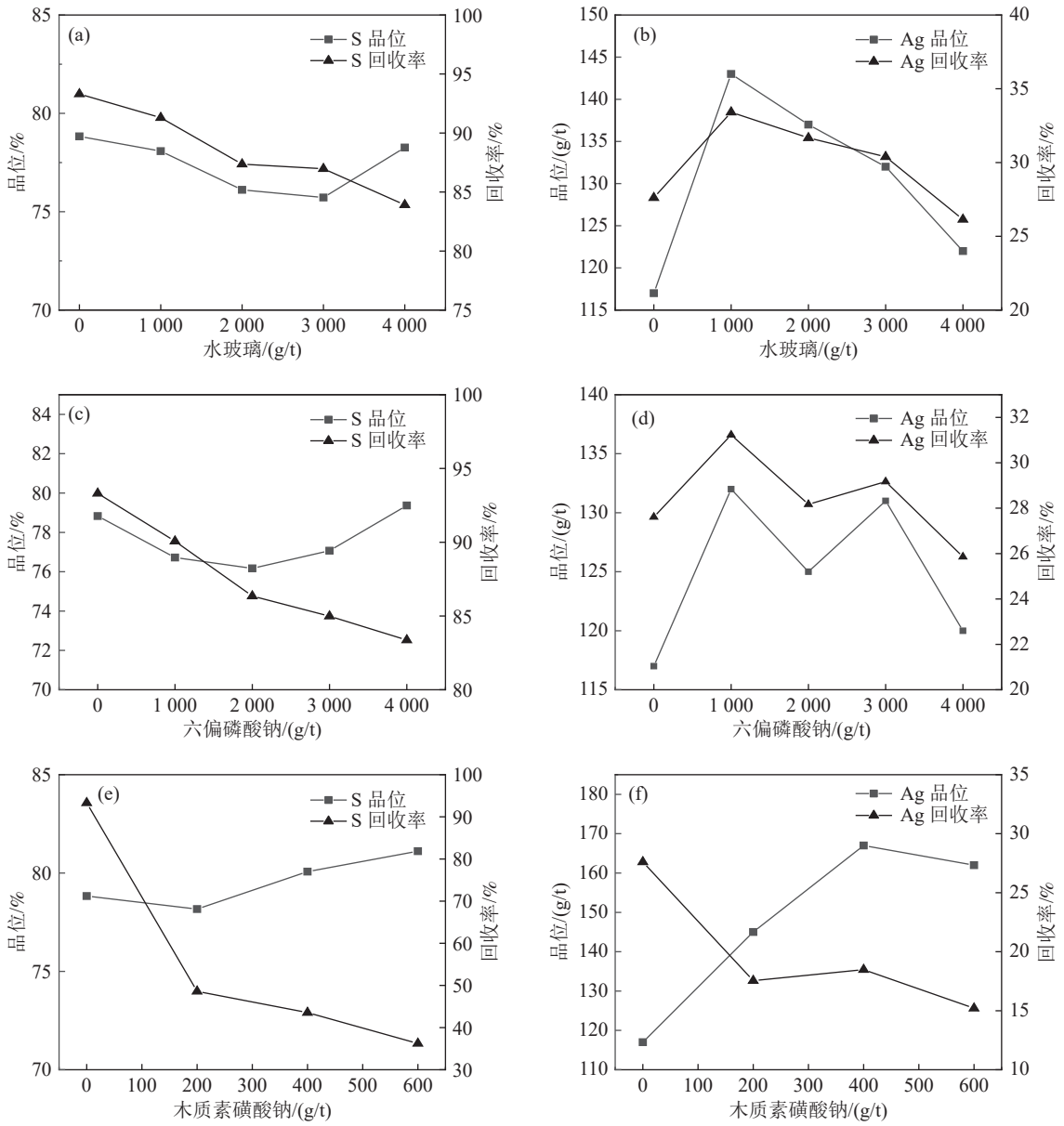

图 2　调整剂对浮选分离的影响（丁铵黑药 40 g/t）

Fig.2　Effect of dispersant on flotation separation(ammonium dibutyl dithiophosphate 40 g/t)

图 2（a）、（b）显示，当不使用水玻璃时，精矿硫品位和回收率较大，分别为 78.83% 和 93.31%。随着水玻璃用量的增加，精矿硫品位提升效果不明显，硫回收率略有下降。精矿银回收率，在水玻璃用量为 4 000 g/t 的时候达到较小 26.14%。这说明水玻璃的添加，对含硫矿物产生了一定抑制作用，造成硫指标下降，而银指标略有提高。

从图 2（c）、（d）中，对于精矿的硫品位和回收率，六偏磷酸钠与水玻璃规律相似。随着六偏磷酸的用量增加，精矿硫品位呈先降后增趋势，硫的回收率呈下降趋势。对于精矿银品位和回收率，当在六偏磷酸钠用量为 4 000 g/t 时达到较小值，品位和回收率分别为 120 g/t 和 25.86%。实验结果表明，六偏磷酸钠在用量相对高时，能够一定程度上改善硫和银的分离效果。

木质素是含硫矿物常用的抑制剂，在适宜的用量下，理论上能够对硫和银的分离产生好的效果。从图 2（e）、（f）中可以看出，随着木质素磺酸钠的用量增加，精矿硫品位略有升高，但精矿硫回收率相对于不添加木质素明显下降。精矿银品位总体呈上升趋势，银回收率呈下降趋势，

在木质素用量为 600 g/t 时达到较小，为 15.21%。这说明木质素磺酸钠对含硫矿物的抑制效果明显，对于精矿硫品位和尾矿银回收率有提升效果，但这主要是精矿产率低，尾矿产率高造成的，总体来看添加木质素降低硫和银的分选回收效率。

综上，对于浸出渣浮选，水玻璃和六偏磷酸钠仅在高用量时有助于银的回收，但提升效果不明显，而木质素对硫具有较强的抑制作用，从而不利于硫的回收。因此本研究所考查的调整剂，对硫矿物和银矿物的分选回收无明显的改善作用。分析认为，这一方面由于浸出渣颗粒过细，低用量的调整剂效果不明显。另一方面，浸出渣组分复杂，可溶性物质含量高，将大幅消耗调整剂。因此，对于此类浸出渣，添加调整剂一定程度上会影响经济性。

2.2　单一捕收剂对浮选分离的影响

硫黄的捕收剂种类较多，主要有黑药类、黄药类和中性油。本小节考查不同的硫黄捕收剂丁铵黑药、乙基黄药、丁基黄药、柴油的实验室实验的浮选效果，原料为 500 g 锌渣，矿浆浓度均为 27%，流程见图 1，实验结果见图 3。精矿硫回收率由大到小：丁铵黑药（93.09%）＞柴油（88.58%）＞丁基黄药（86.55%）＞乙基黄药（78.49%）。精矿银回收率由小到大：乙基黄药（21.06%）＜丁基黄药（25.85%）＜丁铵黑药（27.82%）＜柴油（28.10%）。这说明，对于硫的回收，丁铵黑药回收效果要明显优于黄药和柴油；对于银的回收，黄药的效果较好，且黄药越低级越好。实验结果表明，丁铵黑药捕收性能更佳，丁基黄药在获得较好回收率的同时，选择性较优。因此，从粗选的结果来看，黄药更适宜硫和银的分离，而相对比黑药较低的硫回收率，可通过添加捕收剂用量和增加扫选作业来弥补。但从实验现象中发现，使用黄药时，浮选泡沫量少，性脆，这可能造成硫矿物在精选时疏水性衰减严重，不利于实际生产中的调控，且造成硫矿物的跑尾，这些很可能是导致生产指标不理想的原因。

为了验证以上推测，着重对黑药和黄药类捕收剂进行开路实验对比，流程见图 4，图 5 为实验结果。由图 5（a）可看出，增加精选作业后，虽

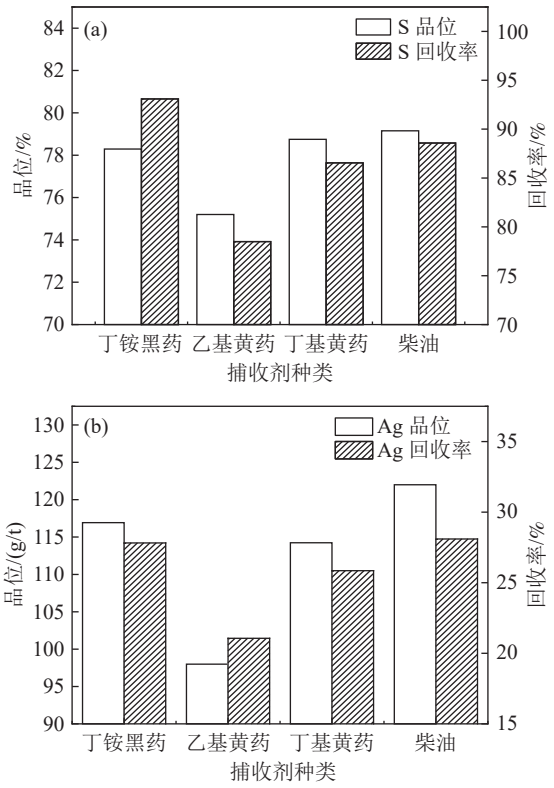

图 3　实验室实验结果

Fig.3　Laboratory test results

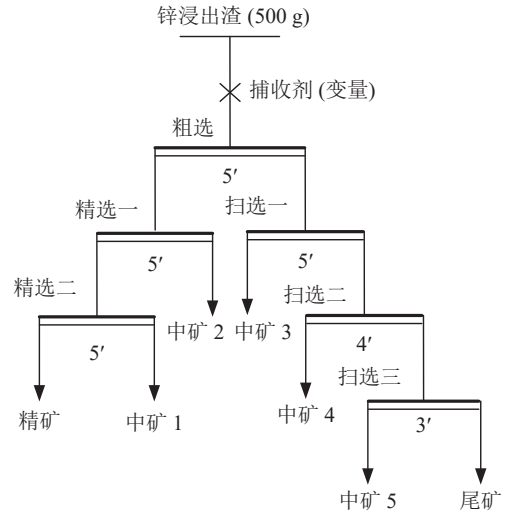

图 4　开路实验流程

Fig.4　Flow chart of open-circuit test

然黄药体系下得到的精矿硫品位更高，且银在精矿中的损失更低（这主要是精矿产率低引起的），硫矿物的回收率比黑药体系明显更低。分析认为，这主要由于浸出渣中存在大量的硫酸，通过对浮选滤液的酸含量分析得到氢离子的浓度高达 3.0 g/L。在高浓度硫酸的条件下，会造成黄药捕收剂的分解加速，见式（1）～（3）。因此认为，黄药类捕收剂不适合酸浸渣的浮选。相比

之下，丁铵黑药的适应性更好，综合指标更理想。

$$ROCSS^- + H^+ \rightleftharpoons ROCSSH \quad (1)$$

$$ROCSSH + H^+ \rightleftharpoons ROCSSH_2^+ \quad (2)$$

$$ROCSSH \rightleftharpoons CS_2 + ROH \quad (3)$$

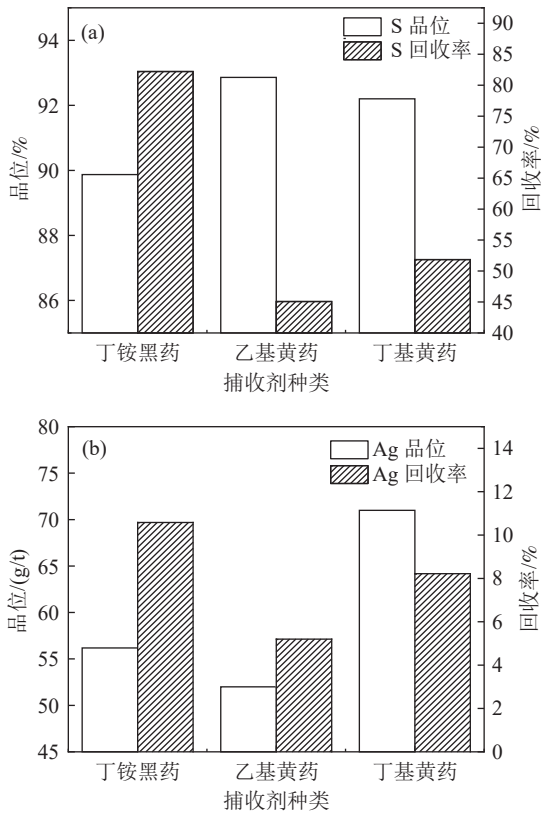

图 5　开路实验的实验结果

Fig.5　Results of the open-circuit test

2.3　组合捕收剂对浮选分离的影响

根据上述的实验结果，丁铵黑药的捕收性能和适应性相对较为优良，但选择性略弱于黄药和柴油，为兼顾捕收剂的捕收性能和选择性。在丁铵黑药较佳用量为 40 g/t 基础上，对比丁铵黑药分别与乙基黄药、丁基黄药、柴油组合捕收剂对浮选指标的影响。由于上述黄药浮选实验中，未添加起泡剂。理论上，黄药体系下，一般需要配合 2 号油起泡剂使用，才具有良好的浮选效果。因此，还考查了丁基黄药+2 号油组合对浮选指标的影响。浮选实验条件，矿浆浓度为 27%，丁铵黑药用量为 40 g/t，丁铵黑药+丁基黄药组合用量分别为 20 g/t 和 50 g/t，丁铵黑药＋柴油组合用量分别为 20 g/t 和 20 g/t，丁铵黑药＋乙基黄药组合用量分别为 20 g/t 和 50 g/t，丁基黄药+2 号油组合用量分别为 100 g/t 和 40 g/t，实验流程见图 1，实验结果见图 6。

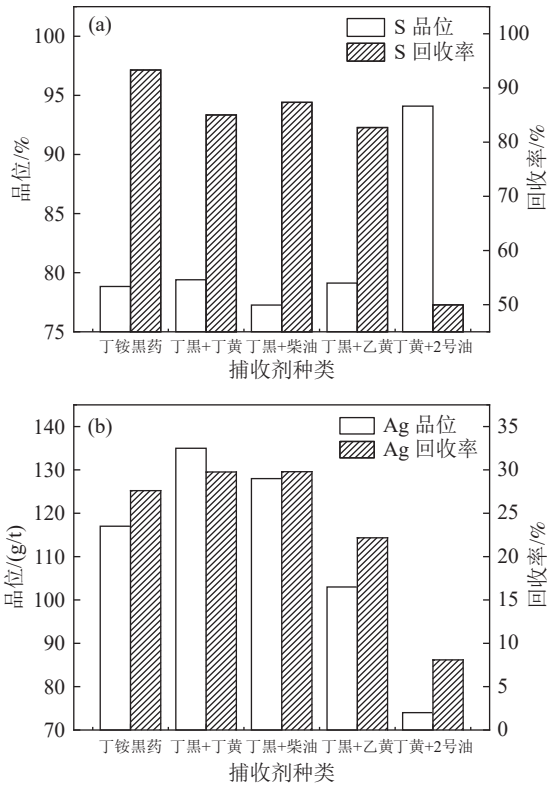

图 6　组合捕收剂对浮选的影响实验结果

Fig.6　Results of effect of combined collector on flotation

由图 6 可看出，单独使用丁铵黑药时，精矿硫品位为 78.83%，硫回收率较高，为 93.31%。丁基黄药+2 号油条件下精矿的硫品位最高，为 94.09%，硫回收率最低（49.97%）。相较于单独使用丁铵黑药，丁铵黑药＋柴油条件下，精矿硫品位稍有下降，其他组合药剂得到的精矿硫品位稍有上升，但硫回收率都有所下降。其中丁铵黑药+丁基黄药组合条件下，精矿硫品位在组合捕收剂中较高，为 79.40%。组合捕收剂实验结果表明，采用一部分黄药代替黑药后，选择性有一定提升，但硫回收率下降。此外，丁基黄药+2 号油条件下的精矿银品位和银回收率较小，分别为 74 g/t 和 8.09%，其次是丁铵黑药+乙基黄药组合，其他组合均低于单独黑药指标。考虑硫银分离、生产成本和加药控制难易程度，选择单独使用丁铵黑药更合适。且单独使用丁铵黑药情况下，工厂废水成分相对简单，更便于污水处理、减轻环境负担。

2.4　小型闭路实验和工业实验

根据前面的研究结果，确定了浮选药剂制度

等主要技术参数，结合生产现场中浮选流程结构，进行一粗两精三扫开路实验，获得精矿产率 44.75%，硫品位 89.87%，硫回收率 82.21% 的指标。

在开路实验的基础上，进行小型闭路实验（自来水调浆）和工业实验（工业回水）。实验流见图 7，实验结果见表 4。小型闭路实验，最终获得精矿产率 52.95%，硫品位 86.24%，硫回收率 93.35%，银品位 67 g/t，银回收率 14.93% 的指标；工业实验，获得精矿产率 55.04%，硫品位 81.52 g/t，硫回收率 91.71%，银品位 75 g/t，银回收率 17.37%；相比于调整前的工业生产，精矿硫品位提高了 11%～16%，硫回收率分别提高了 30%～40%；银在精矿中的损失降低了近 17%。尾矿含银 436.63 g/t，含硫仅 9.02%。实验结果表明，通过药剂制度的优化对实际生产中指标的提升，具有显著的可行性。

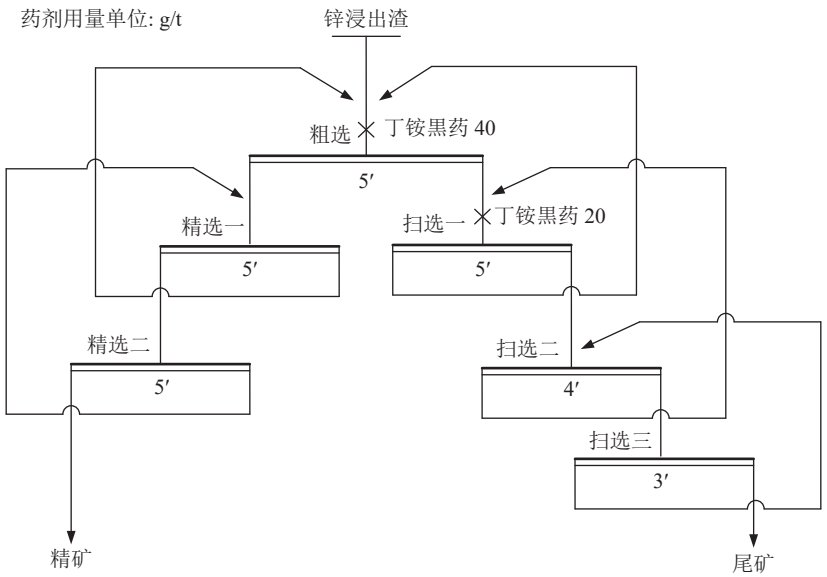

图 7　闭路实验流程

Fig.7　Flow chart of the closed-circuit test

表 4　小型闭路实验与工业实验结果

Table 4　Results of the small closed-circuit and industrial test

实验类型	名称	产率/%	品位/%		回收率/%	
			S	Ag*	S	Ag
小型实验	精矿	52.95	86.24	67.00	93.35	14.93
	尾矿	47.05	6.91	429.63	6.65	85.07
	原矿	100.00	48.92	237.60	100.00	100.00
工业实验	精矿	55.04	81.52	75.00	91.71	17.37
	尾矿	44.96	9.02	436.63	8.29	82.63
	原矿	100.00	48.92	237.60	100.00	100.00

*单位为g/t。

2.5　产品分析

对工业实验的精矿和尾矿分别取样，进行化学多元素分析，结果见表 5、6。精矿含硫 81.52%。锌在精矿中得到了一定富集，主要为硫化锌，可考虑提取硫黄后，返回氧压浸出段回收。尾矿中，银和铅的品位分别为 436.63 g/t 和 5.74%，分别富集 2～3 倍左右，可作用火法提取铅和银的优良原料；含硫低至 9.02%，这将大幅降低提铅前除硫制酸的产量和成本，显著降低企业的亏损。

表 5　精矿化学多元素分析/%

Table 5　Chemical multielement analysis of concentrate

S	S_0	Ag*	Pb	Zn	Cu	Si	As	Fe	Au*	Ca	Mg
81.52	64.43	75.00	0.60	3.60	0.48	1.02	＜0.05	1.23	0.29	0.12	0.15

*单位为g/t。

3　结　论

（1）浸出渣含硫 44.33%，含银 192 g/t，为主要的回收对象。硫以单质硫为主，银主要呈微细粒分布于铅矾和铅铁矾中。浸出渣颗粒的粒度极

表 6　尾矿化学多元素分析/%

Table 6　Chemical multi-element analysis of tailings

S	S_0	Ag*	Pb	Zn	Cu	Si	As	Fe	Au*	Ca	Mg
9.02	7.82	436.63	5.74	0.89	0.22	4.46	0.28	21.47	＜0.05	1.55	0.34

*单位为g/t。

细，其中-10 μm 的产率有 54.33%。单质硫颗粒主要集中-37+20 μm 和-20+10 μm 两个粒级，且解离度较高；而银主要在-10 μm。

（2）调整剂对浮选分离的影响实验结果表明：分散剂水玻璃和六偏磷酸钠对硫矿物的回收无明显改善作用，在高用量时对含银矿物与硫矿物的分离具有微弱的改善效果，这主要在于浸出可溶物含量较高、不易分散，导致药剂大量消耗；木质素对硫矿物都具有较强的抑制性，不利于硫和银的分选回收。

（3）单一捕收剂种类实验结果表明，丁铵黑药捕收性能较佳，而黄药的选择和捕收综合性能更理想。但由于锌浸出渣残留大量的硫酸，进入矿浆后导致黄药分解加速，进而使最终精矿产率降低，硫的回收率大幅降低。说明，对于酸度较高的浮选体系，丁铵黑药的适应性更强。

（4）相比于单独使用丁铵黑药，组合捕收剂使用对分选指标的改善作用不明显，且单一的丁铵黑药受矿浆环境的影响较小，分选效果较好。实验选择丁铵黑药在用量 40 g/t 时，采用一粗两精三扫的流程进行闭路实验，获得的最终精矿，产率 52.95%，硫品位 86.24%，硫回收率 93.35%，银品位 67 g/t，银回收率 14.93%，分选指标优良。

（5）工业实验获得精矿产率 55.04%，硫品位 81.52 %，硫回收率 91.71%，银品位 75 g/t，银回收率 17.37% 的指标；相比于调整前的工业生产，精矿硫品位提高了 11%～16%，硫回收率分别提高了 30%～40%；银在精矿中的损失降低了近 17%。尾矿含银 436.63 g/t，含硫仅 9.02%，指标提升明显。

参考文献：

[1] 顾丝雨,刘维,韩俊伟,等. 含锌冶炼渣综合利用现状及发展趋势[J]. 矿产综合利用, 2022, 43(5):1-8.

GU S Y, LIU W, HAN J W, et al. Current situation and development trend of comprehensive utilization of zinc smelting slag[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2022, 43(5):1-8.

[2] 李东波,蒋继穆. 国内外锌冶炼技术现状和发展趋势[J]. 中国金属通报, 2015(6):44-46.

LI D B, JIANG J M. Current statusand development trend of zinc smelting technology at home and abroad[J]. China Metal Bulletin, 2015(6):44-46.

[3] 陈龙义. 锌常规法—氧压浸出联合冶炼技术研究[J]. 世界有色金属, 2021(19):182-184.

CHEN L Y. Study of zinc smelting technology combing conventional method with oxygen pressure leaching[J]. World Nonferrous Metals, 2021(19):182-184.

[4] GU Y, ZHANG T A, LIU Y, et al. Pressure acid leaching of zinc sulfide concentrate[J]. Transactions of Nonferrous Metals Society of China, 2010, 20:S136-S140.

[5] 仝一喆. 锌氧压浸出工艺的应用及推广[J]. 矿冶, 2011, 20(4):94-97.

TONG Y Z. Application and popularization of zinc pressure leach process[J]. Mining and Metallurgy, 2011, 20(4):94-97.

[6] 刘贵清,王芳,解雪,等. 锌氧压浸出高硫渣定向浮选回收硫黄工艺研究[J]. 中国资源综合利用, 2022, 40(1):35-43.

LIU G Q, WANG F, XIE X, et al. Study on the process of recovering sulfur by directional flotation of zinc oxygen pressure leaching high sulfur residue[J]. China Resources Comprehensive Utilization, 2022, 40(1):35-43.

[7] 汪金钟. 国内硫黄市场现状分析与展望[J]. 石油化工管理干部学院学报, 2019, 21(3):44-49.

WANG J Z. Analysis on the domestic sulfur market and outlook[J]. Journal of Sinopec Management Institute, 2019, 21(3):44-49.

[8] LU J M, DREISINGER D. Pressure oxidation of ferrous ions by oxygen and hematite precipitation from concentrated solution of calcium, copper and iron chlorides[J]. Hydrometallurgy, 2013, 140:59-65.

[9] XU H S, WEI C, LI C X, et al. Leaching of a complex sulfidic, silicate-containing zinc ore in sulfuric acid solution

under oxygen pressure[J]. Separation and Purification Technology, 2011, 85:206-212.

[10] LI C X, WEI C, XU H S, et al. Oxidative pressure leaching of sphalerite concentrate with high indium and iron content in sulfuric acid medium[J]. Hydrometallurgy, 2010, 102(1):91-94.

[11] JIN B J, YANG X W, SHEN Q F. Pressure oxidative leaching of lead-containing copper matte[J]. Hydrometallurgy, 2008, 96(1):57-61.

[12] 胡熙庚,黄和慰,毛徼凡. 浮选理论与工艺[J].长沙:中南工业大学出版社,1990:408-409.

HU X G, HUANG H W, MAO Q F. Flotation theory and process[J].Changsha: China University of Technology Press, 1990:408-409.

Flotation Separation of Sulfur and Silver-bearing Minerals from a Residue Produced by Oxygen-pressure Leaching Process of a Zinc Sulfide Ore

WANG Qimiao[1], XIAN Yongjun[1], LIU Quanjun[1], XIE Tingfang[2], WANG Guodong[2]
(1.Faculty of Resources and Environment, Kunming University of Science and Technology, Kunming, Yunnan 650031, China; 2.Hulun Buir Chihong Mining Co., Ltd., Hulun Buir, Inner Mongolia 021000, China)

Abstract: A large of leaching residue was left unprocessed after it was produced from Hulunbeier Chihong Mining Co., Ltd. using the oxygen-pressure acid leaching process, and it contains 44.33% sulfur and 192 g/t silver, in which 75.24% sulfur exists in the form of elemental sulfur and the silver is mainly distributed in angle site and plumbojaro site with ultra-fine particle size. As a result, the residue is proposed as a valuable-secondary resource. Effective separation and enrichment of sulfur and sliver-bearing minerals prior to metallurgy is commonly required for improving the extraction efficiency of values in the residue, due to the technological and economic constraints of direct metallurgy. In this work, according to the properties of the leaching residue and sulfur flotation process used in practice, the sulfur-silver flotation separation tests were performed. At the optimized operation conditions, a concentrate with grades of 86.24% sulfur and 67 g/t silver at recoveries of 93.35% sulfur and 14.93% sliver was obtained via the bench-scale circuit flotation test. Correspondingly, an industrial-scale test achieved for the effective separation of sulfur and silver-bearing minerals in the residue. It produced a concentrate assaying 81.52% sulfur and 75 g/t silver with 91.71% sulfur and 17.37% silver recoveries. The tailing assays 9.02% sulfur, 436.63 g/t silver and 5.74% lead. The industrial index has been significantly improved compared with the previous production.

Keywords: zinc sulfide; oxygen pressure leaching; leaching residue; floatation separation; sulfur; silver-containing minerals; industrial test