

内蒙古某复杂多金属铅铜锌硫化矿选矿工艺研究

王刚¹, 于云龙¹, 马波¹, 王倩², 曹欢²(1. 金诚信矿山设计研究院, 北京 100176;
2. 西安建筑科技大学资源工程学院, 陕西 西安 710055)

摘要: 对内蒙古某复杂多金属铅铜锌矿进行了工艺矿物学和选矿工艺研究。结果表明, 矿石中有价元素为 Cu、Pb、Zn、Ag, 铜铅锌各矿物间相互交代、包裹, 其中方铅矿与黄铜矿为包裹关系, 且被包裹的方铅矿粒度不均匀; 方铅矿与闪锌矿多为连生关系, 两者之间接触面比较光滑平直, 较容易解离, 银矿物则共生于这些金属矿物之中, 因此采用铜铅混浮-铜铅分离-尾矿选锌的工艺流程。最后共获得 3 种精矿产品, 铜精矿中 Cu、Ag 品位分别为 18.41%、594.82 g/t, 回收率分别为 86.53%、25.30%; 铅精矿中 Pb、Ag 品位分别为 62.70%、428.05 g/t, 回收率分别为 85.01%、54.62%; 锌精矿中 Zn、Ag 品位分别为 28.12%、165.75 g/t, 回收率分别为 59.99%、4.80%; 银总回收率达到 84.72%, 实现了矿石中有价元素的综合回收。

关键词: 铅铜锌硫化矿; 工艺矿物学; 混合浮选; 铜铅分离; 综合回收

doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2022.03.031

中图分类号: TD952 文献标志码: A 文章编号: 1000-6532 (2022) 03-0172-09

内蒙古矿产资源丰富, 是我国重要的有色金属基地。但各有色金属资源普遍存在着贫矿多、资源嵌布粒度细、伴生矿多且复杂的特点, 使得资源开发利用难度增大。目前针对复杂的多金属铅铜锌硫化矿, 采用优先浮选、混合-优先浮选等工艺流程^[1], 黄药类作为捕收剂, 六偏磷酸钠等作为铜抑制剂, 重铬酸钾等作为铅抑制剂, 氰化钠等作为锌抑制剂^[2], 达到铜铅锌的分离与综合回收的目的, 但常存在着浮选回收率低, 精矿中铜铅锌互含严重, 药剂毒性大、用量大等突出问题。因此选择合适的工艺和药剂, 以提高这类矿石的资源利用率, 降低精矿铜铅锌互含, 降低污水处理成本将有着重要的意义。

本文针对内蒙古某复杂多金属铅铜锌硫化矿, 在工艺矿物学研究的基础上, 采用铜铅混浮-铜铅分离-尾矿选锌的工艺流程, Na₂SO₃ 和 ZnSO₄ 作为锌的组合抑制剂, CMC(羧甲基纤维素) 和 Na₂SO₃ 作为铅的组合抑制剂, 通过单因素条件实验和闭路实验, 确定了较佳的工艺条件, 降低了精矿铜铅锌互含, 实现了矿石中有价元素的综合

回收。

1 实验

1.1 实验样品与药剂

用于实验的样品来自于内蒙古某选厂的破碎车间, 并将取得的原始样品经辊式破碎机破碎至小于 2 mm, 然后将破碎后的样品混匀缩分后装袋使用。实验药剂乙硫氮、丁黄药、Z-200、2[#]油、CMC 均为工业级; 石灰、硫酸锌、亚硫酸钠、硫酸铜、硫化钠均为分析纯级; 活性炭为工业级。

1.2 实验设备与方法

每单次实验过程中, 将 500 g 实验样品和调整剂添加到 XMQ 型球磨机, 磨矿浓度为 60%, 然后将磨矿结束后的样品添加到 1.5 L 浮选槽中, 浮选机采用 XFD 型挂槽浮选机, 主轴搅拌速度 1500 r/min, 并将捕收剂和起泡剂依次添加到浮选矿浆中, 浮选浓度为 33%。浮选单因素实验流程见图 1。实验结束后, 收集产品依次进行过滤, 干燥, 称重, 混匀。检测样品中 Cu、Pb、Zn、Ag 的含量, 并计算回收率。

收稿日期: 2020-07-13

作者简介: 王刚 (1994-), 男, 工程师, 主要从事稀贵金属提取分离研究。

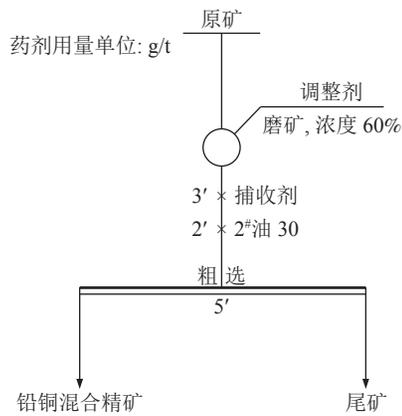


图1 单因素条件实验流程
Fig.1 A diagram of the single factor condition test

2 结果与讨论

2.1 化学分析

实验样品进行矿物组成成分、粒度和嵌布状

态分析, 结果见表1, 化学多元素含量分析, 结果见表2, 铜铅物相分析, 结果见表3、4。

表1 矿石组成成分、含量及其粒度
Table 1 Mineral composition, content, and dissemination size of the raw ore

矿物名称	含量/%	粒度/ μm
方铅矿	2.3	10~200
闪锌矿	0.5	-
黄铜矿	0.4	<500
磁黄铁矿	18.3	20~700
黄铁矿	0.8	<300
褐铁矿	0.1	-
石英	58.7	15~200
白云母	8.2	20 \times 1~200 \times 50
碳酸盐矿物	9.9	<0.4

表2 原矿化学多元素分析结果/%

Table 2 Analysis results of multi-elements of the raw ore

Cu	TFe	mFe	S	MgO	Ag*	Mn	Co	As
0.20	12.42	7.98	3.51	0.40	22.10	0.10	0.0076	0.076
Ni	SiO ₂	Zn	P	Pb	Au*	Al ₂ O ₃	CaO	W
0.02	67.55	0.30	0.36	2.08	0.10	3.64	1.37	0.05

*单位为g/t。

表3 铜物相分析结果

Table 3 Results of Cu phase analysis

矿物名称	硫化物中铜	次生硫化物中铜	结合氧化铜中铜	自由氧化物中铜	合计
含量/%	0.16	0.037	0.0015	0.0015	0.20
分布率/%	79.75	18.41	0.92	0.92	100.00

表4 铅物相分析结果

Table 4 Results of Pb phase analysis

矿物名称	氧化物中铅	硫化物中铅	结合铅中铅	合计
含量/%	0.09	1.85	0.14	2.08
分布率/%	4.27	89.02	6.71	100.00

通过工艺矿物研究可知, 该矿石主要为原生矿石, 金属矿物主要有磁黄铁矿、方铅矿、黄铜矿、黄铁矿、闪锌矿; 脉石矿物主要有石英、碳酸盐矿物(主要为方解石)、白云母, 矿石中方铅矿、黄铜矿和闪锌矿是最主要的目的矿物, 银矿物则共伴生于这些矿物之中。方铅矿呈它形粒状和不规则状, 粒径在10~200 μm 之间, 为稀疏浸染状—星点状分布; 黄铜矿呈它形粒状和不规

则状, 粒径多在15~500 μm , 绝大多数大于80 μm , 为浸染状—星点状分布。方铅矿、黄铜矿和闪锌矿三者间为连生或包裹关系。其中方铅矿与闪锌矿多为连生关系, 两者之间接触线比较光滑平直, 比较容易解离, 这对铅锌分离是有利的; 方铅矿与黄铜矿之间为包裹关系, 即黄铜矿包裹方铅矿, 黄铜矿粒度较粗, 被包裹的方铅矿粒度大小不等, 细粒者要完全解离, 需要一定的磨矿细度。另有少量方铅矿包裹或半包裹闪锌矿, 这部分方铅矿和闪锌矿都较粗, 比较容易解离; 还有极少量呈它形粒状粒径<0.01 mm的黄铜矿, 多包裹于闪锌矿中, 这部分黄铜矿很难从闪锌矿中解离出来, 这两种类型的方铅矿和黄铜矿占比都较小, 对选矿影响不大。

由表 2~4 可知原矿中有价元素为 Cu、Pb、Zn、Ag，含量分别为 0.20%、2.08%、0.30%、22.10 g/t，其他元素含量都较低，不具有回收价值。其中含铜的矿物有 98.16% 分布在硫化铜中，含铅的矿物有 89.02% 为硫化相的铅，仅有极少量的氧化铜和氧化铅，这样分布情况对浮选富集是有利的。

考虑到铜含量较低，且铜矿物与铅矿物密切，不易分离，而铅矿物与锌矿物尽管关系密切，但两种矿物间边界光滑平直，易分离，因此针对这一类型的复杂多金属铅铜锌硫化矿采用铜铅混选-铜铅分离-尾矿选锌的工艺流程，银主要富集在铜、铅精矿中，以实现矿石中有价元素的综合回收。

2.2 磨矿细度对铜铅锌浮选的影响

固定实验条件：CaO 1000 g/t、ZnSO₄ 2000 g/t、Na₂SO₃ 2000 g/t、乙黄药 30 g/t、乙硫氮 30 g/t、2[#]油 30 g/t，磨矿细度实验结果见图 2。

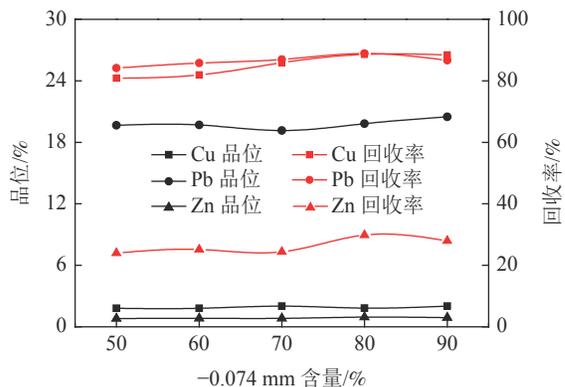


图 2 磨矿细度对铜铅锌浮选的影响

Fig.2 Effect of grinding fineness on flotation of copper, lead and zinc

从图 2 可知，随着磨矿细度的增加，铜铅混合精矿中铜铅品位仅有略微波动，铜铅的回收率逐渐上升，当磨矿细度-0.074 mm 含量小于 80% 时，铜铅的回收率较低，这是因为矿石粒度较粗时，可回收矿物与脉石矿物单体解离度不够，捕收剂不能有效作用于可回收矿物表面，导致其回收率较低^[3]。当磨矿细度-0.074 mm 超过 80% 时，铜铅的回收率基本稳定，表明可回收矿物已单体解离，继续增加磨矿细度对浮选回收率影响很小，因此确定-0.074 mm 80% 为适宜的磨矿细度。

2.3 CaO 用量对铜铅锌浮选的影响

CaO 是碱性条件下浮选的常用 pH 值调整剂，

适宜的 CaO 用量对铜铅锌的浮选有重要影响，因而考察了 CaO 用量对铜铅锌浮选的影响。固定实验条件：磨矿细度-0.074 mm 80%、ZnSO₄ 2000 g/t、Na₂SO₃ 2000 g/t、乙黄药 30 g/t、乙硫氮 30 g/t、2[#]油 30 g/t，进行 CaO 用量实验，结果见图 3。

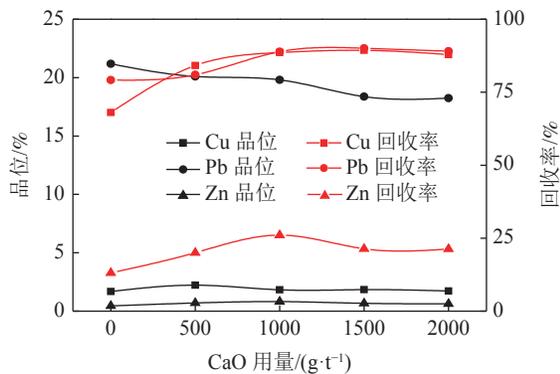


图 3 CaO 用量对铜铅锌浮选的影响

Fig.3 Effect of CaO dosage on the flotation of copper, lead and zinc

由图 3 可知，随着 CaO 用量的增加和矿浆 pH 值的提高，铜铅的回收率逐渐增大后趋于稳定，锌的回收率先增加后减少，表明增加 CaO 用量及提高矿浆 pH 值可提高铜铅的回收率，并对锌的回收有一定抑制^[4]，同时合适的 CaO 用量可促进铜铅与锌的分离，在 CaO 为 1500 g/t 时，可较好的实现铜铅的回收，且铜铅混合精矿中锌的含量较少，综合考虑确定合适的 CaO 用量为 1500 g/t。

2.4 抑制剂种类及用量对铜铅锌浮选的影响

ZnSO₄ 和 Na₂SO₃ 是常用的闪锌矿有效抑制剂^[5]，有研究表明两者共同使用，对闪锌矿的抑制作用较佳，且组合使用的效果大于单独使用的效果之和^[6]。因而分别考察了 ZnSO₄ 和 Na₂SO₃ 用量对铜铅锌回收率的影响。

2.4.1 ZnSO₄ 用量对铜铅锌浮选的影响

实验条件：磨矿细度-0.074 mm 80%、CaO 1500 g/t、Na₂SO₃ 1000 g/t、乙黄药 30 g/t、乙硫氮 30 g/t、2[#]油 30 g/t，ZnSO₄ 用量实验结果见图 4。

由图 4 可知，随着 ZnSO₄ 用量加大，铜铅回收率逐渐升高后下降，锌回收率逐渐下降。在 ZnSO₄ 用量为 1500 g/t 时，Pb 回收率为 88.90% 达到较大，此时精矿中锌回收率为 16.81%，在 ZnSO₄ 用量为 2000 g/t 时，Cu 回收率 88.88% 达到较大，此时精矿中锌回收率为 15.09%，由于矿石中含量最多的元素为铅，铜锌的含量较少，且

ZnSO₄用量为 2000 g/t 与用量 1500 g/t 时相比，铜的回收率仅提高了 0.27%，但铅的回收率下降了 1.24%，结合浮选的经济性，综合考虑合适的 ZnSO₄用量定为 1500 g/t。

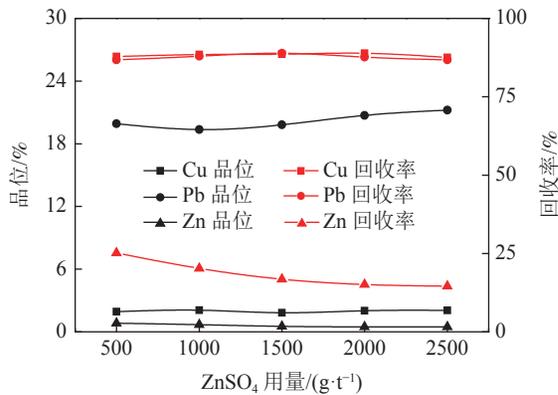


图4 ZnSO₄用量对铜铅锌浮选的影响

Fig.4 Effect of ZnSO₄ dosage on the flotation of copper, lead and zinc

2.4.2 Na₂SO₃用量对铜铅锌浮选的影响

实验条件：磨矿细度 -0.074 mm 80%、CaO 1500 g/t、ZnSO₄ 1500 g/t、乙黄药 30 g/t、乙硫氮 30 g/t、2[#]油 30 g/t，Na₂SO₃用量实验结果见图5。

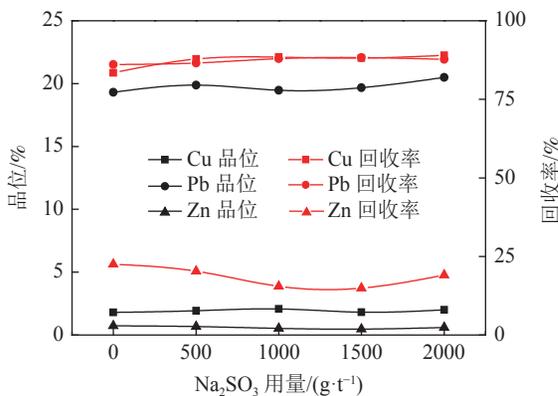


图5 Na₂SO₃用量对铜铅锌浮选回收率和品位的影响
Fig.5 Effect of Na₂SO₃ dosage on recovery rate and grade of copper, lead and zinc flotation

由图5可知，ZnSO₄+Na₂SO₃组合抑制闪锌矿，比单一使用ZnSO₄抑制闪锌矿效果好，同时在Na₂SO₃用量为1500 g/t，精矿锌的回收率较低，铅的回收率较高，继续增加Na₂SO₃用量，锌的回收率有所升高，但铅的回收率降低，这可能是因为硫化矿的浮选过程需要有氧的参与，过量的Na₂SO₃会消耗矿浆中氧，因而对矿物的回收产生了不利影响，综合考虑较佳的Na₂SO₃用量为1500 g/t。

2.5 捕收剂种类对铜铅锌浮选的影响

捕收剂种类对矿物的浮选有着至关重要的影响，合适的捕收剂不仅能提高精矿的品位与回收率，同时也能实现不同元素间的分离，降低精矿中杂质元素的含量，因此考察了捕收剂种类及用量对铜铅锌浮选的影响。实验条件：磨矿细度 -0.074 mm 80%、CaO 1500 g/t、ZnSO₄ 1500 g/t、Na₂SO₃ 1500 g/t、2[#]油 30 g/t，捕收剂种类实验结果见表5。

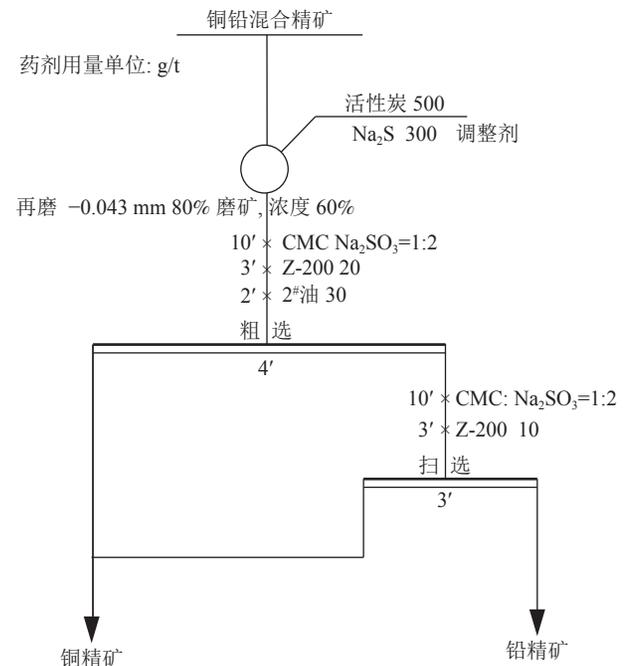


图6 铜铅分离实验流程

Fig.6 Process chart of Cu-Pb separation test

由表5可知，捕收剂乙硫氮与丁胺黑药相比，尽管后者的产率更高，但前者能明显提高Pb的回收率，降低精矿中Zn的品位，减少铜铅混合精矿中锌的含量。这是因为丁胺黑药的捕收性较弱，使得部分脉石混入精矿之中，而乙硫氮对方铅矿有较好的捕收能力^[7]，但对闪锌矿捕收能力弱，因此可改善铅锌的分选效果，实现了铜铅与锌的分离。乙黄药与丁黄药相比，尽管前者的产率较高，但后者能提高铜铅混合精矿的品位与回收率，这是因为黄药类捕收剂能在硫化矿表面形成疏水膜，增加了矿物表面的疏水性，实现与脉石矿物的分离达到回收硫化矿的目的，而黄药的捕收性与碳链长短有很大关系，碳链越长，黄药的捕收性能越强^[8]。综合考虑，合适的捕收剂为乙硫氮 30 g/t+丁黄药 30 g/t。

表 5 捕收剂种类及用量实验结果
Table 5 Test results of collector types and dosage

捕收剂种类及用量/(g·t ⁻¹)	产率/%	品位/%			回收率/%		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
乙硫氮30 乙黄药30	9.20	1.82	19.67	0.47	88.13	88.28	14.91
乙硫氮30 丁黄药30	9.05	1.95	20.36	0.52	88.50	88.61	15.64
丁胺黑药30 乙黄药30	11.90	1.45	14.99	0.85	86.57	85.75	33.72
丁胺黑药30 丁黄药30	10.60	1.65	16.86	0.71	87.47	85.93	25.09

2.6 铜铅分离抑制剂用量对浮选的影响

方铅矿与黄铜矿之间为包裹关系，即黄铜矿包裹方铅矿，要实现铜铅分离，就需要使被包裹的方铅矿解离出来，但方铅矿粒度大小不等，细粒的方铅矿要完全解离，需要一定的磨矿细度。因此，在铜铅混合精矿再磨以及进行脱药的基础上，进行抑铅浮铜的铜铅分离浮选实验。目前，铜铅高效分离常用的捕收剂为对黄铜矿捕收能力

强的 Z-200^[9]，本次实验 Z-200 固定用量为 20 g/t，抑制剂为 CMC 和 Na₂SO₃。实验原料采用经一次精选后的铜铅混合精矿，其中铜铅锌的品位分别为 4.12%，25.61%，0.72%。铜铅分离实验采用抑铅浮铜工艺，抑制剂 CMC 和 Na₂SO₃ 配比为 1:2 组合用药。实验工艺流程及实验条件见图 6，实验结果见表 6。

表 6 铜铅分离抑制剂用量实验结果
Table 6 Test results of copper-lead separation inhibitor dosage

抑制剂CMC+Na ₂ SO ₃ (1:2)用量/(g·t ⁻¹)	产品名称	产率/%	品位/%			作业回收率/%		
			Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
0	铜精矿	55.70	6.65	31.22	0.32	89.95	67.90	24.39
	铅精矿	44.30	0.93	18.56	1.23	10.05	32.10	75.61
150	铜精矿	42.03	8.93	35.85	0.41	91.10	58.83	23.93
	铅精矿	57.97	0.65	18.05	0.93	9.90	41.17	76.07
250	铜精矿	32.84	11.49	19.53	0.47	91.58	25.04	21.43
	铅精矿	67.16	0.56	28.60	0.86	9.42	74.96	79.57
350	铜精矿	30.91	12.14	24.47	0.52	91.08	28.84	22.32
	铅精矿	69.09	0.48	26.21	0.81	9.92	71.16	77.68

由表 6 可知，组合抑制剂 CMC 和 Na₂SO₃^[10] 的使用，能明显提高铅精矿的产率，降低铅精矿中铜的品位，以及提高铅精矿中铅的回收率。这是因为 CMC 分子中的羧基会吸附在方铅矿表面，羟基则与水分子作用，使得矿物表面形成一层水化膜，降低了方铅矿的可浮性，Na₂SO₃ 抑制方铅矿的机理与闪锌矿相似，两者混合使用可形成水溶性的络合物吸附在方铅矿表面^[11]，进一步降低方铅矿的可浮性，抑制方铅矿的回收。随着组合抑制剂用量的增加，铅精矿的产率逐渐增加，铅精矿中铜的品位与回收率也逐渐上升，当混合抑制剂用量为 250 g/t，选别效果较好，继续增加混合抑制剂的用量，尽管铅精矿的产率继续增加，但铅精矿中铜的品位与回收率反而降低，这是因为过多的抑制剂使用，不仅抑制了方铅矿的浮

选，也抑制了其他矿物的浮选，导致一定量的其他矿物和更多的脉石进入铅精矿中，使得铅精矿中铜的品位和回收率都有所降低，因此合适的抑制剂 CMC:Na₂SO₃=1:2 用量为 250 g/t。

2.7 铜铅混合浮选尾矿选锌开路实验

实验采用铜铅混合浮选的尾矿选锌，尾矿中铜铅锌含量分别为 0.025%、0.26%、0.28%。因尾矿中锌的含量较低，且赋存状况复杂，需对选锌作业进行开路实验，以确定合适的选锌工艺流程，获得更好的浮选指标。另外，铜铅混合浮选过程加入大量的锌抑制剂，因此回收锌的过程需加入一定量的 CuSO₄ 作为锌的活化剂，以避免被抑制的闪锌矿进入尾矿中。同时锌的浮现过程无需再回收铅，因而仅采用丁黄药作为捕收剂。实验流程见图 7，实验结果见表 7。

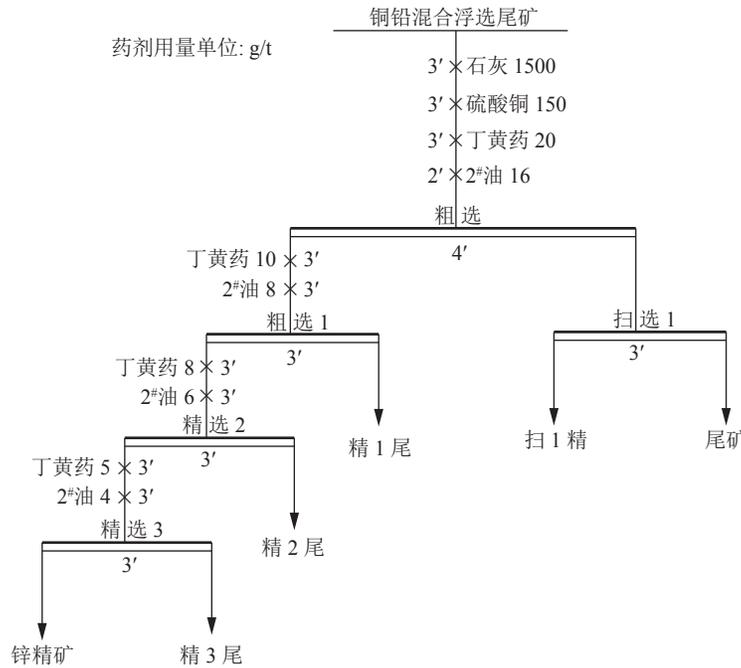


图 7 铜铅混合浮选尾矿选锌开路实验流程

Fig.7 An opened-circuit flotation test of zinc separation from Cu-Pb flotation tailings

表 7 铜铅混合浮选尾矿选锌开路实验结果

Table 7 Open-circuit flotation test results of zinc separation from Cu-Pb flotation tailings

产品名称	产率/%	品位/%			回收率/%		
		Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
锌精矿	0.59	0.16	0.58	27.33	3.79	1.32	57.85
精1尾	3.61	0.05	0.37	0.63	7.23	5.14	8.12
精2尾	3.49	0.03	0.43	0.56	4.19	5.77	6.98
精3尾	1.19	0.08	0.51	2.96	3.79	2.33	12.53
扫1精	1.06	0.21	1.41	0.44	8.94	5.76	1.66
尾矿	90.06	0.02	0.23	0.04	72.06	79.68	12.86
铜锌混合浮选尾矿	100	0.025	0.26	0.28	100.00	100.00	100.00

由表 7 可知，铜铅混合浮选含锌尾矿经三次精选，获得的锌精矿中锌品位为 27.33%，锌的总回收率为 85.48%。扫 1 的精矿锌的回收率仅为 1.66%，回收率很低，可无需扫选，因此确定锌浮选的工艺流程为一次粗选三次精选。

2.8 浮选闭路实验

在上述实验的基础上，为验证浮选工艺条件的可靠性，以及在该工艺条件下，模拟现场处理该类型矿石的情况，对处理这种类型的矿石有一个较好的工业应用实验基础，因此进行浮选闭路实验。工艺流程见图 8，实验结果见表 8。

由表 8 可知，针对内蒙古某复杂多金属铅铜锌硫化矿采用铜铅混浮-铜铅分离-尾矿选锌工艺流

程可获得三种产品：1) 铜精矿：Cu 品位 18.41%，回收率 86.53%；银品位 594.82 g/t，回收率 25.30%；2) 铅精矿：Pb 品位 62.70%，回收率 85.01%；银品位 428.05 g/t，回收率 54.62%；3) 锌精矿：Zn 品位 28.12%，回收率 Zn 59.99%；银品位 165.75 g/t，银回收率 4.80%。银总回收率 84.72%。矿石中的有价元素不但铜铅锌已基本得到回收，且伴生元素银的总回收率也较高，以及精矿中各元素的互含品位也较低，选矿指标较好。

3 结 论

(1) 内蒙古某复杂多金属铅铜锌硫化矿中有价元素为 Cu、Pb、Zn、Ag，含量分别为 0.20%、

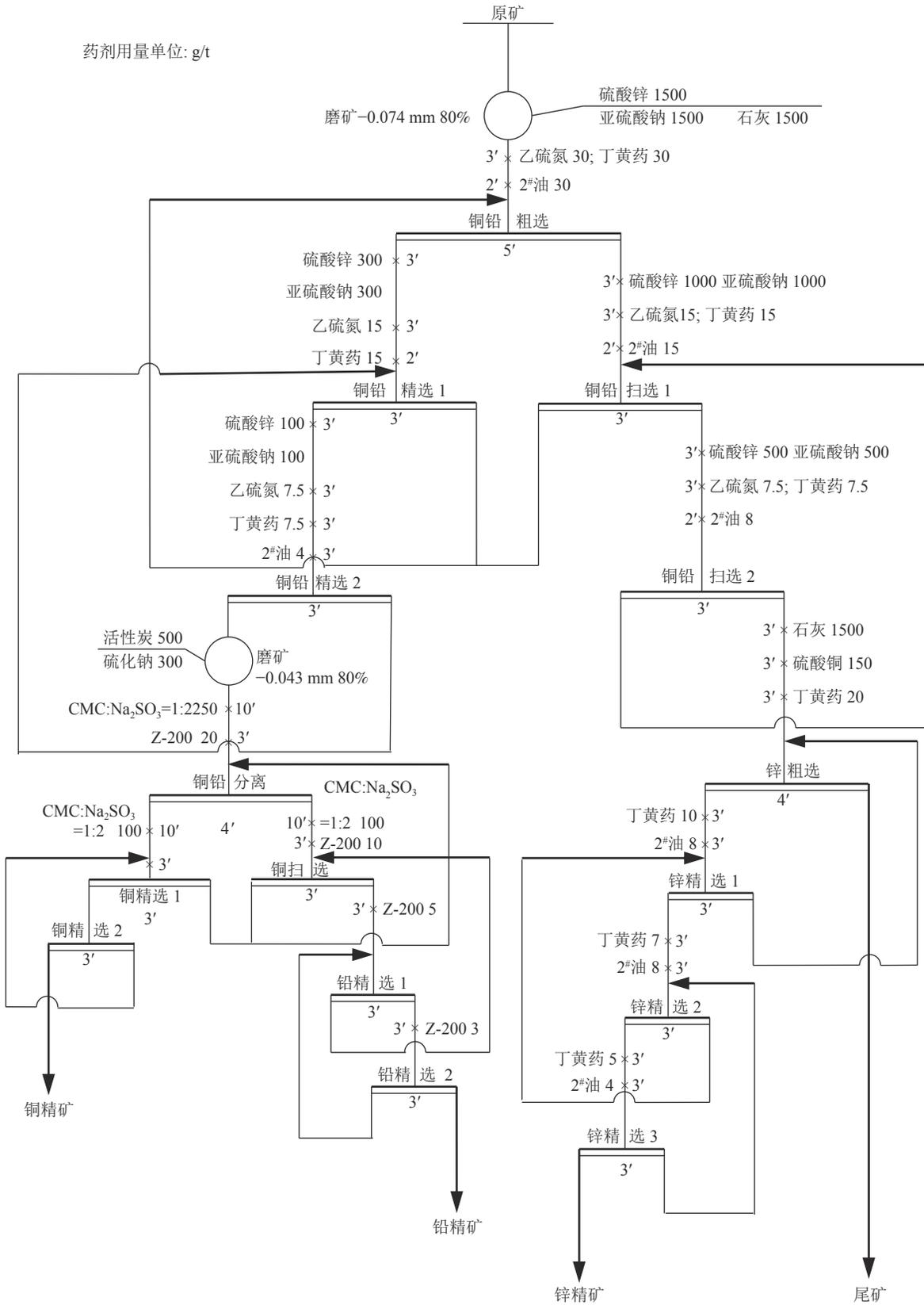


图 8 浮选闭路实验流程
Fig.8 Process chart of a closed-circuit flotation test

表8 闭路实验结果
Table 8 Results of a closed-circuit flotation test

产品名称	产率/%	品位/%				回收率/%			
		Cu	Pb	Zn	Ag*	Cu	Pb	Zn	Ag
铜精矿	0.94	18.41	4.05	0.95	594.82	86.53	1.83	2.98	25.30
铅精矿	2.82	0.28	62.70	0.53	428.05	3.95	85.01	4.98	54.62
锌精矿	0.64	0.21	1.37	28.12	165.75	0.67	0.42	59.99	4.80
尾矿	95.60	0.02	0.28	0.10	3.53	8.85	12.74	32.05	15.28
原矿	100.00	0.20	2.08	0.30	22.10	100.00	100.00	100.00	100.00

*单位为：g/t。

2.08%、0.30%、22.10 g/t。其他元素含量都较低，不具有回收价值。铜铅锌各元素主要以方铅矿、黄铜矿和闪锌矿赋存于矿石中，银矿物则共伴生于这些矿物之中。其中方铅矿与闪锌矿多为连生关系，两者之间较容易解离，方铅矿与黄铜矿之间为包裹关系，被包裹的方铅矿粒度大小不等，细粒者要完全解离，需一定的磨矿细度。

(2) 采用 Na_2SO_3 和 ZnSO_4 组合使用可降低闪锌矿的可浮性，结合乙硫氮对方铅矿和闪锌矿捕收能力的差异，可较好的实现铜铅混合浮选；铜铅混合精矿经磨矿和脱药后，采用 CMC 和 Na_2SO_3 组合抑制方铅矿，能高效实现铜铅分离；含锌尾矿采用硫酸铜活化闪锌矿，丁基黄药做捕收剂，可较好的实现锌的回收。

(3) 针对该类型矿石，采用铜铅混选-铜铅分离-尾矿选锌工艺流程获得了三种产品：1) 铜精矿：Cu 品位 18.41%，回收率 86.53%；银品位 594.82 g/t，回收率 25.30%；2) 铅精矿：品位 Pb 62.70%，回收率 85.01%；银品位 428.05 g/t，回收率 54.62%；3) 锌精矿：Zn 品位 28.12%，回收率 59.99%；银品位 165.75 g/t，银回收率 4.80%。银总回收率 84.72%，矿石中的有价元素不但铜铅锌已基本得到回收，且伴生元素银的总回收率也较高，以及精矿中各元素的互含品位也较低，选矿指标较好，可作为该金属矿开发利用的技术依据，且对同类矿山的浮选工艺具有一定的借鉴意义。

参考文献：

[1] 逢文好, 刘全军, 丁鹏. 新疆铜锌硫混合精矿分离试验研究[J]. *矿冶*, 2014, 23(5):27-30.
PANG W H, LIU Q J, DING P. Experimental research on separation of Xinjiang copper, zinc and sulfur mixed

concentrate[J]. *Mining and Metallurgy*, 2014, 23(5):27-30.
[2] 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.
[3] 毕克俊, 方建军, 张琳, 等. 云南某低品位铅锌硫化矿选矿工艺[J]. *过程工程学报*, 2016, 16(1):99-104.
BI K J, FANG J J, ZHANG L, et al. Beneficiation process of a low-grade lead-zinc sulfide ore in Yunnan[J]. *The Chinese Journal of Process Engineering*, 2016, 16(1):99-104.
[4] 黎维中. 难处理铅锌银硫化矿物资源综合回收的研究与实践[D]. 长沙: 中南大学, 2007.
LI W Z. Research and practice on comprehensive recovery of refractory lead-zinc-silver sulfide mineral resources[D]. Changsha: Central South University, 2007.
[5] 王衡嵩, 魏志聪, 曾明, 等. 铜锌矿物分离中闪锌矿抑制剂的作用机理研究进展[J]. *矿产保护与利用*, 2019, 39(2):124-130.
WANG H S, WEI Z C, ZENG M, et al. Research progress on the action mechanism of sphalerite inhibitors in the separation of copper-zinc minerals[J]. *Mineral Resources Conservation and Utilization*, 2019, 39(2):124-130.
[6] 尧章伟, 方建军, 代宗, 等. 闪锌矿抑制剂的作用机理及研究进展[J]. *矿冶*, 2018, 27(4):16-21.
YAO Z W, FANG J J, DAI Z, et al. The mechanism and research progress of zinc blende inhibitor[J]. *Mining and Metallurgy*, 2018, 27(4):16-21.
[7] 苏建芳. 异极性巯基浮选捕收剂在方铅矿表面的吸附行为及机理研究[D]. 长沙: 中南大学, 2012.
SU J F. Study on the adsorption behavior and mechanism of heteropolar sulfhydryl flotation collectors on galena surface [D]. Changsha: Central South University, 2012.
[8] 曹飞, 孙传尧, 王化军, 等. 烃基结构对黄药捕收剂浮选性

能的影响[J]. 北京科技大学学报, 2014, 36(12):1589-1594.

CAO F, SUN C Y, WANG H J, et al. The influence of hydrocarbon-based structure on the flotation performance of xanthate collector[J]. Journal of University of Science and Technology Beijing, 2014, 36(12):1589-1594.

[9] 管晓颖. 铜钼矿浮选分离多因素交互影响研究[D]. 北京: 北京有色金属研究总院, 2016.

GUAN X Y. Study on the interaction of multiple factors in the flotation separation of copper-molybdenum ore[D]. Beijing: Beijing Research Institute of Nonferrous Metals, 2016.

[10] 曾慰华, 姚亚萍, 奚长生, 等. 某难选铜铅混合精矿的分离试验研究[J]. 金属矿山, 2006(4): 19-22

ZENG W H, YAO Y P, XI C S, et al. Separation test study of a hard-to-select copper-lead mixed concentrate [J]. Metal Mine, 2006(4): 19-22

[11] 米丽平, 孙春宝, 李青, 等. 用组合抑制剂实现铜铅高效分离的试验研究[J]. 金属矿山, 2009, 39(8):53-56.

MI L P, SUN C B, LI Q, et al. Experimental study on high-efficiency separation of copper and lead with combined inhibitors[J]. Metal Mine, 2009, 39(8):53-56.

Study on Mineral Processing Technology of Complex Polymetallic Lead-Copper-Zinc Sulfide Ores from Inner Mongolia

Wang Gang¹, Yu Yunlong¹, Ma Bo¹, Wang Qian², Cao Huan²

(1.JCHX Mine Engineering Design and Research Institute, Beijing, China; 2.School of Resources Engineering, Xi'an University of Architecture and Technology, Xi'an, Shaanxi, China)

Abstract: Mineral processing technology and technological mineralogy were studied complex polymetallic lead-copper-zinc sulfide ores from Inner Mongolia. Findings show that the valuable elements in the ore are Cu, Pb, Zn and Ag, and the copper, lead and zinc minerals are metasomatized and wrapped each other, among which galena and chalcopyrite are wrapped, and the particle size of the wrapped galena is not uniform. Galena and sphalerite are mostly in continuous relationship, and the contact surface between them is smooth and straight, which is easy to separate. The silver mineral is associated with these metal minerals, so the ores was used by the technological process of mixed flotation of copper and lead, separation of copper and lead and zinc flotation from tailings. Finally, a total of 3 concentrate products were obtained. In the copper concentrate, the average grades of Cu and Ag were 18.41% and 594.82 g/t with 86.53% and 25.30% recovery rates. In the lead concentrate, the average grades of Pb and Ag were 62.70% and 428.05 g/t with 85.01% and 54.62% recovery rates. In the zinc concentrate, the average grades of Zn and Ag were 28.12% and 165.75 g/t with 59.99% and 4.80% recovery rates; The total recovery of silver reached 84.72%, which realized the comprehensive recovery of valuable elements in ore.

Keywords: Lead-copper-zinc sulfide ore; Technological mineralogy; Mixed flotation; Copper-lead separation; Comprehensive recovery