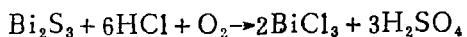


湿法冶金处理含铋硫化矿精矿

苏 B.C.КОГАН, В.А.ЧАНТУРИЯ, Н.Г.СЕРДЮКОВА

卡扎赫什坦(казахстан)稀有金属矿在硫化矿浮选时获得含黄铁矿很高($>70\%$)的混合精矿，其中含黄铜矿($<2\%$)、与硫化矿共生的铋矿物和脉石矿物。对这种中间产品采用优先浮选时，铋损失很大，在盐酸溶液中，氧化铋和自然铋容易溶解，而硫化铋要有氧化剂存在时才分解。

(1)式在温度为 $293\sim298\text{K}$ 时反应很少，实际上不反应。



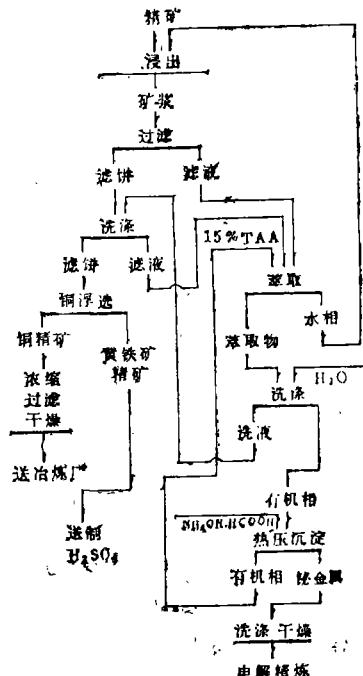
(1)

为了按(1)式提高用氧化铋的速度，添加氧化剂—亚硝酸。反应残渣为对溶液稳定的黄铁矿和硫化铜，它们可以用联合工艺处理。

联合工艺(见图)包含铋的催化氧化浸出和浸出液的萃取，以及直接从有机相中热压沉淀铋，硫精矿残渣用泡沫浮选法分出铜精矿。

过去已发表过主干工艺流程的试验结果。本联合工艺的半工业试验是在哈萨克矿物原料科学研究所生产的ГРАНИТОГОРСК湿法冶金试验标准设备上进行的。能力为0.28吨/日混合精矿，整个试验处理了1.2吨混合精矿。

混合精矿含：0.46% Bi(其中30.4%是自然铋，10.8%是氧化铋，58.8%是硫化铋)；0.97% Cu(其中94.6%是黄铜矿，4.2%是次生硫化铜，1.2%是氧化铜矿物)；0.22% Zn；42.31% Fe(全铁)；0.08% Mo；0.15% pb；32.34% S(总硫)；10.26%



处理含铋硫化矿精矿的原则工艺流程

SiO_2 ，10.33% Al_2O_3 ；1.22% (Ca+Mg)，1.64% (Na+K)。用含 HCl 38.6克/升、 NaCl 133克/升、 NaNO_2 3.31克/升的酸性盐溶液浸出，其氧用量按反应式(2)计算接近理论所需量。



三段逆流浸出，其浸出液含Bi 3.21克/升，Cu 0.24克/升， Fe^{++} 10.26克/升， Fe^{+++} 4.4克/升，Zn 0.54克/升，pb 1.48克/升， H_3O^+ 21.6克/升， Cl^- 142克/升。铋和伴生金属在各浸出段的分布率载于表1。

表 1 三段逆流闭路浸出—萃取时
浸出液中的金属含量

浸出周期	溶液中的含量 克/升							
	Fe (全铁)	Fe ²⁺	Cu	CaO	Zn	Pb	Al	Bi
1	5.45	1.26	0.14	0.52	0.16	0.48	0.03	1.29
2	12.34	3.72	0.34	0.86	0.28	1.12	0.15	2.34
3	14.06	10.26	0.24	1.2	0.54	1.48	0.24	3.21
4	6.72	1.34	0.13	0.76	0.18	0.92	0.34	1.26
5	13.78	4.22	0.28	1.1	0.26	1.34	0.42	2.92

浸出后，矿浆在假底过滤器上过滤，滤液送萃取，滤饼在假底过滤器上进行2次洗

涤，萃取物洗涤后的洗液返萃取，滤饼送浮选回收铜。

浸出的氯化溶液中的铋用15%的混合第三脂肪胺(TAA)在煤油中萃取，萃取和含铋萃取物的洗涤都在混合沉降器中进行，能力按全相为160克/升时。从表2可见，2级萃取后，在萃取物中铋的回收率就>99%，残留浓度为0.032克/升，有机相用水洗涤时，从萃取物中排出20~40% Fe, 40~50% Cu, 10~15% Bi。最终得到的萃取物含12.4克/升的Bi, 0.62克/升的Cu, 4.6克/升Fe, 1.36克/升Zn, 0.2克/升pb。

表 2 萃取各级中铋、铁和铜的分布率

作 业	液相组成, 克/升						在萃取和洗涤中的 金属分布率%		
	水 相			有 机 相					
	Bi	Cu	Fe	Bi	Cu	Fe	Bi	Cu	Fe
萃取, 有机相: 水相=1:5									
1 级	0.73	0.116	13.74	12.4	0.62	4.6	77.25	51.66	8.27
2 级	0.032	0.09	12.16	3.6	0.13	7.9	99.12	22.40	11.49
洗涤, 有机相: 水相=1:5									
1 级	0.016	0.10	2.7	—	—	—	0.059	21.73	46.71
2 级	0.003	0.08	0.9	—	—	—	0.011	17.39	15.57
3 级	0.002	0.09	0.47	—	—	—	0.007	10.56	8.13

表 3 有 机 相 中 铋 热 压 沉 淀 结 果

温 度 K	时 间 分	沉 淀 率 %			沉淀物的相组成, %	
		Bi	Cu	Fe	BiOCl	Bi
433	10	34.8	92.4	0.42	36	64
	20	44.5	98.6	0.68	72	28
	40	46.8	99.2	0.54	68	32
	60	52.6	99.6	0.72	65	35
453	10	44.3	98.8	0.64	43	56
	20	46.8	99.0	0.73	58	42
	40	62.3	99.2	0.68	42	58
	60	72.5	99.6	0.62	36	64
473	10	46.7	98.4	0.68	12	88
	20	72.8	99.2	0.73	8	92
	40	89.2	99.8	0.76	8	94
	60	99.6	99.8	0.78	2	98
493	20	84.6	98.4	0.83	2	98
	40	99.2	99.8	0.68	2	98

条件: HCOOH用量为1.8克/克铋

NH₄OH用量为1.2克/克铋

在温度为453k、压力为 $20 \cdot 10^6$ 帕时，在《ГИПРОНИКЕЛЬ》研究院的钛质热压釜中进行，加入还原剂—甲酸（1.8克/克铋）和 NH_4OH （1.2克/克铋），从萃取的有机相中沉淀铋。

从表3可以看出，温度在453~473 K时，有机相中铋的沉淀率为89.2~99.2%，在热压反应12周期后，有机相中铋的萃取率比用新鲜的混合第三脂肪胺溶液降低，第一级从77.25%降到72.41%，第二级从99.12%降到94.86%。

沉淀物的化学组成是：92.5%Bi、5.86% Cu 、0.3%Fe、0.001%Zn、0.001%pb、0.001%As、0.002%Mo、0.001%Ca、0.001%Na、0.2% Cl^- 、0.001% SO_4^{2-} 。用5%的 H_2O_2 溶液洗涤有机相后，铜品位可降到0.03%。在铋的三段逆流浸出—萃取—热压沉淀闭路循环后得如下指标：铋从混合精矿到金属粉末的平均回收率为87.14%（铜浸出沉淀率为94.37%~96.75%），滤饼的平均产率为92.8%~95.7%，含35.8~36.28%Fe，32.57~33.92%S，0.93~0.98%Cu，0.188~0.127%Zn，0.02~0.03%pb，0.037~0.06%Bi。

每吨混合精矿的药剂用量为：185公斤盐酸，260公斤氯化钠，3公斤硝酸钠，5~

（上接第46页）

- 4 D. S. Berry. An elastic treatment of ground movement due to mining, J. Mech. phys. Solids, 1960, Vol. 8
- 5 于学馥等. 地下工程围岩稳定分析, 煤炭工业出版社, 1983
- 6 金汉平. 岩石的变形特征及其时间因素. 力学, 1976, No. 4
- 7 刘宝琛. 矿山岩体力学概论, 湖南科学技术出版社, 1982

7公斤石灰（活度80%），3公斤煤油，1公斤混合第三脂肪胺，6公斤双氧水。

浮选分离滤饼中的铜。浮选流程包括滤饼加水调浆到液：固=4:1，洗涤湿法冶金时残留的药剂，浓缩矿浆，然后粗选和扫选，粗精矿三次精选，精选尾矿返粗选，扫选精矿送第一次精选作业。药剂总用量为：丁黄药50克/吨，起泡剂T80为30克/吨。

硫化矿浮选的产品含12.02%Cu、32.6%Fe, 41.4%S(总硫), 8.6% SiO_2 , 1.43%Zn, 0.32%pb, 和牌号为ППМ-8的铜中矿。两种铜精矿中铜对滤饼中铜的回收率为76.6%。两种铜精矿对原矿的产率为7.02%。浮选尾矿为黄铁矿精矿，含0.23%Cu, 42.8%Fe, 46.7%S, 10.7% SiO_2 , 0.03%Zn, 0.008%pb，可按生产硫酸的标准流程处理。

经济计算表明，在工业试验的工艺流程包含金属铋的进一步精炼，并获得商品金属铋对混合精矿的直收率为85.3%时，单位投资为每吨混合精矿128卢布，单位经营费为每吨混合精矿120卢布。

参 考 文 献 略

徐家骥译自 ЦВЕТНЫЕ МЕТАЛЛЫ
1990. No2. C26—28.

王豫新校

- 8 刘宝琛, 廖国华. 煤矿地表移动的基本规律. 中国工业出版社, 1985
- 9 R. Blackwood. An increase of Crustal rheology from stress observations, Int. Cong. on Rock Mechanics Proceedings, Vol. 1, Montreux (Suisse), 1979
- 10 金川有色金属公司井巷公司等. BM-1型多点位移计在金川矿区的应用, 北京钢铁学院科技资料室, 1982, 8