硫精矿金银提质试验研究①

姚凯，白成庆，潘仁球，张海彬，吴涵
（湖南水口山有色金属集团有限公司，湖南 衡阳 421513）

摘　要：某铅锌选矿厂铅锌分选后，选硫作业产出的硫精矿中富含金和银。为进一步提高硫精矿中金、银的计价系数，对该硫精矿压滤样开展提升金、银品位的选矿试验研究。采用磨矿的方式进行机械脱药可消除残余捕收剂对浮选的不利影响，提高金、银矿物与硫矿物之间的解离度，配合使用“硫化钠+腐殖酸钠”组合抑硫剂和 25#黑药捕收剂，实现了金、银与硫矿物的有效分离，形成了独立的高金银硫精矿产品，其金品位在 15 g/t 以上，银品位在 200 g/t 以上，并且同步回收了一部分损失在硫精矿中的铅、锌，铅、锌合计品位在 7%以上。该工艺优化了产品结构，提高了金属矿物的价值，具有良好的经济效益和技术借鉴意义。

关键词：铅锌矿；伴生金属；硫精矿；压滤样；磨矿；机械脱药；产品结构；金；银；浮选
中图分类号：TD92　　**文献标志码**：A　　doi:10.3969/j.issn.0253-6099.2026.02.018
文章编号：0253-6099(2026)02-0118-06

Experimental Study on Improvement of Gold and Silver Grade of Sulfide Concentrate

YAO Kai, BAI Chengqing, PAN Renqiu, ZHANG Haibin, WU Han
(*Hunan Shuikoushan Nonferrous Metals Group Co., Ltd., Hengyang* 421513, *Hunan*, *China*)

Abstract: After lead-zinc separation in a lead-zinc concentrator, the sulfur concentrate produced from the sulfur flotation process is rich in gold and silver. To further improve the pricing coefficient of gold and silver in the sulfur concentrate, mineral processing research was carried out on the pressure-filtered sample of the sulfur concentrate. Mechanical reagent removal by grinding was adopted to eliminate the adverse effect of residual collector on flotation and improve the liberation between gold and silver minerals and sulfur minerals. In combination of a sulfur depressant consisting of sodium sulfide and sodium humate and 25# aerofloat collector, effective separation and mutual enrichment of gold and silver minerals and sulfur minerals were actualized, and an independent high gold and silver concentrate product was also produced with an Au grade of more than 15 g/t and an Ag grade of more than 200 g/t. Meanwhile, a part of lead and zinc lost in the sulfur concentrate was recovered synchronously, with the total grade of Pb and Zn exceeding 7%. This processing technique not only optimizes the product structure and improves the value realization rate of metallic minerals, but also brings good economic benefits, which is of reference significance.

Key words: lead-zinc ore; associated metal; sulfur concentrate; pressure-filtered sample; grinding; mechanical reagent removal; product structure; gold; silver; flotation

某铅锌选矿厂所处理原矿属于硫化铅锌金银矿，该选矿厂采用铅-锌-硫优先浮选工艺依次产出铅精矿、锌精矿和硫精矿 3 种精矿产品，其中在选硫作业时，以丁基黄药为捕收剂、2#油为起泡剂，不添加其他药剂，伴生金银有规律地分布在 3 种精矿产品中。硫精矿产品中金银矿物计价系数受品位影响。硫精矿中金品位低于 5 g/t 时金不计价；金品位 5~15 g/t 时按Ⅰ类计价系数计算；金品位高于 15 g/t 时按Ⅱ类计价系数计算，其中Ⅱ类计价系数显著高于Ⅰ类计价系数。硫精矿中银品位低于 100 g/t 时银不计价；银品位高于 100 g/t 时按统一计价系数计价。硫精矿产品中其他金属元素不受品位高低影响，均作为副产品按照对应的统一计价系数计算综合效益。在不影响现有硫精矿中金矿物计价前提下，采用技术手段，单独产出一个精

① **收稿日期**：2025-10-15
作者简介：姚凯(1996—)，男，湖南花垣人，助理工程师，主要从事有色金属选矿技术研究。E-mail:963100870@qq.com

矿产品,其中金品位 15 g/t 以上,达到Ⅱ类计价标准,银品位提高至 100 g/t 以上,即可最大程度地提高金属价值,是实现矿产综合效益的重要途径。本文对该硫精矿压滤样进行选矿试验研究,通过优化产品结构,提高金属矿物的价值实现率,具有良好的经济效益,也可为相关企业提供技术借鉴。

1　矿石性质

某铅锌矿已开采多年,目前原矿性质和品位较为稳定。原矿主要元素和铅、锌、金、银赋存状态分析结果分别见表 1 和表 2~3。该硫化铅锌金银矿中矿物较多,矿石蚀变现象较为明显,主要为绢云母化和绿泥石化蚀变。铅矿物主要为方铅矿;锌矿物主要为闪锌矿;铁矿物主要为黄铁矿,其次为磁黄铁矿和赤铁矿;铜矿物主要为黄铜矿,另有微量斑铜矿、辉铜矿和黝铜矿;金矿物主要为自然金和金银矿,部分以次显微金形式或晶格金形式均匀分布在黄铁矿中;银矿物主要为辉银矿、碲银矿、深红银矿和淡红银矿,其次为自然银,少量以类质同象形式存在于闪锌矿和黝铜矿中;脉石矿物主要为石英和玉髓,其次为方解石,少量的白云石、透辉石、绢云母和绿泥石,微量的萤石等矿物。

表 1　原矿主要元素分析结果(质量分数)

Table 1　Analysis of main elemental composition of raw ore　%

Pb	Zn	S	Au[1)]	Ag[1)]	Fe	C
3.93	3.74	10.88	3.82	126.84	7.68	1.42

1) 单位为 g/t。

表 2　铅、锌赋存状态

Table 2　Occurrence status of Pb and Zn

元素	赋存相态	品位/%	元素	赋存相态	品位/%
Pb	硫化铅	3.69	Zn	硫化锌	3.54
	其他铅	0.24		其他锌	0.20
	合计	3.93		合计	3.74

表 3　金、银赋存状态

Table 3　Occurrence status of Au and Ag

元素	赋存相态	品位/(g·t^{-1})
Au	单体金	2.21
	其他金	1.61
	合计	3.82
Ag	单体银	0.94
	硫化物中银	104.31
	氧化物中银	0.46
	难容矿物中银	21.13
	合计	126.84

2　试验原料性质

本研究团队收集了该选矿厂年平均生产指标情况,金银矿物在精矿及尾矿中的回收情况如表 4 所示。由表 4 可见,铅精矿和硫精矿中金矿物回收占比相当,均占金总回收率的 40%以上;银矿物主要富集在铅精矿中,在硫精矿中约回收 8%;硫精矿中年平均金品位 6.50 g/t,年平均银品位 30.00 g/t。按此标准可知,目前该选矿厂产出的硫精矿中金矿物参照Ⅰ类计价系数计算,银矿物不计价。

表 4　金银矿物在精矿及尾矿中的回收情况

Table 4　Recovery of gold and silver minerals from concentrate and tailings

产品名称	回收率/%		品位/(g·t^{-1})	
	Au	Ag	Au	Ag
铅精矿	42.75	79.76	—	—
锌精矿	4.85	8.39	—	—
硫精矿	42.99	8.13	6.50	30.00
尾矿(损失)	9.41	3.72	—	—

以该硫精矿为研究对象,开展提升金、银品位的选矿试验研究。为简化流程,不利用原矿进行铅锌硫浮选作业后再收集硫精矿,而是直接从生产现场收集硫精矿产品开展研究。初步考虑的试验原料包括硫精矿矿浆和硫精矿压滤样。从研究难度上预先分析:硫精矿矿浆液体成分复杂,可能存在较多的选矿药剂,研究难度较大;硫精矿压滤样已事先经过脱水压滤,水分含量低,成分相对简单,适合开展前期试验。结合取样、运输等多个因素,决定采用硫精矿压滤样开展试验。

试样取自该选矿厂硫精矿陶瓷过滤机出料口,直接袋装接料,每次约取 25 kg。由于出料量大,出料速度快,每次取样时间一般不超过 5 min。为满足研究需求,研究期间总计对硫精矿压滤样取样 20 余次,均采用该方式,后文不再另行说明。部分批次硫精矿压滤样主要元素分析结果见表 5。

每组样品指标之间虽然存在一定波动,但参考该选矿厂往年硫精矿生产指标情况,样品指标均在正常范围内,具有较好的代表性,符合开展选矿试验研究的要求。

需要特别说明的是,部分试验开展周期较长,而本次研究对于硫精矿压滤样要求较高,需要样品保持残余药剂未被自然降解的“新鲜状态”,因此每组样品的可使用周期短,不足以支持整个试验研究,必须频繁进行重新取样。所以在试验研究中,尽管选矿工艺、药剂

制度和试验操作均保持一致,仍可能因原料批次不同而造成选矿指标出现差异。

表5 硫精矿压滤样批次及主要元素分析结果

Table 5 Analysis of each batch of pressure-filtered sulfur concentrate

样品批次	品位/%				
	Pb	Zn	S	Au[1)]	Ag[1)]
1	0.31	0.64	36.09	6.43	29.58
2	0.32	0.46	36.78	6.38	28.14
3	0.39	0.65	38.75	6.06	28.36
4	0.40	0.91	36.25	6.70	37.03
5	0.42	0.67	37.38	6.58	31.38
6	0.37	0.82	37.85	7.06	36.56
7	0.20	0.48	40.02	6.40	32.03

1) 单位为 g/t。

3 选矿试验

3.1 硫精矿试选试验

为快速掌握硫精矿压滤样浮选现象和大致指标情况,在不添加任何药剂的条件下开展了硫精矿压滤样浮选试验,试验原料量统一为干重 500 g(硫精矿压滤样取 555 g,其中水分约 10%,本文所有试验均按照该原料量,不再赘述)。试选流程为一次浮选,试验结果见表6。首先将硫精矿压滤样倒入浮选槽,加入清水调节液位后开始搅拌,在未额外添加药剂的情况下,液面已经出现明显的黄色硫精矿矿粒带,充气后黄色硫精矿泡沫层丰富,说明新鲜的试验样品仍受到残余药剂成分的影响,硫大量上浮,不事先进行脱药处理,相当于硫精矿的空白精选作业。

表6 硫精矿压滤样试选试验结果

Table 6 Processing test result of pressure-filtered sulfur concentrate

产物名称	产率/%	品位/%					回收率/%				
		Pb	Zn	S	Au[1)]	Ag[1)]	Pb	Zn	S	Au	Ag
精矿	3.90	0.82	0.91	46.36	9.40	69.00	9.98	7.58	4.82	6.49	9.72
尾矿	96.10	0.30	0.45	37.15	5.50	26.00	90.02	92.42	95.18	93.51	90.28
给矿	100.00	0.32	0.47	37.51	5.65	27.68	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

1) 单位为 g/t。

试选试验结果表明:试选精矿中硫品位达46.36%,金、银品位不高,分别为 9.40 g/t 和 69.00 g/t,黄铁矿的大量上浮是阻碍精矿质量提高的直接原因。究其根本,硫精矿压滤样虽进行了物理吸附脱药处理,但仍有残余药剂附着在矿物表面。受残余药剂的影响,在浮选时硫组分大量上浮,严重阻碍了金、银等有价金属富集。后续试验中,要进行残余药剂的脱药处理和硫组分的有效抑制,为金、银矿物回收创造良好条件。

3.2 硫精矿压滤样粒级筛析情况

为充分考察硫精矿压滤样中各粒级占比和相应的金、银矿物赋存状况,对硫精矿压滤样进行了粒度分析,结果如表7所示。表7结果表明:硫精矿压滤样初始细度-0.074 mm 粒级约占 70%,+0.124 mm 以及-0.037 mm 两种较极端粒度的矿物占比较小,并且 0.037~0.074 mm 粒级中金、银品位更高。因此,应当酌情提高硫精矿压滤样的磨矿细度,确保金银矿物能进一步得到有效回收。

表7 硫精矿压滤样粒度分析结果

Table 7 Particle size analysis of pressure-filtered sulfur concentrate

粒级/mm	产率/%	Au 品位/(g·t^{-1})	Ag 品位/(g·t^{-1})
+0.124	8.48	4.72	24.63
-0.124+0.074	20.86	5.83	26.82
-0.074+0.044	35.79	7.39	31.72
-0.044+0.037	24.99	6.27	27.94
-0.037	9.88	5.08	25.71
合计	100.00	6.33	28.65

3.3 脱药预处理试验

为解决残余药剂对试验的不良影响并提高金银矿物的解离度,在查阅了相关资料[1-5]后,决定分别采用硫化钠脱药、活性炭吸附和磨矿机械脱药3种方式开展脱药试验,其中添加硫化钠或活性炭的组别,均在添加药剂后搅拌 15 min 以确保药剂与矿样充分反应,磨矿机械脱药的磨矿时间设置为 4 min。捕收剂均采用对金、银有良好捕收性能的 25# 黑药,每组捕收剂用量根据实际情况调整。使用硫化钠/活性炭脱药的试验流程如图1所示,采用磨矿机械脱药的试验流程见图2,脱药对比试验结果见表8。

加入足量硫化钠并充分搅拌反应后,液面并未出现明显的黄色硫精矿矿粒带,充气观察,仅有少许气泡且无明显的黄色硫矿物泡沫,因此认为添加硫化钠已经实现脱药。停止充气,添加 25# 黑药 20 g/t 充分搅拌后再次充气,观察到丰富的硫精矿泡沫。可见硫化钠虽然实现了脱药预处理,但需要配合使用高效的抑

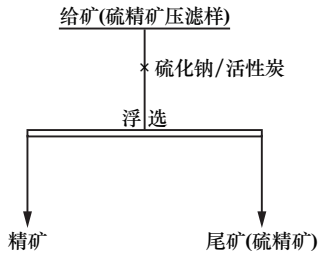


图 1　硫化钠/活性炭脱药试验流程

Fig. 1　Flowchart of reagent removal with sodium sulfide/activated carbon

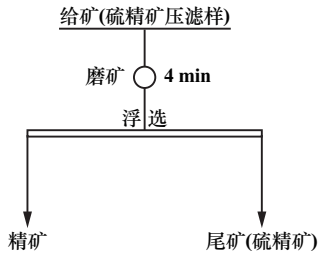


图 2　磨矿脱药试验流程

Fig. 2　Flowchart of grinding for reagent removal

硫剂,否则不能实现金硫分离,最终导致精矿指标不佳,精矿中金品位 10.80 g/t、银品位 64.00 g/t,硫品位 45.16%。

加入足量活性炭并充分搅拌反应情况下,初始阶段与加入硫化钠时现象基本一致,没有明显的硫组分上浮。添加少量 25# 黑药充分搅拌后再次充气,发现液面并未出现任何精矿泡沫,停止充气,逐步增加 25# 黑药用量并充气观察,重复以上步骤直至将 25# 黑药用量提升至 300 g/t,出现较为丰富的硫精矿泡沫层。可见活性炭虽然可以实现对残余药剂的吸附脱药,但仍存在两点不足:① 活性炭仅具有吸附作用,在吸收残余药剂后仍需配合使用抑硫剂,否则加入捕收剂后同样会造成硫的上浮;② 活性炭的吸附缺少专一性,属于物理吸附,在吸收残余药剂的同时,也会吸附后续添加的浮选药剂,本次试验在事先添加了活性炭的情况下,25# 黑药用量增加到了 300 g/t,药剂用量远超过其他试验组,精矿中金品位 11.30 g/t、银品位 77.00 g/t、硫品位 44.82%。

表 8　脱药对比试验结果

Table 8　Comparison of reagent removal results

工艺条件	产物名称	产率/%	品位/%					回收率/%				
			Pb	Zn	S	Au[1)]	Ag[1)]	Pb	Zn	S	Au	Ag
硫化钠　2 000 g/t 25# 黑药　20 g/t	精矿	3.92	0.84	0.85	45.16	10.80	64.00	10.25	7.16	4.49	7.45	8.26
	尾矿	96.08	0.30	0.45	39.21	5.47	29.00	89.75	92.84	95.51	92.55	91.74
	给矿	100.00	0.32	0.47	39.44	5.68	30.37	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
活性炭　1 000 g/t 25# 黑药　300 g/t	精矿	3.67	1.05	1.17	44.82	11.30	77.00	11.11	8.66	4.26	7.23	9.48
	尾矿	96.33	0.32	0.47	38.36	5.52	28.00	88.89	91.34	95.74	92.77	90.52
	给矿	100.00	0.35	0.50	38.60	5.73	29.80	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
磨矿　4 min 25# 黑药　40 g/t	精矿	3.45	1.22	1.08	39.54	12.00	96.00	11.36	8.24	3.54	7.22	11.27
	尾矿	96.55	0.34	0.43	38.46	5.51	27.00	88.64	91.76	96.46	92.78	88.73
	给矿	100.00	0.37	0.45	38.50	5.73	29.79	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

1) 单位为 g/t。

对压滤样进行磨矿处理后补加合适水量充分搅拌反应,液面并未出现明显的黄色硫矿粒带,充气观察,仅有少许气泡且无明显的黄色硫矿物泡沫。在未添加任何抑硫剂的情况下,停止充气,逐渐添加少量 25# 黑药,直至其用量达到 40 g/t 时充分搅拌后再次充气,观察到丰富的精矿泡沫。精矿中金品位 12.00 g/t、银品位 96.00 g/t、硫品位 39.54%。相比于前两组,本组精矿中硫含量明显得到控制,金、银品位较高,精矿指标较佳。磨矿有两方面的优势:① 磨矿介质与矿物表面碰撞摩擦的过程中,加剧了覆盖在矿物表面药剂的剥落,达到机械脱药的效果;② 磨矿提高了不同矿物之间的解离度,使得金、银等有价金属与黄铁矿等矿物充分分离,减少了浮选过程中硫组分的连带和夹杂,为金、银富集创造了有利条件。

综合考虑,选择磨矿方式进行脱药。

3.4　磨矿时间(细度)试验

为确定适宜的磨矿细度,为金、银有价金属充分解离提供必要条件,开展了不同磨矿时间的对比试验,每组磨矿产品添加 25# 黑药 40 g/t,不添加其他药剂,进行浮选,磨矿时间对硫精矿压滤样浮选效果的影响见表 9。结果表明:磨矿 8 min 时,所得精矿中金、银品位分别为 12.02、111.00 g/t,明显优于磨矿 4 min 所得的精矿指标;磨矿时间增至 12 min,精矿指标并没有明显提升,甚至金、银指标略有下降。由此认为,对硫精矿压滤样进行磨矿,在初始阶段随着磨矿时间延长,有用矿物和脉石矿物解离程度不断提高,硫上浮量逐步降

低,金、银矿物富集度提高;但磨矿时间过长时,矿物颗粒过细,反而不利于浮选回收。

综上所述,对硫精矿压滤样进行磨矿处理有利于金、银等有价金属的回收,适宜的磨矿时间为8 min,此时磨矿细度为-0.074 mm粒级占92%。后续试验均在此磨矿细度条件下进行。

3.5 抑硫剂对比试验

在确定了磨矿再浮选工艺后,为进一步加强对硫的抑制,有力保障金、银等有价金属的高效富集,先后采用多组原料开展了抑硫剂对比试验,磨矿细度均为-0.074 mm粒级占92%,捕收剂均为25#黑药(用量40 g/t),抑硫剂抑硫效果对比结果见表10。结果表明,在药剂足量的情况下,石灰和漂白粉均能获得较好的精矿指标,但漂白粉的用量仅为石灰的一半;在药剂足量的情况下,漂白粉和腐殖酸钠均能获得较好的精矿指标,而腐殖酸钠的用量仅为漂白粉的一半。

在保持药剂总用量一致的情况下,针对腐殖酸钠和硫化钠+腐殖酸钠组合抑硫进行了对比研究,结果见表11。随着硫化钠用量逐步增加,腐殖酸钠用量逐步减少,精矿中硫品位逐渐升高,精矿产率同步提高,金、银品位有所降低。可以认为在硫化钠+腐殖酸钠的组合药剂中,腐殖酸钠为主要作用成分,硫化钠为辅助作用成分,指标较好的组合为1 000 g/t硫化钠+2 000 g/t腐殖酸钠。最终确定适宜的抑硫剂为1 000 g/t硫化钠+2 000 g/t腐殖酸钠。

3.6 多组验证试验

经过工艺和药剂制度的探索,最终确定的技术路线为:对硫精矿压滤样进行磨矿,磨矿细度为-0.074 mm粒级占92%,以1 000 g/t硫化钠+2 000 g/t腐殖酸钠为组合抑硫剂、25#黑药为捕收剂,实现对硫抑制和对金、银矿物富集。采用该技术路线开展了多批次硫精矿压滤样验证试验,结果见表12。结果表明:该工艺可以实现金、银的高效富集,同时有利于铅、锌的进一步回收。受试验样品原料性质的影响,精矿中金、银品位存在波动,但在合适的精矿产率下,均保持金品位15 g/t以上、银品位200 g/t以上的指标水

表9 磨矿时间对硫精矿压滤样浮选效果的影响

Table 9 Effect of grinding time on flotation of pressure-filtered sulfur concentrate

磨矿时间/min	产物名称	产率/%	品位/%					回收率/%				
			Pb	Zn	S	Au[1)]	Ag[1)]	Pb	Zn	S	Au	Ag
4	精矿	3.66	1.37	0.98	40.44	10.73	88.40	13.62	8.32	3.93	6.76	11.44
	尾矿	96.34	0.33	0.41	37.60	5.62	26.00	86.38	91.68	96.07	93.24	88.56
	给矿	100.00	0.37	0.43	37.70	5.81	28.28	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
8	精矿	3.45	1.52	1.20	37.80	12.02	111.00	14.51	9.26	3.40	7.23	13.24
	尾矿	96.55	0.32	0.42	38.40	5.59	26.00	85.49	90.74	96.60	92.77	86.76
	给矿	100.00	0.36	0.45	38.38	5.82	28.93	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
12	精矿	3.22	1.48	1.31	35.40	11.30	108.30	12.98	9.01	3.04	6.38	12.60
	尾矿	96.78	0.33	0.44	37.59	5.52	25.00	87.02	90.99	96.96	93.62	87.40
	给矿	100.00	0.37	0.47	37.52	5.71	27.68	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

1) 单位为g/t。

表10 抑硫剂抑硫效果对比结果

Table 10 Comparison of sulfur depressing effect by different depressants

抑制剂种类及用量/(g·t^{-1})	产物名称	产率/%	品位/%					回收率/%				
			Pb	Zn	S	Au[1)]	Ag[1)]	Pb	Zn	S	Au	Ag
石灰 20 000	精矿	3.97	2.40	7.12	25.80	18.40	202.00	34.45	74.08	3.06	14.73	30.45
	尾矿	96.03	0.19	0.11	33.81	4.40	19.07	65.55	25.92	96.94	85.27	69.55
	给矿	100.00	0.28	0.38	33.49	4.96	26.33	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
漂白粉 10 000	精矿	3.86	2.33	6.89	30.93	18.60	206.00	22.80	66.34	3.47	14.11	30.14
	尾矿	96.14	0.32	0.14	34.52	4.54	19.16	77.20	33.66	96.53	85.89	69.86
	给矿	100.00	0.39	0.40	34.38	5.09	26.36	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
漂白粉 6 000	精矿	3.04	3.64	6.41	30.12	20.70	231.00	28.27	29.98	2.72	10.40	24.79
	尾矿	96.96	0.29	0.47	33.86	5.60	22.00	71.73	70.02	97.28	89.60	75.21
	给矿	100.00	0.39	0.65	33.75	6.06	28.36	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
腐殖酸钠 3 000	精矿	2.82	3.42	5.79	30.28	22.10	231.00	26.88	24.42	2.58	10.11	21.83
	尾矿	97.18	0.27	0.52	33.18	5.70	24.00	73.12	75.58	97.42	89.89	78.17
	给矿	100.00	0.36	0.67	33.10	6.16	29.84	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

1) 单位为g/t。

表 11　腐殖酸钠与硫化钠组合抑硫试验结果

Table 11　Comparison of sulfur depressing effect by sodium humate in combination with sodium sulfide

抑制剂种类及用量/(g·t^{-1})	产物名称	产率/%	品位/%					回收率/%				
			Pb	Zn	S	Au[1)]	Ag[1)]	Pb	Zn	S	Au	Ag
硫化钠　1 000 腐殖酸钠　2 000	精矿	2.51	5.22	6.30	23.73	22.08	295.30	34.60	20.47	1.68	7.93	21.97
	尾矿	97.49	0.254	0.63	35.82	6.60	27.00	65.40	79.53	98.32	92.07	78.03
	给矿	100.00	0.38	0.77	35.52	6.99	33.73	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
硫化钠　1 500 腐殖酸钠　1 500	精矿	2.64	5.08	5.67	26.21	21.62	278.00	36.47	20.67	1.98	8.15	22.19
	尾矿	97.36	0.24	0.59	35.2	6.61	26.44	63.53	79.33	98.02	91.85	77.81
	给矿	100.00	0.37	0.72	34.96	7.01	33.08	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
硫化钠　2 000 腐殖酸钠　1 000	精矿	2.88	4.73	5.38	28.63	20.35	245.30	35.94	20.47	2.38	8.47	21.16
	尾矿	97.12	0.25	0.62	34.89	6.52	27.10	64.06	79.53	97.62	91.53	78.84
	给矿	100.00	0.38	0.76	34.71	6.92	33.38	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

1）单位为 g/t。

表 12　硫精矿压滤样验证试验结果

Table 12　Verification test results of pressure filtered sulfur concentrate

试验组别	产物名称	产率/%	品位/%					回收率/%				
			Pb	Zn	S	Au[1)]	Ag[1)]	Pb	Zn	S	Au	Ag
1	精矿	2.86	2.88	5.81	32.37	16.40	271.00	26.12	32.23	2.69	8.21	22.19
	尾矿	97.14	0.24	0.36	34.53	5.40	28.00	73.88	67.77	97.31	91.79	77.81
	给矿	100.00	0.32	0.52	34.47	5.71	34.95	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
2	精矿	2.50	3.55	7.81	22.47	19.60	295.00	32.43	33.40	1.85	8.24	26.51
	尾矿	97.50	0.19	0.40	30.68	5.60	21.00	67.57	66.60	98.15	91.76	73.49
	给矿	100.00	0.27	0.59	30.47	5.95	27.86	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
3	精矿	2.57	3.78	5.14	33.89	20.30	291.00	26.24	15.47	2.42	7.39	22.77
	尾矿	97.43	0.28	0.74	36.06	6.70	26.00	73.76	84.53	97.58	92.61	77.23
	给矿	100.00	0.37	0.85	36.00	7.05	32.80	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
4	精矿	2.62	2.94	8.05	24.29	20.30	283.00	27.36	31.09	2.00	9.50	22.00
	尾矿	97.38	0.21	0.48	31.96	5.20	27.00	72.64	68.91	98.00	90.50	78.00
	给矿	100.00	0.28	0.68	31.76	5.60	33.71	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

1）单位为 g/t。

平,精矿中铅和锌合计品位大于 7%,尾矿(硫精矿)中金品位仍保持在 5 g/t 以上,不影响原来硫精矿中金矿物计价系数,达到了预期效果。

4　结语

1）无论是采用硫化钠脱药还是活性炭脱药,均需在脱药后添加抑硫剂,否则加入捕收剂后仍然会导致硫大量上浮;活性炭吸附属于物理吸附,会吸附添加的任何浮选药剂,造成浮选药剂的额外消耗,在实际生产中难以把握用量。

2）对于硫精矿压滤样,采用磨矿预处理有两大优势:一是磨矿时磨矿介质不断撞击和研磨矿物表面,促使附着在矿物表面的药剂成分脱离,达到机械脱药的目的;二是进一步提高了金、银与硫的解离程度,为有价金属富集提供了良好条件。磨矿细度-0.074 mm 粒级占 92%时,金、银富集度高,指标良好。

3）进行了多种硫抑制剂对比研究,在本文探索的药剂制度中,对硫具有抑制作用的药剂包括石灰、漂白粉和腐殖酸钠等;腐殖酸钠配合硫化钠使用时抑制效果更佳,适宜的抑硫剂为 1 000 g/t 硫化钠+2 000 g/t 腐殖酸钠。

4）在适宜的试验条件下,硫精矿压滤样经磨矿-浮选,可获得金品位 15 g/t 以上、银品位 200 g/t 以上的高金银硫精矿产品,同时能够回收一部分铅、锌,具有良好的经济效益,剩余的硫精矿中金品位保持在 5 g/t 以上,不影响原来的计价系数,实现了产品模式上的经济效益最大化。

参考文献(References):

[1]　梁家荣,杨业国,丘海峰,等. 广西某硫化铅锌矿浮选分离试验研究[J]. 矿冶工程, 2024,44(6):46-49.
LIANG Jiarong, YANG Yeguo, QIU Haifeng, et al. Flotation separation of lead-zinc sulfide ore in Guangxi[J]. Mining and Metallurgical Engineering, 2024,44(6):46-49.

(下转第 128 页)

了低品位高岭土矿综合回收利用的目的。

参考文献(References):

[1] 李海东,方志斌. “一带一路”与中国建筑陶瓷产业发展研究[J]. 河北大学学报(哲学社会科学版), 2018,43(2):126-137.
LI Haidong, FANG Zhibin. Research on the development of Chinese ceramic tile industry under One Belt and One Road initiative[J]. Journal of Hebei University (Philosophy and Social Science), 2018, 43(2):126-137.

[2] 韩复兴. 多孔陶瓷在陶瓷产业应用现状分析[J]. 陶瓷, 2022(8):28-33.
HAN Fuxing. Analysis of application status of porous ceramics in ceramic industry[J]. Ceramics, 2022(8):28-33.

[3] 冯雪茹,邓建,严伟平,等. 我国高岭土开发现状及综合利用进展[J]. 矿产综合利用, 2022(6):1-10.
FENG Xueru, DENG Jian, YAN Weiping, et al. Development status and comprehensive utilization of kaolin[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2022(6):1-10.

[4] 王邦猛,丁定,杨成亮,等. 云南省某高岭土矿的工艺矿物学研究[J]. 矿产保护与利用, 2022,42(3):151-154.
WANG Bangmeng, DING Ding, YANG Chengliang, et al. Study on process mineralogy of the kaolin ore in Yunnan Province[J]. Conservation and Utilization of Mineral Resources, 2022,42(3):151-154.

[5] 赵靖. 阳江某矿区砂质高岭土开发利用试验研究[J]. 非金属矿, 2024,47(5):73-75.
ZHAO Jing. Experimental study on the development and utilization of sandy kaolin in a mining area of Yangjiang[J]. Non-Metallic Mines, 2024,47(5):73-75.

[6] 尚兴科,付广钦,关通,等. 广东某高岭土矿综合利用试验研究[J]. 矿冶工程, 2024,44(2):56-59.
SHANG Xingke, FU Guangqin, GUAN Tong, et al. Experimental study on comprehensive utilization of kaolin ore in Guangdong[J]. Mining and Metallurgical Engineering, 2024,44(2):56-59.

[7] 周立军,刘永祥,赵绎钧. 内蒙古某低品位高岭土提纯试验研究[J]. 现代矿业, 2022,38(5):111-113.
ZHOU Lijun, LIU Yongxiang, ZHAO Yijun. Study on purification experiment of a low-grade kaolin from Inner Mongolia[J]. Modern Mining, 2022,38(5):111-113.

引用本文:范洋武,王光奇,李桂秀,等. 湖南某低品位砂质高岭土矿物学特征与综合利用试验研究[J]. 矿冶工程, 2026,46(2):124-128.
FAN Yangwu, WANG Guangqi, LI Guixiu, et al. Experimental study on mineralogical characteristics and comprehensive utilization of a low grade sandy kaolin in Hunan Province[J]. Mining and Metallurgical Engineering, 2026,46(2):124-128.

(上接第123页)

[2] 牛芳银,郭彩莲,宁新霞,等. 某难选金矿石选矿试验研究[J]. 矿冶工程, 2024,44(5):79-83.
NIU Fangyin, GUO Cailian, NING Xinxia, et al. Beneficiation experiment of refractory gold ore[J]. Mining and Metallurgical Engineering, 2024,44(5):79-83.

[3] 董振海,程福超,施建军,等. 腐殖酸钠对铁矿物和石英可浮性的影响[J]. 金属矿山, 2022(12):85-91.
DONG Zhenhai, CHENG Fuchao, SHI Jianjun, et al. Effect of sodium humate on floatability of iron minerals and quartz[J]. Metal Mine, 2022(12):85-91.

[4] 刘杰,王洪杰,周宽达,等. 刚果(金)某渣选硫化铜矿再磨再选试验研究[J]. 矿冶工程, 2024,44(4):203-206.
LIU Jie, WANG Hongjie, ZHOU Kuanda, et al. Regrinding and reseparation of slag-beneficiated copper sulfide ore from Congo (Kinshasa)[J]. Mining and Metallurgical Engineering, 2024,44(4):203-206.

[5] 张硕,李茂林,曾志飞,等. 提高湖南某选矿厂磨矿产品浓度工业试验研究[J]. 矿冶工程, 2024,44(3):53-56.
ZHANG Shuo, LI Maolin, ZENG Zhifei, et al. Industrial experimental research on increasing concentration of grinding products in a concentrator in Hunan[J]. Mining and Metallurgical Engineering, 2024, 44(3):53-56.

[6] 范宛惠,谢蕾,郭泽,等. 某高硫低品位铜矿浮选试验研究[J]. 矿冶工程, 2024,44(4):185-188.
FAN Wanhui, XIE Lei, GUO Ze, et al. Investigation on flotation of low-grade high-sulfur copper ore[J]. Mining and Metallurgical Engineering, 2024,44(4):185-188.

[7] 耿亮,钟志刚,曾建红,等. 某地区磁黄铁矿型铅锌硫化矿浮选试验研究[J]. 矿冶工程, 2023,43(2):69-73.
GENG Liang, ZHONG Zhigang, ZENG Jianhong, et al. Experimental study on flotation of pyrrhotite-type lead-zinc sulfide ore[J]. Mining and Metallurgical Engineering, 2023,43(2):69-73.

[8] 丁林芳,刘有才,符剑刚,等. 俄罗斯某高硫锑金混合精矿降硫提质试验研究[J]. 矿冶工程, 2023,43(1):77-79.
DING Linfang, LIU Youcai, FU Jiangang, et al. Sulfur reduction and upgrading of high-sulfur antimony-gold bulk concentrate from Russia[J]. Mining and Metallurgical Engineering, 2023,43(1):77-79.

引用本文:姚凯,白成庆,潘仁球,等. 硫精矿金银提质试验研究[J]. 矿冶工程, 2026,46(2):118-123.
YAO Kai, BAI Chengqing, PAN Renqiu, et al. Experimental study on improvement of gold and silver grade of sulfide concentrate[J]. Mining and Metallurgical Engineering, 2026,46(2):118-123.