

普朗铜矿粗颗粒水力浮选实验研究

罗选旭^{1,2}, 封东霞^{1,2}, 童雄^{1,2}, 熊宇农^{1,2}, 罗亨通^{1,2}, 郭明龙^{1,2}, 董梦^{1,2}

- 昆明理工大学 国土资源工程学院, 云南昆明 650093;
- 金属矿尾矿资源绿色综合利用国家地方联合工程研究中心, 云南昆明 650093

中图分类号: TD952.1 文献标识码: A 文章编号: 1001-0076(2024)03-0081-08
DOI: 10.13779/j.cnki.issn1001-0076.2024.03.008

摘要 针对云南普朗斑岩型铜矿难磨难选的特点, 在分析矿石性质的基础上进行粗颗粒水力浮选实验。矿石中的铜主要以黄铜矿形式赋存, 钼主要以辉钼矿形式赋存, 脉石矿物主要为石英及钠/钙长石。采用 HydroFloat 水力浮选机对粗颗粒铜钼矿进行混合浮选, 达到抛尾目的, 减少后续磨矿能耗。HydroFloat 水力浮选机在传统流化床的基础上引入气泡, 通过复合力场使粗颗粒悬浮后随气泡上升达到分选目的。经水力浮选后, 可从铜品位 0.39% 和含钼 0.009% 的原矿浮选得到铜品位为 0.73%、回收率为 95.84%, 钼品位为 0.016%、回收率为 92.05% 的铜钼混合粗精矿, 抛尾率可达 48.80%。

关键词 斑岩型铜矿; 粗颗粒; 水力浮选; 铜钼混合粗精矿

引言

铜钼作为重要的有色金属, 已被广泛应用于电子电气、冶金、化工、航空航天等领域。据统计, 世界上约 75% 的铜和 50% 的钼产自于铜钼矿石中^[1-2]。而全世界的铜钼矿产资源中, 大多数又以斑岩型铜钼矿存在^[3-4]。在这类矿石中, 铜以黄铜矿(CuFeS_2)的形式赋存, 钼以辉钼矿的形式(MoS_2)赋存, 二者紧密共生且可浮性相近^[5]。

目前选矿厂大多使用混合浮选的方式富集铜钼, 之后再利用铜抑制剂如硫化钠等进行“抑铜浮钼”分离铜钼混合精矿^[6-8]。但这种生产流程需要进行多段磨矿, 会增大磨矿耗能。普朗铜矿属于超大型斑岩铜钼矿床, 一期采选工程日处理量超 3.8 万 t。近年来, 随着矿石的持续开采, 矿石变得越来越硬, 且品位持续下降, 这意味着选厂需要花费更多精力和成本在磨矿上^[9]。据统计, 全世界约 3% 的电力是在选矿厂中的碎磨装置中损耗的^[10], 若是能够将脉石矿物大部分抛尾后再进行后续磨矿分选将会大大降低磨矿耗能。粗颗粒浮选技术能够有效扩大矿物入浮粒径, 在较粗粒级时进行浮选作业, 起到预富集和抛尾作用, 达成“多碎少磨”的目的, 恰好满足降低耗能的需求。

粗颗粒浮选一般是指直接浮选+150 μm 粒级的矿

物颗粒, 因其粒径较大, 所以矿粒与气泡间存在黏附概率低、脱落概率大、上升浮力不足等问题^[11-12]。传统的机械搅拌浮选机通过叶轮的强力搅拌产生湍流来使矿粒悬浮, 使矿粒与药剂、气泡三者能充分接触^[13]。但这对粗颗粒而言却会起到反作用, 因为叶轮的旋转会产生涡流, 而漩涡中心的颗粒转速很快, 相比于细颗粒, 粗颗粒拥有更大的质量, 会产生更大的离心力, 导致矿粒无法与气泡稳固黏附^[14]。流化床浮选技术能够有效克服传统浮选机的这一缺点, 流化床浮选设备没有叶轮的旋转搅拌, 基于干涉沉降原理, 利用气体或液体通过颗粒状固体床层使固体颗粒处于流态化悬浮状态。疏水颗粒上升穿过床层与气泡附着后从顶部浮出, 亲水颗粒通过流化床下沉以高浓度尾矿的形式排出^[15-16]。目前国内外流化床浮选设备主要有三种: Reflux 浮选机^[17]、澳大利亚 Graeme J. Jameson 教授研制的 NoveCell 浮选柱^[18] 和美国 ERIEZ 公司研制的 HydroFloat 水力浮选机^[19]。

HydroFloat 水力浮选机由传统的干扰床分选设备发展而来, 在重选的基础上结合了浮选性能, 由于没有湍流的产生和机械搅拌作用, 使得粗颗粒也能与气泡稳固黏附克服重力上浮溢出。本文以云南迪庆普朗铜矿为研究对象, 利用 HydroFloat 水力浮选机对该矿进行粗颗粒浮选, 在保证铜钼资源高回收率的前提

收稿日期: 2024-05-20

基金项目: 国家自然科学基金地区基金项目(52264025); 云南省“兴滇英才支持计划”青年人才项目(KRD202221056)

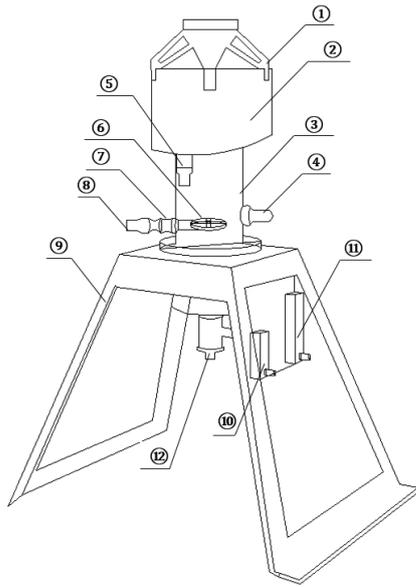
作者简介: 罗选旭(2000—), 男, 云南文山人, 硕士研究生, 主要从事矿物加工工程方面的研究, E-mail: 14769276189@139.com。

通信作者: 封东霞(1989—), 女, 副教授, 硕士研究生导师, 主要从事表界面性质对矿物分选过程机理影响的研究, E-mail: echofdx@sina.com。

下抛除大量尾矿,以达到预富集、降低后续浮选难度且节省磨矿能耗的目的。

1 水力浮选机结构及工作原理

水力浮选机结构如图 1 所示,由支架和柱体浮选发生器两大部分组成,支架上安装有水流量计和空气流量计,水分歧管、压力传感器和控制床层高度的沉沙阀安装在柱体浮选发生器上。



1—锥形给料器;2—溢流槽;3—浮选发生柱;4—压力传感器;5—精矿排出口;6—水分歧管;7—水连接装置;8—气连接装置;9—支架;10—空气流量计;11—水流量计;12—沉砂阀

图 1 水力浮选机结构示意图
Fig. 1 Structural representation of hydrofloat cell

当设备启动时,水和空气通过水气连接装置进入分歧管中形成上升水流,床层在上升水流的作用下干涉沉降,按密度分层形成悬浮的流化矿床。给料由上方的锥形给料口给入,在气泡上升穿过流化床时,会将疏水颗粒一起浮出溢流到精矿槽,而没有附着在气泡上的亲水颗粒则继续下沉从脱水区通过沉沙阀排出。

与传统机械搅拌式浮选机相比,水力浮选机在粗颗粒浮选方面具有更好的表现(图 2),其主要特点如下:(1)可以回收矿物表面解离度较低的颗粒,表面解离度仅为 1% 即可对其有效回收;(2)作业过程几乎没有湍流生成,能有效避免粗颗粒从气泡表面脱落;(3)引入流化床浮选技术,扩大了矿物入浮粒径;(4)使用过程中,起泡剂需要与水溶液调配搅拌成乳化状态后通过给药泵持续给入。

2 矿样性质

实验矿样为普朗铜矿低品位铜钼矿筛分后的产品(-500+106 μm),原矿多元素分析结果见表 1,铜物相分析结果见表 2。

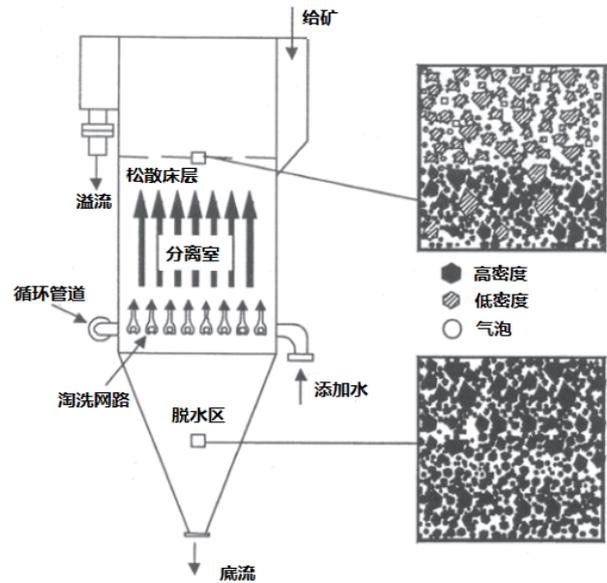


图 2 水力浮选机工作原理
Fig. 2 Schematic diagram of hydrofloat separator

表 1 原矿多元素分析结果 /%
Table 1 Multi-element analysis results of raw ore

元素	Cu	Mo	Mg	Si	S	Fe	Na	Ti	K	Ca
含量	0.36	0.008	1.57	29.77	0.38	2.32	2.14	0.62	3.73	2.41

表 2 铜物相分析结果 /%
Table 2 Copper physical phase analysis results of raw ore

铜物相	原生硫化铜	次生硫化铜	游离氧化铜	结合氧化铜	合计
铜含量	0.32	0.05	<0.005	<0.005	0.37
分布率	86.49	13.51	—	—	100.00

由表 1、表 2 可知原矿铜品位为 0.36%,主要以原生硫化铜形式存在,钼品位偏低,仅为 0.008%。结合原矿 XRD 谱图(图 3)可知,脉石矿物主要为石英、钠/钙长石、铁云母等硅酸盐矿物,由于样品中铜和钼的含量较低,因此未发现黄铜矿和辉钼矿的衍射峰。

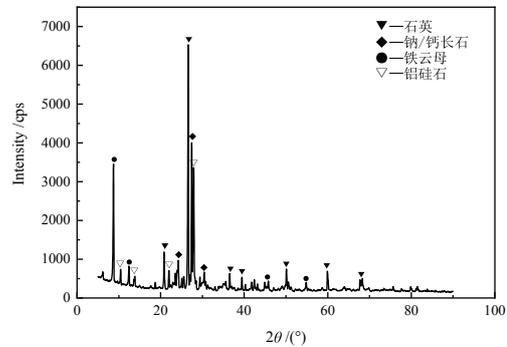


图 3 XRD 分析结果
Fig. 3 XRD pattern of raw ore

从光学显微镜图像(图 4)可以看出,在-500+106 μm 粒级下,矿石中的铜和钼大多与石英呈现连生体的状态,单体解离的颗粒很少,但黄铜矿和辉钼矿

在矿石颗粒表面均有暴露, 使得药剂能够作用在表面暴露的矿石颗粒上, 达到粗颗粒浮选的基本要求。

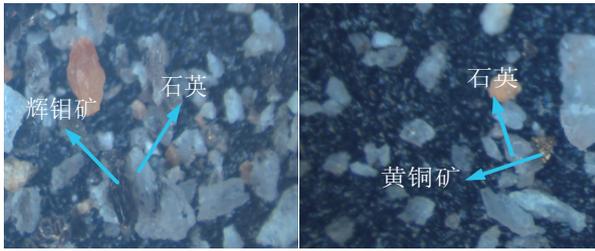


图 4 -500+106 μm 颗粒光学显微镜图像
Fig. 4 Microscopy images of -500+106 μm particle

3 水力浮选实验结果

3.1 粒度探索实验

水力浮选机通常被用于分选-1+0.1 mm 的矿物颗粒, 不同种类的矿物在水力浮选机中的可选粒级范围都有着一定的差异。为确定本研究矿样适宜的分选粒级范围, 根据国外硫化矿实际应用情况, 将粒级范围分别设为-830+150 μm、-830+106 μm、-500+74 μm 和-500+106 μm 粒级。实验流程如图 5 所示, 其中, 实验捕收剂 MCO(国外引进的一种非极性烃类油捕收剂, 石油裂解过程的产物, 对黄铜矿有着较好的选择性)和调整剂石灰与待选矿样在搅拌桶中充分搅拌混合, 起泡剂为浓度 5% 的松醇油(水力浮选实验中松醇油配制为油水比 1 : 19 的油水混合物, 经磁力搅拌器搅拌乳化后由给药泵持续给入到水力浮选机中), 水力浮选设备参数为: 水流量 6 L/min、充气量 0.8 m³/h、加药速度为 25 r/min, 实验结果见表 3。

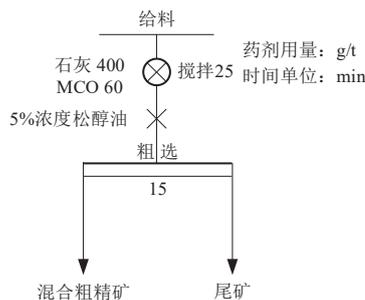


图 5 水力浮选实验流程
Fig. 5 Flotation test flowsheet by hydrofloat

通过表 3 可知, 浮选粒度越细, 精矿产率和铜钼回收率越高, 这是由于在相同的上升水流条件下, 粒度越细越容易被上升水流和上浮的气泡夹带溢流进入精矿槽中。当浮选粒度范围广时, 水力浮选槽床层的颗粒并不均匀, 床层的细颗粒形成流化状态时, 粗颗粒往往还处于固定床状态无法流化, 这使得床层各处的孔隙率并不相同。当床层颗粒的粒级差距较小时, 床层各颗粒形成流化所需的上升水流量的值相差不大, 床层颗粒能够在一个合适的上升水流量下进

表 3 不同粒级给料水力浮选实验结果

Table 3 Results of different particle size test of hydrofloat

粒级/μm	产品	产率/%	品位/%		回收率/%	
			Cu	Mo	Cu	Mo
-830+150	混合粗精矿	23.79	0.96	0.023	63.43	60.79
	尾矿	76.21	0.17	0.005	36.57	39.21
	原矿	100.00	0.36	0.009	100.00	100.00
-830+106	混合粗精矿	25.79	1.04	0.022	68.77	63.04
	尾矿	74.21	0.16	0.004	31.23	36.96
	原矿	100.00	0.39	0.009	100.00	100.00
-500+150	混合粗精矿	28.80	0.92	0.023	66.24	69.00
	尾矿	71.20	0.19	0.004	33.76	31.00
	原矿	100.00	0.40	0.010	100.00	100.00
-500+106	混合粗精矿	31.69	0.98	0.021	77.64	73.94
	尾矿	68.31	0.13	0.003	22.36	26.06
	原矿	100.00	0.40	0.009	100.00	100.00

入稳定流化状态, 稳定的流化状态可以大大提高粗颗粒浮选的回收率。当入浮粒级为-500+106 μm 时, 铜钼回收率最高, 分别为 77.64% 和 73.94%。因此, 选择-500+106 μm 为最佳入浮粒级。

3.2 水力浮选条件实验

用水力浮选机对-500+106 μm 粒级进行粗颗粒浮选预先抛尾实验, 通过条件实验确定最佳药剂用量、捕收剂种类、水流量、充气量及起泡剂用量等实验参数。实验流程如图 6 所示, 其中, 捕收剂、抑制剂和待选矿样在搅拌桶中充分搅拌混合, 起泡剂由给药泵给入。实验使用石灰作 pH 调整剂及黄铁矿抑制剂、硅酸钠作硅酸盐脉石抑制剂、铜钼混合矿捕收剂拟采用丁基黄药、MCO 或丁铵黑药, 起泡剂为松醇油。

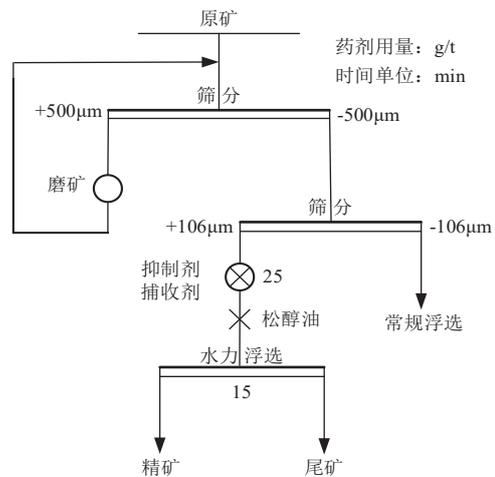


图 6 水力浮选实验流程
Fig. 6 Flotation test process by hydrofloat

3.2.1 硅酸钠用量条件实验

硅酸钠能够在浮选过程中有效抑制硅酸盐类脉

石矿物,因为原矿中的脉石矿物主要为石英和钠/钙长石,故抑制剂选用硅酸钠。硅酸钠用量设置为 0、200、400、600 和 800 g/t, pH 调整剂石灰用量为 400 g/t, 捕

收剂 MCO 用量为 80 g/t, 松醇油配制油水比为 1 : 19, 固定充气量为 0.8 m³/h, 水流量为 6 L/min。实验结果见图 7。

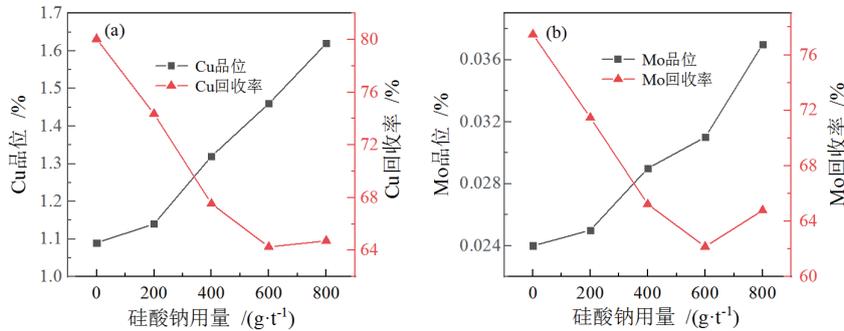


图 7 硅酸钠用量实验结果
Fig. 7 Results of sodium silicate dosage tests

由图 7 可知,随着硅酸钠用量的增加,混合粗精矿中铜和钼的品位逐渐增加,但铜和钼的回收率却大幅减小。在硅酸钠用量为 0 g/t 时,铜和钼的回收率最高,分别为 80.05% 和 77.48%,且有一定的富集比。因此,选择硅酸钠用量为 0 g/t。

3.2.2 石灰用量条件实验

根据矿物组成分析,原矿中除了黄铜矿和辉钼矿外还有一定量的黄铁矿,故可以使用石灰进行抑制,且石灰可以调整矿浆 pH 值。实验石灰用量分别为 0、200、400、600 和 800 g/t, 捕收剂 MCO 用量为 80 g/t,

松醇油配制油水比为 1 : 19, 加药速度为 25 r/min, 固定充气量为 0.8 m³/h, 水流量为 6 L/min。实验结果见图 8。

由图 8 可知,随着石灰用量的增加,混合粗精矿中铜和钼的品位逐渐增加,而回收率呈先增加后降低的趋势。当石灰用量在 200 g/t 时,混合粗精矿的铜和钼的回收率最高,铜回收率为 84.90%,钼回收率为 83.89%,继续增加石灰用量时混合粗精矿的铜和钼的回收率便逐渐降低,由于水力浮选的目的主要是抛尾,需要确保混合粗精矿中铜和钼的回收率,因此选择石灰用量 200 g/t。

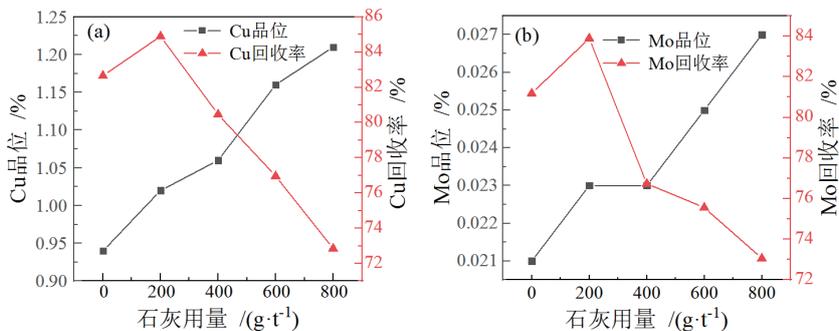


图 8 石灰用量实验结果
Fig. 8 Results of lime dosage tests

3.2.3 捕收剂种类条件实验

黄铜矿和辉钼矿的可浮性都较好,通常采用丁基黄药、丁铵黑药等硫化矿捕收剂对黄铜矿和辉钼矿进行混合浮选,为考察不同捕收剂对黄铜矿和辉钼矿的捕收效果,实验采用了丁基黄药、丁铵黑药和 MCO (非极性烃类捕收剂)为捕收剂,在固定捕收剂用量为 80 g/t,石灰用量为 200 g/t,硅酸钠用量 0 g/t,松醇油配制油水比为 1 : 19,加药速度为 25 r/min,分选时间 15 min,固定充气量为 0.8 m³/h,水流量为 6 L/min 的条件下,进行捕收剂种类实验,结果见表 4。

表 4 表明,丁基黄药的捕收效果较好,但选择性较差,因此以丁基黄药为捕收剂时,精矿的产率较高,但铜和钼的品位较低。丁铵黑药的捕收性较差但选择性较好,因此以丁铵黑药为捕收剂时,精矿中的铜和钼品位较高但回收率较差。以 MCO 为捕收剂时,精矿中铜和钼的回收率高的同时,铜和钼的品位也较高,铜品位为 1.10%、回收率为 84.42%,钼品位为 0.021%、回收率为 83.68%,且烃类捕收剂来源广泛、价格便宜,因此选择 MCO 为水力浮选的精矿捕收剂。

表 4 捕收剂种类实验结果
Table 4 Results of collector type tests

药剂种类	产品	产率	品位		回收率	
			Cu	Mo	Cu	Mo
丁基黄药	粗精矿	35.55	0.94	0.021	83.54	82.04
	尾矿	64.45	0.10	0.003	16.46	17.96
	原矿	100.00	0.40	0.009	100.00	100.00
MCO	粗精矿	29.93	1.10	0.026	84.42	83.68
	尾矿	70.07	0.09	0.002	15.58	16.32
	原矿	100.00	0.39	0.009	100.00	100.00
丁铵黑药	粗精矿	25.05	1.28	0.028	78.20	78.81
	尾矿	74.95	0.12	0.003	21.80	21.19
	原矿	100.00	0.41	0.009	100.00	100.00

3.2.4 捕收剂用量条件实验

MCO 为非极性烃类捕收剂, 选择性好的同时还具备一定的起泡性。为获得较好的捕收效果, 进行了 MCO 用量条件实验, 实验固定硅酸钠用量为 0 g/t, 石灰用量为 200 g/t, 松醇油配制油水比为 1 : 19, 加药速度为 25 r/min, 固定充气量为 0.8 m³/h, 水流量为 6 L/min, 分选时间 15 min, MCO 用量分别为 60、80、100、120 和 150 g/t。实验结果见图 9。

从图 9 可看出, 随着 MCO 用量的增加, 混合粗精矿中铜和钼的品位逐渐降低, 而铜和钼的回收率则呈现先增加后趋于平稳的趋势, 在捕收剂用量为 120 g/t 时, 混合粗精矿中铜和钼的品位分别为 1.06% 和 0.021%, 回收率分别为 85.74% 和 84.94%, 当捕收剂用量继续增加时, 混合粗精矿的品位和回收率并无较大变化, 因此捕收剂用量采用 120 g/t。

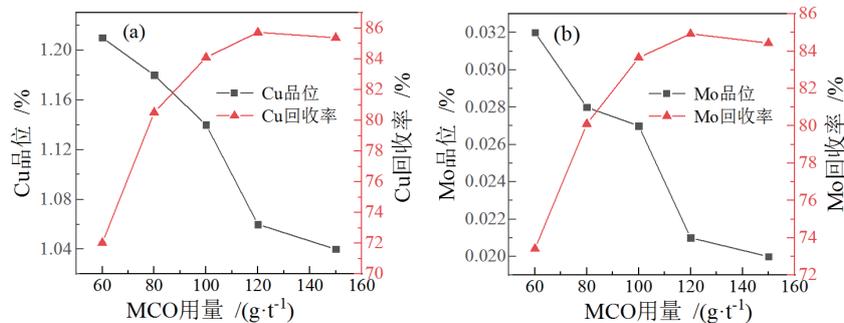


图 9 捕收剂用量实验结果
Fig. 9 Results of collector dosage tests

3.2.5 充气量条件实验

充气量是影响水力浮选分选效果的一个重要条件, 为了保证水力浮选过程中产生适量大小和数量的气泡, 进行了充气量实验。通过调节空气流量计控制充气量分别为 0.2、0.4、0.6、0.8 和 1.0 m³/h, 水流量固定为 10 L/min, 其余变量采用上述实验最佳条件。

从图 10 可知, 随着充气量的增加, 混合粗精矿铜钼的回收率先增加后降低, 品位变化不大。当充气量为 0.8 m³/h 时, 精矿中铜的品位为 0.81%、回收率为

90.25%, 钼品位为 0.018%、回收率为 89.89%, 达到峰值。当充气量继续增加到 1.0 m³/h 时, 由于充气量较大, 造成了分选槽中湍流的产生, 从而导致部分颗粒从气泡簇上脱落, 混合粗精矿的产率和铜钼回收率因此下降。综上所述, 选择充气量 0.8 m³/h 作为下一步实验的条件。

3.2.6 水流量条件实验

上升水流量是流化床形成的一个重要条件, 当上升水流到达一个最小临界值时, 床层才能进入流态化

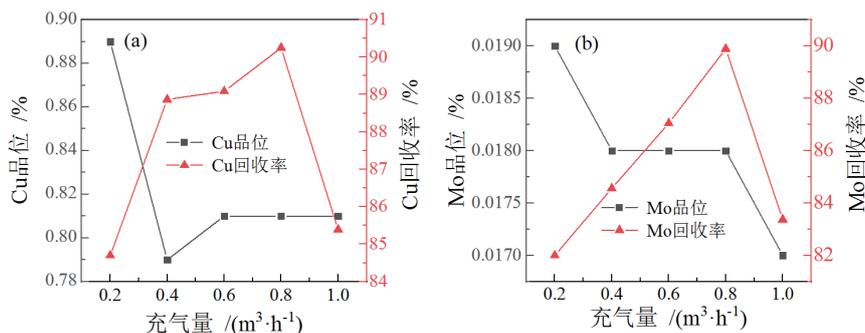


图 10 充气量实验结果
Fig. 10 Results of inflatable volume tests

状态。随着上升水流量的增加,颗粒逐渐开始悬浮并在液体中自由运动,粗颗粒矿物下沉得快,细颗粒矿物下沉得慢,床层逐渐按粒度分层。当床层按密度分

层形成流化状态后,才能开始加入待选矿物进行分选。实验上升水流量分别设定为 4、6、8、10 和 12 L/min,结果见图 11。

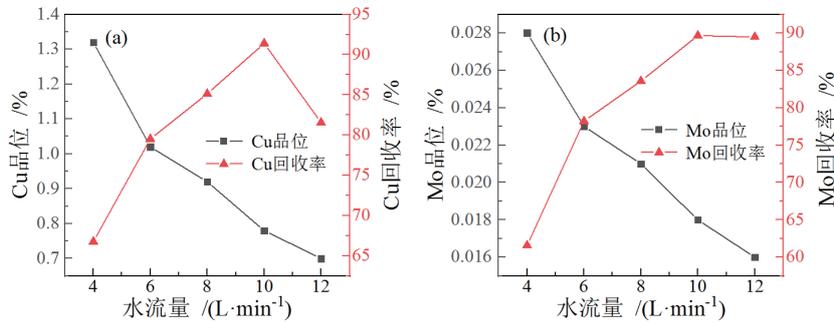


图 11 水流量实验结果
Fig. 11 Results of water flow tests

分析图 11 可知,上升水流量对水力浮选指标影响颇大。当上升水流为 4 L/min 时,床层还处于固定床阶段并未流化,此时铜和钼的回收率均不高。当上升水流量达到 6 L/min 时,床层状态由固定床向流化床转变,混合粗精矿的产率和铜钼的回收率大幅提升。当上升水流量为 10 L/min 时,精矿产率为 46.87%,精矿中铜品位为 0.78%、回收率为 91.40%,钼品位为 0.018%、回收率为 89.66%,达到峰值。上升水流继续增加到 12 L/min 时,混合粗精矿中铜和钼的品位及回收率都开始下降,且混合粗精矿的产率增加导致抛尾率降低。因此,选择上升水流量为 10 L/min 的条件。

内的速度,在控制分选时间不变的情况下,加药速度条件实验也可看作松醇油用量条件实验。由于水力浮选属于溢流式浮选,需要不断在浮选过程中加入起泡剂,因此松醇油的用量要比普通的单槽浮选大得多。将松醇油按油水配比 1 : 19 配制成溶液待使用,在进行分选作业时,用磁力搅拌器将油水混合物搅拌成乳化状态后通过给药泵持续给入到水力浮选机的水分歧管中。当上升水流穿过床层时,床层间的细微孔隙可以让气泡簇从中穿过,并在穿过孔隙的过程中将表面暴露的目的矿物吸附在气泡表面,随上升水流将目的矿物带到溢流精矿槽中去。加药速度设定为给药泵 20 r/min、25 r/min、30 r/min、35 r/min 和 40 r/min,其余变量采用上述实验最佳条件。实验结果如图 12 所示。

3.2.7 加药速度条件实验

加药速度指给药泵将起泡剂松醇油通入分选槽

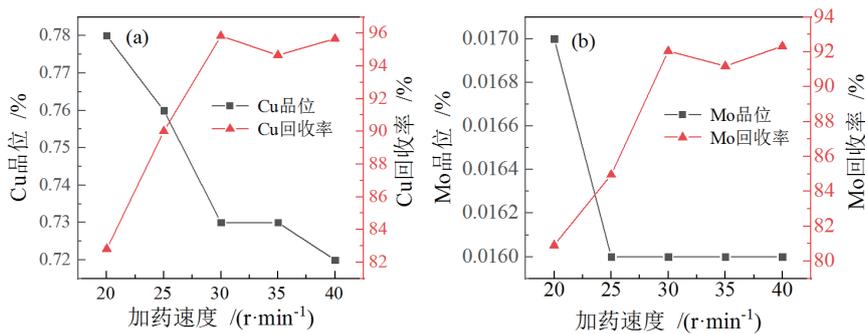


图 12 加药速度实验结果
Fig. 12 Results of dosing rate tests

分析图 12 结果可知,在相同的分选时间内,随着加药速度的增加,精矿铜钼品位无太大变化,回收率先增加后趋于平稳。当起泡剂用量达到一定程度后,气泡簇的生成数量已经满足浮选目的矿物的要求,此时再增加起泡剂不会对浮选效果有较大影响。加药速度达到 30 r/min 时,作业指标达到最佳,混合粗精矿中铜品位为 0.73%、回收率为 95.84%,钼品位为 0.016%、

回收率为 92.05%,此时混合粗精矿产率为 51.20%,作业抛尾率可达到 48.80%。

4 结论

(1)通过工艺矿物学分析,实验原矿主要以硫化矿的形式赋存,铜品位为 0.36%,钼品位为 0.008%;光学显微镜结果表明,在-500+106 μm 粒级下,矿石中的

铜和钼大多与石英呈现连生体的状态,单体解离的颗粒很少,但黄铜矿和辉钼矿在矿石颗粒表面均有暴露。

(2)实验确定了水力浮选的最佳药剂用量为:石灰 200 g/t、MCO 120 g/t,最佳设备参数为:充气量 0.8 m³/h、水流量 10 L/min、加药速度 30 r/min。在最佳条件下,混合粗精矿铜品位达到 0.73%,钼品位达到 0.016%,铜回收率为 95.84%,钼回收率为 92.05%,抛尾率可达 48.80%。

(3)HydroFloat 水力浮选机比传统浮选机能够扩大入浮粒径,对粗颗粒矿物进行有效抛尾,抛尾后的粗颗粒精矿进行再磨—精选的工艺流程,不仅能够提高生产效率,还可在降低磨矿能耗的基础上获得较高的目的矿物回收率。

参考文献:

- [1] 祁梦瑶,彭伟军,曹亦俊,等. 硫化铜钼矿浮选分离抑制剂研究进展[J]. 金属矿山, 2023(8): 1-16.
 QI M Y, PENG W J, CAO Y J, et al. Research progress of flotation separation depressants for copper-molybdenum sulfide ore[J]. *Metal Mine*, 2023(8): 1-16.
- [2] 宋翔宇,张红涛,许来福,等. 铜钼分离工艺研究现状与展望[J]. 有色金属(选矿部分), 2022(6): 92-101+114.
 SONG X Y, ZHANG H T, Xu L F, et al. Research status and prospect of Cu-Mo separation technology[J]. *Nonferrous Metals(Mineral Processing Section)*, 2022(6): 92-101+114.
- [3] 江少卿. 全球铜矿资源分布[J]. 世界有色金属, 2018(2): 1-3.
 JIANG S Q. Distribution of copper resources in the world[J]. *World Nonferrous Metals*, 2018(2): 1-3.
- [4] ESKDALE A E, SMITH D J, ENE V V, et al. Economic by-products in copper porphyries: silver in the ascutita Cu-porphyry, Romania[J]. *Ore Geology Reviews*, 2022, 150: 105135.
- [5] 刘鑫鑫,章晓林,许兴隆. 辉钼矿浮选中铜钼抑制剂及其抑制机理研究进展[J]. 化工矿物与加工, 2024, 53(6): 65-75.
 LIU X X, ZHANG X L, XU X L. Research progress of copper lead depressants and their inhibition mechanism in molybdenite flotation[J]. *Industrial Minerals&Processing*, 2024, 53(6): 65-75.
- [6] 杨孟月,韩百岁,宋宝旭,等. 铜钼分离抑制剂研究进展[J]. 有色金属(选矿部分), 2023(2): 173-182.
 YANG M Y, HAN B S, SONG B X, et al. Research progress of depressants in separation of copper and molybdenum[J]. *Nonferrous Metals(Mineral Processing Section)*, 2023(2): 173-182.
- [7] 杨晓峰,刘瑶瑶. 铜钼矿浮选研究现状与进展[J]. 矿冶, 2021, 30(6): 42-47.
 YANG X F, LIU Y Y. Research status and progress of flotation of copper-molybdenum ore[J]. *Mining and Metallurgy*, 2021, 30(6): 42-47.
- [8] 聂世华. 某低品位铜钼矿石浮选试验研究[J]. 现代矿业, 2023, 39(6): 185-189.
 NIE S H. Flotation test research of a low-grade copper-molybdenum ore[J]. *Modern Mining*, 2023, 39(6): 185-189.
- [9] 梁泽跃,彭远伦,李崇德. 提高普朗铜矿一期斑岩型铜矿石选矿指标的试验研究[J]. 有色金属(选矿部分), 2020(3): 24-28.
 LIANG Z Y, PENG Y L, LI C D. Experimental study on improving beneficiation index of phase I porphyry copper ore in pulang copper mine[J]. *Nonferrous Metals(Mineral Processing Section)*, 2020(3): 24-28.
- [10] CHELGANI S C, PARIAN M, PARAPARI P S, et al. A comparative study on the effects of dry and wetgrinding on mineral flotation separation—a review[J]. *Journal of Materials Research and Technology*, 2019, 8(5): 5004-5011.
- [11] HUBBARD A. Colloidal science of flotation, Anh V. Nguyen and Hans Joachim Schulze, Marcel Dekker, New York, 2004, 850 pages[J]. *Minerals Engineering*, 2004, 17(6): 839.
- [12] 卢寿慈. 粗粒浮选理论、工艺及设备[J]. 国外金属矿选矿, 1982(10): 47-53.
 LU S C. Theory, technology and equipment of coarse flotation[J]. *Metallic Ore Dressing Abroad*, 1982(10): 47-53.
- [13] KOH P T L, SMITH L K. The effect of stirring speed and induction time on flotation(Article)[J]. *Minerals Engineering*, 2011, 24(5): 442-448.
- [14] JAMESON G J. Advances in fine and coarse particle flotation[J]. *Canadian Metallurgical Quarterly*, 2010, 49(4): 325-330.
- [15] KROMAH V, POWOE S B, KHOSRAVI R, et al. Coarse particle separation by fluidized-bed flotation: a comprehensive review[J]. *Powder Technology*, 2022, 409: 117831.
- [16] GEORGES-FILTEAU D, BOUCHARD J, DESBIENS A. A dynamic model of fluidized-bed flotation[J]. *IFAC-Papers OnLine*, 2019, 52(14): 66-71.
- [17] GALVIN K P, DICKINSON J E. Fluidized bed desliming in fine particle flotation – part II: flotation of a model feed[J]. *Chemical Engineering Science*, 2014, 108(1): 299-309.
- [18] JAMESON G J. New directions in flotation machine design (Conference Paper)[J]. *Minerals Engineering*, 2010, 23(11/12/13): 835-841.
- [19] J M M, H L G. Air-assisted density separator device and method: US19990276212[P]. 1999-03-25.

HydroFloat Separation Tests of Coarse Particles from Pulang Copper Mine

LUO Xuanxu^{1,2}, FENG Dongxia^{1,2}, TONG Xiong^{1,2}, XIONG Yunong^{1,2}, LUO Hengtong^{1,2}, GUO Minglong^{1,2}, DONG Meng^{1,2}

1. Faculty of Land Resources Engineering, Kunming University of Science and Technology, Kunming 650093, China;
2. National & Regional Engineering Research Center for Gang Resources from Metal Mines, Kunming 650093, China

Abstract: Porphyry copper mine from Yunnan is refractory both in grinding and separation. HydroFloat separation method was employed for coarse particle flotation based on the analysis of ore properties. The target minerals are clopyrite and molybdenite, and gangue minerals mainly quartz and sodium/calcium feldspar. After screening, bulk flotation was conducted with HydroFloat to cast away coarse gangue minerals, which subsequently reduce the energy consumption of further grinding. HydroFloat flotation induces air bubbles based on the traditional fluidized beds, where the suspended coarse particles rise along with bubbles under compound force field. With a tailing disposal rate of 48.80%, the grade of copper increased from 0.39% to 0.73% with a recovery of 95.84%, and the grade of molybdenum increased from 0.009% to 0.016% with a recovery of 92.05%.

Keywords: porphyry copper mine; coarse particles; HydroFloat separation; copper-molybdenum bulk rough concentrate

引用格式: 罗选旭, 封东霞, 童雄, 熊宇农, 罗亨通, 郭明龙, 董梦. 普朗铜矿粗颗粒水力浮选实验研究[J]. 矿产保护与利用, 2024, 44(3): 81-88.
LUO Xuanxu, FENG Dongxia, TONG Xiong, XIONG Yunong, LUO Hengtong, GUO Minglong, DONG Meng. Hydrofloat separation tests of coarse particles from Pulang Copper Mine[J]. Conservation and Utilization of Mineral Resources, 2024, 44(3): 81-88.

投稿网址: <http://kcbhyly.xml-journal.net>

E-mail: kcbh@chinajournal.net.cn



通信作者简介:

封东霞, 女, 1989 年出生, 博士, 副教授。2011 年毕业于中国矿业大学(北京), 获矿物加工工程学士学位; 2017 年毕业于昆士兰大学, 获工学博士学位。主要从事表界面性质对矿物分选过程机理影响的研究, 将基础理论与工程实际相结合, 着重科研成果工程转化。2019 年入选云南省“兴滇英才计划”青年人才专项, 主持国家自然科学基金项目 2 项、省部级科研项目 2 项、校人才引进平台建设项目 1 项, 作为主要参与人员参加地区基金及科技厅重点项目 8 余项, 发表学术论文 30 篇, 其中一作或通讯作者 20 篇。曾获第四届全国大学生创新论坛最优秀论文奖, 2017 届优秀毕业博士论文奖等荣誉。