某低品位难选钼矿的超导磁选预富集试验研究

林子钦[1],张　晨[2],刘永涛[3],隋　杰[3],卢冀伟[1],袁致涛[1],
霍玉宝[3],刘　硕[3],候鲜名[2]

(1.东北大学　资源与土木工程学院,辽宁 沈阳　110819;
2.核工业北京化工冶金研究院,北京　101149;
3.中核沽源铀业有限责任公司,河北 沽源　076561)

摘要:针对某低品位难选氧化钼矿采用传统选矿工艺和直接浸出工艺难以实现经济有效回收的问题,根据其工艺矿物学特性,研究了采用超导磁选工艺对某低品位难选氧化钼矿进行预富集,考察了背景磁感应强度、矿浆流速、分选矿浆浓度、矿浆进料方式等磁选条件对预富集精矿指标的影响。结果表明:采用上部进料方式,并在背景磁感应强度 4 T、矿浆流速 0.025 m/s、分选矿浆浓度 10%适宜条件下,预富集精矿 Mo 品位为 0.75%、回收率为 64%。通过对磁选回收过程的理论计算与回收机制分析,优化设计了粗(−0.5 mm+0.025 mm)、细(−0.025 mm)粒级分级分选工艺与高场强(5 T)和高流速(0.04 m/s)协同匹配条件下的高效分选方案,得到最终工艺指标为:精矿中 Mo 品位 0.88%,回收率 63.79%,富集比 3.95。该法可实现对低品位难选氧化钼矿进行高效预富集的目标,能满足后续浸出工艺的入料品位要求,具有一定应用潜力。

关键词:氧化钼矿;工艺矿物学;超导磁选;高效分选

中图分类号:TD921　　**文献标识码**:A　　**文章编号**:1009-2617(2025)05-0604-09

DOI:10.13355/j.cnki.sfyj.2025.05.004

钼被称为“战争金属”和“能源金属”,是珍贵的战略金属之一[1-2]。自然界中钼矿物种类较多,有 20 多种,大致可分为硫化矿类、氧化矿类、钼酸盐类,以及其他含钼的盐类[3-4]。近年来,易采易选原生钼矿资源日渐枯竭,而低品位、次生矿及复杂难处理钼矿资源量却不断攀升,在此背景下,如何对难选钼矿资源进行分选成为了此类资源利用领域日益亟需解决的难题[5]。因此,针对低品位难选钼矿开发一种经济有效、环境友好的回收方法十分必要[6-7]。

钼在地壳中主要以氧化态和硫化态 2 种形式存在。其中,氧化钼矿在化学成分、矿物组成和结晶程度、结构构造等方面都具有明显特殊性,与硫化钼矿相比,可选性和结晶性较差,因此选别难度非常大[8]。目前,针对氧化钼矿的主要处理工艺为直接浸出法,分为碱浸和酸浸。直接浸出法对对原料品位要求较高,一般要求 Mo 品位达0.6%以上。对于复杂低品位氧化钼矿,若未经预富集直接浸出,酸(碱)消耗量非常大,易造成环境污染,经济效益也较低。因此,在浸出前对其进行预富集是回收难选钼矿石的必要手段[9]。

河北某氧化钼矿床是典型的大型低温热液斑岩型钼矿床,具有矿物种类复杂、矿石品位低、氧化程度高、目的矿物嵌布粒度细、黏土矿物含量高等特点。该矿石可选性极差,采用传统的重选、磁选及浮选等选矿法均难以有效回收。矿物学研究结果表明,该矿石中的钼主要以氧化钼形式赋存于褐铁矿中,其次以胶硫钼矿、钼钙矿、铀钼矿等形式存在,矿石中矿物组成关系复杂,且褐铁矿在矿石中多呈细脉-微细脉与石英连生,嵌布粒度微细[10]。前期采用常规强磁选方法从该矿石中回收钼取得了一定效果,但由于含钼褐铁矿粒度微

收稿日期:2025-04-11

基金项目:中国铀业有限公司-东华理工大学核资源与环境国家重点实验室联合创新基金项目(2023NRE-LH-20);北京市通州区科技创新人才资助项目(JCQN2023021)。

第一作者简介:林子钦(1997—),男,硕士研究生,主要研究方向为超导磁选。

通信作者简介:张晨(1993—),男,博士,高级工程师,主要研究方向为放射性矿石高效富集。E-mail:zhangchen@cnmstc.com。

细、磁性微弱，使得其中的钼矿物难以用常导磁选机有效回收。近年来，超导磁选机的成功研制为该矿石中的弱磁性含钼矿物选矿富集提供了可能性。超导磁选技术是将超导技术引用到磁选领域而发展起来的一种新型磁分离技术，具有磁感应强度高(5 T 以上)、处理量大、占地面积小、选矿效率高、选矿成本低、清洁无污染等优点。目前该技术已在非金属矿分选、污水处理和稀土选矿领域得到广泛应用[11-13]。在分析该难选氧化钼矿石中含钼矿物特性基础上，试验研究了通过超导磁选技术对矿石中的微弱磁性矿物褐铁矿进行分离富集，并考察了各分选工艺条件对预富集效果的影响，以期提高分选效率，高效富集钼，减少后续浸出工艺处理量，降低成本，从而为难选氧化钼矿的高效分选回收提供理论指导和技术支撑。

1　试验部分

1.1　试验原料、设备

难选氧化钼矿石：取自于河北某氧化钼矿床露天矿区堆存矿样，经实验室型颚式破碎机和对辊破碎机破碎至－2.0 mm。采用化学分析、MLA分析、筛分分析等手段对矿样的元素组成、有用元素物相组成、主要矿物组成及粒度分布特征进行了分析研究。样品的主要化学多元素分析结果见表 1，钼的化学物相分析结果见表 2，主要矿物组成见表 3。

表 1　矿石样品的主要化学多元素分析结果

Table 1　Analysis results of main chemical multi-element composition of ore sample　%

SiO_2	K_2O	Al_2O_3	Mo	S	∑Fe
78.94	1.89	10.11	0.21	0.10	2.91
Cu	Pb	CaO	MgO	As	Na_2O
＜0.01	＜0.01	0.41	0.14	0.08	0.16

表 2　矿石样品中钼的化学物相分析

Table 2　Phase speciation analysis of molybdenum in ore sample

物相	w(钼)/%	物相分布率/%
硫化钼	0.06	28.57
氧化钼	0.15	71.43
合计	0.21	100.00

表 3　矿石样品的矿物组成

Table 3　Mineralogical composition of ore sample　%

石英	伊利石	长石	高岭石	黑云母	褐铁矿	黄钾铁矾矾	钼钙矿	其他
65.41	14.39	8.06	4.59	2.81	2.40	0.57	0.01	1.76

由表 1～3 可知：矿石样品中目标元素 Mo 质量分数仅为 0.21%，∑Fe 质量分数为 2.91%；脉石矿物主要为石英、铝硅酸盐等矿物；该矿石已高度氧化，钼氧化率超过 70%，选矿难度很大。同时说明若想获取较高的钼回收率，必须尽可能充分回收矿石中的氧化钼。

由表 3 还可知：矿石中的钼基本没有以独立形式存在的矿物，钼钙矿质量分数仅为0.01%，含量极少；矿石中的脉石矿物主要为石英、长石等硅酸盐矿物，质量分数在 70%以上；此外，还含有较多的黏土矿物，如伊利石、高岭石、黑云母等，质量分数在 20%左右；矿石中的金属矿物较少，主要以褐铁矿为主；含有微弱磁性的矿物主要为褐铁矿和黑云母，钼元素主要赋存于褐铁矿中，在矿石中与褐铁矿紧密共生，因此可通过超导磁选工艺富集钼的载体矿物褐铁矿，实现对钼的间接回收；但褐铁矿含量较少、嵌布粒度微细且风化严重，不利于矿石粉碎过程，矿物解离难度较高，同时会对超导磁选效果产生不利影响。

利用泰勒标准筛对破碎产品进行筛分分析，结果见表 4。可知，－0.025 mm 微细粒级产率为 13.27%，＋0.15mm 粒级产率为 76.56%。破碎产品粒度较多分布在粗粒级和微细粒级中，呈现出“哑铃状”分布，粒度分布明显不均匀，这表明矿石中，一方面存在大量难磨矿物，另一方面易磨矿物在磨矿中又易泥化。这种粒度分布特征不利于有用矿物的高效解离，且物料粒度越细，颗粒在磁选过程中受流体阻力的影响越大，回收时所需磁感应强度和磁场梯度也会明显增大。与较粗粒级颗粒相比，微细粒级颗粒更易损失在超导磁选尾矿中，造成磁选回收率偏低。

表 4 －2 mm 原矿矿样粒度分布

Table 4 Particle size distribution of －2 mm bulk ore sample

筛分粒级	产率/%	Mo 品位/%	Mo 分布率/%	
			单个	负累积
－2 mm＋1 mm	27.35	0.188	24.12	100.00
－1 mm＋0.5 mm	29.65	0.183	25.42	75.88
－0.5 mm＋0.3 mm	10.10	0.153	7.24	50.46
－0.3 mm＋0.15 mm	9.46	0.180	8.00	43.22
－0.15 mm＋0.1 mm	3.74	0.209	3.67	35.22
－0.1 mm＋0.074 mm	2.32	0.225	2.46	31.55
－0.074 mm＋0.045 mm	3.04	0.233	3.32	29.09
－0.045 mm＋0.025 mm	1.64	0.245	1.88	25.77
－0.025 mm	13.27	0.384	23.89	23.89
合计	100.00	0.213	100.00	—

超导磁选机：液氦零挥发的 5.5 T 超导磁选系统(JK-S-102L)，磁体口径 102 mm，有效磁场区域长度 400 mm，由江苏旌凯中科超导高技术有限公司提供。该设备主要由磁体、分选系统组成：磁体中利用 Nb_3Sn 超导线绕制激磁线圈，且线圈置液氦容器中，容器外依次为冷屏、真空容器、铁铠；分选系统包括分选罐和哑元，分选罐中填充磁介质，哑元的作用是均衡分选罐进出磁场时受力。磁体(除铁铠外)和分选罐罐体材料均为非导磁不锈钢。对于立式超导磁选机，外观如图 1 所示，磁场方向为竖直方向，磁介质排布方向与磁场方向垂直，自上而下或自下而上的矿浆流动方向与磁场方向平行。选别工作过程为：调节激磁电流至预定的磁感应强度，传动装置将分选罐送入磁场区域内，调节螺杆泵转速至预定的矿浆流速，此时搅拌桶内的矿浆通过螺杆泵给入分选腔体中进行分选。在磁场的作用下，非磁性矿粒随着水流自然地通过分选罐并流入尾矿桶。而磁性矿粒则在磁场的吸引下吸附在聚磁介质上。完成给矿后，传动装置将分选罐移出磁场区域。此时，清水泵开始工作，将冲洗水送入分选罐中。在水流的作用下，吸附在介质上的磁性颗粒被冲洗下来，并随水流进入精矿桶。

1.2 试验方法

选用 JS-6.5-102L 型超导磁选机(江苏旌凯中科超导高技术有限公司)对矿样进行超导磁选。试验给矿物料为破碎筛分后的－0.5 mm 粒级原矿，原矿物料单次分选试验给矿质量为 100 g。超导磁选流程如图 2 所示。



图 1 立式超导磁选机的外观

Fig. 1 Appearance of vertical superconduct magnetic separator

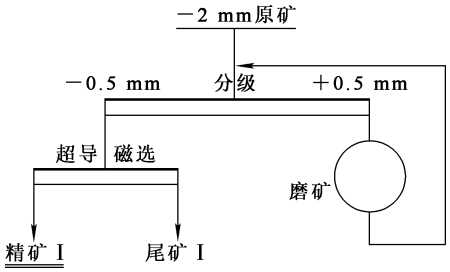


图 2 超导磁选流程

Fig. 2 Flowsheet of superconducting magnetic separation

2 试验结果及讨论

2.1 各因素对超导磁选的影响

2.1.1 磁感应强度

超导磁选机能提供超高的背景磁感应强度，这是超导磁选机区别于其他常规强磁磁选机的显著特点之一，磁感应强度的大小对矿物能否进行有效分选起关键作用。在采用上进料方式、分选矿浆浓度为 15%、矿浆流速为 0.02 m/s、聚磁介质为 7 mm×12 mm菱形钢网条件下，考察背景磁感应强度对分选效果的影响，试验结果如图 3 所示。

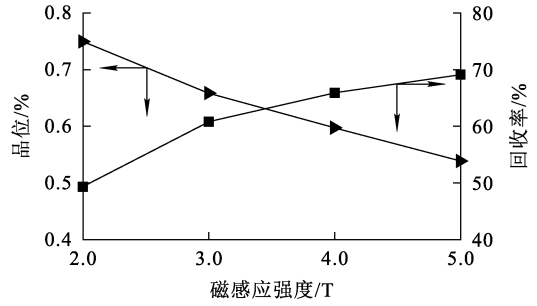


图 3　磁感应强度对分选效果的影响

Fig. 3　Effect of background magnetic flux density on separation efficiency

由图 3 可知，随磁感应强度增大，预富集精矿品位降低，回收率升高：磁场强度为 4.0 T 时分选指标较好，预富集精矿品位为 0.60%，回收率为 65.90%，这是因为随磁感应强度增大，分选过程中含钼矿粒受到的磁场力增大，易被聚磁介质捕获；当磁场强度增至 5 T 时，钼回收率继续升高，品位则下降，这是因为磁场力增大可使聚磁介质捕获矿粒能力增强，但同时聚磁介质对磁性矿粒分选选择性相应变差，从而导致脉石颗粒在聚磁介质间的机械夹杂现象加重，造成预富集精矿品位呈下降趋势。因此，确定适宜的背景磁感应强度为 4 T。

2.1.2　矿浆流速

矿浆给入磁选机分选空间后，磁性颗粒会受到磁力和机械力的共同作用。在湿式磁选过程中，单位质量矿物在磁选过程中受到的磁力作用大小主要由磁场强度和梯度，以及颗粒磁性的大小决定；受到的机械力作用主要来自流体阻力，而流体阻力大小由矿浆流速决定。为考察矿浆流速对分选效果的影响，在采用上进料方式、背景磁感应强度 4 T、分选矿浆浓度 15%条件下进行试验，结果如图 4 所示。

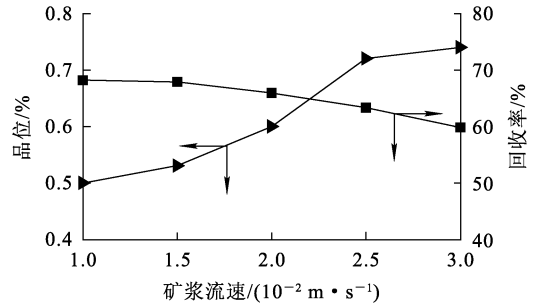


图 4　矿浆流速对分选效果的影响

Fig. 4　Effect of slurry flow velocity on separation efficiency

由图 4 可知，随矿浆流速增大，预富集精矿品位升高，回收率降低。这是因为随矿浆流速增大，矿浆中颗粒间冲刷作用及团聚的矿物颗粒所受到的剪切力均会增大，使得含钼磁性矿物和脉石矿物所受磁场力的差异性增大，进而使含钼矿物和脉石矿物之间的可选性差异也随之增大，因此脉石矿物会更多地进入尾矿中，使精矿品位得到较大提升，回收率小幅下降。当矿浆流速增至0.025 m/s时，精矿品位为 0.72%，回收率为63.30%；继续增大矿浆流速，精矿品位基本趋于平稳，回收率仍呈下降趋势。综合考虑，确定适宜的矿浆流速为 0.025 m/s。

2.1.3　矿浆浓度

在采用上进料方式、背景磁感应强度 4 T、矿浆流速 0.025 m/s 条件下，考察分选矿浆浓度对分选效果的影响，试验结果如图 5 所示。可知：随矿浆浓度增大，预富集精矿品位和回收率变化均较小，说明矿浆浓度对二者的影响都相对较小。综合考虑，确定适宜的矿浆浓度为 10%，此时，精矿品位为0.75%，回收率为 64.00%。

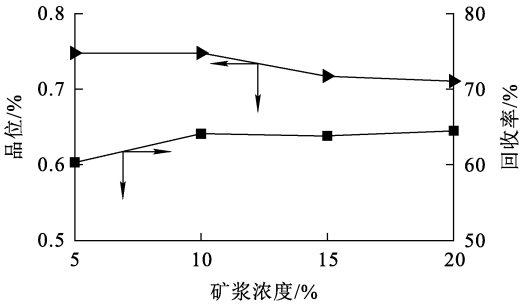


图 5　矿浆浓度对分选效果的影响

Fig. 5　Effect of feed slurry concentration on separation efficiency

2.1.4　矿浆进料方式

立式超导磁选机的矿浆进料方式分为 2 种方式：上部进料和下部进料。上部进料是将矿浆从磁体上部给入，在磁体下部收集分选产品，不易堵塞和堆积；下部进料是将矿浆从磁体下部给入，在磁体上部收集分选产品，矿浆流在给入过程中因受自身重力影响，在分选腔中的流通性变差，导致矿粒堆积堵塞概率增大，但同时矿粒与聚磁介质的接触时间延长，有利于分选充分进行。

在背景磁感应强度 4 T、矿浆流速 0.025 m/s、矿浆浓度 10%条件下，考察矿浆进料方式对分选效果的影响，试验结果见表 5。

表 5 矿浆进料方式对分选效果的影响

Table 5 Effect of slurry feeding methods on separation efficiency

矿浆进料方式	产品名称	产率/%	钼品位/%	钼回收率/%
下部进料	精矿	32.00	0.50	69.40
	尾矿	68.00	0.10	30.60
	原矿	100.00	0.23	100.00
上部进料	精矿	20.48	0.75	64.00
	尾矿	79.52	0.11	36.00
	原矿	100.00	0.24	100.00

由表 5 可知：下部进料方式相对于上部进料方式，精矿产率提升11.52%，回收率提升5.40%，但精矿品位下降 0.25%。说明下部进料方式的分选效率明显低于上部进料，推测可能是由于大量脉石矿粒受重力作用机械沉积在分选腔中导致分选效果变差。综合考虑，确定选择磁体上部进料方式为宜。

2.2 超导磁选回收含钼矿物颗粒的机制分析

该难选氧化钼矿中钼元素的主要赋存载体矿物为褐铁矿，其磁性微弱且嵌布粒度微细，利用超导磁选产生的超高背景场强可将其有效回收，进而实现对钼的间接回收。矿物从超导磁选机给矿侧给入分选空间后，不同矿物颗粒的受力存在差异，具备微弱磁性的含钼矿物颗粒被磁场产生的磁力吸引而向聚磁介质靠近并最终与聚磁介质接触，其运动轨迹如图 6 所示。

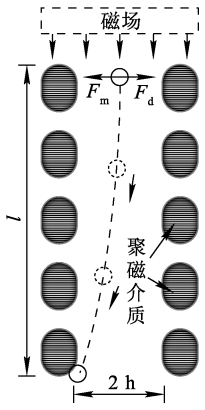


图 6 弱磁性矿粒在聚磁介质间的运动轨迹

Fig. 6 Migration trajectory of paramagnetic particles in converging magnet matrix

在湿式磁选过程中，矿物颗粒运动时除受到磁力作用外，还会受到重力、浮力、流体阻力，以及压力梯度力、附加质量力等多种形式的机械力作用，此外，颗粒与颗粒之间也会产生一定的影响；相较于矿浆流动引起的矿粒运动，由于压力梯度力、附加质量力、重力、浮力引起的矿粒运动较弱，可忽略不计[13]。因此，在矿粒受磁力吸引而沿聚磁介质方向运动的分选过程中，需要克服的机械力主要为流体阻力。流体阻力大小主要由矿浆流速决定，而磁力大小由磁场强度和梯度决定。由图 6 可知，矿粒在磁场中运动时所受的力包括以下几种：

在磁场中，单位质量含钼矿粒受吸引向聚磁介质靠近时所受磁力：

$$F_m = \mu_0 \chi_0 H_0 grad H_0 。 \tag{1}$$

式中：μ_0—真空磁导率，表示在真空环境下磁场对磁场的响应能力，$\mu_0 = 4\pi \times 10^{-7}$ H/m；χ_0—含钼矿粒比磁化率，表示含钼矿粒被磁化的难易程度，m^3/kg；$H_0 grad H_0$—磁场力，A^2/m^3。

含钼矿粒沿磁力方向运动时所受到的比阻力：

$$F_d = \frac{3\pi d v \mu}{m} = \frac{3\pi d v \mu}{\frac{\pi}{6} d^3 \delta} = \frac{18 v \mu}{d^2 \delta} 。 \tag{2}$$

式中：v—矿粒运动速度，m/s；μ—流体动力黏度，Pa·s；δ—矿粒密度，kg/m^3；d—矿粒直径，m；m—矿粒质量，kg。

设定含钼矿粒的运动为等加速度运动，此时矿粒水平方向运动的最大距离 h、矿粒靠近聚磁介质时水平方向最大速度 v_1、矿粒运动至聚磁介质附近所需时间 t 可表示为：

$$h = \frac{at^2}{2}; \tag{3}$$

$$v_1 = at; \tag{4}$$

$$t = \frac{l}{v_2} 。 \tag{5}$$

式中：a—矿粒水平方向加速度，m/s^2；l—超导分选区间长度，m；v_2—矿粒进入分选作业区时的速度，m/s。

经换算得出：

$$v_1 = \frac{2h}{l} v_2 。 \tag{6}$$

故得出：

$$F_d = \frac{36 \mu h v_2}{d^2 l \delta} 。 \tag{7}$$

单位质量矿粒水平方向速度由 0 增至 v_1 时所需加速度力：

$$F_\tau = a = \frac{v_1}{t} = \frac{2hv_2^2}{l^2}。\tag{8}$$

矿粒到达聚磁介质表面是矿粒被聚磁介质磁吸附的必要条件。由图 6 可知，当含钼矿粒向磁介质运动时，磁力 F_m 与阻力 F_d 方向相反，且合力 F_τ 朝向聚磁介质。因此，含钼磁性矿粒被聚磁介质捕获所需的比磁力 F_m 大小满足：

$$F_m \geqslant F_d + F_\tau,\tag{9}$$

即磁场力需满足：

$$H_0 grad H_0 \geqslant F_d + F_\tau = \frac{2hv_2}{\mu_0 l\chi_0}\left(\frac{v_2}{l} + \frac{18\mu}{d^2\delta}\right)。\tag{10}$$

试验选用分选区作业参数为：$h=0.003$ m、$l=0.3$ m、含钼矿粒比磁化系数 $\chi_0=2.3\times10^{-7}$ m^3/kg、计算不同粒度的含钼矿物靠近聚磁介质时所受到的比流体阻力 F_d，以及回收不同粒级含钼矿物颗粒所需的比磁力 F_m。计算过程中选择矿浆流速分别为 0.01 和 0.03 m/s。计算结果见表 6。

表 6　各粒度含钼矿粒受力计算结果

Table 6　Computational analysis of force distribution on molybdenum-bearing particles across size fractions

粒度/μm	F_d/(N·kg^{-1})		F_m/(N·kg^{-1})	
	v_2=0.01 m/s	v_2=0.03 m/s	v_2=0.01 m/s	v_2=0.03 m/s
7	22.263 45	66.790 35	22.263 45	66.790 41
10	10.909 09	32.727 27	10.909 09	32.727 33
18	3.367 00	10.101 00	3.367 00	10.101 06
25	1.745 59	5.236 77	1.745 59	5.2368 3
38	0.755 48	2.266 44	0.755 48	2.266 50
45	0.538 72	1.616 16	0.538 72	1.616 22
74	0.199 21	0.597 63	0.199 21	0.597 69
100	0.109 09	0.327 27	0.109 09	0.327 33
300	0.012 12	0.036 36	0.012 12	0.036 42

由表 6 可知：随矿物粒度逐渐减小，含钼矿粒所受比阻力逐渐增大，且不同粒度含钼矿粒在磁选空间中所受到的比阻力差别很大；当含钼矿物粒度由 100 μm 分别减小至 45、18、7μm 时，含钼矿粒所受的比阻力分别增大 4.94、30.86、204.08 倍；回收不同粒度含钼矿粒所需的比磁力差别也很大，当含钼矿物粒度由 100 μm 减小至 7 μm 时，回收其所需的比磁力由 0.327 33 N/kg 增至 66.790 41 N/kg，增大 204.05 倍。

根据表 6 数据计算不同粒级含钼矿物被超导磁选机回收时所需磁场力，绘制所需磁场力与矿物粒度之间的关系曲线，如图 7 所示。可知，随矿物粒度减小，回收含钼矿粒所需磁场力不断增大；当矿物粒度小于 20 μm 时，回收含钼矿粒所需磁场力呈急剧增大趋势，细粒级含钼矿粒所需磁场力与粗粒级差异明显。说明在超导磁选过程中，提供更高的磁场强度和磁场梯度是实现有效回收微细粒含钼矿粒的必要条件。此外，由图 7 还可知，随分选矿浆流速增大，回收各粒级含钼矿物所需磁场力增加，且这一趋势在微细粒级中点更加明显，说明矿浆流速增大易造成微细粒磁性颗粒损失。

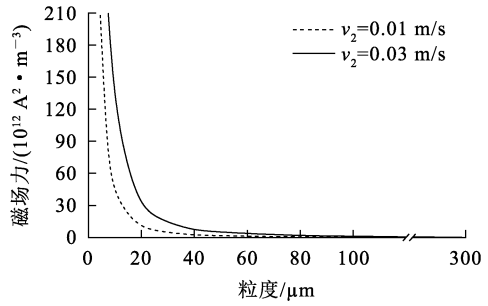


图 7　回收不同粒度含钼矿粒所需磁场力

Fig. 7　Magnetic flux required for recovering molybdenum-containing ore particles of different particle sizes

为进一步从理论层面分析矿浆流速对含钼矿物回收的影响，计算不同矿浆流速下回收含钼矿物所需磁场力及不同矿浆流速下无磁性脉石颗粒所受的流体曳力，结果如图 8 所示。

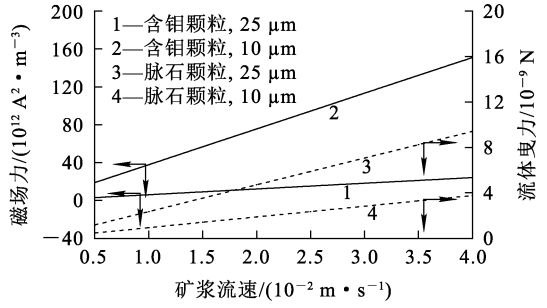


图 8　不同矿浆流速下回收含钼矿粒所需磁场力及脉石颗粒所受流体曳力的相互作用

Fig. 8　Interplay between magnetic flux required for recovering molybdenum-containing ore particles and gangue drag force at different slurry flow velocities

由图 8 可知：随矿浆流速增大，回收各粒级含钼矿物所需磁场力与矿浆流速呈线性增长关系；且含钼矿物粒度越细，线性增长的斜率越大，说明矿浆流速对细粒级矿物所需磁场力影响更明显，这与图 7 分析结果一致。在磁选过程中，磁性含钼矿物颗粒受磁力和机械力作用，无磁性脉石颗粒主要受机械力作用，而脉石颗粒受到的机械力主要为矿浆流动时作用在其上的流体曳力，且流体曳力越大越有利脉石颗粒的高效脱除，进而提高磁选效率。由图 8 中直线 3 和 4 可知：随矿浆流速增大，脉石矿物颗粒所受的流体曳力也不断增大，且线性增长的斜率较大，这表明增大矿浆流速更有利于脉石矿物与含钼矿物分离；随矿浆流速增大，回收含钼矿物颗粒所需要磁场力也变大，因此对于含钼矿物的分选，可在保证磁场力足够大的基础上，通过增大矿浆流速来增大含钼矿物与脉石矿物之间的可选性差别，进而实现高效分选。

2.3 超导分选过程强化

由以上分析可知，粗、细粒级颗粒在磁场中受力差异过大及超导磁选对有用矿物和脉石矿物的分选选择性较低是导致精矿回收率和富集比偏低的主要原因。因此，拟在超导磁选条件试验基础上，对超导分选流程进行优化：进行粗细分级分选，同时优化分选背景磁感应强度和分选矿浆流速，同步增大分选场强和矿浆流速，在高场强和高流速协同匹配条件下进行超导分选。优化后的工艺流程如图 9 所示。

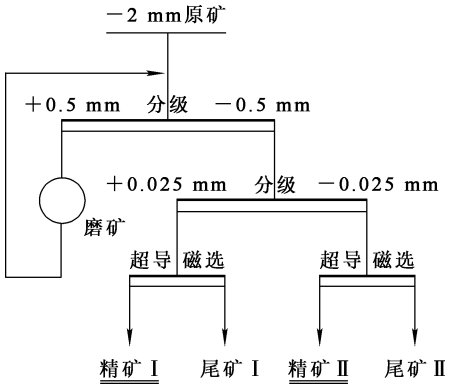


图 9 分级超导磁选工艺流程

Fig. 9 Process flowsheet of classified superconducting magnetic separation

采用上进料方式，在背景磁感应强度 5 T、矿浆流速 0.04 m/s、分选矿浆浓度 10%、聚磁介质为 7 mm×12 mm 菱形钢网条件下对 −0.5 mm +0.025 mm 较粗粒级进行超导磁选；在背景磁场强度 5 T、矿浆流速 0.04 m/s、分选矿浆浓度 10%、聚磁介质为细刚毛条件下对 −0.025 mm 微细粒级进行超导磁选，试验结果见表 7。

表 7 超导磁选过程强化试验结果

Table 7 Intensification test results of superconducting magnetic separation

分选粒级	产品名称	产率/%	钼品位/%	钼回收率/%
−0.5 mm+0.025 mm	精矿Ⅰ	14.21	0.860	64.30
	尾矿Ⅰ	85.79	0.079	35.70
	原矿	100.00	0.190	100.00
−0.025 mm	精矿Ⅱ	22.35	0.930	63.00
	尾矿Ⅱ	77.65	0.157	37.00
	原矿	100.00	0.330	100.00

由表 7 可知：在粗细分级分选和高磁场、高流速协同匹配条件下，分选效果得到明显提升，最终总精矿产品钼品位为 0.88%，回收率为 63.79%，富集比为 3.95，富集效果较好。粗细分级分选后，消除了较粗粒级和微细粒级含钼矿物在磁选过程中过大的受力性质差异，减少了粗粒级脉石颗粒在高磁感应强度下的夹杂现象发生，以及微细粒级由于磁感应强度不足而损失到尾矿的问题，使粗细粒级都能得到充分分选；加快矿浆流速后，团聚的矿物颗粒所受到的剪切力及矿浆中颗粒间冲刷作用均会增大，有效减少了脉石矿物和含钼矿物之间的团聚，提高了分选精矿品位；同时，增加磁场强度后，含钼矿物回收率也得到了保证。在粗细分级分选和高磁场、高流速“协同”分选条件下，实现了对该难选氧化钼矿的超导磁选高效预富集目标。

3 结论

研究了采用超导磁选预富集技术处理河北某复杂难选氧化钼矿石，确定了适宜的超导磁选试验条件和高效分选工艺流程，结论如下：

1)在采用上进料方式、背景磁感应强度 4 T、矿浆流速 0.025 m/s、分选矿浆浓度 10%适宜条件下，可获得 Mo 品位 0.75%、回收率 64%的超导磁选预富集精矿。

2)通过对超导磁选回收含钼颗粒过程的理论计算，以及对分选磁场和矿浆流速关系的分析论证，明确了超导分选精矿回收率和富集比偏低的

主要原因，对分选工艺流程进行了针对性优化，同时设计了在高场强和高流速协同匹配条件下的高效分选方案。在粗细粒级分级分选的基础上，设计在背景磁感应强度 5 T、矿浆流速 0.04 m/s 条件下进行分选，最终获得了总精矿钼品位 0.88%、回收率 63.79%、富集比 3.95 的高效预富集指标。

3）通过超导磁选实现了该矿石中含钼矿物颗粒的有效回收。该工艺流程简短，生产能耗低，废渣废液少，可为国内低品位难选氧化钼矿的分选提供理论指导和技术支撑，应用潜力较大。

参考文献：

[1] 张强，邹灏，龙训荣，等. 我国钼矿床研究现状与展望[J]. 金属矿山，2016(6)：107-112.
ZHANG Qiang，ZOU Hao，LONG Xunrong，et al. Research status and prospects of the molybdenum deposits in China[J]. Metal Mine，2016(6)：107-112.

[2] 孙大勇，祁忠旭，肖舜元，等. 高滑石型难选钼矿选矿进展[J]. 现代矿业，2019，35(3)：114-117.
SUN Dayong，QI Zhongxu，XIAO Shunyuan，et al. Mineral process progress on high talc refractory molybdenum ore[J]. Modern Mining，2019，35(3)：114-117.

[3] 张威，王花. 河南某低品位难选钼矿石工艺矿物学研究[J]. 现代矿业，2024，40(8)：145-150.
ZHANG Wei，WANG Hua. Study on process mineralogy of a low-grade molybdenum ore in Henan[J]. Modern Mining，2024，40(8)：145-150.

[4] 陶乐，张勤，陈俊英，等. 盐酸预处理—软锰矿＋硫酸协同浸出钼钨矿工艺研究[J]. 湿法冶金，2024，43(4)：385-390.
TAO Le，ZHANG Qin，CHEN Junying，et al. Hydrochloric Acid pretreatment—pyrolusite ＋ sulfuric acid synergistic leaching process of molybdenum tungsten ore[J]. Hydrometallurgy of China，2024，43(4)：385-390.

[5] ZHAO Z W，LI J T，CAO C F，et al. Recovery and purification of molybdenum from Ni-Mo ore by direct air oxidation in alkaline solution [J]. Hydrometallurgy，2010，103(1/2/3/4)：68-73.

[6] 安海忠，李华姣. 战略性矿产资源全产业链理论和研究前沿[J]. 资源与产业，2022，24(1)：8-14.
AN Haizhong，LI Huajiao. Theory and research advances in whole industrial chain of strategic mineral resources[J]. Resources & Industries，2022，24(1)：8-14.

[7] 陈甲斌，霍文敏，冯丹丹，等. 中国与美欧战略性(关键)矿产资源形势分析[J]. 中国国土资源经济，2020，33(8)：9-17.
CHEN Jiabin，HUO Wenmin，FENG Dandan，et al. Analysis of strategic(critical)mineral resources situation in China and the U. S. and the EU[J]. Natural Resource Economics of China，2020，33(8)：9-17.

[8] 胡红喜，张忠汉，应红刚，等. 内蒙古某难选钼-钨-金多金属矿选矿试验研究[J]. 矿产综合利用，2017(1)：61-65.
HU Hongxi，ZHANG Zhonghan，YING Honggang，et al. Beneficiation research on a refractory molybdenum-tungsten-gold poly-metallic ore from Inner Mongolia[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources，2017(1)：61-65.

[9] 唐施阳. 低品位镍钼矿全湿法处理新工艺研究[D]. 长沙：中南大学，2022.

[10] 张晨，卢冀伟，刘志超，等. 一种隐晶质难选低品位含钼矿石选矿富集的方法：202311615989.2[P]. 2024-01-23.

[11] 李建军，朱金波，张丽亭，等. 磁选技术在水污染治理中的应用[J]. 水处理技术，2012，38(7)：9-13.
LI Jianjun，ZHU Jinbo，ZHANG Liting，et al. Applications of magnetic separation in waste water treatment[J]. Technology of Water Treatment，2012，38(7)：9-13.

[12] WANG J L，ZU P，YI S W，et al. Preconcentration of iron，rare earth，and fluorite from Bayan Obo ore using superconducting magnetic separation[J]. Mining，Metallurgy & Exploration，2020，38(2)：1-12.

[13] 张帅，袁致涛，林子钦，等. 某风化低品位石煤钒矿超导磁选预富集试验研究[J]. 矿冶工程，2024，44(5)：46-50.
ZHANG Shuai，YUAN Zhitao，LIN Ziqin，et al. Application of superconducting magnetic separation in pre-enrichment of weathered low-grade vanadium-bearing stone coal ore[J]. Mining and Metallurgical Engineering，2024，44(5)：46-50.

Superconducting Magnetic Separation Pre-enrichment of a Certain Low-grade Refractory Molybdenum Ore

LIN Ziqin[1]，ZHANG Chen[2]，LIU Yongtao[3]，SUI Jie[3]，LU Jiwei[1]，YUAN Zhitao[1]，HUO Yubao[3]，LIU Shuo[3]，HOU Xianming[2]

(1. *School of Resources and Civil Engineering，Northeastern University，Shenyang*　110819，*China*；
2. *Beijing Research Institute of Chemical Engineering and Metallurgy，China National Nuclear Corporation，Beijing*　101149，*China*；
3. *CNNC Guyuan Uranium Industry Co.，Ltd.，Guyuan*　076561，*China*)

Abstract：In response to the issue that traditional beneficiation processes and direct leaching methods

are difficult to achieve economically effective recovery for a certain low-grade and refractory molybdenum oxide ore, based on its process mineralogical characteristics, the application of superconducting magnetic separation for pre-enrichment of the low-grade and refractory molybdenum oxide ore was studied. The effects of magnetic separation conditions such as background magnetic field strength, slurry flow velocity, separation slurry concentration, slurry feeding method and other magnetic separation conditions on the pre-enrichment concentrate indicators were investigated. The results show that by adopting the upper feeding method and under the suitable conditions of background magnetic field strength of 4 T, slurry flow velocity of 0.025 m/s, and separation slurry concentration of 10%, the pre-enrichment concentrate has Mo grade of 0.75% and recovery rate of 64%. Through theoretical calculation and recovery mechanism analysis of the magnetic separation recovery process, a high-efficiency separation scheme is optimized and designed, which includes coarse (−0.5 mm+0.025 mm) and fine (−0.025 mm) particle size classification and separation processes, as well as the coordinated matching of high magnetic field strength (5 T) and high flow rate (0.04 m/s). The final process indicators are: Mo grade in the concentrate of 0.88%, recovery rate of 63.79%, and enrichment ratio of 3.95. The method can achieve the goal of efficient pre-enrichment of low-grade and refractory molybdenum oxide ores, meet the feed grade requirements of subsequent leaching processes, and has certain application potential.

Key words: molybdenum oxide ore; process mineralogy; superconducting magnetic separation; high-efficiency beneficiation

(上接第 596 页)

Thermodynamic Analysis of Mg-Si-V-H_2O System and Selective Separation of Silicon from Vanadium Slag Leaching Solution

WEI Linsen[1], PAN Shaoyan[1], LI Xuan[2], XIANG Xiaoyan[2]

(1. *Pangang Group Vanadium and Titanium Resources Co., Ltd., Panzhihua* 617000, *China*;
2. *School of Metallurgical and Power Engineering, Chongqing University of Science and Technology, Chongqing* 401331, *China*)

Abstract: During the process of extracting vanadium from vanadium slag by sodium roasting-water leaching method, silicon in the leaching solution will react with alkali to form sodium silicate and enter the solution, affecting the recovery rate and quality of the product. To address this issue, the selective precipitation of silicon in vanadium leachate by the magnesium salt method was studied. Thermodynamic equilibrium diagrams of the Mg-Si-V-H_2O system were constructed to investigate the distribution characteristics of free ions within the pH range of 7～14. Additionally, the relationship between pH and precipitation saturation indices was established to evaluate the precipitation behaviors of $MgSiO_3$ and $Mg(VO_3)_2$ under different pH conditions. The calculation results reveal that the solubility of $MgSiO_3$ is relatively low, while that of $Mg(VO_3)_2$ is relatively high, which can achieve the selective precipitation of silicon in the vanadium leaching solution. The verification test results demonstrate that the pH of the solution has a significant influence on the precipitation rate of silicon in the vanadium leaching solution. When pH=10, the silicon precipitation rate can reache 86.3%, and the vanadium loss rate is only 3.2%, with a good effect.

Key words: vanadium slag; silicon; magnesium chloride; precipitation; thermodynamic analysis