

基于 EDEM—FLUENT 耦合矿物颗粒分离效果的模拟研究

张凡, 李玲玲, 马学东

(辽宁科技大学 机械工程与自动化学院, 辽宁 鞍山 114051)

摘要: 为了能同时依据矿粒的密度和粒度对其分离, 尝试选用水平冲击水流和振动作用的联合分离工艺, 采用 EDEM-FLUENT 耦合方法, 以矿粒的回收率及分离产品含杂率为评价指标, 对矿粒在分选装置中的分离行为进行模拟研究, 并探讨不同工艺参数对矿粒分离效果的影响。结果表明: 所选用的分离工艺可有效地依据矿粒的密度和粒径进行分离。添加振动筛能大幅度降低分离产品的含杂率。分选装置的较佳参数为: 筛面倾角为 0°、振动频率为 10 Hz、振幅为 3 mm、颗粒入口底部宽度为 7 mm, 此时回收率 96.8%, 含杂率 5.67%。

关键词: EDEM-FLUENT 耦合; 矿粒分离; 回收率; 含杂率; 模拟研究

doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2022.06.027

中图分类号: TD981 文献标志码: A 文章编号: 1000-6532(2022)06-0159-08

选矿技术有着悠久的历史, 起源于人类原始的淘金技术, 经过不断地发展已经成为一门高效的选矿技术。选矿是利用矿石的物理或化学性质的差异, 借助各种选矿设备将有用矿物和脉石矿物分离开来, 并使有用矿物相对富集的过程^[1-2]。根据不同矿物的分选原则及对选矿产品的要求, 国内外传统的选矿方法有: 重选法、磁选法、浮选法和电选法等^[3-7]。为了提高矿物的分选效率, 联合使用多种选矿工艺是当今选矿技术发展的趋势之一^[8-9]。

近些年来, 有关流体力学和离散元法的应用与研究日益增多, DEM-CFD 耦合是目前应用最多的方法之一, DEM-CFD 耦合是将 EDEM (Engineering Discrete Element Method, 工程离散元法) 软件与 FLUENT 软件进行耦合^[10-11]。和建荣等^[12]采用 EDEM-FLUENT 耦合方法研究了不同密度矿粒在离心选矿机内的分离行为, 进行正交模拟实验, 旨在获得离心选矿机的较佳工作参数, 所作模拟实验没有考虑颗粒粒径的影响, 只属于密度分离工艺范畴。董辉等^[13]采用离散元法和计算流体力

学耦合仿真的方法, 利用 EDEM 软件和 FLUENT 软件耦合对水力旋流器固体浆体的分离过程进行模拟研究, 研究中只考虑颗粒的密度分离, 没有涉及到粒度的分离^[14]。且上述模拟分析仅为单一分离工艺模拟研究。根据文献检索, 对不同密度和不同粒度的矿粒进行分离, 且应用冲击水流和振动作用的联合分离工艺的模拟研究还未见报道。

因此, 本文基于风力筛分原理设计出一种矿物分选工艺及装置^[15], 能够对不同密度和不同粒径的颗粒进行分选, 基于 EDEM-FLUENT 耦合方法对矿粒在横向冲击水流、重力及振动筛作用下矿物分离效果进行模拟研究, 研究水速和筛面倾角等工艺参数对矿物回收率及含杂率的影响规律, 从而对工艺及装置进行优化。

1 模型描述

1.1 物理模型

在 Solidworks 中建立分选装置模型, 图 1 为

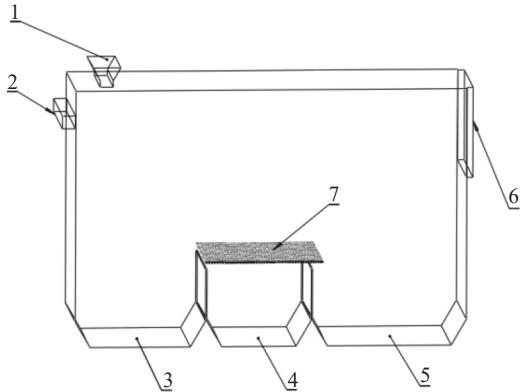
收稿日期: 2020-12-21; 改回日期: 2021-07-06

基金项目: 国家自然科学基金项目 (51775258); 辽宁省自然科学基金重点项目 (20170540458); 精密与特种加工教育部重点实验室基金 (B201703)

作者简介: 张凡 (1997-), 男, 硕士研究生, 研究方向为矿物加工工程。

通信作者: 马学东 (1965-), 男, 教授, 研究方向为矿物加工工程。

矿物分选装置。它主要分为壳体和振动筛两部分，材质都为钢。壳体由进料口、进水口、出口 I、出口 II、出口 III 和出口 IV 组成。壳体总长度为 300 mm，宽度为 100 mm，高度为 215 mm，壳体各部分尺寸见表 1。振动筛筛网的长度为 90 mm，宽度为 100 mm，厚度为 1 mm；方形筛孔尺寸 1.6 mm×1.6 mm。



1-进料口 2-进水口 3-出口 I 4-出口 II 5-出口 III 6-出口 IV 7-振动筛

图 1 矿物分选装置结构

Fig.1 Structure diagram of mineral separation device

表 1 壳体各部分尺寸 /mm

Table 1 Dimensions of each part of the shell

	进料口底部	进水口	出口 I	出口 II	出口 III	出口 IV
长度	60	90	100	100	100	90
宽度	8	10	77	57	95	70
高度	15	10	20	20	20	5

仿真所用的矿粒模型形状设定为球形，颗粒的接触模型采用 Hertz-Mindlin 接触模型，矿粒分为大粒径目标矿粒、小粒径目标矿粒、大粒径脉石矿粒、小粒径脉石矿粒。目标矿粒有用矿粒，脉石矿粒是与有用矿粒伴生的脉石矿粒。大粒径颗粒的直径皆为 2 mm，小粒径颗粒的直径皆为 1 mm。

1.2 数学模型

固相矿粒的模型采用软球模型，接触模型为 Hertz-Mindlin 无滑动接触模型，根据牛顿第二定律，颗粒在 t 时间的运动方程为^[12]：

$$m_p \frac{dv_p}{dt} = F_w + F_d + F_g + F_f + F_n + F_t \quad (1)$$

$$I \frac{dw_p}{dt} = T \quad (2)$$

式中： t —时间，s； m_p —颗粒质量，kg； v_p —颗粒速度，m/s； F_w —液体冲击力，N； F_n —颗粒间接

触法向分力，N； F_t —颗粒间接触切向分力，N； F_d —曳力，N； F_g —重力，N； F_p —压力梯度力，N； I —颗粒转动惯量，kg/m²； w_p —颗粒角速度，rad/s； T —颗粒所受转矩，N/m。

流体运动控制方程为两相耦合的纳维-斯托克斯方程，液相质量和动量方程为^[12]：

$$\frac{\partial}{\partial t}(\alpha_f \rho_f) + \Delta(\alpha_f \rho_f u_f) = 0 \quad (3)$$

$$\frac{\partial}{\partial t}(\alpha_f \rho_f u_f) + \Delta(\alpha_f \rho_f u_f^2) = -\alpha \Delta p + \Delta \alpha_f \tau + \alpha_f \rho_f g + M \quad (4)$$

式中： t —时间，s； α_f —液体的体积分数； ρ_f —液体的密度，kg/m³； u_f —液体的速度，m/s； Δ —哈密顿微分算子； p —作用在液体微元体上的力，N； τ —液体的湍流粘性系数； g —重力加速度，m/s²； M —单位体积液固两相动量交换源项。

2 仿真过程

2.1 仿真参数设置

本研究运用 EDEM 软件和 FLUENT 软件耦合进行模拟仿真，仿真颗粒采用矿物仿生颗粒，分为目标矿粒与脉石矿粒。EDEM 软件参数设置：设置振动筛的振幅为 3 mm，振动频率为 10 Hz，振动方向角为 45°。目标矿粒 1000 个、脉石颗粒 1000 个、大粒径：小粒径数量的比例为 2:3，大粒径目标矿粒与大粒径脉石矿粒生成率都为 200 个/s，小粒径目标矿粒与小粒径脉石矿粒生成率都为 300 个/s，颗粒开始生成时间设定为 0.5 s，时间步长是 6×10⁻⁶ s，仿真总时长 3.5 s。据刘鑫和蔡改贫等以石英砂和钨矿物模拟不同密度差矿粒所作的离心分选实验，在本研究中仿真材料的各种物理参数及材料间接触系数见表 2 和表 3^[14]。

表 2 材料物理参数

Table 2 Material physical parameters

名称	泊松比	剪切模量/MPa	密度/(kg·m ⁻³)
目标矿粒	0.4	70	6500
脉石矿粒	0.4	21	2650
分选装置	0.3	7.9×10 ⁴	7800

表 3 材料接触系数

Table 3 Material contact coefficient

名称	恢复系数	静摩擦系数	动摩擦系数
颗粒-颗粒	0.44	0.27	0.1
颗粒-筛网	0.50	0.15	0.1

FLUENT 软件参数设置：首先读入 mesh 文件，选择 Pressure-Based 基于压力法求解器，时间类型选择 Transient（瞬态），打开 Energy 方程，选择 Viscous-Standard k-epsilon（2 eqn）模型，连接耦合接口。在 Materials 面板中设置各材料的物理参数，在 Boundary Conditions 中设置流体进出口的边界条件，进口是速度入口，出口是压力出口，FLUENT 软件中时间步长是 EDEM 软件时间步长的 100 倍，即 6×10^{-4} s。

2.2 仿真过程描述及颗粒受力分析

采用 EDEM-FLUENT 耦合方法，对矿粒在分选装置内的运动进行仿真模拟，图 2 是矿粒分选装置的工作原理图。矿粒由进料口进入，在重力作用下落入流体作用区域，受到容器左侧进水口横向水流冲击力的作用，不同颗粒由于自身物理性质的不同，在水平方向上运动的距离就会产生差异。大粒径的目标矿粒在重力及横向水流的作用下，颗粒的最终分布区域在水平方向上离进料口最近；小粒径脉石矿粒的分布区域在水平方向上距离进料口最远，分选装置的中间区域是小粒径的目标矿粒及大粒径的脉石矿粒的混合区域。大粒径脉石矿粒落在振动筛上，无法通过筛孔，实现分选装置对不同密度、不同粒径的分选。

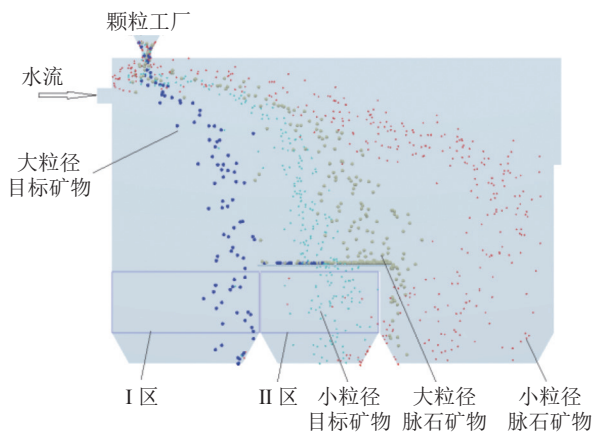


图 2 分选装置工作原理
Fig.2 Working principle of separation device

图 3 是矿粒在进水口处的受力分析图。由图 3 可知，颗粒受到横向水流作用后，在重力及颗粒间的碰撞力作用下将沿着合力 F_1 方向运动，其运动轨迹为抛物线，颗粒的运动方向角为 α 。且不同矿物颗粒由于自身物理性质的差异，运动方向角有所不同。

颗粒在进水口处会受到水流冲击力 F 、颗粒碰

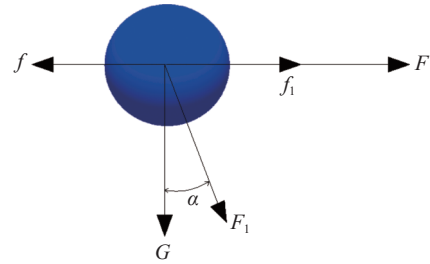


图 3 颗粒受力分析
Fig.3 Particle force analysis

撞间的机械阻力 f ，推力 f_1 、颗粒重力 G ，四个力合力为 F_1 ，在水平方向上的运动距离为 S ，计算表达式如下：

$$F_1 = F + f - f_1 \quad (5)$$

$$F = PA = P\pi R^2 \quad (6)$$

$$\tan \alpha = \frac{F_1}{G} \quad (7)$$

$$a = \frac{F_1}{M} = \frac{P\pi R^2 + f_1 - f}{\frac{4}{3}\rho\pi R^3} = \frac{3(P\pi R^2 + f_1 - f)}{4\rho\pi R^3} \quad (8)$$

$$S = \frac{1}{2}at^2 = \frac{3(P\pi R^2 + f_1 - f)t^2}{8\rho\pi R^3} \quad (9)$$

式中： F_1 —颗粒水平方向上的合力，N； F —水流对颗粒的冲击力，N； f —颗粒阻力，N； f_1 —颗粒推力，N； P —水流对颗粒的压强，Pa； A —水流对颗粒的作用面积， m^2 ； R —颗粒的半径，m； α —颗粒的运动方向角，deg； G —颗粒的重力，N； M —颗粒的质量，kg； a —颗粒在水平方向上的加速度， m/s^2 ； ρ —颗粒的密度， kg/m^3 ； t —水流作用时间，s； S —颗粒水平运动距离，m。

图 4 为进水口处颗粒每秒的碰撞次数，从图中可以看出，在进水口处颗粒每秒的碰撞次数最高不超过 25 次，说明在水平方向上矿物颗粒的主要受力为横向水流的冲击力 F ，颗粒阻力 f 与颗粒推力 f_1 可忽略不计，由此得出：

$$S = \frac{3Pt^2}{8\rho R} \quad (10)$$

由公式（10）可以得出，当水流作用时间相同时：

（1）当矿粒密度、粒径相同时，水流产生的压强越大，矿物颗粒的水平运动距离越远；

（2）当矿粒密度及水流产生的压强相同时，矿物颗粒的粒径越小，矿物颗粒的水平运动距离越远；

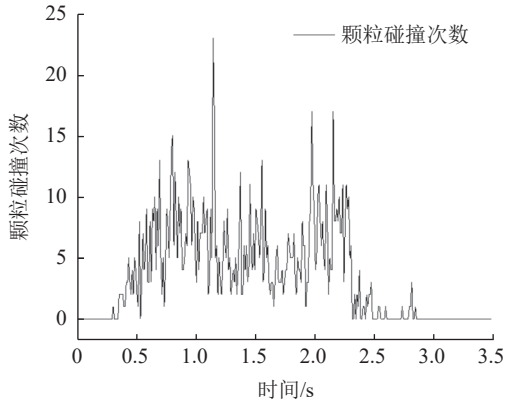


图4 颗粒碰撞次数
Fig.4 Particle collision times

(3) 当矿粒粒径及水流产生的压强相同时，矿物颗粒的密度越小，矿物颗粒的水平运动距离越远。

为了定量分析矿物分选装置的工作性能，在出口 I 及出口 II 处设置了统计区，I 区和 II 区。I 区和 II 区是目标矿粒的收集区域，通过目标矿粒的回收率 E_1 及 I 区、II 区总颗粒数目的含杂率 E_2 评价分选装置工作性能的好坏。回收率 E_1 和含杂率 E_2 的计算表达式如下^[13]：

$$E_1 = \frac{\beta}{\alpha} \times 100\% \quad (11)$$

式中： α —原矿粒中目标矿粒数目（个）；

β —I 区和 II 区目标矿粒总数目（个）。

$$E_2 = \frac{\gamma}{\lambda} \times 100\% \quad (12)$$

式中： γ —I 区和 II 区脉石矿粒总数目（个）；
 λ —I 区和 II 区矿粒总数目（个）。

3 仿真模拟分析

3.1 振动筛对矿物颗粒分选效果的影响

为研究振动筛对矿粒分选效果的影响，进行一组对比模拟实验。无振动筛时：水平流速设定为 1.3 m/s，颗粒入口宽度设定为 8 mm；有振动筛时流速设定为 1.3 m/s，颗粒入口宽度设定为 8 mm，筛面水平放置，振动频率为 10 Hz，振幅为 3 mm，筛面振动方向角为 45°。先通水平水流，稳定流场，颗粒工厂在 0.2 s 开始生成颗粒。

图 5 为无振动筛作用下的工作原理图，从图 5 中可以看出，在横向水平水流及重力的作用下，矿粒主要是依据自身密度的不同进行分离，缺少对颗粒粒径的筛分。图中 I 区和 II 区为统计区

域，统计区域 I 区内的颗粒主要为大粒径目标矿粒，II 区内的颗粒主要为小粒径目标矿粒与大粒径脉石矿粒。II 区为混合区域，大粒径的脉石矿粒无法去除，会导致回收矿粒的含杂率大幅度升高，矿物分选装置的分选效果不佳。

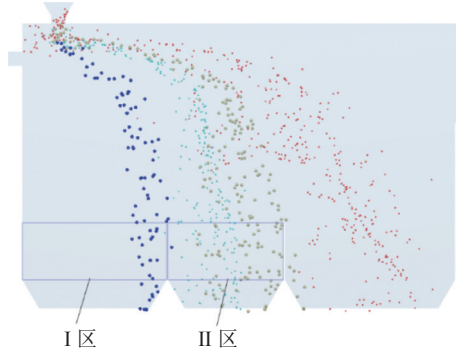


图5 无振动筛工作原理

Fig.5 Working principle diagram of no vibration screen

对照模拟实验所得结果见表 4。无振动筛作用下：目标矿粒回收率为 98.8%，回收颗粒的含杂率为 38.60%；综合考虑，矿粒的分选效果较差。有振动筛作用下：目标矿粒的回收率为 96.2%，与无振动筛作用下相比无太大的差异，回收颗粒的含杂率大幅度下降，只有 15.54%。

表 4 有无振动筛作用下矿粒的回收率及含杂率
Table 4 Recovery rate and impurity content of ore particles with and without vibrating screen

名称	颗粒总数	目标矿粒总数/个	脉石矿粒总数/个	回收率/%	含杂率/%
无振动筛	1609	988	621	98.8	38.60
有振动筛	1139	962	177	96.2	15.54

设置振动筛可以大幅度降低脉石矿粒的回收，从图 6 可以看出，有振动筛作用下，统计区域内脉石矿粒的总个数大幅度下降，振动筛能够筛除去进入混合区域内的大粒径脉石矿粒，回收矿粒的含杂率大幅度降低。因此，分选装置设置振动筛既能依据矿粒密度的分离，又能依据矿粒粒径的筛分，是有利于提高矿物颗粒的分选效果。

3.2 流速及筛面倾角共同作用对矿物颗粒分选效果的影响

为了研究流速与振动筛作用对矿物分选装置工作性能的影响，以水流速度和筛面倾角为实验因素，水流速度分为：1.3、1.4、1.5 和 1.6 m/s；筛面倾角分为 0°、2°、4°和 6°；振动筛的振动频率为 10 Hz，振幅为 3 mm，振动方向角为 45°进行仿真模拟实验。

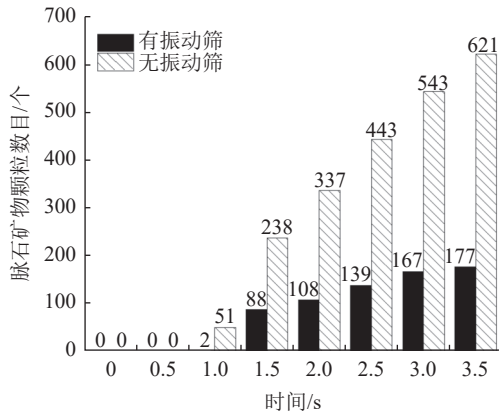


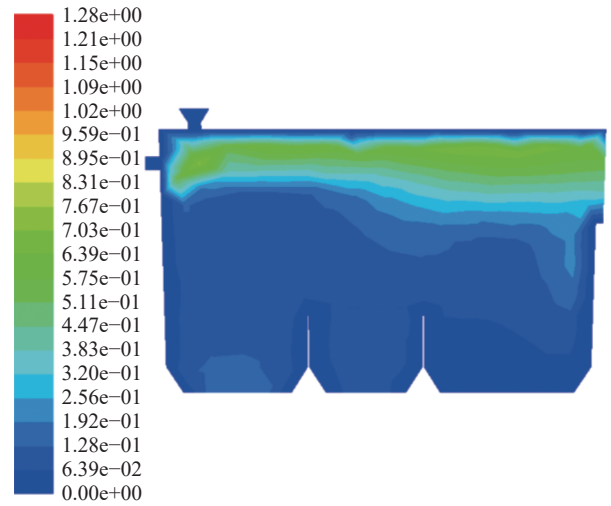
图6 有无振动筛时进入混合区域的脉石矿粒总数
Fig.6 Total numbers of gangue mineral particles with and without vibrating screen

图7为水速1.3 m/s与水速1.6 m/s的速度云图，从图中可以看出，水速1.3 m/s与水速1.6 m/s的速度分布没有明显差异，水流不会因为水速的改变而在分选装置内产生特殊的流场，从而影响矿物颗粒的分选效果，影响分选效果的只是水速的大小，水速越大，水流对颗粒的冲击力F越大。

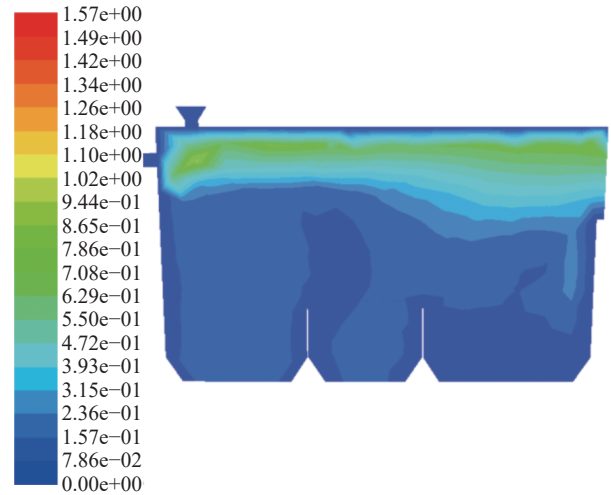
图8为不同水速与不同筛面倾角共同作用对回收率及含杂率的影响，图8(a)中，矿粒的回收率在水速轴变化较为明显，当筛面倾角一定时，水流速度越大，水流对矿粒的冲击力F越大，矿粒的运动方向角 α 越大，在水平方向上的运动距离越远，目标矿粒的回收率越低；当水流速度一定时，随着筛面倾角的增加，目标矿粒的回收率逐渐降低。当水流速度为1.3 m/s，筛面倾角为0°时，目标矿粒的回收率较高，回收率为97.4%。

图8(b)中，当筛面倾角一定时，随着水流速度的增大，水流对矿粒的冲击力F越大，脉石矿粒由于自身密度较小，运动方向角 α 远大于目标矿粒，在水平方向上的运动距离也就远大于目标矿粒，矿粒的含杂率逐渐降低；当水流速度一定时，随着筛面倾角的增大，矿粒的含杂率缓慢升高。当水流速度为1.6 m/s，筛面倾角为0°时，矿粒的含杂率较低，含杂率为2.10%。

分选装置的工作性能是依据矿粒的回收率及含杂率共同评定。由图8可知，图a中矿物回收率最高点的含杂率不低，图b中含杂率最低点的矿物回收率不高。因此，通过对矿粒的回收率及含杂率综合考虑，水速1.4 m/s，筛面倾角0°为较佳工作参数，目标矿粒的回收率为94.0%，矿粒的含杂率为7.17%。



(a) 水速 1.3 m/s



(b) 水速 1.6 m/s

图7 不同水速的速度

Fig.7 Velocity cloud charts of different water velocities

3.3 颗粒入口大小对矿物颗粒分选效果的影响

颗粒入口底部宽度决定了矿物颗粒群下落时的厚度，颗粒群的厚度大小会影响横向水流对矿粒的冲击力，从而影响矿粒在水平方向上的运动距离。

采用控制变量法，研究颗粒入口底部宽度对矿物颗粒分选效果的影响。颗粒入口底部宽度分为(7、8、9和10) mm；改变颗粒入口底部的宽度大小，其他参数都控制不变：水流速度为1.4 m/s，筛面倾角为0°，振动筛的振动频率设置为10 Hz，振幅设置为3 mm。进行仿真模拟实验，通过统计收集区域I区与II区内的矿粒，计算出不同颗粒入口底部宽度时目标矿粒的回收率及含杂率见表5。

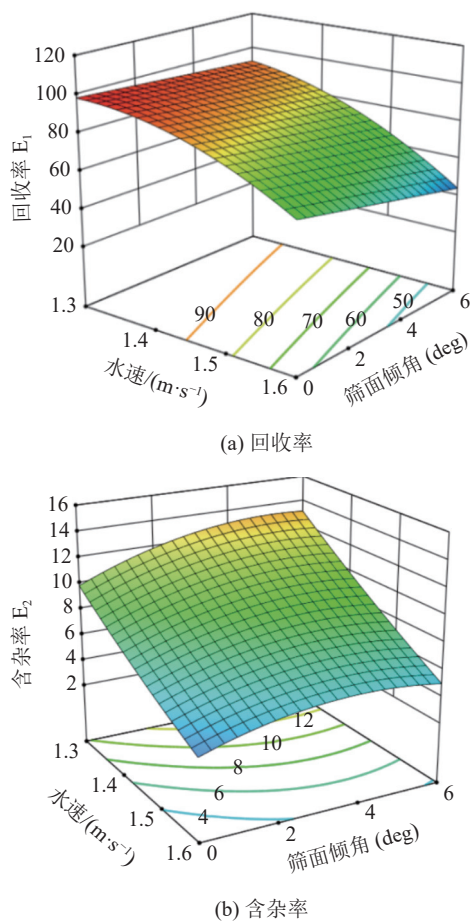


图 8 水速与筛面倾角对回收率及含杂率的响应面
Fig.8 Response surface diagrams of water velocity and screen surface inclination to recovery and impurity ratio

表 5 不同颗粒入口底部宽度时目标矿粒回收率及含杂率

Table 5 Recovery rate and impurity content of target ore with different bottom width of particle inlet

颗粒入口宽度/mm	回收率/%	含杂率/%
7	96.8	5.67
8	94.6	8.94
9	90.4	11.87
10	88.9	13.53

图 9 为不同颗粒入口底部宽度对矿粒回收率及含杂率影响的折线图，从图中能够清晰直观地看出颗粒入口底部宽度对回收率及含杂率的影响。随着颗粒入口底部宽度的增加，目标矿粒的回收率缓慢降低，而矿粒的含杂率逐渐升高。所以颗粒入口底部宽度为 7 mm 时为分选装置的较佳工作参数，目标矿粒的回收率为 96.8%，矿粒的含杂率为 5.67%。

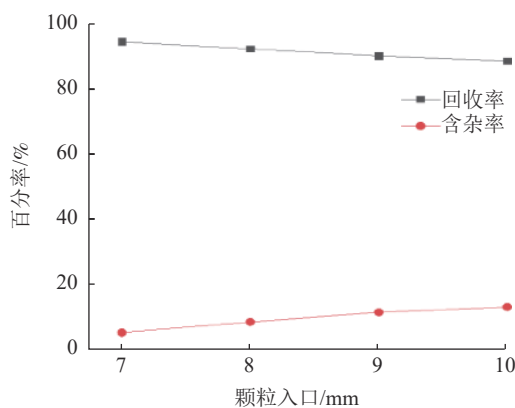


图 9 不同颗粒入口大小对矿物颗粒回收率及含杂率的影响

Fig.9 Effect of different particle inlet size on mineral particle recovery and impurity content

4 结 论

(1) 基于 EDEM-FLUENT 耦合方法，对不同密度和不同粒径矿粒在分选装置内的分离过程模拟研究结果表明，联合分离工艺及所设计装置可有效地依据颗粒的密度及粒径对矿粒进行分离。

(2) 采用振动筛作用可以筛出混合区域内大粒径脉石矿粒，大幅度降低分离产品的含杂率，从而提高矿粒的分选效果。

(3) 水平水速与筛面倾角共同作用时，当筛面倾角一定时，随着水流速度的增大，矿粒的回收率及含杂率逐渐降低；当水流速度一定时，随着筛面倾角的增大，矿粒的回收率逐渐降低，分离产品的含杂率缓慢升高。

(4) 随着入口底部宽度的增大，矿粒的回收率缓慢降低，分离产品的含杂率逐渐升高。

(5) 此分选装置的较佳结构和尺寸为：筛面倾角为 0°、振动频率为 10 Hz、振幅为 3 mm、颗粒入口底部宽度为 7 mm 时，此时回收率 96.8%，含杂率 5.67%。

参考文献：

[1] 张晋, 贺爱平, 李国栋, 等. 钙镁质磷矿选矿尾矿综合利用技术现状及展望[J]. 矿产综合利用, 2021(2):199-203.
ZHANG J, HE A P, LI G D, et al. Status and prospect of comprehensive utilization technology of calcium-magnesium phosphate tailings[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2021(2):199-203.
[2] 陈福林, 杨晓军, 杨道广, 等. 甘肃某低品位钒钛磁铁矿工艺矿物学研究[J]. 矿产综合利用, 2020(6):64-68.
CHEN F L, YANG X J, YANG D G, et al. Research on process

- mineralogy for a low grade vanadium titano-magnetite in Gansu province[J]. *Multipurpose Utilization of Mineral Resources*, 2020(6):64-68.
- [3] 易欣. 选矿, 当技术遇到设备[J]. *矿业装备*, 2016(12):12-20.
- YI X. Beneficiation, when technology meets equipment[J]. *Mining Equipment*, 2016(12):12-20.
- [4] 李振宇. 西北某高硫铝土矿浮选脱硫试验研究[J]. *矿产综合利用*, 2020(5):77-81.
- LI Z Y. Study on the flotation desulfurization of high-sulfur bauxite in Northwest[J]. *Multipurpose Utilization of Mineral Resources*, 2020(5):77-81.
- [5] 朱志波, 朱书全, 陈慧昀, 等. 浮选动力学模型研究进展及展望[J]. *洁净煤技术*, 2017, 23(2):20-24.
- ZHU Z B, ZHU S Q, CHEN H J, et al. Research progress and prospect of flotation kinetic model[J]. *Clean Coal Technology*, 2017, 23(2):20-24.
- [6] 刘立伟, 赵礼兵, 李国峰, 等. 某钒钛磁铁精矿深度还原-磁选试验研究[J]. *矿产综合利用*, 2020(6):56-63.
- LIU L W, ZHAO L B, LI G F, et al. Study on coal-based reduction followed by magnetic separation of a vanadium-titanium magnetite concentrate[J]. *Multipurpose Utilization of Mineral Resources*, 2020(6):56-63.
- [7] 李罗生. 强磁选机的技术进展[J]. *冶金矿山设计与建设*, 1996(3):52-54.
- LI L S. Technical progress of strong magnetic separator[J]. *Metallurgy Mine Design and Construction*, 1996(3):52-54.
- [8] 陈向, 廖德华. 某铬铁矿磁浮联合回收实验研究[J]. *矿产综合利用*, 2021(1):61-64.
- CHEN X, LIAO D H. Experimental study on combined recovery of chromite by magnetic levitation[J]. *Multipurpose Utilization of Mineral Resources*, 2021(1):61-64.
- [9] 贾清梅, 李凤久, 尚新月, 等. 磁场强度对磁铁矿反浮选过程的影响[J]. *矿产综合利用*, 2020(3):84-88.
- JIA Q M, LI F J, SHANG X Y, et al. Influence of magnetic field strength on reverse flotation process of magnetite[J]. *Multipurpose Utilization of Mineral Resources*, 2020(3):84-88.
- [10] Li H C, Li Y M, Gao F, et al. CFD-DEM simulation of material motion in air-and-screen-cleaning device[J]. *Computers and Electronics in Agriculture*, 2012, 88:111-119.
- [11] 蒋恩臣, 孙占峰, 潘志洋, 等. 基于 CFD-DEM 的收获机分离室内谷物运动模拟与实验[J]. *农业机械学报*, 2014, 45(4):117-122.
- JIANG E C, SUN Z F, PAN Z Y, et al. CFD-DEM-based simulation and experiment of grain movement in harvester separation chamber[J]. *Transactions of the Chinese Society of Agricultural Machinery*, 2014, 45(4):117-122.
- [12] 和建荣, 王进明, 俞霞, 等. 基于 EDEM-FLUENT 耦合的离心选矿机仿真优化分析[J]. *矿产综合利用*, 2021(2):174-179.
- HE J R, WANG J M, YU X, et al. Simulation and optimization analysis of centrifugal concentrator based on EDEM-FLUENT coupling[J]. *Multipurpose Utilization of Mineral Resources*, 2021(2):174-179.
- [13] 董辉, 伍开松, 况雨春, 等. 基于 DEM-CFD 水力旋流器的水合物浆体分离规律研[J]. *浙江大学学报(工学版)*, 2018, 52(9):1811-1820.
- DONG H, WU K S, KUANG Y C, et al. Research on the separation of hydrate slurry based on DEM-CFD hydrocyclone[J]. *Journal of Zhejiang University (Engineering Science Edition)*, 2018, 52(9):1811-1820.
- [14] 卢臣, 杨聪仁, 张仕奇, 等. 内蒙古某金矿磨矿分级产物离心重选实验研究[J]. *矿产综合利用*, 2021(3):152-157.
- LU C, YANG C R, ZHANG S Q, et al. Experimental research on centrifugal gravity separation of grinding classification products in a gold mine in Inner Mongolia[J]. *Multipurpose Utilization of Mineral Resources*, 2021(3):152-157.
- [15] Tsuji Y, Anaka T, Ishida T. Lagrangian numerical simulation of plug flow of cohesionless particles in a horizontal pipe[J]. *Powder technology*, 1992, 71(3):239-250.

Simulation Study on Separation Effect of Mineral Particles Based on EDEM-FLUENT Coupling

Zhang Fan, Li Lingling, Ma Xuedong

(College of Mechanical Engineering and Automation, Liaoning University of Science and Technology, Anshan, Liaoning, China)

Abstract: In order to separate different minerals at the same time according to density and grain size of mineral particles, the combined separation process of horizontal water flow and vibration and the coupling method of EDEM-FLUENT were used, mineral recovery and impurity rate used as the evaluation index. The separation behavior of mineral particles in the separation device was simulated, and the influence of different process parameters on the separation effect of mineral particles was discussed. The results show that the

selected separation process can effectively separate mineral particles according to the density of mineral particles and size of mineral particles. The addition of vibrating screen can greatly reduce the impurity content of mineral particles in the separated products. The optimal parameters of the sorting device are: screen surface inclination Angle is 0° , vibration frequency is 10 Hz, amplitude is 3 mm, particle inlet bottom width is 7 mm. By this time recovery 96.8% and containing impurity rate 5.67% were obtained.

Keywords: EDEM-FLUENT coupling; Separation of mineral particles; Recovery; Impurity rate; Simulation study

(上接第 158 页)

[3] 曹钊, 屈奇奇, 曹永丹, 等. 不同类型萤石矿浮选工艺技术现状与进展[J]. *金属矿山*, 2017, 07(7):14-18.

CAO Z, QU Q Q, CAO Y D, et al. Status and development on flotation process technology f different types of fluorite ores[J]. *Metal Mine*, 2017, 07(7):14-18.

[4] 汤家焰, 王文才, 祝雯. 白云鄂博尾矿中萤石浮选工艺研究[J]. *化工矿物与加工*, 2018, 47(9):22-26.

TANG J Y, WANG W C, ZHU W. Study on flotation technology for fluorite in Baiyunebo tailings[J]. *Industrial Minerals & Processing*, 2018, 47(9):22-26.

[5] 宁江峰, 李茂林, 崔瑞, 等. $ZnSO_4 \cdot 7H_2O$ 与水玻璃组合抑制剂对萤石、方解石浮选分离的影响[J]. *矿产综合利用*, 2020(6):186-192.

NING J F, LI M L, CUI R, et al. Effect of $ZnSO_4 \cdot 7H_2O$ and sodium silicate as combination inhibitors on flotation separation of fluorite and calcite[J]. *Multipurpose Utilization of Mineral Resources*, 2020(6):186-192.

[6] 马隆飞, 廖寅飞, 贺玉程, 等. 赣州某萤石尾矿浮选柱分选实验研究[J]. *矿产综合利用*, 2019(2):89-93.

MA L F, LIAO Y F, HE Y C, et al. Experimental study on flotation column separation of a fluorite tailings in Ganzhou[J]. *Multipurpose Utilization of Mineral Resources*, 2019(2):89-93.

Experimental Research on Recovery of Fluorite from a Polymetallic Mine Tailing in Inner Mongolia

Wu Di¹, Wang Hongling¹, Meng Qingbo¹, Gao Yude¹, Yang Xiaowen², Zhang Xiaogang²

(1. Institute of Resources Comprehensive Utilization, Gangdong Academy of Sciences, National Key Laboratory of Rare Metals Separation and Comprehensive Utilization, Guangdong Key Laboratory of Mineral Resources Development and Comprehensive Utilization, Guangzhou,

Guangdong, China; 2. Inner Mongolia Huanggang Mining Co., Ltd., Chifeng, Inner Mongolia, China)

Abstract: Flotation tailings of a polymetallic mine in Inner Mongolia contain fluorite resources. Due to the influence of the tungsten-tin flotation reagent and the ore embedded characteristics in the early stage, the fluorite flotation concentrate grade is up to 92%, and the recovery is about 30%. The fluorite resources in the tailings were not effectively recovered. In this study, the beneficiation feed grade of fluorite was improved by waste disposal with pre-magnetic separation, and organic depressor HG-1 was used instead of acidified water glass. Under the condition of original ore CaF_2 grade of 17.65%, the fluorite concentrate with CaF_2 grade of 97.26% and recovery of 63.15% was obtained, which realized the comprehensive recovery of fluorite resources in tailings.

Keywords: Tailings recovery; Fluorite flotation; Magnetic separation and waste disposal; Depressor HG-1