磷矿柱式浮选中浮选动力学常数与颗粒停留时间的模型研究①

施章杰[1]，黄文彦[1]，邓伏礼[1]，龙秉文[1]，丁一刚[1]，张逸[1,2]
（1.武汉工程大学 化工与制药学院，湖北 武汉 430073；2.湖北三峡实验室，湖北 宜昌 443007）

摘　要：通过测定充填式浮选柱浮选中低品位磷矿过程中不同浮选时间的回收率，分别采用 4 种经典动力学模型对其进行拟合，结果表明，一级动力学模型更适合描述和预测该浮选过程。测定磷矿浮选过程中颗粒停留时间，并将实验数据与浮选动力学常数表达式进行关联，推导出颗粒平均停留时间与浮选动力学常数的数学模型，求得适宜的颗粒停留时间为 201.87 s，对应的浮选动力学常数为 0.114 81。

关键词：浮选；充填式浮选柱；颗粒停留时间；动力学模型；浮选动力学；磷矿；浮选动力学常数
中图分类号：TD923　　**文献标志码**：A　　doi:10.3969/j.issn.0253-6099.2026.01.016
文章编号：0253-6099(2026)01-0097-05

Model for Flotation Kinetic Constant and Particle Residence Time of Phosphate Ore in a Flotation Column

SHI Zhangjie[1], HUANG Wenyan[1], DENG Fuli[1], LONG Bingwen[1], DING Yigang[1], ZHANG Yi[1,2]
(1. *School of Chemical Engineering and Pharmacy*, *Wuhan Institute of Technology*, *Wuhan* 430073, *Hubei*, *China*; 2. *Hubei Three Gorges Laboratory*, *Yichang* 443007, *Hubei*, *China*)

Abstract: Medium and low grade phosphate ores were floated in a packed flotation column, and the phosphate recovery after different floatation time were measured, which were then fitted with four classical kinetic models respectively. Results show that the first-order kinetic model is more suitable to describe and predict the flotation process. The particle residence time in the flotation process of phosphate ore measured in the experiment was correlated to the flotation kinetic constant, and a mathematical model was derived for the average residence time and flotation kinetic constant. With this model, the appropriate average particle residence time is calculated to be 201.87 s and the corresponding flotation kinetic constant is 0.114 81.

Key words: floatation; packed flotation column; particle residence time; kinetic model; flotation kinetics; phosphate ore; flotation kinetic constant

随着矿石资源的大规模开采，矿石品位逐年降低，有效成分逐年减少，选矿行业逐步关注细粒和极细粒矿物原料分选[1]。浮选适用于各类细粒和极细粒矿物的分选[2]。充填式浮选柱因其结构简单、易于安装、耗能低等优点广泛应用于各种金属和非金属矿物的浮选中[3]。但目前对充填式浮选柱的研究缺乏基础理论研究，没有合适的捕集区动力学数学模型来描述充填式浮选柱的浮选动力学过程。

浮选动力学是指导浮选过程的重要依据，对浮选工艺流程的模拟与预测、浮选新工艺的开发、浮选研究方法的革新以及浮选工艺参数的优化等都有重大意义[4]。浮选动力学常数是浮选动力学的重要参数，对它的研究有助于人们更好地理解浮选动力学，从而更好地将理论运用到实际生产中。矿物颗粒停留时间对

① **收稿日期**：2025-08-20
基金项目：湖北省自然科学基金宜昌创新发展联合基金重点项目(2024AFD134)；湖北省技术创新计划项目(2024BAB124)；武汉工程大学研究生教育创新基金(CX2024281)；国家自然科学基金重点项目(U23A20604)；湖北省科技创新人才计划项目(2024DJC040)
作者简介：施章杰(2000—)，男，湖北黄石人，硕士研究生，主要研究方向为矿物的浮选。E-mail:szj1239695449@163.com
通信作者：张逸(1986—)，男，湖北武汉人，副教授，主要从事磷矿浮选、磷氟资源利用、稀土分离等方面的研究。E-mail:zhangyi_1208@whu.edu.cn

浮选具有重要影响,增加颗粒停留时间,可以使矿物颗粒与气泡充分接触,并能减少杂质矿物的气泡夹带,增强浮选柱的浮选能力;但增加颗粒停留时间又会增加浮选成本。找到适宜的颗粒停留时间是浮选柱设计的一个重要任务[5],但目前的相关研究较少。本文通过调节通气速率获得浮选过程中不同颗粒的停留时间,并测定相应通气速率下的磷矿回收率,来确定相关的浮选动力学参数,从而研究颗粒停留时间对浮选动力学的影响,进而找到适宜的颗粒停留时间,建立颗粒平均停留时间与浮选动力学常数的数学模型,为后续充填式浮选柱的工艺改进提供理论与技术支撑。

1 实验

1.1 实验原料和试剂

实验原料为云南安宁的中低品位胶磷矿,其平均P_2O_5品位为22.7%。

首先使用颚式破碎机对磷矿进行破碎,再用对辊破碎机粗碎直至固体矿物无法再破碎,最后使用棒磨机细磨18 min,至磨矿产物通过200目(0.074 mm)筛的比例达到92%为止。

实验所用捕收剂TSG-1为自主研发的药剂,其他药剂包括抑制剂硅酸钠(分析纯)、pH值调节剂碳酸钠(化学纯)、分散剂焦磷酸钠(化学纯)以及分析纯试剂盐酸、硝酸、钼酸钠、柠檬酸、喹啉、丙酮、氨水等。

1.2 实验仪器

实验仪器包括颚式破碎机、对辊破碎机、棒磨机、胶管泵、空气压缩机、输液泵、玻璃转子流量计、Φ104 mm × 1 500 mm充填式浮选柱(柱内装填θ=45°的350Y型孔板波纹规整填料)、激光粒度仪等。

1.3 实验方法

1.3.1 浮选动力学参数的测定

将磷矿配成浓度(质量分数)30%的矿浆,加入Na_2CO_3溶液与Na_2SiO_3溶液,充分混匀后泵入中间槽,再向中间槽的混合矿浆加入捕收剂TSG-1,充分混匀后泵入充填式浮选柱,保持矿浆在系统中循环,直至系统循环稳定。然后,开启空气压缩机,在柱底引入空气,控制表观气体流速分别为1.062、1.238、1.415、1.592 cm/s进行矿物浮选实验,在矿化气泡到达浮选柱顶部时,打开洗水装置。待捕集区液面上升至所要求高度并稳定运行一段时间后,收集不同时间段从浮选柱底部流出的矿浆。对不同时段收集的矿浆进行真空过滤、烘干至恒重并称重。采用GB/T 1871.1—1995测量矿样磷含量,计算回收率:

$$\varepsilon=\frac{\sum_{i=1}^{n}(m_i\times w_i)}{m_{总}\times w_{总}}\times 100\% \tag{1}$$

式中:ε为回收率,%;m_i为在t_{i-1}到t_i间收集的烘干物质量,g;w_i为在t_{i-1}到t_i间收集的烘干物磷含量,%;$m_{总}$为加入浮选柱的矿石质量,g;$w_{总}$为加入浮选柱的矿石磷含量,%。

利用MATLAB软件,将已有数据分别采用4种浮选动力学模型进行拟合,确定浮选动力学常数。

1.3.2 颗粒平均停留时间的测定

选用示踪响应法测定颗粒平均停留时间。选用粒径0.054~0.074 mm的矿物颗粒作为示踪剂。首先,筛除磷矿中粒径0.054~0.074 mm的矿物颗粒,在搅拌桶中将剩余磷矿配成浓度(质量分数)30%的矿浆,控制药剂添加量和相关条件与前述实验相同,将各组分充分混匀后泵入充填式浮选柱,保持矿浆在系统中循环,直至系统循环稳定。然后,开启空气压缩机,控制表观气体流速分别为1.062、1.238、1.415、1.592 cm/s进行实验,矿化气泡在气流推动下到达浮选柱顶部时,打开洗水装置,待捕集区液面上升至所要求高度并稳定运行一段时间。最后,用高速水流将示踪剂瞬间加入浮选柱内,在浮选柱底部取样,每0.5 min更换一次取样瓶。取样完成后迅速将适量均匀浆液加入0.5%的焦磷酸钠溶液中,作为检测试样。通过激光粒度仪检测每个时间段内特征粒径范围内颗粒的含量。最后将试样中示踪剂的量与加入总量进行比较,得到示踪剂在浮选柱捕集区颗粒平均停留时间分布密度函数$E(t)$,再计算颗粒平均停留时间:

$$\tau=\frac{\int_0^{\infty}tE(t)\,\mathrm{d}t}{\int_0^{\infty}E(t)\,\mathrm{d}t} \tag{2}$$

式中:τ为颗粒平均停留时间,min;$E(t)$为分布密度函数;t为取样时间,min。

2 结果与讨论

2.1 表观气速对浮选动力学常数的影响

恒定浮选柱的捕集区高径比为9∶1,表观液速为0.020 cm/s,并在表观气速分别为1.062、1.238、1.415、1.592 cm/s时测定规定时间内的磷回收率,不同表观气速下回收率与时间的关系如图1所示。

在动力学研究中,许多学者根据浮选动力学理论提出了许多经典的数学模型,并对可浮矿物的回收率随时间的变化规律进行了相关研究。本文选出4种极具代表性的数学模型[6-9]进行磷矿浮选数据的拟合。

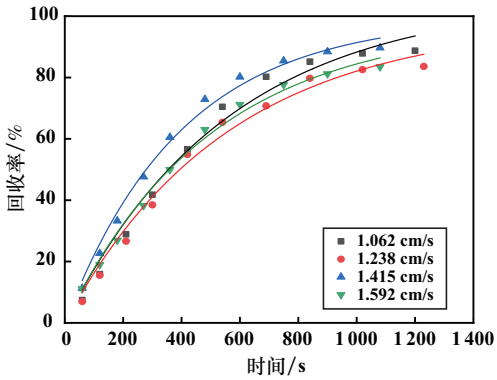


图 1　不同表观气速下回收率与时间的关系

Fig. 1　Relationship between recovery and time at different superficial gas velocities

一级动力学模型:

$$\varepsilon = \varepsilon_\infty(1 - e^{-kt}) \tag{3}$$

二级动力学模型:

$$\varepsilon = \frac{\varepsilon_\infty^{\ 2}kt}{1 + \varepsilon_\infty kt} \tag{4}$$

一级矩形分布模型:

$$\varepsilon = \varepsilon_\infty\left(1 - \frac{1 - e^{-kt}}{kt}\right) \tag{5}$$

二级矩形分布模型:

$$\varepsilon = \varepsilon_\infty\left[1 - \frac{\ln(1 + kt)}{kt}\right] \tag{6}$$

式中:ε 为累计回收率,%;ε_∞ 为浮选时间无穷大时可以达到的理论最大累计回收率,%;t 为累计浮选时间,s;k 为浮选动力学常数,s^{-1}。

采用上述 4 种经典数学模型对图 1 所示浮选数据进行拟合,优选适宜的动力学模型。

利用 MATLAB 软件中非线性拟合方法推导动力学模型参数的最优值,计算实验数据与各数学模型之间的相对平均偏差:

$$R = \frac{1}{n}\sum_{i=1}^{n}\left[\frac{|\varepsilon_{exp}(t_i) - \varepsilon_{mod}(t_i)|}{\varepsilon_{exp}(t_i)}\right] \times 100\% \tag{7}$$

式中:R 为相对平均偏差,%;$\varepsilon_{exp}(t_i)$ 为 t_i 时刻的实验累计回收率,%;$\varepsilon_{mod}(t_i)$ 为 t_i 时刻数学模型计算的累计回收率,%;n 为样品个数。

不同动力学模型的数据拟合结果如表 1 所示。从表 1 可以看出,4 种动力学模型均能拟合充填式浮选柱的磷矿浮选过程。对于同种动力学模型,表观气速较大时的相对平均偏差较小,因此这 4 种模型更适于在表观气速较大时描述浮选动力学过程。4 种模型的相对平均偏差均值分别为 8.41%、9.13%、10.43% 和 11.03%,通过比较可以发现,一级动力学模型的相对平均偏差均值更小,表明其在不同表观气速下更适于描述浮选动力学过程。本文选用一级动力学模型作为计算所用动力学模型来研究浮选动力学常数与颗粒平均停留时间的关系。

表 1　不同动力学模型的数据拟合结果

Table 1　Fitting of data from different kinetic models

动力学模型	表观气速/(cm·s^{-1})	k/s^{-1}	ε_∞/%	R/%
一级动力学模型	1.062	1.804×10^{-3}	105.68	11.94
	1.238	1.803×10^{-3}	98.28	11.22
	1.415	2.502×10^{-3}	99.53	6.36
	1.592	2.002×10^{-3}	97.61	4.13
一级矩形分布模型	1.062	3.011×10^{-3}	129.15	12.60
	1.238	3.023×10^{-3}	119.80	11.94
	1.415	4.317×10^{-3}	119.28	7.29
	1.592	3.365×10^{-3}	118.90	4.67
二级动力学模型	1.062	8.350×10^{-6}	156.30	13.84
	1.238	9.150×10^{-6}	144.42	13.29
	1.415	1.422×10^{-5}	139.57	8.77
	1.592	1.032×10^{-5}	143.06	5.80
二级矩形分布模型	1.062	2.252×10^{-3}	186.00	14.44
	1.238	2.286×10^{-3}	171.47	13.89
	1.415	3.544×10^{-3}	162.68	9.45
	1.592	2.567×10^{-3}	169.56	6.35

2.2　捕集区浮选动力学常数的表示

假设矿物在充填式浮选柱捕集区的浮选过程遵循一级速率方程,则充填式浮选柱捕集区浮选动力学常数[10-11]可表示为:

$$k = PS_b \tag{8}$$

式中:P 为浮选概率,$P = P_cP_a(1 - P_d)$(其中 P_c 为气泡-颗粒碰撞的概率,P_a 为气泡-颗粒黏附的概率,P_d 为颗粒脱落的概率);S_b 为气泡表面通量,s^{-1},$S_b = 6J_g/d_b$(其中 J_g 为表观气速,μm/s,d_b 为气泡群萨德直径,μm)。

气泡-颗粒碰撞的概率是表示气泡在上浮过程中与颗粒做相对运动时碰撞的可能性。通过众多科研工作者的实践与探索,可将颗粒-气泡间相对运动方程[12]描述为:

$$P_c = A\left(\frac{d_p}{d_b}\right)^n \tag{9}$$

式中:d_p 为颗粒直径,μm;A 及 n 均与气泡雷诺数有关。在使用充填式浮选柱浮选中,雷诺数 Re 处于 0~100 区间内,可使用 Yoon 和 Lutterll 方程进行计算,取 $n=2$;$A = \frac{3}{2} + \frac{4Re^{0.72}}{15}$,计算可得 A 均值为 5.8[13]。

气泡在与矿物颗粒发生黏附时,要经过4个阶段:① 颗粒气泡发生碰撞;② 固体颗粒与气泡之间的液膜排液,水化层薄化至水化膜破裂时的临界厚度;③ 液膜破裂,形成三相接触线;④ 三相接触线的拓展形成稳定的三相润湿周边。整个过程所需的时间称为诱导时间。颗粒与气泡黏附概率可用临界黏附区域的面积与颗粒和气泡共同围成区域的面积之比[14]来表示:

$$P_a = \frac{R_0^2}{(R_b + R_p)^2} = \sin^2\theta_0 \tag{10}$$

式中:R_b为气泡半径,μm;R_p为颗粒半径,μm;R_0为颗粒与气泡临界黏附区域的半径,μm;θ_0为临界黏附区域半径和颗粒与气泡的半径所形成的对角角度。

利用不同雷诺数下流体流线函数可推导出不同流态下颗粒与气泡的黏附概率。本次实验可视为在中间流条件下进行,气泡-颗粒黏附概率表达式为:

$$P_a = \sin^2\left\{2\arctan\left\{\exp\left[-t_{ind}v_b\frac{45 + 8\mathrm{Re}^{0.72}}{30R_b\left(\frac{R_b}{R_p} + 1\right)}\right]\right\}\right\} \tag{11}$$

式中:t_{ind}为诱导时间,s;v_b为气泡上升速度,μm/s。

颗粒脱落概率与颗粒的疏水性、颗粒形状、颗粒质量、矿化气泡稳定性等因素有关。一般认为颗粒脱落概率[15]可表示为:

$$P_d = \left(\frac{d_p}{d_{max}}\right)^{1.5} \tag{12}$$

式中d_{max}为突然受到加速冲击仍能保持不脱落颗粒的最大直径,其值约为400 μm。

本实验中,有92%的颗粒粒度小于74 μm,可认为d_p=74 μm,计算得:$P_d \approx 0.08$。

联立式(8)~(9)及式(12),可得到浮选动力学常数表达式为:

$$k = \frac{32J_g}{d_b}\left(\frac{d_p}{d_b}\right)^2 \times \sin^2\left\{2\arctan\left\{\exp\left[-t_{ind}v_b\frac{45 + 8\,\mathrm{Re}^{0.72}}{30R_b\left(\frac{R_b}{R_p} + 1\right)}\right]\right\}\right\} \tag{13}$$

2.3 平均停留时间与浮选动力学的关联

通过实验可得到在相同操作条件下示踪剂平均停留时间分布密度函数,再通过式(2)可求出不同表观气速下的平均停留时间,然后与浮选动力学常数关联,不同表观气速下平均停留时间与浮选动力学常数如表2所示。

表2 不同表观气速下平均停留时间与浮选动力学常数

Table 2 Average residence time and flotation kinetic constants at different apparent gas velocities

J_g/(cm·s^{-1})	τ/s	k/s^{-1}
1.062	282.96	1.804×10^{-3}
1.238	317.64	1.803×10^{-3}
1.415	348.54	2.502×10^{-3}
1.592	395.64	2.002×10^{-3}

式(13)所示的浮选动力学常数表达式中,可进行一些简化处理。本实验中有92%的矿物颗粒粒度小于74 μm,可认为d_p=74 μm;本实验中加入了阳离子捕收剂并使用了筛板式填料,可认为气泡直径在2 mm左右,故取d_b=2 000 μm[16];同时,t_{ind}和v_b均与平均停留时间有关,可视为平均停留时间的函数,故式(13)可转换为:

$$k = 2.19\times10^{-5}J_g\sin^2\left\{2\arctan\left[\exp(-f(\tau))\right]\right\} \tag{14}$$

式中$f(\tau)$是一个以平均停留时间为未知量的函数,可表示为:

$$f(\tau) = -\ln\left\{\tan\left[\frac{1}{2}\arcsin\left(\frac{k}{2.19\times10^{-5}J_g}\right)^{\frac{1}{2}}\right]\right\} \tag{15}$$

将不同表观气速下的实验数据代入式(15),可得到对应的$f(\tau)$。

不同表观气速下平均停留时间与$f(\tau)$见表3。

表3 不同表观气速下平均停留时间与$f(\tau)$

Table 3 Average residence time and $f(\tau)$ at different apparent gas velocities

J_g/(cm·s^{-1})	τ/s	$f(\tau)$
1.062	282.96	3.120 7
1.238	317.64	3.198 0
1.415	348.54	3.100 7
1.592	395.64	3.271 7

通过计算拟合可得到$f(\tau)$与平均停留时间的关系式以及表观气速与平均停留时间的关系式:

$$f(\tau) = 1.499\times10^{-6}\tau^3 - 1.505\times10^{-3}\tau^2 + 0.500\,1\tau - 51.854 \tag{16}$$

$$J_g = \frac{1}{3}\times5\times10^4\times\ln\left(\frac{\tau}{146.26}\right) \tag{17}$$

结合式(14)、(16)~(17),可得到充填式浮选柱浮选动力学常数与颗粒平均停留时间的关系式为:

$$k = 0.36\ln\left(\frac{\tau}{146.26}\right) \times \sin^2\{2\arctan\{\exp[-(1.499\times10^{-6}\tau^3 - 1.505\times10^{-3}\tau^2 + 0.5001\tau - 51.854)]\}\} \quad (18)$$

由式(18)可计算得出适宜的颗粒停留时间为201.87 s,此时浮选动力学常数为0.114 81。

3　结论

1) 采用4种经典动力学模型对磷矿柱式浮选的回收率数据进行拟合,通过比较各模型相对平均偏差,表明一级动力学模型更适合描述和预测磷矿柱式浮选过程。

2) 通过测定磷矿柱式浮选过程中的颗粒停留时间、关联一级动力学模型,构建出磷矿柱式浮选动力学常数与颗粒平均停留时间之间的数学模型。运用此数学模型可以求出适宜的颗粒停留时间为201.87 s,对应的浮选动力学常数为0.114 81,为后续柱式浮选工艺的改进提供了理论与技术支撑。

参考文献(References):

[1] 吴宇,张英,李小康,等. 微细粒矿物絮凝浮选研究进展[J]. 矿产保护与利用, 2024,44(3):16-26.
WU Yu, ZHANG Ying, LI Xiaokang, et al.Advancements in studying the flocculation flotation of fine minerals[J]. Conservation and Utilization of Mineral Resources, 2024,44(3):16-26.

[2] 张洺睿,李明宇,孙雪妍,等. 磁选柱阶段弱磁选磁场模拟及受力特性分析[J]. 金属矿山, 2024(5):276-285.
ZHANG Mingrui, LI Mingyu, SUN Xueyan, et al. Magnetic field simulation and force characteristic analysis of low intensity magnetic separation at the stage of magnetic separation column[J]. Metal Mine, 2024(5):276-285.

[3] 王伟之,李东林. 浮选柱技术的应用现状及发展趋势[J]. 有色金属(选矿部分), 2023(2):19-29.
WANG Weizhi, LI Donglin. Application status and development trend of flotation column technology[J]. Nonferrous Metals (Mineral Processing Section), 2023(2):19-29.

[4] 马强,李育彪,李万青,等. 矿物浮选动力学模型及影响因素研究进展[J]. 金属矿山, 2021(11):74-80.
MA Qiang, LI Yubiao, LI Wanqing, et al. Research progress on mineral flotation kinetic models and influencing factors[J]. Metal Mine, 2021(11):74-80.

[5] 刘天骐. KYF-0.2 型浮选机停留时间分布的数值模拟研究[D]. 南宁:广西大学, 2016.
LIU Tianqi. Simulation of the residence time distribution in KYF-0.2 flotation cell[D]. Nanning: Guangxi University, 2016.

[6] 陈帆帆,郑灿辉,卜显忠. 快速浮选分离滑石与辉钼矿动力学研究[J]. 矿冶工程, 2024,44(5):70-74.
CHEN Fanfan, ZHENG Canhui, BU Xianzhong.Flotation kinetics study for efficient separation of talc and molybdenite by flash flotation[J]. Mining and Metallurgical Engineering, 2024,44(5):70-74.

[7] AI G H, YANG X L, LI X B. Flotation characteristics and flotation kinetics of fine wolframite[J]. Powder Technology, 2017,305:377-381.

[8] 李晨,侯英. 矿物浮选动力学研究进展[J]. 化工矿物与加工, 2024,53(2):61-70.
LI Chen, HOU Ying. Research progress on mineral flotation kinetics[J]. Industrial Minerals & Processing, 2024,53(2):61-70.

[9] MA G X, XIA W C, XIE G Y. Effect of particle shape on the flotation kinetics of fine coking coal[J]. Journal of Cleaner Production, 2018, 195:470-475.

[10] 董宏军,张冬松,刘晓文. 浮选机的气体分散性能述评[J]. 有色金属(选矿部分), 2022(4):130-140.
DONG Hongjun, ZHANG Dongsong, LIU Xiaowen. Review on gas dispersion characterization in flotation machine[J]. Nonferrous Metals (Mineral Processing Section), 2022(4):130-140.

[11] 李海斌,谭志勇,管孝强,等. 浮选流体动力学大数据关键技术、装备研究及其工程应用[J]. 轻金属,2023(9):5-7.
LI Haibin, TAN Zhiyong, GUAN Xiaoqiang, et al. Key technologies, equipment research and engineering applications of flotation fluid dynamics big data[J]. Light Metals, 2023(9):5-7.

[12] DARABI H, KOLEINI J S, DEGLON D, et al. Investigation of bubble-particle interactions in a mechanical flotation cell, part 1:Collision frequencies and efficiencies[J]. Minerals Engineering, 2019, 134:54-64.

[13] NGO-CONG D, NGUYEN A V, TRAN-CONG T. Isotropic turbulence surpasses gravity in affecting bubble-particle collision interaction in flotation[J]. Minerals Engineering, 2018,122:165-175.

[14] 马广喜. 颗粒形状对颗粒与气泡粘附—脱附行为的影响机理研究[D]. 徐州:中国矿业大学, 2021.
MA Guangxi. Influence mechanism of particle shape on bubble-particle attachment and detachment behavior[D]. Xuzhou: China University of Mining and Technology, 2021.

[15] 王淀佐,邱冠周,胡岳华. 资源加工学[M]. 北京:科学出版社, 2005.
WANG Dianzuo, QIU Guanzhou, HU Yuehua. Resource Processing[M]. Beijing: Science Press, 2005.

[16] 李娟. 浮选柱内不同筛板结构下的气泡运动特性[D]. 徐州:中国矿业大学, 2020.
LI Juan. Bubble behaviors under different sieve plate structures in flotation column[D]. Xuzhou: China University of Mining and Technology, 2020.

引用本文:施章杰,黄文彦,邓伏礼,等. 磷矿柱式浮选中浮选动力学常数与颗粒停留时间的模型研究[J]. 矿冶工程, 2026,46(1):97-101.
SHI Zhangjie, HUANG Wenyan, DENG Fuli, et al. Model for flotation kinetic constant and particle residence time of phosphate ore in a flotation column[J]. Mining and Metallurgical Engineering, 2026,46(1):97-101.