

煤泥选择性絮凝浮选中聚丙烯酰胺的作用机制

邹文杰¹⁾✉, 曹亦俊²⁾, 孙春宝¹⁾, 张志军³⁾

1) 北京科技大学土木与环境工程学院, 北京 100083 2) 中国矿业大学国家煤加工与洁净化工程技术研究中心, 江苏徐州 221116

3) 中国矿业大学(北京)化学与环境工程学院, 北京 100083

✉ 通信作者, E-mail: zwjcumt@126.com

摘要 测试了阴离子型低相对分子质量聚丙烯酰胺 PAM A401 作用对煤及高岭石絮体表面粒径分布、样品红外光谱以及表面润湿性的影响, 并通过浮选速度实验验证 PAM A401 的作用效果。研究表明, $12\text{ mg}\cdot\text{L}^{-1}$ PAM A401 且循环搅拌 11 min 时, 煤絮体累积粒度分布达到 10%、50% 和 90% 时对应的粒径分别是高岭石絮体的 6.86、2.22 和 2.45 倍, 呈较好的絮凝选择性。吸附 PAM A401 后, 煤的亲水性官能团特征峰增强, 疏水性降低; 高岭石的亲、疏水性官能团均有增加, 疏水性略高。与常规浮选相比, 选择性絮凝浮选实验的浮选速率较大, 捕收剂用量降低 30%。浮选 3 min 时, 选择性絮凝浮选实验的可燃体回收率为 81.57%, 较常规浮选实验高 3.64%, 精煤灰分相当。PAM A401 虽使煤颗粒的表面润湿性降低, 但微细粒煤颗粒表面粒径增大的效应促进微细粒煤泥的分选。

关键词 煤; 浮选; 絮凝; 聚丙烯酰胺; 润湿性; 粒径

分类号 TD923

Mechanism of action of polyacrylamide in selective flocculation flotation of fine coal

ZOU Wen-jie¹⁾✉, CAO Yi-jun²⁾, SUN Chun-bao¹⁾, ZHANG Zhi-jun³⁾

1) Civil and Environmental Engineering School, University of Science and Technology Beijing, Beijing 100083, China

2) National Engineering Research Center of Coal Preparation and Purification, China University of Mining and Technology, Xuzhou 221116, China

3) Chemical Engineering and Environmental Engineering, China University of Mining and Technology (Beijing), Beijing 100083, China

✉ Corresponding author, E-mail: zwjcumt@126.com

ABSTRACT The influences of anionic polyacrylamide with low molecular weight (PAM A401) on coal and kaolinite were investigated by the flocs size distribution, FTIR spectra and wettability. Flotation kinetics tests were carried out to verify the effect of PAM A401. By using $12\text{ mg}\cdot\text{L}^{-1}$ PAM A401 and conditioning for 11 min, at the cumulative particle size distributions of 10%, 50% and 90%, the particle size of coal is 6.86, 2.22 and 2.45 times that of kaolinite flocs, respectively, showing a better flocculation selectivity of coal. After PAM A401 adsorption, the peaks of hydrophilic functional groups of coal are strengthened and the coal particle surfaces become more hydrophilic. For kaolinite, both the hydrophilic and hydrophobic functional groups increase, and the kaolinite is slightly more hydrophobic. Compared with the conventional flotation, the flotation rate of selective flocculation flotation tests is higher, and 30% of collector is saved. The cumulative combustible recovery of selective flocculation flotation is 81.57%, which is 3.64% higher than the conventional flotation experiment, but the ash content of clean coal is similar. Although PAM A401 reduces the wettability of coal particle surfaces, the enlargement of apparent particle size of fine coal promotes efficient separation of fine coal.

KEY WORDS coal; flotation; flocculation; polyacrylamide; wettability; particle size

随着重介质选煤及粗煤泥分选技术的快速发展, 重选分选下限不断降低, 导致浮选入料粒度趋于减小,

收稿日期: 2015-04-01

基金项目: 国家重点基础研究发展计划资助项目(2012CB214900); 中国博士后科学基金资助项目(2015M570937); 中央高校基本科研业务费资助项目(FRF-TP-15-049A1)

且微细粒含量不断增加。据调查,部分选煤厂中微细粒级物料($-45\ \mu\text{m}$)占到浮选入料的60%~80%以上;焦煤与肥煤是我国稀缺煤种,在分选过程中灰分在35%左右的中煤产率约占20%以上,成为稀缺煤二次资源,其深度脱硫降灰也需碎磨至较细粒度(达 $-20\ \mu\text{m}$)^[1];再者,随着洁净煤技术的发展,煤岩组分分离等精细分选加工同样面临选别粒度微细化的难题^[2]。选择性絮凝浮选是针对因微细粒矿物颗粒质量小,难以克服矿化能垒从而实现有效分选这一缺陷^[3],添加高分子絮凝剂选择其中一种组分进行絮凝,其余组分呈分散状态,使用常规浮选将絮体分离,其中絮凝剂的选择性是决定选择性絮凝浮选效果的关键因素之一。设备简单且成本低廉的絮凝浮选在处理微细粒煤泥特别是高灰难选煤泥方面具有较强的生命力,在国内外已有较多的实验室成果报道^[4-9],煤泥选择性絮凝浮选常用聚丙烯酰胺作絮凝剂,聚丙烯酰胺的活性基团吸附在颗粒表面,通过架桥作用形成絮团,其在颗粒表面的吸附将改变颗粒的表面润湿性能,进一步影响浮选分离。然而,国内外相关研究较少报道絮凝剂对颗粒的表面改性及颗粒粒度选择性增大对浮选带来的有利或不利影响。此外,煤中杂质矿物总量的60%~80%为黏土类矿物,而高岭石是主要的黏土矿物^[10]。本文以微细粒级的超低灰精煤和高岭石为研究对象,通过激光粒度分析仪测试低分子量阴离子型聚丙烯酰胺(PAM A401)作用对煤及高岭石絮体行为粒径分布的影响,量化评价PAM A401的选择性,进行吸附前后样品的红外光谱分析,通过Washburn动态法考察PAM A401作用对超低灰精煤及高岭石表面润湿性的影响,并通过煤泥浮选速度实验以及选择性絮凝浮选速度实验验证聚丙烯酰胺的作用效果。

1 实验

1.1 样品制备

取钱家营选煤厂+13 mm的精煤,按照GB/T 478—2008进行大浮沉实验获得 $-1.3\ \text{g}\cdot\text{cm}^{-3}$ 的浮物产品,其灰分为2.6%,用去离子水冲洗浮物产品,直至冲洗水中无 Cl^- 残留,放入真空干燥箱中恒温 $70\ ^\circ\text{C}$ 干燥2 h。该超低灰精煤经颚式破碎机破碎到 $-1\ \text{mm}$,然后置于氧化锆内衬的QHJM-2立式超细搅拌磨机中进行干磨,制得的超低灰精煤保存在真空干燥器中。煤系高岭石取自河南永城,结晶度较好,有序化程度高,纯度大于90%。用于浮选实验的煤泥样品取自钱家营矿的浮选中煤,灰分为32.3%,经氧化锆内衬的超细搅拌磨机磨至 $-45\ \mu\text{m}$ 占87.3%。根据前期研究^[4],选取低相对分子质量阴离子型聚丙烯酰胺(PAM A401)为本次研究的絮凝剂。

1.2 实验方法

选择性絮凝产生絮体的粒径分布测试使用Micro-trac S3500激光粒度分析仪。用去离子水配制 $80\ \text{g}\cdot\text{L}^{-1}$ 矿浆,超声分散3 min。向激光粒度分析仪的进样器中加入100 mL质量浓度为 $12\ \text{mg}\cdot\text{L}^{-1}$ PAM A401溶液,将超声分散后的矿浆逐步加入进样器至激光粒度分析仪的检测浓度范围,调节进样蠕动泵在较低的流动速度下搅拌循环10 min后,每隔1 min采集絮体的粒度分布数据。

采用尼高力公司Thermo Nicolet 380用来进行样品的红外光谱分析测试以分析样品的官能团。称取2 g超低灰精煤或高岭石样品置入烧杯,加入一定浓度的PAM A401溶液充分搅拌3 h后过滤,用去离子水洗涤2次,样品在真空干燥箱内 $60\ ^\circ\text{C}$ 以下烘干。取样品2 mg与300 mg KBr混合,在玛瑙研钵中研磨至 $-2\ \mu\text{m}$,在30~40 MPa的压力下压片。扫描范围为 $4000\sim400\ \text{cm}^{-1}$,频率为64,扫描步长为 $4\ \text{cm}^{-1}$ 。样品分析时扣除背景值和空气的影响。

用Washburn动态法测定PAM A401作用前后的超低灰精煤以及高岭石的润湿性,具体方法参见文献[11-12],此处不再一一列出。

按照GB/T 4757—2013进行浮选速度实验,实验重复2次。选择性絮凝浮选速度实验条件为:絮体搅拌强度为 $1000\ \text{r}\cdot\text{min}^{-1}$,搅拌时间为5 min。捕收剂 $\text{O}^\#$ 柴油用量为 $700\ \text{g}\cdot\text{t}^{-1}$,起泡剂仲辛醇用量为 $100\ \text{g}\cdot\text{t}^{-1}$,PAM A401用量为 $5\ \text{g}\cdot\text{t}^{-1}$,分散剂六偏磷酸钠用量为 $2000\ \text{g}\cdot\text{t}^{-1}$,浮选质量浓度 $100\ \text{g}\cdot\text{L}^{-1}$,充气量为 $0.25\ \text{m}^3\cdot\text{h}^{-1}$,浮选转速 $1800\ \text{r}\cdot\text{min}^{-1}$ 。常规浮选速度实验所用捕收剂为 $\text{O}^\#$ 柴油,其用量为 $1000\ \text{g}\cdot\text{t}^{-1}$,起泡剂为仲辛醇,其用量为 $100\ \text{g}\cdot\text{t}^{-1}$,分散剂六偏磷酸钠用量为 $2000\ \text{g}\cdot\text{t}^{-1}$,其他条件与前一致。分选选择性评价指标 $K^{[13]}$ 由可燃体回收率和煤中灰分去除率共同决定, K 值越高,分选选择性越好。计算公式如下:

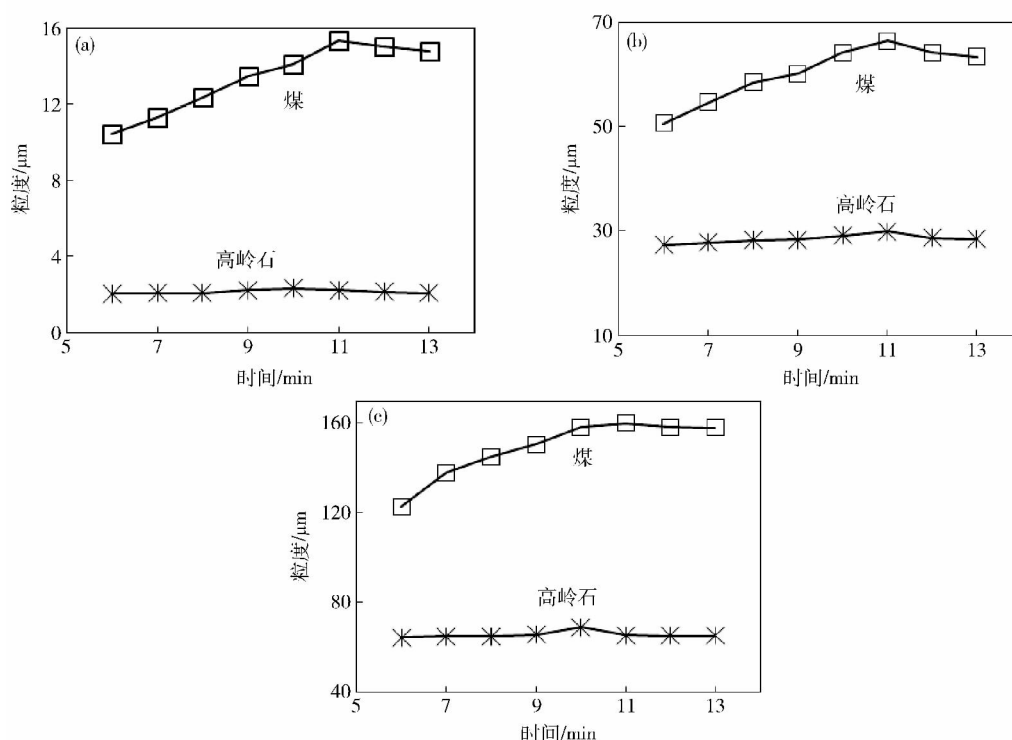
$$K = \lambda(A_0 - A) / A_0 \quad (1)$$

式中: K 为选择性系数; A_0 是原煤入料灰分质量分数; A 是精煤灰分质量分数; λ 为可燃体回收率, $\lambda = p(1 - A) / (1 - A_0)$,其中 p 为精煤产率。

2 结果与讨论

2.1 表观粒径

累积粒度分布达到10%、50%和90%时所对应的粒径分别用 d_{10} 、 d_{50} 和 d_{90} 表示,微细颗粒越多则 d_{10} 数值越小,大颗粒越多则 d_{90} 数值越大,颗粒的平均粒度则可以通过 d_{50} 粗略反应^[14-15]。超低灰精煤与高岭石样品的 d_{10} 分别为 $4.00\ \mu\text{m}$ 和 $2.07\ \mu\text{m}$, d_{50} 分别为 $16.20\ \mu\text{m}$ 和 $21.34\ \mu\text{m}$, d_{90} 分别为 $31.71\ \mu\text{m}$ 和 $44.64\ \mu\text{m}$,两样品的细度相当。测试搅拌循环时间对煤和高岭石絮体表观粒径 d_{10} 、 d_{50} 和 d_{90} 的影响,结果见图1。

图1 搅拌循环时间对煤样和高岭石 d_{10} (a)、 d_{50} (b) 和 d_{90} (c) 的影响Fig. 1 Effects of stirring time on the d_{10} (a), d_{50} (b), and d_{90} (c) of coal and kaolinite

在 PAM A401 的作用下,随着搅拌循环时间的增加,煤颗粒所形成絮体的 d_{10} 、 d_{50} 和 d_{90} 均大幅增大,说明煤絮体的表观粒径逐步增大。相比之下,高岭石颗粒所形成絮体的 d_{10} 、 d_{50} 和 d_{90} 变化较小。在搅拌循环的第 11 min 时,煤的 $d_{10} = 15.32 \mu\text{m}$, $d_{50} = 66.47 \mu\text{m}$, $d_{90} = 161.04 \mu\text{m}$,分别是高岭石絮体的 6.86、2.22 和 2.45 倍。随着搅拌循环时间的延长,煤及高岭石絮体的表观粒径趋于稳定,超过 11 min 后表观粒径有所下降。煤与高岭石颗粒所形成絮体的表观粒径差异越大,则说明絮凝剂的选择性也越显著。

PAM A401 作用前后煤和高岭石絮体的表观粒径发生变化,具体的粒度分布见图 2。PAM A401 作用后的煤样品的粒度分布峰形整体向右移动,并且与作用前样品的粒度分布峰形重合较少,相对比较独立;PAM A401 作用后高岭石样品的粒度分布峰形同样向右移动,但与作用前样品的粒度分布峰形有较大重合,说明 PAM A401 对煤的选择性絮凝作用强于高岭石。

2.2 红外光谱分析

PAM A401 的红外光谱如图 3。其中, C—N 的伸缩振动在 1134 cm^{-1} 和 1050 cm^{-1} 处产生吸收峰, 1455 cm^{-1} 为亚甲基变形特征峰, 羰基 C=O 伸缩振动峰对应 1669 cm^{-1} 处, 酰胺 N—H 弯曲振动特征峰为 1610 cm^{-1} , 亚甲基反对称伸缩振动峰在 2930 cm^{-1} 处, 3450 cm^{-1} 为游离的 —NH_2 , 缔合 —NH_2 在 3210 cm^{-1} 处产生吸收峰。

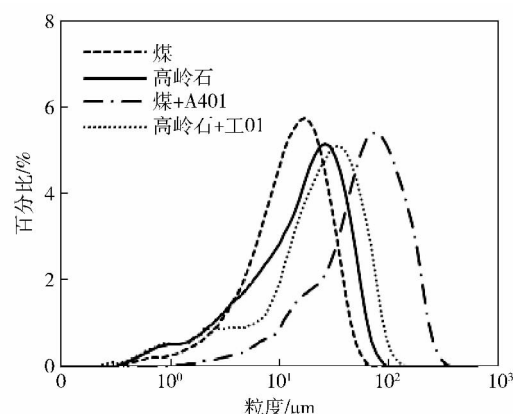


图2 PAM A401 作用前后煤和高岭石絮体的表观粒径分布

Fig. 2 Effect of PAM A401 on the size distribution of coal and kaolinite flocs

图 4(a) 为超低灰精煤吸附 PAM A401 前后的红外光谱。超低灰精煤的甲基 (—CH_3) 及亚甲基 ($\text{—CH}_2\text{—}$) 的反对称和对称弯曲振动在 1450 cm^{-1} 处产生吸收峰, 氢键合的羰基以及具有一 O—取代的芳烃 C=C 在 1610 cm^{-1} 处产生吸收峰, 1100 cm^{-1} 处为酚、醇、醚和酯的 C—O, 1610 cm^{-1} 和 1100 cm^{-1} 处峰较小, 说明亲水性含氧官能团 C—O—C 及 C—O 较少, 甚至羧基振动的吸收峰较小而未检出。超低灰精煤中含有大量疏水性的官能团烷烃及芳香族化合物。吸附过 PAM A401 的煤样在 3433 cm^{-1} 处游离的 —NH_2 峰强度增加, 仲酰胺 N—H 弯曲振动特征峰 1560 cm^{-1} 及 C—N 伸

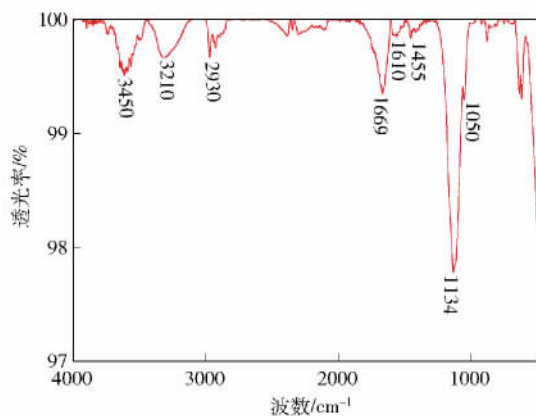


图3 PAM A401 红外光谱

Fig.3 Infrared spectrum of PAM A401

缩振动特征峰 1180 cm^{-1} 和 1118 cm^{-1} 从无到有. 可见, 吸附过 PAM A401 的煤样品的亲水性官能团增多, 疏水性官能团甲基 ($-\text{CH}_3$) 及亚甲基 ($-\text{CH}_2-$) 减少.

图4(b) 为高岭石吸附 PAM A401 前后的红外光谱. 对于高岭石样品 900 、 1010 和 1030 cm^{-1} 为高岭石等矿物质的特征吸收峰, $\text{Si}-\text{O}-\text{Al}$ 的吸收峰在 1100 cm^{-1} 处, $\text{Fe}-\text{O}$ 的吸收峰在 540 cm^{-1} 处, $465 \sim 470\text{ cm}^{-1}$ 为 $\text{Si}-\text{O}$ 的吸收峰. 对于吸附 PAM A401 的高岭石, 在 1622 cm^{-1} 处的酰胺基特征峰的强度均有所增强, $\text{C}-\text{N}$ 的特征峰 1120 cm^{-1} 的峰强增大, 且在脂肪烃 $-\text{CH}_3$ 的 2923 cm^{-1} 处出现峰值, 游离的 $-\text{NH}_2$ 峰强度 (3440 cm^{-1} 处) 略有增加. 那么, 吸附过 PAM A401 的高岭石样品的亲、疏水性官能团均有增加.

2.3 表面润湿性

Washburn 法测试中, 假定充填床由许多毛细管簇组成且液体润湿过程为层流, 从 Poiseuille 定律可导出下式^[16-18]:

$$\omega^2 = r_{\text{eff}} \varepsilon^2 (\pi R^2)^2 \frac{\rho^2 \gamma \cos \theta}{2\eta} t. \quad (2)$$

式中: ω 为充填床内液体质量, g; r_{eff} 为毛细管有效半

径, μm ; R 为填充床的半径, mm ; ε 为粉末样品填充床的孔隙率; ρ 为润湿液密度, $\text{g} \cdot \text{mL}^{-1}$; γ 为液体表面张力, $\text{mN} \cdot \text{m}^{-1}$; η 为液体黏度, $\text{mPa} \cdot \text{s}$; θ 为润湿接触角; t 为润湿时间, s .

令充填床的几何因子 $c = r_{\text{eff}} \varepsilon^2 (\pi R^2)^2$, 则有

$$\omega^2 = c \frac{\rho^2 \gamma \cos \theta}{2\eta} t = kt. \quad (3)$$

k 为直线 ω^2-t 的斜率, 即润湿速率, 有

$$k = c \frac{\rho^2 \gamma \cos \theta}{2\eta}. \quad (4)$$

由于难以找到对物料完全润湿且表面张力小的液体, 因此难以确定统一样品充填床的几何因子 c , 难以测得润湿液体对某一粉末样品的接触角值. 鉴于此, 设 k_A 和 k_B 分别是油和水两种不同润湿液体对同一微细物料的 ω^2-t 直线的斜率, 为准确表征某一样品对油相液体和水的相对润湿性, 定义亲油亲水比 LHR^[8] 用下式表示:

$$\text{LHR} = \frac{\cos \theta_A}{\cos \theta_B} = \frac{k_A \eta_A}{k_B \eta_B} \cdot \frac{\rho_B^2 \gamma_B}{\rho_A^2 \gamma_A}. \quad (5)$$

图5 为正己烷及去离子水对吸附 PAM A401 前后煤及高岭石的润湿曲线, 分别计算润湿曲线斜率, 代入上述式(5) 计算 LHR 值, 数据列入表1. 可见, 正己烷做润湿液体时, 吸附 PAM A401 煤的润湿速率较未吸附的煤的润湿速率略低, 而吸附 PAM A401 高岭石的润湿速率较未吸附的高岭石的润湿速率略高; 去离子水做润湿液体时, 吸附 PAM A401 煤的润湿速率较未吸附的煤的润湿速率增大, 而吸附 PAM A401 高岭石的润湿速率较未吸附的高岭石的润湿速率略低. 吸附 PAM A401 后, 煤样的 LHR 值由 9.23 降低至 7.28; 吸附 PAM A401 后, 高岭石的 LHR 值由 1.44 增大至 1.65, 值略有升高.

2.4 微细粒煤泥分选

前面的实验结果表明 PAM A401 作用下, 煤絮体

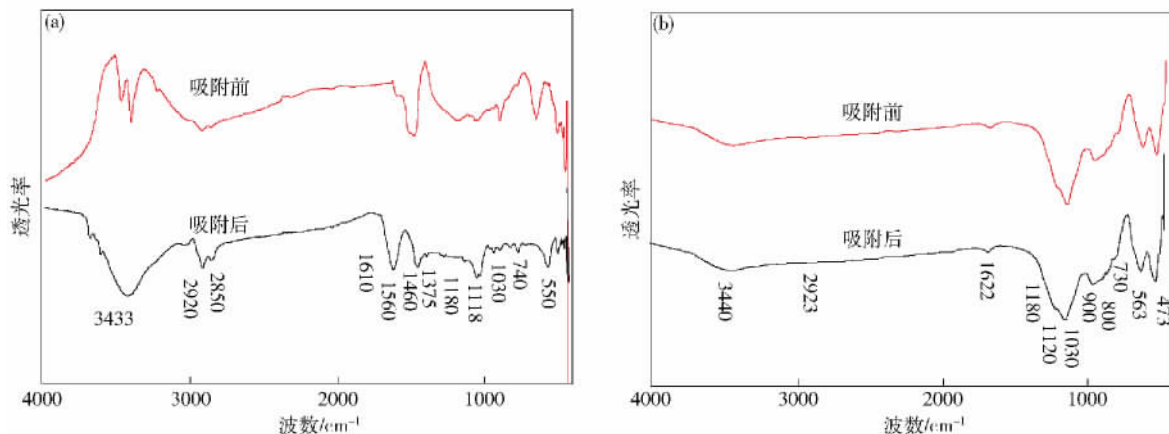


图4 超低灰精煤(a)和高岭石(b)吸附 PAM A401 前后的红外光谱图

Fig.4 Infrared spectra of coal (a) and kaolinite (b) before and after PAM A401 adsorption

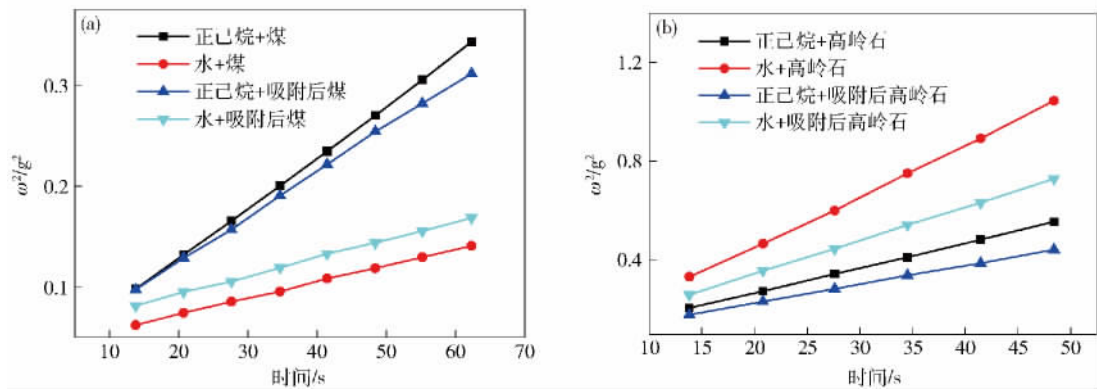


图5 煤(a) 和高岭石(b) 吸附 PAM A401 前后对正己烷及去离子水的润湿曲线

Fig.5 Wetting curves by n-hexane and deionized water of coal (a) and kaolinite (b) before and after PAM A401 absorption

表1 样品吸附 PAM A401 前后的润湿速率与 LHR 值(20 ℃)

Table 1 Wetting kinetics and LHR values of samples before and after PAM A401 absorption (at 20 ℃)

样品	润湿速率/(g ² ·s ⁻¹)		亲油亲水比, LHR
	正己烷	去离子水	
煤	0. 0050	0. 0016	9. 23
吸附后煤	0. 0045	0. 0018	7. 28
高岭石	0. 0101	0. 0206	1. 44
吸附后高岭石	0. 0076	0. 0135	1. 65

的表观粒径选择性增大,但其表面亲水性官能团增多,疏水性减弱,为此分别进行常规浮选实验及絮凝浮选实验的分选速度实验,并对浮选速度产品进行小浮沉分析,以考察 PAM A401 对微细煤泥的分选效果.图 6 为浮选速度实验的分选结果.

由图 6(a) 可见,当浮选 3 min 时,选择性絮凝浮选实验累积可燃体回收率为 81. 57%,而常规浮选实验的累积可燃体回收率为 77. 93%,较前者降低了 3. 64 个百分点.与常规浮选相比,选择性絮凝浮选实验的浮选速率较大.由图 6(b) 可见,当浮选 3 min 时,选择性絮凝浮选实验的精煤灰分为 12. 13%,常规浮选实

验的精煤灰分为 12. 33%,与前者相比精煤灰分略有升高,选择性絮凝浮选所得精煤品质更高.选择性絮凝浮选与常规浮选的选择性系数见表 2,絮凝浮选的选择性系数整体高于常规浮选,呈现较好的分选选择性.可见,选择性絮凝浮选实验可以提高浮选速度,缩短浮选时间,且分选选择性较高.

表2 分选实验的选择性系数

Table 2 Selectivity coefficients of flotation separation tests

浮选时间/min	选择性系数 K	
	絮凝浮选	常规浮选
0. 50	18. 17	16. 99
1. 0	34. 34	31. 37
2. 0	48. 37	44. 42
3. 0	51. 63	49. 29
5. 0	53. 27	51. 53

浮选过程中高灰细泥由于罩盖和水流夹带进入浮选精煤,进一步地,分别对浮选速度实验产品进行小浮沉实验分析,密度级分别设置 1. 3 g·cm⁻³ 和 1. 8 g·cm⁻³,因 + 1. 8 g·cm⁻³ 密度级产物的灰分在 75% 以上,可认为是由矿物质为主的高灰细泥组成,实验结果见

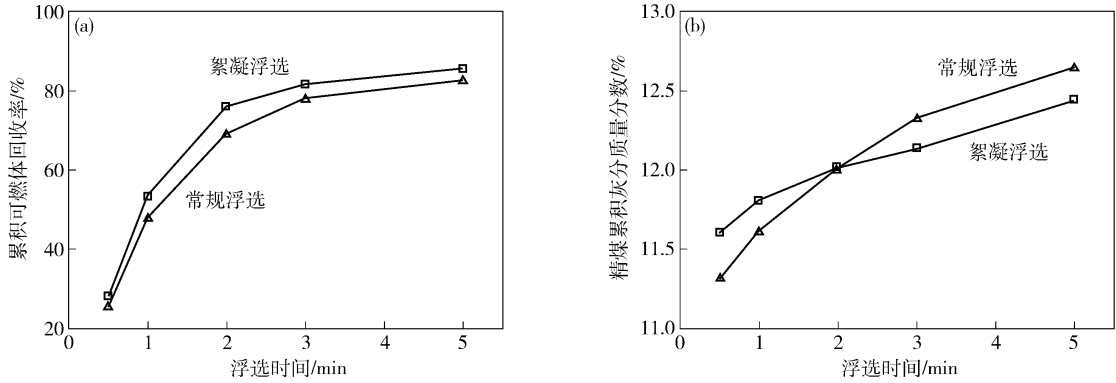


图6 浮选速度实验结果. (a) 累积可燃体回收率曲线; (b) 精煤累积灰分曲线

Fig.6 Flotation kinetics test results: (a) curves of cumulative combustible recovery; (b) cumulative ash contents in clean coal

表3 其中产品编号J-0.5、J-1、J-2、J-3和J-5分别为浮选开始后0.5、1、2、3和5 min时取得的精煤产品。

表3 浮选速度实验产品的小浮沉实验结果
Table 3 Density analysis results of products from small float-sink tests

产品编号	-1.3 g·cm ⁻³ 产率/%		+1.8 g·cm ⁻³ 产率/%		-1.3 g·cm ⁻³ 累积产率/%		+1.8 g·cm ⁻³ 累积产率/%	
	絮凝浮选	常规浮选	絮凝浮选	常规浮选	絮凝浮选	常规浮选	絮凝浮选	常规浮选
J-0.5	9.04	8.57	1.17	1.03	9.04	8.57	1.17	1.03
J-1	6.28	5.18	1.21	1.16	15.32	13.76	2.38	2.19
J-2	4.09	4.59	1.03	1.16	19.41	18.34	3.41	3.35
J-3	0.55	1.25	0.41	0.45	19.97	19.59	3.82	3.81
J-5	0.38	0.63	0.34	0.44	20.34	20.21	4.16	4.24

浮选实验同时增大了低灰物料和高灰细泥的回收速率。在前3 min,选择性絮凝浮选的-1.3 g·cm⁻³密度级物料的累积回收率为19.97%,较常规浮选实验高;+1.8 g·cm⁻³密度级物料的累积回收率为3.82%,与常规浮选实验相当。说明在分选的前3 min,选择性絮凝浮选对-1.3 g·cm⁻³密度级物料的回收速率高于常规浮选实验。

可见,选择性絮凝浮选实验对可燃体的回收率和回收速率高于常规浮选实验,促进了微细粒煤泥的分选。PAM A401对微细煤泥中煤颗粒的选择性絮凝,虽使煤颗粒的表面润湿性降低,但微细粒煤颗粒表观粒径增大的效应显著提高了浮选速度,缩短浮选时间,降低高灰细泥的夹带,促进了微细粒煤泥的分选。

3 结论

(1) 随着搅拌循环时间的增加,煤及高岭石颗粒絮体的表观粒径先增大后逐渐趋于稳定,PAM A401质量浓度为12 mg·L⁻¹,循环搅拌11 min时,煤絮体的 d_{10} 、 d_{50} 和 d_{90} 分别是15.32、66.47和161.04 μm,是高岭石絮体的6.86、2.22和2.45倍,呈较好的絮凝选择性。

(2) 煤吸附PAM A401后,疏水性官能团甲基(-CH₃)及亚甲基(-CH₂-)减少,亲水性官能团特征峰增强,煤样的LHR值由9.23降低至7.28,疏水性降低;高岭石吸附PAM A401后,亲、疏水性官能团均有增加,LHR值由1.44增大至1.65,疏水性略有增高。

(3) 与常规浮选相比,选择性絮凝浮选实验的浮选速率较大,且分选选择性较高。当浮选3 min时,选择性絮凝浮选实验的可燃体回收率为81.57%,较浮选实验精煤产率高3.64%,精煤灰分与之相当;浮选的前3 min,-1.3 g·cm⁻³密度级物料的回收率和回收速率高于浮选实验,+1.8 g·cm⁻³密度级物料的回收率相当。

(4) PAM A401对微细煤泥中煤颗粒的选择性絮凝,使煤颗粒的表面润湿性降低,但微细粒煤颗粒表观

粒径增大的效应显著提高浮选速度,促进微细粒煤泥的分选。

参 考 文 献

- [1] Zou W J, Cao Y J, Zhang Z J, et al. Coal petrology characteristics of middlings from Qianjiaying fat coal mine. *Int J Min Sci Technol*, 2013, 23(5): 777
- [2] Wang M L, Shu X Q, Zhu S Q. Research on liberation and separation of coal petrography composition. *Coal Prep Technol*, 2004(4): 33
(王美丽,舒新前,朱书全. 煤岩组分解离与分选的研究. 选煤技术, 2004(4): 33)
- [3] Miettinen T, Ralston J, Fornasiero D. The limits of fine particle flotation. *Miner Eng*, 2010, 23(5): 420
- [4] Zou W J, Cao Y J, Li W N, et al. Selective flocculation of coal and kaolinite. *J China Coal Soc*, 2013, 38(8): 1448
(邹文杰,曹亦俊,李维娜,等. 煤及高岭石的选择性絮凝研究. 煤炭学报, 2013, 38(8): 1448)
- [5] Mathur S, Singh P, Moudgil B M. Advances in selective flocculation technology for solid-solid separations. *Int J Miner Process*, 2000, 58(1): 201
- [6] Li L G. *Experimental Study on the Combined Process of Flotation-flocculation of Bin Chang Fine Coal* [Dissertation]. Xi'an: Xi'an University of Science and Technology, 2011
(李立功. 彬长细粒煤浮选-絮凝工艺组合实验研究[学位论文]. 西安: 西安科技大学, 2011)
- [7] Xie D F. Test and study on preparation of super clean coal by selective flocculation-flotation. *Coal Prep Technol*, 2008(5): 25
(谢登峰. 选择性絮凝-浮选法制备超纯煤的实验研究. 选煤技术, 2008(5): 25)
- [8] Tian X P. *The Research on Influencing Rules of Several Kinds of Water-soluble and High-molecular Compound on Flotation and Filtering of Coal* [Dissertation]. Taiyuan: Taiyuan University of Technology, 2006
(田小鹏. 几种水溶性高分子化合物对煤泥浮选和过滤的影响规律研究[学位论文]. 太原: 太原理工大学, 2006)
- [9] Sha J, Xie G Y, Li X Y, et al. Experiment study on selective flocculation separation of fine particle coal. *Coal Sci Technol*, 2012, 40(3): 118

- (沙杰, 谢广元, 李晓英, 等. 细粒煤选择性絮凝分选实验研究. 煤炭科学技术, 2012, 40(3): 118)
- [10] Xu Z, Liu J, Choung J W, et al. Electrokinetic study of clay interactions with coal in flotation. *Int J Miner Process*, 2003, 68(1): 183
- [11] Zou W J, Cao Y J, Liu J T. Surface thermodynamic characterization of fine coal by Washburn dynamic method. *J China Coal Soc*, 2013, 38(7): 1271
(邹文杰, 曹亦俊, 刘炯天. 煤表面热力学特性的 Washburn 动态法测试. 煤炭学报, 2013, 38(7): 1271)
- [12] Zou W J, Cao Y J, Liu J T, et al. Wetting process and surface free energy components of two fine liberated middling bituminous coals and their flotation behaviors. *Powder Technol*, 2013, 246: 669
- [13] Shi X P, Yu Z Q. Application of surface chemistry in selective flocculation of coal. *J China Coal Soc*, 1995, 20(2): 201
(施秀屏, 余樟清. 表面化学在煤的选择性絮凝中的应用. 煤炭学报, 1995, 20(2): 201)
- [14] Zhang Z J, Liu J T, Feng L, et al. A method of laser particle size analysis for evaluating coagulation of coal slime. *J China Univ Min Technol*, 2012, 41(4): 624
(张志军, 刘炯天, 冯莉, 等. 一种评价煤泥颗粒凝聚效果的激光粒度分析方法. 中国矿业大学学报, 2012, 41(4): 624)
- [15] Taylor M L, Morris G E, Self P G, et al. Kinetics of adsorption of high molecular weight anionic polyacrylamide onto kaolinite: the flocculation process. *J Colloid Interface Sci*, 2002, 250(1): 28
- [16] Washburn E W. The dynamics of capillary flow. *Phys Rev*, 1921, 17: 273
- [17] Siebold A, Walliser A, Nardin M, et al. Capillary rise for thermodynamic characterization of solid particle surface. *J Colloid Interface Sci*, 1997, 186(1): 60
- [18] Martic G, De Coninck J, Blake T D. Influence of the dynamic contact angle on the characterization of porous media. *J Colloid Interface Sci*, 2003, 263(1): 213