

煤泥浮选过程中黏土矿物罩盖及其行为调控

桂夏辉¹,邢耀文²,李臣威²,夏灵勇³,杨自立²,王英伟²,徐梦迪²,王东岳²,许雪红²

(1. 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;2. 中国矿业大学 化工学院,江苏 徐州 221116;
3. 开滦(集团)有限责任公司,河北 唐山 063018)

摘要:为探索微细粒黏土矿物在煤泥浮选过程中的罩盖行为,进一步回收利用稀缺的炼焦煤资源,以钱家营选煤厂灰分为49.3%的浮选中煤为研究对象,进行了螺旋抛尾和磨后浮选试验。结果表明,当要求精煤灰分为12.5%时,螺旋粗精煤磨煤3.5 min后可获得最高的精煤产率,高灰细粒黏土矿物的罩盖是精煤灰分不达标的主要原因。根据对煤-黏土颗粒体系相互作用势能计算分析,提出通过改变静电力和范德华力2种调控手段降低黏土矿物的回收率,但调控静电力抑制浮选过程细泥罩盖与细泥沉降浓缩又存在着难以调和的矛盾,通过在疏水性煤颗粒表面引入纳米气泡层,进而改变体系的Hamaker常数,使得通过调控范德华力来降低黏土矿物的罩盖成为可能。

关键词:煤泥浮选;黏土罩盖;细泥污染;黏土矿物

中图分类号:TD94 文献标志码:A 文章编号:0253-2336(2016)06-0175-06

Clay coating and its behavior regulation in fine coal flotation

Gui Xiaohui¹, Xing Yaowen², Li Chenwei², Xia Lingyong³, Yang Zili²,
Wang Yingwei², Xu Mengdi², Wang Dongyue², Xu Xuehong²

(1. Chinese National Engineering Research Center of Coal Preparation and Purification, China University of Mining & Technology, Xuzhou 221116, China;
2. School of Chemical Engineering and Technology, China University of Mining & Technology, Xuzhou 221116, China;
3. Kailuan (Group) Limited Liability Company, Tangshan 063018, China)

Abstract: In order to explore the flotation behavior of ultra-fine clay and make full use of scarce coking coal, the flotation middlings with 49.3% ash content collected from Qianjiaying Coal Preparation Plant and the process of tailings discarding by spiral separator integrate with grinding-flotation was carried out in the present paper. The results showed that the maximum yield with 12.5% ash content was obtained when 3.5 min grinding time was adopted. The high ash content concentrated were mainly attributed to the ultra-fine clay minerals coating. According to the calculation of inter-particle potential for coal-clay system, two regulation methods were proposed by modulating the electrostatic force or van der Waals force to lower the clay recovery. It should be noted that the inhibition of the clay coating was contradict with the effective slime settlement. Nevertheless, the introduction of nanobubble layer may be the appropriate way to control the clay coating in future, because of the considerable change of the system Hamaker constant.

Key words: fine coal flotation; clay coating; fine coal pollution; clay minerals

0 引言

随着煤炭储藏地质条件的复杂化及机械化采煤的普及,煤层中的夹层及顶板、底板的大量混入造成原煤中矿物质含量不断升高,在这些矿物质中,以层

状硅酸盐为代表的黏土矿物所占比例平均为60%~80%^[1]。微细粒黏土矿物易随水流夹带或机械罩盖进入泡沫产品污染精煤,对实现煤泥的高精度分选提出了新的挑战,高灰细泥污染是制约煤泥浮选过程效率提高关键因素之一。微细粒因其较小的惯性

收稿日期:2016-03-25;责任编辑:代艳玲 DOI:10.13199/j.cnki.cst.2016.06.029

基金项目:贵州省“125计划”重大科技专项资助项目(黔教合重大专项字[2013]026号);“十二五”国家科技支撑计划资助项目(2014BAB01B03)

作者简介:桂夏辉(1985—),男,安徽池州人,副研究员,博士。Tel:13775989229, E-mail:guixiahui1985@163.com

引用格式:桂夏辉,邢耀文,李臣威,等.煤泥浮选过程中黏土矿物罩盖及其行为调控[J].煤炭科学技术,2016,44(6):175-181.

Gui Xiaohui, Xing Yaowen, Li Chenwei, et al. Clay coating and its behavior regulation in fine coal flotation [J]. Coal Science and Technology, 2016, 44(6): 175-181.

力易通过普兰特通道或气泡周围的紊流进入泡沫层^[2],有学者将其定义为水流夹带。国内外学者对水流夹带进行了广泛的试验研究,Johnson等^[3]通过小浮选和连续试验研究了矸石颗粒的夹带行为,发现泡沫稳定性及水流夹带是影响浮选回收率和精煤灰分的重要因素。Warren^[4]研究了夹带机制和真浮选对亲水和疏水颗粒回收率的作用,认为窄粒度疏水颗粒的回收主要通过与水回收率无关的真浮选以及泡沫夹带2种方式。Wang Bo等^[5]研究了盐水中矿物质的浮选行为,泡沫夹带是矸石颗粒通过气泡之间的液膜以及多个气泡之间形成的普兰特通道中的水流进入精煤,它是矸石回收的主要方式,泡沫夹带和真浮选常同时发生。Kirjavainen^[6]则研究了粒度、水回收率及矿浆黏度对矸石颗粒夹带的影响并定量建立了固体回收率和水回收率间的数学模型。Akdemir等^[7]研究了粒度、叶轮搅拌强度及矿浆黏度对高岭石、伊利石在煤泥浮选过程中的水流夹带行为,发现粒度是决定夹带行为的最重要因素。Neethling等^[8]研究了无机盐电解质对夹带行为的影响,试验发现泡沫相中液体流速与气泡直径成反比例关系,因此无机盐减小气泡直径导致精矿水回收率的提高,脉石颗粒随水流夹带产率增大。

罩盖是黏土污染精煤的另一种途径,有学者对此进行了详细的研究^[9-10]。相比于水流夹带行为,罩盖远比其复杂得多。传统DLVO理论认为胶体分散体系的稳定性由颗粒间范德华力及双电层静电力决定,然而层状硅酸盐矿物的表面荷电异性及扩展DLVO力的存在使得黏土罩盖机理至今是一个谜团。文献[1,11-12]通过Zeta电位分布测试法研究了高岭石及蒙脱石与煤

颗粒的罩盖机理,试验中仅发现蒙脱石罩盖在煤粒表面而高岭石则稳定分散在矿浆中。Honaker等^[13]借助扩展DLVO理论对煤和蒙脱石及高岭石颗粒间的相互作用力进行了直接计算,发现蒙脱石与煤颗粒间确实存在较强的吸引力,而高岭石-煤体系则一直展现出排斥力。Oats^[14]则认为吸引性的范德华力主导着煤-黏土矿物相互作用,双电层静电力在其相互作用过程中扮演着次要因素。随着现代分析测试技术的发展,特别是原子力显微镜胶体探针技术的发明使得微纳尺度下胶体颗粒间相互作用力的直接测试成为了可能。Xing等^[15]利用原子力显微镜测试了不同钙离子浓度条件下的煤-高岭石颗粒相互作用力,发现在高钙离子条件下体系静电斥力被抑制,煤-高岭石颗粒相互作用力的力曲线检测到了明显的“跳入”黏附现象。然而到目前为止,黏土矿物的罩盖及其行为调控仍是领域内的热点研究问题,此问题的深入研究对煤泥分选效率的提高、微细粒高精度分离的实现具有重要的意义。基于此,笔者以唐开滦钱家营选煤厂浮选中煤为试验对象,对其进行了磨矿解离-浮选分离试验,从浮选结果和DLVO理论着手对黏土矿物罩盖调控方法进行了分析与展望。

1 试验

唐山是我国著名的陶瓷生产基地,地壳中富含大量的黏土。钱家营选煤厂自建厂以来,浮选作业效率一直受黏土矿物制约。试验样品取自浮选中煤(即浮选尾煤中的粗颗粒),样品的粒度组成分析结果见表1。

表1 浮选中煤粒度组成

Table 1 Size constitution of coarse particles

粒级/mm	产率/%	灰分/%	筛上物累计		筛下物累计	
			产率/%	灰分/%	产率/%	灰分/%
+0.5	32.32	44.28	32.32	44.28	100	49.30
0.5~0.25	29.93	48.76	62.25	46.44	67.68	51.70
0.25~0.125	18.52	51.78	80.77	47.66	37.75	54.03
0.125~0.074	6.94	53.31	87.71	48.11	19.23	56.19
0.074~0.045	5.08	57.72	92.79	48.63	12.29	57.82
-0.045	7.21	57.89	100	49.30	7.21	57.89

由表1可知,该煤样主导粒级为+0.25 mm,煤样粒度偏粗,随粒度减小,灰分增加,总体来说煤样各粒级灰分较为均匀,但原煤总灰分高达49.30%。

为进一步了解该煤样的性质,以0.5 mm为分级粒度分别对+0.5 mm与-0.5 mm两个粒级进行密度分析,结果见表2和表3。

表2 浮选中煤+0.5 mm 密度组成
Table 2 Density constitution of +0.5 mm size fraction

密度级/ ($\text{g} \cdot \text{cm}^{-3}$)	产率/%	灰分/%	浮物累计		沉物累计		±0.1 含量	
			产率/%	灰分/%	产率/%	灰分/%	密度/($\text{g} \cdot \text{cm}^{-3}$)	产率/%
-1.30	4.44	4.88	4.44	4.88	100	49.26	1.40	17.63
1.30~1.40	13.19	10.28	17.63	8.92	95.56	51.32	1.50	22.97
1.40~1.50	9.78	16.52	27.41	11.64	82.37	57.89	1.60	20.25
1.50~1.60	10.47	33.65	37.88	17.72	72.59	63.47	1.70	21.32
1.60~1.80	10.85	36.25	48.73	21.85	62.12	68.49	—	—
+1.80	51.27	75.32	100	49.26	51.27	75.32	—	—

表3 浮选中煤-0.5 mm 密度组成
Table 3 Density constitution of -0.5 mm size fraction

密度级/ ($\text{g} \cdot \text{cm}^{-3}$)	产率/%	灰分/%	浮物累计		沉物累计		±0.1 含量	
			产率/%	灰分/%	产率/%	灰分/%	密度/($\text{g} \cdot \text{cm}^{-3}$)	产率/%
-1.30	20.22	16.58	20.22	16.58	100	49.09	1.40	41.58
1.30~1.40	21.36	29.36	41.58	23.14	79.78	57.34	1.50	42.60
1.40~1.50	21.24	53.52	62.83	33.41	58.42	67.57	1.60	29.93
1.50~1.60	8.69	70.48	71.52	37.92	37.17	75.60	1.70	19.42
1.60~1.80	10.73	75.09	82.25	42.77	28.48	77.16	—	—
+1.80	17.75	78.41	100	49.09	17.75	78.41	—	—

从表2及表3可以看出,+0.5 mm粒级低密度级产率较高,在要求精煤灰分为12.5%的情况下,理论精煤产率超过了27.41%;-0.5 mm粒级无直接分选得到低灰精煤的可能。-1.30 g/cm^3 低密度级灰分高达16.58%,说明煤泥中可能赋存某些“等密度”矿物质杂质。 $+0.5 \text{ mm}$ 粒级中+1.80 g/cm^3 物料产率高达51.27%,灰分75.32%,直接导致 $+0.5 \text{ mm}$ 总灰分过高,分选前宜对此部分物料进行抛尾处理,以提高后续浮选效率。

采用实验室ø400型螺旋分选机对样品进行抛尾试验,螺旋粗精煤产品经磨矿解离后进入浮选机

分选。

2 结果与讨论

2.1 螺旋抛尾试验

根据螺旋分选机分选结果,在入料灰分高达49.30%的情况下,螺旋精煤产率为46.28%,螺旋精煤灰分仅为26.50%,而螺旋尾煤的灰分高达68.94%,抛尾效果较为明显。

为进一步明晰螺旋粗精煤产品的煤质特征,同样对其进行筛分浮沉试验,试验结果见表4和表5。

表4 螺旋精煤粒度组成

Table 4 Size composition of the concentrate produced by the spiral separator

粒级/mm	产率/%	灰分/%	筛上物累计		筛下物累计	
			产率/%	灰分/%	产率/%	灰分/%
+0.5	49.39	27.21	49.39	27.21	100	26.09
0.5~0.25	25.65	17.29	75.04	23.82	50.61	25.00
0.25~0.125	7.48	14.47	82.52	22.97	24.96	32.92
0.125~0.074	4.88	24.12	87.40	23.03	17.48	40.83
0.074~0.045	2.95	28.24	90.35	23.20	12.60	47.29
-0.045	9.65	53.13	100	26.09	9.65	53.13

由表4可知,螺旋精煤各粒级产率差别较大,螺旋精煤中+0.25 mm粒级产率较高,达75.04%,说明后续分选环节应着重考虑该粒级的分选,-0.045 mm由于微细粒黏土矿物的存在灰分超过50%,可能会对后

续的浮选造成一定程度的污染。从螺旋精煤综合密度组成数据可以看出,主导密度级为+1.80 g/cm^3 ,产率为24.89%,灰分为57.26%。经分析,当理论精煤灰分为12.50%时,理论产率为61%。若能对1.40~1.80

g/cm^3 粒度级进行磨矿解离,在有效降低浮选入料粒

度的同时有望进一步释放精煤产品。

表 5 螺旋精煤综合密度组成

Table 5 Density composition of the concentrate produced by the spiral separator

密度级/ ($\text{g} \cdot \text{cm}^{-3}$)	产率/%	灰分/%	浮物累计		沉物累计		±0.1 含量	
			产率/%	灰分/%	产率/%	灰分/%	密度/($\text{g} \cdot \text{cm}^{-3}$)	产率/%
-1.30	10.61	4.61	10.61	4.61	100	26.97	1.30	33.39
1.30~1.40	22.78	8.51	33.39	7.27	89.39	29.62	1.40	40.91
1.40~1.50	18.13	16.24	51.52	10.43	66.61	36.84	1.50	29.78
1.50~1.60	11.64	25.50	63.16	13.21	48.48	44.54	1.60	11~20
1.60~1.80	11.95	36.60	75.11	16.93	36.84	50.56	1.70	11.95
+1.80	24.89	57.26	100	26.97	24.89	57.26	—	—

2.2 磨矿解离-浮选分离试验

经前期考察与初步试验,确定采用 KJXMB- $\phi 160 \times 200$ 型棒磨机作为磨煤设备。将螺旋精煤制样装袋,每次磨煤 200 g,加水 300 mL,磨煤浓度 40%,将磨煤时间定为 3.5、5、10、15 min,对磨后煤样进行筛分、浮沉及分步释放试验。

粗精煤磨细过程中的粒度特性分布如图 1 所示,随着磨煤时间的增加,-74 μm (-200 目)的含量不断增加,这是因为粗粒级煤颗粒最先受到棒的破碎作用,成为较细的粒级。磨煤时间为 3.5 min 时,-200 目含量约为 18%,当磨煤时间为 15 min 时,-200 目含量达到了 90% 以上,因此确定 15 min 为磨煤时间上限。-200 目的灰分整体呈现下降的趋势,在磨煤时间为 5 min 时略微上升,这可能是因为粗颗粒中矸石的粒度较大,最先被破碎,因此细粒级煤泥灰分有所上升,此后大量的煤颗粒破碎成较细的煤泥,-200 目灰分不断下降。通过磨煤曲线确定了磨煤时间上限及不同磨煤时间下磨后煤样的粒度组成。

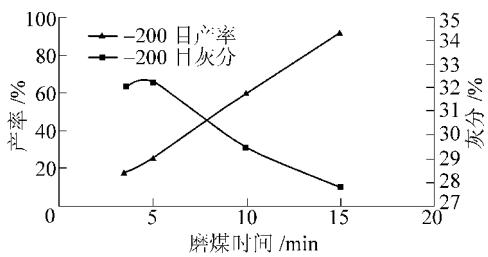


图 1 粗精煤磨细过程中的粒度特性分布

Fig.1 Grinding particles performance curve of the rough concentrate

磨后煤样的浮沉试验及分步释放试验结果如图 2 所示。随着磨煤时间的增加,磨后煤样的理论产率逐渐升高,磨煤 15 min 达到最高的解离程度,而由分步释放得到的实际产率则先升高后逐渐降低。在 0~3.5 min,精煤逐步得到释放,所以精煤实际产

率及理论产率均不断升高,超过 3.5 min 后,低灰精煤进一步得到释放,所以精煤理论产率不断升高,然而随着磨煤时间的延长,煤样的粒度越来越细,低于有效的浮选下限,浮选效率及选择性明显下降,因此更难得到灰分合格的精煤产品。

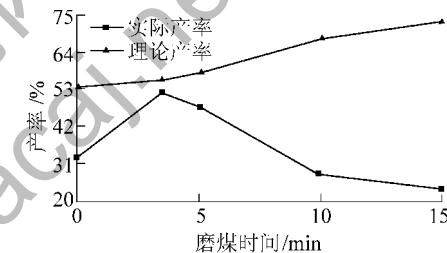


图 2 磨矿解离-浮选分离试验实际产率及理论产率对比

Fig.2 Comparison of theoretical yield and actual yield for grinding dissociation and flotation test

对磨后产品进行了浮选试验探索,发现在各种试验条件下最低精煤灰分也在 13% 以上,无法通过一次浮选使精煤灰分达标,运用扫描电镜 SEM 和能谱仪 EDS 考察了浮选粗精煤的表面形貌及元素组成,如图 3 和图 4 所示。黏土矿物在煤颗粒表面的覆盖造成了对浮选精煤的污染,是浮选精煤灰分超标的主要原因。

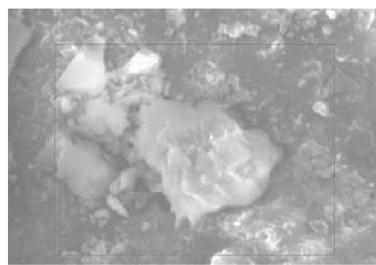


图 3 精煤扫描电镜照片

Fig.3 SEM photograph of the concentrate

2.3 黏土矿物覆盖机理及行为调控

2.3.1 黏土矿物覆盖机理分析

Oats 等^[14] 等利用扩展的 DLVO 理论对煤-黏土

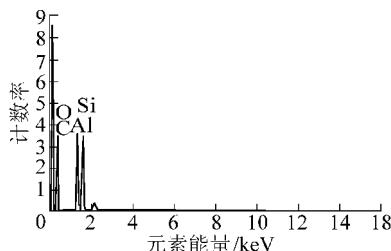


图 4 样品能谱分析结果

Fig. 4 EDS analysis result of the sample

颗粒体系相互作用势能进行了计算,从图 5 可以看出,黏土-煤颗粒相互作用势在长程范围内表现为静电斥力,在短程范围内则表现为吸引力;范德瓦尔斯力在全程范围内一直为吸引力,在恒定电势边界条件下,总相互作用势较范德华作用势相比表现出较高的跟随性,分子间作用力是黏土罩盖的主要驱动力。因此可通过调控静电斥力,提高相互作用能垒或减小范德华吸引力 2 种途径解决罩盖现象,然而通过调控静电斥力,黏土颗粒间相互排斥势也会增加,造成后续煤泥水沉降困难,因此要从减小范德华吸引力的角度来解决罩盖问题。

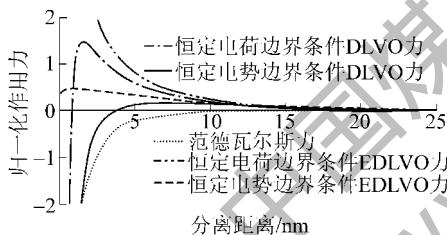


图 5 煤与黏土颗粒体系相互作用势

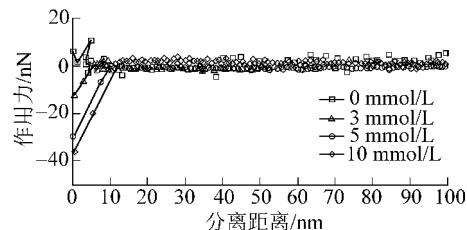
Fig. 5 Interaction potential between coal and clay particles

2.3.2 静电力调控

利用原子力显微镜胶体探针技术(AFM)对高岭石-煤体系相互作用力进行测试,考察外界无机盐离子及 pH 对体系相互作用的影响,结果如图 6 所示^[15]。

由图 6 可以看出:随 Ca^{2+} 浓度的增加,“跳入距离”及粘附力增大,无机盐离子的吸附压缩颗粒表面双电层。即使在很低的 Ca^{2+} 浓度条件下也存在跳入现象,此现象与扩展 DLVO 理论计算结果相吻合。高的无机盐离子浓度加剧高岭石罩盖,张明青等^[16]研究了水质硬度对煤泥水中煤和高岭石颗粒分散行为的影响,当水质硬度为 1.0 mmol/L,煤颗粒之间以及煤与高岭石颗粒之间总作用势能曲线存在较大的能垒,高岭石颗粒之间总作用势能恒为正值,因此所有颗粒在水中均不凝聚,而处于分散态;当水质硬

度提高为 10.0 mmol/L,煤颗粒之间以及煤与高岭石颗粒之间总作用势能恒为负值,颗粒凝聚,而高岭石颗粒之间总作用势能恒为正值,颗粒始终处于分散态,所以浮选宜采用低硬度循环水。

图 6 Ca^{2+} 浓度对煤-高岭石相互作用力的影响Fig. 6 The effect of Ca^{2+} on interaction between coal and kaolin particles

然而低硬度循环水的设想是不符合生产实际的,图 7 为溶液 pH 对煤-高岭石相互作用力的影响,从图 7 可以看出,pH 的增加显著增加能垒(静电斥力)。“高 pH、低硬度”浮选环境有利于减小罩盖现象,但是此类溶液环境同时会给颗粒-气泡间相互作用及煤泥水沉降作业带来显著的负作用。钙离子浓度的降低或 pH 的增大显著增加静电排斥力,给煤泥水沉降作业增加困难,抑制细泥罩盖与细泥沉降浓缩似乎存在难以调和的矛盾,因此通过调控静电力控制细泥罩盖还需进一步研究。

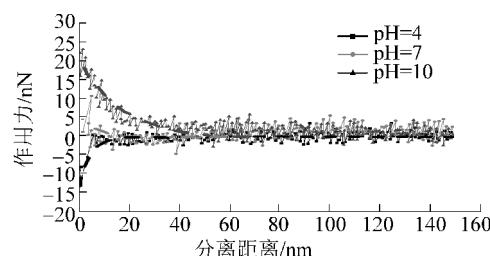


图 7 pH 对煤-高岭石相互作用力的影响

Fig. 7 The effect of pH on interaction between coal and kaolin particles

2.3.3 范德华力调控

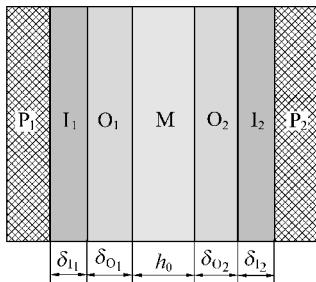
范德华作用势计算如下:

$$U_{A,\text{fl}} = \frac{1}{12\pi} \sum_{n=1}^9 \frac{An}{Hn^2} \quad (1)$$

式中: $U_{A,\text{fl}}$ 为 2 个平板之间的范德华作用势,下标 fl 代表平板; H 为分离距离; A 为 Hamaker 常数,与物体固有性质有关; n 为 2 种或多种吸附层。

在其他条件一定时,范德华作用势与体系的 Hamaker 常数呈正相关关系,而 Hamaker 常数与体系的固有物性有关,图 8 中 P_1 、 P_2 表示煤颗粒平面,

O_1, O_2, I_1, I_2 表示在平板 P_1, P_2 上的吸附层, M 表示介质, $\delta O_1, \delta O_2, \delta I_1, \delta I_2$ 分别为各吸附层厚度, h_0 为介质层厚度; A_{P_1}, A_{P_2} 为煤颗粒表面的 Hamaker 常数; $A_{O_1}, A_{O_2}, A_{I_1}, A_{I_2}$ 为各吸附层 Hamaker 常数; $A_1—A_9$ 分别为体系 1—体系 9 的 Hamaker 常数; $H_1—H_9$ 分别为体系 1—体系 9 的作用距离。考虑在煤和高岭石颗粒中间引入一种中间介质降低 P_1, P_2 之间的范德华吸引力^[17]。

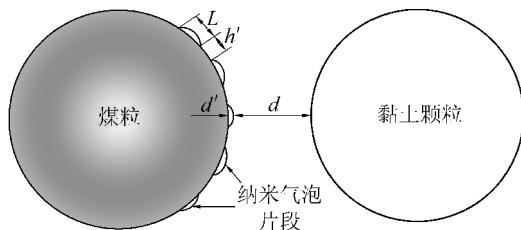


$$\begin{aligned}
 A_1 &= (\sqrt{A_{O_1}} - \sqrt{A_M})(\sqrt{A_{O_2}} - \sqrt{A_M}), \quad H_1 = h_0 \\
 A_2 &= (\sqrt{A_{I_1}} - \sqrt{A_{O_1}})(\sqrt{A_{O_2}} - \sqrt{A_M}), \quad H_2 = h_0 + \delta_{O_1} \\
 A_3 &= (\sqrt{A_{P_1}} - \sqrt{A_{I_1}})(\sqrt{A_{O_2}} - \sqrt{A_M}), \quad H_3 = h_0 + \delta_{O_1} + \delta_{I_1} \\
 A_4 &= (\sqrt{A_{O_1}} - \sqrt{A_M})(\sqrt{A_{I_2}} - \sqrt{A_{O_2}}), \quad H_4 = h_0 + \delta_{O_2} \\
 A_5 &= (\sqrt{A_{I_1}} - \sqrt{A_{O_1}})(\sqrt{A_{I_2}} - \sqrt{A_{O_2}}), \quad H_5 = h_0 + \delta_{O_1} + \delta_{I_2} \\
 A_6 &= (\sqrt{A_{P_1}} - \sqrt{A_{I_1}})(\sqrt{A_{I_2}} - \sqrt{A_{O_2}}), \quad H_6 = h_0 + \delta_{O_1} + \delta_{O_2} + \delta_{I_1} \\
 A_7 &= (\sqrt{A_{O_1}} - \sqrt{A_M})(\sqrt{A_{P_2}} - \sqrt{A_{I_2}}), \quad H_7 = h_0 + \delta_{O_2} + \delta_{I_2} \\
 A_8 &= (\sqrt{A_{I_1}} - \sqrt{A_{O_1}})(\sqrt{A_{P_2}} - \sqrt{A_{I_2}}), \quad H_8 = h_0 + \delta_{O_1} + \delta_{O_2} + \delta_{I_2} \\
 A_9 &= (\sqrt{A_{P_1}} - \sqrt{A_{I_1}})(\sqrt{A_{P_2}} - \sqrt{A_{I_2}}), \quad H_9 = h_0 + \delta_{O_1} + \delta_{O_2} + \delta_{I_1} + \delta_{I_2}
 \end{aligned}$$

图 8 哈马克常数计算示意

Fig. 8 Calculating diagram of Hamaker constant

试验发现在煤颗粒表面覆盖纳米气泡层可降低煤与黏土之间的吸引力。通过模型计算发现:几个微米厚的纳米气泡层就足以使煤与黏土间范德瓦尔斯力转为排斥力(图 9)。借助煤与黏土疏水性的差异,通过醇水替换、水动力空化及超声波空化等方法在疏水性煤颗粒表面引入纳米气泡层,在原煤入水后即可实现颗粒的纳米气泡装甲,阻碍黏土矿泥罩盖。同时此气泡层可增加煤粒-气泡间相互作用,增加浮选回收率。



d —纳米气泡与黏土颗粒间分离距; d' —纳米气泡与颗粒表面的最远距离; L —微泡长度; h' —两微泡之间距离

图 9 纳米气泡层抑制范德瓦尔斯力假设

Fig. 9 Restraint of Van der Waals force by nanobubbles

3 结论与展望

1) 钱家营选煤厂浮选中煤灰分高达 49.3%, 经螺旋分选机预先抛尾可以获得灰分为 26.50%、产率为 46.28% 的粗精煤。采用棒磨机对螺旋粗精煤进行了磨煤及分步释放试验, 确定磨煤时间为 15 min; 分步释放结果表明磨煤时间为 3.5 min 时分步释放得到的精煤产率达到最大, 但在不同的磨煤时间下均无法通过一次浮选获得灰分达标的合格精煤产品。

2) 提出了通过调控静电力和范德华力来减弱黏土矿物的罩盖, 但调控静电力抑制浮选过程细泥罩盖与细泥沉降浓缩又存在着难以调和的矛盾, 而通过醇水替换的方法可在煤颗粒表面引入纳米气泡层, 进而改变体系的 Hamaker 常数, 使得通过调控范德华力来降低黏土矿物罩盖成为可能。今后将在实验室试验结果的基础上探索该方法在工业上的应用, 以减弱黏土矿物罩盖行为。

参考文献(References):

- [1] Xu Zhenghe, Liu Jiongtian, Choung J W, et al. Electrokinetic study of clay interaction with coal in flotation [J]. International Journal of Mineral Processing, 2003, 68(1/4): 183—196.
- [2] Pease J D, Curry D C, Young M F. Designing flotation circuits for high fines recovery [J]. Minerals Engineering, 2006, 19: 831—840.
- [3] Johnson N W, McKee D J, Lynch A J. Flotation rates of non-sulphide minerals in chalcopyrite flotation processes [J]. Transactions of the American Institute of Mining and Metallurgical Engineers, 1974, 256: 204—209.
- [4] Warren L J. Determination of the contributions of true flotation and entrainment in batch flotation tests [J]. International Journal of Mineral Processing, 1985, 14(1): 33—44.
- [5] Wang B, Peng Y J. The behavior of mineral matter in fine coal flotation using saline water [J]. Fuel, 2013, 109: 309—315.
- [6] Kirjavainen V M. Application of a probability model for the entrainment of hydrophilic particles in froth flotation [J]. International Journal of Mineral Processing, 1989, 27: 63—74.
- [7] Akdemir U, Sonmez I. Investigation of coal and ash recovery and entrainment in flotation [J]. Fuel Processing Technology, 2003, 82: 1—9.
- [8] Neethling S, Lee H, Cilliers J. Simple relationships for predicting the recovery of liquid from flowing foams and froths [J]. Minerals Engineering, 2003, 16: 1123—1130.
- [9] Zhang Zhijun, Liu Jiongtian, Ma Liqiang. Effects of clay and calcium ions on coal flotation [J]. International Journal of Mining Science and Technology, 2013, 23(5): 689—692.
- [10] 于跃先, 马力强, 张仲玲, 等. 煤泥浮选过程中的细泥夹带与罩盖机理 [J]. 煤炭学报, 2015, 40(3): 652—658.

- Yu Yuexian, Ma Liqiang, Zhang Zhongling, et al. Mechanism of entrainment and slime coating on coal flotation [J]. Journal of China Coal Society, 2015, 40(3): 652-658.
- [11] Angle C W, Hamza H A. An electrokinetic study of a natural coal associated mixture of kaolinite and montmorillonite in electrolytes [J]. Applied Clay Science, 1989(4): 263-278.
- [12] Williams D J A, Williams K P. Electrophoresis and zeta potential of kaolinite [J]. Journal of Colloid and Interface Science, 1978, 65: 79-87.
- [13] Honaker R Q, Yoon R H, Luttrell G H. Ultrafine coal cleaning using selective hydrophobic coagulation [J]. International Journal of Coal Preparation and Utilization, 2005, 25: 81-97.
- [14] Oats W J, Ozdemir O, Nguyen A V. Effect of mechanical and
- chemical clay removals by hydrocyclone and dispersants on coal flotation [J]. Minerals Engineering, 2010, 23: 413-419.
- [15] Xing Yaowen, Gui Xiaohui, Cao Yijun. Effect of calcium Ion on coal flotation in the presence of Kaolinite Clay [J]. Energy & Fuels, 2016, 30: 1517-1523.
- [16] 张明青, 刘炯天, 王永田. 水质硬度对煤泥水中煤和高岭石颗粒分散行为的影响 [J]. 煤炭学报, 2008, 33(9): 1058-1062. Zhang Mingqing, Liu Jiongtian, Wang Yongtian. Effects of water hardness on the dispersion of fine coal and kaolinite in coal slurry [J]. Journal of China Coal Society, 2008, 33(9): 1058-1062.
- [17] Nataliya A, Mishchuk. The model of hydrophobic attraction in the framework of classical DLVO forces [J]. Advances in Colloid and Interface Science, 2011, 168: 149-166.

(上接第139页)

- [J]. Energy Conversion & Management, 2013(65): 140-146.
- [10] Castillo L, Dahouk M M, Scipio S D, et al. Conceptual analysis of the precooling stage for LNG processes [J]. Energy Conversion & Management, 2013, 66(2): 41-47.
- [11] 王长元, 张武, 陈久福, 等. 煤矿区低浓度煤层气含氧液化工艺技术研究 [J]. 矿业安全与环保, 2011, 38(8): 1-3. Wang Changyuan, Zhang Wu, Chen Jiufu, et al. Research on oxygen-containing liquefaction technology for low-concentration
- coal-bed gas in coal mining area [J]. Mining Safety & Environmental Protection, 2011, 38(8): 1-3.
- [12] 王长元, 张武, 熊云威, 等. 低浓度煤层气含氧液化冷箱试验参数研究 [J]. 矿业安全与环保, 2014, 41(8): 26-28. Wang Changyuan, Zhang Wu, Xiong Yunwei, et al. Study on test parameters of oxygen liquefaction cold box for low-concentration coal-bed methane [J]. Mining Safety & Environmental Protection, 2014, 41(8): 26-28.