分级-浮选联合工艺富集煤泥伴生高岭石试验研究*

张晟齐[1],杨宏丽[1],高建川[2],樊民强[1],邓爱军[3],董连平[1]

(1.太原理工大学 矿业工程学院, 山西 太原 030024;
2.山西焦煤集团有限责任公司, 山西 太原 030024;
3.山西焦煤集团公司西山煤电马兰矿选煤厂, 山西 古交市 030200)

摘要:浮选尾煤作为选煤过程中产生的低值产品,富含高岭石等潜在资源。以马兰选煤厂的浮选尾煤为研究对象,分析其矿物组成、粒度组成,考察了药剂用量及浮选时间对中煤泥回收效果的影响,以及旋流器结构参数与操作条件对高岭石分级富集的效果。在此基础上,开展了三段旋流器分级与浮选联合工艺的流程试验,提出"三段分级-粗细浮选"联合工艺回收高岭石。结果表明,样品主要矿物为高岭石与石英;在捕收剂1 500 g/t、起泡剂150 g/t、浮选时间5 min的条件下,尾煤灰分可达80.11%;再一定入料压力下,旋流器直径越小,对高岭石的富集效果越显著。采用"三段分级-粗细浮选"联合工艺可获得产率20.26%、品位78.88%的高岭石产品,以及产率40.85%、灰分33.87%的中煤泥产品,同时约38.89%的粗砂尾矿(灰分82.45%)可直接抛弃。研究可为选煤厂浮选尾煤的提质与资源化利用提供新的技术途径。

关键词:煤泥;高岭石;浮选;分级;水力旋流器

中图分类号:TD923 **文献标识码**:A **文章编号**:1005-2763(2026)02-0319-08

Experimental Study on Enrichment of Kaolinite From Coal Slime Via Integrated Classification-Flotation Process

ZHANG Shengqi[1], *YANG Hongli*[1], *GAO Jianchuan*[2], *FAN Minqiang*[1], *DENG Aijun*[3], *DONG Lianping*[1]

(1.College of Mining Engineering, Taiyuan University of Technology, Taiyuan, Shanxi 030024, China;
2.Shanxi Coking Coal Group Co., Ltd., Taiyuan, Shanxi 030024, China;
3.Malan Coal Preparation Plant, Xishan Coal and Electricity Power Co., Ltd., Shanxi Coking Coal Group Co., Ltd., Gujiao, Shanxi 030200, China)

Abstract: Coal flotation tailings, as a low-value product of coal preparation plant, is rich in potential resources such as kaolinite. The coal slime from Malan Coal Preparation Plant was used as an experimental object. The mineral composition and particle size distribution was analyzed, the influences of flotation time and reagent consumption on the recovery of middling coal slime were researched, as well as the influence of structure and operation parameters of hydrocyclone on classification of kaolinite. On this basis, a process experiment of three-stage cyclone classification and flotation combined process was carried out, and the combined process of "three-stage classification and coarse-fine flotation" was proposed to recover kaolinite. The results indicate that the main minerals in the sample are kaolinite and quartz. Under the conditions of 1 500 g/t of collector, 150 g/t of foaming agent, and 5 min of flotation time, the ash content of tail coal can reach 80.11%. Under a certain feeding pressure, the smaller the diameter of the cyclone, the more significant the enrichment effect on kaolinite. The combined process of "three-stage classification and coarse-fine flotation" can obtain kaolinite products with a yield of 20.26% and a grade of 78.88%, and middling coal slime products with a yield of 40.85% and ash content of 33.87%. At the same time, about 38.89% of coarse sand tailings (ash content of 82.45%) can be directly discarded. Research can provide new technological approaches for improving the quality and resource utilization of flotation tailings in coal preparation plants.

Key words: Coal slime, Kaolinite, Flotation, Classification, Hydrocyclone

0 引言

我国煤泥资源综合利用率很低,在当前煤炭产能优化与环保政策持续收紧的背景下,选煤厂煤泥产品亟需寻找新的出路[1]。煤泥中富含高岭石等黏土矿物[2],其中高岭石在造纸工业、高分子复合材

* **收稿日期**:2025-03-18
基金项目:山西省基础研究计划项目(202103021224114)
作者简介:张晟齐(2000—),男,山西运城人,硕士研究生,主要从事细粒黏土类矿物的分选和提质研究。E-mail:1048524270@qq.com
通信作者:杨宏丽(1976—),女,山西繁峙人,博士,讲师,长期从事矿物分选工艺、理论与设备研究。E-mail:yanghongli@tyut.edu.cn

料、新型建材及先进陶瓷等诸多领域具有较高应用价值,是重要的工业矿物原料[3-5]。

从煤泥中富集高岭石,具有以下技术经济优势:煤泥伴生高岭石的湿法选矿工艺[6]可依托选煤厂现有煤炭洗选设施进行,去除煤系高岭土中的杂质[7],回收精煤并富集高岭石[8]具有很好的工艺适配性,可实现高岭石的低成本高效分离[9-10];高岭石组分的有效分离可同步实现部分中煤泥产品的回收,提高资源利用率和选煤厂经济效益[11-12];高岭石等高值化产品生产为选煤厂煤泥提供新的出路,实现煤泥减量化,同时具有一定的社会效益[13-15]。

PENG Yaoli 等[16]对煤系高岭土采用重力分离方法去除有机碳,使 Fe_2O_3 和 TiO_2 含量分别下降 48.57%和 59.57%。FIGUEIRÊDO J M R 等[17]对平均粒径为 11.8 μm、14.95 μm 的两种高岭土矿样采用旋流器进行提纯,提纯后的样品 XRD 结果显示,高岭石峰强增加,石英峰强降低。林宝泰[18]采用 Φ75 mm 旋流器进行高岭土的选矿,高岭土的纯度提高了 2%～5%,铁、钛等杂质颗粒的去除率可达到 90%以上。以上研究均采用旋流器分级来提纯高岭石,但从煤泥中提纯高岭石的报道却很少。

本研究针对马兰选煤厂浮选尾煤特性,提出采用旋流器分级与浮选联合工艺从煤泥中富集高岭石,旨在为选煤厂煤泥处理提供新的思路。

1 试验样品与方法

1.1 试验样品性质

试验样品为马兰选煤厂浮选尾煤泥(以下统称样品),经自然晾干、混匀后密封保存备用。

1.1.1 化学成分分析

根据《煤的工业分析方法》(GB/T 212—2008)、《煤的元素分析方法》(GB/T 31391—2015),对样品进行工业分析与元素分析,以评估尾煤的基本物理化学性质,以及无机物的含量,为后续试验做支撑,结果见表 1 和表 2。

表 1 样品工业分析结果

Table 1 Proximate analysis results of sample %

M_{ad}	A_{ad}	V_{ad}	FC_{ad}
8.35	65.51	6.65	19.49

注:M_{ad}为空气干燥基水分;A_{ad}为空气干燥基灰分;V_{ad}为空气干燥基挥发分;FC_{ad}为空气干燥固定碳。

表 2 样品元素分析结果

Table 2 Ultimate analysis results of sample %

C_d	H_d	O_d	N_d	$S_{t,d}$
24.82	2.00	7.82	0.47	0.35

注:S_t 表示全硫;d 表示干燥基。

由表 1 和表 2 可以看出,样品具有高灰分(A_{ad}=65.51%)、低挥发分(V_{ad}=6.65%)特性,表明其主要成分为无机矿物;碳含量(C_d=24.82%)显著,说明煤质组分仍具回收价值。通过 X 射线荧光光谱仪(XRF)测定样品的化学成分,矿物类型、含量可用以判断样品是否具备制备高岭土的可能性,以及重点的分选方向,其结果见表 3。从表 3 可以看出,SiO_2 和 Al_2O_3 的含量分别为 56.33%和 34.15%,SiO_2 与 Al_2O_3 的摩尔比为 2.80,高于高岭石的理论摩尔比 2.00。

表 3 样品主要化学成分分析结果

Table 3 Main chemical composition analysis results of sample %

Al_2O_3	SiO_2	Na_2O	MgO	P_2O_5
34.15	56.33	0.45	0.83	0.08
SO_3	K_2O	CaO	TiO_2	Fe_2O_3
0.75	2.78	0.96	0.82	2.67

1.1.2 物相分析

使用 SmartLab X 射线衍射仪对样品进行矿物组成分析,测试范围为 5°～90°,扫速 2°。结果发现,样品以高岭石为主,其次是石英,且含有非常少的方解石和地开石,在后续计算中按照 Al_2O_3 均来自于高岭石近似折算产品品位。高岭石为层状硅酸盐矿物(硬度 2.0～3.5),易泥化;石英则属于架状硅酸盐矿物,具有很高的硬度(硬度为 7),理论上不易出现在微细粒级中。煤泥的产生过程离不开水,故工艺过程中的泥化会使高岭石相对富集于微细粒中,这也是本研究中采用分级方法富集高岭石等黏土矿物的主要依据之一。

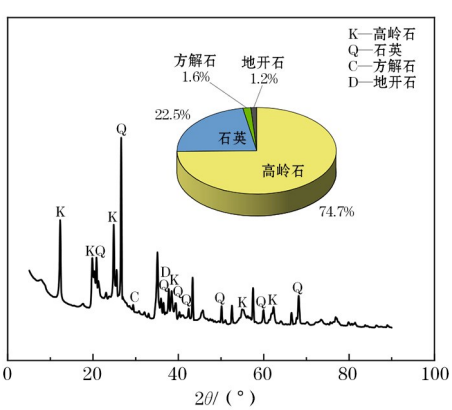


图 1 样品 XRD 分析结果

Fig.1 XRD results of sample

1.1.3 粒度组成

石英一般赋存于较粗粒级中,常采用分级方式

脱除。首先需测定样品的粒度组成以判断脱硅的难易程度和可行的分级粒度,从而确定后续的分选方法、分选目标。按照《煤炭筛分试验方法》(GB/T 477—2008)对样品进行了筛分试验,结果见表 4。

表 4 样品粒度组成

Table 4 Particle size composition of sample

粒级/mm	产率/%	灰分/%	筛上累计		筛下累计	
			产率/%	灰分/%	产率/%	灰分/%
+0.5	2.82	45.41	2.82	45.41	100.00	65.51
+0.25～-0.5	4.81	40.91	7.63	42.57	97.18	64.68
+0.125～-0.25	6.13	41.10	13.76	41.92	92.37	62.71
+0.074～-0.125	4.54	44.79	18.30	42.63	86.24	60.20
+0.045～-0.074	2.45	48.74	20.75	43.35	81.70	58.16
-0.045	79.25	71.32	100.00	65.51	79.25	71.32
合计	100.00	65.51	—	—	—	—

从表 4 可以看出,样品中-0.045 mm 粒级的产率为 79.25%,是主导粒级,且该粒级灰分为 71.32%,比+0.045 mm 各粒级加权灰分(43.35%)高 27.97 个百分点,说明有大量的矿物细泥存在于此粒级中。

因样品难筛分,为进一步考察粒度组成,采用 BT-9300 型激光粒度仪对样品进行粒度测定,结果见图 2。由图 2 可知,样品 D_{50} 为 7.01 μm,D_{90} 为 30.6 μm,粒度非常细。

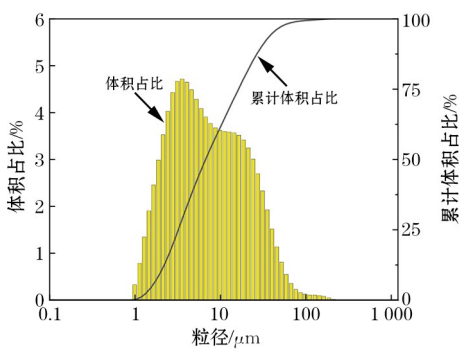


图 2 样品的激光粒度测定结果

Fig.2 Laser size measurement results of sample

1.2 试验方法

1.2.1 浮选回收中煤泥试验

因样品中含有一定数量的煤,首先用浮选对其进行回收。浮选试验采用 XFD 型实验室用 1.5 L 单槽浮选机,充气量为 0.25 $m^3/(m^2 \cdot min)$,搅拌速度为 1 800 r/min,矿浆质量浓度为 50 g/L,捕收剂和起泡剂分别采用煤油和仲辛醇。

考察不同药剂用量和刮泡时间对浮选效果的影响,煤油用量分别取 500 g/t、1 000 g/t、1 500 g/t 和 2 000 g/t,对应仲辛醇用量分别为 50 g/t、100 g/t、150 g/t 和 200 g/t。

1.2.2 水力分级富集高岭石试验

采用不同直径、不同底流口和锥角的旋流器(具体结构参数见表 5)搭建了分级试验系统,见图 3。给矿浓度固定为 50 g/L,考察不同入料压力下样品分级富集高岭石的效果。在条件优化的基础上,进行分级-浮选流程试验。

分析分级试验和流程试验各产品中的 Al_2O_3 和 SiO_2 含量,再根据高岭石中的理论含量及灰分,折算得到各产品的高岭石品位,进而计算得到各产品的高岭石回收率,以高岭石品位和回收率为高岭石富集试验的评价指标。

表 5 旋流器设计参数

Table 5 Design parameters of hydrocyclones

筒体直径/mm	筒体高度/mm	溢流管直径/mm	溢流管插入深度/mm	锥角/(°)	底流口直径/mm
50	75	24	55	10/15	6/8/10
25	50	8	30	10	4
10	20	3	12	10	2

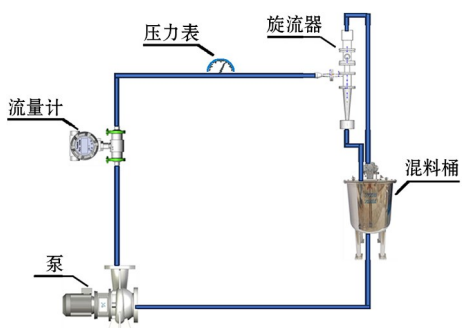


图 3 分级试验系统

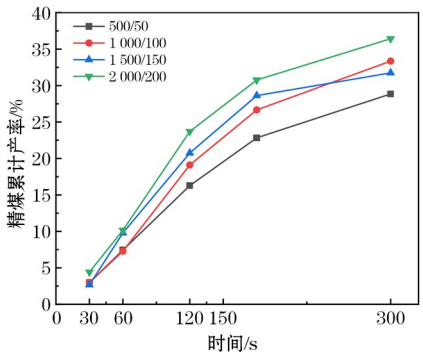
Fig.3 Classification test system

2 试验结果与分析

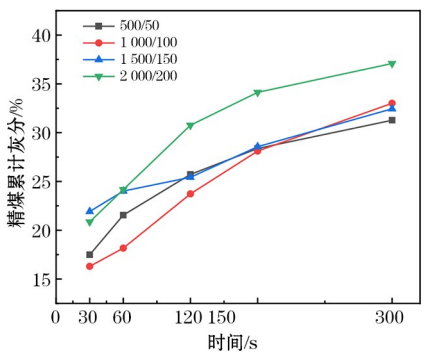
2.1 浮选试验结果与分析

图 4 给出了浮选精煤累计产率与灰分随时间的变化曲线。图中所示 500/50 表示捕收剂煤油用量为 500 g/t,起泡剂仲辛醇用量为 50 g/t,其他类推。由图 4 可以看出,随着浮选时间的增加,精煤产率逐渐增加,但是在 180 s 以后增加速度变缓;浮选药剂用量越高,精煤产率越高。不同药剂用量下,刮泡

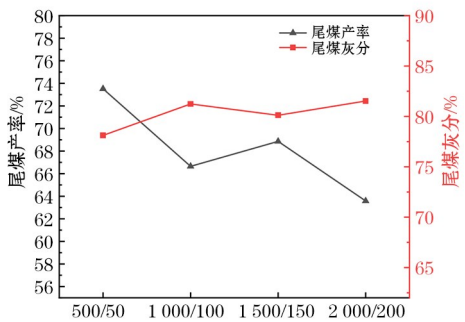
5 min精煤灰分均小于37%,且后三组试验尾煤灰分均高于80%,说明浮选可以得到一部分中煤泥,其中捕收剂1 500 g/t、起泡剂150 g/t、浮选时间5 min时精煤产率为31.34%,精煤和尾煤灰分分别为32.44%和80.11%,此条件下尾煤产率最高,为68.16%。



(a) 浮选时间与精煤累计产率的关系



(b) 浮选时间与精煤累计灰分的关系



(c) 药剂用量与5 min尾煤产率和灰分的关系

图4 浮选试验结果

Fig.4 Flotation test results

2.2 粗分级试验结果与分析

2.2.1 一次入料压力对分级效果的影响

固定Φ50 mm旋流器条件为锥角10°、底流口直径8 mm,考察了不同入料压力对样品分级效果的影响,结果见表6。

表6 入料压力对分级效果的影响试验结果

Table 6 Influence of feeding pressure on classification efficiency

压力/MPa	产品	产率/%	灰分/%	高岭石	
				品位/%	回收率/%
0.15	溢流	63.04	69.45	59.94	68.45
	底流	36.96	55.31	47.13	31.55
	计算入料	100.00	64.22	55.21	100.00
0.20	溢流	60.11	69.82	60.26	65.79
	底流	39.89	55.25	47.22	34.21
	计算入料	100.00	64.00	55.06	100.00
0.25	溢流	57.22	67.90	58.46	61.87
	底流	42.78	57.05	48.18	38.13
	计算入料	100.00	63.25	54.07	100.00
0.30	溢流	54.40	69.79	60.87	60.75
	底流	45.60	55.89	46.91	39.25
	计算入料	100.00	63.45	54.50	100.00

由表6可以看出,Φ50 mm旋流器对高岭石有富集作用,适当压力下,溢流中高岭石品位可以达到58.46%~60.87%。底流灰分均低于溢流,说明煤向底流富集。综合认为,粗分级选用入料压力为0.20 MPa较为适宜。

2.2.2 底流口直径对分级效果的影响

固定Φ50 mm旋流器锥角10°、入料压力为0.20 MPa,考察了底流口直径对分级效果的影响,结果见表7。

表7 底流口直径对分级效果的影响试验结果

Table 7 Influence of apex diameter on classification efficiency

底流口直径/mm	产品	产率/%	灰分/%	高岭石	
				品位/%	回收率/%
6	溢流	68.99	68.62	57.42	73.01
	底流	31.01	55.63	47.23	26.99
	计算入料	100.00	64.59	54.26	100.00
8	溢流	60.11	69.82	60.26	65.79
	底流	39.89	55.25	47.22	34.21
	计算入料	100.00	64.01	55.06	100.00
10	溢流	52.58	68.96	59.79	56.85
	底流	47.42	58.49	50.32	43.15
	计算入料	100.00	64.00	55.30	100.00

由表7可知,随着底流口直径的增加,溢流产率明显降低,灰分则维持在69%左右;底流产率和灰分均整体升高,底流灰分在55%~59%之间。底流口直径为8 mm时溢流和底流的灰分差最大,且高岭石品位最高,为60.26%。

2.2.3 锥角对分级效果的影响

在Φ50 mm旋流器底流口直径8 mm、入料压力0.2 MPa的条件下,考察10°和15°两种锥角对分级效果的影响,结果见表8。

表 8 锥角对分级效果的影响试验结果

Table 8 Influence of cone angle on classification efficiency

锥角/(°)	产品	产率/%	灰分/%	高岭石	
				品位/%	回收率/%
10	溢流	60.11	69.82	60.26	65.79
	底流	39.89	55.25	47.22	34.21
	计算入料	100.00	64.01	55.06	100.00
15	溢流	66.18	68.70	58.58	70.42
	底流	33.82	56.51	48.15	29.58
	计算入料	100.00	64.58	55.05	100.00

由表 8 可以看出,旋流器 10°锥角比 15°锥角更易得到较高的溢流灰分及较高的高岭石品位,但产率较低。

2.3 细分级试验结果与分析

2.3.1 Φ25 mm 旋流器分级试验

在一次入料压力为 0.2 MPa 条件下,先用锥角为 10°、底流口直径为 8 mm 的 Φ50 mm 旋流器进行粗分级试验,再采用 Φ25 mm 旋流器对其溢流进行再分级试验,进一步富集高岭石。结果见表 9。

表 9 二次入料压力对 Φ25 mm 旋流器细分级效果的影响

Table 9 Influence of the second feeding pressure on the classification efficiency of Φ25 mm hydrocyclone

二次入料压力/MPa	产品	产率/%	灰分/%	高岭石	
				品位/%	回收率/%
0.2	溢流	62.81	72.78	63.86	67.43
	底流	37.19	62.62	52.09	32.57
	计算入料	100.00	69.00	59.49	100.00
0.3	溢流	65.15	73.34	64.45	70.00
	底流	34.85	62.17	51.64	30.00
	计算入料	100.00	69.45	59.98	100.00
0.4	溢流	67.26	73.56	64.75	72.75
	底流	32.74	60.80	49.83	27.25
	计算入料	100.00	69.38	59.86	100.00

由表 9 可以看出,Φ25 mm 旋流器对 Φ50 mm 旋流器的粗分级产品实现了进一步的高岭石富集,高岭石品位可以达到 64%左右;较高的入料压力有助于提高溢流产率和高岭石品位。当二次入料压力为 0.4 MPa时,溢流产率和高岭石品位分别为67.26%和 64.75%(以入料产率为 100%计),效果最好。

2.3.2 Φ10 mm 旋流器分级试验

在一次和二次入料压力分别为 0.2 MPa 和 0.4 MPa 条件下,使用 Φ50 mm 和 Φ25 mm 旋流器依次进行批量分级试验,然后用 Φ10 mm 旋流器对 Φ25 mm 旋流器溢流进一步开展高岭石富集试验,结果见表 10。

表 10 三次入料压力对 Φ10 mm 旋流器细分级的效果影响试验结果

Table 10 Influence of the third feeding pressure on the classification efficiency of Φ10 mm hydrocyclone

三次入料压力/MPa	产品	产率/%	灰分/%	高岭石	
				品位/%	回收率/%
0.4	溢流	72.42	76.36	68.84	76.23
	底流	27.58	67.21	56.35	23.77
	计算入料	100.00	73.84	65.40	100.00
0.5	溢流	74.29	76.69	69.39	78.31
	底流	25.71	66.35	55.53	21.69
	计算入料	100.00	74.03	65.83	100.00

由表 10 可以看出,较高的入料压力可以得到较高的溢流产率、高岭石品位和回收率,在三次入料压力为 0.5 MPa 时,Φ10 mm 旋流器可以将样品中的高岭石进一步富集至品位 69.39%。

2.4 分级-浮选流程试验

在条件试验的基础上,设计了三段分级-细粒浮选流程、全浮选-三段分级流程及针对旋流器底流优化的三段分级-粗细浮选流程共三种联合工艺从煤泥中富集高岭石,对样品按照这些工艺进行流程试验。

2.4.1 三段分级-细粒浮选流程试验

三段分级-细粒浮选流程如图 5 所示。首先对样品依次进行 Φ50 mm、Φ25 mm 和 Φ10 mm 旋流器的三段分级,底流合并称为粗砂尾矿。对第三段分级溢流进行浮选,得到高岭石和中煤泥两种产品。这种流程的特点是浮选需要处理的物料量较少,药剂消耗量少。该流程试验结果见表 11。

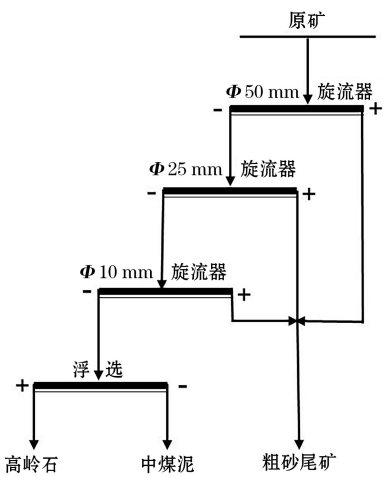


图 5 三段分级-细粒浮选流程

Fig.5 Flowsheet of three-stage classification and fine flotation

表 11 三段分级-细粒浮选流程试验结果

Table 11 Test results of three-stage classification and fine flotation flowsheet

产品	产率/%	灰分/%	高岭石	
			品位/%	回收率/%
Φ50 mm 底流	39.97	55.16	46.77	33.99
Φ25 mm 底流	20.61	62.17	51.85	19.46
Φ10 mm 底流	10.11	71.50	55.74	10.09
粗砂尾矿	70.69	59.54	58.80	63.54
中煤泥	9.05	51.06	44.62	7.36
高岭石产品	20.26	86.40	78.88	29.10
计算入料	100.00	64.21	55.03	100.00

由表 11 可以看出,最终高岭石产品品位为 78.88%,回收率为 29.10%。但中煤泥产率只有 9.05%,灰分高达 51.06%,对于掺入选煤厂中煤而言,灰分偏高。三段分级的合并底流(粗砂尾矿)是占比最高的产品,产率 70.69%,灰分 59.54%,该产品既难以作为中煤销售,又难以直接抛弃或做他用。

2.4.2 三段分级-粗细浮选流程试验

三段分级-粗细浮选流程如图 6 所示,该流程是在三段分级-细粒浮选流程基础上增加了旋流器合并粗粒底流的浮选,以提高中煤泥指标,最终得到高岭石、中煤泥和粗砂尾矿共 3 个产品,目的是最大程度地回收中煤泥,结果见表 12。

从表 12 可以看出,除了高岭石产品外,可以得到产率 40.85%、灰分 33.87%的中煤泥产品,粗砂尾矿产品灰分为 82.45%,可以直接丢弃。可见,与三段分级-细粒浮选流程相比,这种流程可以增加中煤泥产率,是更优的工艺方案。

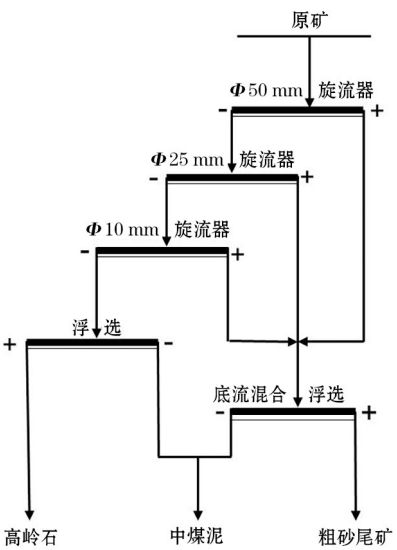


图 6 三段分级-粗细浮选流程

Fig.6 Flowsheet of three-stage classification and coarse-fine flotation

表 12 三段分级-粗细浮选流程试验结果

Table 12 Test results of three-stage classification and coarse-fine flotation flowsheet

产品	产率/%	灰分/%	高岭石	
			品位/%	回收率/%
高岭石	20.26	86.40	78.88	28.79
中煤泥	40.85	33.87	32.54	23.95
粗砂尾矿	38.89	82.45	67.47	47.26
计算入料	100.00	63.41	55.51	100.00

2.4.3 全浮选-三段分级流程试验

全浮选-三段分级流程如图 7 所示。首先对样品进行浮选,得到中煤泥产品,然后对浮选尾矿依次进行 Φ50 mm、Φ25 mm、Φ10 mm 旋流器的三段分级,最终溢流为高岭石产品,底流合并称为粗砂尾矿。该流程试验结果见表 13。

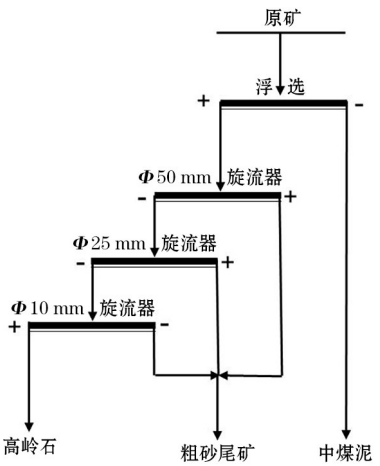


图 7 全浮选-三段分级流程

Fig.7 Flowsheet of full flotation and three-stage classification

表 13 全浮选-三段分级流程试验结果

Table 13 Test results of full flotation and three-stage classification flowsheet

产品	产率/%	灰分/%	高岭石	
			品位/%	回收率/%
中煤泥	23.34	28.75	25.05	10.78
Φ50 mm 底流	28.66	69.45	53.95	28.50
Φ25 mm 底流	22.04	72.75	60.70	25.92
Φ10 mm 底流	11.85	75.41	64.48	14.71
粗砂尾矿	62.55	71.74	58.25	69.13
高岭石产品	14.11	82.50	74.22	20.09
计算入料	100.00	63.22	55.87	100.00

从表 13 可以看出,全浮选-三段分级流程可以得到产率为 23.34%、灰分为 28.75%的中煤泥产品,以及产率为 14.11%、品位为 74.22%、回收率为 20.09%的高岭石产品。其中中煤泥产率、高岭石产

品品位和回收率指标均不及三段分级-粗细浮选流程,但中煤泥产品灰分最低。

2.4.4 三种流程试验的药剂消耗量比较

以流程试验的最初始干入料为基准,以上三种流程所消耗的捕收剂和起泡剂用量见表14。

从表14可以看出,三段分级-细粒浮选流程由于浮选处理的物料量较少,药剂消耗量最低,但回收的中煤泥也最少。后两种工艺药剂消耗量一样,但三段分级-粗细浮选流程在中煤泥和高岭石产品的质量和数量方面均具有明显的优势。

表14 三种流程试验的药剂消耗量

Table 14 The reagent consumption of three flowsheet tests

试验流程	捕收剂用量/($g \cdot t^{-1}$)	起泡剂用量/($g \cdot t^{-1}$)
三段分级-细粒浮选流程试验	365	36
三段分级-粗细浮选流程试验	1 500	150
全浮选-三段分级流程试验	1 500	150

2.4.5 可嵌入选煤厂的煤泥富集高岭石工艺

基于上述流程试验,文献[19]提出了一种从煤泥中富集黏土类矿物的系统及其运行方法。该系统包括搅拌桶、泵、旋流器、浮选机、浓缩机、压滤机等设备,为该工艺的工业化推广提供了参考。该工艺可以嵌入选煤厂现有工艺中,也可建设独立的分选车间。这种从煤泥中提取黏土矿物的工艺省去了前期的破碎工序,可以在提高选煤厂煤泥附加值的同时解决煤泥水沉降问题,使选煤厂煤泥的消纳难题随黏土矿物的富集和综合利用得到解决。

3 结论

本研究以马兰选煤厂浮选尾煤为研究对象,系统考察了浮选工艺与旋流器分级工艺对煤泥中伴生高岭石富集效果的影响,并对比了三种分级-浮选联合工艺流程,得到以下主要结论。

(1) 通过对尾煤样品进行特性分析,确认其富含高岭石与石英,且主要矿物成分富集于微细粒级(-0.045 mm产率达79.25%)。浮选条件优化表明,在捕收剂1 500 g/t、起泡剂150 g/t、浮选时间5 min时,可获得灰分达80.11%的尾矿,有效回收部分中煤泥。

(2) 旋流器分级试验表明,在一定的入料压力下,旋流器直径越小,对高岭石的富集效果越好。在一次、二次和三次入料压力分别为0.2 MPa、0.4 MPa和0.5 MPa条件下,依次使用Φ50 mm、Φ25 mm和Φ10 mm旋流器进行批量分级试验,可获得高岭石品位达69.39%的溢流产品。结构参数中,较小锥角(10°)与适中的底流口直径(8 mm)有利于提高溢流产品的灰分与高岭石品位。

(3) 通过对比三种分级-浮选联合工艺流程,确定"三段分级-粗细浮选"联合工艺为最优方案。该工艺最终可获得产率20.26%、品位78.88%的高岭石产品,以及产率40.85%、灰分33.87%的中煤泥产品,同时产出产率38.89%、灰分82.45%的粗矿尾矿,可直接丢弃。

(4) 该联合工艺兼具技术可行性与经济性,可依托选煤厂现有设施实施,在实现高岭石资源化回收的同时,有效提高煤泥的综合利用率,并为选煤厂煤泥的减量化与高值化利用提供了新的技术途径。后续研究可围绕旋流器模块化设计、药剂制度适配性优化及规模化工程应用等方面进一步展开。

参考文献(References):

[1] 闵凡飞,陈军,沈亮,等.高灰煤泥资源化利用途径及研究现状[J].选煤技术,2021(1):33-38.
MIN Fanfei, CHEN Jun, SHEN Liang, et al. High-ash coal slime resource utilization ways and current status of related research work[J]. Coal Preparation Technology,2021(1):33-38.

[2] 韩崇刚."双碳"目标下煤基固废高值化处理与综合利用研究[J].煤炭经济研究,2023,43(12):30-35.
HAN Chonggang. Study on high-value treatment and comprehensive utilization of coal-based solid waste under "dual carbon" target[J]. Coal Economic Research,2023,43(12):30-35.

[3] 李宝明.煤泥浮选难点问题研究现状及思考[J].选煤技术,2022,50(3):20-29.
LI Baoming. Status quo of the work on the challenging points in fine coal flotation and some viewpoints[J]. Coal Preparation Technology,2022,50(3):20-29.

[4] 冯雪茹,邓建,严伟平,等.我国高岭土开发现状及综合利用进展[J].矿产综合利用,2022(6):1-10.
FENG Xueru, DENG Jian, YAN Weiping, et al. Development status and comprehensive utilization of kaolin[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2022(6):1-10.

[5] 梁东阳.高岭土改性工艺及技术加工分析[J].广东化工,2020,47(15):91-92.
LIANG Dongyang. Modification technology and processing analysis of kaolin[J]. Guangdong Chemical Industry,2020,47(15):91-92.

[6] 张利珍,吕子虎,谭秀民,等.我国煤系共伴生矿物资源及开发利用现状[J].中国矿业,2012(11):59-61.

ZHANG Lizhen, LYU Zihu, TAN Xiumin, et al. Resources survey and exploitation situation of coal-derived minerals in China[J]. China Mining Magazine, 2012(11): 59-61.

[7] 范家航,姜悦纳,刘亦菲,等.我国典型高岭土的杂质赋存状态及提纯方法研究进展[J].金属矿山,2025(2):95-105.
FAN Jiahang, JIANG Yuena, LIU Yifei, et al. Research progress on impurity occurrence state and purification method of typical kaolin in China[J]. Metal Mine, 2025(2): 95-105.

[8] 马新涛,王凤其,万光显.浮选尾煤的特性分析与利用途径探讨[J].煤炭加工与综合利用,2022(10):47-52.
MA Xintao, WANG Fengqi, WAN Guangxian, et al. Characteristic analysis and application evaluation of coal flotation tailing [J]. Coal Processing & Comprehensive Utilization, 2022(10): 47-52.

[9] 陈漫,陈肖汀,黄腾,等.我国煤系高岭土应用现状研究与展望[J].矿产综合利用,2022(6):11-16.
CHEN Man, CHEN Xiaoting, HUANG Teng, et al. Application status of coal series kaolin in China [J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2022(6): 11-16.

[10] 孙春宝,董红娟,张金山,等.煤矸石资源化利用途径及进展[J].矿产综合利用,2016(6):1-7+12.
SUN Chunbao, DONG Hongjuan, ZHANG Jinshan, et al. Resource utilization ways of coal gangue and its development [J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2016(6): 1-7+12.

[11] 石焕,程宏志,刘万超.我国选煤技术现状及发展趋势[J].煤炭科学技术,2016,44(6):169-174.
SHI Huan, CHENG Hongzhi, LIU Wanchao, et al. Present status and development trend of China's coal preparation technology[J]. Coal Science and Technology, 2016, 44(6): 169-174.

[12] SALAHUDEEN N, NASIRU A, AHMED A S, et al. Chemical and physical comparative study of the effect of wet and dry beneficiation of kakara kaolin[J]. Nigeria Journal of Technology, 2015, 34(2): 297.

[13] 付博,刘欢,李雪薇,等.高岭石浮选分离研究进展[J].中国矿业,2024,33(增刊 2):384-389.
FU Bo, LIU Huan, LI Xuewei, et al. Research progress in the flotation separation of kaolinite [J]. China Mining Magazine, 2024, 33(Suppl.2): 384-389.

[14] 张鑫,张凌燕,王长拼,等.浮选提纯选煤尾矿中硬质高岭土的试验研究[J].选煤技术,2014(5):9-13+18.
ZHANG Xin, ZHANG Lingyan, WANG Changpin, et al. Experimental study on purifying hard-kaolin from coal tailings by flotation[J]. Coal Preparation Technology, 2014(5): 9-13+18.

[15] 孙小朋,何帅杰,轩云辉,等.分级—分选技术在高岭土提纯中的应用分析[J].矿冶,2018,27(4):10-15+21.
SUN Xiaopeng, HE Shuaijie, XUAN Yunhui, et al. Application of grading-sorting technique in kaolin purification[J]. Mining and Metallurgical, 2018, 27(4): 10-15+21.

[16] PENG Yaoli, NI Chao, MA Guangxi, et al. Removal of organic carbon in coal-series kaolin using gravity separation [J]. Taylor & Francis, 2017, 39(11): 1153-1158.

[17] FIGUEIRÊDO J M R, OLIVEIRA P L, SAN-TANA L N L, et al. Beneficiation of kaolins by hydrocycloning [J]. Materials Science Forum, 2016, 4101(869): 195-199.

[18] 林宝泰.Φ75 旋流器在超细高岭土选矿中的应用研究[J].中国非金属矿工业导刊,2021(6):57-59.
LIN Baotai. Application of Φ75 cyclone in the beneficiation of ultra-fine kaolin [J]. China Non-metallic Minerals Industry, 2021(6): 57-59.

[19] 杨宏丽,樊民强,李志红,等.一种从煤泥中富集黏土类矿物的系统及其运行方法:202411768999.4[P].2024-12-04.