



末煤浅槽分选下限多因素分析及试验研究

张立文^{1,2}, 李国丰¹, 周恩会¹, 朱广庆¹, 张博^{1,3}

(1. 中国矿业大学 化工学院, 江苏 徐州 221116; 2. 神华集团包头能源有限责任公司, 内蒙古 包头 014030;

3. 北京矿冶研究总院 矿物加工科学与技术国家重点实验室, 北京 102628)

摘要: 通过理论与试验相结合的方法研究粒径为13~6 mm的末煤浅槽分选中存在的分选效率低, 布水板堵塞的难题, 得到最佳操作参数。研究表明, 当悬浮液密度分别为1.4、1.5、1.6、1.7 g/cm³时, 对于粒径为13~6 mm的入料颗粒, 所需的最小上升水流速度为6.3~11.4 cm/s; 最佳水平流与上升流流速比值分别为2.0~2.5($\rho=1.4, 1.5$ g/cm³)和1.5~2.0($\rho=1.6, 1.7$ g/cm³); 给料位置距布水板高度 H_i 与液面高度 H_0 的比值为0.7, 距给料口长度 L_i 与分选室长度 L_0 的比值为0.1~0.3时, 灰分离析度最高; 在最优条件下, 分选精度分别为0.097、0.071、0.068、0.089 g/cm³, 精煤灰分分别为8.55%、8.87%、9.15%和9.54%。

关键词: 重介浅槽; 末煤分选; 上升水流

中图分类号: TD94 **文献标志码:** A

文章编号: 1008-5548(2018)05-0061-05

found. Research shows, when the suspension density is 1.4, 1.5, 1.6, 1.7 g/cm³ respectively, for the 13~6 mm feeding particles: the required minimum flow velocity of upward water is 0.63~1.14 cm/s. The optimal ratio between horizontal and vertical flowrate is 2.0~2.5 ($\rho=1.4$ or 1.5 g/cm³) and 1.5~2.0 ($\rho=1.6$ or 1.7 g/cm³); the optimum feeding position is vertical ratio equals 0.7 between height H_i above the water distributor and the suspension height H_0 , and the horizontal ratio belongs 0.1~0.3 of distance L_i from the feeding port and length L_0 of sorting chamber; Under the optimal conditions, the Ecart probable moyen is 0.097, 0.071, 0.068 and 0.089 g/cm³ and the ash content is 8.55%, 8.87%, 9.15% and 9.54%, respectively.

Keywords: heavy medium vessel; slack coal separation; rising water

Multiple factors analysis and experimental study on lower limit of slack coal separation by heavy medium vessel

ZHANG Liwen^{1,2}, LI Guofeng¹, ZHOU Enhui^{1,3},
ZHU Guangqing¹, ZHANG Bo¹

(1. School of Chemical and Technology, China University of Mining and Technology, Xuzhou 221116, China; 2. Shenhua Group Baotou Energy Co., Ltd, Baotou 014030, China;

3. State Key Laboratory of Mineral Processing Science and Technology, Beijing General Research Institute of Mining and Metallurgy, Beijing 102628)

Abstract: The problem of low separation efficiency and blocked water distributor was studied by the combining method of theory and experiment, and optimum operating parameters were

收稿日期: 2018-01-27, 修回日期: 2018-05-04。

基金项目: 矿物加工科学与技术国家重点实验室开放研究基金项目, 编号: BGRIMM-KJSKL-2016-08; 江苏省基础研究计划青年科学基金项目, 编号: BK20160263; 国家自然科学基金一辽宁联合基金重点项目, 编号: U1508210

第一作者简介: 张立文(1965—), 男, 硕士, 高级工程师, 研究方向为煤炭加工及矿山机电自动化。E-mail: lw.zhang003@163.com。

通信作者简介: 张博(1989—), 男, 博士, 讲师, 研究方向为矿物流态化分选。E-mail: zhangbocumt@126.com。

重介浅槽分选技术因其具有分选粒级宽, 对不同煤质适应性强以及分选效率高和次生煤泥少等优点而得到广泛应用^[1-3], 目前重介浅槽分选设备在神东、大同、潞安等各大矿企选煤厂均有应用^[4-6]。现有浅槽分选技术一般不入选粒级小于13 mm的末煤, 这是因为现有浅槽分选技术处理末煤时往往面临效率不高, 降灰效果不明显, 以及管路易堵塞的问题^[7], 内在原因是随着入料下限减小, 细颗粒含量增加, 这些细颗粒通常需要较长的分离时间以及稳定的悬浮液体系。此外, 细颗粒还会进入分选机底部, 堵塞管路, 致使末煤难以实现按密度分离^[8]。然而末煤入选对于浅槽而言, 不仅可以拓宽分选粒级, 还可以最大程度回收精煤, 减轻末煤处理负担, 降低介耗, 简化工艺流程, 对于减少项目投资, 提高企业经济效益具有重要的影响^[9-11]。尤其近年来煤炭市场疲软, 产品价格下跌, 所以减小浅槽入料下限, 提高产品质量, 节约生产成本也就成为重介浅槽的应用商家提高经济效益最重要的途径之一^[12]。

不连沟选煤厂^[13]通过探索将浅槽入料粒度上限由13 mm减小到10 mm, 李家壕选煤厂^[14]进行了将粒度下限由6 mm减小至3 mm的工业试验, 红庆梁选煤厂^[15]也将入料粒度下限调整到6 mm。虽然目前已有不少的选煤厂将入料粒度下限调整至6 mm或更小, 但对大部分选煤厂而言入料粒度下限依然停留在13 mm或

25 mm^[16-17],这是因为减小重介浅槽入料粒度下限所带来的问题至今没有较为有效的解决方法。在本研究中,针对减小浅槽入料粒度下限的可行性以及操作参数最优范围进行了理论分析与试验研究,为实际工业生产提供理论参考。

1 试验

分选试验所用浅槽重介质分选系统如图 1 所示,其中布水板开孔率为 13%,孔径为 8 mm。试验所采用的磁铁矿粉真密度为 4.5 g/cm³, 粒径小于 0.074 mm 的颗粒占 80%以上, 小于 0.045 mm 的颗粒占 90%以上;入料末原煤粒径为 13~6 mm,其灰分(质量分数,下同)为 16.84%。



图 1 浅槽重介质分选系统

Fig. 1 Heavy medium separation system of shallow vessel

上升水流在浅槽中主要起到稳定介质、维持分选室密度的作用。流速选择依据主要有以下 3 点:1)流速可以维持悬浮液系统的稳定;2)不能阻碍入料颗粒的沉降,即上升水流不能增加错配物含量;3)流速应为满足上述条件下的最小值,以减小系统能耗。

颗粒在静止悬浮液中的自由沉降末速度^[10]为

$$v_0 = \sqrt{\frac{4d(\sigma - \rho)g}{6\mu\rho}}, \quad (1)$$

式中, v_0 为沉降末速,m/s; ψ 为阻力系数; ρ 为悬浮液的密度,g/cm³; σ 为入料固体颗粒密度,g/cm³; d 为入料颗粒粒径,mm; g 为重力加速度,计算时取 9.8 cm/s²。

而表征流体物理性质的雷诺数为

$$Re = \rho v d / \mu, \quad (2)$$

式中: v 为流体速度, m/s; μ 为动力黏度,Pa·s。

由于阻力系数 ψ 是雷诺数 Re 的函数,同时, Re 又是自由沉降末速的函数,因此,根据阻力系数 ψ 与 Re 的关系,将阻力区划分为以下 3 种^[11]。

斯托克斯公式($Re \in [0, 0.5]$):

$$v_0 = \frac{d^2(\sigma - \rho)g}{18\mu}; \quad (3)$$

阿连公式($Re \in [30, 300]$):

$$v_0 = d \left(\frac{4(\sigma - \rho)^2 g^2}{225 \rho \mu} \right)^{\frac{1}{3}}; \quad (4)$$

牛顿-雷廷智公式($Re \in [3000, 1 \times 10^5]$):

$$v_0 = \sqrt{\frac{3d(\sigma - \rho)g}{\rho}}. \quad (5)$$

根据沉降公式计算磁铁粉与矽石颗粒的沉降速度,其中矽石颗粒与磁铁粉颗粒的密度分别取 2.2、4.5 g/cm³,粒径分别取 6、0.045 mm。

颗粒沉降速度与雷诺数的关系表如表 1 所示。对于粒径为 6 mm 矽石颗粒($\rho=2.2$ g/cm³)而言,假设其处于斯托克斯区域,那么其沉降末速所对应的雷诺数为 1.4×10^5 远大于 0.5。显然,其沉降末速不属于斯托克斯区域,依此进行计算,逐一排除后可以看出过渡区末端计算所得到的沉降末速在理论范围内,即粒径为 6 mm 矽石颗粒对应的沉降末速为 0.06 m/s;同理可以看出,斯托克斯公式($Re \leq 0.5$)适用于磁铁矿粉颗粒的沉降,自由沉降末速为 0.003 9 m/s。因为 6 mm 矽石颗粒($\rho=2.2$ g/cm³)的自由沉降末速为 0.06 m/s,所以为了防止细颗粒矽石透过布水板堵塞管路,综合考虑磁铁矿粉与矽石颗粒沉降末速,上升水流速度应大于 0.06 m/s。

表 1 颗粒沉降速度与雷诺数的关系表

Tab. 1 Relation between terminal velocity and reynolds numbers on particles

颗粒	斯托克斯公式		过渡区起始段		过渡区中段		过渡区末端		牛顿-雷廷智公式	
	$v_0 / (\text{m} \cdot \text{s}^{-1})$	$Re \in [0, 0.5]$	$v_0 / (\text{m} \cdot \text{s}^{-1})$	$Re \in (0.5, 30)$	$v_0 / (\text{m} \cdot \text{s}^{-1})$	$Re \in [30, 300]$	$v_0 / (\text{m} \cdot \text{s}^{-1})$	$Re \in (300, 3000)$	$v_0 / (\text{m} \cdot \text{s}^{-1})$	$Re \in [3000, 10^5]$
矽石	23.54	1.4×10^5	1.28	7660.81	0.17	1048.84	0.06	378.55	0.05	275.94
磁铁粉	0.0039	0.1738	0.0008	0.0347	0.0000	0.0000	0.0044	0.1972	0.0068	0.3061

2 结果与分析

2.1 水平流与上升流速度比值对分选效果的影响

水平流和上升流对于颗粒分选时间和悬浮液稳

定以及静态悬浮液密度都有影响,在试验中以水平流和上升流速度比值作为操作参数研究其对分选效果的影响,将该比值记为 R 。

不同悬浮液密度与上升水流速度的对应关系如

表 2 所示。

表 2 不同悬浮液密度与上升水流速度的对应关系
Tab. 2 Corresponding relationship between the different suspension densities and velocities of the rising water

悬浮液密度 $\rho/(\text{g}\cdot\text{cm}^3)$	上升水流速度 $v/(\text{m}\cdot\text{s}^{-1})$
1.4	6.3
1.5	7.8
1.6	9.2
1.7	11.4

以分选产品灰分离析度 S_A 来评价分选效果, S_A 越大表明分选效果越好,其计算公式^[12]如下:

$$S_A = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^n (A_i - \bar{A})^2}{n}}, \quad (6)$$

式中, n 表示产品数; A_i 表示第 i 个产品灰分, %; $\bar{A}$ 表示产品平均灰分, %。

图 2 是不同悬浮液密度下水平流与上升流速度比值对灰分离析度的影响。在图 2 中, S_A 越大表明浮物和沉物的灰分差距越大, 产品错配率越小; 反之, S_A 越小表明产品灰分差距越小, 产品错配率较大, 分选效果较差。

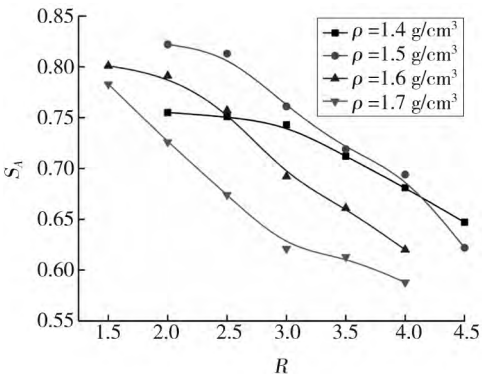


图 2 不同悬浮液密度下水平流与上升流速度比值对灰分离析度的影响

Fig. 2 Ash segregation of the ratios between different horizontal flow and rising water velocities under different suspension densities

由图 2 可知,随着速度比值 R 的增加,产品的灰分离析度逐渐减小。其中,对于密度为 1.4、1.5 g/cm^3 的悬浮液,当 R 的值介于 2.0~2.5 之间时,产品灰分离析度下降平缓,说明 R 在该范围内分选效果比较好; R 超过 2.5 以后, S_A 下降趋势加剧,分选效果急剧变差。对于密度为 1.6 g/cm^3 的悬浮液, S_A 随 R 的增大也呈下降趋势,不同的是,对于 1.6 g/cm^3 的悬浮液, R 最

佳的取值范围为 1.5~2.0; 对于密度为 1.7 g/cm^3 的悬浮液,整个区间的离析度 S_A 都呈现快速下降趋势,说明 R 为 1.5~4.0 时并不利于分选,这是因为水流量太大,颗粒分选时间不充分。

综上可知,对于静态密度为 1.4、1.5、1.6、1.7 g/cm^3 的悬浮液,最佳的水平流与上升流速度比值分别为 2.0~2.5、2.0~2.5、1.5~2.0 和 1.5。

2.2 给料位置对分选效果的影响

图 3 为不同悬浮液密度下给料位置对离析度的影响。其中, H_i 表示给料位置距离布水板的垂直距离, mm; H_0 表示液面高度, mm; L_i 表示给料位置距离给料口的水平距离, mm; L_0 则为分选室的长度, mm。

由图 3 可以看出,随着给料位置靠近排料端,入料颗粒的灰分离析度呈减小趋势。在图 3a 中, ρ 为 1.4 g/cm^3 , L_i/L_0 为 0.1~0.3 时,离析度在 0.74 左右。而当 L_i/L_0 大于 0.3 时,分选离析度逐渐减小,表明当入料在距给料端 0.1~0.3 范围内,入料在浅槽系统中可以有效分选。而在不同悬浮液密度条件下,灰分离析度均随着 L_i/L_0 的增加不断减小,只是在图 3d 中减小的趋势变缓,表明悬浮液密度较大时,给料位置对于灰分离析度的影响不再明显。总体而言,在 L_i/L_0 为 0.1~0.3 时,灰分离析度 S_A 较大,分选效果较好;而在不同悬浮液密度条件下,当 H_i/H_0 等于 0.7 时,灰分离析度偏大,分选效果较好。

图 4 为不同悬浮液密度下给料位置对排料时间的影响。排料时间表示排料口有明显物料排出与物料基本排完的时间差。

由图 4 可知,在不同给料位置条件下,浮物产品到达溢流口的排料时间明显不同。随着给料位置靠近排料口,排料时间减少。当 L_i/L_0 为 0.1~0.3 时,大部分浮物产品排料时间在 4~4.5 s 左右,相对其它入料位置所需时间较大。表明入料颗粒靠近给料端时,颗粒在上升水流的作用下分散,且在到达溢流口之前具有足够的时间充分分选。分析图 4 可知,离析度越大,浮物产品到达溢流口的时间差越大,颗粒在浅槽系统中的松散度越大;而当入料颗粒的给料位置继续向排料口靠近时,排料时间呈缩短趋势,且 S_A 值均较小,表明入料位置距给料端较远时,颗粒在浅槽系统中受上升水流作用的时间较短,颗粒在到达溢流口时尚未完全松散,此时分选效果较差。

当入料位置处于浅槽液面顶部时,物料受水平流输送作用影响,尚未有效松散与分离便到达溢流口,排料时间较短, S_A 值较小,分选效果较差。当入料位置处于浅槽中下部时,重产物在系统中下沉的空间小,下沉时间缩短,且轻产物到达溢流口时间延长,分选效果较好。

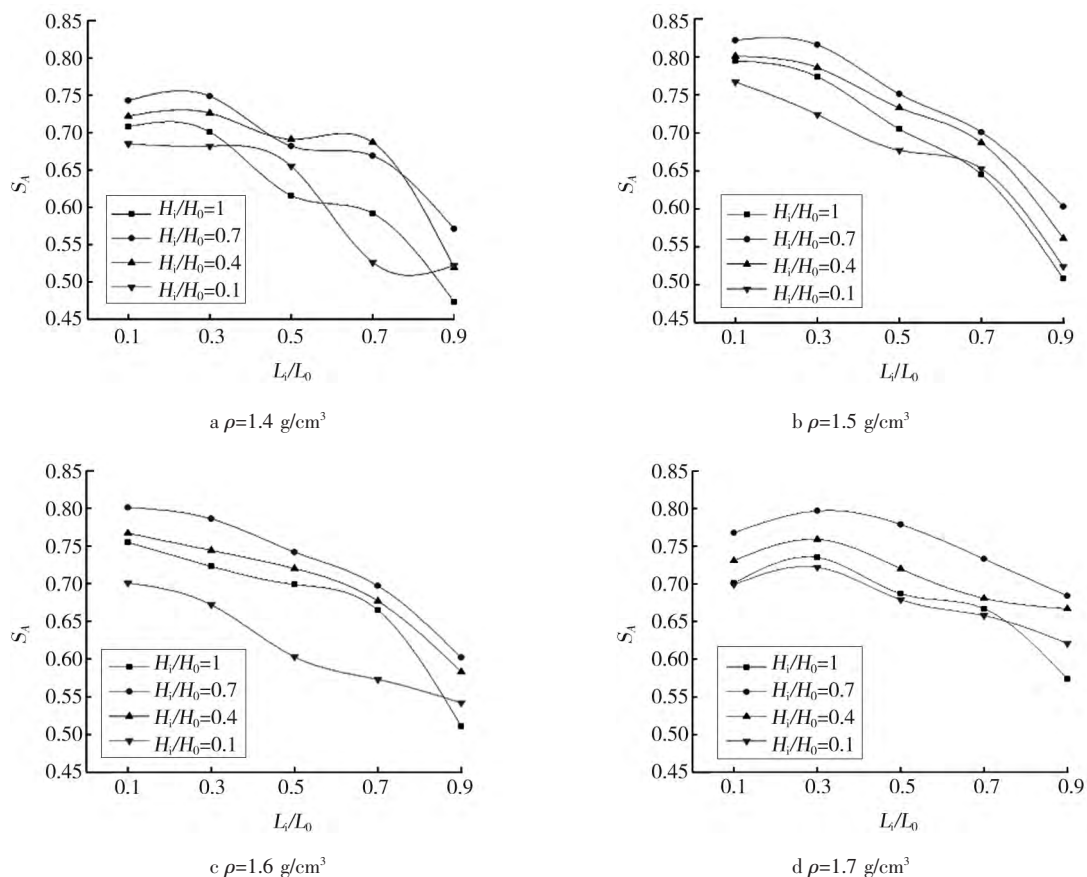


图 3 不同悬浮液密度下给料位置对离析度的影响

Fig. 3 Influence of different feed positions on segregation under different suspension densities

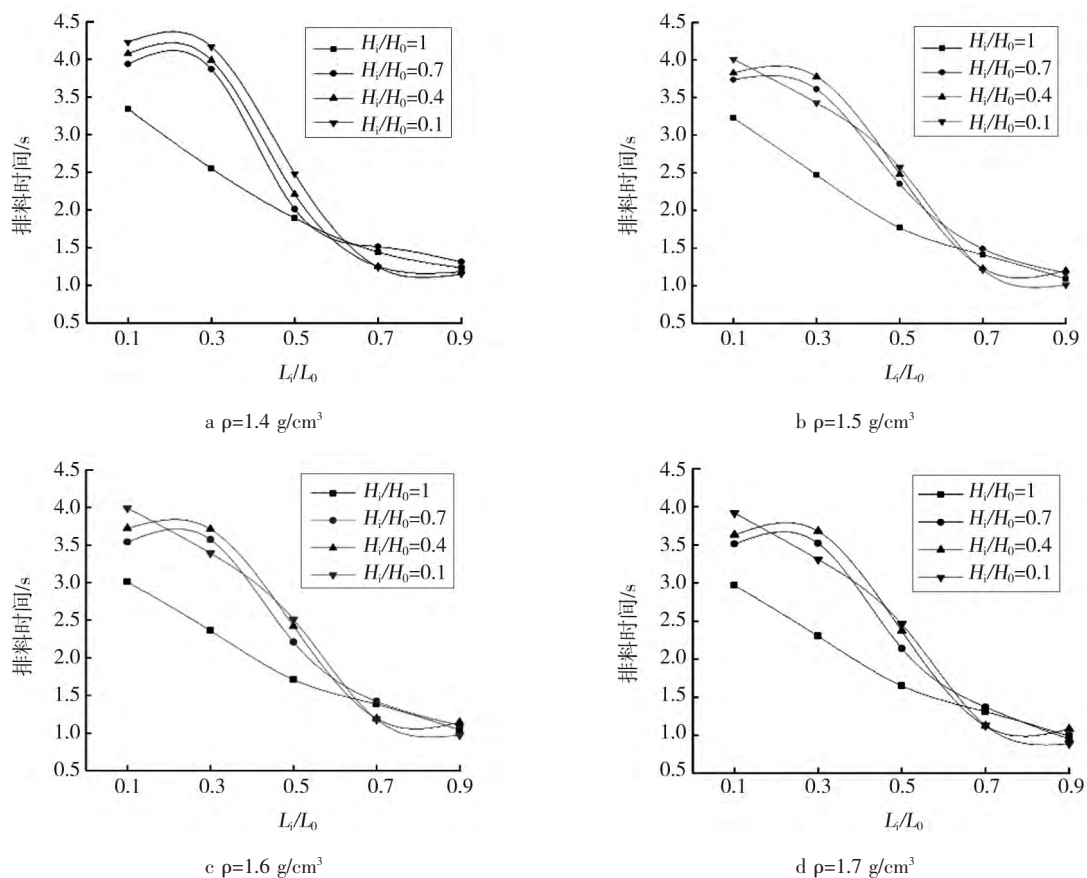


图 4 不同悬浮液密度下给料位置对排料时间的影响

Fig. 4 Influence of different feeding position on discharge time under different suspension densities

综上所述,当 H/H_0 为0.7, L/L_0 为0.1~0.3时,对于静态密度为1.4、1.5、1.6、1.7 g/cm³的悬浮液而言排料时间较长, S_d 值较大,分选效果较好。

2.3 分选实验

基于对影响浅槽重介质分选机分选效果的操作因素的探索研究,对现场生产过程中难以有效分选的粒径为13~6 mm末原煤进行了分选实验,对分选产物进行了浮沉化验分析,得到不同分选密度 δ_p 下的重产物分配率曲线如图5所示。

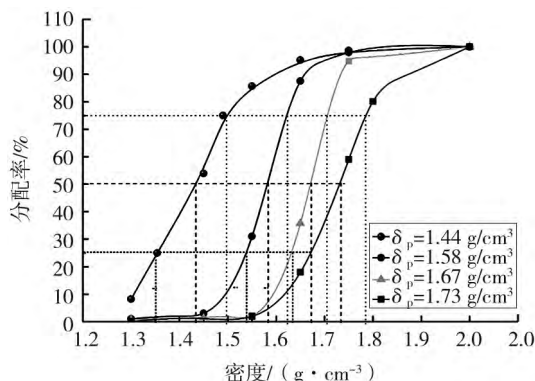


图5 不同分选密度下的重产物分配率曲线

Fig. 5 Distribution rate curves of heavy products under different separation densities

由图5可知,对于粒径为13~6 mm煤炭颗粒,分选密度分别为1.44、1.58、1.67、1.73 g/cm³时,所对应的分选精度分别为0.097、0.071、0.068、0.089 g/cm³。

分选结果表明,在分选密度介于1.44~1.73 g/cm³的4种分选条件下,精煤产品灰分分别为8.55%、8.87%、9.15%和9.54%,可燃体回收率分别达到了80.49%、96.93%、97.76%和98.58%。

3 结论

通过分析计算粒径6 mm矽石颗粒和磁铁粉颗粒最小沉降末速,得到最小上升水流速度,结合试验研究得到了不同密度悬浮液下上升水流与水平流流速比值和最佳给料位置以及最优条件下的分选结果,具体结论如下:

1) 基于煤炭颗粒与磁铁粉颗粒沉降差异性,确定了静态密度为1.4~1.7 g/cm³悬浮液的上升水流速度操作范围为6.3~11.4 cm/s。

2) 通过对影响浅槽分选效果的主要操作因素水平流与上升流速度比值、给料位置和分选时间的试验研究与分析,确定了 H/H_0 为0.7、 L/L_0 为0.1~0.3时为最佳给料位置,最佳水平流与上升流流速比值分别为2.0~2.5(ρ 为1.4~1.5 g/cm³时)、1.5~2.0(ρ 为1.6、1.7 g/cm³时)。

3) 在最优条件下,粒径为13~6 mm煤炭分选密度介于1.44~1.73 g/cm³时,可燃体回收率最高可达98.58%,可能偏差 E 值可达到0.068 g/cm³。精煤产品灰分分别为8.55%、8.87%、9.15%和9.54%,可燃体回收率分别达到了80.49%、96.93%、97.76%和98.58%。

参考文献(References):

- [1] 崔竞文,肖晓明,赵岩. 重介浅槽分选机概述及在选煤中的应用[J]. 工程技术(文摘版), 2015(12):142-142.
- [2] 文茂. 重介浅槽分选技术在洗煤厂中的应用[J]. 能源与节能, 2018(1):184-185.
- [3] 黄振源. 浅槽重介分选工艺在选煤厂的运用[J]. 煤炭科技, 2017(2): 117-118.
- [4] 周昭军. 滚子链在浅槽分选机中的应用分析[J]. 煤炭加工与综合利用, 2017(7):40-43.
- [5] 黄亚飞. 降低浅槽重介分选机入料粒度下限的探讨[J]. 选煤技术, 2017(2):56-58.
- [6] 郑均恒. 煤泥减量化综合分析[J]. 煤炭加工与综合利用, 2015(11): 1-3.
- [7] 董卫红. 重介浅槽分选机在凉水井煤矿选煤厂的应用[J]. 煤炭与化工, 2017, 40(6):86-88.
- [8] 贺民强,程国锋,刘家宝. 重介浅槽分选机的原理及应用分析[J]. 能源与节能, 2014(6):133-135.
- [9] 李晓军. 济三选煤厂浅槽选矽作业入料粒度下限的探讨[J]. 煤炭加工与综合利用, 2014(7):40-42.
- [10] 白光超,毕思锋,温朋朋. 大型煤矿井下重介浅槽煤矽分离系统设计[J]. 煤炭工程, 2016, 48(5):24-26.
- [11] 谢广元. 选矿学[M]. 徐州:中国矿业大学出版社, 2016:110.
- [12] 周恩会,赵跃民,段晨龙,等. 变径分选床中等沉颗粒的运动特性与分离机制研究[J]. 环境污染与防治, 2013, 35(10):29-32.
- [13] 魏占强. 不连沟选煤厂降低浅槽重介质分选机分选下限的可行性分析[J]. 选煤技术, 2017(1):70-72.
- [14] 班海俊. 李家壕选煤厂降低重介浅槽入洗下限的工业试验研究[J]. 煤炭加工与综合利用, 2017(5):25-32.
- [15] 荆萍. 红庆梁选煤厂降低块煤入选下限的研究[J]. 洁净煤技术, 2013, 19(6):21-24.
- [16] 谭明兵,贺靖峰,邵换男,等. 次生布风条件下气固重介质流化床褐煤分选提质研究[J]. 中国矿业大学学报, 2017, 46(2):404-409.
- [17] 周俊,孙培林. 张家岭选煤厂准备车间改造分析[J]. 洁净煤技术, 2015, 21(5):38-41.