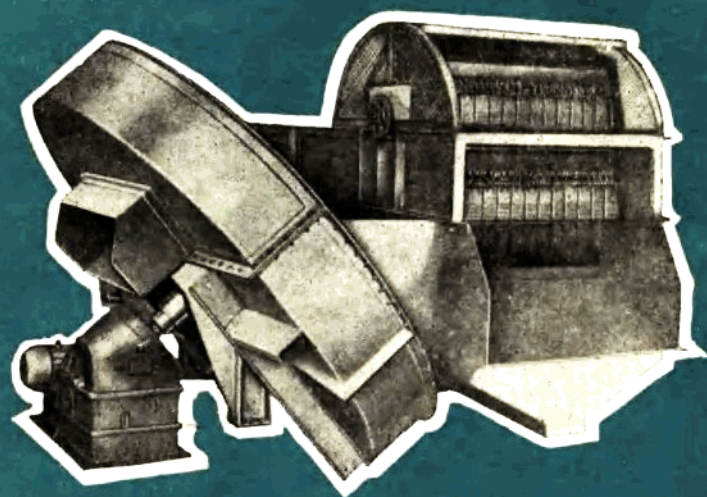


重介质选煤的理论与实践

王祖瑞 石德明 王振国 关守仁 编著



煤炭工业出版社

重介质选煤的理论与实践

王祖瑞 石德明 王振国 关守仁 编著

671.1/28

煤炭工业出版社



B 605491

常用许用单位和非许用单位换算表

符号	意 义	单 位			单 位 换 算
		法定计量 单 位	CGS制	工 程 制 ($\text{m} \cdot \text{kgf} \cdot \text{s}$)	
ρ	流体密度				$1\text{g}/\text{cm}^3 = 10^3\text{kg}/\text{m}^3$
δ	矿粒、加重质密度	kg/m^3 (公斤/米 ³)	g/cm^3 (克/厘米 ³)	$\text{kgf} \cdot \text{s}^2/\text{m}^4$ (公斤力·秒 ² /米 ⁴)	$1\text{kg}/\text{m}^3 = 10^{-3}\text{g}/\text{cm}^3$
δ_p	分选密度				$1\text{kg}/\text{m}^3 = 0.102\text{kgf} \cdot \text{s}^2/\text{m}^4$
F	力或重量	N (牛顿)	dyn (达因)	kgf (公斤力)	$1\text{dyn} = 10^{-5}\text{N}$ $1\text{kgf} = 9.807\text{N}$ $1\text{N} = 10^5\text{dyn}$ $1\text{N} = 0.102\text{kgf}$
P	压力(压强)	Pa (帕)	dyn/cm^2 (达因/厘米 ²) bar (巴)	kgf/m^2 (公斤力/米 ²) kgf/cm^2 (工程大气压)	$1\text{dyn}/\text{cm}^2 = 10^{-1}\text{Pa}$ $1\text{kgf}/\text{cm}^2 = 9.807 \times 10^4\text{Pa}$ $1\text{Pa} = 10^{-5}\text{bar}$ $1\text{bar} = 10^5\text{Pa} = 1.02\text{kgf}/\text{cm}^2$
τ	切应力	Pa (帕)	dyn/cm^2 (达因/厘米 ²)	kgf/m^2 (公斤力/米 ²)	$1\text{kgf}/\text{m}^2 = 9.807\text{Pa}$
$\mu(\eta)$	动力粘度	$\text{Pa} \cdot \text{s}$ (帕·秒)	P (泊)	$\text{kgf} \cdot \text{s}/\text{m}^2$ (公斤力·秒/米 ²)	$1\text{P} = 10^{-1}\text{Pa} \cdot \text{s}$ $1\text{kgf} \cdot \text{s}/\text{m}^2 = 9.807\text{Pa} \cdot \text{s}$ $1\text{P} = 100\text{cP}$ (厘泊) $1\text{cP} = 10^{-3}\text{Pa} \cdot \text{s} = \text{mPa} \cdot \text{s}$ (毫帕·秒)
γ	运动粘度	m^2/s (米 ² /秒)	St (斯托克)	m^2/s (米 ² /秒)	$1\text{St} = 10^{-4}\text{m}^2/\text{s}$
S	面 积	m^2	cm^2	m^2	$1\text{cm}^2 = 10^{-4}\text{m}^2$
V	体 积	m^3	cm^3	m^3	$1\text{cm}^3 = 10^{-6}\text{m}^3$
m	质 量	kg	g	$\text{m}^{-1}\text{kgf} \cdot \text{s}$	$1\text{g} = 10^{-3}\text{kg}$
Q	体积流量	m^3/s	cm^3/s	m^3/s	$1\text{cm}^3/\text{s} = 10^{-6}\text{m}^3/\text{s}$
C	质量浓度	kg/m^3	g/l		$1\text{kg}/\text{m}^3 = 1\text{g}/\text{l}$
v	速 度	m/s	cm/s		$1\text{cm}/\text{s} = 10^{-2}\text{m}/\text{s}$
n	转 速	r/s (转/秒)			$1\text{r}/\text{min} = \frac{1}{60}\text{r}/\text{s}$
ω	角速度	rad/s (弧度/秒)			$1\text{r}/\text{min} = 0.105\text{rad}/\text{s}$
a	加速度	m/s^2	cm/s^2		$1\text{cm}/\text{s}^2 = 10^{-2}\text{m}/\text{s}^2$

第二节	磁选设备	216
第三节	介质泵	229
第四节	悬浮液的配制和运输设备	248
第五节	重介质选煤设备的耐磨材料	257
第八章	重介质选煤的分选效率	265
第一节	分选效率的评定方法	265
第二节	影响重介质分选机分选效果的因素	282
第三节	影响重介质旋流器分选效果的因素	288
第九章	重介质选煤的自动控制	299
第一节	悬浮液密度的自动检测和调节装置	299
第二节	料位和液位的自动检测和调节装置	342
第三节	悬浮液含泥量和粘度的自动检测以及调节装置	349
第四节	重介质选煤厂的自动控制系统实例	354
第十章	我国重介质选煤厂的生产实践	378
第一节	炼焦煤重介质选煤厂	378
第二节	动力煤重介质选煤厂	413
第三节	水介质旋流器选煤	423
第四节	用重介质旋流器从矸石中选煤	430
第十一章	国外重介质选煤厂实例	434
第一节	美国重介质选煤厂实例	434
第二节	英国重介质选煤厂实例	441
第三节	澳大利亚重介质选煤厂实例	445
第四节	南非和比利时用重介质旋流器选下限到零的选煤厂	448
第五节	苏联重介质选煤厂实例	452
第六节	印度重介质选煤厂实例	458
参考文献		464

第一章 概 述

第一节 重介质选煤发展简史

重介质选煤是一种高效率的重力选煤方法，其特点是用密度介于净煤与矸石之间的液体作为分选介质。由于所用的分选介质不同，重介质选煤法可分为两大类：重液选煤和悬浮液选煤。

重液选煤已有很长的历史。早在1858年，德国的亨利·贝斯麦就提出利用氯化铁、氯化锰、氯化钡、氯化钙等溶液选煤，并在德国建成了第一座用氯化钙溶液选煤的车间。但是，由于溶液的损失很大，而且回收困难，所以很快就不用了。

1928年，英国的李辛格又提出了用氯化钙溶液作介质进行工业性选煤的方法。但是，氯化钙溶液的密度在达到 1350kg/m^3 后，其粘度显著增加。为了达到 1450kg/m^3 的分选密度，不得不采用较大的上冲液流。为了进一步提高分选密度（高于 1450kg/m^3 ）还曾做过一些尝试，但没有获得成功。重液选煤方法的另一些缺点是介质回收费用很高，氯化钙溶液对设备的腐蚀很严重。1928至1934年间，在英国按李辛格的方法建了三个选低灰精煤的选煤厂。但后来，这些选煤厂都因存在上述缺点而关闭。

1934年，比利时的别尔特兰对李辛格的方法提出了一些改进，但同样没有取得什么进展。

在寻找介质方面，也曾作过用高密度有机溶液进行工业性选煤的尝试。如1938年，美国鸿蓬公司在宾夕法尼亚的申南坨建设了乌艾斯顿选煤厂。分选机是密闭的，有机溶液（含氯碳氢化合物）的表面覆以清水层，以防止有机溶液蒸发。精煤浮于溶液和水层之间，矸石沉于分选槽底部，两种产品均用刮板输送机排出，用水冲洗。然后将洗水加热蒸发，以回收有机溶液。这种选煤方法的分选效率是很高的，但是，因高密度有机溶液价格昂贵，且有毒而没有得到推广。

首先提出用悬浮液作为分选介质进行选煤的人是强斯。他用水砂悬浮液在圆锥形分选机中进行选煤，并于1917年取得了美国专利。1921年建造了第一台工业用强斯分选机用来分选无烟煤。1925年开始用于分选烟煤。后来这种方法在英、美、印度等国曾得到了一定的应用。由于所用沙粒较粗（ $0.2\sim 0.3\text{mm}$ ），在选煤过程中必须使用较强的上冲液流，而且煤和矸石的粒度及形状对分选结果有很大的影响。

1922年第一次用磁铁矿悬浮液进行了洗选无烟煤试验（康可林选煤法）。

1926年，苏联的斯列普措夫提出了用粘土悬浮液选煤方法。这种悬浮液的稳定性很好，但粘度很大，净化回收十分困难，因此，没有得到实际应用。

1933年，德国的巴沃伊斯提出了用粘土—重晶石悬浮液选煤。1938年，特朗普提出和设计用不稳定磁铁矿悬浮液选煤的设备和工艺，以后重介质选煤技术有了进一步的发展。

悬浮液选煤法的蓬勃发展，是在总结极稳定和极不稳定这两种悬浮液使用经验的基础上，改用以磁铁矿为加重质的半稳定悬浮液以后出现的。因为这种悬浮液的粘度很小，借

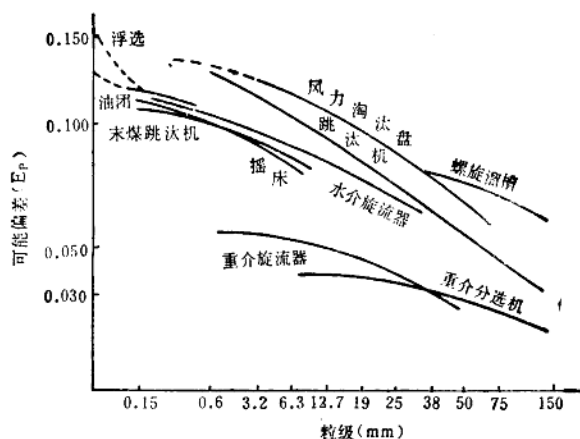
图 1-1 各种选煤设备的可能偏差 E_p 值

表 1-4 我国各种重力选煤设备的分选效果

设 备	人料粒度 (mm)	分 选 效 果			资 料 来 源
		可能偏差 E_p	不完善度 I	数量效率 η (%)	
重介质分选机	300~13(8)	0.033		94.66	田庄、彩屯、铁厂、湾沟、大武口、吕家坨选煤厂平均值 ^①
重介质旋流器	13(50)~0.5	0.057		92.41	彩屯、田庄、马家沟选煤厂的平均值 ^①
水介质旋流器	13~0.5	0.120		75~80	观音堂和龙凤选煤厂平均值
跳 汰 机	50~0	0.110	0.230	84.73	邢台、湾沟、峰峰二矿等 8 座选煤厂平均值
摇 床	13~0	0.180	0.30	82.57	南桐选煤厂
离心摇床	0.5~0		0.19~0.35	85	南桐选煤厂
斜槽分选机	200~20 50~0		0.18~0.20	80~85	工业性试验结果
溜 洗 槽	50~0.5	0.10~0.30			铁厂选煤厂原槽选资料

① 详见本书第十章的表 10-1。

率的条件下，选出低灰精煤。图 1-3 是美国采用鲍姆跳汰机、巴达克跳汰机和重介质旋流器选煤时，分选密度、 $\pm 100\text{kg/m}^3$ 物料含量与数量效率的关系。从图中可看出，用跳汰机选煤时，随着原料煤中 $\pm 100\text{kg/m}^3$ 物料含量增加，数量效率急剧下降，而用重介质旋流器选煤时，随着 $\pm 100\text{kg/m}^3$ 物料含量增高，数量效率降低不多。

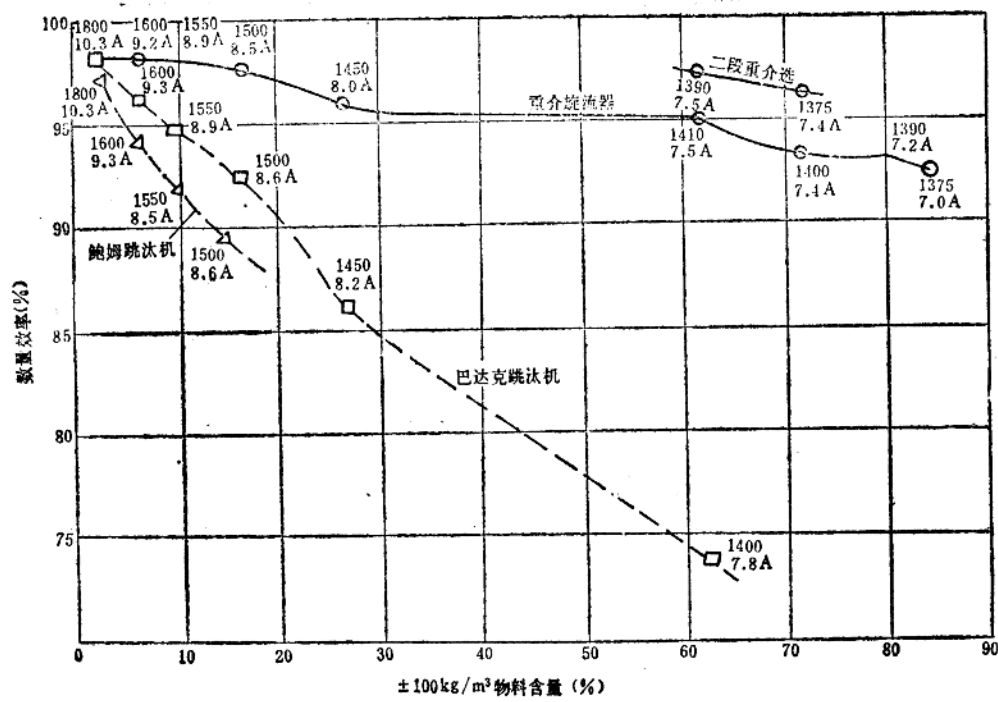


图 1-3 分选密度、 $\pm 100 \text{ kg/m}^3$ 物料含量与数量效率的关系
A—灰分；密度单位为 kg/m^3

7. 生产过程易于实现自动化

目前，跳汰机一般只能实现自动排矸和风阀自动控制，还不能根据原煤特性的波动来自动调节风量、水量和分选密度等工艺参数。重介质选煤的悬浮液密度、液位、粘度、磁性物含量等工艺参数已能自动控制。在英国、美国、澳大利亚已出现用电子计算机进行自动控制的重介质选煤厂。

重介质选煤的缺点是生产工艺中增加了加重质净化回收系统，设备磨损较严重，需要经常维修。现在虽已研制出不少耐磨材料，提高了设备使用寿命，但与其它选煤方法比较，设备磨损和维修工作量大仍是它的主要缺点。

二、重介质选煤的应用范围

1. 用重介质分选机排矸

用重介法代替人工拣矸，不仅分选效果好，劳动生产率高，而且能解放笨重的体力劳动，保证产品质量，增加经济效益。近年来，随着采煤机械化水平的不断提高，小层夹矸往往被一起采出，致使原煤含矸量增加。如有些综采工作面块原煤的含矸量高达40~60%。根据苏联的经验，对于10(13)mm以上的烟煤和无烟煤，如果含矸量超过30~35%，一般都采用重介选而不采用跳汰选。因此，建立在原煤含矸量高的矿井或露天矿附近的机械排

3.60%。为了使黄铁矿解离,将原煤破碎到小于38mm,38~9.5mm块煤用两段重介质分选机分选,分选密度分别为1300和1450kg/m³,精煤灰分为2.09%,硫分为0.69%;9.5~0.5mm末煤用重介质旋流器分选,分选密度为1300kg/m³,精煤灰分为1.82%,硫分为0.71%。由此可见,采用重介质选煤时,以低密度分选,可获得较好的降灰和脱硫效果。

5. 重介质旋流器的应用范围如下:

1) 分选难选和极难选的末煤(包括烟煤和无烟煤)。

2) 再选跳汰机的中煤或精煤。用跳汰机粗选可以降低基建投资和生产费用,用重介质旋流器再选可降低精煤灰分和提高分选效率。

3) 建立重介质旋流器—水介质旋流器联合流程。用水介质旋流器粗选,其底流用重介质旋流器再选,可以减少重介选的处理量和加重质耗量,又可弥补水介质旋流器分选精度不高的缺点。

4) 原煤全部破碎到-32(50)mm以下,用重介质旋流器和浮选处理,其优点是:原煤破碎可使黄铁矿解离,便于脱硫;取消块煤系统可简化流程,节约基建投资和生产成本。这种流程适合于原煤中+32(50)mm含量少的选煤厂。

5) 用低密度分选可获得超低灰精煤。例如法国弗莱明选煤厂已建立了用4台DWP圆筒型重介质旋流器生产超低灰精煤的系统。每台旋流器的处理能力为8t/h,总处理能力为32t/h。入选原料煤是经过跳汰机粗选的精煤,其粒度为2~8mm,灰分为5.35%,分选密度为1265kg/m³。精煤灰分为1.85%,产率为37%;尾煤灰分为7.6%,产率为63%,分选效率为99.8%,可能偏差 E_p 值为0.04,不完善度 I 值为0.15。

6) 近年荷兰、美国和南非试验成功用重介质旋流器分选不脱泥原煤,分选深度可达0.15mm,进一步扩大了重介质选煤法的应用范围。

总之,重介质选煤法的应用范围很广,但在具体情况下需要根据原煤特性、用户对产品的质量要求和经济合理性来确定合适的工艺流程,诸如块、末煤全重介选,块煤重介、末煤跳汰选,块煤跳汰、末煤重介选,跳汰粗选、重介质旋流器再选精煤或中煤,全部重介质旋流器选等工艺流程。

第四节 重介质选煤的经济效益

从技术经济学的观点来看,选煤方法是选煤厂经济效益好坏的先决条件和基础。所谓选煤经济效益,就是煤炭经过洗选所创造的使用价值与选煤生产过程中劳动消耗(物化劳动和活劳动)之间的比。显然,提高选煤的经济效益,就是用尽可能少的劳动消耗获得尽可能多的合格产品(包括精煤和副产品),并尽量减少煤炭在矸石中的损失。不同选煤方法的劳动消耗和分选效果存在着差别。这就是不同的选煤方法有不同的经济效益的根本原因。

重介质选煤的分选效率高,适于难选煤的分选和在生产低灰精煤的条件下使用,但基建投资和生产费用略高于跳汰选煤法。诚然,各种选煤方法的经济效益是由多种因素决定的,除了选煤方法本身的优缺点外,还与各个国家的原煤特性、选煤设备的质量和价格、煤炭价格政策和选煤厂的经营管理水平有密切关系。我们在这里结合我国选煤厂的入选原煤特性,典型的重介质选煤厂与跳汰选煤厂的基建投资、加工成本、分选效果(主要指精煤产率和矸石中的精煤损失)等方面的数据来比较重介质选煤法与跳汰选煤法的经济

效益。

1. 重介选煤厂和跳汰选煤厂的基建投资比较

表1-5是我国设计的5座炼焦煤选煤厂的主要技术经济指标，其中邯鄲、介休、青龙山和芦岭选煤厂是我国典型的跳汰选煤厂，田庄选煤厂是建国以后新建的块、末煤全重介选煤厂。以上5座选煤厂均有浮选系统。现以田庄选煤厂的指标与4座跳汰选煤厂的平均指标进行比较。从吨煤投资来看，田庄选煤厂为15.56元/t，跳汰选煤厂平均为13.72元/t，两者之比为1.0.88，即重介选煤厂的吨煤投资比跳汰选煤厂高12%。从单位电机容量来看，重介选煤厂比跳汰选煤厂高27%。从其它指标来看，重介选煤厂均优于跳汰选煤厂。

表 1-5 我国设计的跳汰选煤厂和重介选煤厂的主要技术经济指标

选煤厂类型	跳汰选煤厂					重介选煤厂	重介比跳汰
选煤厂名称	邯鄲	介休	青龙山	芦岭	平均	田庄	或重介减跳汰
投产年份	1959	1970	1972	1981		1970	
设计能力 (t/h)	334	668	476	450	482	778	
入选原煤粒度 (mm)	50~0	50~0	50~0	50~0	50~0	300~0	
原煤灰分 (%)	24.0	21.3	24.7	24.0	23.5	25.0	+1.5
精煤灰分 (%)	9.9	10.0	12.4	9.5	10.45	10.33	-0.12
精煤产率 (%)	63.0	65.0	62.5	71.0	65.37	70.6	+5.23
单位设备重量 (t/t·h)	3.9	2.5	3.0	2.8	3.05	2.7	+1.22
单位电机容量 (kW/t·h)	12.0	10.6	10.0	14.0	11.65	16.0	+0.73
单位建筑体积 (m ³ /t·h)	204	214	141	184	185.75	145	+1.28
吨煤投资 (元/t)	14.2	12.38	15.0	13.3	13.72	15.56	+0.88

资料来源：陈昭宁，“对选煤厂设计的几点意见”（初稿）。

2. 重介选煤厂和跳汰选煤厂的吨煤加工费比较

表1-6列出了我国7座跳汰选煤厂与2座重介选煤厂1981年的吨煤加工费。这9座选煤厂都是炼焦煤选煤厂，均有浮选系统。在7座跳汰选煤厂中有国外设计的，也有我国设计的，具有一定的代表性。在两座重介选煤厂中，有新建的，也有改建的，全部都采用国产设备，基本上代表了我国的重介质选煤水平。从表中所列吨煤加工费的合计数值来看，跳汰选煤厂平均为4.0元/t，重介选煤厂平均为4.4元/t，相差0.4元/t，即跳汰厂比重介厂低10%。

3. 洗矸中的精煤损失

从表1-6中所列的矸石中带精煤量来看，跳汰选煤厂的洗矸带精煤量平均为1.86%，重介选煤厂平均为0.8%，跳汰厂比重介厂多1%。

1980年，曾对50个跳汰厂进行了统计，仅洗矸一项，一年带去的精煤（-1400或-1450kg/m³密度级）达19.6万吨，价值800多万元。中煤中的精煤，一年（-1400或-1450kg/m³密度级）达167万吨。如果把跳汰洗矸带煤量降低到0.8%（相当于当时我国重介洗矸带煤的水平），则每年可多回收精煤15万吨，价值600多万元。

4. 重介选和跳汰选的分选效果差别

从表1-5可看出，4座跳汰选煤厂的平均精煤产率为65.37%，田庄选煤厂为70.6%，相差5.23%。但是由于不同选煤厂的精煤产率与原煤可选性有密切关系，这种对比方法是

表 1-6 跳汰选煤厂与重介选煤厂的加工费和煤炭损失① (1981年)

选煤厂		处理能力 (10 ⁴ t/年)		加工费② (元/t)						洗研中 带精煤量 (%)
类型	名称	设计	实际 (1981)	辅助材料	动力费	水费	工资	其它	合计	
跳汰 选煤 厂	邯 郸	150	210.89	1.43	1.16		0.80	0.55	3.94	1.48
	马 头	200	241.42	1.45	1.10		0.63	1.58	4.76	2.91
	株 洲	180	125.27	0.85	0.55	0.07	0.79	1.67	3.93	0.96
	太 原	200	237.94	0.91	0.72		0.61	1.92	4.16	2.46
	介 休	300	250.55	1.34	1.00		0.68	1.27	4.29	2.33
	望峰岗	100	163.95	1.38	0.96	0.26	0.81	0.53	3.94	0.31
	青龙山	200	235.23	0.94	0.83		0.66	0.91	3.39	2.60
	平 均	190	210	1.18	0.91	0.047	0.71	1.20	4.0	1.66
重介 选煤 厂	田 庄	350	222.43	2.01	0.96	0.20	0.67	1.38	5.22	1.41
	彩 电	150	164.0	1.15	0.84		0.57	0.97	3.58	0.19
	平 均	250	193.2	1.58	0.90	0.10	0.62	1.175	4.4	0.8

① 资料来源：“选煤厂基本情况资料汇编”，1983年。

② 本表所列加工费和煤炭损失是包括浮选作业在内的全厂综合指标。

不能说明问题的。理想的对比方法应以同一种原煤用两种选煤方法洗选后的精煤产率进行对比，但在我国还没有一座选煤厂曾用跳汰选和重介选处理过可选性完全相同的原煤。因此，为了对比同一种原煤用两种选煤方法洗选后的精煤产率，我们根据全国炼焦原煤的浮沉试验结果（见表1-7），预算了将原煤破碎到-50mm用重介选和跳汰选为获得给定精煤灰分条件下的精煤产率和数量效率（见表1-8）。进行理论预算时，跳汰机第一段 $I_1 = 0.19$ ，第二段 $I_2 = 0.21$ ，重介质旋流器 $E_F = 0.05$ 。从表1-8所示的预算结果可知，当要求精煤灰分为11.5%时，精煤产率是：跳汰选为64.54%，重介质旋流器为69.39%；当精煤灰分为10%时，精煤产率分别为54.01%和63.65%；当精煤灰分为9%时，精煤产率分别为39.86%和56.27%。值得注意的是要求的精煤灰分越低，跳汰选与重介选的分选效果差距越大。因此，在原煤可选性难且要求出低灰精煤时，采用重介选比跳汰选在经济上更合理。当然这只是理论上的推算，在生产实践中并不一定都能够将全部原煤破碎到-50mm用重介质旋流器洗选，因为这样将增加破碎筛分成本和次生煤泥量；全部原煤用重介质旋流器洗选的工艺流程也并不是在任何条件下都是经济合理的。这种理论推算只能概念性说明，在原煤难选且要求出低灰精煤的条件下，采用全跳汰流程是不合适的，应当根据具体情况选用块、末煤重介选或跳汰—重介联合流程。

1980年孟祥平根据彩屯、田庄、马家沟、孙村、林西、汪家寨、羊场七个选煤厂的入选原煤的筛分浮沉试验结果，按要求的精煤灰分9%、10%和11.50%，用三种不同的选煤工艺进行了分选效果的预算。这三种选煤工艺是：（1）块煤重介质分选机和末煤重介质旋流器联合流程，（2）全部重介质旋流器分选，（3）不分级跳汰选。进行预算时，跳汰机第一段 $I_1 = 0.19$ ，第二段 $I_2 = 0.21$ ，块煤重介质分选机的 $E_F = 0.04$ ，重介质旋流器的 $E_F = 0.05$ 。块煤和末煤的分级粒度为13mm。这七种原煤的预测分选效果表明：块、末煤重介选联合流程的分选效果比重介质旋流器的稍差一点，而重介选与不分级跳汰选相比，数量效率高

占原煤量2~2.5%的精煤(相当于全厂精煤产率提高2~2.5%),从而使全厂数量效率提高4~5%,中煤中的精煤损失由过去的6.5%降到4.5%。重介质旋流器的数量效率比再洗跳汰机提高20%,可达到65~70%。

该厂重介质旋流器再选跳汰中煤系统的总投资仅29.5万元(见表1-10),而每小时所获得的净利润达418元(见表1-11)。按现有处理能力50t/h计算,每年的经济效益可达175万元。

表 1-10 重介质旋流器再选跳汰中煤系统主要设备投资

序 号	设 备 名 称	型 号 规 格	台 数	总 价 格 (万元)
1	重介质旋流器	$\phi 500\text{mm}$	2	0.5
2	脱介筛	WP ₁ -9 m ²	3	15
3	磁选机	CTN-718	1	3.5
4	浓缩机	$\phi 6\text{m}$ 道尔型	1	2
5	介质泵	5 FS 泵	2	2
6	胶带输送机	B = 800mm	1	1.5
7	配 电			2
8	改装设备			1.5
9	其 它			1.5
	总 计			29.5

表 1-11 重介质旋流器再选跳汰中煤的小时经济效益
(按处理能力50t/h 计算)

原料煤费, 元	355
选出产品总售价, 元	981.5
纳税, 元	78.5
加工费, 元	130
其中: 电 力	12
工 资	3
材料、维修、折旧费	114
净得利润, 元	418

6. 块煤重介排矸的经济效益

块煤重介排矸在我国动力煤选煤厂中获得广泛应用,据1980年统计,在20座动力煤选煤厂中,有7座为块煤重介排矸厂,共处理原煤831.17万吨,占动力煤入选量的34.84%;块煤重介排矸、末煤跳汰(或槽选)厂共5座,共处理原煤1017.16万吨,占动力煤入选量的42.63%;其余22.53%的入洗原煤由跳汰厂和槽选厂处理。

重介排矸的迅速推广是由其经济效益决定的。重介排矸与人工拣矸的基建投资和加工费的比较如表1-12所示。从表中可以看出,在处理能力相同的情况下,重介排矸不因原料煤含矸量变化而影响其基建投资和加工费用;而采用人工拣矸时,当原料煤含矸量由5%增

至10%时,吨煤加工费由0.37元增至0.61元,劳动人员从90人增至180人。因此,当原料煤含矸量很大(如露天矿选煤厂)时,采用重介排矸是具有很大优越性的。

表 1-12 重介排矸与人工拣矸的基建投资和加工费比较

选矸方式	处理能力 (万t/年)	原料煤含矸量 (%)	基建投资 (万元)	加工费 (元/t原煤)	劳动定员 (人)	备 注
重介质排矸	45	5	68.3	0.58	45	当大块含量为25% 时,180万t×25% =45万t
	45	10	68.3	0.58	45	
人工拣矸	45	5	45.5	0.37	90	手拣矸石每工拣矸 量为3.5t
	45	10	73.2	0.61	180	

资料来源:煤炭部基建司“块煤选矸调查报告”,1964年10月。

现以我国第一座采用重介排矸的阜新海州露天矿选煤厂为例来说明上述问题。该厂原煤中300~50mm大块煤含矸量达70~80%,若用人工拣矸,需手选工240人,每工最多拣出矸石10t。1964年将手选车间改建成重介排矸车间后,用斜轮分选机处理300~50mm大块煤,三班生产,日运转18~20小时,每班只需20~24人。1980年又将洗选下限从50mm降到35mm,从而使重介车间处理能力达到150万t,全厂处理能力从200万t/年增至360万t/年,其中重介和跳汰选煤能力增加到300万t/年。1981年该厂处理毛煤470.7万(934.4t/h),按原煤计为351.8万t(698.4t/h),全员效率达12.76t/工,生产工效率达23.43t/工,吨煤加工费仅1.41元。加重质耗量仅0.58kg/t(见表1-13)。

表 1-13 海州露天矿选煤厂主要技术经济指标 (1981年)

人 选 原煤量 (万 t)	设 计 能 力 (万 t/年)	精 煤					全 员 效 率 (t/工)	生产工 效 率 (t/工)	矸石中 带精煤 (%)	煤 炭 损 失 (%)	总 产 值 (万元)	利 润 (万元)
		产量 (万 t)	产率 (%)	灰分 (%)	水分 (%)	硫分 (%)						
351.8	200	254.5	72.36	13.57	14.82	0.66	12.76	23.43	1.00	0.89	9364.98	1101.14
加 工 费 (元 / t)											加 重 质 耗 量 (kg/t)	
辅助材料	动 力 费	水 费	工 资	其 它	合 计							
0.35	0.15	—	0.31	0.60	1.41	0.58						

综上所述,重介质选煤厂与跳汰选煤厂相比较,前者的吨煤投资约高12%,吨煤加工费约高10%;而后的矸石中带精煤量平均为1.8%左右,比前者约高1%。根据重介选和跳汰选的预计分选效果来看,前者的精煤产率约高5.0%。生产中的实际数据表明,用重介质旋流器再选跳汰中煤可使全厂精煤产率提高2~2.5%,其基建投资可在一年内回收。

目前重介质选煤技术在不断进步,影响经济效益的不利因素在不断得到克服,诸如耐磨

悬浮液的分散介质一般是水,在某些特殊情况下也可采用高密度盐溶液作为分散介质。

悬浮液的性质是由组成悬浮液的成分——加重质和分散介质决定的。对于选煤用的悬浮液来说,应当着重考虑它的流变参数、密度、稳定性、腐蚀性和耐磨性等,因为这些因素在很大程度上影响着重介质选煤的效果和成本。

第二节 加重质

加重质是配制悬浮液的高密度固体微粒。正确地选择配制悬浮液用的加重质,对重介质选煤具有重要意义,因为它与重介质选煤系统的净化回收流程、设备选型、设备的工作条件和分选效果均有密切关系。

在选择加重质时应考虑的主要因素有:密度、粒度组成、机械强度、化学活性、净化回收的方法及其成本等等。

一、加重质的特性

1. 加重质的密度

加重质的密度应能满足重介质选煤对分选密度范围的要求,同时应能使悬浮液中固体的体积浓度保持在合理的范围内(通常为20~30%),这是由于悬浮液中固体体积浓度与悬浮液的粘度及稳定性有很大的关系。为了使悬浮液具有良好的流变性或避免用过大的上冲水流来保持固相的均匀分散性,就需合理地选择加重质的密度及粒度或在悬浮液中保留适量的煤泥。

图2-1是根据舍尔顿、代万、瓦尔特和卡麦尔迈耶尔用直径2.64mm,长165mm的毛细管粘度计测定的数据绘制成的粘度—密度曲线。

由于悬浮液是用粒度为0.044~0.074mm的加重质配制的,所以这些数据有一定的局限性,但仍可以看出,随着加重质密度增大,悬浮液粘度降低,沉降速度加大。

确定加重质密度时,还应考虑工业条件下煤泥性质的不同对粘度和沉降速度的影响也不相同。具体的分选条件对加重质密度的要求也不尽相同。在旋流器中,粘度对分选效果的影响比较小,因此可以采用密度较低的加重质,在分选大块煤(>50mm)的情况下也是如此。

在采用磁铁矿粉作加重质时,磁铁矿密度范围为4300~5000kg/m³,用它配制的悬浮液密度范围在1300~2200kg/m³。

2. 加重质的粒度组成

对加重质的粒度组成也有一定的要求,因为悬浮液中加重质的沉降速度代表着该悬浮液的稳定性,而悬浮液的稳定性和粘度,又随加重质颗粒平均直径减小而增加(见图2-2)。

如果过分地加大加重质颗粒的平均直径,则要加大外部能量,以保持其稳定性,即悬浮液各部位密度的均一性。在工业条件下,为了达到此目的,就要提高上冲流或下降流的速度。这将导致选后产品中错配物的增加,从而降低分选效率。另外还将增加循环悬浮液的流量,就意味着增加电耗和设备的磨损量。同样,加重质粒度过细,不仅会导致悬浮液粘度的提高和分选效果的降低,也会恶化净化回收条件。在确定合理的加重质粒度的时候,还应考虑工业条件下污染物的性质、分选设备的型式、分选密度的高低等因素。

3. 加重质的机械强度

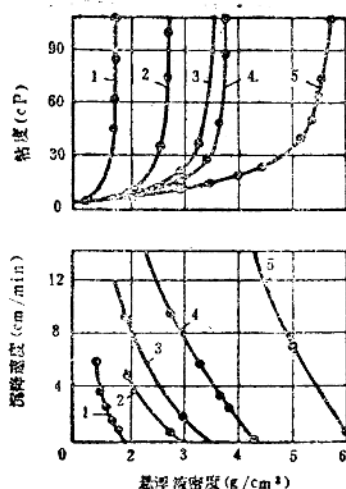


图 2-1 以粒度为 $0.044\sim 0.074\text{mm}$ 的各种加重质配制成的悬浮液密度与粘度和沉降速度的关系曲线
1—石英；2—磁铁矿；3—硅铁；4—方铅矿；5—铅

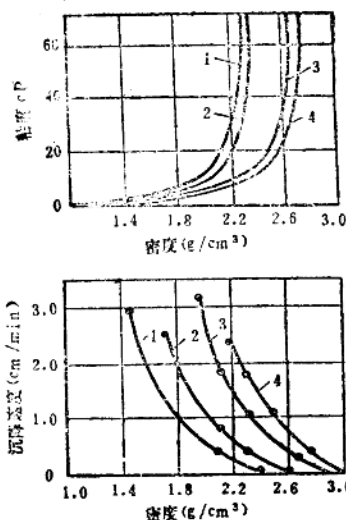


图 2-2 磁铁矿粒度与粘度、沉降速度的关系

1—平均粒度为 $16\mu\text{m}$ ；2—平均粒度为 $26\mu\text{m}$ ；3—平均粒度为 $38\mu\text{m}$ ；4—平均粒度为 $51\mu\text{m}$

加重质的机械强度决定着加重质的耐磨性，即它在长时间循环过程中破碎的程度。机械强度越高，耐磨性越好，即在循环过程中产生影响悬浮液粘度的细粒级就越少。这样，加重质净化回收问题也容易得到解决。

苏联为评定加重质的机械强度规定了一种方法，即将加重质配成密度为 1700kg/m^3 的悬浮液，取25升，使悬浮液以 $3\text{m}^3/\text{h}$ 的流量通过4m长的管路，循环4小时后，悬浮液中 $<20\mu\text{m}$ 级的含量不得增加10%（以原样中 $<20\mu\text{m}$ 的数量为基数）。符合这个标准的加重质的机械强度才算合格。

4. 加重质的其它特性

加重质对水，对主要设备的材质应具有化学惰性，即不易发生化学变化。它的磁性和可浮性对确定净化回收流程有着决定性的意义。这些性质在时间上的稳定，也是保证重介质选煤工艺过程正常进行的一个必要条件。像膨润土之类的物料，在经过长期浸水之后，会使悬浮液的性质显著变化，致使重介质选煤工艺过程变得难于控制。

二、加重质的原料

可制备选煤用悬浮液的加重质的原料及其主要特性见表2-1。

除表中所列出的加重质原料之外，还有硅铁和包有橡胶层的人造材料。硅铁的密度高达 6900kg/m^3 ，耐磨性强，抗腐蚀性能好，可用磁选机回收，但制造成本高。它主要用于配制选煤用的高密度悬浮液。选煤工业则通常采用天然砂、黄土、选矿厂副产品或生产废料作加重质，如选矿厂的磁选精矿（磁铁矿粉），重晶石浮选精矿、黄铁矿、浮选尾矿、高炉渣、砂子、矽石等。

表 2-1 悬浮液加重质原料的一般特性

材 料	化 学 式	密度 (kg/m ³)	化 学 成 分 (%)	特 性
重 晶 石	BaSO ₄	4300~4700	65.7, BaO 34.3 SO ₃	可浮性好
赤 铁 矿	Fe ₂ O ₃	4900~5300	70 Fe 30 O	带 磁 性
磁 铁 矿	Fe ₃ O ₄	4900~5200	72.4 Fe 27.6 O ₂	带强磁性
黄 铁 矿	FeS ₂	4900~5200	46.7 Fe 53.3 S	具有可浮性
石 英	SiO ₂	2600	100 SiO ₂	易于沉降
黄 土		2700	50~80 SiO ₂ 7~16 Al ₂ O ₃ 3~5 Fe ₂ O ₃ 1.5~1.7 CaO及其它	易于沉降

在上述加重质中,使用得较早的是砂子。强斯圆锥分选机用砂子作为加重质,其粒度组成比一般用的磁铁矿加重质要粗。砂子在水中的自由沉降速度约为4~6cm/s,比一般加重质高8~10倍。用砂子作选煤用加重质的主要要求是其密度不应小于2600kg/m³。

美国一些选煤厂所使用的砂子的粒度组成如下:

粒度 (mm)	产率 (%)
+0.5	0.5
0.35~0.5	35.3
0.18~0.35	54.7
0.15~0.18	5.8
-0.15	3.7

入洗原煤的粒度下限较大时,砂子的粒度就可以更粗一些。

水砂悬浮液的粘度很小,只有几个 cP(厘泊)(表2-2)。用纯砂配制的悬浮液没有初切应力。

表 2-2 水砂悬浮液的粘度值

悬浮液密度 (kg/m ³)	砂子的体积浓度 (%)	粘 度 (cP)
1400	25	1.90
1500	31	2.09
1600	37	2.70
1700	43	3.44
1800	49	4.22

1958年日本丰里选煤厂进行了用浮选尾矿作加重质的旋流器选末煤的试验。1983年煤炭科学院唐山分院与开滦马家沟选煤厂研制成功用浮选尾矿作加重质的 $\phi 600$ mm DBZ-1型旋流器,其浮选尾矿的粒度组成和物理化学性质如表2-3所示。由于该厂浮选尾矿的固体含量只有10g/l左右,且粒度较细,故必须经过浓缩后才能作为介质使用。浮选尾矿作加重质的介质制备系统如图2-3所示。浮选车间的尾矿先进入 $\phi 30$ m耙式浓缩机,浓缩

表 2-4 循环悬浮液中加重质的粒度组成

粒 度 组 成	粒 度 (mm)	产 率 (%)
	+0.42	6.75
	0.42~0.177	10.60
	0.177~0.125	11.95
	0.125~0.075	12.55
	-0.075	51.75
	计	100.00
灰 分 %	67.33	
真密度(kg/m ³)	2300	

铁矿精矿粉的粒度组成见表2-5。在实际生产中可参照下文列出的苏联和美国的数据来选用,尤其要注意在用旋流器作低密度分选时,对磁铁矿粉的粒度要求是比较严格的。

表 2-5 我国各钢铁公司磁铁矿精矿的粒度组成

钢铁公司	采样日期	各粒级(mm)的重量百分数					
		+0.5	0.5~0.25	0.25~0.1	0.1~0.074	0.074~0.04	-0.04
渡 口	1973	9.03	11.77	50.47	10.15	18.53	
首钢(寿王坟)	多次采样的中间值	0.6	6.28	27.12	13.71	52.23	
华铜(副产品)	1959	—	3.46	22.04	13.88	27.76	32.86
北 龙 门	1983	1.26	1.35	16.63	14.62	22.79	43.35
首 钢 迁 安	1983年前	1.23	3.65	14.82	10.34	29.21	40.75
	1983	—	0.7	0.91	7.13	21.50	69.76
大 冶	1965		2.6	12.12	10.01	23.74	51.53
鞍 钢	1964		0.8	9.06	8.85	81.29	
本 钢 南 芬	1967		0.41	4.41	8.5	41.62	45.06
酒 钢	1974		0.9	6.90	11.00	7.69	74.50
包 钢	1966			0.60	1.61	9.64	88.15
山西岢口	可选性试验					-0.074mm 的平均含量为85%	

六十年代以来,国外几种主要重介质分选机均有适应其结构特点的磁铁矿粉粒度规格(表2-6)。法国皮克公司根据斜轮分选机的结构建议采用的磁铁矿粉规格为:密度高于4300kg/m³,磁性物含量不低于90%。磁铁矿粉粒度组成应为:小于20 μ m颗粒的含量占3~10%;小于40 μ m颗粒的含量占40~50%;大于150 μ m颗粒的含量占2~10%。

英国每年需进口4万多吨磁铁矿精矿粉作加重质,要求规格为:密度大于4600kg/m³,磁性物含量不低于90%。粒度组成为:小于10 μ m的不超过16%,小于100 μ m的不低于94%。水分不超过7%。

苏联可燃矿物研究所和乌克兰选煤研究所建议,重介质选煤用的磁铁矿粉的粒度组成可按表2-9的分类方法。目前苏联煤炭工业部已采用这种分类方法。

表 2-9 苏联磁铁矿粉按粒度组成的分类

粒 度 (μm)	各类磁铁矿粉的粒度组成, %		
	K类(粗粒)	M类(中细粒)	T类(细粒)
<20	3~10	10~25	25~35
<40	40~50	50~60	60~75
>150	2~10	2~10	0~5

粗粒和中细粒磁铁矿粉适用于块煤重介质分选机和三产品旋流器。中细粒和细粒适用于两产品旋流器。磁铁矿粉密度为 $4300\sim 4600\text{kg/m}^3$,磁性物含量不得低于90%。

美国重介质选煤厂用的磁铁矿粉的粒度较细,其具体规定见表2-10。美国使用磁铁矿粉粒度较细的原因与该院所采用的分选设备和回收流程有关,因美国大部分块煤重介质分选机都采用水平流,而回收流程是分级后,粗粒级用磁选机回收,细粒级用耙式浓缩机沉淀后回收。当稀悬浮液不经分级而进入磁选机时,F级磁铁矿的磁选效率就会降低。

表 2-10 美国磁铁矿粉的粒度组成

分选密度(kg/m^3)	级 别	-0.04mm的 最小含量(%)	-5 μm 磁铁矿 粉含量(%)	磁铁矿粉密度 (kg/m^3)	磁性物含量 (%)
1500~2000	F	92	8	4900	90
1400~1700	E	92	12	4900	90
1300	F	92	20	4900	90

在使用DSM型重介质旋流器(即圆筒圆锥型旋流器)时,必须使用较细的加重质,尤其是在低密度悬浮液中分选,一般要求用美国规定的F级或是苏联的细粒磁铁矿粉。能否满足这一要求,不仅与分选效果有关,而且与加重质的损失大小有关。如澳大利亚的几个重介质旋流器选煤厂,投产初期的加重质耗量都在 1.2kg/t (原煤)以上。为了降低加重质耗量,对磁铁矿粉的规格进行了研究试验,并制定了磁铁矿粉的质量标准:-53 μm 的含量在95%以上($\pm 2\%$);在磁场强度为700gauss(高斯)的磁选管中试验时,磁性物含量不小于85%。在采用该质量标准之后,加重质耗量降到 1kg/t (原煤)以下(包括管理损失)。又如吕家坨选煤厂的立轮重介质分选机,曾用过两种粒度的迁安磁铁矿粉。当-200网目含量为44.4%时,磁铁矿粉总耗量为 $0.6\sim 0.7\text{kg/t}$ 入料;而将磁铁矿磨细半小时,其中-200网目含量增加到62.54%,磁铁矿粉总耗量降到 0.4kg/t 入料,相当降低38%。

采屯选煤厂曾用 $\phi 500\text{mm}$ 重介质旋流器以不同粒度的磁铁矿粉进行了分选6~0.5mm原煤的试验。当磁铁矿粉中-0.04mm级含量从45.06%增加到94.00%时,可能偏差E,值从0.067降到0.029,数量效率从95.20%增加到98.96%(见表2-11、2-12)。