

煤矿科学技术论文选

选煤新技术

(二)

煤炭工业出版社

选煤新技术

(二)

煤炭工业出版社编

煤炭工业出版社

內 容 提 要

本書着重介紹降低精煤的硫分、槽式洗煤機的自動調節、重介質選煤、离心脫水機、煤泥浮選等各種新型設備和工藝流程，也談到蘇聯選煤廠的具體工作經驗。

本文集可供從事選煤工作的工程技術人員、科學研究人員閱讀，也可供大專學生參考。

1805

煤礦科學技術論文選

選 煤 新 技 術

(二)

煤炭工業出版社編

*

煤炭工業出版社出版(社址：北京東長安街煤炭工業部)

北京市書刊出版業營業許可證出字第084號

煤炭工業出版社印刷廠排印 新華書店發行

*

開本850×1168毫米 $\frac{1}{32}$ 印張3 $\frac{3}{4}$ 字數78,000

1959年11月北京第1版 1959年11月北京第1次印刷

統一書號：15035·969 印數：0,001—3,000冊 定價：0.72元

出版說明

为了适应选煤工作发展的需要，及时地介绍选煤技术的新成就和先进經驗，我社将陸續选譯国外有关的重要論文，編輯成册出版。本書(第二輯)包括論文和先进經驗共14篇，着重介绍降低精煤的硫分、槽式洗煤机的自动調节、重介質选煤、离心脫水机、煤泥浮选等方面的新技术，其中“科莫尔然斯克选煤厂的重介質选煤”一篇是介绍捷克斯洛伐克的經驗，其他都是苏联的經驗。这些論文全部选自1958年苏联出版的“煤砖制造技术通訊”第五、六、七集，由吳寿培、李登五、彭国华等三位同志合譯。

目 录

頓巴斯选煤厂降低精煤的硫分.....	3
槽式洗煤机的自动调节.....	9
科莫尔然斯克选煤厂的重介質选煤.....	15
利用Π0M-1M型风力跳汰机除尘和精选.....	26
煤泥脱水用振动离心脱水机.....	34
煤炭工业中采用的臥式离心脱水机的工作研究和工艺計算.....	37
YII M-1型臥式离心脱水机在选煤厂中的运轉試驗.....	67
浮选煤泥的准备問題.....	73
煤泥浮选时生产二种或三种产品的經濟效果的計算.....	86
克拉斯諾哥尔斯基选煤厂(庫茲巴斯)的工作經驗.....	92
“集敏卡3-4”选煤厂煤泥洗水系統的管理經驗.....	101
“北馬加納克”(庫茲巴斯)选煤厂装卸煤的改进.....	106
感应激发电热篩.....	108
謝緬諾夫斯克煤砖厂的錘式破碎机的試驗.....	114

頓巴斯选煤厂降低精煤的硫分

教授，科学技术博士 B.A.馬林諾夫斯基

按各个精选过程来说頓巴斯各选煤厂精煤的回收率在以下的范围内波动（各种精煤的回收率的总和为100%时）：块煤（>13毫米）跳汰——20—25%；末煤（<13毫米）跳汰——40—50%；浮选——15—25%；掺入精煤的干煤尘将近10%；各个精煤的組成成分中降低硫分各为12—17%、18—25%、10—15%、8—10%。

我们的研究証明，在現有选煤厂的条件下，只要稍稍改变它的工艺系統，就可以保証精煤中的硫分降低30—35%。

采用附着-水力分級是精选高硫煤可能的工艺系統之一，跳汰（或重悬浊液选煤）、浮选和淘汰盘精选已經在1957年第10期“焦炭与化学”杂志上发表过。采用这些工艺系統，在原有选煤厂的条件下要求作很大的改造。

現在有較簡單的工艺系統，而仅考虑在細粒煤的精选过程中作某些改变，这些細粒煤的数量占原煤的70—85%。

按照这个系統：

1. 块煤跳汰与末煤跳汰沒有改变，但为了降低精煤的硫分而降低精煤的回收率，相应地增加中煤的回收率。

2. 块煤跳汰与末煤跳汰产出的中煤破碎到3或6毫米以下，破碎时采用高轉速的錘式破碎机，破碎后的产品給入附着-水力分級机①中分級。

3. 分級产出的粒状产品（沉砂）的粒度由0.25—0.5到3—6

①、附着-水力分級机的构造可參閱选煤与团煤通飢集第4册，1957年苏联煤炭出版社出版。

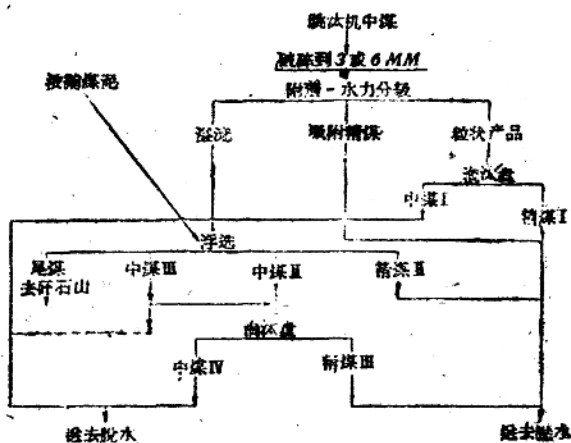
公厘在三层淘汰盘①上精选，溢流的固液比 $T:W=1:3$ ；1:4进入浮选；在附着分级机的筒上得到成品精煤。

4. 为了降低精煤的硫分, 浮选产出中煤并在淘汰盘或螺旋选分机中精选。

在处理能力为300吨/时的选煤厂当跳汰机的中煤回收率达40%时，为了实现上述的系统必须增设：

1. 一台螺旋的直径为1500毫米的双螺旋附着-水力分級机，以用作在入淘汰盘精选前中煤产品的分級。設備容量为45吨，主要尺寸：长9.2米，寬3米，高4.7米。

2. 八台全苏选煤科学研究所设计和使用的有用矿物机械加工科学研究设计院制造的传动机构的淘汰盘，用以精选水力分级



附四 頓巴斯透煤厂高爐中煤精選系統圖

● 淘汰盘选煤在美国与英国得到广泛采用，美国1940年时将近有900台，而1950年时已达到1500台。

的粒状产品。设备容量每台2.5班，处理能力15—20吨/时，主要尺寸：长4.4米，宽1.7米，高1.9米。

3. 四台处理能力为8—10吨/时的三层淘汰盘，或8—10台处理能力为4—5吨/时的螺旋选分机，用以精选浮选精煤。螺旋选分机的主要尺寸：长2米、宽2.2米、高4.6米。

现在来研究一下现生产选煤厂精选高硫煤的工艺系统的主要情况。

淘汰。当淘汰机产出大量的高硫分中煤时，可保证得到硫分接近于浮沉试验时相当比重级的硫分的精煤。但精煤回收率十分低(表1)。同时要保证增加物料的分层时间和避免中煤在淘汰机床层的底层积累，这是非常重要的。

因为只有在粒子比重的绝对差值不小于0.15—0.20的时候，才能进行有效的分层。

高硫煤用淘汰机精选产出大量中煤时的结果 表 1

原煤		浮沉試驗			跳汰机			跳汰时	
		精煤			精煤				
厂名	灰分	硫分	回收率	灰分	硫分	回收率	灰分	硫分	降低硫分
	%	%	%	%	%	%	%	%	
新格魯鮑夫斯克中央选煤厂 1—13公厘級	16.6	4.83	76.9	4.2	2.72	10.1	4.5	2.7	37
新馬依卡选煤厂 3—13公厘級	22.0	6.44	71.6	5.8	3.35	52.8	6.5	3.29	49
五一中央选煤厂 1—13公厘級	17.5	3.87	64.7	4.1	2.66	40.6	4.0	2.58	33

高硫煤在跳汰机中分层时间和高硫分的比重级积累在跳汰机床层上层作为精煤时产生的影响如表2。

跳汰机中煤的脱泥。中煤经破碎后进行分级，在附着水力分级机中取得以下产品：

跳汰时间对选煤结果的影响

表 2

各比重级的 比重	回收率 %	灰分 %	硫分 %	果 計 多		
				回收率	灰分	硫分

第一号試驗 (跳汰 3 分鐘)

精 煤				53.2①	10.4	3.85
<1.4	77.5	4.4	2.77	77.5	4.4	2.77
1.4-1.6	14.4	15.7	5.82	91.9	6.2	3.25
1.6-1.8	2.5	35.4	6.52	94.4	7.0	3.34
>1.8	5.6	68.8	12.57	100	10.4	3.85

第二号試驗 (跳汰 6 分鐘)

精 煤				52.8①	6.5	3.29
<1.4	86.3	4.6	2.83	56.3	4.6	2.83
1.4-1.6	12.0	16.4	5.90	98.3	6.0	3.20
1.6-1.8	1.3	33.0	6.71	99.6	6.4	3.25
>1.8	0.4	53.6	13.28	100	6.5	3.29

新馬依卡选煤厂的3-13公厘級煤

<1.3	9.6	2.8	1.58	3.6	2.8	1.58
1.3-1.4	56.0	4.6	2.89	59.6	4.5	2.81
1.4-1.6	8.1	15.1	5.53	67.7	5.7	3.14
1.6-1.8	3.9	24.6	6.84	71.6	5.7	3.35
1.8-2.0	4.4	34.8	6.42	76.0	8.4	3.52
>2.0	24.0	70.4	15.76	100	23.3	6.46
	100	28.3	6.46			

① 占原料煤的回收率。

送去浮选的煤泥，其粒度为0.5毫米以下，固液比为T:水=1:3; 1:4。

脱泥以后的产品給入淘汰盘精选。

最輕的和浮选活性好的煤粒，灰分低硫分少的煤化气泡和泡沫（在附着筒上）。

表 3 为新格魯鮑夫斯克中央选煤厂破碎到 3 毫米以下的中

煤和經附着-水力分級机脫泥以后的篩分組成。

跳汰机中煤用淘汰盘精選。經過破碎和水力分級以后可以保証得到与浮沉試驗資料相近的結果(表4)。

新格魯鮑夫斯克中央选煤厂跳汰机中煤經破碎和

脫泥后的篩分組成

表 3

产 品 名 称	篩 分 組 成, 毫 米				
	>1	0.5-1.0	0.25-0.5	0.075-0.25	<0.075
	回 收 率 %				
跳汰机中煤破碎到3毫米以下	54.0	19.6	11.7	6.1	8.6
附着-水力分級机的粒状产品(沉砂)	63.9	24.1	8.5	2.1	1.4
附着-水力分級机的溢流	—	5.0	2.6	15.0	75.4

附註: 附着筒上的精煤回收率占中煤的4%; 灰分6.6%; 硫分2.69%。

0.5-3毫米的跳汰机中煤經过附着-水力分級机的

分級后用淘汰盘精選得出的結果

表 4

分級时的粒状产品(入料)			精 煤			浮 沉 試 驗		
回收率 %	灰 分 %	硫 分 %	回收率 %	灰 分 %	硫 分 %	回收率 %	灰 分 %	硫 分 %
鮑庫拉也夫斯克36号井的煤								
100	32.5	4.94	45.3	7.9	2.88	49.3	5.4	2.82
新格魯鮑夫斯克中央选煤厂的煤								
100	21.3	4.26	53.7	3.8	2.43	57.1	3.3	2.36
五一中央选煤厂的煤								
100	24.3	4.32	56.8	5.8	2.52	61.5	4.1	2.41
耶西諾夫卡3/5号矿井的煤								
100	35.8	6.43	42.1	7.9	3.52	—	—	—

表5中所列的是新格魯鮑夫斯克中央选煤厂采用跳汰机和淘汰盘选煤时得出的结果。

新格魯鮑夫斯克中央选煤厂采用跳汰机和

淘汰盘选煤时的结果

表 5

产 品 名 称	回收率 %	灰分 %	硫分 %	精煤降低 硫分, %
1—13毫米级的原煤	100	16.6	4.83	—
跳汰机精煤	60.4	4.5	2.72	37
经过破碎后脱泥的0—3毫米级的跳汰机中煤	23.5	22.9	5.16	—
淘汰盘精选中煤后产出的精煤	13.0	5.4	2.70	48
综合精煤	73.4	4.7	2.71	37
1—13毫米级原煤中比重为—1.4的比重级	76.9	4.2	2.72	37

浮选精煤的浮选和重力选。浮选精煤用淘汰盘或螺旋选分机精选的基本原理是：

黄铁矿与夹黄铁矿的煤与煤的比重差很悬殊。

黄铁矿与空气泡的粘着力比煤弱，因此，黄铁矿粒子及夹黄铁矿的煤比较容易脱离气泡。

疏水性的煤粒易于从淘汰盘中排出。

一般浮选的初选精煤占入料的15—30%是低灰分低硫分的，因此送到淘汰盘去精选的仅限于二次精煤。

表6为新格魯鮑夫斯克中央选煤厂粒度为0—1公厘的煤泥的浮选结果。

为了降低顿巴斯煤的精煤的硫分，集中在特殊处理高硫煤的选煤厂来精选高硫煤比较合适，在这些选煤厂必须对它的工艺系统进行相应的改变(见图)，应考虑以下几点：

a) 增加跳汰机中煤的回收率并进一步在锤式破碎机中破碎到3—6毫米以下。

6) 用附着-水力分级机将中煤脱泥，同时粒状产品用淘汰

盘精选；煤泥用浮选精选。

B)浮选精煤的高硫部分用淘汰盘或螺旋选分机精选。

在顿巴斯的现生产选煤厂中实现上述精选高硫煤的系统以后，可以降低精煤的硫分30—35%，同时精煤回收率和灰分越来越接近于浮沉试验时的轻比重级的数据。

新格魯鮑夫斯克中央选煤厂煤泥的精选结果 表 6

产 品 名 称	回收率 %	灰 分 %	硫 分 %	精煤降低 硫分, %
原料煤泥	100	19.4	3.44	—
浮 选				
精 煤	76.3	8.0	2.96	14
尾 煤	23.7	55.6	5.10	
浮选和淘汰盘精选				
浮选初选精煤	13.6	8.0	2.18	36
淘汰盘精煤	57.8	6.4	2.61	24
总精煤	71.4	7.2	2.52	27
尾 煤	28.6	53.3	5.93	—
原料煤泥中比重小于1.5的比重级	69.8	7.0	2.17	36

(吴寿培译自苏联“煤砖制造技术通讯”第五集)

槽式洗煤机的自动调节

工程师 H.A. 舒尔金

由于选煤厂把以人工调节的运输水和上升水改为自动仪，槽式洗煤机的选煤效果可以大大提高。

槽式洗煤机把原煤按比重进行选分的选煤过程分为二种。

1)在槽子的倾斜部分用冲水运送煤的时候进行选分（在第一个排渣箱以前）；2)由排渣箱进入槽子的上升水流中进行选分。

第一种选分过程为重比重级沿槽底以相当小的速度滑动，而比重轻的处于重比重级之上被高速度的水流带走。重比重级通过排渣口落入斗式提升机，而轻比重级越过排渣口仍然沿槽子运动。

在第一种形式时，运输水的消耗与处理量和入洗原煤的性质相适应。在不良的情况下，容易产生槽子超负荷或是把槽底的重比重级夹持起来互相混杂的情况，这或多或少有害于槽子的选分过程。

在人工调节的时候，洗煤司机调整水门来改变进入槽子的运输水量。

第二种形式上升水的消耗量是个决定性因素，它为重比重级通过排渣口创造必要的条件。排渣口之处上升水压力的稳定性与处理量无关，但是是影响槽子选分效果的主要因素。

但实际上排渣箱中上升水的压力是变动的，并且在很大范围内波动。

为了使槽式洗煤机的选煤过程自动化，我们借助于记振器来统计记录排渣箱中上升水的压力。

为了研究排渣箱的工作，在设备的底部设置带有可变电感线圈的电桥系统。

排渣箱的水压直接用水压管 2 衡量（图 1），水压管 2 与排渣箱相接，当水压管中衡量排渣箱中水的压力的水面高度有变化的时候，浮标 1 经导向器 3 使磁性球 4 产生移动。磁性球 4 在线圈 5 内移动，随着线圈圈数的增加就改变电桥的平衡。在对角线上表示出的电流与排渣箱中水的压力成比例。在对角线上被接通电流后，记振器的记录带上记下排渣箱中水的压力。

图 2 是在主洗槽第一个排渣箱中得到的典型的记录（其时记录带速度 10 毫米/秒）。

由记录带的情况可见，排渣箱中水压变化的频率差不多是每分钟30次，压力波动的幅度达到 ± 200 毫米水柱。

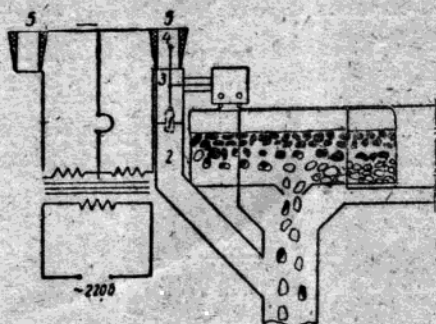


图1 排渣箱中衡量水压的系统图

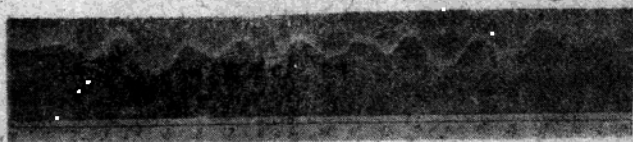


图2 排渣箱中水压的记录带

排渣箱中水压波动的原因，可能是由于在排出选煤产品的过程中，斗式提升机的勺斗使水产生的扰动。

但是，排渣箱中水压波动的频率与提升机勺斗提出水面的频率不相符合。很明显，波动的频率是由在提升机机壳与排渣溜子形成的连通器的波动系统中水流的波动所决定的。

斗式提升机机壳中的水面的面积是 134×103 平方厘米，根据我们测量，每一个搏动近于在 ± 3 厘米内变动。这样，当在连通器中斗式提升机外壳与排渣溜子产生一个搏动的时候产生移动的水量是： $134 \times 103 \times 3 = 41406$ 立方厘米 $= 41.4$ 升。

在一个搏动期间顶水仅补充7.6升（根据我们的测定顶水的

消耗量是27.4立方米/时)。其余33.8升的水是由槽式洗煤机中来的。在这个时期有部分輕比重物与水一起通过排渣口落入斗式提升机中。相反，当頂水的压力增大的时候，有一部分提升机中的水与頂水一起通过排渣口，这就影响了重比重物通过排渣口。

槽式洗煤机选煤过程自动化的首要任务是頂水給量的自动化，这是在很大程度上决定整个选煤过程效率的一个因素。

調节水量消耗的基本

$$\frac{dH}{dt} = \frac{kx}{F}$$

式中 x ——給水閥門开启的程度；

$f(t)$ ——在 Δt 的时间中流出的水量；

F ——調节裝置的断面积；

k ——比例系数。

可以作出結論，为了使水面高度或压力保持某一个指定的数值，故补充水量 kx 与水的消耗量 $f(t)$ 的差值在任何一个短暫時間中都应是个常数。

为了使頂水給入排渣箱实现自动化，采用标准化的风动液調节器是不可能的，因为发现調节机构的工作不協調，比水面变动的信号落后很多。

全苏选煤科学研究院制成了带有緩冲容积的且直接作用于頂水的自动調节器。

自动調节器(图3)由与排渣箱連通的管道1、浮标2、杠杆系統和調节閥閥3所构成。

由于排渣箱上給煤負荷增加，或是斗式提升机中水的波动使排渣箱中的水压增加时，管道1中的水面带着浮标2上升，閥閥3就縮小排渣箱中的頂水量。当水的压力降低时浮标也降

落，同时与它联系的閘閥就开启并給水。这样在排渣箱中水的压力不断地保持平衡。

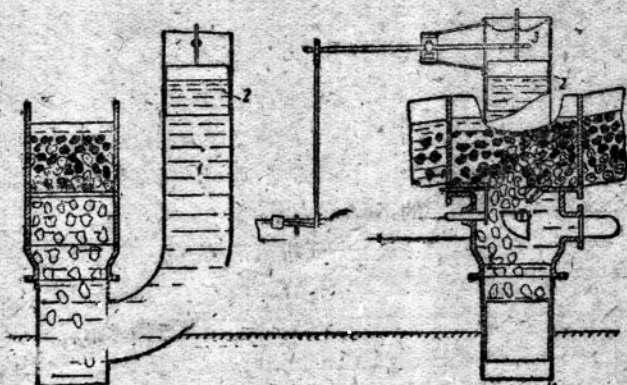


图 3 控制顶水消耗的自动调节器

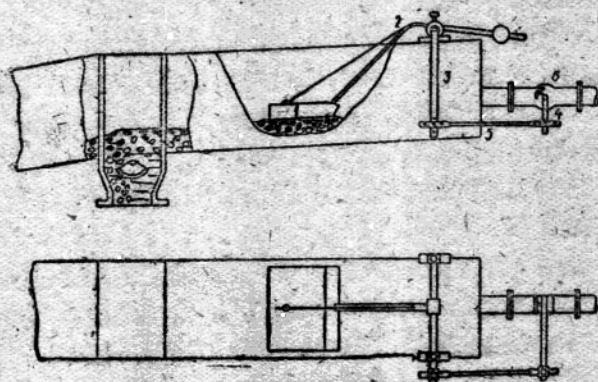


图 4 控制运输水消耗的自动调节器

水压管 1 的宽度决定于使浮标运动的能量如何，应使其能直接带动调节机构——在水管内部迴轉的扇形閘門。

此外，水压管的容积大了，可以缓和排渣箱中的搏动而产生良好的效果。

依靠严格的联系，使排渣箱的水压不断地平衡，并且稳定在规定的数值上。在水压管中每一个高度的水面都有相当的闸门开启度数，因此，水量消耗的基本方程式中分子的差值在任何短暂的时间都能保持确定。当改变给煤量和原煤灰分时，当斗式提升机机壳内水流波动而经常引起的排渣箱内的水流搏动时，用这种调节顶水的系统可得到平稳。

由于自动调节器直接安设于排渣口之上创造了产品选分的较好条件，因此，选煤效率有了提高。

全苏选煤科学研究院同样也制成了控制运输水消耗的自动调节器，它有一个金属空体浮标 1 直接放在低于原煤入料处约 1 米的地方。

当原煤中含有的重比重物多的时候，或是负荷增大的时候，槽中煤水混合料的水平就提高，同时浮标也升起来，并通过连杆 2、3、4 和拉杆 5，作用于控制运输水量的扇形闸门 6 上。运输水消耗的增加保证了槽子中运送物料的速度加快，同时其水平重新下降。

当负荷减少或原料煤灰分降低时，浮标降落并且缩减运输水的消耗量。

这样，自动调节器自动地保持槽式洗煤机的倾斜段的物料具有稳定的水平，这就给选煤创造了较为稳定的条件。给入运输水的自动调节器在构造上是简单的，工作是可靠的。

自动调节器不需要消耗动力，且能独立工作。

顶水和运输水消耗的自动调节器在 1957 年安置于红军洗煤厂左部的槽式洗煤机上。

试验工作进行了四个月。技术检查的采样进行了六昼夜：