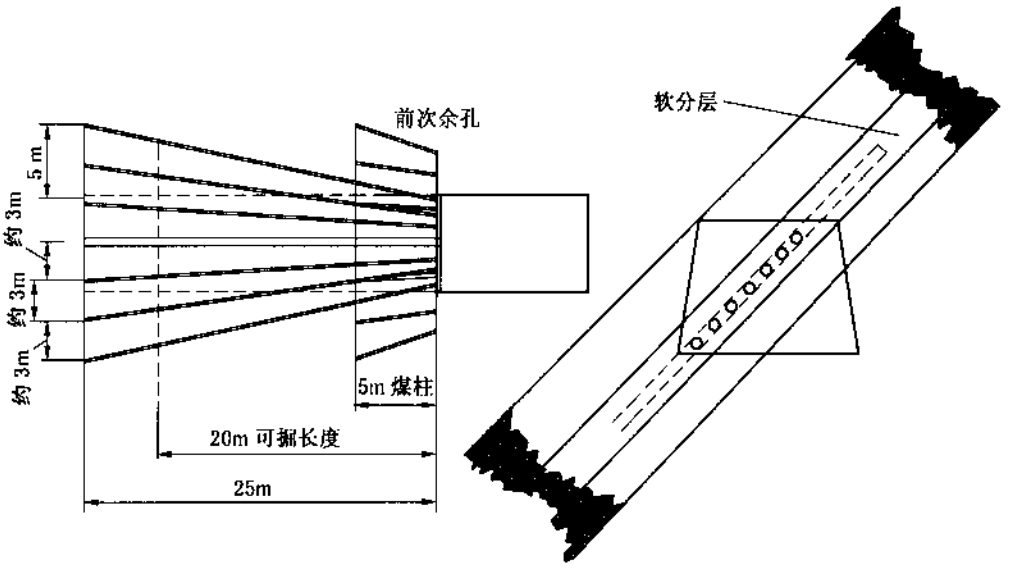


图9-4-43　煤巷掘进工作面水力冲孔布置示意图

为13~15MPa，也可按式 $P_H=0.075\sim0.2\gamma H$ 计算注水压力（其中，P_H 为注水压力，γ 为岩石密度，H 为距地表垂深），注水的速度应等于或大于3L/min，注水时以煤壁已出水或注水压力下降30%后方可停止注水。水力疏松后的允许推进度，一般不宜超过封孔深度，其孔间距不超过注水有效半径的两倍。单孔注水时间不应低于9min。若提前漏水，则应在邻近钻孔2.0m左右处补打注水钻孔。

（4）注意事项：

① 注水前，掘进工作面及其回风流所经过的巷道内的电器设备必须逐级停电闭锁（除局部通风机外），所有作业人员必须全部撤至反向风门外设有压风自救的安全地点。反向风门要处于关闭状态，并要安排站岗人员和回信人员，注水期间严禁人员进入站岗范围内。

② 向煤层注水时，在前3~5min内必须缓慢增高水的压力直至最大值。

③ 注水开始时，由该掘进头的瓦斯检查员通知监控室密切关注该掘进工作面及回风流的瓦斯变化情况。当瓦斯浓度超过1.5%时，监控室必须及时电话通知瓦斯检查员，由瓦斯检查员通知注水泵司机停止注水作业。

④ 停泵时，注水泵司机应缓慢卸压，以防突然卸压造成封孔器喷出。

⑤ 注水结束后30min，由瓦斯检查员、安全检查员和当班班组长共同进入掘进工作面检查巷道瓦斯、支护和注水情况；确认瓦斯不超限、支护完好、注水现场无异常时，才能恢复供电，其他人员方可进入掘进工作面；进入巷道离掘进头15m时，严禁正对注水器行走。

⑥ 加强掘进工作面隅角的支护。

5. 前探支架措施

前探支架措施是指在工作面前方巷道顶部事先打上一排超前支架，用以支撑顶部悬露的煤体的措施。

（1）防突机理：前探支架支撑顶部悬露的煤体，增加煤体的稳定性，防止因顶煤冒落诱导突出，它本身不能消除突出的危险。

（2）适用条件：前探支架可用于松软煤层的平巷工作面，急倾斜煤层和缓倾斜厚煤层底分层掘进工作面。

（3）技术参数：前探支架一般是向工作面前方打钻孔，孔内插入钢管或钢轨，其长度可按两次掘进长度再加0.5m确定，每掘进一次，打一排钻孔，形成两排钻孔交替前进，钻孔间距为0.2～0.3m，然后在钻孔中安置钢管或钢轨，如图9-4-44所示。

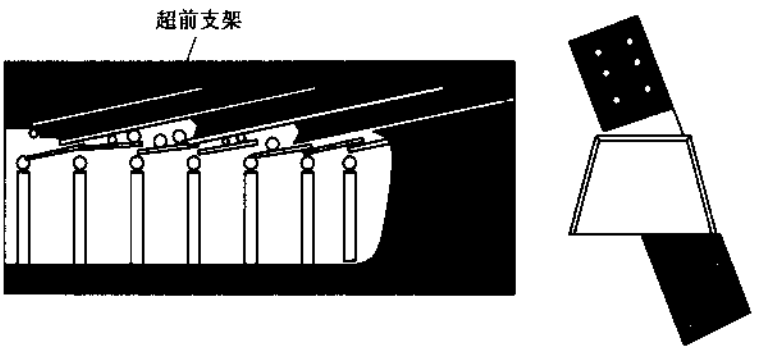


图9-4-44 前探支架

应该指出的是，前探支架对于预防煤与瓦斯突出来说，仅是一种辅助措施，但对过突出孔洞却是一种很好的办法。

6. 局部综合防突措施其他注意事项

（1）在煤巷掘进工作面第一次执行超前钻孔、松动爆破、前探支架、水力疏松等措施或无措施超前距时，应采用直径60mm以下的超前排放钻孔或其他更安全的工作面防突措施，在工作面前方形成所需的安全屏障后，方可进行工作面防突措施的施工，确保执行措施的安全。

（2）煤巷掘进工作面在地质构造破坏带或煤层赋存条件急剧变化处不能按原措施设计要求实施时，必须打钻孔查明煤层赋存条件，然后采用直径为42～75mm的钻孔进行排放。

（3）若前方遇到落差超过煤层厚度的断层，应参照石门揭煤的方法进行。

4.5.3.4 采煤工作面防突措施

虽然在煤与瓦斯突出中，采煤工作面所占的比重约在10%左右，但由于回采工作面空间小，工作人员集中，设备复杂，人员撤退困难，因此一旦突出，对人身安全威胁极大。所以采煤工作面的防突工作尤为重要。目前对突出危险的采煤工作面采用的局部综合防突措施主要有超前排放钻孔、浅孔抽排瓦斯、松动爆破、长钻孔控制卸压爆破、浅孔注水湿润煤体等。

1. 松动爆破

（1）防突机理：利用炸药爆破产生的能量，使工作面附近煤体产生裂隙，松动卸压，煤体瓦斯解吸排放，同时使工作面前方的应力集中带推向煤体深处。在工作面前方形成

定宽度的卸压带，从而起到防突作用。

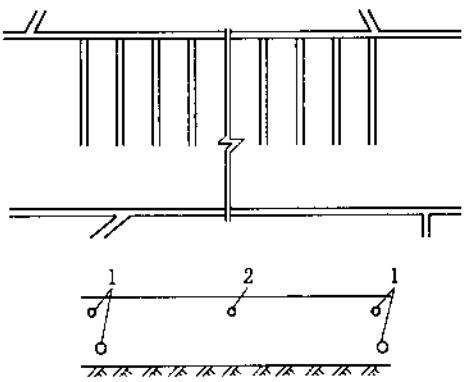
（2）适应条件：适用于煤质较硬、围岩稳定性较好的煤层。

（3）技术参数：松动爆破孔间距根据实际情况确定，一般 2～3m。孔深不小于 5m，炮泥封孔长度不得小于 1m。应适当控制装药量，以免孔口煤壁垮塌。

（4）注意事项：当工作面顶板裂缝、压力增大，应及时停止使用；优先选择预抽的防突措施，松动爆破不宜在突出严重的回采工作面直接使用；松动爆破后，工作面瓦斯会集中涌出，回风流瓦斯很容易超限，所以爆破时回风流一定要停电撤人；为防止延期突出，松动爆破 30～60min 后，人员方可进入工作面。

2. 长钻孔控制卸压爆破

（1）防突机理：在工作面巷道施工长钻孔实施卸压爆破，使工作面附近煤体产生裂隙，松动卸压。煤体瓦斯解吸排放，同时使工作面前方的应力集中带推向煤体深处。而在工作面前方形成一定宽度的卸压带，从而起到防突作用。



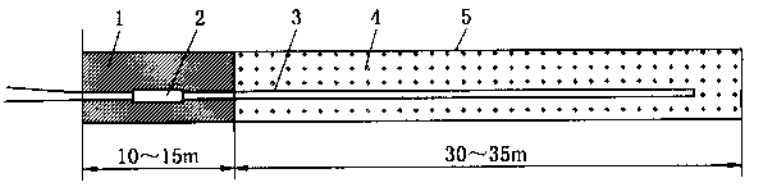
1—控制孔；2—爆破孔

图 9－4－45　长钻孔控制卸压爆破措施布置示意图

（2）适应条件：适用于煤质较硬、围岩稳定性较好的煤层。

（3）技术参数：爆破孔和控制孔可以交替布置在煤层的同一分层内，并保证每个爆破孔两侧各有一个控制孔。靠近工作面的地点，措施孔布置在距工作面 10～15m 处，在措施孔旁边远离工作面一侧布置一个控制孔，而在靠近工作面一侧不布置控制孔，利用工作面作为自由面以提高爆破效果。措施孔布置方式如图 9－4－45 所示。

为达到既提高防突效果又不破坏煤层顶板的目的，不仅采用煤矿许用的威力适中、低爆速的黏性抗水炸药，而且采用沿钻孔的轴向和径向都有一定的空隙不耦合装药，如



1—炮泥；2—雷管；3—导爆索；4—炸药；5—钻孔

图 9－4－46　长钻孔控制卸压爆破装药示意图

图 9－4－46 所示。

（4）主要装备和材料：采用长钻孔控制卸压爆破措施主要使用的装备和材料有钻机具、装药机、装约管、炸药、导爆索和封孔器等，见表 9－4－14。

表 9-4-14 长钻孔控制卸压爆破参数、设备及材料说明

爆破参数、设备及材料	说 明
钻机具	TDX-40 型岩石电钻，钻杆直径为 34mm，钻头直径为 75mm
爆破钻孔	孔径 65~75mm，孔深 40~50m，倾角 1°~1.5°，孔间距 18~25m
控制钻孔	孔径 75~80mm，孔深 50~60m，倾角 1°~1.5°，孔间距 18~25m
装药参数	单孔装药 50~60kg，装药密度 1.4~2.4kg/m，装药长 25~35m，封孔长度 10~15m
炸药	水分为 6.5%，密度 1.1~1.2g/cm^3，爆速≥2100m/s，猛度>17mm，爆力>230mL
导爆索	直径为 5.2~5.8mm，密度 12kg/m
雷管	8 号瞬发雷管，双发起爆
装药机	装药量 100kg，装药速度 1.2~2.0kg/s，反药率 3%
装药管	半导体抗静电塑料管，管径 32mm，壁厚 4mm 的柔性管，每根长 40m，可用接头联结
炮泥	炮泥颗粒小于 5mm，封孔长度 7~10m
起爆参数	单孔爆破，双雷管、导爆索正向起爆

3. 浅孔注水湿润煤体

浅孔注水湿润煤体与水力疏松措施大致相同，只是注水压力不同，水力疏松措施注水压力高。

（1）防突机理：通过向回采工作面前方煤体施工钻孔，并注入压力水，在压力作用下，注水速度超过煤的渗透速度，煤体破裂，水从裂隙中渗透湿润煤体。由于煤体被压裂并潮湿，增加了煤体塑性，降低了煤层靠近工作面部分的承压能力，把应力集中推向煤体深处，卸压带也相应地往深部转移；同时卸压带煤体裂隙增多，煤层透气性系数增大，促进了煤体瓦斯解吸和排放，从而起到防突作用。

（2）适应条件：一般用于煤质较硬的突出煤层。

（3）工艺及主要参数：

① 注水孔布置：注水孔间距以各矿井实际考察注水及湿润煤体半径来确定，在未取得实际考察资料前，可沿工作面每隔 2~3m 布置一个孔，孔径 42mm，孔深根据放顶步距确定，但不得小于 4m。

② 注水压力：注水压力不得低于 8MPa，也可根据公式 $P_r < P_H \leqslant 0.075\gamma H$ 计算注水压力（其中 P_H 为注水压力，P_r 为煤层瓦斯压力，γ 为岩石密度，H 为距地表垂深），封孔深度不小于 1.5m，孔口应安设压力表、水表等观测仪器，随时观测注水情况。注水时发现煤壁或相邻注水孔出水，该孔即可停止注水。注水措施超前距离不得小于 3m，注水后经措施效果检验有效后，方可进行采煤，效果检验超前距不得小于 2m。

③ 注水时间：注水时发现煤壁或相邻注水孔出水，该孔即可停止注水。

（4）注意事项：

① 采煤工作面浅孔煤壁注水工作应安装专门的压力注水系统。

② 打注水孔时，钻孔应保持平稳，均匀推进以避免钻孔外段孔径过大，孔型不圆，造成封孔不严，影响注水效果。

4.5.4 安全防护措施

安全防护措施是局部综合防突措施的第四个环节，其目的在于防突措施效果不好，且

存在突出检验失误发生突出时，为避免人员伤亡，而建立的防治突出事故的最后一道生命保障线。根据《防治煤与瓦斯突出规定》，安全防护措施主要有远距离爆破、反向风门、挡栏、避难所、压风自救系统等。

1. 远距离爆破及其规定

远距离爆破是指爆破地点距离爆破工作面较远，根据矿井曾经发生的最大强度突出评估，一旦发生突出，不会威胁到爆破地点的人员安全。根据《防治煤与瓦斯突出规定》第一百零五条规定：井巷揭穿突出煤层和突出煤层的炮掘、炮采工作面必须采取远距离爆破安全防护措施。采用远距离爆破作业应符合下列要求：

（1）石门揭煤采用远距离爆破时，必须制定包括爆破地点、避灾路线及停电、撤人和警戒范围等的专项措施。

（2）在矿井尚未构成全风压通风的建井初期，在石门揭穿有突出危险煤层的全部作业过程中，与此石门有关的其他工作面必须停止工作。在实施揭穿突出煤层的远距离爆破时，井下全部人员必须撤至地面，井下必须全部断电，立井口附近地面20m范围内或斜井口前方50m、两侧20m范围内严禁有任何火源。

（3）煤巷掘进工作面采用远距离爆破时，爆破地点必须设在进风侧反向风门之外的全风压通风的新鲜风流中或避难所内，爆破地点距工作面的距离由矿总工程师（技术负责人）根据曾经发生的最大突出强度等具体情况确定，但不得小于300m；采煤工作面爆破地点到工作面的距离由矿总工程师（技术负责人）根据具体情况确定，但不得小于100m。

（4）远距离爆破时，回风系统必须停电、撤人。爆破后进入工作面检查的时间由矿总工程师（技术负责人）根据情况确定，但不得少于30min。

（5）在易进入采掘工作面回风系统的巷道口设置岗哨，岗哨位置必须在现场有明显标记，站岗人员必须携带隔离式自救器，站岗人员站岗情况必须经设岗人员确认，撤岗时必须做到谁设岗谁通知，其他任何人不能撤岗。

（6）起爆点人数尽量减少，其他与爆破作业无关人员必须撤离到作业规程或安全技术措施所指地点。

（7）爆破前，必须由班长、瓦斯检查员向爆破总指挥汇报防突措施、通风瓦斯、爆破参数、布岗、停电、撤人等情况，经爆破总指挥同意后方准爆破。

2. 避难所

避难所就是当井下发生灾害事故时供人躲避的地方，具有与灾区完全隔离，保证人员呼吸、安全的功能。《防治煤与瓦斯突出规定》第一百零二条规定：有突出煤层的采区必须设置采区避难所。一百零六条规定：突出煤层的采掘工作面应设置工作面避难所或压风自救系统，应根据情况设置其一或混合设置，但掘进距离超过500m的巷道内必须设置工作面避难所。采区避难所和工作面避难所设置要求如下：

（1）采区避难所。避难所必须设置向外开启的隔离门，隔离门设置标准按照反向风门标准安设。室内净高不得低于2m，深度应满足扩散通风的要求，长度和宽度应根据可能同时避难的人数确定，但至少应能满足15人避难，且每人使用面积不得少于0.5m^2。避难所内支护必须保持良好，并设有与矿（井）调度室直通的电话。

避难所内必须放置足量的饮用水、安设供给空气的设施，每人供风量不得少于

0.3m³/min。如果用压缩空气供风时，应有减压装置和带有阀门控制的呼吸嘴。

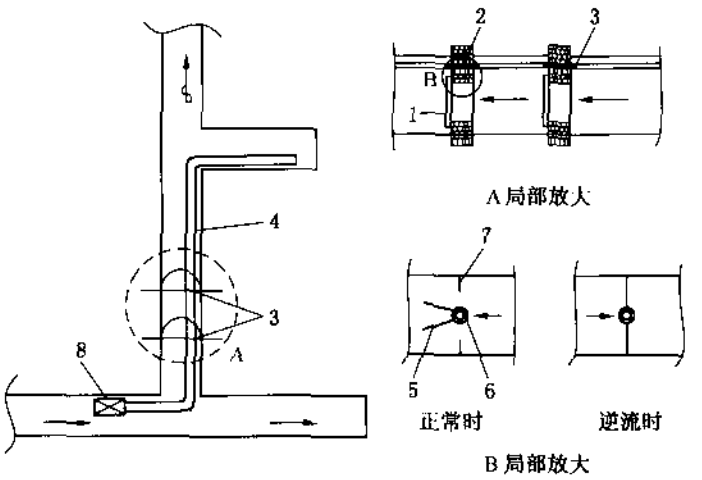
避难所内应根据设计的最多避难人数配备足够数量的隔离式自救器。

（2）工作面避难所。工作面避难所设在采掘工作面附近和爆破工操纵爆破的地点。应根据具体条件确定避难所的数量及其距采掘工作面的距离。工作面避难所应满足工作面最多作业人数时的避难要求，其他要求与采区避难所相同。

3. 反向风门

反向风门是为防止突出时大量瓦斯逆流进入进风道而设的风门。《防治煤与瓦斯突出规定》一百零三条规定：在突出煤层的石门揭煤和煤巷掘进工作面进风侧，必须设置至少2道牢固可靠的反向风门。风门之间的距离不得小于4m。反向风门的设置与构筑必须符合以下要求：

（1）反向风门必须设在进风侧，以控制突出时的瓦斯逆流进入进风侧，如图9-4-47所示。



1—木质带铁皮的风门；2—风门墙；3—铁风筒；4—胶质风筒；5—防止瓦斯逆流铁板；6—防止瓦斯逆流铁板的主轴；7—固定圈；8—局部通风机

图9-4-47 反向风门和防逆风装置

（2）反向风门距工作面的距离和反向风门的组数，应根据掘进工作面的通风系统和预计的突出强度确定，但反向风门距工作面回风巷不得小于10m，与工作面的最近距离一般不得小于70m，如小于70m时应设置至少3道反向风门。

（3）反向风门应设置在附近10m内支护完好、围岩坚固、无积水的巷道内。

（4）反向风门墙垛可用砖、料石或混凝土砌筑，嵌入巷道周边岩石的深度可根据岩石的性质确定，但不得小于0.2m，墙垛厚度不得小于0.8m。在煤巷构筑反向风门时，风门墙体四周必须掏槽，掏槽深度见硬帮硬底后再进入实体煤不小于0.5m。砌碹巷道必须破碹接实帮实顶。

（5）门垛采用钢筋混凝土构筑时，在风门设置地点清除巷道周边浮石，然后打深度不小于0.5m、孔径42mm的钻孔，埋设直径25mm钢筋，门框浇筑在门垛中。

（6）门框和门可采用坚实的木质结构，门框厚度不小于0.1m，门框要包边沿口，有衬垫，四周与门扇接触严密；风门包制铁皮，保证门扇平整不漏风，背面可使用角铁、槽钢或规格为120mm×100mm的横梁加固，风门厚度不得小于50mm，风门能自动关闭。用其他材质时，其强度不能小于上述规定。门框和门板一般不采用铁制的，如采用铁制的必须采取防止门、框相撞发生火花的措施。

（7）通车风门必须设置底坎，门扇底端距离轨道面高度不得大于20mm，门扇下部设挡风帘，墙体的所有管孔必须用水泥砂浆封堵严实。

（8）通过反向风门墙垛的风筒、水沟、刮板输送机道等，必须设有逆止阀等防止逆流隔断装置，铁风筒铁板厚度3～5mm，逆止阀铁板厚度不小于5mm。

（9）风门墙体的排水沟采用低于巷道地板的反水沟，深度根据风压大小来构筑，保证不漏风。

（10）人员进入工作面时必须把反向风门打开、顶牢；工作面爆破和无人时反向风门必须关闭。

4. 压风自救系统

煤与瓦斯突出的一个重要特点就是突出过程中涌出大量的瓦斯，造成人员窒息。压风自救系统正是利用井下压风为矿工提供生命保障，使工人在充满瓦斯的巷道中得到及时自救。

（1）压风自救系统组成。由于管道中压缩空气具有较高的压力和流量，且含有油气等杂质，不能直接供人呼吸，必须经过压风自救装置减压、节流、过滤，达到供人呼吸的条件。因此，压风自救系统主要由压风机、压风管路、过滤器、压风自救装置（包括阀门、减压装置、呼吸袋或呼吸嘴）等部分组成。

（2）对压风自救装置的设置及管理要求：

① 压风自救装置安装在掘进工作面巷道和采煤工作面巷道内的压缩空气管道上。

② 压风自救装置设置地点和数量要求：距采掘工作面25～40m的巷道内，爆破地点、撤离人员与警戒人员所在的位置以及回风道有人作业处等应至少设置一组压风自救装置。在长距离的掘进巷道中，应根据实际情况增加设置。

③ 每组压风自救系统使用人数及供风量要求：每组应可供5～8个人用，平均每人的压缩空气供给量不得少于0.1m^3/min。

④ 压风自救系统所在的压风管路必须保持连续供风，当压风自救系统无风时，应停止突出区的相关工作并撤出人员。

5. 隔离式自救器

自救器是一种体积小，携带轻便，作用时间较短的供井下人员使用的保护仪器。主要用途是当井下发生事故时，人员佩戴自救器可通过充满有害气体的巷道，迅速撤离灾区。

1）自救器的分类及适用范围

目前自救器分为过滤式和隔离式两类，隔离式自救器分为化学氧和压缩氧两种。由于过滤式自救器是用于矿井发生火灾或瓦斯爆炸时防止一氧化碳中毒的呼吸保护装置，适用于周围空气中氧浓度不低于18%的条件，而隔离式自救器用于发生各种灾害情况下矿工的自救，故在煤与瓦斯突出矿井或突出区域的采掘工作面，必须选用隔离式自救器。

2）化学氧隔离式自救器

化学氧隔离式自救器是利用化学药品生氧原理而设计的个人呼吸保护装置，它与外界空气隔绝，可往复式呼吸，使用时不受周围环境有害气体限制。佩戴者呼气时，呼气经口具、降温网进入生氧罐，呼气中的水气和二氧化碳与生氧剂反应生成氧气进入气囊，吸气时，气囊中储存的氧气再经过生氧剂，从生氧罐口具，经降温网降温进入人体，完成一个呼吸循环。当生氧剂产生的氧气超出人体的耗氧量时，气囊内压力逐渐增大，达到排气压力时，排气阀自动开启，排出多余气体，当气囊内压力小于排气压力时，排气阀自动关闭。

我国目前使用的主要为 AZH－40 型化学氧隔离式自救器，在步行速度 5.5km/h 或从事中等强度劳动时，供氧时间不少于 40min，静坐条件延长至 2.5～3h，有效使用期从制造日期起，携带（一班 8h 工作时）使用 3 年；存放 5 年。

3）压缩氧隔离式自救器

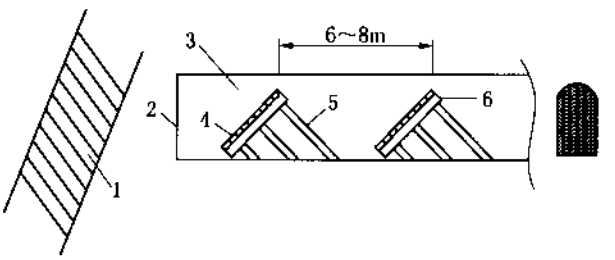
压缩氧（压缩空气）隔离式自救器带有高压气瓶，其中充有 20MPa 以上的纯氧（压缩空气），还带有二氧化碳吸收剂（一般采用石灰）与干燥剂的再生罐。我国生产的有 AYG－45 型、AZ415 型等。

6. 挡栏

挡栏是在发生突出时，为防止破坏或降低破坏程度而设置的，因此在石门揭煤工作面和煤巷掘进工作面可设置挡栏作为一种保护措施。对挡栏的设置要求如下：

（1）可用金属、矸石或木垛等构成。

（2）金属挡栏一般是由槽钢排列成方格框架，框架间隔不大于 0.4m，槽钢彼此用卡环固定，迎面框架铺上网眼为 20mm×20mm 的金属网，然后用木支柱将框架撑成 45°的斜面。矸石堆用大块矸石堆积而成，高度大于 2/3 巷高。木垛用木料搭建，要坚固、敦实。如图 9－4－48、图 9－4－49 和图 9－4－50 所示。



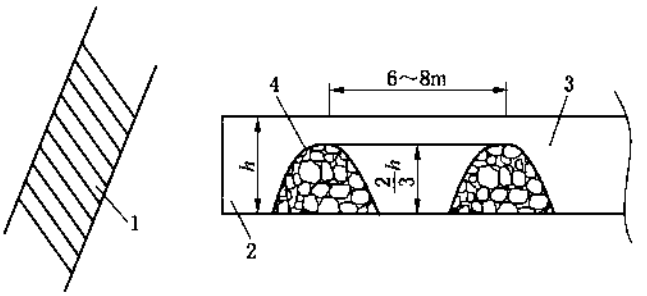
1—突出煤层；2—掘进工作面；3—巷道；4—金属网；5—斜撑支柱；6—框架

图 9－4－48 金属挡栏示意图

（3）挡栏两架为一组，架间距离 6～8m，距工作面的距离在设计中规定。

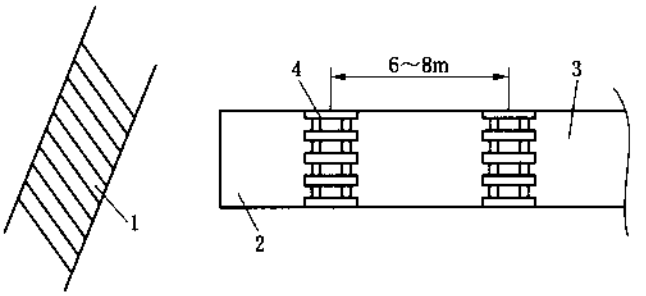
4.5.5 煤与瓦斯突出事故应急救援预案

煤与瓦斯突出事故发生后，会喷出大量的瓦斯和煤岩，瓦斯由突出点瞬间形成冲击波，向回风和进风巷道蔓延扩展，可破坏通风系统，改变风流方向，使巷道中充满高浓度的瓦斯。在通风不正常的情况下，可使火区和受影响区域内人员因缺氧而窒息。突出的瓦斯在蔓延过程中可能产生瓦斯爆炸，冲到井口时遇火源会引起瓦斯燃烧、爆炸事故。突出



1—突出煤层；2—掘进工作面；3—巷道；4—矸石堆

图9-4-49　矸石挡栏示意图



1—突出煤层；2—掘进工作面；3—巷道；4—木垛

图9-4-50　木垛挡栏示意图

的大量煤岩会堵塞井巷。在突出点附近的人员，可能被突出的煤岩流卷走、掩埋，因此煤与瓦斯突出对矿井安全生产威胁很大。突出矿井预先制定煤与瓦斯突出事故应急救援预案是为了在煤与瓦斯突出事故发生时能迅速、有序、有效地开展应急救援行动、降低事故损失。煤与瓦斯突出应急救援预案主要内容有：

1. 建立煤与瓦斯突出应急救援预案组织机构

为了加强对煤与瓦斯事故应急救援工作的组织领导，必须建立事故应急救援领导小组，为确保抢险救援合理高效，领导小组下设相应业务工作组。

1）领导小组职责

（1）负责制定完善煤与瓦斯突出事故应急救援预案，检查指导事故应急救援预案落实情况；组织指导事故应急救援知识的普及教育，不断提高应急救援能力；督促各单位提高应对煤与瓦斯突出事故的防范能力，组织应急救援演练。

（2）煤与瓦斯突出事故发生后，统一协调指挥矿井事故现场的应急救援工作，根据事故现场情况，对抢险救灾方案进行决策指挥，对应急救援工作中发生的问题进行紧急处理；监督检查抢险救灾、物资储备、信息传递、事故善后处理、伤员医疗救护、矿区秩序维护等工作。

2）业务工作组职责

（1）抢险指挥组：全权负责事故的救援指挥，组织实施应急救援预案和决策，下达

各项抢险救灾命令。

（2）应急救援办公室：负责事故通信联络工作。根据指挥组决定传达抢险救灾命令，并负责监督落实；及时调度事故现场抢险救灾进展情况，并向上级部门和领导小组报告。

（3）技术专家组：负责制定现场抢险技术方案，对抢险救援工作进行技术指导，为领导小组和现场抢险救灾指挥部决策提供技术支持；参与事故鉴定和事故调查工作。

（4）事故救援组：负责落实指挥组下达的各项命令，指导、组织现场救援工作。

（5）供应保障组：负责应急救援经费的筹备，协调解决抢险救灾所需物资的准备和供应。

（6）医疗救治组：负责事故受伤人员的抢救、监护及安全转送工作，尽量降低事故伤亡率，减少事故损失。

（7）治安保卫组：负责指挥、维护事故现场秩序，确保抢险救灾工作有序进行。

（8）事故调查组：负责事故调查取证工作，及时调查事故发生的原因和事故性质，查明人员伤亡情况，做好事故调查。

（9）宣传教育组：负责组织指导各级干部职工进行事故应急救援知识的普及教育，不断提高应急救援能力。当发生事故时，负责对事故动态及现场救援情况做真实的报道。

（10）善后处置组：负责参加抢险人员和遇难职工家属的住宿、安置，协调做好事故善后处理等工作。

2. 建立煤与瓦斯突出应急救援技术资料档案

为保证有序开展应急救援，全面掌握井下各系统情况、准确判断可能受影响的范围，作出合理的决定并下达命令，各种图纸和资料是基础，因此，建立技术资料档案很重要。技术资料内容主要有：

（1）通风系统图和通风网络图（必须标明设施的位置、风流方向、风量），全矿井反风试验报告。

（2）矿井供电系统图和井下通信系统图。

（3）采掘工程现状平面图和井上、下对照图，其中，井上、下对照图必须标明井口标高和位置，地面铁路、公路、钻孔、水管、水井、储水池、泵房以及存放处理事故用的材料、设备和工具的地点。

（4）井下消防洒水管路、压风管路、运输系统、灌浆、排水等系统图。

（5）矿井地质和水文地质图，井下避灾路线图。

（6）井上、下消防材料库的位置及其储备的材料，设备的品名和数量登记表。

以上图纸资料必须按规定及时填绘修改，确保能够反映实际情况。

3. 突出地点、强度的预估

根据生产接替计划和区域预测结果，判断并制定可能发生煤与瓦斯突出的地点、发生突出时的强度和突出影响的范围。

4. 突出后的停电与撤人

根据预计发生煤与瓦斯突出的地点和可能突出时的强度和突出影响的范围，制定不同地点突出时的停电范围、停电程序、停电地点和撤人范围和路线。

5. 建立应急救援响应机制

当井下发生煤与瓦斯突出时，如何及时反应，并启动救援工作，使事故损失降到最

少，需要建立响应机制。矿井响应也是分级进行，一级紧扣一级。一般响应程序为：现场人员向矿调度汇报，矿调度向煤与瓦斯应急救援领导机构及上级单位汇报，煤与瓦斯应急救援领导机构立即成立指挥部并开展应急救援。各级响应要求如下：

1）井下现场人员响应

当矿井发生煤与瓦斯突出事故，事故现场人员要首先搞好现场自救，立即向调度室汇报，汇报的主要内容包括：

（1）事故发生的时间、地点及事故现场情况；

（2）事故的简要经过；

（3）事故已经造成或者可能造成的伤亡人数（包括下落不明的人数）；

（4）已采取的应急抢救措施和进展情况。

2）矿调度响应

调度室接到事故报告后，根据井下反映的情况，必须立即向煤与瓦斯突出事故应急领导小组汇报并按要求向上级管理单位汇报。

3）煤与瓦斯突出事故应急领导小组响应

煤与瓦斯突出事故应急领导小组得知发生突出后，必须立即赶赴矿内并成立指挥中心，组织协调开展救援工作。

6. 指挥部成立后的救援工作

成立抢险救灾指挥部后，立即启动本单位救援预案，迅速开展应急救援工作，其主要工作：

（1）首先启动应急预案，迅速撤离灾区人员，抢救遇难人员。

（2）根据情况切断灾区和受影响区的电源，但必须在远距离断电，防止产生电火花引起爆炸。当瓦斯影响区遍及全矿井时，要慎重考虑断电后会不会造成全矿被水淹，若不会被水淹，则应在灾区以外切断电源。若有被水淹的危险时，应加强通风，特别是加强电器设备处的通风，做到“送电的设备不停电，停电的设备不送电”。

（3）通知救护队，下井侦察情况，抢救遇险人员，恢复通风系统等。

（4）在灾区附近的新鲜风流中选择安全地点设立井下基地，选派人员担任井下基地救灾指挥。

（5）各业务救援组织机构在指挥部的统一领导下各行其责实施抢险救灾。

7. 应急救援演练

为保证突出事故发生后，能及时按应急救援预案要求启动，并顺利开展救援工作，要求突出矿井每年至少演练一次。

5 矿井热害防治

5.1 矿井热害

目前，我国煤矿井工开采已经向深部发展，许多矿井的开采深度已达 900～1300m，矿井高温热害问题十分严重。据不完全统计，目前已有 130 多对矿井的采掘工作面风流温度超过 30℃，许多矿井的开采深度超过 800m。在深部采矿工程中，矿井高温热害及其治理被国内外采矿界认为是两大科技难题之一（另一难题是矿山压力及其控制），未来矿山的极限开采深度将取决于矿井热害防治技术及装备的发展水平。

矿井热害是随着煤矿开采深度的不断延深而出现的又一大灾害。它不同与瓦斯、水、火、顶板、冲击地压等瞬时爆发形成的灾害。矿井热害是一年四季（夏季最严重）持续不断的区域性灾害，对生产影响时间长、范围广、涉及人员多，是严重威胁煤矿正常高效生产的主要灾害之一。

5.1.1 矿井高温危害

1. 高温热害严重影响矿工身体健康

随着热不平衡的程度和维持时间的增加，人体的调节器官处于极度紧张状态，身体获得热量导致体温过高，即蓄热状态，将出现心率加快、头疼、恶心、中暑、昏迷，直至死亡。

2. 高温高湿影响矿井安全生产

高温高湿环境使职工出现注意力不集中、心跳加快、头晕等现象，严重的甚至出现职工中暑而晕倒，极易引发安全事故。高温热害引发的事故与一般局部区域的安全事故相比，具有引发的事故范围较广、涉及人员较多的特点。因此高温高湿环境严重影响矿井安全生产。据南非多年的调查统计，当矿内作业点的空气湿球温度达到 28.9℃时（相当于干球温度 30℃），开始出现中暑死亡事故。

3. 高温引发机电设备故障率增加

矿井高温高湿环境影响机电设备的正常运转，使机电设备故障率上升。井下机电设备、电缆均是通过与环境的对流来散发本身所产生的热量，其工作环境温度、湿度超过规定的限值或长期处在限值附近时，必将导致设备散热困难，以致发生设备故障。并且，一般情况下，按常规方法难以查明发生事故的原因。

机电设备的环境温度要求：我国矿用一般型机电设备的工作环境温度≤40℃；矿用隔爆型机电设备的工作环境温度≤45℃。但这并不等于说，只有到了上述限值才会发生设备故障。如果机电设备长期处在上述限值附近，则机电设备故障率将大增。日本通产省的调查统计表明：机电设备在相对湿度 90% 以上、气温 30～34℃的地点工作时，其事故率比低于 30℃的作业地点高 3.6 倍。

4. 矿井高温热害降低劳动生产率

在矿井高温高湿环境条件下，职工出勤率和劳动生产率下降。据前苏联统计资料，在风速2m/s，气温30℃时，劳动生产率降低为72%，32℃时降低为62%。采掘工作面的气温每超过规定指标（规定26℃）1℃，劳动生产率降低6%～8%。由图9-5-1可以看出：当采掘工作面风速小于2m/s，湿球温度超过30℃以后，矿工的劳动工作效率下降较快。

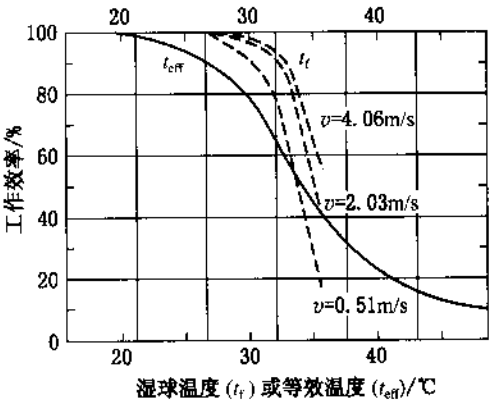


图9-5-1　工作效率与采掘工作面温度的关系

5.1.2　国内外煤矿热害防治现状及发展

世界各国生产矿井根据热害成因和不同的热源类型，结合煤矿生产特点和热害对矿井生产的影响程度，采取不同的治理方式。如：美国、波兰等国的高温矿井，一般采用井下集中制冷降温方式。但随着采深的不断增加，工作面需冷量增大，系统压力增大、井下不易排放冷凝热等难题越来越难以解决，逐步发展为目前的地面集中制冷降温（冷水）方式。南非金矿由于采深大（3000～4000m），循环水排放费用高，也由井上下分段多级联合集中制冷降温方式逐步发展为地面集中制冰、井下融冰、输冷降温方式。南非与美国、波兰等国煤矿降温系统的区别是：南非金矿是在地面制取碎冰，而美国等国是在地面集中制冷（冷水），井下输冷、传冷系统相同。

目前我国主要采用两种热害治理方式：

（1）井下局部制冷降温方式。如河北峰峰的梧桐庄矿、淮南的潘三矿等。采用煤矿井下用冷风机组或冷水机组对回采工作面或掘进工作面进行制冷降温。特点：制冷能力小，服务范围小。但投资少、系统简单、施工周期短。

（2）地面集中降温方式。该方式又分为：①地面集中制低温水降温方式。如平煤四矿，利用电厂蒸汽余热在地面集中制取低温水送往井下，经井下中间冷热交换站后，再送到多个采掘工作面进行降温。②地面集中制冰降温方式。如山东新汶孙村矿、平煤六矿等，在地面建立集中制冰站，把冰送到井下融化成低温水后，再送到多个采掘工作面进行降温。特点：制冷能力大，服务范围广。但投资大，系统复杂，施工周期长。

目前随着矿井开采的不断延深，降温范围和制冷规模越来越大。降温方式向地面集中制冷降温方式发展，从技术经济角度考虑，当开采深度超过3000m时，可考虑在地面建立冰降温系统。

5.1.3　矿井热害防治相关法规

我国对煤矿安全生产从严要求，《煤矿安全规程》第一百零二条规定："生产矿井采掘工作面空气温度不得超过26℃，机电设备硐室的空气温度不得超过30℃；当空气温度超过时，必须缩短超温地点工作人员的工作时间，并给予高温保健待遇。""采掘工作面的空气温度超过30℃、机电设备硐室的空气温度超过34℃时，必须停止作业。""新建、改扩建矿井设计时，必须进行矿井风温预测计算，超温地点必须有制冷降温设计，配齐降温设施。"

5.2 矿内热源

矿井气候条件除受地面大气状态季节性变化影响外，还受矿内各种热源的影响。如围岩散热、机电设备散热、氧化热及人体散热等，风流通过立井或斜井向下（或向上）流动时压缩－膨胀热也是影响风流温度的重要因素。目前我国矿井多数为传导型高温矿井，主要热源所占比例：围岩散热随着深度的增加和岩温的上升，其占矿井总放热量的比例一般为50%～70%，最高达90%，其他热源如机电设备、运输中的煤矸等放热量，不同的矿井各有不同。

地下空间热源种类较多。矿井主要热源主要有：来自围岩的散热、空气压缩热（风流下行由势能转化成热能）、机电设备散热、氧化散热等。世界上绝大多数矿井，风流本身具备一定的排热能力，但当采深达到通风解决热害问题的极限时，就需要大规模制冷降温。相反，在寒冷季节，入风需要加热，以满足工人和设备的温度需要。为确定制冷规模，就需要量化井下热源。

5.2.1 地面大气气候对矿内气温的影响

地面空气进入矿井后，在沿井巷流动过程中不断和矿内各种热源进行热、湿交换，其状态参数（压力、温度、湿度）要发生变化。随着地面气候条件的季节性变化，井下气候也随之变化。冬季，地面气温低，井下气温也低；夏季，地面气温高，井下气温也升高。井下气温一年四季波动幅度为3～10℃。随着矿井采深和通风距离的不断增大，矿内气温受地面气温季节性变化的影响越来越小。

5.2.2 地热

1. 地温梯度与恒温带

随着矿井开采深度的增加，岩石温度也增加。岩石温度随深度的升高通常用地温梯度来描述。全球地温梯度平均值为3℃/100m，我国高温矿井为2.7～4.5℃/100m。

地壳表层的温度受地面温度的影响呈现周期性的变化，但这种影响随着深度的增加而逐渐减弱。到一定深度，这种影响基本消失，从而地温保持恒定。即地球在向大气散热的同时又接受太阳的辐射热，太阳辐射的最大影响深度为恒温带深度。地温常年保持恒定的带称为恒温带，恒温带温度不随地面温度的季节变化而变化。围岩温度计算通常从恒温带开始，其深度约为20～40m。

在恒温带以上，地温受太阳辐射热的影响而具有周期性的变化规律，称为变温带。在恒温带以下，地温的变化受大地热流场的影响，随着深度的增加而不断增温，称为增温带。恒温带则是变温带与增温带的分界面。由于恒温带的厚度一般只有3～8m，而矿井生产的深度大都为数百米，甚至超千米，远远深于恒温带的深度。随着开采深度的增加，地温也逐渐升高，当地温超过某一温度时，就将引起矿井高温热害问题。因此，高温热害是矿井生产向深部发展过程中不可避免的问题。

2. 煤矿地热类型与热害等级

矿山地热类型按两级划分：第一级，按平均地温梯度值将矿山地温场分为低温、中常温和高温3类；第二级，按引起地温场变化的主控因素和致热因素，将低温类分为深源低温型和地下水强烈循环冷却型；将高温类分为深源高温型、地区性局部聚热型和附加热源型。地温梯度值小于1.6℃/100m为低温类，地温梯度值大于3℃/100m为高温类，介于

二者之间为中常温类。

矿内空气温度超过《煤矿安全规程》规定指标的即为高温矿井。我国矿井热害等级评估的基本依据是井下围岩原始温度。《煤炭资源地质勘探规范》中明确指出：平均地温梯度不超过3℃/100m的地区为地温正常区；超过3℃/100m为高温异常区。原始岩温大于31～37℃的地区为一级热害区，原始岩温大于37℃的地区为二级热害区。

据我国煤炭资源开发和资源保护资料显示，在我国预测的煤炭资源总储量中，有73.2%的储量埋深在1000m以下，预测围岩温度在39～45℃，处于二级热害区。由此可见，矿井热害防治工作在采矿工业发展中具有十分重要的意义。

3. 围岩散热

围岩是向风流释放热量最主要的热源之一。原始岩温是随着采深的增加而升高，岩温高是造成矿内高温的主要因素之一。当围岩温度与井巷中的风流温度存在温差时就产生热交换。一般围岩温度高于该处风流温度，其热交换是个复杂的不稳定传热过程。为便于计算，常用类似于不稳定传热计算公式来计算围岩散热量：

$$Q_r = k_\tau UL(t_{gu} - t_B) \tag{9-5-1}$$

式中　Q_r——围岩散热量，W；

k_τ——围岩与风流的不稳定热交换系数，W/(m²·℃)；其值大小取决于岩石的导热系数、比热、巷道断面尺寸、通风时间和风速等诸多因素；

U——井巷净断面周长，m；

L——井巷长度，m；

t_{gu}——井巷始末两端平均原始岩温，℃；

t_B——流经巷道始末两端平均气温，℃。

这里介绍的是从理论上计算围岩向一段巷道传递热量的问题。为使理论计算成为可能，一般要进行下列假设：

（1）井巷的围岩是均质且各向同性。

（2）在分析开始时，岩石温度是均一的。

（3）巷道的横断面积是圆形的，且热流流向均为径向。

（4）在整条巷道壁面，换热条件是一样的，在其周长上，热交换的条件也是一样的。

（5）在所分析的巷道里，空气的温度不随时间变化。

5.2.3　机电设备散热

随着机械化程度的提高，采掘工作面的综采机、综掘机及大部分机电设备都安设在进风流中。电动机拖动机械设备运转所消耗的能量除变成物料位能、破碎能、压缩能之外，克服摩擦阻力做功所消耗的能量会转换为热能释放给风流，从而使风流温度升高。机电设备放热中，采掘机械放热是最主要的放热热源，占总机电设备放热量的90%以上。采掘设备散热量可用下式计算：

$$Q_w = m_w \Delta i \tag{9-5-2}$$

式中　Q_w——风流所获得的热量，W；

m_w——风流的质量流量，kg/s；

Δi——风流的焓值，J/kg。

当全部热量用以使风流温升时：

$$\Delta i = c_p \Delta t \tag{9-5-3}$$

式中 Δt——风流的温升，℃；

c_p——空气的定压比热容，J/(kg·℃)。

假如回采工作面的采煤机械装机容量为1300kW，除用于设备采煤做功以外，可使平均供风量为30m³/s的回采工作面的风温约上升11℃。这是相当高的温升，但井下空气湿度高，很大一部分热量被水分的蒸发吸收。实测机电设备散热使风流温升的热能约占总转换热量的30%；带式输送机和刮板输送机约占10%～20%。

局部通风机所消耗的电能几乎全部转换为热能并传给风流，是造成掘进工作面气温升高的主要原因之一。

井下变电所、水泵房、绞车房等机电硐室的散热对采掘工作面气温也有一定影响。

5.2.4 其他热源

1. 风流自压缩热

由于采深大，风流向下流动时自压缩引起温升，其温升不是由外部热源输入的，而是位能转换成热能使风流的比焓增加的结果。风流向下垂直流动100m时，绝热过程温升为0.98℃，但由于风流的自压缩热大部分消耗于水分蒸发，故实际温升较小，有时甚至降温（高温季节或井筒中有低温淋水）。

2. 氧化热

煤炭的氧化放热一般不会对井下气候产生显著影响，但采空区煤的氧化热对工作面上出口风温影响较大。分层开采或跳采的采空区的氧化热可使下分层或相邻工作面的岩温升高，致使即将生产的工作面风温升高。

3. 人体散热

一般人员的能量代谢产热量为：

休　息	90～115W
轻度体力劳动	200W
中等体力劳动	275W
繁重体力劳动	470W

人体散热量可以根据职工总数和从事工作的繁重程度及持续时间来统计，但其散热量较少，一般忽略不计。

4. 运输中煤炭及矸石的散热

在以进风巷道为运输巷道时，煤炭及矸石的散热量对进风流的加热作用比较明显。

5. 热水散热

井下热水的放热量取决于水量和水温。当有热水大量涌出时，对附近的气候条件影响较大。热水通过传导和对流对风流的加温加湿作用，使风流的焓值增大，风温升高。

5.3 矿井热害治理技术

热害治理就是把井下工作面空气的温湿度控制在《煤矿安全规程》规定的标准内。矿内热害治理技术主要有两大类：一是通过优化矿井通风系统等非人工机械制冷降温技术；二是采用制冷设备进行制冷降温的人工机械制冷降温技术。

由于井下热源种类繁多，且不断变化，热量计算困难，降温地点经常移动，所需冷负荷随矿井延深和生产规模扩大而不断增加，井下降温设备要求耐压、防爆，且安装操作方便，使用的制冷剂或载冷剂应具有无毒、非燃烧性等特点，因此，矿井降温的设计与实施比地面空调要复杂和困难得多。

1. 矿内气候评价指标

治理矿井热害，就是改善井下恶劣的气候条件，减少热环境对人体的侵害。在高温高湿环境下工作，加到人体上的热应力不只取决于气候条件（如温度、湿度、风速、气压等），还取决于劳动强度、持续时间、衣着情况及个人特征（年龄、健康状况、身高、体重及对热的适应能力等），其主要影响人体生理反应（体温、心率、出汗量等）程度。虽然热应力有很多种评价指标，但每个指标只能反应部分热应力，不能确切地反应热负荷对人体的影响。目前最常用的热应力指标有：

（1）干球温度 t_g。它是一个最常用的指标，测量简单，虽然只能测定一个热力参数，但许多国家还在使用并作为法定的指标。

（2）湿球温度 t_f。利用湿球温度比干球温度评价热环境条件更为贴切。因为工作地点的干、湿球温度变化不大，风速基本上是稳定的。即使干球温度测定值比较高，而湿球温度值不太高，职工在该条件下进行体力劳动时也还是可以承受的。原因是空气的相对湿度比较小，人体汗液能很快蒸发掉。

（3）等效温度 t_{eff}。它是用空气温度、湿度及风速3个因素表示对人体所产生的冷热感觉的一个指标。是当空气的相对湿度为100%、风速为0m/s时，人体对其产生的冷热感与另一个环境（温度、湿度、风速）中产生瞬时的冷热感相同时的温度值，即等效温度。

由于矿内每个地点的风速基本上是不会变的。因此，治理矿井热害，主要是降低空气温度（干球）和空气中的含湿量（除湿）。

2. 矿井热害分析

对于生产矿井或改扩建矿井的气象参数预测、矿内热源分析、环境气象条件评价、采掘工作面制冷参数计算等，可采用《全矿井通风网络风流热力参数预测计算程序》（windows版）进行解算。软件针对井筒、大巷、煤巷、掘进工作面、采煤工作面（包括综采、高档普采、炮采）五类井巷的风流与围岩之间的热湿交换、机电设备散热、热水散热、氧化散热、压缩热等，计算出各热源对应的温度变化值，并考虑它们之间的互相影响，通过温湿度双向迭代完成气温和相对湿度的计算。数学模型主要考虑了：巷道标高、岩石热物理参数、巷道长度和断面、风量、通风时间、巷道及支护类型、恒温带参数、水沟参数、潮湿状态、机电设备运行功率、地温参数、氧化散热参数、掘进工作面风筒直径、长度、百米风阻、掘进速度、工作人数、百米漏风率等33个参数。该程序以表格形式输出所有计算数据及计算结果，为热害防治方案的确定，准确、快速整理资料打下基础。

5.3.1 非人工制冷降温技术

非人工制冷降温技术主要有增加风量、改变通风方式、优化通风和开拓系统、合理选择采煤方法等，也是首先要考虑的降温方式。非人工制冷降温技术一般适用于所有高温矿井。

5.3.1.1 通风降温

通风是带走矿内诸多热源散热的主要技术途径之一，即使安装了降温系统的采掘工作面也不能忽视合理通风的降温作用。

非人工制冷降温技术中一般首先采用通风降温方式，其特点是可以结合矿井原有通风系统，易于管理，容易实现。但受矿井通风能力、开拓巷道布置、采煤工作面风速等条件限制，降温能力有限。

1. 增加风量

当采掘工作面进风温度不大于28℃，围岩温度不太高时，增加通风量是经济实用的矿井降温措施。增加通风量，可提高风速，改善人体散热条件，增加人体舒适感。主要方法有：

（1）减少通风阻力。

（2）防止漏风。

（3）加大风机能力。

（4）优化通风系统合理用风。

（5）加强通风管理等。

试验表明，增加风量是一种简单易行的降温方法，但其降温幅度是有限的，一般可使工作面风流温度降低1～4℃。但风量的增加也不是无限制的，它受规定的风速和成本制约。当风量增加到一定程度时，受进风温度、围岩温度、通风距离、有高温热水涌出等因素影响，再增加风量往往降温效果不佳。

根据德国研究资料，当围岩温度达到40℃时，工作面等效温度上升到32℃，岩层温度每增加1℃，等效温度增加0.7℃。岩层温度超过40℃时，就不能采用增加风量降温措施。南非麦菲尔逊M.J也认为，当原岩温度超过40℃，必须减少风量，增加空气冷却度。

2. 改变通风方式

（1）采煤工作面下行风。采煤工作面下行通风时，运煤方向与风流方向一致，使带式输送机处在回风流中，煤（岩）在运输过程中释放出的热量和机电设备散热不再返回工作面，改善了采煤工作面的气候条件；另外，新鲜风流从围岩温度较低的上部巷道流过时温升较小，同时采煤工作面内的粉尘也有所减少。下行通风一般可使工作面风温降低1～2℃。平煤集团五矿的23111和23151采煤工作面改为下行风后，气温平均降幅1.8℃。

但是，下行通风方式不利于工作面内的瓦斯及火灾时期的灾变处理。因此，在有条件采用下行通风方式时，相应的安全措施必须到位，瓦斯浓度不能超限。《煤矿安全规程》对煤层倾角大于12°的采煤工作面采用下行风有严格规定。同时，转载机和带式输送机长期处在高温高湿条件下运行，设备故障率升高，不利于正常生产。

（2）采煤工作面通风形式。采煤工作面通风形式一般有：U型、E型、W型和Y型4种。如图9－5－2所示。

E型和W型通风方式是在采煤工作面中部掘一腰巷，减少了风阻，缩短了风路，相应增大了工作面风量，有明显的降温效果。兖矿集团东滩煤矿十四采区的14233工作面采用了W型通风后，进风巷的风温降低到26.9℃，比U型通风方式降低了1～2℃。但E型和W型通风方式的缺点是增加了掘进成本，延长了采煤工作面投产时间。因此，不能单纯地从改善气候条件来选择通风方式。

Y型通风方式增加了工作面回风道内的风量，使工作面上隅角瓦斯和采空区溢出的热

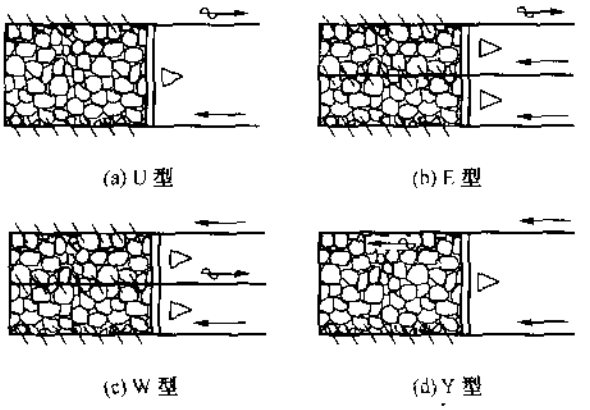


图9-5-2　采煤工作面通风形式示意图

量从采空区一侧排走，有效地降低了工作面出口和回风道的气温。

5.3.1.2　选择合理的矿井通风系统

在设计矿井通风系统时，要考虑进风流路线最短，进风巷布置在低岩温和低热导率的岩层中，尽量避开局部热源对进风流的影响。

在井田走向长度相同时，混合式通风路线长度比中央式小50%～60%。前苏联对科切加卡尔矿960m水平巷道的风温计算结果为：在风速相同时，中央式比混合式高2.3～9.6℃。

5.3.1.3　优化开拓布置方式和采煤方法

分区式开拓方式可以大大缩短进风路线的长度，从而降低进风流到达工作面前的温升。实践证明，混合式开拓方式对矿井的降温效果最好。改单巷掘进为双巷或多巷掘进也有利于降温。

使用全部充填法管理顶板，可以减少采空区岩石散热的影响，降低采空区漏风量，改善工作面内的气候条件。同时，充填物还可吸热，可起到冷却矿内空气的作用。试验表明，采用全部充填法的冷却效果相当于1台400～500kW的制冷机的降温效果。

煤层注水预冷煤体，对热害与瓦斯防治均有利。

5.3.2　人工制冷降温技术

在高温矿井中，当采用加大风量等非人工制冷降温措施后还不能把矿内气温降到《煤矿安全规程》规定的标准时，就必须采取人工制冷降温措施，即采用制冷设备对矿内空气进行人工冷却。

目前常用的人工制冷降温技术主要有以下3种：

（1）井下局部制冷降温技术：适用于一个采煤工作面、掘进工作面或边远局部地点制冷降温。制冷设备安装在井下拟降温的采煤工作面或掘进工作面的进风巷道附近，其输冷距离近，冷量损失小；但要求制冷设备防爆和具有MA证，制冷机冷凝热排放困难。

（2）井下集中制冷降温技术：制冷站布置在井底车场或采区车场附近，制冷站内安装多台制冷设备，对全矿井或一个采区的多个采掘工作面制冷降温。其输冷距离近，冷量损失小；但要求制冷设备防爆和具有MA证，制冷机冷凝热排放困难。

（3）地面集中制冷降温方式：适用于全矿井或一个采区的多个采掘工作面制冷降温。制冷站布置在地面，制冷设备无须防爆，制冷机冷凝热排放方便。但输冷距离远，冷量损失较大。当矿井采深较大时需在井下设置高压水减压装置（高低压换热器等），以降低高压水压力。

5.3.2.1 降温工作面和制冷站冷负荷计算

对需降温的工作面冷负荷按最热月空气平均参数考虑。采掘工作面及机电设备硐室的冷负荷的计算应考虑围岩的散热、机电设备的散热、采空区的散热、氧化热、人体散热等热源、湿源与风流的热、湿交换等因素，按《煤矿安全规程》规定的降温标准，根据热环境条件进行正向、逆向热力计算，确定采掘工作面冷负荷。

制冷站冷负荷应根据制冷站在地面或井下的不同情况，分别由下列有关各项累加计算后，再乘以1.1～1.2的附加系数确定：

（1）采掘工作面或机电设备硐室的冷负荷。

（2）载冷剂传输管道的冷量损失量。

（3）载冷剂传输水泵对载冷剂的加热量。

（4）载冷剂高低压偶合装置的冷量损失量（采用该设备时）。

（5）作业用水的冷量损失量（采用该方案时）。

（6）其他输冷或换冷环节的冷量损失量。

5.3.2.2 矿井制冷降温系统

1. 矿井降温系统组成

矿井制冷降温系统主要包括制冷系统、输冷系统、散冷系统和排热系统。

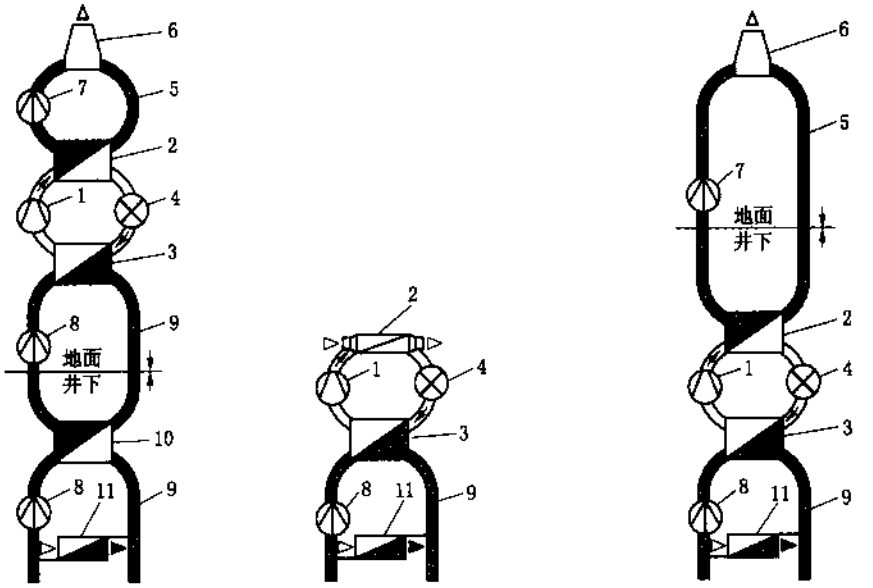
（1）制冷。制冷是矿井降温系统的技术关键，要求制冷设备的制冷效率高、运行性能稳定，节能环保、易于操作和维护等。

制冷系统由压缩机、冷凝器、节流阀、蒸发器及连接管道等部件组成。如图9－5－3所示，制冷剂（氟利昂）在蒸发器中吸收载冷剂（冷水）的热量而被汽化为低压低温的蒸汽。该蒸汽被压缩机吸入，并经压缩升压升温，进入冷凝器中将热量传递给冷却水而被冷凝成高压液体，再经节流阀降压降温后进入蒸发器继续吸收载冷剂（冷水）的热量，达到制冷目的。

（2）输冷。即把制冷机制出的低温冷媒（载冷剂）采用隔热管道，以最小的冷量损失把冷量输送到用冷地点。由于制冷站的位置不同，而形成不同的输冷循环系统。

采用地面集中制冷降温系统时（图9－5－3a），输冷有两个循环系统，即一次侧（高压）循环，由蒸发器、高低压换热器、冷水泵、冷水管等组成；二次侧（低压）循环，由高低压换热器、空冷器、冷水泵、冷水管等组成。载冷剂（冷水）在空冷器中吸收风流的热量后，通过保冷管道回流到蒸发器中（有高低压换热器时回流到高低压换热器中），将热量传递给制冷剂而自身温度降低。低温载冷剂又通过冷水管进入空冷器继续吸收风流的热量，达到降低工作面进风流温度的目的。

采用井下局部或集中制冷系统时（图9－5－3b、图9－5－3c），只有一个输冷循环系统，它由蒸发器、冷水泵、冷水管、空冷器等组成。载冷剂（冷水）在空冷器中吸收风流的热量后，通过保冷管道回流到蒸发器中，将热量传递给制冷剂而自身温度降低。低温载冷剂又通过冷水管进入空冷器继续吸收风流的热量，达到降低工作面进风流温度的目的。



(a) 地面集中制冷降温系统　(b) 井下局部或集中制冷降温系统　(c) 井下集中制冷地面排热降温系统

1—压缩机；2—冷凝器；3—蒸发器；4—节流阀；5—冷却水管；6—冷却塔；
7—冷却水泵；8—冷水泵；9—冷水管；10—高低压换热器；11—空冷器

图9-5-3　矿井降温系统工作原理示意图

(3) 散冷。目前，常用的散冷方式是由安设在采掘工作面附近的空冷器直接冷却进入采掘工作面的风流，实现降温目的。即把由隔热管道输送到采掘工作面进风巷附近的低温冷媒（冷水），通过空冷器与采掘工作面的进风流进行冷热交换，最大化地把冷能传递给进风流。采掘工作面的进风流在空冷器内放热（吸冷）后温度降低，由风筒被送到用冷地点，使工作面气温降低，达到降温目的。吸热后的低温冷媒（冷水）温度升高，返回制冷机蒸发器继续放热（吸冷）循环使用。

(4) 排热。即把制冷机的冷凝热通过冷却水排放到大气中，要求排热系统最大限度地满足制冷机组的排热需求，以保障制冷机组发挥最大制冷能力。

地面制冷站排热系统，主要由冷凝器、冷却塔和冷却水管道等组成。制冷剂在制冷机组的蒸发器中吸收载冷剂的热量和在压缩机中被压缩的热量，在冷凝器中传递给冷却水，冷却水吸热后，由管道进入冷却塔中把热量散到大气中，降低温度后的冷却水再进入冷凝器继续吸热，达到连续排除冷凝热的目的。

当制冷站布置在井下时，冷凝热的有效排放是制冷机组正常运行的关键。井下制冷的排热系统又分为井下排热和地面排热。图9-5-3b为利用井下风流直接通过冷凝器进行排热系统，即风流在制冷机冷凝器内吸收制冷剂的热量后被送到回风巷排往地面大气中。也有通过冷凝器、水冷却装置等组成排热系统，即冷却水在制冷机冷凝器中吸热后，通过隔热管道被送到采区或矿井回风巷附近的冷却装置中把热量散到回风巷中排到大气中；降低温度后的冷却水再进入冷凝器继续吸热，达到连续排除冷凝热的目的。井下制冷地面排热系统（图9-5-3c）由冷凝器、冷却塔和冷却水管道等组成，冷却水在冷凝器中吸热

后，通过隔热管道被送到地面的冷却塔中把热量散到大气中；降低温度后的冷却水再返回井下进入冷凝器继续吸热，达到连续排除冷凝热的目的。

2. 矿井降温系统主要设备设施

矿井降温系统由制冷站、井下换冷站、散冷硐室、输冷管道等构成。

1）制冷站

制冷站是矿井降温系统的核心部分。主要由制冷机房（或硐室）、制冷（或制冰）机组、冷水和冷却水循环水泵、供配电设备及系统测控装置等组成。制冷站位置由选择的降温系统所决定。

（1）地面制冷站。当降温方式为地面集中制冷降温方式时（图9－5－3a），制冷站布置在地面。一般要求制冷站位置距矿井进风井口要大于100m，制冷机房内要有良好的气候条件，冬季气温不得低于10℃，夏季不得高于35℃。制冷压缩机要有隔音装置，噪声要控制在80dB以下。一般不采用氨制冷机，若采用时要配齐自动监测监控装置。

（2）井下制冷站。当降温方式为井下制冷降温方式时（图9－5－3b、图9－5－3c），制冷站布置在井下车场或采区车场附近，其位置要有利于供冷和排热。要求井下制冷站硐室要开凿在坚硬的岩体中，采用料石砌碹或工字钢混凝土支护。硐室空间要符合设备的搬运、安装、维修、操作及通风安全要求。要建立独立的通风系统，风量每小时交换次数不得少于5次。在发生事故时，制冷剂能直接排到回风道中。井下制冷机及其辅助设备和供配点设备必须符合煤矿防爆规程的要求。制冷剂必须用无毒、无爆炸危险和不可燃的。

制冷站负荷不大时，采用1台制冷机即可；负荷较大时需采用多台制冷机串联、并联或串并联运行。多台制冷机联合运行方式主要取决于空调系统所安设的空冷器台数、特性和换冷量。

2）井下换冷站

随着矿井采深的不断增加，矿井降温需冷量日益扩大。受制冷机在井下冷凝热排放困难、设备安装、维护管理不便等条件限制，迫使大型集中降温的制冷站安设在地面，当采深较大时需在井下井底车场或采区车场附近设置井下换冷站（图9－5－3a），以保证空冷器等散冷系统正常运行。地面制冷井下设置高低压换冷站的制冷降温方式也是今后矿井降温的发展方向。

当采用地面集中制冷（低温水）降温方式时，井下换冷站内需安装高低压换冷器；当采用地面集中制冰降温方式时，井下换冷站内需安装融冰池。

（1）高低压换冷器。当制冷站设在地面时，为了降低终端设备空冷器的工作压力，在井底车场或采区车场附近安设高低压换冷器，作用是分解冷水系统工作压力和冷量转换。即由地面制冷机组来的一次侧（高压）载冷剂，通过高低压换冷器间接地把二次侧（低压）的载冷剂冷却后送到工作面空冷器中进行冷却风流。

目前常采用壳管式高低压换冷器，即在封闭的圆筒形外壳内布置许多管束，一次侧高压水在壳内（管外）单程流动；二次侧低压水在管内双程流动。高低压换冷器数量一般由多台串联或串并联组成换冷器组使用。特点：①高压水是有压循环，温升小；②低压水易受污染，在管内流动便于清洗；③高低压水均为闭式循环，耗能少；④高压容器价格高；⑤需开凿相当长的硐室。

三室管式转换器由3个管状冷热转换室组成，以保证水流连续地流动。每个室均为一

根一定规格的钢管，每个室有6个阀，负责开启或关闭进入钢管内的冷水或热水，实现一次、二次侧的连续转换。该转换器结构简单、自动化程度高，防爆电磁阀动作快速、准确，换热效率高达98%，冷冻水的温度跃升仅为0.5℃。三室管式转换器换冷能力大于600kW。

高低压换热器主要技术参数见表9-5-1。

表9-5-1　高低压换热器主要技术参数

型　　号	HP/LP-300/250-11/2.5	HP/LP
单台换热量/kW	>600	>600
高压侧		
工作压力/MPa	11	9.8
冷媒流量/($m^3 \cdot h^{-1}$)	300	240
水阻力/kPa	<50	<50
进出水管规格/mm	DN250	DN250
进液温度/℃	0.5~1.5	-0.5~-1.5
出液温度/℃	14.5~15.5	15.9~13.9
低压侧		
工作压力/MPa	2.5	2.0
水流量/($m^3 \cdot h^{-1}$)	242	202
水阻力/kPa	<70（单台）	<70（单台）
进出水管规格/mm	DN200	DN200
筒体直径/mm	DN900	DN700
单台尺寸/（m×m×m）	5.527×1.095×1.576	4.3×0.85×1.0
质量/kg	11120	8000

（2）融冰池。当集中制冰站设在地面时，需在井底车场附近设置融冰池。作用是把地面制冰站来的碎冰在融冰池内与工作面空冷器回水混合后，变成低温水再输送到空冷器，达到降低工作面气温的目的。

融冰池容积为50~100m^3的长方体，具体尺寸应根据现场条件确定。为减少冷量损失，融冰池外表面应采取保冷措施。一般采用厚度为30~50mm的橡塑材料进行保温。由于固体冰的流动性差，为避免堵冰事故发生，融冰池的位置距离输冰立管越近越好。

3）散冷硐室

散冷硐室常布置在降温工作面进风巷附近，硐室内由空冷器、局部通风机和风筒组成。空冷器是矿井降温系统末端直接向降温地点散冷的关键设备，其性能优劣直接影响降温效果。冷却地点即空冷器安设位置，一般采用空冷器安设在采掘工作面进风巷附近，直接冷却进入采掘工作面的风流。

矿内风流冷却方式是确定制冷站位置、制冷机和空冷器的台数、型号和制冷量的重要依据。

（1）采煤工作面空冷器散冷降温方式。空冷器（2～4组）安装在距离工作面下口100m左右进风巷的散冷硐室内，随工作面生产而定期移动（图9-5-4）。每组空冷器之间为水路串联、风路并联。为解决工作面“下冷上热”冷热不均的热害治理难题，可把从空冷器出来的18℃左右的循环水，适量用于采煤机、运输机等设备的冷却用水和防尘洒水，以及在工作面上部安设喷雾装置，达到灭尘降温双重效果。

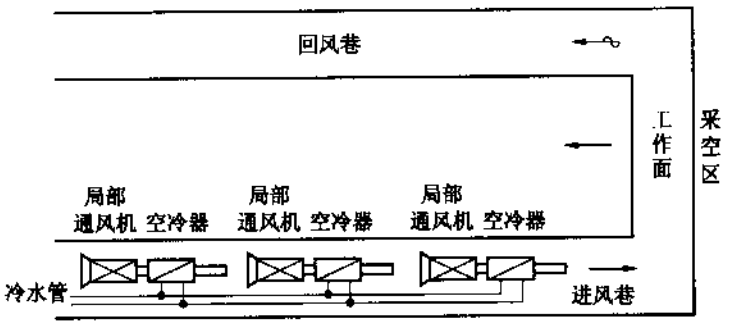


图9-5-4 采煤工作面空冷器安装示意图

（2）掘进工作面空冷器散冷降温方式。空冷器安设在距离风筒出口100m处，串联接入风筒内，冷却进入掘进工作面的风流。随着掘进工作面的推进而随之定期向前移动。当掘进巷道设计长度不超过1000m或掘进工作面热害不太严重时，空冷器可安设在向掘进工作面供风的局部通风机后面固定不动。空冷器安芯示意图如图9-5-5所示。

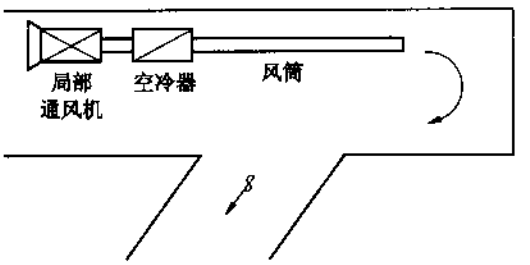


图9-5-5 掘进工作面空冷器安装示意图

煤矿降温常用空冷器技术参数见表9-5-2。

表9-5-2 煤矿降温常用空冷器技术参数

型　号	HPSCC	KL	MKL	KLQ
产冷量/kW	50/150	50/300	300	150/300
水侧工作压力/MPa	≤4.0	≤4.0	2.0	≤4.0
风量/($m^3 \cdot min^{-1}$)	180～350/270～350	180～350/270～350	450	300～350/400～450

表9-5-2（续）

型　号	HPSCC	KL	MKL	KLQ
进风温度/℃	≥28	≥28	32	≥28
出风温度/℃	<20	<20	22	<20
水量/($m^3 \cdot h^{-1}$)	4/10	5/20	25	16/20
进水温度/℃	7	7	4	7
通风阻力/Pa	<1000	<1000	<1000	<1100
质量/kg	522/1250	500/1800	2230	1050/1360
外形尺寸/(mm×mm×mm)	50型：1730×670×940 150型：2700×840×1060	50型：1700×φ600 300型：3200×800×1100	4334×1180×1630	150型：3500×900×1000 300型：3500×1000×1000
盘管形式	蛇型盘管，光管	直排，光管	蛇型盘管，光管	蛇型盘管，光管
换热方式	水-空气间接换热	水-空气间接换热	水-空气间接换热	水-空气间接换热
特点	体积小，便于运输、移动，具有自动清洗功能；50型主要用于采煤工作面，可任意组合使用；150型主要用于掘进工作面	50型为圆柱形，主要用于采煤工作面，可任意组合使用；300型主要用于掘进工作面	有50~350kW多种规格，用于采掘工作面	体积小，便于运输、移动，具有自动清洗功能，用于采掘工作面

4）输冷管道

输冷管道是连接制冷机组（或高低压换冷器）和空冷器的保冷管道，作用是以较小的冷量损失把载冷剂输送到用冷地点。

输冷管道一般为双层保冷结构，即内管、保冷层、外保护层。内管为无缝钢管，钢管直径根据需冷水量来确定；保冷层为导热系数较小的聚氨酯，厚度一般为30~40mm；外保护层为双抗（阻燃、抗静电）玻璃钢管，既耐腐蚀，重量轻，又有一定强度，以满足井下特定条件下使用。保冷管每根长度3~6m，用快速接头或法兰盘连接。

5.3.2.3　井下局部降温技术

一个采煤工作面或一个掘进工作面或边远区域的个别工作面出现高温热害，且具备排热条件，可采用井下局部降温方式。根据热源分析和需冷量计算，选择矿用制冷机组（即冷风机组或冷水机组），安装在采掘工作面进风巷附近，通过隔热风筒把冷媒（低温风）输送到工作面，达到降温目的。

制冷机组安装在采掘工作面附近，输冷距离近，冷量损失小。投资少，工期短，机动灵活，但要求制冷机防爆，并有MA标志证书。

冷风机组主要由制冷压缩机和蒸发器组成，中间用不锈钢铠装软管连接，两者之间一般不超过5m。机组冷凝热排放可采用安设在回风巷道的专用设备利用回风排热，也可根据井下条件，利用防尘水或井下涌水（水温不超过28℃）直接排热。或在回风巷道内设置喷淋硐室利用回风排热。

1. 采煤工作面局部降温技术

一个采煤工作面采用1~4台制冷量为235~450kW煤矿井下用冷风机组，冷风机组一般分散安装在采煤工作面进风巷内，蒸发器出风侧接软质隔热风筒把低温风输送到距采煤工作面进风口附近，冷却采煤工作面进风。煤矿井下用冷风机组采煤工作面（局部）降温示意如图9-5-6所示。

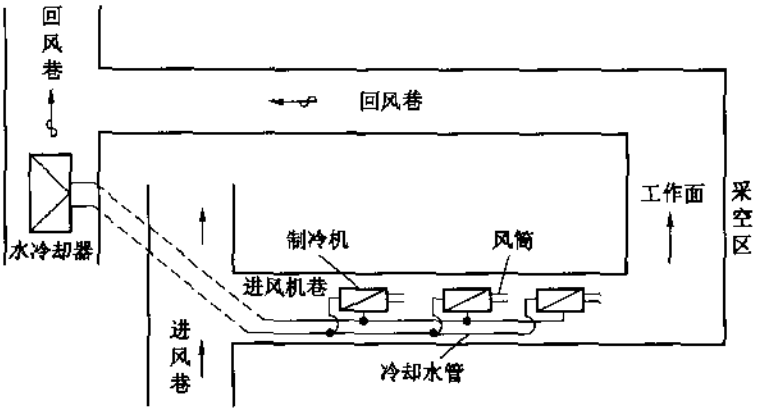


图9-5-6 煤矿井下用冷风机组（局部）采煤工作面降温示意图

2. 掘进工作面局部降温技术

一个掘进工作面采用1台制冷量为235~450kW煤矿井下用冷风机组，冷风机组安装在掘进工作面的局部通风机后面，固定不动或随掘进定期向前移动。蒸发器与风筒串联连接，直接冷却掘进头供风温度。煤矿井下用冷风机组掘进工作面(局部)降温示意如图9-5-7所示。

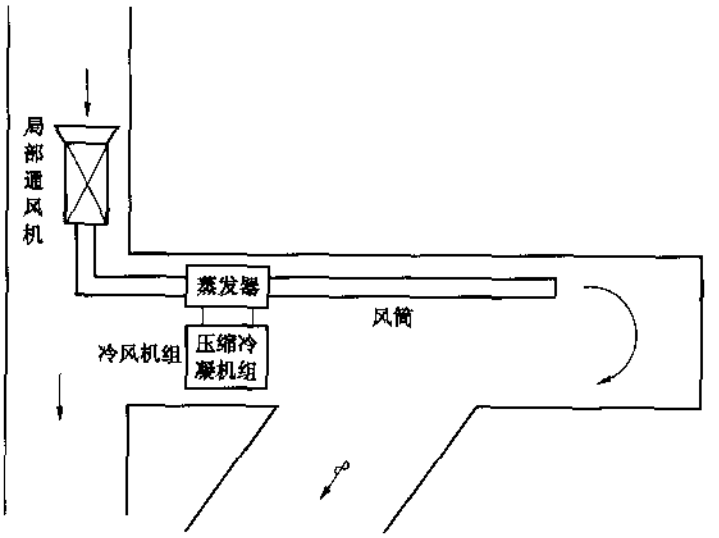


图9-5-7 煤矿井下用冷风机组（局部）掘进工作面降温示意图

压风富裕的岩巷掘进工作面，可采用不用电、以压缩空气为动力的矿用空气制冷机组进行降温。

煤矿井下用冷风机组主要技术参数见表9-5-3，煤矿井下用冷水和空气制冷机组主要技术参数见表9-5-4。

表9-5-3　煤矿井下用冷风机组主要技术参数

机组型号	DV-400型煤矿井下用冷风机组	ZLF-235型煤矿井下用冷风机组	ZJL-450型煤矿井下用冷风机组
名义制冷量/kW	400	235	450
蒸发温度/℃	2	5	2
冷凝温度/℃	45	40	45
风量/($m^3 \cdot min^{-1}$)	800	350	900
进风温度/℃	32	32	30
出风温度/℃	20	20	22
电机功率/kW	132	75	132
质量/kg	压缩冷凝机组：3600 蒸发器：1700	压缩冷凝机组：4190 蒸发器：1400	压缩冷凝机组：3600 蒸发器：2000
外形尺寸/(mm×mm×mm)	压缩冷凝机组： 3400×820×1310 蒸发器： 2900×900×1050	压缩冷凝机组： 3900×1100×1450 蒸发器： 3000×950×1100	压缩冷凝机组： 3690×950×1490 蒸发器： 3200×840×1100

表9-5-4　煤矿井下用冷水和空气制冷机组主要技术参数

冷水机组		空气制冷机组	
型号	ZLSLG-500F型矿用冷水机组	型号	KKL102型空气制冷机组
名义制冷量/kW	500	名义制冷量/kW	30
蒸发温度/℃	4	供气压力/MPa	0.2
冷凝温度/℃	40	耗水量/($m^3 \cdot h^{-1}$)	<1.5
冷冻水水量/($m^3 \cdot h^{-1}$)	86	耗气量/($m^3 \cdot min^{-1}$)	18
进水温度/℃	12	进风温度/℃	30
出水温度/℃	7	出风温度（低温）/℃	-30
电机功率/kW	132	质量/kg	空气制冷机组：80 干燥净化装置：2600 空压机组：2300
质量/kg	制冷压缩机组：4100 辅机模块：3600		
外形尺寸/(mm×mm×mm)	制冷压缩机组： 3250×1150×1700 辅机模块： 3760×1100×1700	外形尺寸/(mm×mm×mm)	空气制冷机组： 900×530×930 空气压缩机组： 3350×1250×1800

3. 井下局部降温工程实例

潘三矿为淮南矿业集团公司热害最严重的矿井之一。14102（1）综采工作面位于西

二采区 -810m 水平，地温梯度 3.42℃/100m（钻孔资料），岩温 43℃。根据实测资料，14102（1）综采工作面夏季的进风温度为 32℃，相对湿度 96.6%、风量 2000m³/min，在无降温措施的情况下，进风巷道内从起点至末端温度逐渐升高到 33.2℃，工作面中央温度 34.5℃，工作面末端温度达到 35.4℃，相对湿度 100%。

1）工作面局部降温系统

为实现采煤工作面中央温度≤28℃（感觉温度）的降温效果，需要制冷功率为 1200kW。采用 3 台德国 WAT 公司生产的制冷功率为 400kW 的移动式冷风机组，分别在潘三矿 14102（1）的进风联络巷、500m、800m 处各安装 1 台，实现分级降温。冷风机组离工作面距离越近越好，但必须考虑工作面后退的速度问题，以免频繁移动冷风机。该降温工程选择在工作面的进风巷道入口、中端、末端放置冷风机，采用风筒导入的方法，把有效冷风输送到工作面下出口，以保证达到最佳降温效果。

制冷机组的冷凝热排放将 4 台 RK450 型的再冷装置和 1 个约 7m³ 的蓄水箱布置在回风巷道内，热能释放后直接排到地面。

2）降温效果

潘三矿 14102（1）综采工作面的冷风机组工作环境温度为 32.5℃，冷却水回水温度 38℃，出水温度 48℃，冷却水流量 45m³/h。校核计算冷凝热排热为 512kW，制冷量为 450～480kW。

制冷系统经过 20 余天的安装调试，正式开始运转。经实测，14102（1）工作面与降温前的数据对比，干球温度最大降幅 2.9℃，工作面中部温度降幅 2.1℃，相对湿度降低 10%。工作面中部感觉温度 27.1℃，降幅 3.4℃，降温效果明显，工作面环境得到明显改善。

5.3.2.4 井下集中降温技术

井下集中降温方式，就是把制冷站建在井下，距离空冷器较近，供冷距离短，冷量损失少。制冷站内安装一台或多台防爆制冷机组，通过保冷管道把冷媒（低温水）输送到全矿井或一个采区的多个工作面，通过安装在工作面进风巷内的空冷器进行传冷，达到降温目的。

采煤工作面的空冷器安装在进风巷，尽量靠近工作面下出口。一般离工作面下出口不超过 200m，越近降温效果越好。

掘进工作面的空冷器一般安装在局部通风机后固定不动。

制冷机组和空冷器的规格及安装数量应根据工作面总需冷量确定。

1. 井下集中降温系统冷凝热排放方式

（1）利用矿井回风排热。当矿井回风或采区回风的风量、风温和回风巷道具备排热条件时，一般在矿井或采区总回风巷设立喷淋硐室，利用循环冷却水通过回风把冷凝热排往地面。

（2）利用井下涌水排热。当矿井涌水的水量、水温和水质满足排热条件时，利用井下涌水把制冷机组的冷凝热，通过矿井排水系统排往地面。

（3）利用循环冷却水把冷凝热送到地面冷却塔排热。一般因井深、压力高，需在井下安设高压换热器，或选用高压冷凝器。

2. 井下集中降温系统的优缺点

优点：制冷设备都在井下，输冷距离近，冷量损失小。缺点：①一般要求制冷设备必

须防爆。低瓦斯矿井的井下降温系统中，若采用的制冷机组不防爆时，应将井下制冷站布置在进风巷内，并设立独立的通风系统，同时还应满足《煤矿安全规程》的相关要求。②冷凝热排热不方便。井下制冷机组能否正常运行的关键是排放冷凝热，若不能满足制冷机组排放冷凝热要求，将直接影响制冷效果，最终影响工作面降温效果。③井下空间狭小、环境潮湿，给设备安装、运行、维护和管理带来不便。

3. 井下集中降温工程实例

夹河矿是徐州矿务集团公司高温矿井之一，平均地温梯度为2.21℃/100m。目前，最大开采深度已达-1000m以下。-800m水平的岩温37.5℃，工作面空气温度32~34℃；-1010m水平的7446工作面空气温度高达34~36℃，相对湿度接近100%，超过了《煤矿安全规程》的相关规定。因此，必须采取热害治理措施，否则将无法正常生产。

夹河矿降温工程分两期实施。一期工程对7446一个综采工作面的热害控制系统研发及实施；二期工程对7443、2445采煤工作面和9629掘进工作面实施降温，进行深井降温HEMS系统研发及热害控制对策研究。

1）矿井涌水资源条件

夹河矿井各水平涌水情况：标高-280m水平的涌水量为40m³/h，水温25℃；-450m水平的涌水量为15m³/h，水温25℃；-600水平的涌水量为50m³/h，水温24℃；-800m水平的涌水量为30m³/h，水温29℃。总涌水量为135m³/h。因-280m水平距离制冷站较远，不考虑利用该水源，这样其余3个水平合计涌水量为95m³/h。

2）降温冷负荷计算

根据工作面降温前的热环境参数分析，采用直接算法（正算法）和温度控制算法（反分析法）计算工作面热荷载，比较两种方法的计算结果并修正后即得所求的热荷载值，将其乘以系统运行系数后就可求出循环系统冷负荷。

正算法：就是对具体工作面的围岩放热、机电设备放热、氧化放热等各种热源进行分析，分别计算各热源所释放的热量并进行汇总。

反分析法：就是运用热力学和传热学理论，对在常压下（视为定压）的空气吸收或放出的热量，采用过程始末状态的焓差进行计算。焓是由内能、压力和比容构成的函数，即

$$i = u + pv \tag{9-5-4}$$

式中　i——空气的焓，J/kg；

u——空气内能，J/kg；

p——空气相对压力，Pa；

v——空气比容，m³/kg。

（1）一期降温工程冷负荷计算：

采掘工作面冷负荷计算：

正算法：　　$Q_{热} = 1102.33\text{kW}$　　(9-5-5)

反分析法：　　$Q_{热} = 1045\text{kW}$

降温系统冷负荷计算：

考虑能量损耗，取系数$k = 1.2$，则系统冷负荷为

$$Q_{冷} = kQ_{热} = 1.2 \times 1045 = 1254\text{kW}$$

（2）二期降温工程冷负荷计算：

采煤工作面冷负荷计算：

正算法：$Q_{热}=2284.26kW$

反分析法：$Q_{热}=2335kW$

掘进工作面冷负荷计算：

$$Q=93.197kW$$

总冷负荷：考虑到地下水热量及氧化热等其他因素，修正系数取1.2，得总负荷为2741.12kW。由于夹河矿公路风井当时预计在2008年落底，2009年上半年可在-1010水平贯通风井，形成良好的通风条件，届时-1010水平的环境温度会得到较大的改善。所以，热害控制扩容工程的总冷负荷考虑2400kW，其中，两个工作面冷负荷各考虑1100kW，单个掘进工作面冷负荷考虑200kW。

3）降温系统

（1）夹河矿一期降温工程：

① 工作站设计。制冷站（即HEMS-I工作站）布置在-600m水平；在制冷工作站与降温工作站之间的-800m水平，布置HEMS-PT压力转换工作站；HEMS-II工作站布置在降温系统的末端，其位置距离降温工作面以近为宜。

② 冷却水源设计。综合考虑夹河矿的矿井概况、水源情况、气象资料、冷负荷量等条件，确定一期降温工程将HEMS-I冷却水经由-600m中央水仓用泵排至-280m水仓，冷却后再用泵排至-600m水仓循环利用，满足HEMS-I机组冷却水水量需求。

（2）夹河矿二期降温工程：

① 工作站设计。HEMS-I为制冷工作站，主要功能是从井下冷源中提取冷量，供给HEMS-PT系统，主体设备是HEMS-I制冷机。根据工作面总冷负荷要求和机组制冷量，合理选择机组型号和数量，同时考虑一定的富余量。HEMS-PT为压力转换工作站，在功能上起到承上启下的作用。其主体设备是板式换热装置，内外介质的热交换通过板束来实现，可在温度≤500℃、压力≤4MPa的工况条件下安全平稳运行。HMES-II为HEMS系统中的末端散冷工作站。选择表面式冷却器作为主体设备，内部结构为管束翅片式，水和空气为间接冷热交换方式，不相互污染。

② 冷源设计。由于二期降温工程需冷量增大，现有矿井涌水无法满足排热要求。二期工程采取冷却水井下循环冷却方式，即机组冷却水从-600m排至-450m水平大巷的排水沟内流入-450m水仓，经过管路、开放式水沟及开放式水仓冷却后，水温降低到30℃以内，再通过管路回排至-600冷却水仓，从而形成-600水平→-450水平→-600水平的循环冷却方式。

4）降温效果分析

夹河矿HEMS降温系统共应用到7446工作面、7443工作面和2445工作面3个工作面，在夏季最炎热的7~9月份，实测采煤工作面上部距离上出口15m处的控制点环境温度均降低到30℃以下，降温效果明显。2007年11月，教育部在江苏徐州矿务集团有限公司组织召开了“HEMS降温系统研发及深井热害控制对策研究”项目技术成果鉴定会认为，该技术可在矿井涌水满足制冷机组排热要求的高温矿井推广应用。

5.3.2.5 地面集中制冷降温技术

地面集中制冷就是把制冷站设置在地面井口附近，制冷站内安装多台制冷机组联合运行制冷，通过安装在井筒里的保冷管道把冷媒载冷剂（低温水或碎冰）输送到井下高低压换冷器（或融冰池）中，高低压换冷器将冷量传递给二次侧的载冷剂，载冷剂再由泵送到安装在采掘工作面进风巷附近的空冷器中，直接冷却工作面进风流，满足全矿井或采区多个高温工作面的降温需求。特点是：制冷量大，降温范围广；大部分制冷设备都在地面，冷凝热排放方便，且制冷设备无须防爆，易于管理。但输冷距离较远，输冷管路冷损较大。

另外，也可把空气冷却装置安设在矿井总进风处，直接对矿井总进风流进行冷却，满足全矿井的降温需求。特点是：井下无须安设高低压换冷器、空冷器、输冷管路等，系统简单；但需冷量大，投资也大，制冷成本高。当矿井通风距离较远时（>3000m），采掘工作面降温效果不明显，一般不采用此种降温方式。

根据一次侧载冷剂的不同，地面集中制冷降温技术又分为制冰和制冷（低温水）降温两种技术。

1. 地面集中制冰降温技术

1）地面制冰井下降温系统

在制冷站内安装多套制冰机组，制冰机制出的-3～-5℃的碎冰，通过井筒内的输冰管道送到井底车场附近的融冰池，融化后使池内水温降低到2℃左右，由冷水泵将低温水送到空冷器冷却工作面进风流。低温水在空冷器中吸热后返回融冰池循环使用。同时，从空冷器出来的低温水的温度还比较低，一般不超过20℃，可适量作为采掘设备的冷却用水和降尘用水；还可作为在采煤工作面上部安设喷淋装置喷洒降温系统的低温水，既有利于降温降尘，解决了采煤工作面降温“下冷上热”冷热不均难题，又减少了由于地面不断输冰引发的融冰池溢出漫流现象。

地面制冰井下降温系统如图9-5-8所示。

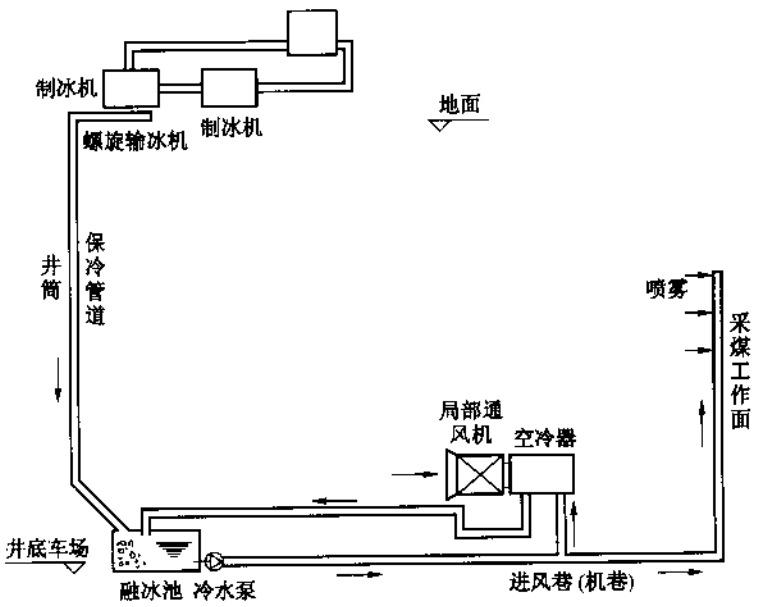


图9-5-8　地面制冰井下降温示意图

2）制冰站

冰是固体，流动性差，不宜远距离输送。因此制冰站应建在立井附近，一般不超过100m。制冰站内的主体是制冷机组和配套的制冰机组，其规格、数量和制冰量由采掘工作面的总冷负荷来确定。地面制冷制冰设备主要技术参数见表9－5－5。

表9－5－5 地面制冷制冰设备主要技术参数

机 组	制冷压缩机组	片冰机
规格型号	AEJH－TKA02	X60T
名义制冷量/kW	1000	60t/d
制冷剂	R22	R22
片冰温度/℃		－5～－8
片冰厚度/mm		1.5～2.3
能 源	电能	电能
电压等级/V	6000	380
电机功率/kW	450	3
控制系统	可实现30～50m远程控制	可实现30～50m远程控制
安装地点	地面制冷	地面制冰
特 点	技术先进、性能稳定、运行可靠，具有全自动控制和手动控制、机上控制和远程控制等功能	单台产冰量大，可连续产冰
外形尺寸($H\times W\times D$)/(mm×mm×mm)	3860×1850×2160	2750×2180×3300

3）输冰系统

采用螺旋装置或压缩空气把地面制冰站生产的碎冰输送到井口，通过井筒内的输冰管自重落入井底融冰池内，融化后变成2℃左右的低温水，再送到工作面冷却风流。为减少冷损，输冰装置和井筒内的输冰管应保温，保温层厚度30～40mm，外保护层采用厚度为5mm的抗静电、阻燃的玻璃钢。

堵冰现象是影响制冰降温系统正常运行的主要因素，一般易在输冰管上部和下部拐弯处发生。密封好输冰管入口限制漏风可大大降低堵冰次数，有条件时可在管的内表面安设监测探头，随时监控输冰情况；下部拐弯处用融冰池内的水或空冷器回水冲刷，即可避免堵冰现象发生。

4）输冷、散冷降温系统

输冷、散冷降温就是由冷水泵通过保冷管道把融冰池内的低温水输送到工作面附近的空冷器中，直接冷却采掘工作面的进风流，达到降温目的。低温水在空冷器中吸热温度升高后返回到融冰池内继续融冰循环使用。

制冰降温系统的主要特点：大部分设备在地面，井下只有水泵、冷水管和空冷器等，系统简单，易于管理。缺点是：制冰降温系统投资及运行成本高。

2. 地面集中制冰降温工程实例

山东省新汶矿业集团孙村矿年产原煤15Mt，是全国典型的高温热害矿井之一。最大开采深度已达1365m，围岩温度45～48℃。平均地温梯度2.2℃/100m。由于采深大，地温高，加上大型采掘机械设备放热等，致使－800m水平的采掘工作面气温普遍超过30℃，夏季高达34℃以上，相对湿度在96%以上，多次发生矿工中暑晕倒事故。

孙村矿为多水平开拓，通风路线长，通风系统复杂，需独立通风地点较多。目前采煤工作面平均配风量670m³/min，再增大矿井通风量非常困难。

1）矿井需冷量

（1）降温范围。根据矿井热害情况和生产条件，自2004年6月开始，对2面6头进行降温，即中区的11120工作面、二采区的2421工作面，－1100二采轨道下山、2422运输巷、前三采区的－1100东大巷、－1100西大巷、3422切眼、北立井井底车场的－1100矸石井。

（2）采煤工作面需冷量计算。采煤工作面风温34℃，相对湿度为96%，风量600m³/min，气温降低到28℃。经计算，采煤工作面冷负荷为431.79kW。考虑富余系数1.3，每个采煤工作面需冷量为561.33kW。

（3）掘进工作面需冷量计算。掘进工作面风温32℃，相对湿度为96%，风量250m³/min，气温降到28℃。经计算，掘进工作面冷负荷为84kW。考虑富余系数1.3，每个掘进工作面需冷量为109.2kW。

（4）所有采掘工作面的总需冷量：

$$561.33\times2+109.2\times6=1777.9\text{kW}$$

（5）矿井总需冷量。降温系统冷量损失取25%，则矿井总需冷量为2370.5kW。

（6）制冰站制冰能力。按制取－5℃冰，经计算每天制冰量为468.1t，取500t/d。

2）降温系统

降温系统主要由地面制冷制冰系统、输冰系统、融冰系统、输冷系统及传冷系统组成。

（1）制冷制冰系统：制冰站建在北立井旁边，利用地面现有厂房，安装1台螺杆式氨制冷机组（RWBⅡ856E型），制冷量为2802kW。安装片冰机14台（日产冰35t的片冰机10台，日产冰50t的片冰机4台），每日总产冰量550t。

（2）输冰系统：利用螺旋送冰装置（总长35m）将碎冰输送至井口，借用一趟立井降温管路作为输冰管道，靠自重落到－800m水平的井底原制冷硐室，进入融冰池。

（3）融冰系统：利用已有的长30m巷道布置长方形融冰池，钢板焊接，容积60m³。融冰池三面保温，上面采用隔热板材（木板）覆盖，便于观察及维护。

（4）输冷、散冷系统：由供冷泵把融冰池的冰融化后产生的5℃以下的低温水送至工作面，采用裸管、喷淋与防尘水相结合等方式进行散冷，降低工作面温度；剩余水再返回融冰池用于融冰或冲冰，循环使用。

（5）输冷水泵：井底制冷站安装2台输冷水泵，型号为SGD－80×6。一台水泵供－800m水平的前三采区和－800m南石门采区，另一台水泵供二采扩大区。

（6）供冷水管：进水管选用无缝钢管，厚度50mm的聚氨酯保温层，外包2mm厚的玻璃钢。主干水管的管径为ϕ150mm，采煤工作面的管径为ϕ100mm，掘进工作面的管径

为 ϕ50mm。输冷管道若不进行保温，冷量损失太大。

3）采掘工作面的散冷方式

（1）采煤工作面直接利用裸管散冷和喷淋降温相结合的方式。进风巷冷水管无须保冷。在回水管上每隔 50m 设 1 个三通阀门，可利用冷水回水进行工作面防尘和采煤机组冷却用水，省去防尘管路。喷洒水量 28～30m^3/h。

（2）掘进工作面：每个掘进工作面安设两趟管路，形成回路。在掘进工作面回风流每隔一定距离，安设一组常开降温喷雾，喷雾与回风流充分接触，以提高换热效率，并解决掘进工作面防尘问题和生产用水，喷洒水量 5～6m^3/h。

制冰降温系统较好地解决了采掘工作面的高温热害问题，采掘工作面气温均降低到 28℃以下。采煤工作面环境大为改善，为正常生产提供了有利条件。但是，由于喷淋用水量较大，而防尘用水有限，特别需要注意喷淋水的处理。

4）完善二期制冰降温工程

由于一期降温工程采用的是氨冷压缩机组，制冷站距离北立井（进风井）比较近。为保障矿井安全生产，又投资 3000 多万元，将氨冷压缩机组更换为 3 套制冰系统。即 2 台制冷量为 1000kW 的制冷机和 6 台每台日产 60t 冰的片冰机组成 2 套制冰系统；1 台制冷量为 1400kW 的制冷机和 4 台每台日产 60t 冰的片冰机组成 1 套制冰系统。总产冰量为 600t/d。输冰、融冰、输冷水等与原系统相同。降温地点的散冷方式：通过空冷器、喷淋和采掘设备冷却用水等方式对采掘工作面和水泵房进行降温。2007 年 6 月投入运行后，1219 采煤工作面风温降低 5～8℃，井底泵房风温降低 5～13℃，矿井热害问题得到了根本解决。

3. 地面集中制冷（低温水）降温技术

在地面制冷站内安装多台冷水机组，制出 0℃左右的低温水，通过安装在井筒或斜井内的保冷管道送到井下换冷硐室内的高低压换冷器中与二次侧的高温水进行间接冷热交换，吸热后返回地面制冷机蒸发器循环使用（图 9－5－9）。二次侧的循环水放热后水温降低到 3℃左右，由冷水泵送到采掘工作面的空冷器散冷，达到降温目的。在井下设置中间换冷站的目的是分解输冷系统的工作水压。

地面集中制冷（低温水）降温系统与地面制冰降温系统的原理和二次侧输冷、散冷系统相同；不同之处，一是制冷机组不同，前者是制冷机组（即冷水机组），后者是制冷制冰机组；二是一次侧的载冷剂不同，前者是低温水，后者是碎冰；三是中间换冷装置不同，前者是高低压换冷器，后者是融冰池。

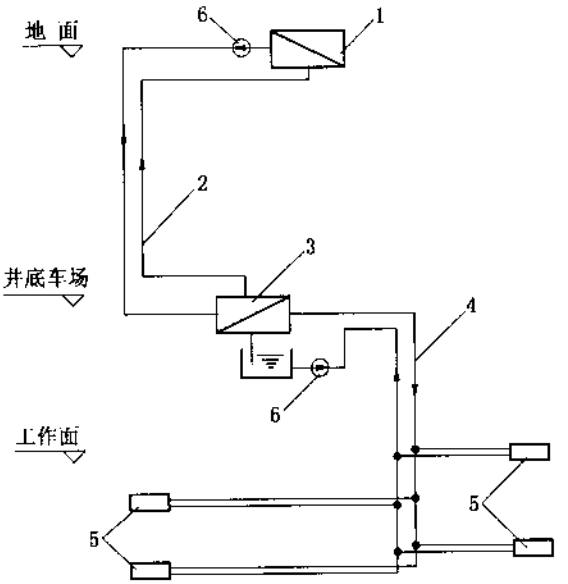
根据耗能方式制冷方式分为电制冷、利用蒸汽余热制冷和余热与电联合制冷 3 种制冷技术。

1）电制冷技术

制冷机组以电为能源进行制取低温水的制冷方式，如采用螺杆式电压缩制冷机组进行制取低温水。

2）热能为动力制冷技术

制冷机组以瓦斯发电余热或热电厂蒸汽余热为主要能源制取低温水的制冷方式，如吸收式溴化锂制冷机组制取低温水。若采用瓦斯发电后的烟气余热作为溴化锂制冷机组的能源时，既节省了能源，降低了制冷成本；又减少了温室气体排放强度。



1—制冷机组；2—一次侧输冷管；3—高低压换冷器；
4—二次侧输冷管；5—空冷器；6—冷水泵

图9-5-9　地面集中制冷（低温水）降温系统示意图

一般情况下，瓦斯发电余热制取的蒸汽量往往不能满足溴化锂制冷机组的蒸汽量要求，因为瓦斯发电受瓦斯抽采量、瓦斯浓度及连续性的影响，致使瓦斯发电余热蒸汽供应不稳定。应考虑使用其他蒸汽热源，如热电厂蒸汽热源。但应合理设置蒸汽分汽缸技术参数，如蒸汽压力。使之既可互相补充，又可单独使用，互不干扰。

3）余热制冷与电制冷联合制冷方式

以蒸汽余热为主要能源的吸收式溴化锂制冷机组为一级制冷，把冷媒温度降低到5℃左右；再由螺杆式电压缩制冷机组进行二级制冷，把冷媒温度进一步降低到设计值（一般为-5℃左右）。联合制冷方式制冷量大，制冷成本较低，冷量调节范围大，也是今后发展的方向。

目前，由于矿井采深的不断增加，矿井热害也日益严重，需降温的采掘工作面也越来越多。受制冷系统压力大、井下排热困难和制冷设备防爆等条件限制，矿井降温方式已由井下集中制冷降温方式逐步向地面集中制冷降温方式发展。如山东新汶孙村矿和中平能化集团六矿的地面制冰降温系统，中平能化集团四矿、十一矿的地面余热制冷（低温水）降温系统。

地面制冷设备主要技术参数见表9-5-6。

4. 地面集中制冷（低温水）降温工程实例

中平能化集团四矿是我国热害比较严重的矿井之一。年生产能力2.8Mt，采深880m，地温梯度3.7℃/100m。2006年夏季实测己$_{16}$-23070采煤工作面气温超过35℃；己$_{15}$-23140机巷的煤体温度达到41℃；三水平上车场巷道内气温高达37.2℃，相对湿度96%～97%，底板灰岩出水温度高达49.5℃。大部分职工裸体干活，多次发生职工皮肤湿疹、呕

表9-5-6 地面制冷设备主要技术参数

机 组	吸收式溴化锂制冷机组	螺杆式制冷机组（系列产品）
规格型号	BYS 300 型 BYS 400 型	上海格拉索 SPI 无锡约克 YSEYEYS45CKE 武汉新世界 LSLGF1000 德国 WAT 公司 KM1000
名义工况制冷量/kW	3400 4600	1000
制冷剂	溴化锂	R22、R407c
载冷剂	水或乙二醇溶液	水或乙二醇溶液
载冷剂进/出口温度/℃	18/5.2	6/-3.5(与溴化锂机串联运行时) 18/5（单独使用）
能 源	蒸汽和电能 蒸汽压力 0.6MPa 蒸汽温度 240℃ 电压等级 380V	电 能 电压等级 6000V
主电机功率/kW	总电功率：161，188	315，263，250，260
降温方式	地面集中制冷	地面或井下集中制冷
安装地点	地 面	地面或井下
特 点	电耗少，可利用瓦斯发电或电厂余热制冷，实现井下降温，节能减排、环保	与吸收式溴化锂制冷机组相比，电耗较大； 安装在井下时设备必须防爆

吐、中暑、晕倒等高温事故，生产效率及出勤率大幅度下降。

1）降温范围、降温标准及采掘工作面冷负荷计算

（1）降温范围：即已$_{16}$-23070 工作面、已$_{16}$-23060 工作面、已$_{15}$-23140 机巷和三水平下山掘进工作面。

（2）降温标准：采掘工作面气温降低 5～7℃。

（3）采掘工作面冷负荷计算：综采工作面风量按 1600m^3/min，温度按 36℃；掘进工作面风量按 500m^3/min，温度按 36℃。根据井下风流热力参数分析计算，采煤工作面按 1500kW、掘进工作面按 500kW 配冷。考虑富余量，矿井总冷负荷为 5000kW。

2）降温方案研究与优化

（1）降温方案对比：

方案 1：热－电－冰联产降温，即利用斜井输冰方案。

方案 2：热－电－乙二醇低温制冷降温（地面集中制冷降温）。

方案技术比较见表 9－5－7。

表9-5-7　降温方案技术比较

方　案	特　征	优　点	缺　点
方案1 斜井 输冰方案	制冰站设在电厂内，采用溴化锂机组与南非产真空制冰机，由斜井向下送冰，井下-320m设融冰池，工作面回水通过水泵打回地面将冰冲入融冰池。总制冰量720t/d。采煤工作面安装50型4组28台组合式空冷器，掘进工作面安装2台150型空冷器。制冷能力3000kW，总投资3960万元	井下供冷距离2600m，降温效果好，蒸汽供汽管路短，热效率高	耗水量与方案2持平。由于设置了井下冲冰水泵，导致运行费用较高。由于离瓦斯电站距离700m，无法利用烟气余热。实施工期9个月。斜井输冰比较困难
方案2 地面集中制冷降温方案	制冷站设在电厂区内，采用溴化锂机组和电制冷机组相结合，冷媒采用浓度为20%的乙二醇水溶液。主斜井-320m处设置高低压换热器。制冷站和井下换热器形成闭路循环，工作面空冷器与换热器形成闭路循环。工作面冷却方式同方案1。制冷能力4746kW，总投资2520万元	由于主要设备间均为闭路循环，水质有保证，耗水量低，仅冷却水补给，约34m^3/h。实施工期短，预计5个月投入运行	高低压换冷器起减压、换热作用，根据水质情况需定期清洗

由上表可以看出：

① 技术方面：上述方案均可行；工期：方案2短。

② 可靠性：上述方案均采用国际上先进的设备，可靠性上相同。

③ 经济方面：初期投资方案1大，方案2较小。

利用电厂余热符合国家产业政策；热-电-乙二醇低温制冷矿井降温技术为国内首次。结合四矿生产条件及瓦斯发电（或电厂）余热可以充分利用的有利条件，推荐方案2。

（2）实施方案："热-电-乙二醇低温制冷降温工程"在四矿矸石电厂院内建立余热制冷站，安装1台溴化锂机组和3台乙二醇机组；井下-320m水平设换冷硐室主体安装7台高低压换冷器；每个采煤工作面安装产冷量为50kW的空冷器4组28台，每个掘进工作面安装产冷量为150kW的空冷器2台。由高低压两个回路构成降温系统。高压侧冷媒采用25%~30%质量浓度的乙二醇水溶液，低压侧冷媒采用普通水。

① 工艺流程。利用热电厂蒸汽余热，通过溴化锂吸收式制冷机一级制冷制出5.2℃的低温水，再由压缩式制冷机二级制冷使冷媒温度进一步降低到-3.4℃，然后由主斜井送到-320m水平换冷硐室内的高低压换热器进行冷热交换，乙二醇水溶液放出冷量后返回地面循环使用。高低压换热器的低压侧循环水吸收冷能后，由冷水泵将3℃左右的低温水输送到安装在综采工作面机巷或掘进工作面外口的空冷器进行冷热交换，使采掘工作面进风流温度降低，达到治理热害的目的。

② 运行模式。可根据采掘工作面实际冷负荷及工作需要，选择开1台溴化锂机组、或溴化锂机组与1~3台乙二醇机组分别联合运行模式。

3）降温效果

系统自2007年8月8日运转后，实测采掘工作面气温由34℃降低到26℃，平均降低6~8℃，降温效果明显。己$_{16}$-23070综采工作面平均降温幅度：下口7.95℃，上口6.76℃；掘进工作面（三水平下山）平均温度降幅：迎头8.23℃，回风口8.09℃；己$_{15}$-23140机巷平均温度降幅：迎头6.25℃，回风口6.15℃。

5.4 热害防治其他技术措施

5.4.1 矿井热水治理措施

热水是矿井热害的重要热源和湿源之一，尤其是在水文地质条件复杂的矿井，热水的突然涌出往往使采掘工作面的热湿条件进一步恶化。

井下高温热水大致分两类，第一类承压水，与含水层有水力联系，在掘进巷道时，遇断层或裂隙带，热水便涌入巷道或从顶板两帮泄下，水量大，水温高于同标高的原始岩温，出现地温正异常。水流延续时间长，成为井下气温升高的强大热源。第二类是非承压水，与含水层无水力联系，主要是裂隙水，有时也有上分层开采后的积水和相邻上部采空区积水，水量小，无补给水源，出水延续时间短，水温接近同标高地温，地温异常不明显。

矿内热水通过两个途径把热量传递给风流：一是涌出的热水，通过对流方式对风流直接加热加湿；二是深部承压热水，加热了上部岩体，岩体再把热量传递给风流。

根据黄石胡家弯煤矿实测资料，在风流通过有热水涌出的巷道时，增加的热量82%来自热水（水温40℃），18%来自围岩加热。热水每增加1℃，风温增加0.16℃。同时，排水沟（宽0.44m）每延长10m，风温增加0.13℃。

为了避免或减少热水对进风流的加热加湿，对井下涌出的高温热水（>30℃），分类采取相应的治理措施：

（1）对承压水，打超前疏干钻孔或超前开掘泄水巷，超前排放热水，将热水水位降低到开采深度以下。这是治理热水矿井行之有效的方法。

（2）改变热水流经巷道。进风巷热水由回风巷排出，避免热水对进风流的加热加湿作用。

（3）将漫流变管流或集中在加盖隔热盖板的水沟中排放。对于采掘工作面的热水应随时采用隔热管道排出，绝对不能在进风流中大面积漫流。

5.4.2 个体防护

矿工身穿冷却服，可避免人身受高温环境的危害。冷却服的作用：一是可以防止对流传热伤害身体；二是可吸收人体在进行体力劳动时由新陈代谢产生的热量。冷却服应满足以下要求：

（1）重量轻，穿上后不能影响正常工作。

（2）冷却服应有自动制冷系统。

（3）供冷时间长，一般要求大于5h。

（4）制冷剂应采用无毒无害、不燃不爆物质。

（5）防止因穿冷却服导致皮肤冻伤或感冒等症状发生。

南非研制的充填干冰的冷却坎肩，安全性和冷却性好，冷却持续时间6~8h，冷却功

率为80～106kW。

我国以聚合化合物为载冷充填物制作成的冷却坎肩，将4kg聚合化合物分别装在坎肩前后12个袋中，冷却持续时间6～8h。试验表明，能够满足矿工个体防护热害要求；但是穿着时间长后对身体较弱矿工的身体健康有一定影响，如咳嗽、腰痛等。

5.4.3　设置风障和挡风墙

在采煤工作面的上、下出口处吊挂软质材料风障，如胶皮风筒布，以阻挡向采空区漏风和防止采空区里的热风溢出。同时，可在采煤工作面上隅角附近设置挡风墙阻挡采空区里的热风溢出。设置风障和挡风墙对防治热害有一定的积极作用，特别是对减少回风巷的热害影响比较明显。

5.4.4　煤壁注水预冷煤层

在采煤工作面回风巷沿倾斜方向，平行于工作面布置钻孔，将低温水注入煤层中，使煤层和顶底板岩体受到冷却。煤层注水对热害治理、防治瓦斯和降低粉尘都有明显作用。

6 矿井粉尘防治

6.1 矿井粉尘及其危害

6.1.1 矿尘的产生及其影响因素

6.1.1.1 矿尘的产生

在矿井生产过程中，如采掘机作业、钻眼作业、炸药爆破、顶板管理、矿物的装载及运输等各个环节都会产生大量的矿尘。而不同矿井由于煤、岩地质条件和物理性质的不同，采掘方法、作业方式、通风状况和机械化程度的不同，矿尘的生成量有很大的差异；即使在同一矿井里，产尘的多少也因地因时发生变化。一般来说，在现有防尘技术措施的条件下，各生产环节产生的浮尘比例大致为：采煤工作面产尘量占45%～80%；掘进工作面产尘量占20%～38%；锚喷作业点产尘量占10%～15%；运输通风巷道产尘量占5%～10%；其他作业点占2%～5%。需要指出的是，井下各生产系统及各工序环节的产尘量并不是一成不变的，受多种条件的制约而时刻发生变化。

1. 采煤工作面

采煤工作面产尘主要由摩擦和抛落引起。前者产生的大颗粒粉尘较多，后者产生的呼吸性粉尘较多。但采煤机截煤产尘相对于其他工序来说，摩擦为产尘主因，其产生的呼吸性粉尘也较多，因此，应经常更换截齿以保持截齿的锐利。

在工作面处，矿尘沿倾斜和横向断面上的分布都不是均匀的，采煤工作面矿尘沿倾斜及横向断面的分布情况分别见表9-6-1与表9-6-2。

表9-6-1 采煤机工作未采用喷水时矿尘沿工作面倾斜方向的分布

下风侧距采煤机的距离/m	产尘强度/（g·min^{-1}）	空气中的平均矿尘浓度/（mg·m^{-3}）
5	625	2100
15	246	867
40	34	290

表9-6-2 采煤机工作未采用喷水时矿尘沿工作面横向方向的分布

下风侧距采煤机的距离/m	工作面的产尘强度/（g·min^{-1}）		
	总量	靠近煤壁的方向	靠近采空区的方向
0	183	177	6
5	180	145	35
10	178	123	55

表9-6-2（续）

下风侧距采煤机的距离/m	工作面的产尘强度/（g·min^{-1}）		
	总量	靠近煤壁的方向	靠近采空区的方向
15	164	109	55
30	132	84	48
60	85	55	30

2. 掘进工作面

掘进工作面的产尘工序主要有机械破岩（煤）、装岩、爆破、煤（矸）运输转载及锚喷等。一般而言，掘进工作面各工序所产生的粉尘中游离SiO_2含量较高，对人体危害较大。统计资料也表明，掘进工人的尘肺病发病率比采煤工人高，这也是由于掘进工人接触的矿尘具有较高的游离SiO_2含量所致。

3. 其他

巷道维修的锚喷现场、煤炭运输与转载等作业场所也都会产生高浓度矿尘，尤其是煤炭装卸处的瞬时矿尘浓度有时每立方米高达数克，甚至达到煤尘爆炸浓度界限，十分危险，应予以充分重视。

6.1.1.2　影响产尘的主要因素

1. 地质构造

在地质构造复杂、断层褶曲发育并且受地质构造破坏强烈的地区开采时，产尘量较大、矿尘粒径较小、呼吸性粉尘含量较高。此外，若井田内有火成岩侵入，煤体变脆变酥，则产尘量也将增加。

2. 煤层赋存条件

煤层的倾角、厚度等赋存条件对产尘量亦有明显影响，一般说来，开采急倾斜煤层比开采缓倾斜煤层的产尘量要大；开采厚煤层比开采薄煤层的产尘量要大。

3. 煤岩的物理性质

通常情况下，节理发育、脆性大、结构疏松而又干燥坚硬的煤岩在采掘工艺相近的条件下产生的矿尘量大且分散度高。

4. 采掘机械化程度和开采强度

采掘工作面的产尘量随着采掘机械化程度的提高和开采强度的加大而急剧上升。在地质条件和通风状况基本相同的情况下，炮采工作面干式爆破时产尘浓度一般为300～500mg/m^3；机采干式割煤时产尘浓度为1000～3000mg/m^3；而综采干式割煤时产尘浓度则高达4000～8000mg/m^3，有的甚至达到20000mg/m^{3}以上。在采取煤层注水和喷雾洒水等防尘措施后，炮采的矿尘浓度一般为40～80mg/m^3；机采为30～100mg/m^3；而综采为20～120mg/m^3。炮掘工作面和机掘工作面在没有防尘措施的情况下，产尘浓度分别为1300～1600mg/m^{3}和2000～3000mg/m^3；采取有效防尘措施后，一般能降至6～10mg/m^{3}和5～50mg/m^3。

产尘量除受机械化程度的影响外，还与开采强度（工作面产量）密切相关。一般情况下，无防尘措施时，产生的矿尘量约为采煤量的1%～3%，有的综采工作面甚至达到

5% 以上。

5. 采煤方法与截割参数

不同的采煤方法产尘量差异很大。例如，急倾斜煤层采用倒台阶方法开采比用水平分层开采的产尘量要大；顶板全部垮落采煤法比充填采煤法产尘量要大得多。

采掘机械截齿形状及排列、截割速度及深度、牵引速度等结构参数和作业参数都直接影响着矿尘的产生量及其分散度。

6. 环境的温度和湿度

在其他条件相同的情况下，如果作业环境温度越高、湿度越低，产生的浮尘量就越大；反之则越小。

7. 产尘点的通风状况

矿尘浓度的大小和作业地点的通风方式、风速及风量密切相关。当井下实行分区通风、风量充足且风速适宜时，矿尘浓度就会降低；反之，如采用串联通风，含尘污风再次进入下一个作业地点或风量不足、风速偏低，矿尘浓度就会逐渐增高。保持产尘点的良好通风状况，关键在于选择既能使矿尘稀释并排出、又能避免落尘重新飞扬的最佳风速。

6.1.2 矿尘的危害

矿尘的危害主要表现在引起工人患尘肺病和引发煤尘（或瓦斯煤尘）爆炸事故。煤矿工人尘肺病的发生具有普遍性，而煤尘（或瓦斯煤尘）爆炸事故具有突发性和严重危害性。

1. 粉尘的职业危害

尘肺病（煤矿尘肺病）是煤矿工人在生产中长期吸入大量呼吸性粉尘而引起的以纤维组织增生为主要特征的肺部疾病。它是一种普遍且严重的矿工职业病，一旦患病，在目前的医疗条件下，很难治愈，且发病缓慢病程较长，有一定的潜伏期。国内外由于尘肺病引发的矿工伤亡人数，远远高于各类工伤事故的总和。我国煤炭工业的粉尘职业危害十分严重，居各大行业之首。2003 年国有重点煤矿新报告尘肺病 1.2 万例，约占当年井下工人总数的 1.5%，但地方国有煤矿和乡镇煤矿尚未建立报告制度。据统计，我国煤矿目前尘肺病患者已逾 60 万人；每年因尘肺病死亡的人数是煤矿工伤事故死亡人数的 5 倍，并以每年 4000～5000 人的速度递增；且发病率呈上升趋势，发病或死亡年龄趋于年轻化；煤矿尘肺病每年造成直接经济损失数十亿元。

2. 煤尘爆炸

煤尘不仅影响工作环境和职工身心健康，还可能引发煤尘爆炸造成重特大恶性事故。煤尘的存在还会增加瓦斯爆炸的危险性。历史上诸多特大恶性事故均有煤尘参与或由煤尘直接造成。例如，1906 年，法国古利耶尔煤矿发生特大煤尘爆炸，死亡 1099 人；1942 年，日伪时期的本溪湖煤矿柳塘沟井发生瓦斯煤尘爆炸，死亡 1549 人，伤残 246 人，是世界煤炭开采史上最大的伤亡事故；1960 年 5 月 9 日，山西大同老白洞煤矿发生煤尘爆炸，死亡 648 人；2000 年 9 月 27 日，贵州水城木冲沟煤矿发生瓦斯煤尘爆炸，死亡 162 人；2005 年，黑龙江七台河东风煤矿“11·27”矿难，171 人死亡，也是由煤尘爆炸所致。

3. 其他危害

（1）所有的矿尘都对眼睛、鼻腔和喉咙有刺激作用。

（2）高浓度矿尘会降低井下作业环境的能见度，在能见度低的情况下，往往会导致工人误操作，造成人身伤亡事故。

（3）矿尘尤其是高浓度矿尘还会加速矿山机械的磨损、缩短精密仪器的使用寿命。

（4）煤矿向大气中排放的粉尘对矿区周围的生态环境有很大影响，对生活环境、植物生长环境造成严重破坏。

6.2　煤尘爆炸及其防治

6.2.1　煤尘爆炸

6.2.1.1　煤尘爆炸机理及特征

1. 煤尘爆炸的机理

发生煤尘爆炸有以下3个阶段：

（1）悬浮的煤尘在高温热源的作用下被干馏生成可燃性气体；

（2）可燃性气体与空气混合而燃烧；

（3）燃烧放出热量，传给附近悬浮着的煤尘，使燃烧循环地进行下去且反应速度越来越快，通过剧烈地燃烧，最后形成爆炸。

2. 煤尘爆炸的特征

1）产生高温、高压及冲击波

煤尘爆炸时释放出的热量，按理论计算，可使爆炸产生的气体产物加热到2300～2500℃。日本测得煤尘爆炸时火焰温度是1600～1900℃。

在积尘较严重的巷道中，爆炸压力将随着距爆炸源的距离的增加而跳跃式增大。据美国井下试验，一般距爆炸源10～30m以内的地点，破坏较轻，而后便越发严重，表现出离爆源越远反而破坏越严重的特征。国外试验中测得的爆炸压力曾达到1863.25kPa，甚至可将抗压强度为3922.64kPa的钢板巷道炸坏，并将钢板抛出150m。美国乔治拉伊斯在巷道中试验的结果见表9－6－3。

表9－6－3　距爆源不同距离的气压变化表

距爆源距离/m	爆炸压力/kPa	试　验　条　件
106.7	434.43	试验巷道
167.6	503.08	试验巷道
228.6	820.81	试验巷道

此外，有学者通过试验还发现，在煤尘爆炸的传播过程中，如果遇到障碍物、巷道断面突然变化或巷道拐弯时，爆炸压力将增加得更加迅猛。

爆炸时产生高温高压，形成冲击波并迅速向外传播，传播速度可达200～300m/s，严重破坏支护而造成巷道冒落。

2）易引发连续爆炸

煤尘爆炸的氧化反应和瓦斯爆炸一样，主要在气相条件下进行。煤尘的燃烧速度和爆炸压力比气体的要小，但燃烧带的长度较长，产生的能量大，表现出显著的破坏能力。一般来说，爆炸开始于局部，产生的冲击波较小，但却可扰动周围沉积的煤尘并使之飞扬，

由于热和光的传递与辐射，进而发生再次爆炸，这就是所谓的二次爆炸。如此循环，还可形成第三次、第四次等数次爆炸。爆炸的火焰及爆炸波的传播速度都将一次比一次快。据测定，煤尘连续爆炸产生的火焰传播速度可达1120m/s，冲击波的传播速度可达2000m/s，爆炸的压力可达到1700kPa。在煤矿井下，这种爆炸有时沿巷道传播数千米以外。如前所述，爆炸压力也将一次比一次高，呈跳跃式发展；而且距爆源点越远，破坏性越严重。因此，煤尘爆炸具有易产生连续爆炸、受灾范围广、灾害程度严重等重要特点。

3）产生黏块与皮渣

煤尘爆炸时，对于结焦性煤尘（气煤、肥煤及焦煤的煤尘）会产生焦炭皮渣与黏块黏附在支架、巷道壁或煤壁等上面。根据这些爆炸产物，可以判断发生的爆炸事故是属于瓦斯爆炸或煤尘爆炸。同时还可以根据煤尘爆炸产生的皮渣与黏块黏附在支柱上的位置直观判断煤尘爆炸的强度，见表9－6－4。但是只有气煤、肥煤、焦煤等黏结性煤尘爆炸时，才会产生“黏焦”。

表9－6－4 煤尘爆炸强度的直观判断方法

爆炸强度	废渣与黏块黏附在支柱上的位置
弱爆炸	废渣与黏块黏附在支柱两侧，迎风侧较密
中等爆炸	废渣与黏块主要黏附在支柱的迎风侧
强爆炸	废渣与黏块黏附在支柱的背风侧、迎风侧有火烧痕迹

4）产生大量有毒有害气体

煤尘爆炸时，要产生比瓦斯爆炸生成量多的有毒有害气体，其生成量与煤质和爆炸的强度等有关。一次煤尘爆炸后气体成分组成的分析见表9－6－5，其中CO、CO_2的浓度很高，远远超过《煤矿安全规程》规定的上限0.0024%和0.5%；O_2浓度则很低，这是煤尘爆炸造成大量人员伤亡的主要原因。

表9－6－5 煤尘爆炸后的气体组成

气体名称	浓度/%	气体名称	浓度/%
CO	8.15	N_2	73.75
CO_2	11.25	H_2	2.75
CH_4等	2.95	O_2	1.15

5）挥发分含量减少

煤尘爆炸时，挥发分含量将减少，对于不结焦煤尘（爆炸时不产生焦炭皮渣与黏块的煤尘），可利用这一特点来判断井下的爆炸事故中煤尘是否参与了爆炸。

6.2.1.2 煤尘爆炸的必要条件

煤尘要发生爆炸，必须同时具备以下4个条件，缺一不可：煤尘自身具有爆炸性；悬浮在空气中并具有一定的浓度；有充足的氧气；存在能引起煤尘爆炸的热源。

1. 煤尘的爆炸性

煤尘有无爆炸性必须经过煤尘爆炸试验方可确定。理论和事实都证明，挥发分含量越高的煤尘，越易爆炸，而挥发分含量取决于煤的种类。变质程度越低、挥发分含量越高，爆炸的危险性就越大；高变质程度的煤如贫煤、无烟煤等挥发分含量很低，其煤尘基本上无爆炸危险。我国曾以煤的挥发分含量作为确定煤尘爆炸性的一个指标，即煤尘爆炸指数 V^{Γ}，其计算式为

$$V^{\Gamma}=\frac{V_{daf}}{100-A_d-M_d}\times 100\% \tag{9-6-1}$$

式中　V_{daf}——工业分析的挥发分，%；

A_d——工业分析的灰分，%；

M_d——工业分析的水分，%。

一般认为：V^{Γ} 小于10%，基本上属于没有煤尘爆炸危险性煤层；V^{Γ} 处于10%～15%之间，属于弱爆炸危险性；V^{Γ} 在15%以上者，属于有爆炸危险性煤层。但必须指出，由于煤的组分非常复杂，同类煤的挥发分成分及其含量也不一样，所以挥发分含量只能用来判断煤尘爆炸的强弱，而不能作为鉴定煤尘有无爆炸危险的依据。例如松藻二井 V^{Γ} 为15.92%，但经试验确定为无爆炸危险的煤尘；江西萍乡青山矿 V^{Γ} 小于10%，但经实验室确定，却属有爆炸危险。因此，《煤矿安全规程》规定，煤尘有无爆炸危险，必须通过煤尘爆炸性试验鉴定。根据煤尘爆炸实验，我国80%左右的煤矿属于开采有煤尘爆炸危险煤层的矿井。

2. 浮尘的浓度

井下空气中，只有悬浮的煤尘达到一定浓度时，才可能引起爆炸。世界各个国家根据开采煤种状况，确定自己的试验方法。选择具有代表性的煤层尘样，测定后作为煤尘爆炸下限值指标。各主要产煤国家煤尘爆炸下限浓度值见表9-6-6。

表9-6-6　部分国家发布的煤尘爆炸下限值

国　别	爆炸下限浓度/（$g\cdot m^{-3}$）	备　注
中国	45	褐煤（实验室测得），挥发分54.7%
法国	112	挥发分30%，灰分6%～12%
德国	70	瓦斯爆炸点火，挥发分28%，灰分12%
美国	80	试验巷道中测得，黑火药点火
日本	35.6	实验室中测得，电火花点火，挥发分44%
波兰	70	大型试验巷道中测得
澳大利亚	129	挥发分20%，灰分13%

3. 存在高温热源

煤尘的引燃温度变化范围较大，它随着煤尘性质、浓度、粒度及分散度、试验条件等因素的变化而变化。我国煤尘爆炸的引燃温度在610～1050℃之间，一般为700～800℃。在这样的温度条件下，几乎一切火源均可点燃煤尘、引起爆炸，如电气火花、摩擦火花、爆破火焰、瓦斯燃烧或爆炸、井下火灾或明火等。

煤尘引起爆炸将释放大量热量。依靠这种反应热量，可使气体产物迅速加热到2300～2500℃，这是促使煤尘爆炸得以自发传播的一个主要因素。

6.2.1.3 影响煤尘爆炸的主要因素

1. 煤尘的挥发分

挥发分含量是影响煤尘有无爆炸性及爆炸性强弱的主要原因。一般情况下，煤尘的挥发分含量越高，其爆炸性越强；挥发分含量越低，其爆炸性越弱，甚至无爆炸性。

辽宁省煤炭安全研究所曾对全国各主要煤矿的煤尘可燃挥发分含量与其爆炸性进行了试验，其结果见表9－6－7。

表9－6－7 我国煤尘可燃挥发分含量与爆炸性的关系

可燃挥发分含量/%	<10	10～15	15～28	>28
爆炸性	除个别外，基本无爆炸性	爆炸性弱	爆炸性较强	爆炸性很强
煤种	无烟煤	贫煤	焦煤、肥煤	气煤、长焰煤与褐煤

无烟煤煤尘中由于可燃挥发分含量少，通常被认为没有爆炸危险性。但是，如果有足够大的点火能量，低挥发分的煤尘也会发生猛烈的爆炸。1942年，在东北本溪煤矿发生了一次触目惊心的煤尘爆炸，该种煤的挥发分含量只有15%～19%。煤尘爆炸危险性会随着灰分和水分含量增加而降低，并且煤尘暴露在空气中的时间越长其爆炸危险性越小。因此，工作面或者越接近工作面等区域的煤尘就越容易发生爆炸。

2. 煤尘的粒度

煤尘爆炸是由于煤尘分子与空气中的氧分子，在高温热源（能提供不小于最小点火能的能量）作用下进行剧烈氧化反应造成的。煤尘粒子越小，比表面积越大，与氧的接触面积亦相应增大，氧化反应就越剧烈。同时也增加了受热面积，加速了可燃气体的释放。试验证明，1mm以下的煤尘粒子虽然都可能参与爆炸，但75μm以下的煤尘粒子爆炸性最强。粒径小于30μm的煤尘，其爆炸性的增强趋势变缓；粒径小于10μm的煤尘，其爆炸性却随粒径减小而降低。

3. 瓦斯的影响

瓦斯的存在，会扩大煤尘爆炸浓度的上、下限范围（下限浓度明显降低，上限浓度增加）。其降低和增高的幅度随瓦斯浓度的增高而增大。瓦斯和煤尘共同存在的情况下，由于两者相互补充使得爆炸界限下降。例如瓦斯为1%，煤尘为40g/m^{3}以上浓度就进入爆炸区域。

煤尘和瓦斯在爆炸过程中是相互作用的。这两种物质的爆炸极限在互存的情况下都会变宽。这两种物质之间的作用关系也随煤尘中挥发分含量不同而变化，如图9－6－1所示。

4. 水分含量

水分蒸发需要吸收热量。同时，当煤尘含水量较高时，会促使尘粒结团。小粒子结团成大粒子而加速沉降，从而降低了形成煤尘云的能力。因此，煤尘的水分具有减弱和阻碍其爆炸的性质。但是，如爆炸已经发生，煤尘自身所含水分的阻爆作用就很小了。试验表

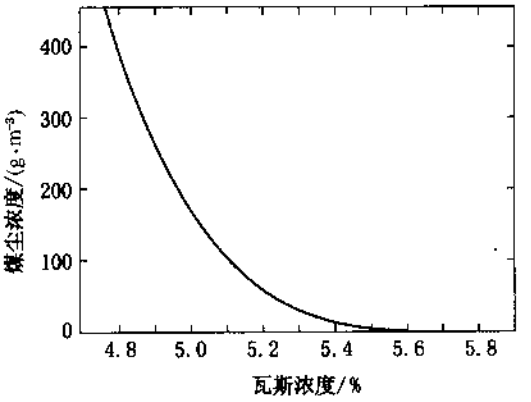


图 9-6-1　瓦斯浓度与煤尘爆炸极限的关系

明，煤尘的水分即使达到了 25%，仍然可能发生强烈爆炸。

5. 灰分含量

煤尘的爆炸性随其灰分含量的增加而降低。这是因为灰分能吸收煤尘在燃烧过程中释放出的热量，起冷却作用。当煤尘的灰分含量小于 20% 时，对其爆炸性影响不大，当灰分含量达 30% ~40% 时，爆炸性会明显下降。瓦斯和煤尘及岩粉混合气体的爆炸下限的关系如图 9-6-2 所示。

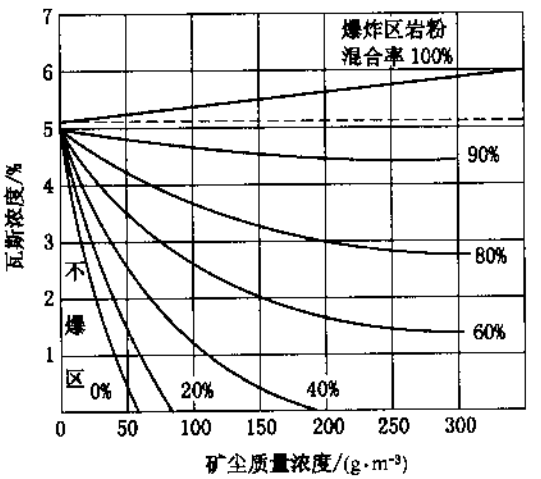


图 9-6-2　瓦斯和煤尘及岩粉混合气体的爆炸下限的关系

6.2.1.4　煤尘爆炸性鉴定

《煤矿安全规程》规定：新矿井的地质精查报告中，必须有所有煤层的煤尘爆炸性鉴定资料。生产矿井每延深一个新水平，应进行 1 次煤尘爆炸性试验工作。煤尘的爆炸性由国家授权单位进行鉴定，鉴定结果必须报煤矿安全监察机构备案。煤矿企业应根据鉴定结果采取相应的安全措施。

煤尘爆炸性的鉴定方法有两种：一种是在大型煤尘爆炸试验巷道中进行，这种方法比较准确可靠，但工作繁重复杂，所以一般作为标准鉴定用；另一种是在实验室内使用大管状煤尘爆炸性鉴定仪进行鉴定，方法简便，目前多采用这种方法。

关于煤尘爆炸的详细鉴定方法与过程执行《煤尘爆炸性鉴定规范》(AQ 1045—2007)。

矿井中只要有一个煤层的煤尘有爆炸危险，该矿井就应定为有煤尘爆炸危险的矿井。

6.2.2 预防煤尘爆炸的措施

6.2.2.1 消灭煤尘飞扬

发生煤尘爆炸，必须要存在高浓度煤尘云。消灭了呈飞扬状态的可爆性煤尘云，就消灭了煤尘爆炸的一个重要产生条件。所以说，只要积极实施综合防尘技术措施，将悬浮煤尘的浓度控制在其爆炸下限以下，就完全可以避免煤尘爆炸事故的发生。

6.2.2.2 消除积尘隐患

1. 清扫和冲洗

及时清除巷道中的浮煤，并用清扫器具和水枪清除积聚在巷道周边上的沉积煤尘是防止积尘再次飞扬的基本方法。

《煤矿井下粉尘综合防治技术规范》(AQ 1020—2006) 规定，距离工作面 20m 范围内的巷道，每班必须至少冲洗一次；20m 以外的巷道每旬至少应冲洗一次，并及时清除堆积浮煤。

2. 撒布岩粉

撒布岩粉是指定期在井下某些巷道中撒布惰性岩粉，增加沉积煤尘的灰分，既可防止煤尘爆炸，又能抑制煤尘爆炸的传播。在开采有煤尘爆炸危险的矿井中，应该撒岩粉的地点有：采掘工作面的运输巷和回风巷；煤层经常积聚的地点；有煤尘爆炸危险煤层和无煤尘爆炸危险煤层同时开采时，连接这两类煤层的巷道。

《煤矿井下粉尘综合防治技术规范》规定，即使巷道内设置了隔爆棚，也应该按下列规定撒岩粉：

(1) 巷道内所有表面，包括顶、帮、底以及背板后暴露处都应用岩粉覆盖。

(2) 巷道内煤尘和岩粉的混合粉尘中不燃物质组分不得低于 60%，如果巷道中含有 0.5% 以上的甲烷，则混合粉尘中不燃物质组分不得低于 90%。

(3) 撒布岩粉巷道长度，不得小于300m，如果巷道长度低于300m，全部巷道都应撒布岩粉。

(4) 岩粉撒布周期按下式计算：

$$T=\frac{W}{P} \tag{9-6-2}$$

式中 T——岩粉撒布周期，d；

W——煤尘爆炸下限浓度，g/m^3；

P——煤尘的沉降速度，$g/m^3 \cdot d$。

(5) 岩粉（包括岩粉棚）质量，应符合以下规定：

① 可燃物含量不超过 5%，游离 SiO_2 含量不超过 10%；

② 不含有任何有害或有毒的混合物（磷、砷等）；

③ 岩粉粒度必须全部通过 50 目筛（小于 0.3mm），其中 70% 以上通过 200 目筛（小

于0.075mm），一般采用石灰石岩粉。

（6）撒布岩粉的巷道，应遵守下列规定定期进行检查：

① 在距离采、掘工作面300m以内的巷道每月取样一次，300m以外的巷道每2个月取样一次；

② 每隔300m为一个采样段，每段内设5个采样带，带间约50m。每个采样带在巷道两帮顶底板周边采样，取样宽度为0.2m；

③ 将每个取样带内的全部粉尘分别收集起来，除去大于1mm粒径的粉尘；

④ 如不燃组分低于规定值，则该巷道应重新撒布岩粉。

3. 刷浆

巷壁刷浆白化有利于巷道附着煤尘的及时发现和及早处理。刷浆所用灰浆为生石灰与水按1∶15（体积比）配制。或以水泥、石灰和水按体积1∶2∶10配制。石灰倒入水中搅拌均匀后应将粒径大于0.8mm的石灰残渣滤除，倒入盛浆密封容器或消尘洒水喷浆车，然后依靠气压或泵压进行喷洒白化。喷浆应保证浆膜均匀，用浆量可按浆厚0.2mm或0.8L/m^{2}计算。原始的刷浆方法是用灰刷子或扫帚刷浆，目前常用消尘车或喷浆机喷浆。

4. 喷洒黏结液

国外在处理积尘隐患方面广泛采用了黏结液喷洒覆盖法。此法很简单，即把含有表面活性物质的湿润剂和吸水盐的水溶液及废机油等喷洒在巷道的周边上，将已沉积的和后来不断沉积的煤尘黏住。喷洒液还可以再加入一定含量的增稠剂，使黏液成为半流体，以提高黏结时间和黏尘效果。

6.2.2.3　消灭引爆火源

1. 消除井下明火

明火作业是井下安全生产的最大隐患。要消除井下一切引爆火源，首先就要严格执行《煤矿安全规程》关于消除明火的规定。井口要建立入井检查制度，禁止携带烟草及点火工具下井；井口房和通风机房附近20m内禁止烟火和炉火取暖；井下禁止使用电炉和灯泡取暖，井下和井口房内不准从事电焊、气焊和喷灯焊接等工作；在井下发现煤层自燃时应立即采取一切可能的方法直接扑灭。

2. 防止瓦斯引燃

预防并及时处理瓦斯超限积聚，防止瓦斯燃烧引起煤尘爆炸，也是消除煤尘引爆火源的一个重要方面。防止瓦斯超限和积聚，主要是要保证矿井总入风量充足，实现分区通风、合理配风。禁止采用不合理的串联通风、采空区通风和扩散通风。要加强通风管理，提高通风设施的质量，减少内部和外部漏风，以保证各个作业地点风量适宜。在瓦斯管理上，要完善监测手段。禁止微风或无风作业，巷道中不得有积聚瓦斯的空洞和独头盲巷。贯穿巷道或贯通老采空区时都必须严格检查瓦斯，不得有超限积聚现象。

3. 消除爆破火焰

爆破喷出火焰或残燃物飞散，是引起煤尘爆炸的又一个重要原因，因此要加强对炸药和爆破的管理。炸药要定期试验，失效的必须妥善处理。爆破必须使用煤矿安全炸药和瞬发雷管。装药时必须清除炮眼内的煤粉，装药后炮眼必须充填水炮泥和黄泥。爆破前应检查瓦斯。严禁放明炮、放糊炮和动力线爆破。

4. 消除电气失爆

井下使用的所有电气设备，包括照明设备都必须采用隔爆型设备。一切电气防爆设备、装置中任一零件失爆时，都不能继续使用。井下电气设备不准带电检修或迁移。电缆悬挂应符合防爆规定。井下供电必须严格执行《煤矿安全规程》的有关规定。

5. 消灭其他火源

斜巷运输应有防止跑车的保险装置，以防发生跑车事故时摩擦起火。对高瓦斯区域和高瓦斯工作面还应有防止金属支柱或轨道碰撞产生火花的技术措施。

6.2.3 隔绝煤尘爆炸传播的措施

6.2.3.1 设置岩粉棚

岩粉棚结构如图9-6-3所示。岩粉棚是由安装在巷道中靠近顶板处的若干块岩粉台板组成，台板的间距稍大于板宽，每块台板上放置一定数量的惰性岩粉。当发生煤尘爆炸事故时，火焰前的冲击波将台板震倒，岩粉即弥漫于巷道中，火焰到达时，岩粉从燃烧的煤尘中吸收热量，使火焰传播速度迅速下降，直至熄灭。岩粉棚分为轻型和重型两类，前者用作主要岩粉棚，后者用作辅助岩粉棚。

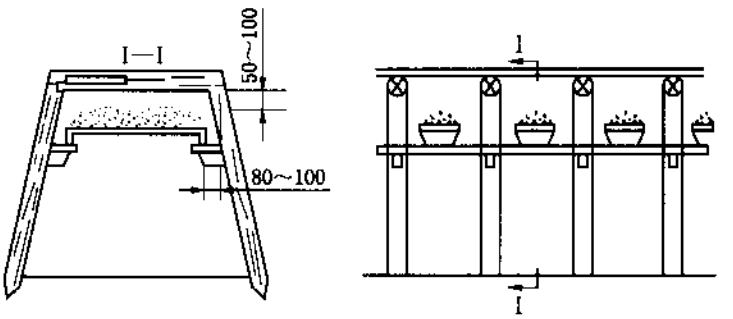


图9-6-3 岩粉棚

按照《煤矿井下粉尘综合防治技术规范》，岩粉棚的设置应遵守以下规定：

（1）岩粉棚的岩粉用量按巷道断面积计算，主要岩粉棚为400kg/m^2，辅助岩粉棚为200kg/m^2。

（2）岩粉棚的宽度为100～150mm；岩粉棚的长度，重型棚350～500mm，轻型棚为小于350mm。

（3）堆积岩粉的板与两侧支柱（或两帮）之间的间隙不得小于50mm。

（4）岩粉板面与顶梁（或顶板）之间的距离为250～300mm，使堆积岩粉的顶部距顶梁（或顶板）不小于100mm。

（5）岩粉棚的排间距，重型棚为1.2～3.0m，轻型棚为1.0～2.0m。

（6）岩粉棚与工作面之间的距离，必须保持在60～300m之间，岩粉棚不得用铁钉和铁丝固定。

（7）岩粉棚上的岩粉每月至少检查1次，如果发现岩粉受到潮湿、变硬则应立即更换；如果岩粉量减少，则应立即补充；如果在岩粉表面沉积有煤尘则应加以清除。

6.2.3.2 设置水棚

1. 水棚的设置

水棚包括水槽棚和水袋棚两种，两者必须符合行业标准 MT 157 的规定。

2. 水棚的管理

要经常保持水槽（袋）的完好和规定的水量，每半个月要检查一次。

一般而言，与岩粉棚相比，水棚具有以下优点：水的比热比岩粉约高 5 倍，因而吸热量大、隔爆效果好；水在接触高温火焰时形成的水蒸气，更有利于扑灭火焰；在冲击波的作用下，水飞洒的时间比岩粉的更短；水的供给比岩粉更加方便，可长期使用不必更换，而岩粉必须经过加工和定期更换。因此，近年来，水棚已逐步取代岩粉棚。我国已将水棚作为隔爆的主要形式。

6.2.3.3 设置自（主）动隔爆装置

自动隔爆棚是利用各种传感器，将瞬间测量的煤尘爆炸时的各种物理参量迅速转换成电信号，指令机构的演算器根据这些信号准确计算出火焰传播速度后选择恰当时机发出动作信号，让抑制装置强制喷洒出固体或液体等消火剂，从而可靠地扑灭爆炸火焰，阻止煤尘爆炸蔓延。目前，许多国家正在研究自动隔爆装置，并在一定范围内进行了试验应用。《煤矿井下粉尘综合防治技术规范》规定：在煤及半煤岩掘进巷道中，可采用自动隔爆装置，根据所选用的自动隔爆装置的性能进行布置与安装；自动隔爆装置必须符合 MT 694 的规定。

6.3 矿井综合防尘技术

根据我国煤矿现阶段的防尘技术条件和装备，矿井综合防尘措施大致可归纳为 5 大类，即减尘、降尘、排尘、除尘和阻尘（个体防护）。

（1）减尘措施。一是减少各产尘工序的产尘总量和产尘强度，从产尘数量上把关；二是减少对人体危害性最大的呼吸性粉尘所占的比重，在降尘质量上设防。例如，煤层注水或注入化学试剂、上分层采空区灌水注浆、湿式凿岩和水煤电钻打眼、水封爆破和充填水泡泥、改进截齿和钻具、减少炮眼数量、寻求采煤机最佳截割参数等都属于减尘措施。

（2）降尘措施。降尘是使浮尘尽早沉降，以降低浮尘浓度。现阶段煤矿主要是利用喷雾洒水、喷洒泡沫和其他方法（湿润剂降尘）加速矿尘的沉降。

（3）除尘措施。除尘（捕尘）是一项利用除尘设备将空气中的浮尘聚集起来处理的聚歼性措施。主要是采用吸尘器和捕尘器利用扩散、碰撞、直接拦截、重力、离心力等原理使粉尘与空气分离，以降低空气中的浮游粉尘浓度；或者采用湿式除尘器将粉尘捕捉、收集、沉淀排出。

（4）排尘措施。排尘是指以加强通风为手段，利用新鲜风流稀释、排除采用前述粉尘措施未能沉降的那部分浮尘。

（5）个体防护措施。个体防护是指通过佩戴各种防护工具以减少矿尘吸入量的一项补救性措施。它是防治尘害的最后一道防线。

6.3.1 煤层注水

《煤层注水可注性鉴定方法》(MT/T 1023—2006）规定：煤样测试结果原有水分 $W \leqslant 4\%$、孔隙率 $K \geqslant 4\%$、吸水率 $\delta \geqslant 1\%$ 和坚固性系数 $f \geqslant 0.4\%$，则判定取样煤层为可注水煤层；否则判定为不可注水煤层。《煤矿井下粉尘综合防治技术规范》要求，采煤工作面应

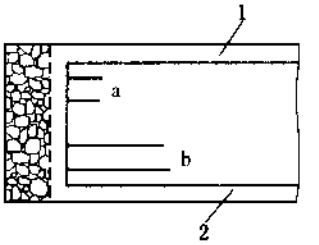
有由国家认定的机构提供的煤层可注性鉴定报告。

6.3.1.1 煤层注水方式

1. 按钻孔分类

注水方式按注水钻孔的位置、长度和方向，可分为工作面短孔注水、深孔注水和工作面走向长孔注水三种方式。

（1）短孔注水。短孔注水是在采煤工作面垂直煤壁或与煤壁斜交打钻孔注水，孔长为工作面一个循环的长度，一般为2～3.5m，采用低压注水，如图9－6－4中a钻孔所示。

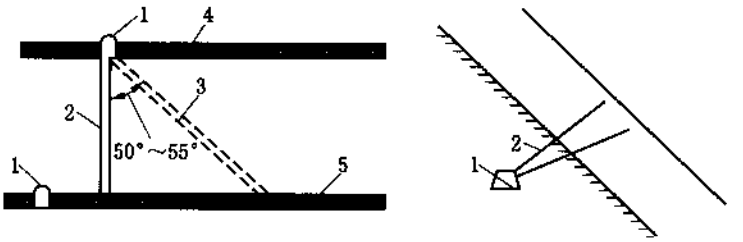


a—短孔；b—深孔；
1—回风巷；2—运输巷

图9－6－4 短孔、深孔注水方式

（2）深孔注水。它是在采煤工作面垂直煤壁打钻孔注水，孔长为采煤工作面数个循环进度，一般为5～25m，如图9－6－4中b钻孔所示。

（3）巷道钻孔注水。这种注水方式是由上邻近煤层的巷道向下煤层打钻注水或由底板巷道向煤层打钻注水，如图9－6－5所示。在一个钻场可打多个垂直于煤层或扇形布置方式的钻孔。巷道钻孔注水采用小流量、长时间的注水方法，湿润效果良好；但打岩石钻孔不经济，而且受条件限制，所以极少采用。



(a) 上层向下层打钻孔　　(b) 底板巷道向煤层打钻孔

1—巷道；2、3—钻孔；4—上煤层；5—下煤层

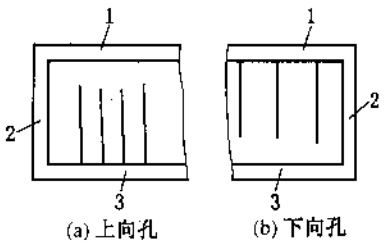
图9－6－5 巷道钻孔注水法

（4）长孔注水。它是从采煤工作面的运输巷或回风巷，沿煤层倾斜方向平行于工作面打上向孔或下向孔注水（图9－6－6），孔长30～100m；当工作面长度超过120m而单向孔达不到设计深度或煤层倾角有变化时，可采用上向、下向钻孔联合布置钻孔注水（图9－6－7）。

由于长钻孔注水作业超前于工作面，使注水有充足的时间，给水在煤体孔隙中的毛细渗透创造了条件，水可以长时期地缓慢地进入煤体的细微孔隙，湿润的效果较好。

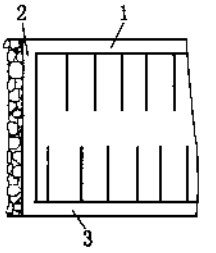
综放开采工艺开采厚煤层时，较为典型的有单向及双向两种，如图9－6－8及图9－6－9所示。上部钻孔与下部钻孔的孔口间距为1～3m，钻孔间距视煤层透水性而定，一般取10～25m。透水性强的煤层钻孔间距大些，反之，则小些。

2. 按供水动力方式分类



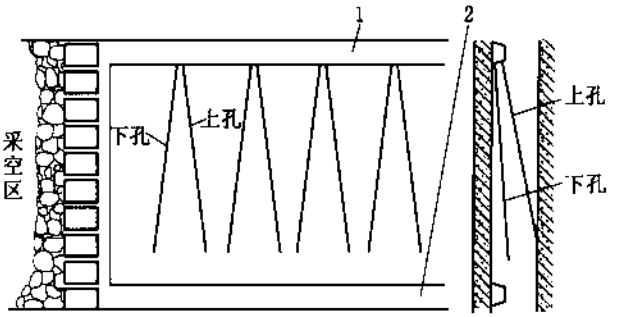
1—回风巷；2—开切眼；3—运输巷

图9-6-6　单向长钻孔注水方式



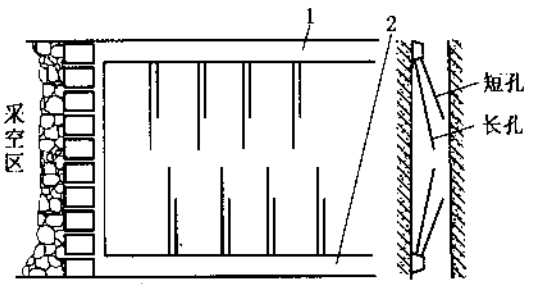
1—回风巷；2—工作面；3—运输巷

图9-6-7　双向长钻孔注水方式



1—回风巷；2—进风巷

图9-6-8　单向超长钻孔扇形布置方式



1—回风巷；2—进风巷

图9-6-9　双向钻孔布置方式

按照供水的动力方式，煤层注水又可分为静压注水和动压注水两种。

静压注水是利用地面或上水平的静水压力，通过矿井防尘管网直接将水引入钻孔向煤体注水的方式。动压注水是利用水泵提供的压力向煤体注水。动压注水通常有以下3种方法：

（1）固定泵（泵站）注水。水泵固定在井上或井下某地点，由固定管路将压力水送到注水地点。

（2）移动泵注水。水泵设在注水工程地点，随注水工作的移动而移动，我国目前大

多采用这种方式。

(3) 注水器注水。注水方式是使用专用的注水器直接在孔口注水。注水器是一种包括水的加压、水的传送和自动封孔装置的联合机具。

3. 按注水压入分类

在煤层注水工程中，根据注水压力数值的高低又分为低压注水、中压注水和高压注水。

这种分法目前尚无统一规定，目前习惯上认为小于2.45MPa（5kg/cm^2）为低压注水；大于2.45MPa、小于7.84MPa为中压注水；大于7.84MPa为高压注水。我国目前煤层注水实际使用的水压最高不超过14.7MPa（150kg/cm^3），其中大多属于中、低压注水。

根据上述各种注水方法的特点，在选择注水方式时一定要考虑下列因素：

(1) 煤体的透水性及泄水的可能性，主要决定注水压力的大小及供水方式；

(2) 采煤作业和注水作业相互的干扰程度，决定采用短孔，还是采用长孔；

(3) 采煤方法和井巷布置条件，决定钻孔的布置形式；

(4) 煤层地质构造条件、产状要素及埋藏深度；

(5) 水对顶底板的影响程度；

(6) 注水作业的人力、设备、器材等客观条件。

6.3.1.2 *煤层注水设备及参数*

1. 煤层注水设备

煤层注水所用的主要设备有钻机和水泵。

1) 钻机

目前一般用矿用地质钻机和岩石电钻钻孔，短孔注水则多采用煤电钻打眼。常见的有红旗-150型探水钻、TXU-75型油压钻等地质探水钻机，FZ-2.0、YZ-2S等岩石电钻及MZ-1.2等煤电钻。

2) 注水泵

煤层注水泵大多属于高压力、低流量的往复泵类型。国内各矿区所用的注水泵多为与地质钻机配套的泥浆泵或水压机械中的高压泵等。常见的注水泵有以下几种：

(1) 5D-2/150型煤层注水泵。该泵是我国煤层注水专用设备，体积小、重量轻、移动方便、工作可靠。其压力和流量适合煤层注水要求，性能稳定、结构简单、易于维修，泵的温升低、声响小，适于煤矿井下使用。该泵为五缸柱塞泵，柱塞借助于和主轴相连的摆动盘与回程盘的摆动而实现往复运动，达到吸、排水的目的。每小时流量为2m^3，工作压力可达150×980Pa。

(2) TBW型地质钻机配套泥浆泵。该类型泵原设计供地质钻机配套使用，煤矿可用于进行煤层注水。最大的可供使用的注水压力为40×980Pa，超过该压力值的钻机配套泵由于体积大而不便于井下使用。

(3) 水压机械泵类。水压机械所配套的高压泵可作为矿井中、高压煤层注水设备。3DS-1.8/200型往复水泵为各类水压机械供水用泵，常温下可输送各种无腐蚀性液体（清水、油或乳化液等），国内许多矿井注水均使用此泵。此泵压力、流量能满足注水要求，但其与电机安装后，在井下占用面积大，移设不方便。

(4) 其他泵类。除上述几种主要的泵类外，还有农用三联泵（流量为5m^3/h，压力

为20×980Pa)、3D-5/40型清水往复泵(三缸单作用泵压力为40×980Pa,流量为5m³/h)、1 1/2GC型锅炉用泵(流量为6m³/h,扬程为180~300m)等均可用于低压注水;3DT-1/150型水泵(压力为150×980Pa,流量为1m³/h)及一些油泵可适用于中、高压注水。

3)封孔器

我国煤矿长钻孔注水多采用YPA型水力膨胀式封孔器和MF型摩擦式封孔器。YPA型在使用时,将封孔器与注水钢管连接起来送至封孔位置,通过高压胶管与水泵连通,开泵后压力水进入封孔器,水流从封孔器前端的喷嘴流出进入钻孔,产生压力降,膨胀胶管内的水压升高,将胶管膨胀,封住钻孔。注水结束后,封孔器胶筒将随压力下降而恢复原状,可取出复用。

MF型在使用时,将封孔器与注水钢管连接起来送至钻孔内的封孔位置,顺时针转动注水管使其向前移动,这时橡胶密封筒被压缩而径向胀大,封住钻孔。注水结束后,逆时针旋转注水管,密封胶管卸压,胶筒随即恢复原状,可取出复用。

4)分流器

分流器是动压多孔注水不可缺少的器件,它可以保证各孔的注水流量恒定。煤炭科学研究总院重庆研究院研制的DF-1型分流器,压力范围0.49~14.7MPa,节流范围0.5、0.7、1.0m³/h。

5)水表及压力表

当注水压力大于1MPa时,可采用DC-4.5/200型注水水表,耐压20MPa,流量4.5m³/h;注水压力小于1MPa时,可采用普通自来水水表。注水压力表为普通压力表,选择时要求压力表量程应为注水管中最大压力的1.5倍,水泵出口端压力表的量程应为泵压的1.5~2倍。

2. 注水参数

1)注水压力

注水压力的高低取决于煤层透水性的强弱和钻孔的注水速度。通常透水性强的煤层采用低压(小于3MPa)注水,透水性较弱的煤层采用中压(3~10MPa)注水,必要时可采用高压(大于10MPa)注水。

2)注水速度(注水流量)

注水速度是指单位时间内的注水量。为了便于对各钻孔注水流量进行比较,通常以单位时间内每米钻孔的注水量来表示。

一般来说,小流量注水对煤层湿润效果最好,只要时间允许,就应采用小流量注水。静压注水速度一般为0.001~0.027m³/(h·m),动压注水速度为0.002~0.24m³/(h·m)。若静压注水速度太低,可在注水前进行孔内爆破,提高钻孔的透水能力,然后再进行注水。

3)注水量

注水量是影响煤体湿润程度和降尘效果的主要因素。它与工作面尺寸、煤厚、钻孔间距、煤的孔隙率、含水率等多种因素有关。确定注水量首先要确定吨煤注水量,各矿应根据煤层的具体特征综合考察。一般来说,中厚煤层的吨煤注水量为0.015~0.03m³/t;厚煤层为0.025~0.04m³/t。机采工作面及水量流失率大的煤层取上限值,炮采工作面及水

量流失率小或产量较小的煤层取下限值。

4）注水时间

每个钻孔的注水时间与钻孔注水量成正比，与注水速度成反比。在实际注水中，常把在预定的湿润范围内的煤壁出现均匀“出汗”（渗出水珠）作为判断煤体是否全面湿润的辅助方法。“出汗”后或在“出汗”后再过一段时间便可结束注水。通常静压注水时间长，动压注水时间短。

3. 煤层注水参数设计

1）长钻孔注水

（1）钻孔直径。主体钻机直径一般为44～60mm。如果采用封孔器封孔，则孔径应适合封孔器的要求；如果采用水泥砂浆封孔，封孔段的直径应扩大到75～95mm。

（2）钻孔间距与长度。根据我国煤炭行业标准（MT 501—1996），长孔注水钻孔的间距应为10～25m。当采用扇形钻孔布置方式时，上部孔与下部孔间距应为1～3m。单向钻孔长度应比工作面长度短20～40m；双向钻孔长度应比1/2工作面长度短5～8m；扇形钻孔长度上部孔按双向钻孔长度确定，下部孔按单向钻孔长度确定。

（3）注水压力。注水压力按下式计算：

$$(1.2\sim1.5)P_w \leqslant P_s \leqslant P_y \tag{9-6-3}$$

式中 P_s——水的压力，MPa；

P_w——煤层内的瓦斯压力，MPa；

P_y——上覆岩层的压力，MPa。

（4）注水流量与注水量。静压注水时可不控制注水流量；动压注水时，单孔注水流量 q_d 为0.3～2.0m^3/h。吨煤注水量应在0.02～0.04m^3/t之间，单孔注水量按下式计算：

$$Q_z = kh_m L_j L_z \rho_m \delta \tag{9-6-4}$$

式中 Q_z——单孔注水量，m^3；

k——钻孔前方煤体湿润系数；

h_m——煤层厚度，m；

L_j——钻孔间距，m；

L_z——钻孔长度，m；

ρ_m——煤层密度，t/m^3；

δ——吨煤注水量，m^3/t。

（5）注水时间按下式计算：

$$T = Q_z / q_d \tag{9-6-5}$$

（6）注水钻孔数量及超前工作面的距离按下式计算：

$$n = \frac{T \cdot v_m}{24 L_j} \tag{9-6-6}$$

式中 n——同时注水的钻孔数量；

v_m——工作面日推进速度，m/d。

$$L_c = \frac{T \cdot v_m}{24} + L_1 \tag{9-6-7}$$

式中 L_c——注水超前工作面距离，m；

L_t——停止注水时钻孔距工作面的距离，应为8～20m。

（7）封孔深度。封孔深度应超过巷帮煤体的破碎带，一般在6～20m之间。我国部分矿井的长孔注水参数见表9－6－8。

表9－6－8　部分矿井煤层长孔注水参数

矿　井	加压方式	钻孔长度/m	钻孔间距/m	封孔深度/m	注水压力/MPa	每米钻孔有效流量/[L·(h·m)$^{-1}$]	注水时间/h	吨煤注水量/(L·t^{-1})	注水量/m^3
石炭井各矿	静压	25～90	10～15	3～5	0.3～1.2	6～27	360～960	9～20	30～80
抚顺龙凤矿	静压	16～130		3～5	1～2	2～15.7	144～300	20～40	20～340
大同同家梁矿	静压	60～90	12～15	4	0.2～1			17～40	59～286
大同煤峪口矿	静压	100～130	15～20	3	0.8～1			15～25	
汾西水峪矿	静压	30～50	25	3～5	0.5～0.8	38	192	15～47	
西山白家庄矿	静压	80～100	15	2.5	0.8～1.2	4～5	240	20～30	96
井陉三矿	静压	45～62	10～15	5～7	0.1～2	1～10	144～600		10.7～20
本溪彩屯矿	动压	37～50	8	2.5	0.6～1.1	2.1～20.5	14～120	14～23	4.7～22
阳泉二矿	动压	40～66	3～7	8	0.6～1.7	14.9～35.4	12～25		24.5～42.6
轩岗六由地矿	动压	50～60	15	3～4	1.5～2.5			12～16	
枣庄陶庄矿	动压	80	10	5～6	6～8	13.3～20	48～72		30～40
新汶孙村矿	动压	36～84	15～20	6～9	5～12	12～16.6			30～45
北京门头沟矿	动压	17～45	25	10	7.5～11	87～243	61～161		102～233
松藻煤矿	动压	28～42	40	9～16	4.7～3.5	43～90	16～32		20～66
抚顺胜利矿	动压	19～76	11～30	7	5～10	22～79	41～216		51～49
中梁山南井	动压	30～55	20	2.5～3.5	4～7.5	7.8～20.3	5～48		4.8～23

2）短钻孔注水

（1）钻孔直径：取决于封孔器胶筒（管）直径，一般为44～55mm。

（2）钻孔长度：每日一班注水时，钻孔长度等于工作面日推进度加0.2m；每日三班注水时，钻孔长度等于每班推进度增加0.2m。

（3）钻孔间距：通过注水试验来确定，一般为钻孔长度的1～2倍。

（4）封孔深度：封孔深度随钻孔长度而异，一般为1～1.5m。封孔深度和煤壁所能承受的注水压力有关，合理的封孔深度应使孔口附近煤壁不发生泄水，煤壁的深部和浅部湿润均匀。

（5）注水量：短钻孔注水量按下式计算：

$$Q_d = k_1 L_z L_j h_m q_t \tag{9－6－8}$$

式中　Q_d——每孔注水量，L；

k_1——漏水系数，一般取1.2；

h_m——煤层厚度，m；

L_z——钻孔长度，m；

L_j——钻孔间距，m；

q_i——每立方米煤体的注水量，一般取为20L/m³。

（6）注水压力：以满足注水流量和不造成煤壁泄水为确定依据，通过试验确定。

（7）注水时间：每孔的注水时间，应按限定的总注水时间和钻孔的数量加以分配，并按下式计算：

$$T_i = T/n \tag{9-6-9}$$

式中 T_i——每孔的注水时间，min；

T——全部钻孔的总注水时间，min；

n——钻孔数量。

短孔注水常用煤壁“出汗”，即煤壁大面积渗出水珠，作为煤体受到充分湿润的标志，“出汗”后便可停止注水。

3）中深孔注水

中深孔注水是在回采工作面垂直煤壁，以孔深为两个日进度为条件的一种注水方式，它克服了短钻孔注水效果差等弊端，还具有短孔注水装备及工艺简单等优点，因此在一定条件下为矿井所采用。中深孔注水参数如下：

（1）钻孔直径，取决于封孔器直径，一般为40～45mm。

（2）钻孔长度，按下式计算：

$$L = 2L_d + 0.2 \tag{9-6-10}$$

式中 L_d——工作面的日推进度，m/d。

（3）封孔长度，一般为0.6～1.0m。

（4）注水压力，对于软煤取1～1.8MPa；对于硬煤取2.5～5MPa；对于坚硬煤取5MPa。

（5）注水量Q_{sd}按下式计算：

$$Q_{sd} = k_1 h_m (L_z - L_f) \times 10^3 \tag{9-6-11}$$

式中 L_f——封孔长度，m；

k_1——漏水系数；

h_m——煤层厚度，m；

L_z——钻孔长度，m。

（6）注水时间：单孔注水时间T按下式计算：

$$T = Q_{sd}/v_z \tag{9-6-12}$$

式中 v_z——单孔注水速度，L/min。

6.3.1.3 煤层注水效果及其影响因素

1. 煤层湿润效果的考察

煤层湿润效果的具体考察方法，有直接观察法、分析法和仪器测定法3种。

1）直接观察法

根据煤壁或煤帮渗水（出汗）状况简单判断注水湿润范围。

2）分析法

从煤壁或煤帮上采取煤样进行全水分分析，由注水前、后的水分变化确定湿润范围和

湿润程度。采集煤样有3种方法。

（1）刻槽法。在工作面煤壁沿注水孔长度，选择3个采样点，在每个采样点垂直煤层层理方向从顶板到底扳刻一宽109mm、深50mm的槽。

（2）挖坑法。采用长孔注水时，在回采工作面煤壁沿钻孔长度，适当选取3个采样点，每个采样点沿煤层厚度等分出3条（薄煤层2条）采样线，在采样线上用手镐挖坑采样。该方法能测出水分沿煤层厚度的分布情况，特别是采样简单、工作量小、水分损失小，更有利于硬煤煤层的采样；缺点是水分分析的工作量较大。

（3）钻孔法。这种方法的采样点布置与挖坑法完全相同，只是将手镐挖坑改成电钻打孔。取样深度控制在20～50cm。该方法简化了采样手续，可作为主要方法采用。

2. 影响煤层注水效果的因素

（1）煤的裂隙和孔隙的发育程度。煤层的多孔性和裂隙性乃是煤层注水的先决条件，直接影响到注水效果。

（2）上覆岩层压力及支承压力。煤层埋藏越深则地层压力越大，而裂隙和孔隙变得更小，导致透水性能降低。在长壁工作面的超前集中应力带以及其他大面积采空区附近的集中应力带，支承压力增高，其煤体的孔隙率与受采动影响的煤体相比，要小60%～70%，减弱了煤的透水性。

（3）液体性质的影响。煤是极性小的物质，水是极性大的物质，两者之间极性差越小，越易湿润。为了降低水的表面张力，减小水的极性，提高对煤的湿润效果，可以在水中添加表面活性剂。阳泉一矿在注水时加入0.5%浓度的洗衣粉，注水速度可比原来提高24%。

（4）煤层内的瓦斯压力。煤层内的瓦斯压力是注水的附加阻力。水压克服瓦斯压力后才是注水的有效压力，所以在瓦斯压力大的煤层中注水时，往往要提高注水压力，以保证湿润效果。

（5）注水参数的影响。煤层注水参数主要有注水压力、注水速度、注水量和注水时间。注水量或煤的水分增量是煤层注水效果的标志，也是决定煤层注水降尘率高低的重要因素，如图9-6-10、图9-6-11所示。通常，注水量或煤的水分增量变化在50%～80%之间，注水量和煤的水分增量都和煤层的渗透性、注水压力、注水速度以及注水时间有关。

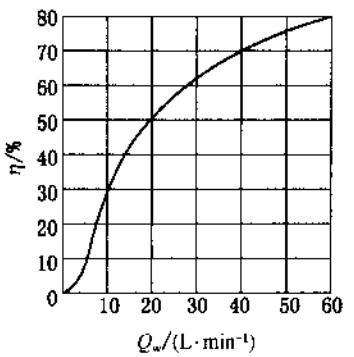


图9-6-10　降尘率与注水量的关系

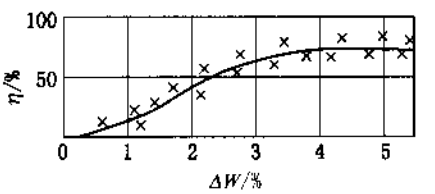


图9-6-11　降尘率与煤水分增量的关系

6.3.1.4 煤层注水新技术

1. 封孔工艺

封孔深度应超过沿巷道边缘煤体的卸压带宽度。一般不小于6m，当注水压力大于2.5MPa时，应大于6m甚至20m。封孔方法有水泥砂浆封孔和封孔器封孔两种。采用封孔器封孔虽然简便，但多次重复使用时难以保证封孔质量，现已少用；相比较而言，由于水泥砂浆封孔方法的改进和完善，以及封孔质量可靠，近几年得到了广泛采用。

2. 动压与静压交替注水

如前所述，煤层注水有两种方法——静压注水和动压注水。二者各有优缺点，各有适用范围，理想的方法是使它们结合起来，优势互补，增大应用范围。

近年来，国内有关单位研制出了煤层注水自动控制系统，能根据煤层的渗透特性、注水压力及流量的变化进行自动调节，将注水参数调节到最适宜的状态，并能将注水参数存储、显示和打印出来。该系统能实现动压注水和静压注水的自动切换，特别适用于那些适合用动压和静压方式交替进行注水的煤层，在现场应用中取得了良好的注水减尘效果。

6.3.2 湿式作业

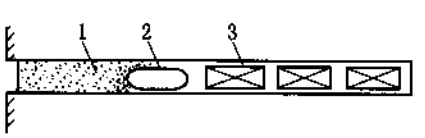
6.3.2.1 湿式凿岩、钻眼

湿式凿岩、钻眼是一种湿式作业方法，其实质是在凿岩和打钻过程中，将压力水通过凿岩机、钻杆送入并充满孔底，以湿润、冲洗和排出产生的矿尘。它具有所需设备简单、使用方便、费用较低和除尘效果较好等优点。缺点是增加了工作场所的湿度，恶化了工作环境，会影响煤矿产品的质量。除缺水和严寒地区外，在煤矿应用较为广泛。

6.3.2.2 水炮泥与水封爆破

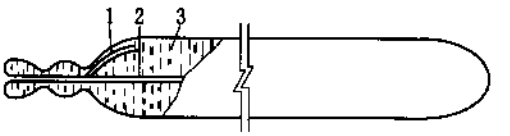
水炮泥就是将装水的塑料袋代替一部分炮泥，填于炮眼内，如图9-6-12所示。

水炮泥的塑料袋应难燃，无毒，有一定的强度。水袋封口是关键，目前使用的自动封口水袋（图9-6-13），装满水后，能将袋口自行封闭。



1—黄泥；2—水袋；3—炸药

图9-6-12 水炮泥布置图



1—逆止阀注水后位置；2—逆止阀注水前位置；3—水

图9-6-13 自动封口炮泥

水封爆破是将炮眼的炸药先用一小段炮泥填好，然后再给炮眼口填一小段炮泥，两段炮泥之间的空间，插入细注水管注水。注满后抽出注水管，并将炮泥上的小孔堵塞。

6.3.3 喷雾降尘

6.3.3.1 影响喷雾降尘效果的主要因素

1. 雾体的分散度

雾体的分散度（全部雾粒中各种粒径范围或区间内的雾粒所占的百分比）是影响捕尘效率的重要因素。低分散度雾体水粒大、水粒数量少，尘粒与大水滴相遇时会因旋流作用而从水滴边绕过而不被捕获。过高分散度的雾体，水粒十分细小，容易汽化，降尘率也

不高。矿尘的分散度越高，要求水粒的直径越小，一般说来，水粒直径为10～15μm时的捕尘效果最好。

2. 水滴与尘粒的相对速度

相对速度越高，两者碰撞时的动量越大，有利于克服水的表面张力而将尘粒湿润捕获。但如果速度过高，使尘粒与水滴接触时间缩短，也会降低捕尘效率。

3. 水压

喷雾洒水降尘的过程，是尘粒与水滴不断发生碰撞、湿润、凝聚、增重而不断沉降的过程。当提高供水压力（采用高压洒水）时，由于在很大程度上提高了雾化程度，增加了雾滴密度和雾滴的运动速度，以及增加了射体涡流段的长度，无疑大大增加了尘粒与雾粒之间的碰撞机会和碰撞能量，使微细粉尘易于捕捉。同时，高压洒水能使射体雾滴增加带电性，产生静电凝聚的效果。这一综合作用，加速了尘粒与雾滴碰撞、湿润、凝聚的效果，从而提高降尘效率。前苏联研究表明，在掘进机上采用低压洒水，降尘率为43%～78%，而采用高压喷雾时达到75%～95%；炮掘工作面采用低压洒水，降尘率为51%，高压喷雾则高达72%，且对微细粉尘的抑制效果明显。

高压喷雾产生的雾粒粒度的大小，与高压喷雾方法有关。高压喷雾方法有脉冲喷雾和恒压喷雾两种。所谓脉冲喷雾是指洒水压力的变化不小于最大压力的20%～30%；恒压喷雾是指洒水的压力变化不越过5%。通常，脉冲喷雾的雾滴粒度比恒压喷雾时的粒度小得多，其降尘效果要比恒压喷雾高。

4. 粉尘的湿润性

粉尘的湿润性是影响喷雾洒水降尘效果的一个重要因素。不易湿润的粉尘与水滴碰撞时，能产生反弹现象，难于捕获。尘粒表面吸附空气形成气膜或覆盖油层时，都难被水滴捕获。向水中添加表面活性剂降低水的表面张力或使之荷电，均可提高湿润效果。

5. 单位体积空气的耗水量

单位体积空气的耗水量越多，捕尘效率越高，但所用动力亦增加。使用循环水时，需采取净化措施，如水中微细粒子增加，将使水的黏性增加，且会使分散水滴粒径加大，降低降尘效率。

6.3.3.2　喷雾降尘实施地点

1. 掘进机喷雾降尘

掘进机喷雾分外喷雾和内喷雾两种。外喷雾多用于捕集空气中悬浮的矿尘；内喷雾则通过掘进机切割机构上的喷嘴向割落的煤岩处直接喷雾，在矿尘生成的瞬间将其抑制。较好的内外喷雾系统可使掘进机周围空气的含尘量减少85%～95%。

2. 采煤机喷雾降尘

采煤机的喷雾系统分为内喷雾和外喷雾两种方式。

采用内喷雾时，水由安装在截割滚筒上的喷嘴直接向截齿的切割点喷射，形成“湿式截割”。其主要作用是在截齿下的产尘区形成水膜，覆盖尘源，实施湿式截割，抑制煤尘的产生。因此，水雾的雾化程度不必太高，水雾粒径可在200μm以下。但雾粒的运动速度不能少于20～30m/s，且水雾密度要大，不能低于10^8～10^9粒/cm^3。为此，水雾的扩散角应小一些，并且喷嘴到尘源的距离不应超过0.5m，以喷嘴距截齿100～150mm为宜。

采用外喷雾时，水由安装在截割部的固定箱上、摇臂上或挡煤板上的喷嘴喷出，形成

水雾覆盖尘源，从而使粉尘湿润沉降。从国内采煤工作面的应用来看，采煤机高压外喷雾的降尘效率一般可达85%～95%。现已发展到了采煤机尘源智能跟踪喷雾降尘阶段。

喷嘴是决定降尘效果好坏的主要部件，喷嘴的形式有锥形、伞形、扇形、束形。一般来说，内喷雾多采用扇形喷嘴，也可采用其他形式；外喷雾多采用扇形和伞形喷嘴，也可采用锥形喷嘴。国产采煤机配套喷嘴主要技术特征见表9－6－9。

表9－6－9 国产采煤机配套喷嘴的技术特征

喷嘴形状	系列型号	喷嘴型号	喷口直径/mm	扩散角/(°)	水压/MPa		连接尺寸
					1.0	1.5	
					耗水量/(L·min^{-1})		
锥形	PZ	PZA－1.2/45	1.2	45±8	2.0	2.4	m14×1.5
		PZA－1.5/45	1.5	45±5	3.1	3.8	m16×1.5
		PZA－2/55	2.0	55±5	6.0	7.4	g1/4－11
		PZA－2.5/55	2.5	55±8	8.9	11.2	g3/8－11
		PZB－2.5/70	2.5	70±10	8.8	10.3	m20×1.5
		PZB－3.2/70	3.2	70±5	13.7	16.2	g1/2－11
		PZB－4/70	4.0	70±8	19.9	24.5	
伞形	PA	PZC－2/55	2.5	55±5	6.0	7.4	g1/4－11
		PZC－2.5/55	2.5	55±8	8.9	11.2	g3/8－11
		PAA－1.2/60	1.2	60±8	1.6	2.0	m14×1.5
		PAA－1.6/60	1.6	60±8	2.6	3.2	m16×1.5
		PAA－2/60	2.0	60±8	3.6	4.4	g1/4－11
		PAA－2.5/60	2.5	60±8	5.3	6.6	g3/8－11
		PAB－3.2/75	3.2	75±10	7.9	9.7	m20×1.5
		PAB－4/75	4.0	75±10	11.9	16.0	g1/2－11
扇形	PS	PAS－1.2/45	1.2	45±8	2.6	3.1	扣压式
		PSA－1.5/60	1.6	60±10	4.9	6.2	
束形	PG	PGA－1.6	1.6	5.5～6.0	4.6	5.8	m14×1.5
		PGA－2.0	2.0	5.1～6.5	6.4	8.0	m16×1.5
		PGA－2.5	2.5	5.1～6.5	10.6	13.7	g1/4－11
锥形	PU	PU－1	4.5	55	30.7	37.3	板式
		PU－2					座式

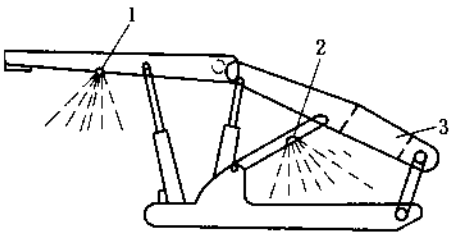
滚筒采煤机喷雾降尘的效果与采用的喷嘴型号及布置、喷雾参数、矿尘性质及割煤方式等因素有关。在不同的采煤机上，采用PZ型喷嘴和符合要求的喷雾参数时，对总粉尘的降尘率可达到80%～86%。

国内外实践证明，采煤机喷雾降尘采用内、外喷雾相结合的方式，并以内喷为主（将大部分水用于内喷雾）、外喷为辅，可获得良好的降尘效果。

3. 综放工作面喷雾降尘

1）放煤口喷雾

可改进放煤口喷雾器结构，布置为双向多喷头喷嘴，扩大降尘范围；选用新型喷嘴，改善雾化参数；有条件时，可往水中添加湿润剂，或在放煤口处设置半遮蔽式软质密封罩，控制煤尘扩散飞扬，提高水雾捕尘效果。



1—前喷雾点；2—后侧喷雾点；3—放煤口

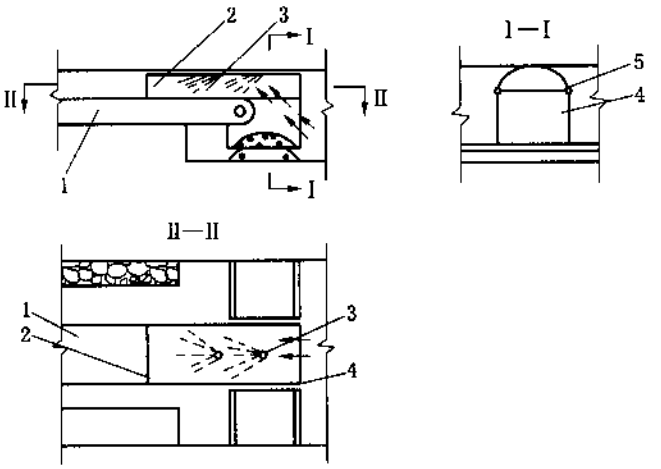
图9-6-14　支掩式支架喷雾布置图

2）支架间喷雾

支架在降柱、前移和升柱过程中产生大量的粉尘，同时由于通风断面小、风速大，来自采空区的矿尘量大增。因此，采用喷雾降尘时，必须根据支架的架型和移架产尘的特点，合理确定喷嘴的布置方式和喷嘴型号。图9-6-14所示为某综放工作面支撑掩护式支架喷嘴位置的设置。前喷雾点设有两个喷嘴，移架时可以对支架前半部空间的粉尘加以控制，同时还可以作为随机水幕；后喷雾点设有2个喷嘴，分别设于支架两前连杆上，位于前连杆中部，控制支架后侧空间的粉尘。

3）转载点喷雾降尘

转载点降尘的有效方法是封闭加喷雾。通常在转载点加设半密封罩，罩内安装喷嘴（图9-6-15），以消除飞扬的浮尘，降低进入采煤工作面风流的含尘量。为了保证密封效果，密封罩进、出口处可安装半遮式软风帘，软风帘可用风筒布制作。



1—工作面输送机；2—转载点煤尘罩；3—喷嘴；4—下罩；5—托架

图9-6-15　输送机转载处防尘罩

4. 煤层钻孔喷雾降尘

淮南矿业集团公司李一矿的实践表明，在施工钻孔深度不超过20m时，采用风水联动排渣工艺可以有效降低施工过程中的产尘量，杜绝煤尘飞扬，捕尘效果明显，并可防止

孔内火灾事故的发生。

风水联动排渣采用三通和软管连接压风、供水管路，通过闸阀调节风量和水量的配比。每次停钻时，利用总闸阀进行控制，使水在压风作用下雾化后通过软管、螺旋钻杆随压风送入孔内，钻屑在风力作用下从孔内排出的过程中被水雾吸收、湿润，使施工过程中产生的煤尘在钻孔内被捕获，减少和降低排出的煤尘量。风水联动连接装置如图9－6－16所示。

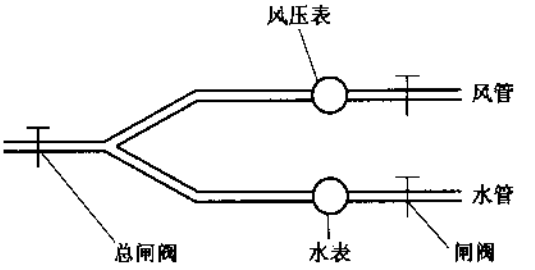


图9－6－16 风水联动连接装置示意图

当钻孔深度超过20m时采用孔口泡沫捕尘工艺，在保证钻孔施工质量的前提下，可较大幅度降低产尘量。

6.3.3.3 喷雾降尘新技术

近年来，国内外有关科研院所在喷雾降尘新技术研发方面取得了较大突破，主要成果如下。

1. 采煤机负压二次降尘技术

中国矿业大学与兖州鲍店煤矿合作，对喷吸降尘技术（负压二次降尘技术）进行了研究，并研制出了采煤机负压二次降尘装置。

2. 采煤机高压外喷雾降尘技术

根据喷雾泵所在地点，可将采煤机高压外喷雾降尘方式分为固定泵供水和机载泵供水2种。

1）固定泵供水高压外喷雾降尘技术

煤炭科学研究总院重庆研究院与盘江山脚树煤矿合作，在综采工作面采煤机割煤时试验并采用高压喷雾降尘技术，降尘效果良好。

2）机载泵供水高压外喷雾降尘技术

（1）机载电动泵供水高压外喷雾降尘技术。煤炭科学研究总院重庆研究院与兖州东滩煤矿合作开发了采煤机机载电动泵高压外喷雾降尘技术。

（2）机载液动泵供水高压外喷雾降尘技术。该技术由煤炭科学研究总院重庆研究院开发，已在阳泉二矿及平顶山、淮南、兖州、铁法等矿区应用，并获得了良好的降尘效果。

3. 采煤机滚筒摇臂径向雾屏及液压支架探梁辅助喷雾降尘

兖州鲍店煤矿综采放顶煤工作面采用AM500型双滚筒采煤机割煤时，因其外喷雾喷嘴数量较少、雾流覆盖面积小，导致降尘效果很差。为有效降低采煤机割煤及刮板输送机装煤作业时的煤尘浓度，该矿与煤炭科学研究总院重庆研究院合作改进了外喷雾方法。在不改变内喷雾的基础上，将外喷雾的两个喷嘴移至采煤机机身左右两端，安装俯角为15°～20°，喷射锥形空心雾流，以控制和沉降滚筒装煤时产生的煤尘；在采煤机两个滚筒摇臂上，外侧增设两组雾体为锥形实心的喷嘴，如图9－6－17所示。采煤机摇臂径向雾屏及液压支架探梁辅助喷雾状态如图9－6－18所示。

4. 液压支架移架及放煤口自动喷雾技术

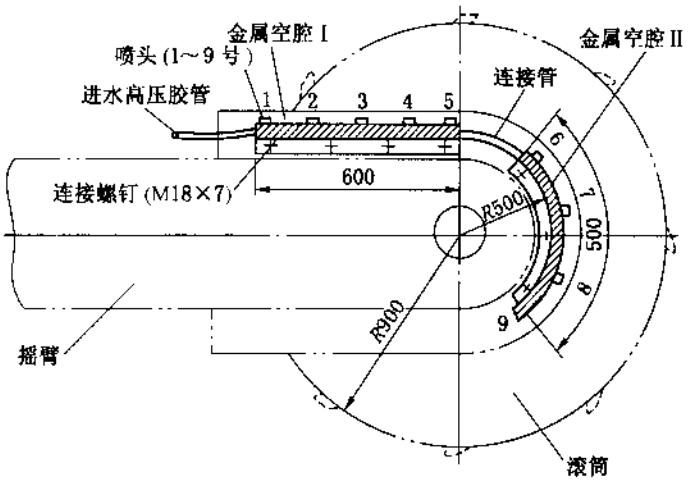
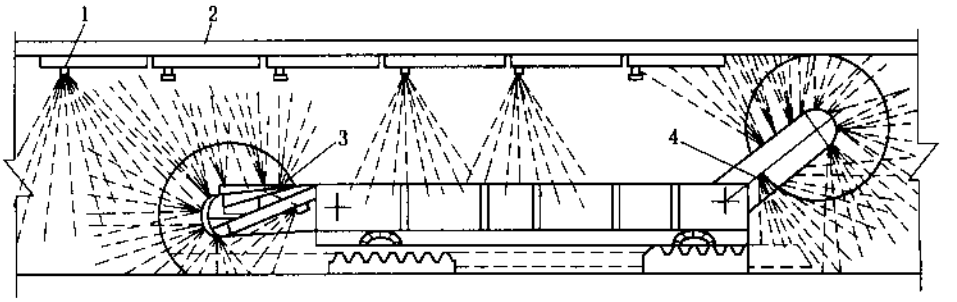


图9-6-17　采煤机径向雾屏喷嘴布置



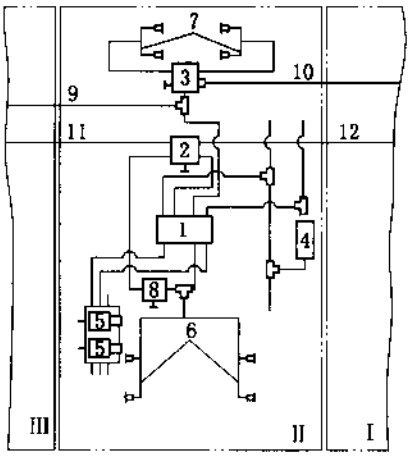
1—支架探梁手动喷雾；2—支架探梁；3—摇臂径向雾屏；4—采煤机外喷雾

图9-6-18　采煤机摇臂径向雾屏与支架探梁辅助喷雾状态

对于液压支架移架和放煤口放煤的防尘，主要是采用自动喷雾降尘的方法，即利用一个多功能自动控制阀，通过与支架液压系统的联动实现支架移架和放煤喷雾的自动化。自动喷雾控制系统如图9-6-19所示。

液压支架移架喷雾的喷嘴，每架安设2个。放煤口放煤喷雾的喷嘴，每架安设4个：靠尾梁一侧安设2个，靠支架连杆一侧安设2个，如图9-6-20所示。如果工作面的管网水压能达到1MPa以上，可选择静压供水，否则需增设一台水泵，实施动压供水。

这种液压支架移架和放煤口放煤自动喷雾降尘技术，在兖州鲍店煤矿综采放顶煤工作面的应用中取得了良好的降尘效果：液压支架移架时移架司机处的煤尘浓度，未喷雾时平均是286.7mg/m^3，喷雾时平均为54.3mg/m^3，降尘率为81%；放煤时放煤口处的煤尘浓度，未喷雾时平均是265mg/m^3，喷雾时平均为41.8mg/m^3，降尘率达84.2%；放煤时司机处的煤尘浓度，未喷雾时平均是188.5mg/m^3，喷雾时平均为35.6mg/m^3，降尘率为81.1%。



1—多功能控制阀；2—四通阀阀；3—五通阀；4—尾梁液控阀；5—前柱液控阀；6—移架喷雾管；7—放煤喷雾管；8—手动阀；9—下风侧邻架喷雾管；10—本架支架；11—主供水管；12—上邻架支架

图 9-6-19 液压支架移架及放煤自动喷雾控制系统

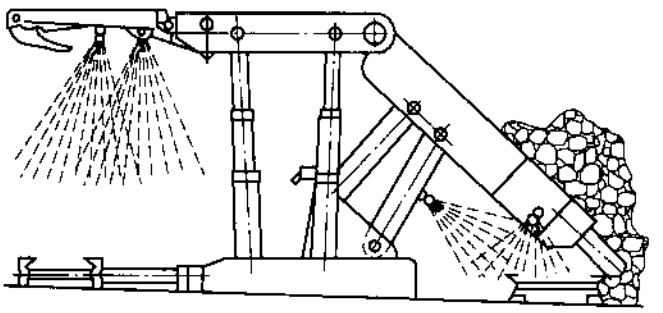


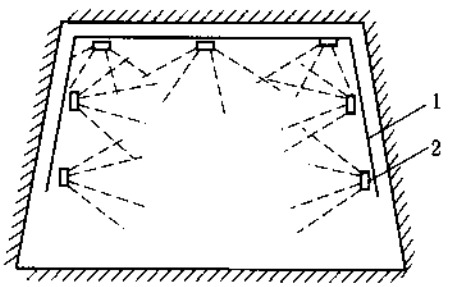
图 9-6-20 液压支架自动喷雾喷嘴布置示意图

6.3.4 净化风流

净化风流是使井巷中含尘的空气通过一定的设施或设备，将矿尘捕获的技术措施。目前使用较多的是水幕和除尘器。

6.3.4.1 水幕净化

水幕是在敷设于巷道顶部或两帮的水管上间隔地安设数个喷雾器喷雾形成的，如图 9-6-21 所示。自动控制风流净化水幕应满足以下要求：必须覆盖巷道整个断面，尽可能靠近尘源，并有一定的厚度和防风能力；必须做到能随时净化风流，而不淋湿过路行人；水雾化效果好、耗水量少、降尘效率高。净化水幕应安设在支护完好、壁面平整、无断裂破碎的巷道段内。一般安设位置见表 9-6-10。



1—水管；2—喷雾器

图 9-6-21 巷道水幕示意

表9-6-10　水幕安设位置

矿井总进风流净化水幕	距井口20~100m巷道内	掘进回风流净化水幕	距工作面30~50m巷道内
采区进风流净化水幕	风流分岔口支流内侧20~50m巷道内	巷道中产尘源净化水幕	尘源下风侧5~10m巷道内
采煤回风流净化水幕	距工作面回风口10~20m间风巷内		

水幕的控制方式可根据巷道条件，选用光控式、触控式或各种机械传动的控制方式。选用的原则是既经济合理又安全可靠。

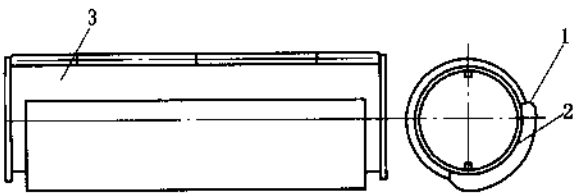
水幕是净化进风流和降低回风流矿尘浓度的有效方法。徐州董庄矿在距掘进工作面20m、40m和60m处各安设了一道水幕，工作面含尘风流经第一道水幕后降尘率为59%~60.5%，经第二道水幕后降尘率为78.2%~80%，经第三道水幕后，矿尘浓度只有0.78 mg/m^3，降尘率达到98.6%。

国内目前多采用光控式风流净化水幕，它一般由光控传感器、控制箱、电磁阀、喷雾架和水质过滤器等组成。近年来，为减少水量消耗，根据巷道内粉尘浓度变化的规律性和周期性（工作班矿尘浓度高、检修班矿尘浓度低），已开发出了定时光控式风流净化水幕。随着粉尘浓度传感器技术的发展，又研发出了矿尘浓度超限风流净化水幕。

6.3.4.2　通风除尘

1. 附壁风筒控尘技术

综掘工作面采用长压短抽混合式通风除尘系统时，通过导风筒直接向工作面压入的新鲜风流，常会把掘进机割煤时所产生的煤尘吹扬起来，向四处弥漫，不利于除尘器收（吸）尘，影响了除尘效果。为了防止工作面含尘气流向外扩散、停滞以及瓦斯在巷道顶板积聚，常在压入式风筒的末端安装附壁风筒以改善风流分布状况。一般常用沿巷道螺旋式出风的附壁风筒，其结构如图9-6-22所示。



1—狭缝状喷出口；2—出风阀门；3—筒体

图9-6-22　螺旋式附壁风筒结构图

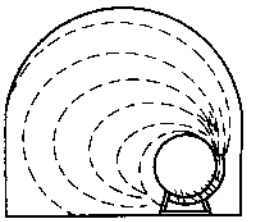


图9-6-23　附壁风筒螺旋状出风状态示意图

该风筒的切线出风口为一窄条喷口，其总面积等于压入式导风筒的断面积。在附壁风筒末端安设有出风阀门，当掘进机工作时，手动或通过气动缸控制将阀门关闭，风流即从窄条喷口以15.3m/s的速度喷出，将压入的轴向风流改变为沿巷道壁旋转前进的风流，风流状态如图9-6-23所示。

这种风流能在掘进机司机的前方形成阻挡工作面附近的浮尘向外扩散的气流屏幕，封住掘进机割煤时产生的矿尘不向外飞扬而经吸尘罩被吸入除尘器中。不使用附壁风筒时，压入式风流直吹工作面迎头，工作面附近的浮尘向后方巷道弥漫，在距工作面迎头5～7m处，矿尘浓度平均为294.5mg/m^3；使用附壁风筒后，向后方巷道弥漫的矿尘大大减少，其平均浓度为11.6mg/m^3，收尘效率达到96.1%。

但须注意的是，沿巷道螺旋式出风的附壁风筒虽然能取得较好的收尘效果，但由于其体积较大，移动不方便，一般适用于巷道断面大于12m^{2}的综掘工作面通风。当机掘巷道断面小于12m^{2}时，可采用体积小、质量轻、移动方便的沿风筒径向出风的附壁风筒。它由直径为600mm的橡胶风筒制成，每节长2m。这种风筒出口缩小，只能让压入风量的20%～30%沿轴向直接送进工作面，而70%～80%的压入风量则通过风筒壁上的径向小孔送向巷道并前移至工作面。径向出风的附壁风筒结构如图9－6－24所示。这种风流同样能阻止工作面产生的矿尘向外扩散，而顺利地被吸入除尘器，得到净化处理。这种结构的附壁风筒在晋城王台铺煤矿和兖州鲍店煤矿的机掘工作面使用中均获得了较好的收尘效果。

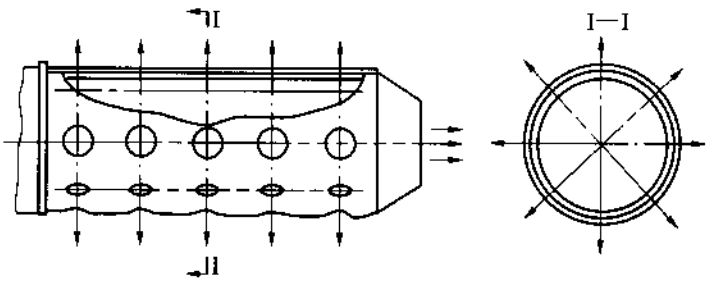


图9－6－24 径向附壁风筒结构示意

为了缩短附壁风筒长度并改善原来附壁反弹螺旋风流速度场在初始段不够理想的状况，带有螺旋器的新型软质附壁风筒已应运而生。它是由橡胶布与金属骨架制成，在1/3圆周上作成半径逐渐增大的螺旋线状，形成一条窄条状出风口，附壁风筒末端留有缩小的轴向出风口。螺旋器紧连着附壁风筒，当轴向风流经过螺旋器时，便转化为旋转风流，因此，风流一进入附壁风筒便立即形成螺旋风流向外排出。

2. 湿式除尘器除尘技术

除尘器是指把气流或空气中含有的固体粒子分离并捕集起来的装置，根据是否利用水或其他液体，除尘装置可分为干式和湿式两大类。当前，除尘器主要应用于掘进工作面的防尘。煤矿一般采用湿式除尘装置。目前我国常用的除尘器有SCF系列除尘风机、KGC系列掘进机除尘器、TC系列掘进机除尘器、MAD系列风流净化器、奥地利AM－50型掘进机除尘设备及德国SRM－330掘进除尘设备等。部分除尘设备的技术参数见表9－6－11。

根据我国井下的不同条件，可以参照表9－6－12选用不同型号的掘进机除尘器。

近年来，我国有关单位又研发出了湿式振弦栅除尘器、机载液动风机旋流除尘器，并开发出涡流控尘与湿式旋流除尘等技术。以上设备都具有体积小、耗水量小、处理风量较

表9-6-11　常用除尘器技术参数表

技术参数		SCF系列除尘风机			风流净化设备		掘进机除尘器	
		SCF-5型	SCF-6型	SCF-7型	TC-1型掘进除尘器	MAD-Ⅱ型风流净化器	KGCⅡ型	AM-50型
处理风量/($m^3 \cdot s^{-1}$)		2.83	3.75	6.8	2.5~3.33	2.5~5.0	2.5~3.0	3.0
风压/kPa		21.73	29.33	40.8			40.0	137.3
阻力/kPa					1.47	0.29~0.49	1.76	6.86
吸风口直径/mm		460	610	760	600	380~480	600	600~800
主机功率/kW		11	18.5	37	18.5	11 局部通风机	18.5	111
泵功率/kW		1.5	2.2	5.5	2.0	静压供水	4.0	
外形尺寸/(mm×mm×mm)		205×960×690	2961×974×1276	3615×1260×1740	3000×800×1400	ϕ600×1000	2264×780×1075	9400×1200×1400
质量/kg		690	1575	2200	250	45	1200	7800
除尘效果/%	全尘	80~95	80~95	80~95	80~95	95~98	80~96	95
	呼吸性粉尘	90~98	90~97	90~98	90~98	80	85~90	98

表9-6-12　掘进机除尘器适用条件

作业条件	粉尘浓度/($mg \cdot m^{-3}$)	处理风量/($m^3 \cdot min^{-1}$)	选用型号	通风方式	配套设备
锚喷巷道风流净化及爆破掘岩巷工作面	100~600	100~150	SCF-6	长抽短压	ϕ600伸缩风筒长800~1000m
岩巷打眼爆破工作面	100~600	100~150	JTC-Ⅱ	长压短抽	ϕ500伸缩风筒长150m
8~14m^2掘进工作面	1000~2000	150~200	JTC-Ⅰ	长压短抽	ϕ600伸缩风筒
3~14m^2机掘工作面	1000~2000	150~200	KGC-Ⅰ	长压短抽	吸尘罩，伸缩风筒
8m^2以下掘进工作面	1000~2000	100~150	JTC-Ⅱ	长压短抽	ϕ500伸缩风筒长100m

大及除尘效率高（尤其是对微细粉尘）等特点。前两种除尘器已受到现场的好评，后一种除尘技术已在试验中获得良好效果。

3. 涡流控尘与液动湿式除尘技术

1）涡流控尘技术

涡流控尘装置主要由风筒存储装置、涡流发生器和涡流风筒组成，如图9-6-25所示。

涡流控尘装置工作原理：将工作面压入式风筒与风筒存储器连接，启动控尘装置，涡流发生器叶轮高速旋转，将原压入式风筒供给机掘工作面的轴向风流转变为具有较大径向速度的旋转风流。大部分旋转风流从涡流风筒上预设的缝隙排出，以一定的旋转速度吹向

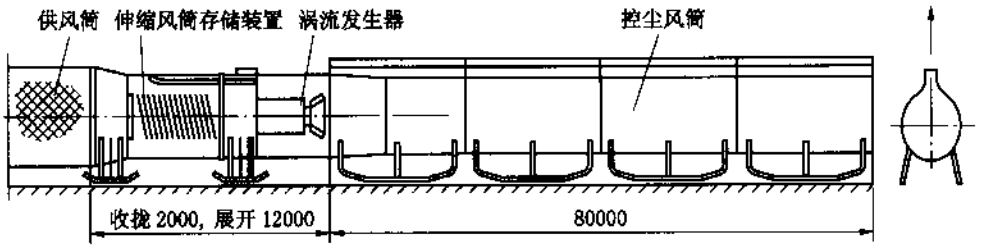


图9-6-25 涡流控尘装置

巷道的周壁及整个巷道断面，使巷道断面上风速分布更加均匀，如图9-6-26所示。

旋转风流在除尘设备抽吸作用下，整体向掘进工作面推进，在掘进机司机前方建立起阻挡粉尘向外扩散的气幕，封锁住掘进机工作时产生的粉尘，使之被除尘设备吸入而不外流，从而提高机掘工作面的收尘效率。

考虑掘进中每掘进3～5m移动1次，将该控尘装置设计成雪橇支撑形并由掘进机牵引移动。当除尘器开始运行时，自动启动涡流发生器，其叶轮高速旋转使涡流风筒径向缝隙出口排出的风流风速提高1倍以上，起到在大型断面形成空气屏幕的作用，在通风方式上形成混合式通风；当掘进机停止工作时，没有粉尘产生，除尘器处于关闭状态，这时自动关闭涡流发生器，70%以上的风流将从涡流风筒端部轴向出口排出，即风流大部分沿轴向直吹掘进头，形成单独通风系统。涡流发生器叶轮直径与内置式电机的内筒相同，故当其停止运转时，不会影响压入风流通过。风筒存储装置内装有10m的可伸缩风筒，当控尘装置向前移动就会使其从收拢状态变成完全展开状态；继续前移时就要将10m可伸缩风筒与供风筒拆开，把伸缩风筒重新收拢到风筒存储器上，同时用10m新供风筒接入供风筒端和可伸缩风筒之间，如此循环往复。

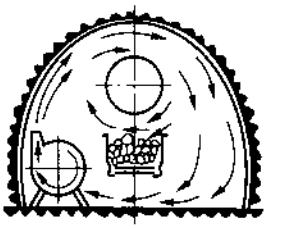
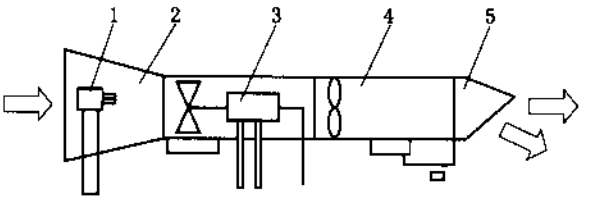


图9-6-26 涡流控尘装置出风

2）液动湿式除尘器

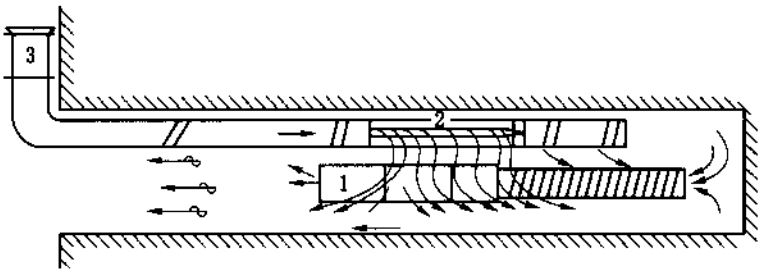
液动湿式除尘器主要由进风集流器、喷雾器、液动风机、旋风导流体及脱水装置等组成，如图9-6-27所示。



1—喷雾器；2—集流器；3—液压风机；4—除尘脱水装置；5—风向调节器

图9-6-27 液动湿式除尘器结构

综掘工作面抽尘净化系统总体布置如图9-6-28所示。



1—除尘系统；2—控尘系统；3—压入式风机

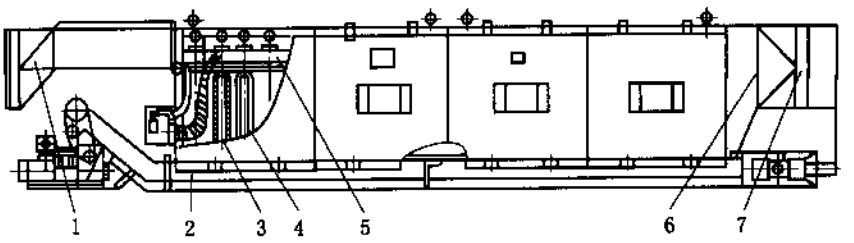
图9-6-28　长压短抽通风除尘系统

该系统已在新汶协庄煤矿11107E运输巷掘进工作面得到应用。工作面采用涡流控尘和液动湿式除尘技术后，通过测试，割煤时平均粉尘质量浓度由530.3mg/m^{3}降至37.34mg/m^3，降尘率高达92.9%。

4. 袋式除尘器除尘技术

我国对机掘工作面的防尘，基本上都是采用湿式除尘器进行除尘，主要原因是湿式除尘器结构较为简单、体积较小、使用方便。但是，它存在对呼吸性粉尘的除尘效率较低、能耗与噪声较大、对污水的处理难度较大等缺点。针对这些问题，国内外在不断完善湿式除尘器的同时，重点开发应用了袋式除尘器。煤炭科学研究总院重庆研究院在已研制出的第一代袋式除尘器的基础上研发出安全高滤速过滤材料，进一步提高了袋式除尘器的除尘性能，缩小了除尘器的体积，已定型为KLM-60型矿用袋式除尘器。

该除尘器是一种高效干式除尘器，采用两级除尘：前级采用重力除尘，使粗粉尘从含尘气流中分离而沉降下来；后级采用过滤除尘，使细粒粉尘通过布袋，在筛分、惯性、黏附、过滤、静电等作用下被捕捉下来，从而达到高效除尘的目的。除尘器的结构如图9-6-29所示。

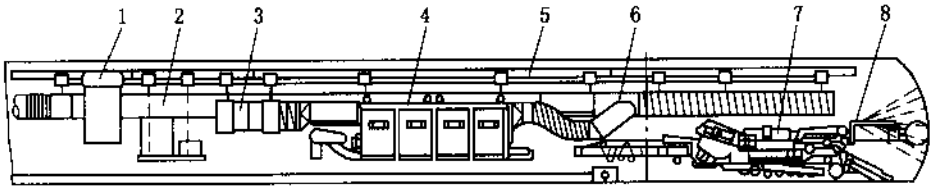


1—排气管；2—排灰系统；3—脉冲清灰系统；4—滤袋组；5—气包；6—预选箱；7—进气口

图9-6-29　KLM-60袋式除尘器结构

第一代袋式除尘器首先是在石炭井乌兰煤矿综掘工作面使用的。该综掘工作面巷道断面积为9.24m^2，采用11号工字钢支护，使用EZ75型掘进机，采用长压短抽通风除尘系

统。除尘系统中的主要设备及其相互位置关系，如图9-6-30所示。



1—牵引车；2—压入式风筒；3—抽出式风机；4—干式除尘器；5—单轨吊轨道；6—风流转换器；7—掘进机；8—高压喷雾系统

图9-6-30 综掘工作面除尘系统

高压外喷雾是利用半圆形喷雾架将5个高压喷嘴固定在掘进机截割头处，使雾流形成包围截割头的水幕网。喷雾水压力为10～15MPa、流量为32.6L/min。压入式导风筒末端安装了附壁风筒，其末端安装有阀门，当掘进机工作时，阀门自动关闭，压入的风流沿附壁风筒径向送出，形成螺旋风流，并向工作面推进，阻止工作面矿尘向巷道后方扩散，以提高除尘系统的收尘率；当掘进机停止工作后，除尘系统也停止工作，阀门自动打开，压入的风流通过风流转换器进入吸尘风筒并送至迎头。喷雾供水系统及通风防尘系统的所有设备与部件，全部吊挂在单轨吊上，由液压牵引车牵引移动，从而实现通风除尘系统与掘进机的同步移动。

通风除尘系统的运行参数为：压入风量180m^3/min，除尘器抽出风量150m^3/min，正压风筒出风口距离迎头15m，负压风筒吸尘口距迎头2.5m。在上述条件下，测得的降尘效果为：掘进机司机处的总粉尘浓度由平均318.1mg/m^3降至21.4mg/m^3，降尘率为93.3%；呼吸性粉尘由平均102.4mg/m^3降至9.6mg/m^3，降尘率为90.6%；除尘器后方巷道中的降尘率，总粉尘为88.2%，呼吸性粉尘为88.4%。

改进后的KLM-60型矿用袋式除尘器在兖州东滩煤矿综掘工作面试验时取得了良好的降尘效果。该掘进工作面巷道净断面积为12.6m^2，锚网支护，采用长压短抽通风除尘系统，其运行参数为：压入风量230m^3/min，除尘器抽出风量180～220m^3/min，压入导风筒口距掘进工作面10m，除尘器吸尘口距掘进工作面4m。在掘进机仍采用原有外喷雾条件下，测得的降尘效果为：掘进机司机处总粉尘浓度由平均206.5mg/m^3降至18.4mg/m^3，降尘率达91.1%；呼吸性粉尘浓度由平均114.7mg/m^3降至8.9mg/m^3，降尘率达92.3%；由吸尘口处及排放口处测得的除尘器降尘率，总粉尘为99.4%，呼吸性粉尘为94.9%。

袋式除尘器体积较大，适用于10m^2以上大断面综掘工作面使用。如果巷道内不设单轨吊作为辅助运输，则因需频繁搬接单轨，工作量较大，难以保证吸尘口前移到位，从而影响到除尘器的收尘效果。

6.3.4.3 轨道大巷洒水

井下进、回风的巷道中，运输设备的往复运行会产生大量的粉尘，这时就要采取降尘方法进行处理。对于轨道大巷、运输大巷，现行的防尘措施主要是在巷道内设置水幕区，形成高压水幕，当风流经过时将粉尘捕捉。这种方式对于风流中粉尘的捕捉效果较好，但

对于 2 道水幕之间的巷道积尘的除尘效果较差。永煤集团城郊煤矿曾采用定期冲刷巷道和定期清扫等方式进行除尘。但由于除尘施工影响巷道运输，冲刷巷道的频次也就受到了很大的限制。除尘施工间隙，轨道大巷就容易积存较多的粉尘，车辆通过时容易引发大巷扬尘，严重威胁矿井安全。为了防治大巷积尘、扬尘，该矿试验成功并推广使用了井下大巷除尘洒水车。该洒水车克服了原有除尘方式的缺点，实现了大巷全天候、全班次除尘，有效地解决了轨道大巷沿线的积尘问题。

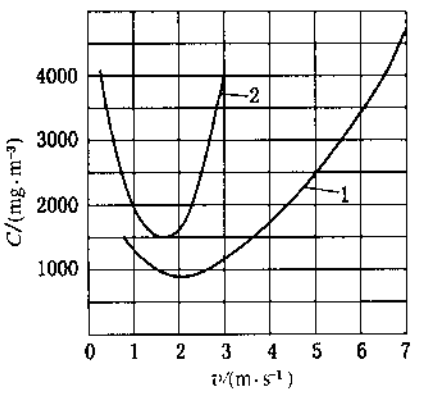
该洒水装置由矿用平板车、水箱、水泵、电源及控制装置、遥控装置、喷雾装置、牵引机车及辅助连接件组成。其中雾化装置设有控制阀门，可分别向后侧、左侧、右侧 3 个方向喷雾，采用低压小型高性能泵，与控制装置、电源集成在控制箱内，便于检修和操作。控制装置由水位传感器、过负荷保护、就地启停开关和遥控接收装置组成。水泵直接固定在控制箱的一侧隔板内，通过隔板与保护控制电路板隔开。同时，水泵上安设有开、停按钮，以便检修时用。控制箱外壳上有开、停状态指示及故障状态指示灯，便于运转过程中观察水泵的工作状态。在指示灯下方安设有启、停按钮，在遥控装置故障时可以直接通过按钮就地操作水泵。控制箱与水箱通过固定螺丝固定，既节约空间又方便检修。

正常运转过程中，电机车牵引洒水车，电机车司机通过遥控器控制洒水泵开停，完成大巷洒水除尘工作。正常工作时，电机车牵引洒水装置运行在需要除尘洒水区段的轨道上，电机车司机使用遥控器向洒水装置接收器发射开机信号，经置于水箱内的水位传感器确认水位正常后，水泵启动开始进行正常喷水除尘；当水箱水位降低到警戒水位以下时，水位传感器向司机发出警告并及时停机，确保水泵可靠工作。正常使用时可采用单独机车牵引洒水除尘；当轨道沿线运输紧张时，将洒水装置组列到车辆的后端，司机通过遥控装置进行洒水除尘，并通过水位及水泵工作状态传感器随时了解水泵工作状态。

6.3.5　通风排尘

通风排尘是指通过风流的流动将井下作业点的悬浮矿尘带出，降低作业场所的矿尘浓度。做好矿井通风工作能有效地稀释和及时地排出矿尘。

以风治尘首先要有合理的通风系统，实行分区通风，尽量避免含尘污风窜入井下作业场所；其次是在安全条件允许情况下，改变通风方式，避免高浓度粉尘长时间污染工作面和巷道；三是调整风速，寻求最佳排尘风速，提高通风排尘能力。



1—刨煤机工作时；2—联合采煤机工作时

图 9－6－31　矿尘浓度与风速的关系

决定通风排尘效果的主要因素是风速及矿尘密度、粒度、形状、湿润程度等。风速过低，粗粒矿尘将与空气分离下沉，不易排出；风速过高，又会将落尘扬起，增大矿内空气中的粉尘浓度。因此，通风排尘效果开始时是随风速的增加而逐渐增加的，达到最佳效果后，如果再增大风速，效果则开始下降，如图 9－6－31 所示。排除井巷中的浮尘要有一定的风速。我们把能使呼吸性粉尘保持悬浮并随风流运动而排出的最低风速称为最低排尘风速；把能最大限度排除浮尘而又不致使落尘二次飞扬的风速称为最优（佳）排尘风速。

根据现场试验研究，我国煤矿采煤工作面的最佳排尘风速为1.2～1.6m/s；掘进工作面的最佳排尘风速为0.4～0.7m/s。

《煤矿安全规程》规定，采掘工作面最高容许风速为4m/s，显然，这不仅考虑了工作面供风量的要求，同时也充分考虑到了煤、岩尘的二次飞扬问题。

6.3.6 个体防护

1. 防尘口罩

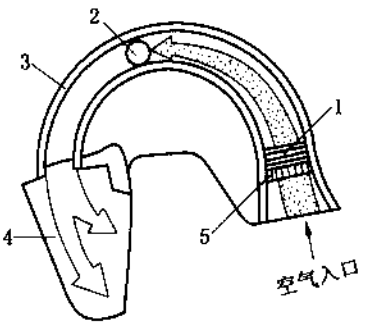
目前主要防尘口罩的技术特征见表9－6－13。各煤矿企业应根据作业地点的实际粉尘浓度，选取适宜的防尘口罩。

表9－6－13 几种防尘口罩的技术性能

型 号	滤 料	阻尘率/%	呼气阻力/Pa	吸气阻力/Pa	质量/g	有害空间/cm^3	妨碍视野/(°)
武安－3型	聚氯乙烯布	96～98	11.8	11.8	34	195	1
上劳－3型	羊毛毡	95.2	27.4	25.9	128	157	8
武安－1型	超细纤维桑皮棉纸	99	25.5	22.5～29.4	142	108	5
武安－2型	超细纤维	99	29.4	15.7～22.5	126	131	1

2. 防尘安全帽（头盔）

近年来，煤炭科学研究总院重庆研究院研制出了AFM－1型防尘安全帽（头盔）又称送风头盔（图9－6－32）与LKS－7.5型两用矿灯匹配。在该头盔间隔中，安装有微型轴流风机1、主过滤器2、预过滤器5，面罩可自由开启，由透明有机玻璃制成。送风头盔进入工作状态时，环境含尘空气被微型风机吸入，预过滤器可截留80%～90%的粉尘，主过滤器可截留99%以上的粉尘。经主过滤器排出的清洁空气，一部分供呼吸，剩余气流带走使用者头部散发的部分热量，由出口排出。AFM－1型防尘安全帽可在温度为1～35℃、相对湿度为95%的条件下使用，其优点是阻尘率高、与安全帽一体化，减少了佩戴口罩的憋气感。



1—轴流风机；2—主过滤器；3—头盔；4—面罩；5—预过滤器

图9－6－32 AFM－1型防尘送风头盔

AFM－1型送风头盔的技术特征：LKS－7.5型矿灯电源可供照明11h、同时供微型风机连续工作6h以上，阻尘率大于95%；净化风量大于200L/min；耳边噪声小于75dB。

安全帽（头盔）、面罩应具有一定的抗冲击性。

3. AYH系列压风呼吸器

AYH系列压风呼吸器是一种隔绝式的新型个人和集体呼吸防尘装置。它利用矿井压缩空气在经离心脱去油雾、活性炭吸附等净化过程后，经减压阀同时向多人均衡配气供呼吸。目前生产的有AYH－1型、AYH－2型和AYH－3型三种型号。

个体防护不可以也不能完全代替其他防尘技术措施。防尘是首位的，鉴于目前绝大部

分矿井尚未达到国家规定的卫生标准的情况，采取一定的个体防护措施是很有必要的。

6.3.7　其他防尘技术

自20世纪60年代在国外矿山应用表面活性剂降尘以来，物理化学降尘技术得到了迅猛发展。我国从20世纪80年代开始试验并推广应用降尘剂等物理化学降尘技术，目前已在井下进行试验与应用的物理化学降尘方法主要有隔尘风帘防尘、化学降尘剂降尘、泡沫除尘、磁化水降尘及黏尘剂降尘等。

6.3.7.1　隔尘风帘防尘

机械化采煤工作面粉尘浓度越来越大，采用传统工艺已很难达到国家安全卫生标准。近年来各煤矿开始重视采用隔尘风帘的方法，隔绝与封闭采煤工作面的尘源，有效阻止矿尘与采区作业人员相接触。

这种方法是根据气幕洁净棚隔尘原理，在采煤工作面产尘源与作业人员之间安设空气幕，阻止呼吸性粉尘向采煤机司机等作业人员所在位置扩散的防尘方法。

1. 隔尘风帘设计需考虑的因素

隔尘风帘的作用，主要是物理性地隔离尘源。因此，设计时应重点考虑以下几方面的因素：

（1）隔尘风帘的长度，应在不影响采煤机正常作业的情况下，尽可能地向前后滚筒延长，以防止粉尘从顶部绕过风帘，进入工人的作业区。

（2）隔尘风帘的出风口风速，应以射流到达工作面顶板速度不小于0.15m/s为下限。

（3）隔尘风帘的体积不能太大、高度也不能太高，以免安装困难和妨碍司机视线。

基于这些因素，设计时必须了解工作面的采高、采煤机型号及其技术参数、工作面配风量和平均风速等实际情况。

2. 隔尘风帘的设计

邢台矿业集团葛泉矿1326工作面采用MXP－240型双滚筒采煤机落煤，ZYQ1800－14/32型双杆掩护式液压支架支护，平均断面积8.4m^2，平均风速1.4m/s（上行通风，有效通风断面系数为0.55）。根据该工作面的实际特点，设计了隔尘风帘，如图9－6－33所示。

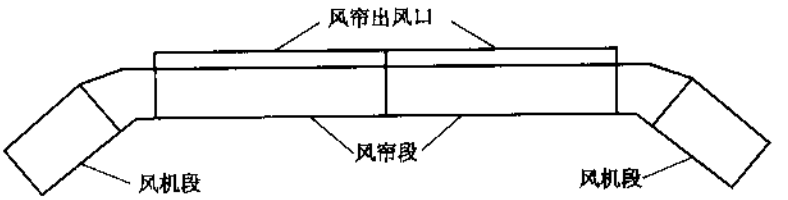


图9－6－33　隔尘风帘

设计时根据“平面射流理论”计算，到达工作面顶板的射流末速度为1.2m/s比较适宜，因此，风帘设计风量为11m^3/h，出口风速为4.6m/s。考虑运输和风帘出风的均匀性，将风帘设计成两段，每段设一小型轴流式风机作为风帘动力。风帘风机段向司机工作侧偏转30°，目的是防止司机吸入高浓度含尘气流且不妨碍行人。风帘全长2050mm×2，

出风口宽20mm；隔尘风帘的断面呈圆形，选用4159mm×4.5mm的无缝钢管制作，内设木制圆楔形阻体，力求使出风口整个长度出风均匀。在该工作面采用隔尘风帘的实测效果见表9-6-14。

表9-6-14 采煤机司机处设置隔尘风帘降低呼吸性粉尘的效果

采煤机割煤方向及风量	采煤机顺风割煤		采煤机逆风割煤	
	工作面风量为205m³/h	工作面风量为334m³/h	工作面风量为205m³/h	工作面风量为334m³/h
不开风帘呼吸性粉尘浓度/（mg·m⁻³）	19.682	12.262	28.546	16.708
开风帘后呼吸性粉尘浓度/（mg·m⁻³）	4.06	3.108	5.006	4.116
上风流呼吸性粉尘平均浓度/（mg·m⁻³）	1.12	0.83	1.12	0.83
开风帘后呼吸性粉尘绝对降尘量/（mg·m⁻³）	15.622	9.154	23.54	12.592
开风帘后呼吸性粉尘隔尘率/%	84.16	80.07	85.83	79.30

从以上试验可以看出，在采煤机上安设隔尘风帘，可以有效防止呼吸性粉尘向工作面其他区域扩散，对呼吸性粉尘的平均隔尘效率可达到80%左右，效果显著。同时，隔尘风帘结构设计简单，易于制作，具有较好的推广应用前景。但值得注意的是，这种方法只起隔尘作用，而不能除尘。因此，必须与喷雾洒水等其他传统防尘方法结合使用。此外，由于风帘的风量来源于工作面司机侧风流，故需严格计算风量分配，在满足工作面正常通风的前提下，方可应用此技术。

6.3.7.2 化学降尘剂降尘

水中添加降尘剂是在水力降尘的基础上发展起来的一种降尘技术。我国具有专利权的矿用降尘剂已达20余种，部分已推广应用的降尘剂见表9-6-15。

表9-6-15 我国矿山主要应用的降尘剂

降尘剂名称	主要化学成分	使用浓度/%
渗透剂JFC	脂肪酸聚氧乙烯酸含氟表面活性剂	0.1
除尘剂HY	聚氧乙烯非离子表面活性剂与阳离子表面活性剂复配物	0.05
除尘剂CHJ-1	高分子聚醚表面活性剂	0.005
除尘剂DLA	仿美Dustally	0.1
高效化学除尘剂J-85	—	0.1
化学降尘剂T-85	仿美Dustally	0.1~0.2
湿润剂SR-1	脂肪醇聚氧乙烯非离子表面活性剂复配物	0.1
降尘剂SR-2	脂肪醇聚氧乙烯非离子表面活性剂复配物	0.1
降尘助剂R_j-89	—	0.1

我国降尘剂的降尘效率较清水一般可提高60%~90%，见表9-6-16。

表9-6-16　添加J　85型降尘剂降尘率比较

使用单位	矿尘浓度/（mg·m^{-3}）		提高降尘率/%
	清　水	添加降尘剂	
淮南谢一矿	48.25	7.8～12.5	72～83
兖州南屯矿	481	231	52
大同煤粉厂	256	42.5	83
资兴矿务局	66.73	4.8	92.8
乐平矿务局	47.5	13.3	72

6.3.7.3　泡沫除尘

泡沫除尘是用无空隙的泡沫体覆盖尘源，使刚产生的粉尘得以湿润、沉积，从而使矿尘失去飞扬能力的除尘方法。

20世纪70年代中期，英国最先开展了这方面的研究。此后，美国、前苏联、前联邦德国、日本等国相继进行了试验与研究，取得了一定的成果。我国已在潞安、汾西、铁法等矿务局进行了研究与试验，也取得了良好效果。

泡沫除尘主要是利用泡沫的高度湿润性和隔绝性能进行除尘。泡沫倍数可分为低倍数（5～50倍）、中倍数（50～100倍）及高倍数（>100倍）。泡沫的强度是指泡沫体的稳定程度，是以泡沫从产生的瞬间起到破裂或者半数泡沫破裂的时间来表示的，也可以液面形成的单个泡沫的持续时间来确定。

能够产生泡沫的液体称作发泡剂。纯净的液体是不能形成泡沫的，只有溶液内含有粗粒分散胶体、胶质体系或者细粒胶体等可溶性物质时才能形成泡沫。前苏联在矿山曾对多种表面活性剂进行了发泡剂除尘实验，取得的最佳参数是：倍数为100～200、泡沫尺寸小于6mm。

6.3.7.4　磁化水降尘

目前，国内外对水系磁化技术的研究与应用日趋广泛，水系磁化这门边缘科学已引起诸多领域的高度重视。前苏联最先进行了磁化水除尘试验。试验研究表明，磁化水与常规水相比，平均降尘率可提高8.15%～21.08%。此外，在磁化水中添加湿润剂还可在此基础上提高降尘率38%左右。我国从20世纪80年代末开始在井下进行有关试验研究，现已在部分矿井推广应用。

6.3.7.5　黏尘剂降尘

当风速较大时，积尘会重飞扬而形成二次尘源，并且有可能引发瓦斯煤尘爆炸事故。为此，各矿普遍采用定期洒水、冲洗以及在巷道中撒布岩粉等措施，抑制粉尘二次飞扬。

班后冲洗是目前最常用的方法，但是这种方法的缺点很明显：由于矿井粉尘大多具有较强的疏水性、水的表面张力又很小，加之水分容易蒸发，洒水冲洗后，粉尘会很快风干，重新具备飞扬的能力，导致矿井巷道周壁、棚梁、柱后及破碎岩石缝隙中存在着大量粉尘，造成很大的安全隐患。虽然至今仍有一些煤矿还在应用着撒布岩粉抑制矿尘的方法，但由于其劳动强度大、撒布技术要求高等原因，越来越多的国家正倾向于应用黏尘剂抑制粉尘技术。目前，世界各国每年都有新的矿用黏尘剂配方专利公布，其中较著名的有美国的DCL-1803型黏尘剂、Conhex型黏尘剂、日本的SS-01剂、SS-02剂、TH-C

剂、南非的 ANTI 型疏水防尘剂及德国的 MONTAN 型黏尘剂等。进入 20 世纪 90 年代，我国在该方面的研究与试验也取得了良好的效果，现已研发出 NCZ－1 型黏尘阻燃剂、丙烯酸酯型黏尘剂、己丙酰胺型黏尘剂及 CM 保湿型黏尘剂等。

国内常规测量矿尘浓度的方法有滤膜测尘法和快速测尘仪法两种。滤膜测尘法的原理是：使用采样器采集尘样，通过称重和计算得出矿尘浓度值。即利用滤膜测尘系统（图 9－6－34），在抽气机作用下，使一定体积（用流量计测定）的含尘空气通过滤膜，矿尘被阻留于滤膜上。用下式计算空气中矿尘浓度 C（mg/m^3）：

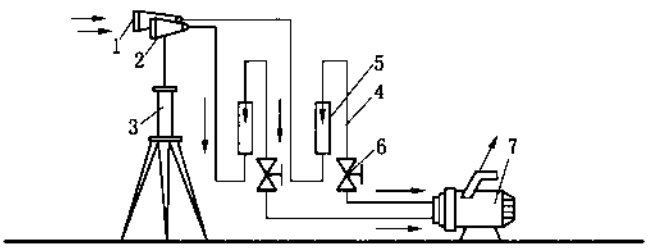
$$C=\frac{m_2-m_1}{QT}\times 3600 \qquad (9-6-13)$$

式中 m_1——采样前滤膜的质量，mg；

m_2——采样后滤膜与矿尘的质量，mg；

Q——采样流量，m^3/h；

T——采样时间，s。



1—滤膜；2—采样头；3—三角架；4—胶管；5—转子流量计；6—螺旋夹；7—抽气机

图 9－6－34 滤膜测尘系统

直读式测尘仪大多应用光电转换、β 射线吸收和压电石英晶体响应频率的变化来测量矿尘的质量浓度。应用光电转换原理制成的测尘仪由于受粒子的组成、矿尘的分散度和光折射率的影响较大，难以精确地进行实验室标定，必须使用现场标定，使得标定工作量很大。压电石英晶体的线性响应范围较小，只能测量较低质量浓度的矿尘，而且还需要经常清洗晶体。因而，两者的应用受到了很大的限制。

6.4 矿尘的监测

矿尘监测项目主要包括矿尘浓度、分散度和游离 SiO_2 含量的测定。《煤矿安全规程》规定：煤矿企业必须按国家规定对生产性粉尘进行监测，并遵守下列规定。

1. 总粉尘

（1）作业场所的粉尘浓度，井下每月测定 2 次，地面及露天煤矿每月测定 1 次。

（2）粉尘分散度，每 6 个月测定 1 次。

2. 呼吸性粉尘

（1）工班个体呼吸性粉尘监测，采、掘（剥）工作面每 3 个月测定 1 次，其他工作面或作业场所每 6 个月测定 1 次。

（2）每个采样工种分 2 个班次连续采样，1 个班次内至少采集 2 个有效样品，先后采集的有效样品不得少于 4 个。

（3）定点呼吸性粉尘监测每月测定 1 次。

3. 游离 SiO_2

（1）粉尘中游离 SiO_2 含量，每 6 个月测定 1 次，在变更工作面时也必须测定 1 次。

（2）各接尘作业场所每次测定的有效样品数不得少于 3 个。

6.4.1　矿尘浓度测定

1. 测定方法概述

目前，国内外矿尘浓度的监测技术大致有两类：

（1）常规矿尘浓度检测技术，主要包括粉尘采样器滤膜采样测尘技术、直读式测尘仪测尘技术。

（2）矿尘浓度连续监测技术，主要是利用粉尘浓度传感器与监控系统联网实现矿尘浓度的连续监测。

矿尘浓度监测仪器的分类及适用范围见表 9－6－17。

表 9－6－17　矿尘浓度监测仪器的分类及适用范围

矿尘浓度测定仪器	采样器	个体粉尘采样器	用于测量工人接触的矿尘浓度
		长周期粉尘采样器	用于作业场所一个工班矿尘浓度的测量
		短时间粉尘采样器	用于作业场所瞬时矿尘浓度的测量
	直读式测尘仪	射线式测尘仪	
		光吸收式测尘仪	
		光散射式测尘仪	
	粉尘传感器		用于作业场所矿尘浓度的在线连续监测

2. 连续监测技术

矿尘浓度在线连续监测系统主要由矿尘浓度传感器、井下分站点和地面监控系统组成。井下分站在与传感器连接前须进行联检试验，试验合格后方可投入使用。

3. 粉尘检测仪器

目前国内外粉尘测定仪器较多，按其检测原理分为滤膜质量法测尘仪、光电法测尘仪和 β 射线吸收法测尘仪；按其测定方法分为粉尘采样器和快速测尘仪等。下面就后者对粉尘检测仪器作一介绍。

1）常规粉尘采样器

国内几种粉尘采样器的主要技术参数见表 9－6－18。

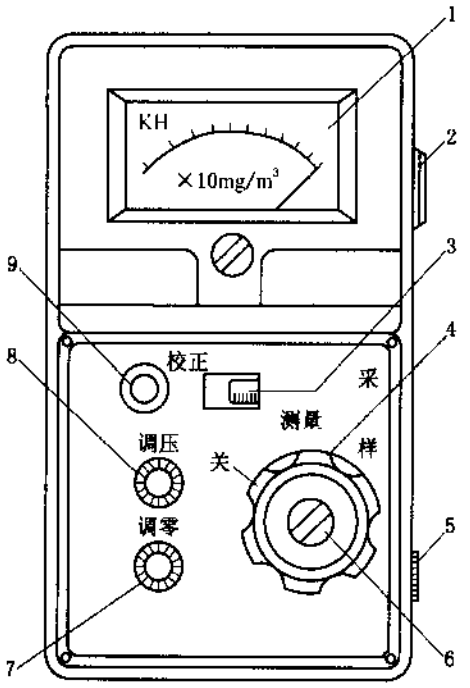
2）快速直读式测尘仪

（1）ACG－1 型光电煤尘测定仪。ACG－1 型光电煤尘测定仪，是一种便携式快速煤尘测定仪，适用于采煤工作面、回风巷道等处测定浮游煤尘的浓度。仪器采用本质安全型电路，同时具有快速直读、操作简便、质量轻、携带方便等优点。

该仪器面板外形如图 9－6－35 所示。测尘仪主要包括测量、采样、电路三部分。由微电机、薄膜泵、稳流室、硅光电池和时控电路等构成，整机内部结构如图 9－6－36 所示。

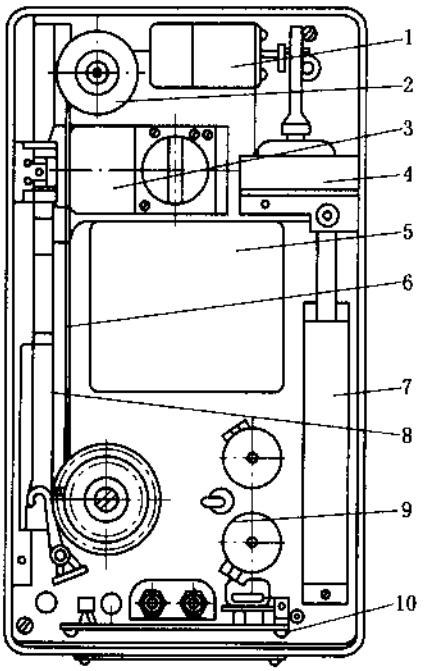
表 9-6-18 国内几种粉尘采样器的主要技术参数

型 号	采样流量/(L·min⁻¹)	抽气负压/kPa	采尘范围	采样时间/min	定时范围/min	防爆型式	工作噪声/dB(A)	质量/kg	温度/℃	湿度/%
AFQ-20A 型	20	>5	全尘、呼吸性粉尘	>100	0~90	本质安全	<70	2	0~35	≤95
KBC 型	0~40	<2	全尘	≥100		隔爆兼本质安全		5		
ACX-1 型	10~40	1.5	全尘			安全火花		2.0	0~35	
AQF-1 型	15~20	>1.5	全尘	>100		本质安全		3.5		
ACGT-1 型	2	>5	全尘、呼吸性粉尘	>480		本质安全		0.8		
ACGT-2 型	2	>5	全尘、呼吸性粉尘	>480		本质安全	<65	0.35		
AQH-1 型	2.5	>1.5	呼吸性粉尘	>480		本质安全		4.5		



1—指示电表；2—采样口；3—量程开关；4—测量旋钮；5—充电口；6—卷纸旋钮；7—零件旋钮；8—调压旋钮；9—校正开关

图 9-6-35 ACG-1 型光电煤尘测定仪面板外形



1—电动机；2—从动轴；3—光气室；4—气泵；5—电池组；6—滤纸；7—稳流室；8—滑板组；9—主动轴；10—时控电路

图 9-6-36 ACG-1 型光电煤尘测定仪内部结构

该仪器一般用于测定全尘质量浓度：

① 测量范围为 0~1000、0~2000mg/m³，测量误差为 ±25%；

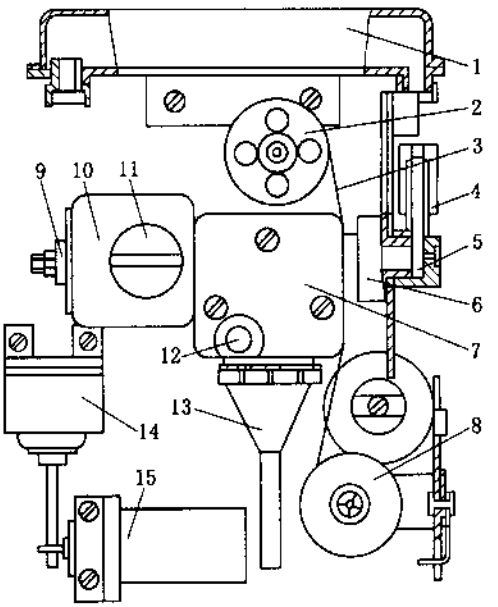
② 测量时间为 2min，每条滤纸带采样数为 40 个；

③ 仪器使用环境温度为0～35℃，相对湿度为98%；

④ 外形尺寸为190mm×110mm×106mm；

⑤ 质量为2.5kg。

（2）ACH系列呼吸性粉尘测定仪。ACH系列呼吸性粉尘测定仪是应用光吸收法原理，间隔采样，具有粒度分级装置，可直接测定呼吸性粉尘浓度的仪器。该系列目前有ACH－1型和ACH－2型两种。前者用于测定井下的石灰岩、砂岩、页岩及煤四大类呼吸性粉尘浓度；后者（原名锚喷水泥粉尘测定仪）是ACH－1型的派生产品，专门用于测定井下或地面的呼吸性水泥粉尘浓度。测尘仪主要由采样和测量两部分组成，如图9－6－37所示。



1—稳流盒；2—从动卷纸轴；3—滤纸；4—胶管；5—气嘴；6—接收硅光电池；7—旋风器；8—主动卷纸轴；9—红外光源；10—调光室；11—监视硅光电池；12—采样口；13—漏斗；14—薄膜泵；15—微电动机

图9－6－37　ACH－1型呼吸性粉尘测定仪结构组成

该系列仪器主要技术参数为：

① ACH－1型测量范围为0～10μm，0～50mg/m^3；

② ACH－2型的测量范围为0～50μm，0～250mg/m^3；

③ 测量一次时间小于3min；每卷滤纸测量次数大于35次；

④ 仪器使用环境温度0～35℃，相对湿度小于95%；

⑤ 外形尺寸为245mm×183mm×94mm；

⑥ 质量为4kg。

（3）ALJH－1型呼吸性粉尘连续检测仪。该仪器将现代光散射技术应用于快速测尘，并与经典的滤膜质量法有机结合，能够长时间连续检测、存储、回放处理平均粉尘浓度及

瞬时粉尘浓度的变化数据，可为分析作业场所产尘原因和综合治理粉尘提供可靠数据，对作业环境进行卫生学评价。它是目前国内外公认的一种先进的测尘仪器。

ALJH－1型呼吸性粉尘检测仪结构原理如图9－6－38所示。该仪器采用平板淘析器，效能符合BMRC曲线。该仪器能连续稳定地测量呼吸性粉尘浓度，同时将粉尘浓度变化信息存储起来。

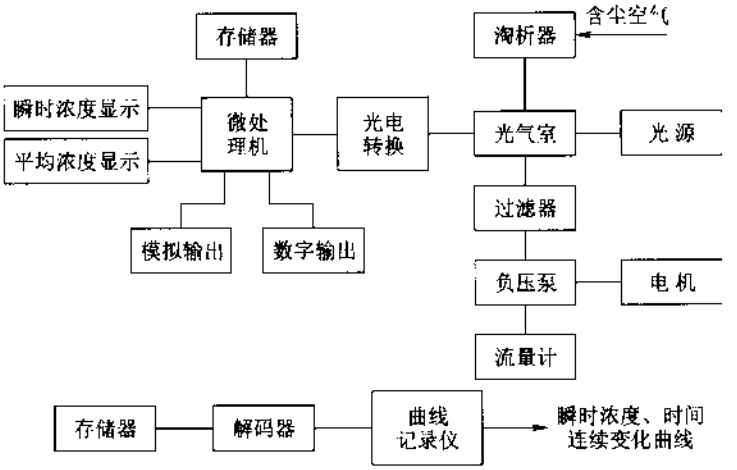


图9－6－38 ALJH－1型呼吸性粉尘连续检测仪结构原理

该仪器主要技术参数为：

① 量程为0～199.9、0～19.99mg/m^3；

② 流量为0.625l/min；

③ 过滤器用ϕ447mm滤纸；

④ 数字显示为$3\frac{1}{2}$位数字液晶显示；

⑤ 取样周期为1/256h；

⑥ 数据输出为模拟和数字两种；

⑦ 连续工作时间为24h；

⑧ 防爆型式为本质安全型，外形尺寸为410mm×110mm×150mm；

⑨ 质量为8kg。

快速测尘仪，特别是连续快速测尘仪的应用，将为人们提供作业机械、作业工艺与产尘量之间的相关信息，并能找到分析量与产尘量之间的最佳关系。

6.4.2 分散度测定

测定矿尘分散度时，要根据测定的目的来选择测定方法。测定数量分散度常用显微镜法、光散射法；测定质量分散度常用沉降法、筛分法。矿尘分散度的主要测定方法及仪器种类见表9－6－19。

6.4.3 游离SiQ_2含量测定

测定粉尘中游离SiO_2含量的方法，有化学法（焦磷酸质量法、碱熔钼蓝比色法等）

表9-6-19　矿尘分散度测定的主要方法和仪器

类　别	测定方法	仪器名称	测定范围/μm	粒径表示	分布基准	适用场所
显微镜法	光学显微镜法	低倍光学显微镜	(10~15)~100	投影径	面积或个数	实验室
		中倍光学显微镜	(1~10)~100			
		高倍光学显微镜	>0.25			
	电子显微镜法	电子显微镜	>(0.01~0.05)			
筛分法	筛分	普通筛	>(40~60)	筛分径	计重	实验室
		空气喷射筛	>20			
		声波筛	5~5600			
液体沉降法	移液法	移液管、移液瓶	(5~10)~60	斯托克斯径	计重	实验室
	沉降天平法	沉降天平	0.5~60			
	光透法	光透法粒度分析仪	1~150			
细孔通过法	电导法	库尔特粒径测定仪	0.6~800	等体积径	体积	实验室
	光散射法	光散射粒子计数器	0.3~10		个数	现场

和物理法（X射线衍射法、红外分光光度法等）两大类。

目前，国外对粉尘中游离SiO_2含量的分析，已从传统的化学方法转变为物理方法，即采用红外分光光度法和X射线衍射法等。由于技术方法的转变，不仅使分析精度、准确度大大提高，而且使样品的需要量大为减少，从而使分析工人呼吸区域内空气粉尘中游离SiO_2含量成为可能。除此之外，还开发出了许多新的直接用物理方法进行测定的过滤材料（低灰聚乙烯滤膜、银膜等）。目前，我国由于粉尘研究工作起步较晚，对SiO_2含量的分析有些地方仍采用常规化学方法，即焦磷酸重量法。从20世纪90年代起才开始进行物理方法的研究与应用。

6.5　煤矿防尘管理

6.5.1　煤矿防尘组织管理

煤矿防尘管理工作的内容主要包括防尘机构设置、人员配备等组织管理，以及防尘技术措施及装备系统、粉尘浓度测定制度、相关检查制度等的安全技术管理两大部分。煤矿进行防尘管理具体工作所依据的法规主要有《煤矿安全规程》、《煤矿井下粉尘综合防治技术规范》和《矿井综合防尘标准及检查评分办法》。煤矿防尘组织管理主要包括以下几个方面。

1. 健全防尘职能机构

根据国家法令和《煤矿安全规程》规定，各煤矿企业都应设立防尘管理机构，负责防尘监督检查和技术指导工作。煤矿的上一级机构要在通风部门内设防尘机构，统管各矿防尘技术工作；矿、井设防尘工区和防尘段队，从事井下防尘专业工作。

2. 建立防尘专业队伍

防尘专业队伍是落实防尘规划，从事防尘基础工作、突击防尘紧急任务和推广防尘新技术的主力和骨干。矿井防尘专业人员应配备防尘区长、段长，防尘工程师或技术员，以

及注水钻工、防尘管钳工、防尘保安工、防尘电工和测尘员。

3. 健全防尘管理制度

防尘工作必须达到国家规定要求，在健全机构、建立队伍、纵横成网的同时，必须将其纳入经济考核范围，实现目标管理，建立防尘工作齐抓共管责任制，使防尘管理工作逐步实现制度化、科学化。实践证明，防尘工作是一项综合性工作，涉及方方面面和许多部门，必须在经济承包中，把防尘工作和各个部门广大干部职工的经济利益挂钩，保证防尘工作在权责利上的统一，全面动员，责任明确，共同把关，防尘工作才能早见成效。

防尘管理制度包括防尘日常工作管理制度和防尘资料管理制度。防尘日常工作管理制度主要有领导分管责任制、专业人员岗位责任制、防尘责任区分管制、粉尘监测评定制、工人健康普查制、设备仪器保管维修制及防尘优劣奖惩制等；防尘资料管理制度包括测尘记录、打钻、注水、隔爆、防尘设施检查等记录和防尘系统图。

4. 严格防尘监察

煤矿粉尘管理应像矿井瓦斯管理那样，瓦斯矿井按其瓦斯涌出的形式和涌出量的大小来划分矿井瓦斯等级，粉尘也可按其矿井产尘量及空气中的粉尘浓度来划分矿井粉尘等级，并制定出相应的管理办法。前苏联为了加强管理和指导各矿井的防尘工作，对全国所有开采煤层进行了鉴定，确定了粉尘等级；然后将其分为四类八级，并对不同等级的煤层采取不同的防治措施，这种方法可供我国参考。

为保证防尘法规的贯彻落实，强化监督检查，将防尘工作纳入安全监察员责任制同样十分必要。健全防尘法规，严格防尘监察，做到有章可循，违章必究，两者相辅相成，缺一不可。

5. 开展防尘技术培训和宣传教育工作

防尘工作是一项专业性很强的技术工作，要组织专业技术干部和采掘一线工人系统学习防尘技术理论，从根本上提高专业理论水平，同时对接尘人员进行宣传教育。

加强宣传教育，充分认识粉尘的危害性和煤矿尘肺病有增无减与煤尘爆炸时有发生的严重性，增强防尘意识，调动职工治理尘害的潜在积极性，这对加强和巩固工作成果至关重要。

6. 开展防尘标准化矿井活动

原中国统配煤矿总公司对防尘标准化矿井的标准作了明文规定：

（1）领导重视，机构健全，纳入安全生产、质量标准化和现代化矿井建设，列入经济承包的重要内容，同时检查考核。

（2）严格防尘管理，严格监察，严格执行防尘责任制，严格执行组织纪律。

（3）防尘系统健全，设施完善，符合防尘装备标准，而且用得好，效果好。

（4）井下无煤尘堆积，作业场所空气中粉尘浓度符合《煤矿安全规程》要求。

（5）粉尘作业人员健康管理和劳动管理严密，尘肺医疗预防设备设施齐全，“查、放、诊、治”效果好。

（6）接尘工人尘肺病发病率逐年下降，新入矿工人不再发生尘肺病。

（7）杜绝煤尘爆炸重大伤亡事故。

6.5.2 煤矿防尘安全技术管理

6.5.2.1 煤矿防尘安全技术管理原则、要求和分类

1. 防尘安全技术管理的原则

（1）贯彻以预防为主的方针，最大限度地阻止粉尘的产生，尽量减少浮游粉尘的

飞扬。

（2）把粉尘尽量消灭在采掘工作面等粉尘发生地点。

（3）把已经形成的浮游粉尘迅速沉降下来和把沉积粉尘捕集起来。

（4）充分发挥通风除尘作用，将粉尘稀释和排除出地面，但必须防止已经沉积粉尘再度飞扬起来形成浮游粉尘。

2. 防尘安全技术管理的要求

（1）在尘源发生处抑制粉尘比在风流中降尘效果好。

（2）采用强制性的防尘方法比非强制性防尘方法效果好。

（3）用水抑制粉尘比干式防尘效果好，并且安全可靠。

（4）要有良好的通风条件，选择合理风量和最佳风速。

（5）采用综合性防尘措施效果最好，诸如减少粉尘生产量、降尘、除尘和捕尘及个体保护等。

3. 防尘安全技术管理措施分类

（1）防尘安全管理措施。主要包括在生产过程中尽量减少产生浮游粉尘的消尘措施和已经形成的浮游粉尘迅速沉降的降尘措施。

（2）防爆安全管理措施。主要包括防止浮游粉尘发生爆炸的措施和防止沉积煤尘再度飞扬参与爆炸的措施。

（3）隔爆安全管理措施。主要是把已经发生的煤尘爆炸截住，不使它传播和扩大灾区范围，限制爆炸在爆炸源附近或控制在一定范围内，避免因爆炸连续反应所采取的安全技术管理措施。

6.5.2.2　坚持实行综合防尘，建立防治煤尘爆炸的安全技术对策系统

1. 坚持实行综合防尘

实行综合防尘是安全技术管理的主要内容。各矿应结合本矿的具体情况，认真选择行之有效的综合防尘措施，使综合防尘工作有计划、有步骤、有领导地开展起来，把全面推行综合防尘技术措施落到实处。

在全面推行综合防尘技术措施时，防尘工作要实行“五同时”和“七纳入”。

“五同时”，即研究生产的同时研究防尘，制订生产计划的同时制定防尘措施，布置生产任务的同时提出防尘要求，检查生产的同时要检查防尘情况，总结生产情况的同时要总结防尘工作。“七纳入”，即防尘工作要纳入各级领导议事日程，要纳入企业各项计划，要纳入干部考核内容，要纳入评比条件，要纳入奖惩条件，要纳入经济承包合同，要纳入职工代表大会议程。

2. 建立防治煤尘爆炸的安全技术对策系统

煤矿井下采掘、运输、提升、通风等各个生产环节，由于情况复杂，条件变化不同，要完全消除煤尘爆炸发生的条件也很困难。因此，在开采有煤尘爆炸危险性的煤层时，必须考虑预防与限制煤尘爆炸的安全技术对策。

（1）要建立完善全矿井的防尘管路系统，确保防尘洒水系统有充足的水源和有效的过滤设施。

（2）施工作业规程，尤其是采掘工作面作业规程要有防尘措施，并做到“四不准”：采掘工作面生产无防尘措施不准开工，工作面无防尘设施不准生产，有设施管路无水不准

作业，有防尘措施不使用不准列为合格。在编制矿井灾害预防及处理计划时，要针对本矿的具体情况，制定具体的防尘安全技术措施。

6.5.2.3 加强防尘技术管理的基础工作

防尘技术管理应建立健全防尘管理图纸、牌板、报表和记录，以加强防尘技术管理的基础工作。按照矿井综合防尘标准要求，矿井必须配备防尘系统图，防尘设施牌板，打钻注水台账，测尘台账，防尘管路台账，采掘工作面防尘措施台账，防尘设施、管路检查记录，冲洗巷道记录，隔爆措施记录等。

1. 矿井防尘系统图

矿井防尘系统图是防尘工作采用科学管理不可缺少的工具。矿井防尘系统图是反映矿井综合防尘实行状况的图纸，即反映矿井防尘管路和设施之间相互关系的图纸。

（1）矿井防尘系统图的内容。矿井防尘系统图必须标明水源，全部主、支干防尘管路（包括喷雾洒水管路及煤层注水管路），阀门，井下所有防尘设施与隔爆设施安装地点，开采煤层水分及各主要作用场所粉尘浓度状况等内容。必须按季度绘制防尘系统图，并按月补充修改。

（2）矿井防尘系统图的分类。矿井防尘系统图按照绘制方法的不同，一般可分为平面图和平面示意图。①防尘系统平面图是在采掘工程平面图上加上水源、防尘管路、阀门、防尘设施及防尘系统图所必须具备的内容所组成。要求按月填绘。②防尘系统平面示意图是根据采掘工程平面图中现行实际通风井巷相对位置，不按比例绘制的巷道布置示意图，应在图上绘制水源、防尘管路、阀门、防尘设施及防尘系统图所必须具备的内容。

2. 粉尘实测分布曲线图

粉尘实测分布曲线图分为矿级、井（区）级和采掘队（段）级三种。矿级和井（区）级的粉尘浓度包括主要通风运输巷道及一切有粉尘飞扬作业场所的粉尘浓度。

绘制粉尘实测分布曲线时，横坐标表示时间（旬、月等），纵坐标表示煤（岩）尘全尘或呼吸性粉尘浓度。

3. 防尘设备设施管理牌板和工程进度牌板

（1）防尘设备设施管理牌板。要求用文字填写防尘技术牌板、措施使用和专业队伍配备情况，并注明在用防尘设备设施(包括仪器仪表）的型号、规格、使用地点、运转情况、设备仪器失修及故障情况等，以便及时对防尘设备设施进行运转调整或检修、更换。

（2）防尘工程进度牌板。主要包括管路敷设工程牌板和煤层注水工程进度牌板。管路敷设工程牌板是为检查敷管施工状况使用，以图表的形式绘制每月计划工程量与实际完成的工程量，注明各队组的具体施工量、具体施工时间和施工地点。煤层注水工程进度牌板主要表示作业组每月的钻孔量和注水量两个指标。

4. 测尘、注水和事故隐患记录

测尘主要做好现场测定时基础数据的记录，并将逐月填报的测尘报表及粉尘合格率汇总表准确填好并妥善保存。注水要做好施工和注水效果的观测记录。事故隐患记录应一式三份，及时报告主管部门，以便处理。

上述记录应装订成册，定期进行综合分析，总结防尘经验和教训，连同原始记录长期保留，作为指导以后防尘工作的科学依据。

第 10 篇

洗 选 加 工

主编　解京选
编写　张双全　解京选　陶秀祥　谢广元
　　陶有俊　匡亚莉　邓晓阳

1 煤炭分类与产品质量要求

煤矿总工程师作为煤炭产品生产单位的技术负责人，必须要了解煤炭分类及用途，以及不同用户对煤炭质量的要求。不同的煤炭用户对煤炭的质量指标有不同的要求，而煤矿应该根据自身煤炭资源的赋存情况和生产工艺的特点，调整采煤工艺和煤炭产品加工工艺，尽量生产出符合市场要求的产品，并使企业的经济效益和社会效益统筹兼顾，使综合效益最大化。

1.1 中国煤炭分类及各类煤的特点和用途

2009 年通过了中国煤炭分类国家标准 GB 5751—2009，该分类方案将所有煤种划分为 14 大类，即无烟煤、贫煤、贫瘦煤、瘦煤、焦煤、1/3 焦煤、肥煤、气肥煤、气煤、1/2 中黏煤、弱黏煤、不黏煤、长焰煤、褐煤。各类煤的特性与主要用途简述如下。

1. 无烟煤（WY）

无烟煤的特点是固定碳高，挥发分小于 10%，纯煤真相对密度高达 1.35～1.90，无黏结性，燃点高，燃烧时不冒烟。

无烟煤主要作民用燃料和合成氨造气原料，低灰、低硫且质软易磨的无烟煤不仅是理想的高炉喷吹和烧结铁矿石用的还原剂与燃料，而且还可作为制造各种碳素材料（如碳电极、炭块、阳极糊和活性炭、滤料等）的原料。

2. 贫煤（PM）

贫煤挥发分在 10% ～20% 之间，呈不黏结或微弱的黏结，在层状炼焦炉中不结焦。贫煤发热量比无烟煤高，燃烧时火焰短，耐烧，但燃点也较高，仅次于无烟煤，一般在 350～360℃左右。贫煤主要作为电厂燃料。

3. 贫瘦煤（PS）

贫瘦煤挥发分较低，在 10% ～20% 之间，黏结性仅次于典型瘦煤，单独炼焦时，生成的粉焦多，在配煤炼焦时配入较少的比例就能起到瘦煤的瘦化作用，可以提高焦炭的块度。这类煤也是发电、民用及其他工业炉窑的燃料。

4. 瘦煤（SM）

瘦煤是具有中等黏结性的低挥发分炼焦煤，挥发分在 10% ～20% 之间，炼焦过程中能产生相当数量的胶质体，Y 值一般在 6～10mm。瘦煤单独炼焦时能得到块度大、裂纹小、落下强度较好的焦炭，但其耐磨强度较差。瘦煤主要用作炼焦配煤。

5. 焦煤（JM）

焦煤是一种结焦性较好的炼焦煤，挥发分 V_{daf} 一般在 16% ～28% 之间，加热时能产生热稳定性很高的胶质体。焦煤单独炼焦时能得到块度大、裂纹少、落下强度和耐磨强度都很高的焦炭，但单独炼焦时膨胀压力大，有时易产生推焦困难。焦煤一般作为炼焦配煤使用，对焦炭的冷热强度起重要作用。

6. 肥煤（FM）

肥煤是中等挥发分及中高挥发分的强黏结性炼焦煤，其挥发分多在 25% ~35%，加热时能产生大量的胶质体。肥煤单独炼焦时能生成熔融性好、强度高的焦炭，耐磨强度比相同挥发分的焦煤炼出的焦炭还好，但单独炼焦时焦炭有较多的横裂纹，焦根部分常有蜂焦。肥煤是配煤炼焦中的基础煤。

7. 1/3 焦煤（1/3JM）

1/3 焦煤是中等偏高挥发分的较强黏结性炼焦煤，挥发分在 28% ~37% 之间，它是一种介于焦煤、肥煤和气煤之间的过渡性煤种。单独炼焦时能生成熔融性良好、强度较高的焦炭，焦炭的落下强度接近肥煤，耐磨强度则又明显地高于气肥煤和气煤。因此它既能单煤炼焦供中型高炉使用，也是良好的配煤炼焦的基础煤，且其配入量可在较宽范围内波动而能获得高强度的焦炭。

8. 气肥煤（QF）

气肥煤是一种挥发分和胶质层厚度都很高的强黏结性炼焦煤，挥发分大于 37%，其结焦性优于气煤而低于肥煤，胶质体虽多但较稀（即胶质体的黏稠度小），单独炼焦时能产生大量的煤气和液体化学产品。气肥煤可用于配煤炼焦。

9. 气煤（QM）

气煤是一种变质程度较低、挥发分较高的炼焦煤，挥发分多在 37% 以上。气煤结焦性较弱，加热时能产生较多的煤气和较多的焦油。气煤胶质体的热稳定性较差，能单独结焦，但焦炭的落下强度和耐磨强度低，焦炭多呈细长条而易碎，并有较多的纵裂纹。配煤炼焦时多配入气煤可增加煤气和化学产品的产率，并可利用气煤低灰、低硫的特点，降低焦炭的灰分和硫含量。

10. 1/2 中黏煤（1/2ZN）

1/2 中黏煤是挥发分变化范围较宽、中等结焦性的炼焦煤。其中有一部分煤在单独炼焦时能结成一定强度的焦炭，可作为配煤炼焦的原料，单独炼焦时的焦炭强度差，粉焦率高，主要作为气化或动力用煤。

11. 弱黏煤（RN）

弱黏煤是一种黏结性较弱的从低变质到中等变质程度的非炼焦用烟煤，隔绝空气加热时产生的胶质体少，炼焦时有的能结成强度差的小块焦，有的只有少部分能结成碎屑焦，粉焦率很高。这种煤的成因也较特殊，有较高的惰质组含量，且多形成于古生代的早、中侏罗世时期。弱黏煤一般适用于现代煤化工及发电。

12. 不黏煤（BN）

不黏煤是一种在成煤初期就已经受到相当程度氧化作用的低变质到中等变质程度的非炼焦用烟煤，焦化时不产生胶质体。不黏煤的水分大，纯煤发热量仅高于一般褐煤而低于所有烟煤，有的还含有一定数量的再生腐殖酸，其含氧量大多在 10% ~15% 左右。不黏煤主要作为发电和气化用煤，也可作为动力及民用燃料，但由于这类煤的灰熔点较低，最好与其他煤类配合燃烧，可充分利用其低灰、低硫、收到基低位发热量较高的优点。

13. 长焰煤（CY）

长焰煤是变质程度最低的高挥发分非炼焦烟煤，其煤化程度稍高于褐煤而低于其他各类烟煤。长焰煤的着火温度低，纯煤发热量也不高。长焰煤无黏结性或有弱黏结性，有的

还含有一定数量的腐殖酸，储存时易风化碎裂。有的长焰煤加热时能产生一定数量的胶质体，也能结成细小的长条形焦炭，但焦炭强度差，粉焦率高。所以长焰煤一般不用于炼焦，多作为电厂、工业炉窑燃料，也可作气化用煤。

14. 褐煤（HM）

褐煤是煤化程度最低的煤，其特点是水分大、孔隙度大、挥发分高、不黏结、热值低、含有不同数量的腐殖酸。褐煤的氧含量高达 15% ~30% 左右，气化反应性强，热稳定性差，块煤加热时破碎严重，存放在空气中很易风化变质，碎裂成小块甚至粉末状。褐煤灰熔点普遍较低，煤灰中常含有较多的钙盐，其中有的来自腐殖酸钙，有的来自碳酸钙和硅酸钙。褐煤主要用作发电燃料，粒度 6 ~50mm 的混块煤可用于加压气化生产燃料气和合成气。晚第三纪褐煤中有不少可作为提取褐煤蜡的原料，但侏罗纪褐煤中褐煤蜡低而只可作为燃料、气化或加氢液化原料。

1.2 不同用途对煤炭质量的要求

煤炭既是燃料也是工业原料，广泛地用于冶金、电力、化工、城市煤气、建材等国民经济各部门。不同的行业、不同的用煤设备对煤的性质和质量有不同的要求。掌握各种工业用煤对煤炭质量的要求，可以指导煤炭的合理利用及综合利用，实现煤炭产品的“对路供应”和节能减排战略的实施。

1.2.1 炼焦用煤的质量要求

焦炭最重要的质量指标是强度和灰分、硫分等杂质含量。焦炭的强度取决于煤的黏结性，杂质含量取决于煤中杂质的含量。

对炼焦用煤而言，黏结性和结焦性是最重要的指标。在 GB 5751—2009《中国煤炭分类》方案中，1/2 中黏煤、气煤、气肥煤、1/3 焦煤、肥煤、焦煤、瘦煤、贫瘦煤均属炼焦煤范畴，可作为炼焦（配）煤来使用。

我国煤炭资源虽很丰富，但地区及煤种的分布却很不均衡，炼焦煤类只占我国煤炭总储量的 30% 左右，而黏结性和结焦性均好的肥煤和焦煤不仅储量有限，且有很大一部分属于高灰、高硫、难选煤。因此，充分合理地利用我国现有的炼焦煤资源十分必要。

1.2.1.1 灰分的要求

煤炭的灰分在炼焦过程中几乎全部转入焦炭中。煤的灰分越高，焦炭的灰分也越高。焦炭的灰分对高炉炼铁有重要的影响，当焦炭在高炉内被加热到高于炼焦温度时，焦炭与灰分的热膨胀性不同会使焦炭沿灰分颗粒周围产生裂纹而碎裂或粉化。焦炭灰分的主要成分是 SiO_2、Al_2O_3 等酸性氧化物，熔点较高，在炼铁过程中只能靠加入石灰石等熔剂与它们生成低熔点化合物才能以熔渣形式排出；因而焦炭灰分的增高会使熔剂用量增加，炉渣量就增加。此外，焦炭灰分高，需要适当增加高炉炉渣碱度，高炉气中钾、钠蒸气含量也相应增加，这会加速焦炭与 CO_2 的反应而显著降低焦炭的热强度，影响高炉正常运行。

通常，焦炭灰分每升高 1%，高炉熔剂消耗量约增加 4%，炉渣量约增加 3%，每吨生铁消耗焦炭量增加 1.7% ~2.0%，生铁产量约降低 2.2% ~3.0%；因此，炼焦用煤的灰分应尽可能低。冶炼用炼焦精煤的灰分以 10.00% 以下为宜，最高不应超过 11.50%。

1.2.1.2 全硫的要求

焦炭中的硫全部来自于煤，硫在焦炭中的存在形式主要有：①煤中含硫矿物转变而来

的硫化物，如FeS、CaS以及Fe与S固溶生成的Fe_nS_n；②熄焦过程中的部分硫化物被氧化生成硫酸盐，如$FeSO_4$、$CaSO_4$；③炼焦过程中产生气态含硫化合物在析出过程中与高温焦炭作用而进入焦炭的炭硫复合物。

高炉内由炉料带入的硫分，仅5%～20%随高炉煤气逸出，其余只能靠炉渣排出。焦炭含硫高会使生铁含硫提高而降低其质量，同时增加炉渣碱度，使高炉操作指标下降。一般来说，焦炭硫分每增加0.1%，焦炭耗量增加1.2%～2.0%，生铁产量约下降2%。此外，焦炭中的硫含量高还会使冶炼过程环境污染加剧。从我国煤炭资源特点及炼铁生产情况等方面综合考虑，炼焦用煤的全硫含量应在1.50%以下，个别稀缺煤种（如肥煤）可适当放宽，但最高也不应超过2.5%。

在实际生产中，大多采取配煤炼焦。在保证焦炭质量的前提下，对黏结性、结焦性强的焦煤和肥煤的要求可适当放宽，以解决炼焦基础煤源不足的问题，而对于储量和产量相对充足的气煤等弱黏结煤种，可严格控制灰分和硫分，这样可通过配煤使焦炭的强度和杂质含量得到平衡，满足冶金的需要。

关于炼焦用煤的技术条件参照GB/T 397—2009。

1.2.2 发电用煤的质量要求

我国的发电用煤以大型火力发电厂为主，用煤量很大，是煤炭的第一大工业用户。一般大型电厂多采用煤粉锅炉，这种炉型对燃煤质量的适应性很强，从褐煤到无烟煤都能燃烧。但对于挥发分V_{daf}低于6.5%的年老无烟煤，由于其不易燃烧，一般不作电厂燃料，但可以掺入一定量的高挥发分煤制成配煤来使用。每种定型的锅炉对煤的质量都有一定的适应范围，不能波动太大，否则锅炉的热效率和排放指标将显著恶化。例如，锅炉的设计计算（主要参数——蒸发量、压力、温度等）是根据给定的煤种来进行总体结构、受热面布置和燃烧设备的选配。当煤种变化时，不仅会影响锅炉的热效率，而且锅炉的上述主要性能指标亦不能保证。当煤种变化太大且超出设备可调范围时，还会造成燃烧不稳定、间断爆燃，甚至炉膛灭火和爆炸等现象，对锅炉设备的安全运行产生严重的威胁。曾发生过由于炉膛爆炸导致水冷壁管、刚性梁的弯曲、变形或撕裂的事故；因此要求供煤的质量要稳定，最好能做到定点供应。关于发电用煤的质量，国家标准GB/T 7562—1998《发电煤粉锅炉用煤技术条件》作出了严格的限定。

对发电用煤而言，挥发分和发热量是两个十分重要的指标。为了在单位时间内提供足够的热量，不仅要求燃煤具有足够的发热量，而且还要有较好的燃烧性能。通常，挥发分高的煤，其燃烧性能及在锅炉内的传热效果均较好，所以不同挥发分的煤对发热量有不同的要求。挥发分V_{daf}=6.5%～10.0%的无烟煤，其发热量$Q_{net,ar} \geqslant 21MJ/kg$。而对于挥发分$V_{daf}$>40.0%的年轻煤，其发热量只要求在12MJ/kg以上即可。

发电用煤的灰分过高除了增加不必要的运输量外，还影响热效率，一般以灰分A_d<24.00%为宜。为了充分利用劣质煤，灰分可放宽到40.00%，但燃煤锅炉的类型需要调整，如采用循环流化床锅炉可以燃用高灰分劣质煤。

发电用煤的硫分亦不应太高，一般应在1.00%以下，最高不应超过3.00%。硫分高既会造成严重的环境污染，又会腐蚀燃煤设备。

我国发电用煤粉锅炉大部分为固态排渣锅炉，为了能顺利出渣，对煤灰熔融性ST也有一定的要求，ST应在1350℃以上。

1.2.3 气化用煤的质量要求

目前气化炉种类虽然很多，但主要是移动床、流化床和气流床3种类型。气化炉型不同，对煤质的要求也就不同。

1.2.3.1 常压移动床煤气发生炉对煤质的要求

常压移动床煤气发生炉的应用比较广泛，对煤的适应性也较强，可采用的煤种有长焰煤、不黏煤、弱黏煤、1/2中黏煤、贫瘦煤、贫煤和无烟煤。为保证移动床煤气发生炉用煤的质量，我国已制定出了GB 9143—2008《常压固定床煤气发生炉用煤技术条件》。煤的品种以各粒级的块煤为宜；灰熔点ST大于1250℃；灰分A_d不大于24.00%，对于灰分A_d不大于18%的煤，其ST只要在1150℃以上即可；全硫$S_{t,d}$<2.00%；落下强度应大于60%；热稳定性TS_{+6}>60.0%。对于无搅拌装置的发生炉，要求原料煤的胶质层最大厚度Y<12.0mm；有搅拌装置的发生炉，则要求Y<16.0mm。

1.2.3.2 间歇式水煤气炉对煤质的要求

目前国内普遍以无烟块煤为原料用间歇式水煤气炉生产合成氨的原料气，要求原料煤有较好的热稳定性和较高的落下强度。国家标准GB/T 7561—1998《合成氨用煤技术条件》要求煤的热稳定性TS_{+6}在70%以上，落下强度在65%以上。灰分以小于16%为佳，最高也不应超过24%。硫含量应尽可能低些，一般不应超过2.00%。固定碳尽量高些，通常固定碳含量应在65%以上。为使气化炉能顺利运行，煤灰熔融性ST应大于1250℃。

1.2.3.3 流化床气化炉用煤对煤质的要求

我国也用流化床气化炉来生产合成氨原料气。这种气化炉在常压下操作，以空气或氧气作气化剂，要求煤的反应活性越高越好（一般在950℃时CO_2还原率大于60%的煤即可）。可以用褐煤（一般全水分M_t应小于12.00%，A_d小于24.00%），也可用长焰煤或不黏煤，要求粒度小于8mm，但小于1mm的煤粉越少越好；否则飞灰会带出大量碳而降低煤的气化率，煤的灰熔点ST应大于1200℃，全硫小于2.00%。

1.2.3.4 德士古气化炉对煤质的要求

一般认为在选择原料用煤时其重点放在煤的成浆性能上，同时兼顾煤的气化性能，而对于高灰熔点、高灰黏度的煤，简单地考虑煤的成浆性能就确定其能否适用于水煤浆加压气化工艺，是较为片面的。生产实践证明，水煤浆加压气化工艺原料煤选择的原则应以煤的“气化性能及稳定运行性能”为主，同时兼顾煤的成浆性能。煤的气化性能包括其反应活性及在一定工艺条件下可以达到的各种技术指标，而稳定运行性能主要表现在其能否实现气化炉的顺利排渣，设备、阀门的故障率及连续运行的时间。在选择煤种时，应考虑下列因素：

1. 煤的灰分含量

灰分是煤中的无用成分，无论对于何种用户，均希望其含量越低越好，德士古气化过程也不例外，但为了使其能顺利地以液态排出气化炉，必须将温度升至其灰熔点温度以上，而气化反应过程本身并不需要在如此高的温度下操作，这样就无谓地增加了氧耗，并使部分C燃烧成CO_2，以保持足够的反应温度。有资料研究表明，在同样的气化反应条件下，灰分每增加1%，氧耗增加0.7%～0.8%，煤耗增大1.3%～1.5%；其次灰分的增加，不仅降低了煤浆的有效成分含量，而且加剧了对耐火砖的磨损，使其寿命大为缩短，同时也使灰、黑水中的固含量升高，系统管道、阀门、设备的磨损率大大加剧，设备故障

率增高。

另外，灰分含量高对成浆性能也有一定影响，除使煤浆的有效成分降低之外，灰分的增加还使煤质的均匀性变差，削弱煤浆分散剂的分散性能，在相同煤种前提下，对提高煤浆浓度不利。综上分析，煤的灰分应该越低越好，一般认为煤的灰分含量应≤13%，最高不能超过20%。

2. 煤的最高内在水分含量

煤的内在水分对气化过程的影响主要表现在对成浆性能的影响，一般认为煤的内在水分含量越高，煤中O/C比越高，含氧官能团和亲水官能团越多，孔隙率越发达，煤的制浆难度越大。严格来讲，煤质对成浆性能的影响是多方面的，而且各个影响因素之间又是密切相关的。对此，已有多方面的研究成果，目前较为通用的是评价成浆难易程度的难度系数数学模型：

$$D = 7.5 + 0.5\mathrm{MHC} - 0.05\mathrm{HGI} \qquad (10-1-1)$$

式中 D——成浆难度系数；

MHC——煤的最高内在水分；

HGI——煤的哈氏可磨指数。

根据成浆难度指数，可以大概推算理论上可制得的最高的煤浆浓度C：

$$C = 77 - 1.2D \qquad (10-1-2)$$

由上式可以看出，煤的内在水分含量越高，制得的煤浆浓度越低。煤浆浓度降低，不仅使生产装置达不到额定的负荷，而且使添加剂的消耗、煤耗、氧耗均有一定增加。综合技术和经济考虑，水煤浆加压气化原料用煤的最高内在水分以MHC≤8%为宜。

3. 煤灰的熔融特性

由于德士古水煤浆气化工艺原则上在高于煤的灰熔融性FT 100℃以上的温度下操作，以便于液态顺利排渣。煤灰的FT越高，气化炉的操作温度就随之提高，这样气化炉耐火砖的寿命相应缩短（气化炉操作温度每提高100℃，耐火砖的磨蚀速率增加两倍），氧的消耗也增加。为了降低操作温度就需加入助熔剂以降低灰的熔点，但助熔剂的加入又增加了煤中的惰性物质含量，使耐火砖磨损加剧，固体灰渣处理量增加，还增加了整个制浆过程的成本，减少了煤浆的有效成分。在缺少煤灰渣黏度特性的数据前提下，煤灰的熔融特性是以前用于判断和确定气化炉操作温度的粗略指标，根据同类厂运行的生产经验，煤的熔融特性以FT≤1300℃为宜。

4. 灰的黏温特性及灰成分的影响

通过煤的灰熔点来确定气化炉的操作温度有极大的局限性，而较为科学与可靠的指标是煤灰在一定温度下的黏度（即灰的黏温特性）。事实上煤灰的黏—温曲线有一定的指导意义。黏度是衡量流体流动性能的主要指标，要实现气化温度下灰渣以液态顺利排出气化炉，就应使其黏度在合适的范围之内，既要保证在耐火砖表面形成有效的灰渣保护层，又要保持一定的流动性。国内外对液态排渣锅炉的研究指出，灰渣的黏度应在25～40Pa·s之间方可保证液态锅炉的顺利排渣。德士古气化炉操作温度下的灰渣黏度应控制在20～30Pa·s为宜。

影响灰渣黏度的主要因素是煤灰的组成，即灰成分。煤灰的主要化学成分是Al_2O_3、SiO_2、CaO、Fe_2O_3、MgO等。通常Al_2O_3是灰渣熔点升高、黏度变差的主要成分。SiO_2是

煤灰成分中含量最高的组分，一般而言它使煤的灰熔融特性变差，黏度升高，但由于它与CaO可以形成低熔点的物质，因而其含量在一定的范围之内可以依据添加CaO使其对灰黏度的影响削弱。CaO是降低灰熔点的成分，它可以与SiO_2形成低熔点的硅酸盐，但其含量过高析出CaO单体反而使灰熔点升高，黏度增大。因而CaO是最常采用的助熔剂组分，但其添加量应控制在一定的范围之内，一般应控制CaO量与灰分之比在20%左右。Fe_2O_3也是降低灰熔点及灰渣黏度的组分。

1.2.3.5 壳牌（Shell）粉煤气化炉对煤质的要求

Shell粉煤气化温度高达1400～1500℃，对煤质的要求不严，几乎可以气化任何煤种。例如高硫、低熔点、易碎、黏结、加热膨胀的各种烟煤、无烟煤和褐煤均可使用。但从运行的可靠性和经济性来说，对煤的组成和性质也有一定的要求。

1. 煤的灰分产率

煤的灰分产率影响排渣口、渣处理系统的运转性能，也在一定程度上影响气化的操作性能。因为熔融的灰分在气化炉壁上形成渣，在气化反应期间形成“绝缘”的地方阻止过度的热损失。实际运行表明，灰分产率在8%～15%为最佳。原料煤灰分过低，会减小膜式壁渣层厚度，因而增大“热损失”（产生较多中压蒸汽，冷煤气效率较低）。更为重要的是粘附在膜式壁上的渣层保证平稳操作和保护膜式壁的“缓冲能力”减小了。若原料煤灰分过高，因膜式壁渣层增厚而“热损失”减小，所提高的效率超过了因熔融灰分和在渣池（仅产生低位热）冷却液态渣导致的热损失。对于低灰（$A_d<8\%$）煤，采用飞灰循环以保持进气化炉煤的灰分质量分数约在8%～12%。气化过程自始至终产生渣和灰，而煤的灰分产率决定性地影响渣与灰的分布。渣和灰的特性有显著不同。

2. 灰分的组成

Shell粉煤气化是一种熔渣气化工艺，灰分的组成直接影响灰的熔点和炉渣黏度。灰熔点可作为是否需要“助熔”的初步指标。对于灰熔点高的煤，可能需要加助熔剂改变熔渣性能，这将或多或少地增加成本。

3. 煤的灰熔点

Shell煤气化属熔渣、气流床气化，为保证气化炉能顺利排渣，气化操作温度要高于灰熔融性FT（流动温度）100～150℃。如FT过高，势必要求提高气化操作温度，从而影响气化炉运行的经济性。因此FT温度低对气化排渣有利。对高灰熔点煤，一般可以通过添加助熔剂来改变煤灰的熔融特性，以保证气化炉的正常运转。

4. 煤粉粒度、挥发分及反应活性

挥发分是煤加热后挥发出的有机质（如焦油）及其分解产物。它是反映煤的变质程度的重要标志，能够大致地代表煤的变质程度。一般而言，挥发分越高，煤化程度越浅，煤质越年轻，反应活性越好，对气化反应越有利。由于Shell气化炉采用的是高温气化，气体在炉内的停留时间比较短，这时气固之间的扩散反应是控制碳转化的重要因素；因此对煤粉粒度要求比较细，而对挥发分及反应活性的要求不像固定床那样严格。由于煤粉粒度的粗细直接影响了制粉的电耗和成本，在保证碳的转化前提下，对挥发分含量高、反应活性好的煤可适当放宽煤粉粒度，对于低挥发分、反应活性差的煤（如无烟煤）煤粉粒度应越细越好。

5. 粒度和水分

由于气化反应在不到1s内完成，因此，煤粉的粒度越细越好，一般要求小于200网目的粉煤占90%左右（褐煤可降到80%左右）。

煤的全水分在1%～5%。如用褐煤，则必须先进行干燥使水分降到5%～10%，烟煤和无烟煤的水分应降到1%左右。

1.2.4　直接液化用煤的质量要求

由于煤直接液化尚未大规模推广应用，因此世界各国对液化用煤的要求标准还不一致。如日本和前苏联的一些学者主张采用低灰分煤；欧美有些学者则认为高灰高硫煤的价格低廉，有利于降低液化的成本。但高灰煤在磨碎过程中能耗大，尤其是含黄铁矿高的煤能耗更大，同时对液化工厂的生产效率和固、液分离都不利，但黄铁矿高的煤有利于液化反应。在多数情况下，原煤的液化效果比精煤要好，所以液化以采用原煤为宜。原料煤的灰分要求不超过25%。液化用煤的质量要求见表10－1－1。

表10－1－1　液化用煤质量要求

煤　种	褐煤、长焰煤、气煤、气肥煤	煤　种	褐煤、长焰煤、气煤、气肥煤
V_{daf}/%	>37	S/%	>1.0
A_d/%	<25	$\bar{R}^0_{max}$/%	0.3～0.7
C/H	<16	惰质组含量/%	<10
C/%	60～85		

一般宜采用挥发分产率较高的年轻煤（如褐煤、长焰煤和V_{daf}>37%的气煤等）作液化用煤。通常，容易液化的煤岩组分的顺序是：壳质组、镜质组，惰质组几乎不能液化。研究表明，液化用煤的惰质组含量最好低于10%，最高也不要超过15%。镜煤平均最大反射率$\bar{R}^0_{max}$<0.7%的煤大多适于液化，但也有某些$\bar{R}^0_{max}$=0.9%的煤也颇适于液化。从煤的化学成分来看，一般以含碳量小于85%，碳氢质量比小于16的煤较为适宜。氧含量高的煤，液化加氢时会消耗大量的氢变成水，会使氢耗无谓地增加。高硫分煤在液化时也会消耗大量的氢生成硫化氢析出。含氮量高的煤在液化时变成氨，也使氢耗量增大。如采用含氧量较低的年轻烟煤进行液化，尽管氢的消耗量较小，但反应速度要比含氧量高的褐煤慢。综上，在液化用煤的一系列煤质要求中，有许多是互相矛盾的，也许液化用煤应采用配煤的方法较为合适。

1.2.5　烧制水泥用煤的质量要求

水泥生产方法不同，对煤炭品种和质量要求也不同。回转窑要求灰分A_d<20%，发热量$Q_{net,ar}$>23MJ/kg的挥发分较高的烟煤作燃料；而立窑则要求$Q_{net,ar}$>25MJ/kg的无烟煤作燃料。为减轻对水泥配方的影响，水泥用煤的质量应保持稳定。立窑水泥生产技术将逐步被回转窑取代，水泥回转窑用煤对煤炭质量的要求详见GB 7563—2000《水泥回转窑用煤质量》。

1.2.6　高炉喷吹用煤的质量要求

近年来，为了降低焦炭消耗，增加生铁产量，改善生铁质量，将无烟煤粉从风口随热风喷入高炉的喷吹技术得到了大力发展。

高炉喷吹用煤对煤的质量要求较高，煤质的好坏对喷吹的经济效益和高炉的正常操作

都有直接的影响。一般认为，高炉喷吹用煤的质量应满足下列要求：灰分一般应低于12%，最高不应高于14%；硫含量应低于0.5%，最高不应超过1.0%；全水分应低于8%，最高不应高于12%；挥发分产率应合适；哈氏可磨性指数一般应大于50%，最低要大于40%。一般说来，挥发分的高低对于高炉喷吹的影响不是很大，但当V_{daf}较高时，在制粉及喷吹过程中容易引起爆炸。我国目前基本上是以无烟煤作为喷吹的原料煤，挥发分均在10%以下。烟煤也可以作为喷吹的原料煤，但由于其爆炸的危险性较大，喷吹需在惰性气体（一般为氮气）中进行，设备相对复杂些，成本也略有增高。此外，高炉喷吹用煤的固定碳含量应高些，一般以大于75%为宜。哈氏可磨性指数HGI也应高些，虽然HGI的大小对高炉喷吹的效果没有直接影响，但HGI过小，会给制粉工艺带来一定的困难，增加动力消耗，同时降低喷吹设备的寿命（特别是喷枪）。煤灰成分对高炉喷吹也有一定的影响，钒和钛的含量越低越好，因为这两种元素会增加炼铁过程中灰渣的黏度，导致铁水和炉渣分离困难。煤灰中二氧化硅与氧化钙之比（SiO_2/CaO）越小越好，因为CaO含量的增高有助于降低酸性炉渣的黏度。

高炉喷吹用煤技术条件参照GB/T 18512—2008。

1.2.7 制造活性炭用煤的质量要求

对于制造活性炭用的煤，灰分A_d低于8%为宜，对于制造优质活性炭，原料煤的灰分应低于5%甚至更低。煤的反应性要好，硫含量要低。此外，用于制造活性炭煤的黏结性要低，通常宜用低挥发分的无烟煤、贫煤和高挥发分的弱黏煤、不黏煤及褐煤作生产活性炭的原料煤。符合这些条件的煤主要集中在宁夏、山西、新疆、贵州、河南等地。

1.2.8 烧结铁矿石用无烟煤的技术要求

铁矿石品位不高时需要进行破碎和分选，经分选后精铁矿粉不能直接送入高炉冶炼，必须把它在高温下烧结（熔融）成块。过去多用焦粉作烧结燃料，要求低灰、低硫和高发热量。目前多采用无烟煤粉来代替焦粉，要求无烟煤的灰分小于15%；全硫小于0.7%，最高不应超过1%；0.5mm以下的煤粉量要少。

1.2.9 生产电石用无烟煤的技术要求

电石炉可以用焦炭或无烟煤作原料。开启式电石炉可全部使用无烟煤，但在密闭式电石炉中需要焦炭和无烟煤掺混使用。这两种电石炉对无烟煤的质量要求见表10-1-2。

表10-1-2 电石炉用无烟煤质量要求

煤质指标	开启式炉	密闭式炉	煤质指标	开启式炉	密闭式炉
灰分A_d/%	<7.00	<6.00	磷含量P_d/%	<0.04	<0.04
挥发分V_{daf}/%	<8.00	<10.00	真相对密度TRD	>1.45	>1.60
全水分M_t/%	<5.0	<2.0	粒度/mm	>3~40	>3~40
全硫$S_{t,d}$/%	<1.50	<1.50			

1.3 煤炭产品分类与质量要求

1.3.1 煤炭产品分类

由中华人民共和国国家质量监督检测检验局和中国国家标准化管理委员会于2006年

9 月 2 日发布的 GB/T 17608—2006《煤炭产品品种和等级划分》，已于 2007 年 2 月 1 日实施。该标准规定煤炭产品有 5 大类 29 个品种。与原标准相比，增加了高炉喷吹用煤。煤炭产品的类别、品种和技术要求见表 10－1－3。

表 10－1－3　煤炭产品的类别、品种和技术要求

产品类别	品种名称	技术要求			
		粒度/mm	发热量 Q_{net}/(MJ·kg^{-1})	灰分 A_d/%	最大粒度[①]上限/%
1　精煤	1－1　冶炼用炼焦精煤	<50，<100		≤12.50	
	1－2　其他用炼焦精煤	<50，<100		12.51～16.00	≤5
	1－3　喷吹用精煤	<25，<50	≥23.50	≤14.00	
2　洗选煤	2－1　洗原煤	<300			
	2－2　洗混煤	<50，<100			
	2－3　洗末煤	<13，<20，<25			
	2－4　洗粉煤	<6			
	2－5　洗特大块	>100			
	2－6　洗大块	50～100，>50	无烟煤、烟煤：≥14.50	—	≤5
	2－7　洗中块	25～50	褐煤：≥11.00		
	2－8　洗混中块	13～50，13～100			
	2－9　洗混块	>13，>25			
	2－10　洗小块	13～20，13～25			
	2－11　洗混小块	6～25			
	2－12　洗粒煤	6～13			
3　筛选煤	3－1　混煤	<50			
	3－2　末煤	<13，<20，<25			
	3－3　粉煤	<6			
	3－4　特大块	>100			
	3－5　大块	50～100，>50	无烟煤、烟煤：≥14.50		
	3－6　中块	25～50			
	3－7　混块	>13，>25	褐煤：≥11.00	<40	≤5
	3－8　混中块	13～50，13～100			
	3－9　小块	13～25			
	3－10　混小块	6～25			
	3－11　粒煤	6～13			
4　原煤	4－1　原煤，水采原煤	<300	无烟煤、烟煤：≥14.50 褐煤：≥11.00	<40	
5　低质煤[②]	5－1　原煤	<300	无烟煤、烟煤：<14.50 褐煤：<11.00	>40	
	5－2　煤泥，水采煤泥	<1.0，<0.5		16.50～49.00	

① 取筛上物累计产率最接近，但不大于 5% 的那个筛孔尺寸，作为最大粒度。

② 如用户需要，必须采取有效的环保措施，不违反环保法规的情况下供需双方协商解决。

1.3.2 煤炭产品的质量等级

1.3.2.1 灰分等级

冶炼用炼焦精煤灰分等级划分见表 10－1－4 所示。

其他用炼焦精煤灰分等级划分见表 10－1－5 所示。

喷吹用精煤灰分等级划分见表 10－1－6 所示。

表 10－1－4 冶炼用炼焦精煤灰分等级划分

等 级	灰分 A_d/%	等 级	灰分 A_d/%
A－0	0～5.00	A－8	8.51～9.00
A－1	5.01～5.50	A－9	9.01～9.50
A－2	5.51～6.00	A－10	9.51～10.00
A－3	6.01～6.50	A－11	10.01～10.50
A－4	6.51～7.00	A－12	10.51～11.00
A－5	7.01～7.50	A－13	11.01～11.50
A－6	7.51～8.00	A－14	11.51～12.00
A－7	8.01～8.50	A－15	12.01～12.50

表 10－1－5 其他用炼焦精煤灰分等级划分

等 级	灰分 A_d/%	等 级	灰分 A_d/%
A－1	12.51～13.00	A－5	14.51～15.00
A－2	13.01～13.50	A－6	15.01～15.50
A－3	13.51～14.00	A－7	15.51～16.00
A－4	14.01～14.50		

表 10－1－6 喷吹用精煤灰分等级划分

等 级	灰分 A_d/%	等 级	灰分 A_d/%
A－0	0～5.00	A－10	9.51～10.00
A－1	5.01～5.50	A－11	10.01～10.50
A－2	5.51～6.00	A－12	10.51～11.00
A－3	6.01～6.50	A－13	11.01～11.50
A－4	6.51～7.00	A－14	11.51～12.00
A－5	7.01～7.50	A－15	12.01～12.50
A－6	7.51～8.00	A－16	12.51～13.00
A－7	8.01～8.50	A－17	13.01～13.50
A－8	8.51～9.00	A－18	13.51～14.00
A－9	9.01～9.50		

除精煤以外的其他煤炭产品灰分等级划分见表 10－1－7。

1.3.2.2 硫分等级

精煤硫分等级划分见表 10－1－8。

表 10－1－7 精煤以外其他煤炭产品灰分等级划分

等 级	灰分 A_d/%	等 级	灰分 A_d/%
A－1	≤5.00	A－19	22.01～23.00
A－2	5.01～6.00	A－20	23.01～24.00
A－3	6.01～7.00	A－21	24.01～25.00
A－4	7.01～8.00	A－22	25.01～26.00
A－5	8.01～9.00	A－23	26.01～27.00
A－6	9.01～10.00	A－24	27.01～28.00
A－7	10.01～11.00	A－25	28.01～29.00
A－8	11.01～12.00	A－26	29.01～30.00
A－9	12.01～13.00	A－27	30.01～31.00
A－10	13.01～14.00	A－28	31.01～32.00
A－11	14.01～15.00	A－29	32.01～33.00
A－12	15.01～16.00	A－30	33.01～34.00
A－13	16.01～17.00	A－31	34.01～35.00
A－14	17.01～18.00	A－32	35.01～36.00
A－15	18.01～19.00	A－33	36.01～37.00
A－16	19.01～20.00	A－34	37.01～38.00
A－17	20.01～21.00	A－35	38.01～39.00
A－18	21.01～22.00	A－36	39.01～40.00*

注：* A_d > 40% 的低质煤，如需要并能保证环境质量的条件下，可双方协商解决。

表 10－1－8 精煤硫分等级划分

等 级	硫分 $S_{t,d}$/%	等 级	硫分 $S_{t,d}$/%
S－1	0～0.30	S－6	1.26～1.50
S－2	0.31～0.50	S－7	1.51～1.75
S－3	0.51～0.75	S－8	1.76～2.00
S－4	0.76～1.00	S－9	2.01～2.25
S－5	1.01～1.25	S－10	2.26～2.50

除精煤以外的其他煤炭产品硫分等级划分见表 10－1－9。

1.3.2.3 发热量等级

喷吹精煤发热量等级划分见表 10－1－10。

其他煤炭产品煤炭发热量等级划分见表 10－1－11。

表 10-1-9 精煤以外的其他煤炭产品硫分等级划分

等 级	硫分 $S_{t,d}$/%	等 级	硫分 $S_{t,d}$/%
S-1	0~0.30	S-8	1.76~2.00
S-2	0.31~0.50	S-9	2.01~2.25
S-3	0.51~0.75	S-10	2.26~2.50
S-4	0.76~1.00	S-11	2.51~2.75
S-5	1.01~1.25	S-12	2.76~3.00
S-6	1.26~1.50	S-13	>3.00*
S-7	1.51~1.75		

注：* 如用户需要，必须采取有效的环保措施，在不违反环保法规的情况下，由供需双方协商解决。

表 10-1-10 喷吹精煤发热量等级划分

等 级	编 号	发热量 $Q_{net,ar}$/（MJ·kg^{-1}）	等 级	编 号	发热量 $Q_{net,ar}$/（MJ·kg^{-1}）
Q-1	305	>30.00	Q-9	265	26.01~26.50
Q-2	300	29.51~30.00	Q-10	260	25.51~26.00
Q-3	295	29.01~29.50	Q-11	255	25.01~25.50
Q-4	290	28.51~29.00	Q-12	250	24.51~25.00
Q-5	285	28.01~28.50	Q-13	245	24.01~24.50
Q-6	280	27.51~28.00	Q-14	240	23.51~24.00
Q-7	275	27.01~27.50	Q-15	235	23.01~23.50
Q-8	270	26.51~27.00			

表 10-1-11 其他煤炭产品煤炭发热量等级划分

等 级	编 号	发热量 $Q_{net,ar}$/（MJ·kg^{-1}）	等 级	编 号	发热量 $Q_{net,ar}$/（MJ·kg^{-1}）
Q-1	295	>29.00	Q-20	200	19.51~20.00
Q-2	290	28.51~29.00	Q-21	195	19.01~19.50
Q-3	285	28.01~28.50	Q-22	190	18.51~19.00
Q-4	280	27.51~28.00	Q-23	185	18.01~18.50
Q-5	275	27.01~27.50	Q-24	180	17.51~18.00
Q-6	270	26.51~27.00	Q-25	175	17.01~17.50
Q-7	265	26.01~26.50	Q-26	170	16.51~17.00
Q-8	260	25.51~26.00	Q-27	165	16.01~16.50
Q-9	255	25.01~25.50	Q-28	160	15.51~16.00
Q-10	250	24.51~25.00	Q-29	155	15.01~15.50
Q-11	245	24.01~24.50	Q-30	150	14.51~15.00①
Q-12	240	23.51~24.00	Q-31	145	14.01~14.50②
Q-13	235	23.01~23.50	Q-32	140	13.51~14.00②
Q-14	230	22.51~23.00	Q-33	135	13.01~13.50②
Q-15	225	22.01~22.50	Q-34	130	12.51~13.00②
Q-16	220	21.51~22.00	Q-35	125	12.01~12.50②
Q-17	215	21.01~21.50	Q-36	120	11.51~12.00②
Q-18	210	20.51~21.00	Q-37	115	11.01~11.50②
Q-19	205	20.01~20.50	Q-38	—	—

注：① $Q_{net,ar}$≤14.50MJ/kg 的无烟煤、烟煤，如用户需要，在不违反环保法规的情况下，由供需双方协商解决。

② 只适用于褐煤。$Q_{net,ar}$≤11.00MJ/kg 的褐煤，如用户需要，在不违反环保法规的情况下，由供需双方协商解决。

2　筛分与破碎

2.1　筛分

在带孔的筛面上使物料按粒度大小进行分级的过程叫做筛分，筛分所得产物称为粒级，每一种粒级以该产物的最大粒度和最小粒度来表示，如50～25mm、25～13mm等。

筛分所用的机械叫做筛分机（或称筛子），筛分机的种类很多，按照工作原理可将其分为：固定筛、滚轴筛、摇动筛、转动筛（圆筒筛）、振动筛等。筛分机上的工作部件称为筛面，物料沿筛面连续向前运动的过程中，粒度小于筛孔的部分物料透过筛孔成为筛下物；而粒度大于筛孔的部分物料则留在筛上，最终从筛分机排出而成为筛上物。在筛分机入料中所含粒度大于筛孔的称为筛上粒级，小于筛孔的称为筛下粒级。

煤炭粒度分级根据国家标准分为六级，见表10－2－1所示。

表10－2－1　煤炭粒度分级

粒度名称	粒度符号	粒度尺寸/mm	粒度名称	粒度符号	粒度尺寸/mm
特大块	T	>100	小块	X	13～25
大块	D	50～100	粒煤	L	6～13
中块	Z	25～50	粉煤	F	<6

2.1.1　筛分试验

筛分试验就是用不同孔径的筛子将煤炭分成不同的粒度级别，并分别测定各粒级的数量和质量。

1. 粗粒（>0.5mm）物料的筛分试验

根据国家标准（GB 477—1987）规定的方法，将煤样由大到小分别通过下列筛孔的筛面：150mm、100mm、50mm、25mm、13mm、6mm、3mm和0.5mm，筛分后得到以下粒级产物：>150mm、150～100mm、100～50mm、50～25mm、25～13mm、13～6mm、6～3mm、3～0.5mm和<0.5mm（根据试验目的可取消或增加某些级别），然后分别测定各粒级的数量和质量，并将结果填入筛分试验报告表（表10－2－2）。

筛分试验煤样的采取方法应符合国家标准GB 481—1993。

2. 细粒（<0.5mm）物料的筛分试验

粒度小于0.5mm级细煤粉的筛分试验按国家标准GB/T 19093—2003，采用标准筛进行。通常试验选用的筛号为32网目（0.5mm）、60网目（0.25mm）、115网目（0.125mm）、200网目（0.075mm）和325网目（0.045mm）等，试验结果按表10－2－3格式填写。

2.1.2　粒度特性曲线

粒度特性曲线是煤炭粒度特性的一种图示方法。横坐标表示物料的粒度，纵坐标表示

表10-2-2 筛分试验报告表

生产煤样编号： 筛分试验编号： 试验日期： 年 月 日

矿层工作面采样说明： 筛分总样化验结果：

化验指标	M_{ad}/%	A_d/%	V_{daf}/%	$S_{t,d}$/%	$Q_{gr,d}$/(MJ·kg^{-1})	胶质层 Y/mm	黏结性指数
毛煤	5.56	19.50	37.73	0.64	25.686		
浮物（<1.4g/cm^3）	5.48	10.73	37.28	0.62		71	

筛分前煤样总量：19459.5kg

最大粒度：730mm×380mm×220mm

粒级/mm	产物名称		产率			指标			
			质量/kg	占全样/%	筛上累计/%	M_{ad}/%	A_d/%	$S_{t,d}$/%	$Q_{gr,d}$/(MJ·kg^{-1})
>100	手选	煤	2616.5	13.479		3.57	11.41	1.10	28.680
		夹矸煤	102.6	0.528		2.86	31.21	1.43	20.871
		矸石	162.9	0.839		0.85	80.93	0.11	
		硫铁矿							
		小计	2882.0	14.846	14.846	3.39	16.04	1.06	
100~50	手选	煤	2870.4	14.787		4.08	13.72	0.78	28.119
		夹矸煤	80.6	0.415		3.09	34.47	0.95	19.674
		矸石	348.7	1.796		0.92	80.81	0.13	
		硫铁矿							
		小计	3299.7	16.998	31.844	3.72	21.32	0.72	
>50 合计			6181.7	31.844	31.844	3.57	18.86	0.88	
50~25		煤	2467.1	12.709	44.553	3.73	24.08	0.54	23.133
25~13		煤	3556.7	18.322	62.875	2.56	22.42	0.61	24.133
13~6		煤	2624.2	13.518	76.393	2.40	23.85	0.55	23.484
6~3		煤	2399.4	12.360	88.753	4.04	19.51	0.74	24.803
3~0.5		煤	1320.5	6.803	95.556	2.94	16.74	0.74	26.289
<0.5		煤	862.6	4.444	100.000	2.98	17.82	0.89	25.447
50~0 合计			13230.5	68.156		3.08	21.62	0.64	
毛煤总计			19412.2	100.00		3.24	20.74	0.72	
原煤总计（除去>50mm级矸石和硫铁矿）			18900.6	97.365		3.30	19.11	0.74	

表10-2-3　煤粉筛分试验结果表

煤样名称：　　煤样粒度：　　mm　　煤样质量：　　g

试验编号：　　采样地点：　　煤样灰分：　　%

试验日期：

粒度/mm	质量/g	产率/%	灰分/%	累计	
				产率/%	灰分/%
>0.500					
0.500~0.250					
0.250~0.125					
0.125~0.075					
0.075~0.045					
<0.045					
合计					

试验负责人：　　核对：　　计算：

筛上物的累计产率。图10-2-1是根据表10-2-2中的第1、5栏的数据，在直角坐标纸上分别定出各点，再连成平滑曲线，即为煤的粒度特性曲线。

粒度特性曲线能醒目地表示出物料中各种粒度级别的含量。凹形曲线表示物料中细粒级含量较多；凸形曲线则表示粗粒级居多；如果接近直线，则表示粗细粒度分布比较均匀。利用粒度特性曲线，还可以方便地确定筛分试验结果表中没有表示出的任何一个中间粒度级别的出量。

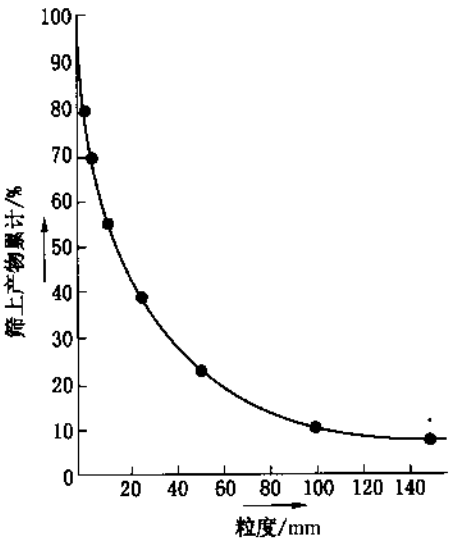


图10-2-1　煤的粒度特性曲线

2.1.3　筛分效果评定

根据《煤用筛分设备工艺性能评定方法》(GB/T 15716—2005)规定，筛分效率η按下式计算：

$$\eta=\left\{[100(\alpha-\theta)(\beta-\alpha)]/[\alpha(\beta-\theta)\times(100-\alpha)]\right\}\times100\% \qquad (10-2-1)$$

式中　α、β、θ——分别为入料、筛下物及筛上物中小于筛孔尺寸物料的含量，%。

物料的形状会影响筛分效率和生产率。采用方孔筛和圆孔筛时，呈球体、立方体和多面体的物料就比呈条状、扁平状和板状的物料容易透筛。物料颗粒表面水分增加，筛分效率和生产率都降低。当筛分含水分高的末煤时，为防止筛孔堵塞，可采用电热筛或其他高效筛分机械。

2.1.4　筛分机械

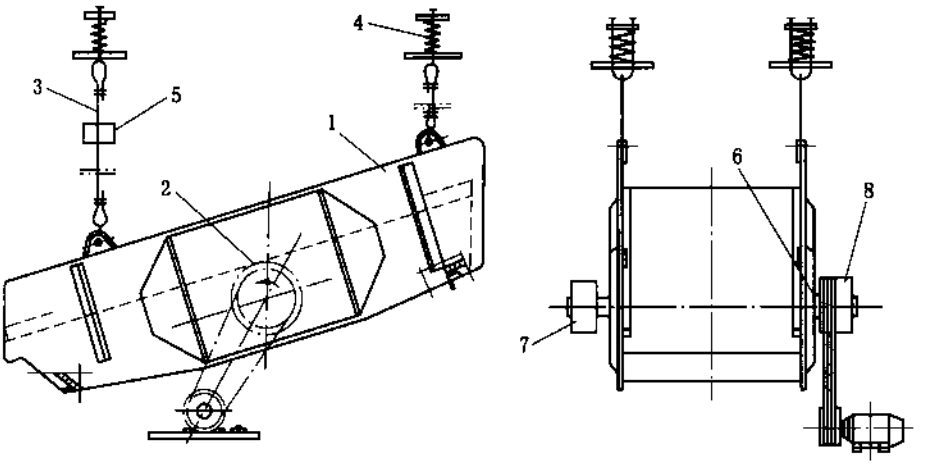
工业上使用的筛分机种类很多，根据其运动特征可分为固定筛、滚轴筛、摇动筛、转动筛（圆筒筛）和振动筛。振动筛是目前应用最广泛的筛分机械。

将振动筛按筛面工作时运动轨迹的特点，分为圆运动振动筛（简称圆振动筛）和直

线运动振动筛（简称直线振动筛）两大类；按支撑装置安装位置不同，可分为座式振动筛和吊式振动筛；按筛箱与水平面是否成一定角度安装，可分为水平筛和倾斜筛；按工作频率的高低，可分为高频振动筛和低频振动筛。

2.1.4.1 圆振动筛

该筛分机产生振动仅靠一根回转轴转动，筛箱运动轨迹接近圆形运动，所以又叫单轴振动筛，它适用于大块煤的筛分。圆振动筛分吊式（D）和座式（Z）两种，如图10-2-2和图10-2-3所示。



1—筛箱；2—激振器；3—钢丝绳；4—螺旋弹簧；5—防摆配重；
6—偏心轴；7—偏心配重轮；8—偏心带轮

图10-2-2 DD-1740圆振动筛

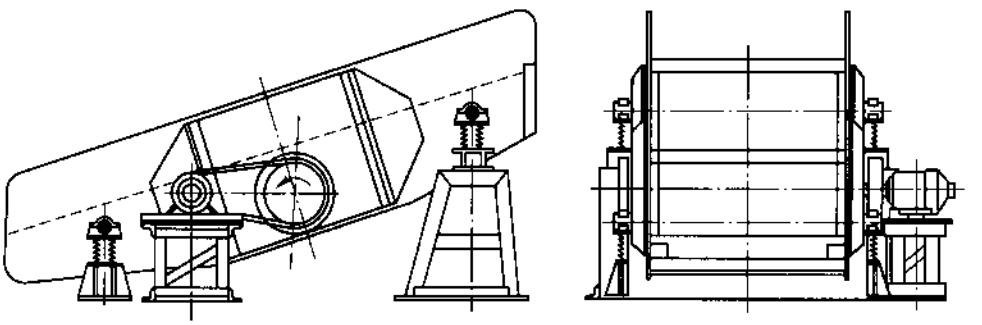


图10-2-3 ZD-1740圆振动筛

吊式圆振动筛由筛箱1、激振器2和弹簧吊挂装置等组成。筛箱用弹簧吊挂装置悬吊在筛架上，弹簧吊挂装置由钢丝绳3、隔振螺旋弹簧4和防摆配重5组成。钢丝绳的长度可以根据情况适当调节，并通过它来调节筛箱的倾角。激振器装设在筛箱的中部，包括偏心轴6、偏心配重轮7和偏心带轮8，利用滚动轴承将偏心轴装设在筛箱上，电动机通过

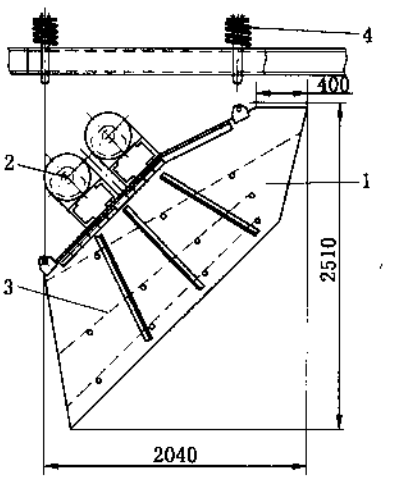
V带带动偏心带轮。当筛分机工作时，激振器使筛箱作接近圆形的逆时针运动。

国产DD、ZD型圆振动筛的技术参数见表10－2－4。

2.1.4.2　概率筛

概率筛是按不同粒度物料透过筛孔概率的不同来实现物料分级的。

概率筛的结构和普通振动筛一样，由筛箱、激振器和支撑吊挂装置三部分组成，如图10－2－4所示。筛箱由筛框和三层筛面组成。各层筛面安装倾角自上而下递增，一般采用30°～60°大倾角，其目的是增大筛孔，提高物料的透筛概率，克服物料堵孔现象。概率筛的筛孔一般比所需要分离的粒度大2～5倍。激振器为带偏心块的带轮，安装在平衡块上，电动机通过V带带动带轮以一定的角速度作匀速转动，有一周期性的干扰力 $F=p\cdot\sin\omega t$ 作用在平衡块上。平衡块与筛箱之间用一组剪切型橡胶弹簧连接。



1—筛箱；2—激振器；
3—筛面；4—弹簧

图10－2－4　GS1000×2000Ⅱ型煤用概率筛外形

概率筛工作时，物料从上方给料口加入，经筛分后可得四种产品。

概率筛的特点：

（1）筛面倾角大，筛孔大，物料堵塞筛孔的现象大为减少，即使是对水分高、细泥含量多的细粒物料也有较好的筛分效果。

（2）多层筛面，一次筛分可得多种产品，可满足用户需要，经济效益高。

（3）单位面积生产能力大，比一般振动筛大5～10倍。

（4）筛面短（只有2m长，而一般振动筛面在3.5m以上），体积小，质量轻，动力消耗低。

我国煤用概率筛的主要技术参数见表10－2－5。

2.1.4.3　琴弦筛

琴弦筛是在薄料层中进行近似筛分的设备，适用于对潮湿难筛煤进行干法筛分，筛分粒级为13～6mm，分级下限可至4mm。琴弦筛具有生产能力大、不易堵塞筛孔、设备轻等特点，其工作原理与圆振动筛相同。

这种筛子的主要特点在下层筛面上，它由若干排列整齐的细钢丝绳（材料为硅锰弹簧钢丝，$\sigma_b\geqslant 180$MPa）及张紧框架（张紧力50N）组成，绳间距等于分级粒度。由于细钢丝绳张紧后成琴弦状，在筛箱振动及物料冲击下能产生二次弦振，可起到打碎黏结料块的作用，同时本身不易被煤泥粘附，从而实现对潮湿难筛物料的中、细粒级干式筛分。筛丝通常是沿物料流动方向设置，亦可垂直于物料流动方向设置，以控制筛下物中的限上率。

弦丝直径通常只有2～3mm（筛缝6mm时），虽然处于张紧状态，仍很难承受物料的冲击；因此，琴弦筛面以上须设置保护筛面。上层筛面的作用是承受入料冲击，控制进入

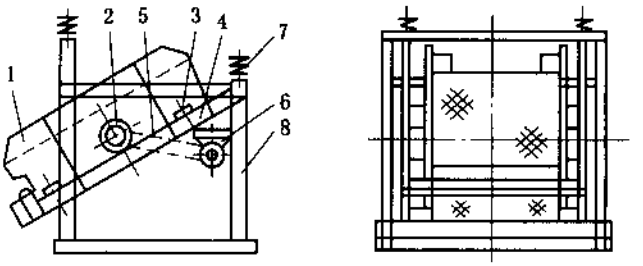
表 10－2－4　DD、ZD 型圆振动筛技术参数

型　号	生产能力/($t \cdot h^{-1}$)	最大入料粒度/mm	筛面面积/m^2	筛网层数/层	筛孔尺寸/mm	双振幅/mm	频率/(次·min^{-1})	电　动　机		外形尺寸/mm			机器质量/kg
								型号	功率/kW	长	宽	高	
DD1235	150～210	400	3.5	1	50～100	6	920	Y132S－4	5.5	3500	2166	2034	2113
ZD1740	240～360	400	6	1	50～100	6	920	Y132M－4	7.5	4000	2649	2054	3324
DD1556	225～450	400	7.5	1	25～100	7	920	Y160M－4	11	5600	2466	2105	3376
ZD1756	270～540	400	9	1	25～100	7	920	Y160L－4	15	5600	2783	2176	4207
DD2056	300～1000	400	10	1	25～125	7	920	Y180M－4	18.5	5262	3132	4469	4600
2ZD1556	上层 90～450 下层 30～90	400	7.5	2	上层 25～125 下层 6～25	7	1000	Y180M－4	18.5	5500	3016	2988	5347
2DD2056	上层 120～600 下层 40～120	400	10	2	上层 25～100 下层 6～25	7	1000	Y180M－4	18.5	5500	3516	2988	5650
2DD918	10～30	≤60	1.6	2	1～25	5～6	1000	Y100L－4	2.2	2200	1418	630	600
ZD918	10～30	≤60	1.6	1	1～25	6	1000	Y100L－4	2.2	2152	1418	575	553
2ZD1224	70～210	≤100	2.9	2	6～40	7	850	Y112M－4	4	2600	2200	1780	1545
2ZD1224J	70～210	≤100	2.9	2	6～40	3.5	800	Y112M－4	4	2600	2200	1780	1637
2ZD1530	90～270	≤100	4.5	2	6～50	6～7	850	Y132S－4	5.5	3200	2690	1570	2260
ZD1530J	90～270	≤100	4.5	1	11×42	7	850	Y132S－4	5.5	3100	2690	1570	2260
2ZD1530J	90～270	≤100	4.5	2	13×42	7	850	Y132S－4	5.5	3200	2690	2250	2653
2ZD1540	90～270	≤100	6	2	6～50	7	850	Y132M－4	7.5	4200	2600	2660	2850
ZD1836	100～300	≤150	6.5	1	6～50	7	850	Y160M－4	11	3670	2990	1807	1960
ZD2160	200～400	≤150	12.5	1	10～50	8	920	Y180L－4	22	6676	2420	1600	6529

表10-2-5　煤用概率筛的主要技术参数

型　　号		GS-500×2000	GS-1000×2000-Ⅲ	GS-1500×2000	GS-2000×2000
最大入料粒度/mm		50	50	50	50
筛网层数/层		2~3	2~3	2~3	2~3
工作面积/(m^2·层$^{-1}$)		0.75~1	1.5~2	2.25~3.0	3~4
筛面类型		不锈钢纺织筛网或条缝筛网			
筛面倾角/(°)		30~60			
振动频率/(次·min^{-1})		940	940	940	940
双振幅/mm		8~11	8~11	8~11	8~11
生产能力/(t·h^{-1})		40~60	80~120	120~160	160~200
筛分效率/%		60~90	60~90	60~90	60~90
电动机	型号	ZDS-32-6	ZDS-41-6	ZDS-51-6	ZDS-52-6
	转速/(r·min^{-1})	940	940	940	940
	功率/kW	1.1×2	(1.5~2.2)×2	3×2	4×2
外形尺寸/(mm×mm×mm)		2040×716×2510	2040×1216×2510	2040×1716×2510	2040×2216×2510
机器质量/kg		625	1250	1875	2500

下层筛的粒度上限，使下层筛的给料由通常的“集中式”变为沿筛长1/2~2/3给料，减轻琴弦筛面的负担。GXS型琴弦式高效细粒分级筛结构如图10-2-5所示，产品技术参数见表10-2-6。



1—筛箱；2—振动器；3—支撑装置；4—底架；5—V带；6—电动机；7—吊挂装置；8—吊架

图10-2-5　GXS型琴弦式高效细粒分级筛

表10-2-6　GXS型琴弦筛的技术参数

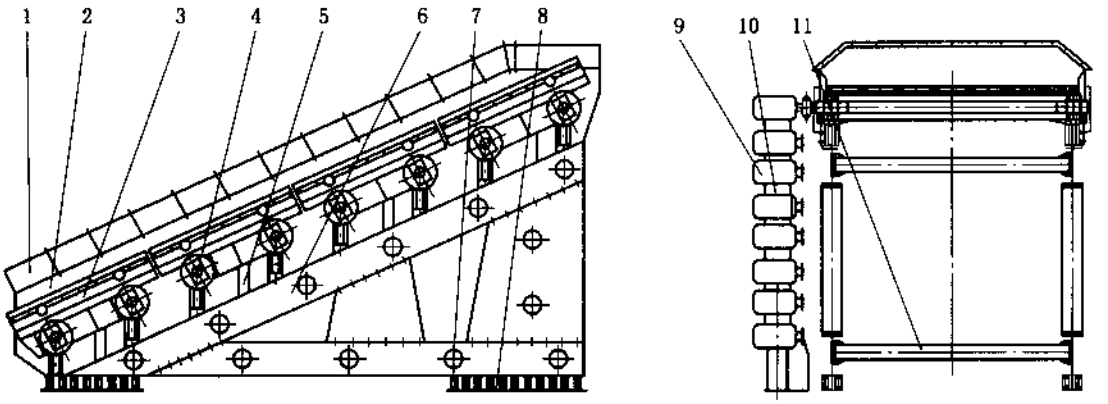
型　　号	GXS1218	GXS1426	GXS1630
入料粒度/mm	0~50		
筛箱规格/mm	1200×1800	1400×2600	1600×3000
筛面面积/m^2	2.2	3.6	4.8

表 10-2-6（续）

型号		GXS1218	GXS1426	GXS1630
筛缝宽/mm	上层	50、25、13		
	下层	6、4		
频率/Hz		18.33		
振幅/mm		3.5～4		
筛面倾角/(°)		20～40		
外形尺寸（长×宽×高)/(mm×mm×mm)		2050×1850×2120	3000×2410×2680	3500×2900×2980
机器质量/kg		1546	2170	3000

2.1.4.4 博后筛

博后筛是一种适合潮湿细粒级难筛物料干法筛分的大型筛分设备（图 10-2-6），入料粒度 150～0mm，生产能力 600t/h，筛面面积可达 60m^2，是目前处理潮湿物料十分有效的筛分设备。博后筛区别于其他类型的筛分设备，具有大振幅、大振动强度和弹性筛面的工艺特点。它能在保证生产能力的前提下，有效处理潮湿物料而不堵筛孔。工作过程中始终保持最大的开孔率，从而筛分效率高，生产能力大，筛板可更换，降低了成本。



1—防尘罩；2—大侧板；3—博后筛主机；4—主振弹簧；5—大侧板立柱；6—二次减振架；7—二次减振弹簧；8—二次减振弹簧底座；9—电动机；10—电机架；11—机架管梁

图 10-2-6 博后筛结构示意图

博后筛采用多段筛面振动而筛箱和机架不参与振动的运动方式，解决了筛分设备的大型化问题。为使振动系统在运动过程中动力学平衡，多段筛面相邻筛面产生不同相位的相对运动，使多段筛面在运动过程中产生的惯性力大部分抵消，筛面工作过程中筛箱和机架对地基振动很小。

目前，博后筛是处理高黏度、潮湿物料最有效的筛分设备之一。同时，博后筛超大筛面和大生产能力可满足现场的生产需要。

博后筛的主要技术特点是：

（1）筛板多段组合而成，每段筛板振动强度可调。

（2）采用大振幅、大振动强度和弹性筛面对潮湿细粒难筛物料进行有效筛分。

（3）双振幅20～25mm。

（4）生产能力大，是普通筛子的2～3倍。

（5）入料水分不限，筛分过程不堵筛孔。

（6）采用二次减振，对地基的动负荷小。

（7）博后筛运转稳定、可靠，噪声低。

（8）矩形梁材质选用590Re，强度较高。

博后筛的主要技术参数见表10－2－7和表10－2－8。

表10－2－7　博后筛原煤筛分系列主要技术参数

筛子型号	筛面规格/（mm×mm）	筛面面积/m^2	筛面层数	筛面倾角/（°）	入料粒度/mm	入料水分/%	分级粒度/mm	生产能力/（$t \cdot h^{-1}$）	振幅/mm	频率/（次·min^{-1}）
BHS2575	2500×7500	18.75	单层	20～25	150～0	不限	6～13	190～320	18～25	740
BHS2582	2500×8200	20.50	单层	20～25	150～0	不限	6～13	200～350	18～25	740
BHS25100	2500×10000	25.00	单层	20～25	150～0	不限	6～13	230～400	18～25	740
BHS25125	2500×12500	31.25	单层	20～25	150～0	不限	6～13	250～470	18～25	740
BHS2875	2800×7500	21.00	单层	20～25	150～0	不限	6～13	210～360	18～25	740
BHS2882	2800×8200	22.96	单层	20～25	150～0	不限	6～13	230～390	18～25	740
BHS28100	2800×10000	28.00	单层	20～25	150～0	不限	6～13	250～450	18～25	740
BHS28125	2800×12500	35.00	单层	20～25	150～0	不限	6～13	280～520	18～25	740
BHS3075	3000×7500	22.50	单层	20～25	150～0	不限	6～13	230～380	18～25	740
BHS3082	3000×8200	24.60	单层	20～25	150～0	不限	6～13	250～420	18～25	740
BHS30100	3000×10000	30.00	单层	20～25	150～0	不限	6～13	270～480	18～25	740
BHS30125	3000×12500	37.50	单层	20～25	150～0	不限	6～13	300～560	18～25	740
BHS3675	3600×7500	27.00	单层	20～25	150～0	不限	6～13	270～460	18～25	740
BHS3682	3600×8200	29.52	单层	20～25	150～0	不限	6～13	290～500	18～25	740
BHS36100	3600×10000	36.00	单层	20～25	150～0	不限	6～13	320～580	18～25	740
BHS36125	3600×12500	45.00	单层	20～25	150～0	不限	6～13	360～680	18～25	740
BHS4075	4000×7500	30.00	单层	20～25	150～0	不限	6～13	300～510	18～25	740
BHS4082	4000×8200	32.80	单层	20～25	150～0	不限	6～13	330～560	18～25	740
BHS40100	4000×10000	40.00	单层	20～25	150～0	不限	6～13	360～640	18～25	740
BHS40125	4000×12500	50.00	单层	20～25	150～0	不限	6～13	400～750	18～25	740
BHS4675	4600×7500	34.50	单层	20～25	150～0	不限	6～13	350～590	18～25	740
BHS4682	4600×8200	37.72	单层	20～25	150～0	不限	6～13	380～640	18～25	740
BHS46100	4600×10000	46.00	单层	20～25	150～0	不限	6～13	410～740	18～25	740
BHS46125	4600×12500	57.50	单层	20～25	150～0	不限	6～13	460～860	18～25	740

表 10-2-7（续）

筛子型号	筛面规格/(mm×mm)	筛面面积/m^2	筛面层数	筛面倾角/(°)	入料粒度/mm	入料水分/%	分级粒度/mm	生产能力/(t·h^{-1})	振幅/mm	频率/(次·min^{-1})
BHS5075	5000×7500	37.50	单层	20～25	150～0	不限	6～13	380～640	18～25	740
BHS5082	5000×8200	41.00	单层	20～25	150～0	不限	6～13	410～700	18～25	740
BHS50100	5000×10000	50.00	单层	20～25	150～0	不限	6～13	450～800	18～25	740
BHS50125	5000×12500	62.50	单层	20～25	150～0	不限	6～13	500～940	18～25	740

表 10-2-8 博后筛脱水、脱介系列主要技术参数

筛子型号	筛面规格/(mm×mm)	筛面面积/m^2	筛面层数	筛面倾角/(°)	入料粒度/mm	分级粒度/mm	生产能力/(t·h^{-1})	振幅/mm	频率/(次·min^{-1})
BHS1536Z	1500×3600	5.40	单层	0	80～0	0.5	40	10～18	740
BHS1836Z	1800×3600	6.48	单层	0	80～0	0.5	50	10～18	740
BHS2036Z	2000×3600	7.20	单层	0	80～0	0.5	60	10～18	740
BHS2436Z	2400×3600	8.64	单层	0	80～0	0.5	70	10～18	740
BHS2460Z	2400×6000	14.40	单层	0	80～0	0.5	120	10～18	740
BHS3060Z	3000×6000	18.00	单层	0	80～0	0.5	150	10～18	740
BHS3660Z	3600×6000	21.60	单层	0	80～0	0.5	170	10～18	740
BHS4060Z	4000×6000	24.00	单层	0	80～0	0.5	190	10～18	740
BHS4660Z	4600×6000	27.60	单层	0	80～0	0.5	220	10～18	740
2BHS2060Z	2000×6000	12.00	双层	0	80～0	0.5、13	100	10～18	740
2BHS2460Z	2400×6000	14.40	双层	0	80～0	0.5、13	120	10～18	740
2BHS3060Z	3000×6000	18.00	双层	0	80～0	0.5、13	150	10～18	740
2BHS3660Z	3600×6000	21.60	双层	0	80～0	0.5、13	170	10～18	740
2BHS4060Z	4000×6000	24.00	双层	0	80～0	0.5、13	190	10～18	740
2BHS4660Z	4600×6000	27.60	双层	0	80～0	0.5、13	220	10～18	740
BHS2475Z	2400×7500	18.00	单层	0、5、10	80～0	0.5	150	10～18	740
BHS3075Z	3000×7500	22.50	单层	0、5、10	80～0	0.5	180	10～18	740
BHS3675Z	3600×7500	27.00	单层	0、5、10	80～0	0.5	220	10～18	740
BHS4075Z	4000×7500	30.00	单层	0、5、10	80～0	0.5	240	10～18	740
BHS4675Z	4600×7500	34.50	单层	0、5、10	80～0	0.5	280	10～18	740
BHS5075Z	5000×7500	37.50	单层	0、5、10	80～0	0.5	300	10～18	740
BHS2065Z	2000×6500	13.00	单层	0	80～0	0.5	110	10～18	740
BHS2465	2400×6500	15.60	单层	0	80～0	0.5	130	10～18	740
BHS3065	3000×6500	19.50	单层	0	80～0	0.5	160	10～18	740
BHS3665	3600×6500	23.40	单层	0	80～0	0.5	190	10～18	740
2BHS2465Z	2400×6500	15.60	单层	0	80～0	0.5、13	130	10～18	740
2BHS3065Z	3000×6500	19.50	单层	0	80～0	0.5、13	160	10～18	740
2BHS3665Z	3600×6500	23.40	单层	0	80～0	0.5、13	190	10～18	740

2.1.4.5　直线等厚筛（香蕉筛）

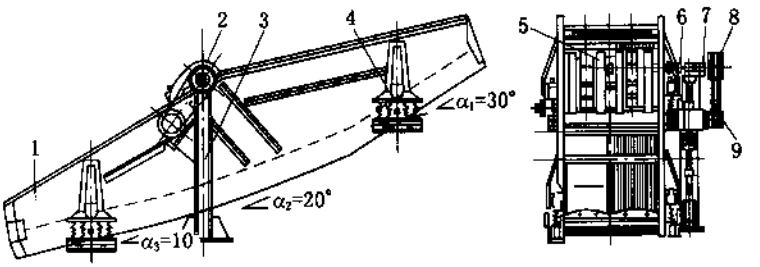
香蕉筛因其侧面形似香蕉而得名，它是在借鉴吸收国外先进技术的基础上研制开发的新一代大型直线等厚筛。它主要用于物料的分级和脱水、脱介等作业。通常来说，香蕉筛的筛面分段落数有三段和五段，三段香蕉筛多用于分级，五段香蕉筛多用于脱水和脱介。由于香蕉筛采用等厚筛分原理，多角度筛面，因而具有生产能力大、筛分效率高、噪声小、使用寿命长等优点。

日前生产的香蕉筛有多种系列，其中，TDS系列香蕉筛的主要技术参数见表10-2-9。

表10-2-9　TDS系列香蕉筛主要技术参数

型　　号		TDS2461	TDS3061	TDS3661
筛面层数/层		1、2		
筛孔尺寸/mm		0.5、13、25、50		
筛面角度/(°)		0、8、16、24、32		
入料粒度/mm		0～300		
生产能力/($t \cdot h^{-1}$)	分级	200～280	250～350	300～420
	脱水（介）	120～160	150～200	180～240
振动频率/($r \cdot min^{-1}$)		890～900		
双振幅/mm		10～12		
筛面材料		不锈钢或聚氨酯		
电动机	功率/kW	30	37	45
	转速/($r \cdot min^{-1}$)	980		

ZD系列直线等厚筛主要用于选煤厂原煤分级作业，结构如图10-2-7所示，技术参数见表10-2-10。



1—筛箱；2—振动器；3—电机架；4—支撑装置；5—挠性联轴器；6—万向传动轴；7—传动装置；8—V带；9—电动机

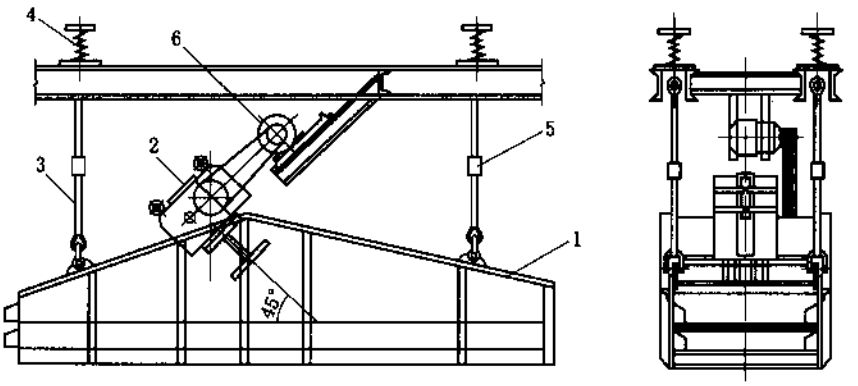
图10-2-7　ZD型直线等厚筛

2.1.4.6　直线振动筛

直线振动筛的构造如图10-2-8和图10-2-9所示。

表 10-2-10 ZD 型等厚筛技术参数

筛子型号		ZD1270	2ZD1270	ZD1870	2ZD1870	ZD1890	ZD2470	2ZD2470	ZD2490	ZD3090	ZD3690
筛面尺寸/mm	宽	1200		1800			2400			3000	3600
	长	7000				9000	7000		9000		
筛面层数/层		1	2	1	2	1	1	2	1		
工作面积/m^2		7.7		11.9		15.3	16.1		20.7	26.1	31.5
筛孔尺寸/mm		6~25	6~50	6~25	6~50	6~13	16~25	6~50	6~13		
振幅/mm		≤5.5									
振动频率/(次·min^{-1})		830									
筛面倾角/(°)	α_1	27~32									
	α_2	17~22									
	α_3	7~12									
入料粒度/mm		≤300				≤150	≤300		≤150		
电动机功率/kW		15	18.5	22	30		37		45	55 或 2×30	2×37
外形尺寸/mm	长	7000	7300	7000	7300	8950	7000	7300	9000		
	宽	2400	2450	3100	3200		3700		4000	5000	5800
	高	3300	3700	3300	3700	4100	3300	3700	4100		
机器质量/kg		6000	7000	9000	10500	11500	12800	14800	16500	22000	27000



1—筛箱；2—激振器；3—钢丝绳；4—隔振螺旋弹簧；5—防摆配重；6—电动机

图 10-2-8 2DS-1256 直线振动筛

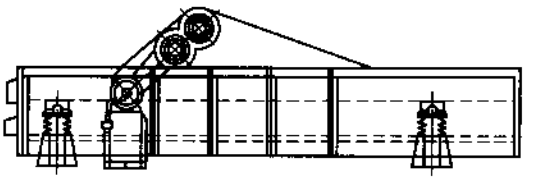


图 10-2-9 2ZS-1756 直线振动筛

表 10－2－11 DS、ZS 型直线振动筛技术参数

型号	生产能力/($t \cdot h^{-1}$)	最大入料粒度/mm	筛面面积/m^2	筛网层数/层	筛孔尺寸/mm	双振幅/mm	频率/(次·min^{-1})	电动机		外形尺寸/mm			机器质量/kg
								型号	功率/kW	长	宽	高	
ZS1556A	60	300	7.5	1	0.25	11	800	Y160L－4	15	5850	2675	1707	4497
ZS1756A	50～80	300	9	1	0.5、1	10	800	Y160L－4	15	5850	2925	1703	4953
ZS2065A	70～100	300	12	1	10、13	9	800	Y180M－4	18.5	6750	3208	1885	6399
ZS2570B	90～150	300	16	1	10、13	10	750	Y160L－4	15	7200	4056	2213	9700
2ZS1556A	60	300	7.5	2	0.25、0.5、13、15	11	800	Y160L－4	15	5850	2527	2023	5504
2ZS1756A	50～80	300	9	2	0.25、0.5、13、15	10	800	Y160L－4	15	5850	2777	2020	5960
2ZS2065A	70～100	300	12	2	1、6、8、10、13	9	800	Y180M－4	18.5	6750	3428	2185	7768
2ZS2570B	90～150	300	16	2	1、6、8、10、13	10	750	Y160L－4	15	7217	4056	2563	11864
ZS1856	50～80	300	9	1	0.25、0.5、1、6、8、10	11	800	Y160M－4	11	5660	2778	1577	4580
DS1555	30～50	300	8	1	0.5～13 10～50	9	800	Y160M－4	11	5650	1626	1780	4647

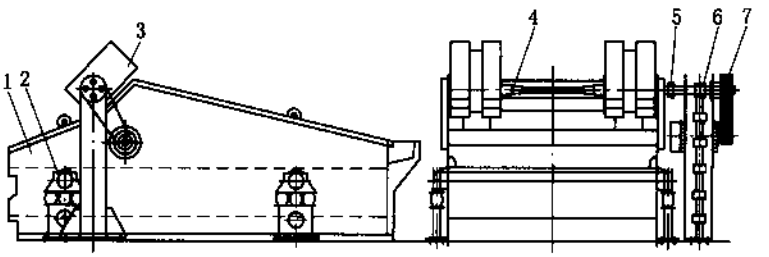
振动筛的激振器由两根带有偏心重块的轴组成，所以也称双轴振动筛。两根轴作反向同步运转时所产生的离心力使筛箱产生振动。直线振动筛的筛箱运动有固定的抛射角，一般为30°、45°和60°。物料在筛面上运动主要靠筛箱运动时给予抛射方向的力，而不是依靠筛子的倾角，因此，筛箱可以水平安装或呈缓倾斜安装。由于筛箱的运动有很大的加速度，所以特别适合于煤炭的脱水、脱介和脱泥，也可以用在分级筛分上。

部分国产DS、ZS型直线振动筛技术参数见表10－2－11。

2.1.4.7 ZKP系列大型直线振动筛

ZKP型直线振动筛最大宽度为3.6m，最小宽度为3.0m，分单层和双层产品，适用于煤炭的脱水、脱介、脱泥、分级作业。

ZKP型直线振动筛主要由筛箱、振动器、传动装置、万向传动轴、支撑装置、电动机及电机架等部件组成，如图10－2－10所示。



1—筛箱；2—支撑装置；3—振动器；4—万向传动轴（内）；5—万向传动轴（外）；6—传动装置；7—V带

图10－2－10 ZKP型直线振动筛

ZKP系列大型直线振动筛主要技术参数见表10－2－12。

表10－2－12 ZKP系列直线振动筛主要技术参数

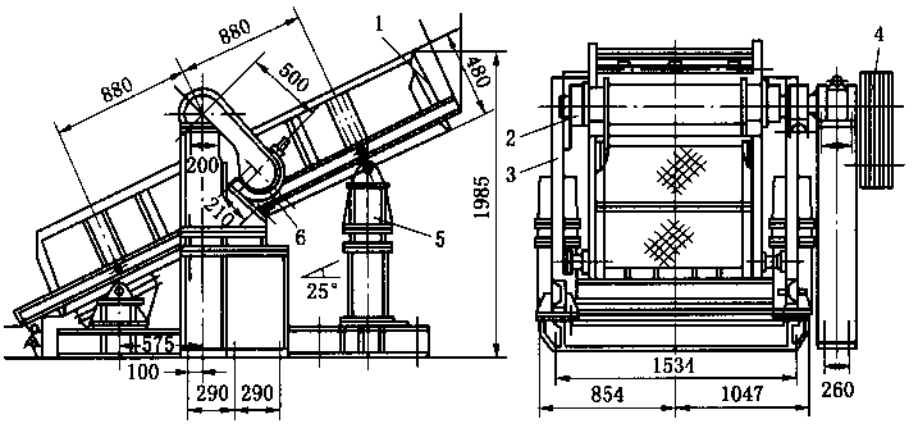
型号	筛箱规格/m		面积/m^2	频率/Hz	振幅/mm	入料粒度/mm	筛孔尺寸/mm	电动机	外形尺寸/mm			机器质量/kg
	宽	长							长	宽	高	
ZKP3052	3.0	5.25	15.7	15	4.5～5	0～300	0.5～50	Y225S－4 37kW	6090	4473	2225	10676
ZKP3060	3.0	6.0	18					Y225S－4 37kW	6840	4575	2290	12240
ZKP3660	3.6	6.0	21.6					Y225M－4 45kW	6880	5198	2500	14688
2ZKP3052	3.0	5.25	15.7					Y225M－4	6090	4636	2835	17270
2ZKP3060	3.0	6.0	18					Y250M－4 55kW	6840	4676	2835	19800
2ZKP3660	3.6	6.0	21.6					Y250M－4	6880	5487	2995	23562

2.1.4.8　高频振动筛

高频振动筛是一种以高频率、高振动强度为特征的振动筛，适用于<0.5mm细粒物料的湿式分级与固、液分离，产品有圆振动型与直线振动型两种。高频圆振动筛在50～60Hz频率下工作，使用高开孔率的“三明治”筛网，可在0.2mm的粒级对细粒矿物进行精确筛分。近年来我国开发的GPS型高频振动筛，它的工作频率相对较低，在20～25Hz左右，使用不锈钢或聚氨酯楔形条缝筛面，靠筛上形成滤层截取细粒，从而实现分级或固液分离，适用于粗煤泥回收或浮选尾矿的预脱水。

GPS型高频振动筛主要由筛箱、振动器、支撑装置和倾角高速装置等构成，其结构如图10－2－11所示。

GPS1025型高频圆振动筛的技术参数见表10－2－13。



1—筛箱；2—振动器；3—支撑装置；4—传动装置；5—倾角调整装置；6—电动机和机架

图10－2－11　GPS1025高频圆振动筛

表10－2－13　GPS1025型高频圆振动筛的技术参数

参数名称	参数值	参数名称		参数值
用途	煤泥、尾矿分级、脱水	振幅/mm		0.5～2
入料浓度/(g·L^{-1})	300～400	筛面倾角/(°)		20～25
筛面规格(宽×长)/(mm×mm)	1000×2500	生产能力(干煤泥)/(t·h^{-1})		6～8
工作面积/m^2	2.5	电动机(Y132S－2)	功率/kW	5.5
筛孔尺寸/mm	0.1		转数/(r·min^{-1})	2920
筛面层数/层	1	外形尺寸(长×宽×高)/(mm×mm×mm)		3149×2163×1985
工作频率/Hz	30～42	机器质量/kg		1286

2.2　破碎

破碎是煤块在外力的作用下，遭到破坏，以获得所需粒度的过程。

根据破碎产物的粒度，可以把破碎作业分为粗碎、中碎、细碎和粉碎。一般将破碎至50mm以上的作业称为粗碎；破碎到25～6mm的作业为中碎；破碎到6～1mm的作业为细碎；破碎到1mm以下的作业为粉碎（也称磨碎）。粗碎常用单齿辊、双齿辊和颚式破碎机，中碎和细碎多用锤式破碎机、反击式破碎机和笼型破碎机，粉碎采用球磨机等。

在破碎过程中，破碎前原料的最大粒度与破碎后产品中的粒度之比值，称为破碎比。在一般情况下，破碎比不超过6时（对细碎、磨碎，其破碎比值可取得更大些），可采用一段破碎；否则需考虑两段破碎或多段破碎。多段破碎的总破碎比等于各段破碎比之乘积。

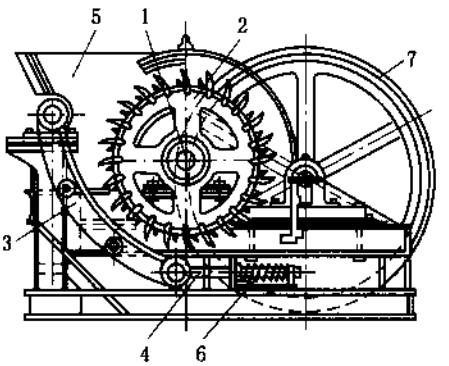
2.2.1 齿辊破碎机

齿辊破碎机一般用于煤炭和页岩的粗碎和中碎，破碎产物的粒度不小于20mm。

齿辊破碎机有单齿辊破碎机和双齿辊破碎机两种。前者辊齿较长，主要用于粗碎；后者辊齿较短，适用于中碎。

1. 单齿辊破碎机

单齿辊破碎机的构造如图10－2－12所示。它由一个齿辊和破碎板构成。破碎板倾斜悬挂在机架上，其下端由保险弹簧拉紧。破碎板有整块和条缝状（即棒条筛）两种。条缝状破碎板可以在破碎过程中同时将合格产物从缝隙间排出，可减少物料的过粉碎现象，所以在实践中，多采用条缝状破碎板。



1—轴；2—带齿牙的辊子；3—弧形破碎板；4—拉杆；5—漏斗；6—弹簧；7—带轮

图10－2－12 单齿辊破碎机

当煤料给入齿辊和破碎板之间的破碎区间时，由于齿辊旋转，大块煤在破碎区间上部被长齿轧碎，破碎后的煤块落在破碎区下部，粒度小于排料口的煤通过排料口排出，未破碎的大块反复受挤压劈裂作用，最后也由排料口排出。破碎机下端用弹簧6和拉杆4拉紧。如偶有硬块落入机中（金属物或大块黄铁矿等），破碎板可向外移动一定距离，这时，破碎空间的排料空隙加大，排出不能破碎的硬块，待硬块排出后，弹簧迫使破碎板复位。

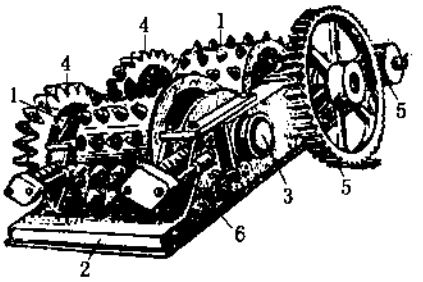
单齿辊破碎机的技术参数见表10－2－14所列。

表 10－2－14　单齿辊破碎机的技术参数

（辊子直径×长度）/（mm×mm）	转子转速/（r·min⁻¹）	最大给料粒度/mm	最大排料粒度/mm	电动机功率/kW	生产能力/（t·h⁻¹）	机器质量/t
915×1830	56	700	220	—	850	80
1500×2800	—	1000	299	55	400	32.2
1500×2140	—	—	—	40	250～300	27.1
1000×1300	—	750	100～130	13	60	8.1
380×350×1000	245（上辊）/300（下辊）	300	50（可调）	75	200	8.5

2. 双齿辊破碎机

双齿辊破碎机构造如图 10－2－13 所示。



1—齿辊；2—机架；3—齿辊轴；4、5—传动齿轮；6—弹簧

图 10－2－13　双齿辊破碎机

双齿辊破碎机是由两个齿辊构成。两个齿辊作同步反方向转动。破碎物料从上面给入两齿辊之间，经齿辊轧碎后从下部排出。两个齿辊均用轴承安装在机架上，主动齿辊由电动机经 V 带带动，并由一对长齿齿轮带动被动齿辊旋转。被动齿辊安装在可沿深槽滑动的两个轴承上，在正常生产时，被两个强力弹簧顶紧，其压力大小可以用螺栓调整。当遇到不能破碎的硬块落入齿辊之间时，被动齿辊被推开，使弹簧压缩，待硬块排除后，弹簧的压力又将被动齿辊推回原位。由于齿辊之间是用长齿齿轮传动；因此，当被动齿轮移位时，仍然能保持齿辊啮合传动。要求压紧弹簧应有足够的刚度，确保破碎机有足够大的破碎能力。

双齿辊破碎机的技术参数见表 10－2－15。

3. 四齿辊破碎机

与双齿辊破碎机相比，四齿辊破碎机具有体积小、质量轻、工作可靠、噪声低、生产能力大、破碎比大、粒度均匀、破碎齿辊寿命长等优点。

4PGC 系列四齿辊破碎机的结构如图 10－2－14 所示。两对齿辊分上、下两层布置，构成两段破碎。第一段破碎比为 2.5，第二段破碎比为 2.4。上辊齿形按照易于擒获大块物料进行初碎而设计，下辊齿形按物料破碎至规定均匀粒度而设计，可减少超粒及过粉碎。齿辊间的最小距离为 340mm，最大为 480mm，能在 140mm 间调节，可破碎出不同粒级的物料。

表 10-2-15 2PGC 系列双齿辊破碎机的技术参数

型号	齿辊尺寸(直径×长度)/(mm×mm)	破碎物料	入料粒度/mm	排料粒度/mm	生产能力/($t \cdot h^{-1}$)	电动机功率/kW	破碎辊转速/($r \cdot min^{-1}$)	机器质量/t	外形尺寸/(mm×mm×mm)
2PGC-360×600	360×600	块煤	≤300	40~80	100~150	37	381	3.5	2335×1980×960
2PGC-450×500	450×500	原煤(含矸量<30%)	≤300	25~50	40~65	18.5	730	4.32	366×1978×1065
2PGC-600×750	600×750	块煤	≤300	50~125	100~160	22	970	6.2	3190×2880×1408
2PGC-600×1000	600×1000	原煤(含矸量<30%)	≤300	25~75	80~220	37	740	8.32	570×3185×1150
2PGC-900×900	900×900	块煤	≤300	0~50	100	37	740	13.0	3974×2827×1657

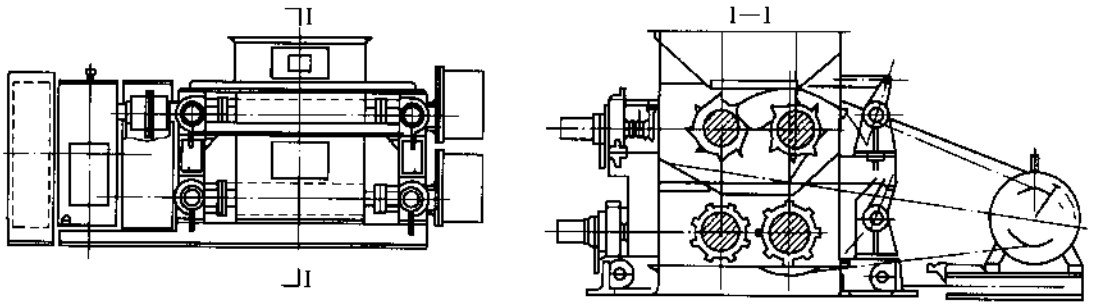


图 10-2-14 四齿辊破碎机

4PGC 系列四齿辊破碎机的主要技术参数见表 10-2-16。

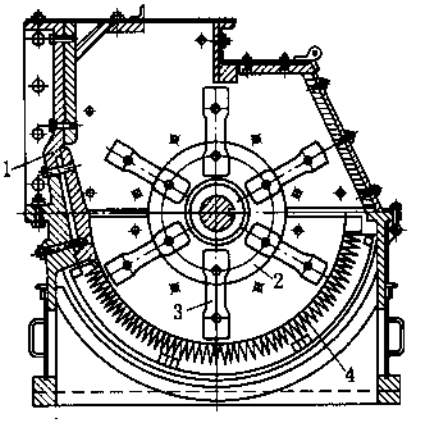
表 10-2-16 4PGC 系列四齿辊破碎机的主要技术参数

型号	上段齿辊		下段齿辊		齿辊长度/mm	破碎物料	入料粒度/mm	排料粒度/mm	生产能力/($t \cdot h^{-1}$)	机器质量/t	外形尺寸/(mm×mm×mm)
	直径/mm	转速/($r \cdot min^{-1}$)	直径/mm	转速/($r \cdot min^{-1}$)							
4PGC-360/340×600	360	245	340	290	600	原煤(含矸量<30%)	≤300	≤50	90~110	5.0	2285×1805×1360
4PGC-380/360×800	380	245	360	290	800	原煤(含矸量<30%)	≤300	≤50	80~200	6.8	3410×2600×1385
4PGC-380/360×1000	380	260	360	290	1000	原煤(含矸量<30%)	≤300	≤50	120~300	8.74	3439×2915×1400
4PGC-420/400×1200	420	260	400	290	1200	原煤(含矸量<30%)	≤300	≤50	130~400	8.5	3620×2615×1400

2.2.2　锤式破碎机

锤式破碎机能够把煤破碎得很细（<3mm），而且可以保证产物中不带过大粒度的颗粒，所以这种破碎机广泛用于细碎作业。

该破碎机是利用高速回转的锤子的打击力量进行破碎的，其结构如图10－2－15所示。它是由破碎室（包括破碎板和筛板）、转子和铰接在转子上的数个锤头组成。工作时，转子旋转，由于离心力的作用，锤子呈辐射状。煤块给入破碎机后，立即遭到高速旋转的锤子的打击而破碎。破碎后的煤块被抛到破碎板和筛板上，遭受冲击再次被破碎。小于筛缝的煤粒透筛排出，而块度较大的煤粒继续不断地受高速旋转的锤子、破碎板和筛板的冲击，另外还受锤子和筛板间的挤压、研磨以及煤粒之间的冲击等作用而破碎，直至全部破碎透筛排出。



1—机架；2—转子；3—锤子；4—筛条

图10－2－15　800×600锤式破碎机

锤式破碎机的技术参数见表10－2－17。

表10－2－17　锤式破碎机的技术参数

型　号	转　子/mm		给料最大粒度/mm	排料粒度/mm	生产能力/(t·h^{-1})	电动机功率/kW	机器质量/kg
	直　径	长　度					
600×400	600	400	100	<3.5	12～15	17	1200
800×600	800	600	100	<6	20～40	55	4300
1000×800	1000	800	200	<4.5	67～106	115	5050
1000×1000	1000	1000	80	<8	100	200	12000

2.2.3　反击式破碎机

反击式破碎机的结构如图10－2－16所示。它是由带有冲击锤的回转筒和反击板组成。工作时转筒高速旋转，煤块进入机内，被冲击锤打击并抛射到反击板上，由于冲击力很大，并且反复冲击，使煤块破碎成细粒物料。反击式破碎机的技术参数见表10－2－18。

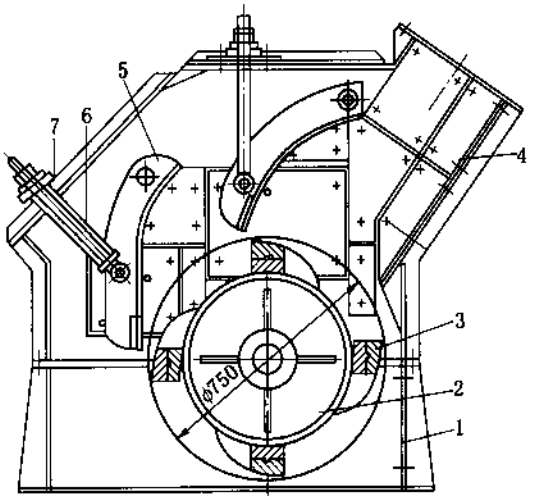
该破碎机的优点是结构简单、轻便，生产能力大，电耗低，破碎比大，可将300mm的入料一次破碎到3mm以下，适于煤炭、石灰石、石棉矿、电石、白云石、硫化铁等物料的粗碎、中碎和细碎。缺点是不宜破碎含水分较高的物料，若物料含水分较高或含黏土物质多时，其生产能力降低。此外，冲击锤和反击板易磨损。

2.2.4　强力分级破碎机

近年来，国内外辊式破碎机有了长足的发展。新型强力分级破碎机采用了新型传动结构、齿辊结构以及新型耐磨损和耐冲击材料，使破碎机的破碎强度和生产能力大大提高；采用传感器和PLC监控破碎机整机的运行状况，破碎机的自动化水平和可靠性也大为提高。

表 10-2-18 反击式破碎机的技术参数

转子类型	单转子									双转子
规格/(mm×mm)	500×400	1000×700	1250×1000	750×500	750×700	1100×850	1100×1200	1250×1400	1600×1600	1250×1250
给料口尺寸/(mm×mm)	120×250	670×400	1000×550	520×350	729×350	—	—	1440×450	1645×500	1440×1320
给料最大粒度/mm	100	250	250	80	80	80~200	80~200	80	80	80
破碎产品粒度/mm	<20	<30	50	80% <3	80% <3	80%<(3~15)	80%<(3~25)	80% <3	80% <3	90% <2
生产能力/($t \cdot h^{-1}$)	4~8	15~30	40~80	20	50	100	200	300	500	80~150
转子转速/($r \cdot min^{-1}$)	960	680	475	1470	1470	980	980	985	735	535/729
板锤线速/($m \cdot s^{-1}$)	—	35.5	31	58	58	56	56	64.5	62	36/48
板锤数目/个	3	3	6	4	4	6	6	8	10	4/6
电动机功率/kW	7.5	40	95	30	75	130	240	380	625	130/155
电动机电压/V	380	380	380	380	380	380	380	660	660	—
外形尺寸/(mm×mm×mm)	1200×1000×1160	2170×2659×1850	3357×2255×2460	2141×1670×1470	2375×1670×1470	3204×2400×2280	3622×2400×2280	5697×2448×2088	4975×3080×2700	5200×2400×5000
机器质量/kg	1350	5320	13418	1869	2358	5400	7217	9048	14500	6400



1—机体；2—转子；3—板锤；4—给料斗；5—反击板；6—弹簧；7—栓杆

图10-2-16　反击式破碎机

2.2.4.1　FP系列强力分级破碎机

FP系列强力分级破碎机是一种全新概念的分级破碎机，它完全不同于传统的齿辊式破碎机靠撞击和挤压来破碎物料，而是使用剪切和拉伸的共同作用来实现物料的破碎。由于采用了低转速、特殊齿形，物料的过粉碎和超粒均较少。FP系列强力分级破碎机具有破碎强度高、生产能力大、能处理湿黏物料的特点，且带有自动控制装置，可以方便地纳入全厂集控。其中FP500型分级破碎机主要用于选煤厂原煤或精煤的破碎作业，也可用于煤矿（井下）的原煤破碎以及采石场、水泥厂等部门的石料破碎。入料粒度400mm，少量可到500mm；排料粒度40mm、50mm、80mm、120mm、150mm、200mm，能破碎煤岩和中等强度的岩石。如果系统采取了除铁和除木器的有效措施，则原煤可不需预先筛分及手选而直接破碎，这样可简化选煤工艺流程，降低厂房高度，减少选煤厂的建设投资与生产费用。

1. 工作原理

FP500型分级破碎机的工作原理如图10-2-17所示。

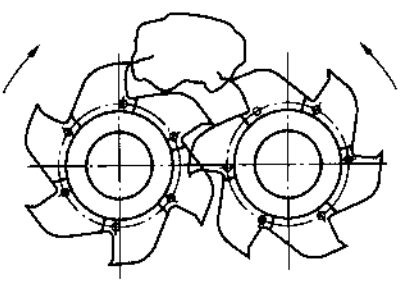


图10-2-17　FP500型分级破碎机破碎原理简图

该破碎机的主要工作部件为两个平行安装的齿辊，每个齿辊沿轴向布置一定数量的破碎齿环。在物料落入破碎机双辊之间后即被辊子上的鹰嘴形齿咬住，并逐渐增加对物料施加的剪切力和拉力。由材料力学可知，物料受外力作用且在出现破坏之前，首先出现弹性变形，这时物料并未破坏。当变形达到一定值时，材料硬化，应力增加。当应力达到弹性极限时，开始出现永久变形，材料进入塑性变形状态。当塑性变形达到极限时，物料开始破坏，当然对于岩矿物料其屈服点是不明显的。

大部分岩矿物料的抗压强度远高于其抗剪和抗拉强度。抗剪和抗拉强度低是由于在剪切力和拉力的作用下，岩矿物料的内部存在缺陷（节理和裂纹）易产生应力集中而破裂；因此，物料或是在相互垂直应力下被拉裂，或是在剪切力的作用下产生滑移，或是在两者的共同作用下破碎。由此可见，利用剪切和拉伸的力量来破碎物料具有更高的破碎效率。实际上，破碎齿结构就像是一个旋转的格筛，小于排料粒度的颗粒能够直接通过而不需要破碎，改善了传统辊碎机中物料不受控制一律破碎的情况，使细粒的增量减少到最少，也降低了能量消耗。而较大颗粒的三维尺寸都受到破碎齿形成的空间限制，超粒率很少。

2. 技术特点

（1）强力破碎，由于采用新型结构以及微合金化高锰钢材料，可破碎抗压强度达160MPa的岩石。

（2）两破碎辊中心距固定，齿形结构独特，破碎后的产品粒度均匀，超粒与过破碎情况均低于常规破碎机，又是靠低速剪切和拉伸破碎矿物；因而产生的粉尘也较少。

（3）具自清洗能力，不怕湿矿、黏矿，物料含水率在30%以上时，仍可正常破碎，不会堵塞排料口。

（4）传动装置结构紧凑，运转灵活可靠。

（5）采用液力偶合器及测速传感器双重过载保护，确保设备能够安全正常生产。

（6）采用传感器与编程控制器监控设备的工作状态，当发生闷车时，电动机反转，自动将堵塞物料反出，防止物料卡死。

（7）采用新的破碎齿结构，耐磨性能好，使用寿命长，每块齿板或齿套都可单独拆卸，较便于装配和更换。

（8）采用自动化供油系统，极大地延长了轴承的使用寿命，使整机的使用周期更长，且降低了日常维护的工作强度。

（9）整机高度较低，适用于空间比较小的工作环境。

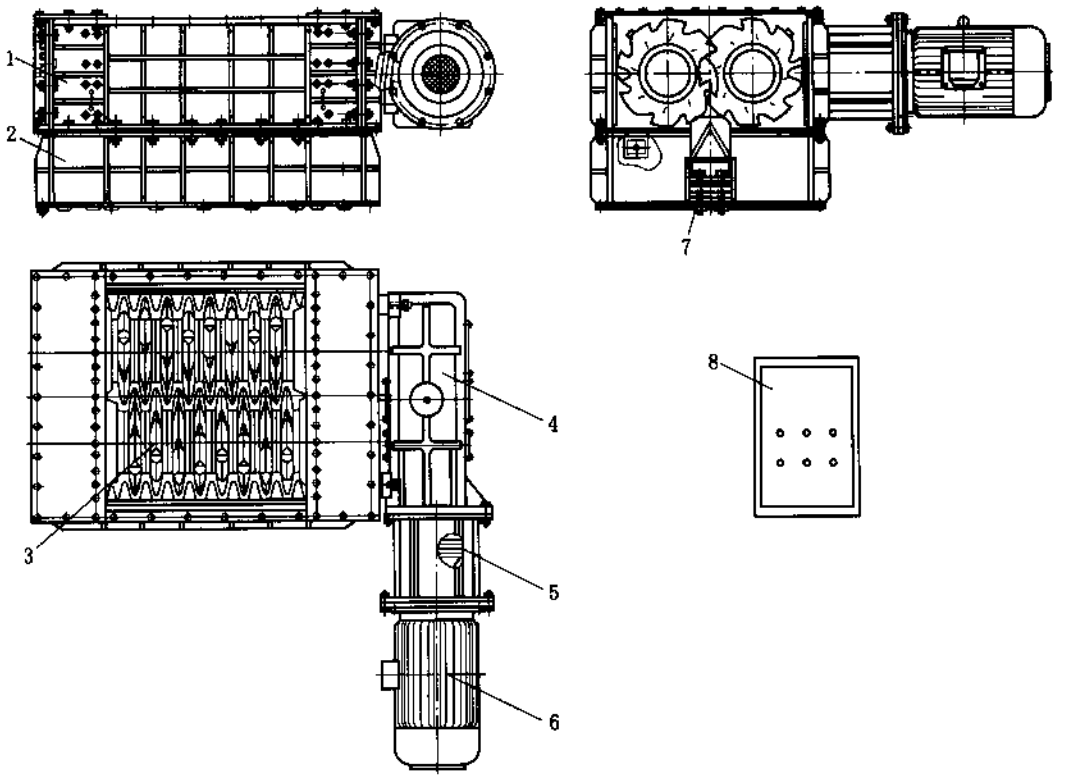
（10）机体结构采用模块化设计，上、下机体及传动单元组合方便快捷，还可根据用户要求选择固定安装或移动安装组成移动破碎站。

3. 机械结构

FP5012型分级破碎机的结构如图10－2－18所示。分级破碎机分左、右式布置，从破碎腔方向往传动单元看，电动机在右侧的为右式；反之为左式。

分级破碎机主要部件由传动单元（包括电动机、限矩型液力偶合器、硬齿面减速机）、破碎辊（包括辊轴、破碎齿环）、电控装置、上机体、下机体、破碎棒及附属装置等构成，其主要功能如下：

传动单元是该破碎机的动力部分，且可将电动机的速度降到适宜的破碎转速。其中液力偶合器能够缓冲破碎时产生的超限冲击力和扭矩，具有过载保护作用。通过它可以带动



1—上机体；2—下机体；3—破碎辊；4—减速机；5—液力偶合器；6—电动机；7—破碎棒；8—电控箱

图 10-2-18　FP5012 型分级破碎机结构简图

负载平稳启动，改善启动特性，并在启动时减小对电网的冲击电流。减速机为硬齿面减速机，具有较大的过载能力与使用寿命，能够正反转使用。

破碎辊主要由辊轴、破碎齿环、轴向定位装置等组成。辊轴为合金钢材料，能够承受在破碎抗压强度为 200MPa 物料时所产生的弯曲应力。轴向定位装置在辊轴靠端部的位置，起轴向固定破碎齿环的作用。根据使用的条件不同，每根轴上共有 5～7 套合金钢破碎齿环，每个齿环上有 6～10 个齿。破碎齿环用微合金化的高锰钢制成，具有高强度、高耐磨性，比普通的高锰钢更耐冲击、耐磨损，使用寿命更长。

上机体为强力框架型结构，可将破碎时产生的破碎力限制在上机体内，对基础的动负荷极小。当需要排料粒度小于 80mm，或在改造厂中为适应已有的基础时，才需要使用下机体。

为适应不同的工作环境需要，增设不同形式的底座。FP 系列分级破碎机可做成固定式、半移动式和移动式破碎机。

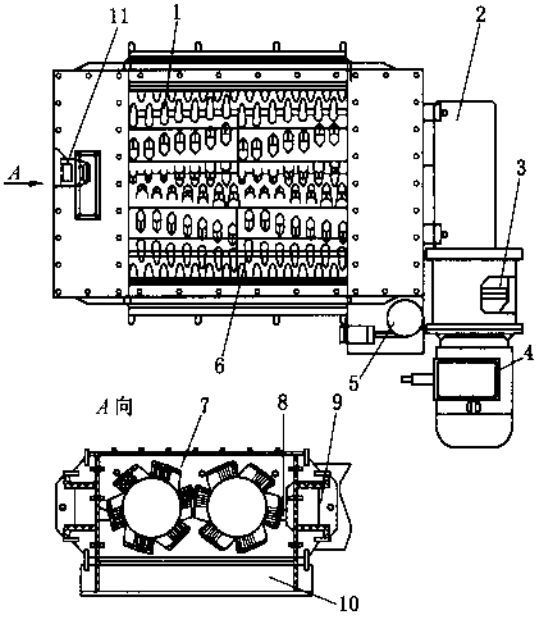
2.2.4.2　MFP50A 强力分级破碎机

MFP50A 强力分级破碎机主要适用于矿山、冶金、化工、煤矿等行业脆性块状物料的粗、中级破碎，其入料粒度最大可达 350mm，排料粒度最小可到 50mm，可破碎抗压强度≤160MPa 的物料。特别是在煤炭行业，只要经过除铁、除杂，无需除矸，便可直接进行

原煤破碎。破碎出的物料，粒度均匀，过粉碎率低，从而简化了选煤工艺，降低了投资和生产成本。

1. 工作原理

MFP50A 强力分级破碎机的结构如图 10－2－19。



1—主动齿辊；2—减速机；3—液压联轴器；4—电动机；5—电动供油泵；6—被动齿辊；7—弓形齿板；8—边齿板；9—边齿板座；10—下机体；11—测速器

图 10－2－19 MFP50A 强力分级破碎的结构

从矿物的物理性能分析中，可知矿物的抗压强度远高于其抗剪强度和抗拉强度（数据表明，岩石的抗压强度和抗拉、抗剪强度比大致为 10∶1）；因此，在拉力和剪切力作用下，物料更容易破碎。MFP 系列分级破碎机正是利用这个原理，混合物料进入破碎机后，物料在两齿之间以及侧壁梳形板之间排出，所以产品在破碎之后受此间隙控制，不会有过大颗粒排出。在给料中已合格粒级产品，进入机器后很快地被排出，不再受到破碎作用。因此，产品中粉末产生率远低于常规破碎机。不合格的物料在两个齿辊间被卡住，受到剪切力和拉力的作用，在通过齿辊时很容易被破碎。

2. 技术特点

（1）强力破碎，由于采用新型结构以及微合金化的高锰钢材料，可破碎抗压强度达 160MPa 的矿物。

（2）动力系统结构紧凑，运转灵活可靠。

（3）采用液力偶合器及测速传感器双重过载保护，确保设备能够安全正常生产。

（4）两破碎辊中心距固定，齿型结构独特，破碎后的产品粒度均匀，超粒与过破碎情况均低于常规破碎机，又是靠低速剪切和拉伸来破碎矿物；因而产生的粉尘也较少。

（5）采用新的破碎齿结构，耐磨性能好，使用寿命长，每块齿板都可单独拆卸，且

便于装配和更换。

（6）具备自清洗能力，不怕湿矿、黏矿，物料含水率在30%以上时，仍可正常破碎，不会堵塞排料口。

（7）采用传感器与编程控制器监控设备的工作状态，当发生闷车时，电动机反转，自动将堵塞的物料反出，防止物料卡死。

（8）采用自动化供油系统，极大地延长了轴承的寿命，使整机的使用周期更长，且降低了日常维护的工作强度。

（9）整机高度极低，适用于安装空间有限的工作环境。

（10）入料方位灵活，方便生产工艺设计。由于齿形特殊的排列方式，较大机型在使用时，还可将物料均匀地分布于整个工作面上，具有一定的布料功能。

3. 技术参数

MFP50A强力分级破碎机技术参数见表10－2－19。

表10－2－19　MFP50A分级破碎机技术参数

型　号	MFP50AS	MFP50AM	MFP50AL
齿辊中心距/mm	500		
入料口尺寸（长×宽）/（mm×mm）	670×1130	1340×1130	2010×1130
破碎强度/MPa	160		
入料粒度/mm	200～300		
排料粒度/mm	40～80		
生产能力/($t \cdot h^{-1}$)	80～180	180～360	260～550
电动机功率/kW	45～55	75～110	11～160
电动机电压/V	380/660		
外形尺寸（长×宽×高）/（mm×mm×mm）	68×2635×864	3100×3289×864	5150×1680×684
机器质量/kg	8150	10650	12470

3 选煤工艺与设备

3.1 重介质选煤

重介质选煤法是当前最先进的一种重力选煤方法，其特点是用密度介于煤和矸石之间的液体作为分选介质。所用分选介质有重液和悬浮液两种。重液由于价格高，回收困难，多数重液还有毒性或腐蚀性，所以工业上很少采用。

目前，国内外重介质选煤普遍采用磁铁矿粉和水配制的悬浮液作为的分选介质。这种悬浮液密度调节灵活而且容易净化回收。

重介质选煤具有很多优点，如分选效率和分选精度均高于其他选煤方法，分选密度范围宽，分选粒度范围广，生产过程易于实现自动化等。

重介质选煤在分选煤炭时，应用范围比较广泛，可代替人工拣矸，分选效果好，生产率高，可减轻工人繁重的体力劳动强度；对于难选煤和极难选煤，适合采用全重介或部分重介选流程，提高回收率并增加效益；用重介质旋流器再选跳汰中煤和精煤，可以提高精煤产率和产品质量。

3.1.1 重介质选煤的基本原理

重介质选煤方法的基本原理是阿基米德原理，即浸没在重介质中的矿粒受到的浮力等于矿粒所排开同体积的介质质量。

重介质选煤既可以在重力场中，又可以在离心力场中进行。如块煤重介质分选机在重力作用下、重介质旋流器在离心作用下完成对煤炭的分选。

3.1.1.1 重介质分选机分选原理

在静止的悬浮液中，颗粒在介质中所受的重力 G_0 等于其在真空中的质量与同体积介质质量的差值，即

$$G_0 = V\delta g - V\rho g = V(\delta-\rho)g = \frac{\pi d^3}{6}(\delta-\rho)g \qquad (10-3-1)$$

式中 V——颗粒的体积，cm^3；

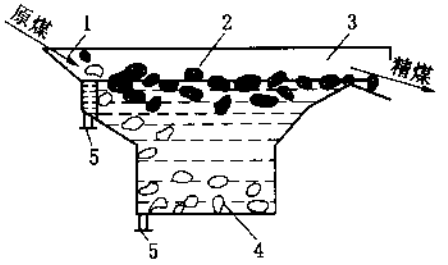
d——颗粒的粒径，cm；

δ——颗粒的密度，g/cm^3；

ρ——悬浮液密度，g/cm^3；

g——重力加速度，cm/s^2。

当 $\delta>\rho$ 时，颗粒下沉；$\delta<\rho$ 时，颗粒上浮；$\delta=\rho$ 时，颗粒处于悬浮状态，在重介质分选机中，用悬浮液流和刮板或提升轮分别把浮物和沉物排出，完成分选工作(图 10-3-1)。



1—分选槽给料部分；2—分选槽流动区；3—浮物排出部分；
4—沉物排出部分；5—水平液流和上升液流给入口

图10-3-1　重介质分选机选煤示意图

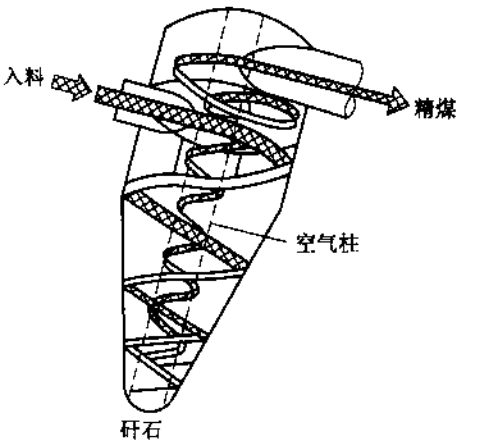


图10-3-2　重介质旋流器选煤示意图

为使选别过程能有效进行，重介质密度的选择应在原煤中轻、重两种矿物的密度之间。在这样的介质中，选别完全属于静力作用过程，流体的运动和颗粒的沉降不再是分层的主要作用因素，而介质本身的性质却是影响选别的重要因素。

3.1.1.2　重介质旋流器分选原理

重介质旋流器的选煤过程如图10-3-2所示。

物料和悬浮液以一定压力沿切线方向给入旋流器，形成强大的旋流。其中一股是沿着旋流器内壁形成一个向下的外螺旋流，另一股围绕旋流器轴心形成一个向上的内螺旋流，由于内螺旋流具有负压而吸入空气，从旋流器轴向形成空气柱。入料中的轻产物随内螺旋流向上，从溢流口排出；重产物随外螺旋流向下，从底流口排出。重介质旋流器选煤是利用阿基米德原理在离心力场中完成的。在离心力场中，物料所受的离心力 F_c 为

$$F_c = m\frac{v_t^2}{r} \tag{10-3-2}$$

式中　m——为颗粒质量，g；

v_t——为颗粒的切向速度，cm/s；

r——为颗粒的旋转半径，cm。

在重介质旋流器中，物料颗粒所受离心力 F_1 为

$$F_1 = V\delta\frac{v_{tp}^2}{r} \tag{10-3-3}$$

悬浮液给物料的向心曳力 F_2 为

$$F_2 = V\rho\frac{v_{ts}^2}{r} \tag{10-3-4}$$

式中　v_{tp}，v_{ts}——分别为物料颗粒和悬浮液在旋转半径 r 处的切向速度，cm/s。

当物料和悬浮液的切向速度相同时，即 $v_{tp}=v_{ts}=v_t$ 时，颗粒在悬浮液中半径为 r 处所受的合力 F 为

$$F=F_1-F_2=V(\delta-\rho)\frac{v_t^2}{r} \tag{10-3-5}$$

式中 V——颗粒的体积，cm^3。

式（10-3-5）表明，当 $\delta>\rho$ 时，F 为正值，颗粒被甩向外螺旋流；当 $\delta<\rho$ 时，F 为负值，颗粒移向内螺旋流。从而把密度大于介质的颗粒和密度小于介质的颗粒分开。

在旋流器中，离心力是重力的几倍到几十倍，因而大大加快了末煤的分选速度并改善了分选效果。

3.1.2 重介质悬浮液

3.1.2.1 重介质的种类与加重质的选择

重介质有重液与重悬浮液之分。

1. 重液

重液是一些密度高的有机液体或无机盐类的水溶液。它们是均质液体，可用有机溶剂或水调配成不同的密度。如三溴甲烷（$CHBr_3$）或四溴乙烷（$C_2H_4Br_4$），最高密度可达 2.9～3.0g/cm³。用不同量的苯、甲苯或四氯化碳与之混合，即可改变其密度。氯化锌的水溶液，密度可达 1.8～2.0g/cm³；四氯化碳（CCl_4）与甲苯配成的溶液，密度可达 1.6g/cm³。

上述重液的共同点是：来源有限，价格昂贵，有毒，有腐蚀作用且不易回收，只在实验室中作重力分析或分离矿物时使用。

2. 重悬浮液

重悬浮液是由密度大的固体微粒分散在水中构成的非均质两相介质。高密度固体微粒起着加大介质密度的作用，故称为加重质。加重质的粒度一般为 <200 网目占 60%～80%，能够均匀分散于水中。此时，置于其中的较大矿粒便受到了像均匀介质一样的增大了的浮力作用。密度大于重悬浮液密度的矿粒仍可下沉；反之则上浮。因重悬浮液具有价廉、无毒等优点，而在工业上得以广泛应用。目前所说的重介质选矿，实际上就是重悬浮液选矿。

3. 加重质的选择

工业上所用的加重质因要求配制的重悬浮液密度不同而不同，常用的有下列几种：

硅铁　选矿用的硅铁含 Si 量为 13%～18%，这样的硅铁密度为 6.8g/cm³，可配制密度为 3.2～3.5g/cm³ 的重悬浮液。硅铁具有耐氧化、硬度大、带强磁性等特点，使用后经筛分和磁选可以回收再用。根据制造方法的不同，硅铁又分为磨碎硅铁、喷雾硅铁和电炉刚玉废料（属含杂硅铁）等。其中喷雾硅铁外表呈球形，在同样浓度下配制的悬浮液黏度小，便于使用。

方铅矿　纯的方铅矿密度为 7.5g/cm³，通常所用者为方铅矿精矿，在 Pb 品位为 60%，配制的悬浮液密度可 3.5g/cm³。方铅矿悬浮液用后可用浮选法回收再用。但其硬度低，易泥化，配制的悬浮液黏度高，且容易损失；因此，现已很少应用。

磁铁矿　纯磁铁矿密度为 5.0g/cm³ 左右，用含 Fe 60% 以上的铁精矿配制的悬浮液密

度最大可达2.5g/cm³。磁铁矿在水中不易氧化，可用弱磁选法回收。

此外，还可用选矿厂的副产品如砷黄铁矿、黄铁矿等作加重质。

从选矿生产的角度来看，配制的重悬浮液不但应达到分选要求的密度，而且应具有较小的黏度及较好的稳定性。为此，选择的加重质，应具有足够高的密度，且在使用过程中不易泥化和氧化，来源广泛，价格低廉，便于制备与再生，这些都是选择加重质时必须考虑的因素。

3.1.2.2　重悬浮液的性质

影响重介质选矿过程的重悬浮液性质是指其密度、黏度和稳定性。

1. 悬浮液的密度

悬浮液是一种不均质的两相系统，在固、液两相间具有很大的相界面，因此，它具有类似胶体系统的物理化学性质，这就使悬浮液在密度和黏度方面与均质重液有不同的性质。密度是指单位体积所具有的质量。悬浮液的密度等于加重质的密度和液体（水）密度的加权平均值，即

$$\rho_{zj} = \lambda\delta_j + (1-\lambda)\rho_s$$

因水的密度为1g/cm³，所以

$$\rho_{zj} = \lambda(\delta_j - 1) + 1 \qquad (10-3-6)$$

式中　ρ_{zj}——重介质悬浮液的密度，g/cm³；

λ——悬浮液的固体容积浓度，%；

δ_j——加重质的密度，g/cm³；

ρ_s——水的密度，g/cm³。

固体容积浓度λ表示悬浮液中的固体体积含量，一般在15%～35%之间。配制的悬浮液密度高，容积浓度也高，即要求磁铁矿多加一些；反之，少加些。

式（10-3-6）所求悬浮液的密度ρ_{zj}，在物理意义上与均质介质的密度不完全相同，只有将悬浮液中的固、液两相作为一个统一的整体看待时，才具有密度的概念。因悬浮液是由两种密度完全不同的质点（即固、液两相质点）所构成的两相混合物，故悬浮液密度ρ_{zj}在数值上不能表征其中每一个质点的密度；因此通常称该密度为悬浮液的假密度，或称悬浮液的物理密度。

悬浮液内各质点密度的不均一性，影响矿粒在其中的分选。只有当加重质粒度较细，容积浓度又较高，而入选的矿粒粒度大时，在分选过程中，对矿粒而言，悬浮液作为一个整体才称其为分选介质；否则，此时的分选介质只是悬浮液中的液体而不是悬浮液的整体，悬浮液的密度也就没有什么意义了。矿粒在悬浮液中的沉降，仅仅看为矿粒在液体中受加重质悬浮粒作用的干扰沉降。矿粒在悬浮液中所排开的介质不是具有密度为悬浮液密度的悬浮液本身，而是悬浮液中的液体，它的密度为ρ_s。因此，尽管有的矿粒密度低于悬浮液的密度ρ_{zj}，但也将下沉，即矿粒不能按悬浮液的密度ρ_{zj}进行浮沉试验过程，而达到高、低不同密度矿粒的分离。

从以上分析可知，在重介质选矿过程中作为分选介质而起作用的悬浮液，其中固体是浮粒（加重质）的粒度和容积浓度与入选物料之间应具有一定的关系；再有，从式（10-3-6）可以看出，悬浮液的密度要由加重质的密度和容积浓度来决定。

按规定的重介悬浮液密度配制一定体积的悬浮液，所需加重质的质量，可用公式计

算。根据质量平衡关系，则

$$M_j + \left(V_{zj} - \frac{M_j}{\delta_j}\right)\rho_s = V_{zj}\rho_{zj}$$

故得

$$M_j = \frac{V_{zj}\delta_j(\rho_{zj} - \rho_s)}{\delta_j - \rho_s} \tag{10-3-7}$$

式中 M_j——悬浮液中固体（加重质）的质量，kg；

V_{zj}——重介悬浮液的体积，L；

ρ_{zj}——重介悬浮液的密度，kg/L；

ρ_s——水的密度，kg/L；

δ_j——加重质的密度，kg/L。

生产中所使用的悬浮液，是根据被选物料的密度组成及对产品的质量要求，初步确定下来，然后根据分选结果再作进一步调整。在日常生产中控制好悬浮液的密度，是获得最佳分选指标的重要环节。

生产中悬浮液的密度可用浓度壶人工测定或仪器自动检查。自动测定装置有压差式密度测量仪和放射性密度测定仪等，由这些装置获得的一次信号，通过电子仪器转换成电讯号传输给执行机构，用补加水或补加加重质方法调节悬浮液的密度。这些装置可使密度的波动范围不超过(1±0.1)kg/L。

2. 悬浮液的黏度及稳定性

在有关的悬浮液的性质中，密度决定着分选的密度界限；而黏度和稳定性则影响着分选的精确性。

悬浮液流动时，阻碍流体层间运动的性质称为黏滞性，衡量黏滞性大小的量称为黏度。

悬浮液的黏度与均质液体不同，它是液体与液体、固体与固体以及液体与固体之间的内摩擦力（切应力）的体现；因而内切应力要比单一分散介质大。

悬浮液的黏度过大，物料在悬浮液中运动所受到的阻力也越大，物料分层速度越慢。黏度大，对细粒分层的影响尤其显著；但悬浮液黏度过低也是不利的，这将影响悬浮液的稳定性。因此，要求黏度适中。

悬浮液的稳定性是悬浮液维持自身密度不变的性质。由于悬浮液中的加重质受自身重力作用始终有向下沉降的趋势，从而使上下层密度发生变化。显然加重质的沉降速度直接影响悬浮液的稳定性，因此通常用加重质在悬浮液中的沉降速度 v 的倒数表示稳定性的大小，称作稳定性指标 Z（单位：s/cm），即

$$Z = \frac{1}{v} \tag{10-3-8}$$

Z 值愈大，表示悬浮液的稳定性愈好，分选愈易进行。

3.1.3 重介质分选机

矿粒借重悬浮液在重力场中按密度完成选分过程所用的设备称重介质分选机。

工业上使用重介质分选机，种类繁多。按工艺和结构特征，分类方法见表10-3-1。国内外对>6mm或>13mm粒级块煤采用重悬浮液进行分选时，使用最多的设备有斜轮重

表10-3-1　重介质分选机分类表

分类特征	分选机类型
分选后的产品品种	两产品分选机 三产品分选机
悬浮液流动方向	水平液流分选机 垂直液流分选机（上升流或下降流） 复合液流分选机（水平—上升流或水平—下降流）
分选槽形式	深槽分选机 浅槽分选机
排矸装置形式	提升轮分选机（斜轮、立轮） 刮板分选机 圆筒分选机 空气提升式分选机

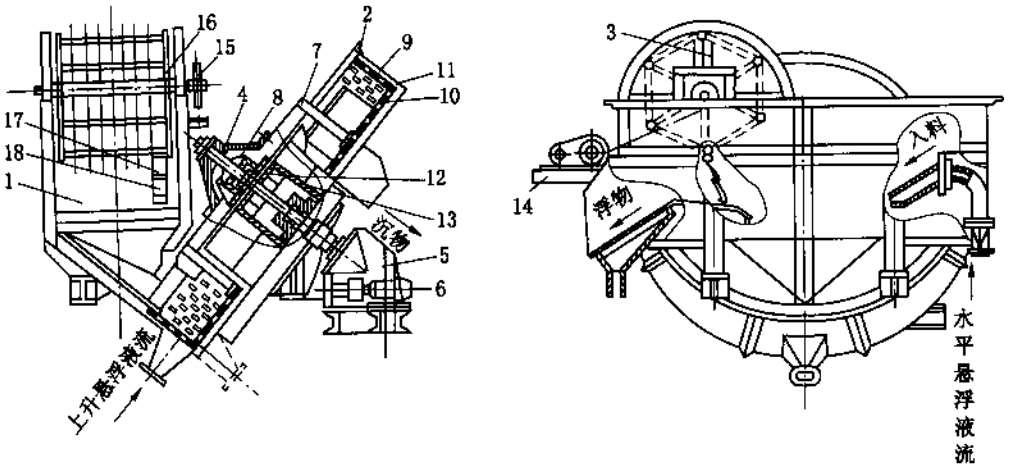
介质分选机、立轮重介质分选机和重介浅槽分选机，其分选上限一般300mm左右，最大可达1200mm。对于分选6～13mm以下的细粒物料，利用离心力场来强化分选过程，其设备主要采用重介质旋流器，由于大直径重介质旋流器的成功应用，其分选上限已达到50（80）mm。

下面仅就国内外使用最多而又具有代表性的重介质分选机，并以选煤设备为主，分别予以叙述。

3.1.3.1　斜轮重介质分选机

斜轮重介质分选机也称德留包依（Drewboy）重介质分选机。该机兼用水平和上升介质流，选出两产品，其特点是生产能力大，入料粒级宽。从机械结构到工艺性能已属于成熟的块煤重介质分选设备。它还可以分选大块原煤，用以代替人工拣矸，消除繁重的体力劳动。斜轮重介质分选机的结构如图10-3-3所示。

它是由分选槽1排放重产物的斜置提升轮2以及排煤轮3等主要部件组成。分选槽是由数块钢板焊接而成的多边形箱体，上部呈矩形，底部顺煤流方向的两块钢板其倾角为40°或45°。斜置提升轮2装在分选槽旁侧的机壳内，提升轮轴4经减速器5（摆线齿轮减速器或歪脖子减速器）由电动机6带动旋转。斜提升轮下部与分槽底部相通，提升轮骨架7用螺栓与齿轮盖8固定在一起，转轮盖用键安装在轴上。斜提升轮轮盘的边帮和盘底分别由数块立筛板9和筛板10组成。在轮盘的整个圆面上，沿径向装有冲孔筛板制造的若干块叶轮11，重产物主要是经它刮取提升。斜提升轮的轴由支座12支撑，支座是用螺栓固定在机壳支架上，轴的上部装有单列推力球面轴承和双列向心球面液子轴承各一个，两轴承用定位套定位，轴承座13用螺栓与支座相连，轴的下部仅装一个双列向心球面滚子轴承，轴端通过浮动联轴节与减速器的出轴连接。排煤轮呈六角形，其轴是焊接件，轴两端装有轴头，电动机14通过链轮15带动其转动，轴两端装有骨架16，在对应角处分别有6根卸料轴相连，在每根卸料轴上装有若干个用橡胶带17吊挂锤18。轻产物就是靠排煤轮转动时由重锤逐次拨出的。



1—分选槽；2—提升轮；3—排煤轮；4—提升轮轴；5—减速装置；6—电动机；7—提升轮骨架；8—齿轮盖；9—立筛板；10—筛板；11—叶轮；12—支座；13—轴承座；14—电动机；15—链轮；16—骨架；17—橡胶带；18—重锤

图 10-3-3 斜轮重介质分选机

该分选机兼用水平介质流和上升介质流，在给料端下部位于分选带的高度引入水平介质流，在分选槽底部引入上升介质流。水平介质流不断给分选带补充合格悬浮液，防止分选带密度降低。上升介质流造成微弱的上升介质速度，防止悬浮液沉淀。水平介质流和上升介质流使分选槽中悬浮液的密度保持稳定均匀，并造成水平流运输浮物。原煤进入分选机后按密度分为浮物和沉物两部分，浮物由水平流运至溢流堰被排煤轮 3 刮出经固定筛一次脱介后进入下一脱水脱介作业。沉物下沉至分选槽底部由斜提升轮的叶轮 11 提升至排料口排出。在提升过程中也进行一次脱介。

随着分选槽槽宽的加大，排矸用的斜置提升轮转速逐渐减慢。由于排矸轮转速较低，一般在 1～5r/min 之间，因此，要求排矸轮的转动有一套减速装置。我国各厂使用的减速器有摆线针齿齿轮减速器、歪脖子减速器、普通减速器加开式伞齿轮传动。摆线针齿齿轮减速器具有速比大、传动功率高、质量轻、结构紧凑、占地面积小、噪声小等优点；但要求精度高、制造复杂、维修困难。歪脖子减速器使用较多，其结构紧凑、占地少、维修方便、使用性能也较好，只是大小伞齿轮啮合调整有些困难。普通减速器加开式伞齿轮传动使用可靠、制造容易、调整方便，但其占地面积大、装配不紧凑。

3.1.3.2 立轮重介质分选机

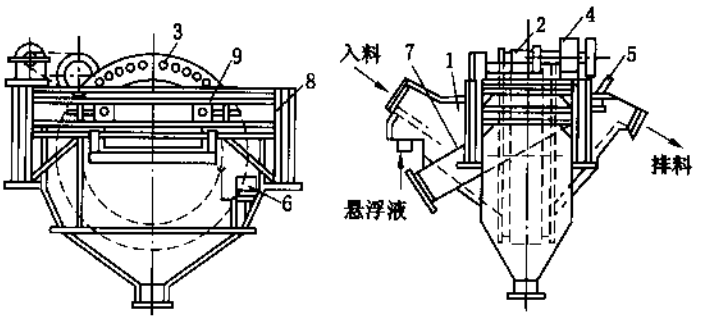
立轮重介质分选机作为块煤分选设备，在国外应用较多。常见的有德国的太司卡（TESKA）型和波兰的滴萨（DISA）型立轮重介质分选机。我国 20 世纪 70 年代初期研制了 $JL_{1.8}$型立轮重介质分选机。安装在汪家寨选煤厂，用来洗选跳汰机的中煤，获得良好效果。在此基础上 20 世纪 80 年代初又设计了 $JL_{2.5}$型立轮重介质分选机，用以处理 50～300mm 粒级的块煤排矸。

立轮重介质分选机与斜轮重介质分选机工作原理基本相同，其差别仅在于分选槽槽体形式和排矸轮安放位置等机械结构上有所不同。对于相同生产能力，立轮重介质分选机具

有体积小、质量轻、功耗少、分选效率高及传动装置简单等优点。

1. JL型立轮重介质分选机

JL型立轮重介质分选机由我国自己设计制造的有三种规格，现以$JL_{1.8}$型为例来叙述其结构（图10-3-4）。



1—分选槽；2—排矸轮；3—棒齿；4—排矸轮传动系统；5—排煤轮；
6—排煤轮传动系统；7—矸石溜槽；8—机架；9—托轮装置

图10-3-4　$JL_{1.8}$型立轮重介质分选机结构示意图

分选槽1是用钢板制作的焊接件，几何形状规整，相对排矸轮分选槽基本是独立的，故重介质受排矸轮2的干扰较小。分选槽入料端的斜角为50°，排料端的斜角为44°，分选槽的有效宽度为1800mm，分选槽底部与排矸轮相通。

排矸轮2由两套托轮装置9支撑，传动是靠安装在两侧的棒齿3带动。悬浮液经管道水平给入分选槽内。原煤从给料端进入，浮物经排煤轮5的刮板从溢流口刮出。沉物由槽底经排矸轮提上，并从矸石溜槽7排出。

立轮重介质分选机规格是以分选槽的槽宽表示。

2. 滴萨（DISA）型立轮重介质分选机

滴萨（DISA）型立轮重介质分选机的特点是提升轮采用环形传动带传动，重介质从入料口的下面和分选槽底部以水平流和上升流两种方式给入，其类型有DISA-1S、DISA-2S、DISA-2SD三种两产品立轮重介质分选机和DISA-3S三产品重介质分选机。我国引进DISA-1S型应用在吕家坨选煤厂和大武口选煤厂。

DISA-1S型立轮重介质分选机的结构如图10-3-5所示。

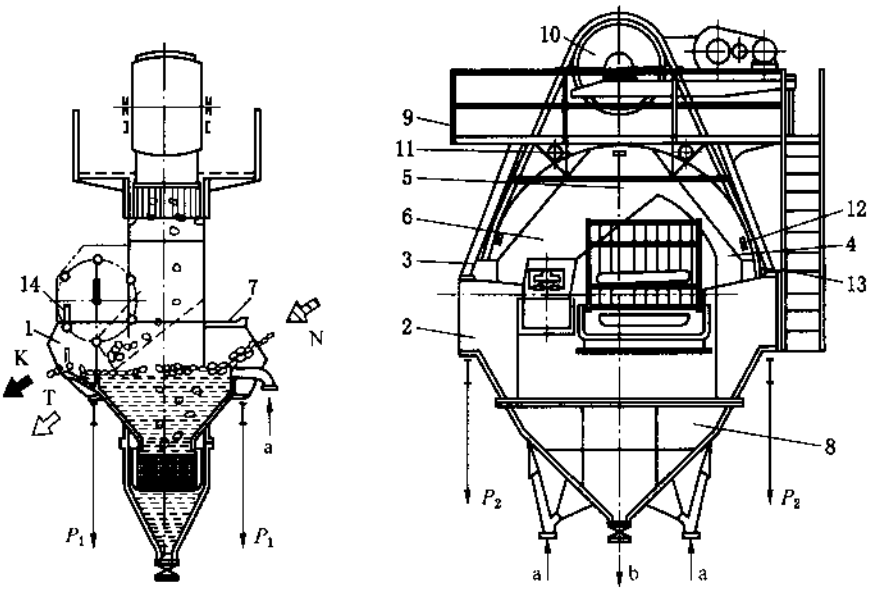
排矸溜槽位于分选槽侧面，属侧面排料式。若再选使用立轮重介质分选机，其主选、再选两分选机的布置必须有一定的高差。

DISA-2S型立轮重介质分选机的结构如图10-3-6所示。

排矸轮位于分选槽中间的上方，属于中间排料式。分选槽比DISA-1S型稍宽。由于沉物排放溜槽的位置提高，故采用DISA-2S作为主、再选设备时，可将主、再选分选机布置在同一水平面上。

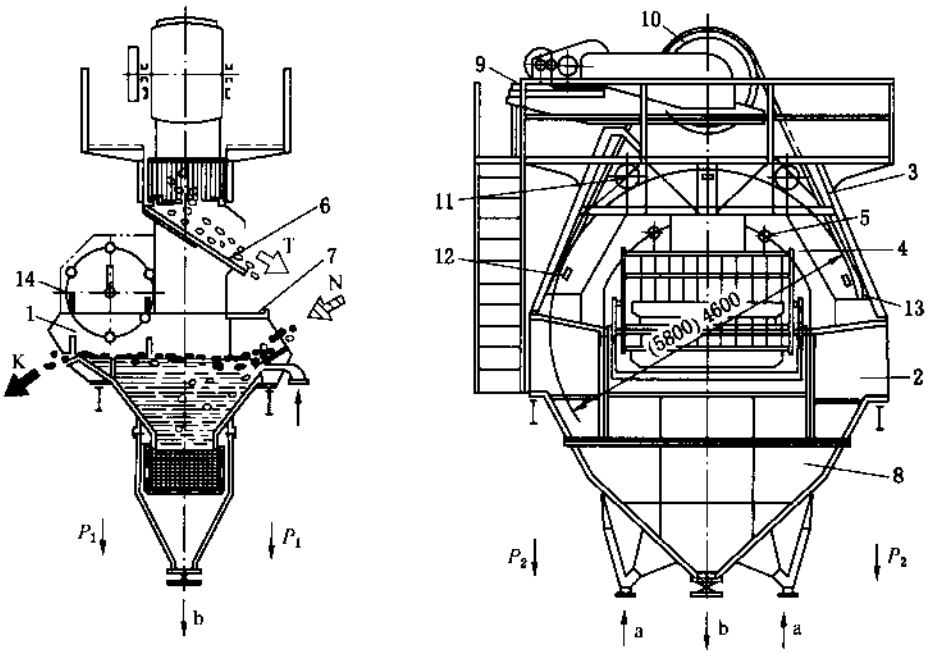
DISA-3S型为三产品重介质分选机，由两台两产品重介质分选机串联而成（图10-3-7）。

第一段用低密度悬浮液分选出精煤和中间产物。中间产物作为第二段入料，第二段用



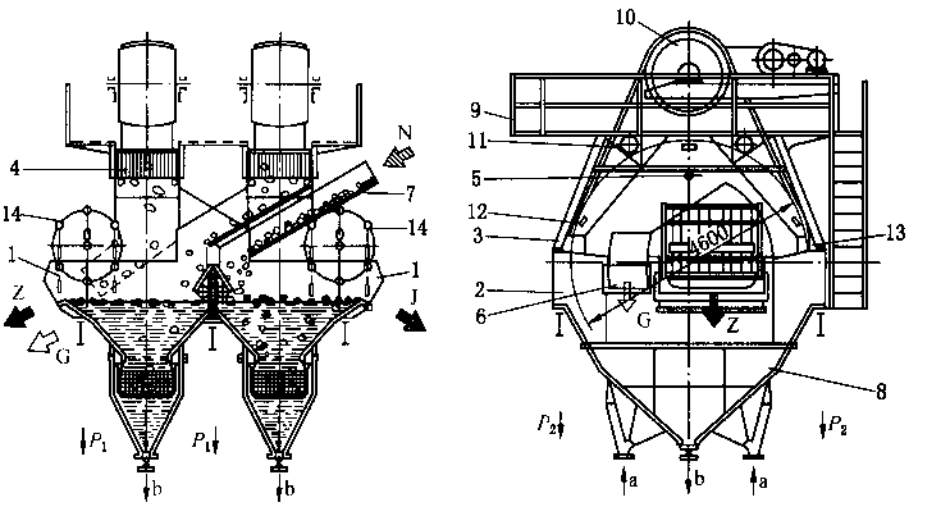
N—入料；K—浮物；T—沉物；a—悬浮液入口；b—悬浮液排放口；1—分选槽；2—分选槽侧部；3—承重结构；4—提升轮；5—支撑中心线；6—排矸溜槽；7—入料口盖板；8—分选槽底部；9—振作平台；10—提升轮传动装置；11—定位辊；12—导向辊；13—传动带；14—浮物刮板（P_1、P_2 分别为作用在横向及纵向支撑梁上的重力）

图 10-3-5 DISA-1S 型立轮重介质分选机



N—入料；K—浮物；T—沉物；a—悬浮液入口；b—悬浮液排放口；1—分选槽；2—分选槽侧部；3—承重结构；4—提升轮；5—支撑中心线；6—排矸溜槽；7—入料口盖板；8—分选槽底部；9—操作平台；10—提升轮传动装置；11—定位辊；12—导向辊；13—传动带；14—浮物刮板（P_1、P_2 为作用于支撑梁上的重力）

图 10-3-6 DISA-2S 型立轮重介质分选机



N—入料；J—精煤；Z—中煤；G—矸石；a—悬浮液入口；b—悬浮液排放口；1—分选槽；
2—分选槽侧部；3—承重结构；4—提升轮；5—支撑中心线；6—沉物排放溜槽；
7—入料槽；8—分选槽底部；9—操作平台；10—提升轮传动装置；11—定位辊；
12—导向辊；13—传动带；14—浮物刮板

图 10-3-7　DISA-3S 型三产品重介质分选机

高密度悬浮液分选出中煤和矸石。

DISA 型立轮重介质分选机的主要优点占地面积小、布置紧凑，由于采用环形传动带传动，运转时因排矸轮摆动，易使块物料漏到槽体下面而发生堵、压等故障。此外，环形传动带磨损严重，一般 3～6 个月需更换一次。

DISA 型重介质分选机与我国 JL 型相比，JL 型从结构、传动、运转和维护等方面都优于波兰 DISA 型重介质分选机。因 JL 型的排矸轮靠两侧棒齿轮传动，故排矸轮受力均匀，运转平稳。在排矸轮两侧安设轨道圈，轨道圈座由 4 个托辊支撑。而 DISA 型将排矸轮吊在一条环形传动带上，由传动带传动使其回转，故排矸轮自由度大，运转时易摆动，导致排矸轮与分选槽之间的密封遭到损坏，大块物料易落入下槽底，造成环形传动带磨损加剧，必须经常清理，使用期为 3～6 个月；否则影响生产。传动带在使用过程上逐渐拉伸变长，为了保持密封间隙，须经常抬高主动辊或缩短环形传动带的长度；因此，维修工作量大。

3. 太司卡（TESKA）型重介质分选机

太司卡重介质分选机由德国洪堡特一维达格公司于 1958 年创制的，许多国家用其分选块煤，构造如图 10-3-8 所示。

原煤从分选机给料端给入，悬浮液从给料溜槽下方导入，形成水平流和下降流进行分选。浮物随水平流至溢流堰处由刮板刮出，沉物下沉至分选槽底部由叶板提升至顶部经溜槽排出。

该机采用链轮链条传动，传动机构设在机体底部，提升轮由 4 个托轮支撑，经链轮和链条（固定在提升轮外壳上）带动提升轮回转（一般为 1r/min）。提升轮的外壳分两层，内层为筛板分成许多间隔用于脱介和分隔提升沉物。外层则设有若干个悬浮液排放嘴

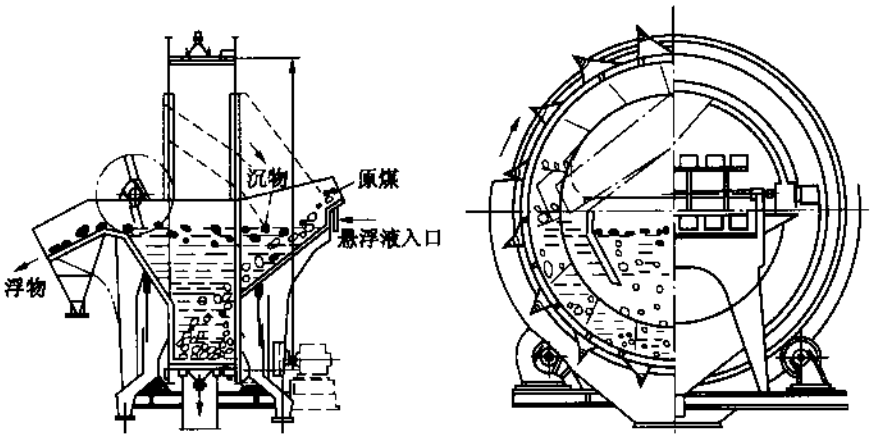
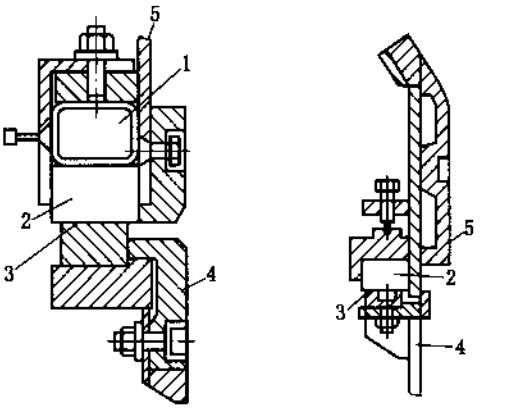


图 10-3-8 太司卡重介质分选机结构图

(提升轮直径为6.5m 的重介质分选机设有 20 个排放嘴) 以排放沉物带走的悬浮液。位于分选槽底部的悬浮液也经过排放嘴至循环 (合格) 介质桶中，这个部分在分选机中形成了下降介质流，其流量占总悬浮液的20% (包括从密封圈间隙流出的一小部分悬浮液)。提升轮与分选槽之间的密封采用由充气橡胶圈张紧和橡胶块用螺栓紧固的双重密封方式(图 10-3-9)。



1—充气橡胶圈；2—橡胶块；3—接触面；4—提升轮；5—分选槽

图 10-3-9 太司卡重介质分选机的密封装置

橡胶圈类似轮胎由内部充气，压力为 0.03～0.04MPa。橡胶密封件应留有一定间隙，以不严重磨损为宜，1 个月为 1～2mm。允许从间隙中流出少量悬浮液，以便润滑。流出的悬浮液应返回循环介质桶再用。

该分选机主要优点是采用下降介质流的方式保持分选机中悬浮液的稳定，如采用粗粒的磁铁矿粉 (0.2～0.06mm 级占 90%) 作加重剂时，同样可得到良好的分选效果。避免

因粗颗粒物料在分选槽中沉淀而影响提升轮旋转，回收加重剂可用静力法。此外，排放嘴的直径根据煤的可选性不同进行调节。易选煤介质循环量少，其排放嘴直径可小些；反之加大。

该机缺点是介质循环量大，按入料计为1.2m³/(t·h)。提升轮的高度高，需要检修高度也高；因此厂房高度增加。密封装置所用之橡胶块磨损较快，1～2年需更换一次。

三产品太司卡重介质分选机是在两产品太司卡重介质分选机的基础上研制出来的。应用在工业生产中，使工艺流程得到简化，其结构如图10-3-10所示。

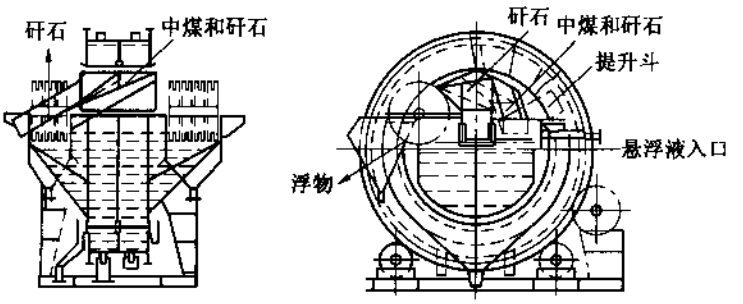


图10-3-10　太司卡三产品重介分选机

该机用钢材沿物料流动方向分成并列的两个分选槽，第一个分选槽宽1000mm，第二个分选槽宽800mm，分别给入低密度和高密度的悬浮液。第一个分选槽的浮物为精煤，用刮板刮走，第一个分选槽中的沉物（中煤和矸石）进入提升轮的勺斗内，提升后经溜槽给入第二个分选槽中进行再选。第二个分选槽的浮物为中煤，也由刮板刮出。第二个分选槽的沉物即矸石，由提升轮的勺斗排走。在提升轮与分选槽间的密封装置与太司卡两产品重介质分选机相同，但充气压力加大到0.05MPa。该机入料粒度为150mm（上限），生产能力为200～400t/h。

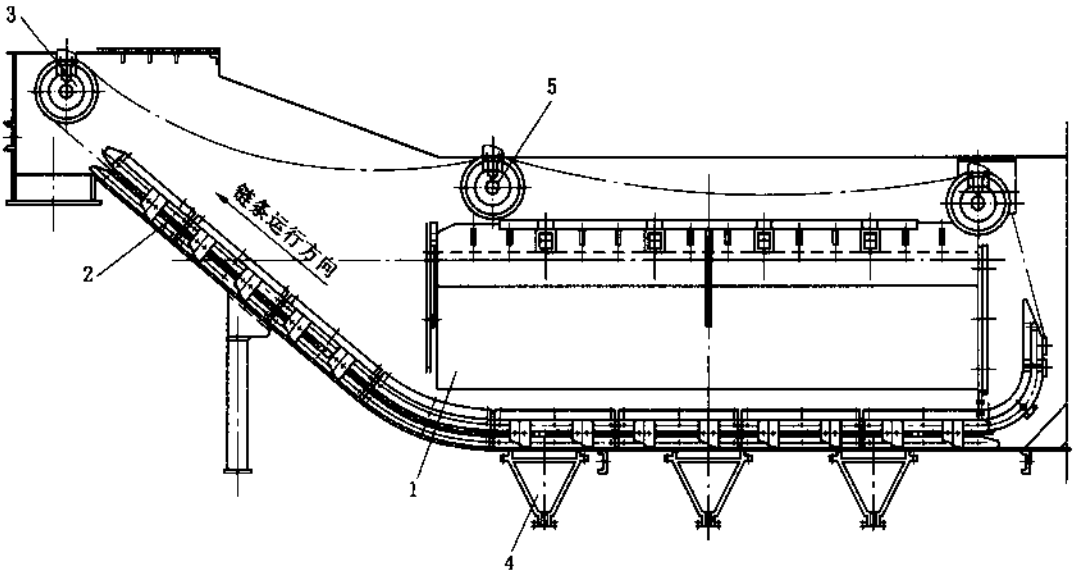
3.1.3.3　重介浅槽分选机

重介浅槽分选机主要是将大块原料煤分选成不同的产品（浮物、沉物）同时把沉物（矸石或中煤）分离出去，从而达到精选不同产品的要求。

1. 工作原理

重介浅槽分选机也是利用阿基米德定律及原料煤密度不同，原料煤进入分选机后，将原料煤与重介质悬浮液中混合，通过上升流、水平流作用，按密度不同分为浮物和沉物两部分，浮物被水平流运送至溢流堰排出，下沉到槽体底部的沉物通过刮板的曲线运动提升到槽体头部落入矸石溜槽下方，由刮板输送机刮到排料口排出，其结构原理如图10-3-11所示。

在工作过程中，重介质由两个部位给入：①从槽体底部漏斗口进入，约占总介质量10%～20%，此种方式形成上升介质流，促使悬浮液保持悬浮状态，同时有利于精煤上浮，实现轻、重产品分层；②从给料口，沿给料口全宽均匀分布进入，约占总介质量80%～90%，此种方式形成水平介质流，精煤在水平介质流的推动下均匀流向排料口，随介质流动排出分选机，完成原煤的分选。



1—分选槽体；2—导向道部分；3—传动部分；4—漏斗部分；5—集中润滑系统

图 10-3-11 重介浅槽分选机

2. 基本构造

重介浅槽分选机主要由分选槽体、导向道部分、传动部分、漏斗部分、集中润滑系统等组成。

槽体部分主要是由头部端板、侧板、底板、中间隔板、出入料口侧板等组成，分选机槽体近似长方形，槽体上设有重介质入口、原煤入口、精煤出口、矸石出口，原煤从槽体一侧进入，经过槽体内分选，从另一侧溢出，矸石经过排矸装置，从槽体端部排出，实现原煤排矸；导向道部分主要是由多个导向板连接而成；传动部分主要是由电机减速器，主动轴，被动轴，大、小链轮，刮板输送链等组成；漏斗部分主要是由侧板及内衬刚玉耐磨钢管组成；集中润滑系统主要是由多点润滑泵、高压树酯软管总成及带底座管夹组成，集中润滑主动轴被动侧轴承座，主动轴主动侧轴承座，中间从动轴主动侧轴承座，尾部从动轴主动侧轴承座，尾部被动轴主动侧轴承座，中间从动轴被动侧轴承座及链轮等。

3. 性能特点

重介浅槽分选机具有结构紧凑，分选精度高，占地面积小，工艺简单，操作方便，循环介质量小等优点，重介浅槽分选机为重介质分选设备，单机为两产品分选机，可用于分选原煤、矿石、矿渣等，其分选粒度 13～200mm，单位槽宽可达到 70t/(m·h)，大型分选机生产能力高达 700t/h 以上，其应用范围广泛：

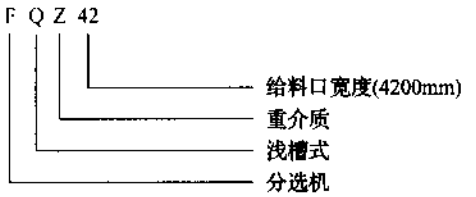
(1) 代替人工手动选矸，用于大型选煤厂的块煤排矸，消除繁重的体力劳动。

(2) 与重介质旋流器配合在大型选煤厂用于分选大粒度级煤炭，弥补了重介质旋流器只选小粒度级煤炭的不足。

(3) 与重介质选煤工艺配合，提前预选矸，可提高系统的生产能力，减少系统磨损，增加系统寿命，使系统指标易于控制和稳定。

（4）分选精度高，选煤效率达到95%以上，矸石中带煤损失小于3%。

4. 型号说明



5. 主要规格及技术参数

重介浅槽分选机主要型号及技术参数见表10－3－2。

表10－3－2　重介浅槽分选机主要型号及技术参数

型　号	FQZ30	FQZ42	FQZ54	FQZ66	FQZ90
入料粒度/mm	13～200				
生产能力/(t·h^{-1})	150	230	350	500	700
给（排）料口宽度/mm	3000	4200	5400	6600	9000
槽体宽度/mm	1600				
链速/(m·s^{-1})	0.6				
功率/kW	11	15	15	18	30

3.1.4　重介质旋流器

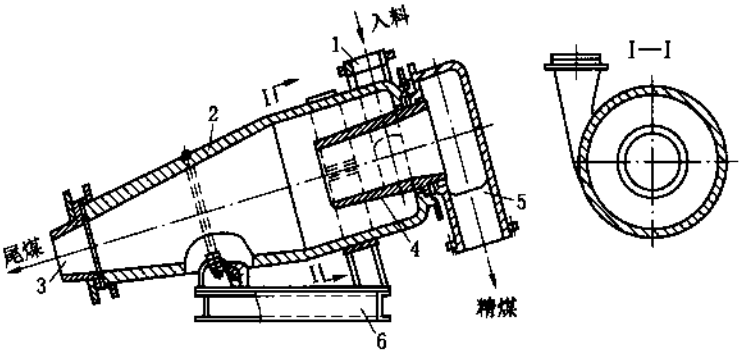
随着采矿机械化程度的提高、开采深度的加深，以及用户对精矿质量要求的提高，使原矿的质量变坏，细粒物料的比例相对增加，矿物的可选性变难，在采用粗粒物料重介质分选机的同时，对细粒重介质旋流器的应用日趋广泛。重介质旋流器是一种利用离心力场强化细粒级矿在重介质中分选的设备，能使密度差值小的难选和极难选细粒物料也能获得精确的分选，其结构简单，无运动部件，分选效率高。对于选煤来说，入料粒度上限由原来的13（10）mm，已扩大到50（80）mm，有效分选下限可达到0.15（0.10）mm。分选细粒煤时，可能偏差$E=0.02\sim0.06$，同时，还可以脱除煤中黄铁矿硫。根据其机体结构和形状分为圆锥型和圆筒型两种两产品重介质旋流器；双圆筒串联型、圆筒型与圆锥型串联的三产品重介质旋流器。根据给料方式，可以分为有压给料式和无压给料式两种。有压给料是指被选物料和悬浮液预先混合后，用泵或定压箱压入旋流器内，旋流器的工作压力取决于给料压力的大小。

3.1.4.1　圆锥型重介质旋流器

国内外广泛使用D.S.M型（或D.S.M型仿制品）圆锥型重介质旋流器。

D.S.M型两产品重介质旋流器结构图如图10－3－12所示。

其主体由圆筒部分和圆锥部分组成。重介质旋流器的分选过程是：原矿和悬浮液的混合物以一定的压力由给料管1沿切线方向给入旋流器的圆筒部分中，形成强大的旋流。其



1—入料管；2—锥体；3—底流口；4—溢流管；5—溢流室；6—基架

图 10-3-12 两产品重介质旋流器

中一股是沿着旋流器圆柱体和圆锥体内壁形成一个向下的外螺旋流；另一股是在围绕旋流器轴心形成一个向上的内螺旋流，其轴心形成负压，实为空气柱（图 10-3-13）。

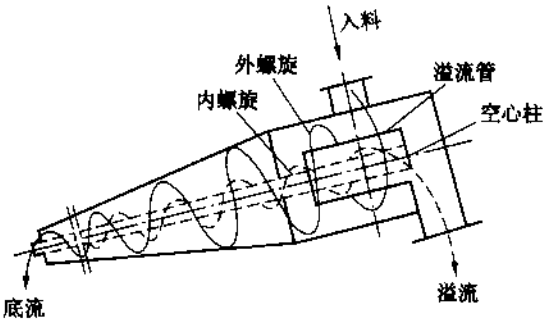


图 10-3-13 重介质旋流器分选过程

由于离心力的作用，高密度的物料沿锥体 2 内壁并随部分悬浮液向下作螺旋运动，最后从底流口排出；低密度物料集中在锥体中心，随内螺旋上升运动经溢流管 4 进溢流室 5 从切线方向的出口排出。

3.1.4.2 圆筒型重介质旋流器

圆筒型重介质旋流器是一种无锥体的旋流器，如美国的戴纳（D. W. P 型）重介质旋流器。

由美国维尔莫特公司研制的 D. W. P 型重介质旋流器，机体为圆筒形，筒长与直径比为 3～6，它是一种无压给料式重介质旋流器，其结构如图 10-3-14 所示。

D. W. P 型重介质旋流器的特点是：分选物料与悬浮液分开给入。物料属无压自重给料，在给料箱内也加入少量悬浮液。而悬浮液用泵以 0.06～

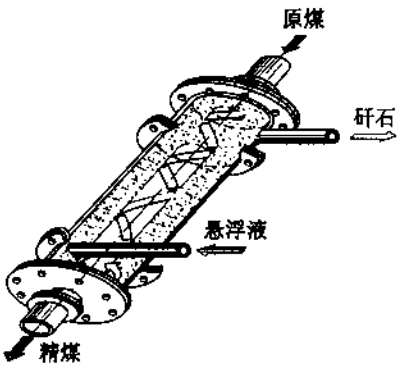


图 10-3-14 D. W. P 型重介质旋流器

0.15MPa的压力，沿切线压入圆筒下部（圆筒呈25°~30°倾角安装）。它的分选过程是沿切线压入的悬浮液，从底至顶造成一股上升的空心旋涡流。沉物与一部分高密度（起浓缩作用的）悬浮液沿筒壁上升，沉物从排出口排出。浮物与低密度悬浮液聚集在旋涡中心向下流动，通过排出口排出。这种分选过程也称为动力—旋涡过程。

由于D.W.P型旋流器分选时，物料与悬浮液分开给入，有利于悬浮液密度的测定和调整。物料不用定压漏斗或泵给料，既可以降低厂房高度，减轻泵与管道的磨损，同时高密度物料与旋流器器壁接触时间短，物料粉碎程度低，D.W.P型旋流器各部件磨损较D.S.M型小，使用寿命长。故近年来D.W.P型重介质旋流器在选矿厂、选煤厂都得到广泛应用。

3.1.4.3　三产品重介质旋流器

三产品重介质旋流器是由两台两产品重介质旋流器串联而成，从分选原理上没有差别。第一段为主选，采用低密度悬浮液进行分选，选出精煤和再选入料，同时由于悬浮液浓缩的结果为第二段准备了高密度悬浮液；第二段为再选，分选出中煤和矸石两种产品。三产品重介质旋流器的主要优点是需一套悬浮液循环系统，简化再选物料的运输。其缺点是在第二段分选时，其重介质密度的测定和控制较难。因第二段悬浮液入料是由第一段旋流器浓缩而来，由于悬浮液密度与两段旋流器结构尺寸有关，所以第二段旋流器的分选密度除与第一段分选密度和两段旋流器的溢流管直径有关外，还与第二段旋流器底流口直径有关；因此，溢流管直径要选择适当。三产品重介质旋流器工艺简化，基建投资省和生产成本较低，受到了用户的欢迎。

我国三产品重介质旋流器分有压给料和无压给料两大类型。

无压给料三产品重介质旋流器一段旋流器为圆筒型，二段旋流器为圆筒型或圆筒圆锥型。当二段要求有更高的排矸密度时，即用圆筒圆锥型。两段圆筒型的三产品旋流器结构如图10-3-15所示。二段重产物排出口装有反压力调节装置。

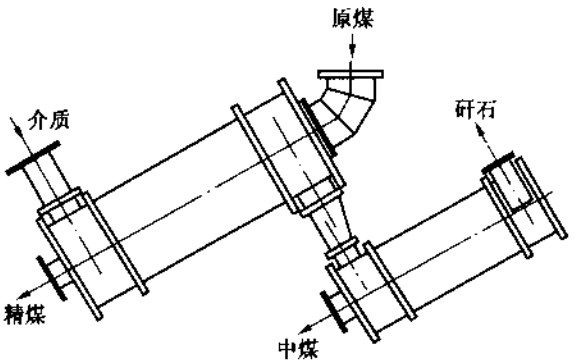


图10-3-15　无压给料三产品重介质旋流器结构示意图

有压给料三产品重介质旋流器第一段为圆筒型或圆锥型，第二段为圆锥型，其结构示意图如图10-3-16和图10-3-17所示。

原苏联制造的ГТ-3/80型三产品重介质旋流器结构示意图如图10-3-18所示，由一台圆筒旋流器和一台圆锥旋流器串联而成。ГТ-3/50型三产品重介质旋流器结构示意图如图10-3-19所示，它由一台D.W.P型旋流器和一台圆锥旋流器串联而成。

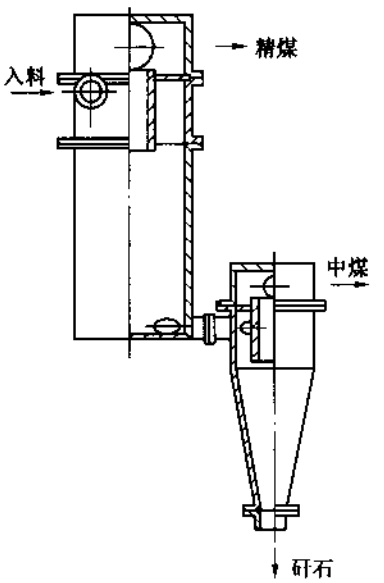


图 10-3-16 ϕ710/500 三产品重介质旋流器示意图

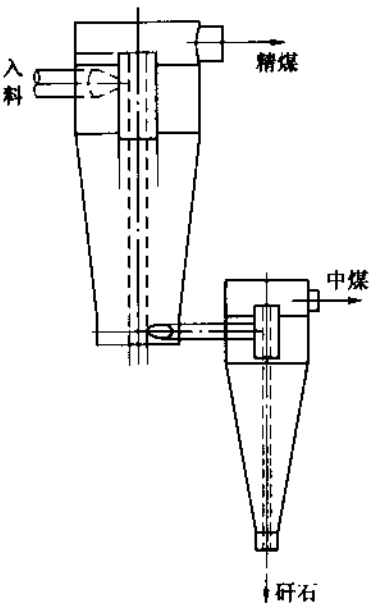
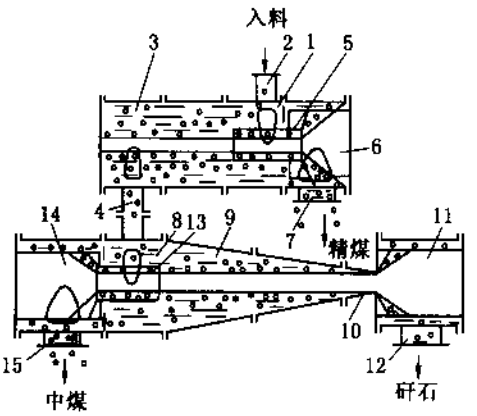
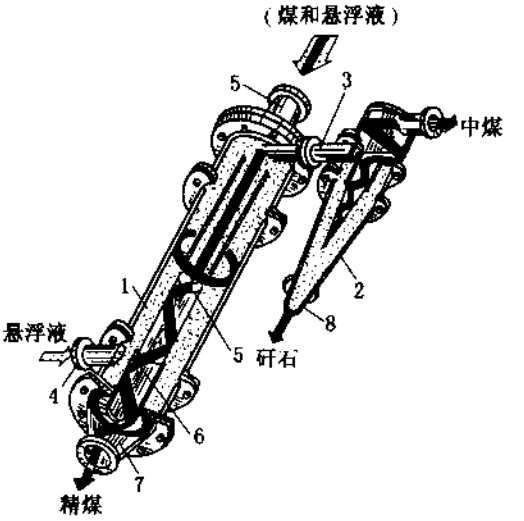


图 10-3-17 ϕ500/350 三产品重介质旋流器结构示意图



1—一段圆筒旋流器；2—入料管；3—底流口；4—连接管；5—溢流管；6—溢流室；7—排料管；8—二段旋流器的圆筒部分；9—二段旋流器的圆锥部分；10—底流口；11—矸石室；12—排料管；13—溢流管；14—中煤室；15—排料管

图 10-3-18 TT-3/80 型三产品重介旋流器



1—圆筒旋流器；2—圆筒圆锥旋流器；3—连接管；4—悬浮液给入管；5—入料管；6—溢流管；7—精煤排出管；8—二段底流口

图 10-3-19 TT-3/50 型三产品重介旋流器结构

意大利特拉伊—费洛（Tri－Flo）三产品重介质旋流器于1977年研制成功。它实际上是由D. W. P型旋流器串联而成，如图10－3－20所示。

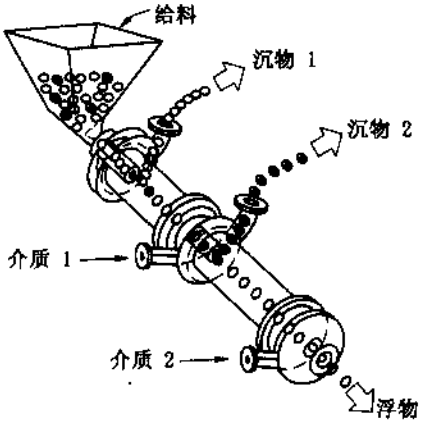


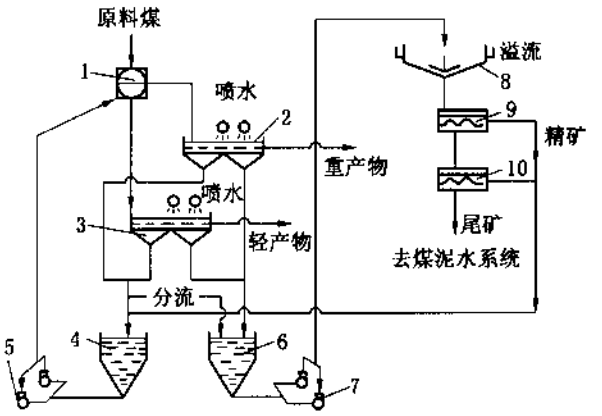
图10－3－20　Tri－Flo三产品重介质旋流器

简体上有两个渐开线形的介质进口和两个形状相同的重产物排出口。第一段选后的轻产物进入第二段再选，故可分出两产品或三产品。给入介质可以是一个密度或两种不同密度。出两种产品时，第二个重产物可作循环物料，生产两种产品，可以提高分选效率；生产三种产品时，可以大大简化选煤工艺流程、建厂投资及生产费用。这种旋流器多用于金属矿选矿。

3.1.5　重悬浮液的回收与净化系统

物料经分选后，轻、重产品都带走大量的悬浮液，必须迅速地回收循环使用。为使回收的悬浮液性质符合要求，必须进行净化浓缩。因此，悬浮液的回收与净化是重介选矿流程中的一个重要组成部分，这个环节工作的好坏将直接影响分选效果。

常用于粗粒（块煤）重介质分选的悬浮液回收净化流程如图10－3－21所示。



1—重介分选机；2—重产品脱介筛；3—轻产品脱介筛；4—合格介质桶；5—合格介质泵；6—稀介质桶；7—稀介质泵；8—稀介质桶；9—一段磁选机；10—二段磁选机

图10－3－21　粗粒重介质分选的悬浮液回收净化流程

重介分选机分选后，产品是同大量悬浮液一起排出的，所以必须泄除悬浮液和冲洗掉粘附在产品上的悬浮粒。这就是悬浮液的回收作业。这一作业不仅是为了保证产品质量，同时还使悬浮液继续循环使用，以便减少生产过程中悬浮液的损耗。产品和悬浮液混合物，分别进入两种产品脱介筛（为了增加脱介能力，在进入脱介筛前要有固定筛或弧形筛作预先脱介）。脱介筛第一段用来泄除产品中的悬浮液，能脱除悬浮液70%～90%，该段脱除的悬浮液为合格介质，直接返回合格介质桶循环使用。脱介筛第二段上的物料仍含有一部分磁铁矿粉加重质和煤泥，必须加喷水来清洗粘附于产品表面及残存于物料间的悬

浮粒。因此，在脱介筛第二段一般设两至三排喷水管冲洗。第一段（或一、二排）加稀介质浓缩设备的溢流水喷洗，第二段（或二、三排）加清水喷洗。喷水量与产品的粒度大小有关。对于块状物料（煤）喷水量一般为 $1m^3/t$。细粒物料（末煤）喷水量为 1.5～$2.0m^3/t$。

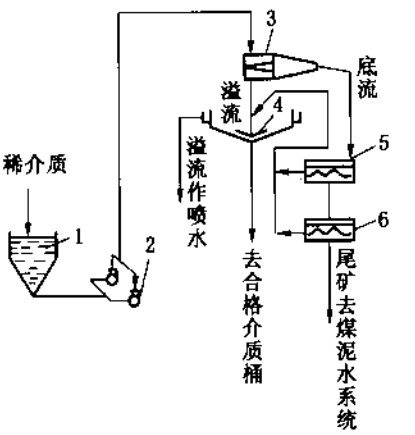
脱介筛第二段筛下泄出的悬浮液，加入喷水后浓度很低，称为稀介质，其中煤泥含量也很高。表 10－3－3 为合格悬浮液与稀悬浮液性质比较。

表 10－3－3 合格悬浮液与稀悬浮液性质比较

悬浮液密度/(g·cm^{-3})			悬浮液固体含量/(g·L^{-1})			悬浮液固体中磁性物含量/%		
主 选	再 选	稀悬浮液	主 选	再 选	稀悬浮液	主 选	再 选	稀悬浮液
1.42	1.805	1.02	728	1013	44.9	52.7	86	28

从表 10－3－3 可以看出，稀悬浮液不能直接复用，必须浓缩净化。一般采用浓缩机浓缩（也可用磁力脱水槽或低压旋流器）。浓缩机溢流可作为脱介筛第一段（排）喷水。浓缩机的底流进入两段磁选机磁选。磁选机效率可达 99.8% 以上，精矿磁性物含量达 90% 以上，密度达 $2.0g/cm^3$ 左右。磁选后的精矿，进入合格介质桶与脱介筛第一段筛下悬浮液混合后，组成合格悬浮液，用泵输送到分选机中循环使用。

为了增加合格悬浮液的密度或降低合格悬浮液中的煤泥量，利用磁选精矿的密度和磁性物含量都高的特点，将一部分浓缩悬浮液通过变流设备分流到稀悬浮液系统，经磁选机净化和浓缩后再返回合格介质桶。这部分浓悬浮液量称为分流量。它的大小可以由自动控制系统根据需要改变。在正常生产情况下，分流是在一常量的上下波动。应该注意的是，分流量越大，磁铁矿损失也越大；因而，不应随意增加分流量或减少分流量。图 10－3－21 所示悬浮液回收净化流程比较简单，缺点是细粒磁铁矿容易损失。此系统常用于粗粒（块煤）分选的悬浮液回收净化流程。



1—稀介质桶；2—稀介质泵；3—低压旋流器；4—浓缩机；5—第一段磁选机；6—第二段磁选机

图 10－3－22 稀介质回收净化流程

图 10－3－22 是另一种悬浮液回收净化流程，一般用于回收稀介质。

这种悬浮液回收净化流程，与前一种不同之处是稀悬浮液先在一低压旋流器内分级，细粒磁铁矿和细粒煤泥，通过旋流器溢流进入浓缩机。旋流器底流，为粗粒磁铁矿及粗粒煤泥进入磁选机。磁选精矿进入浓缩机。浓缩机底流进入合格介质桶，浓缩机溢流作为喷水。由自动控制系统控制浓缩机底流。该流程比前者复杂。优点是能够回收细粒磁铁矿和细煤泥，保持悬浮液稳定，减少磁铁矿损失。此系统适用于末煤重介选悬浮液回收。

对于非磁性介质，可视加重质特性，采用重力沉淀、离心沉淀、过滤、浮选、摇床精

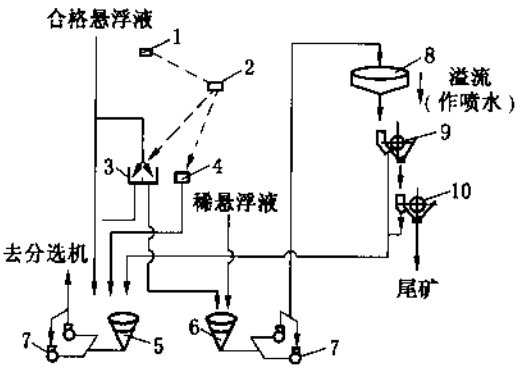
选等方式进行回收和净化。

3.1.6　悬浮液密度的自动控制

重介质选生产过程，悬浮液的密度直接影响实际分选密度。为了提高分选过程的工艺效果，实际分选密度的波动尽可能小。一般要求进入分选机中的悬浮液，其密度波动需小于 $\pm 0.01 g/cm^3$。

在日常生产中，控制悬浮液密度，是获得良好分选效果的重要环节。检查悬浮液密度的方法是用仪器自动检测，所用装置有双管压差密度计、水柱平衡密度计及放射性密度测定仪等。由这些装置将所获得的一次信号，通过电子仪器转换成电讯号，传输给执行机构，用补加水或补充加重质的方法，使悬浮液的密度维持稳定状态。

图 10－3－23 是常用的悬浮液密度自动控制系统。



1—密度计；2—自动控制箱；3—变流器；4—水阀；5—合格介质桶；6—稀介质桶；7—介质泵；8—浓缩机；9—第一段磁选机；10—第二段磁选机

图 10－3－23　常用的密度自动控制系统

密度计 1 测出被控悬浮液的密度后，将信号给入自动控制箱 2。测得的密度与要求保持的密度若不符，其密度差值便形成一个信号，经放大后，送入执行机构。当密度差值很微弱时，执行机构获得信号后将进行微调。如果其密度差值较大，例如被测悬浮液密度低了，即合格介质因密度变低而不合格。此时，信号通过控制箱，对变流器 3 发出指示，令其加大变流量，将更多的应该合格而已经不合格的介质，送入稀介质桶 6，使其参与浓缩、净化以后，再返回合格介质桶 5。如果悬浮液密度仍未升高，就进一步加大变流量，直到悬浮液密度达到合格值时为止。这时，变流量又恢复正常。如果送入磁选机的悬浮液密度高了，信号进入控制箱，指令开动水阀 4，便往合格介质桶中补加清水，合格介质桶内的悬浮液密度开始逐渐下降，此时，信号又通过控制箱，指令水阀减少清水加入量，直到合格介质桶中悬浮液密度达到规定值而真正合格时，水阀才停止供水。

介质桶内设有液位自动测定仪，并与密度自动控制统一考虑。在生产过程中，稀介质桶内的液面，应保持在中等部位。也就是说，对介质桶内的液面，应有最高和最低限位。

当悬浮液密度达到规定值的要求时，一般情况下合格介质桶液位的高低，是取决于系统中磁铁矿粉的总量。液位过低，说明磁铁矿总量过少，应添加新的磁铁矿粉；液位过高，合格悬浮液的密度变小而成为不合格，应加大分流量，使之浓缩。此时，密度和液位

自动控制的动作是一致的。

总之，自动控制系统的功能是：合格介质桶内悬浮液密度一旦升高，就立即补加清水；一旦密度降低，就加大分流量，进行浓缩。液位低加新的磁铁矿粉；液位高加大分流量。在正常生产过程中，液位一般比较稳定，因悬浮液密度的波动很小，因而液位变化难以反应。密度和液面的自动控制系统，应具有这样的能力，当合格介质桶内悬浮液密度产生很大偏差时，它能很快地把密度调整过来。

对于双密度系统，可以将两个密度系统的全部磁选精矿，给到高密度介质桶，并将部分高密度悬浮液分流到低密度桶，用以调整低密度悬浮液的密度。

3.2 跳汰选煤

跳汰选煤是指物料主要在垂直上升的变速介质流中，按密度差异进行分选的过程。跳汰时所用的介质可以是水，也可以是空气。以水作为分选介质时，称为水力跳汰；以空气为分选介质时，称为风力跳汰。目前，生产中以水力跳汰应用最多。

实现跳汰过程的设备叫跳汰机。被选物料给到跳汰机筛板上，在给料的同时，从跳汰机下部透过筛板周期地给入一个上下交变水流，物料在水流的作用下进行分选。物料在一个跳汰周期中的分层过程如图 10－3－24 所示。

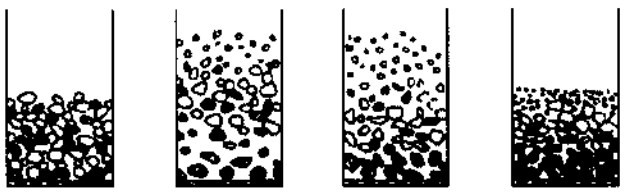


图 10－3－24 矿粒在跳汰时的分层过程

物料在每一个周期中，都只能受到一定的分选作用，经过多次重复后，分层逐渐完善。最后，密度低的矿粒集中在最上层，密度高的矿粒集中在最底层。

物料在跳汰过程中之所以能分层，起主要作用的内因，是矿粒自身的性质，但能让分层得以实现的客观条件，则是垂直升降的交变水流。

在跳汰机入料端给入物料的同时，伴同物料也给入了一定时的水平水流。水平水流虽然对分选也起一定的影响，但它主要是起润湿和运输的作用。润湿是为了防止干物物进入水中后结团；运输是负责将分层之后，居于上层的低密度物冲带而走，使它从跳汰机的溢流堰排出机外。

跳汰分选法的优点在于：工艺流程简单、设备操作维修方便、生产能力大、且有足够的分选精确度。因此，在生产中应用很普遍，是重力选矿中，最重要的一种分选方法。

跳汰选煤处理的粒度级别较宽，在 150～0.5mm 范围；既可不分级入选，也可分级入选。跳汰选煤的适应性较强，除非极难选煤，均可优先考虑采用跳汰的方法处理。

国内外采用各种类型的跳汰机，根据设备结构和水流运动方式不同，大致可以分为以

下几种：①活塞跳汰机；②空气脉动跳汰机；③动筛跳汰机。

活塞跳汰机是以活塞往复运动，给跳汰机一个垂直上升的脉动水流，它是跳汰机的最早型式。现在基本上已被隔膜跳汰机和空气脉动跳汰机所取代。

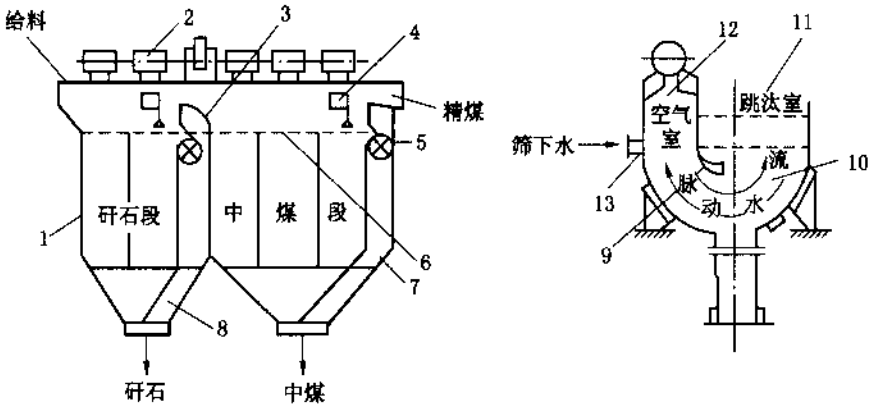
空气脉动跳汰机（亦称无活塞跳汰机），该跳汰机是借助压缩空气，推动水流作垂直交变运动。按跳汰机空气室的位置不同，分为筛侧空气室（侧鼓式）和筛下空气室跳汰机，该类型跳汰机主要用于选煤。

动筛跳汰机有机械动筛和人工动筛两种，手动已少用。机械动筛是一种槽体中流流动脉动，直接靠板上的物料造成周期性地松散。目前为大型选煤厂尤其是高寒缺水地区选煤厂的块煤排矸提供了有效设备。

3.2.1　筛侧空气室跳汰机（鲍姆式跳汰机）

筛侧空气室跳汰机是目前我国选煤厂中使用最多的跳汰机。据其结构与用途的不同，筛侧空气室跳汰机可分为不分级煤用跳汰机、块煤跳汰机和末煤跳汰机三种。

筛侧空气室跳汰机的基本结构如图10－3－25所示。



1—机体；2—风阀；3—溢流堰；4—自动排矸装置的浮标传感器；5—排矸轮；6—筛板；7—排中煤道；8—排矸道；9—分隔板；10—脉动水流；11—跳汰室；12—空气室；13—顶水进水管

图10－3－25　筛侧空气室跳汰机结构

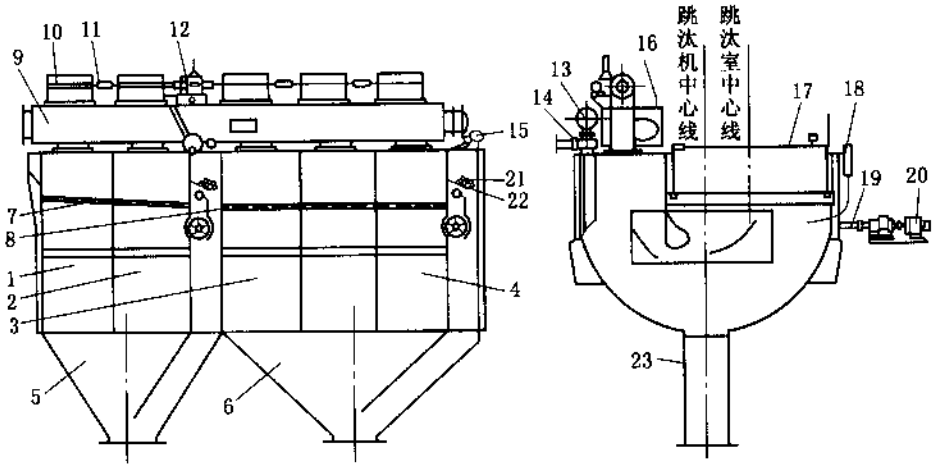
跳汰机由机体1、风阀2、筛板6、排料装置4和5、排矸道8、排中煤道7等部分组成。机体由纵向隔板9将机体分为空气室和跳汰室，两室的下部相通。空气室上部密闭，设有特制风阀，风阀的作用是将压缩空气交替地给入空气室中，同时按一定的规律将空气室中的压缩空气排出室外。当给入压缩空气时，跳汰室中的水被强制上升；待空气室的压缩空气排出时，跳汰室中的水位又自动下降。因此，推动跳汰室水面上、下运动形成脉动水流10，如改变给入的压缩空气量时，可以调节跳汰机中的水流冲程，改变风阀的运动速度也可调节水流脉动的频率。顶水从空气室下部顶水进水管13进入以改变跳汰机水流运动特性，并在跳汰室中形成水平流，便于运输物料，同时使物料在跳汰室中进行松散和分层。跳汰机中的冲水是从机头与原料煤一起给入。跳汰机中经分层原料煤得到分选后，在第一段（矸石段）和第二段（中煤段）的重产物矸石、中煤，分别经各段末端的排料装置排到各自的排料道，并与透筛的小颗粒重产物一块排到各自的排料口，再经与机体密

封的脱水斗子提升机排出。轻产物（精煤）自溢流口排出机体。

国产筛侧空气室无活塞跳汰机有 WT、LTW 和 LTG 三种系列。WT 系列有块煤跳汰机（WT－8K、WT－10K）和末煤跳汰机（WT－10M、WT－16M）各两种，末煤跳汰机也可用作不分级煤（50～0mm）混合入选用。LTW 系列中有 LTW－M12.6 和 LTW－15 两种型号，都是末煤跳汰机。LTG 系列目前只有一种 LTG－15 型，是混合入选的跳汰机。

LTG－15 型筛侧空气室跳汰机的机体为半圆型（图 10－3－26），机身分为第一段和第二段，排料装置采用测压管自动排料装置，通过可控硅直流调速装置调节、驱动排料轮电机，改变转数调节排料量。用垂直闸板控制重产物床层的厚度。

国产不分级 LTG－15 型筛侧空气室跳汰机如图 10－3－26 所示。



1—机体第一段；2—机体第二段；3—机体第三段；4—机体第四段；5—矸石段漏斗；6—中煤段漏斗；7—矸石段筛板；8—中煤段筛段；9—空气箱；10—风阀；11—链式联轴节；12—风阀传动装置；13—总水管；14—暗插楔式闸门；15—电动蝶阀；16—压力表；17—排料闸门；18—测压管；19—排料装置；20—排料轮传动装置；21—压铁；22—入孔盖；23—检查孔

图 10－3－26 LTG－15 型筛侧空气室跳汰机（左式）

3.2.2 筛下空气室跳汰机

筛下空气室跳汰机的空气室在跳汰机筛板下面，因而具有一些筛侧空气室跳汰机所不具备的特点。目前筛下空气室跳汰机已在许多国家制造和使用。筛下空气室跳汰机的结构如图 10－3－27 所示。

每个跳汰室装一个卧式风阀，为其中两个空气室提供压缩空气。压缩空气从空气室的一端给入，空气室的端部有上、下两个孔，上面的孔与风阀的进气口相接，用以进入压缩空气；下面的孔用以送入顶水。在机体的一侧设有风水包，水包侧面与总水管相接，下面则接有五个分水管，分别与空气室的进水孔相通。分水管上装有阀门，以调节各空气室的补充水量。

跳汰机设有水位灯光指示器。在每个跳汰室中有一个空气室，空气室中设有上、中、下三个水位，接头与水位灯光指示器相接，以表示水位的高低和跳汰机的运转情况。

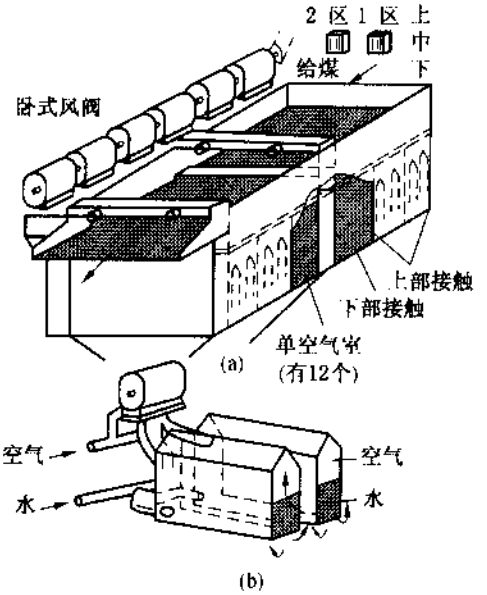


图10-3-27　筛下空气室跳汰机构造示意图

筛下空气室跳汰机，除了把空气室移到筛板下面以外，其他部分与筛侧空气室跳汰机结构基本相同。它的工作原理也是压缩空气经风阀控制，交替地压入和排出筛板下面的空气室，使其中水位交替地下降和上升，从而形成穿过筛板的脉动水流。所产生的脉动水流特性，实测结果与一般筛侧空气室跳汰机的典型特性相似。

LTX系列跳汰机是我国自行设计制造的筛下空气室跳汰机，这个系列共有七种规格。目前生产使用的主要有LTX-8型、LTX-14型、LTX-35型和SKT系列等几种。

LTX-14型筛下空气室跳汰机的构造如图10-3-28所示。该跳汰机矸石段有两个跳汰室，中煤段有三个跳汰室。每个跳汰室有两空气室，每段空气室的间距彼此相等。各室之间焊有隔板支柱，以便加强机体的强度和刚度。

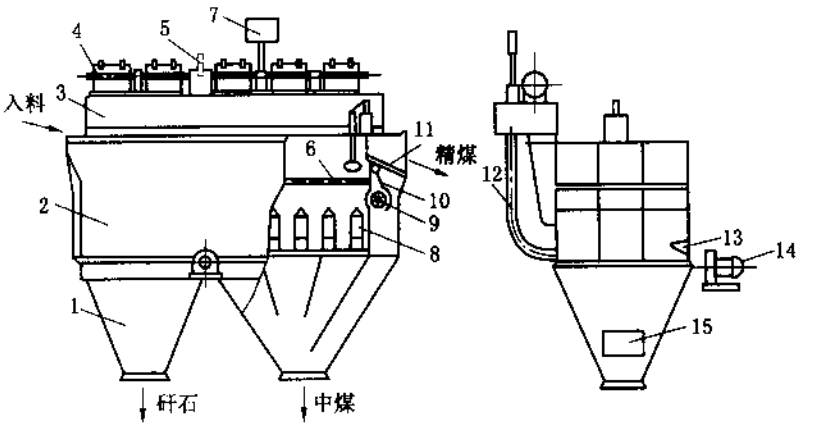
LTX-35型筛下空气室跳汰机为两段三产品结构，如图10-3-29所示。

矸石段有两个隔室，中煤段有三个隔室。每个隔室下设两个空气室用单独的电控气动风阀供风。该阀由电磁换向阀、气缸和风阀盖板组成。电子数控系统控制电磁换向阀使高压空气（$<6\times10^5$Pa）按给定程序向气缸和活塞的上、下部分交替进、排气。由活塞带动风阀盖板开启和关闭，实现低压空气（0.3×10^5Pa左右）周期性的进、出筛下空气室鼓动洗水完成跳汰过程。

SKT系列跳汰机是由我国煤炭科学研究总院唐山分院研制成功的用于分选块煤、末煤、不分级煤或分级联合洗选的新型跳汰机。现已形成从$6m^2$到$35m^2$的10多种规格的系列。此跳汰机的风阀、机体和排矸结构于1993年分别获国家专利，目前在全国选煤厂中得到广泛推广应用。

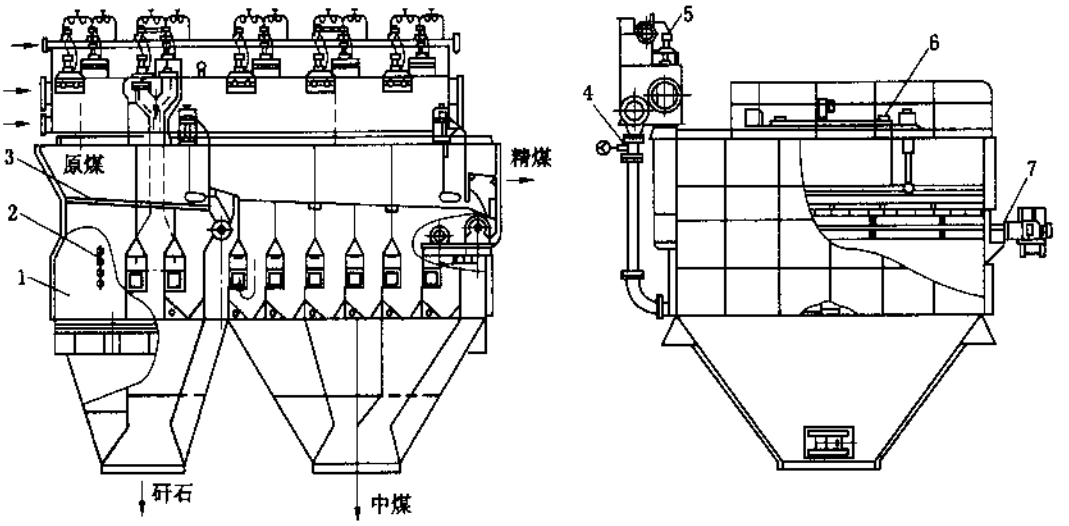
SKT系列跳汰机结构简图如图10-3-30所示。

1. 机体



1—下机体；2—上机体；3—风水包；4—风阀；5—风阀传动装置；6—筛板；7—水位灯光指示器；8—空气室；9—排料装置；10—中煤段护板；11—溢流堰盖板；12—水管；13—水位接点；14—排料装置电动机；15—检查孔

图 10-3-28 LTX-14 型筛下空气室跳汰机



1—机体；2—水位灯光指示器；3—筛板；4—补充水管；5—数控气动风阀；6—闸板提升机构；7—自动排料装置

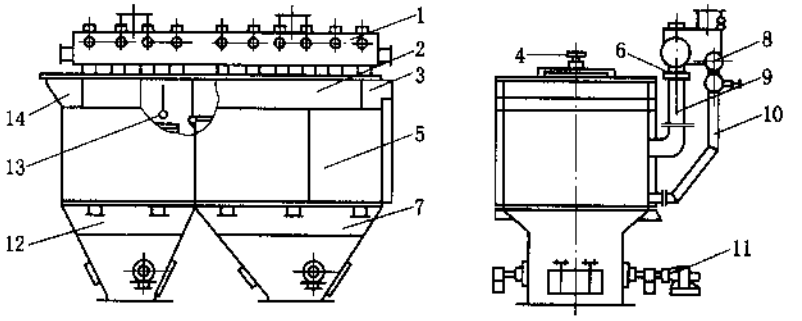
图 10-3-29 LTX-35 型筛下空气室跳汰机

SKT 系列跳汰机机体有以下结构特点：

（1）采用洗水 U 形振荡的筛下空气室结构，每个隔室都自成一个 U 形振荡体，使各隔室不易产生互相干扰，减少了能耗，同时也防止在进气期或排气期内洗水撞击的缺点，使洗水平稳升降，改善了物料的分选条件。

（2）顶水沿机体全宽度均匀给入，对床层的作用力均匀，有利于跳汰制度在全宽度上均匀分布，使床层平稳，改善了分层过程和排料的精度。

（3）采用倒锥形孔和不锈钢条缝两种筛板，可根据需要选择。



1—数控气动风阀；2—侧壁；3—出料端；4—浮动闸门；5—上机体；6—蝶阀；7—中煤机体；8—总水管；9—接管；10—分水管；11—排料装置；12—矸石锥体；13—浮标；14—进料端

图10-3-30　SKT系列跳汰机结构简图

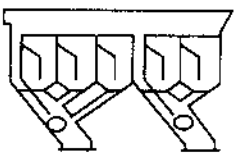


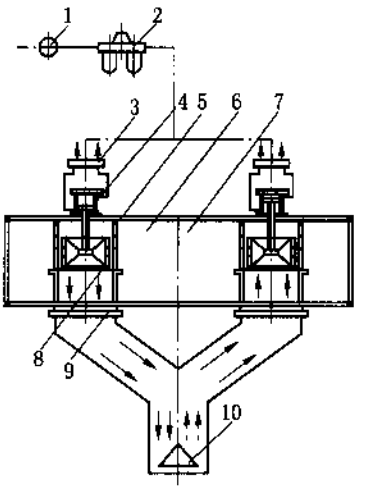
图10-3-31　SKT系列跳汰机机体结构简图

（4）机体设计成漏斗形单隔室组合结构，每个隔室自成一体，均为漏斗形，底口用管子接到下料溜槽上，将透筛物料排出。这样，不但省去了下锥体，使机体结构大为简化，还减少了机体质量和容水量。每个隔室为积木式对接装配，给制造、运输、安装和使用带来了方便。机体结构简图如图10-3-31所示。

2. 风阀

采用数控气动立式滑阀，气缸带动阀心，在阀套内滑动，当阀心和阀套上的开口重合时，完成进气或排气。阀心运动不受风压影响，也不和其他部件撞击；因此需要的动力小，工作可靠，噪声很小。

数控气动立式滑阀工作系统如图10-3-32所示。风阀由微电脑数控系统控制，电脑



1—高压风管；2—气源三连体；3—电磁阀；4—气缸；5—定套；6—低压风箱；7—排气风箱；8—阀芯；9—手动蝶阀；10—空气室

图10-3-32　数控气动立式滑阀工作系统

控制板为集成电路，采用按键操作，可以任意调整跳汰机制度，同时可预置三个不同的跳汰制度供操作人员选择使用。

3. 排料系统

SKT 系列跳汰机排料系统由无溢流堰水平下料口、随动溢流堤、料仓、超安息角排料叶轮、直流电机驱动装置、床层厚度传感器和电控柜等组成。排料系统图如图 10－3－33 所示。

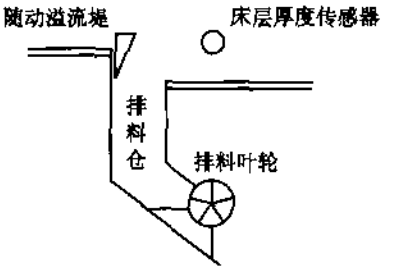


图 10－3－33 排料系统图

采用随动溢流堤，可随原煤性质变化，自动调节升降高度，随时对准床层的产品切割面，使物料在产品分离过程中，能维持稳定的分选密度。

采用无溢流堰水平下降口，可避免物料在分层后撞击溢流堰造成的二次混杂现象。并使需要排出的产品准确地进入料仓。采用漏斗型料仓可阻止水流上下窜动而扰乱细颗粒的排列秩序，实现稳静排料。排料轮设在料仓底口的物料下滑安息角之外，只有当其转动时才能排料，解决了卡轮、跑料等弊病。电控系统设有手动和自动两种功能，操作人员既可手调排料直流电机的转速，也可通过床层传感器检测床层厚度，自动调节排料量。

筛下空气室跳汰机与筛侧空气室跳汰机相比较，具有以下几个特点：

（1）筛下空气室跳汰机的空气室在跳汰室筛下，结构紧凑、质量轻、占地面积小。

（2）筛下空气室跳汰机的空气室沿跳汰室的宽度布置，能使跳汰室内沿宽度各点的波高相同，有利于物料均匀分选，适于跳汰机大型化。这是筛下空气室跳汰机的主要优点。

（3）筛下空气室跳汰机的空气室的面积为跳汰室的面积的 1/2，即空气室内水面脉动高度为 200mm 时，跳汰室水面脉动高度为 100mm。

（4）筛下空气室跳汰机的脉动水流没有横向冲动力。

由于筛下空气跳汰机的空气室水位比筛面水位低，而且空气室内有 0.021MPa 的空气余压，压缩空气推动液面运动，比筛侧空气室跳汰机要多克服一段静压头和空气余压，所以压缩空气的风压比一般筛侧空气室跳汰机所要求的为高，大约是 0.025～0.035MPa。

筛下空气室跳汰机和筛侧空气室跳汰机分选效果相近。我国筛侧式跳汰机的不完善度约为 0.2，邢台选煤厂使用筛下空气室跳汰机 LTX－14 型，跳汰机第一段 $I=0.127$，第二段 $I=0.255$，与筛侧式跳汰机效果相当。

3.2.3 动筛跳汰机

动筛跳汰机具有设备结构紧凑、工艺简单、用水量少、基建投资省、营运费用低等优点。可替代重介质排矸、选择性破碎和手选，也可用于动力煤、块煤的分选。

动筛跳汰机还可以同其他设备组成多种工艺流程，如 >50mm 级原煤用动筛跳汰机分选，<50mm 级原煤用重介质旋流器分选；200～13mm 级原煤用动筛跳汰机分选，<13mm 级原煤用重介质旋流器分选；>50mm 级原煤用动筛跳汰机分选，<50mm 级原煤采用干法选煤机分选。

由于动筛跳汰机循环水用量仅 0.08～0.2m^3/(t 煤)，所以在高寒和缺水干旱地区更能发挥优势。

3.2.3.1　动筛跳汰机的工作原理

动筛跳汰机是跳汰机的一种。工作时，槽体中水流不脉动，直接靠动筛机构用液压或机械驱动筛板在水介质中作上、下往复运动，使筛板上的物料造成周期性地松散。

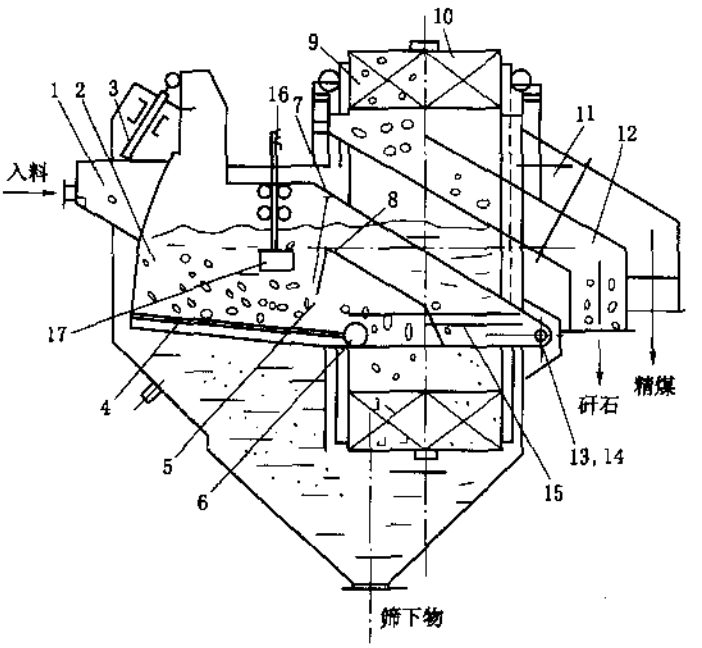
动筛机构上升时，颗粒相对于筛板，总体上看是没有相对运动的，而水介质相对于颗粒是向下运动的。动筛机构下降时，由于介质阻力作用，水介质形成相对于动筛机构的上升流，颗粒则在水介质中作干扰沉降，从而实现按密度分选。

动筛跳汰机与空气脉动跳汰机的区别在于：①不用风，也不用冲水和顶水；②物料的松散度由动筛机构的运动特性所决定。

3.2.3.2　液压传动动筛跳汰机

我国研制成功的TD系列液压驱动动筛跳汰机是适用于块煤分选和排矸的一种高效而简单的设备。

液压驱动动筛跳汰机由主机、驱动装置和控制装置三部分组成，动筛机构及排矸轮的动力由液压站提供；动筛机构及排矸轮的运动特性由电控柜控制。主机结构如图10－3－34所示。



1—槽体；2—动筛机构；3—液压油缸；4—筛板；5—闸门；6—排料轮；7—手轮；8—溢流堰；9—提升轮前段；10—提升轮后段；11—精煤溜槽；12—矸石溜槽；13—销轴；14—液压马达；15—链；16—传感器；17—浮标

图10－3－34　动筛跳汰机结构简图

动筛机构在液压油缸的驱动下，绕销轴作上、下往复摆动，并在其中部设有溢流堰，在溢流堰的下方前端设有可调闸门，以调整溢流堰与筛板之间的开口大小。溢流堰下方筛板的末端设有星轮结构的排料轮，由液压马达驱动。产品由提升轮排出，提升轮的中部有隔板，将提升轮分成两段，前段装矸石，后段装轻产品。为了防止轻重产品互相污染，在轻重产品之间和两侧增设了由筛网或冲孔板制成的防污染隔板，隔板下部还装有橡胶板，

并与提升轮中间隔板内径相接触，上部装有轴套，可绕动筛筛帮的轴转动。当动筛上、下运动时，由于重力作用，隔板基本呈自由下垂状态，能有效地起到分隔轻重两产品的作用。另外，采用筛网或冲孔板结构的隔板装置，使动筛对水介质的拨动减弱，也可避免横向水流将小块矸石带到筛下，防止提升轮发生故障。为了防止砸坏筛网，在筛板的入料端设置了筛板护栏，并与动筛筛帮固定。为防止筛板横向摆动，专门设置了防横向摆动装置。

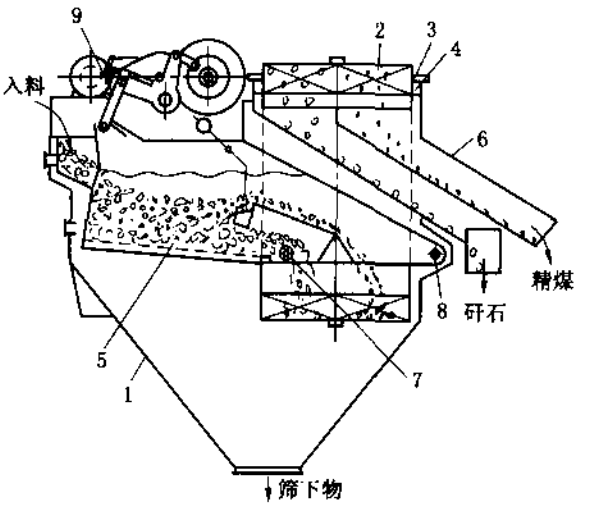
TD 系列液压驱动筛跳汰机的主要技术参数见表 10－3－4。

表 10－3－4 TD 系列液压驱动动筛跳汰机的主要技术参数

型 号	入料粒度/mm	生产能力/($t \cdot h^{-1}$)	筛板面积/m^2	筛板宽度/mm	吨煤循环水用量/($m^3 \cdot t^{-1}$)	不完善度 I
TD10/2.0	~400	80~120	2.0	1000	0.1~0.3	0.07~0.12
TD12/2.4	~400	105~150	2.4	1200	0.1~0.3	0.07~0.12
TD14/2.8	~400	130~185	2.8	1400	0.1~0.3	0.07~0.12
TD16/3.2	~400	160~225	3.2	1600	0.1~0.3	0.07~0.12
TD18/3.6	~400	200~275	3.6	1800	0.1~0.3	0.07~0.12
TD20/4.0	*~400*	*250~330*	*4.0*	*2000*	*0.1~0.3*	*0.07~0.12*
TD24/4.4	~400	310~400	4.4	2400	0.1~0.3	0.07~0.12

3.2.3.3 机械驱动动筛跳汰机

我国自行研制成功的 GDT14/2.5 型机械驱动动筛跳汰机已投入使用。它由主机、驱动装置和控制装置三部分组成，主机结构如图 10－3－35 所示。



1—槽体；2—提升轮；3—挡；4—托轮；5—动筛；6—溜槽；
7—排料轮；8—辅轴；9—拉杆（驱动机构）

图 10－3－35 机械驱动动筛跳汰机结构简图

该机驱动系统采用便于调节的曲柄摆杆机构。通过曲柄的连续传动，使摆杆绕固定轴作往复摆动，带动动筛工作。L形摆杆可以在较宽的范围内靠丝杆调节摆杆长度来实现振幅的无级可调。对于周期和频率变化，采用换带轮方式，以适应不同煤质原煤分选的需要。排料装置采用自动浮标闸门，能随物料矸石量的变化而自动地改变排料口的大小，从而实现自动排矸。产品由提升轮排出。

GDT14/2.5型机械驱动动筛跳汰机的主要技术参数见表10－3－5。

表10－3－5　GDT14/2.5型机械驱动动筛跳汰机主要技术参数表

参数名称	参数值	参数名称	参数值
入料粒度/mm	150～25	提料轮内径/mm	ϕ2400
生产能力/(t·h^{-1})	100～90	提料轮外径/mm	ϕ3540
筛面宽度/mm	1400	提料轮转数/(r·min^{-1})	1.56
筛面长度/mm	1800	提料轮电机功率/kW	11
筛面面积/m^2	2.5	排料轮转数/(r·min^{-1})	60～4(可调)
入料端振幅/mm	400～200(可调)	驱动电机功率/kW	37
跳汰频率/(r·min^{-1})	60～20(可调)	整机质量/t	23.136
提料轮深度/mm	450	外形尺寸(长×宽×高)/(mm×mm×mm)	5607×4605×5493

3.2.4　国外典型跳汰机简介

3.2.4.1　高桑跳汰机

高桑跳汰机是日本高桑健提出的，由住友机械公司和住友煤矿公司设计制造，并于1958年首次在日本赤平选煤厂使用。

高桑跳汰机分单段和双段两种。单段生产两种产品；双段生产三种产品。该机由跳汰室、空气室、旋转风阀、排料装置、斗式提升机等部件组成。两段三产品高桑跳汰机的结构如图10－3－36所示。

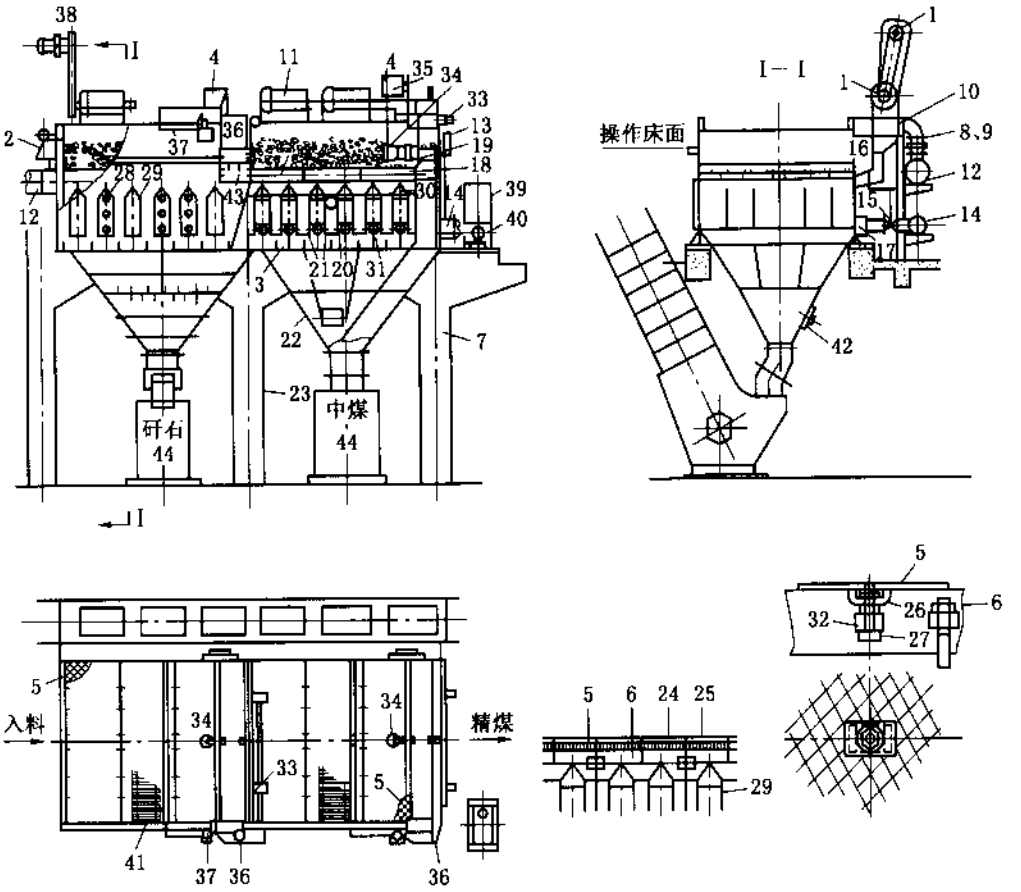
跳汰室每一段有三个分室，在每个分室与筛板之间有两个空气室，空气室的长度与跳汰室的宽度相等，空气室的总面积是跳汰室总面积的一半。水在空气室内外的脉动速度大致相近。在空气室内安设电接点水位指示器（按上、中、下三个水位布置），重产物排放采用浮标测定，并转换成电讯信号自动调节排矸闸门的自动排料系统。

高桑跳汰机的分选效果工艺指标筛侧空气室跳汰机有明显的提高。如日本赤平选煤厂采用5台高桑跳汰机，代替原有的5台永田鲍姆式跳汰机，其生产能力由350t/h提高到550t/h。数量效率从87.50%提高到94.40%。经实测单位面积(每平方米)的耗风量为4～6m^3/min，入口风压力为0.021MPa，实际耗水量为2.5m^3/t。

高桑跳汰机共有10多种系列产品。

3.2.4.2　德国巴达克跳汰机

巴达克跳汰机是德国洪堡尔特维达克公司产品，它改进了本公司生产的筛侧空气室跳汰机和高桑跳汰机的性能和结构，如改进了风阀结构、床层控制机构及筛下空气室的布置方式，并提高了自动化水平，使巴达克跳汰机同时具有上述两种跳汰机的基本优点。因此



1—链轮；2—主风阀用蝶形阀；3—跳汰室；4—排料装置；5—筛板；6—筛板架；7—支架；8—排气用蝶形阀；9—进气用的蝶形阀；10—旋转风阀座；11—旋转风阀；12—主空气管；13—主水管用蝶形阀；14—循环水管；15—支水管调节阀；16—空气室连管；17—循环水二通管；18—辅助闸门；19—主闸门；20—空气内加固板；21—空气室间的隔板；22—下部锥形槽；23—机座；24—人工床石；25—防止人工床石移动隔板；26—固定筛板的支撑座；27—安装筛板用螺栓；28—空气室水位指示器接点；29—空气室；30—空气室空气出入口；31—循环水入口；32—固定筛板用的底座；33—排气口；34—浮标；35—浮标和闸门高度指示器；36—辅助闸门气缸；37—主闸门气缸；38—旋转风阀变速电机；39—排料闸门油箱；40—排料闸门液压泵；41—跳汰室上的人行道；42—机体下部锥形槽入孔；43—排料装置入孔；44—斗式提升机

图 10-3-36 两段三产品高桑跳汰机结构示意图

获得了较好的工艺效果。

巴达克跳汰机有块煤跳汰机和末煤跳汰机，其基本结构相同。巴达克末煤跳机为两段三产品结构。各隔室自成一体，单独制造，可根据需要由几个隔室组成一段(图 10-3-37)。

该机矸石段有 4 室，中煤段有 2 室，共 6 室组成。根据原煤特点和对产品的质量要求确定的。德国原煤因含矸率高，又是易选煤；因而，跳汰机的矸石段较中煤段长一倍。巴达克末煤跳汰机第 3、4、6 室的筛板上均铺有长石人工床层。长石粒度为 30mm，筛板筛

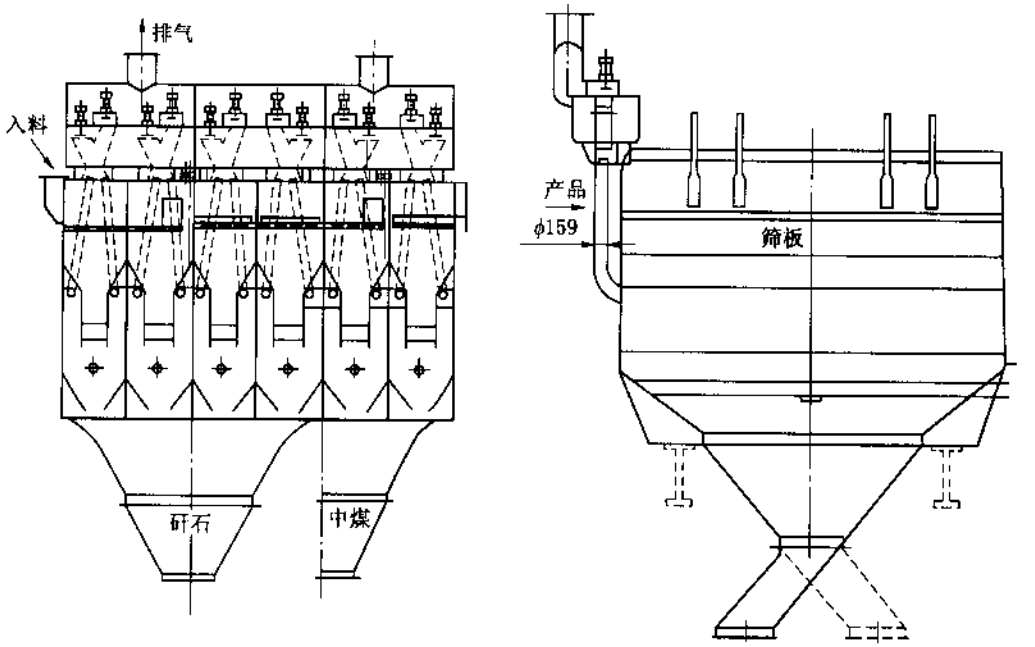


图10　3-37　巴达克跳汰机示意图

孔直径为10mm。

当跳汰分层后，重产物采用综合排料方式排出。粗粒矸石经第2室末端闸门排出，而细矸石经由第3、4室的人工床层透筛排到矸石漏斗。块中煤经第5室末端排料闸门排出，细粒中煤经第6室的人工床层透筛排到中煤漏斗内，跳汰精煤随溢流排出。该机各段不设溢流堰；因此，大大减少煤在矸石中的损失和精煤在中煤内的损失。

巴达克跳汰机空气室的布置与高桑跳汰机不同，它相当于将高桑跳汰机中每个隔室的两个空气室由中部移到两边，其空气室的面积仍为跳汰室面积的一半。并将空气室室顶作成如等边三角形又一分为二的形状，以防透筛物料的堆积。巴达克跳汰机的空气室有5个是成对的，靠近两头两个空气室是半个。中间的5个空气室沿纵向被分隔成两半。在巴达克跳汰机中每个风阀供给两个半空气室用，共设6个风阀。

当巴达克跳汰机超过3.5m宽时，在矸石段和中煤段各设两个排料闸门控制排料，并在每个排料闸门前设置一个浮标，各个浮标分别测量床层的变化，并通过信号分别控制各自闸门的动作。其优点是适应能力强，闸门动作灵活，沿跳汰机宽度各处中煤或矸石含量不均匀时，排料闸门可分别动作，以确保排料的准确性。巴达克跳汰机的闸门安装在排料道中，由一个可上、下移动的拉杆并在拉杆上倾斜安设有孔的挡板，用拉杆控制排料。它比排料闸门安设在筛板上要好，可防止因排料造成床层不稳或被冲乱、损失煤等。该机的连续排料装置，采用电器控制，在每套排料系统都设有两个三位定时器，分别控制浮标信号的输出起止时间，根据经验预先将床层信号输出时间标于定时器上，即可按时得到床层厚度的信号，据此进行自动调整。巴达克末煤跳汰机一般选取压缩期的最后瞬间作为信号输出时间。此时的测定值比较准确。此外，巴达克末煤跳汰机在入料端还装设浮标传感器，当入料减少过多或中断时，可自动切断气源，保护床层，防止对溢流产品的污染。

巴达克跳汰机采用电控气动风阀调整脉动水流特性，从而床层松散度好，分选效果理想。巴达克跳汰机对块煤、末煤分选效果都很好，也可以洗选不分级原煤。跳汰室的宽度有：3.5m、4.0m、5.0m、6.0m 和 7.0m 等，跳汰室长度视跳汰机隔室多少而定，一般为 6～7 室。

3.3 浮游选煤

浮游选煤是根据煤和矸石表面的润湿性差异进行分选的一种选煤方法，简称浮选。主要用于分选小于 0.5mm 细粒级煤炭。

随着我国机械化采煤程度的提高和煤炭资源条件的变差，高灰分细粒煤含量的增加，同时，用户对煤炭质量的要求越来越高，浮选方法在选煤中的地位和作用越来越突出。目前，不仅炼焦煤选煤厂设浮选，一些动力煤选煤厂或无烟煤选煤厂亦开始采用浮选工艺。

浮选是选煤工艺环节的重要组成部分，它的主要任务是：

（1）回收大量的细粒煤，充分利用煤炭资源。

（2）净化选煤用的循环水，提高其他工艺环节的效果。浮选是实现洗水厂内闭路循环，防止环境污染的主要工艺环节。

3.3.1 煤泥的可浮性

煤泥浮选是依据煤和矸石表面润湿性的差异进行分选的，其实质是表面疏水的煤粒粘附在气泡上并随之上浮，成为泡沫产品，而表面亲水的矸石颗粒则滞留在矿浆中，从而实现彼此分离。因此，浮选是在固、液、气三者相互接触的界面上进行的，它包括矿浆中的矿粒粘附到气泡上，然后上浮到液面并被刮入泡沫产品的过程。浮选时，矿粒与气泡发生附着的过程称为气泡的矿化，这是浮选过程中的基本行为。煤粒能否粘附到气泡上取决于它的润湿性，体现出煤泥的可浮性特征。

煤泥的可浮性即煤泥浮选的难易程度。它主要取决于煤岩成分、变质程度、矿物杂质及其嵌布特征、表面氧化程度以及粒度组成等。

煤是一种天然可浮性好的矿物，但是煤的结构复杂，含有非极性、杂极性和极性的物质，因而在表面各处的极性或疏水性不同。在暴露出的芳香核网面上，特别是各种碳氢化合物的部位，水化作用弱，疏水性强。在有含氧官能团的地方（如—OH 、—COOH 等）水化作用强，是亲水部位。嵌布于有机质中的无机矿物，如石英、黏土之类，水化作用强，也是亲水的。煤中的黄铁矿，其水化程度比其他成灰矿物弱，具有较强的疏水性。

不同变质程度的煤，其可浮性是不同的，通常中等变质程度的煤（如焦煤、肥煤）可浮性最好。

为了预测和了解各种煤的天然可浮性，许多学者曾提出过预测煤泥可浮性的各种理论，但是由于影响煤泥可浮性的因素比较多，至今还没有一个大家公认的方法。目前，国内外用于煤泥可浮性评定的主要方法，有根据煤炭的工业分析或元素分析进行评定的方法，以实验室浮选结果为依据的评定方法及用人浮煤泥性质进行评定的方法等几类。

为了全面了解煤泥的实际可浮性情况及实际分选效果，必须对煤泥进行浮选试验。根据产品质量的要求和试验结果，制定合理的浮选工艺流程。浮选试验所用的仪器设备、方法和步骤，可按国家标准 GB 4757—1984《浮选实验单元浮选试验方法》和煤炭行业标准 MT 144—1997《选煤实验室分步释放浮选试验方法》的规定执行。

3.3.2　浮选药剂

浮选过程中加入的能帮助浮选过程顺利进行的药剂称为浮选药剂。它的作用是改变浮选过程中相界面的性质，它不仅能最大限度地回收有用矿物，更重要的是它能灵活、有效地进行控制，成功地将各种矿物按人们的要求分开，使矿物资源得到充分的利用；因此，浮选药剂在选煤上得到广泛地应用。

3.3.2.1　浮选药剂的分类及作用

浮选药剂按用途可分为三大类：

（1）捕收剂。捕收剂主要作用在固、液界面上，能选择性地吸附在煤粒表面，提高其表面疏水性和可浮性，并促使煤与气泡附着，增强附着的牢固性。

（2）起泡剂。起泡剂主要作用在气、液界面上，使其表面张力降低，促使气泡在矿浆中弥散，形成小气泡，并防止气泡兼并，提高气泡在矿化和上浮过程中的稳定性。

（3）调整剂。调整剂主要用于调节其他药剂与矿物表面之间的作用，还可以调节矿浆的性质，提高浮选过程的选择性，按其作用可分为：活化剂、抑制剂、pH 调整剂、分散剂及絮凝剂。煤泥浮选中，所涉及的调整剂主要有以下几种：①pH 调整剂主要用于调整矿浆的 pH 值和矿物表面的电性，以改善浮选效果；②分散与絮凝剂主要用于调节矿浆中细泥的分散与团聚，减少细泥对分选的影响。

浮选药剂的分类见表 10－3－6。

表 10－3－6　浮选药剂的分类

药　剂	类　型	种　类	典型代表
捕收剂	非离子型	烃类油 酯类	煤油、柴油 黄原酸酯、烃基硫代氨基甲酸酯
	阴离子型	巯基类 烃基酸及皂	黄药、黑药 油酸、烃基硫酸钠
	阳离子型	胺类衍生物	混合胺、月桂胺
起泡剂	表面活性剂	醚类 醇类 醚醇类	丁醚油 松醇油、混合醇 醚醇油
	非表面活性剂	酮醇类	双丙酮醇油
调整剂	活化剂	无机盐类	硫酸铜、硫化钠
	抑制剂	无机盐类 有机物	硫化钠、水玻璃 单宁、淀粉
	pH 调整剂	电解质	酸、碱
	絮凝剂	无机电解质 天然高分子 合成高分子	石灰、明矾 淀粉、骨胶 聚丙烯酰胺、聚氧乙烯
	分散剂	无机盐 高分子化合物	水玻璃、苏打 各类聚磷酸盐

3.3.2.2 烃类油捕收剂

烃类油是煤、石墨、辉钼矿等非极性矿物浮选时的重要捕收剂。目前广泛使用的烃类油大部分来自石油产品，它是根据工业使用目的不同，按一定的沸点范围进行分馏和加工的。由于原油组成和产地不同，各种石油馏分产品的烃类组分和含量也不同。因此，同类产品的性质也有差异。烃类油的另一个来源是炼焦工业副产品。

烃类油在结构上的主要特点是：分子中结构对称，没有永久偶极，分子内部的原子以共价键结合，电子共有，而且不能转移到其他原子上面，化学活性差，在水中不解离成离子。因此，烃类油在水中的溶解度小，疏水性高，对破裂面呈分子键的天然疏水性高的表面具有良好的吸附性能。吸附时，烃类油与矿物表面之间不发生化学反应，一般以物理吸附的形式固着到矿物的表面上。

我国煤泥浮选时广泛采用煤油和轻柴油作为捕收剂。在选择药剂时，一般是煤化程度高的煤采用煤油，煤化程度低的煤采用柴油。为了提高药剂的作用效果，在药剂选择中应尽量考虑选用富含芳烃、烯烃类的烃类油，药剂中应含有适量的杂质性成分，分馏温度应是浮选活性高的烃类馏出温度。

常用的烃类捕收剂如下：

1. 煤油

煤油是煤泥浮选中应用最广泛的非极性烃类捕收剂之一。它是200～300℃石油的分馏产品，其主要成分是C_6～C_{11}烷烃。减压蒸馏煤油为140～280℃时的分馏产物，主要含C_9～C_{16}烷烃。

煤油基本不溶于水，只具有捕收性。当芳烃含量较大时，相对地略显浮选活性或起泡性能。煤泥浮选时，煤油用量一般为0.5～2kg/(t煤泥)。如使用过量，有显著的消泡作用。

煤油中以直馏煤油的稳定性最好，色度也小。如混入裂化馏分，因含不饱和的烯烃类而不稳定，易被氧化出现胶质或沥青质一类的深色物质，使浮选性能下降。

根据用途不同，煤油可分为灯用煤油、拖拉机煤油、航空煤油等。我国常用灯用煤油和拖拉机煤油作捕收剂。

2. 柴油

按加工方法的不同，可分为催化柴油、直馏柴油、热裂化柴油和焦化柴油等。

轻柴油是C_{15}～C_{18}的烃类混合物。含碳85.5%～86.5%，氢13.5%～14.5%；和少量的硫、氮、氧有机化合物及金属有机化合物。分馏温度约为150～365℃，不应混有365℃以上的重馏分。一般夏季用的柴油，初馏点为160℃，10%馏出温度为190℃；冬季用柴油初馏点为130℃，10%馏出温度为160℃。

轻柴油具有馏分重、密度高、黏度大，在水中分散的油珠尺寸大和在煤表面展开速度慢等特点；但是，疏水性较强，被煤表面孔隙吸收的数量少。因此，低阶煤浮选时采用轻柴油作捕收剂较为有利。

轻柴油中的烃类组分波动幅度比煤油大，尤其是芳烃含量相差更为显著，例如催化裂化轻柴油含芳烃量比直馏轻柴油高得多。轻柴油和煤油的组成见表10－3－7。

轻柴油中溶有一些分子量较大的石蜡，当温度下降时，它会产生凝固现象；因此，选煤厂要根据不同季节使用不同凝固点的轻柴油。

表10-3-7　轻柴油和煤油的烃类组分

轻柴油		煤油	
烃类组成	催化裂化	烃类组合	胜利炼厂
烷烃	19~24	正构烷烃	44.2
烯烃	24~21	异构-环烷烃	36.1
芳烃	57~55	芳烃	20.0
非烃	—	—	—

轻柴油按凝固点分为0号、10号、-10号、-20号、-35号等规格。浮选一般用0号或10号轻柴油，用量通常为1~3kg/(t煤泥)，这与煤泥浮选起泡剂用量有关。

浮选时，轻柴油用量一般为1~3kg/(t煤泥)，个别高达4kg/(t煤泥)以上，其用量与煤泥的可浮性和起泡剂用量有关。轻柴油成分不如煤油稳定，此外，因芳烃含量高，所以浮选活性较煤油高，但选择性不如煤油好。

3. 燃料油

燃料油是供锅炉用的液体燃料，分为六个等级（1~6号）。国外常用5号燃料油作煤泥浮选捕收剂。

4. 页岩轻柴油

页岩轻柴油系页岩焦油所得馏出物经冷压脱蜡，再经酸碱洗涤后的产品。页岩轻柴油中含有较多的不饱和烃（烯烃、芳烃），以及含氧、含氮物质，所以页岩轻柴油具有较强的捕收性能和一定的起泡性能。通常用于易选或中等易选煤泥，用量约为1.5~2kg/(t煤泥)。

5. 天然气冷凝油

天然气冷凝油是天然气凝析油经精馏所得的煤油馏分。我国四川省天然气资源丰富，西南地区有些选煤厂就有用天然气冷凝油作为捕收剂。

除了上述几种烃类油捕收剂外，国内外选煤厂煤泥浮选时还常用FS-201、FS-202、APP-1、脂肪胺等作捕收剂。

为了充分发挥烃类油捕收剂的作用，改善煤泥浮选效果，降低药剂消耗量，必须注意提高烃类油的浮选活性。提高浮选药剂的活性的方法主要有：辐射化学作用、磁场处理、烃类催化氧化法和电化学处理。

3.3.2.3　起泡剂

在浮选过程中，为了降低气液界面张力，产生大量的有利于煤粒矿化的小气泡，形成具有一定稳定性的泡沫层，常加入一些起泡剂。

起泡剂多数是杂极性表面活性物质，可以在气、液界面上聚集，并进行定向排列。其极性基具有亲水性，非极性烃基具有亲气性。由于极性基和水分子发生作用，在气泡表面形成一层水化层，阻碍了气泡的兼并，并增加气泡的机械强度，提高泡沫层的稳定性。同时，由于起泡剂在气液界面的定向吸附，降低了表面张力，能促使产生分散均匀、黏度低、寿命长和大小适合的小气泡。

起泡剂按其来源可分为三大类：

1. 天然起泡剂

天然起泡剂是由林木直接蒸馏和加工后的产品。由于林产品资源有限，所以天然起泡剂在选煤厂较少使用。

（1）松油。松油为松枝、松木和松根的蒸馏产物，主要成分是α－萜烯醇。其他成分为萜烯和醚类化合物。松油为淡黄色或棕色液体，密度为0.86～0.94g/cm^3。起泡能力较强，一般无捕收性。

（2）2号油。2号油亦称松醇油，以松节油为原料，经水合反应制得，呈黄棕色油状透明液体，密度0.9～0.915g/cm^3。主要成分为α－萜烯醇，其余为萜烯类化合物。起泡性能较松油弱，泡沫稍脆，无捕收能力。

（3）樟脑油。樟脑油由樟树的根、枝、叶蒸馏得到原油，提取樟脑后再分馏得各种樟脑油，分白、红、蓝色三种。其中白色可代替松油作起泡剂，选择性较松油好。

（4）桉叶油。桉叶油由桉树叶经蒸馏得到，主要成分为桉醇，在桉叶油中含量约占40%～50%，桉叶油生成的泡沫脆，选择性好，但用量较大。我国江西、云南、广东、四川一带桉树资源相当丰富。

2. 工业副产品起泡剂

这是我国选煤厂应用较多的一种起泡剂。

（1）仲辛醇。仲辛醇是生产葵二酸的副产品，密度为0.82g/cm^3，为橙黄色液体，具有刺激性臭味，其主要成分为：辛醇70%～80%，辛酮10%～20%。仲辛醇是我国煤泥浮选广泛应用的起泡剂之一，用量一般为100g/(t煤泥)。

（2）杂醇。杂醇是发酵法制酒精时的副产品，其主要成分为丙醇、丁醇和戊醇的混合物，密度为0.83g/cm^3，黄色透明液体。作起泡剂时，生成的泡沫较脆，选择性好，可用于难选煤和高硫煤的浮选。杂醇来源较广，是选煤厂应用较多的一种起泡剂，用量为200～300g/(t煤泥)。

（3）GF起泡剂。以丁醇、辛醇为原料，再经特殊加工得到GF起泡剂，主要成分为2－乙基已醇、二甲基已醇、2－乙基丁醇、三丁基醚，密度为0.88～0.91g/cm^3，红棕色油状液体，它兼有一定的捕收性能。由于GF浮选剂起泡性能强、用量小、选择性好，在我国选煤厂广泛地作为起泡剂使用。

（4）杂醇油。杂醇油为生产丁醇的高沸点残留液。所使用的分馏产品见表10－3－8，分馏产品的起泡能力随分子量增大而增高。其中，133～150℃产品可单独作起泡剂使用；150～160℃产品有增加泡沫稳定性的作用；160～195℃产品有降低泡沫稳定性的作用。

表10－3－8 杂醇油的分馏分析

沸点范围	133～150℃	150～160℃	160～195℃	195～315℃
平均分子量	105	123	—	—
密度/(g·cm^{-3})	0.836	—	—	—
成分	伯醇60%～65% 仲醇15%～20% 酮类化合物18%～20% 酯类化合物2%	伯醇40%～45% 仲醇40%～45% 酮类化合物8%～12% —	伯醇43%～47% 仲醇32%～36% 酮类化合物17%～19% 酯类化合物1%～4%	焦油 减压蒸馏产品 伯醇65%～70% 酮类12%～17% 酚类10%～15% 烃类3%～6%

（5）$C_6 \sim C_8$混合醇和$C_8 \sim C_{16}$混合醇。乙炔法生产丁醇、辛醇过程中有大量高沸物生成，其中一部分是丁醇提浓塔和精馏塔底重馏分，简称$C_6 \sim C_8$醇；另一部分为2－乙基己醇蒸馏塔塔底的高沸物，简称$C_8 \sim C_{16}$醇。

$C_6 \sim C_8$醇外观为棕红色透明油状物，密度为0.829～0.834g/cm^3，主要成分见表10－3－9。$C_8 \sim C_{16}$醇外观为橙黄色油状物，密度为0.830～0.835g/cm^3，主要成分为辛醚和辛醇，分别占61.5%和21.6%。

表10－3－9　$C_6 \sim C_8$混合醇组成

名　称	化　合　物	成　分/%
正丁醇	$CH_3—CH_2—CH_2—CH_2—OH$	18.85
庚醇－4	$CH_3—CH_2—CH_2—\underset{\displaystyle OH}{\underset{\vert}{CH}}—CH_2—CH_2—CH_3$	2.46
2－乙基丁醇	$CH_3—CH_2—\underset{\displaystyle C_2H_5}{\underset{\vert}{CH}}—CH_2—OH$	30.60
3－甲基庚醇	$CH_3—CH_2—CH_2—CH_2—\underset{\displaystyle CH_3}{\underset{\vert}{CH}}—CH_2—CH_2—OH$	14.12
2－乙基己醇	$CH_3—CH_2—CH_2—CH_2—\underset{\displaystyle C_2H_5}{\underset{\vert}{CH}}—CH_2—OH$	25.10

生产实践表明，它们是较好的起泡剂，$C_6 \sim C_8$醇的起泡能力较强，$C_8 \sim C_{16}$醇的选择性较好，生成的泡沫多，脆而不粘，有利于过滤脱水，用量100～150g/(t煤泥)。

（6）酯油190。高压法羰基合成丁醇、辛醇时得到大量带支链结构的残液，以浓硫酸为催化剂，使之转化为主要含$C_4 \sim C_8$支链的酯油。采用酯油作煤泥浮选的起泡剂，其效果与仲辛醇类似，代号为酯油190。这种药剂的优点是价格低，气味小、毒性低。

3. 人工合成起泡剂

这类起泡剂是根据所浮的矿物特性专门生产的化工产品。

（1）醚酸类起泡剂。醚酸类起泡剂是由石油化工产品合成的新型起泡剂，有甲基醚醇、乙基醚醇、丁基醚醇等。我国生产的乙基醚醇由环氧丙烷和乙醇在苛性钠催化剂的作用下聚合而成，也叫醚醇油。

这是一种可以严格按照环氧丙烷数目和醇的碳链长度由人工合成的起泡剂，其起泡性能可以预先进行设计。起泡能力随环氧丙烷数目及醇的烃链碳原子数增加而提高。同时捕收性能提高，选择性降低。

醚醇类起泡剂水溶性较高，泡沫结构致密，能产生直径<0.2mm的微泡，选择性好；产生的泡沫不粘，消泡快，用量少，仅10～80g/(t原矿)；但价格较贵。

（2）醚类起泡剂。醚类起泡剂是一种新型的人工合成起泡剂，如国内的4号油就属于此类，其主要成分为1，1，3－三乙氧基丁烷，又称丁醚油。

4号油的主要原料是合成聚乙烯醇过程中产生的副产品，来源广泛。4号油价格低，

纯度高，起泡能力比2号油强，而用量仅是2号油的一半，生成的泡沫脆。另外，该起泡剂在尾矿水中很快分解、氧化，失去有害作用；因此是一种毒性小的起泡剂。

（3）甲基异丁基甲醇。这种起泡剂又称甲基戊醇，代号MIBC，由丙酮经缩合、脱水和常压加氢制成。外观为无色透明液体，密度为0.806～0.807g/cm^3，溶解度为1.79%。特点是选择性强，活性好，泡细脆，不粘，消泡容易，用量少。

3.3.2.4 其他药剂

在煤泥浮选时，除了捕收剂和起泡剂外，还常常使用一些特殊的药剂，来强化其他药剂的作用效果，或直接改变煤泥浮选的行为。

1. 促进剂

这是一种能够改善捕收剂和起泡剂作用效果的药剂。一般说，促进剂多为表面活性剂，具有杂极性分子结构。多数促进剂本身不是捕收剂和起泡剂，但添加少量的这类药剂后，即可大大提高捕收剂、起泡剂效果或二者的作用效果，并降低药剂用量。

2. 复合浮选剂

复合浮选剂兼具捕收、起泡两种性能的药剂，煤泥浮选过程中，只需要一种药剂可同时起到捕收剂和起泡剂的作用，简化浮选过程的药剂制度。

（1）MB系列浮选剂。MB系列浮选剂，呈棕色，密度为0.930g/cm^3，基本组成为烷烃（C_9～C_{15}）正构、异构体以及芳烃、多烷基苯类、烷基茚满类，并含有其他成分。该系列浮选剂有五种产品，同时具有捕收性能和起泡性能，能满足不同可浮性煤的浮选需要。其中，MB_1适用于挥发分和细泥含量中等的较难浮煤，捕收性能比MB_2强，宜用于我国南方温暖地区；MB_2适用于挥发分和细泥含量中等的较易浮煤，宜用于我国北方寒冷地区；MB_{12}适用于中等细泥含量的难浮煤；MB_{25}适用于中等挥发分的易浮煤，浮选速度快，MB_{275}适用于中等挥发分和细泥含量较高的煤。

（2）ZF合成浮选剂。ZF合成浮选剂是以煤油为原料在常压下液相催化氧化的产物，组成中含烃类和烃类氧化物，两者的比例大致为60∶40，外观呈棕黄色透明液体，密度为0.85g/cm^3，pH值为6～7。该浮选剂兼有捕收性和起泡性。在技术指标相同的条件下，ZF浮选剂比其他药剂用量可降低一半左右，并可降低浮选精煤水分，但价格较高。

（3）MZ系列浮选剂。MZ系列浮选剂是一种含有不同官能团并具有起泡性能的煤用捕收剂，是由石油化工副产品经加工、改性、配制、去除异味后制成的，其主要组分是C_8～C_{13}的烷烃、芳香烃、脂肪醇、烃类衍生物和少量的表面活性剂。该浮选剂具有良好的捕收性、选择性和一定的溶解性，浮选效果比使用单一烃类油好。

（4）FJ系列复合煤用浮选剂。FJ系列复合煤用浮选剂为一种同时具有捕收性和起泡性的复合药剂，具有良好的选择性，是细粒煤浮选的优良促进剂。使用FJ复合浮选剂可较常规药剂节约用量30%～50%，同时可使精煤产率有所提高，可收到明显的经济效益。FJ复合浮选剂广泛适用于各种挥发分的细粒煤浮选，使用方便。

由于复合浮选剂中起捕收和起泡作用组分的比例固定，复合浮选剂往往以系列形式生产，以适应煤种和煤质的变化。如我国生产的MB系列浮选剂和ZF合成浮选剂在选煤时可单独使用，对于入选可浮性变化较大的多种原料煤的矿区型选煤厂适应性就较差。有些选煤厂在使用复合浮选剂时，根据浮选入料性质（尤其是粒度组成），再添加其他捕收剂或起泡剂，即该复合浮选剂捕收能力不足时，就添加适量的非极性油类，或者起泡能力不

足时，就添加适量的起泡剂。

3.3.3　浮选机及辅助设备

3.3.3.1　浮选机

浮选机是实现浮选过程的重要设备，浮选效果的好坏，很大程度上取决浮选机的性能和结构的完善程度。煤用浮选机种类、型号繁多，根据充气方式可以将浮选机分为机械搅拌式浮选机和非机械搅拌式浮选机两大类。

1. 机械搅拌式浮选机

凡利用旋转叶轮吸入空气（或同时从外部压入空气）并进行搅拌，使气泡分散在煤浆中的浮选机统称为机械搅拌式浮选机。由于运行可靠，分选效果好，容易操作调节等优点，在国内外浮选工艺系统中，均得到了广泛使用。近年来各国在改进浮选机的工作效果、向大型化发展及进行自动控制等方面作了大量的研究工作，研制出不少有特色的机械搅拌式浮选机。

1）XJM－4（6）型系列浮选机

XJM－4（6）型机械搅拌式浮选机是我国20世纪70—80年代研制成功并广泛使用的两种煤用浮选机。图10－3－38、图10－3－39分别为XJM－4型、XJM－6型浮选机的结构示意图，它们的技术规格列于表10－3－10中。

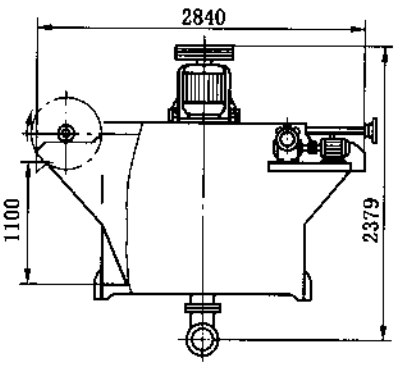
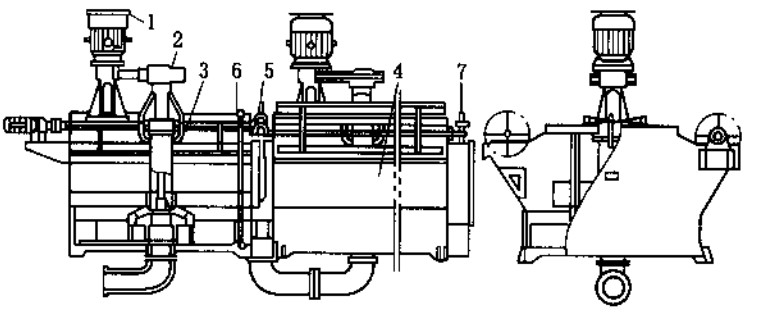


图10－3－38　XJM－4型浮选机结构示意图



1—电动机；2—搅拌机构；3—刮泡机构；4—浮选槽；5—中矿箱；6—放矿机构；7—尾矿箱

图10－3－39　XJM－6型浮选机结构示意图

表 10-3-10 XJM 型浮选机技术规格

型　　号	XJM-4	XJM-6
类型	浅槽机械搅拌式双侧刮泡	浅槽机械搅拌式双侧刮泡
给料方式	吸入式	吸入式
设计煤浆吸入量/($m^3 \cdot h^{-1}$)	180	300
单位充气量/($m^3 \cdot m^{-2} \cdot min^{-1}$)	1~1.3	0.8~1.0
充气均匀系数/%	90	81~91
槽深/mm	1100	1200
叶轮直径/mm	500	600
叶轮线速度/($m \cdot s^{-1}$)	10.2	10.7
叶轮转速/($r \cdot min^{-1}$)	390	340
搅拌机构电机功率/kW	11	17
刮泡器转速/($r \cdot min^{-1}$)	23	22
外形尺寸(长×宽×高)/(mm×mm×mm)	12700×3000×2500	13480×3280×3620
设备重/t	~15.5（6槽）	~22.6（5槽）

XJM 型浮选机入料方式为吸入式，各浮选槽之间用 U 形管相连，根据工艺要求可采用 3~6 个槽组成一组。

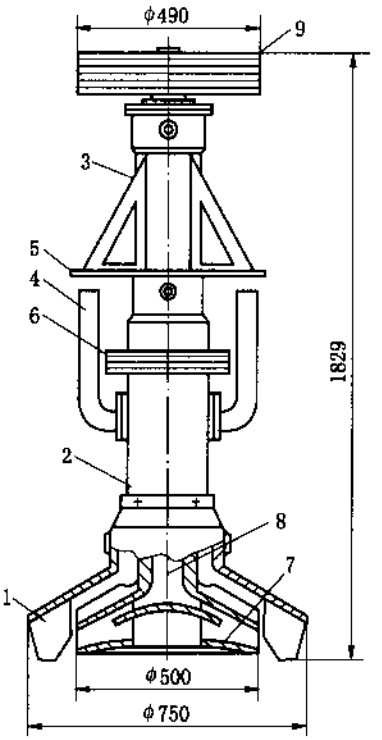
该浮选机由浮选槽、搅拌机构、中矿箱、刮泡机构和放矿机构等五部分组成。

搅拌机构是 XJM 型浮选机的主要部件，其结构如图 10-3-40 所示，它由固定部分和转动部分组成。固定部分由定子 1、套筒 2 和轴承座 3 等组成，套筒上装有对称的两根进气管 4，管端安有调节阀用以调整充气量。在轴承座和套筒之间设有调节垫 6，用以调整叶轮和定子的轴向间隙。转动部分由伞形叶轮定子组 7、空心轴 8 和 V 带带轮 9 等组成，空心轴上面安装有调节装置，可根据需要安装不同孔径的端板来改变空心轴进气端面的面积，来控制浮选机的充气量、吸浆量及电机功率消耗。

图 10-3-41 是 XJM-4 型浮选机的叶轮和定子结构的示意图。伞形叶轮由三层组成，叶轮的外围直径为 500mm。第一层上部有 6 块直叶片，用以与定了配合，吸入空气和循环煤浆；该层的下部为 6 块弧形叶片。第二层是直径 350mm 的伞形隔板，与第一层之间构成吸气室。第三层是中心有开口的伞形板，浮选机的煤浆由此口吸入，与第二层隔板之间形成吸浆室。第一层、第三层之间靠近叶轮的外端，由弧形叶片隔开的空间称为混合室。定子利用螺栓连接在套筒上，在它的圆柱面和伞形面上分别开有 6 个直径为 65mm 和 16 个直径为 25mm 的循环孔，伞形定子外缘有 16 块与径向呈 60°的导向叶片，其倾斜方向与叶轮旋转方向一致。

XJM 型浮选机具有以下特点：

（1）采用伞形叶轮一定子组。叶轮分为三层，故可同时而且互不干扰地完成吸入新鲜煤浆、循环煤浆和空气；由于双系统进气，使浮选机有较高的充气量；伞形叶轮上、下层锥角不同，使新鲜煤浆、循环煤浆和空气从叶轮甩出后交叉相遇，有利于气泡矿化。



1—伞形定子;2—套筒;3—轴承座;4—进气管;5—进气量调整盖;6—调节垫片;7—伞形叶轮;8—空心轴;9—带轮

图10-3-40　XJM-4型浮选机搅拌机构结构示意图

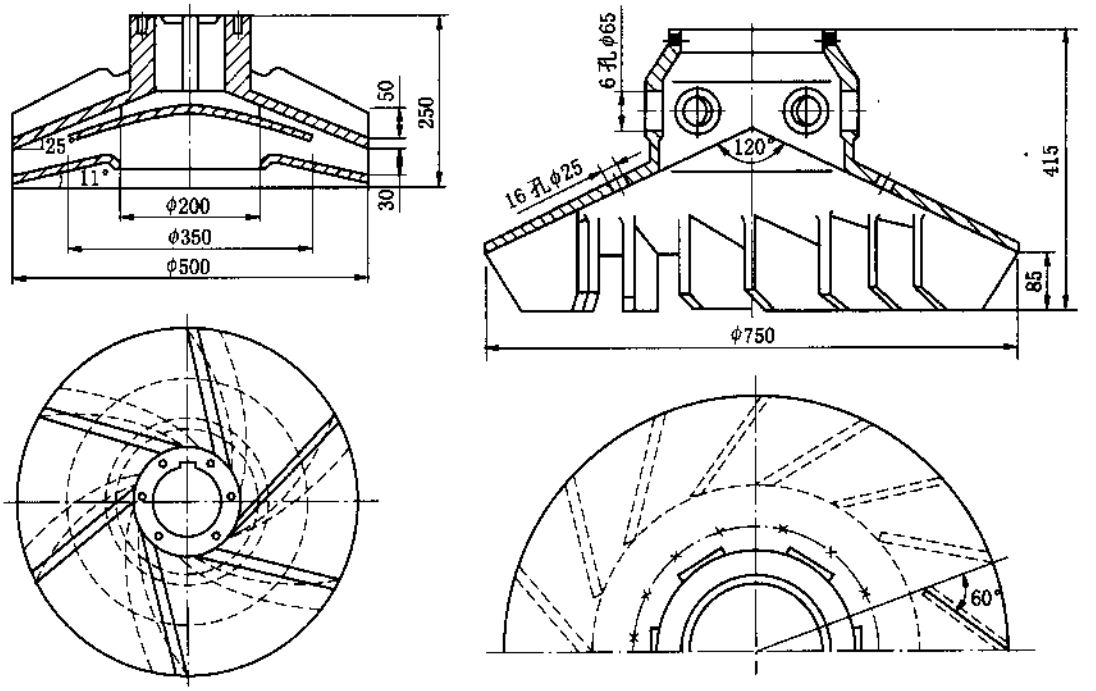


图10-3-41　XJM-4型浮选机的叶轮、定子结构示意图

（2）采用较浅的浮选槽和直径较小、转速较高的叶轮，有助于减少浮选机的功率消耗。

（3）伞形叶轮使矿浆在浮选机内呈“W”形流动。降低叶轮浸入深度，有利于提高充气量、降低功率消耗，避免粗颗粒沉淀，增加气泡粉碎程度。

XJM－4型浮选机在正常的技术条件下，充气量可以达到1.0$m^3/(m^2 \cdot min)$，充气均匀系数达到85%，达到了设计要求指标，能够满足各种不同可浮性煤的浮选要求。但从XJM－4型浮选机的实际生产情况及技术检查结果分析，该浮选机比较适用于可浮性较好的煤泥，对可浮性差的煤泥，特别是入料中含有较多高灰分细泥时，其分选效果较差，浮选灰分偏高，非可燃体在浮选精煤中污染较严重，从而使浮选完善指标η_{wf}值较其他浮选机低。另外，对较粗粒煤的分选效果也较差。

2）XJM－S型系列浮选机

XJM－4型浮选机单槽容积小，加上部分结构上的不够完善，特别是伞形叶轮下层出口易堵塞，因此已远不能满足选煤厂采用选择性更好的大型浮选机的要求。在改进XJM－4型浮选机的不足和吸取国外新型浮选机的一些优点基础上，设计出结构合理、浮选效果好，运转可靠，操作维修方便而且能耗低的双层伞形叶轮的XJM－S型系列煤用浮选机。

（1）XJM－S型系列浮选机的结构特点。XJM－S型系列浮选机保留了XJM－4型浮选机在结构上的一些特点，同时针对在使用中出现的一些问题，借鉴其他浮选机的长处，在结构上作了如下改进：

① 将原XJM－4型浮选机的三层伞形叶轮改为双层伞形叶轮，取消原下伞轮中的隔板并对叶轮腔高度、叶片高度等参数进行优化，这样既保留了原伞形叶轮浸水深度小、功率消耗较低等优点，又克服了三层伞形叶轮不易加工、叶轮腔易堵塞等问题。

② 将底部中心吸料改进为“假底底吸、周边串料”的底部中心吸料与直流入料混合的入料方式，即大部分入料通过假底中心吸料管吸入叶轮，其余部分入料通过假底周边与槽壁的间隙上升进入下一槽箱，这样既保留了原底部中心给料的优点，又兼顾选煤厂大量采用煤泥水直接浮选原则流程所带来的入料浓度低、入料量大的需要，还能避免“短路”现象的产生，保持正常的矿浆流态。

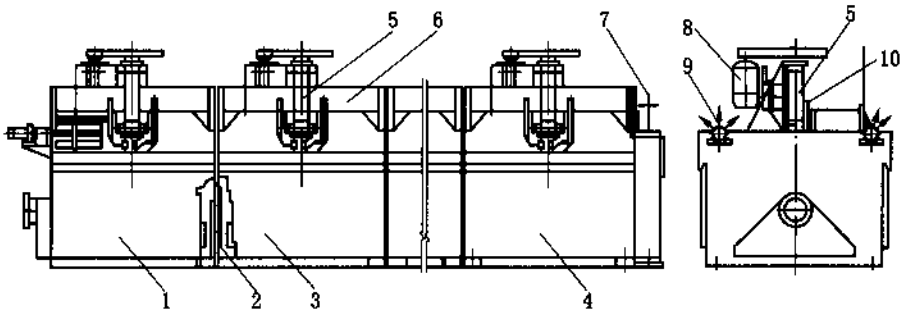
③ 将原为整体结构的定子改进为定子盖板和导向叶片分体式结构，使假底上的吸料管与叶轮下吸口对中，保证了定子与叶轮的轴向间隙相径向间隙；可通过定子盖板上的调节装置调整上部的煤浆循环量，通过更换下吸口，调节下部的煤浆循环量，以适应不同可浮性煤和不同工艺制度的要求。

④ XJM－S浮选机一般与矿浆预处理器配套使用。XJM－KS系列为矿浆予处理与浮选机一体化的设备，即达到矿浆予矿化的作用，又节约了厂房的空间和面积。

XJM－S型系列浮选机的结构示意图如图10－3－42所示，其搅拌机构结构示意图如图10－3－43所示，它的核心部件是叶轮定子组件，采用分体式叶轮定子结构，给浮选机的安装和检修带来极大的方便。

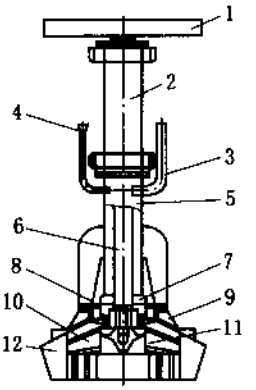
（2）XJM－S型系列浮选机技术参数。XJM－S型系列浮选机技术参数列于表10－3－11。

（3）XJM－S型系列浮选机的使用效果。XJM－S12型浮选机样机工业性试验的浮选入料为高变质程度的无烟煤，真密度和硬度大，用煤油作捕收剂、GF油作起泡剂，工业



1—头部槽体；2—中矿箱；3—中间槽体；4—尾部槽体；5—搅拌机构；6—支撑梁；7—尾矿闸板机构；8—电动机；9—刮泡机构；10—放矿机构

图10-3-42　XJM-S型浮选机结构示意图



1—带轮；2—轴承座；3—吸气管；4—加药管；5—套筒；6—搅拌轴；7—钟形罩；8—上调节环；9—定子盖板；10—叶轮；11—锁紧螺母；12—定子

图10-3-43　XJM-S型浮选机搅拌机构结构示意图

性试验浮选技术指标见表10-3-12。

表10-3-12数据表明：XJM-S12型浮选机对工业性试验的浮选入料，分选选择性较好，浮选完善指标η_{wf}值达到56.14%，与XJM-4型浮选机浮选易浮煤相比，浮选完善指标η_{wf}值高10多个百分点，且精煤质量比较稳定；但单位处理量则偏低，平均仅达到6.3$m^3/(h\cdot m^3)$。

XJM-S16型浮选机在山东某选煤厂工业性试结果见表10-3-13。

表10-3-14为XJM-S16型，XJQM-14型和JF-16型三种浮选机生产检查结果数据的比较。表中原煤和精煤质量对于后两种浮选机为同一个数据。由表可看出，在精煤质量优于两种浮选机的情况下，XJM-S16的处理量为XJQM的1.3倍，JF的3.8倍，而且尾煤灰分还提高了5.7个百分点。不仅如此，XJM-S16机的药剂耗量也比其他两种浮选机低，可节约药剂耗量25%~50%。XJQM为充气机械式浮选机，若计入鼓风机的电耗，则其吨煤电耗与机械搅拌式的XJM浮选机不相上下，而两者电耗均约为JF的40%。说明机械搅拌式浮选机只要结构合理可以和充气机械式一样将电耗降下来。

表 10-3-11 XJM-S 型系列浮选机技术参数

型号			XJM-S4、XJM-KS4	XJM-S6、XJM-KS6	XJM-S8、XJM-KS8	XJM-S10、XJM-KS10	XJM-S12、XJM-KS12	XJM-S14、XJM-KS14	XJM-S16、XJM-KS16	XJM-S20、XJM-KS20
单槽容积/m^3			4	6	8	10	12	14	16	20
单位生产能力/$(t \cdot m^{-3} \cdot h^{-1})$			0.6~1	0.6~1	0.6~1	0.6~1	0.6~1	0.6~1	0.6~1	0.6~1
单位矿浆处理量/$(m^3 \cdot m^{-3} \cdot h^{-1})$			6~10	6~10	6~10	6~10	6~10	6~10	6~10	6~10
入料压力/MPa			0.08~0.12（XJM-KS 系列）							
搅拌机构功率/kW			15	18.5	22	30	30	30	37	45
刮泡机构功率/kW			1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	1.5	2.2	2.2
外形尺寸	长/mm	3槽	6785	7685	8200	8980	9495	10200	10970	12260
		4槽	8690	9890	10555	11590	12255	13205	14175	15715
		5槽	10595	12095	12910	14190	15015	16210	17380	18170
	宽/mm		2150	2450	2950	2950	3120	3270	3450	3700
	高/mm		2758	2806	3046	3046	3046	3310	3433	3503

表 10－3－12　XJM－S12 型浮选机技术指标

月份	处理量/($m^3 \cdot h^{-1}$)	入料浓度/($g \cdot L^{-1}$)	单位生产能力/($m^3 \cdot h^{-1} \cdot m^{-1}$)	入料灰分/%	精煤灰分/%	精煤产率/%	尾煤灰分/%	浮选完善指标/%	药剂耗量/($kg \cdot t^{-1}$)	电耗/($kW \cdot h \cdot t^{-1}$)
1	300	74.3	6.3	18.84	7.71	80.66	63.4	58.71	0.69	3.98
2	298.5	83.1	6.2	18.47	8.25	81.05	62.17	55.01	0.75	3.59
3	305	68	6.4	18.48	8.06	79.85	61.04	55.23	0.87	4.07
4	301	74.8	6.3	20.38	8.8	77.94	62.79	55.62	0.95	3.75
平均	301	75	6.3	19.04	8.19	79.86	62.35	56.14	0.82	3.85

表 10－3－13　XJM－S16 型浮选机工业性试结果

指　标	试验 1	试验 2	试验 3	试验 4
入料灰分/%	9.39	11.46	14.98	16.92
入料浓度/%	145	160	157	154
入浮矿浆量/($m^3 \cdot h^{-1}$)	265	320	292	320
干煤处理量/($m^3 \cdot h^{-1}$)	41.6	51.2	45	49.3
单位生产能力/($m^3 \cdot h^{-1} \cdot m^{-3}$)	0.87	1.07	0.96	1.03
精煤灰分/%	6.39	8.61	10.91	10.14
精煤产率/%	94.21	93.47	92.18	87.41
尾煤灰分/%	57.84	52.24	62.97	62.91
药剂耗量/($kg \cdot t^{-1}$)	1.24	0.89	1.41	1.22
电耗/($kW \cdot h \cdot t^{-1}$)	1.94	1.58	1.76	1.64

表 10－3－14　三种浮选机生产积累数据比较

指　标	XJM－S16	XJQM－14	JF－16
入料灰分/%	13.6	12.8	
入料浓度/($g \cdot L^{-1}$)	152.4	151.2	
入浮矿浆量/($m^3 \cdot h^{-1}$)	298.4	230.8	79.4
干煤处理量/($t \cdot h^{-1}$)	45.6	34.9	12
单位生产能力/($t \cdot h^{-1} \cdot m^{-3}$)	0.95	0.83	0.5
精煤灰分/%	8.79	10.26	
精煤产率/%	90.23	94.08	
尾煤灰分/%	58.68	52.98	
药剂耗量/($kg \cdot t^{-1}$)	1.18	1.48	1.78
电耗/($kW \cdot h \cdot t^{-1}$)	1.77	1.66	4.37

由于 XJM－S 型浮选机对不同的煤种（从气煤到无烟煤）、较宽的粒度级（0.5～0mm），入料矿浆浓度的大范围变化（40～150g/L）及不同可浮性的煤泥均有很强的适应能力，因此在许多选煤厂的生产中都取得了良好的效果。表 10－3－15 中为不同选煤厂使

用该系列浮选机的生产指标。这些厂的原煤，无论是煤种还是可浮性均有很大的差异，但浮选后都得到了较为理想的结果。

表 10－3－15 XJM－S 系列浮选机生产指标

选煤厂	煤种	可浮性	机型/室数	生产能力/		原煤		精煤		尾煤灰分/%
				($m^3 \cdot m^{-3} \cdot h^{-1}$)	($t \cdot h^{-1}$)	灰分/%	浓度/($g \cdot L^{-1}$)	产率/%	灰分/%	
A	1/3 焦煤	易	XJM－S16/3	6.2～7.1	45	13.26～16	120～150	91.16	9.1	56.02
B	1/3 焦煤	中等	XJM－S16/3	>8.3	>25	17	60～80	>80	<9.0	>50
C	无烟煤	中等	XJM－S12/4	>8.3	>25	18.3	75	79.4	7.8	58.82
D	焦煤	极难选	XJM－S12/3+4	粗选 6.88 精选 7.8	>40	>20	>120	>70	>12.5	>40
E	焦煤	难	XJM－S8/5	>6.5	>28	25～30	>120	>70	12	70～80
F	焦煤	难	XJM－S4/6	5.8	12	20～30	100	>60	12.5	45

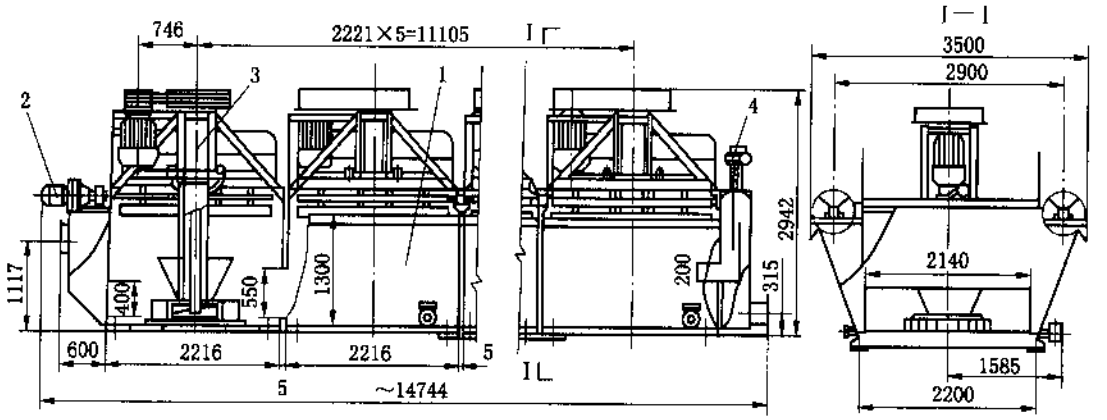
3）XJX 型系列浮选机

XJX 型系列机械搅拌式浮选机是在“洪堡特”等国外先进浮选机的基础上，我国设计研制成功的一种新产品。XJX 型系列浮选机有 XJX－8、XJX－Z8、XJX－T12 等规格，主要技术参数见表 10－3－16。

表 10－3－16 XJX 型浮选机技术规格

型号	XJX－8	XJX－Z8	XJX－T12
类型	浅槽机械搅拌式双侧刮泡	浅槽机械搅拌式双侧刮泡	浅槽机械搅拌式双侧刮泡
给料方式	直流式	直流式	吸入式
单槽容积/m^3	7.9～8.5	8	12
设计煤浆通过量/($m^3 \cdot h^{-1}$)	A 型叶轮 300～400 B 型叶轮 400～500	320～500	一次粗选 500～700 二次精选 300～400
单位充气量/($m^3 \cdot m^{-2} \cdot min^{-1}$)	A 型叶轮 0.59 B 型叶轮 1.15		0.67～1.25
充气均匀系数/%	A 型叶轮 79.61 B 型叶轮 81.29		83～85
槽深/mm	1300～1400	1400	1600
叶轮直径/mm	660	660	760
叶轮线速度/($m \cdot s^{-1}$)	8.6	8.6	8.6
叶轮转速/($r \cdot min^{-1}$)	249	249	273
搅拌机构电机功率/kW	30	22	37
刮泡器转速/($r \cdot min^{-1}$)	33.3	33.3	33.3
外形尺寸(长×宽×高)/(mm×mm×mm)	14744×3500×2942	14828×3685×2945	15870×3840×3500
设备重/t	~26.4（6 槽）	~27.0（6 槽）	~31.0（5 槽）

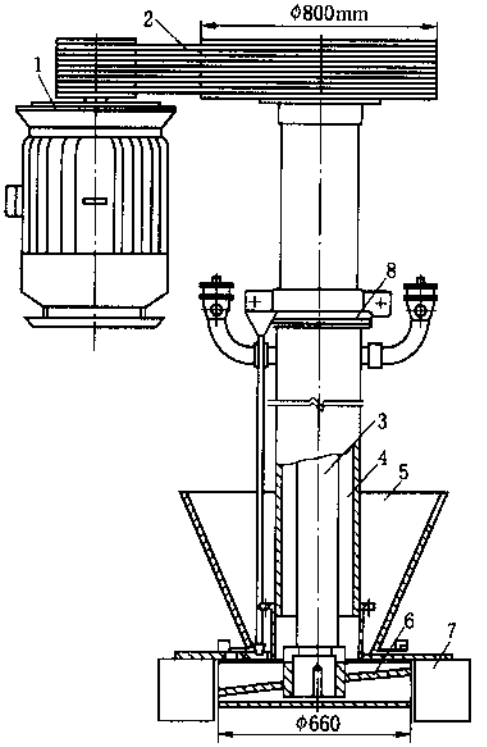
XJX－8型浮选机由槽体1、刮泡机构2、机械搅拌机构3和液面自动控制装置4等组成，如图10－3－44所示。



1—槽体；2—刮泡机构；3—搅拌机构；4—液面自动控制装置

图10－3－44　XJX－8型浮选机结构示意图

XJX－8型浮选机搅拌机构如图10－3－45所示，它由电动机1、带轮2、空心轴3、套筒4、倒锥循环筒5、叶轮6、定子7和调节垫片8组成。



1—电动机；2—带轮；3—空心轴；4—套筒；5—倒锥循环筒；6—叶轮；7—定子；8—调节垫片

图10－3－45　XJX－8型浮选机搅拌机构结构示意图

叶轮和定子结构如图3-3-46所示。叶轮采用双偏摆倾斜式，分上、下两层，由一个与水平呈7°夹角的斜圆盘隔开。叶轮的上、下两层各有6个高度不同、呈辐射状对称排列的直叶片，叶轮的底部有一个水平圆板，板上有循环孔。根据充气量的不同，叶轮有A、B两种形式。

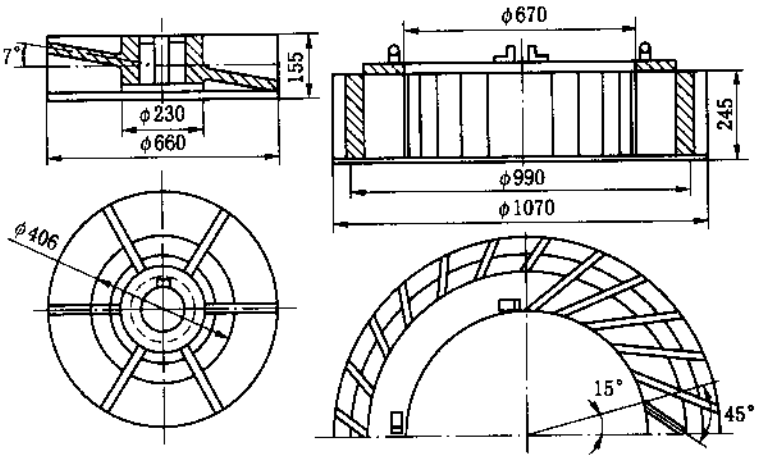


图10-3-46 XJX-8型浮选机叶轮示意图

定子固定在套筒上，由圆盖板和与径向成45°的24块导向叶片组成，盖板上开有两排循环孔，在两排循环之间装有一倒锥筒，供浮选槽内下部煤浆循环使用。

XJX-8型浮选机有如下特点：

（1）采用双偏摆斜叶轮。当斜叶轮旋转一周时，叶轮圆盘与定子及上下叶片所形成的空间随之变化，矿浆受到交替挤压和扩散作用，加强了矿粒与气泡的接触，有利于矿化。由叶轮中甩出的矿浆在其周围的位置呈正弦曲线形状，具有强烈的搅拌作用，可以降低叶轮转速，减少功率消耗。

（2）矿浆在浮选槽中立体循环。由于倒循环筒的作用，浮选槽中部未经矿化的矿浆，有机会经循环套筒和定子上的内圈循环孔返回叶轮再进行矿化，并避免了因在搅拌机构的套筒上开设循环孔而使浮选机充气量下降和功耗增加的问题。

（3）直流式入料。煤浆通过槽壁的流通口直接进入，能增强浮选机的矿浆通过能力，并降低浮选机的动力消耗和简化叶轮结构，使浮选机槽内的矿浆和气泡呈垂直的运动方式，提高了矿粒和气泡的碰撞几率。浮选槽之间没有中矿箱，有利于实现液面自动控制。

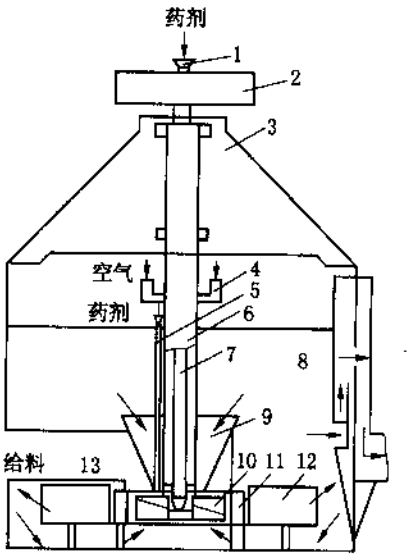
（4）采用气溶液加药方式。药剂从定子循环孔和空心轴直接加入到叶轮腔内，被气流分散而成为气溶液，提高了药剂的分散度，并降低了药剂的消耗量。

XJX-Z8型浮选机是XJX-8型的改进型产品，该浮选机结构的改变主要集中在以下两个方面：

（1）设置直流通道。把浮选入料或前室料引导到浮选槽叶轮—定子区，使部分煤浆由叶轮吸进，其余煤浆通过搅拌区，增加了矿化几率。

（2）增设导向板和假底。有助于浮选槽底部流体的合理分布。

XJX－T12型浮选机是在XJX－Z8型的基础上研制成功的大型浮选机，单槽容积为12m³。XJX－T12浮选机结构示意图如图10－3－47所示。



1—中空轴加药斗；2—带轮；3—机架；4—进气孔；5—定子加药斗；6—套管；7—中空轴；8—槽体；9—入料循环筒；10—叶轮；11—定子；12—稳流板；13—入料管

图10－3－47　XJX－T12型浮选机结构示意图

XJX－T12型浮选机与XJX－Z8型相比有以下特点：

（1）采用中心入料方式。为了防止串料，用一个水平管将新鲜矿浆或上一槽的矿浆导入倒锥循环筒下部的外壁，和定子盖板组成截面为三角形的腔室内，通过定子盖板外圈上的开孔，由上层叶轮吸入。由于全部矿浆都进入叶轮，提高了分选的选择性，更适合我国煤泥比较难选的特性。

（2）采用新型中矿箱。XJX－T12型浮选机由五个室组成。在三、四室之间设有新型中矿箱，通过开启或关闭多个锥形塞，即可实现粗选流程，也可变为精选流程。

XJX型浮选机属于中等槽深的浮选机，并设有假底，不仅适用于易选煤，对难选煤、粗粒煤也能得到较好的结果，由于能得到较厚的精矿泡沫层，利用二次富集作用，特别能适应低浓度浮选。

4）XJN－14（维姆科144）型浮选机

XJN－14型浮选机是我国吸收美国维姆科144型浮选机技术的改制产品。该浮选机属浅槽机械搅拌式双侧刮泡类型，给料方式为直流式，其主要技术参数见表10－3－17。

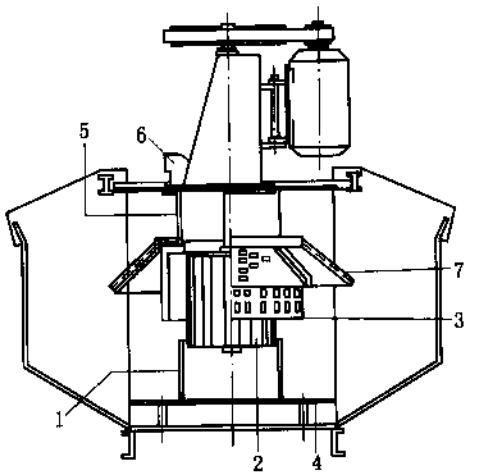
XJN－14（维姆科）型浮选机的结构如图10－3－48所示，它由搅拌机构、锥形罩盖、导管、竖管、槽体及假底组成。

搅拌机构由星形叶轮和定子组成，其外形如图10－3－49所示。

星形叶轮有8个叶片，其直径与高度比为1∶1，星形叶轮上端与定子顶端平齐，叶轮下端插入导管中，其插入深度可调，定子外侧均布着椭圆孔，其内侧壁竖筋条起引导煤浆流向和增加负压的作用。

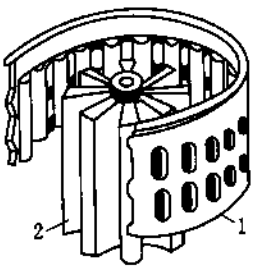
表 10-3-17 XJN-14 型浮选机技术参数

参数名称	参数值	参数名称	参数值
设计煤浆吸入量/($m^3 \cdot h^{-1}$)	900~1400	叶轮线速度/($m \cdot s^{-1}$)	6.6
单位充气量/($m^3 \cdot m^{-2} \cdot min^{-1}$)	0.7	搅拌器电机功率/kW	30
单槽容积/m^3	14	刮泡器转速/($r \cdot min^{-1}$)	18
槽深/mm	1600	外形尺寸(长×宽×高)/(mm×mm×mm)	19430×3830×3300
叶轮直径/mm	660		
叶轮转速/($r \cdot min^{-1}$)	190	设备重/t	40.3(6槽)



1—导管；2—转子；3—定子；4—假底；5—竖管；6—空气进入管；7—锥形罩

图 10-3-48 XJN-14 型浮选机结构示意图



1—定子；2—星形转子

图 10-3-49 XJN-14 型浮选机搅拌机构外形示意图

锥形罩盖上均布着分散孔，对矿浆具有缓冲和分散作用，减少了涡流对泡沫层的干扰，使液面稳定。

XJN-14 型浮选机具有以下特点：

(1) 叶轮与定子的间隙比一般机械搅拌式浮选机大三倍多，增加了矿浆运动空间，减少了煤粒对搅拌器的磨损。

(2) 叶轮与定子均采用耐磨橡胶模压成型，使用寿命长，在浮选机带负荷起动时，星形叶轮因有柔性，叶片可自动向后弯曲，降低了起动力矩，等到煤粒充分悬浮时，叶片又能恢复原状。另外，叶轮是完全对称的，一端磨损后可以掉过来使用；因此磨损均匀。

(3) 叶轮浸水深度浅，仅为 230mm；因此，在达到预定充气量的条件下，可减小叶轮转速，降低功耗和磨损。

5) XJQM-14 型浮选机

XJQM-14 型浮选机是美国丹佛 D-R500V 型浮选机的仿制品，属浅槽机械搅拌式双

侧刮泡类型，给料方式为直流式。其参数见表10－3－18。XJQM－14型浮选机由浮选槽、搅拌机构、刮泡机构、空气控制阀、锥形阀装置和液面自动控制系统组成，如图10－3－50所示。

表10－3－18　XJQM－14型浮选机技术参数

参数名称	参数值	参数名称	参数值
设计煤浆吸入量/($m^3 \cdot h^{-1}$)	270～300	叶轮线速度/($m \cdot s^{-1}$)	7.3
单槽容积/m^3	14.16	搅拌机构电机功率/kW	29
槽深/mm	1838	外形尺寸(长×宽×高)/(mm×mm×mm)	9766×2896×3706
叶轮直径/mm	840		
叶轮转速/($r \cdot min^{-1}$)	164	设备重/t	15.7（3槽）

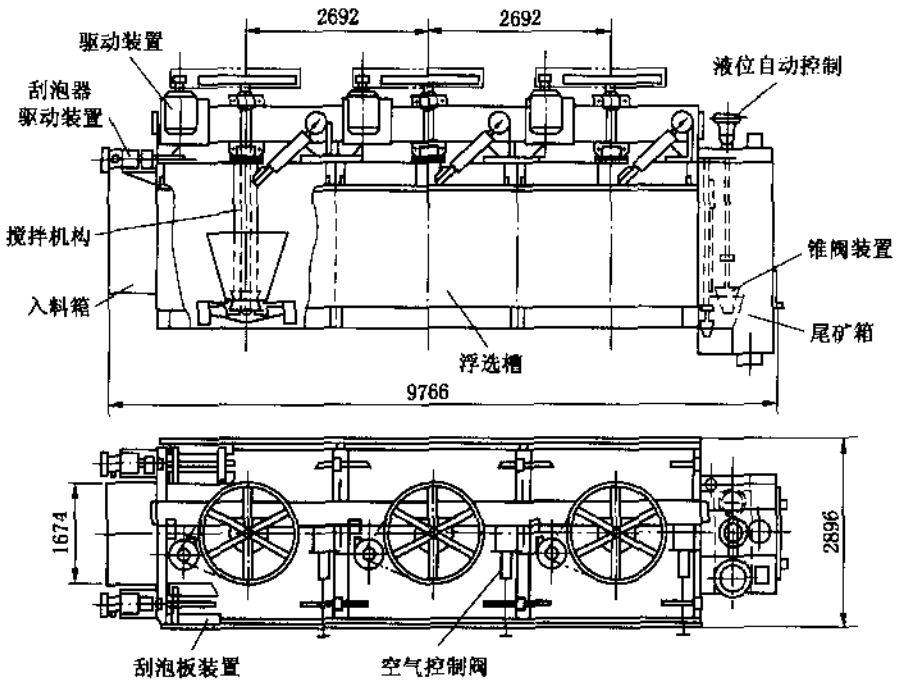


图10－3－50　XJQM－14型浮选机结构示意图

图10－3－51为XJQM－14型浮选机的搅拌机构示意图，搅拌机构由轴承体、定子、叶轮及矿浆循环筒组成。

丹佛浮选机叶轮和定子的结构如图10－3－52所示。叶轮上有12个放射状的叶片，定子则由24个叶片组成。在矿浆循环筒以内的定子盖板上开设了一个360°的循环槽。

矿浆循环筒呈倒锥形，矿浆通过循环筒引向环形槽，形成矿浆立体循环，使粗矿粒处于悬浮状态，保证矿浆和空气在叶轮腔内混合，改善分选效果。

XJQM－14型（丹佛D－R）浮选机的特点：

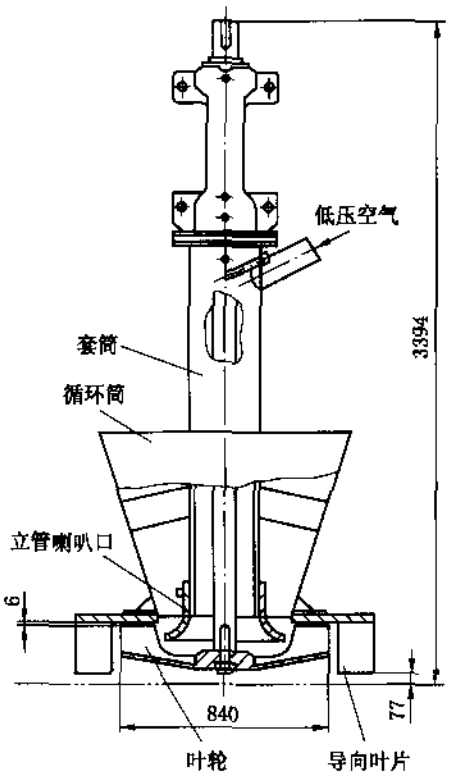


图 10－3－51 XJQM－14 型浮选机搅拌机构结构示意图

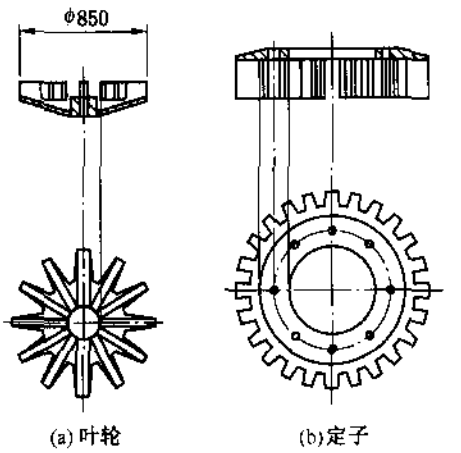


图 10－3－52 丹佛浮选机叶轮和定子结构简图

（1）采用了循环套筒，煤浆能够在浮选槽中部立体循环，加大了上升流的速度，保证了粗粒煤的有效悬浮。

（2）利用外部低压供风系统作为浮选机充气设备，因此可加深机槽并增大容积。

（3）搅拌机构仅起搅拌作用，因此采用大直径低转速的叶轮，可降低电能消耗和设备磨损程度。

6）洪堡特型浮选机

洪堡特型 6 号浮选机是我国从德国成套引进的选煤设备之一，属浅槽机械搅拌式双侧刮泡类型，给料方式为直流式。其参数见表 10－3－19。

图 10－3－53 为洪堡特型浮选结构示意图。在浮选槽底部用稳流箅将搅拌区和分离区隔开，起到稳定上升流作用。在搅拌器周围也安设了垂直稳流箅，其目的是缓冲叶轮的抛射强度。浮选机采用双侧刮泡，每侧各设两个回转刮板。在泡沫溢流堰上还设有可在±20mm内调节的挡板。

洪堡特型浮选机采用的是独特的斜叶轮（偏摆叶轮），其结构如图 10－3－54 所示，在倾斜的椭圆圆板上、下面都设有 6 个径向叶片。定子上、下盖板之间沿叶轮外缘均布导向叶片。因为每个叶片与定子上、下盖板构成的空间都不相同，所以叶轮旋转时，叶片间的煤浆体积随时间而起周期性变化，对气—液—固三相混合和矿化十分有利。

表 10-3-19　洪堡特型 6 号浮选机技术参数

参数名称	参数值	参数名称	参数值
设计煤浆通过量/($m^3 \cdot h^{-1}$)	350～400	叶轮转速/($r \cdot min^{-1}$)	175
单位充气量/($m^3 \cdot m^{-2} \cdot min^{-1}$)	0.44	叶轮线速度/($m \cdot s^{-1}$)	7.8
充气均匀系数/%	65	搅拌器电机功率/kW	37
单槽容积/m^3	12	外形尺寸(长×宽×高)/(mm×mm×mm)	18556×4430×3275(6 槽)
叶轮直径/mm	1400		
叶轮直径/mm	850	设备重/t	28.8(6 槽)

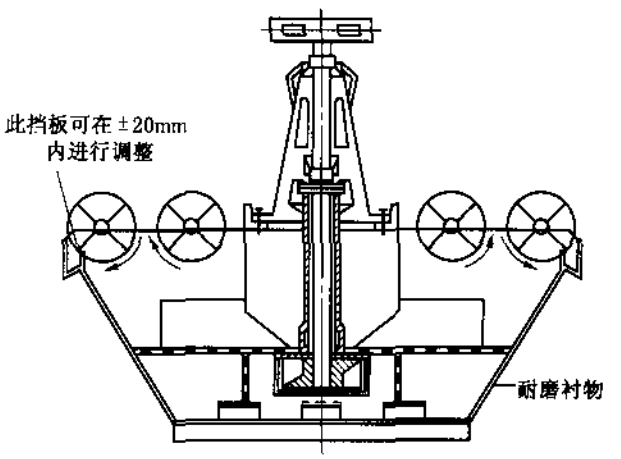
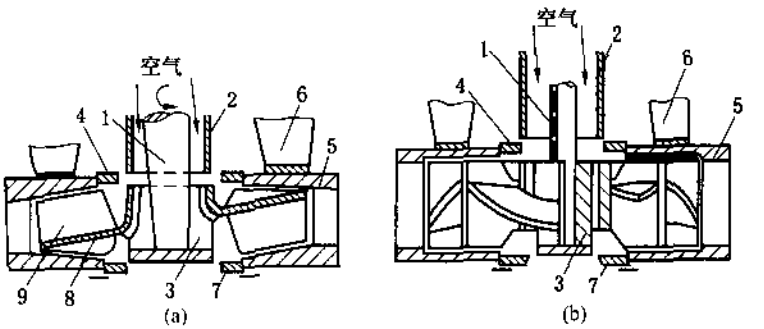


图 10-3-53　洪堡特型浮选机结构示意



1—竖轴；2—套筒；3—叶轮；4—上调节环；5—定子；6—筋板；7—下调节环；8—圆盘；9—叶片

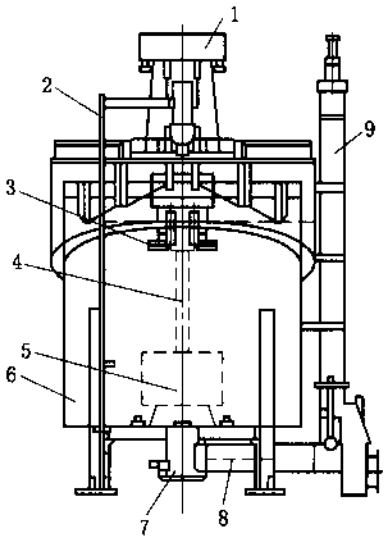
图 10-3-54　洪堡特浮选机斜叶轮结构示意图

7）波兰 IF 系列压气式机械搅拌浮选机

IF 系列浮选机是近几年从国外引进的一种压气式式机械搅拌浮选机，目前，正在国内一些煤炭企业推广应用。

（1）浮选机结构。IF 系列浮选机主要是由浮选室、搅拌装置、给料箱、尾矿箱和自动控制系统组成，如图 10－3－55 所示。

（2）IF 浮选机的工作原理。IF 浮选机的工作原理示意图如图 10－3－56 所示。浮选入料由矿浆预处理器进入给料箱，形成垂直向下的煤浆液流，压缩空气从空心轴进入，从轴的端部排出。煤浆和压缩空气沿叶轮的叶片，通过定子导向抛出，然后逐步稳步上升，在搅拌、抛射和上升过程中完成了矿化作用。矿化气泡徐徐上升至液面形成泡沫层，由泡沫溜槽排出，浮选尾矿由尾矿室排出。



1—驱动装置；2—进气管；3—给料箱；4—中空轴；5—转子、定子；6—浮选室；7—尾矿室；8—连接管；9—尾矿箱

图 10－3－55 IF 浮选机结构图

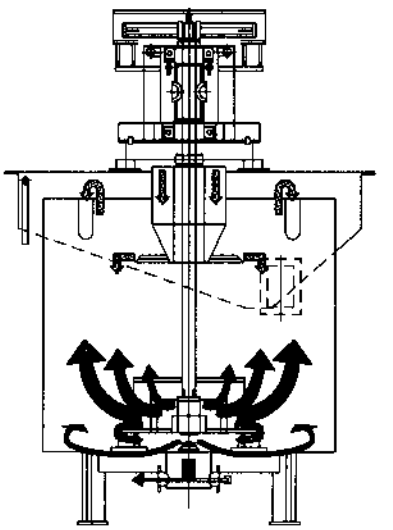


图 10－3－56 IF 浮选机工作原理示意图

（3）IF 浮选机特点：

① 结构简单，占用空间少，易于灵活布置；采用圆柱体槽体，使得槽内煤浆处于最好的流体动力学状态；

② 采用溢流泡沫回收装置，使设备简单化；采用多种防腐耐磨措施，使用寿命长，维修量小，主要部件的寿命都在三年以上；

③ 采用新型充气装置，充气质量好，浮选机充气均匀度大于 96%，充气容积利用系数为 100%；

④ 占地小，质量轻，与相同生产能力的传统浮选机相比，可节省厂房面积 15% ~ 20%，节省质量约 10%；电耗省，每吨干煤泥电耗约为 0.5 ~ 0.8kW·h；

⑤ 自动化程度高，可对浮选机煤浆的液位、风量、入料量、浓度和浮选剂量都实行自动控制和计量，使浮选过程更稳定可靠。

（4）IF 浮选机的技术参数。IF 系列浮选机选煤常用型号为 IF－45W、IF－57W、IF－75W 和 IF－100W，技术参数见表 10－3－20。

表10-3-20　IF系列浮选机技术参数

型　号	IF-45W	IF-57W	IF-75W	IF-100W
工作容积/m^3	45	57	75	100
矿浆通过量/($m^3 \cdot h^{-1}$)	300~400	400~600	500~800	700~1000
最大风量/($m^3 \cdot min^{-1}$)	13~14	16~17	20	20
风压/MPa	0.05	0.05	0.05	0.05
控制风压/MPa	0.3~0.5	0.3~0.5	0.3~0.5	0.3~0.5
功率/kW	45	55	75	132
质量/t	22	22	28	28

(5) 工业应用效果。2008年，国内某炼焦煤选煤厂引进了两台IF-57W型浮选机，2009年初投入使用。

浮选机的单机检查结果见表10-3-21。从表10-3-21可以看出，浮选精煤灰分10.34%，浮选尾煤灰分62.94%，浮选产率达到了92.87%，取得了很好的浮选效果，实现了细粒级精煤的有效回收。并且设备性能稳定、运行可靠，生产实践证明IF-57W型浮选机具有生产能力大、分选效率高和电耗省等特点。

表10-3-21　浮选机的单机检查结果

粒级/mm	入　料		精　矿		尾　矿	
	产率/%	灰分/%	产率/%	灰分/%	产率/%	灰分/%
>0.5	2.00	14.39	1.00	13.07	5.03	18.03
0.5~0.25	15.00	10.81	9.50	6.09	31.15	60.59
0.25~0.125	58.00	13.11	62.50	9.71	31.15	64.25
0.125~0.075	17.00	17.01	17.50	12.39	15.58	69.79
0.075~0.045	6.00	20.42	7.00	14.18	11.56	72.15
<0.045	2.00	22.95	2.50	15.85	5.53	71.17
合计	100	14.09	100.00	10.34	100.00	62.94

2. 非机械搅拌式浮选机

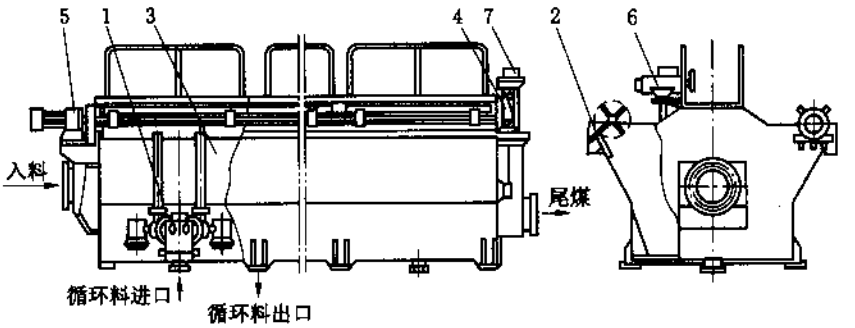
1) XPM型喷射式浮选机

XPM型喷射式浮选机是我国自行研制的煤用气体析出式浮选机，有XPM-4和XPM-8型两种规格（表10-3-22）。

XPM-4型浮选机的结构如图10-3-57所示，由六个槽组成，浮选槽内有四个呈辐射状布置的充气搅拌装置。每两个槽组成一段，每段配有一台循环泵，循环煤浆从各段相邻槽间循环孔引出，经泵加压到$2 \times 9.80 \times 10^4$Pa后至相应的充气搅拌装置。XPM型浮选机及其循环泵的关系如图10-3-58所示。

表 10-3-22 XPM 型浮选机技术规格

型号		XPM-4	XPM-8
类型		浅槽机械搅拌式双侧刮泡	浅槽机械搅拌式双侧刮泡
给料方式		直流式	直流式
设计煤浆通过量/($m^3 \cdot h^{-1}$)		250~300	350~550
单位充气量/($m^3 \cdot m^{-2} \cdot min^{-1}$)		0.50~0.65	0.90~1.00
充气均匀系数/%		72~80	80~85
单槽容积/m^3		4	8
槽深/mm		1050~1150	1220~1380
喷嘴出口直径/mm		26	37
循环泵	型号	125BZ-310	150BZ-650
	功率/kW	30	55
	工作压强/Pa	$2\times9.80\times10^4$	$2\times9.80\times10^4$
刮泡器转速/($r \cdot min^{-1}$)		26	33
外形尺寸(长×宽×高)/(mm×mm×mm)		11500×2880×2200(6槽)	14700×3600×2612(6槽)
设备重/t		12.6(包括循环泵重)	15.8(不包括循环泵重)



1—充气搅拌装置;2—泡沫溢流堰;3—浮选槽;4—液面传感器;
5—刮泡机构;6—放矿机构;7—电动执行机构

图 10-3-57 XPM-4 型喷射式浮选机结构示意图

XPM-4 型浮选机的充气搅拌装置如图 10-3-59 所示,它由进气管、喷嘴、混合室和旋流器组成。

XPM-8 型浮选机的充气搅拌装置如图 10-3-60 所示,它的充气搅拌装置垂直安装,且主体部分在浮选槽液面之上,便于检修。

XPM 型浮选机具有以下特点:

(1) 循环煤浆从喷嘴喷出后,压力急剧降低,空气在矿浆中呈过饱和状态,以微泡形式有选择性的在疏水性好的煤粒表面析出,提高了浮选效果。

(2) 充气搅拌装置的喷嘴内安有导流叶片,循环煤浆呈螺旋扩大状从喷嘴喷出,增大了气—液两相接触面,有利于提高喷射器的吸气能力。