第三篇

磨矿与分级工艺技术及设备

第一章　磨矿工艺流程

第一节　磨矿流程

一、磨矿段数的确定

磨矿机通常和分级机结合组成磨矿分级机组进行工作。磨矿机将被处理物料磨碎，分级机则将磨碎产物分为合格产物和不合格产物。不合格产物返回磨矿机再磨，以改善磨矿过程。分级机作业及分级返砂所进入的磨矿作业则组成一个磨矿段。分级作业可以是预先分级、检查分级、控制分级或同时包括两种分级作业。两段磨矿时第一段使用棒磨的磨矿段也可以不带分级作业。

影响确定磨矿段数的主要因素是：矿石的可磨性和矿物的嵌布特性，磨矿机的给矿粒度、磨碎产物的要求粒度、选矿厂的生产规模、分别处理矿砂和矿泥的必要性，以及进行阶段选别的必要性等。实践证明：采用一段或两段磨矿流程，可以经济地把矿石磨到选别所要求的任何粒度，而不必采用更多的磨矿段数。磨矿段数增加到两段以上，通常是由进行阶段选别的要求决定的。

一段磨矿流程与两段磨矿流程相比较，一段磨矿流程的主要优点是：分级机的数目较少，投资较低；生产操作容易，调节简单；没有段和段之间的中间产物运输，多系列的磨矿机可以摆在同一水平上，因而设备的配置较简单；不会因一段磨矿机或分级机的停工而影响另一磨矿段的工作，因而停工损失小；各系列可以安装较大型的设备。一段磨矿流程的缺点是：磨矿机的给矿粒度范围很宽，合理装球困难，磨矿效率低；一段磨矿流程

中的分级溢流细度一般为 -200 目占 60%左右,不易得到较细的最终产物。

根据上述特点,凡是要求最终磨碎产物粒度大于 0.2～0.15 毫米(即 -200 目占 60～72%)时,一般都应该采用一段磨矿流程。在小型选矿厂中,为了简化磨矿流程和设备配置,当磨矿细度要求 -200 目占 80%时,也可以采用一段磨矿流程。

两段磨矿流程的突出优点是可以在不同的磨矿段中分别进行矿石的粗磨和细磨。两个磨矿段又可分别采用不同磨矿条件:粗磨时,装入较大的钢球并采用较高的转速,有利于提高磨矿效率;细磨时,则装入较小的钢球和采用较低的转速,同样能提高磨矿效率。

两段磨矿流程的另一个很大的优点是适于阶段选别。在处理不均匀嵌布矿石及含有大比重矿物的矿石时,在磨矿循环中采用选别作业,可以及时地将已单体解离的矿物分选出来,防止产生过粉碎现象,有利于提高选矿的质量指标;同时可以减少重金属矿物在分级返砂中的聚集,能提高分级机的分级效率。

因此中型和大型选矿厂,当要求磨矿细度小于 0.15 毫米时,采用两段磨矿较经济。此时,磨碎每吨矿石的电能消耗较少;磨矿产物的粒度组成比较均匀,过粉碎现象少,能提高选别指标。

二、一段磨矿流程

采用一段磨矿流程时,磨矿机开路工作容易产生过粉碎现象。通常,磨矿机都是与分级机构成闭路循环。常用流程有以下三种,如图 3-1-1 所示。

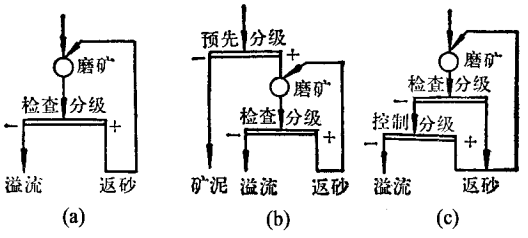


图 3-1-1　一段磨矿流程

(a)带检查分极的一段磨矿流程;(b)带预先分级和检查分级的一段磨矿流程;(c)带控制分级的一段磨矿流程

带检查分级的一段磨矿流程是应用最广泛的一段磨矿流程。矿石直接给入磨矿机,给矿最适宜的粒度一般为 6～20 毫米。磨矿后的产物进入检查分级机分出大部分合格的粒级,不合格的粒级返回磨矿机构成循环负荷。检查分级机与磨机闭路工作,一方面可以控制合格产物中的最大粒度;另一方面由于循环负荷的存在,能增加单位时间通过

磨机的矿石数量,缩短矿石通过磨机的时间,从而可以减少过粉碎现象,并且能提高磨矿效率。

当处理含有大量(15%)合格产物的细粒矿石、以及有必要将原生矿泥和矿石中所含可溶性盐类预先分出单独处理时,可采用带预先分级和检查分级的一段磨矿流程。预先分级的目的在于除去磨矿机给矿中粒度合格的产物,从而增加磨矿机的生产能力;或者分出矿泥,以便单独处理。预先分级一般在机械分级机中进行,为了防止机械过分磨损,给矿粒度的上限不应超过 6 ~ 7 毫米。为了合理地进行预先分级,给矿中合格粒级的含量不应小于 14 ~ 15%。利用预先分级分出来的原生矿泥和可溶性盐类,如果和磨碎产物的性质相差较大,则单独处理能提高选别指标。若无单独处理的必要,则流程中的预先分级作业和检查分级作业可以合并成一个作业。

当要在一段磨矿的条件下得到较细的产物,或必须利用一段磨矿流程进行阶段选别时,可采用带控制分级的一段磨矿流程。在进行机械分级时,总有一些在粒度上不合格的颗粒不可避免地混入溢流中,采用控制分级可以获得较细的粒级。但是,这种流程中,检查分级溢流的矿量大于原给矿的重量,需要较大的分级面;同时造成磨矿机的给矿粒度不均匀,合理装球困难,使得磨矿效率降低;并且由于被分出的溢流量变动大,致使分级机工作也不稳定。这些原因限制了控制分级的应用。这种流程和适于细磨与进行阶段选别的两段磨矿流程相比较,唯一的优点是可利用一台磨矿机代替两段流程中所安装的两台磨矿机,但这个优点只在小型选矿厂才有意义。在大型或中型选矿厂总要安装几台磨矿机,因此,在大型或中型选矿厂采用带控制分级的一段磨矿流程是不合理的。

三、两段磨矿流程

为了得到较细的磨矿产物以及需要进行阶段选别时,经常采用两段磨矿流程。进行阶段选别时,第一磨矿段的产物进入第一段选别,选得精矿,其尾矿或中矿(有时可能是混合精矿或粗精矿)经第二段磨矿后,再进入第二段选别。

根据第一段磨矿机与分级机的联接方式的不同,两段磨矿流程可分为三种类型:第一段开路;第一段完全闭路;第一段局部闭路。第二段磨矿机总是闭路工作。否则,将不能有效地加以利用。第二段前的预先分级在各组流程中都是必要的,因为第一段磨矿后一定会产生大量粒度合格的产物。第一段磨矿前是否使用预先分级,和一段磨矿流程相同,取决于原矿中细级别的含量。

1. 第一段开路的两段磨矿流程

第一段开路的两段磨矿流程中,应用较广的几种形式如图 3 – 1 – 2 所示。

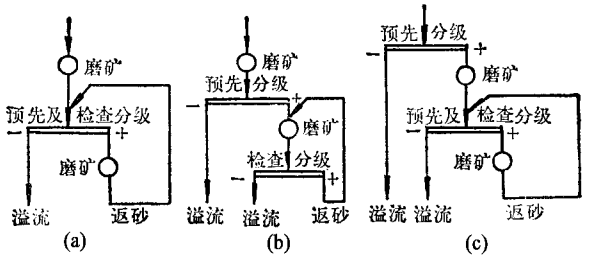


图 3－1－2　第一段开路的两段磨矿流程

这类流程的主要优点是：没有溢流的再分级，每个矿粒只通过分级机溢流堰一次，需要的分级面较小；负荷是经过第一段磨矿的排矿直接传给第二段，没有磨矿段之间的分配问题，调节比较简单，能在两段磨矿时得到粒级较细的磨矿最终产物。第一段开路工作的磨矿机以选择棒磨机最为有利，在大型选矿厂中采用这种流程，可使破碎流程在开路情况下有效地工作。

这类流程的缺点是：为了使开路的磨矿机能有效地工作，必须使第二段磨矿机的容积大大超过第一段磨矿机的容积。由于开路工作磨矿机的排矿粒度较粗，且浓度大，必须用较陡的自流运输溜槽，或专门的机械运输装置，才能将第一段磨矿机的排矿传递给第二段磨矿，配置较复杂，管理也不方便。因此，这种流程只有在大型厂中才有条件采用。

图 3－1－2 中(a)流程和(b)流程的区别在于，前者的预先分级和检查分级是合一的，后者是分开的。采用后者有可能分出原生矿泥、原矿中所含可溶性盐类，以及第一段磨矿时的易碎部分，它们在单独的循环中选别，可以改善选别效果。但是，由于原生矿泥和易碎部分已从第一段分级机中分出，第二段分级机只处理粒状物料，这种情况在磨碎产生次生矿泥较少的结晶状矿石时，将会恶化检查分级机的工作。流程(c)先进行预先分级，只有在含原生矿泥较多并有分出单独处理的必要时，才予采用。

由于这类流程没有溢流的再分级，不易得到较细的产物，产物中－200 目粒级的平均含量只能达到 65%左右。需要得到更细的磨矿产物时，应采用第一段全闭路的两段磨矿流程。

2. 第一段完全闭路的两段磨矿流程

第一段完全闭路的两段磨矿流程是常用的两段磨矿流程。常见的流程形式如图 3－1－3 所示。

这种流程，常用于处理硬度较大，嵌布粒度较细的矿石，以及在要求磨矿细度达 0.15 毫米以下大型和中型选矿厂。采用这种流程时，磨矿细度能达－200 目占 80～85%。

正确地分配第一段和第二段磨矿机的负荷，是使磨矿机达到高产的重要条件。如果

第一段分出过细的产物,则第二段磨矿机将出现负荷不足,使磨矿机的总生产能力降低。如果在第一段分出过粗的产物,将使第一段负荷不足,第二段负荷过多,同样会降低磨矿机的总生产能力。两磨矿段间负荷的合理分配,可由适当控制第一段分级机的溢流粒度来达到,实际上溢流粒度的改变系借溢流浓度进行调节。

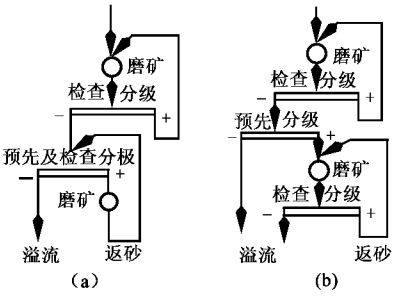


图 3－1－3　第一段全闭路的两段磨矿流程

该类型流程的缺点是:两段之间的负荷调节困难;不能得到大于 0.2 毫米的最终产物,因为要在第一段分级机中得到粗粒溢流,会使该分级机不能有效地工作;由于全部矿石须两次通过溢流堰,所需的总分级面大,设备投资较高。

该流程的优点是:可能达到的磨矿细度比其它流程均高,可以实现细磨;设备的配置比第一段开路时简单,因为第一段闭路时的负荷是通过分级的溢流传递给第二段的,可用较小坡度的溜槽来输送溢流,因此两段的磨矿机可以安装在同一水平上。

图 3－1－3 中流程(a)和(b)的区别仅在于第二段的分级,前者的预先分级和检查分级是合并的,后者是分开的。采用流程(b)时,原生矿泥和矿石中的易碎部分不再进入第二段的检查分级机,对于产生次生矿泥少的矿石,第二段分级机的工作可能不稳定,因而会降低分级效率。采用流程(a)时,当破碎车间的最终产物粒度减小时,磨矿机的生产能力会有所增加,这时分级机可能成为磨矿车间的薄弱环节。在这种情况下,可以改用流程(b),或安装补充的中间分级机。

3. 第一段局部闭路的两段磨矿流程

局部闭路的常见流程形式如图 3－1－4 所示。

局部闭路流程的优点是:没有各磨矿段的负荷分配问题,调整比较简单;各段均可得到任何数量的循环负荷;可得到比两段闭路磨矿流程产物较粗的最终产物,可以避免贵重金属聚集于磨矿循环中。

局部闭路流程的缺点是:返砂从第一段运输到第二段,需要用坡度大的溜槽或采用运输机械;第二段磨矿的检查分级,在处理产生少量的次生矿泥的矿石时,会引起分级机工作的困难。

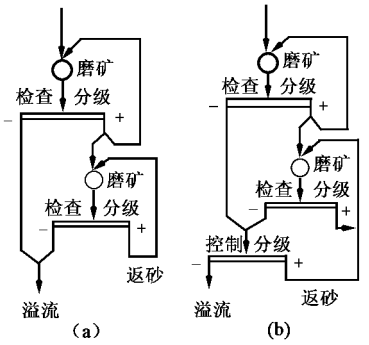


图 3－1－4　第一段局部闭路的两段磨矿流程

图 3－1－4 中，流程(a)的每一矿粒只通过分级溢流堰一次，需要的分级面不大，但却难于得到较细的最终产物。流程(b)中溢流经过了控制分级，能得到较细的最终产物，但需要安装大量的分级机。

由于多段磨矿流程配置复杂，调整困难。只有当处理嵌布非常复杂的矿石，为了避免有用矿物的大量泥化，必须在其解离后立即选出来时，亦即需要多段选别时，方予以采用。

第二节　自磨流程

一、自磨流程的分类

按矿石自磨的磨矿段数，工艺调整方法或强化手段的不同，可分为如下几类：

1. 全自磨流程

(1)一段全自磨。是将开采出来的矿石，从原矿或经过粗碎后，直接给入自磨机，利用给入矿石本身作为磨碎介质，一次磨到选别要求的合格粒级。

(2)两段全自磨。矿石经过第一段自磨后，再给入第二段砾磨机进行细磨，直至达到合格的粒级。

2. 半自磨流程

(1)一段半自磨。为强化磨碎过程，在一段自磨中添加少许钢球介质。

(2)两段半自磨。在两段磨矿中，第一段采用自磨，第二段采用球磨。或者，第一段也是半自磨，第二段采用球磨。

3. 中间自磨流程

原矿经粗碎以后，从中筛出部分粗粒级，作为自磨的磨碎介质。其余粗碎产物继续进行中、细碎，破碎到相当于一般球磨机的给矿粒度后，给入自磨机进行自磨。

另外，根据自磨回路中有无粒度控制设施，或粒度控制设施的形式不同，又可将每段自磨流程分别称为开路、闭路、半闭路三种方式。

二、一段自磨流程

当磨碎中硬以下矿石，磨碎产品粒度要求较粗，－200 目占 60%左右时，可采用一段闭路自磨流程。

为了控制自磨产品的粒度，一段自磨均成闭路，且除了设有检查分级外，一般还设有控制分级。用作检查分级的设备有，圆筒筛、振动筛、弧形筛、螺旋分级机等。作为控制分级的设备，除个别采用螺旋分级机外，多数为水力旋流器。

一段自磨流程的特点是，工艺流程简单，配置简单，能充分发挥自磨技术的特点。

例 我国某磁选厂一段闭路全自磨流程。如图 3－1－5 所示。

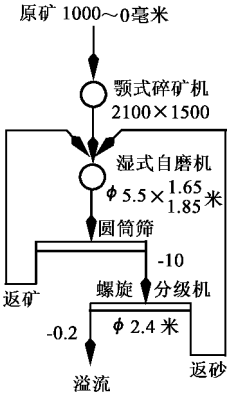


图 3－1－5　某磁选厂一段闭路全自磨流程

该矿区为产于辉石鞍山岩中的汽化高温热液矿，属大型贫磁铁矿。矿石比重 2.8～2.9，岩石比重 2.6。矿石硬度平均为 $f = 8 \sim 16$，岩石很硬，两者平均相差一倍，并有 15.5%的易磨矿石。

原矿经颚式破碎机粗碎后，给入自磨机自磨，自磨机排矿由自磨机本身所带的圆筒筛先进行粗粒分级，+10 毫米物料由自返装置返回自磨机，－10 毫米物料进入螺旋分级机分级，螺旋分级机返砂亦返回自磨机，分级溢流细度为－200 目占 60%左右，进行脱泥与磁选。

因采至深部，矿石变硬，以至难磨粒级积累，“胀肚”频繁。为解决此种问题，现改为第一段半闭路自磨流程，如图 3－1－6 所示。

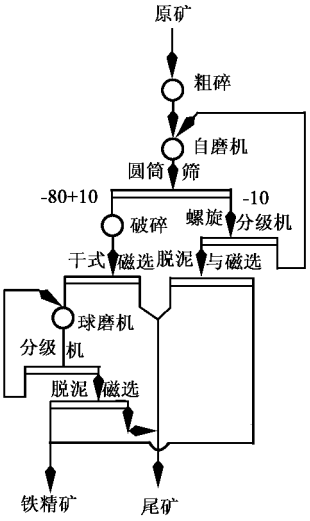


图 3－1－6　华东某选厂一段半闭路自磨流程

在自磨机的排矿格子板上开设 80×90 毫米的砾石窗，排出的物料经圆筒筛筛分后，筛上物破碎至 20～0 毫米，消除了难磨粒级。在分级溢流粒度与全闭路流程相似的情况下，自磨机的处理能力可提高 50%以上，按 0.2～0 毫米粒级计的利用系数由 0.64 吨/时·米^3 提高到 0.84 吨/时·米^3，提高了 30%，大大减少“胀肚”次数和处理“胀肚”所耗费的时间，操作较为稳定。

例　加拿大希米尔卡敏(Similkameen)铜矿一段闭路自磨流程，如图 3－1－7 所示。

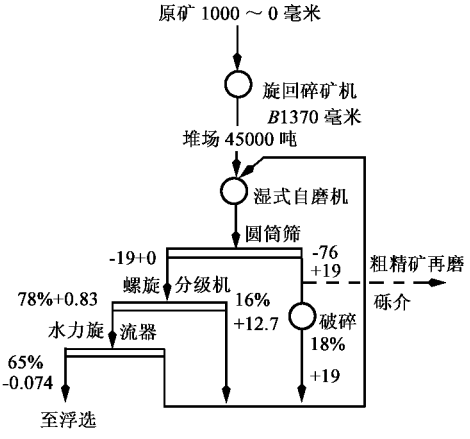


图 3－1－7　希米尔卡敏一段闭路自磨流程

处理矿石属斑岩铜矿，含铜品位 0.53%设计日处理量 15000 吨/日，原矿经旋回破碎机粗碎后，粒度为 300～0 毫米，其中有 15%为 +230 毫米粒级，粗碎产物运至露天堆矿

场堆存，然后用板式给矿机给至带式运输机再运入自磨机磨碎。自磨机排矿格子板上设有砾石窗，自磨机排矿经自磨本身所带圆筒筛筛分后，筛上产物用短头圆锥破碎机破碎，再返回自磨机，或作为粗精矿再磨的砾介。筛下产物进螺旋分级机和水力旋流器分级，返砂合并返回自磨机。溢流进浮选，最终铜精矿品位为 28%，回收率可达 90%。

在处理矿床上部矿石时，因矿石偏软，大块矿石不足，曾往磨机中添加少量钢球，采用半自磨。处理矿床下部矿石时，则用全自磨。

该流程的特点是，将自磨机内的难磨粒级引出破碎，消除它在循环负荷中聚集，调节了自然磨矿介质的粒度组成，能大大提高自磨循环的生产能力和降低了电耗。对于硬矿石和粘性矿石的自磨，在消除难磨粒级方面，这种方法比补加钢球更为有效。因补加钢球时，自磨机的衬板磨损加剧，增加了钢球消耗，处理碎钢球比较简单的办法是将其完全磨光而不使排出，这就使磨矿作业回路失去了灵活性。

三、两段自磨流程

当要求磨矿产物细度为 -200 目占 70%以上时，应采用两段自磨流程。两段自磨时，第一段自磨机可在闭路条件下工作，也可开路工作。第二段磨矿可采用球磨，亦可采用砾磨，但两者一般都在闭路条件下工作。

例：某磁铁矿两段半自磨流程，如图 3-1-8 所示。

该铁矿是我国目前最大的采用湿式自磨工艺的选矿厂。矿石比重为 3.4 吨/米^3，矿石普氏系数 $f=12\sim16$，岩石普氏系数 $f=10$，矿岩松散系数为 1.5 左右。要求磨矿细度为 85% -200 目。

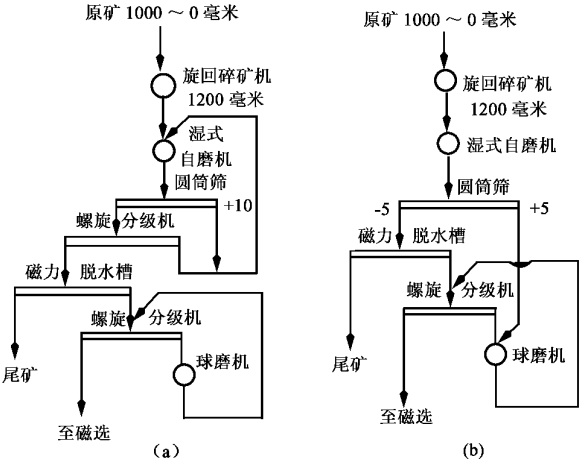


图 3-1-8　某铁矿两段半自磨流程

a—两段全闭路；b—两段一开始。

生产初期采用两段全闭路半自磨流程医 3－1－8(a)。原矿粗碎至 350～0 毫米，给入湿式自磨机磨碎，自磨机与高堰式螺旋分级机由泥勺机提升组成闭路。自磨机排矿经圆筒筛过筛后，+10 毫米物料返回自磨机，筛下物料进螺旋分级机分级，返砂也返回自磨机，分级溢流细度为 50%～200 目左右。分级溢流经一段磁力脱水槽脱泥、脱水，并废弃部分尾矿后，进入第二段磨矿。第二段磨矿为溢流型球磨机与螺旋分级机组成的预检分级磨矿回路，分级溢流细度为 85%－200 目，合格溢流进磁选选别。两段闭路自磨流程的主要问题是，两段磨矿的负荷不平衡，往往第一段负荷高，第二段负荷不足，而且难以调节；同时，自磨机中易形成难磨粒级的聚集，致使自磨机的产量提不高，若加大给矿量，则自磨机造成“胀肚”。

针对上述存在问题，将原流程改为两段一开路，如图 3－1－8(b)。第一段自磨机开路工作，圆筒筛筛孔改为 5 毫米，取消了螺旋分级机，筛上产物不再返回自磨机，而给入第二段球磨机磨碎，筛下产物直接进磁力脱水槽和第二磨矿段。自磨机开路工作后提高了处理能力，第二段磨矿的负荷也得到提高，两段磨矿的负荷趋于平衡。

例　某铁矿两段半闭路半自磨流程。如图 3－1－9 所示。

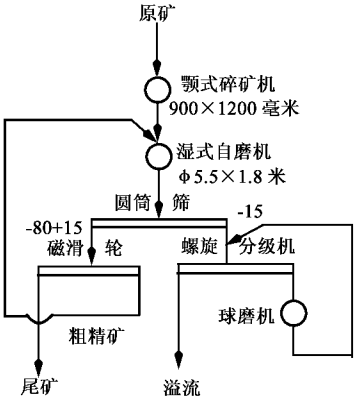


图 3－1－9　某铁矿两段半闭路半自磨流程

该铁矿系处理磁铁矿，原矿含铁 44.80%，矿石比重 3.6，矿石普氏系数 $f=8\sim12$。

生产实践中发现，湿式自磨的难磨粒级中有相当一部分是比重轻，品位低的岩石。因此，当难磨粒级从自磨机中排出后，可利用重介质选矿或矿石有磁性时可利用磁滑轮等选矿方法抛除一部分大块脉石，而这部分脉石往往是较难磨的，这样就可减少返回自磨机或进入下段作业的矿量。

湿式自磨机格板上安设有 3 个 80×80 毫米的砾石窗，格子板孔为 15(10)毫米。从砾石窗及格孔排出的物料经圆筒筛筛分后，－80＋15 毫米粒级物料用磁滑轮磁选，可抛弃相当于自磨机给量 5～8%的废石，粗精矿返回自磨机再处理，－15 毫米粒级物料进入

第二段磨矿，第二段磨矿为带预检分级的球磨机。

这种流程的特点是可提高自磨机的处理量 10～20%，同时可提高系统的给矿晶位。

例 瑞典波立登公司瓦斯堡（Vassbo）铅锌矿两段一开路全自磨流程，如图 3－1－10 所示。

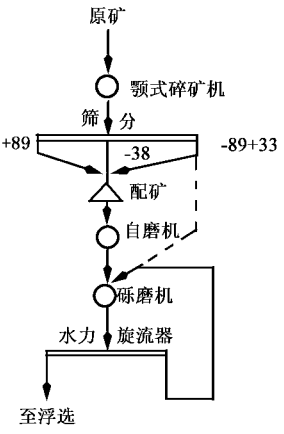


图 3－1－10　瓦斯堡铅锌矿两段一开路全自磨流程

瓦斯堡矿是石英状砂岩，矿石极其坚硬，可磨性约为 18 公斤 < 325 目/千瓦·时。须磨到 50～55% 为 －325 目才获得最好的单体解离。

矿石在井下用颚式破碎机粗碎至 －206 毫米，提升上来，然后筛分成 －38、－89＋38 和 ＋89 毫米三个级别。三种粒级的矿石可以由不同的矿仓再混合配矿，以克服粒度上的不均匀。第一段自磨机开路工作，第二段为带检查分级的砾磨闭路。 －89＋38 毫米的砾介从粗碎产物中筛出，贮于单独的矿仓中加入砾磨机。

采用两段全自磨与第二段用球磨的两段半自磨相比，在大多数情况下，前者是经济的。因为可从湿式自磨机排矿格子板上开设砾石窗，使部分砾石从中排出，既部分地解决了砾磨所需介质，也同时排出了难磨粒级、提高了自磨机的处理量。但这种流程也存在一些缺点：(1)在自磨工序前往往需设计从破碎产物中分取砾石的办法，这就使得流程复杂化；(2)由于砾磨产物较球磨产物粗，应采取措施将不适宜选别的粗粒级分出，较粗者返回自磨机，较细者返回砾磨机，这也使流程复杂化；(3)因为同规格的砾磨机的产量较球磨机小 $7.8/\delta_p$ 倍，故砾磨机的容积相应要大 $7.8/\delta_p$ 倍。这就增加了基建投资费用，但这一点可由节省了金属介质的消耗部分被补偿。

四、中间自磨流程

中间自磨原则流程如图 3－1－11 所示。原矿经粗碎后，从中筛出 ＋150 毫米粒级作

为自磨磨矿介质,然后按一定比例给入自磨机。自磨介质一般占原矿的 15 ~ 30% 左右,视矿石性质而定。粗碎后筛出的筛下产物约占原矿的 70 ~ 85% 进行中细碎,使其破碎到 – 20 毫米,即相当于一般球磨机的给矿粒度,然后给入自磨机进行磨碎。这样,自磨机的给矿粒度及介质粒度的大小和数量都能得到控制。

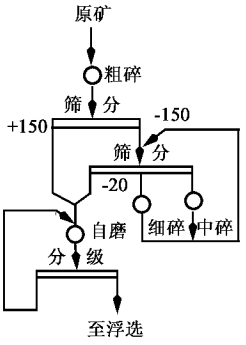


图 3 – 1 – 11　中间自磨原则流程

中间自磨流程的特点是,将自磨的难磨粒度(即 30 ~ 70 毫米的临界颗粒)先用破碎的方法排除,以达提高自磨效率的目的。据一般资料介绍,可提高自磨效率 25 ~ 50%。不难看出,由于中间自磨流程既和传统的破碎流程有相似之处,又具有自磨的某些优越性,因此,它为传统破碎流程的改造提供了依据。另一方面,由于它增加了中、细碎作业,流程复杂,投资大,相应带来洗矿、贮运等一系列问题,抵消了自磨技术的一些特点,故在新设计厂矿中较少采用。

五、砾磨流程

砾磨主要作为棒磨或自磨的二次磨矿设备,以进行细磨;少数情况下用于一次磨矿,代替棒磨进行粗磨。

例　我国某铜矿棒磨—砾磨流程,如图 3 – 1 – 12 所示。

该矿属含铜矽卡岩类型矿石,比重 3.2 ~ 3.6,矿石硬度 f = 12 ~ 16,要求磨矿细度 – 200 目占 65%。

此流程的特点是:原矿经三段破碎,破碎到 – 25 毫米以后,给入棒磨机进行粗磨,再入砾磨机进行细磨,砾磨介质从粗碎产物中由筛分获得,砾磨中难磨粒级间断排出返回棒磨机处理。砾介的大小和数量容易控制,生产条件比较稳定,操作容易掌握,对矿石的适应性较广泛。

例　加拿大克利夫斯公司谢尔曼铁矿自磨 – 砾磨流程。如图 3 – 1 – 13 所示。

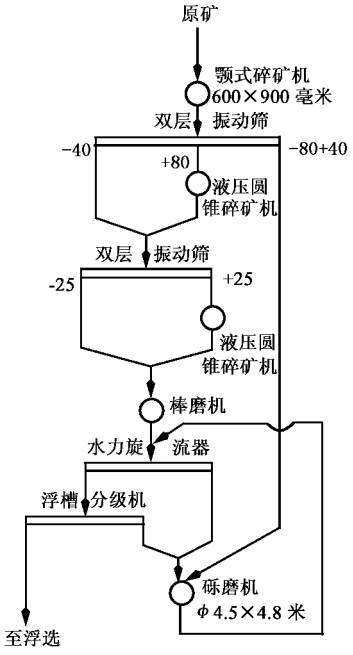


图 3－1－12　某铜矿棒磨—砾磨流程

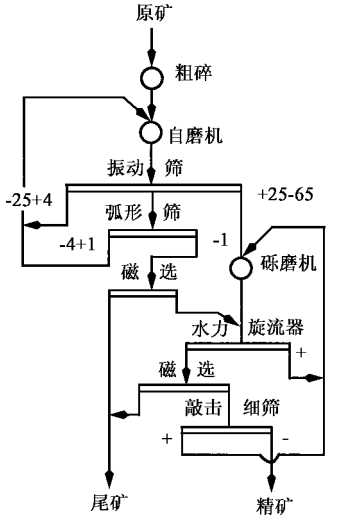


图 3－1－13　谢尔曼铁矿自磨—砾磨流程

原矿经粗碎后进自磨机粗磨，再进砾磨机细磨。砾磨的砾介取自自磨机，在自磨机排矿端每块格子板上均设有 2 个 65 毫米的方孔，从中排出的矿将在 25 和 4 毫米的双层振动筛上进行筛分，4～25 毫米的粒级返回自磨机，而 25～65 毫米的粒级作为砾磨的砾介。这样的砾介均是比较耐磨的砾石组成，可使砾介的耗量降低。在磨矿回路中设有磁

选机，目的是尽早地丢弃尾矿，这样可以大量节省磨矿费用。另外，在回路中应用了弧形筛和敲击细筛，前者用来分级，后者用作选别。

例 芬兰奥托昆普公司克列蒂铜矿两段砾磨流程如图 3－1－14 所示。

原矿经三段破碎后给入第一段砾磨机进行粗磨，粗磨的产物再进第二段砾磨机细磨。第一段砾磨机的砾介从粗碎产物中筛出，第二段砾磨的砾介从中碎产物中筛出。若第二段砾磨机的砾介消耗量大，所用砾介可从粗碎产物中筛出部分加以补充。

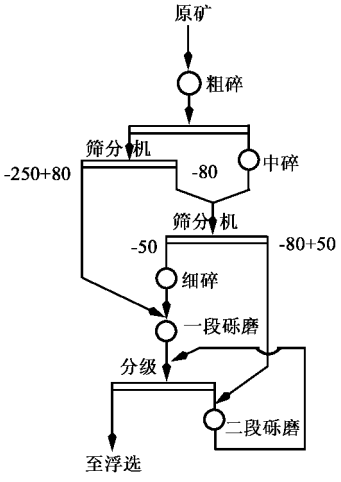


图 3－1－14　克列蒂铜矿两段砾磨流程

第二章　磨矿介质运动原理

第一节　作用于钢球的力和钢球的运动状态

球磨和棒磨，都是由筒体转动使内部装的磨矿介质发生运动，因此对矿石产生磨碎作用。它们内部装的磨矿介质的运动，有很多相似之处，钢球的运动状态已经研究得比较充分，所以选它作为代表来作说明。既然磨矿作用是钢球运动产生的效果，所以研究钢球的运动学的目的，就在于对磨机的生产率，消耗的动力和最佳的主要磨矿条件等作根本性的探讨。

研究磨机内的钢球运动拍摄的照片，可以归纳为下图中的三种典型状态：泻落式、抛落式和离心运转。

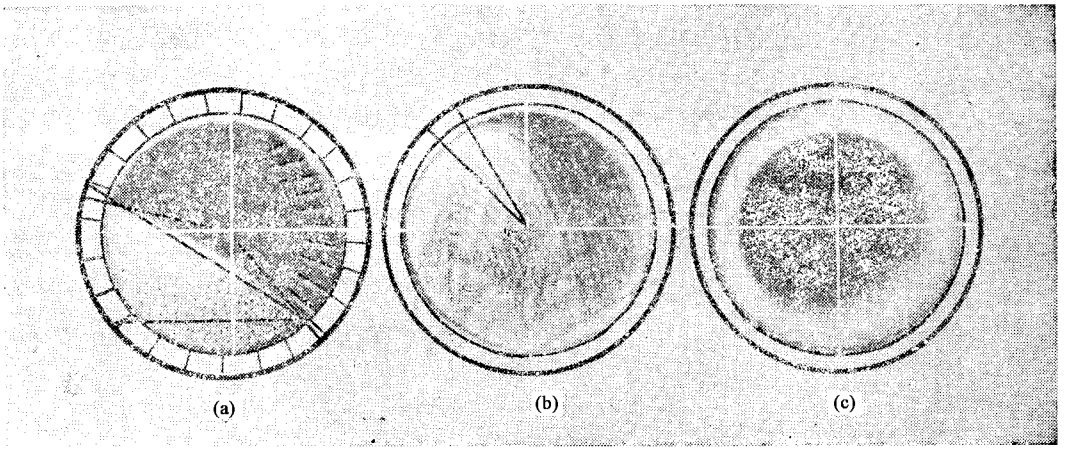


图 3－2－1　磨机内部装的钢球的运动状态

(a)泻落式；(b)抛落式；(c)离心运转

如果磨机的转速不高，全部球荷向上偏转一定角度，其中每个钢球都绕自己的轴线转动。当球荷的倾斜角超过钢球在球荷表面上的自然休止角时，钢球即沿此斜坡滚下。钢球的这种运动状态，叫做泻落，如图 3－2－1 中的(a)。在泻落式工作的磨机中，矿料在钢球间受到磨剥作用。如果磨机的转速足够高，钢球自转着随筒体内壁作圆曲线运动上升至一定高度，然后纷纷作抛物线下落。钢球落下的地方，叫底脚区，其中的钢球强烈地翻滚。这种运动状况，如图 3－2－1 中的(b)，叫做抛落。在抛落式工作的磨机中，矿料在圆曲线运动区受到钢球的磨剥作用，在底脚区受到落下的钢球的冲击和强烈翻滚着的钢球的磨剥。倘若磨机的转速高到超过某一临界值，钢球就贴在衬板上不再落下。这种状态叫离心运转，知图 3－2－1 中的(c)。发生离心运转时，矿料也是贴着衬板的。以上这些情形，都是指磨机内装有一定数量的钢球说的。要是磨机内只有少量的球，它们只是在磨机内的最低点摆动，并不发生上面讲的三种情况。用拍摄磨机内的介质的运动状态来研究它的运动规律，本世纪的二十年代已经开始，豪尔太恩、戴维斯、列文逊和我国的王仁东，都先后做过这方面的工作。

钢球作泻落式运动的力学尚缺乏研究，以后只讲抛落式的。

再详细地看看下面几张关于抛落式和离心运转的照片。

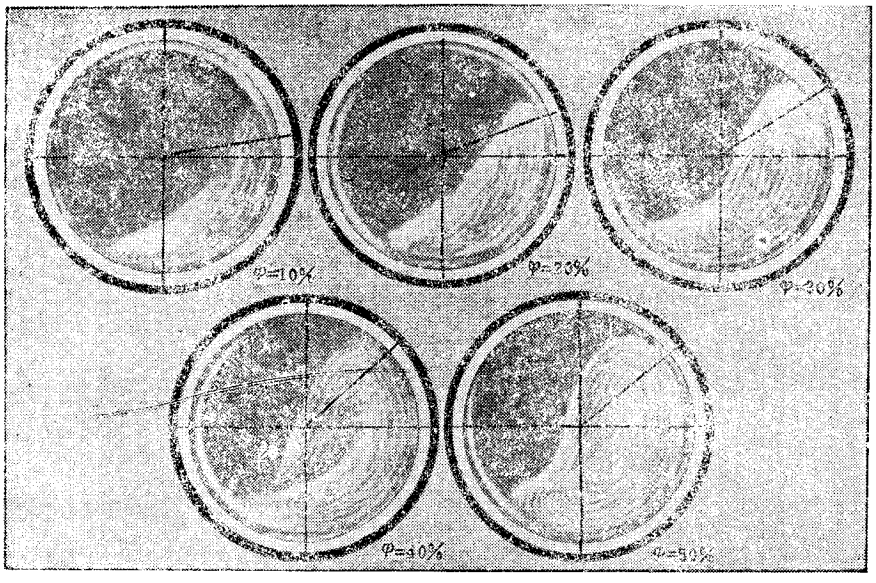


图 3－2－2

实际转速为临界值的 75%，不同球荷(用钢球体积与磨机内容积之比的百分率——装球率，用 φ 表示)时钢球的运动状况

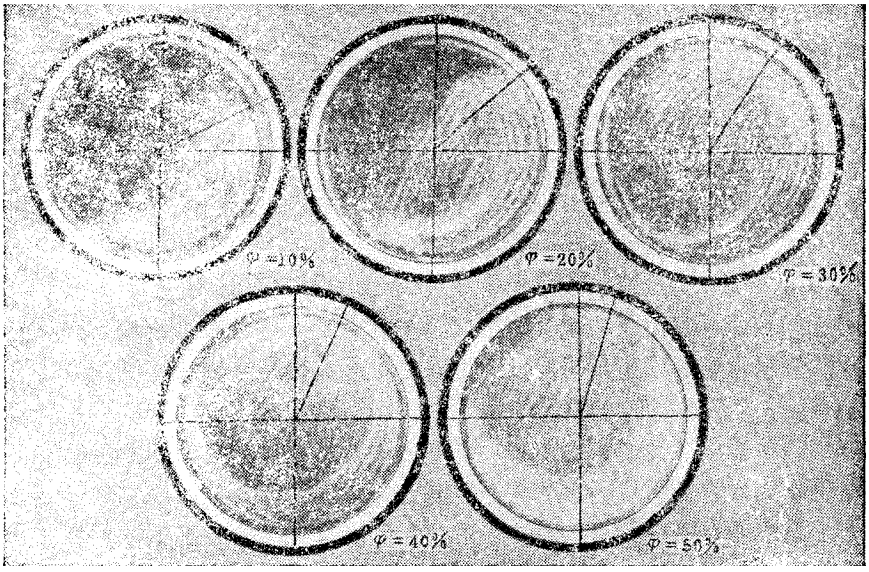


图 3－2－3

实际转速等于临界值，不同球荷时钢球的运动状况

这些照片给我们一个深刻的印象：磨机内的钢球，发生抛落式运动或离心运转以及朔球的抛落高度等等，既决定于磨机的转速，也决定于装球量。在转速为临界值的 75% 时，装球愈多，钢球的抛落高度愈大。在转速等于临界值时，装球率在 40% 以上才会发生离心运转。这些印象，使我们在分析钢球的运动时，必然把球荷重量和钢球运动时的离心力作为出发点。

将前面的磨机作抛落式工作的照片简化为图 3－2－4(a)，略去了底脚区，并且假定球作抛物落下的落回点就是它作圆曲线运动的开始点。

钢球在磨机内运动时，会产生沿着衬板下滑的相对运动。但戴维斯(Davis)拍摄的照片说明，如果磨机内只有钢球和水，下滑现象很明显，钢球不能上升到理论上它应达到的高度。倘若加入砂子，滑动现象即消除。有的试验指出，当磨机内只有钢球不加水和矿石时，球荷为 10%、20% 及 30% 都有滑动现象，球荷在 40% 以上时，滑动即停止。球荷有滑动时的力学分析，R.T. 胡基作过研究，H.E. 娄斯(Rose)和 R.M.E. 苏利范(Sullivan)也作过探讨。以后所讲的磨矿介质运动学，基本上属于戴维斯的不涉及钢球滑动的范畴。此理论不考虑球荷的摩擦特性，忽略了同一球层中球与球的相互影响，也忽略了各球层间的相互干扰，而且许多公式都是近似的。这些缺点必然引出一些新的研究，但它们还不够成熟和完整，而生产中绝大多数磨机的情况大致与戴维斯的理论相符合，因此它仍然是有关磨机计算和开展新的研究的基础。

如下图，在球荷中任意取一钢球 A_1，它处于球的重量 G 的作用下，并且有离心力 C。G 的切向分力 T（$T = G\sin\alpha$）使质点 A_1 沿切线方向运动；G 的法向分力 N（$N = G\cos\alpha$）在第Ⅲ和第Ⅳ象限与离心力 C 的方向相同，在第Ⅱ象限与 C 的方向相反。C 与 N 的合力的反力，配合上与 A_1 接触处的摩擦系数（f），构成摩擦力 F，它的方向与 T 力的相反，阻止 T 力沿切线方向运动。当钢球与筒壁没有相对运动的情况，T 力和 F 力是相等的。钢球受力 C 和力 N 压着，与磨机成一整体，随磨机以同样的线速度 v 作圆曲线运动上升到 A_3 点。在此处，力 C 和力 N 的大小相等方向相反，$F = 0$，切线分力 T 为后面的球上升时的推力所抵消。于是，钢球脱离筒壁，成为自由的，像与水平线成一角度并以速度 v 抛出物体那样，受自身重量的作用，作抛物线下落。

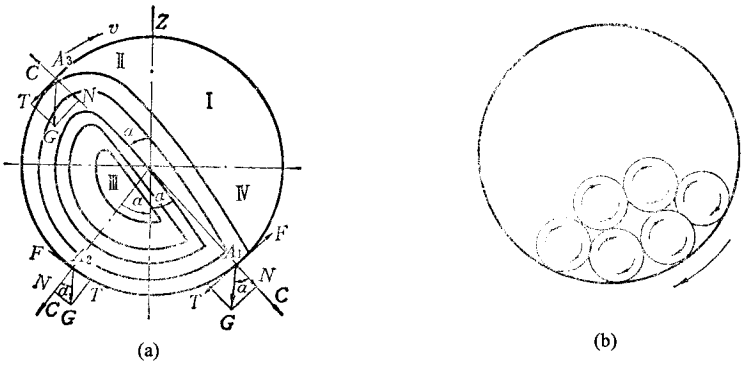


图 3－2－4　作用于钢球的力

当磨机转速过高时，球上升到了顶点 Z，但离心力 C 比钢球重量 G 大，钢球就不会下落，发生了离心运转。

当转速较低时，不到 A_3 点，N 力与 C 力已经相等，钢球即作抛物落下。N 力与球的重量及球的位置有关，C 力与球的重量和磨机转速有关，因而钢球能够上升到的高度决定于球荷及磨机转速，以后对此还要作详细说明。

球荷中的每一个球，都受到大小相等方向相反的 T 力和 F 力形成的力偶的作用，因此都是围绕着自身的轴转动的，如图 3－2－4(b)表示的情况。

第二节　球磨机的临界转速

一、临界转速　转速率

前面讲的，当磨机以线速度 v 带着钢球升到 A 点时，由于钢球重量 G 的法向分力 N

和离心力 C 相等，钢球即作抛物落下。如果磨机的速度增加，钢球开始抛落的点也就提高。到了磨机的转速增加到某一值 v_C，离心力大于钢球的重量，钢球升到磨机顶点 Z 不再落下，发生了离心运转。由此可见，离心运转的临界条件是

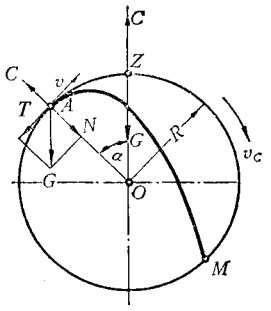


图 3－2－5　离心运转时钢球的受力状况

$$C \geqslant G$$

令 m 为球的质量，g 为重力加速度，n 为磨机每分钟的转数，R 为球的中心到磨机中心的距离，α 为球脱离圆轨迹时连心线 OA 与垂直轴的夹角。当磨机的线速度为 v，钢球升到 A 点时，

$$C = N \quad \text{或} \quad \frac{mv^2}{R} = G\cos\alpha$$

因 $G = mg$，代入上式，得到

$$v^2 = Rg\cos\alpha \tag{2－1}$$

因 $v = \frac{\pi Rn}{30}$，代入上式，得到

$$n = \frac{30\sqrt{g}}{\pi\sqrt{R}}\sqrt{\cos\alpha}$$

取 $g = 9.81$ 米/秒^2，则 $\pi \approx \sqrt{g}$，于是

$$n = \frac{30}{\sqrt{R}}\sqrt{\cos\alpha}\text{，转 / 分} \tag{2－2}$$

R 的单位为米。

这是研究钢球运动的最基本的公式，以后要经常用到它。

当转速为 v_c，相应的每分钟转数为 n_c 时，钢球上升到顶点 Z，不再落下，发生了离心化。此时，$C = G$，$\alpha = 0°$，$\cos\alpha = 1$，从而

$$n_c = \frac{30}{\sqrt{R}} = \frac{42.3}{\sqrt{D}}\text{，转 / 分} \tag{2－3}$$

此处，$D = 2R$，单位皆为米。对贴着衬板的最外一层球来说，因为球径比球磨机内径小得

多，可略而不计，R 可以算是磨机的内半径，D 就是它的内直径。

由公式(2－3)可以看出，使钢球离心化所需的临界转数，决定于球心到磨帆中心的距离。最外层球距磨机中心最远，使它离心化所需的转数最少；最内层球距磨机中心最近，使它离心化所需的转数也最多。如果取磨机内半径用公式(2－3)算的结果作为磨机的转速，尽管最外层球已经离心化了，但其他层球仍然能够抛落，还是可以磨细矿石。只有转数比用最外层球按公式(2－3)求得的高出很多时，全部球层才会离心化，磨碎矿石的有用功才等于零。但是，装入的钢球希望全部能落下磨碎矿石，如果有一部分离心化，就会使有用功减少。因此，取磨机内半径用公式(2－3)算得的结果，说明要使最外层球也不会离心化时磨机转速的限度，就没有必要去计算使其他层球离心化的磨机转数了。山此可见，磨机的临界转数，是使最外层球也不会发生离心化的最高转速(转/分)。

尽管公式(2－3)是在没有考虑装球率及滑动等情况下导出的，但在采用不平滑衬板及装球率占 40～50%时，它仍然符合实际情形。因此，生产中都采用公式(2－3)来计算磨机的临界转数，绝大多数磨机的转速都没有超过它。

设 n 为磨机的实际转速，它和 n_c 的比值用百分率来表示，叫做转速率(ψ)，即

$$\psi = \frac{n}{n_c}100,\% \tag{2-4}$$

将公式(2－2)代入上式，得到

$$\psi = \frac{n}{n_c} = \frac{30\sqrt{\cos\alpha}}{\sqrt{R}} \Big/ \frac{30}{\sqrt{R}}$$

$$\psi = \sqrt{\cos\alpha} \quad \text{或} \quad \psi^2 = \cos\alpha \tag{2-5}$$

即角 α 标志钢球开始抛落时已升到的位置，叫做脱离角。公式(2－5)指出，转速率愈高，脱离角愈小，钢球上升到的位置愈高。当脱离角为 0°时，转速率为 1，即实际转速已等于临界转速，钢球到了磨机的顶点，要开始离心化了。

二、超临界转速运转

前面导出临界转数公式时，曾设摩擦力与钢球重量的切向分力相等，钢球没有滑动。在采用不平滑衬板和装球率占 40～50%时，这种假设是符合实际的。倘若采用摩擦系数小的平滑衬板，又减少装球量使正压力降低，那么，摩擦力就小到不足以平衡球荷的切向分力，钢球于是有了滑动。在这种情况下，尽管磨机的转速超过用公式(2－3)算得的 n_c 好几倍，因为钢球有剧烈的滑下运动，它还是不会离心化。这就是磨机超临界转速运转的实质和必要的条件。$R.T.$ 胡基在六十年代的研究指出，在适当的条件下，磨机的转速超过 n_c 值的 20 倍，钢球还不会离心化，仍然有磨矿效果。

超临界转速运转不仅在理论上突破了公式(2－5)的局限性，而且可以提高磨机的处

理能力。生产实践指出,如果应用恰当,超临界转速运转可以提高磨机的生产力,虽然功率耗相应地增加,但比功率耗(即千瓦·时/吨)常常是降低的,如下表中的例子。

磨机的转速和装球量是影响磨机生产率的两个关键性的因素。超过 n_c 值运转固然可以提高磨机生产率,但要求减少装球量,而减少装球量又会使生产率降低。所以不能片面地采用大幅度提高转速及大幅度减少装球量的办法,这反而会使生产率下降,如下图 3 – 2 – 6 反映的情况。当装球率减少到 25% 以下,即使将转速率提高到 145%,生产率也达不到装球率为 35 ~ 40% 转速率为 110 ~ 120% 的。并且转速太高,磨机振动很厉害,也会造成危险。

表 3 – 2 – 1　南芬选矿厂提高磨机转速的工业试验结果

指　　标	第　一　段			第　二　段		
球磨机实际转数(转/分)	24	26	30.5	21.5	26	30.5
转速率(%)	85	93	108	75.5	93	108
装球量(吨)	13.0	11.5	10.0	13.5	10.5	10.0
球荷充填率(%)	41.1	36.4	31.8	42.7	33.2	31.8
球磨机利用系数(吨/米^3 时)						
1)按原矿计	3.49	4.0	4.46	2.54	2.73	2.69
2)按 – 200 网目计	1.11	1.47	1.52	1.05	1.44	1.25
利用系数变化(%)						
1)按原矿计	100	114.4	127.5	100	107	106
2)按 – 200 网目计	100	124	131.0	100	137	119.0
比功耗(千瓦·时/吨)						
1)按原矿计	5.33	4.95	4.83	5.55	8.3	7.17
2)按 – 200 网目计	16.19	13.5	14.0	13.5	13.5	15.4
比功耗变化(%)						
1)按原矿计	100	93.0	91.0	—	—	—
2)按 – 200 网目计	100	83.5	86.5	—	—	—

要把磨机的转速提高到超过临界值,必须考虑原用的电动机的功率是否充足,传动部件的强度是不是够。磨机转速提高后,生产率加大,和磨机构成闭路的分级机的负荷也增加,必须采取措施提高分级机的生产能力和效率,要不然由于分级机的限制,效果未必好。超临界转速后,钢球与衬板之间和钢球与钢球之间有强烈的相对运动,磨损很厉害。为了解决这个问题,有用合金钢制衬板和钢球的,也有采用矿石自衬自磨的。试验研究和生产实践都指出:用普通磨机在超临界转速下进行矿石自磨,它的生产率可以达到在 n_c 以内用钢球磨矿的。衬板为特殊形状,由矿石自己去填补成一层壳,以便节约钢

材。

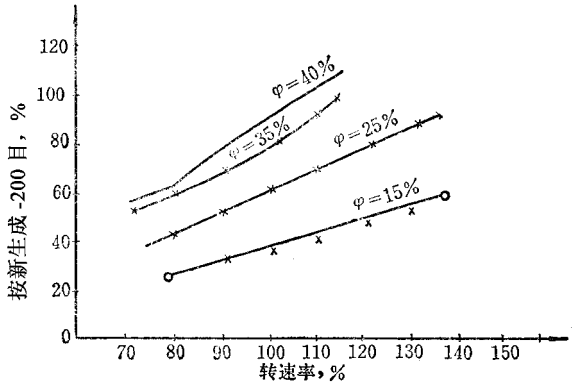


图 3－2－6　不同装球率时球磨机转速率与生产能力的关系

超临界转速运转的磨机毕竟少见，即使有，多属小型磨机。唯独在芬兰，R.T. 胡基不仅作过系统试验和理论探讨，他们还曾用 2700 × 3600 毫米球磨进行在超临界转速下矿石自磨的生产。

第三节　钢球的运动轨迹和转速率与装球率的关系

抛落式工作的磨机磨细矿石的效果，决定于它的转速率，装球率和二者的关系，显然这些都是与钢球的运动有关。为了解决这些问题，必须从分析钢球的运动入手，在明确它们的运动轨迹的基础上，逐步阐述怎样正确地选择转速率和装球率。

一、圆运动方程式和抛物线运动方程式

如下图(3－2－7)，以脱离点 A 为原点，取 xAy 坐标，则圆心在磨机中心 O 点及半径为 R 的圆的方程式为

$$(x - R\sin\alpha)^2 + (y + R\cos\alpha)^2 = R^2 \qquad (2-6)$$

球从 A 点以磨机运转时的线速度 v 抛出，根据抛物落下的情形，水平距离(x)和垂直距离(y)分别为

$$x = (v\cos\alpha)t \qquad \text{或} \qquad t = \frac{x}{v\cos\alpha}$$

$$y = (v\sin\alpha)t - \frac{1}{2}gt^2$$

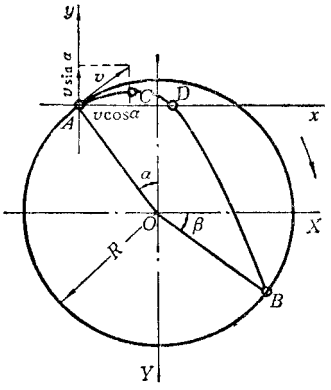


图 3－2－7　球的圆运动轨迹和抛物线运动轨迹

将 t 的值代入，得到

$$y = x\mathrm{tg}\alpha - \frac{gx^2}{2v^2\cos^2\alpha}$$

从公式(2－1)可知：

$$y = x\mathrm{tg}\alpha - \frac{x^2}{2R\cos^3\alpha} \tag{2-7}$$

这就是在 xAy 中的球作抛物落下的抛物线方程式。

二、抛物线上各特殊点的坐标

为了使抛物线能够准确地画出，必须确定它的最高点 C、它与 x 轴的交点 D 和落回点 B 等的坐标。

确定 C 点的坐标：因 $y_c = y_{最大}$，故将公式(2－7)取一次导数并令它等于零，可以找出 C 点的坐标 x_c 和 y_c。

$$y' = \mathrm{tg}\alpha - \frac{2x}{2R\cos^3\alpha} = 0$$

故

$$x_c = R\sin\alpha\cos^2\alpha \tag{2-8}$$

将 x_c 的值代入公式(2－7)中，求得

$$y_c = R\sin\alpha\cos^2\alpha\,\mathrm{tg}\alpha - \frac{R^2\sin^2\alpha\cos^4\alpha}{2R\cos^3\alpha}$$

即

$$y_c = \frac{1}{2}R\sin^2\alpha\cos\alpha \tag{2-9}$$

确定 D 点的坐标：因为 D 点是抛物线与 x 轴的交点，所以

$$y_D = 0 \tag{2-10}$$

由公式(2－7)可以得到

$$x\left(\mathrm{tg}\alpha - \frac{x}{2R\cos^3\alpha}\right) = 0$$

解

$$\mathrm{tg}\alpha - \frac{x}{2R\cos^3\alpha} = 0$$

得到

$$x_D = 2R\sin\alpha\cos^2\alpha \tag{2-11}$$

确定 B 点的坐标：B 点是钢球抛落的终点，也是它开始圆运动之点，所以它的坐标 x_B 和 y_B 即公式(2－6)和(2－7)联立时的公解。将公式(2－7)中的 y 代入公式(2－6)中，然后逐步化简，得到

$$\frac{x^3}{R\cos^4\alpha}\left(\frac{x}{4R\cos^3\alpha} - \sin\alpha\right) = 0$$

在

$$\frac{x^3}{R\cos^4\alpha} = 0$$

中，它的三个根 $x_1 = x_2 = x_3 = 0$，即两轨这相交的坐标原点 A。在

$$\frac{x}{4R\cos^2\alpha} - \sin\alpha = 0$$

中，第四个根即落回点 B 的 x 坐标，即

$$x_B = 4R\sin\alpha\cos^2\alpha \tag{2-12}$$

将 x_B 的值代入公式(2－7)，求得

$$y_B = -4R\sin^2\alpha\cos\alpha \tag{2-13}$$

将公式(2－12)和(2－11)比较，可以看出

$$x_B = 2x_D$$

将公式(2－12)及(2－13)和公式(2－8)及(2－9)比较，可以看出

$$x_C = \frac{1}{4}x_B \quad \text{及} \quad y_C = \left|\frac{1}{8}y_B\right|$$

在已知脱离角 α 的情况下，可以根据以上各式算出各特殊点的坐标，坐作抛物落下运动时的抛物线即能准确地画出。

如果要用到以 O 为原点的 XOY 系来表示落回点 B 的坐标，根据移轴规则(新坐标等于旧坐标减新原点的旧坐标)，将公式(2－12)和(2－13)改写成

$$X_B = 4R\sin\alpha\cos\alpha^2\alpha - R\sin\alpha \tag{2-14}$$

$$Y_B = -\{-4R\sin^2\alpha\cos\alpha - (-R\cos\alpha)\}$$

$$= 4R\sin^2\alpha\cos\alpha - R\cos\alpha \tag{2-15}$$

而落回角(β、钢球中心与磨机中心的连线和 X 轴的夹角)可以求出为

$$\sin\beta = \frac{Y_B}{R} = 4\sin^2\alpha\cos\alpha - \cos\alpha$$

$$= -4\cos^3\alpha + 3\cos\alpha = -\cos^3\alpha$$

$$= -\sin(90° - 3\alpha) = \sin(3\alpha - 90°)$$

于是，

$$\beta = 3\alpha - 90° \tag{2-16}$$

有的研究者如高伍(Gow)认为，每一个球到达脱离点之前，都受到它后面的球上升时的推力。因此上升得较脱离点高，抛物落下也较戴维斯理论算出的远。虽高伍根据这种方法提出了另外的计算公式，但尚未获公认，而戴维斯理论与实际资料仍然大致符合。

三、脱离点与落回点的轨迹　最大脱离角与最小球层半径

1. 脱离点与落回点的轨迹

磨机中的球荷由若干层球组成，每一层球都有一个脱离点 A_i 和一个落回点 B_i。每一层球的 A_i 点的坐标各不相同，但它们既然都是脱离点，就都具有相同的几何条件。同样，各落回点 B_i 的坐标尽管也不相同，但也都符合同一个几何条件。找出这两种几何条件，就找出了这两种转折点的连线，即脱离点与落回点的轨迹。

由公式(2-2)可知

$$R = \frac{900}{n^2}\cos\alpha = a\cos\alpha \tag{2-17}$$

此处，$a = \frac{900}{n^2}$，当 n 为已给定时，a 为常数。

公式(2-17)是以磨机中心 O 为极点，坐标轴 OY 为极轴的圆曲线方程，此圆的半径为$\frac{a}{2}$。由于每一层球皆有一脱离角 a_i 与球层半径 R_i，并且符合上述关系，因此诸 A_i 皆在以 O_1 为圆心及 $O_1O = \frac{a}{2}$为半径的圆上。这个圆就是各脱离点 A_i 的轨迹，见图3-2-8。落回点 B_i 到磨机中心的距离为 R_i，与极轴 OY 之间的极角θ 由公式(2-16)可知为

$$\theta = \beta_i + 90° = 3\alpha$$

点 B_i 也在圆运动轨迹上，它也遵从公式(2-2)，于是照样有极坐标方程式

$$R = a\cos\alpha = a\cos\frac{\theta}{3} \tag{2-18}$$

当 $\theta = 270° = \frac{3}{2}\pi$ 时，$R = 0$，此方程式表示的曲线(即巴斯赫利螺线)将通过磨机中心(即极点) O。公式(2-18)代表的曲线就是诸落回点 B_i 的轨迹。

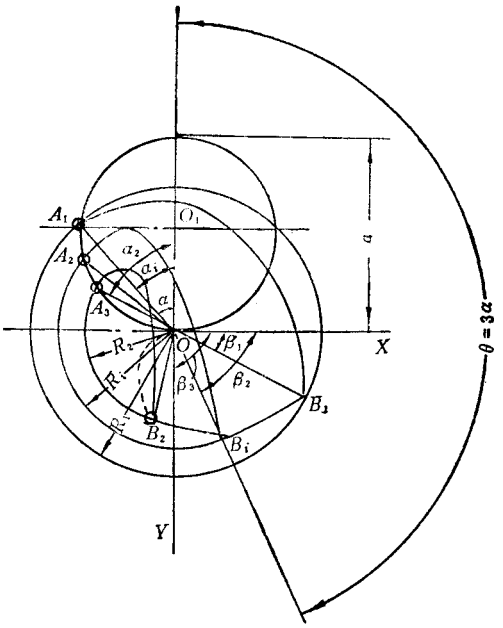


图 3－2－8　脱离点(A_i)和落回点(B_i)的轨迹

2. 最大脱离角和最小球层半径

由上图显然可知，愈近磨机中心的球层，它的脱离点轨迹和落回点轨迹愈靠拢，到了磨机中心 O 处即汇于一点。从现象上看，愈靠近磨机中心的球层，它的圆运动和抛物线运动相互干扰愈厉害，以致二者几乎不可分。因此，最内球层的半径 R_2 必有一极限值，小于它，球层即无明显的圆运动和抛物运动。这个极限值叫做最小球层半径($R_{最小}$)，可将它导出如下。

根据公式(2－14)，当 $\frac{dX_B}{d\alpha}=0$ 时，X_B 有极限值。于是，

$$\frac{dX_B}{d\alpha}=\frac{d}{d\alpha}(4R\sin\alpha\cos^2\alpha-R\sin\alpha)$$

$$=\frac{d}{d\alpha}\left[\frac{900}{n^2}\cos\alpha(4\sin\alpha\cos^2\alpha-\sin\alpha)\right]=0$$

即

$$\frac{dX_B}{d\alpha}=4\cos^3\alpha\frac{d\sin\alpha}{d\alpha}+\sin\alpha\frac{d4\cos^3\alpha}{d\alpha}-\frac{d\cos\alpha}{d\alpha}\sin\alpha-\cos\alpha\frac{d\sin\alpha}{d\alpha}$$

$$=4\cos^4\alpha-12\cos^2\alpha\sin^2\alpha+\sin^2\alpha-\cos^2\alpha$$

$$=16\cos^4\alpha-14\cos^2\alpha+1=0$$

解此方程式，得到两个 α 的值分别为 26°44′和 73°44′。从 β 角与 α 角的关系看，当 $\alpha=26°44'$ 时，$\beta=-9°48'$，即落回点在 OX 轴的上方及 OY 的右边。当 $\alpha=73°44'$ 时，$\beta=131°12'$，落回点在 OX 轴的下方及 OY 轴的左边。从

$$\frac{d^2X_B}{d\alpha^2} = 4\cos\alpha\sin\alpha(7 - 16\cos^2\alpha)$$

来看，以 $\alpha = 73°44'$ 代入，$\frac{d^2X_B}{d\alpha^2} > 0$，而以 $\alpha = 26°44'$ 代入，$\frac{d^2X_B}{d\alpha^2} < 0$，故 $73°44'$ 时 R 的水平投影 X_B 为极小值。由引可见，对目前所论述的问题说，这两个极限值只 $73°44'$ 有意义，它是与最小球层半径 $R_{最小}$ 相对应的最大脱离角 $\alpha_{最大}$。于是，判断球层保持明显的圆运动和抛物线运动的极限状态的两个相关连的指标是

$$\alpha_{最大} = 73°44' \tag{2-19}$$

和

$$R_{最小} = \frac{900}{n^2}\cos 73°44' \approx \frac{250}{n^2} \tag{2-20}$$

3. 转速率、装球率和球层半径的关系

每一层球有一球层半径和相应的脱离角，它们的关系符合公式(2-17)。设最外层球的半径为 R_1，脱离角为 α_1，最内层球的半径为 R_2，脱离角为 α_2，在磨机的每分钟转数为 n 时，根据公式(2-17)，必有下述关系

$$\frac{R_1}{\cos\alpha} = \frac{R_2}{\cos\alpha_2} = \frac{900}{n^2} \tag{2-21}$$

或

$$\frac{R_2}{R_1} = \frac{\cos\alpha_2}{\cos\alpha_1} = K \tag{2-22}$$

此处的 K 为最内层球半径与最外层球半径之比，或最内层球的与最外层球的脱离角的余弦之比。当最外层球的半径被看作即磨机的半径时，它就是最内层球的半径与磨机内半径之比。显然，K 标志装球率，因为装球愈多，R_2 愈小，K 值也就较小。

由公式(2-5)可知

$$\cos\alpha_2 = K\cos\alpha_1 = K\psi^2 \tag{2-23}$$

及

$$\cos\alpha_1 = \psi^2 \tag{2-24}$$

这两个公式指出：最外层球的脱离角仅与转速率有关，而最内层球的脱离角，即与转速率又与装球率(用 K 标志)有关。

根据上面讲的情况可知，为了保证最内层球也能处于抛落状态(即所有球层都是抛落的)，装球率与转速率必有一确定关系。而且这种关系又必有临界点，过了这种临界点，磨机的转速不足以使晕内层球作抛落，钢球于是处于泻落状态。这里将用计算结果绘制的曲线表示如下图。图中表明了装球率、转速率和球层半径的关系，也表明了由这种关系所确定的泻落和抛落的界限。

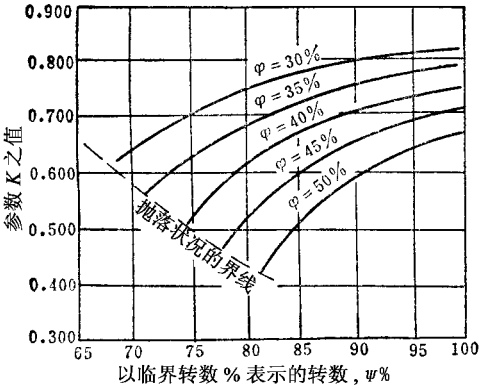


图 3－2－9　K、ψ 和 φ 的关系及抛落状况的界限

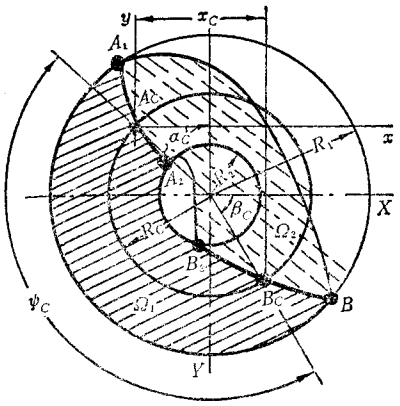


图 3－2－10　磨机内的各区域和球荷切面积

4．磨机内的各区域与球荷切面积

(1)磨机内钢球分布的区域和各区域的磨矿作用

在详细地分析磨机内钢球的运动规律之后，就可以把钢球分布的几何形状较为准确地画出，如图 3－2－10。从图中明显地看出，磨机内部分为四个不同的区域。

①钢球作圆运动区——图中画实影线的部分，钢球都作圆运动，矿石被钳在钢球之间受磨剥作用。

②钢球作抛物落下区——图中画虚影线的部分，表明钢球纷纷下落的区域。在钢球下落的过程中，没有磨着矿石，直至落到用落回点轨迹 BB_2 表示的底脚时，钢球才对矿石起冲击作用。

③肾形区——靠近磨机中心的部分，钢球的圆运动和抛物线运动已难明显地分辨。在未画影线形状如肾的区域中，钢球仅作蠕动，磨矿作用很微弱。当装球较多而转速又不足以使它们活跃地运动时，肾形区就较大，磨矿效果也较差。

④空白区——在抛物落下区之外的月牙形部分，为钢球未到之处，当然没有磨矿作用。转速不足时，钢球抛落不远，空白区就较大。转速过高，钢球抛得远，空白区虽然小，

但钢球直接打衬板会造成严重磨损，磨矿效果也差。

磨机内的分区不仅如此明显，而且能定量地计算出它们的范围，下面讲的球荷切面积可作说明。

(2)球荷的切面积

磨机转动时，其中有球的空间，一部分分布着作圆运动的球，另一部分分布着作抛物线落下的球。取与磨机长轴垂直的切面来看，全部运动着的球所占的面积为 Ω，而作圆运动部分的球所占的面积为 Ω_1，作抛物线运动的球所占的面积为 Ω_2，则

$$\Omega = \Omega_1 + \Omega_2 \tag{2-25}$$

在动态下的装球率为

$$\varphi = \frac{\Omega}{\pi R^2} \tag{2-26}$$

任取一层球，它的球层半径为 R_C，脱离角为 a_C，落下角为 β_C，此球层所对的圆心角为 ψ_C，由图 3-2-10 可以看出，

$$\mathrm{d}\Omega_1 = \pi \mathrm{R}_C \frac{\psi_C}{180^\circ} \mathrm{d}R_C$$

在 R_2 与 R_1 范围内积分上式，得到

$$\Omega_1 = \frac{\pi\psi_C}{180^\circ}\int_{R_2}^{R_1} R_C\, dR_C = \psi_C \frac{\pi}{360^\circ}(R_1^2 - R_2^2) \tag{2-27}$$

而

$$\psi_C = 270^\circ - \alpha_C - \beta_C = 360^\circ - 4a_C \tag{2-28}$$

在 Ω 及 Ω_1 求出之后，Ω_2 也就可以算出。例如，某磨矿机的内半径为 R，转速率为 76%，适宜的装球率为 40%，求它的球荷切面积 Ω，Ω_1 和 Ω_2。根据公式 2-26，$\Omega = 0.4\pi R^2$。如果取位居中间的那层球来计算，$R_C = \frac{R_1 + R_2}{2}$。最内层球能作抛物落下的极限条件，由公式(2-26)可知为

$$R_2 = \frac{250}{n^2} = \frac{250}{\left(\frac{30 \times 0.76}{\sqrt{R_1}}\right)^2} = \frac{250R_1}{22.8^2} = 0.48R_1$$

于是，$\mathrm{R}_C = \frac{\mathrm{R}_1 + 0.48\mathrm{R}_1}{2} = 0.74\mathrm{R}_1$ 此层球的脱离角为

$$\alpha_C = \cos^{-1}\frac{R_C n^2}{900} = \cos^{-1}\frac{0.74R_1 \times 22.8^2}{900R_1} = 64^\circ 40'$$

此层球的落回角为

$$\beta_C - 3\alpha_C = 90^\circ = 104^\circ$$

此层球所对的圆心角

$$\psi_C = 360 - 4\alpha_C = 101^\circ 20'$$

由公式(2-27)，$\Omega_1 = 101^\circ 20' \times \frac{\pi}{360}[R_1^2 - (0.48R_1)^2] = 0.25\pi R_1^2$

而　　$$\Omega_2 = 0.4\pi R_1^2 - 0.25\pi R_1^2 = 0.15\pi R_1^2$$

因此，在总球荷面积中，圆运动部分占 $62.5\%\left(即\frac{0.25\pi R_1^2}{0.40\pi R_1^2}100\%\right)$，抛物线运动部分占 37.5%。

显然可知，装球太少，Ω 就很小，磨机内起磨矿作用的部分不多。装球尽管适宜，但转速过低，几乎没有 Ω_2，成为泻落状态，磨剥作用比冲击作用占优势。只有装球率和转速率都适合，才能保证发生抛落状态，并有较大的 Ω_2，使冲击作用较为充足。

第四节　决定磨机转速的方法

一、钢球落下时的动能

钢球落下冲击矿石的能量，来自它落到终点时的动能。此动能的大小，决定于钢球的落下高度。而磨机的转速又决定着钢球的落下高度，所以决定磨机转速的方法直接和分析钢球落下时的动能有关。

由图 3－2－11 可知，钢球落下高度 H 的绝对值为

$$H = y_B + y_C = y_B + \frac{y_B}{8}$$

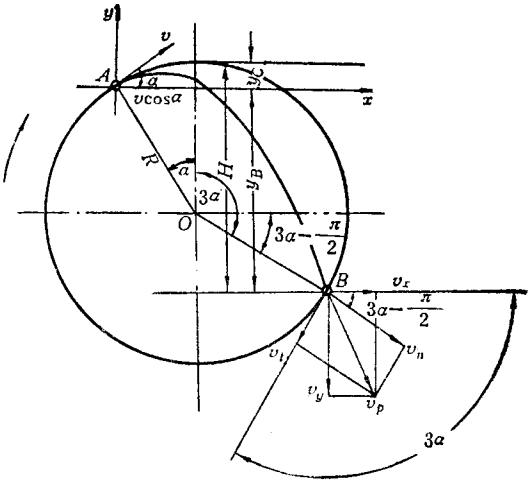


图 3－2－11　球在抛物线路程末端的速度及其分量

由公式(2－9)和(2－13)，此绝对值为：

$$H = 4.5R\sin^2\alpha\cos\alpha \tag{2-29}$$

因为球是自由落体，所以到达落回点 B 的垂直速度为

$$v_y = \sqrt{2gH} = \sqrt{2g4.5R\sin^2\alpha\cos\alpha} = \sqrt{9gR\sin^2\alpha\cos\alpha}$$

由公式(2-1)可知

$$v_y = 3v\sin\alpha \tag{2-30}$$

球下落时的水平分速度为

$$v_x = v\cos\alpha$$

因此，它们的合速度为

$$v_p^2 = v_x^2 + v_y^2 = v^2\cos^2\alpha + 9v^2\sin^2\alpha$$

即：

$$v_p = v\sqrt{9-8\cos^2\alpha} \tag{2-31}$$

设球的质量为 m，它在落回点 B 的动能为

$$E = \frac{1}{2}mv_p^2 = \frac{1}{2}mv^2(9-8\cos^2\alpha) \tag{2-32}$$

不难证明，此动能即磨机将球由落回点 B 提升到脱离点 A 所作的功(A_1)，和自脱离点用速度 v 将球抛出所作的功(A_2)。因为

$$A = A_1 + A_2 = mg4R\sin^2\alpha\cos\alpha + \frac{1}{2}mv^2$$

$$= mg4R\sin^2\alpha\cos\alpha + \frac{1}{2}mRg\cos\alpha$$

$$= \frac{1}{2}mgR\cos\alpha(8\sin^2\alpha + 1) = \frac{m}{2}v^2(9-8\cos^2\alpha)$$

当钢球以速度 v_p 到达落回点时，它的动能分解为两部分：一部分沿打击线 OB(通过物体的打击接触点，并垂直于接触面的直线)冲击矿石；另一部分与打击线垂直，使钢球沿切线方向运动，这部分使矿石受磨剥而没有冲击作用。如果把 v_p 分解为沿打击线的径向分速度 v_n 和沿切向分速度 v_t，求出这两个分速度，就可以知道冲击矿石的能量和磨剥矿石的能量各占若干。

将速度 v_p 的水平分速度 v_X，和垂直分速度 v_y 投到径向分速度 v_n 的方向上，则

$$v_n = v_x\cos(3\alpha - \frac{\pi}{2}) + v_y\sin(3a - \frac{\pi}{2})$$

$$= v\cos\alpha\sin3\alpha - 3v\sin\alpha\cos3\alpha$$

$$= v\cos\alpha(3\sin\alpha - 4\sin^3\alpha) - 3v\sin\alpha(4\cos^3\alpha - 3\cos\alpha)$$

将此式展开及化简后，整理成

$$v_n = 8v\sin^3\alpha\cos\alpha \tag{2-33}$$

将 v_x 和 v_y 投到切线分速度 v_t 的方向上，则

$$v_t = -v_x\cos(\pi - 3\alpha) + v_y\cos(3\alpha - \frac{\pi}{2})$$

$$= v_x\cos 3\alpha + v_y\sin 3\alpha$$

照上式的方法，将 v_x 和 v_y 代入，经化简和整理后，得到

$$v_t = v + 4v\sin^2\alpha\cos 2\alpha \qquad (2-34)$$

切向分速度 v_t 和法向分速度 v_n，在不同的落回点的方向和大小都是不同的，如图 3－2－12 所表示的。从图中可以看出，磨机转速越大，同一层球上升越高，脱离角越小。当脱离角为 55°44′时，该层球的转速率为 75%，$v_t = 0$，而 $v_n = v_p$，切线分速度正在改变方向，已知各落回点的 v_n，就可算出冲击矿石的动能

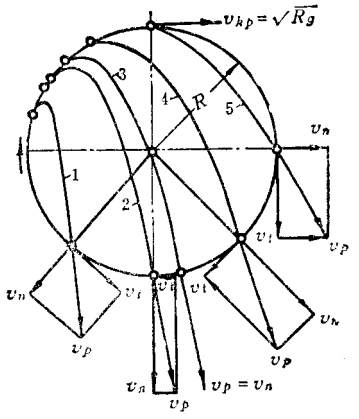


图 3－2－12　在球层转速不同时，v_p 及其分速度 v_n 和 v_t 的变化

1－$\alpha = 73°44'$，$\psi = 52.9\%$；2－$\alpha = 60°$，$\psi = 70.7\%$；

3－$\alpha = 55°44'$，$\psi = 75\%$；4－$\alpha = 45°$，

$\psi = 84.1\%$；5－$\alpha = 30°$，$\psi = 93.1\%$

$$E_n = \frac{mv_n^2}{2}$$

〔附〕公式(2－34)的导出

$$v_t = v\cos\alpha\cos 3\alpha + 3v\sin\alpha\sin 3\alpha$$

$$= \frac{1}{2}v\left[2\cos\frac{4\alpha+2\alpha}{2}\cos\frac{4\alpha-2\alpha}{2} + 3\times 2\sin\frac{4\alpha+2\alpha}{2}\sin\frac{4\alpha-2\alpha}{2}\right]$$

$$= \frac{1}{2}v\{\cos 4\alpha + \cos 2\alpha + 3(\cos 2\alpha - \cos 4\alpha)\}$$

$$= \frac{1}{2}v\{4\cos 2\alpha - 2\cos 4\alpha\}$$

$$= v\left(2\cos 2\alpha - \cos 4\alpha\right) = v\left(2\cos 2\alpha - \cos^2 2\alpha + \sin^2 2\alpha\right)$$

$$= v\left(2\cos 2\alpha + 1 - 2\cos^2 2\alpha\right) = v + v2\cos 2\alpha\left(1 - \cos 2\alpha\right)$$

$$= v + 4v\sin^2\alpha\cos 2\alpha$$

二、决定磨机转速的方法

在抛落式工作的磨机中，磨矿作用主要来自钢球到达落回点的动能。此动能的大小，与钢球的落下高度（H）有关，而钢球的落下高度又决定于磨机的转速。根据前面的论述，必然可从钢球最大落下高度来决定磨机的合适转速。照此理，将公式（2－29）取导数，并令它等于零，就可以求出使钢球有最大抛物落下高度时的脱离角，再从它找到相应的转速。

$$\frac{dH}{da} = 4.5R\sin\alpha\left(2\cos^2\alpha - \sin^2\alpha\right) = 0 \tag{2-35}$$

故

$$\alpha = 54°44' \tag{2-36}$$

以 $\alpha = 54°44'$ 代入 $\frac{d^2H}{d^2\alpha}$ 中，$\frac{d^2H}{d^2\alpha}$ 之值小于零，故 $\alpha = 54°44'$ 时的 H 为最大值。

此值与前面讲的 $v_t = 0$（即 $v_p = v_n$）时的脱离角 $55°44'$ 很接近。

应用公式（2－36）来决定转速时，有两种方法。第一种用最外层球有最大落下高度来定转速。若取外层球的半径即磨机的内半径，由公式（2－2）得到

$$n = \frac{30}{\sqrt{R}}\sqrt{\cos\alpha} = \frac{30}{\sqrt{R}}\sqrt{\cos 54°44'} \approx \frac{32}{\sqrt{D}} \tag{2-37}$$

而

$$\psi = \frac{n}{n_c}100\% = \frac{32}{\sqrt{D}}\Big/\frac{42.4}{\sqrt{D}}100\% = 76\% \tag{2-38}$$

这种办法只考虑最外层球处于适宜状态，其他层球则未必处于适宜状态，装球越多，不适宜的球层也越多，故不是合理的办法。求得的转速率较低，不能保证球荷作抛落式工作，现在转速较低的磨机采用此法。

第二种用球荷的回转半径与脱离角的关系来推算。设想全部球荷的质量集中在某一层球，此层球可以代表全部球荷，它的球层半径（R_0）就是全部球荷绕磨机中心（O）作圆运动的回转半径。根据扇形对 O 点的极转动惯量中径的求法，可以得到

$$R_0 = \sqrt{\frac{R_1^2 + R_2^2}{2}} = \sqrt{\frac{R_1^2 + (KR_1)^2}{2}} \tag{2-39}$$

当此层球有最大抛物落下高度时，$\alpha_0 = 54°44'$，从而

$$R_0 = \frac{900}{n^2}\cos\alpha_0 = \frac{520}{n^2} \tag{2-40}$$

即　　$$R_1^2 = \frac{478300}{n^4}$$

于是　　$$n = \frac{26.3}{\sqrt{R_2}} = \frac{37.2}{\sqrt{D}} \tag{2-41}$$

及　　$$\psi = \frac{37.2}{42.4} = 88\% \tag{2-42}$$

这种方法比前一种较合理，因为考虑了全部球荷。生产中转速较高的磨机，采用这种方法。

三、球荷的循环次数

钢球受力而产生运动，在分析这种运动过程中，描述了钢球的轨迹。研究钢球运动学的目的，在于建立决定转速、装球率、有用功率和生产率的基础。从钢球产生的磨矿作用来看，这些都必然与钢球对矿石的冲击次数有关。

磨机一直是作圆运动的，但其中的钢球的运动轨迹，一部分是圆曲线，另一部分是抛物线。因此，磨机转一转，钢球的运动未必也就是一个循环。从图 3-2-10 可以看出，钢球从脱离点 A 真抛到落回点 B，比圆运动快，因而钢球总是超前的，换句话说，磨机转一转时，钢球不只循环运动一次。

设 t_1 是钢球作圆运动的时间，当磨机转一转时，用同样速度作圆运动的钢球转过的圆心角为 ψ_c，因此

$$t_1 = \frac{\psi_c}{360} \times \frac{60}{n}$$

由公式(2-38)可知

$$\psi_c = 360° - 4\alpha_c$$

故　　$$t_1 = \frac{360° - 4\alpha_c}{6n} = \frac{90° - \alpha°}{1.5n}\text{，秒} \tag{2-43}$$

设 t_2 为钢球作抛物落下的时间，取 A_c 点为坐标原点，则

$$t_2 = \frac{x_c}{v_c \cos\alpha_c}$$

因　　$x_c = 4R_c\cos^2\alpha_c\sin\alpha_c$ 及 $v_c = \dfrac{\pi R_c n}{30}$

故　　$$t_2 = \frac{4R_c\cos^2\alpha_c\sin\alpha_c}{\frac{\pi R_c n}{30}\cos\alpha_c} = \frac{120}{\pi} \times \frac{\cos\alpha_c\sin\alpha_c}{n}$$

或　　$$t_2 = \frac{19.1\sin 2\alpha_c}{n}\text{，秒} \tag{2-44}$$

从而钢球运动一个循环需要的时间为

$$T = t_1 + t_2 = \frac{(90^\circ - \alpha_c) + 28.6\sin 2\alpha_c}{1.5n}, \text{秒} \qquad (2-45)$$

磨机转一转钢球的循环次数于是为

$$J = \frac{60/n}{T} = \frac{90^\circ}{(90^\circ - \alpha_c) + 28.6\sin 2\alpha_c}, \text{次} \qquad (2-46)$$

由此式可知：钢球的循环次数取决于脱离角 α_c。当磨机转速不变时，不同的球层有不同的脱离角，它的循环次数也不同。磨机的转速越高，α_c 越小，循环次数也越少。到了钢球离心化时，$\alpha_c = 0$，$J = 1$，钢球贴在衬板上与磨机一起转动。

再从全部球荷来看，如图 3－2－13，在磨机转一周的时间内，沿圆形轨迹经过断面 AB 的球的体积为

$$\pi(R_1^2 - R_2^2)L = \pi R_1^2(1 - K^2)L$$

此处的 L 为磨机长；$K = \frac{R_2}{R_1}$。

设 φ 为装球率，磨机内装球的体积为 $\varphi\pi R_1^2 L$。如果磨机转一转，全部钢球循环 J 次，则

$$\pi R_1^2(1 - K^2)L = J\varphi\pi R_1^2 L$$

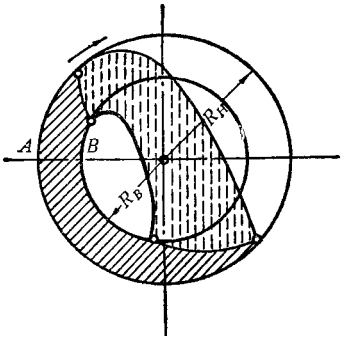


图 3－2－13　磨机中全部球荷的周转率

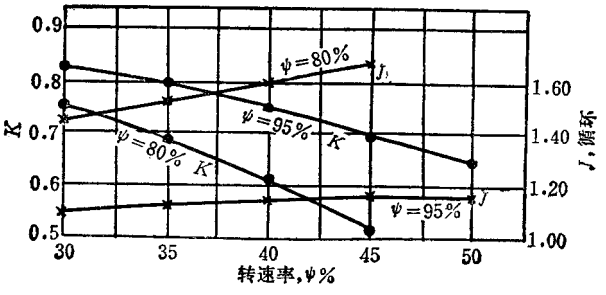


图 3－2－14　J、ψ、φ 和 K 的关系

于是　　$$J=\frac{1-K^2}{\varphi}$$，次　　(2－47)

公式(2－20)，指明 $R_{最小}\approx\frac{250}{n^2}$，所以 R_2（或由它算出的 K）的值依从转速 n 而有一极限值。超过此极小值，多加的那些球就不能作抛物落下。所以上式中的 J，既与装球率 φ 有关，又通过 K 值而与磨机的转速有关。如图 3－2－14 表示的情况。图中曲线说明：转速率越大的，在同样装球率下，K 值也越大，J 值却较小。如果转速率相同，装球率越多，K 值越小，J 值却较大。这就是转速、装球量和影响冲击量的钢球循环次数的相互关系，从而说明了正确决定磨机转速的重要性。

〔附〕　图 3－2－9 中 K、ψ 和 φ 的关系式的证明

装球率(φ)与球荷切面积(Ω)的关系为

$$\varphi=\frac{\Omega}{\pi R_1^2} \tag{1}$$

球荷切面积包含作圆曲线运动的切面积(Ω_1)和作抛物线运动的切面积(Ω_2)两部分，即

$$\varphi\pi R_1^2=\Omega=\Omega_1+\Omega_2 \tag{2}$$

故须先求出 Ω_1 和 Ω_2。

如下图，任取一球层，它的半径是 R，此层球从落回点 B 作圆运动到脱离点 A 经历的圆弧所对的圆心角 θ 为

$$\theta=270^\circ-\alpha-\beta=270^\circ-\alpha-(3\alpha-90^\circ)=360^\circ-4\alpha=2\pi-4\alpha \tag{3}$$

当球层半径的变化为 dR 时，弧形面积的变化为

$$d\Omega_1=R\theta dR \tag{4}$$

因 $R=\frac{900}{n^2}\cos\alpha$，则

$$dR=-\frac{900}{n^2}\sin\alpha\,d\alpha$$

于是

$$d\Omega_1=-\left(\frac{900}{n^2}\right)^2(2\pi-4\alpha)(\sin\alpha\cos\alpha)\,d\alpha$$

$$=-\left(\frac{900}{n^2}\right)^2(\pi-2\alpha)\sin2\alpha\,d\alpha \tag{5}$$

球荷作抛物线运动的微分球荷截面积为：

$$d\Omega_2=\omega R dR t_2 \tag{6}$$

式中的 ω 为筒体的角速度，t_2 为球在抛物线轨迹上运动的时间，

$$t_2=\frac{4R\cos^2\alpha\sin\alpha}{\omega R\cos\alpha}=\frac{4\cos\alpha\sin\alpha}{\omega} \tag{7}$$

故
$$d\Omega_2 = -\omega\left(\frac{900}{n^2}\right)^2(\sin\alpha\cos\alpha)\frac{4\cos\alpha\sin\alpha}{\omega}d\alpha$$
$$= -\left(\frac{900}{n^2}\right)^2\sin^2 2\alpha d\alpha \tag{8}$$

球荷截面积因此为

$$\Omega = \Omega_1 + \Omega_2 = \int d\Omega_1 + \int d\Omega_2$$
$$= \int_{\alpha_2}^{\alpha_1} -\left(\frac{900}{n^2}\right)^2(\pi - 2\alpha)\sin 2\alpha d\alpha + \int_{\alpha_2}^{\alpha_1} -\left(\frac{900}{n^2}\right)^2\sin^2 2\alpha d\alpha$$
$$= -\left(\frac{900}{n^2}\right)^2\int_{\alpha_2}^{\alpha_1}(\pi - 2\alpha)\sin 2\alpha d\alpha - \left(\frac{900}{n^2}\right)^2\int_{\alpha_2}^{\alpha_1}\sin^2 2\alpha d\alpha$$
$$= -\left(\frac{900}{n^2}\right)^2\left|-\frac{1}{2}(\pi - 2\alpha)\cos 2\alpha - \frac{1}{2}\sin 2\alpha\right|_{\alpha_2}^{\alpha_1} - \left(\frac{900}{n^2}\right)^2\left|\frac{\alpha}{2} - \frac{\sin 4\alpha}{8}\right|_{\alpha_2}^{\alpha_1}$$
$$= \frac{1}{2}\left(\frac{900}{n^2}\right)^2\left|(\pi - 2\alpha)\cos 2\alpha + \sin 2\alpha - \alpha + \frac{1}{4}\sin 4\alpha\right|_{\alpha_2}^{\alpha_1} \tag{9}$$

因 $\psi = \sqrt{\cos\alpha}$

故
$$\pi R^2 = \pi\left(\frac{900}{n^2}\right)^2\cos^2\alpha = \pi\left(\frac{900}{n^2}\right)^2\psi^4 \tag{10}$$

将此式代入公式(1)后,得到

$$\varphi = \frac{1}{2\pi\psi^4}\left|(\pi - 2\alpha)\cos 2\alpha + \sin 2\alpha - \alpha + \frac{1}{4}\sin 4\alpha\right|_{\alpha_2}^{\alpha_1} \tag{11}$$

下面作一例题说明公式(11)的用法。

例 :设磨机直径为 D,它的每分钟转数是 $n = \frac{32}{\sqrt{D}}$,试用公式(11)计算它的 K、φ 和 ψ 的对应值。

解 :计算此种题目的步骤如下:

1. 根据 $\cos\alpha_1 = \psi^2$ 从给定的 ψ 值算出 α_1;

2. 因必须 $\alpha_2 > \alpha_1$,依次选取任意角 α_2;

3. 由角 α_1 和 α_2 用公式(11)算出 φ;

4. 根据 $K = \frac{R_2}{R_1} = \frac{\cos\alpha_2}{\cos\alpha_1}$算出 K。

由题中给的数据,求得:

$$\psi = \frac{32}{42.3} \times 100\% = 75.6\%$$

及
$$\alpha_1 = \arccos\psi^2 = \arccos 0.571 = 55°10'$$

$$\pi - 2\alpha_1 = 69.7° \times 0.0175 = 1.22 \text{ 弧度} \quad \cos 2\alpha_1 = -0.347$$

$$\sin 2\alpha_1 = 0.936 \quad \alpha_1 = 55.15° \times 0.0175 = 0.965 \text{ 弧度}$$

$$\frac{1}{4}\sin 4\alpha_2 = -0.163$$

$$(\pi - 2\alpha_1)\cos 2\alpha_1 + \sin 2\alpha_1 - \alpha_1 + \frac{1}{4}\sin 4\alpha_1 = 1.22(-0.347) + 0.936 - 0.965 - 0.163$$

$$= -0.615$$

选取 α_2 为 70°进行计算。

$$\pi - 2\alpha_2 = 40° \times 0.0175 = 0.70 \text{ 弧度} \quad \cos 2\alpha_2 = -0.766$$

$$\sin 2\alpha_2 = 0.643 \quad \alpha_2 = 70° \times 0.0175 = 1.22 \text{ 弧度}$$

$$\frac{1}{4}\sin \alpha_2 = -0.246$$

$$(\pi - 2\alpha_2)\cos 2\alpha_2 + \sin 2\alpha_2 - \alpha_2 + \frac{1}{4}\sin 4\alpha_2 = 0.70 \times (-0.766) + 0.643 - 1.22 - 0.246$$

$$= -1.359$$

因此

$$\varphi = \frac{-0.615 - (-1.359)}{2\pi\psi^4} = \frac{0.744}{2\pi(0.756)^4} = 36.42\%$$

$$K = \frac{\cos\alpha_2}{\cos\alpha_1} = \frac{\cos 70°}{\cos 55°10'} = 0.599$$

钢球的循环次数为

$$J = \frac{1 - K^2}{\varphi} = \frac{1 - (0.599)^2}{0.3642} = 1.75 \text{ 次}$$

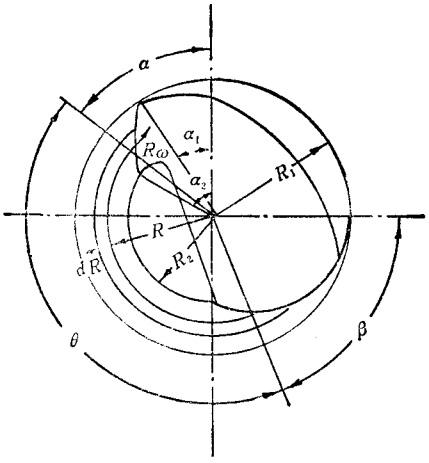
应用此法算出表 1，并用公式

$$K_C = \frac{\cos 73°44'}{\psi_C^2} \tag{12}$$

算出装球率不同时的临界值 K_C 和 ψ_C 如附表 2。

附表 1　各种 φ 和 ψ 值时参数 K 之值

φ% \ ψ%	65	70	75	80	85	90	95	100
30	0.527	0.635	0.700	0.746	0.777	0.802	0.819	0.831
35	—	0.511	0.618	0.683	0.726	0.759	0.781	0.797
40	—	0.237	0.508	0.606	0.669	0.711	0.740	0.760
45	—	—	0.288	0.506	0.600	0.656	0.694	0.721
50	—	—	—	0.332	0.508	0.592	0.644	0.676



附图 1

附表 2　抛落状况时各种充填率的 ψ_C 和 K_C 值

φ%	ψ_C%	K_C%	φ%	ψ_C%	K_C%
0	52.9	1.000	40	74.8	0.501
30	68.3	0.603	45	78.3	0.458
35	71.3	0.550	50	81.8	0.419

第三章　矿石自磨与砾磨工艺技术及设备

传统的碎矿和磨矿流程经多年的生产实践检验，一方面证明它们是适用的，另方面也表现出工艺流程长，所用设备型号和数量多，金属消耗量大，基建投资和生产费用高等缺点。因而缩短现有碎矿和磨矿流程，降低金属消耗量，就必然成为技术革新的课题。自磨机和砾磨机的应用，便是目前解决这个问题很有发展前途的方向之一。

自磨机是以被粉碎物料本身作为磨矿介质的磨矿。砾磨机系以砾石作为磨矿介质的磨矿，砾石一般取自磨矿前某一适当粒级的破碎产物，也可用前段自磨机排出的砾石或采用卵石。

砾磨的优点是经济，并可在较粗粒级解离而泥化少，有取代第二段球磨的趋势。

自磨机有干式（气落式）和湿式（瀑落式）两种。其发展情况是，早期以干式自磨为主，近期则以湿式占优势。自磨机的应用范围，已由处理非金属矿石扩展到黑色金属，有色金属铜矿、钼矿、铅锌矿和稀有金属矿石等方面。预计随着自磨技术的不断完善，应用范围将会进一步扩大。目前生产上采用的自磨机最大规格已达 $\phi 10.98 \times 4.56$ 米（36 × 15 英尺），有的计划用 $\phi 12.19$ 米（40 英尺）的湿式自磨机。据报导，有的国家已能制造 $\phi 15.24$ 米（50 英尺）的自磨机，它的驱动功率将为 25000 ~ 27000 马力。

第一节　干式自磨

一、干式自磨机的结构特点

干式自磨机，如图 3 – 3 – 1 所示。由给矿漏斗部、筒体部、传动部、排矿漏斗部、基础

部及润滑装置等组成。

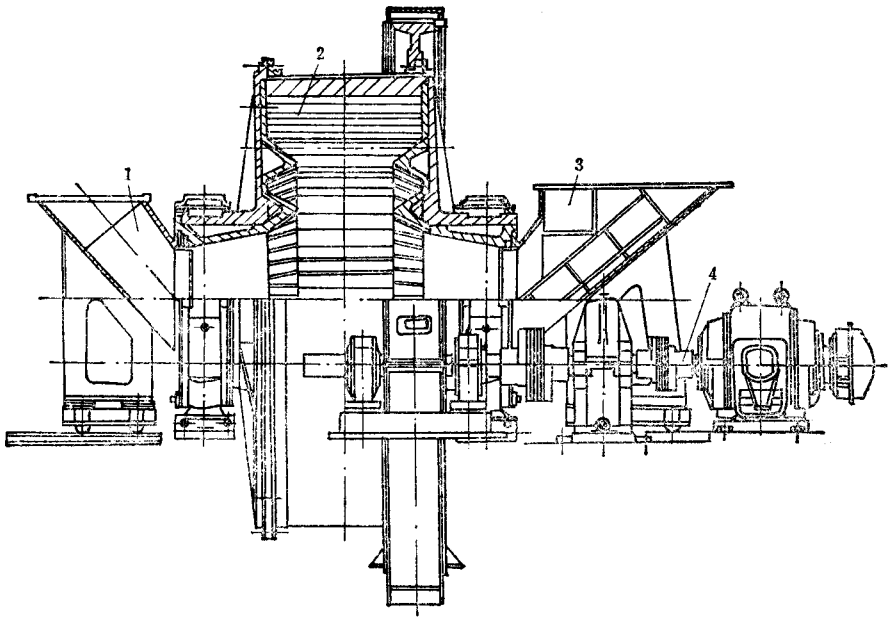


图 3－3－1　$\phi 4000 \times 1400$ 干式自磨机机构示意图

1—给矿漏斗部；2—筒体部；3—排矿漏斗部；4—传动部

干式自磨机和球(棒)磨机比较其结构特点是：

1. 筒体的径长比大、筒体短、中空轴颈短。通常筒体直径为其长度的三倍左右。这样可使物料容易给入和易于分级，缩短物料在磨机中滞留的时间，并抑制其轴向析离现象(即大块集中在给矿端，小块集中在排料端的现象)的产生，从而提高磨机的生产能力和强化磨碎过程的选择性。

筒体直径 D 与筒体长度 L 之间两者的比值 D/L 直接影响着磨机的生产率，据试验发现 $D/L=3$ 时生产率最高，但现各国的自磨机 D/L 值不一，范围很宽，介于 $2\sim4.66$ 之间，且 D/L 值随筒径的增大而加大，例如，当 $D<3.6$ 米，$D/L<3$，当 $D>3$ 米时，$D/L>3$，从平均数值看，干式自磨机 $D/L\approx3$。

2. 端盖与筒体垂直，其上有两圈环状的波峰衬板。实践证明，装不装波峰衬板差别很显著，装有波峰衬板时，磨机生产率可以提高，而能量消耗大幅度降低，同时产品粒度较细，也没有偏析现象产生。波峰衬板为三角形断面。为了使波峰衬板对矿石产生足够的侧向反击作用，两端盖上波峰衬板顶端间的距离不应大于 $0.8L$。

3. 筒体上除敷有平衬板外，还每隔一定距离敷有一定高度的丁字形提升衬板，它的主要作用是在筒体转动时把物料提升到一定高度而抛落，从而使被粉碎物料获得足够

的、比球磨机大得多的能量产生冲击作用，使大块物料被粉碎。提升衬板的高度和间距对物料的运动轨迹有很大的影响。试验表明，提升板高度在一定范围（127 毫米）以内时，随着提升板高度的增加，磨机生产率逐渐增加而功率消耗明显下降，合适高度的提升板与没提升板的情况下，两者的功耗相差将近一倍。而且提升板的间距与提升板的高度两者的比值在 4 左右时，才能获得最高的生产能力和最低的能量消耗。

二、干式自磨原理

伟斯顿对干式自磨过程的理论进行了较长时间的研究。他对干式自磨机中矿石粉碎过程的运动情况作了如下的描述：

在干式自磨机中使矿石粉碎的主要原因有三方面：（1）自由落下时的冲击力；（2）由压力状态突然改变至张力状态的瞬时应力；（3）颗粒之间的相互摩擦。

如图 3－3－2 所示，新给矿中的小粒，由给料端进入，沿 A 面均匀地落于筒体底部中心，然后向两侧扩散。大块具有较大的动能，总是趋向较远的一侧，但其中有一部分必然要和 AB 面相碰，然后向另一侧返回，因之，也使大块得到均匀分布。$A-A$、$B-B$ 在这里的作用是防止给入物料有害的偏析。自排矿端沿下面返回的颗粒如同新给料中的细粒一样，均匀地落于筒体底部的中心，然后向两边扩散。大块和细粒在筒体底部沿轴向运动，方向正好相反，于是产生磨剥作用。

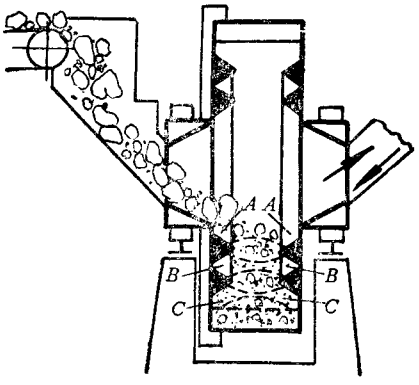


图 3－3－2　干式自磨机工作原理图

提升板 $C-C$ 和波峰衬板 $B-B$，有楔住矿石的作用，又称为楔形衬板。如图 3－3－3，均匀分布在筒体底部的矿石，在“真趾区”集中，这里的重力和离心力最大。由于筒体的转动和筒体很短，矿石首先在 $C-C$ 处楔住，而且沿轴向挤成“拱形”，使在“真趾区”的所有矿石均处于压力状态之下。然后逐渐向上发展，在 $B-B$ 之间形成“拱形”，使其间的矿石也同样处于受压状态。

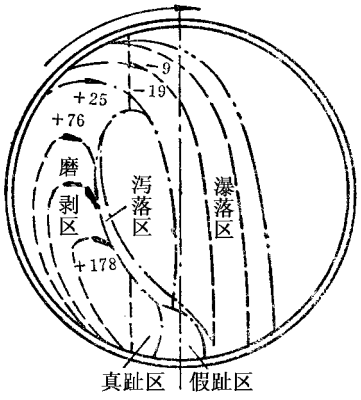


图 3－3－3　物料运动轨迹图

矿石随磨机转动，位置迅速提高，矿石很快由压力状态转入张力状态。当重力克服离心力时就脱离筒体，在磨机内循环运动，粗粒除自转外还向磨机中心处移动，对小颗粒产生磨剥作用。

物料通过压力区后，各粒级的循环路径是不同的。大粒级在内层，运动途径较短，较快地回至破碎区。大于 25 毫米的颗粒向磨机中心移动，借重力泻落于“真趾区”之前，较大粒成内层，而较小粒居于外。新给矿落在泻落物料的前面，部分落在“假趾区”后面，和向前转动着的提升板 $C-C$ 冲击后，反弹回泻落区。弹到处如同颚式破碎机的定颚一样，不同的是这里的“定颚”，除了破碎物料之外，它本身也遭到破坏。

只有小于 25 毫米的颗粒，才通过自由落下区或“瀑落区”，在泻落区的前面沿筒壁铺成一层。进入破碎区时，即遭遇最大压力。而于通过磨剥区时，又受到较粗粒转动时造成的最重的磨剥作用。

伟斯顿在研究自磨机之前，曾将被粉碎物料放入高压蒸汽箱中，然后突然除去压力，使矿石在瞬时内由受压状态转变至张力状态而粉碎。在显微镜下观察这些颗粒的粉碎特性，发现大部份颗粒都是沿晶界面粉碎的，只有少数颗粒的结晶遭到破坏。伟斯顿据此得到两点结论：(1)使物料从受压状态突然转变至张力状态，可使物料沿晶粒界面破裂而很少过粉碎及连生粒；(2)类似状态也发生在干式自磨机中，而且是干式自磨机中粉碎矿石的重要原因之一。

但是，伟斯顿对干式自磨粉碎过程的具体叙述中，并没有对上述结论予以论证，看不出“突变”对粉碎所起的作用。而且从现象分析，磨机的线速度是不大的，作用在物料上的压力是逐渐消除的，并不存在“突变”。因此，伟斯顿的第二点结论还有待进一步研究。

三、干式自磨系统

干式自磨系统由干式自磨机、风力运输、风力分级，气流净化设备等组成。风力运输、风力分级及气流净化设备构成风路系统。风路系统的作用是将磨机内磨碎到已达粒级要求的物料用风力排出，进行分级和收集，并将排出系统外的气流进行净化。

1. 风路系统的分类

按凤路系统内的工作压力不同，可分正压式风路系统和负压式风路系统。正压式系统中，自磨机和分级机等是处在正压条件下工作，设备和管道的密闭困难，粉尘易溢入室内漫廷，目前很少应用。负压式系统中自磨机和分级机等在负压条件下工作，密闭容易，粉尘浓度小，工作环境卫生条件好，目前被广泛应用。

按对粗粒级分级设备中所分出的粗粒级物料的处理方法不同，可分为带返矿设施系统和不带返矿设施系统。如果所分出的粗粒级物料不返回自磨机，送第二段磨矿处理或加以利用，此种情况下，磨矿效率高、生产能力大，但工艺流程复杂，设备多、投资大，只适于粗磨及大型厂矿采用。粗粒分级设备排出的物料返回自磨机再磨时，工艺流程简单，投资少，但生产效率低，适于中小型厂矿采用。

若按对矿石是否进行干燥，可分为自然吸气系统和热风干燥系统。自然吸气时，风路系统自然吸入室内的空气，物料中的水分靠在磨矿过程中产生的摩擦热而蒸发。根据我国实践证明，原矿中的含水量小于 6% 时，系统中各设备能正常工作。此种情况下，不用加热设备，投资少，维护费用少，但矿石含水量高时，磨矿效率低，分级设备排料困难，容易堵塞，在雨季时影响正常生产。采用专门的加热设备向自磨系统供给热风，物料中的水分靠热风进行干燥。此时，自磨机的生产率高，矿石含水高时亦能得到较好的生产指标，雨季也能正常生产，但加热设备投资大，燃料消耗大，故只在处理含水量高的矿石时才采用。

按风路系统中气流的运动方式不同，可分为开路式系统和闭路式系统。闭路式系统中运送物料的气流循环使用，为保证系统正常工作，另用一单独的净化装置将其中一部分气流净化后排入大气。而开路式系统中气流不返回，全部气流经净化后排入大气。

2. 闭路干式自磨系统

北京某矿有我国第一座采用闭路干式自磨、干式磁选工艺的选矿厂。闭路干式自磨系统如图 3－3－4 所示。

原矿经粗碎到 300～0 毫米后，由皮带运输机 1 运至中间矿仓 2，借矿石在皮带运输上卸落过程中惯性力的作用，粗细矿石产生一定程度的分级，将其分开贮存。然后用电振给矿机 3 把分别贮存在两个矿仓中的矿块按一定比例搭配（即偏析配比），给入自磨机

5 进行磨碎。被粉碎的物料在主风机 10(主风机的作用是使调节好的空气流在自磨机和分级机内循环并运输物料)造成的强大风力作用下被连续排出,沿着管道进入沉降箱 6 进行第一次分级,较粗的颗粒便沉降下来。细小的物料继续进入旋风分离器 7,进行第二次分级,这时绝大部分细小物料都沉降。已在沉降箱和旋风分离器中沉降的物料靠锁气器 8 间断排出,贮存在粉矿仓 9 中,以便进行干式磁选。未被收集的微细物料在闭路风路系统中循环。闭路系统中主风机出口至磨机入口段,其静压值有部分为正压,粉尘易从这一段逸出。为使主风路系统在负压条件下工作,防止灰尘溢入室内漫延,减少微细物料和水分在主风路系统中造成恶性循环,设有副风路系统。副风路系统设在主风机与自磨机之间,由文氏管 11 洗涤器 12 及辅风机 13 组成。经副凤路系统净化后的气流排于大气中。

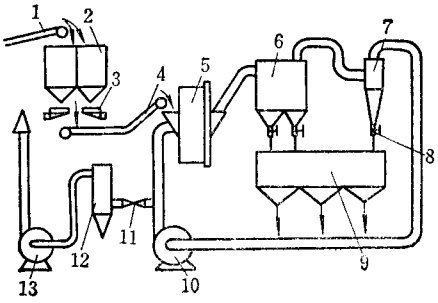


图 3－3－4　闭路干式自磨系统

1、4—皮带动输机;2—矿仓;3—电磁振动给矿机;
5—干式自磨机;6—沉降箱;7—旋风分离器;8—锁气器;
9—粉矿仓;10—主风机;11—文氏管;12—洗涤器;13—辅风机

3. 开路干式自磨系统

沈阳某铁矿有我国第一座采用开路干式自磨系统的选矿厂。

该矿所采用的开路干式自磨系统,如图 3－3－5 所示。

粒度为 500～0 毫米的原矿,存于贮矿槽 1 内,由电振给矿机 2 和皮带运输机 3 直接给入自磨机 4 内磨碎,被粉碎产物由主风机先抽至沉降箱 5 和四管旋风分离器 6,进行两段分级。较粗和较细物料分别被沉降下来,靠重锤锁气器间断排出流入水槽。微细物料顺着管道被抽入双文氏管了和水浴除尘器 8 进行净化,经净化后的气流全部排入大气中。在沉降箱、旋风分离器及文氏管、水浴除尘器中沉降的物料,合并给入第二段磨矿,第二段磨矿,为带预检分级的湿式球磨机,所用分级为螺旋分级机,经磨矿分级后的合格产物入湿式磁选。

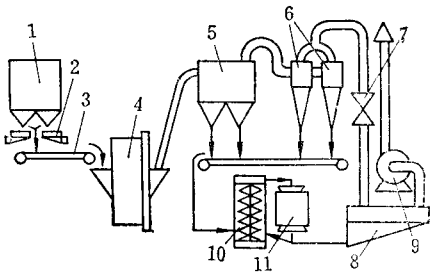


图 3－3－5　开路干式自磨系统图

1—贮矿槽；2—电振给矿机；3—皮带运输机；4—干式自磨机；
5—沉降箱；6—四管旋风分离器；7—文氏管；8—水浴除尘器；
9—主风机；10—螺旋分级机；11—球磨机

综上所述，开路系统中，除了风机出口处为正压外，其余均为负压，即使管道密封差些也不易溢出粉尘，故开路系统室内粉尘较易解决。开路系统中主风机之前设有气流净化设施，在相同原始粉尘浓度下，进入风机的粉尘浓度要比闭路系统低，对风机的磨损会有所改善，使用寿命较长。此外，开路系统无副风路系统，设备少，简化了管道，配置紧凑。但开路系统中气流不循环，如果全部进气量来自室内，则将显著影响室温的变化。为解决这一问题，需将进风管道接至室外。且全部气流需净化，净化设备要大些，相应消耗的功率也较多。故对于大型干式自磨系统，为节省能耗起见，宜采用闭路式风路系统。对于 ϕ4.0 米以下的中小型干式自磨系统，因需风量不大，净化气流也较小，以采用开路式风路系统较为合理。

4. 热风干燥干式自磨系统

某水泥厂为我国第一座采用热风干燥干式自磨系统的厂，也是我国首先采用自磨粉磨水泥生料的水泥厂。该厂所采用的热风干燥干式自磨系统，如图 3－3－6 所示。

粒度为 300～0 毫米（个别大块达 500 毫米）的原矿，先贮于矿仓 1 中，由板式给矿机 2 和皮带运输机 3 给入自磨机 4。自磨机与主风机 8 构成闭路，同样设有副风路系统。被磨碎物料沿管道进入一级旋风分离器 6 和二级旋风分离器 7。进行两段分级时，个别粗颗粒在沉降器 5 处沉降，并返回自磨机。热风炉 11 设在自磨机进料端，由于自磨机中为负压，热风被吸入自磨机内，对磨料进行干燥，挥发的水分由副风路系统排出。

第二段磨矿为管磨机 15 与选粉机 13 组成的闭路循环。一级旋风分离器 6、二级旋风分离器 7 及旋风除尘器 9 所收集的产物，全部卸入斗式提升机 12 给至选粉机 13。选粉机分出的不合格物料，由螺旋输送机 16 送至管磨机 15 磨碎，并同时加入粘土及铁粉。管磨产物经螺旋运输机 16 和提升机 12 又给至选粉机 13，选粉机选出的合格产物即为水

泥生产过程中的合格生料。

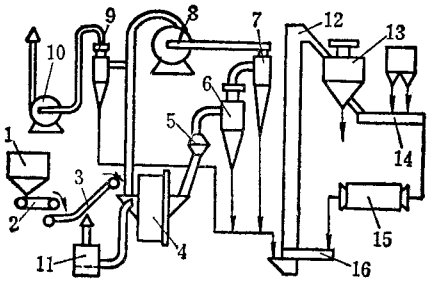


图 3－3－6　热风干燥干式自磨系统图

1—原矿仓；2—板式给矿机；3—皮带运输机；4—干式自磨机；
5—沉降器；6—一级旋风分离器；7—二级旋风分离器；8—主风机；
9—旋风集尘器；10—辅风机；11—热风炉；12—斗式提升机；
13—选粉机；14—螺旋运输机；15—管磨机；16—螺旋运输机

第二节　湿式自磨

一、湿式自磨机的结构特点

湿式自磨机，如图 3－3－7 所示，与干式自磨机相似。所不同的是端盖为锥形，端盖上只有一圈波峰衬板；在排矿端盖上装有格子型球磨机类似的格子板，以控制排矿；此外，在中空轴颈内同心安装着一圆筒筛，圆筒筛靠排矿端有一挡坏，圆筒筛内又同心安着带螺旋内套的自返装置，由格子板格孔流出的矿浆经圆筒筛过筛后，筛上的粗粒级由挡环挡至螺旋内套内由自返装置返入磨机内再磨。筛下产物排至圆筒筛与中空轴颈内套构成的空间被排出，为合格磨碎产物。

对于湿式自磨机的径长比值，现各国采用的在 2.66～4.55 之间，平均 $D/L>3$。要保持这种比例关系，就需将其直径大大增加，这样必然使厂房的高度急剧增加，造成自磨机与分级机、运输机等配置的困难，并使衬板的磨损增加。因此有的主张缩小 D/L 的比值，通过实验后发现，当磨矿粒度在 0.5～4 毫米的范围内，D/L 值从 3.33 变化到 1.43，对磨机按新生成计算级别计算的单位生产能力没有重大影响，但当磨得更粗或 $D/L<1.43$ 时，磨矿效率就降低。同时发现当 D/L 减小后，磨机的最佳转速就应提高。

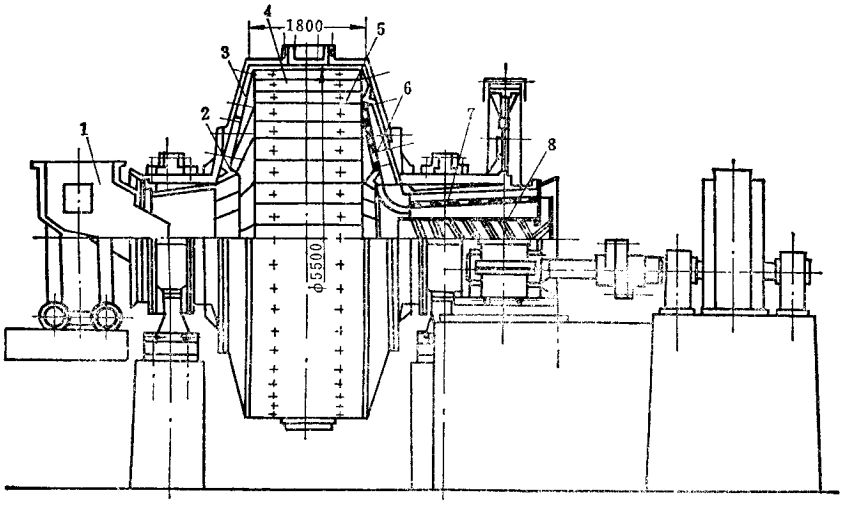


图 3－3－7　φ5500×1800 湿式自磨机结构示意图

1—给矿小车；2—波峰衬板；3—端盖衬板；4—筒体衬板；

5—提升衬板；6—格子板；7——圆筒筛；8—自返装置

湿式自磨机的衬板，各国采用的材质不一，有的用高锰钢，有的使用硬镍钢、铬钼钢等。由于六十年代初橡胶衬板在砾磨机、球磨机和棒磨机应用成功以后，经过实践证明，橡胶衬板的寿命比钢衬板长 2～4 倍，而且重量轻、更换方便、工作噪音小。近年来，湿式自磨机应用橡胶衬板已经获得发展，瑞典、加拿大、美国等继续在进行试验研究。

为达到自磨机调速的目的，一般采用电动发电机组向直流电动机供电。但效率低，占地面积大，维护检修量大。为节省电耗，浙江某铁矿首次采用了可控硅供电装置，其效率可达 95%，提高 10%左右，节省了投资，减少了占地面积；且运行可靠，操作方便，并能使自磨机得到 1 转/分的爬行速度，以满足磨机在更换衬板时能使筒体准确地停在某一位置上，不需采用吊车盘车；同时装置本身的检修也很方便。

二、湿式自磨系统

湿式自磨系统由湿式自磨机、粒度控制作业、二次磨矿设备及难磨粒级的处理设施等组成。

1. 湿式自磨系统的类型

根据自磨段数的不同，可分为一段自磨和两段自磨。一段自磨时矿石经一次磨矿、分级即达合格要求粒度；两段自磨时，自磨产物需再经二次磨矿、分级得最终合格产物。用于自磨二次磨矿的设备可以是砾磨和球磨，若用砾磨作二次磨矿，此时称为两段全自磨；若用球磨作二次磨矿时，则称为两段半自磨。采用二次磨矿能显著提高自磨机的生

产能力,因此可把它看作是调整或强化自磨循环的方法之一。

按自磨过程中是否添加金属磨碎介质分,可分为全自磨和半自磨。全自磨时不添加金属磨碎介质。半自磨时添加少量的钢球,以弥补矿石中粗粒级的不足和用以研磨难磨粒级。在一段和两段自磨中,均有采用此种方法的,它对强化自磨过程起着显著的作用。

对于难磨粒级的处理方法,除了可采用半自磨外还有三种。一种方法是闭路循环,但易形成难磨粒级的累积,造成自磨机生产能力的降低。第二种方法是将难磨粒级从自磨机中引出,将其破碎到 25 毫米以下后再返回自磨机,它对处理致密而坚硬的矿石很有效。第三种方法是在自磨机的排矿格子板上开设砾石窗,将难磨粒级排出作为下段砾磨机的砾介。

自磨回路中分级作业有三种形式。第一种是开路方式,自磨的产物不返回,直接进下段作业处理。第二种为闭路方式,自磨的产物经分级后,不合格产物全部返回再磨。第三种为半闭路方式,即自磨产物经分级选别后,不合格产物部分返回再磨。

2. 湿式自磨产物的分级

湿式自磨产物的特点是粒度大、粒级范围宽,因而不可能利用单一的分级设备进行分级,多数情况下都采用联合的多段分级方法。常用的分级设备有圆筒筛、振动筛、弧形筛、螺旋分级机及水力旋流器等。

分级设备的选择,主要根据自磨产物的粒度而定。粗粒产物(大于 0.6 毫米),一般采用筛分设备,细磨产物则宜采用水力旋流器或螺旋分级机。

用筛分机械作分级设备时,设备配置和操作均比较简单,筛下产物可直接入选或给入第二段磨矿,筛上产物可用胶带运输机返回自磨机。缺点是筛孔很容易堵塞,需加强清理或增设辅助筛网和增强激振强度,以提高筛分效率。

采用螺旋分级机分级时,由于自磨机的直径大、筒体短,两者构成闭路时不能自流连接,必须用泥勺机提升矿浆,以加大联接溜槽的坡度,使矿浆能在溜槽中自流。或者需将磨机的排矿用砂泵或空气提升装置扬至分级机,使分级返砂能自流至自磨机。另外,螺旋分级机的投资大、占地面积多。但在一段自磨流程中,采用螺旋分级机分级,生产比较稳定,分级效率可达 85% 左右,可以采用。如为两段自磨流程时,由于两段磨矿之间存在负荷平衡的调节问题,采用螺旋分级机作自磨机的闭路分级,负荷难以调节,故两段自磨流程中,第一段不宜采用螺旋分级机。

选用旋流器作分级设备的突出优点是结构简单,设备本身无运动部件,占地面积小,用作自磨回路中的细粒分级设备是可行的。主要缺点是操作不易调整,循环负荷大,泵的消耗功率也大。

3. 湿式自磨系统实例

(1)一段闭路湿式自磨系统,如图 3－3－8 示。

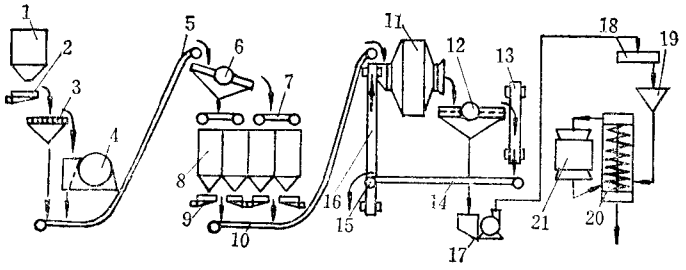


图 3－3－8　一段闭路湿式自磨系统

1—原矿仓;2—板式给矿机;3—颚式破碎机;4—带式运输机;
5—中间矿仓;6—板式给矿机;7—带式运输机;8—湿式自磨机;
9—泥勺机;10—螺旋分级机

原矿粒度为 1000～0 毫米,经颚式破碎机 3 粗碎后,粒度为 500～0 毫米。粗碎产物由带式运输机 4 运至中间矿仓 5 贮存,用小型板式给矿机 6 给至自磨机 8,自磨机的排矿经直接连接在自磨机排矿端的圆筒筛进行第一次分级后,筛上产物靠自返装置返回自磨机,筛下产物溜入泥勺机,提升至螺旋分级机进行第二次分级,分级返砂同样靠泥勺机提升返回自磨机,分级机溢流即为最终粒度合格产物,细度为－200 目占 60%左右。

(2)两段半闭路湿式自磨系统,如图 3－3－9 所示。

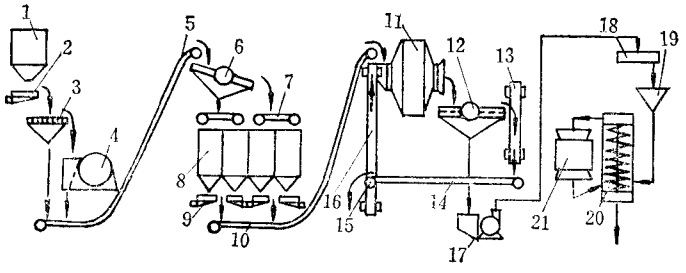


图 3－3－9　两段半闭路湿式自磨系统图

1—原矿仓;2—电振给矿机;3—格筛;4—颚式破碎机;
5、10、13、14、16—带式运输机;6—重型振动筛;7—可逆带式运输机;
8—贮矿仓;9—电振给矿机;11—湿式自磨机;12—直线振动筛;15—磁滑轮;
17—砂泵;18—矿浆分配器;19—磁力脱水槽;20—螺旋分级机;21—格子型球磨机

井下采出的矿石,粒度为 450～0 毫米,运至原矿仓 1 内,经电振给矿机 2 给至格筛 3 进行预先筛分,筛上产物经颚式破碎机 4 粗碎后,破碎产物(粒度 350～0 毫米)与筛下产

物合并，用带式运输机 5 送至贮矿仓 8。为了给自磨机配矿，在贮矿仓 8 上设有重型振动筛 6，将粗碎后的原矿分成为 350～100 毫米与 100～0 毫米两个级别（即人工配比），分别用可逆带式运输机 7 卸入贮矿仓 8 内。存于矿仓内的矿石由电振给矿机 19 按比例给至集矿带式运输机 10，输送到自磨机 11 内。自磨机与直线振动筛 12 构成半闭路循环，自磨机的排矿经直线振动筛 12 分级后，筛上产物在由三条带式运输机 13、14、16 返回自磨机的过程中，在第二条带式运输机 14 的首轮处安有磁滑轮 15，筛上产物被分成为磁性产物和非磁性产物，磁性产物返回自磨机再磨，非磁性产物接近尾矿品位，故丢弃。直线振动筛的筛下产物用泵 17 扬至矿浆分配器 18，经永磁磁力脱水槽 19 脱泥后自流至第二磨矿段，第二磨矿段为螺旋分级机 20 作预先检查分级与格子型球磨机 21 组成的闭路循环。分级溢流细度为 80％－200 目，为自磨系统最终合格产物。

三、干、湿自磨系统的选择

在自磨工艺上是采用干式还是采用湿式，曾有过不同看法，通过多年的生产实践，认识趋于统一。

据不完全统计，从国外的发展动向看，在五十年代以前，干式自磨是优先发展的，其数量约占自磨机总量的 65％以上，而湿式自磨机仅占自磨机总量的 35％以下。可是在六十年代，湿式自磨发展较快，其数量约占自磨机总量的 70％以上，干式自磨的数量比例则显著下降。近年来，湿式自磨不但在数量比例上进一步增加，而且在自磨机的规格上不断增大。

湿式自磨发展快，是由于以下一些原因：

湿式自磨的投资一般较干式自磨低。在同样条件下，湿式自磨的投资大约与一般磨矿工艺相同。干式自磨必须带有一套风路系统，辅助设备多，而湿式自磨辅助设备少，物料运输装置简单，因而投资约较干式自磨低 5～10％。

湿式自磨本身所需动力比干式自磨高，但干式自磨加上风路系统的动力消耗则超过湿式自磨。干式自磨驱动风力运输与风力分级的风机能耗，与从磨机中排出的物料粒度有关。当排料粒度为 8 目时，风机的能耗大致相当于磨机本身驱动的能耗。而且对于连续工作的干式自磨机，由于矿石湿度的影响，在矿石与衬板表面要形成一层很薄的物料层，因而每吨矿石的能耗要比湿式自磨多 25～30％。

干式自磨对原矿的水分含量有较严格的要求。含粘土多时，水分应低于 49％以下，含粘土少时，水分在 5％左右，对生产尚无多大影响。当水分大时，将引起排矿的减少甚至排不出来，为降低水分，不得不增加热风设施，这样，使得干式自磨的投资和生产费用均提高。而湿式自磨可处理含水分和含泥质高的矿石。

选别低品位磁性铁矿时，湿式自磨易于获得所要求的任一粒度，并可适于采用磁选处理自磨机的循环负荷，因而能丢弃粗粒尾矿。

湿式自磨可以生产二段砾磨所需的砾石。而且可以开路工作，从而避免难磨粒级的积累，大幅度提高自磨回路的生产能力。

干式自磨比较适于处理粗粒嵌布的矿石，而用于处理细粒嵌布的矿石时，一般干选尾矿较粗，有一定数量铁分损失，精旷铁的总回收率要比湿式自磨低 0.5～1% 左右。

此外，干式自磨易引起硫化物矿物的氧化，对浮选将产生不利的影响；干式自磨易产生粉尘、污染环境，而湿式自磨工作条件较好。

但是，湿式自磨也还存在一些问题，自磨时由于水和空气的影响，易造成衬板表面金属的溶解，湿式自磨衬板的磨损速度比干式自磨快。据有的资料比较，干磨衬板的消耗仅为湿磨的 1/5。另外，如何防止和消除湿式自磨中难磨粒级的积累，和物料过磨现象的产生，还有待解决。

总的来说，湿式自磨较干式自磨要优越并经济。但干式自磨在用于粗磨或对于缺水地区，以及希望得到干的磨碎产物的情况下，仍具有特殊意义。

第三节　自磨工艺参数与生产率的计算

自磨机的生产率和产品细度受着下列因素的影响：属于原矿性质方面的因素有，原矿的粒度特性、矿块的几何形状、水分的含量、矿石的物理机械性质、比重、硬度等；属于自磨机结构方面的主要因素有，自磨机的形式，筒体的长径比、提升衬板的高度与间距、波峰衬板的高度与位置、排矿的形式等；属于操作方面的因素有，给料的速度、最终磨矿产品的粒度、脚机的转速率与装填率。对于干式自磨还有风路系统的阻力、风机的全风压、风速及风量的大小等；对于湿式自磨还有磨矿浓度及循环负荷的大小等。上述诸因素中有些和球磨具有共性，故本节只讨论自磨的几个特殊而又较重要的工艺参数。

一、原矿粒度特性的影响与确定

在自磨工艺中，原矿既是磨碎介质又是被磨碎物料。由于前一特点，当原矿粒度组成发生变化时，就如同球磨机中的球荷粒度组成改变一样，磨机的生产率和产品细度相应变化。由于后一特点，当原矿粒度组成发生变化时，就如同球磨机的给矿粒度组成改变，球磨机的生产率和产品细度亦随之波动。原矿粒度大、大粒级多，则冲击动能大，有

利于破碎中等粒度的矿块，磨机产量高，比功耗低。但原矿粒度太大、大粒级过多，则矿石磨到指定粒级所需的时间延长，不利于获得又细又均匀的产物，磨矿效率也低。不少实践表明，原矿中粗粒级少时，易在磨机中形成 40 毫米左右粒级的矿块（亦称临界颗粒）逐渐增多的现象，即所谓“顽石积累”。如某铁矿，当原矿中最大粒度小于 250 毫米，且大块数量不超过 30%时，磨机内便造成 30～50 毫米粒级的顽石积累。顽石积累将造成自磨机产量降低，比功耗增加和产生过粉碎现象。这就要求合理确定给入自磨机的最大粒度以及各粒级的配比。

原矿中的最大粒度的确定，首先与自磨机的规格有关，也就是应以自磨机的给矿口大小为限，对于 ϕ6 米以上的大型磨机，原矿中最大粒度可以大至 500 毫米，对于 ϕ6 米以下的磨机以 300～400 毫米为宜。其次，原矿中最大粒度的确定与矿石性质有关，对于硬度和比重不大的矿石，可以适当提高给矿粒度，但对于比重和硬度大的矿石，提高给矿粒度后易造成顽石积累，则应适当降低给矿粒度。另外，有的认为，自磨机的生产能力随给矿中粗粒级（+100 毫米或 +150 毫米）含量的增高而提高，因而主张原矿不需粗碎直接给入自磨机。也有的认为，磨碎介质和被磨碎粒级间的界限为 25 毫米，而主张原矿需进行粗碎，进入自磨机的最大粒度以 200～300 毫米为宜。

表 3－3－1　给料粒度配比对自磨机产量、产品粒度的影响

给料粒度配比	+300 毫米（%）	100	75	50	0
	－300 毫米（%）	0	25	50	全部 125 毫米
产　量（吨/时）		23.34	29.7	31.5	20.8
产品粒度（－200 目%）		37.4	38.0	38.4	46.1

为使自磨机高效率工作，给矿中各粒级保持适当配比是重要的。某烧结总厂对给料中大小粒级配比的试验结果列于表（3－3－1）。从表中可以看出，给料 +300 毫米粒级与 －300 毫米粒级各占 50%时，其产量最高，磨碎效果最好。其产量与全部是粗粒级或全部是细粒级比较，分别提高 30.6%和 50.5%。又如北美的皮坎兹－玛瑟公司（Pickands Mather & Co.）试验了原矿中含不同比例 +150 毫米粒级的物料对自磨的影响，如图 3－3－10 所示。从图中可看出，给矿中 +150 毫米粒级的物料产率减少，自磨机的处理能力也随之降低。为此，认为第一段自磨机的给矿粒度组成应保持在 +150 毫米占 40%，－150+75 毫米占 20%和 －75 毫米占 40%。因而，必须采取配矿措施以保持给入自磨机的原矿粒度特性合适。

将原矿分级并按比例给入，是确保合适原矿粒度特性的措施之一，但需增加投资。另一办法是通过适当选择自磨机的转速，以适应矿石的粒度组成。瓦斯堡（Vassbo）矿在生产中发现，当原矿中 +90 毫米为 40～45%时，选择磨机转速率为 65%生产率最高；当

+90 毫米为 20%时，选择磨机转速率为 75%最好；如小块占多数，则转速率为 95%时效果较好。据此，可用变速电动机及其自动控制系统来控制自磨机的转速，使磨机的转速适应原矿粒度组成的变化和矿石性质的波动，以保持磨机尽可能在所有时间内都具有最大的生产能力。

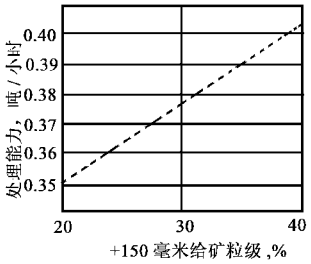


图 3－3－10　原矿中 +150 毫米粒级含量对自磨机生产能力的影响

二、充填率的选择

充填率是指磨机中物料容积占磨机有效容积的百分数。有时也用料位表示，意指磨机中料层的高度。测知料位后便可换算出充填率的大小。

充填率的大小反映了磨机的给料速度、磨料速度及排料速度三者相对平衡的结果。如给料速度不变、当排料速度大于磨料速度时，则料位逐渐降低，为维持相对平衡，就应增加给料速度，否则造成产量降低。反之，当排料速度小于磨料速度时，应及时降低给料速度（必要时停止给料），以保持适当料位。否则将发生“胀肚”现象，甚至堵死。故控制充填率是自磨操作中的关键问题之一。

在两种速度的相对平衡中，磨料速度的大小对磨机产量起主导作用。在原矿真性质、磨机结构既定的条件下，料位的高低是影响磨料速度的主要因素。

充填率对自磨机的生产率及功率消耗的影响关系如图 3－3－11 所示。试验表明，随着磨机内料位的增高，功率消耗也增加，磨机的产量也相应提高。当充填率增加到某一值（一般为 0.36～0.40）时，功率消耗达一极限值，此时磨机的产量最高。当充填率再增加时，功率消耗急剧下降，产量也降低。说明此时磨机工作已失常，即出现了“胀肚”现象。故对任一磨机均存在一最佳料位值，最佳料位值接近磨机“胀肚”之前，磨机消耗功率最大之时。物料性质不同，最佳料位值会有所不同，一般为 30～40%，个别可能达 50%（如镇江水泥厂干式自磨机）。

由于磨机的功率消耗与磨机的料位有密切关系，所以磨机料位变化的第一个迹象是

可通过磨机消耗功率的变化灵敏地反映出来。

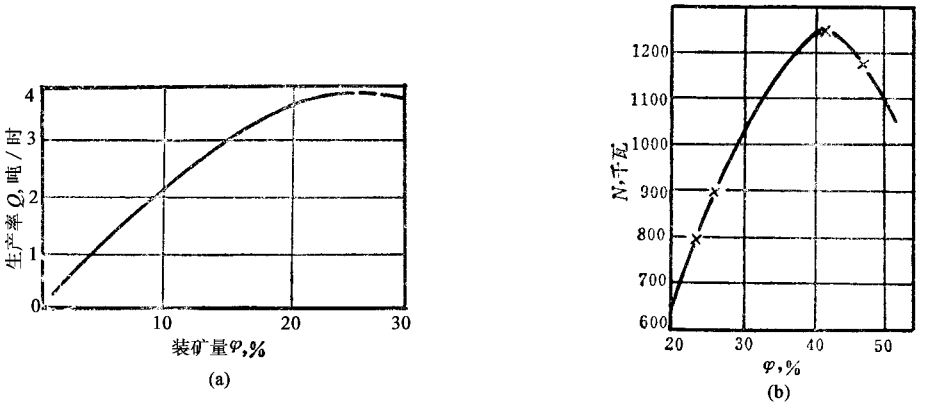


图 3－3－11　自磨机功率 N 生产率 Q 与充填率 φ 的关系曲线

(a)生产率与充填率的关系；(b)功率与充填率的关系

料位变化的第二个迹象是可根据磨机的音响变化反映出来。实验发现，当磨机的充填率小于 30% 时，音强随充填率的增加而增加，两者成正比。当充填率超过 30% 后，音强随充填率的增加而降低。试验还证实，音强的下降不仅取决于充填率，还与给矿的粒度组成有关。原矿中细粒级越多，音强减小就越快。原矿中粗级别和细级别的比例一定时，如充填率增加，音强可能不变，而且当粗粒含量相当多时，音强甚至增大。

料位变化的第三个迹象是磨机对主轴承的压力，料位愈高，磨机对主轴承的压力便愈大，通过压力传感器可发出信号。

对于干式自磨机，料位变化的迹象还可通过磨机两端的压差及主风机电流的变化反映出来。随着料位的增加，磨机内气流的阻力加大，磨机两端的压差就增大，主风机的电流下降。

判断料位变化时，应综合两方面以上的迹象进行分析，然后调整磨机的给料速度或排料速度，使磨机经常处于最佳料位值工作。

三、转速率的选择

转速率的大小首先直接影响磨机内物料的运动状态，运动状态不同，物料被粉碎的磨剥作用和冲击作用的程度也不同。在自磨机中，磨机的直径，物料的性质和充填率，以及提升衬板的作用等，都影响到转速率的选择，所以应综合考虑它们的影响。由于影响因素较多，转速的波动范围也就较大，转速率一般为 65～90%，多数是 70～80%，须根据磨机直径、物料性质、充填率和提升衬板的设计等，由试验确定。

转速率对磨机生产率及功率的影响如图 3－3－12 所示。由图可知，磨机转速率介

于 71～75% 范围内磨机的处理能力最高，转速率低于或高于这个范围时处理能力便趋于降低。磨机输入功率与转速率的关系和生产率与转速率的关系相似，按磨碎每吨产品的动力消耗计，则一般随转速率降低而减少。

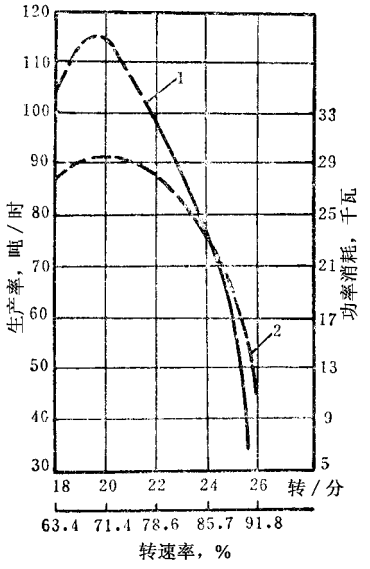


图 3－3－12　转速率与产量及功率的关系

1—生产率曲线；2—功率曲线

应当指出，转速率的选择除了考虑上述因素外，还需考虑磨机充填率、原矿粒度特性、矿石硬度、磨矿浓度及产品细度的要求等的影响。

允填率选择愈大，则转速率应降低，否则容易出现离心现象，形成“矿石自衬层”，使磨机有效容积减小、处理能力下降。如皮坎兹－玛瑟公司试验，当充填率为 40% 时，转速率为 76% 开始出现离心作用。某铜矿试验，当充填率为 45% 左右时，转速率为 86.6% 便逐步形成“矿石自衬层”。

当原矿中粗粒级较少时，为节储粗粒级维持长时间的磨矿作用，转速率应尽可能保持低一些，依试验以不超过 70% 为宜。

实践证明，降低转速，对磨机的生产率、功率消耗、金属的磨损等一系列的生产指标都是有好处的，为了调整冲击力和磨剥力的合理分配，可通过适当的调整提升衬板的高度来实现。当要求产品粒度较粗时，应减少物料的磨剥作用，增加冲击作用，一般增加提升板的高度，选择较低的转速；当要求产品粒度较细时，应提高物料的磨剥作用，减少冲击作用，一般降低提升板的高度，选择偏高的转速。

对于干式自磨机，为使已磨到合乎要求粒度的物料及时地最大限度地排出磨机，应使细粒物料的运动轨迹便于通过中空轴中心，经试验，此时转速率应为 75%。

此外，对于坚硬的矿石，提高装矿量选择偏低的转速率，效果较好。

由此可见，影响磨机转速率选择的因素是复杂的，对于具体的矿石，应通过试验才能确定。

四、附加钢球的影响

在半自磨中，一般加入占磨机容积 2～8% 的钢球，作为强化自磨的措施之一。用于调整矿石自磨介质所补加的钢球起双重作用：弥补矿石中粗粒级（大块矿石）的不足和用以研磨难磨的“临界颗粒”。有时还从中得到高强度的音响信号，以正确控制给矿量。其结果能大大提高自磨机的生产能力（在个别情况下可以提高 3 倍），降低了处理每吨合格产品所需的电耗，改善了产品的粒度特性和减少了泥化现象。所加钢球的直径应大于 100～150 毫米，小了则不起什么作用。添加钢球对自磨机处理能力及比功率消耗的影响试验结果如图 3－3－13 所示。随着磨机中钢球添加量的增加，磨机的处理能力显著提高，虽然功率消耗是增加的，但比功率消耗却明显下降。

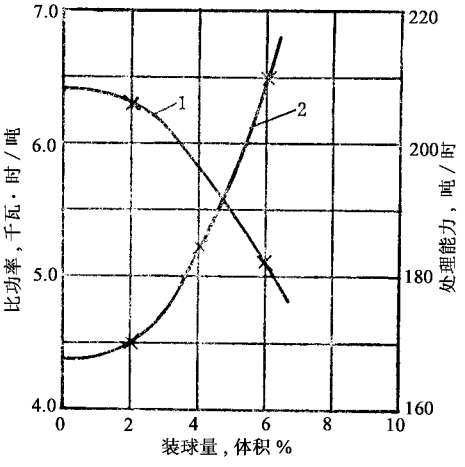


图 3－3－13　添加钢球对自磨机处理能力和比功率的影响

1—比功率曲线；2—处理能力曲线

虽然目前有不少采用半自磨的实例，能使处理量增加、比功耗降低，但同时使得衬板的磨损提高，加上钢球本身的消耗，使生产费用增大，因而半自磨不如全自磨经济。故除了处理松散易碎的矿石，和为了研磨其他方法难处理的难磨粒级以外，一般不宜采用。

五、风量与热量的影响

风在干式自磨中起两个作用，一是输送已磨好的物料，二是控制磨矿产品的细度。

风量大，单位时间内输送的物料多，产量就高；但同时也由于风量大、风速高，磨矿产品也随之变粗。风量与产量、产品粒度的关系如图 3－3－14 所示。

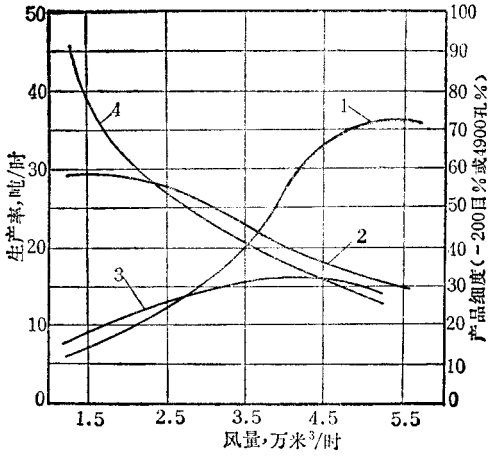


图 3－3－14　风量与产量及产品粒度的关系

1—产量曲线；2—产品粒度曲线；3—石灰石产量曲线；

4—石灰石产品粒度曲线

由图可知，随着磨机中风量的增加，磨机的产量迅速增加，直到某点磨机的产量趋于稳定，风量再增加时产量便稍有下降。在其他种类的矿石试验中也同样出现这种类似的现象。这种现象的出现，被认为是：当风量增加到很大时，磨机内运动着的矿石在强气流的作用下偏向一边，紊乱了矿石的运动轨迹，减少了矿块下落的冲击动能，从而磨矿效果降低，致使产量下降。而且矿石的比重越小、磨机的转速愈低时，这种影响更为显著，因为在这种情况下，矿石运动轨迹改变得更突出一些。

当风量增加时，其它条件一定，风速便增加，产品粒度变粗，但变化的幅度不如产量增加那样明显。因此，只要在磨矿产品粒度允许变粗的情况下，以增大风量来达到提高磨机产量的目的是合理的。相反，而以降低风量的办法来达到增加细度或进行细磨则是不经济的，因此时产量降低太多。干式自磨只适于粗磨的道理也就在这里。

干式自磨与湿式自磨或其它湿式磨矿相比，有一个显著的特点，即磨矿系统中脱除水分的能力对磨矿速度和电力消耗有重大的影响。所以，当原矿中水分较高时，干式自磨的风路系统中设有空气加热装置。

根据试验，随着空气系统中热量的逐渐增加，磨机的产量急剧增加。且发现磨机入口处的温度与燃料的消耗几乎成比例地上升，但排气侧温度未见明显上升。这一事实说明了增加的热量差不多都消耗在矿石的干燥上。更有趣的是，当热量超过蒸发水分所需的热量时，磨机产量继续增加，每吨产品的动力消耗继续减少。增加热量使磨机产量提

高，是因为矿石能迅速得到干燥，这样一来，就增加了磨碎的效果，减少细颗粒的相互粘结，加速了单体分离，粒子一达到能被气流带出的程度便从磨机中迅速排出。然而由于系统中热量的增加受到磨机给矿口和排矿口间的热应力、磨机轴承温升及风路系统温升不能过高的限制、以及造成辐射热损失过多等，过分增加热量是不合理的。一般只需把热量控制在能将矿石水分降低到稍低于 1% 所需值便可以了。

六、生产率的计算

如前所述，由于自磨机生产率的影响因素较多，因此，至今还缺乏很完善的公式用来计算自磨机的生产能力。在设计中计算自磨机的生产能力时，目前有两种办法，一是参照处理类似矿石性质的生产厂的指标；一是根据半工业或工业性试验的结果，依一定的扩大指标进行推算。

在其它条件相同的情况下，实践证实自磨机的生产率与磨机直径的 n 次方及长度成正比，n 值随磨矿方式和产品细度的要求而不同，可得到如下的经验公式：

$$Q = Q_0\left(\frac{D}{d_0}\right)^n \cdot \frac{L}{l}$$

式中　Q——设计自磨机的生产率，吨/时；

Q_0——试验自磨机的生产率，吨/时；

D、L——设计自磨机的筒体直径和长度，米；

d_0、l——试验自磨机的筒体直径和长度，米；

n——指数，介于 2.5～3.1 之间，通常湿磨时取 2.6，干式自磨粗磨时取 2.8～3.1，细磨时取 2.5～2.8。

第四节　砾　　磨

一、砾磨机的结构特点

砾磨通常用于细磨，作为棒磨和自磨的二次磨矿设备，在个别情况下也有用于粗磨的。

砾磨机与球磨机结构基本相同，故现有选矿厂的球磨机改装成砾磨机时，结构不需进行根本改变。但是，为了保持选矿厂原有的处理能力，需要增加磨机容积或台数。

砾磨最初是在普通的管磨机中进行的，其磨机筒体的直径与长度（D/L）之比为

0.25,现在发展的趋势是加大磨机的直径及相应增加径长比。因为砾磨机的处理能力与磨机直径的 2.5～2.65 次方成比例;另一方面,暴露的衬板面积与磨机容积之比在 $D=(0.7\sim1.0)L$ 为最小,这就使磨机衬板的磨损相应减小,故加大磨机的直径和增加径长比是重要的。目前许多国家生产的砾磨机的径长比 D/L 多数为 0.5～0.7。在选择磨机直径时,另一点必须考虑的是,砾石的消耗量随磨机直径的增加而相当迅速地增加,如果能充分供应适当粒级的砾介,磨机直径大就有一定优越性,但若砾介供应不足,磨机直径太大则是不利的。

砾磨机的排矿几乎全部为格子型排矿。研究表明,格子型排矿的耗电量及处理能力比溢流排矿要高 40%左右。理由是,在矿浆面高的溢流型砾磨机中,介质的有效比重减少,磨剥作用减弱,而格子型排矿能得到改善。

衬板的形状及结构直接影响着砾磨机的处理能力和有效的运转时间。为了减少砾石沿衬板表面的滑移量,有效地把功率传递给砾磨介质,使砾介处于瀑落式状态工作,砾磨机中应加提升衬板。

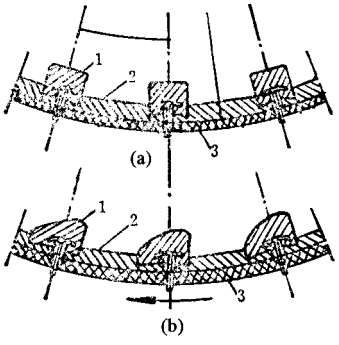


图 3－3－15　橡胶提升衬板

(a)普通型;(b)K 型

1—提升板;2—衬板;3—筒体

通常,砾石的比重比钢制磨矿介质低得多,因此,对于同样的输入电能而言,砾磨机的规格要求比普通磨机大。这样,砾磨中暴露的衬板面积将更大,衬板的磨损也高得多。衬板的消耗占砾磨生产费用的很大一部分,为寻求成本低,对耐磨衬板进行了大量的研究工作。新衬板的研制曾有两种方案:一是研制各种型式的低成本钢,铸铁及铸钢的衬板;另一种是采用橡胶衬板。目前,越来越多的国家倾向采用橡胶衬板,利用橡胶格子板代替铸钢格子板能有效的防堵而且磨损率低。橡胶筒体衬板如图 3－3－15 所示,最初使用的是普通型橡胶提升衬板,但磨机的最初处理能力下降,随着衬板的磨损,处理能力有所增加,增加的比例超过磨机容积的增加。说明部分磨损后的形状更为有利。为了避

免最初使用时处理能力降低，发展了一种 K 型提升衬板，根据所得资料，在转速率为 63%时，K 型提升衬板比普通型提升衬板的处理量增加了 30%；在转速率为 75%时，增加了 10%。同样，电耗分别减少了 20%和 10%。

砾磨机一般与水力旋流器成闭路作业，少数也有用机械分级机的，但趋向还是采用水力旋流器与砾磨机构成闭路进行分级，因为水力旋流器占地面积小，分级效率高。

二、砾磨的给矿及砾磨介质

砾磨机的给矿粒度依砾磨在整个工艺流程中所起的作用而不同。如用于棒磨机后的二次磨矿，给矿粒度一般是 0.8～0.2 毫米；若用于自磨机后的二次磨矿，则给矿粒度一般在 0.30～0.075 毫米左右，用于一次磨矿时，给矿是细碎后的产物，其最大粒度为 10～22 毫米。

砾磨用的介质简称砾介。砾介的尺寸是依据砾介的重量与普通钢球磨矿介质的重量相等的原则而决定的。那么，也就是说，砾介的大小与矿石的比重成反比。如第二段球磨通常采用重约 140 克、直径为 35 毫米的钢球，若矿石的比重分别为 2.8 和 4.0 时，则相应的砾介直径应分别为 49 和 43 毫米。经验表明，为了进行有效地磨矿，要求砾介的粒度范围尽可能的窄，以利于从磨料中除去小颗粒砾介。但砾介的粒度范围将取决于砾介的耗量，砾介的耗量越少，粒级范围可能越窄，砾介的耗量大，则无法达到这一要求。此外，砾介的粒度范围还和砾介的供给途径有关。不同情况下的砾介粒度的大致范围如下：粗磨时，砾介的粒级范围为 80～250 毫米。细磨时，如砾介来自上段自磨机中，则粒级范围为 25～60 毫米；如砾介从破碎产物筛分而得，则粒级范围一般为 40～80 毫米，若砾介消耗量大，粒级范围可扩大到 30～100 毫米。

砾介的供给方式有两种：通常是从中碎产物中筛出，若砾介耗量大，还可从粗碎产物中部分筛出；另一种方式是取自自磨机，办法是在自磨机的每块格子板上开有 2～3 个砾石孔，磨机的排矿经筛分后，筛下粒级返回自磨机，筛上粒级作为第二段砾磨的砾介。后一种情况下所得的砾介呈圆形且较坚硬，是较为理想的砾介。

砾介的消耗与砾的物理性质、机械性质、砾介的粒度、磨矿浓度、磨机的直径、衬板的结构及磨机的转速率等有密切的关系。

抗磨性和冲击强度差的矿石，自然会使砾介的消耗量大，并在一定的情况下，可能使第二段砾磨成为不可能。砾介的粒级愈粗，砾介的消耗量愈大。如某矿第一段砾磨机的砾介粒度为 80～250 毫米时，砾介的消耗量为 47 公斤/千瓦时；而在第二段砾磨机的砾介粒度为 40～80 毫米时，砾石耗量为 17 公斤/千瓦时。磨矿浓度愈低，砾介间的接触愈多，砾介磨损也愈快。尤其值得注意的是，砾介的消耗随磨机直径的加大而迅速增加，如

图 3－3－16 所示，砾石耗量是磨机直径的函数，当磨机直径增加 50% 时，砾石的消耗量加倍。此外，砾介的消耗量随磨机转速率的增加而增加。提升衬板越高，砾介耗量也越大。如有一硫化矿的第二砾磨，装有 80 毫米高的新橡胶提升板，与低波纹形剖面已磨损的衬板相比，前者的砾石耗量为后者的两倍。

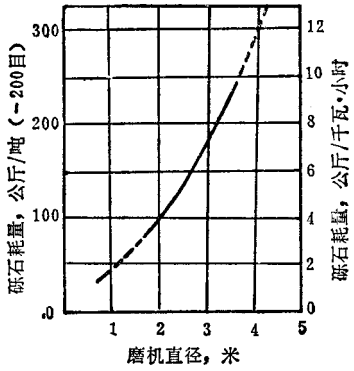


图 3－3－16　砾介消耗与磨机直径的关系

影响砾介消耗的因素较多，不同情况下砾介的耗量差异很大。处理铁矿石时，砾介的耗量一般为处理能力的 2～7% 左右，处理有色金属矿石时砾介的耗量较高，个别达 20% 以上。

三、砾磨工艺参数及生产率的计算

砾磨机转速率的确定与很多因素有关，因而很难确定，最佳砾磨机速度至今尚无定论。依各国所采用的转速率范围不同，大致可分为三种情况。在南非＊的砾磨机，最初一般转速率为 60～70%，后改为高转速率运转，目前转速率为 90% 的相当普遍；加拿大、美国、苏联、芬兰等国的砾磨机采用中等转速率工作，一般转速率为 75～85%；而瑞典的砾磨机采用低转速率的比较普遍，转速率为 60～75%。

业已初步查明：在转速率 75～90% 的范围内，按计算级别计的磨矿真效率基本相同；磨机的处理量与磨机的速度成比例增加；衬板的消耗也按同样比例（磨机速度约增加 12%，则衬板的磨损率增加 20%）增加；砾石的消耗随磨机速度而增加。确定磨机转速率时，应根据这些具体情况而定。在超临界速度下运转，不仅不能获得最大的产量，而且引起衬板的迅速磨损，功率消耗大幅度提高。故多数认为，砾磨机的转速率以 75% 为宜。

砾磨机的充填率一般为 40～50%，有的认为以 45～50% 时效果好。

矿浆浓度在砾磨中具有十分重要的意义。矿浆浓度直接影响到矿浆粘性，其次也影响到砾介的有效比重。考虑在矿浆浓度相同的条件下，高比重的矿石较低比重的矿石粘

性小，而矿石的比重可能由贫矿的 2.8 变化到重硫化矿的 5，所以砾磨的浓度表示以固体体积百分数计算更有意义。矿浆浓度低，则粘性小，砾介在矿浆中的运动自由度大，砾介的有效比重大，磨矿作用强，因而磨矿效率高；不过砾介相互间直接接触有所增加，因而砾介的耗量也大些。在矿浆浓度高的情况下，矿浆粘附于砾介上，砾介耗量可减少；但砾介的有效比重减轻，磨矿作用减弱，致使磨矿效率降低。故砾磨的磨矿浓度一般要比球磨低 5～10%。如球磨中为使钢球消耗减至最小，磨矿浓度按体积百分数计算应保持 45～50%左右，则砾磨矿浆浓度一般保持在 35～45%（重量百分数 60～70%）左右为宜。此外，最佳砾磨浓度的确定还取决于砾介的大小和重量，第一段砾磨的矿浆浓度应比第二段砾磨的矿浆浓度高。

砾磨的产品粒度根据矿物的解理要求而定，其最大细度可达 95% －325 目。而且发现，磨矿粒度越细，单位处理能力和球磨机越近似。如磨到 75～85% －0.074 毫米时，其单位处理能力比球磨机降低 25～35%。在磨到 95% －0,074 毫米时仅降低 10%。在磨到 90～95% －0.05 毫米时单位处理能力几乎相等。故砾磨用于细磨时最经济。

据克罗克证实，同样重量的砾石和钢球在同样条件下具有同等的磨矿能力，而砾磨的处理能力又与砾介的比重成正比，故砾磨机的生产率可按球磨机的生产率进行推算。砾磨机所需规格按下式计算：

$$L_p D_p^{2.6} = Q \frac{7.8}{\delta_p}$$

式中　L_p，D_p——分别为砾磨机的长度与直径，米；

Q——球磨机的处理能力，吨/时；

δ_p——砾介比重。

因此，当用球磨机改装成砾磨机时，为了保持处理能力不变，磨机的容积必须按比例增加，以适应装入的砾介重量与改装前装入的钢球重量相等。实践证明，一般需增加容积 25～40%左右。

此外，砾磨机的处理能力与排矿型式有关。格子型砾磨机的处理能力比溢流型砾磨机高 40%。榜德认为球磨机改为砾磨机时，为了保持同样处理能力，其容积需增加为球磨机的 $\frac{7.8}{\delta_p} \times f$ 倍。式中 f 为系数，对溢流型球磨机取 $f = 1.3$，对格子型球磨机取 $f = 1.1$。

第四章　矿石分级技术及其设备

第一节　颗粒在介质中的沉降规律

粒群在介质中沉降时，若容积浓度小于和等于 0.03 或 3%，颗粒受到的干涉作用很小，可忽略不计，此时的沉降视为自由沉降。容积浓度大于 0.03 时的沉降为干涉沉降，且浓度越大，干涉作用越强。

一、颗粒在介质中的自由沉降

1. 颗粒在静止介质中的自由沉降

A　球形颗粒

球形颗粒在静止介质中沉降时受到的重力 G 为：

$$G = \frac{\pi d^3}{6}(\delta - \rho)g = mg_0 \tag{4-1}$$

式中　G——颗粒在介质中受到的重力，N；

d——颗粒的直径或粒度，m；

δ 和 ρ——相应为颗粒和介质的密度，kg/m^3；

m——颗粒的质量，kg；

g——重力加速度，m/s^2；

g_0——颗粒在介质中的重力加速度

$$g_0 = \frac{\delta - \rho}{\delta}g, m/s^2 \tag{4-2}$$

球形颗粒沉降时受到的介质阻力 R 为：

$$R = \psi d^2 v^2 \rho \tag{4-3}$$

$$\psi = f(Re) \tag{4-4}$$

$$Re = dv\rho/\mu \tag{4-5}$$

式中　R——介质阻力，N；

ψ——阻力系数，无因次；

v——颗粒的沉降速度或颗粒相对于介质的运动速度，m/s；

Re——雷诺数，无因次参数；

μ——介质的粘度或动力粘度，Pa·s。

公式(4－3)称为介质阻力通式，但由公式(4－4)先求出 ψ 值，才能解出 R。

里莱(L. Rayleigh)用试验法作出的 $\psi = f(Re)$ 由线如图 3－4－1 所示。用此曲线，先按公式(4－5)算出 Re 值，再在图上找到与其对应的 ψ 值，代入公式(4－3)中，就可求出介质阻力 R。

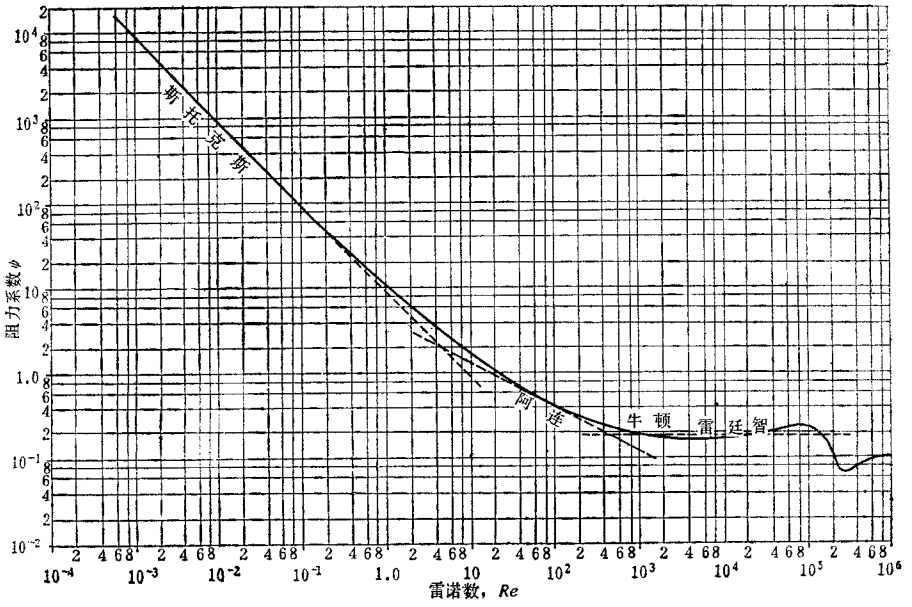


图 3－4－1　球形颗粒的 $\psi - Re$ 关系曲线

因整个曲线的方程式尚不够完善，实用上，多把曲线划分为 4～5 个区段来求 ψ 和 R。于是，产生了另一类适用于各 Re 区段的介质阻力 R 公式(见表 3－4－1)。

球形颗粒在介质中从静止开始自由沉降时，初期作加速度下沉，至重力 G 与介质阻力 R 相平衡时，颗粒以匀速一直往下沉降，此时的速度称为自由沉降末速度 v_0。其可以按公式(4－1)和表 3－4－1 中的阻力公式，在 $G = R$ 时求出，结果列于表 3－4－2 中。

表 3－4－1　适于各 Re 范围的介质阻力公式

流态	ψ 值	介质阻力公式	备注
层流	$\psi=\frac{3\pi}{Re}$	$R=3\pi dv\mu$	斯托克斯阻力公式
过渡态	$\psi=\frac{3.68\pi}{Re^{0.8}}$	$R=11.56d^{1.2}v^{1.2}\rho^{0.2}\mu^{0.8}$	
过渡态	$\psi=\frac{1.25\pi}{Re^{0.5}}$	$R=3.93d^{1.5}v^{1.5}\rho^{0.5}\mu^{0.5}$	阿兰阻力公式
过渡态	$\psi=\frac{0.244\pi}{Re^{0.2}}$	$R=0.77d^{1.8}v^{1.8}\rho^{0.8}\mu^{0.2}$	
紊流	$\psi=\frac{\pi}{18}$	$R=\frac{\pi}{18}d^2v^2\rho$	牛顿阻力公式

表 3－4－2　球形颗粒自由沉降的末速度公式及其适用范围

沉降末速公式（单位为 g·cm·s 制）	公式适用范围			
	Re	$Re^2\psi$	石英粒度，mm	
			在水中	空气中
$v_0=54.5\frac{d_2(\sigma-\rho)}{\mu}$	0～0.5	0.～5.25	0～0.085	0～0.055
$v_0=23.6d^{1.5}\left(\frac{\delta-\rho}{\rho}\right)^{5/6}\left(\frac{\rho}{\mu}\right)^{2/3}$	0.5～30	5.25～720	0.085～0.44	0.055～0.286
$v_0=24.3d\left(\frac{\delta-\rho}{\rho}\right)^{2/3}\left(\frac{\rho}{\mu}\right)^{1/3}$	30～300	720～2.3×10^4	0.44～1.4	0.286～0.9
$v_0=37.2d^{2/3}\left(\frac{\delta-\rho}{\rho}\right)^{5/9}\left(\frac{\rho}{\mu}\right)^{1/9}$	300～3000	2.3×10^4～1.4×10^6	1.4～5.5	0.9～3.57
$v_0=54.2\sqrt{\frac{d(\delta-\rho)}{\rho}}$	300～10^5	1.4×10^6～1.7×10^9	5.5～57	3.57～38

适于 $Re=10^{-3}\sim10^4$ 范围内求 v_0 的通解公式，是根据 $Re^2\psi=f(Re)$ 的关系求出的。已经提出多个，下面为其中较可靠的三个：

$$v_0=\frac{\mu}{d\rho}\left(\frac{6Re^2\psi/\pi}{18+0.61\sqrt{6Re^2\psi/\pi}}\right) \tag{4-6}$$

$$v_0=\frac{\mu}{d\rho}\left(\sqrt{20.4+2.95\sqrt{6Re^2\psi}}-4.52\right)^2 \tag{4-7}$$

$$v_0=\frac{\mu}{d\rho}\frac{Re^2\psi}{0.374\sqrt{K}(Re^2\psi+24.5)} \tag{4-8}$$

$$K=\frac{1+(1000/Re^2\psi)^{0.37}}{(1+1000/Re^2\psi)^{0.37}} \tag{4-9}$$

式中，参数 $Re^2\psi$ 按下式求出：

$$Re^2\psi = \left(\frac{dv_0\rho}{\mu}\right)^2 \frac{G}{d^2 v_0^2 \rho} = \frac{G\rho}{\mu^2} \tag{4-10}$$

G 由(4-1)式求出：

$$G = \frac{\pi d^3}{6}(\delta - \rho)g$$

公式(4-6)的误差最大不超过 ±13%，公式(4-7)不超过 9%，公式(4-8)的误差则较大述二式小些，但计算较复杂。

B　矿粒

矿粒的形状是多种多样的。衡量矿粒的形状，除根据外形作粗略估计外，常用与矿粒同体积球体的表面积 A_0 与矿粒表面积 A_m 之比值来表示，称之为矿粒的球形系数 ω，即

$$\omega = A_0 / A_m \tag{4-11}$$

某些形状颗粒的球形系数见表 3-4-3。

表 3-4-3　矿粒的球形系数

矿粒形状	球　形	浑圆形	多角形	长方形	扁平形
球形系数 ω	1.0	1~0.8	0.8~0.65	0.65~0.5	<0.5

矿粒的粒度，理论上多以同体积球体之直径来表示，即

$$d_v = (6V/\pi)^{1/3} \tag{4-12}$$

式中　d_v——矿粒的体积当量直径，m；

V——矿粒的体积，m^3。

另一种表示方法是用与矿粒等表面积的球体之直径表示，即

$$d_A = (A/\pi)^{1/2} \tag{4-13}$$

式中　d_A——矿粒的表面积当量直径，m；

A——矿粒的表面积，m^2。

实用上，矿粒的粒度常用筛析、水析和显微镜法来测定。但这几种方法测出的粒度上述的 d_V 和 d_A，相互之间很难作出精确的换算。

矿粒在介质中受到的重力 G 写为：

$$G = \frac{\pi d_V^3}{6}(\delta - \rho)g \tag{4-14}$$

矿粒在介质中沉降时受到的介质阻力，因受形状和运动时取向变化的影响，过程中是变化不定的。故所讨论的介质阻力以平均值计。

介质阻力也可通过作出 $\psi = f(Re)$ 曲线来求出。但矿粒形状不规则，只能采用有代表性的几种形状矿粒，或者用规则形状的颗粒来进行沉降试验，作出曲线。

图 3－4－2 是希尔列尔等人绘出的球体、六八面体、八面体、立方形、四面体和圆盘形颗粒的 $\psi_A = f(Re_A)$ 曲线。其中，

$$R = \psi_A d_A^2 u^2 \rho \tag{4-15}$$

$$Re_A = d_A v\rho/\mu \tag{4-16}$$

式中　d_A ——颗粒的表面积当量直径；

ψ_A 和 Re_A ——以 d_A 表示颗粒粒度时的阻力系数和雷诺数。

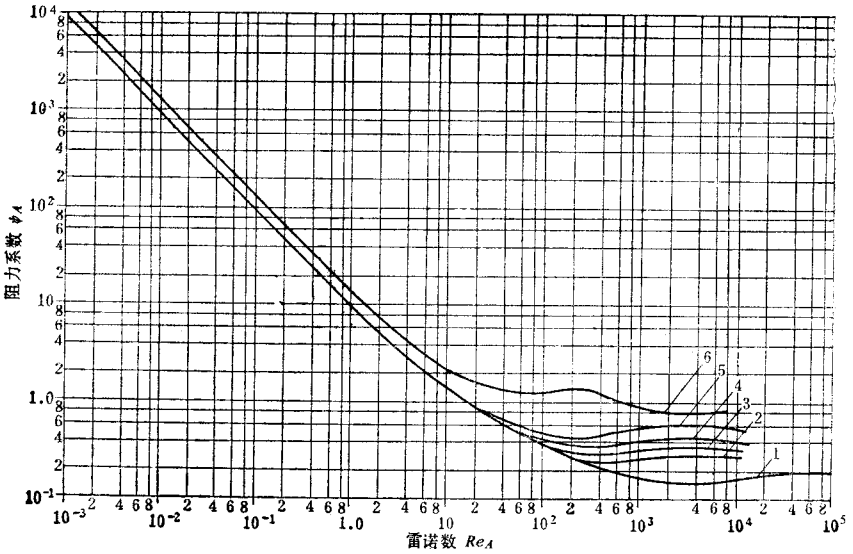


图 3－4－2　规则形状颗粒的 $\psi_A - Re^A$ 曲线

1—球形；2—六八面体；3—八面体；

4—立方形；5—四面体；6—圆盘形

根据图 3－4－2 和公式(4－15)和(4－16)，可按前面球形颗粒的方法，求出各规则形状颗粒在介质中沉降时受到的平均介质阻力 R。

各规则形状颗粒在介质中自由沉降的平均末速度 v_{om}，可根据在图 3－4－2 基础上作出的 $Re_A^2 \psi_A = f(Re_A)$ 曲线(见图 3－4－3)，用图解法求出。其法为：

(1)按下式先算出 $Re_A^2 \psi_A$ 值

$$Re_A^2 \psi_A = \frac{G\rho}{\mu^2} \tag{4-17}$$

(2)在相应形状的曲线上找到对应此 $Re_A^2 \psi_A$ 值的 Re_A 值；

(3)按下式算出颗粒自由沉降的平均末速度 v_{om}：

$$v_{om} = \mu Re_A / d_A \rho$$

各种形状颗粒的自由沉降平均末速度 v_{om} 也可用下述公式计算：

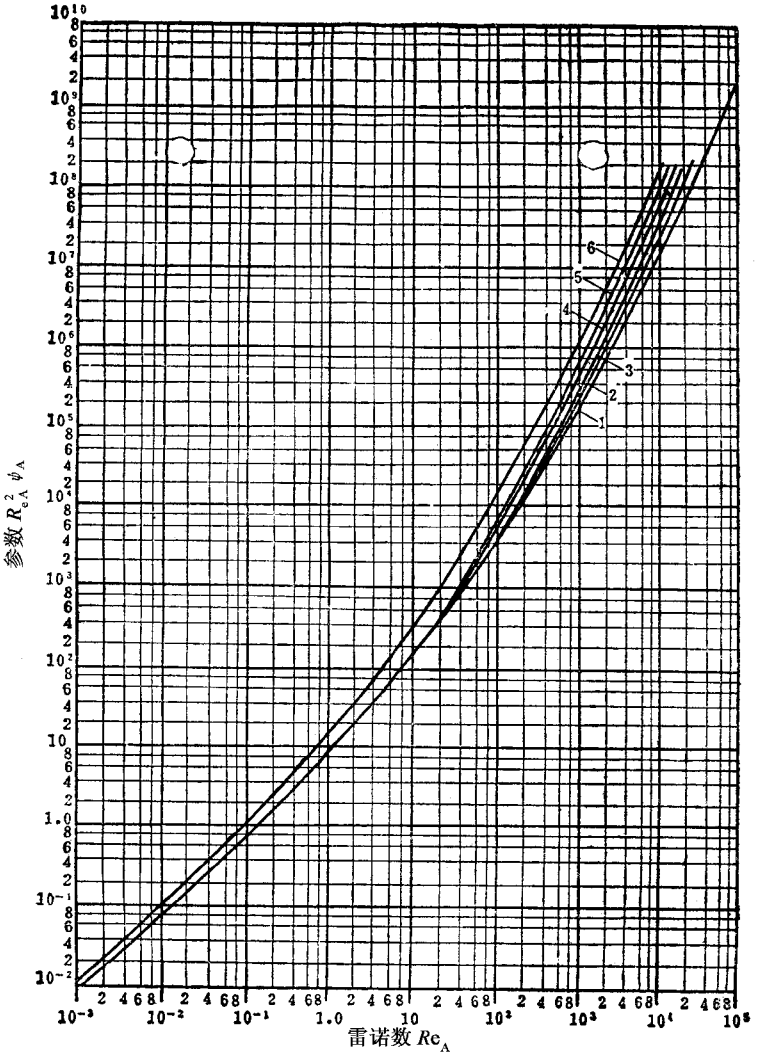


图 3－4－3　**规则形状颗粒的** $Re_A^2 \psi A - Re_A$ **关系曲线**

1—**球形**；2—**六八面体**；3—**八面体**；

4—**立方形**；5—**四面体**；6—**圆盘形**

层流时

$$v_{om} = p_s \frac{d_V^2 (\delta - \rho)}{18\mu} g \qquad (4-18)$$

紊流时

$$v_{om} = p_N \sqrt{\frac{\pi d_v (\delta - \rho)}{\rho} g} \tag{4-19}$$

式中　p_s 和 p_N——形状修正系数，见表 3-4-4，或按下式计算，

$$p_s = 1.03 \sqrt{\omega} \tag{4-20}$$

$$p_N = \sqrt{\frac{1.5\omega}{8.95 - 7.39\omega}} \tag{4-21}$$

在 $Re = 100 \sim 2000$ 时

$$v_{om} = p v_0 \tag{4-22}$$

式中　v_{om}——颗粒自由沉降的平均末速度，m/s；

v_0——与颗粒同体积球体自由沉降的末速度，m/s；

p——形状修正系数，见表 3-4-5。

对于矿粒，应用上述公式计算，因形状不规则，选用形状修正系数和球形系数，难于做到准确，计算值常存在误差。表 3-4-6 列出一些学者用矿粒在水中实测出来的平均自由沉降末速度，供参考。

表 3-4-4　规则形状颗粒的球形系数和形状修正系数

颗粒形状	体积当量直径 d_V	球形系数 ω	形状修正系数	
			p_s	p_N
球形	d	1.0	1.0	0.980
六八面体①	2.78a②	0.906	0.964	0.964
八面体	$0.966a$	0.846	0.938	0.602
立方形	$1.241a$	0.806	0.921	0.555
四面体	$0.608a$	0.670	0.853	0.443
平行六面体				
$a \times a \times 2a$	$1.563a$	0.767	0.903	0.516
$a \times 2a \times 2a$	$1.970a$	0.761	0.892	0.509
$a \times 2a \times 3a$	$2.253a$	0.725	0.882	0.481
$a \times a \times 0.1a$	$0.576a$	0.435	0.696	0.304
$a \times a \times 0.05a$	$0.457a$	0.298	0.596	0.230
$a \times a \times 0.01a$	$0.267a$	0.110	0.194	0.146
圆柱体				
$h = 3d$③	$1.442d$	0.831	0.931	0.583
$h = 1.5d$	$1.310d$	0.858	0.944	0.619
$h = d$	$1.145d$	0.875	0.951	0.641
$h = 0.5d$	$0.909d$	0.826	0.930	0.577
$h = 0.15d$	$0.608d$	0.570	0.794	0.383
$h = 0.01d$	$0.247d$	0.120	0.223	0.153

① 由八个正六角形和六个正四方形组成；

② a 为颗粒最小棱边长度；

③ h 为圆柱体高度，d 为圆柱底直径。

表 3－4－5　各种形状颗粒的形状修正系数 p

Re	$Re^2\psi$	颗粒形状				
		球　形	浑圆形	多角形	长方形	扁平形
170	8000	1	0.805	0.680	0.610	0.450
190	10000	1	0.800	0.678	0.595	0.441
330	20000	1	0.790	0.672	0.590	0.433
530	50000	1	0.755	0.650	0.564	0.420
750	100000	1	0.753	0.647	0.562	0.408
1100	200000	1	0.740	0.635	0.560	0.292

表 3－4－6　矿粒在水中自由沉降的平均末速度

（d—矿粒的粒度，mm，v_o—沉降平均末速度，cm/s）

煤 $\delta=1.35g/cm^3$		石　英 $\delta=2.65g/cm^3$		锡　石 $\delta=6.92g/cm^3$		方铅矿 $\delta=7.65g/cm^3$		金　粒 $\delta=17g/cm^3$	
d	v_0	d	v_0	d	v_0	d	v_0	d	v_0
23.1	21.0	25.2	60.0	12.4	77.8	11.9	93.4		
17.2	19.4	14.2	49.0	10.5	69.5	10.3	86.5	10.0	227
15.6	18.5	11.9	39.3	9.1	67.0	8.7	81.0		
12.4	17.9	10.3	36.1	7.2	64.2	7.3	72.9		
11.8	16.3	8.7	34.0	5.3	51.8	6.4	68.0	5.0	155
9.1	14.9	6.4	28.9	4.6	48.3	5.5	63.1		
7.6	13.4	5.5	26.0	3.6	42.7	4.6	55.8		
5.3	11.0	4.5	24.0	3.1	39.7	4.2	53.8		
4.4	8.9	4.2	22.5	2.7	35.7	3.5	51.3		
3.6	8.7	3.5	20.9	2.4	34.0	2.4	42.0		
3.3	5.6	2.3	16.7	1.9	29.8	1.6	33.1	2.0	114
1.5	4.5	1.6	12.7	1.6	26.6	1.4	29.5		
		1.4	11.8	1.4	24.5	1.2	27.0		
		1.2	10.6	1.2	22.5	1.0	25.3	1.0	62
		1.0	10.0						
0.95	3.2	0.91	8.4	0.95	19.4	0.91	22.8		
0.79	2.6	0.76	7.7	0.74	16.7	0.76	20.8	0.7	45.2
		0.63	6.8	0.57	14.4	0.63	19.3		
		0.51	5.3	0.49	12.4	0.51	16.0	0.5	33.0
0.42	1.53	0.41	4.1	0.41	11.6	0.41	12.6		

煤 $\delta=1.35g/cm^3$		石　英 $\delta=2.65g/cm^3$		锡　石 $\delta=6.92g/cm^3$		方铅矿 $\delta=7.65g/cm^3$		金　粒 $\delta=17g/cm^3$	
d	v_0	d	v_0	d	v_0	d	v_0	d	v_0
0.32	1.15	0.32	3.2	0.34	9.5	0.32	11.1	0.3	20.0
0.27	0.95	0.23	2.9	0.27	6.9	0.28	10.3		
0.23	0.83	0.20	2.4	0.23	6.0	0.21	8.9	0.2	15.0
0.18	0.74	0.18	2.1	0.19	5.1	0.16	7.5	—	—
		0.16	1.7	0.16	4.0	0.13	6.3	0.15	10.5
0.13	0.35	0.12	1.2	0.12	2.8	0.11	5.26	0.10	6.6
		0.10	1.0						
0.09	0.21	0.091	0.6	0.09	2.06	0.074	3.70		
0.07	0.14	0.075	0.35	0.07	1.82	0.072	2.63		
		0.063	0.25	0.06	1.23	0.060	1.85		
0.05	0.11	0.048	0.15	0.05	1.04	0.048	1.10	0.05	1.3
		0.038	0.11	0.044	0.56	0.039	0.55		
		0.028	0.06	0.028	0.25	0.028	0.33		
		0.021	0.031	0.020	0.13	0.021	0.16	0.02	0.34
		0.016	0.019			0.016	0.096		
		0.013	0.013	0.012	0.066	0.011	0.040	0.01	0.081
		0.009	0.011	0.008	0.030	0.008	0.028		
		0.006	0.009			0.006	0.020	0.005	0.035
				0.004	0.014	0.004	0.014		

2. 颗粒在运动介质中的自由沉降

在匀速垂直上升介质流中，颗粒自由沉降的末速度 v_a 为：

$$v_a = v_0 - u_a \tag{4-23}$$

式中　v_0——颗粒在静止介质中自由沉降的末速度；

u_a——上升介质流速度。

当 $v_0 > u_a$ 时，v_a 为正值，颗粒向下沉降；在 $v_0 < u_a$ 时，颗粒向上运动；在 $v_0 = u_a$ 时，$v_0 = 0$，颗粒呈悬浮状态。

在旋转运动的介质流中，处于其中的矿粒要受到离心力 C 的作用，其值为：

$$C = \frac{\pi d^3}{6}(\delta - \rho)\omega^2 r = \frac{\pi d^3}{6}(\delta - \rho)\frac{v_t^2}{r} \tag{4-24}$$

式中　C——离心力，N；

ω——颗粒随介质作回转运动的角速度，rad/s；

r——颗粒的回转半径，m；

v_t——颗粒回转的切线速度，m/s。

在离心力作用下，颗粒将沿着离心力方向运动，此时，颗粒要受到介质阻力。当离力与介质阻力相平衡时，颗粒将以匀速一直沿着离力方向沉降。若在回转半径方向上，介质绕颗粒作层流运动，或 $Re \leqslant 0.5$，则离心沉降速度 v_c 为：

$$v_c = \frac{d^2(\delta - \rho)}{18\mu}\omega^2 r = \frac{d^2(\delta - \rho)}{18\mu}\frac{v_t^2}{r} \tag{4-25}$$

如介质绕颗粒流过为其它流态，或 $Re > 0.5$，可用表 3-4-1 中相应的介质阻力 R，在 $R = C$ 时，导出各情况下的离心沉降速度。

二、颗粒在介质中的干涉沉降

1. 均匀粒群的干涉沉降

由密度、粒度和形状相同或相近的颗粒组成的粒群，它们在介质中沉降时，由相互摩擦、碰撞等原因产生的机械阻力，主要取决于粒群在介质中的容积浓度或松散度。已经提出许多个计算均匀粒群干涉沉降速度的公式，其中，有代表性和应用较广的是里亚申科公式，即

$$v_{CT} = v_0(1 - \lambda)^n = v_0\theta^n \tag{4-26}$$

式中　v_{CT}和 v_0——颗粒的干涉沉降和自由沉降速度，m/s；

λ 和 θ——粒群的容积浓度和松散度，小数；

n——指数，与颗粒的粒度和形状有关（见表 3-4-7 和 3-4-8）。

按摩尔朗德（Moreland）等的研究，n 值还与雷诺数有关，其关系示于图 3-4-4 中。雷诺数按 $d_V v_0 \rho/\mu$ 计，v_0 为自由沉降末速度。

表 3-4-7　n 值与粒度的关系（形状为多角形）

平均粒度，mm	2.0	1.4	0.9	0.5	0.3	0.2	0.15	0.08
n 值	2.7	3.2	3.8	4.6	5.4	6.0	6.6	7.5

表 3-4-8　n 值与形状的关系（颗粒粒度 1mm）

颗粒形状	浑圆形	多角形	长方形
n 值	2.5	3.5	4.5

公式（4-26）适于粒群容积浓度不大、最大和最小粒度之比值小于 1.5 的情况。

另一类 v_{CT} 的方法是把沉降着的粒群看作是一种过滤介质，在其中，自下而上通过液

流。所提公式适于溶积浓度较大，或松散度较小（$\theta \leqslant 0.8$）的情况。公式如下：

在 $N \leqslant 7$ 时　　$v_{CT} = 1.8BN$　　(4－27)

$7 < N \leqslant 17$ 时　　$v_{CT} = 2.4BN^{5/6}$　　(4－28)

$17 < N \leqslant 750$ 时　　$v_{CT} = 3.6BN^{2/3}$　　(4－29)

$750 < N \leqslant 5000$ 时　　$v_{CT} = 5.7BN^{3/5}$　　(4－30)

$5000 < N \leqslant 130000$ 时　　$v_{CT} = 7.2BN^{4/7}$　　(4－31)

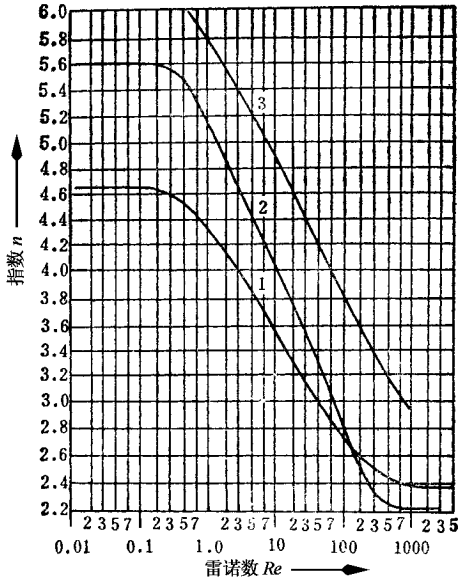


图 3－4－4　n 值与雷诺数 Re 的关系

1—球形颗粒；2—石英；3—煤粒

式中　$B = \dfrac{\mu(1-\theta)}{d_V \omega \rho}$；$N = \dfrac{\omega^3}{216} Ar \dfrac{\theta^3}{(1-\theta)^2}$　　(4－32)

$$Ar = \frac{d_V^3(\delta - \rho)\rho}{\mu^2} g \qquad (4-33)$$

N——无因次参数；

Ar——阿基米德准数。

2. 非均匀粒群的干涉沉降

多种粒度、密度和形状不同的粒群在介质中一起作干涉沉降，是选矿中普遍存在的一种矿粒运动形式，对分级和选矿有极为重要的作用。但这种形式的干涉沉降，因影响因素多而复杂，理论上还没有计算沉降速度的合适公式。

然而，对非均匀粒群在上升水流中悬浮分层的研究，间接揭示了干涉沉降的一些规律。已经知道，两种性质不同的粒群混合物在上升水流中若处于悬浮状态，则悬浮的粒

群将发生按性质不同的分层。其有下述几种情况：

(1) $\delta_1 = \delta_2$，$d_1 > d_2$，$p_1 \approx p_2$ 的两种粒群悬浮体中，粒度大的 d_1 粒群位于下层，粒度小的 d_2 粒群在上层；

(2) $d_1 = d_2$，$\delta_1 < \delta_2$，$p_1 \approx p_2$ 的两种粒群，密度大的 δ_2 粒群在下层。δ_1 粒群在上层；

(3) $d_1 > d_2$，$\delta_1 < \delta_2$，$p_1 \approx p_2$，但 $d_1/d_2 \leqslant e_0$（自由沉降等降比，见后）的两种粒群，密度大的 δ_2 粒群在下层，δ_1 料群在上层；

(4) $d_1 > d_2$　$\delta_1 < \delta_2$，$p_1 \approx p_2$，但 $d_1/d_2 > e_0$ 的两种粒群，悬浮体分层有三种情况，即

①使粒群悬浮的上升水速 $u_a > u_{kp}$（临界上升水速）时，密度小的 δ_1 粒群在上层，密度大的 δ_2 粒群在上层；

② $u_0 < u_{kp}$ 时，情况相反，密度大者在下，密度小的在上层；

③ $u_a = u_{kp}$ 时，两种粒群混杂悬浮，不分层。

上述情况和临界上升水速经试验证实。但在解释这些现象产生的原因上有不同的观点。

里亚申科认为，悬浮体是按各粒群的相对密度分层的，相对密度大的粒群粒在下，相对密度小者在上层。按此观点，得出

$$u_{kp} = v_{01}\, v_{02}\left(\frac{\delta_2 - \delta_1}{\delta_2\, v_{01}^{1/n} - \delta_1\, v_{02}^{1/n}}\right)^n \tag{4-34}$$

式中　v_{01} 和 v_{02} ——相应为 δ_1 和 δ_2 颗粒自由沉降的速度；

n ——指数，见(4-26)式。

中国矿业学院和中南工业大学的学者作了研究，分别提出了稍有不同的临界上升水速公式，下述公式与实测值较为接近，即

$$u_{kp} = v_{02}\left(\frac{\delta_2 - \delta_1}{\delta_2 - \rho}\right)^{n_2} \tag{4-35}$$

粒群悬浮体分层的事实和上述论点，对分级和重选过程中矿粒的松散分层有一定的实际意义。

3. 颗粒沉降的等降比

小密度颗粒的粒度与沉降末速度相等的大密度颗粒粒度之比值，称为颗粒的等降比，其值大于 1。可以根据沉降速度相等的关系求出。

自由沉降时，在一定的雷诺数范围内，等降比 e_0 为一常数，即

$$e_0 = \frac{d_{V1}}{d_{v2}} = \left(\frac{p_2}{p_1}\right)^{\frac{1}{3n-1}}\left(\frac{\delta_2 - \rho}{\delta_1 - \rho}\right)^{\frac{n}{3n-1}} \tag{4-36}$$

式中　d_{v1} 和 d_{v2} ——等降的轻、重矿粒的粒度；

p_1 和 p_2 ——轻、重矿粒的形状修正系数；

δ_1 和 δ_2 ——轻、重矿粒的密度；

n ——指数，在 $0.5 \sim 1$ 之间，随雷诺数而异，在 $Re \leqslant 0.5$ 时，$n = 1$；$Re = 3000 \sim 100000$ 时，$n = 0.5$；$Re = 0.5 \sim 3000$ 时，$0.5 < n < 1$。

干涉沉降等降比 e_{CT}，按均匀粒群计，

$$e_{CT} = \left(\frac{p_2}{p_1}\right)^{\frac{1}{3n-1}} \left(\frac{\delta_2 - \rho}{\delta_1 - \rho}\right)^{\frac{n}{3n-1}} \left(\frac{\theta_2^{n_2}}{\theta_1^{n1}}\right)^{\frac{1}{3n-1}} \tag{4-37}$$

式中　θ_1 和 θ_2 ——松散度；

n_1 和 n_2 ——指数，见表 3-4-7。

若属多种性质不同的矿粒一起在介质中作干涉沉降，因目前还没有计算这种情况下干涉沉降速度的公式，干涉沉降等降比不能求出。

第二节　风力分级

一、基本概念

以空气作介质的风力分级又称干式分级，所处理的物料必须是干燥的，含水份低于 5～6%。风力分级的效果一般比水力分级差，但因产物是干燥的，不需脱水，有些情况下显得比较经济。有些不能用湿法处理，或者湿法处理不经济的物料，如滑石、铝矾土、磷灰石、煤粉、高岭土等 某些化工、建材、冶金等的原材料，在干式磨矿和加工中的干法选矿，如干式磁选、电选、风力选矿、筛选等，常用风力分级与之配合使用。此外，对含粉尘多的废气、烟气和各种气体的除尘和集尘，也常应用风力分级。

风力分级主要用来处理较细的物料，分级粒度约在 1.5～0.005 毫米之间，粗的物料则用筛分。

风力分级的原理与水力分级基本相同，前面所述的沉降理论也可用于风力分级。只不过风力分级中，因空气的密度和粘度远小于水，同样的颗粒在空气中的沉降速度比在水中大得多。而且，空气的密度和粘度是随温度和压力而变的。

风力分级是在运动的气流中进行的。为造成空气流动，风力分级设备一般需配有适当的风机（抽风或鼓风）。

风力分级时，细粒产物一般都由气流带走，有些情况下，给料是和气流一起送入分级

设备的。已经知道，常压下，气流运输固体颗粒的负荷量不超过 500 克/米^3 空气，达到 1 千克/米^3 时，颗粒就会从气流中落下。负荷量与颗粒的密度和粒度有关。处理细粒物料时，负荷量一般不超过 200～300 克/米^3 空气。按此计算，气流中固体的容积浓度远小于 0.03。因此，风力分级时，绝大多数情况下，属于自由沉降。

气流在水平和垂直方向上移动颗粒物料所需的速度不同，在水平方向所需的速度比较大，且随颗粒密度和粒度的增大而增大。例如，对密度为 1.5 克/厘米^3 的粉煤，最小气流速度为 2 米/秒；对密度 2.5 克/厘米^3 的粉状物料，速度不低于 3.5 米/秒；密度为 4 克/厘米^3 的粉料，最小速度为 4 米/秒。因情况比较复杂，在各个具体情况下合适的气流速度，应通过试验来确定。

在上升气流中，使某种密度和粒度的颗粒悬浮所需的气流速度，因气流沿分级室断面的速度分布不均匀，要比按自由沉降计算值大些。

二、风力分级设备

风力分级设备有重力和离心力型两类，有些设备中还有惯性力的作用。

1.重力风力分级设备

图 3－4－5 示出几种简单的有代表性的重力风力分级器。图 3－4－5a 所示的分级箱，原料从上部给料斗中给入，在水平气流作用下，粗粒落下的地点近，细粒落下远，不能落下的微细粒被气流带走。分段截取，可得多个不同粒级产物。这种分级箱用于处理较粗的物料。

图 3－4－5 所示的分级器，颗粒随气流一起进入分级器，由于过流断面突然增大和挡板的阻滞作用，气流速度减慢，粗粒在重力和惯性力作用下沉落，细粒被气流带走。

图 3－4－5a 和 e 表示的是在上升气流中进行的分级器。前者得两种产物；后面一种，物料从上，气流从下部供入，可得三产物。

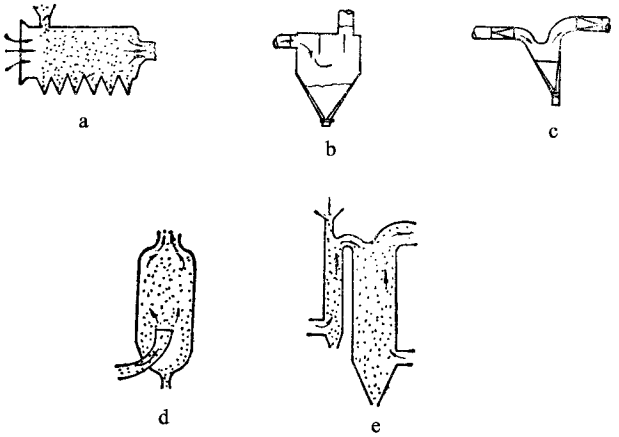


图 3－4－5　重力风力分级器

上述这些设备，被气流带走的细粒产物，除另有处理方法外，还需设置集尘器来收集。

图 3－4－6 所示的上升气流风力分级机（附旋风集尘器），呈方形的分级室内，装有若干近于平行的竖直‘之’字形导板 1。从料斗给到筛板 2 上的物料，在下部供入的上升气流作用下，被带到分级室中，经过弯曲的导板上行过程中，粗的矿粒落下与未过筛的粗粒一起排出，为粗粒产物。细的矿粒经上部通道入旋风集尘器分离，得细粒产物。集尘器上部排出的气流，又回到风机，循环使用，或者从孔 6 中排走。

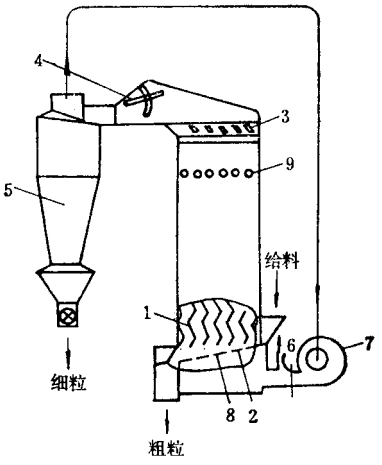


图 3－4－6　上升气流风力分级机

1—导板；2—筛板；3—风室；4—调节格板；5—旋风集尘器；6—排气孔；7—风机；8—风室；9—观察孔

2. 离心力风力分级设备

图 3－4－7a 所示的离心分级机，给料由上方给到旋转运动的转盘上，在惯性离心力的作用下，粗的矿粒被抛落在较远的按取槽中，细的矿粒落在近旁，中等粒度者落在二者之间。

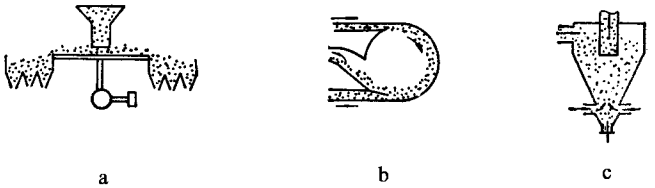


图 3－4－7　离心力风力分级器

图 3－4－7 表示一种携带着矿粒的气流，经由一弧形曲面，在惯性离心力作用下进行分级的离心力分级器。

另一种结构近于水力旋流器的风力旋流器(图 3－4－7c),为提高分级效率,下部还供入上升气流。

通过式离心分级器(见图 3－4－8),主要用于与干式磨机闭路工作。设备主要由外锥 1 和内锥 2 组成,上部装有导向叶片 5,使由内外锥之间上来的气流呈切线进入内锥。磨机产物与气流一起从底部管道中以大约 18～20 米/秒的速度向上供入,进入内外锥之间的环形空间后,因过流断面变大,速度降至 4～6 米/秒,于是,粗的矿粒落下,由管 4 中排出,返回磨机再磨。其他矿粒被气流带着往上行,经叶片 5,呈切线进入内锥,产生回旋运动。在惯性离心力作用下,较粗的矿粒被抛到内锥壁上,然后下落,由排矿管 6 排出。这种产物或作为产品,或者返回磨机,视情况而定。细矿粒随气流从顶部管道中排出,至集尘器中收集,为细粒产物。

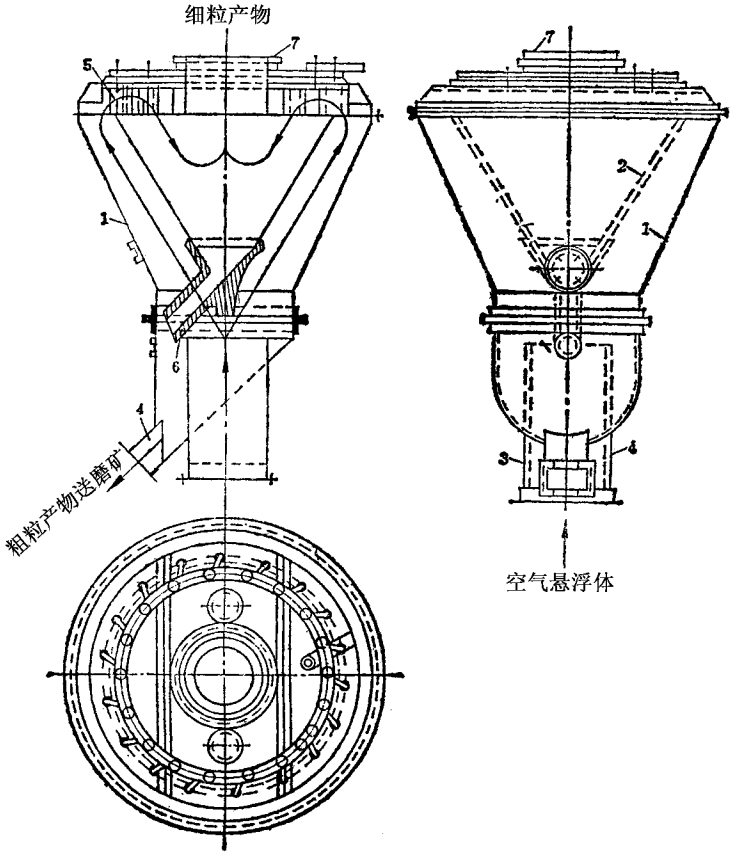


图 3－4－8　通过式离心分级器

1—外锥;2—内锥;3、7—管道;4、6—排矿管;5—叶片

通过式离心分级器的结构比较简单,便于与磨机联系。其直径为 0.3～3.65 米,风

机功率相应为 1～92 千瓦，以细粒级产物计的生产率与分离粒度有关，相应为数十公斤到 50 吨/时。

旋转叶轮式离心风力分级机，工业上应用较多。共有多种，下面是其中较常见的一种，称为双叶轮离心风力分级机，结构见图 3－4－9。原料由上部给料斗 1 给入，落到中心轴底部旋转的转盘 2 上，由于离心力的作用，颗粒被抛向内锥 10 的壁部，过程中受到旋转叶轮造成的上升气流作用。到达壁部的矿粒，靠自身重力落下，从锥底排料管 5 中排出，为粗粒产物。被气流带往上行的矿粒，在上叶轮 3 的作用下，进入内外锥之间的空间中，在更强的离心力作用下，颗粒被抛向锥壁，落下后从排料孔 b 中排出，是细粒产物。气流则穿过百叶窗导板 7 进入内锥，上升成为循环气流。通过手轮 9 调节节流板 8 上滑动闸板，可以改变上部通道的大小，并控制上升气流速度。增减叶轮上的叶片数，能改变气流旋转的速度和所产生的离心力，从而改变分级的分离粒度。

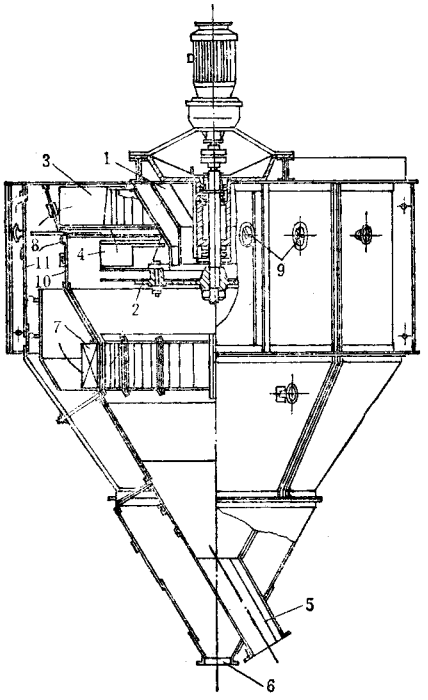


图 3－4－9　双叶轮离心风力分级机

1—给料斗；2—转盘；3—下叶轮；4—上叶轮；5—粗产物排料管；
6—细产物排口；7—百叶窗导板；8—节流板；9—调节手轮；
10—内锥；11—外锥

这种分级机的直径有 1.2～5.5 米范围的多种规格，叶轮转速随直径的增大而减小，相应为 400～165 转/分，电动机 7.5～93 千瓦。处理－200目占 65％的水泥原料，得出－

200 目占 97%的产物时，处理量为 0.85～32 吨/时。

叶轮式风力分级机的结构紧凑，不需再加风机和集尘器，生产率也较大。

旋风集尘器是一种应用很广的集尘设备，和布袋收尘、电收尘等同属集尘类设备。但旋风集尘器除用作收尘之外，它也可用于除尘（相当水力分级的脱泥）和分级。因此，有人把它称为旋风分级器，也有人叫它风力旋流器。

旋风集尘器的结构如图 3－4－10 所示，它的结构和分级原理与水力旋流器基本相同。只是其直径要大些，介质是空气。

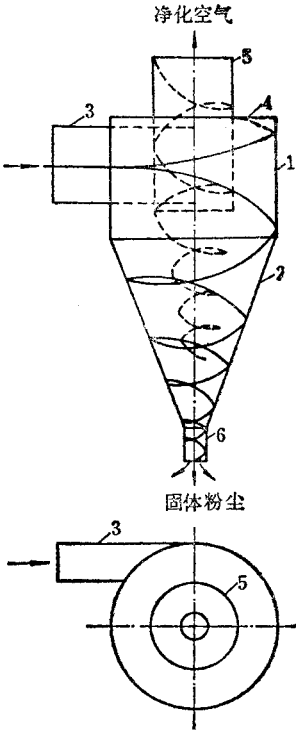


图 3－4－10　旋风集尘器

1—圆筒部分；2—圆锥体；3—进气管；

4—上盖；5—排气管；6—排尘口

旋风集尘器的直径约在 0.15～3.6 米之间，小直径者可以由多个组装成一台设备，也可象水力旋流器那样并联在一起应用。集尘器的给料是与气流一起进入的，气流进入的速度为一极重要的影响因素，它与分离粒度、分级效率和生产率密切相关。表 3－4－9 列出气流速度与分离粒度之间的关系。常用的进口风速为 12～20 米/秒，应根据分离粒度来选用适当规格的集尘器。分离粒度细时，宜选用小直径集尘器和较大的风速；反之，则用大直径集尘器和较小的风速。我国制造的旋风集尘器，技术规格示于表 3－4－10

和 3－4－11 中。

表 3－4－9　旋风集尘器气流入口速度与分离粒度的关系

分离粒度 μm	集尘器直径，m					
	0.15	0.3	0.6	1.2	1.8	3.6
	气流最低速度，m/s					
100			0.2	0.5	0.7	1.5
50	0.2	0.5	1.0	1.8	3.0	6.1
20	1.5	3.0	6.1	12.2	18.3	36.6
10	6.1	12.2	24.4	48.8	73.2	146.3
5	24.4	48.8	97.5	195.1	292.6	609.6

表 3－4－10　CLP/B 型旋风集尘器技术规格(一)

型　　号	筒体直径 mm	进口风速，m/s			进口尺寸 mm	重　　量 kg
		12	16	20		
		风量，m^3/h				
CLP/B—3.0	300	700	930	1160	90×180	50
CLP/B—4.2	420	1350	1800	2250	125×250	91
CLP/B—5.4	540	2200	2950	3700	160×320	149
CLP/B—7.0	700	3800	5100	6350	210×420	253
CLP/B—8.2	820	5200	6900	8550	245×490	343
CLP/B—9.4	940	6800	9000	11300	280×560	441
CLP/B—10.6	1060	8550	11400	14300	315×630	552
阻力 kPa(mmHg)		6.66(50)	11.86(86)	19.86(149)		

表 3－4－11　CLP/B 型旋风集尘器技术规格(二)

筒体直径 mm	进口风速，m/s			进口尺寸 mm
	12	15	18	
	风量，m^3/h			
1250	9390	11740	14090	315×690
1250	12150	15190	18230	375×750
1500	14150	17690	21230	390×940
1500	17500	21870	26240	450×900

筒体直径 mm	进口风速，m/s			进口尺寸 mm
	12	15	18	
	风量，m^3/h			
1750	18890	24860	29830	465 × 990
1750	23820	29770	35720	525 × 1050
2000	26590	33240	39870	540 × 1140
2000	31160	38880	46660	600 × 1200
2250	34290	42840	51410	615 × 1290
2250	39370	49210	59050	675 × 1350
2500	42920	53650	64390	690 × 1440
2500	48600	60750	72900	750 × 1500
2750	52500	65690	78829	765 × 1590
2750	58100	73510	88210	825 × 1690
3000	63140	78930	94710	840 × 1740
3000	69980	87480	104980	900 × 1800

旋风集尘器的集尘效率较高.一般为 70 ~ 80%，其中，+ 10 微米者可达 90%或以上，- 5 微米的效率比较低。作为除尘和分级，分级效率只 50 ~ 60%。这种设备，因流体阻力大，耗电量要多些。

第三节　水力分级

一、概述

水力分级是根据矿粒在运动介质中沉降速度的不同，将粒度级别较宽的矿粒群，分成若干窄粒度级别产物的过程。按所使用介质不同，分为水力分级和风力分级。它们的分级原理是相同的，本节只讨论水力分级。

水力分级和筛分的性质相同。但筛分是比较严格地按几何尺寸分开，筛分产物具有严格的粒度界限。而水力分级则是按沉降速度差分开。矿粒的形状、密度以及沉降条件对按粒度分级均有影响，因而分级不是严格按粒级进行的，具有较宽的粒度范围。它们

的主要区别见表 3－4－12。

表 3－4－12　筛分和分级的比较

类　别	工作原理	产品特性	工作效率	应用范围
筛　分	严格按粒度分级	同级产物中粒度大小比较均匀，平均直径相同	对细粒物料筛分效率较低	大于 2～3mm 的物料
分　级	按沉降速度分级，密度对按粒度分级有影响	同级产物中主要是等降颗粒。大密度矿粒平均直径比小密度矿粒平均直径小	处理细粒物料效率比筛分法高	一般用于不小于 2～3mm 的物料

分级产物的粒度与分级的界限粒度（分界粒度）是有关联但又是不相同的概念。分级产物的粒度常以该产物的粒度范围（如 0.25～0.5 mm）表示，或以某特定粒度（如大于或小于 0.074mm）在该产物中的含量表示。它仅说明分级产物的粒度范围，而不能表示出两种分级产品的分界粒度。分界粒度常以分级粒度和分离粒度两种方法表示。分级粒度是指按沉降速度计算的分开两种产物的临界颗粒的粒度，而分离粒度则是指实际进入沉砂和溢流中分配率各占 50% 的极窄粒级的平均粒度。凡大于分离粒度的颗粒大多进入沉砂中，小于分离粒度的颗粒大多进入溢流中。水力分级所用介质可作垂直的、接近水平的或回转运动。上升介质流中颗粒是依据绝对速度的方向分离的，由下式判断

$$v = v_0 - u_a \tag{4-38}$$

式中　v_0——矿粒在静止介质中的沉降末速；

u_a——上升介质流速。

分级过程的示意图见图 3－4－11（a），沉降末速大于上升介质流速的矿粒下沉到分级设备的底部，作为沉砂或底流排出；沉降末速小于上升介质流速的细粒级产物从上端溢出，成为溢流。如果要得到多个粒级产物，则可将溢流（或沉砂）在依次减小（或增大）的上升水流中继续进行分级。

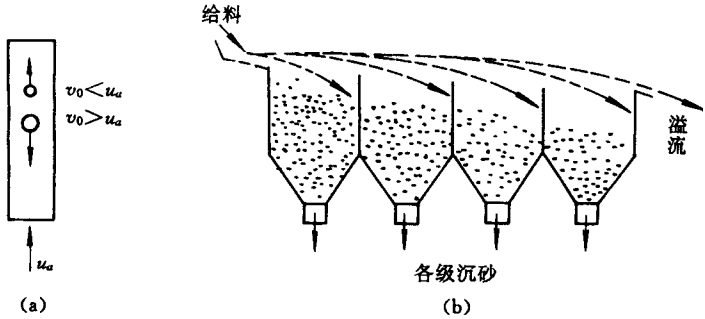


图 3－4－11　颗粒在垂直介质流及水平介质流中分级示意图

(a)垂直上升介质流；(b)在接近水平的介质流

在接近水平流中进行分级时，颗粒的水平运动速度可认为与水平流速相等，但因颗粒沉降速度的不同，而将有不同的运动轨迹。最粗的颗粒较早地沉降下来，中等及细粒级的颗粒依次沉降下来，故在各分级室可得到不同粒度的沉砂，如图 3－4－11(b)所示。最细粒级由分级室末端溢出。在回转流中，颗粒根据径向速度差分离。介质的向心运动速度是决定分级粒度的基本因素。

水力分级在选矿中的应用：

1.与磨矿作业构成闭路作业，及时分出合格粒度产物，以减少过磨。

2.在某些重选作业(如摇床选、溜槽选等)之前，作为准备作业，对原料进行分级，分级后的产物，分别给入不同设备或在不同操作条件下进行分选。

3.对原矿或选后产物进行脱泥或脱水。

4.在实验室内，测定微细物料的粒度组成。

二、水力分析

水力分析(简称水析)是借测定颗粒的沉降速度间接测量颗粒粒度组成的方法。常用于小于 0.1 mm 物料的粒度组成测定。常用水析法有三种：重力沉降法、上升水流法和离心沉降法。测定对象是小于 0.1mm 的物料。测定条件在自由沉降条件下进行，悬浮液的固体容积浓度小于 3%，按斯托克斯沉降速度公式计算，即

$$v_0 = \frac{h}{t} = \frac{d^2(\delta - \rho)}{18\mu}\mathrm{g} \tag{4-39}$$

式中　h——沉降距离，m；

t——沉降时间，s；

其他符号意义同前。

为了防止水析过程中固体颗粒团聚，通常加入水玻璃等分散剂，它们在水中的浓度是 0.01%～0.2%。

(一)沉降水析法

沉降法中比较简单而又可靠的方法是淘析法，淘析法的基本原理是利用逐步缩短沉降时间的方法，由细至粗、逐步地将各粒级物料从试料中淘析出来。

淘析法水析装置也称萨巴宁沉降分析仪，如图 3－4－12 所示。淘析过程是在一个直径为 70～100mm、高度为 150～170mm 的玻璃杯 1 中进行的。杯内装有一根直径约为 6～10mm 的虹吸管 2。虹吸管的短管部分应插入杯内，使其管口下端距固体沉淀物料面留有 5mm 的距离。虹吸管另一端带有管夹 3，插入到溢流收集槽 4 内。

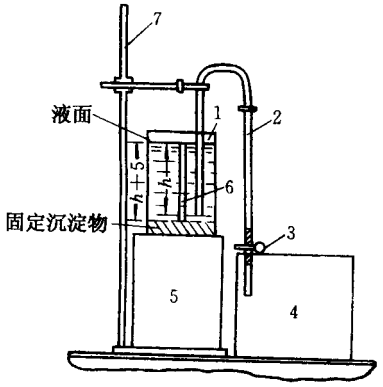


图 3－4－12　淘析法水析装置(萨巴宁沉降分析仪)

1—玻璃坏；2—虹吸管；3—夹子；4—溢流收麻槽；

5—玻璃杯座；6—标尺；7—虹吸管架

实验前，先将分级粒度为 d 的矿粒在水中沉降 A 距离所需的时间 t 按斯托克斯公式计算出来。再将一定量(准确称量 50～100g)配成液固比等于 6∶1(泥质物料为 10∶1)的矿浆倒入玻璃杯中，补加清水到规定的刻度零处(补加清水后最大固体容积浓度应小于 3%)，然后用带橡皮头的玻璃棒充分搅拌。停止搅拌后使矿浆静置沉降，经过所计算的分级粒度为 d 的矿粒沉降 h 距离所需时间 t，便立即用虹吸管将 A 上部的矿浆全部吸出。显然吸出的矿浆中全是粒度小于分级粒度的矿粒，但是遗留在杯中的沉淀物内，还会有一部分未能吸出的小于分级粒度的矿粒，应再往杯中补加清水，然后重复上述操作，直到吸出的液体中不含小于分级粒度矿粒为止。

设预定的分级粒度为 d，在水中的自由沉降速度为 v_0，则沉降 h 距离所需时间 t 为：

$$t = \frac{h}{v_0} = \frac{h\mu}{54.5\mathrm{d}^2(\delta - \rho)} \tag{4-40}$$

将每次吸出的矿浆汇合烘干后，即为试料中全部小于分级粒度的粒级产物。把获得的细粒产物称重、化验后，即可标出该粒级在试样中的含量及其品位。若要求进行几个粒级的分析时，则需首先按预定的几个分级粒度分别算出沉降 h 距离所需的时间 t 值，由细到粗依次进行上述操作，将各个粒级全部淘析完为止，即可以获得该试样的粒度组成。

由淘析法测定微细物料的粒度组成虽然比较简单、准确，但费时、费工，因此，淘析法多用来对其他水析法校核，或没有连续水析仪器时使用。

(二)上升水流法

上升水流法典型的装置是连续水析器，其基本原理是利用相同的上升水量，在不同直径的分级管中，产生不同的上升水速，粒度不同的矿粒按其不同沉降速度，分成若干粒级。该水析器除主要工作部件分级管外，还有给水装置、水玻璃添加装置、给矿装置和溢

流接收装置等。如图 3－4－13 所示为一组四管水析器。

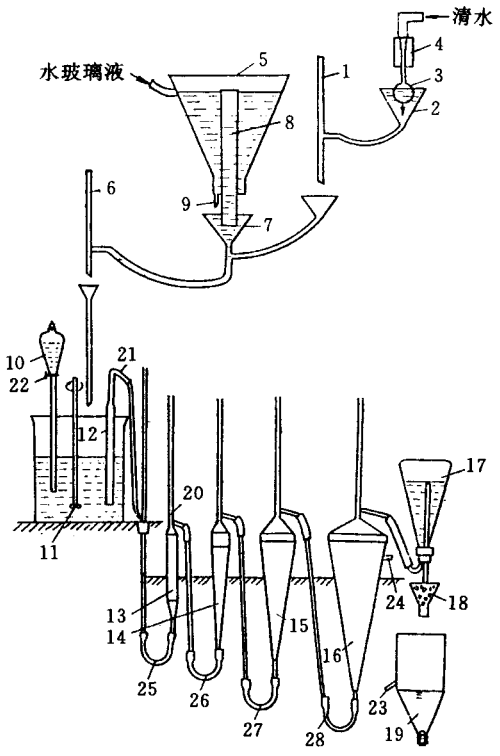


图 3－4－13　连续水析器的结构

1—清水滴管；2、7—漏斗；3—浮标；4—水阀；5—盛水玻璃锥瓶；6—水玻璃调节滴管；8—进气中心管；9—水玻璃液排放管；10—盛矿锥形漏斗；11—搅拌器；12—矿浆吸管；13、14、15、16—分别为 74、37、19、10μm 的分级管；17—调节液面的锥瓶；18—盛明矾漏斗；19—盛－10μm 粒级的锥瓶；20—气泡排放管；21—虹吸管；22—矿浆排放阀；23、24—溢流管；25、26、27、28—乳胶管

分级管的直径由给水量和分级粒度确定。如分级管断面积为 A，给水量为 Q，分级管的内径为 D，则存在如下关系：

$$A = \frac{\pi}{4} D^2 = \frac{Q}{V_0} \tag{4-41}$$

在每个分级管中，沉降速度 v_0 大于管内上升水流速度 u_a 的颗粒便沉降下来，小于 u_a 的颗粒便进入下一个分级管内依次进行分级。在每个分级管内保持悬浮的颗粒即是该次分级的临界粒度。

每次水析的试料约为 50g，装入带搅拌器的玻璃杯内，给矿前各分级管及连续管内均充满水，打开管夹使矿浆流入各分级管内。在一般情况下给料时间约 1.5h，2h 后停止搅拌，大约 6h 后停止给水（以溢流水是否清澈为准）。然后用夹子夹住各分级管下端的软胶管，按粗细顺序将各粒级产物清洗排出，进行澄清、过滤、烘干、称重、化验等一系列处理。

这种连续水析器一次可获得多级产品，操作简便，只要保持工作正常（及时放出管内气泡且不使矿粒堵塞胶管），所得结果就较为准确，但水析时间较长。

（三）离心沉降法

离心沉降法所用装置是串联旋流分级器，也称旋流水析器，其基本原理是使分级过程在离心力场中进行。旋流水析器内颗粒的径向沉降速度依然可按斯托克斯公式求出，仅需用离心加速度取代重力加速度。其结构如图 3－4－14 所示。它是由五个倒置（底流口垂直向上）水力旋流器互相串联并平行排列所组成的。

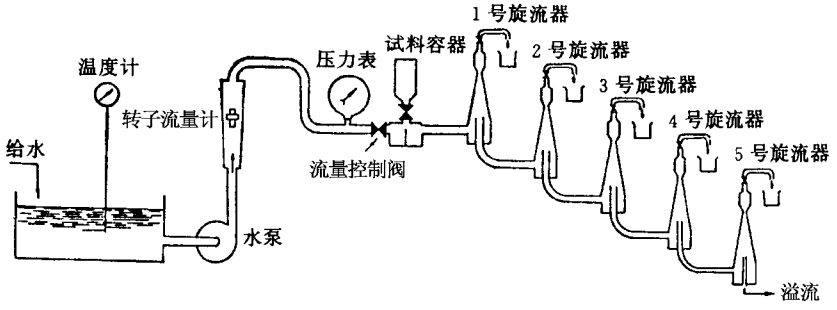


图 3－4－14　旋流水析仪的工作系统

每个旋流器的沉砂口都与装有排料阀的接料槽相通，试验时排料阀是关闭的。水经水泵从水槽抽出，控制转子流量计保持一定流量，通过流量控制阀给人第 1 号旋流器，因沉砂口排料阀关闭，底流存留在锥体底部，而溢流则进人第 2 号旋流器。以此类推，由第 1 到第 5 号旋流器溢流口和进料口直径依次逐渐减小，旋流器分级粒度也相应逐渐减小。因此，物料分级完成后，第一个旋流器底流产品粒级最粗，最细粒级产物则是最后一个旋流器的溢流。

试样须小于 75μm，每次用量以小于 100g 为宜，从试料容器中给人，约经 30min，分级过程完毕，取出存留在各旋流器内的底流经过滤、烘干、称重和化验。可见旋流水析仪比连续水析器分级速度快。

三、水力分级设备

选矿和选煤中所用的水力分级设备繁多，各种水力分级设备都是利用矿粒在水介质中沉降速度的不同，在重力场或离心力场中完成分级过程的。在建材、化工、食品等工业部门也广泛应用。在选煤厂中水力分级主要用在煤泥水的处理过程，包括沉淀、浓缩、脱水，属于选煤工艺过程中的辅助作业。在金属选矿厂中，水力分级是用于对人选原料进行分级，以获得几个窄级赴扭料，分别给入重选设备中进行分级选矿，或用于重选仁原矿准备。

（一）机械分级机

在众多的水力分级设备中，具有提升运输沉砂机构的分级机称为机械分级机。与所

有分级设备一样，机械分级机分级过程是借颗粒在水介质中的沉降速度差进行的。机械分级机主要与磨矿机配合工作进行预先分级和检查分级，还可以用于含泥矿石的洗矿以及进行脱泥、脱水。

根据运输沉砂机构的不同，机械分级机可分为螺旋分级机、耙式分级机和浮槽分级机等。螺旋分级机是利用转动的螺旋连续排出沉砂。它与后两者相比，具有构造简单、操作方便、分级槽的倾斜角度大等优点，便于同磨矿机作自流连接，故生产中一般均采用螺旋分级机。

螺旋分级机根据螺旋数目的不同，可分为单螺旋分级机和双螺旋分级机。根据分级机溢流堰的高低，又可分为高堰式、低堰式、沉没式三种。

1.螺旋分级机的构造及工作过程

螺旋分级机的结构如图 3－4－15 所示。分级槽 2 呈倾斜安置，倾角一般为 12°～18.5°，槽的底部为半圆形。矿浆从槽的中间部位进料口 7 给入，在分级槽下端的分级带完成分级。细粒级经槽子下端溢流堰 8 随水流从溢流排出口 9 排走。粗粒级产物在分级带沉降，然后由螺旋 1 将其运至槽子上端的沉砂排出口 10 排出机外。螺旋安装在中空主轴 3 上，主轴两端由轴承 4 支承，轴的上端设有传动装置 5，轴的下端置于提升机构之内，必要时可调节螺旋在槽内的高度。

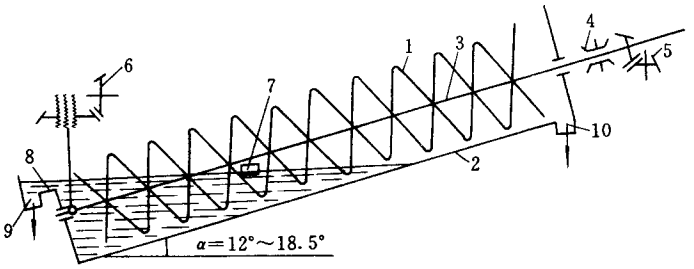


图 3－4－15　螺旋分级机结构示意图

1—螺旋；2—分级槽；3—螺旋轴；4—轴承；5—传动装置；6—螺旋提升机构；7—进料口；8—溢流堰；9—溢流排出口；10—沉砂排出口

连续不断给入矿浆，则溢流与沉砂也就连续分别排出。若分级机与磨矿机构成闭路，则分级机的沉砂经溜槽进入磨矿机再磨，送回磨矿机的沉砂称“返砂”。

2.影响螺旋分级机工艺效果的因素

分级机工艺效果的优劣，主要有两方面，一是分级机的工作质量，如沉砂中小于分级粒度的细粒级含量及溢流中大于分级粒度的粗粒级含量以及沉砂水分的高低；二是分级机的生产能力，包括按溢流中固体含量计算的生产量以及按沉砂中固体含量计算的生产量。

影响分级机工艺效果的因素很多，概括起来主要有以下几方面。

①矿石性质——主要指矿石的密度、粒度组成和含泥量。矿石密度几乎正比地影响按质量计的分级机的生产能力，矿石密度越大生产能力也越高。矿石的粒度组成和含泥量的影响，是反映在矿浆的粘度上，粘度增大，矿粒沉降速度减少，处理能力和分级的精确性均降低，因此，当矿泥含量较高时，常采用降低分级浓度的办法，但这又导致处理量的降低。给矿中含有适量的矿泥，对分级并非全然不利，因为借助矿泥增加矿浆的粘性，可以抑制螺旋搅动时引起矿浆紊动的发展。

②分级机结构——分级机中矿粒群沉降的液面面积，称为分级面积。分级面积的大小影响分级机处理能力并决定分级粒度。由于分级过程是发生在靠近表面层的水平矿浆流中，如 3－4－16 所示。矿粒在这层水平流中，一方面以自身的沉降速度 v 向下沉降，同时又被水平介质流带动，以接近矿浆水平流速 u 的速度向溢流端行进。因此，它的运动方向是两个速度的矢量和。粒度不同的两个矿粒（假定密度和形状相同）处于同一分级槽中，其水平流速一致，而两矿粒沉降速度有别，于是合速度与水平面的夹角 β 也有差异。粗颗粒的 β 角大，运行到分级槽终端被溢流堰挡住，故留在槽内而成沉砂，细颗粒的 β 角小，运行到分级槽终端时，依然位于溢流堰上面，随水平流从溢流口排出机外。

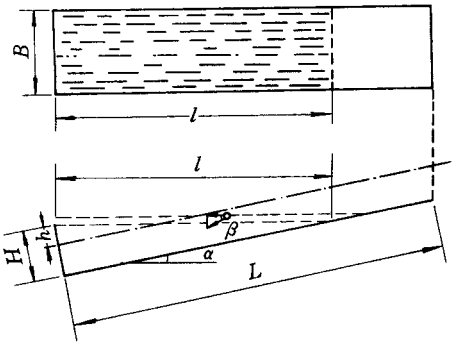


图 3－4－16　螺旋分级机分级面积与分级过程、槽体大小及槽体倾角的关系

从分级机面积对分级过程的影响中可以看出，分级机面积大，分级机处理能力也大，但分级粒度减小。按图 3－4－16 所示，分级液面长为 l，分级槽宽若为 B，分级槽下端高度若为 H，倾角为 α，则分级机面积为 A，即

$$A = Bl = \frac{BH}{\sin\alpha} \tag{4-42}$$

可见，增大分级槽的宽度、提高溢流堰的高度或减小槽体的倾角都可以使分级机面积增大。分级机面积增大，按溢流的体积处理能力便增大，分级精度便更细。

螺旋的转速影响液面的搅动程度和运输返砂的能力，转速与螺旋直径成反比。对于

粗粒分级可有较大的搅动程度而不致影响颗粒的沉降。对于细颗粒分级则应避免强烈搅动，其螺旋运转速度达到足以将返砂沿外槽运出即可。

③给矿浓度——给矿浓度不仅影响分级粒度，而且还影响在该分级粒度下的处理能力。生产中常常通过调节浓度来控制分级粒度。浓度对分级粒度和生产率的影响存在一个临界值。一方面，增大矿浆浓度，沉降的干涉程度变大，颗粒的沉降速度将变小。这样使一些较粗的颗粒未来得及沉降便被水平流带到溢流中，因而使溢流的粒度变粗。另一方面，当浓度很小时，为了保持一定的按固体计的生产率，溢流流量便会增大，增高的水平流速又会将较粗颗粒带到溢流中，使溢流粒度变粗。因此，对一定的矿石应用其最适宜的临界矿浆浓度，在此浓度下，保持固体生产率一定，则可得到最细的分级粒度；保持一定的分级粒度，则可得到最大的生产率。

为了了解分级机的工作情况，生产中对分级机溢流浓度一般每隔 20 ~ 30min 测定一次，以确保对分级粒度的控制。为了提高分级效率，近年来有的选矿厂开始使用筛分设备取代粗粒级的螺旋分级机，在细粒级分级作业中，水力旋流器获得广泛应用。

（二）水力旋流器

1. 概述

在重力场中，由于重力加速度 g 在一定的地方为定值，使微细颗粒的沉降速度受到限制，设备的处理能力和分选效果亦难以提高。为了强化分级和选分作业，近数十年来，人们广泛利用回转流产生的惯性离心力大大提高了颗粒的运动速度。

选矿生产中使矿浆作回转运动的方法基本有两种，一种是矿浆在压力作用下沿切线给入圆形分选容器中，迫使其作回转运动，这样的回转流厚度较大，例如各种型式的旋流器属于这种；另一种是借回转的圆鼓带动矿浆作圆周运动，例如各种卧式离心选矿机和卧式离心脱水机属于这种。

在回转流中颗粒的惯性离心加速度 a 与同步运动的流体向心加速度方向相反，数值相等。即

$$a = \omega^2 \mathrm{r} = \frac{u_\mathrm{r}^2}{r} \tag{4-43}$$

式中 r ——圆形分选器的半径，m；

ω ——回转运动的角速度，rad/s；

u_r ——回转运动的切向速度，m/s。

因此离心力强度为：

$$i = \frac{a}{g} = \frac{\omega^2 r}{g} \tag{4-44}$$

重力选矿中所用离心力有的可比重力大数十倍以上，因此大大强化了分选过程。

水力旋流器是利用回转流进行分级的设备，并也用于浓缩、脱泥（也可以脱砂）、以至于分选。由于它的构造简单，便于制造，处理量大，且工艺效果良好，因而在问世后迅速得以推广应用。

旋流器的构造如图 3－4－17 所示。主要由一个空心圆柱体和圆锥体连接而成。圆柱体的直径代表旋流器的规格，由 50～1000mm，常用者为 125～500mm。在圆柱体中心插入一个溢流管，沿切线方向接有给矿管，在锥体下部留有沉砂（或称底流）口。

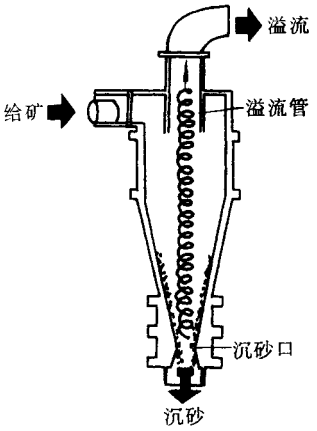


图 3－4－17　水力旋流器

2.水力旋流器分级原理

矿浆在一定压力下通过切向进料口给入旋流器，于是在旋流器内形成一个回转流。在旋流器中心处矿浆回转速度达到最大，因而产生的离心力亦最大。矿浆向周围扩展运动的结果，在中心轴周围形成了一个低压带。此时通过沉砂口吸入空气，而在中心轴处形成一个低压空气柱。

作用于旋流器内矿粒上的离心力与矿粒的质量成正比，因而在矿粒密度接近时便可按粒度大小分级（密度不同则得到的是等降颗粒）。

矿浆在旋流器内既有切向回转运动，又有向内的径向运动，而靠近中心的矿浆又沿轴向向上（溢流管）运动，外围矿浆则主要向下（沉砂口）运动。所以它属于三维空间运动。在轴向，矿浆存在一个方向转变的零速点，连接各点在空间构成一近似锥形的面，称作零速包络面（见图 3－4－18）。细小颗粒离心沉降速度小，被向心的液流推动进入零速包络面由溢流管排出成为溢流产物；而较粗颗粒则借较大离心力作用，保留在零速包络面外，最后由沉砂口排出，成为沉砂产物。零速包络面的位置大致决定了分级粒度。

3.水力旋流器的工艺计算

水力旋流器工艺计算，包括分离粒度和处理量的计算。它们的计算公式很多，有的

公式很繁琐,不便应用 有的公式计算值与实际值差别太大,这里不多赘述。现将常用公式列出如下。

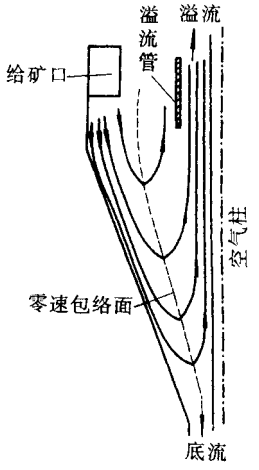


图 3－4－18　水力旋流器分级原理示意图

(1)旋流器的处理能力 Q(L/min)

$$Q = K_1 d_G d_y \sqrt{gp} \tag{4-45}$$

式中　d_G 和 d_y——给矿管直径及溢流管直径,cm ;当矿口为矩形断面时,其中 $d_G = \sqrt{\frac{4}{\pi}bl}$,cm ;$b$ 和 l 为给矿管矩形断面的宽和长,cm ;

p——旋流器的进口压力(表压力),MPa ;

g——重力加速度,以 $9.8 m/s^2$ 计 ;

K_1——系数,按表 3－4－13 确定。

表 3－4－13　旋流器在不同 d_G/D 值条件下的 K_1 值

d_G/D	0.10	0.15	0.20	0.25	0.30
K_1	1.83	2.46	3.10	3.85	4.93

注 :D 指旋流器直径。

(2)旋流器的分离粒度

分级的临界粒度 d_F(cm)为 :

$$d_F = \frac{0.75 d_G^2}{\phi_x} \sqrt{\frac{\pi\mu}{Qh(\delta - \rho)}} \tag{4-46}$$

式中　h——溢流管下缘到锥壁的轴向距离,为简单计可取锥体高度的 2/3 ;

μ——介质粘度；

Q——给矿矿浆体积。各物理量单位均按 CGS 单位制计；

ϕ_x——速度变化系数，其值大于 1。

ϕ_x 计算方法常用两种：

①达尔扬提出的计算公式

$$\phi = \left(\frac{D}{d_y}\right)^n \tag{4-47}$$

式中　$n = 0.5 \sim 0.9$，一般取 $n = 0.64$。

②前苏联选矿研究设计院提出的公式

$$\phi_x = \frac{6.6 A_G a^{0.3}}{D d_y} \tag{4-48}$$

式中　A_G——给矿口的面积，cm^2；

D——旋流器内径，cm^2；

a——旋流器锥角，(°)；$a^{0.3}$ 值见表 3-4-14。

表 3-4-14　公式 4-48 中 $a^{0.3}$ 的值

a	10°	15°	20°	60°	90°
$a^{0.3}$	2	2.25	2.46	3.40	3.85

4.影响水力旋流器工作的因素

影响水力旋流器工作的因素包括结构参数、操作条件和矿石性质等。旋流器的直径 D、给矿口直径 d_G 和溢流口直径 d_y 是影响处理量 Q 和分级粒度 d_F 的主要结构参数。将式(4-45)加以转换，可以得出矿浆体积处理量与旋流器直径的大致关系为：

$$Q \propto D^2$$

随着矿浆流量增加，矿浆的向心流速亦增加，分级粒度变粗。将式(4-46)中 Q、d_G 和 h 均换算成 D 的比例值，则得

$$d_F \propto \sqrt{D}$$

因此，进行粗分级时常选用较大直径旋流器；在细分级时则用小直径旋流器。如果后者处理能力不够时，可以将多台并联使用。

(1)给矿管直径 d_G 对旋流器工作的影响

给矿口的大小对处理能力、分离粒度以及分级效率均有一定影响。其直径常与旋流器直径呈一定比例，大多 $d_G = (0.08 \sim 0.25) D$。给矿口的横断面形状以矩形为好。而纵断面常为图 3-4-19(a)所示的切线形。由于这种进料方式易使矿浆在进入旋流器时与

器壁冲击产生局部旋涡影响分级效率。因此出现了如图 3－4－19(b)的渐开线形及其他型式的给矿管。

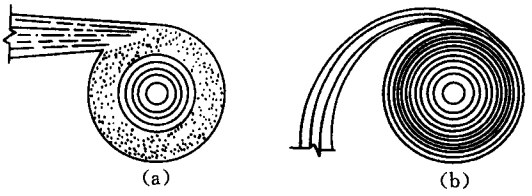


图 3－4－19　切线形及渐开线形给矿管
(a)切线形；(b)渐开线形

(2)溢流管直径 d_y 对旋流器工作的影响

溢流管大小应与旋流器直径呈一定比例，一般为 $d_y=(0.2\sim0.4)D$。增大溢流管直径，溢流量增加，溢流粒度变粗，沉砂中细粒级减少，沉砂浓度增加。

(3)沉砂口直径 d_c 对旋流器工作的影响

沉砂口直径常与溢流口直径呈一定比例关系，其比值$\frac{d_y}{d_c}$称为角锥比。试验得出，角锥比值以 3～4 为宜，它是改变分级粒度的有效手段。沉砂口是旋流器中最易磨损的零件，常因磨损而增大排出口面积，使沉砂产量增加，沉砂浓度降低。如果沉砂口过小，粗颗粒在锥顶越积越多，会引起沉砂口堵塞。沉砂口大小的变化对旋流器处理能力影响不大。

(4)锥角对旋流器工作的影响

锥角大小影响矿浆向下流动的阻力和分级自由面的高度。一般说来细分级或脱水用旋流器应采用较小的锥角，最小达 10°～15°；粗分级或浓缩用旋流器采用大锥角，达 20°～45°。

旋流器圆柱体高度 h 主要影响物料在旋流器中的停留时间，一般取 $h=(0.6\sim1.0)D$。溢流管插入深度 h_y，大体接近圆柱高度，为(0.7～0.8)h，过长或过短均将引起溢流跑粗。

(5)给矿压力 p 对旋流器工作的影响

给矿压力是旋流器工作的重要参数，提高给矿压力，矿浆流速增大，可以提高分级效率和沉砂浓度；通过增大压力来降低分级粒度收效是甚微的，而动能消耗却将大幅度增加，且旋流器特别是沉砂口的磨损将更严重。故在处理粗粒物料时，应尽可能采用低压力(0.05～0.1MPa)操作；只有在处理细粒及泥质物料时，才采用较高压力(0.1～0.3MPa)操作。

旋流器的给矿主要有两种方式：

①稳压箱给矿——借高差用管道自流给入旋流器或用砂泵将矿浆扬送到高处稳压箱中再引入旋流器。这种给矿受高差条件限制，只能在低压给矿时使用。

②砂泵直接给矿——这种给矿方式可获得较高的给矿压力，配置方便，管路少，便于维护，因此使用广泛。

(6)给矿性质对旋流器工作的影响

其中最主要的是给矿粒度组成(包括含泥量)和给矿浓度。给矿粒度组成和对产物的粒度要求影响选用的旋流器直径和给矿压力。当旋流器尺寸及压力一定时，给矿浓度对溢流粒度及分级效率有重要影响。给矿浓度高，分级粒度变粗，分级效率亦将降低。当分级粒度为 0.074mm 时，给矿浓度以 10% ~ 20% 为宜；分级粒度为 0.019mm 时，给矿浓度应取 5% ~ 10%。

用于分级的旋流器最佳工作状态应是沉砂呈伞状喷出，伞的中心有不大的空气吸入口。这样使空气在向上流动时能携带内层矿浆中的细颗粒从溢流中排出，因而有利于提高分级效率。此时伞的锥角应如图 3 - 4 - 20 所示大小。如旋流器用于浓缩时可取绳状排出，此时沉砂浓度最高。而在用于脱水时，沉砂应以最大角度的伞状排出，这时沉砂浓度最低，相应可获得含固体量最少的溢流。

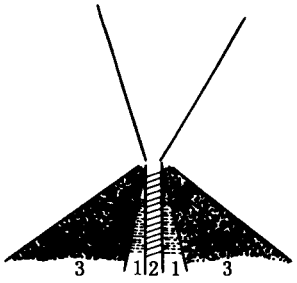


图 3 - 4 - 20　旋流器底流不同排出状况示意图

1—伞状；2—绳状(底流口很小)；3—大锥角伞状(底流口很大)

第五章　磨矿设备安装、运行、操作与维护

第一节　球 磨 机

一、圆筒型磨机分类和工作原理

圆筒型磨机(简称磨机)规格以筒体内(直)径和内长(度)尺寸表示。

工业生产中广泛应用的磨机种类很多,分类方法亦不相同,有的按照研磨介质的形状分类,有的根据筒体形状分类,有的按排矿方式分类,也有根据磨矿生产方式分类。各类磨机的主要类型和圆筒型磨机的分类方法,分别如图 3－5－1 和表 3－5－1 所示。

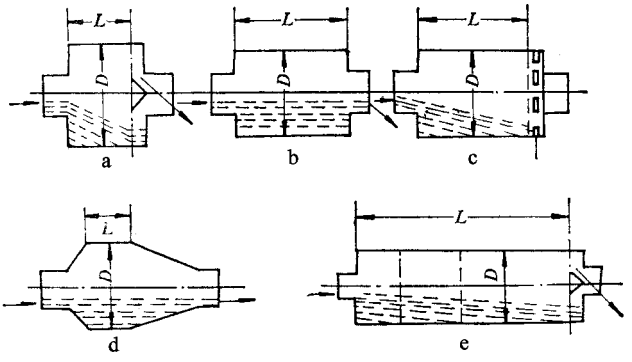


图 3－5－1　磨机的主要类型

a—短筒格子或溢流型;b—长筒溢流型;c—周边排矿型;d—圆锥溢流型;e—多仓(室)管磨机

表 3－5－1　圆筒型磨矿机的分类方法

磨矿机名称	研磨介质形状	磨机筒体形状	筒体长(度)(直)径比(L/D)	磨机排矿方式	磨机生产方式	磨矿生产回路
球磨机	金属球	圆筒形	1～2	溢流型 格子型 周边型 风力(干式)	干式或湿式生产	开路磨矿或闭路磨矿
棒磨机	钢　棒	圆筒形	1.5～2.0	溢流型 周边型 开口型		开路磨矿 (粗磨)
管磨机	粗磨仓为金属球或钢棒;最后的细磨仓用钢段	中长筒形	2.5～3.5	溢流型 格子型 风力(干式)		开路磨矿或闭路磨矿
多仓管磨机		长筒形	3.5～6.0			
自磨机(半自磨机)①	待磨矿石本身(最大块度一般为 300～350mm)	短筒形	一般为 0.3～0.5(1.0～1.2)②	格子型 风力(干式)		闭路磨矿 (粗磨)
砾磨机	砾石或矿石(块度为 50～100mm)	圆筒形	一般为 1.3～1.5	格子型 溢流型	湿式生产	闭路磨矿(粗磨作业,采用开路磨矿)

①一般加入 4～10%的大直径钢球;②近期制造的自磨机。

磨机的类型虽然不同,但在一般情况下,物料在磨矿过程中被粉碎的基本原理是相似的。简而言之,当磨机以一定的速度作旋转运动时,装入筒内的钢球(棒)或矿石(砾石)等磨矿介质,在筒体衬板和磨矿介质之间的摩擦力、研磨介质的重力、以及由于在磨机旋转而产生的离心力的作用下,将随着筒体作旋转的上升运动,被提升到一定的高度,然后当研磨介质的重力(实际上是重力的径向分力)大于或等于离心力时,就开始脱离筒体内壁,按照某一轨迹降落。这种周而复始的运动,就产生了连续的冲击和研磨作用,从而粉碎物料。

研磨介质的运动特性,对于磨矿过程起着决定性的作用。研磨介质提升的高度和降落运动的形态,主要取决于磨机结构、转速、衬板表面形状和介质的充填率等因素,可以呈泻落式、抛落式、脉冲式或离心式等状态。

二、球磨机钢球尺寸的选择综述

(一)影响钢球尺寸的因素

磨矿过程是一个影响因素错综复杂的动态过程,影响钢球尺寸的因素是多方面的。

从破碎过程的原理分析，钢球破碎矿块或矿粒的力学实质是对矿块或矿粒施加破碎力以克服矿块或矿粒的内聚力而使其破坏，故可将影响破碎过程的因素分为两大类：一类是破碎对象的因素，第二类是破碎动力的因素。

破碎对象的因素包括岩矿的机械强度和矿块或矿粒的几何尺寸。矿块或矿粒的内聚力是由它们内部质点键合方式和强度来决定的，宏观上常以岩矿硬度来表征它的机械强度，即表征岩矿抗破坏的能力。我国常以普氏硬度系数 f 作为岩矿相对坚固性的分类系数，也即用 f 来表征岩矿的机械强度。矿块或矿粒的机械强度愈大，破碎时需要的破碎力也愈大，自然需要大的钢球尺寸。矿块或矿粒的几何尺寸相同时，机械强度大的矿块或矿粒需要的钢球尺寸比机械强度小的需要的钢球尺寸要大。当岩矿的机械强度一定时，较大的矿块需要较大的钢球尺寸。但这里应注意，矿块或矿粒的机械强度是随其几何尺寸的减小而增大。故确定矿块或矿粒的抗破碎性能时，应同时考虑机械强度 $\sigma_{压}$ 或 f，以及矿块或矿粒的几何尺寸 d 等方面的因素。如果说要考虑对磨矿的影响，矿石的密度甚至矿石的矿物成分等对磨矿也均是有影响的。大密度矿物往往硬度也较大，在磨矿时多沉落入磨矿作用强的磨机底层，容易受到强的破碎作用。而密度小的矿物受的磨碎作用较弱。矿石中含有煤、滑石等矿物成分时，钢球往往难于啮住矿粒，使钢球破碎矿粒的破碎概率降低，从而增加磨矿产品的电耗。而云母片一类矿物则难于磨碎，同样使磨矿产品电耗升高。

破碎力的因素则很多，如钢球充填率 φ、球的密度 ρ、球的有效密度 ρ_e、磨机直径 D、磨机转速率 ψ、磨矿浓度 R、磨机的衬板形状和结构等。

磨机转速率 ψ 和钢球充填率 φ 二者共同组合而决定磨机钢球的运动状态和能态，磨机衬板除保护筒体的功能外，也影响筒壁对球荷的摩擦系数，进而影响钢球的运动状态。使球荷作抛落式运动状态时球上升高度大、球的位能大，落下时的打击力也大。使球荷作泻落式运动状态时球上升的高度不大，球的位能不大，球沿斜面滚落下来时打击力也不大。

球的密度自然影响球的质量 m，也就影响球携带能量的大小，即影响球的打击力大小。尺寸相同时，密度大的球打击力大，生产率大，而密度小的球打击力小，生产率小。磨机生产率随钢球密度增大而几乎呈直线地增加。常用的锻钢球密度为 7.8g/cm^3，而铸钢球的密度则只有 7.5g/cm^3，铸铁球的密度更低，只 $7.1\sim7.3\text{g/cm}^3$。过去曾做过碳化钨球的研制和试验，该种球密度高达 13.1g/cm^3，为锻钢球的 1.68 倍，而生产率比用锻钢球高 90%。一般地，轧制或锻打的球，其密度均比铸造的要大些，因铸造中免不了还会余下一些未排完的空气。由于球是落入矿浆内，矿浆对球有阻力，或者说球在矿浆中受浮力作用，真正起作用的应该是球的有效密度，即扣除矿浆密度后的密度。粗磨中矿浆浓

度大,矿浆浮力大,对球的打击影响也大。细磨中矿浆浓度小些,矿浆浮力的影响相对要小些。应该说,常用的几种球钢的密度变化不太大,对磨矿的影响也不太大,但这种影响也不可忽视,严重时可使生产率下降 10% ~ 15%。

磨机内径 D 主要影响钢球上升的高度,进而影响钢球的位能和打击力大小。大规格磨机中钢球上升的高度大,则球的位能大,落下或滚下时的打击力也较大,甚至大磨机中大的钢球位能可以弥补球的尺寸不足。而小规格磨机中球上升的高度不大,球的位能小,要满足破碎力要求时只有采用较大尺寸的球。国外的磨机规格一般较国内的大,转速率也较低,采用的钢球尺寸也较国内的小。这一现象对磨机直径的影响不无关系。

矿浆浓度对磨矿的影响是复杂的,一般地说,矿浆浓度大时对钢球的缓冲作用大,削弱钢球的打击力,对磨矿不利;但是,浓度大时矿粒易粘附在钢球和衬板表面,对矿粒的破碎又是有利的。同样,矿浆浓度小时对钢球的缓冲作用小,但又不利于矿粒对钢球和衬板表面的粘附。而且,矿浆浓度对粗磨和细磨的影响也不尽相同,甚至与磨碎的矿石性质都有关系,不同矿石性质下的影响也不相同。由于矿浆浓度对磨矿作用的影响较为复杂,适宜的矿浆浓度只有通过试验确定。

前已述及,衬板除保护筒体外还能影响钢球的运动状态。一般地说,衬板表面凹凸不平的程度对球荷产生不同的摩擦影响。凹凸不平程度大的称为不平滑衬板,对球荷的摩擦系数大,球荷也提升较高,从而有大的打击力,故粗磨时几乎都用不平滑衬板。凹凸不平程度小的称为平滑衬板,对球荷的摩擦系数小,球荷提升较低,从而打击力也较小,故细磨时多用平滑衬板。在自磨机和砾磨机中则情况不同,矿块较大,为了提升较大的矿块而专门设置提升衬板,能将矿块提到较高的位置。但自磨机和砾磨机中,衬板的作用也仍然是保护筒体和影响介质的运动状态,只不过提升衬板对介质运动状态的影响更大。

以上分析表明,影响钢球尺寸的因素达十余种,错综复杂,这给钢球尺寸的确定带来了很大困难。

(二)确定钢球尺寸的过程与方法

由于钢球尺寸对磨矿的影响至关重要,因此,长期以来选矿和粉碎工作者均在研究如何精确地确定钢球尺寸。然而,因为影响钢球尺寸的参变数太多,使这个问题很难解决。尽管这样,人们还是不断地探索,力求找到精确确定钢球尺寸的科学办法。

最初,人们是从最简单的方法上考虑,企图寻找钢球直径与磨机给矿粒度之间单一的比例关系。于是,对50多台工作的球磨机进行调查研究,结果表明,钢球直径与给矿最大粒度之比宽达 2.5 ~ 130,即

$$D = kd \tag{5-1}$$

式中　k——比例系数，2.5～130 范围。

比例系数 k 宽达 2.5～130，简直无法使用，证明采用这种简单的方法是不行的。之所以不行是因为：①钢球直径 D_b 受众多因素影响，只抓住一个给矿粒度而丢开各种因素的做法本身就是不科学的。为大范围的误差产生打开了通道。②钢球直径 D_b 与各种影响因素之间关系错综复杂，没有任何依据可以说明钢球直径 D_b 与给矿粒度 d 之间存在直接的及单一的比例关系，既然是这样，还要去寻找这种比例关系，方法本身就是不科学的，得出的关系也只能是虚假的，不可能有应用价值。

后来，人们在总结前面教训的基础上前进了一步，不再去寻找直接的比例关系，而是认为球径 D_b(mm)与给矿最大粒度 d 的某次方根成比例，而且考虑的因素有所增加，并把没有考虑的因素均包括在比例系数中。由于各个研究者考虑问题的出发点不同，并且各人的经验也不同，故提出的球径经验公式很多，下面列出选矿界经常用的几个经验公式：

拉苏莫夫公式：

$$D_b = id^n \tag{5-2}$$

式中　i——球径系数；

n——矿料性质参数；

d——给矿最大粒度，即 95%的过筛粒度，mm。

式(5-2)不能直接使用，必须针对特定矿石作两组试验，列出两个方程式成一组，从方程组求解出 i 及 n 才能得出特定的球径方程式，方可应用。为了方便应用，$K.A$ 拉苏莫夫提出，对中硬矿石可以直接使用下面的简便计算式计算 D_b(mm)：

$$D_b = 28\sqrt[3]{d} \tag{5-3}$$

$$D_b = 6(\lg d_k)\sqrt{d} \tag{5-4}$$

奥列夫斯基公式：

式中　d_k——磨矿的产品粒度，μm。

戴维斯公式：$D_b = k\sqrt{d}$ (5-5)

式中　d——80%过筛的给矿粒度；

k——经验修正系数，对不同硬度取不同系数值：硬矿石，取 $k=35$；软矿石，取 $k=30$。

榜德经验简便公式：

$$D_b = 25.4\sqrt{d} \tag{5-6}$$

式中　d——80%过筛的给矿粒度，mm

我国也有工程师采用优选数选择处理的办法并依靠拉苏莫夫球径经验公式求解推导后提出如下经验公式：

$$D_b = 25.5\sqrt{d} \tag{5-7}$$

式中　d——95%过筛的给矿粒度，mm。

尽管如此，上述经验公式也仍然存在较大的问题：一是考虑的因素仍然太少，二是用一个经验系数就把其余因素均包括进去，是十分困难的。因而，这些经验公式的误差也仍然是大的。笔者通过试验证明，奥列夫斯基公式计算的结果普遍偏小得多；戴维斯公式计算的结果又普遍偏大；拉苏莫夫简便计算公式计算粗级别需用球径时结果偏小太多，计算细粒级所需球径还基本可行，但也略为偏大；榜德简便计算公式也有拉苏莫夫简便公式类似的毛病，等等。虽然如此，这些公式还是能用，只不过误差较大，如果知道它们的毛病，修正一下还是可供使用。

由于经验球径公式计算结果的误差大，这必然影响它们的应用。面对此情况，人们干脆通过试验来确定。试验确定球径的方法固然比经验公式计算的结果准确，但试验工作量大，耗时长和耗资大。细粒级的试验较好做，可在实验室磨机上进行试验，工作量不大能为人们所接受。而对于粗磨机，由于给矿块度大，只能在工业磨机上做试验，这个工作量就太大了，试验周期也很长，人力物力消耗均大，愿意做这个工作的厂矿就少了。所以，试验确定球径的方法虽然结果较可靠，但由于上述问题也难于更多地应用。

人们总是想用公式直接计算球径。最近一些年来仍然在经验公式上下功夫。既然前面的经验公式因考虑的因素太少而误差大，那就增加考虑的因素。在这方面开展研究的也不少，也提出几个包括因素多的球径经验公式，比较典型的是目前欧美国家及地区广泛应用的下面两个经验公式：阿里斯·查尔默斯公司的球径经验公式和诺克斯洛德公司的球径经验公式。阿里斯·查尔默斯公司公式为：

$$D_b = \left(\frac{F}{k_m}\right)^{1/2} \cdot \left(\frac{S_S \cdot W_i}{C_S\sqrt{D}}\right)^{1/3} \tag{5-8}$$

诺克斯洛德公司的球径 D_b 经验公式为

$$D_b = \sqrt{\frac{FW_i}{C_S k_m} \cdot \sqrt{\frac{S_S}{\sqrt{D}}}} \tag{5-9}$$

式中　D_b——所需钢球直径，in；

F——80%过筛的给矿粒度，gm；

S_S——矿石密度，t/m^3；

W_i——待磨矿石功指数，kW·h/t；

D——磨机内径，ft；

C_S——磨机转速率，%；

k_m——经验修正系数，按表 3-5-2 选取。

表 3－5－2　公式 5－8 及 5－9 中的修正系数 k_m 值

公式(5－8)		公式(5－9)	
磨机类型	k_m 值	磨机类型	k_m 值
球磨机	200	湿式溢流型磨机	350
磨机类型	k_m 值	磨机类型	k_m 值
棒磨机	300	湿式格子型磨机	330
砾磨机	100	干式格子型磨机	335

上述两公司的球径经验公式考虑的因素多达五个，加上经验修正系数 k_m 表示其它未考虑的因素，因此，应该说它们考虑了影响球径的主要因素，而且对某些因素还作了理论推导，应该说计算结果比前面那些经验公式要准确些。正因为这样，这两个经验球径公式目前在欧美国家及地区得到广泛的应用。

但是，上述两个经验球径公式在我国厂矿中应用却不方便。一是它们式子中均含有功指数 W_i，我国选矿厂多数没有功指数 W_i 的资料，要补这种资料时又耗费较多，我国选厂多数只有普氏硬度系数 f 值。二是它们的给矿粒度 F 用的是 80% 过筛粒度，单位为 μm，而我国长期是使用 95% 过筛粒度，单位是 mm 或 cm。况且，它们的经验系数是在国外的经验中总结出来的，国外的磨机直径大，直径大的磨机中钢球的位能大，可以弥补球径较小的不足。我国的磨机直径较小，需要的球径较大。故国外的经验未必适合我国选厂。鉴于上述情况，笔者从我国国情出发，用破碎力学原理和戴维斯等人的理论推导出一个球径 D_b(cm)半理论公式：

$$D_b = K_C \frac{0.5224}{\psi^2 - \psi^6} \cdot \sqrt{\frac{\sigma_{压}}{10 \cdot \rho_e \cdot D_0}} \cdot d \qquad (5-10)$$

此公式也考虑了矿石的强度 $\sigma_{压}$ 及尺寸 d，考虑了磨机直径(D_0 代表)、磨机转速率 ψ，并考虑了钢球的有效密度 ρ_e，对未考虑的因素用综合修正系数 K_C 来包括，而且不同粒度有不同 K_C 值。因此可以说，笔者推导出的这个球径公式是目前世界上惟一的一个半理论公式，考虑的因素也是最多的一个，因而，它的计算结果比任何一个球径经验公式更精确。

以目前人类的认识水平看，要推导出球径的理论计算公式是不可能的，这是因为：①不考虑破碎对象岩矿的力学强度的公式是不科学的，理论公式必须考虑破碎对象的力学强度，但由于岩矿力学性质的复杂性，目前的固体力学根本无法从理论上计算出岩矿的力学强度，而只能借助工程测量的结果，这就引入了试验的实测资料。②现代数学也无法求解十多个未知数的方程，要把影响球径的十多个因素都包括进去求解是不可能的。

③有些影响因素目前还无法从理论上作出量的描述，不能不借助经验修正系数来修正。因此，目前要得到理论公式是不可能的，最多只能得到半理论公式。从这一点上说，上述的半理论公式在目前来说也算是较完善的了，若对它进行认真验证和修正，是应该在我国得到广泛的应用。笔者最近又对此半理论公式进行了修正，使此公式在粗磨、中磨和细磨的广泛领域均能精确地计算特定条件下所需的球径。经若干选厂的工业试验和生产应用证明，球径半理论公式能解决各粒级下球径的精确计算问题。

（三）试验确定球径的方法

由于用经验公式计算的球径误差大，而球径大小对磨矿的影响又极大，因而直接采用试验来确定所需球径必然成为确定球径的一个重要方法。

试验确定球径的方法，当然受多种可变参数的影响，为了简化问题，只能将一些重要的可变参数固定在一定值域内，然后通过试验求出给矿粒度与球径之间的关系。在具体做法上，选定待计算磨机在生产上常用或确认的工作参数如转速率、装球率、矿浆浓度等为固定值，然后根据经验确定几组钢球分别进行试验，效果好的一组球即为选择的最佳球径。

试验确定球径的方法可以在实验室磨机上进行，也可以在工业磨机上进行。显然，实验室磨机上的试验要简单得多，工业磨机上的试验则艰巨复杂。

实验室磨机的规格小，相应的给矿粒度也小，试验结果可作为中细磨机的球径选择依据。因为给矿粒度小，通常 3～5mm 以下，给矿粒度范围窄，因此采用单种球径球组进行试验即可。选择的球组不应低于 3 组，最好是 5 或 6 组，目的是要将待求的最佳球径包括在内，不漏掉最佳值。当其它参数固定不变时磨机指定级别在生产率与球径之间的关系是一个单峰函数，如图 3－5－2 所示。如果选择 D_1、D_2、D_3 三种球，生产率曲线到 D_3 时呈上升趋势，无法判定 D_3，是最佳球径值；同样，选择 D_4、D_5、D_6 三种球时，也无法判定 D_4 是最佳球径值，只有使生产率曲线达到峰值和导数转向时才能找出最佳值。

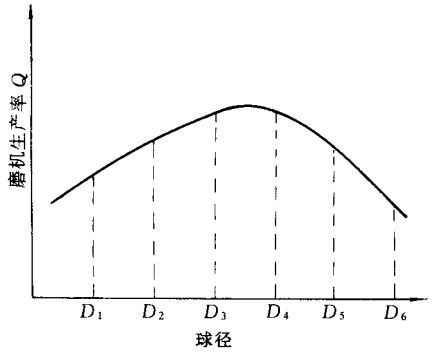


图 3－5－2　磨机生产率与球径的单峰函数曲线

试验方法中的一个重要问题在于，如何判定磨矿效果的好坏。就以生产率而论，达不到指定级别（如 0.074mm 或其它粒度）的称为“粗级别”，达到指定级别及以下的称为“细级别”，而细级别中又包含“过粉碎”级别，几者之间的关系可表示在图 3－5－2 中。

显然，以处理量大小作为生产率大小的判据是不科学的，因为磨矿的目的是使物料必须达到一定细度，只有用实现这一目的程度的指标作为判据才科学。但是，如果仅以达到指定粒度以下的细粒级含量多少来判别生产率大小时也仍然有问题，因为细粒级产率愈高时产生的过粉碎粒级产率也愈大，不见得合格粒级产率就大。磨矿不仅要使产品粒度达到指定细度，而且过粉碎粒级应该尽量少。因此，人们提出以“磨机技术效率”这一指标来判别磨机工作的好坏，磨机技术效率 E 为：

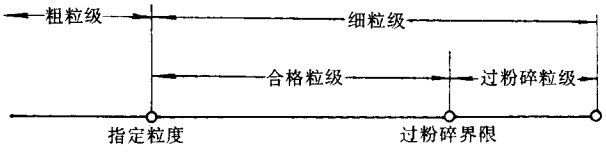


图 3－5－3　磨矿产品的粒度划分

$$E=\left[\frac{\gamma-\gamma_1}{100-\gamma_1}-\frac{(\gamma_3-\gamma_2)\cdot\left(1-\frac{\gamma_1-\gamma_2}{100-\gamma_2}\right)}{100-\gamma_1}\right]\times 100\% \tag{5-11}$$

式中　γ——小于指定粒度级别的产率，%；

γ_1——给矿小于指定粒度级别的产率，%；

γ_2——给矿过粉碎粒度级别产率，%；

γ_3——产品中过粉碎粒度级别产率，%。

从公式（5－11）中可看出，当全部产品均过粉碎时，磨机的技术效率为零。磨机技术效率是从产品粒度上来判别磨矿过程好坏的。这套办法不仅计算复杂，而且与磨矿的力学过程联系不够紧密。

笔者认为，磨矿过程是一个粒度减小的力学过程，那么就应该用对粒度减小最佳的指标作为磨矿过程好坏的判据才更为科学。人们已提出了磨矿动力学的基本方程式：

$$Q=Q_0 e^{-Kt} \tag{5-12}$$

式中　Q——经过时间 t 以后粗粒级残留物量；

Q_0——磨碎开始瞬间粗粒级的原始含量；

t——磨碎时间；

K——由磨矿条件决定的常数。

从方程式（5－12）看出，常数 K 实际上反映粒度减小的快慢，可称为磨碎速度常数，

由方程式(5－12)得：

$$K=\frac{\ln\frac{Q_0}{Q}}{t}\text{ 或 }K=\frac{\ln\frac{Q_0}{Q_2}-\ln\frac{Q_0}{Q_1}}{t_2-t_1}\tag{5-13}$$

原料中粗粒级含量 Q_0 是已知的，只要测出磨碎时间 t 下的粗粒级含量 Q 便可求得 K 值。分别求出各组钢球在同一磨碎时间下的 K 值并进行比较；K 值最大的球组具有最大的磨碎速度，显然是最佳球组。以 K 值大小来选择球径的方法，紧密和磨矿过程减小粒度的目的相联系，且求取的方法简单，是一种科学的方法。笔者在选择云锡公司中细磨球径时曾经用过，取得好的效果。

实验室球磨机的给矿机难以给出 10～25mm 粗的矿粒，实验室球磨机也难以装入大的钢球，因此，粗磨机中最佳钢球尺寸只有在工业生产磨机中试验确定。但工业生产磨机是个连续生产设备，要判别哪一种球或哪一组球好，需要长期的观察、分别考查磨机排矿、分级溢流、分级返砂的最大粒度和平均粒度，以这两个粒度的粗细来判断球径的过大过小，并配合磨机按指定级别计的利用系数 q(t/m³·h)来共同判断哪一组球最佳。此种工业试验，试验一种球需 1～3 个月，试验五六种球需一年以上，不仅试验周期长，而且要作多次清球，工作量大、耗资多。所以，进行此种系统工业试验的厂矿不多，多半是经长期使用加观察分析而得出结论。当然，这种结论欠说服力，带有强的经验性。

为了解决工业试验周期长、工作量大和耗资多的问题，笔者提出简化球径工业试验的方法。即在实验室直径 400mm 以上的大型实验室磨机中作间断磨碎试验，使不同球组磨碎到生产产品细度水平上进行比较，同样可以确定出最佳球径。确定的最佳球径再在工业磨机中进行观察分析验证。这不但大大缩短试验周期，减少人力物力，也为工业试验排除风险。笔者曾在几个厂矿进行过这种试验，证明方法是成功的，效果是好的。

(四)经验球径公式的局限性与误差

一经验球径公式是在大量试验资料或生产资料的基础上总结出来的数学模型。此种方法对于影响因素错综复杂而在理论上难于取得进展的球磨过程来说，仍不失为一种有用的方法。此类方法得出的公式其可贵之处在于它来源于实践而高于实践，既有可靠性也有实用性。在这以前的漫长岁月中，选矿工作者也正是利用这些经验球径公式加上自己的经验来解决磨机的球径，解决问题的。

但是，从球径经验公式产生的方法上不难看出它有自身的局限性，而且有较大的误差。

尽管试验资料或生产资料是丰富的，但也仍然是有限的，或者是试验和生产的设备规格以及形式有限，或者是试验和生产的矿石种类有限，也或者是试验次数和生产时间有限，总之，资料的来源是有限的。这样，在有限的资料上总结出来的模型其使用范围也

必然是有限的，跨越这个有限的范围也就失去可靠性。因此，经验公式一旦跨出总结它时所依据的资料范围，就必然产生大的误差。

即使对同样的试验和生产资料，不同的研究者采用的数学处理方法有别，因而得出的数学模型不相同，计算出的球径结果也不相同。

另外，球径经验公式中均带有经验修正系数，不同的研究者根据各自的经验，所取的经验系数值不相同，自然算出的球径结果也不相同。

上述分析表明，研究者在什么条件下总结出来的经验球径公式适用于总结它时所限定的条件，如若把它推广应用，与限定的条件不同时必然产生较大误差，还必须再对它进行经验修正。认识经验公式的局限性是必要的，而针对局限性进行经验修正也是必要的，否则将产生较大的误差。

下面以我国选矿界常用的 K.A. 拉苏莫夫经验球径公式的应用来说明经验公式的局限性与误差问题。

K.A 拉苏莫夫根据某些平均条件提出，磨矿所需的钢球直径 D_b 与给矿粒度 d 的 n 次方成比例，若比例系数为 i，则得：

$$D_b = id^n \tag{5-14}$$

显然，不同的磨矿条件有不同的 i 及 n 值，对每个具体的磨矿条件都必须用实验方法求出 i 及 n 值，然后才能运用公式(5-14)，这就是此公式的局限性。

公式(5-14)的求解，必须对具有两个方程式的方程组求解，两个方程式才能求解两个未知数。假设给矿粒度 d_1 通过试验求出需要的球径是 D_{b1}，则得一个方程式：

$$D_{b1} = id^{n1} \tag{5-15}$$

再设给矿粒度 d_2 通过试验求出需要的球径是 D_{b2}，则又得另一个方程式：

$$D_{b2} = id_2^n \tag{5-16}$$

联立方程式(5-16)和(5-16)，并求解此方程组的 i 和 n：

$$\begin{cases} D_{b1} = id_1^n \\ D_{b2} = id_2^n \end{cases}$$

由方程式(5-15)得：$i = \dfrac{D_{b1}}{d_1^n}$ (5-17)

将式(5-17)代入式(5-16)得：

$$D_{b_2} = \frac{D_{b_1}}{D_1^{\ n}} \cdot d_2^n = \left(\frac{d_2}{d_1}\right)^n \cdot D_{b_1} \tag{5-18}$$

式(5-18)变换得：

$$\left(\frac{d_2}{d_1}\right)^n = \frac{D_{b_2}}{D_{b_1}} \tag{5-19}$$

式(5－19)两边取对数得：

$$nlg\left(\frac{d_2}{d_1}\right)=\lg\left[\frac{D_{b_2}}{D_{b_1}}\right]$$

则得

$$n=\lg\left[\frac{D_{b_2}}{D_{b_1}}\right]\Big/\lg\left(\frac{d_2}{d_1}\right) \tag{5-20}$$

式(5－20)中，d_1，d_2，D_{b1}和 D_{b2}均是已知数，故 n 可以求出。n 值求出后返回代入式(5－17)，则 i 也就可求出。

求出 i 及 n 后，就得出该特定条件下的球径 D 与给矿粒度 d 之间的通式：

$$D_b=id^n$$

也就可以由此通式计算该特定条件下各给矿粒度所需的球径。如果磨矿条件改变，必须采用同样的方法找出新的通式。这是此公式的局限性，不能跨越求解方程时的特定条件去使用。

此公式的问题在于，以粒度 d_1 和 d_2 进行试验，则得到的公式通式在 $d_1\sim d_2$ 范围内应用时较为准确，若超过 $d_1\sim d_2$ 范围应用时必然产生较大误差，因为岩矿的力学强度是随粒度变细而加大的。例如，d_1 和 d_2 的试验通常在实验室内进行，所用的给矿粒度通常在 5mm 以下，粒度较细，矿粒力学强度较高。而试验得出的通式，其参数是在 $d_1\sim d_2$ 范围内求出的，如果推广用于 $d=10\sim25$mm 范围，求出的球径必然是偏大的，因为 10～25mm 矿块的力学强度比 5mm 及以下明显地小，则计算粗块下所需的球径必然偏大。例如，有人用 5 和 3mm 两个粒级在实验室做试验，求出 i 和 n 后得通式，再用通式计算 25mm 矿块所需的球径是 ϕ125mm。而笔者采用自己修正后的球径半理论公式计算，只需 ϕ100mm 就足够了。通过一年的工业试验，证明采用 ϕ100mm 钢球比 ϕ125mm 钢球好得多。说明原来计算的球径是偏大的。这就是拉苏莫夫球径公式产生误差的原因所在。

由于 K.A. 拉苏莫夫公式 $D_b=id^n$ 需要做试验确定参数 i 和 n，使用较麻烦。他又提出，对中硬矿石可以直接使用简便计算公式：

$$D_b=28\sqrt[3]{d} \tag{5-21}$$

$f=8\sim16$ 范围的均算中硬矿石，$f=16$ 的矿石的强度为 $f=8$ 的矿石的两倍，但计算用的同一公式，哪会有不产生较大误差的道理？而且，该简化公式广泛用于中硬矿石不同磨矿条件，产生的误差必然比公式(5－14)的更大。

(五)实践确定球径经验方法的普遍性

由于影响球径的因素错综复杂，难于从理论上解决球径的计算问题，人们只有通过实践的办法确定球径的最佳值。前面提到的用试验确定球径的办法，以及依据生产实践

资料而提出经验公式的办法，均属于实践解决问题的范围。尽管这类办法得到的结果有局限性和误差较大，但它毕竟来源于实践，有真实可靠的一面，在没有更好的办法之前它仍然是人们广泛应用的办法。

不同的研究者进行试验的条件各不相同，得出的结论必然各不相同。而且不同的研究者研究时所依据的生产资料不同，即使对同一批生产资料，不同的研究者使用的数学处理方法也不相同。因此，用实践方法求得的球径经验公式是各种各样的，五花八门的。原苏联的 T.K 斯梅什利亚耶夫(СМЫШЛяеВ)认为，钢球直径与被磨矿石粒度之间有一定函数关系，并绘出钢球直径与矿石粒度的关系曲线，从曲线上查取所需球径。显然，这种办法只适合于设备和矿石等均确定的情况，条件改变就不适用了，必须绘制新条件下的新曲线。

在水泥生产中，磨碎矿渣料时球径的选择计算往往是针对具体的磨矿条件来进行的，因此，各个研究者得出的结论往往是不相同的。H.R. 斯塔克(Starke)用硅酸盐水泥渣作被磨物料进行磨碎试验，认为对球的尺寸而言存在着对磨矿特别有效的特定粒级，得出$\frac{\text{粒子的初期直径}}{(\text{球直径})^2}=600\times10^{-8}$时磨矿效率最好的结论。F.W. 鲍迪斯(Bowdish)用高纯度石灰石进行试验后得出的结论是，球径 D_b 与被磨物料粒度 d 的比值$\frac{D_b}{d}$为某一值时有最大的磨矿速度常数。这个比值随给矿粒度不同而不同，4.699～0.15mm 之间各级别的最佳球径比介于 14～40 之间。M. 帕帕德基斯(Papadakis)认为球径过大过小均不好，中间存在一个最佳球径，但该值必须通过实验才能确定，即用实验室球磨机进行试验，求出在较短的一定时间内大粒子能大部分消失的最小球径。若 d_0 和 d_1 为应磨碎的最大粒径，W_0 和 W_1 为球的功能，则可按$\frac{W_0}{d_0^2}=\frac{W_1}{d_1^2}$的比例扩大。J.N. 尼吉曼(Nijiman)的研究认为，球径 D_b 与给矿粒度 d 之间应有恰当的关系，并提出以$\sqrt{2D_b d}$为半径的区域属磨矿范围，D_b 及 d 的配合应保证磨碎速度常数有大的值，因磨碎速度常数与给矿粒度 d 之间属单峰函数，只有给矿粒度为某一恰当值时才能有最大的磨碎速度常数。G.M-empel 认为，磨机的材质和直径已定，且保持转速，球的充填率为最佳状态，所以供给的势能只要改变球径就能发生变化，并提出由最大起始磨矿速度来确定最佳球径的方法。有的研究者认为，为了使磨机有效地工作，必须具有正确地选择球径的方法，并认为以前考虑的因素中以岩石为对象的很少，很难测定(如松泊比)，故提出充分考虑磨机影响参数和岩石机械性能来确定球径的方法：

$$D_b=1.25d\sqrt[3]{\frac{K_n\delta_B^2}{8E_pD\sigma_BF}} \tag{5-22}$$

式中　D_b——所需球径，cm；

d——给料粒度，cm；

K_n——塑性系数，为总比功量/弹性变形比功量；

D——磨机直径，cm；

σ_B——压缩应力，kg/cm^2；

δ_B——球的密度，kg/cm^3；

E_P——矿石弹性模量，ks/cm^3；

F——系数 $F = K^2\psi^2(1 - K^4\psi^4)^2$，可取为 0.15；

K——相对半径，cm；

ψ——转速率，%。

总之，在水泥磨机中，确定球径的方法多半采用实践的办法，通过试验确定一定给料粒度下的最佳球径。通过实践确定球径的经验方法具有普遍的意义，对各种矿料均适用，但此种方法较为麻烦，且局限性大，经验性强。

经验球径公式大多数有以下特点：①考虑的因素少，只 2～3 个，这与磨矿过程影响因素众多的实际不相符；②整个公式在不同粒度范围内使用时均用同一个经验系数，而岩矿在不同块度下抗破坏性能是不相同的，这种以不变应万变的做法与岩矿抗破坏特性不相符；③矿石粗磨和细磨时无论岩矿的力学性质影响、粘度影响、打击效果影响等等均存在较大差异，但各个经验公式均没有考虑这些，这与磨矿的实际过程不相符。由于上述三个特点，导致各个球径经验公式必然在计算中产生较大误差，这里不再一一分析。

三、钢球直径的半理论公式推导

现有的球径经验公式局限性较大，误差也大，有的在我国使用还不太方便。故有必要寻找一个适合我国国情的球径公式。前已述及，目前不可能产生纯理论公式，但寻找一个理论公式的框架并用一些经验参数填充的半理论公式是完全有可能的。现代岩矿破碎中借助工程测量可得知岩矿的抗破坏性能，也就是说，多大的矿块或矿粒需要多大的打击破坏力是可以计算出来的。目前，对球磨机中抛落状态下钢球的运动学是研究得比较透彻的，多大的钢球落下时具有多大的能量是可以计算出来的。因此，由岩矿块破碎所需要的破坏力来选择钢球尺寸在理论上是可行的，而且是科学的。下面详细介绍如何根据岩矿抗破坏性能来选择钢球尺寸的方法，即具体推导钢球直径的半理论公式。

和其它理论公式的推导一样，钢球的理论公式推导不能不作一些允许的假设：①由于钢球作抛落运动的力学研究比较透彻，且戴维斯和列文松等人的理论能提供系统的计算钢球运动的数学方法，所以取抛落运动下的钢球来研究；②为了计算上的方便，取被破

碎的矿块或矿粒为球形，即以一个直径 d 来表示矿块或矿粒的大小；③岩矿均具有一定脆性，在冲击作用下矿块的破坏为脆性破坏，即应力与应变成正比；④矿块或矿粒受压或受冲击时呈单轴应力状态，即形成的破裂面与压力方向平行且过球心；⑤岩矿的力学性质视作均匀，可按强度极限和受力面积计算所需破坏力；⑥钢球破碎矿块时属动载荷特征，矿块抗动载荷的能力比抗静载荷的能力低。抗压极限强度 $\sigma_{压}$（静载荷）易测，且现厂一般有此资料，抗冲击极限强度印冲（动载荷）现厂往往无资料。根据大量实践测定资料，$\sigma_{压}$ 一般为 $\sigma_{冲}$ 的 10 倍以上，就假定 $\sigma_{冲}=\frac{\sigma_{压}}{10}$，即以抗压极限强度 $\sigma_{压}$ 作为计算依据，用 $\sigma_{压}$ 即可转换得 $\sigma_{冲}$。另外，和其它传统的磨矿理论研究一样，从球荷中取出一个钢球作为代表来进行研究，同时，由于钢球下落的速度相同，可以不考虑钢球之间的相互作用。上述假设是否合理，可通过实践检验推导出的理论和半理论公式是否符合实际而得到证明。

（一）矿块或矿粒的抗破坏能量 $E_{抗}$

矿块或矿粒是破碎的对象，它们抵抗破坏的能力是选择破碎力的依据。显然，它们抵抗破坏的能力与自身的力学强度有关，也与矿块或矿粒的几何尺寸有关。在这里，用岩矿的抗压极限强度 $\sigma_{压}$ 来表示岩矿的力学强度。因为选矿界常用普氏硬度系数 f 来表示岩矿的强度等级，且 $f=\frac{\sigma_{压}}{100}$。由于矿块或矿粒的破坏与自身的几何尺寸有关，矿块或矿粒愈大需要的绝对破坏力也愈大；反之，小矿块或矿粒需要的绝对破坏力小。几何尺寸用球形矿粒的直径 d 来表示。

在抛落运动状态磨矿中，钢球对矿块或矿粒的破碎以冲击作用为主，磨剥作用为辅。因此，矿块或矿粒遭受的是冲击破坏，这就必须用矿块或矿粒的抗冲击能力来表示它们的抗破坏性能。按前面的假定，矿块或矿粒的抗冲击强度只是抗压强度的十分之一，即：

$$\sigma_{冲}=\frac{1}{10}\sigma_{压}=\frac{\sigma_{压}}{10} \tag{5-23}$$

直径为 d 的球形矿块或矿粒，只要是通过球心的截面，其截面面积均为：

$$S=\left(\frac{d}{2}\right)^2\pi=\frac{1}{4}\pi d^2 \tag{5-24}$$

按前面的假定，矿块或矿粒的破坏面积应是 $S=\frac{1}{4}\pi d^2$，那么，这个直径为 d 的矿块或矿粒能具有的抗冲击破坏力 $F_{抗}$ 为：

$$F_{抗}=\text{抗冲击强度}\ \sigma_{冲}\times\text{破坏面积}$$

$$=\frac{\sigma_{压}}{10}\times\frac{1}{4}\pi d^2$$

$$= \frac{1}{40}\pi\sigma_{压}\, d^2 \tag{5-25}$$

根据 P.A. 罗金(Ребиндер)提出的粉碎假说,可以按下面办法计算破碎功:破碎直径为 d 的矿块或矿粒,即相当于数值上等于 $F_{抗}$ 的力要作用 d 的距离才能使矿块或矿粒破坏分离开来,也就是说需要的破碎功为:

$$F_{抗} \times d = \frac{1}{40}\pi\sigma_{压}\, d^3 \tag{5-26}$$

破坏矿块时,所需的破碎功应等于或大于矿块的抗破坏能量,因此,矿块或矿粒的抗破坏能量 $E_{抗}$ 应为:

$$E_{抗} = \frac{1}{40}\pi\sigma_{压}\, d^3 \tag{5-27}$$

如果钢球落下时具有打击动能大于矿块或矿粒的抗破坏能量,矿块或矿粒的破碎行为即会发生。

在推导过程中,为了计算上的方便,采用厘米·克·秒制量纲,计算的结果在生产上应用也较为方便。

(二)钢球的打击动能 E_n

图 3-5-4 中表示抛落运动状态下钢球的运动轨迹。钢球从落回点 B 随筒体一起作圆运动上升至脱离点 A,然后从 A 点作抛落运动落回到点 B,完成一个运动周期。

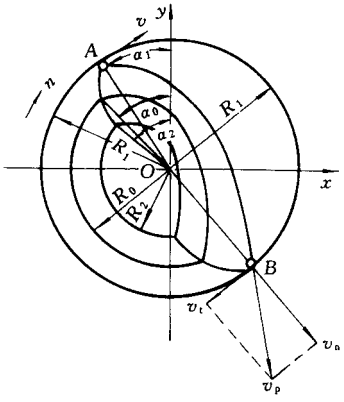


图 3-5-4　钢球落下时的速度分析

选取直径为 D_b(cm)、体积为 V(cm³)的一个钢球来研究。钢球下落时落入矿浆中,受矿浆浮力的缓冲作用,因此,起作用的不是钢球的重量,而应该是钢球的有效重量 C_e。钢球的有效质量 m_e 为:

$$m_e = \frac{G_e}{g} = \frac{1}{g} V \cdot \rho_e \tag{5-28}$$

式中　ρ_e——钢球在矿浆中的有效密度。

将 $V = \frac{1}{6}\pi D_b^3$ 以代入式(5-28)得：

$$m_e = \frac{\pi D_b^3 \rho_e}{6g} \tag{5-29}$$

钢球落到落回点 B 时，其速度 v_p 可分解为从磨机中心到落回点 B 方向的法向分速度 v_n 及与筒体圆周相切的切向速度 v_t。法向速度 v_n 用于冲击矿块，切向速度 v_t 沿筒壁切线方向对矿块或矿粒产生磨剥作用。这里主要考虑钢球对矿块的冲击作用，故未考虑 v_t。

根据戴维斯及列文松等人的理论，v_n 为：

$$v_n = 8 v \sin^3 \alpha \cdot \cos\alpha \tag{5-30}$$

又因为 $v = \sqrt{R_1 g \cos\alpha}$，将 v 代入式(5-30)得

$$v_n = 8 \sqrt{R_1 g \cos\alpha} \cdot \sin^3 \alpha \cos\alpha \tag{5-31}$$

式中　R_1——磨机的内半径。

于是，具有有效质量 m_e，及法向速度 v_n 的钢球落到落回点时具有的法向动能 E_n 为：

$$E'_n = \frac{1}{2} m_e v_n^2 = \frac{1}{2} \cdot \frac{\pi D_b^3 \rho_e}{6g} \cdot 64 R_1 g \sin^6 \alpha \cos^3 \alpha$$

$$= \frac{32}{6} \pi D_b^2 \rho_e R_1 \sin^6 \alpha \cos^3 \alpha$$

又因 $D = 2R_1$，故上式为：

$$E'_n = \frac{16}{6} \pi D_b^3 \rho_e D \sin^6 \alpha \cos^3 \alpha \tag{5-32}$$

前面考虑的是处于 R_1 位置的最外层球上的钢球。但最外层球工作有利并不意味整个球荷工作都有利。现假设全部球荷质量集中在某一层球上，这层球称“中间缩聚层”，此层球的球层直径为 D_0。根据扇形对 O 点的极转动惯量半径的求法可得：

$$R_0 = \sqrt{\frac{R_1^2 + R_2^2}{2}} = \sqrt{\frac{R_1^2 + (kR_1)^2}{2}} \tag{5-33}$$

式中　R_1、R_2——最外层和最内层球的球层半径。$k = \frac{R_2}{R_1}$，k 与转速率 ψ 和装球率 φ 有关，k 可直接由表 3-5-3 中查取。又 $D_0 = 2R_0$，则“中间缩聚层”上的一个球落到落回点衬板上的法向冲击动能 E_n 为：

$$E_n = \frac{16}{6}\pi D_b^3 \rho_e D_0 \sin^6\alpha\cos\alpha \tag{5-34}$$

表 3-5-3　各种装球率 φ 及转速率 ψ 时参数 k 之值

ψ / % \ ψ / %	65	70	75	80	85	90	95	100
30	0.527	0.635	0.700	0.746	0.777	0.802	0.819	0.831
35	—	0.511	0.618	0.683	0.726	0.759	0.781	0.797
40	—	0.237	0.508	0.606	0.669	0.711	0.740	0.760
45	—	—	0.288	0.506	0.600	0.656	0.694	0.721
50	—	—	—	0.332	0.508	0.592	0.644	0.676

(三)钢球直径的半理论公式与经验修正

公式(5-27)是粒度为 d 的矿块抵抗破坏的能量,公式(5-34)则是直径为 D_b 的钢球打击矿块时所具有的动能。从岩矿的破碎原理分析,当球的打击能量大于矿块抵抗破坏的能量时,即 $E_n \geqslant E_{抗}$ 时,矿块发生破碎,也即是:

$$\frac{16}{6}\pi D_b \rho_e D_0 \sin^6\alpha\cos^3\alpha \geqslant \frac{1}{40}\pi\sigma_{压} d^3$$

对上式整理,找出目标函数 D_b(cm)与其它参数之间的数学关系为:

$$D_b^3 \geqslant \frac{6}{640}\cdot\frac{\sigma_{压}}{\rho_e D_0 \sin^6\alpha\cos^3\alpha}\cdot d^3$$

于是

$$D_b \geqslant \sqrt[3]{\frac{6}{640}\cdot\frac{\sigma_{压}}{\rho_e D_0 \sin^6\alpha\cos^3\alpha}\cdot d^3}$$

化简为

$$D_b \geqslant \frac{1.817}{4\sin^2\alpha\cos^{\alpha}}\cdot\sqrt[3]{\frac{\sigma_{压}}{10\rho_3\cdot D_0}}\, d^3 \tag{5-35}$$

由钢球运动理论可知,若 $\cos\alpha = \psi^2$,则 $\sin^2\alpha = 1-\cos^2\alpha = 1-\psi^4$,$\sin^2\alpha\cos\alpha = \psi^2 - \psi^6$,式(5-35)经进一步简化,得:

$$D_b \geqslant \frac{0.4543}{\psi^2-\psi^6}\cdot\sqrt[3]{\frac{\sigma_{压}}{10\cdot\rho_e\cdot D_0}}\cdot d \tag{5-36}$$

公式(5-36)是钢球作抛落运动时导出的,球作泻落式运动时力学还无法计算。泻落式时球上升高度不高,用式(5-36)算出的结果还应适当加大。加之,前面推导公式时并未考虑钢球的切向速度 V_t,的破碎作用。如果把 V_t 的作用考虑在内,上式计算的球径应考虑加大 15%。这里按极限状态考虑,式(5-36)变为:

$$D_b \geqslant \frac{0.5224}{\psi^2-\psi^6}\cdot\sqrt[3]{\frac{\sigma_{压}}{10\rho_e\cdot D_0}}\cdot d \tag{5-37}$$

这个公式是在破碎力学原理的基础上用系统而严密的戴维斯和列文松钢球运动理

论推导出来的，它反映了钢球直径与磨机转速率 ψ 钢球有效密度 ρ_e、磨机直径 D（D_0 与 D 直接有关、D_0 还与装球率 φ 有关）、岩矿抗 $\sigma_{压}$ 极限强度 $\sigma_{压}$ 和给矿粒度 d 之间的关系。是目前所见球径公式中考虑因素最多的公式之一。从公式中可以看出，给矿粒度 d 大和岩矿抗压极限强度大时需要大的球径；磨机直径 D 小时也需要大的球径；钢球有效密度 ρ_e 小时（即矿浆太浓，浮力过大，对球的缓冲作用大）也需要大的球径，故该公式反映了钢球破碎过程中的客观规律。而转速率对钢球直径的影响较复杂，难于直接看出，计算后才能看出。但当 $\psi = 100\%$ 时，公式算出 $D_b \to -\infty$，表示此时钢球直径无意义，因为此时球已离心化而无破碎作用存在了。

此公式的结构框架是直接由理论推导出来的，但其中包括岩矿的抗压极限强度 $\sigma_{压}$，$e_{压}$ 不能由理论计算出来，只能借助实际工程测量得到，而且，在考虑泻落式运动时球径已作了经验性放大，因此，此公式只能算为半理论公式。此公式若要实际运用，还应对推导未考虑或假定中不符合实际的地方进行一些修正。

公式（5－37）在推导中抓住了几个主要因素，但也有一些因素未考虑。另外，为了推导公式方便而假定岩矿的力学性质是均匀的，但实际上岩矿的力学性质极不均匀。而且这些因素对球径的影响是很大的，只是它们难于定量地进入公式。如不考虑这些因素的影响，公式（5－37）也将产生大的误差，甚至使公式无使用价值。事实上，以前各国学者提出的各个球径公式中也均带有经验修正系数。对于这类复杂的工程技术问题，不经过经验修正的纯理论公式是没有实用价值的，因为简单的数学式子不可能把磨矿过程的影响因素都包括进去的。现对公式（5－37）进行如下三个方面的修正：

（1）岩石力学性质的不均匀性修正。粗矿块内部宏观和微观裂纹多，故强度低。而当矿块变细后各种裂纹逐渐消失，强度逐渐增大。原苏联学者曾对不同粒度的矿块作过破坏强度测定研究，测定资料见表（3－5－4）。但当矿粒度小于 1mm 时尚未见到测定资料。芬兰胡基教授曾作过不同粒度下的磨碎功耗测定，结果说明粒度变细与功耗的增加不是直线的比例关系。而呈类似幂函数的曲线关系增长，表明细磨时功耗增加比粒度变小快得多。参照胡基的研究和笔者进行的细磨研究，在表 3－5－4 中补充了 1mm 以下的破坏力数值和修正系数。

国外学者从 F.C. 榜德理论推导出球磨机的给矿粒度为 $\frac{1}{2}$in（即 12.7mm）时碎磨的能耗最低。按欧美技术习惯，80% 过筛粒度为 12.7mm 时，相当于 95% 过筛粒度的 15mm。由于公式推导是在理想情况下进行的，可以认为求出的最佳球径是在能耗最低的情况下得到的。故以 15mm 为基准，小于 15mm 时矿块力学强度增大，大于 15mm 时矿块力学强度降低。若以 K_1 表示岩矿力学性质不均匀的修正系数，并以 15mm 为基准，定为 1，则粒度大于 15mm 者 K_1 小于 1，小于 15mm 者 K_1 大于 1，按各粒级破坏力计算出 K_1 分别列入表 3－5－4 中。

表 3－5－4　各种粒度下岩矿块破坏强度与力学不均匀修正系数 K_1 值的关系

粒度 d/mm	50	40	30	25	20	15	12	10
抗破坏强度/MPa	73.85	77.43	82.11	83.13	86.19	89.15	92.31	94.35
K_1	0.83	0.87	0.92	0.93	0.97	1.00	1.04	1.06
粒度 d/mm	5	3	2	1.2	1.0	0.6	0.3	0.15
抗破坏强度/MPa	99.86	108.53	116.79	131.07	134.64	141.78	157.08	178.50
K_1	1.12	1.22	1.31	1.47	1.51	1.59	1.76	2.00

(2)磨矿过程有效控制修正。磨矿过程中,粗磨和细磨的情况差异较大。粗磨时钢球既容易打着矿粒,球荷之间也容易啮住矿粒进行研磨,故磨碎的概率高,磨矿作用效率高,能量浪费小,即磨矿过程易于有效控制。细磨过程却不然,钢球打击矿粒和球荷间啮住矿粒均比较困难,磨碎的概率低,磨矿过程不太好控制,磨碎作用效率低,能量浪费大。仍以能量消耗最低的 15mm 为基准,并以 K_2 表示磨矿过程控制修正系数,大于 15mm 者 $K_2<1$,小于 15mm 者 $K_2>1$。由于目前还无法在此方面提出定量的修正依据,只有假设 K_2 的影响与 K_1 等同。

(3)矿浆粘度等因素的影响修正。粗磨时一定的矿浆粘度对磨矿是有利的,矿粒易粘附在钢球和衬板上形成一层矿粒层,当钢球与钢球或与衬板相碰撞时就能首先破碎矿粒,磨碎过程有效,能耗也就较低。细磨时粘度大则会产生有害影响,使能耗增大。如以 K_3 表示这方面的影响修正,但目前也难提出定量修正依据,仍仿 K_2 的处理办法,假定同一粒度下 K_3 的影响同 K_1。

于是,设综合经验修正系数为 K_c,按前面的假设得:

$$K_c = K_1 \cdot K_2 \cdot K_3 = K_1^3 \tag{5-38}$$

K_2 和 K_3 的假设是否合理,应以最终结果是否符合实际来进行检验。

这样,球径半理论公式经修正后 D_b(cm)成为:

$$D_b = K_c \cdot \frac{0.5224}{\psi^2 - \psi^6} \cdot \sqrt[3]{\frac{\sigma_{压}}{10 \cdot \rho_e \cdot D_0}} \cdot d \tag{5-39}$$

公式(5－39)即为最终推导出的球径半理论公式。式中的综合修正系数 K_c 可按表 3－5－5 中数据选取。

式中　ψ——磨机转速率,$\psi = \frac{n_{实际}}{n_{临界}} \times 100\%$;

$\sigma_{压}$——岩矿抗压极限强度,kg/cm^2,$\sigma_{压} = 100f$,

f——岩矿普氏硬度系数;

ρ_e——钢球在矿浆中的有效密度，g/cm^3；

$$\rho_e = \rho - \rho_n$$

ρ——钢球密度，g/cm^3；

ρ_n——矿浆密度，g/cm^3；

$$\rho_n = \frac{\rho_t}{[R_d + \rho_t(1 - R_d)]}$$

ρ_t——矿石密度，g/cm^3；

R_d——矿浆重量浓度(小数)；

D_0——球荷‘中间缩聚层’直径，$D_0 = 2R_0$，R_0 由公式(5－33)及表 3－5－3 确定；

d——磨机给矿 95%过筛粒度，cm。

这样，在实际给定的磨机工作条件下就可以按公式(5－39)计算所需要的钢球直径。公式计算时采用 cm·g·s 制量纲。

表 3－5－5　综合经验修正系数 K_c 值

粒度 d/mm	50	40	30	25	20	15	12	10
K_c	0.57	0.66	0.78	O.81	0.91	1.00	1.12	1.19
粒度 d/mm	5	3	2	1.2	1.0	0.6	0.3	0.15
K_c	1.41	1.82	2.25	3.18	3.44	4.02	5.46	8.00

四、球径半理论公式的验证分析

公式(5－39)是从破碎力学原理直接推导，并对某些条件作了一些假设和对磨矿条件作了一些必要的经验修正后得到的。此公式是否正确和有实用价值，必须通过实践检验。后面将用实践结果进行验证，这里先作一些初步的验证分析。

(一)与各个常见球径公式的计算结果比较分析

球径半理论公式初步的验证分析可以采取计算结果比较分析的办法。由于各个常见的球径经验公式均为选矿工作者们所用过，并对它们的准确性和适用范围作了一些结论，因此，可以将球径半理论公式和各个常见球径经验公式同时用于计算相同磨矿条件下所需的球径。从各个公式的计算结果的比较分析中就可对球径半理论公式进行初步的验证。

现取我国磨机中规格尺寸较大而又很常见的 3.2m×3.1m 球磨机为例，ψ 取 80%、φ 取 45%、ρ 取 $7.8g/cm^3$、ρ_t 取 $3g/cm^3$、R_d 取 75%，我国金属矿石通常 $\sigma_{压}$ 值为 80～

160MPa(800～1600kg/cm²),取平均值 120MPa(1200kg/cm²)。将上述条件按球径半理论公式计算各个粒度所需的钢球尺寸。我国磨机给矿粒度较粗,有些小厂达 50mm 或更粗,细磨的给矿按 0.15mm 考虑。实际计算结果列入表 3－5－6。为了与国外常见的经验球径公式的计算结果进行比较,选取榜德简便计算公式 $D_b = 25.4\sqrt{d}$,拉苏莫夫简便计算公式 $D_b = 28\sqrt[3]{d}$,戴维斯公式 $D_b = k\sqrt{d}$ 和奥列夫斯基公式 $D_b = 6(\lg d_k)\sqrt{d}$ 等,分别按各个经验公式的意义和规定进行计算。计算结果也列入表 3－5－6 以便和球径半理论公式的计算结果进行比较。为了和我国的实际资料相比较,在表 3－5－6 中再列入我国的实践资料,它们多半是各选矿厂历年来的经验值。最后再加上试验研究值。3mm 以下给矿的球径为笔者的试验研究值,5mm 以上的给矿为最近几年一些厂矿降低球径的生产试验结果。通过这种比较。也可以判断球径半理论公式计算结果的准确程度和可靠性,是一种比较广泛和全面的检查验证方式。

表 3－5－6　按公式(5－39)及各常见公式计算各种给矿粒度下所需钢球尺寸值

№ 给矿粒度/mm	50	40	30	25	20	15	12
(1) $D_b = 28\sqrt[3]{d}$/mm	103	96	87	82	76	69	64
(2) $D_b = 6(\lg d_k)\sqrt{d}$/mm	105	94	81	74	66	58	51
(3) $D_b = 25.4\sqrt{d}$/mm	150	134	116	106	95	82	74
(4) $D_b = k\sqrt{d}$/mm	192	172	148	136	122	105	94
(5) D_b(半理论公式)/mm	173	160	142	123	111	91	82
(6) D_b(试验球径)/mm				←120～100→		←100～80→	
(7) D_b(生产球径)/mm		←140～120→			←120～100→		

No 给矿粒度/mm	10	5	3	2	1.2	1.0	0.6	0.3	0.15
(1) $D_b = 28\sqrt[3]{d}$/mm	60	48	40	35	30	28	24	19	15
(2) $D_b = 6(\lg d_k)\sqrt{d}$/mm	47	33	21	17	13	12	9.3	6.6	4.6
(3) $D_b = 25.4\sqrt{d}$/mm	67	46	37	30	22	20	16	11	7.6
(4) $D_b = k\sqrt{d}$/mm	86	59	45	37	29	26	20	14	10
(5) D_b(半理论公式)/mm	72	43	33	27	23	21	15	10	7.3
(6) D_b(试验球径)/mm	←80～50→		35	30	28	25	15	10	8
(7) D_b(生产球径)/mm	90～80		←70～60→		←50→		←40→		

从表 3－5－6 中列出的结果看出：

(1)球径半理论公式的计算结果比任何一个经验公式的计算结果均要精确。这个结论是由下面结果得到的：①选矿界公认戴维斯球径公式的计算结果普遍偏大，粗磨和细磨均如此，而公式(5－39)各个粒度下的结果均比戴维斯公式的结果小，证明比戴维斯公式精确。②奥列未斯基公式是选矿界公认的计算结果偏小的公式，而公式(5－39)各个粒度下的球径值均比奥列夫斯基公式的大，证明它比奥列夫斯基公式精确。③榜德简便计算公式的结果，普遍认为粗粒级下计算结果偏低，中细粒级下较精确。表中反映出来，给矿粗达 10mm 以上时公式(5－39)的结果比榜德公式的大，而粒度 10mm 以下时两个公式的结果比较接近。这也证明公式(5－39)比榜德简便计算公式精确，可以克服榜德公式粗粒级下球径偏小的缺点。④拉苏莫夫简便计算公式的缺点也是粗粒级下计算结果偏低，中细粒级下还基本准确。公式(5－39)在粗粒下的结果均比拉苏莫末公式的大，中细粒下两个公式结果相近，这也证明公式(5－39)比拉苏莫夫简便计算公式精确。⑤国内外专家均认为我国选矿厂中的磨机球径偏大，而公式(5－39)各粒级下的球径均比选厂用球要小，克服了生产中球径偏大的问题。⑥与试验球径相比，公式(5－39)的结果与试验结果很接近，特别是给矿粒度 3mm 以下二者个分接近。上述 6 点分析结果说明，球径半理论公式的计算结果比表(5－39)中的任何一个经验球径公式的计算结果精确。

(2)球径半理论公式在粗、中、细粒级的球径计算上均较为精确，应用的粒度范围广。榜德和拉苏莫夫公式多在中细粒级时计算才较精确，粗粒级下偏差大。尽管在粗粒级下公式(5－39)比其它公式的结果精确，但从笔者近年来的研究证实，粗磨下球径半理论公式的计算结果仍然是偏大的，有待进一步修正，将在后面论述。

(3)球径半理论公式结构完善，公式的意义清楚，球径与各影响因素之间的关系符合磨碎过程的规律。其它经验球径公式则远远做不到这一点，虽然它们结构简单，计算方便，但计算结果偏差大，有的乃至不能用，这是最大的问题。对磨矿影响极大的球径参数，显然应该把结果的精确性放在评价公式的首位。

上述结果的比较分析，事实上已初步验证了球径半理论公式的精确性及适用性，从而也证明了公式推导过程中所做的各种假定及经验参数取值是合理的。

(二)球径半理论公式的适应性分析

从道理上说，球径半理论公式并不是从某些特定的经验资料上总结出来的，而是从岩矿的破碎力学出发并采用严密的戴维斯和列文松理论推导出的，而且经验参数的取值也多来自试验研究资料，因此，它不应该有什么局限性，而应该有广泛的适用性，适应于各种场合下的球径计算。下面对其适应性进行具体分析：

(1)该公式推导的实质是从岩矿破碎的实际需要来选取破碎能量，也即选择钢球尺寸，因此，对岩矿的粒度就没有什么限定性质，这样，在各种给矿粒度下，即粗、中、细粒下

必然均能应用。这一点在上一节分析中已得到证明。

(2)该公式包括了岩矿的强度因素,所以对强度不同即硬度不同的矿石均能应用,也就是对硬矿石、中硬矿石和软矿石均能应用,即使是非金属矿石也能应用。非金属矿石和一般石料的 $\sigma_{压}$ 值多在 80MPa(800kg/cm^2)以下,同一粒级下算出的球径比金属矿石的低 15%～20%。这与工业生产中应用的实际是相符的。

(3)该公式推导过程中把磨机直径和转速率这两个重要因素也包括进去了,在 D_0 的计算中也把装球率 φ 考虑在内,因此,对不同规格、不同转速和不同装球率下均能适应。同时,它的计算结果也能反映不同规格、不同转速率和装球下球径之间的差异。国内外的专家们都认为我国磨机使用球径过大,但偏大多少和为什么会偏大却没有人说清楚。这个公式却能回答这个问题。国外的球磨机一般较大,直径多在 4～6m,4m 以下者不多,由于磨机规格大,装球率较低,6m 直径的磨机装球率低至 20%左右;同时,转速率也较低,多为 65%～75%。大直径磨机中,球上升的高度大,球的位能大,位能大可以弥补球径的不足。由于这些情况,加上国外球磨机给矿粒度多在 15mm 以下,故国外球磨机中的最大钢球尺寸多在 75～80mm,很少用 ϕ100mm 球,ϕ120mm 球就根本不用。而我国的国情却不同,国产磨矿机最大直径 3.6m,选厂中则是 3.2m 直径以下居多,为了保证钢球有较大的冲击能,转速率较高,多在 80%～85%,装球率在 40%～50%,加上我国磨机给矿粒度较粗,多为 15～25mm,这就使我国磨机中的球径必然比国外的大,绝大多数选厂粗磨机的球径都在 120～127mm,少数矿石较软的选厂粗磨机才用 ϕ100mm 的球。因此,国情不同时球径会有差异,这是正常现象,抛开国情不谈,仅以钢球尺寸来论用球大小是说不清问题的。如果用球径半理论公式进行计算,结果就能反映出国内外磨机用球的差异,甚至能说明球偏大的幅度。确实,我国磨机的用球是大了些,如果用球径半理论公式来精确选择球径,是能够很好地解决我国磨机球径偏大的问题的。这方面,笔者已在数个厂矿做过工业试验,很好地解决了磨机球径偏大的问题。

(4)我国许多中小厂矿由于碎矿流程不完善,磨机给矿粗达 40～50mm,而国外磨机给矿粒度一般较细,从表 3－5－6 中看出,国外球径公式计算粗磨机的球径时一般偏低太多(戴维斯公式除外),都不太适用,而球径半理论公式对国内中小厂矿也能适用。

(5)矿石细磨下效率低,B. 巴斯(Buss)等人研究单颗粒破碎时得出结论,在同样应力条件下,颗粒粒度越大其产生破碎的概率也越大,自然,细磨下由于破碎粒度小而破碎概率低,因而,细磨功耗大,故准确计算细磨下的钢球尺寸显得十分重要。公式推导中细磨部分采用笔者的科研资料,故计算的结果十分精确,是任何一个球径公式所不及的。

(6)目前,国外选矿厂,特别是欧美国家选矿厂,均在广泛使用阿里斯·查尔默斯公司及诺克斯洛德公司的球径经验公式(5－8)及式(5－9)。但这两个公式在我国应用却不

方便，一是我国选矿厂普遍无功指数 W_i 的资料，往往只有普氏硬度系数 f 值资料，二是公式中的给矿粒度均是 80% 的过筛粒度，而我国习惯上是用 95% 的过筛粒度，故在使用这两个公式前须进行粒度换算。虽然笔者已提出两种粒度换算的具体方法，但毕竟要去查找资料换算。而且，这两个经验公式本身也不是很完善。煤、滑石、油母页岩和云母等是公认的硬度低的矿石，但它们的功指数 W_i 可以为最硬矿石功指数的几倍，这是因为功指数是用磨矿功耗来表示的，那几类矿物虽硬度低，但由于滑，球不易啮住矿粒，磨碎效率低，故功耗高，W_i 值可达 100kW.h/t 以上。如果用这两个公式来计算此类矿石的球径，将得出荒唐的结果。另外，这两个公式中的经验系数是在国外磨机较大的情况下总结出来的，未见得就适合我国国情。

而球径半理论公式是从我国国情出发推导出来的，$\sigma_{压}$ 或 f 是选厂具有的，给矿粒度 d 也可用我国的技术习惯表示，故用起来方便。因此，球径半理论公式在我国会有良好的应用前景。

（三）粗磨、细磨的工艺特征及对球径选择的要求

A.F. 塔加尔特曾按磨矿产品粒度粗细将磨矿划分为三个范围：粗磨（产品粒度 3.3～0.83mm）、中磨（产品粒度 0.61～0.21mm）和细磨（产品粒度 0.15mm 或更细）。但在实际选矿工业生产中，由于磨矿流程结构和经济因素的限制，磨矿通常被划分为粗磨及细磨两个阶段，粗磨通常指磨矿产品粒度 0.15mm 以上的磨矿，而给矿粒度 0.15mm 以下的算细磨。这里就按粗磨及细磨两个阶段来讨论。

粗磨和细磨虽然属于不同粒度范围的矿料磨碎，但由于磨碎的粒度不同，导致两个阶段的磨矿工艺特征有许多重大的差异，对球径的选择也就有许多不同的要求。下面分别讨论粗磨和细磨阶段的工艺特征以及对球径选择的要求。

（1）粗磨处理的物料粒度范围宽，磨矿比大，细磨处理的物料粒度范围窄，磨矿比小。我国粗磨机处理的物料粒度很宽，通常最大粒度达 25mm 左右，好一些的可达 20～15mm，如果按磨到 0.15mm（－0.074mm 占 80% 左右）计算，磨矿比会达 166～100。细磨的给矿粒度按 0.30mm 计算，产品粒度按 0.074mm 计，磨矿比只有 4。可见，粗磨的磨矿比比细磨的大得多。

粗磨的粒度范围很宽，为了提高磨矿效率就必须对钢球实行多级配比。因此，粗磨除了保证各粒级的钢球尺寸精确外，还有一个重要的问题就是各级球径的合理配比。俄罗斯的选矿学者研究指出，第一段粗磨机中合理配球后可使生产能力提高 30%～40%。细磨本身给料粒度范围就很窄，磨矿比很小，因此，球径的精确选择是主要问题，而球径的配比却意义不大，用一两种球即可。

（2）粗磨时破碎的粒度粗，尽管粗矿块的力学强度因裂纹多而强度低，但由于尺寸较

大,故仍需要大的绝对打击力,因此,粗磨应采用抛落式工作状态,让钢球有大的下落高度,保证钢球以冲击破碎作用为主。细磨破碎的粒度细,尽管细矿粒的力学强度因裂纹少而强度高,但毕竟矿粒尺寸小,需要的绝对打击力小。因此,细磨应采用泻落式工作状态,让钢球作充分的滚动磨剥,轻微的冲击作用即已足够。这里不妨作一个具体计算可以更直观地说明问题。按表(3－5－4)中提供的数据,15mm 粗粒的破坏强度是 89.15MPa(891.5kg/cm^2),计算下来,破坏直径 15mm 的球形矿粒需要的绝对破坏力为 15750N(1575kg)。而 0.15mm 矿粒的力学强度高,为 178.5MPa(1785kg/cm^2),为 15mm 粗粒强度的两倍。但破坏直径 0.15mm 球形矿粒需要的绝对破坏力仅为 3.15N(0.315kg)。15mm 矿粒的直径为 0.15mm 矿粒的 100 倍,但 15mm 矿粒需要的绝对破坏力为 0.15mm 矿粒需要的绝对破坏力的 5000 倍。因此,粗磨需要大的冲击力破碎,而细磨只需要轻微冲击,主要靠磨剥力磨细。这样,粗磨应保证冲击力足够,而细磨应保证磨剥面积足够大,即粗磨应用大球,细磨应用小球,大球有大的冲击力,小球有大的研磨面积。抛落式工作有大的冲击力,泻落式工作有强的研磨作用和轻微冲击作用。

(3)粗磨靠冲击,应保证钢球和衬板上粘上一层粗粒,在冲击时能使冲击更有效,故粗磨中应保证矿浆有较高浓度,约 75%～80%。细磨中矿粒本身就很细,还有部分呈悬浮状态,矿浆本身的粘度就较大,较高的矿浆浓度会产生大的浮力,对细磨的小直径钢球影响大,故细磨中应采用较稀的矿浆浓度,约 50%～65%即够。

(4)细磨时矿粒强度大,需破碎的矿粒小,过程条件难控制,导致细磨过程效率低,电耗高。因此,提高细磨效率对细磨具有特别重要的意义。而提高细磨效率的关键在于大幅度地增大研磨面积。要做到这点只有采取减小球径增加球数的办法。故对细磨而言,在保证磨碎力足够的前提条件下应该使球径愈小愈好。对于粒度 0.15mm 的给矿,细磨的球径 8～10mm 已足够。但由于这么小的钢球生产困难和成本高,且在使用中易从卧式磨机中排出,所以,国内细磨生产中使用的最小球径只能降至 30mm,国外也只能降至 15～20mm。如果要采用更小的球径,只能研制适应小球磨矿的新型球磨机。目前的细磨生产中钢球直径可以降至 30mm,甚至降至 20 或 15mm。但是,正如前面指出的那样,细磨也需要轻微的冲击力,钢球也需要一定的质量,笔者的试验研究证实,对一定粒度的给料,存在一个钢球尺寸的下限临界值,低于这个临界值时细磨效率也要下降。

(5)无论金属矿或非金属矿,选矿前的磨矿均属解离性磨矿,而且磨矿产品都要经过选矿。无论重选、浮选或磁选,都受粒度的限制,过度的粉碎都是有害的。而细磨中的过粉碎是比较严重的,因此,在细磨中如何寻求细磨效率高而过粉碎又轻的磨矿介质来取代小钢球是一个有意义的问题。笔者通过多年研究并在若干厂矿做过工业试验,得出短柱形介质用于取代小钢球细磨不仅效率高,而且过粉碎轻的结论,并推荐作为新型细磨

介质，目前已在全国许多选厂获得应用。这一点后面将详细介绍。

五、钢球对磨矿过程的影响

(一)钢球充填率的影响

球磨机的磨矿作用是由钢球完成的，则磨机内钢球充填的多少自然决定磨矿作用的强弱。从物理现象上分析，装球多，打击次数多，研磨面积大，磨矿作用强；反之，装球少时打击次数少，研磨面积小，磨矿作用弱。力学现象上分析，装球多时耗功大，磨机生产率也大，装球少时耗功也小，磨机生产率也低。

由于球荷充填率和磨机转速率共同起作用，因此，在分析充填率的影响时也不能丢开转速率，只能二者结合分析。磨机处于较低转速时，球荷在磨机内形成一个倾斜面，球升到高处时沿球荷斜面滚下，形成泻落运动状态。随着球荷充填率增加，球荷倾斜面角度增大，球荷下滑力矩增大，磨机需用功率也增大，按戴维斯和列文松等人的理论，球荷充填率达 50% 时磨机功率达最大值，如图 3－5－5 所示。当充填率超过 50% 时，磨机功率开始下降，这是由于球荷上升过高，球向下滚动时落回点也高，又将能量传回筒体，故磨机实际需要的功率下降。当球荷充填率为 100% 时，整个磨机实际上成为一个滚筒，磨机只需维持此滚筒转动需要的能量，因此磨机的功率很低。如果磨内装有矿石和水，磨机功率的实际曲线(图 3－5－5 中实线)与理论曲线(虚线)产生差异，达到最大功率的充填率值下移，这是由于矿石和水的加入使球荷实际充填率上涨之故。

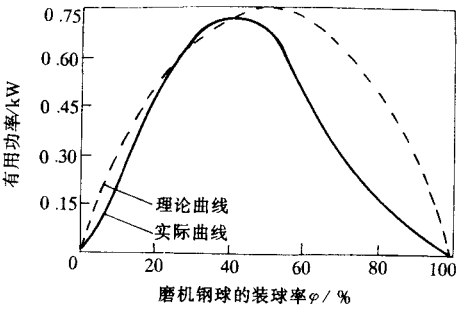


图 3－5－5　功率消耗与装球率的关系

球荷在较高的转速率下将处于抛落式状态。抛落状态下情况复杂，见图 3－5－6 所示。一定的充填率下随着转速率的提高球荷将由泻落状态变为抛落状态，但不同的充填率下球由泻落转为抛落所需的转速率也均不相同，球荷充填率愈大，转为抛落状态所需的转速愈高。

以上分析说明，无论球荷是泻落状态还是抛落状态，一定的转速率下均有对应的适

宜的充填率，并非充填率愈高愈好。检验充填率最好的标准是磨机生产率的大小，通过试验找到最大生产率对应的充填率即是最佳充填率。当然，当磨机规格不太大和球荷处于抛落运动时，用康托诺维奇公式是可以计算转速率所对应的充填率。但普遍适用的仍是试验确定的方法。另外，从磨矿过程是功能转变的过程这一原理出发，可以认为磨机最大生产率必然对应着最大的磨碎功，因此，也可用最大磨碎功来作为最佳充填率的判据。

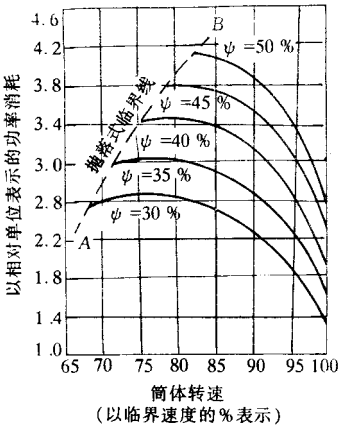


图 3－5－6　功率消耗与筒体转速之间的关系

大型球磨机中球荷充填率要降低，磨机直径愈大，球荷充填率愈低，表 3－5－7 中列出了目前国外大型磨机的直径与充填率的关系。因此，大型球磨机能简化生产系列，节省基建投资和操作维修费用，故在 70 年代获得大量应用。但随着生产应用，发现它的磨矿效率低，单位容积生产率低，这一缺点正来源于大型球磨机球荷充填率太低这一特性。球的充填率太低，导致单位时间球的打击次数大幅度减少和研磨面积大幅度减少，因而磨矿作用减弱，磨机生产率下降。

表 3－5－7　国外大型球磨机的磨机直径与球荷充填率的关系

大型球磨机直径/m	3.2	4.0	5.0	5.5	6.0
生产中采用的充填率/%	48～50	45	40	30	20

（二）钢球尺寸的影响

当磨机转速率和充填率一定时，即球荷运动状态一定时，钢球尺寸的大小严重地影响着磨矿的产品粒度特性、解离度和消耗指标等，主要有如下 6 点：

（1）影响磨机生产率大小。球径过大时因打击次数少和研磨面积小而使生产率下

降。球径过小时也因打击力不足而使生产率下降。球径精确化时可使磨机生产率大幅度提高。笔者在若干选厂的工业试验中证明，使球径由过大变为精确时，磨机按 -0.074 mm 计的利用系数值可提高 15%～40%。

(2)影响磨矿产品粒度分布的均匀性。过大的球径使打击次数少而导致磨不细的粗级别多，过大的打击力又使打击时过粉碎增多。故过大球径下产品粒度不均匀，过粗的和过粉碎的均多，对选别不利。笔者的若干工业试验证明，使球径由过大调为精确时，磨矿产品的最大粒度和平均粒度均有所减小，且过粉碎也减少 3%～4%，产品粒度更为均匀，中间易选粒级增多，对选矿更有利。

(3)影响磨矿产品中矿物单体解离度高低。过大的球径因打击力过大而使矿石产生贯穿破碎，只是粒度机械地变细，矿物的单体解离度不高。球径精确化后矿物沿结合面解离的几率增加，产品中矿物单体解离度提高。笔者的工业试验证明，球径精确化后可使有用矿物的单体解离度提高 4%～6%，进而提高精矿品位和回收率。

(4)影响球耗的高低。按戴维斯的钢球磨损理论，球的磨损速度与其重量成正比，大球磨损速度大，耗量大；小球磨损速度小，耗量低。这一点早已为 A.F. 塔加尔特的《选矿手册》所收集总结。笔者的工业试验也证明这一点。若干工业试验证明，球径由过大调整为精确后，钢球单耗可降低 10%～20%。

(5)影响电耗高低。当球的装载量不变时，小球的电耗也比大球的低。这一点在国内外均有人研究过，有的专著列出每吨钢球需要输入的功率 KW_b 为：

$$KW_b = 4.789D^{0.3} \cdot (3.2 - V_p) \cdot C_S \cdot (1 - 2^{\frac{0.1}{9-10C_S}}) + S_S \qquad (5-40)$$

式中　D——磨机有效直径，m；

V_p——球荷充填率，%；

C_s——磨机转速率，%；

S_s——钢球直径大小系数，其值为：

当 $D > 10\text{ft}(3045\text{mm})$ 时　$S_S = 1.102\left(\frac{B - 12.5D}{50.8}\right)$，kW/h

当 $D < 10\text{ft}(3045\text{mm})$ 时　$S_S = 1.102\left(\frac{B - 45.72D}{50.8}\right)$，kW/h

B 为最大球径，mm。

由公式(5-40)和 S_S 值看出，每吨大球的输入功率比小球的大。笔者的工业试验证实，球径减小后磨机功率可下降 2%～3%。

(6)影响磨机工作噪声的大小。大球由于具有的能量大，相互撞击或打击衬板时声能损失也大，故噪声大。使球径精确化后可以降低噪声，经笔者的多次工业试验证明，由球径过大经调整为精确后，磨机工作噪声可下降 3～4dB。

由以上可见,钢球尺寸对磨矿的各项指标有很大影响,精确选择钢球尺寸有重大意义。

(三)钢球质量的影响

钢球质量好坏既影响生产率大小,也影响球耗高低,进而影响磨矿介质成本。单纯追求高硬度低单耗是不对的。高硬度及低单耗并不等于低成本,高硬度及低单耗的球往往也价格甚高。高硬度不一定使生产率增加,甚至会下降,只有生产率高才能使各项单耗指标下降。因此,选择钢球的首要标准应该是磨机生产率大及磨矿介质成本低。只有高生产率和低的磨矿介质成本才能有好的经济效益。经济效益是企业生存及发展的必要条件。

选择钢球时,有两个问题常被忽视:①钢球并非愈硬愈好,而是有其恰当的硬度值;②钢球密度也是一个不可忽视的问题。关于硬度的影响,一般地说,随着硬度增加,只要不发生破碎,钢球单耗下降;而且可使球体变形小,在破碎中球体吸收变形能小,能量可更多地用于破碎矿粒,可使磨机的生产率增加。但钢球硬度的增加只能是适度的,有个恰当范围,并非愈硬愈好。如果只考虑球耗,是硬度愈高消耗愈低。但对磨机生产率而言,在一定范围内生产率随钢球硬度增大而增加,但当硬度超过一定范围时则对磨机生产率产生不利影响,使磨机生产率下降。钢球硬度过高时对磨矿不利的原因有两个:①钢球回弹跳动严重,在回弹中造成部分能量损失,故钢球能量不是更多地用于破碎,故而影响破碎;②钢球硬度过高时,球与球之间相互接触时滑动厉害,不能有效地啮住球间的矿粒,使矿粒的磨碎作用减弱。A.B. 基尔波申(КирпоциН)在研究钢球硬度对磨矿指标的影响时指出,实验室试验证明,钢球对各种类型的矿石都存在一个最佳硬度的问题。按此说法,各种矿石的硬度最佳值均不相同。这个说法是有道理的,值得进一步研究。我国首钢大石河铁矿的生产应用有力说明这个问题。大石河铁矿 1981 ~ 1983 年使用了 4 种不同硬度的钢球,各种球磨矿时的磨机利用系数如表 3 – 5 – 8 所示。

表 3 – 5 – 8　大石河铁矿选厂使用四种硬度球时的磨矿效果

指　　标	高铬铸球	稀土中锰铸铁球	低合金锻钢球	20MnV 锻钢球	
硬度(HRC)	58.5	47	HB90 ~ 120 (硬度最低)	30 ~ 40	
磨机利用系数 q /t·$(m^3 \cdot h)^{-1}$	1.04	1.23	1.28	1.48	

表 3 – 5 – 8 说明:①不同硬度钢球有不同磨矿效果,但并非硬度最大的效果好,而是硬度恰当时效果才最好,20MnV 锻钢球生产率最高,但 HRC 仅 30 ~ 40,硬度恰当。②不

同硬度钢球之间磨机利用系数(即容积生产率)可相差 20%～40%,说明硬度对磨机生产率的影响是相当显著的,单纯追求高硬度低球耗而忽视生产率降低是不可取的。

关于钢球密度对磨矿的影响,一般地说,尺寸相同的球密度大的生产率大,密度小的生产率小。钢球密度受三个因素影响:①材质影响,钢、铸铁、合金钢等,不同材质的密度不同,钢的密度比铸铁的大,合金钢则依主要合金元素的密度及含量不同而不同。②钢球制造方法的影响,轧制及锻打的钢球其组织致密,故密度大,铸造的铸钢球、铸铁球或铸造合金球等的组织不甚致密,甚至其中有气孔,故密度小一些。轧制钢球及锻钢球的密度可达 $7.8g/cm^3$,铸钢球则只能达 $7.5g/cm^3$,铸铁球更低,只 $7\sim7.1g/cm^3$。③钢球金相组织的影响,马氏体、奥氏体、贝氏体、铁素体等不同晶体结构下密度也不相同,对结晶细度也有影响。

密度对生产率的影响也是不可忽视的,同是 ϕ100mm 钢球,不同球种的质量会相差 200～400g。云南某地金矿,使用锻钢球时虽耗量高一些,但生产率也高,换为某种耐磨球后,球耗是降了,但生产率也下降 10%～15%,只得放弃耐磨球的使用,仍然使用锻钢球。

(四)钢球材质成分对选矿工艺的影响

钢球在磨矿过程中自身也遭矿石磨损,被磨成铁粉或铁片留在矿浆中。这个量虽然不大,按我国目前水平,磨一吨矿耗球 1.5kg 左右,但对后续的有些作业是有影响的。如果磨矿产品下一步是用酸处理的化工过程,则磨矿产品中的铁粉将首先消耗硫酸,使酸耗升高。正由于这个原因,南非及北美的一些铀矿或金矿中常采用砾磨机磨矿,目的就是为了减少铁质对后面湿法化工过程的影响。在实验室中为了减少铁质对产品的影响而采用磁球磨矿。这些已是选矿工程技术人员共知的了。

而磨矿中铁质对选矿的影响则往往会被忽视。近年来的许多研究表明,磨矿中磨损下来的铁粉将很快氧化而消耗矿浆中的氧,同时导致矿浆和矿物表面电位的变化,进而影响浮选行为。有的研究指出,湿式磨矿时,矿物和钢球之间电化学相互作用,磨损的铁抑制了矿物的天然可浮性,浮选时要消耗较多的捕收剂。R.L. 波佐(Pozzo)的研究指出,在研磨和未研磨条件下,矿物与磨矿介质间的两电极或三电极组合产生的电流作用与矿物的可浮性有密切关系。在未研磨时,电化学作用产生氢氧化铁覆盖层降低了矿物可浮性。在研磨条件下,磨矿介质产生的金属碎片与矿物之间的相互作用对矿物的抑制起主要作用,对磁黄铁矿这种作用尤为显著。H.W.Xiang 的研究指出,当磨矿介质与硫化矿相接触时,形成了伽伐尼电流,由于磨矿介质与硫化矿开路电位的不同会发生氧化还原反应。这种伽伐尼反应可通过混合电位原理控制,具有较低开路电位的物料充当阳极并受到表面氧化作用,因此硫化矿分选的选择性可能提高或降低。硫化物的机械—化学反

应会降低分选的选择性，最后指出硫化物的分选选择性可通过选择适宜的磨矿介质和条件来实现。为了减少钢球的铁质对选矿工艺影响，科研人员多半从选择抗腐蚀的材料制造磨球。R.H. 塞勒斯（Sailors）的研究指出，现在南美地区广泛使用铸造高铬钢球（含C2%～3%，Cr12%～25%），这种钢球的磨损速度比普通钢球低75%～80%。文章中用磨矿试验、扫描电镜结构分析和电化学测量法测量腐蚀电流，研究了这种钢球的抗腐蚀机理。结果表明，这种钢球具有碳化结构与马氏体结构，硬度大，耐磨蚀，同时含铬高而不易腐蚀。这种特点使它有很强的耐磨能力。J.W. 简（Jang）的研究指出，磨矿介质的磨损行为与介质的化学组成、硬度、相结构和矿浆的腐蚀/磨蚀特性有关。已有的研究表明，马氏体结构的钢球硬度大，这种结构的高碳钢球磨损较小。而在高铬钢球中，单一马氏体结构的磨损大于马氏体与铁素体两者共存的结构。文章中报道用热处理工艺制造三种结构类型的钢球：马氏体球、铁素体球、马氏体＋铁素体球。通过试验、电化学测量、浮选，发现具有马氏体和铁素体结构的高铬球磨损小的原因是：马氏体结构硬度大、耐磨蚀和耐冲击，铁素体和高铬含量易形成钝化层，使磨蚀磨损减少。高铬球具有耐腐蚀和耐磨的特性，但铬的价格并不低，且我国是个缺铬国家，这不是我国钢球发展的方向。还有前面指出过的，不可忽视钢球密度的影响。铬金属的密度7.4g/cm^3，镍金属密度8.9g/cm^3，故高铬球的密度比锻钢球明显偏低，而硬镍合金钢球的密度与锻钢球相当，所以使用高铬球会导致生产率降低，而用硬镍合金钢球不会降低生产率。这个问题值得在生产中观察研究及证实。我们还可以从其它方向寻找耐磨耐腐蚀材料来制造钢球。V.Rajagopal的文章中报道，添加铜有助于降低湿磨中的磨蚀速率。而前面提的硬镍合金钢球也有高硬度，耐高温及耐腐蚀的性能，也是理想的耐磨球。目前我国还无硬镍合金钢球及衬板的生产，笔者正在作开发研究，以结束我国无硬镍合金钢球及衬板的状况。过去镍产量少，价格昂贵，镍金属作为战略物资控制使用，不具备发展硬镍合金钢球及衬板的条件。但目前情况大大改变，镍产量大增，世界上形成供大于求，镍金属价大跌，要求寻找新的镍金属消费渠道。而且，我国第二大镍矿——元江镍矿为硅酸镍矿，生产金属镍或氧化镍均不可行，而生产镍铁则可行，且生产出的镍铁正在寻找销路。用镍铁生产硬镍合金钢球及衬板应该是我国发展耐磨耐腐蚀钢球的一个重要方向。

第二节　棒 磨 机

棒磨机的结构与球磨机基本相同，主要区别在于：棒磨机不用格子板进行排矿，而采

用开口型、溢流型或周边型的排矿装置。

棒磨机采用的介质为较筒体长度短 10～15%的圆形钢棒。为了防止钢棒在磨机运转中产生倾斜，其筒体两端的端盖衬板通常制成与磨机轴线垂直的平直端面，且磨机筒体的长径比应保持 1.5～2.0。棒磨机多采用波形或阶梯形等非平滑衬板。排矿端中空轴颈的直径较同规格溢流型球磨机大得多，目的是为了加快矿浆通过磨机的速度。棒磨机运转时，筒体内钢棒之间是线接触，首先粉碎粒度较大的物料。当钢棒被带动上升时，粗大颗粒常被夹持在棒与棒之间，而细小颗粒易随矿浆从棒的缝隙中漏下，故棒与棒之间还有种“筛分分级”作用，使棒磨机具有较强的“选择性磨碎”特性。

开口型棒磨机的给矿端的端盖和中空轴颈的结构特点是，磨机排矿端没有中空轴颈，只是在排矿端的中央开有一个孔径很大的喇叭形的溢流口，为避免矿浆飞溅和钢棒从磨机筒体内滑出，排矿口用固定的锥形盖挡住，矿浆经喇叭形溢流口与盖子之间的环状空间溢出。

周边排矿型棒磨机分为筒体端部（排矿端）周边型和筒体中部周边型两种。除排矿方式不同外，其他结构与溢流型球磨机基本相同。鉴于这种棒磨机具有磨矿效率高、节省能耗和提高产品质量等优点。目前已在我国某些工业生产中得到应用。可用作干、湿磨及润湿磨矿作业。润湿磨矿过程中磨矿浓度可达 87～92%，球团作业常用。

棒磨机的主要参数如表 3－5－12 所示。

第三节　管 磨 机

管磨机的显著特点是，筒体长度远远大于筒体直径，通常长径比 $L/D = 2.5 \sim 6$。由于筒体很长，故物料在筒体内受磨碎的时间也长，可以获得很细的磨矿产品。当用隔仓板将磨机筒体分为二、三或四个不同长度的仓室时，称为多仓（室）管磨机。多仓管磨机多用于水泥厂。

衬板材料一般应根据其在筒体各仓内的受力状况和作用的不同而进行选择。管磨机的一、二仓（粗磨仓）通常装入钢棒或大直径的磨球，衬板受冲击作用力时，应选用耐磨性好的高锰钢或掉胶衬板。三、四仓（细磨仓）的研磨介质多用小球或磨段、衬板受冲击办小、主要为研磨作用，常用合金白口铸铁。对于湿式管磨机的细磨仓，采用橡胶衬板，使用寿命和经济效果优于合金衬板。筒体衬板应根据物料性质、给料粒度、磨机转速和各仓的粉碎作用等条件确定。多仓管磨机筒体衬板的工作表面形状常用的主要有下述

表 3－5－9　湿式格子型球磨机主要技术参数

类型	型号及规格	有效容积 m^3	筒体转数 r/min	最大装球(棒)量 t	传动电动机		
					型号	功率 kW	电压 V
湿式格子型球磨机	MQG900×900	0.45	39.2	0.96		17	380
	MQG900×1800	0.90	39.2	1.92		22	380
	MQG1200×1200	1.1	31.33	2.40		30	380
	MQG1200×2400	2.2	31.33	4.80		55	380
	MQG1500×1500	2.2	29.2	5		60	380
	MQG1500×3000	4.4	18.5	10		95	380
	MQG1500×3000(低速)	4.4	18.5	10		95	380
	MQG2100×2200	6.5	23.8	15		155	380
	MQG2100×3000	9	23.8	20		210	380
						260	3000
	MQG2700×2100	10.1	20.6	23		200	6000
						310	3000
	MQG2700×2700	14	20.6	29		240	6000
	MQG2700×3600	18.5	20.6	39	TDMK400－32	400	6000
	MQG3200×3000	21.8	18.5	46	TDMK500－36	500	6000
	MQG3200×3600	26.2	18.5	54	TDMK630－36	630	6000
	MQG3200×4500	31	18.6	65	TDMK800－36	800	6000
	MQG3600×3900	36	17.5	75	TM1600－36/240	1000	6000
	MQG3600×4500	41	17.3	87	TM1250－40/3250	1250	6000
	MQG3600×6000	57	17.8	120	TDMK1000－40	1600	6000

类型	稀油站		外形尺寸(长×宽×高) mm	最重部件重量 t	重量 t	制造厂
	型号	冷却用水 m^3/h				
湿式格子型球磨机			4080×2210×2020 5080×2280×2020	1 2.04	4.62 5.7	沈重、上冶、焦群、个冶、辽重、常矿、沈冶
			5190×2800×2500 6500×2860×2500	2.277 4.238	11.90 14.10	沈重、焦群、个冶、无矿、辽重、常矿、川矿、沈冶
			6020×3200×2700 7800×3200×2700	3.626 3.918	15.00 18.00	沈重、上冶、洛矿、焦群、无矿、辽重、常矿、川矿、沈冶
			7800×3300×2700	6.918	18.00	沈重
	XYZ－25	1.2	8000×4700×4400	10.23	43.15	沈重、焦群、沈冶

类型	稀油站		外形尺寸（长×宽×高） mm	最重部件重量 t	重量 t	制造厂
	型号	冷却用水 m^3/h				
湿式格子型球磨机	XYZ—25	1.2	8800×4700×4400	13.77	45.47	沈重
	GXYZ—40		9480×5687×4675	14.90	61.00	富重
	GXYZ—40					衡冶
	GXYZ—40			18.70	64.00	洛矿
	GXYZ—40		9765×5826.61×4674.5	24.7	69.00	
	GXYZ—40			27.0	108.00	沈冶
	XYZ—40		11600×7200×5700	32.00	139.5	
	20.1.00	3.0	13000×7300×5700	52.44	136.0	
	20.1.00		15200×7700×6300	42.7	145.0	
	XYZ—40		15200×7700×6300	49.3	152.0	
		3.0	17000×8800×6800	63.5	189.0	

表 3－5－10　湿式溢流型球磨机主要技术参数

类型	型号及规格	有效容积 m^3	筒体转数 r/min	最大装球(棒)量 t	传动电动机		
					型号	功率 kW	电压 V
湿式溢流型球	MQY900×1800	0.9	39.2	1.66		22	380
	MQY1200×2400	2.2	31.23	4.8		55	380
	MQY1500×2000	3.4		8		95	380
	MQY1500×3000	5	29.2	9		95	380
	（带泥勺）						
	MQY1500×3000	5	26	8		95	380
	MQY2100×2000	6	23.8	18		210	380
	MQY2100×3000	9	23.8	18		210	380
	MQY2100×4500	13.5	23.8	18		210	380
	MQY2700×2100	10.4	21.8	24		280	6000
	MQY2700×3600	18.5	20.6	35	TDMK400－32	400	6000
	MQY2700×4000	20.6	20.6		TDMK400－32	400	6000
	MQY3200×4500	32.8	18.5	61	TDMK630－36	630	6000
	MQY3200×5400	39.3	18.5	77	TDMK800－36	800	6000
	ϕ3600×4500	41	17.5	76	TM1000 36/2600	1000	6000
	ϕ3600×6000	55	17.3	102	TM1250－40/3250	1250	6000

类型	稀油站		外形尺寸	最重部件	重量	制造厂
	型号	水冷却用 m^3/h	（长×宽×高） mm	重量 t	t	
湿式溢流型球			5080×2380×2020	2.04	5.8	沈重、上冶、焦
			6570×2867×2540	4.238	12.24	群、个冶、无矿、
	油　勺		7440×3340×2760		16.28	辽重
						沈重
			7800×3200×2700	6.918	17.18	常矿
			7445×3341×2766	6.6	16.25	
	油勺		8800×4700×4400		43.0	
	XYZ—25	1.2	8800×4740×4420	13.77	43.78	
	XYZ—25	1.2				
	XYZ—25	1.2	10300×4830×3790	20.96	55.53	
	GXYZ—40		9400×5600×4700	18.59	63.85	
	GXYZ—40		9765×5827×4675	24.70	69.0	
	GXYZ—40			28.90	71.1	沈冶
	GKYZ1—40		12700×7267×5652	39.50	115	沈重
	20.1.00			47.30	119.0	富重
	20.1.00		15010×7230×6326	49.3	153	洛矿
			17440×7755×6326	67.5	154	衡冶

表 3－5－11　干式球磨机主要技术参数

类型	型号及规格	有效容积 m^3	筒体转数 r/min	最大装球(棒)量 t	传动电动机		
					型号	功率 kW	电压 V
干式球磨机	ϕ900×900	0.9	39.2	0.96		17	380
	ϕ900×1800	0.9	39.2	1.92		22	380
	ϕ1200×1200	1.1	31.33	2.4		30	380
	ϕ1200×2400	2.2	31.33	4.8		55	380
	ϕ1500×1500	2.2	29.2	4		60	380
	ϕ1500×3000	4.4	29.2	8		95	380
	ϕ1500×3000(双仓)		29.2			95	380
	ϕ2700×1450(周边排矿)	7.4	21.23	3		55	380
	ϕ2200×4400(风扫磨)		22.63	18.5		245	380
	ϕ450×980		46.0			3.0	380

类型	稀油站		外形尺寸（长×宽×高）mm	最重部件重量 t	重量 t	制造厂
	型号	水冷却用 m^3/h				
干式球磨机			3120×2210×2020 3620×2230×2020	1.0 2.04	4.6 5.7	沈重、辽重、个冶、常矿、沈冶
			5150×2800×2500 6488×2860×2500	2.27 4.24	10.5 13.2	沈重、个冶、无矿、辽重、常矿
			6020×3200×1700 7800×3200×1700	3.6 6.9	13.48 18	沈重、无矿、辽重、常矿、沈冶
	 XYZ—25 XYZ—25	 1.2 1.2	7400×3300×1800 6255×3562×4519 10525×4921×3704	7.4 14.24 28.3	17.44 22.56 45.92	沈冶 沈重 常矿
			1695×751×1720			赣冶

表 3－5－12　湿式棒磨机主要技术参数

类型	型号及规格	有效容积 m^3	筒体转数 r/min	最大装球(棒)量 t	传动电动机		
					型号	功率 kW	电压 V
湿式棒磨机	φ900×1800	0.9	35.4	2.5		22	380
	φ900×2400	1.2	35.4	3.55		30	380
	φ1500×3000	5	26	8		95	380
	φ1500×3000(中间排矿)	4.4	26	13		95	380
	φ2100×3000	9	20.9	25		210	380
	φ2100×3000(中间排矿)	9	20.9	25		210	380
	φ2700×3600	18.5	18	46	TDMK400－32	400	6000
	φ2700×4000	20.6	18	46	TDMK400－32	400	6000
	φ3200×4500	32.8	16	82	TDMK630－36	630	6000
	φ3600×4500	43	14.7	110	TDMK1250－40	1250	6000
	φ3600×5400	50	15.1	124	TM1000－36/2600	1000	6000
干式棒磨机	φ2100×3000(周边排矿)	9	20.9	25		210	380

类型	稀油站		外形尺寸（长×宽×高）	最重部件重量	重量	价格	制造厂
	型号	水冷却用 m^3/h	mm	t	t	元	
湿式棒磨机			5000×3380×2020	2.04	5.37	20000	沈重
			5670×3380×2020	2.55	5.88	24000	常矿
			7635×3341×2766	6.92	18	96000	沈冶
			7497×3341×2766	7.36	17.29		
	XYZ—25	1.2	8600×4700×4400	13.77	42.18		
	XYZ—25	1.2	9100×4700×4420	17.5	57	120000	
	GXYZ—40	3.0	9735×5757×4675	24.70	68.00	290000	沈重
	GXYZ—40			28.9	73.3		富重
	GXYZ—40			39.50	108		洛矿
	XYZ—40		12700×7232×5652	46.84	159.9		衡冶
	20.100		15200×8800×6800	60.7	150		沈冶
			15910×8040×6726				
干式棒磨机	XYZ—25	1.2	8100×4740×4420	13.77	43.78		

的几种：波纹衬板用于棒球磨机的棒仓（一仓）；凸棱衬板，由于凸棱表面提升磨球能力较强，多用于多仓管磨机的球仓；梯形衬板，管磨机的棒仓和球仓都能使用。平行衬板的工作表面平滑，提升磨球（段）能力差，常用于管磨机的细磨仓；方形压条橡胶衬板，对研磨介质提升能力较强，介质产生的冲击作用较大，多用于粗磨仓；非对称型的“K”型压条橡胶衬板，由于提升面为直线和圆弧的组合曲线，提升磨球的能力较弱，磨球的冲击作用较小，一般适用于细磨仓。

由于各仓作用之差异，在管磨机中筒体衬板的设计和选用是非常重要的。

隔仓板的作用是将筒体分隔成若干个仓室。第一仓室用于物料的粗磨，最后两个仓室用作物料的细磨。隔仓板分为单层和双层两种。单层隔仓板是由一些扇形篦板组成，用中心圆板把这些扇形篦板联成一个整体。它与短筒形球磨机的排矿格子板的构造相似，用作磨机的第二、三仓的隔子板。双层隔仓板又有过渡仓式和提升式等型式。过渡仓式双层隔仓板由环形固定圈、盲板、篦板和中心圆板等零件构成。当管磨机第一仓内的料浆面高于环形固定圈时，料浆就流入双仓隔板中间，故应定时停机清理。这种双层隔仓板只用于湿式生料棒球磨机。隔仓板的篦孔尺寸和篦扎排列方式应视具体情况确定。隔仓板的篦孔宽度，一般来说，一仓为 8～15 毫米，二仓为 6～10 毫米，三仓为 6～8 毫米。隔仓板一般由 6～12 块扇形篦板组成，篦孔在扇形板上的排列方式与球磨机排矿格子板的篦孔排列相似，即同心圆形、倾斜形和辐射形等排列方式。

干式管磨机的给料装置主要有圆盘给料机、带式给料机和电磁振动给料机三种。圆盘给料机是按容积法进行给料，给料量一般约为 5% 的误差；但它的结构简单，制造容易，可很方便的控制给料量，故适用于较大粒度的各种干物料；对于潮湿和粘性物料，由于容易在排料溜槽口处产生堵塞不宜使用。电磁振动给料机是一种新的定量给料设备。目前，在选矿、冶金、化工、建材、煤炭等工业中，已经获得比较广泛的应用。电磁振动给料机既可以输送松散的粒状物料，又可以输送 400 ~ 500 毫米的块状物料，还可以输送各种粉状物料。带式给料机是按重量法控制给料量的一种设备。它用于细粒物料时，给料量的误差一般不超过 1%；这种给料机适用于小块粗粒或各种粉状干物料的给料。

管磨机用于开流(路)系统时，选取较大的长径比，一般 $L = (3.5 \sim 6.0)D$；用作闭流(路)系统时，选用较小的长径比，一般 $L = (2.5 \sim 3.5)D$。多仓管磨机各仓(室)的长度按实际情况确定。但在许多情况下，磨机最后的一个仓室(细磨仓)的长度最长，各仓(室)占筒体有效长度的百分数，如表 3 – 5 – 13 所示。

表 3 – 5 – 13　多仓管磨机的各仓长度占磨机总长度(L)的比例

仓别 / 仓数	Ⅰ	Ⅱ	Ⅲ	Ⅳ	长径比(L/D)
双　仓	$(0.3 \sim 0.4)L$	$(0.6 \sim 0.7)L$			2 ~ 3
三　仓	$(0.25 \sim 0.30)L$	$(0.25 \sim 0.30)L$	$(0.45 \sim 0.50)L$		3 ~ 4
四　仓	$(0.15 \sim 0.20)L$	$(0.20 \sim 0.25)L$	$(0.20 \sim 0.25)L$	$(0.25 \sim 0.35)L$	4 ~ 6

水泥厂管磨机普遍使用的研磨介质是磨球、钢棒和磨段。管磨机常用的磨球直径为 30 ~ 100 毫米。钢棒只用在湿式棒球磨机的第一仓。钢棒直径通常为 50 ~ 80 毫米，其长度比所在的仓长度约短 30 ~ 100 毫米。钢段多用短圆锥形状，常用的有：$\phi 5 \times 20$、$\phi 8 \times 22$ 和 $\phi 25 \times 30$ 毫米(直径 × 长度)等。各仓研磨介质的规格应根据给料粒度的大小、物料易磨性和产品的细度要求等具体情况确定。当给料粒度较小，易磨性较好，多仓管磨机的一仓一般可用直径为 60 ~ 100 毫米的磨球，二仓采用 30 ~ 60 毫米，棒磨机的棒仓(一仓)可用 50 ~ 70 毫米的钢棒，二仓可用 30 ~ 50 毫米的磨球；三或四仓，管磨机装入磨段，棒球磨机装入小于 30 毫米磨球。当给料粒度较大(最大粒度大于 30 毫米)易磨性较差(如，大块熟料及矿渣的混合物)时，管磨机一仓的最大球径可采用 110 毫米，该仓平均球径约为 90 毫米。磨球材料多用碳素钢、合金钢、合金铸铁或锰钢制造。钢棒常用 45 中碳钢或 70 高碳钢轧制而成。

第四节　介质搅拌式磨机

搅拌式磨机的筒体内装有叶片型的搅拌装置和球介质(陶瓷球、玻璃球、钢球等),搅拌装置旋转使球介质转动,从而产生冲击、剪切和研磨作用将物料磨碎。

根据这类磨帆的结构特点,可分为塔式、搅拌槽型、流通管型和环型等。这类磨机可作为超细磨机、搅拌混合机或分散机等。按照生产方式,可分为干式和湿式两种。干式磨矿时,物料粒子的压力强度增加,粒子的表面能增大,粒子之间产生凝聚,容易附着在磨机筒体内壁上。采用湿式磨矿时,由于粒子分散性能好,致使粒子的表面能降低,可防止粒子间产生凝聚,故超细磨时,湿式磨矿较好。

一、塔式磨机

塔式磨机实际上是一个垂直圆筒的立式球磨机。这种磨机是由垂直筒体、螺旋搅拌叶片、分级设备和驱动装置等部分组成。塔式磨机的规格以筒体内径和高度表示,即以 $D \times H$ 表示。

塔式磨机也分干式和湿式两种。图 3－5－7 为湿式塔式磨机闭路生产系统图。垂直筒体内的主(竖)轴上装有螺旋搅拌叶片(或搅拌器),并由电动机的驱动装置带动它作

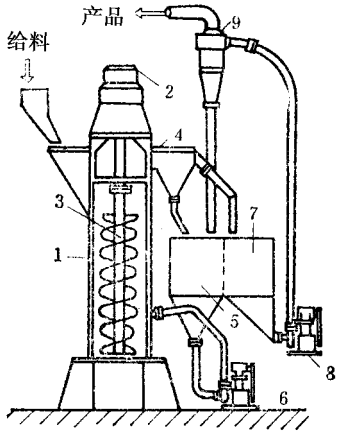


图 3－5－7　湿式塔式磨机生产系统

1—垂直圆形筒体;2—电动驱动部分;3—螺旋搅拌器;4—分级机;

5、7—砂泵池;6、8—砂泵;9—水力旋流器

快速的旋转运动，以此强迫搅拌筒体内的研磨介质和被磨物料强烈旋转，使物料受到研磨作用而粉碎。粉碎产品由磨机流入分级机，再经水力旋流器进行分级，溢流即为磨矿产品，粗粒通过管道返回磨机再磨。

干式塔式磨机除采用旋风收尘器的空气分离系统与湿式不同外，磨机筒体、螺旋搅拌叶片和主轴驱动装置等部分同湿式塔式磨矿机完全一样。

塔式磨机的基本磨碎作用是磨剥而没有冲击，因此其给料粒度不能太大，一般为小于 3 毫米。磨矿筒体垂直安装主要基于下述考虑：(1)介质在搅拌器作用下在水平面内旋转，而不是象卧式磨矿机内那种在垂直方向作用及抛物线运动，这样研磨介质不克服重力作功，从而节省能量；(2)塔式磨机筒体直径小、高度大，从而增加了研磨介质间的压力，当研磨介质转动时就增加了对物料的研磨力；因此，这种设备适合于物料的细磨及超细磨。研磨介质的压力有一适宜范围，在此范围内磨矿效率高而功耗低；当超出此范围时，磨矿效率就不能再提高；因此，塔式磨机的高径比(H/D)应有一适宜值。塔式磨机主要为磨剥作用，故其磨球尺寸不宜过大，一般最大球径为 25 毫米左右；作为超细磨时，研磨介质尺寸还应小些。

这种磨机最早出现于 1953 年，用来代替球磨机作为中矿再磨用。国内外后来都相继对塔式磨机进行过试验室和工业试验。例如美国在新墨西哥州的铜加工厂(Copper Flars)安装一台塔式磨机用来再磨钼精矿。加拿大安大略州的马卡萨(Marcassa)安装一台 200 千瓦的塔式磨机用来同时磨碎和浸出选金的尾矿。这台磨机处理该尾矿的生产能力为 12.2 吨/时，尾矿邦德功指数约为 14.5 千瓦时/吨，尾矿中一 325 目含量占 45%，磨至一 325 目占 95%。生产试验表明该塔式磨机与一般球磨机相比，电能节省 60%以上，而投资二者相近，塔式磨机所需基础较小且节省空间，故安装费用大大低于球磨机。

表 3－5－14　塔式磨机[①]超细磨矿的产品粒度

物料名称	给料平均粒度，μm	产品平均粒度，μm
滑　　石	9	1.9
硅　　石	37	1.7
重晶石	2.8	1.55
石灰石	－74	3.1
石灰石	－4000	2.4
纯铁砂	－1680	2.0

①kW－3 型塔式磨矿机。

表 3－5－14 示出了利用塔式磨机磨碎不同物料获得的产品细度。

表 3－5－15 列出了利用球磨机和塔式磨机磨铀矿石时的结果对比。从该试验结果可以看出按产生一吨小于 200 目物料所消耗的电能计，塔式磨机比球磨机低一倍以上。

表 3－5－15　磨铀矿时塔式磨机和球磨机的指标对比

项　　目	球磨机	塔式磨机
磨机规格，mm	ϕ600×200	ϕ400×2000(H)
磨机功率，kW	2.24	3.7
辅助设备功率，kW	0.75(分级机)	2.24(泵)
研磨介质重，kg	钢球 250	铀矿石 230
给料粒度，mm	－3	－3
按生产－200 目量计磨矿效率，t/kW.h	0.006～0.011	0.020～0.021
按生产－200 目量计功耗，kW.h/t	95.6～169.9	48.8～50.1

表 3－5－16 示出了美国科珀(Kopper)公司的某一子公司提供的塔式磨机与球磨机的工作性能对比结果。表中，例 A、B 是实验室试验结果；C 是南方麦奇根烟气脱硫系统磨机工作结果；D 是装在可兰德湖拉卡矿业公司再磨回路中应用情况。根据该公司的试验结果得出下述见解：

表 3－5－16　塔式磨机与普通球磨机操作数据对比

项　　目	A	B	C	D
塔式磨机型号	kW－20	kW－20	kW－100	kW－200
处理物料	文石	石灰石	石灰石	金矿
功指数，kW·h/t	＞10	10	10	16
回　路	闭路	闭路	闭路	闭路
分级机	水力旋流器	水力旋流器	水力旋流器	水力旋流器
给料粒度，mm	9.2%＋4.76	－4.76	－12.7	45%－0.044
塔式磨机净功耗，kW.h/t	41.64	39.22	20.52	6.48
F 80，mm	0.56	1.825	6.44	0.105
P 80，mm	0.026	0.011	0.028	0.035
球磨机净功耗，kW.h/t	51.72	51.83①	23.14	14.22
节能，%	19.5	24.3	11.4	54.44

① 邦德功指数计算值。

塔式磨不能取代常用圆筒式磨机，它主要用于中矿再磨。此外可用于烟气脱硫过程中石灰石浆的制备，石灰熟化，金的浸出回路中磨碎和浸出，水－煤及煤油的混合配制，煤或其他物料的超细磨。塔式磨机给料不应大于 5 毫米，否则设备处理能力和效率均下降。当给料粒度合适、产品粒度小于 74 微米时，其能耗较普通磨机省很多。当要求产品粒度较粗，例如大子 74 微米时，一般塔式磨机不比球磨机节省能量。

我国有关单位研制的 MQL－500 型螺旋搅拌塔式磨机也分干式、湿式两种。湿式塔式磨机于 1984 年在大石河铁矿选矿厂进行过半工业试验，后来在金厂裕金矿用作浮选

金矿的再磨，以满足该厂下步氰化浸出的要求。该厂采用一段塔式磨机可以将小于 350 目占 65.84% 的金浮选精矿磨细到小于 350 目占 99.74%，磨机利用系数为 0.485 吨/米^3·时，电能消耗为 13.45 千瓦/吨，钢耗为 4.65 千克/吨。MQL—500 型塔式磨机与球磨机工业试验指标列于表 3－5－17 中。

表 3－5－17　MQL—500 型塔式磨处理金浮选精矿与球磨机对比

项　目	塔式磨机	普通球磨机
设备规格，mm	500×1950	900×900
设备重量，t	2.84	3.8
处理能力，t/h	0.5～1.3	0.16～0.48
装球量，t	1.35	0.67
有效容积，m^3	0.275	0.45
电机功率，kW	5.5	17
占地面积，m^3	2.89	4.5
利用系数（－200 目），$t/m^3 \cdot h$	1.25～1.72	0.6～0.8
噪声强度，dB	＜85	＞90
电耗（按－200 目计），kW·h/t	11.64～13.86	～20
设备价格，万元	4.8	6.6

总的来看，塔式磨机与球磨机对比，其优点是：(1)适宜于超细粒磨碎；(2)设备结构简单，占厂房面积少，不需庞大的设备基础，可节约安装费用；(3)可进行开、闭路及干、湿法作业，开路磨矿也能获得极细的产品，这就简化了流程和操作；(4)运行平稳，振动较轻，噪音小，一般在 85 分贝以下，而球磨机多在 95～100 分贝；(5)可将物料的磨碎和浸出二过程在塔式磨机中同时完成，简化了工艺、提高了效益；(6)电耗较低。

塔式磨矿的缺点是给料粒度不能太大，因此不适于原矿或粗。粒级磨矿此外，当磨机高度增加时，研磨介质间的压力也增加，磨矿效率提高，但搅拌部件及衬板的磨损就成为突出的问题。这就限制了塔式磨机的大型化和大规模推广应用。

表 3－5－18 列出了日本生产的塔式磨机的系列产品，并列出了该系列产品处理给料粒度小于 3 毫米，产品粒度平均 10 微米的处理量（吨/时）。

表 3－5－18　塔式磨机的型式和处理能力

型　号		处理能力，t/h		磨机功率
干　式	湿　式	干　式	湿　式	kW
KD－10	KW－10	0.08	0.2	7.5
KD－20	KW－20	0.26	0.65	15
KD－50	KW－50	1.0	2.5	37
KD－100	KW－100	2.8	7.0	75
KD－150	KW－150	4.6	11.5	110
KD－200	KW－200	6.4	16.0	150
KD－300	KW－300	9.8	24.0	220
KD－500	KW－500	17.6	44.0	370
KD－600	KW－600	21.6	54.0	450
KD－800	KW－800	29.0	72.0	600
KD－1000	KW－1000	36.0	91.0	750

二、搅拌槽型磨机

这类磨机的结构是在立式圆筒体的主轴上装有不同形状的搅拌机构（如螺旋形、盘形等），利用这种结构的旋转运动，使加入筒体内的研磨介质（磨球、陶瓷球等）产生搅拌运动，致使物料受到很强的剪切和研磨作用而被粉碎。磨机筒体可以采用耐磨钢材、不锈钢等材料制作。

搅拌型磨机通常为湿式开路磨矿。

阿特里托（Attritor）搅拌型磨机，可分为周期式、连续式和循环式三种类型。

周期式搅拌磨机（图 3－5－8）是将被磨物料装入外圆圈为水（冷水或热水）套的圆形筒体中，由于装在竖轴上的圆棒的旋转运动，从而带动筒体的研磨介质强烈搅拌而将物料粉碎。这种磨机可用于超细磨碳化钨、陶瓷材料、钴粉以及难于细磨的炭黑和油墨等。

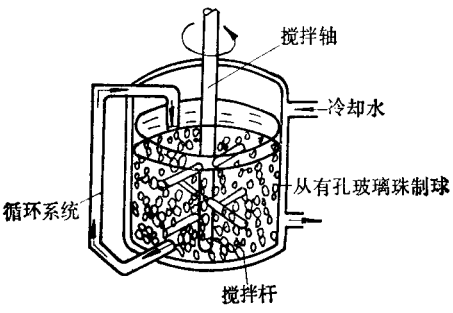


图 3－5－8　周期式搅拌球磨机

连续式搅拌球磨机的产品细度取决于被磨物料在立式筒体内的停留时间，而停留时间是靠泵的输送速度来控制的。这种磨机使用不锈钢球或陶瓷球。钢球直径为 3.2～6.4 毫米。用于细磨造纸工业使用的碳酸钙和粘土泥浆，以及煤泥和食品工业中的糖等。

循环式搅拌球磨机，主要用于细磨涂料、油漆、油墨、农药、化肥、纸浆和煤粉等。

上述这些磨机的最大特点，就是输入功率直接用于带动主（竖）轴上的搅拌机构产生旋转，并强烈搅拌研磨介质和物料而达到粉碎，故磨矿效率高于常规球磨机和振动球磨机。

三、环型搅拌磨机

环型磨机的外形很象 W 形状（图 3－5－9），是近几年研制的一种新的超细磨设备。该设备主要特点是，磨机筒体由类似 W 形的内、外层的环型部分组成。磨矿之前，将待粉碎的物料（矿浆）与研磨介质（玻璃球等）同时给入环形筒体内，由于内层筒体的旋转运动，使处在狭窄缝隙中的物料，受到均匀的剪切作用而被磨碎。磨机外层筒体制成带有缝隙的双层环形部分，向缝隙中加入冷却水，冷却效果良好。

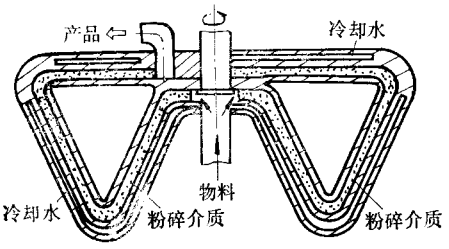


图 3－5－9　W 形的环型搅拌磨矿机

艾格尔电动搅拌磨机（Eiger Motormill）是一种卧式湿磨搅拌型磨矿设备，其结构如图 3－5－10 所示。磨机筒体中装搅拌器 1 和微球研磨体 3；筒体上装分隔板 2 以防研磨物料的后返，另一端设有筛子以控制研体的排出；矿浆由泵 5 给入磨机。这种磨机结构简单、重量轻、无振动。这种磨机采用的研磨体多为锆英石、金刚砂等，用于染料、化工原料、药品、陶瓷、石墨、树脂、金属粉及食品添加剂等物料的细磨。该类型设备属英国制造、日本装配。目前有三种型号：(1)微型（M 系列），适用于试验研究；(2)实验室型（L 系列），适用于向工业生产过渡的研究；(3)工业型（ABM 系列）。表 3－5－19 列出了艾格尔电动搅拌磨系列的技术特性，图 3－5－11 示出了其产品粒度分布。

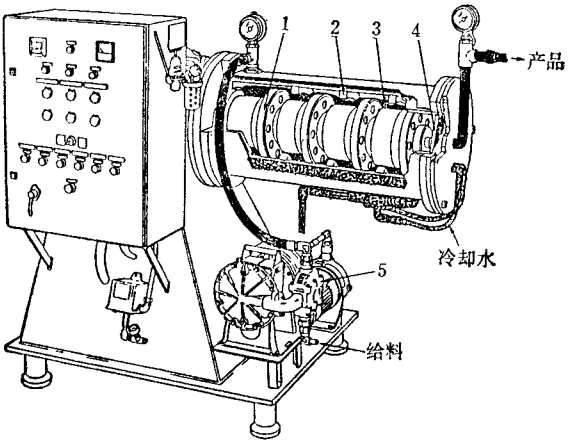


图 3－5－10　艾格尔(Eiger)电动磨机

1—搅拌器；2—分隔板；3—研磨珠；4—筛分机；5—泵

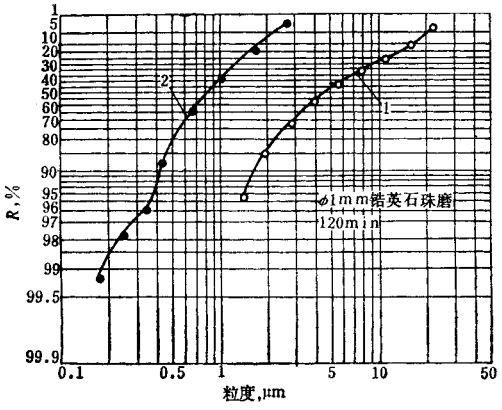


图 3－5－11　艾格尔电动搅拌磨产品粒度分布(磨 S_iO_2)

1—给料；2—产品

第五节　行星磨机和回转磨机

常规筒式磨机(球磨机、棒磨机、自磨机等)主要是在地球重力场制约条件下进行磨碎工作的。振动磨机的工作力场可以提高到(3～10)g,(g 为地心引力加速度)；它的基本特点是靠研磨介质的高频振动而磨碎物料。搅拌式磨机兼有部分离心力作用,但这类磨机主要靠搅拌器旋转带动研磨介质运动而产生磨碎作用。行星磨机和回转磨机则与上

述几类磨机的运动截然不同 这类磨机依靠磨机筒体本身具有强烈的自转和公转而使研磨介质产生巨大的冲击、研磨作用而磨碎物料。

表 3－5－19　艾格尔电动搅拌磨不同型号技术特性

型号	系列	磨碎室容积 L	需用电机功率，kW		泵的标准扬量 L/h	最大处理量 L/h	备　注
			标准	高值			
微型	M－50VSE	0.05	0.75	1.5			螺旋给料泵机组：VSE，变转速（0～5000r/min）SSE，固定转速（3000r/min）
	M－50SSE	0.05	0.75	1.5			
	M－250VSE	0.25	2.2	3.7			
	M－250SSE	0.25	2.2	3.7			
	M－750SSE	0.75	3.7	5.5			
实验室型	L－0.40VSE	0.40	2.2	3.7	0～20	50	磨碎室可更换
	L－0.40SSE	0.40	2.2	3.7	0～20	50	
	L－0.75VSE	0.75	2.2	3.7	0～30	50	
	L－0.75SSE	0.75	2.2	3.7	0～30	50	
	L－1.25VSE	1.25	2.2	3.7	0～50	100	
	L－1.25SSE	1.25	2.2	3.7	0～50	100	
	L－2.00VSE	2.0	3.7	5.5	0～80	150	
	L－2.00SSE	2.0	3.7	5.5	0～80	150	
工业型	AEM－5	5.0	7.5	11	0～150	500	不带分隔板
	ABM－10	10.0	11	18.5	0～360	1000	带分隔板
	AEM－20	20.0	18.5	22	0～720	2000	
	ABM－40	40.0	30	37	0～1000	3000	
	ABM－75	75.0	45	55	0～2000	4500	
	ABM－110	110.0	55	75	0～3000	5000	
	ABM－150	150.0	75	90	0～4000	6000	
	ABM－250	250.0	90	110			

图 3－5－12 示出了行星磨的结构及工作原理。当传动轴 6 由电机带动旋转时，则连接杆 2、筒体 3 将围绕公共轴 6 转动；与此同时，齿轮 4 带动齿轮 5 转动，由此而使装有研磨介质的筒体 3 绕自己的轴心旋转。行星磨主要靠磨机中物料间及物料与研磨介质间的强烈摩擦而粉碎物料。

图 3－4－13 示出了回转磨机的结构及工作原理。当转动轴 6 旋转时，筒体 1 除在水平方面旋转外还围绕 2 在垂直方向旋转，这样促使研磨介质作非常复杂的运动。筒体在垂直方向和水平方向适宜的速比为 1∶1～1∶1.5。

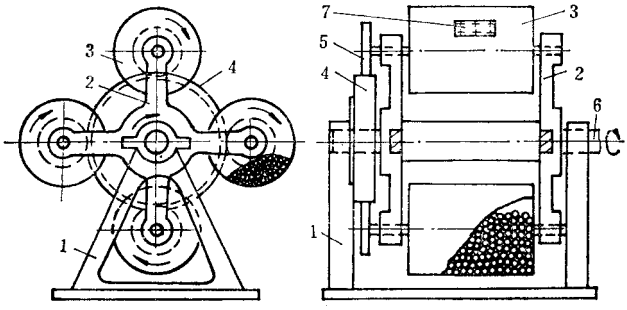


图 3－5－12　行星磨机的示意图

1—机架；2—连接杆；3—筒体；4—固定齿轮；5—筒体的传动齿轮；6—传动轴；7—料孔

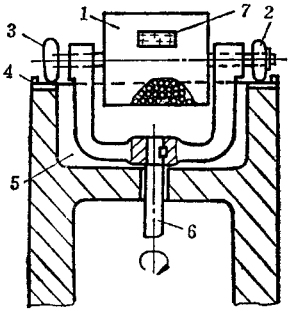


图 3－5－13　回转磨机示意图

1—筒体；2—传动轴；3—轴承；4—滑道；5—支环；6—转动轴；7—料孔

第六节　行星振动磨机

行星振动磨机是将行星磨与振动磨原理结合起来构成的新型高效率超细磨设备(图 3－5－14)，它是我国华南理工大学研制的。这种新型磨机的结构如图 3－5－15 所示，它由动力系统、传动系统、振动系统和行星系统等四部分组成。动力系统的电动机经挠性联轴器与Ⅰ号轴联系起来。传动系统包括Ⅰ—Ⅳ号胶带轮和Ⅱ号轴。Ⅰ、Ⅱ号胶带轮构成一级减速系统，Ⅲ、Ⅳ号胶带轮组成二级减速系统。振动系统由Ⅰ号轴、偏心配重、Ⅰ、Ⅱ号支架、振动架和弹簧等组成。振动架把Ⅰ、Ⅱ号支架固定起来置于弹簧上，构成振动框架。框架借助于偏心配重旋转时产生的惯性离心力发生振动。行星系统由Ⅴ、Ⅵ号胶带轮、主转轴、连接管、磨筒轴、磨筒等组成。Ⅲ号胶带轮和主转轮同步转动；Ⅲ号轮

的转动形成了筒绕Ⅰ号轴的公转；Ⅱ号轮带动Ⅵ号轮形成磨筒绕其自身轴的自转。

这种磨机兼有行星磨和振动磨二者的特点，具有高频冲击和磨剥的双重作用，故磨碎作用强，是一种有效的超细磨碎设备。表 3－5－20 示出了用该磨机磨碎锆英石和工业氧化铝的产品粒度分布。

表 3－5－20　行星振动磨产品粒度分布

原　料	粒　度，μm							算术平均
	+10	−10+8	−8+5	−5+3	−3+1	−1+0.5	−0.5	
锆英石	0	1.0	5.8	6.9	22.2	24.0	43.1	1.45
工业氧化铝	0	1.3	4.0	4.2	19.3	47.7	47.7	1.23

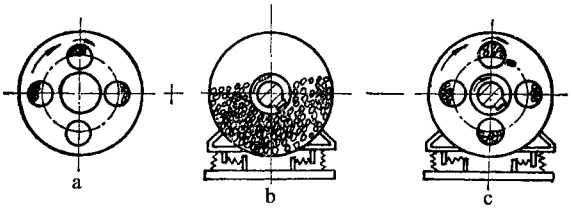


图 3－5－14　行星磨、振动磨、行星振动磨的区别

a—行星磨；b—振动磨；c—行星振动磨

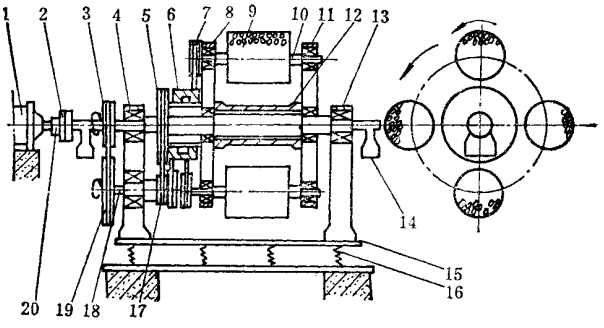


图 3－5－15　行星振动磨结构示意图

1—电动机；2—挠性联轴器；3—Ⅰ号胶带轮；4—Ⅰ号支架；5—Ⅳ号胶带轮；6—Ⅴ号胶带轮；7—Ⅵ号胶带轮；8—主转轴；9—磨筒；10—磨筒轴；11—从动轮；12—连接管；13—Ⅱ号支架；14—偏心配重；15—振动架；16—弹簧；17—Ⅲ号胶带轮；18—Ⅱ号轴；19—Ⅱ号胶带轮；20—Ⅰ号轴

第七节　离心磨机

这种磨机设计的基本指导思想是加大研磨介质与物料的研磨作用。由于加大这种研磨作用的机构有各种各样，因此离心磨机的结构犁式也有很多种。总的来看，按照磨机筒体安装的特点可划分为立式和卧式两大类；二者均可干式或湿式作业。

图 3－5－16 示出了立式多室离心磨机的结构及工作原理。该机的筒体竖直安装，

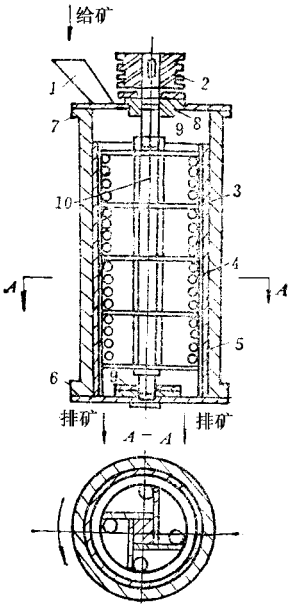


图 3－5－16　单管立式离心磨机

1—给料；2—皮带轮；3—圆盘；4—钢球；5—磨机筒体；

6—下端盖；7—上端盖；8、9—主轴承；10—主轴

筒体内装有可以旋转的立轴，轴上安装带叶片的圆盘（转子），它将磨机筒体分隔成多个磨矿室。每个室内，分别装入一定数量的研磨矿介质（磨球，钢段和矿石本身等）。我国研制的 $\phi530\times400$ 毫米的环磨机，就属于转子或离心磨机的基本类型。它的主要特点是：单位电耗低，干磨石灰石时的电耗仅为常规球磨机的 20%；单位钢耗很低，磨球消耗仅有 40 克/吨，而常规球磨机的球耗高达 1.5～2.0 千克/吨；单位生产能力很高，粉磨石灰石时，一台 $\phi530\times400$ 毫米的环磨机可以达到 4 台 $\phi1500\times1500$ 毫米的常规球磨机的能力，但这种磨机用于选矿工业中，由于轴承、转动叶片等磨损严重，而且为了保持动平

衡需定期检修运动部件，工作量很大，因此，应用不多。

我国湖南新生水泥厂及湖乡水泥厂分别采用了 ϕ700 及 ϕ200 毫米离心环磨机进行工作。

图 3－5－17 为原苏联研制的卧式离心磨机，其结构如下：1 为固定不动的筒体，其内表面敷设形如两个截圆锥组成的锰钢衬板 2。3 为带轮翅的转子。转子 3 经过轮壳 5 固定在转轴 4 上。轮壳 5 上设有孔 6，以便研磨介质和矿浆 7 的循环。旋转转子安装在轴承 8 中。给料量由转子 3 与衬板间的间隙 9 的大小来调节。磨矿产品经排料管 10 排出。带轮翅的转子 3 旋转时产生离心力，在此离心力作用下给入到磨机的矿浆也产生旋转，由此而产生较大的矿浆压力。物料在冲击和磨剥作用下被粉碎。转子的速度达每秒 12 米，这样可保证被磨物料能很好分级，从而大大减少矿泥的形成。该离心磨机在巴拉哈什选矿厂进行了工业试验。试验磨机的技术特性及结果如下：筒体内径 750 毫米，长 1000 毫米，有效容积 0.35 米^3，转子内径 700 毫米，长 800 毫米，周速度 12 米/秒，电机功率 75 千瓦，研磨介质(直径)6 毫米，装载量 150～250 千克。该机与另一台普通球磨机平行工作，进行对比试验。再磨物料为重砂精矿经水力旋流器分级的沉砂。试验结果为：离心磨机当给料浓度为 55～60%时，按原矿计最大产量可达 25 吨/时，平均为 11.3 吨/时，按－0.074 毫米计的电能消耗与磨矿作业条件有关，约为 11～26 千瓦·时/吨。试验表明离心磨机不仅效率较球磨机高很多，且噪声较小。该厂计划以一台容积为 2 米^3 的离心式磨机代替容积为 20 米^3 的球磨机作细磨用。

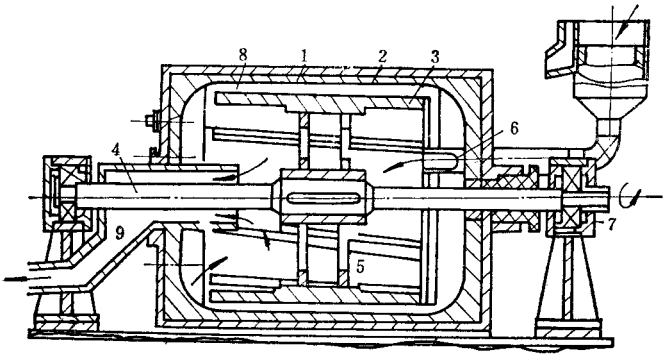


图 3－5－17　卧式离心磨机

1—筒体；2—衬板；3—转子；4—转轴；5—轮毂；6—孔；7—轴承；8—间隙；9—排料管

离心磨矿机的磨碎原理是借助离心加速度(而不是重力加速度)的作用，这个离心加速度一般为重力加速度的 10～12 倍，以此来提高研磨介质的磨碎力。试验研究表明，离心磨机的回转半径 G 和磨机直径 D 的比值为 0.4～0.6 时，磨机的磨碎效率较高。

这种磨机用于矿石、矿物原料、冶金和化工等产品的湿式超细磨方面有许多可取的优点：处理能力较大，尽管规格尺寸比常规球磨机减小很多，仍然能够达到相同的磨矿能力；单位能耗与常规球磨机基本相等，但在磨矿产品细度提高的情况下，电耗可节省30%，在很多情况下，节约投资费用25～30%；设备占地面积和占用空间很小，可以和移动式碎矿机组成井下新型的碎磨生产流程。存在的主要问题是磨机筒体衬板磨损较快。

德国鲁奇公司在南非矿山，对离心磨矿机和常规球磨机的设备性能作了详细的经济对比，结果如下：某矿山的铁矿石磨碎到要求的磨矿产品细度，每种磨机产量为每年2000万吨，给矿粒度为6毫米，磨矿产品细度的比表面积为1700～1800厘米^2/克，采用水力旋流器进行湿式闭路磨矿等相同条件下，选用一台$\phi 4.2\times 8.5$米常规管磨机和$\phi 1.0\times 1.2$米离心磨矿机进行试验比较，对比结果如表3－5－21所示。由表可知，离心磨矿机组的总成本为球磨机组的74%。

表3－5－21　离心磨机和普通球磨机的性能对比

对比项目	普通球磨机	离心磨机
总安装功率，kW	5000	4200
磨机输入功率，kW	2×2000	2×1600
磨机重量，t	2×220	2×85
磨机规格，m	$\phi 4.2\times 8.5$	$\phi 1.0\times 1.2$
占地面积，%	100	55
所占空间，%	100	40
磨机基础，%	100	52
钢结构件，%	100	65
总成本，%	100	74

表3－5－21的所示的结果表明，两种磨机在单位能耗基本相同的条件下，磨矿产品的粒度组成和比表面积，以及研磨介质工作表面的磨耗大致相同。由此可见，采用离心磨矿机代替常规球磨机，对选别作业的工艺制度并无影响。

两种磨机的磨矿产品粒度及金属分布特性的比较如表3－5－22所示。由该表可以看出，离心磨机虽有较高的生产能力，但排矿产品粒度中小于5微米的粒级含量和常规球磨机几乎一样。

表 3－5－22　离心磨机和常规磨机产品特性对比

磨机	产品粒度 μm	产率 %	含量,%			金属分布,%		
			铜	铁	硫	铜	铁	硫
磨机给料	+74	39.8	4.4	28.8	34.1	31.8	33.6	34.6
	−74+44	30.6	4.8	39.4	44.8	25.5	35.2	34.7
	−44+20	15.3	5.5	42.4	48.7	15.5	19.3	19.3
	−20+10	8.7	10.2	31.6	35.8	16.1	8.1	7.9
	−10+5	1.2	9.0	27.2	29.8	2.0	0.9	0.9
	−5	4.4	10.2	22.1	22.2	3.1	2.9	2.6
	合　计	100.0	5.5	34.1	39.2	100.0	100.0	100.0
离心磨机排料	+74	21.8	3.2	28.9	33.4	12.5	18.0	18.4
	−74+44	32.4	4.3	39.0	44.0	25.0	36.2	35.9
	−44+20	19.5	6.0	42.8	49.3	21.0	23.9	24.2
	−20+10	15.8	8.5	32.1	36.3	24.1	14.5	14.5
	−10+5	2.6	9.2	30.4	34.3	4.3	2.3	2.2
	−5	7.9	9.2	22.6	23.8	13.1	5.1	4.8
	合计	100.0	5.6	34.9	39.7	100.0	100.0	100.0
常规球磨机排料	+74	24.5	4.5	29.4	33.5	18.1	20.9	20.9
	−74+44	31.9	4.7	38.0	43.9	24.9	35.2	35.6
	−44+20	19.2	6.0	42.5	48.6	19.1	23.7	23.7
	−20+10	13.8	9.3	31.0	35.2	21.3	12.4	12.4
	−10+5	2.6	9.5	29.3	33.3	4.1	2.2	2.2
	−5	8.0	9.3	24.1	25.5	12.5	5.6	5.2
	合计	100.0	6.0	34.5	39.3	100.0	100.0	100.00

试验表明,卧式离心磨机进行物料细磨和超细磨时,具有较高的磨矿效率。根据原苏联试验表明,容积为 2 米^3 的离心磨机,能够代替容积为 20 米^3 的球磨机。用一台离心磨机代替一台球磨机,仅就降低金属耗量来说,就能节约 4 万卢布。近几年来,苏联采用 $\phi800\times1000$ 毫米的离心磨机代替选矿厂 $\phi2700\times3600$ 毫米球磨机,进行中矿和精矿再磨,工业试验表明,这可获得较好的经济效益。鲁奇公司和南非研制的 $\phi1.0\times1.2$ 米、功率为 1400 千瓦的大型离心磨矿机,于 1979 年在南非金矿投产。

离心磨机既可用于湿式开路流程,又可与水力旋流器构成闭路流程。离心磨机($\phi250\times300$ 毫米)和旋流器闭路磨矿与常规磨机的磨矿结果,如表 3－5－23 所列。

表 3－5－23　离心磨矿机和常规磨矿机的磨矿指标比较

项　　目	常规磨机①	离心磨机①
研磨介质充填率，%	棒磨机，25　球磨机，30	钢球，60
磨球尺寸，mm		10
给料的比表面积，cm^2/g		230
给料粒度，D_{80}，mm	8	2.3
产品粒度，D_{80}，mm	0.033	0.033
分离粒度，D_{50}，mm	0.015	0.012
产品的比表面积，cm^2/g	4000	3900
单位产品能耗，kW.h/t	15～16	15.8
磨矿介质消耗，kg/t	0.8	0.72

①处理铅－锌－黄铁矿。

第八节　磨机的操作、维护及安装

一、概述

磨机的正确安装、良好的维护、优化操作是保证磨机高产量、高作业率、高产品质量及低消耗的必要条件。

首先必须保证磨机有较高的运转率和作业率。运转率是衡量磨机是否完好工作的指标。按下式计算：

$$\text{运转率 } M_1 = \frac{\sum h}{H} \times 100\% \tag{5-41}$$

式中　$\sum h$——全年磨机实际运转的累积时数；

H——该年日历时数。

作业率 M_2 表示磨机负荷运转的状况，即衡量磨机设备完好和外部供矿是否正常及时的指标。按下式计算：

$$\text{作业率 } M_2 = \frac{\sum h_{负}}{H} \times 100\% \tag{5-42}$$

式中　$\sum h_{负}$——磨机全年负荷（即给矿）运转的累积时数；

H——该年日历时数。

通常 $M_1 \geqslant M_2$，二者差值愈大，说明磨机设备虽完好，但外部影响素多。

磨机的正常操作和设备及时的调节使磨机处于优化条件下生产，是使磨机高产、稳产的重要条件。

二、磨机的操作

影响磨矿效率的因素很多，除了所安装的磨矿设备的形式、规格、材质及处理原矿的性质外，操作是很重要的因素。这些因素是：磨矿方式（干式、湿式磨矿）、给矿速度、介质添加制度（尺寸、配比及充填率）、磨矿机转速、磨矿浓度、分级机溢流浓度和细度、球料比和返砂比等。制定出合理的操作制度、提高工人的操作水平、及时调整变化了的磨矿操作参数，是获得好的磨矿和选矿指标的重要保证。

1. 给矿速度

磨矿机的给矿可由人工控制或自动控制。人工控制时，一般用矿仓下面的给矿机和给矿皮带秤控制磨矿机的给矿量。给矿机的工作参数调整好之后，磨矿机的给矿量应保持恒定，或者在一个很窄的范围内变化；湿磨时更应如此，以便控制加水量，确保合适的磨矿浓度和细度。试验研究表明：当磨矿机内的研磨介质表面处于紧密接触状态，而其空隙又被某种流动的物料全部充满时，磨机的有效作用方可达到最佳值，此时磨矿机生产能力最高。磨矿机转速在一定范围内，给矿速度加快，则物料充填率增加，磨矿机生产率增大。但是，当溢流型球磨机内的物料量超过磨矿机的通过能力时，将会出现磨矿机排出钢球，吐出大块矿石，格子还会发生磨矿机被阻塞的现象。因此，磨矿机的给料必须均匀。

据磨矿动力学分析可知，随着给矿速度的提高，磨矿机排矿中合格粒级的含量减少，而产出的合格粒级的绝对数量却增加，比功耗降低，磨矿效率显著提高。当矿石性质发生变化时，应及时调整磨矿机的工作条件，使之建立新的平衡。

2. 矿浆浓度

当湿磨时，矿浆浓度影响物料通过磨矿机的时间、生产率和功率。一般来说，在一定范围内，随着矿浆浓度的增大，磨矿机的生产率也随之提高。合适的磨矿浓度应是既能使固体物料均匀地沿研磨介质表面移动，同时又便于物料从磨机的给矿端向排矿端流动。矿浆太浓，则粘性增大，磨矿介质受浮力影响也较大，其有效密度变小，冲击力减弱，甚至钢球会被带出磨矿机，或堵塞格子板，这时磨机的生产率将急剧下降。当矿浆太稀时，则细粒矿石易下沉，如果用的是溢流型磨机，此时产品将变细，且易产生过粉碎。一般当给矿粒度较大，循环负荷较高时，磨矿浓度以接近 80% 为宜。当原矿含有较多的矿

泥时，需用较低的磨矿浓度，以使矿浆有较好的流动性。在第二段磨矿机中由于被磨物料粒度较小，而且需要细磨，矿浆浓度一般为 65～75%。砾磨比球磨要求更稀的矿浆浓度。当处理给矿粒度粗、密度大的矿石，产品粒度在 0.15 毫米以上时，应保持较浓的矿浆，一般约为 75～82%。棒磨机常用于第一段开路磨矿，其矿浆的平均浓度较球磨机低。磨矿机转速较高时，磨矿浓度应较低。当原矿含泥较多时，矿浆的粘性和浓度会增高，为了改善矿浆的流动性和稳定性，在不影响选矿作业（如浮选）的情况下，可以适当地添加分散剂或凝聚剂，如水玻璃、碳酸钠和石灰等等。

3. 磨矿产品粒度

磨矿产品粒度与磨矿机生产能力的关系随着矿石性质差异而改变。对于非均质矿石，磨矿机的生产能力一般随着磨矿细度增加而减小。因为非均质矿石易于产生选择性磨矿，矿石中的易磨成份在粗磨阶段已经粉碎，细磨时物料中的难磨粒子相对增多，所以产量受到影响。对于均质矿石，磨矿机生产能力随着被磨矿石粒度变细有时增高，因为这种矿石到了磨矿过程的后期，其平均粒度越来越小，故磨矿机生产能力愈到后期愈增高。

4. 磨机的转速

磨机转速对磨矿生产率的影响，国内外已进行过很多研究工作。一般当装球率保持一定时，磨碎矿石的有用功率随磨矿机的转速率不同而变化，因而也相应地影响到磨矿机的生产率。不同类型的矿石对磨矿机的转速率的适应情况是不同的。但总的说来，当前制造厂规定的转速率大致为 66～85%，多数在 80%以下，磨机转速稍偏低，很难达到高的生产率。我国某些选矿厂的经验表明，适当提高磨矿机转速，其产量有一定的提高，但增加幅度很小，且能量和衬板的消耗却十分严重，磨矿机的振动也加剧。

棒磨机运转时，机内的钢棒以滚动的方式产生运动。因此，棒磨机的转速应比球磨机转速低些。

5. 磨矿介质添加制度

在磨矿机工作过程中，钢球或钢棒的消耗量占磨矿总钢耗的 65～90%，衬板耗量占 10～15%。磨矿介质的材质、金相组织状态、尺寸及添加制度对磨矿机的工作效率有着重要的影响。通过长期的试验与实践、人们从众多类型的研磨介质中选取了球和棒。初期配好的研磨介质在生产中将被逐渐磨损，尺寸和重量在不断变小，对矿石粒度的适应性逐渐变差，最后将影响磨矿效率。介质的消耗量与被磨矿石的给矿粒度、可磨性、给料速度、矿浆浓度和化学性质（腐蚀性等）、衬板表面性质、以及介质的尺寸和材质有关。

经验证明，对于一定尺寸的钢球，其磨损量与其重量成正比，亦即与 d^3（球径）成正比。磨矿机低速运转时，主要靠磨剥作用磨矿，此时的钢球的磨损是与 d^2 成正比的 这与磨矿

运动力学原理的分析是一致的，即磨碎矿石所做的功取决于研磨体的接触表面的大小。

$$球的耗量=\frac{最初装球量+补加球量-清除的碎球量}{处理矿量},g/t$$

棒磨机的合理装棒与补棒的方法与球磨机类似。棒磨机在生产过程中应定期进行钢棒的清理和分级，把废棒和直径小于 40 毫米的钢棒清除掉，以免磨细了的钢棒弯曲变形以及重量下降，从而影响磨机的效率。

棒磨机的研磨介质与球磨机不同，生产操作中对于钢棒的质量和磨矿机筒体要求较严。钢棒的成份应严格控制，必须有足够的强度，确保在使用期内不易变形和断裂。筒体应耐磨，防止筒壁上的螺栓孔过早磨损，孔径变大，引起衬板螺栓松动，增加了拧螺栓的时间，从而影响磨矿机的作业率。

钢棒长度应比棒磨机筒体长度短 150 毫米左右，出厂前应进行矫直。

为了均衡、及时加球应采用自动加球机。钢棒由于重量大应采用加棒机。

三、磨矿机组的自动控制

磨矿回路的自动控制不仅是节省劳动力问题，更重要的是稳定操作，把作业条件控制在最佳水平，以达到提高产量，降低消耗的目的；特别是自磨机及半自磨（或砾磨）机，由于磨机内的料位或介质负荷变化快，因此必须安装自动控制系统，以保证磨机的高效率、低消耗。

据国外报导磨矿回路自动控制可提高产量 2.5 ~ 10%，处理一吨矿石可节省电能 0.4 ~ 1.4 千瓦·时（见表 3 - 5 - 24）。

我国东风萤石公司浮选厂和首钢大石河选矿厂磨矿分级自动控制经验表明，采用自动控制系统时，磨矿操作的各项指标的波动范围均比人工操作小（见表 3 - 5 - 25 和表 3 - 5 - 26）。

由于影响磨矿效率的因素很多，特别是矿石性质的多变，因此，到现在为止，还没有把这些因素统一起来而制定出统一的数学模型在生产中应用。一般是根据具体矿石和条件，经过试验得出适宜的操作范围，在生产中控制磨机在此范围内运转。国内外磨矿回路自动控制成功的经验是采用专家系统。最近采用模糊逻辑控制。

磨矿作业的自动控制系统通常进行测定或控制的主要参数如下：

1. 功率：与磨矿机的转速率、矿浆浓度、研磨介质充填率、衬板状态等有关。自磨机的负荷变化可采用功率信号或轴压信号反映。

2. 声音：声音强度与介质运动状态和球料比有关，它可表示磨矿机负荷大小。测定时需要将某些无关的声音频率滤掉。

3. 新给矿量：在给矿皮带上安置传感器（电子秤或核子秤），传递和记录负荷重量，并

用来控制磨机磨矿加水量。

4. 水力旋流器的料浆泵池的液位：该液面的高低可表示闭路磨矿的循环负荷的大小，并用来控制砂泵的流量。液位可用超声波、原子吸收、压差及浸入料浆的吹泡管的压力等方法测出。

表 3－5－24　磨矿回路自动控制效益

选矿厂	磨矿回路	万 t/d	产量增加 %	节省电能	
				kW·h/t	合计 kW·h/d
银铃	格子球磨 水力旋流器	1.10	6	0.42	4600
布伦达矿山	棒磨—球磨 水力旋流器	2.70	4	0.43	11600
克里马克斯（钼矿）	球磨机 螺旋分级机 水力旋流器	4.80	4.4	0.26	12500
皮马矿山	半自磨、球磨 水力旋流器	1.84	10	1.43	26300
洛耐克斯矿山	半自磨、球磨 水力旋流器	4.80	7.5	0.39	18700
芒特·依萨矿山	棒磨机、球磨机 水力旋流器	0.80	5	0.8	6400
芒特·依萨矿山（$N_{0.4}$）	棒磨机、球磨机 水力旋流器	1.95	5	0.65	12700
菲里普道吉	格子球磨机 螺旋分级机	6.0	2.5	0.14	8400

表 3－5－25　大石河选矿厂磨机组自动控制与人工操作的对比

项　　目	对比试验数据自动控制	对比试验数据人工控制
球磨台时产量，t/h	81	68
产品粒度合格率，%	97	72
出故障（胀肚）次数	0	7
产量比（以人工为 100%）	119	100
球磨台时产量，t/h	78.8	72.8
产品粒度合格率，%	100	90.2
故障出现次数（胀肚）	0	5
产量比（以人工为 100%）	110	100

表 3－5－26　东风萤石矿累积计算标准偏差比较

操作方式	给矿量 t/h	磨矿浓度 %	分级溢流浓度 %	分级溢流粒度 μm
人　工	0.584	2.632	2.761	5.189
自动控制	0.210	1.329	0.874	3.273

5. 矿浆流量：可用矿浆流量计测定。通过矿浆容重和体积流量计算而测出矿浆的重量流量，用以控制浮选药剂添加量和计算磨矿系统的质量平衡表。体积流量用磁性流量计测出。

6. pH 值：用标准电极测量，矿浆的 pH 值对金属氢氧化物形成胶体颗粒产生影响，而胶体颗粒的数量又影响料浆浓度和分级作业。

7. 给水量：影响矿浆浓度和磨矿效率。

8. 矿浆浓度：用浓度计测定。

9. 磨矿产品粒度：用粒度传感器测定。

选矿厂磨矿分级过程自动控制可分为定值控制和自寻优或最优化控制两种方式。选用时必须充分研究原矿性质、工艺流程、设备配置及生产指标的具体情况，确定合适的方案。

图 3－5－18 为三个控制环节的磨矿自动控制系统实例，这三个环节是：

1. 根据电子秤测量给矿量，调节圆盘给矿机的转速，以恒定给矿量的闭环控制；

2. 根据电子秤测量给矿量，按比例调节给入球磨机的补加水，以调节磨机浓度的开环控制；

3. 根据浓度计测量分级机溢流浓度，调节分级机补加水，以调节分级溢流浓度的闭环控制。

图 3－5－19 是磨矿作业自动控制的又一实例。图中有两个控制回路：一个是控制产品粒度的回路，用来调节水力旋流器的供矿泵池的加水量，从而调节旋流器作业浓度，满足分级粒度的要求；另一回路用来控制磨矿机给矿量和给水量，其控制的变量是水力旋流器的供矿泵池的液位。

给料重量指示、控制器 WIC 按来自给料皮带的称量传感器的信号和远程设定值 RSP 来调节皮带速度调节器 SC，给料重量记录于记录器 WR 上。磨矿机的给水量 PW 由比例器 FRa 调节。比例器接收来自重量传感器 WT 的信号和由测孔板测取并经过开方处理的给水量信号。经过变换处理后，比例器发出的信号控制流量调节器 PIC 的设定值。FIC 发出的电流信号经过“电流/电压”变送器 I/P 变成风压来控制阀门，使磨矿机的给水量同新给料量成正比。

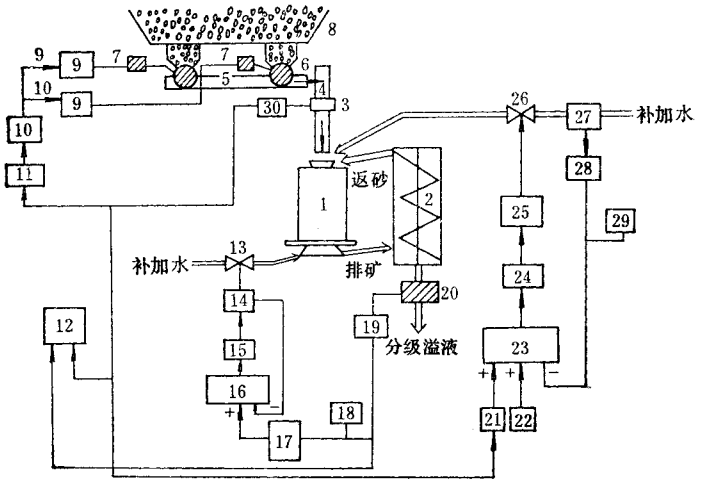


图 3－5－18　一次球磨分级过程自动控制系统方框图

1—球磨机；2—螺旋分级机；3—GGF－01 型电子皮带秤的压力传感器；4—给矿斜皮带机；5—给矿平皮带机；6—圆盘给矿机；7—JZT32－4 调速电机；8—细碎矿仓；9—调速电机控制器；10—同步操作器；11—调节器；12—XWDI－200 型电子电位差计；13—ZAZN－64KDg50 型电动调节阀；14—DKZ－310 型 25m/m 电动执行器；15—DFD－09 型操作器；16—伺服放大器；17—DTL－121 型调节器；18—分级溢流浓度指示电流表；19—$DBC_{-334}Q$ 型差压变送器；20—差压浓度计取压装置；21—DGF－12 型分流器；22—DGA－12 型恒流器；23—伺服放大器；24—DFD－09 型操作器；25—DKZ－310 型 25mm 电动执行器；26—ZAZN－64KDg50 型电动调节阀；27—LD50A 型电磁流量变送器；28—LD－1 型电磁流器转换器；29—水流量指示电流表；30—电子秤二次仪表

磨矿机之排矿泵池装有高液位 HL 和低液位 LL 控制装置。当液位高于 HL 或低于 LI 时，液面高度传感器 LT 发出信号，经过液面调节器 LIC，发出信号控制磨矿机给矿皮带的速度控制器 SC，改变磨矿机的给矿量。与此同时，比例器 Ra 接受重量传感器 WT 和流量传感器 FT 的信号后，经过处理后，按前述相同的过程，改变磨矿机的给水量，使其排矿泵池液位保持稳定。

自动控制系统方案的实现如下：

恒定给矿闭环自动调节。如图 3－5－18 所示，电子皮带秤压力转感器(3)测得给矿量，经其二次仪表(30)转换成代表矿量的 0～10 毫安直流信号，该信号送给调节器(11)，与调节器给定信号比较，产生偏差信号，调节器对此偏差信号进行 PID 运算，产生控制信号送至同步操作器(10)，然后再送给调速电机控制器(9)，其输出信号去控制调速电机(7)，改变其转速，以改变圆盘给矿机(6)的转动速度，从而调节给矿量，使给矿量恒定在给定值附近。同时，电子秤二次仪表用电磁计数器对矿量进行累积计算，并输出 0～10

毫安代表矿量的信号，送至电子电位差计(12)，进行指示与记录。

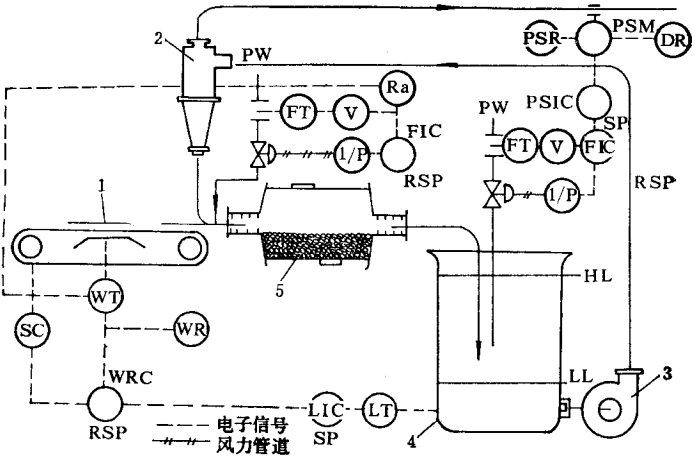


图 3－5－19　选矿厂自动控制磨碎作业的系统图

1—给料；2—水力旋流器；3—泵；4—矿浆槽；5—球磨机；DP—浓度计；PIC—流量调节器；FT—流量传感器；FRa—比例站(器)；I/P—电流电压变送器；LIC—液面调节器；LT—液面高度传感器；PSIC—颗粒粒度调节器；PSM—粒度监控器；PSR—粒度记录器；PW—补加水；RSP—远程设定值；SC—速度控制；SP—设定值；WR—重量记录器；WRC—重量调节器；WT—重量传感器；DR—浓度记录器

四、磨机的维修

磨机运转是否正常，除了设备和安装的质量有关之外，日常的正确维护具有重要的作用。严格遵守磨机的安全操作和维护规程是确保磨机正常运转的先决条件。

磨机起动前应仔细检查各连接螺栓是否拧紧，齿轮、联轴节(或皮带轮、链轮)等的键以及给矿器的泥勺头或其他固结螺栓的固紧状况，及砂槽内有无异物，油箱中的油位是否达到指示器的上部标线位置(磨机运转时其油位不应低于油位指示器的下部标线)；在设有集中润滑站的情况下，应检查油泵及油管是否良好(开动油泵)。指示仪表及安全保护装置是否良好。磨矿、分级机组周围有无妨碍设备运转及工人操作的杂物。当停车超过 8 小时后，再开车时应先用吊车盘转磨机一周，松动机内的负荷并检查小齿轮与大齿圈的啮合情况，有无异常声响。用油环润滑时，应检查冷却水管供水是否正常。

磨机起动：起动之前应与和磨矿机组工作有联系的生产工段做好联络，然后启动磨矿机的润滑油泵。待油压达到 49～196.13 千帕(0.5～2 工程大气压)。冷却水压力正常低于油压 24.5～49 千帕(0.25～0.52 工程大气压)，确信油流正常并已流至各润滑点之后，才可起动磨机，而后起动分级机或砂泵(有水力旋流器时)。磨机空转 2～3 分钟，待

机组各部运转正常之后即可起动磨机之给料设备。磨机在未给料的情况下运转时间不允许过长，一般不可超过 10～15 分钟，以免损伤衬板和多耗钢球。

磨机运转期间应经常注意观测和检查，主轴承的温度不可超过 50～65℃；必须随时注意轴承和减速机的给油量，确保各润滑点油流正常，油箱内的油温不可超过 35～40℃；带有冷却水的轴承，应保证冷却水流畅通无阻；经常检查大、小齿轮、主轴承、分级机减速器等传动部件的润滑情况。当采用人工润滑时，需及时往轴承及油杯内装油；注意观察磨机前后端盖、筒体、排矿箱、分级机溢流槽和返砂槽是否漏矿或堵塞；根据矿石性质变化情况及时调整磨机的作业条件。

磨机停车：计划停车前应通知相邻的生产工段。待磨机内的矿石处理完（一般在 10 至 12 分钟内），停止给水。当室温在零度以下时应放出轴承套（油环润滑）内的冷却水，防止冻结而损坏轴承；将螺旋分级机之螺旋提升超出分级机内的砂面后停止分级机（或砂泵），防止磨机给料器被返砂堵塞。在停车准备工作完成后即可停止磨机之电动机，此后，停止油泵。

当遇到突然停电时，必须立即停止给矿和给水，并切断电源，关停其他设备。为了防止以后起动困难，最好用水冲洗磨矿机内部。

加强日常检杏维护是减少磨机事故的重要措施。每次交接班时要检查磨机组的所有连接螺栓的紧固情况，如发现有松动的必须停车拧紧。筒体衬板螺钉如有折断应及时更换，防止擦伤筒体，或矿浆外漏。定期检查衬板磨损情况，磨至一定程度应予以更换。使用油杯润滑时传动轴承中的油至少每旬更换一次；滤油器的滤网不应玷污，每隔 2～3 周应清洗一次；减速机 6 个月检查一次。介质装入量不能超过规定值。操作中如发现设备有不正常现象，应立即停机处理。经常清擦机器表面的油污，做到文明生产。

磨机的维修：合理的维修是确保磨机有较高的运转率和较长的使用期的重要条件。磨机的维修工作应与操作维护结合起来，经常进行。磨机的维修除了日常维护检查外，定期进行的有小修、中修和大修。

小修：1～3 个月进行一次，其主要检修项目是检查、修复或更换已磨损的零部件，如磨机衬板、给矿器的泥勺头、小齿轮、联轴器及胶垫，进、出料槽、电动机轴承等；检查各紧固件；油泵和润滑系统的检修、清洗和换油；临时性的事故修理及磨损件的小调、小换和补漏。

中修：一般为 6～12 个月一次。其工作内容除了包括小修的全部项目外，尚须对设备各部件作较大的清理和调整，如修复传动大齿轮等，同时更换大量的易磨部件。

大修：周期一般为 5 年左右，检修项目除包括中修的全部项目外，还有更换主轴承和大齿轮、检查、修理或更换筒体、端盖，对基础的调整、修理、找正等。

我国选矿厂生产实践中球磨机易损件的材质、使用寿命和设备用量列入表 3－5－27

中。常见故障、原因和排除方法见表 3－5－28。

表 3－5－27　磨矿机易损件的材质、寿命和备用量

零件名称	通用材料	使用寿命,月	每台磨机最少备用量
衬板			
筒体衬板	高锰钢	6～12	2 套
端盖衬板	高锰钢	8～10	2 套
进、出料管	铸　铁	24～36	1 套
格子板	锰　钢	6～8	2 套
给矿器勺头	高锰钢	2	2 个
给料器壳体	碳钢或铸铁	48	1 个
主轴承轴衬	巴氏合金	48～60	1 套
传动轴承轴衬	巴氏合金	18	2 套
小齿轮	合金钢	6～12	1 个
齿圈	铸钢	48～96	1 个
衬板螺栓	碳钢	6～8	0.5 套

表 3－5－28　磨矿机故障、原因和排除方法

故障	原因	排除方法
主轴承温度过高、轴颈磨损主轴承冒烟或熔化、轴承跳动或电机跳闸	(1)主轴承润滑油量太少或中断、矿浆或粉粒落入轴承、轴颈内； (2)主轴承安装不正、筒体或传动轴有弯曲、轴颈与轴瓦接触不良； (3)润滑油不纯或粘度不合格 (4)主轴承冷却水少或水温过高	(1)立即停机清洗轴承,更换润滑油； (2)修理主轴承、筒体、轴颈和传动轴,调整主轴承位置、刮研轴瓦和修理轴颈； (3)更换新油或调整油的稠度； (4)增加冷却水量或降低供水温度
润滑油压过高或过低	(1)油管堵塞； (2)油的粘度不合格、过脏、油过滤器堵塞	消除引起油压变化的因素
磨机振动,齿轮传动有撞击声或突然发生强烈震动和撞击声	(1)齿轮啮合不良或磨损过甚； (2)地脚螺丝或轴承螺丝松动； (3)大齿轮联接螺丝成对开螺母松动； (4)传动轴承磨损过甚； (5)齿轮打坏 ;小齿轮轴串动	调整齿间隙,拧紧松动螺母 ;修整或更换轴瓦。 停机消除齿间杂物 ;检查并消除隐患
磨矿机排料量减少,生产量过低	(1)给矿器堵塞或折断； (2)给量不足； (3)给矿粒度增大或矿石可磨性变差； (4)介质不足或磨损过多； (5)干磨时入料水分大,磨机内气流循环不良或篦板孔被堵塞	(1)检查修理给矿器； (2)调整给矿量,消除隐患； (3)调整介质配比 ;调整矿仓的排矿点,改变给矿粒度组成； (4)补充磨矿介质； (5)降低入磨料温或水份 ;清扫通风管路及篦孔

故障	原因	排除方法
基础破坏引起螺栓断裂；传动轴折断，传动装置和减速机振动； 轴承外壳漏油并引起基础破坏；传动轴在小齿轮配合处断裂	(1)大齿圈与小齿轮啮合不良；齿磨损过甚；轴承安装、配合不良； (2)基础螺帽松脱；联轴节有毛病；轴中心定位不良，连接销负荷不均匀； (3)密封垫状态不良； (4)固定链松脱和配合不良	(1)检查清洗齿圈和小齿轮，必要时予以修理或更换；调整轴承及轴的安装关系； (2)拧紧基础螺帽；修理联轴节； (3)更换轴承密封垫； (4)紧固齿轮键，调整配合状况
管磨矿机内研磨体工作时声音弱而发闷	(1)喂料过多或粒度突然增大； (2)干磨时，物料水份过大粘附在介质及衬板工作表面上，堵塞篦孔	(1)减少喂料量； (2)降低水分，加强通风，停磨清理篦孔
电动机电流不稳定或过高；起动磨机时电动机超负荷过大，或超负荷时间过久	(1)泥勺头活动，给矿器松动； (2)返砂中有杂物；排矿浓度过高； (3)中空轴润滑不良；齿轮过度磨损； (4)筒体衬板磨损不均匀，电机线路故障； (5)机内潮湿物料长久积存，球荷失去抛落或泻落能力而使电机负荷加大；给矿过多	(1)固紧泥勺头或给矿器； (2)清除杂物，调整操作； (3)更换或修理齿轮改善润滑； (4)更换衬板，排除电气故障； (5)卸出磨机内部分钢球；对保留在机内的钢球混搅、松动；调整给矿量
磨机工作过载；安培表读数不稳	(1)机内装载量过多；轴承润滑油不足； (2)传动系统有过度磨损或故障	(1)调整装载量，加大给油量； (2)检查、修理传动系统(轴、承、轴、齿轮)
磨机筒体螺栓处渗漏矿浆或料粉	(1)衬板螺钉松动； (2)密封垫圈磨损； (3)衬板螺钉被打断	(1)拧紧或更换衬板； (2)添加密封垫圈； (3)更换衬板螺钉
干磨机内温度过高	(1)磨矿机通风不良，粉磨效率低； (2)筒体冷却不良； (3)入磨物料温度太高； (4)介质配比不当或给矿粒度组成变粗或仓室长度分配不合理	(1)清扫通风管路及篦孔； (2)加强筒体的冷却； (3)降低入磨物料的温度； (4)调整和加大第一、二室的介质配比及各室的长度

在处理量大、磨机台数多的选矿厂，磨机修理工作一般都在现场进行。中小型选矿厂通常也设置检修用的起重设备。当吊车起重吨位较小时，可用两台电动或油压千斤顶辅助起重，以便对磨机进行就地检修；大型部件一般送至机修厂修理。现场修理时，需要停车一段时间，但比较经济。无论采用哪一种修理方法，在停机修理之前都应根据机组修理记事本中的记录、事故报告表、磨矿机交接班和设备检查记录，编制设备缺陷明细表，然后编制设备修理进度表；并规定各部件或机台的修理顺序及可能平行进行的修理作业。

在停机以前应仔细检查磨机的空转情况，将所有发生噪音、撞击和振动现象的零部件和部位记录下来。有振动的零、部件可用振动计来测量。在准备过程中和拆卸磨机时，应把有关部件和零件的状况及摩擦部件的间隙值记录在修理簿内。部件或机器修理完毕，也应将其状况（间隙、公差、修理时未消除的磨损、定心的准确程度等）记入修理本内，供使用中或下次修理时参考。

五、磨机的安装

良好的安装可以保证磨机正常地运转，有较长久的使用寿命和较高的运转率。

各种磨机的安装方法和顺序大致相同。

基础要求：为了使磨机平稳而安全地运转，基础必须延伸到稳定、坚实的基土层。基础应能承受静负荷和磨机运转中产生的振动负荷；基础应有足够大的底盘和体积，基础底盘应与厂房柱子底盘分开，至少相距 50 毫米。基础的重量应比磨机的重量大 1.5～2 倍。

磨机安装之前，必须检查基础与建筑物及相邻机组等的配置关系是否正确，基础的标高及各主要部位的尺寸是否符合机组安装图中所规定的尺寸，同时应仔细地检查基础的施工质量。

基础如果符合设计要求，即可清理基础表面，用风铲或手动工具除去基础顶面的疏松浮物，并标出安装处的基础中心线和标高。基础表面如有油脂残存，应该用苛性钠及中和剂处理，或者铲除足够的深度，以免影响砂浆和基础之间的粘合。

设备及基础的检查、准备完毕，即可着手安装基础螺栓、主轴承底盘和轴承座等，主轴承底盘水平度公差为 0.10/1000；两底盘的相对标高一般宜用液体连通器测量，高差不应大 0.5 毫米，并使进料端高于出料端。主轴承座与底盘四周应均匀接触，局部间隙不大于 0.1 毫米。主轴瓦的球面与轴承座的球面的接触应良好，转动必须灵活。两配合球面的四周应留有楔形间隙，其斜向深度为 25～50 毫米，边缘间隙为 0.2～1.5 毫米，接触面上的接触点数，在每 50×50 毫米^2 面积内不应少于一个点。装配主轴瓦与轴承座时，在配合的球面上应均匀地涂上掺有石墨的润滑油。两主轴承底盘中心线间的距离偏差应符合冶金机械设备安装工程施工及验收规范之有关规定。

装配主轴瓦与中空轴时应使接触弧面为 70°～90°，接触面上的接触点数在每 25×25 毫米^2 面积内不应少于 2 个点。两侧侧间隙的总和应为轴颈直径的 0.15～0.20%。

筒体与端盖在组装前应进行检查，筒体表面应平直，沿轴线方向的弯曲不应大于筒体总长的 0.1%，端面最大直径与最小直径差不应大子筒体直径的 0.15%，两端法兰止口的同轴度和平行度公差应符合冶金部颁发的选矿设备安装规范允许的数值。组装筒

体与端盖时，应将结合面上的毛刺飞边和油漆等清除干净，并涂上铅油，结合面应紧密接触，其间不应加入任何调整垫片。按标记进行组装，定位销必须全部装入，合格后应立即将螺栓均匀地拧紧。

筒体及端盖往主轴承上安装时，两中空轴的轴肩与主轴承间的轴向间隙，应符合设备技术文件的规定；两中空轴上的母线应在同一水平面上，其高差不应超过 1 毫米，且使进料端高于出料端。两中空轴的中心线应在同一直线上，主轴的端面圆跳动应符合安装规程的规定。安装中复查两中空轴与轴瓦的接触情况，应符合安装规程。

整体的齿圈应先装在筒体上，然后再将筒体装在主轴承上。拼合的齿圈一般应在筒体装到主轴承上以后，再装在筒体上；组装前应将毛刺、防锈油漆和污物等清除干净。齿圈端面与筒体法兰应贴合紧密，间隙不应大于 0.15 毫米。拼合齿圈的对接处的齿节距应符合设备技术文件的规定，其偏差不应超过 ±0.005 模数。齿圈的径向圆跳动，每米节径不应超过 0.35 毫米。圈的端面圆跳动，每米节径不应超过 0.35 毫米。

衬板在筒体内的排列不应构成环形间隙。装配具有方向性的衬板时，其方向和位置应符合设备技术文件的规定。端衬板与筒体衬板、中空轴衬套之间所构成的环形间隙应用木楔（湿法作业）、铁楔或水泥（干法作业）等材料堵塞；衬板与衬板之间隙不应大于 15 毫米。固定衬板的螺栓应垫密封垫料和垫圈，以防漏出矿浆和矿粉。隔仓板篦孔的大口朝向出料端。

主机安装好之后应检查与调整轴颈和筒体的中心线。共同心度误差每米长度内不允许超过 0.25 毫米，磨机的纵、横向中心线偏差不应超过 ±3 毫米；标高偏差不超过 ±5 毫米，非自位调心轴承磨机的水平度公差不超过 0.10/1000。最后安装传动装置。应使传动轴之轴线与磨机轴线的平行度公差不超过 0.15/1000。大、小齿轮啮合的接触斑点沿齿高不应小于 40%，沿齿长不应小于 50%，且应趋于齿侧面的中部。大、小齿轮的啮合除应符合前述大齿轮安装的有关要求外，啮合的侧间隙应符合选矿设备安装规程。

干式磨机的进料漏斗或风扫式磨机的进料管组装时，接触处应密封良好，不漏粉尘；当采用旋转式接触时，转动应灵活。

磨机安装完毕应空运转（不加介质和物料）8 小时，其间传动齿轮不应有不正常的响声；衬板不得有敲击声；减速机振幅不超过 0.05 毫米；传动轴振幅不超过 0.08 毫米；主轴承振幅不超过 0.1 毫米。主轴承端面圆跳动应符合前述安装时的要求。空转合格后，进行负荷试行运转。启动前应向筒内装入 20～30% 的研磨介质，启动后加入物料，每运转 2 小时补加 10～25% 的介质直至满负荷，继续运转 24 小时。如一切正常，即可投入正式使用。管磨机的试运转应按设备技术文件的规定进行。