

第十八届国际矿物工业计算机 及数学应用会议译文集

(选 矿)

中国选矿科技情报网

1985年9月



目 录

电子计算机在选矿运用的二十五年.....	A. J. Lynch (1)
选矿厂最优作业用稳态模型.....	A. J. Niemi (11)
应用灵活的过程仿真程序对矿物提取过程作经济评价.....	
.....	I. C. Ritchie R. Spencer (19)
利用地质资料评价铀矿浸出试验结果的改良方法.....	
.....	Henrigue Garcia percia et al. (31)
选矿中矿物解离度的确定.....	R. Bloiseing C. Gateau et al (41)
用于选矿流程设计的仿真程序包——影响建立日常实用系统的因素.....	
.....	G. W. Cutting (55)
离心磨机磨矿回路设计.....	A. L. Hinde (69)
铜钴水冶厂的物料平衡模型.....	L. M. Johnson (82)
使用计算机模拟作工业磨矿分级回路的分析和设计.....	
.....	A. Kavetskg and D. J. Mckee (89)
应用随机技术对锡浮选回路的动态模拟.....	
.....	D. N. Sutherland and D. W. Selby (100)

电子计算机在选矿中运用的二十五年

A. J. Lynch

Australia

摘 要

五十年代末期, 数字电子计算机就开始被用于选矿。早期的应用限于建立过程模型和工厂的最佳化, 近年来已经扩大应用于选厂控制等。

尽管还有一些过程(如自磨等)的模型, 由于缺少试验数据, 还不完整。但是一些模型已经成功地被用于优化和设计。作为一种模型研究的重要副产品, 在建立模型而作的数据搜集过程中, 对过程的机理也加深了理解。不过计算机模拟目前还没有广泛地在选厂设计中运用。因为仪表和计算机问题以及工程师们不能对过程中的一些关键变量进行测定, 早期工厂控制的研究一般均未获成功。现在这些问题中的大多数已经解决了, 并且近些年来已作了很多努力将计算机控制用于选厂生产, 也取得了不同程度的成功。现在计算机已广泛地用于记录和作简单的控制, 但将其用于更先进的领域内的研究工作, 似乎还有一些阻力。

现在还缺少这样的工程师。他们既懂得选矿的工艺知识而又能懂得利用计算机去改进其工艺的方法。这是在选矿中应用电子计算机还存在的问题中的一个重要因素。

导 论

在50年代末期, 计算机首先被用于选矿操作的分析。几年后用于过程控制。早期的发展似乎很慢。部分是由于在那些年代里计算机很贵。还不那么可靠, 并且很难编写程序。部分也由于为过程分析和控制所采用的方法都基于简单的假设, 以致每前进一步都要解决新出现的问题。尽管这样, 在那些年代里还是取得了相当的成就, 并且早在1961年首届APCOM会议的论文中对在选矿领域中运用数字计算机的潜在价值已予以肯定。

在选矿领域中应用计算机的继续发展, 可以从自那以后的APCOM会议上发表的文献中看出。过程的模型和模拟一直是会议文献的主要课题, 而且好几种模型, 如湿式球磨和水力旋流器, 现在已经可以肯定地被用于现有回路的最佳化和新回路的设计。其它过程的模型和模拟, 如自磨, 还没有达到这一程度。但进展也很迅速。可以期待在今后的十年内, 所有重要单元的精确模型都将获得成功。

过程控制已经成为会议文献中的第二个大问题。在60年代中期小型计算机的问世给过程控制以特大的促进。在选矿中用计算机控制的现状和模型及模拟的发展相似。某些过程很先进, 某些尚有待发展。如果控制的水平更加先进, 那么为了得到经济效益就需要更加多的对过程的知识 and 附加的测定及控制仪表。甚至在那些对过程还没有充份理解的作业中, 如自磨, 计算机控制也可以达到这样的水平, 即在相应程度上改进过程的效率。计算机对选矿操作有很大影响的另一个领域是智能仪表的发展。这样的仪表可被用来描述矿流中颗粒的特性。选矿工艺不如其它工艺那样发展迅速的理由之一就是矿物在不同的矿流中具有非常不同的特征。测定这种相似粒群的特征, 并观察其通过过程的行为的方法一直还没有被找到。

例如有用矿物在浮选过程中一直被包含在粒级和矿物成份不相同的粒群之中，并且他们对浮选条件变化的反应也不同。迄今为止，浮选结果通常是由对全部料流的化验结果来评价的。但是它不能区别是连生体还是单体。正在发展中的一种智能仪器可以提供这种补充的信息。不过还没有跟上发展的需要。

在过去的25年中，在选矿中应用计算机方面，已经有了一个很大的扩大研究和发展的计划。本次18届会议是一个检阅当前发展的机会。可以看到在工程实践中已达到了何种程度和尚存在那些问题。本文就是对这种检阅所作的一个贡献。

过程模型

模型发展

不同过程模型的发展都有着共同的方式：

1. 在1960年以前，计算机前的年代里，模型的形成多是概念性的。而且多侧重于理论。
2. 当要把模型研究作为一个研究利润的活动领域时，就要求进行扩大的试验室试验和试验厂试验以研究这些模型并计算其参数。
3. 然后把试验计划扩大到大规模生产中去确认模型和鉴定其不足的地方。
4. 如果需要，要进一步研究和改进模型。

碎矿、磨矿和分级

碎磨过程由Epstein^[1]奠基的，基于磨碎概率和磨碎函数概念上的模型现在已被广泛地使用。这个模型随后由Broadbent和Callcott^[2]扩展为矩阵模型。Broadbent认为Epstein的磨碎概率就是把一个描述在破碎带破碎概率的选择性函数和一个描述从这个破碎带排料出去的分级函数包括到一个参数中去了。这些函数也可以被定义为磨碎速度和排料速度函数，并经常地以速度函数的形式被应用。Broadbent和Callcott^[3]和其它的作者们^{[4]、[5]、[6]、[7]}还表明，基于上述概念的模型可用来描述棒磨、球磨作业。并且适用于回路模拟的目的。

各种类型的降低粒度单元的模型在选厂回路中的运用表明：

1. 筒型磨机可以作为一个很好混合单元内的速度过程来模拟。
2. 棒磨必须作为好几段串联的磨矿单元来模拟，在矿石通过磨机时，粒子从每个单元排出的速度，有着系统的变化。
3. 球磨也可以用这种方法来模拟，尽管它具有较小的直径，（小于3.5米）。如果长径于1.25比小，并且给矿粒度小于10毫米，那么也可以被看成为是一个完全的混合的单元来处理。
4. 对自磨机，由于存在两种磨碎机理，研磨和破碎，因此必须考虑两种磨碎函数。
5. 任何一种矿粒，其磨碎速度在球磨机中或在棒磨机中始终保持为一常数。但在自磨机中，其磨碎速度要随着磨机内矿石的负荷的变化而变化，所以自磨机的模型必须包括磨机负荷的计算。这种计算要借助于对磨机排矿口粒度以上物料的磨碎速度的数据。
6. 破碎机，由于在破碎过程中被碎粒子可立即从破碎带排出来。所以最好用一个简单的矩阵模型^[8]来模拟。在本文中将不再进一步讨论破碎模型。

水力旋流器模型需要判断性能曲线，这种曲线确定了颗粒粒度和其进入粗粒产品概率之间的关系。这个模型所用的基础是众所周知的1953年由Kelsall^[9]建立的，即粒子能进入粗粒级产品有两种机理：

1. 是污染，或“短路”机理，即是由于水进入粗粒级产品而携带进入的，其进入量与

进入的水量成比例。

2. 是由于离心力,而不是由污染而进入的。Kelsall提出了一种描述离心作用机理的修正曲线的概念。1955年Yoshika和Hotta^[10]注意到在不同的操作条件和水力旋流器尺寸下,所得到的性能曲线完全相似。并发展了一种简化他们为单一的被称为简化的效率曲线。这条曲线可由用离心效率或修正的粒子进入底流的比率对相对粒度作图来表示。其中相对粒度为实际粒度与效率修正曲线中的d50之比。为了使用简化了的效率曲线去推导确实的曲线性能,需要有公式去计算下列两个值,

1. 修正了的d50;
2. 在任何水力旋流器操作条件下水流量的分配比。

这样,在任何新操作条件下的旋流器性能均可被推导。

Dekok^[11]和Peachey^[21]提供了了解水在旋流器中行为的关键。他们观察到了在给矿流速和溢流流速之间存在着一种线性的关系。

这些都是现在通用的水力旋流器模型中的基本概念。人们可以注意到,这些概念都是在计算机前的年月里发展的。1965年Lynch和Rao^[13]将这些概念放在一个水力旋流器模型之中。尽管其它一些作者^{[14]、[15]}已建议要对其修改。而且在这个模型中也确实有许多重要的缺陷,这是不足为怪的,因为它只是一个机理和经验性的模型。但不管怎样,它已经被广泛地应用于不同条件下的水力旋流器操作。

硫化矿浮选

通常使用的浮选模型是动力学模型。这种模型认为,粒子浮入精矿的速度比例于他们在矿浆中的量。

这个模型的基础在50年前就已经奠定了^[16],但是浮选动力学的研究工作,在试验室里做了许多年才被证实。在开展工厂研究之前,25年被耽搁了。早期对矿物与时间关系的现场研究^{[19]、[20]}表明,浮选可以用一个动力学模型来描述。但是要用一个简单的,只表示一种物料,用单一浮选速度常数表达的一级反应模型去精确地描述一个完全的过程是不合适的。其理由为:

1. 浮选槽内的可浮性矿物是以许多种不同类型的矿物粒子而存在的,他们都具有极不相同的浮选速度。

2. 一个粒子要从矿浆中浮出去,必须通过两种过程,即从矿浆到泡沫,从泡沫到精矿。如果泡沫相的行为是固定的,一个简单的动力学方法才是有效的。

第一个问题的解决方法包括发展对原矿中已知矿物的鉴别方法,如确定每一种矿物,每一种成分的相对量,以及局部的浮选速度常数。为此,已经建立起了好几种数字的和经验的方法^{[21]、[22]、[23]}。

解决第二个问题的方法包括关系到泡沫相的行为,水的浮出速度问题以及水的浮出速度对某一矿物浮出速度的影响等问题。特别是与非硫化矿脉石的关系问题^{[24]、[25]}。

浮选模型已经证明了在导论中所描述的那个问题,即每前进一步又提出一个新的要解决的问题,如:

- a. 一种矿物作为单一成份来考虑,引出了作为许多这种成份来考虑的重要性。
- b. 考虑了浮选过程是矿浆到泡沫的过程引出了从矿浆到泡沫,还要注意到从泡沫到精矿去的重要性。并且由于泡沫的过载,它还可能会是一个零阶的动力学反应。

现在浮选模型的发展已经很先进了。当前其应用范围和不足之处将在下一节中讨论。然而必须指出,使用模型的形式有可能取决于要被模拟的矿石。譬如:对于一个简单的粗粒的硫化矿,采用硫化矿分为快浮的和慢浮的两类的模型可能是合适的,但是这种简化对于一个复杂的细粒嵌布的矿石就很可能是不正确的。而必须提供更加详细的成份描述才行。

小 结

有趣的是,在模型发展方面并没有什么迅速的和惊人的进步。现今使用的,每一个例举的模型都是基于许多年前的概念。而更有意思的是,在那个时候可没有计算机可以用来去对这些概念作深入的研究。模型发展的较慢,但是还是取得了相当的进步,并且已建立起了进一步发展的方法。今后将强调的是现场研究和给出过程信息的技术。这些是目前还不能提供而又是很重要的信息。

模 型 现 状

磨矿和分级

现在湿式磨矿回路模型的状况可归结为:

1. 现有的棒磨和球磨及水力旋流器回路可以被精确和可靠地模拟。并且对回路安排或操作条件变化,如给矿速度和给矿硬度,所引起的后果可以作出可靠的予判断。

2. 对于新回路的设计,球磨可以使用1米直径的连续试验磨机放大到6米直径^[26],但目前还不能用试验室的条件试验测定的磨矿速度搬到大的连续的磨机。

3. 球磨模型的重要缺陷是还不能包括一个允许判断矿物解离程度的组成部分。一直还没有一个仪器能定量地测定矿物的解离度。但现在这种测定单元已经可以提供了。因此可以期望于不久的将来会有一个表达磨矿——解离度的模型出现。

4. 自磨模型还没有像球磨模型那样发展的迅速。只有很少的关于磨机内负荷的重量和粒度分布的数据可提供。并且还不是以发展成一个有把握的,能用于模拟磨机负荷与粒度磨碎速度之间关系的模型。然而关于自磨模型的基本形式还是建立起来了。在一些情况下,它的简单形式也可用于最佳化的目的^[27]

5. 水力旋流器可以从小到100毫米直径的旋流器数据被精确地放大到600毫米直径。许多工作还表明,这种放大甚至可到1000毫米^[28]也还是有效的。然而当给矿中含有大量,譬如说,30%的物料小于52微米时,现有的模型就不精确了。

6. 水力旋流器模型的缺点是

a. 矿浆粘度,这是对水力旋流器分级非常重要的因素,未被包括在模型内作为一个参数。在Lynch和Rao的工作中未包括粘度是因为测定问题。很明显,这个因素的影响是存在的。

b. 还不可能精确地判断在水力旋流器中不同比重矿物混合物的行为。

硫化矿浮选

硫化矿浮选模型的状况可归结为:

1. 简单粗粒嵌布硫化矿的粗选行为可以被精确的模拟。因为可以做这样一个假设,即有用矿物存在两部分,一部分是高速度常数,另一部分的低速度常数的,它可以应用于粗选。在适应调整精矿中的给水后也可应用于精选,但尚未被证实。对于模拟硫化矿脉石、非硫化矿脉石以及包括药剂添加速度的模型也已被发展。

2. 细粒矿石,较难被精确地模拟。因为对于这种矿石,两种速度常数的描述已经无效了。QEM*SEM,一种能测定在不同类型粒子中矿物所占比例的仪器的发展,是一个重要

的进步。因为它将允许对矿石根据按需要而定义的许多类型来描述。

3. 当矿石的性质更为复杂时, 会出现意外的硫化矿脉石高速浮游的问题。只有一点点情报可提供来说明为什么是这样。用 QEM*SEM 可以为这种复杂矿石进行模拟作出重要的贡献。

4. 仍然没有有效的方法可以从在试验室里测定的表面特性来确定其浮选速度常数。诱导时间似乎是一种相近的变量, 但是现在还没有一种测定细颗粒的诱导时间的方法。

5. 现时, 泡沫的行为已作为水的浮选速度的模拟中的一项因素。现在需要有一个较好的泡沫行为的模型, 以能模拟水的浮出速度和粒子的下落速度。

6. 浮选模型可被用于从批量试验判断大型连续浮选。它可提供:

a. 放大的以不同粒子的粒级动力学行为为基础的。

b. 存在同样的化学环境。

c. 在批量试验及连续试验之间, 浮选停留时间的差别应当考虑在内。

在浮选模型中, 最重要的问题是粒子的特性测定, 现在已经有了专门为此目的而发展的仪器。可以期望模型也将会有很大的发展。

小 结

在磨矿浮选回路模型方面, 已经取得了很大的进步, 并且可将这些模型用于最佳化和设计的目的。某些模型还存在着缺点, 但是深信在未来的几年内, 一定会取得进步。

问题是这些模型, 甚至很多的提供给最佳化和选矿工业设计的, 似乎接受他们的人并不多。特别是用于设计目的, 这本来是非常适合于他们应用的。

这里可能的原因是, 在技术转换过程中, 对模型缺少理解, 并且模型的精确性未被人们所接受。也可能是模型的使用还不很方便。或者是由于设计工作者习惯于当前方法等…总之还说不清。能说的只是除非这种技术转换问题得到解决, 否则使用模型能得到重大的经济效益这点是不会被认识的。

过 程 控 制

早期计算机用于选矿控制未获成功是由于仪表和计算机问题, 以及工程师们没法去测定某些重要的过程变量。例如早期的 γ 浓度测定仪, 磁流量计和在线分析等都不如现在那么可靠。过程测定问题没有保证, 使人们很快地就丧失了用数字计算机控制的信心。

到60年代末期, 小型计算机问世。高级语言发展, 大大地增加了计算机控制过程的方便。测定仪表已经更为可靠, 测定重要参数, 如粒度, 仪器的问世, 以及对于变量对过程的影响又有了更深刻的理解。尽管这样, 还是很不够的。

继之, 在70年代里, 计算机控制选矿厂操作取得了相当的进步, 但似乎在那时并没有得到什么经济效益。

虽然, 计算机控制已经成了一个标准近代化选厂的标志了, 并且在一些老厂中也在安装。然而他们主要还是被用于巡回检测和一般地控制。即使这样一些简单的控制。似乎成了一种勉强。使用计算机只是为了表示要去研究更先进的控制。

这些问题不解决, 用计算机进行控制的经济效益就不能取得。

湿式磨矿回路

已经有许多关于球磨和水力旋流器回路过程控制的报告。无疑问, 对于如何控制这些回

路以得到固定的产品粒度和最大处理能力已经能很好地掌握了。

湿式球磨的特点是,如果磨机速度固定,它的生产能力是固定的。只有两个控制变量可以变化回路的性能。即给矿速度和加水量。大家都理解,产品粒度取决于矿石和水的添加速度,以及矿石的破碎特征。对于用计算机控制第一段磨矿回路以保证产品粒度和矿石处理能力,并没有什么困难。

在自磨情况下,控制问题更加困难。如果进入自磨机的矿石性质只有很小的变化,那么利用现有的感测仪器和计算机进行控制是可以实现的,但是超过一定范围后,就很难进行良好的控制了。因为:

1. 关于磨机负荷的在线信息有限; 2. 在磨机的给矿速度变化和磨机负荷变化之间存在着时间落后。

使用一个在线的动力学模型,可能在发展先进的控制中是有利的。但是在此领域尚未见到这方面的研究工作。

今后的发展

在磨矿回路控制方面,将着重下述领域:

1) 在线解离度的测定,在很多情况下,磨矿回路应该控制的不是颗粒的粒度而是解离度。但这种测定方法现在尚不能提供,离线的已经可以提供了。可以期望将这种仪器用于在线或者快速离线测定不久将会实现。这将推动磨矿回路控制,浮选过程优化的发展。

2) 再磨矿的控制,尽管再磨矿所消耗的功,只占总的磨矿功耗中的极小部分,但是它是选矿磨矿能力中的一个重要部分。因为他们是关系到那些含有有用矿物而又很难选择性浮选的粒子,通常来说这些再磨机都未被列入控制之列。不过,只要一个完整的磨矿——浮选回路的模型能建立,那么粗磨矿和再磨矿的综合控制将是现实的。

3) 球磨和自磨机的转速将被包括于控制变量之中。现代工程的发展已经使得大型磨机变速成为可能,并且经济灵活,这样将能大大地增加提供控制的精确程度。

4) 自磨控制,本文的前面已经叙述,通过对磨机负荷的更深的研究能增强对自磨行为的理解,可以导致更好的控制。

然而必须指出,尽管还存在上述需要解决的问题,在磨矿回路控制方面,已取得了很大的进展,比起10年甚至5年前的情况是强多了,现在能用数字电子计算机进行更高程度的控制。

硫化矿浮选回路

缺乏对浮选过程的理解,曾经使浮选模型的工作遇到困难。同样的问题也引起浮选控制的发展缓慢。因为这样,系统的改进只好通过做一步试一步的方法去进行。这些遇到的问题已经在浮选技术领域内被突出了,并且已集中了相当的研究力量。

浮选过程的控制是基于各矿流元素分析的信息,因此也是基于在线分析可靠性的一种控制。直到60年代中期前,想发展浮选控制系统还是不现实的,因为在那时,一直没有在线分析可提供。那时只有两种控制过程可供使用。即一是基于稳定过程,二是基于逻辑方向控制。稳定控制是要对搅动作出判断,并用简单的纠正方法去补偿它。逻辑方向控制是要模仿操作人员的动作。它是基于对回路行为知识的理解。

当目标是单一的时候,稳定控制被证明是很成功的。比如药剂的用量正比于原矿中的矿物含量^[29],或者是控制精矿品位及控制循环负荷^[30]。

逻辑方向系统控制也有成功的报导^[31]。但是这种系统很快就变得极为复杂，并且通用手段也没有跟上。

自从那时以来，只有稳定控制在发展并应用于任何回路。并且有一种明显的阻力去妨碍人们去采用更先进的控制技术。其理由是：

1. 浮选控制系统只能被试验并在操作回路中被证实。并且认为浮选是一个简单的大家都能作的控制，因此对现状很满意。

2. 更先进的控制技术需要补充实时的信息，如补充在线分析，料流数据……这些都很难获得，并且非常昂贵。

可能这些问题的解决将求助于发展浮选回路的动态模型，使用在线计算机去证实这些控制在一定的矿石范围内，在一定的操作条件下的有效性。并且使用这种动态模型去试验各种控制过程。

这个方法的优点是可以改善操作者的信心和提高使用模型控制选厂的指标，并且在模拟回路里去演示不同控制过程的结果。

未来的发展

现在使用浮选回路行为动态模型进行控制研究方面的工作正在取得进展。可以期待在数年内，将能提供用于此目的的可靠的模型。当矿流中矿物的可浮性、解离度可以被测定或通过在线模型反映出来的时候，浮选回路控制的重大进展就会来临。

深信，计算机及其使用的发展自然会提供智能仪器的创制，在最近的几年内这些方法将可供使用。

仪器发展

计算机在选矿工业中应用最重要的问题之一已经是仪表制造问题了。本文已经反复阐明过，对过程中颗粒特征理解的不够就是因为缺少对要处理颗粒的特征的知识。而没有对过程的相当的理解，一个好的模型和控制是非常困难的。

多年以来对连生体的鉴定靠人工在显微镜下进行的，而且经常只是起定性的作用，而不适用于过程模拟时的定量的要求CSIRO发明的一种全自动的图像分析仪，它能够确定不同矿物或相的类别、量、粒度分布和共生情况。样品可以是岩蕊，矿石的断面和复合矿粒，固体状或一种特定的形式。Reid 在一文中^[32]描述了这台仪器，他这样写到：

“……QEM*SEM分析仪是在电子计算机扫描电镜的基础上配以能量分散的X—射线探头和回扫电子探头而组成。在操作时，电子束自动落位于要扫描的平面视域内，通常在每一位置停20~33μ秒，直到被搜集的X—射线足以用来由计算机鉴别其特定的矿物存在为止。这个操作的结果是得出每一样品点的矿物或相的鉴定；并据此产生一个“矿物地图”，计算机软件根据这个图区别每一种单纯颗粒或连生体，并确定有多少矿物粒子存在，它的粒度多大，它和那些矿物连生……”。

QEM*SEM的测定只要把样品放进SEM，它完全是自动的。数据的翻译，输出情报的打印和计算机作出共生图，单体分离分布以及用图像来表达这种分布……都是自动进行的。”

QEM*SEM是一个非常好的例子，说明在发展仪表方面计算机的重要性。这种仪表可以给选矿过程提供非常生动的信息。

这种发展还刚刚开始，但期望在未来几年中，如果微处理机更便宜些，那么就可以提供更加实用和功能更强的这类仪器了。

从长远来看,计算机对选矿发生的影响,在仪器发展和对过程的理解领域内可能会比在其它领域内更大。理由是通过这些仪器将有可能鉴定过程中那些地方效率高,那些地方效率低,以及如何改建这些过程以改善那些效率低的领域。或者设计一个新的过程来处理这个领域。

结 论

数字计算机现在已经可以应用于选矿厂操作中可以受益的那些作业。即模型和模拟,发展智能仪器的在线控制,当然还有过程分析和报表。设备维护计划等等……问题是在其它领域里计算机的功能还远远没有发挥出来。经常的回路设计中还没有使用计算机模拟,甚至在它所作的判断提供的优越性已很明显时,还是这样。计算机能判断:

1. 改变回路达到最佳设计时的指标。

2. 用于选择设备的每个料流的流量。

计算机控制也是这样。目前仅仅用于简单的地方,而对于计算机已经被充分研究了的许多先进方法都还没有用上。

问题是:

a. 对于更好地使用计算机所得到的好处与所花费的努力是否值得?

b. 他们是否作了这种努力?

其实对第一个问题的回答在大多数情况下都是可以肯定的。而对第二个问题的回答就会有很多因素的影响,也可能是各式各样的了。

一个原因是对可靠的计算机控制仍然缺乏信心。但由于仪表和计算机的制造以及对过程的认识都有了改进,这应该已是不成问题的问题了。另外一个原因还是由于缺少懂得工艺而又懂得模型工作方法的工程师,这种工程师他们懂得选矿过程和计算机如何被用来改进其工艺。

我们希望在几届APCOM会议上,将会看到这些问题都被解决了。

陈子鸣译

参 考 文 献

[1] Epstein, B. Logarithmico-normal distributions in breakage of solids. Ind. Eng. Chem., Vol. 40, 1948, p. 2289-2291.

[2] Broadbent, S.R. and Callcott, T.G. A matrix analysis of processes involving particle assemblies. Phil. Trans. R. Soc. Lond., Ser., A, Vols. 249, 1956, p. 99-123.

[3] Broadbent, S.R. and Callcott, T.G. Coal breakage processes. J. Inst. Fuel, Vol. 29, 30, 1956/57, p. 524-539, 13-25.

[4] Callcott, T.G. and Lynch, A.J., An analysis of breakage processes within rod mills. Proc. Aust. Inst. Min. Metall., Vol. 209, 1964, p. 109-131.

[5] Draper, N. and Lynch, A. J. An analysis of the performance of multi-stage grinding and cyclone classification circuits. Proc. Aust. Inst. Min. Metall., Vol. 213, 1965, p. 89-129.

[6] Kelsall, D. F. A study of breakage in a small continuous open circuit wet ball mill. Proc. 7th Int. Min. Proc. Congr., New York, 1964, p.

- [7] Meloy, T. P. and Bergstrom, B.H. Matrix simulation of ball-mill circuits considering impact and attrition grinding. Proc. 7th Int.Min.Proc Congr., New York, 1964, p. 19-31.
- [8] Whiten, W. J. , A model for simulating crushing plants. J.S.Afr. Inst. Min. Metall., Vol. 72, 1972, p. 257-264.
- [9] Kelsall, D.F. A further study of the hydraulic cyclone. Chem. Eng. Sci., Vol. 2, 1953, p. 254-273.
- [10] Yoshioka, N. and Hotta, Y. Liquid cyclone as a hydraulic classifier. Chem. Eng. Jpn., Vol. 19, 1955, p.. 632-640.
- [11] De Kok, S.K. Symposium on recent developments in the use of hydrocyclones -a review ,J Chem. Metall. Min. Soc.S. Afr., Vol.56,1956, p. 281-294.
- [12] Peachey, C. G. Distribution of water in large-diameter cyclones under operating conditions. Proc. Int.Min.Congr., London, 1960, p.147-156.
- [13] Lynch, A. J. and Rao, T.C. Digital computer simulation of comminution systems. Proc. 8th Comm. Min.Metall.Congr., Aust., N.Z., Vol. 61, 1965, p.597-606.
- [14] Plitt, L.R. The analysis of solid-solid separations in classifiers. Bull. Can. Inst. Min. Met., Vol. 64, No. 708, 1971, p 42-47.
- [15] Reid, K.J. Derivation of an equation for classifier-reduced performance curves. Can. Met. Quart., Vol. 10, 1971, p. 253-254.
- [16] Seidler, P. Kolloid Z, Vol. 68, 1934, p.89.
- [17] Schuhmann, R. Flotation kinetics I. Methods for steady-stage study of flotation problems. J. Phys. Chem., Vol. 46, 1942, p.891-902.
- [18] Sutherland, K.L. physical chemistry of flotation. Phys.Coll.Chem., Vol. 52, 1948, p. 394-425.
- [19] Morris, T.M. Measurement and evaluation of the rate of flotation as a function of particle size. Trans. Soc. Min. Engr. (A.I.M.E), Vol. 187, 1952, p. 91-95.
- [20] Kelsall, D. F. Application of applicability in the assessment of flotation systems. Trans. Inst. Min. Met., Vol. 70, 1961, p. 191-204.
- [21] King, R.P. Model for the design and control of flotation plants, Application of computer methods in the mineral industry, S. Afr. Inst. Min. Met., 1973, p.341.
- [22] Jones, M.P. and Shaw, J.L. Automatic measurement and stereological assessment of mineral data for use in mineral technology. 10th Int. Min. Proc. Congr., London, 1973.
- [23] Grant, G., Hall, J.S., Reid, A.F. and Zuiderwyk, M. Multi-

compositional particle characterization usion the SEM microprobe. SEM/ 1976/111. Proceedings of Morkshop on Techniques for Particulate Matter Studies in SEM, IIT Research Institute, Chicago, 1976.

[24] Lynch, A.J., Johnson, N.W., Manlapig, E.V, and Thorne, G.C. Mineral and coal flotation circuits, Elsevier Scientific Publishing Company 1981, 291pp.

[25] Jowett, A. Gangue mineral contamination of froth. Brit. Chem. Eng., II, 1966, p. 330-333.

[26] Kavetsky, A. and Whiten, W.J. Scale-up relations for industrial ball mills. Proc. Aust. Inst. Min. Metall., Vol. 282, 1982, p.47-56.

[27] Duckworth, G.A. and Lynch, A.J. The effect of some operating variables on autogenous grinding circuits anb their implication for control, XIV Int. Min. Proc. Congr., Toronto, 1982, p. 1.1-1.21.

[28] Nageswararao, K. Further developments in the modelling and scale-up of industrial hydrocyclones. ph.D. Thesis (unpublised). University of Queensland, 1978.

[29] McLeod, R.J. Computer control strategy. Proc. 50th Annual Meeting of Can. Min. Processors, 1973, p.441-452.

[30] Lewis. C.L. Application of a computer to a flotation process. Can Inst. Min. Metall. Bull., Vol. 64, No. 705, 1971, p. 47-50.

[31] Amsden, M.P., Chapman, C. and Reading, M.G. Computer control of flotation at Ecstall concentrator, Can. Inst. Min. Metall. Bull., Vol. 65, No. 737, 1973. p. 84-91.

选矿厂最优作业用稳态模型

Antti J. Niemi

Finlaad

摘 要

本文收集了带停留时间分布和线性动态磨矿(特征)的连续流磨机模型,并化为稳态。然后再将模型推广到通过分级机而使部分物料在磨机内循环的闭路磨矿。对由开路棒磨后加接闭路球磨所构成的稳态系统亦借相应的联合模型进行了讨论。

磨矿的产品给入调浆与浮选段。后一系统的相应稳态及其产品是通过计算机对前面所提模型求解而获得。控制模型的输入可以加以调节以寻求产生最佳结果的取值。这些取值与结果还可提供给料以及磨矿系统产品的细度应如何改变的建。磨矿系统模型的控制输入可以加以调节,于是通过两个系统模型的相继循环计算即可得到近似与选厂整体最优化的控制输入。

对于选矿过程基本物理学和基本化学的研究要导致复杂的动态模型。就选厂稳定作的过程设计与过程控制而言,比较适用的是消去其时间变量后而得到的稳定态模型。所说的简化部分将由模型扩展其他附加的因变量、变量和输入来加以抵消。

浮选系统的稳态模型是较早就已提出了的^[1]。化学调浆作为系统的一个单独步骤的模型亦已有所阐述^[2]。此外对闭路磨矿在把磨机的停留时间分布引入塞流模型后作了模拟^[3]。本文作者最近也对磨矿机和磨矿系统的模型及其参数的估算方法有过讨论^[4],接着又对磨矿系统和浮选系统的模型建立方法(modelling)进行了回顾^[5]。本文之目的,旨在研究更为接近稳态的磨矿系统模型,并将这些模型纳入将磨矿车间和浮选车间联合在一起的整体模型之中,以找寻选厂的最优作业条件。

连续流磨机模型

磨矿通常都被模拟成一个一级动力学的单元过程

$$\frac{dc_i}{dt} = \sum_{j=1}^{i-1} b_{ij} k_j c_j - k_i c_i, \\ c_i(t=0) = c_i(0) \quad (1)$$

i 粒级的固体物料量由于粗粒 j 之物料碎裂后进入 i 级别而增加($j=1, 2, \dots, i-1$), 并因自身的碎裂而以速率 $k_i c_i$ 而减少。速率系数 k_j 的值与级别 j 的碎裂速度有关, b_{ij} 则给出 j 粒级碎屑进入级别 i 的百分比。符号 c 在这里是某粒级物料在整个固体中的浓度,它等于以前所用的重量百分比(fractional weight)^[6]。

解方程(1)把 $c_i(t)$ 作为 t 的指数函数之和,各个函数之前都有一个与 $c_1(0), \dots, c_i(0)$ 线性相关的系数与之相乘^[6]。对于基本分批磨矿过程的这种 $c_i(t)$ 解,可以加上连续磨机的

停留时间分布函数 $g(t)$ 以得出后者的动态模型。这一动态模型,比如说就可以用于磨机的模拟,通过把模型与各粒级 $1, 2, \dots, i$ 给料随时间的变化结合在一起,从而可算出在任一时刻 t 磨机输出中某粒级 i 的物料百分数^[4,5]。

由于给料的粒级在稳态时是恒定不变的,因此,粒级 i 的恒定输出百分比 c_{bi} 就可以借一较简单的关系式^[4]得到:

$$c_{bi} = \int_0^{\infty} \sum_{n=1}^i a_{ni} \exp(k_n t) g(t) dt \quad (2)$$

当 $n \neq i$ 时,

$$a_{ni} = \sum_{j=n}^{i-1} \frac{k_j b_{ij} a_{nj}}{k_i - k_n} \quad (3)$$

对于 $n=i$,

$$a_{ii} = c_{ai} - \sum_{n=1}^{i-1} a_{ni} \quad (4)$$

这里, c_{ai} 是固体给料中 i 粒级的恒定百分比,恒定常数 a_{ni} 同于分批磨矿模型解中的系数;不过在分批磨矿模型的解里,方程(1)的初始条件是用的 $c_i(0)$ 而不是上面的 c_{ai} 。

连续磨机整个输出分布的稳态解在以前已经给出^[6]。

在方程(2)中,不论 $g(t)$ 是由示踪试验而得出的数值函数,或者还是封闭数学式的近似表达式,时变部分都是可以积分的:

$$I_n = \int_0^{\infty} \exp(-k_n t) g(t) dt \quad (5)$$

这样,磨机排料口处的微分分布 $\underline{C}_b$ (differential distribution) 就获得形式

$$C_{bi} = \sum_{n=1}^i a_{ni} I_n \quad (6)$$

对于(3)、(4)内系数 a_{ni} 的递推结构加以考察后表明,每一个这样的系数都可以表达成给料百分比 $C_{a1}, C_{a2}, \dots, C_{ai}$ 的线性函数。因此,排料百分比矢量 $\underline{C}_b$ 也可以表达成给料百分比矢量 $\underline{C}_a$ 的线性函数:

$$\underline{C}_b = \underline{G} \underline{C}_a \quad (7)$$

$$\underline{G} = \begin{pmatrix} a'_{11} & 0 & 0 & \dots & 0 \\ a'_{12} & a'_{22} & 0 & \dots & 0 \\ \vdots & \vdots & \vdots & \dots & \vdots \\ a'_{1m} & a'_{2m} & a'_{3m} & \dots & a'_{mm} \end{pmatrix} \quad (8)$$

$$a'_{ni} = \sum_{j=n}^i a'_{n,j} I_j \quad (9)$$

假定所有给料与排料的固体都被分成 m 个粒级,那么 $\underline{G}$ 将是 $m \times m$ 的三角矩阵,其元素

$a_{n,i}'$ 由 $i-n+1$ 个加数构成。从 $a_{n,i}$ 的表达式 (3)、(4) 中, 通过对每个 $c_{a,i}$ ($c_i = n, n+1, \dots, i$) 的乘积式分开求和就可得到它。可见对角线元素 ($n=i$), $a_{i,i}' = I_i$ 。

方程 (7) - (9) 是稳态开路磨矿的模型。对于模型中各个参数 k_n 和 $b_{i,n}$ 以及它们的推导和停留时间分布 $g(t)$ 的确定方法, 在文献中 [3][4] 已有很多讨论。

闭路磨矿模型

在闭路磨矿中, 部分磨机产品返回到磨机给料。假定上面所推导的线性模型对于新给料与返回的物料同时有效, 而且同一粒级的参数值亦始终相等, 那么磨矿就可以分别就新鲜物料与回返的物料加以研究, 然后再把结果归并起来。

比如在闭路球磨的情形下, 新鲜给料可能来自一台开路棒磨。它先是与球磨的输出合在一起, 随后则被泵入分级机。分级机将物料一分为二, 再多少不很彻底地把粗级别送至球磨的给料, 而将细级别送至浮选车间。

倘若分级机 i 级别给料的 S_i 份被送至球磨, 那么新鲜给料中的量就是 $Q_{1a,i}$ 表达为:

$$\underline{Q}_{1a} = \underline{S} \underline{Q} = \underline{S} \underline{C} \underline{Q} \quad (10)$$

$$\underline{S} = \begin{pmatrix} S_1 & 0 & \dots & 0 \\ 0 & S_2 & \dots & 0 \\ \vdots & \vdots & \ddots & \vdots \\ 0 & 0 & \dots & S_m \end{pmatrix}, \quad \underline{Q} = \begin{pmatrix} Q_1 \\ \vdots \\ Q_m \end{pmatrix}, \quad \underline{C} = \begin{pmatrix} C_1 \\ \vdots \\ C_m \end{pmatrix} \quad (11)$$

$$(12)$$

$$(13)$$

$\underline{Q}$ 是回路新鲜固体的总给料量, $\underline{Q}$ 和 $\underline{C}$ 分别是新鲜给料的各级别的流量矢量与粒度组成矢量, $\underline{S}$ 则是由分级机参数构成的对角矩阵。

来自分级机的新鲜给料通过磨机后由转置矩阵 $\underline{G}$ (the transmission matrix) 确定而获得新的粒度分布。当其再度通过分级机之后, 磨机就又获得第二个给料 $\underline{Q}_{2a}$:

$$\underline{Q}_{2a} = \underline{S} \underline{G} \underline{Q}_{1a} = \underline{S} \underline{G} \underline{S} \underline{C} \underline{Q} \quad (14)$$

总的各磨矿机固体给料 $\underline{Q}_a$ 则由所有那些任意次返回到磨机的各部分流量之和所组成:

$$\underline{Q}_a = \underline{C}_a \underline{Q}_a = [\underline{I} + \underline{S} \underline{G} + (\underline{S} \underline{G})^2 + \dots] \underline{S} \underline{C} \underline{Q} \quad (15)$$

这里, $\underline{Q}_a$ 和 $\underline{C}_a$ 都是 m 维矢量。

由分级机送到浮选去的固体流量是 $\underline{Q}_f$, 其粒度组成矢量是 $\underline{C}_f$ 。在稳态的情形下, 浮选的全部固体流量等于回路的总新鲜固体给料 $\underline{Q}_a$:

$$\underline{Q}_f = \underline{C}_f \underline{Q} = \underline{S}' \underline{Q}_a = \underline{S}' \underline{C}_a \underline{Q}_a \quad (16)$$

$$\underline{C}_f = \frac{\underline{Q}_a}{\underline{Q}} \underline{S}' \underline{C}_a \quad (17)$$

$$\underline{S}' = \begin{pmatrix} \frac{1-S_1}{S_1} & 0 & \dots & 0 \\ 0 & \frac{1-S_2}{S_2} & \dots & 0 \\ \vdots & \vdots & \ddots & \vdots \\ 0 & 0 & \dots & \frac{1-S_m}{S_m} \end{pmatrix} \quad (18)$$

部分物料闭路时磨机停留时间分布的确定以及磨矿参数的估算方法以前已经讨论过^[4]。假定它们都已知,那么就可以计算固体的循环负荷量及其粒度组成,以及得出与闭路给料给定的固体流量和粒度分布相对应的浮选给料之粒度分布。

为要得出矿浆的密度,可注意来自回路的水量 Q_w 在稳态的情形等于棒磨矿浆中所含的水加泵池中的二次新给水。以此类推,浮选矿浆的总密度也与包含有二次给水影响的联合给料的矿浆密度相等。

假如分级机给料中水的分流可用因子 S_w 加以描述,矿石密度以 P 描述,水的密度以 P_w 描述,那么通过磨机的总的质量流量 Q_m 是可得出的,进而除以体积流量 Q_v 就可得出磨机内矿浆的密度 P_m :

$$P_m = \frac{Q_m}{Q_v} \quad (19)$$

$$Q_m = Q_o + \frac{S_w}{1 - S_w} Q_m \quad (20)$$

$$Q_v = \frac{Q_o}{P} + \frac{S_w}{1 - S_w} \cdot \frac{Q_m}{P_w} \quad (21)$$

磨矿系统的稳态

输入值的变化影响着磨矿系统的作业,而稳态的条件又与输入的数值有关。比如原矿给料的不同粒度分布就是以线性的方式对开路棒磨产品的粒度分布产生影响的。当这种物料被送至后接的闭路磨矿时,由于粗级别的 S_i 值较高,分级机就把远较细级别要多的粗粒固体送进球磨。与之对应的即是磨机内较高的固体流量 Q_o (15) 以及矿浆密度 (19)。从而,由于体积流量 (21) 也较高,停留时间分布 g 就必须照其加以修改。假定流动方式是不变的,那么,此时的 g 就将借助变量 $Q_o t / \bar{Q}$ 而不是用 t 来加以表达;此处 $\bar{Q}$ 是作为参考稳态的流量,其 $g(t)$ 假定是已知的。这种情形通过关系式 (5), (7) - (9) 而对矩阵 $\underline{G}$ 造成影响。于是,为要求出 Q_o 和 $\bar{C}_o$ 的稳态值就需要实施迭代。由于分级机的固体给料量较大,粒度分布较参考稳态时为粗,所以到浮选去的固体也就有较粗的粒度分布 $\bar{C}_f$ (17)。

与此不同的是,系统固体恒定不变的给料将直接通过磨机变量而对磨机的停留时间分布起作用。磨矿系统内以及排料处的粒度分布通过矩阵 $\underline{G}$ 而受到影响,循环负荷量也取一新的数值。给水量对系统的作用机理也类似。已经发现,虽然最粗的级别可以不同,但磨机内的固体分布一般却与颗粒的粒度无关^[4]。矿石硬度或说脆性的区分是由磨矿参数 k_n 和 $b_{n,n}$ 的相应数值予以反映的。由于这些值又出现在 I_n 和 $a'_{n,n}$ 之中,所以它们对矩阵 $\underline{G}$, 进而对回路内的粒度分布、固体流量以及矿浆密度都有着影响。

开路磨机的停留时间分布在稳态条件下以示踪物加以确定,是一公认的方法。一些试验报告已经表明,对于闭路磨矿用这套方法^[4]也可以得出磨机的停留时间分布,而且还能用以确定磨矿参数。因为开路磨矿参数的计算比较简单,所以在已知的停留时间分布和给料与产品的筛析结果的基础上,这种方法可作为进一步估计后续闭路球磨相应参数的辅助手段。

假定对某些参数恒取不变值有可能限制了所提模型的有效范围。这种参数的一个例子就是分级机因数 S_i , 其值可能与给料流量及其密度的大小有关。不过,假如这些关系为已知,

那么参数的新值就可以通过适当的迭代由模型计算出来，或者假如研究的是一个运行中的选厂时，也可以通过取样筛析而估算它们的新值。

调浆与浮选模型

粉碎之后，磨过了的矿石被送去调浆和浮选。虽然就磨矿而言，物料常常要象上面那样被假定成是均匀的，但是此时却要求假定矿石中含有两种或两种以上的矿物，以便为分选提供依据。这样，除了颗粒的粒度分布之外，有用矿物的解离程度也视成为各级别中的分布量就较顺乎逻辑。由于物料要用化学药剂加以调整，所以有用矿物还就其表面的化学吸附度而存在着分布。

通常，浮选被视为一级动力学过程。颗粒上浮的趋势以其速率因数加以描述，而且对于任何颗粒而言，该因数都可作为上述三种分布量的某个函数^[1]。将调浆作为一个单独过程所作的研究业已表明，吸附度以及它的分布也都能作为矿物特性参数以及调浆过程变量的一个函数^[2]。

比如，对于理想混合的调浆槽，吸附度 Γ 的分布 $P_0(\Gamma)$ 就可得到以下形式，

$$p_0(\Gamma) = \frac{1}{\tau_x c_x} \left(\frac{1}{\Gamma_x c_x} - 1 \right) \quad (22)$$

其中 τ 指槽内平均停留时间， x 为固定的速率因数， c_x 则是液体内的化学药剂浓度。

由于矿粒的速率因数在调浆之后是上面所考虑过的三种分布量的函数，所以在浮选槽中它就会受到诸如浮选槽充气量等其他变量的影响。如果所有的变量都被视为常量，那么得出的就是浮选槽稳态模型。此模型把具有固定调浆度固定颗粒型的流量 F 分为尾矿 F_t 和精矿 F_c ：

$$\frac{F_t}{F} = \frac{1}{1 + K\tau_t} \quad (23)$$

$$\frac{F_c}{F} = \frac{K\tau_t}{1 + K\tau_t} \quad (24)$$

其中， τ_t 是槽内的水力学时间参数而 K 是浮选速率因数。

上述形式的模型组已被用于由基本浮选槽所配置的浮选回路稳态作业研究。为估计工业连续浮选槽中实际工业矿石的速率因数，已采用了种种的方法^{[3][7]}。槽内泡沫层稳态模型也是可用的，它们对回路模型所起的作用业已作过了研究^[8]。

由于矿粒的上浮对化学调浆的依赖性很强，所以一个把调浆与浮选综合起来的模型给写成了公式^[2]。用实验的方法已经确定了实际浮选因数 K 对吸附度 P 的依赖关系，而 Γ 另外又单值地依赖于矿粒在调浆槽内单个的停留时间 t 。这样，分选就又被引回到了 t 及其分布上，后者比如说对理想混合的调浆槽而言的是简单而熟知的函数^[2]。

在闭路系统中，中间产物是循环地回返至调浆槽的，颗粒可能会以任意的次数通过它。对于具有理想混合调浆槽的这种系统所作的理论分析可得出一个相当简单的表达式，可把具有一定粒度与解离度的颗粒类型最终分选成精矿与尾矿。

这种模型已经配备了各种颗粒类型的试验数据并被用于模拟调浆浮选的联合系统。运用相应的模型，通过模拟已经显示了各种回路布局的特征。以一种工业浮选机的模型所作的模