目　录

引言 …… 1

第一篇　SD 储量计算法基本理论

绪论 …… 5

第一章　结构地质变量 …… 12

第一节　结构地质变量的概念 …… 12

第二节　权尺 …… 13

第三节　M 值的求取 …… 16

第四节　结构地质变量曲线 …… 18

第五节　原始数据的稳健性处理研究 …… 20

第二章　矿体圈定 …… 26

第一节　工业指标与矿体圈定 …… 26

第二节　矿体边界线的圈定 …… 33

第三节　断面投影误差 …… 35

第三章　储量计算 …… 36

第一节　储量计算中基本参数的求取方法 …… 36

第二节　普通 SD 法 …… 40

第三节　SD 搜索法 …… 41

第四节　SD 递进法 …… 43

第五节　任意矿段(块段)的储量计算 …… 49

第六节　不平行断面的储量计算 …… 53

第七节　品位吨位曲线 …… 57

第四章　SD 精度法 …… 59

第一节　概述 …… 59

第二节　基本思想 …… 60

第三节　预测精度的基本表达式 …… 66

第四节　取样工程的分布均匀程度对储量预测精度的影响 …… 71
第五节　精度参数 …… 76
第六节　框架指数及SD预测精度 …… 85
第七节　SD预测精度分析 …… 91
结论 …… 100
第二篇　SD储量计算法的实施及矿区实例分析
第一章　SD储量计算法步骤 …… 102
第一节　方法的选择 …… 102
第二节　计算步骤 …… 104
第二章　SD储量计算法程序包说明 …… 111
第一节　SD储量计算法程序包 …… 111
第二节　程序包使用说明 …… 117
第三节　程序使用操作步骤 …… 117
第三章　矿区实例分析 …… 126
第一节　与传统法可比性试算实例 …… 126
第二节　探采对比计算实例 …… 127
第三节　投产计算的矿区实例 …… 156
第四节　矿区实例分析小结 …… 164
结束语 …… 165
附篇　矿体的分维概念 …… 169
参考文献 …… 176

引　言

从地质勘探评价到矿床开采的整个工作过程，各个阶段都需要根据不同任务的要求，对矿床进行多次储量计算。储量计算工作不仅仅限于矿石埋藏量的计算，而且还涉及到矿石质量、矿体形态、规模、复杂程度、工作程度、开采条件以及经济价值等诸问题。因此，储量计算一直被列为地质勘探各阶段极其重要的工作。

储量计算方法与勘探方法常是相辅而行的。一套勘探方法常伴随着相应的储量计算方法。由于矿床的多样性和矿体的复杂性，使得勘探方法也多种多样，伴之的便有不同的储量计算方法。就固体矿产储量计算而言，其方法已达数十种。国内用得最广的是传统几何法（传统储量计算法）。它是50年代从苏联引入的一套较为简易的计算方法，一直沿用至今。它对我国矿床勘探、开采起着重要作用。不过，通过30多年来的地质勘探工作的实践，人们已越来越感觉到传统几何法的落后。它已不能适应现代生产发展的要求。这种方法的缺点是可靠性差，其结果常会出现不可预计的误差，这对以后的工作可能会造成不同程度的损失。因此，从根本上改革传统储量计算法，十分必要。

随着生产科学技术的发展，特别是电子计算机的发展，储量计算方法亦日趋科学化。目前，国外主要应用地质统计学方法进行储量计算，这种方法比传统几何法科学得多。克立格法（地质统计学的储量计算方法）是目前国外广泛使用的储量计算方法，尤其在美国、法国、加拿大等国已形成庞大的研究和应用体系。这种方法，目前在我国也在推广和应用。此外，也有人研究和应用样条函数、最小距离法、距离幂次反比法等方法进行储量计算。

笔者从我国的地质勘探、矿山设计、矿山生产以及储量报告审查的需要出发，于80年代初开展了一种新的储量计算方法——

SD 储量计算法(简称 SD 法)的研究。

任何方法的改革和创新都有继承性。SD 法立足于传统储量计算法,吸取了地质统计学中关于地质变量具有随机性和规律性的双重性质的思想和"一条龙法"❶ 中提出的由直线改曲线的思想,用稳健样条函数及分维几何学作为数学工具,对传统断面法进行了深入系统地改造。

事实上,在许多储量计算方法中,断面法与块段法是两种最常用的方法,而尤以断面法最易被人们接受,并用得最广。这是因为在许多方面断面法具有其他方法不可比拟的优点。譬如,断面法用的断面图能清楚地反映出矿体断面形态和地质构造特征;使用断面图可灵活而准确地编制出若干有用图件;断面法与断面地质图能很好地结合,它们的一致性使得计算量便于地质分析。而且,断面法几乎适用于任何类型矿床,这就使得它在储量计算方法选择上,不受限制。SD 法不失传统断面法的优点,并在它的基础上,试图克服其计算粗略、不准确、可靠性差以及由于缺乏自检功能而给地质工作带来的盲目性等种种弊端和不足,使断面法更加科学化,从而提高了储量计算方法的经济效益和社会效益。

SD 法的全称是最佳结构曲线断面积分储量计算及储量审定计算法。"SD"代表三种含意。其一:最佳结构曲线是由 Spline 函数(三次样条函数)拟合的,取 Spline 的第一个字母 S,取断面积分一词的汉语拼音的第一个字母 D,亦即"SD";其二:SD 法计算过程,主要采用搜索递进法,取"搜索"一词的汉语拼音的第一个字母 S,

---

❶ 云南地质矿产局龙之中工程师于 1979 年发表了"一条龙式断面法储量计算的理论与实践"一文,文中将数值积分原理用于储量计算,得出"一条龙公式"和"一条龙曲线",使传统的断面法储量计算由直线法改为曲线法。该法的思路是极可取的,但是,处于萌芽中的"龙法"存在不少弊病。第一,一条龙曲线具有多解性,实际上它是一条因人而异的随机曲线,凭经验手工绘制而得,难以用数学模拟,自然不易电算;第二,地质变量是具有规律性和随机性双重性质的变量,如果不经过科学处理,直接将它作为确定性量运算,显然是不恰当的。"龙法"在这方面采用了传统储量计算法的不足之处,这便是它难于被人接受、推广的主要原因。

取"递进"一词的汉语拼音第一个字母 D，亦即"SD"；其三：SD 法具有从定量角度审定储量的功能，取"审定"一词汉语拼音声母的第一个字母，亦即"SD"。由此，"SD"具有原理、方法、功能几方面的含义，SD 储量计算法也由此而命名。

SD 法是以方法简便灵活为准则，以储量精确可靠为目的，以最佳结构地质变量为基础，以断面构形为核心，以 Spline 函数及分维几何学为主要数学工具的储量计算方法。它有别于地质统计学储量计算法，是一种比传统储量计算法更深入、更可靠的自动化储量计算方法。

SD 法的研究基于理论与实践相结合的原则，从实际出发，设计和引用了一些数学模型，然后将这些模型用于一些已探已采的矿区矿山进行验证，从实际效果中分析和评述该方法。几年来，SD 法对已经开采和正在开采的国内四个省，八个矿种，六个矿床类型，十三个矿山(区)五十多个矿段(块)进行了试算和投产计算，取得了很好的效果，实践证明了 SD 法理论的正确性。

上文提到的八个矿种是：铁、锰、铜、铅、锌、锡、钴以及石灰岩，六个矿床类型是：热液、矽卡岩、沉积、沉积变质、风化壳、砂矿等诸类型矿床。所计算的矿山(区)是：云南易门里士铜矿、凤山铜矿、狮山铜矿、老厂钴矿、云南个旧马拉格老阴山铅矿、老厂锡矿、松树脚锡矿，云南会泽铅锌矿、云南建水锰矿、四川会理锌矿，四川拉拉铜矿，贵州 GC 石灰岩矿，山东淄博黑旺铁矿。

SD 法的电算程序主要用 FORTRAN-IV 编写，部分计算及绘图程序用 BASIC 编写。SD 法试算的电算过程，分别在四川、云南两省的计划经济委员会电子计算中心的 WANG-2200VS80 和 VS100 机上进行。蓝运蓉同志担任程序的编制、调试的主要任务。在这过程中，四川、云南两省计划经济委员会电子计算中心给予了很大支持和帮助。在收集资料过程中，得到有色金属工业总公司滇川两省的分公司、昆明有色金属设计研究院、易门铜矿、云锡公司、云南 313 地质队、会泽铅锌矿、建水锰矿、会理锌矿、淄博黑旺铁矿等单位同志的大力帮助。在 SD 法理论探讨过程中，云南大学数学系王

学仁教授、保明堂副教授、中国地质大学(武汉)校长赵鹏大教授、中国科学院系统所苏玉田副研究员等予以支持和帮助。国家矿产储量管理局尹镇南高级工程师对SD法研究成果进行了认真的审核。此外,SD法整个研究过程中得到了地质矿产部科技司、国家储量管理局、云南地质矿产局科技处以及云南地质矿产局职工大学的全力支持。对以上参与、帮助和支持研究工作的单位和个人,笔者在此表示衷心感谢!

SD法经国家矿产储量管理局组织有关数学、数学地质、矿床勘探、计算机软件等方面的专家进行评审,并通过。评审意见认为:SD法在理论上构思新颖、有独创性,这套方法在实践上是可行的,具有实用价值,达到了国内先进水平。

SD法涉及的内容很广。本书侧重于SD法研究成果,突出新概念、新观点的提出。采用论述和实例相结合的手法阐述其理论和方法。尽量减少繁琐的公式推导,使其简明易懂。

本书的第一篇由唐义撰写;第二篇由蓝运蓉撰写;附篇由唐义、蓝运蓉合写。

本书中的一些概念、观点多是笔者首先提出,不当或错误之处,恳请读者批评指正。

第一篇　SD 储量计算法基本理论

绪　　论

所谓矿产储量计算狭义地说，是依据矿床地质勘探过程中所获取的有限地质信息来对地下矿藏量进行估算，即依据各种地质工程取样的样品数据来估算矿体的埋藏量。矿体的复杂性、取样的有限性以及所采用的不同储量计算方法本身的局限性，这三种因素使得这种估算必然存在不同程度的误差，而这种误差有时是不可预测的。这三种因素也是相互影响、相互制约的。如果能改进储量计算方法，减小其局限性，增强其适用功能，即可削弱其它两种因素对储量计算的影响。

一、储量计算方法评述

如果矿体形态简单、矿化均一或工程控制非常密集，则无论使用何种储量计算方法，其储量误差都不会太大。反之，如果矿体形态和矿化复杂或工程控制稀疏，则使用不同的储量计算方法，其结果可能差别甚大。每一种储量计算方法都有它各自的适用条件，忽略这个条件，效果可能会很差。

在阐述 SD 法之前，先介绍几种与 SD 法有关的储量计算方法。

1. 传统几何法

传统几何法(或称传统法)，是我国建国以来用得最广的储量计算法。传统几何法，一般是指固体矿产储量计算中常用的算术平均法、块段法、断面法、多角形法或多边形法等。虽然，这些方法的特点和功能不同，但它们都是遵循一个基本原则，即把形状复杂的

或未知的矿体描绘成与该矿体体积大致相等的简单形体，并将矿化复杂状态变为在影响范围内的匀化状态，从而计算其体积、矿石量、平均品位、金属量等。传统法的优点在于简便、易于掌握、不使用计算机也可以进行计算，因而该法一直沿用至今。特别，当工程数很少，只对矿产储量进行概略估计时或初勘阶段对储量精度要求不高时，采用该法是可行的，并且非常方便灵活；当矿体形态简单或品位变化不大，或者工程数非常之多、控制程度相当高时，传统几何法也是可行的。但当矿体形态和矿化复杂、工程控制不是特别密集时，而想用传统法计算得到精度较高的储量是很困难的。这是因为，根据很有限的工程资料编绘的简单矿体形体，很难说是与真实复杂形体的体积大致相等、并且，把取样点的品位延拓到它的所谓的影响范围(块段)而作为该范围品位的均值，这种影响范围也很难说是它的真正影响范围。这样，由此计算的矿石储量和品位便会产生事先无法得知的随机误差。这就是传统法可靠性差的原因所在。并且这种可靠性或误差还无法进行自身估计。

如果能够使传统法比较真实地把形状复杂或未知的矿体描绘成与之体积大致相等的简单形体，那么，计算的效果显然会好些。如果再解决误差(或精度)的自审功能，则这种储量计算方法将是很可行的。SD 法正是在这些方面取代传统法的。

2. 样条函数法

样条函数是近二十年来发展起来的一门数学分支学科，它主要应用于飞机、船舶制造业。将它用于矿产储量计算，是基于某些矿体矿化是连续的、甚至是可导的条件。例如某些矿化均匀的沉积矿床、层控矿床等。当稀疏地施以工程后，将得到的各工程观测点连接起来，可以认为连接的曲线是一条光滑曲线，于是用样条函数拟合，并进行样条函数积分，从而计算储量。此即样条函数储量计算法。在样条函数中，储量计算一般采用 Spline 函数，亦叫三次样条函数。知道或给定各观测点的一阶导数的样条函数亦称埃米尔特函数，由此定义可以知道埃米尔特函数储量计算法实质上是样条函数法的一种类型。

样条函数法在我国运用时间不长，应用范围也不广。它是70年代末80年代初在我国地质、煤炭系统发展起来的。这种方法适用于断面图上连续变化的矿体圈定和计算。对于形状和矿化复杂的矿体，其效果较差。SD法最初也是在70年代末从研究样条函数开始而发展起来的，即用样条函数进行数值积分而着手改造传统法。当时尚未出现样条函数储量计算法。样条函数法类似于SD法中的普通SD法，但普通SD法还适用于形状和矿化复杂的矿体的储量计算。

3. 距离幂次反比法

距离幂次反比法，与前面两类方法截然不同。它不考虑观测值的厚度、矿体形态和体积，是一种类似于后面将讨论的克立格法的品位局部估计方法。

距离幂次反比法以品位变化是距离的函数为依据而建立的一种方法。某一个点的品位值可用它周围不同距离点的已知品位对它进行估计。离被估计点距离越远，估计作用越小，距离越近，估计作用越大，即呈现出距离幂次的反比函数关系。幂次可以是一次、二次，也可是多次。但一般采用二次，称为距离平方反比法。

一般认为，距离平方反比法如果用得恰当，其效果是较好的。但是，这种"恰当"，却不容易掌握，同时，它的幂次用多大合适？也常是凭经验。不过，距离平方反比法在考虑变量空间相关权时，距离越远权越小，距离越近权越大的思想是可取的。SD法在一定程度上吸取了这种思想。

4. 地质统计学储量计算法

地质统计学储量计算法(克立格法)被认为是目前世界上最先进、最科学的储量计算法。它是建立在概率统计学基础之上而发展起来的一门学科。

地质统计学区别于经典统计学的重要标志是地质统计学将变量区域化。它以区域化变量作为理论基础，系统地研究区域化变量增量的空间相关性及其变化规律，从而对被估块段进行无偏估计，并可以提供估计值的置信区间。这种方法的出现，使矿产储量计算

方法研究进入了一个新阶段。

在最大限度地利用勘探工程所提供的信息方面，克立格法不失为一种理想的储量计算方法。但在勘探资料不理想的情况下，例如当工程数或取样点过多或过少，用克立格法计算储量却不太适宜。取样点过多，用一般的传统法不仅简便易行，而且效果也较好。D. G. Krige 本人也承认(潘恩沛等，1988)：如果在块段中有许多可用数据点，一般说，这时用地质统计学原理获益较少；如果数据点相当丰富而且分布均匀，这时应用地质统计学估计整个矿床获益也很小。他认为，对于这样的样品，直接取平均值就够了；取样点过少，运用地质统计学，信息量就不足，很难得到可靠的估计。法国学者 R. G. Wadley 说(潘恩沛等，1988)："当远景估算是建立在仅有数十个钻孔基础上的时候，应用地质统计学是不恰当的"。笔者在实践中也遇到类似的问题，本书将在其它章节中讨论。D. G. Krige 还认为(潘恩沛等，1988)："只有当根据有限数据估量单个矿石块段，而且估计误差很大，这时克立格法才会显示出明显的优点"。由此可以看出，克立格法的应用是有条件的。

SD 法对克立格法这一应用条件可以适当放宽，该法对于工程数不苛求，一般只要有数十个至百余个钻孔，就能取得较好的效果。而且在适用范围上，SD 法也有较大的适应性。当工程数较多时，SD 法效果更好，而且计算工作量也不会增加很多。

二、SD 法的基本思想及概貌

所有储量计算方法都会由于矿体复杂性和取样的有限性，而会不同程度地遇到障碍。SD 法也不例外。

矿体的复杂性，这里主要指矿体形态的复杂程度和品位空间变化程度。对于大多数矿床矿体说来，矿体形态是复杂的，品位的空间变化亦很大。在某些储量计算方法中用某一位置上取样的量值(如厚度、品位等)代替周围一定范围的量值。这种将取值作为均值的统计学思想，经过多年实践目前已被公认为是不合理的。但是，什么样的储量计算方法能对取值的处理更为合理呢？许多人正在做这方面的研究。人们已经认识到，矿体空间任一点的地质变量

(如厚度、品位等)都具有规律性和随机性的双重性质。仅仅注意地质变量的规律性而忽视其随机性,如果采用确定性模型,则矿体越复杂其储量误差越大;仅仅考虑地质变量的随机性而忽视其空间变化规律性,如果采用纯统计模型,就失去了储量计算的地质意义。既考虑规律性又考虑随机性,是目前一些新的储量计算法普遍注意到的问题。为了克服表现矿体复杂性的地质变量随机因素干扰,SD 法引出了结构地质变量概念。

取样的有限性,是指地质勘探工作受到经济效益的约束,而不可能随意取样。一般说来工程越多、勘探程度亦越高,从而对地质现象认识越深入,储量计算亦越准确。但是,工程过多,不仅经济不合理,而且延长了勘查周期。在地质勘查整个过程(各个阶段)中,工程数和取样数都有一定的局限性,用较少的已知数据去估计复杂矿体的总体,而使其吻合勿误,这是难以实现的。不过,对于一个具体的矿体而言,施以一定量的工程,就已经体现了它的某种控制程度。只是在具体地从定量角度指明工程控制程度和储量计算精度问题上遇到了困难。然而,我们可以看到,工程控制程度常是由矿体的复杂程度来决定的,而矿体的复杂程度又是在一定数量的工程控制条件下去描述的。利用这种相依关系,SD 法采取了一系列从数据取值直到整个运算的稳健步骤,导出了搜索递进计算法,以及极限精度法——SD 精度法。从而实现 SD 动态审定一体化储量计算,使得 SD 法能根据地质工作阶段划分的要求,正确掌握取样的有限性,确定工程控制程度。

动态计算,是基于矿体既是地质体,又是经济体的事实,对于在各种条件下随经济变动引起变化的矿体储量计算。因此,矿产储量应是动态的,例如动态地确定工业指标,动态地圈定矿体,动态地计算储量和精度预测以及经济评价等。

审定计算,是指对储量精度、储量级别的审定。这是当今其它一些储量计算方法尚未解决好的重要问题(潘恩沛等,1988)。SD 法在解决这个问题时引入了分数维的概念,将矿体降维后,由分维数来刻画储量精度。对于同一矿体,随着观测点的增多,分维数逐

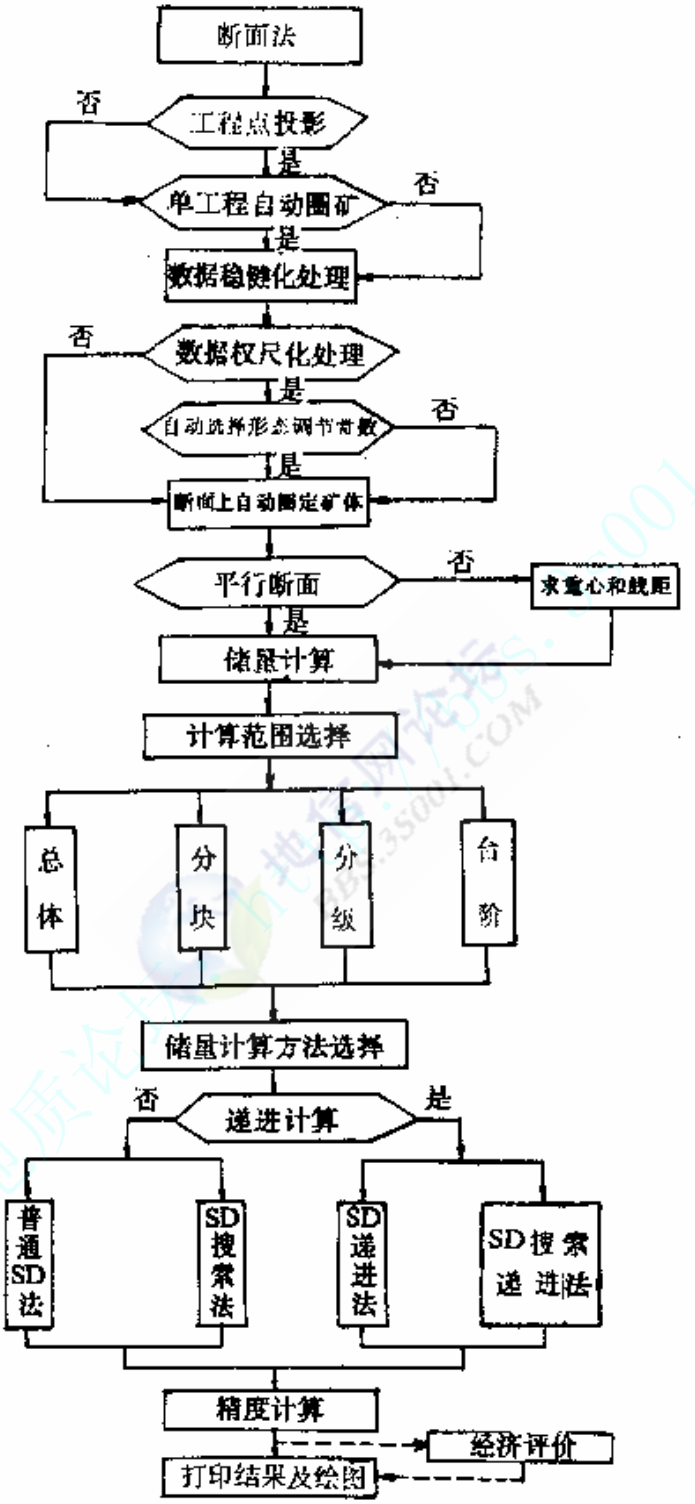
步增大，它的精度也相应随观测点的增多而增高。只要较好地找出这种相应关系，就能比较准确地预测它的精度。SD 法通过对 7 个矿区 47 种情况的试算，取得了良好的效果(表 1-4-8)，这说明了 SD 精度法对储量精度及储量级别具有审定作用。

一体化储量计算，是指从勘查地质工作到矿山地质工作全过程的储量计算一体化，在该计算过程中，始终贯穿差动态计算和审定计算。这种计算减少了储量多层次繁琐的改算工作。

这样，SD 法的一套动态审定一体化储量计算，不仅灵活多用，而且计算结果准确可靠。SD 精度法对解答储量计算中的这一技术难题做出了突破，显示了 SD 法的优越性。应该说，SD 法是适合我国实情的一种科学的储量计算方法。

矿床技术经济评价是矿产勘查评价工作中的重要内容，也是提交矿产储量报告不可缺少的部分。其内容已超出储量计算法的范围，因而本书只将与 SD 法有直接关系的合理制定工业指标部分，作为经济评价的内容列入第二篇中。

SD 法计算过程可概括为下页流程图。


断面法
工程点投影
否
是
单工程自动圈矿
否
是
数据稳健化处理
数据权尺化处理
否
是
自动选择形态调节常数
否
是
断面上自动圈定矿体
平行断面
否
求重心和线距
是
储量计算
计算范围选择
总体
分块
分级
台阶
储量计算方法选择
否
递进计算
是
普通SD法
SD搜索法
SD递进法
SD搜索递进法
精度计算
经济评价
打印结果及绘图

SD 法流程图

第一章　结构地质变量

结构地质变量是SD法计算矿产储量及其精度的基础变量。构制结构地质变量的目的在于使地质变量的原始数据稳健化，使SD法的计算结果更加准确可靠。本章将引出结构地质变量概念，介绍结构地质变量的形成过程，阐述结构地质变量曲线拟合问题。最后还将讨论地质变量的风暴值问题。

第一节　结构地质变量的概念

矿产储量计算中的地质变量，即储量计算中常用的几个参数，如矿体厚变、矿石品位、有益有害成分、体重等变量，均具有规律性与随机性的两个互相矛盾的性质。规律性反映出地质变量在矿体整体中的变化，这种变化具有空间结构性；随机性反映出各种干扰因素所引起的局部变化，这种变化表现空间离散性。对仅反映出某种地质特征的空间结构及其规律性变化的地质变量，我们称为结构地质变量，简称结构量，记为 $\tilde{Y}$。结构量所在的空间称结构空间，表述结构空间状态的维❶称结构空间维，记为 $f(\tilde{Y})$。若 $1<f(\tilde{Y})<2$，则结构量的结构空间是一条圆滑的曲线；若 $2<f(\tilde{Y})<3$，则它的结构空间是一个起伏的圆滑曲面。结构量是排除随机干扰为着提高储量精度而采用某种计算方法从观测值 y_i 中提取出来的量值。于是，地质变量等于结构量与随机量之和。即

$$y_i=\tilde{Y}_i+\varepsilon_i \qquad i=1,2,\cdots n \qquad (1.1.1)$$

可见，结构量是从地质变量稳健性出发简化了的地质变量。但是，

---

❶ 附篇，矿体的分维概念。

地质变量的双重性质绝非简单的加减而能准确地分离的。许多常用的分离方法，多是建立在概率统计学基础上的方法。在概率统计学中，不仅将地质变量视为独立变量，而且要求数据量大，因而必须从大量数据中寻求其规律。地质变量不仅不是独立变量，而且，地质勘查过程中，工程数和取样数也不可能太多，于是，简单地运用概率统计学对其进行分析便遇到了困难。SD 法是将地质变量看作是在一定空间范围内相互影响的结构量，它既与它所在空间位置有关，也与它周围的地质变量的大小和距离有关，SD 法不是去寻求统计规律，而是用数据稳健处理的方法，将原始数据处理成有规律的数据，将离散型变量转换成连续型变量。为此，SD 法不是建立原始数据模型，而是建立权尺化处理后的数据模型。经过权尺化处理后的地质变量即为结构地质变量。其数据模型即是结构变量结构空间的表征。这样，对地质变量进行统计分析，便成为可能。

第二节　权　尺

在讨论权尺化过程之前，首先要建立一种权尺，这种权尺是用来分配地质变量“权”的大小的尺度，权尺使原始地质变量权尺化，形成结构量。

我们知道，对时空序列的连续数据或离散数据，人们常采用平滑手段来消除它的各种误差干扰。几乎所有这些手段，即是求得一种权函数来进行数据平滑。这种函数通常称为窗函数。人们在解决实际问题时，常常根据实际经验采用比较适合的窗函数。因此，在由窗函数确定权的时候，便是多种多样的。在这些窗函数中，除边缘突变的矩形窗，特别三角窗外，几乎都是近似于钟形曲线。表明绝大多数的时空序列数据，均可采用不同的钟形曲线作为权函数进行平滑。我们统称这种钟形曲线为钟形曲线窗。并且，采用这种钟形曲线窗来将地质变量构造成结构地质变量。

地质变量的空间状态，可以看作时间序列。它的空间相关，是“权”的函数。“权”在空间的分布，定义为“同方向上的浓度扩散

态”，中心浓度最大，以非直线型向外减小。例如求空间地质变量 y_i 的结构量 $\bar{Y}$ 时，它本身赋的权最大，逐步向外作非直线型减小。对于在一条线上的测点说来，相隔等间距，距离为 Δh 的两邻相关地质变量 y_1 和 y_2 的空间相关权 λ_k 令其各为 1/2；相隔等间距，距离为 Δh 的三个相邻相关地质变量 y_1、y_2、y_3 的空间相关权，分别为 1/4、2/4、1/4；距离为 Δh 的同一直线上的四个相邻相关地质变量 y_1、y_2、y_3、y_4 的空间相关权依次为 1/8、3/8、3/8、1/8。依此类推，当地质变量相关个数在一条线上为 M 个时，它们的空间相关权则为二项式展开后各项系数 C^k_{M-1} 与 2^{M-1} 之比，即

$$\lambda_k = \frac{C^k_{M-1}}{2^{M-1}} \qquad k = 0,1,2,\cdots,M-1$$

M 值称二项式系数直径。空间相关权之和为 1，即

$$\Sigma\lambda_k = 1$$

这样，在一个方向上空间相关权的分布曲线，近似一条钟形曲线。这就是上述之钟形曲线窗，其权称钟形权，它是空间相关权形态的描述，并用 M 来调节钟形权的形态。空间相关权确定后，即可求得结构地质变量：

$$\bar{Y}_i = \Sigma\lambda_k y_{k+1} \qquad k = 0,1,2,\cdots,M-1$$

然而，实际取样间隔（如工程、断面）常不等距，上式便受到了限制。由于权分布于整个空间，所以空间任一位置的地质变量（观测值）均能得到权的分配。于是，我们用空间相关权 λ_k 作为此钟形曲线的“解”，将“解”的反函数值投影在一直尺上。此尺便称结构地质变量的权分配尺，简称权尺（为便于区别，称 SD 权尺）。例如，沿一方向（图 1-1-1）有 n 个观测点，欲求第 i 个变量 y_i 的结构变量，则需先求出 y_i 及它两侧各变量权分配的大小。

如图 1-1-1，权尺以中心点 a_0 向左右分别对称地刻有一定距离的刻度，刻点往右依序记为 a_1、a_2、a_3、a_4、a_5，往左依序记为 a_{-1}、a_{-2}、a_{-3}、a_{-4}、a_{-5}。如果实际标准间距为 h，则诸刻点对于中心点 a_0 的距离 a_i 为：

$$a_i = p_i h \qquad (1.1.2)$$

$$l=-5,-4,-3,-2,-1,0,1,2,3,4,5$$

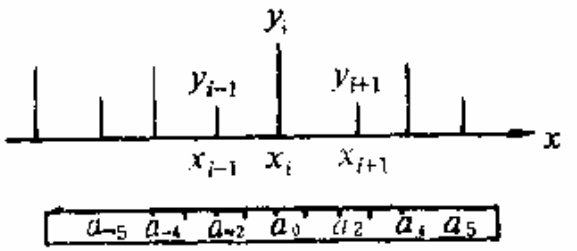


图 1-1-1　用权尺量度各观测值的分配权图

p 是距离系数，随 M 变化。它是不同 M 值的各空间相关权匹配的权系数。对于某一断面上 n 个观测点来说，其实际标准间距 h 为：

$$h=(x_n-x_1)/(n-1) \qquad x_1<x_n$$

对于 x 轴，可令

$$H_{\pm k}=|x_{i\pm k}-x_i|$$

$i=1,2,\cdots,n$；$+k=0,1,\cdots,n-i$；$-k=1,2,\cdots,i-1$。对于区间〔a_{l-1},a_l〕内的对应权记为 λ_{a_l}。对于 x 轴上 $H_{\pm k}$ 点以及它的地质变量（$y_{i\pm k}=f(H_{\pm k})$）的对应权，分别记为 $\lambda_{H_{\pm k}}$ 及 $\lambda_{y_{i\pm k}}$；当

$$a_{l-1}<H_{\pm k}\leqslant a_l$$

各对应权的相关权为 λ，则

$$\lambda_0=\lambda_{y_i}=\lambda_{H_0}$$

$$\lambda_1=\lambda_{a_l}=\lambda_{y_{i\pm k}}=\lambda_{H_{\pm k}}$$

相关权求出后，即可由下式求出每个断面上各观测值的结构量 $\tilde{Y}_i$。

$$\tilde{Y}_i=\frac{\Sigma[\lambda_{y_{i\pm k}}\cdot y_{i\pm k}]}{\Sigma\lambda_{y_{i\pm k}}} \qquad (1.1.3)$$

就是说，地质变量 y_i 的结构地质变量 $\tilde{Y}_i$ 等于地质变量 y_i 左右影响范围内诸地质变量与它的对应权的乘积之和除以它的对应权之和。

(1.1.3)式仅仅是各个断面上诸结构量。对于整个矿区而言，

各断面上各观测点的结构量 $\tilde{Y}_i$ 只是线结构量，当它能构成自然圆滑的空间分布曲面时，便是空间结构量。线结构量是在断面线上对观测值（地质变量）经权尺化后的结构量，它只体现直线上观测点间的结构关系；空间结构量，是在线结构量基础上沿其正交方向再权尺化的结构量，它体现出诸观测点间的空间结构关系。SD 法需要求取空间结构量。

设有 m 条断面，于是：

1. 对每一断面上的 $\tilde{Y}_i$ 积分，得断面的线结构量 S_j；
2. 仿(1.1.3)式，对 m 个断面的 S_j 求各个断面的结构量 $\tilde{S}_j$；
3. 最后，则可得出空间结构量为 $\tilde{\tilde{Y}}_{ij}$。

$$\tilde{\tilde{Y}}_{ij} = \frac{\tilde{Y}_{ij} \cdot \tilde{S}_j}{S_j} \tag{1.1.4}$$

$$j = 1,2,\cdots,m; i = 1,2,\cdots,n$$

第三节　M 值的求取

前述二项式系数直径 M 值，是用来作调节钟形权曲线窗形态的参数。钟形权构成的钟形曲线窗的形态应由矿体地质变量的变化程度来确定，因此，钟形曲线窗的形态是变化的，用 M 值对它调节后能够获得理想的结构地质变量。它是后面要讨论的稳健样条曲线的基础。

可见，权的分配，必须考虑地质变量的空间相关。可以认为，地质变量的空间变化较小时，其空间相关性大，反之则相反。这样，可用大家熟悉的基本能够反映地质变量的变化复杂程度的差商原理，求取 M 值。为了量纲的统一，采用差商正规化原理处理。

设空间有序的取样系列为 Y：

$$Y = \{y_1, y_2, \cdots, y_n\}$$

对应的坐标为 X：

$$X = \{x_1, x_2, \cdots, x_n\}$$

观测值差商为 Δy_i：

$$\Delta y_i = \frac{y_{i+1} - y_i}{x_{i+1} - x_i} \tag{1.1.5}$$

其差商正规化后为 Δy_i^*，对于每断面之差商正规化值求均值 Δy_j^*：

$$\Delta y_j^* = \frac{1}{n-1}\sum_{i=1}^{n-1}\Delta y_i^*$$

对于计算总体(矿体)的均值 $\overline{\Delta y^*}$：

$$\overline{\Delta y^*} = \frac{1}{m}\sum_{j=1}^{m}\Delta y_j^* \tag{1.1.6}$$

m 为断面线数，n 为每条断面线上的工程数。$\overline{\Delta y^*}$ 是计算总体观测值差商正规化值之均值。$\overline{\Delta y^*}$ 是在 0—1 之间的变化量。它的大小反映地质变量在相邻空间的离散程度，为削减由这种"离散"引起的误差，而将 0 —1 区间划分为若干个子区间。$\overline{\Delta y^*}$ 若靠近 1 的子区间，则表明矿体变化较大，矿化连续性较差，此时应采用较小的 M 值。不同之计算总体的 $\overline{\Delta y^*}$ 在 0—1 区间落点频率并非均等，而常呈加速度变化。于是，可以设计出在等时区内的 $\overline{\Delta y^*}$ 落点频率区间——差商正规化区间。令 T 为差商正规化区间端点值。则

$$T_t = (\frac{1}{k}t)^2 \qquad t = 1,2,\cdots,k \tag{1.1.7}$$

k 为区间数。当 k 值增大时，即区间数增多，区间范围则缩小。若 k 值越大，选取 M 值可靠程度越大。经大量实际计算证明，可靠程度随着 k 值递增而变化较慢。因此，没有必要设用较大的 M 值。一般说来，设四个区间，即能满足要求，即 $k=4$ 时，(1.1.7)式变为：

$$T_t = \frac{1}{16}t^2 \qquad t = 1,2,3,4 \tag{1.1.8}$$

有 $T_1 = 0.0625, T_2 = 0.25, T_3 = 0.56, T_4 = 1.00$ (图 1-1-2)

于是令

$$M = \begin{cases} 11, & 0 < \overline{\Delta y^*} \leqslant 0.0625, \\ 9, & 0.0625 < \overline{\Delta y^*} \leqslant 0.25, \\ 7, & 0.25 < \overline{\Delta y^*} \leqslant 0.56, \\ 5, & 0.56 < \overline{\Delta y^*} \leqslant 1.00。 \end{cases}$$

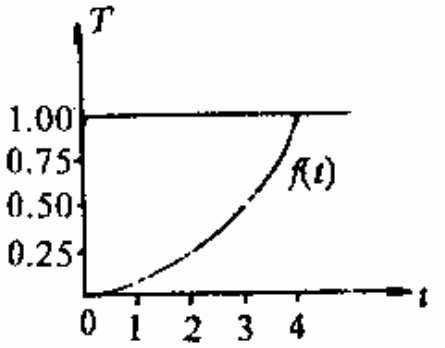


图 1-1-2　差商区间端点值曲线图

依据前面权尺原理，求得四组 M 值的权系数 p_i（见表 1-1-1）。

表 1-1-1　权尺比值及权尺分配表

i	λ_i	a_i	$p_i=\frac{a_i}{\lambda}$ M	5	7	9	11
0	$\lambda_0=5$	a_0		0	0	0	0
1	$\lambda_1=4$	$a_1=a_{-1}$		0.75	0.80	1.00	1.10
2	$\lambda_2=3$	$a_2=a_{-2}$		1.10	1.25	1.50	1.70
3	$\lambda_3=2$	$a_3=a_{-3}$		1.45	1.70	2.00	2.20
4	$\lambda_4=1$	$a_4=a_{-4}$		1.90	2.30	2.65	2.85
5	$\lambda_5=0$	$a_5=a_{-5}$		>1.90	>2.30	>2.65	>2.85

第四节　结构地质变量曲线

结构地质变量的求得，仅仅是为储量计算提供可靠基础数据，SD 法储量计算还需要通过结构地质变量曲线来实现。

结构地质变量曲线，就是在工程坐标或断面坐标上过已知的以结构地质变量为点列所作的光滑曲线。简称结构量曲线，前者称面结构量曲线，后者称体结构量曲线。它们的形态反映地质变量在空间的变化规律。构造出结构地质变量曲线，是 SD 法储量计算中

第二个重要课题。

求过结构地质变量的点列的曲线，是数学拟合问题。既然结构地质变量是自然光滑曲线，我们就可以采用三次样条函数(Spline)拟合。

如果结构地质变量曲线 $F(X)$ 存在，则可用三次样条函数 $S_3(X)$ 逼近。

$$S_3(X) \approx F(X)$$

三次样条函数数学表达式(利用节点 x_i 上对应型值点 y_i 的二阶导数 M_i 表达)：

$$\begin{aligned} S_3(X) = {} & M_{i-1}\frac{(x_i - x)^3}{6h_i} + M_i\frac{(x - x_{i-1})^3}{6h_i} \\ & + \left(y_{i-1} - \frac{M_{i-1}}{6}h_i^2\right)\frac{x_i - x}{h_i} \\ & + \left(y_i - \frac{M_i}{6}h_i^2\right)\frac{x - x_{i-1}}{h_i} \end{aligned} \qquad (1.1.9)$$

$x_{i-1} \leqslant x \leqslant x_i$，　$i = 2, 3, \cdots, n$，　h_i 为节点间距。

(1.1.9)式的 M_i 用追赶法求得(请参看有关样条函数书籍)。一条线上有几个节点，共有 $n-2$ 个方程，要唯一地确定一组 M_i，并要给出两个端点条件。

端点条件是指曲线两端弯曲及弯曲的情况。不同情况的差异对曲线形态影响极大。

端点条件是根据曲线代表的具体内容而定。数学上是指曲线端点的一阶、二阶导数值，或其它曲线性状的值。对于矿体，我们表示它的厚度、品位、体重、储量、面积等量值在边部变化的情况。当端点条件已知时，即可给出。但矿体的勘探过程中，这些端点条件常是未知的。因此，我们常用自然端点条件，即假设它的两边端点的二阶导数为零。

当设备条件差，没有电子计算机及辅助设备时，结构曲线可以人工绘制，一般用压铁法、打钉法，即绘图员将一批给定点固定在图板上用有机玻璃条、细钢条、竹条、木条等(统称样条)，沿这些点连成一条光滑曲线。

我们利用直角坐标原理，设计了样条仪。并用此仪绘制了贵州省 GC 石灰岩矿床储量计算中的全部曲线，同时，它的储量计算也是以这些曲线为依据的。计算结果尚好。

电算过程中，一切自然结构量曲线均由机器绘出，无需人工绘制。

第五节　原始数据的稳健性处理研究

数据权尺化，M 值的求取，以及曲线拟合过程，均属数据稳健性处理过程。本节的稳健性研究，重点讨论风暴值的处理过程。其风暴值主要指风暴品位值。

一、风暴品位值的识别与处理

SD 法虽然不去寻求原始数据的统计规律，而用稳健处理数据的方法，将原始数据处理成有规律的数据，但是，SD 法仍然要求取所给数据的合理均值。

所谓风暴品位值，相当于习惯上称的特高品位值。但是特高品位值的"特高"仅对平均品位而言，而风暴品位，不仅对平均品位，还对相邻品位而言。某些时候，特高品位不一定是风暴品位，而风暴品位必定是特高品位。

储量计算中，一般都要采取对风暴品位的处理措施。目前处理方法多种多样，基本上分为两类，或是修改数据以适应方法，或是修改方法以适应数据。如果只是为了总体均值的稳定性，单独采用哪类方法，一般说来效果都不会差。

SD 法计算储量的精确程度与数据所处的空间位置有关。因此，必须修改数据以适应 SD 法的特定方法。

1. 风暴品位值的识别

处理风暴品位值，首先应识别什么样的品位值算是风暴品位值。

据前所述，这里说的风暴品位值，不管它的成因如何，是否是异常值？只要同时具备以下两个条件，便可视为风暴品位值。

(1)将全体品位由小到大排序，若有风暴值，必位于序尾。由统计学得知，它的个数，一般不会大于总体样本数的3%。由于SD法不是从统计规律而是从样本的空间位置状态出发，考虑到不致于计算结果的失真，于是，以总样个数的3%为风暴品位值的可疑区。如图1-1-3所示。划入此可疑区的样品值被认为是风暴可疑值。

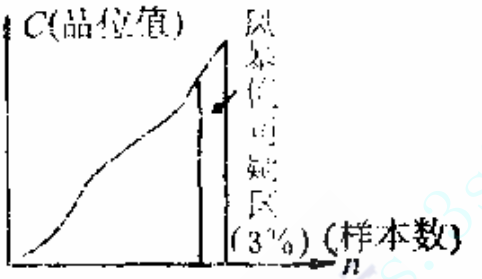


图 1-1-3　序列品位曲线图

(2)风暴值不仅"特高"，还必须是在它的具体位置上形成"风暴"。当风暴可疑值的观测点与它邻域观测点的距离小于各观测点间的平均距离，并且风暴可疑值与它邻域内的样品值构成样条曲线时，如果曲线强烈震荡，以致出现负值，此风暴可疑值，即可确认为风暴值，如图1-1-4所示。c_4即为风暴值。

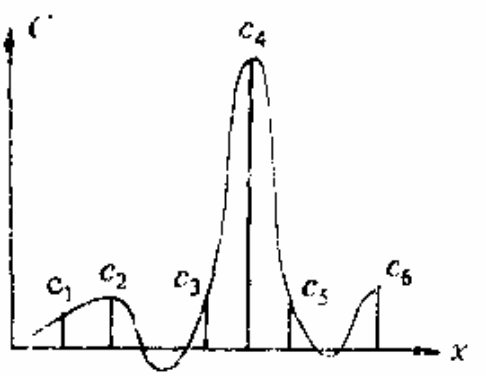


图 1-1-4　风暴品位曲线图

例如云南个旧马拉格老阴山铅矿，计算范围内 119 个工程取样点。将 6 个最高品位值列为风暴样品可疑值。然后再将此 6 个值，分别置于它的取样位置上，进行样条函数"扫描"。结果，只有第二条勘探线的最后一个工程品位值 49.75%使曲线强烈震荡而呈

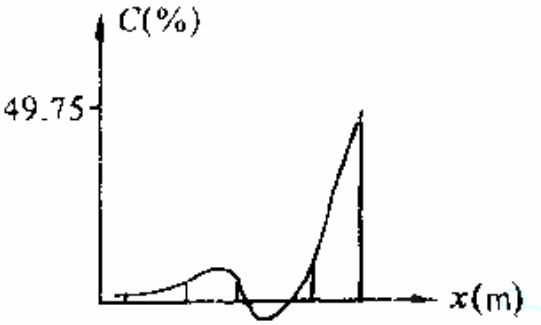


图 1-1-5　老阴山铅矿第二线品位曲线图

负值(图 1-1-5)。因此，可以判定 49.75%为这个矿体的风暴品位值。

2. 风暴品位值的处理

SD 法修改风暴品位值的办法是，在权尺化过程中将风暴品位值削减，然后将削减值替代风暴值，置于原始数据中，参与计算。

众所周知，削减风暴值，不是否定风暴值的存在及它对矿区的有益贡献，而仅仅是为着计算的稳健性、增强计算结果的可靠性采取的一种技术措施。风暴值的存在具有特殊的地质和经济意义，是地质人员重点分析研究的问题。

二、数据处理的稳健性效果

地质变量的随机性必然会导致计算结果出现误差。这种误差是由于计算方法不能完全适应随机性而引起的。误差越大，说明它的适应能力越差。这种适应能力的研究，就是数据处理的稳健性研究问题。对于有风暴值存在的一组数据，如果用算术平均求均值，这种均值的误差一定很大，显然，在这种情况下，算术平均的稳健性是很差的。

稳健统计学是近 20 年才迅猛发展起来的一门学科，它对于一

个总体内隐含有风暴值的变量，有很好的统计识别能力(请参看有关稳健统计学方面书籍)。我们对老阴山铅矿第二线不等间距的五个工程平均品位值(3.462%，3.130%，5.000%，8.750%，49.750%)，用不同方法计算均值(表 1-1-2)。

可看出，稳健统计学的稳健回归分析，对这种点列数据，不仅能鉴别出第五点的值(49.75%)为风暴值(稳健统计学称异点)，而且由它参予计算的平均品位(6.016%)也是十分理想的。它与 SD 法权尺化系列数据的均值(6.175%)很相近。显然，数据由稳健回归计算或者经过 SD 法处理之后，均能得到理想的结果。

表 1-1-2　老阴山铅矿第二线平均品位计算对比表

计算方法			平均品位(%)	备注
算术平均		全部样品	14.0780	
		剔除第五个样品	5.1600	
算术加权平均		全部样品	9.1410	
最小二乘法		同上	14.1950	
中位数		同上	5.0000	
稳健统计回归	正弦估计 $C=1.0$	同上	6.0000	C 为调节常数，此品位由周蓉博士计算
	双平方估计 $C=3.5$	同上	6.0163	
SD 法计算	原始数据系列	同上	8.1422	
	权尺化数据系列	同上	6.1751	

上述例子，是点列数据比较简单的情况。当点列数据较为复杂时，稳健回归计算的效果就不一定好。这时，用稳健样条函数便能获得好的效果。

稳健样条函数在国外目前还处于探索阶段，它的理论和应用均不够成熟。我们所作的SD法权尺化数列的样条函数调节拟合，应归属于稳健样条函数。它无论对大挠度曲线，或小挠度曲线，无论对小样本数据或大样本数据，都能获得较好的效果。

下面用一个不含风暴值的例子——云南里士铜矿A矿段进行分析。

这个矿段有29个工程取样点，数据结构比上述例子复杂得多。用不同方法计算的结果如表1-1-3。

表1-1-3　里士铜矿A矿段平均品位计算表

资料来源	计算方法		平均品位(%)
勘探资料	算术平均		1.796
	中位数		1.811
	稳健M估计		1.730
	稳健R估计		1.850
	克立格法		1.855
	传统储量计算法		2.230
	SD法	原始数据系列	2.046
		权尺化数据系列	2.027
生勘资料	开采统计均值		2.050

由此看出，不同的计算方法的稳健性是不同的。SD法均值小于传统储量计算法均值，大于其它方法均值，并且十分理想地接近开采时大量数据的统计均值。此时，稳健M估计、稳健R估计、克立格法等估计均值是偏小的。29个样本属小样本。克立格法对小样本的估值不一定理想，在这里得到证实。稳健统计学对均值的M估计和R估计，在此只是当成独立变量进行稳健统计的估计，没考虑29个点的空间相关性。这样，除因29个样本属小样本外，其取样点位的不均匀性，使得它的估计均值与开采过程中的大量取样统计均值相差甚大。这里的稳健统计估计均值，在稳健统计学中称"位置"，它是指一个数据总体分布中心的位置。

从本书后面的几个矿床储量计算例子中，也可以看出，SD 法计算品位均值，是符合客观实际的。

由此看来，结构地质变量，是采用一系列稳健性处理措施将原始地质变量匀化了的变量。它不是客观存在的具体变量，客观存在的变量仍是由随机性和规律性组构的地质变量。使用结构地质变量，除了为着计算结果精确可靠外，还在于摆脱使用概率统计方法的置信度而代之于 SD 法精度。后一个问题将在第四章讨论。

顶级地质论坛 地信网论坛 BBS.3S001.COM

第二章 矿体圈定

所谓矿体圈定是指：在地质体中圈出化学元素或矿物具有异常含量的矿体，在矿体中圈出各品级矿石、不同矿石类型、以及不同储量级别、表内表外矿段。除储量级别是按照多种因素来圈定外，其它都是按照矿产工业指标来圈定。例如，按照边界品位和最低工业品位圈定表内、表外储量的矿体。本章只讨论按工业指标来圈定矿体。不同储量级别的矿体圈定，将在第四章讨论。

第一节 工业指标与矿体圈定

在实施SD法的过程中，工业指标的含义与传统储量计算法基本一致，而在矿体圈定的具体处理过程中则与传统法有所不同。

SD法选用了以下指标：边界品位、最低工业品位（工业品位）、最低（小）开采厚度（可采厚度）、夹石剔除厚度、最低工业米百分率（米百分值）以及有害组分含量等。最低工业米百分率不仅用于脉状矿的储量计算，在其它矿床的储量计算中，也可用来处理工业矿体的划分及表内表外储量块段的划分。

这些指标，一般是在储量计算前根据实际需要而给定。SD法不讨论工业指标的确定问题，而仅仅提供一些确定工业指标的依据。

给定工业指标后，即可圈定矿体。

在国外，一般采用单一的边际品位。它近似于传统法的最低工业品位，或入选品位。这种边际品位不用来圈定矿体自然边界和确定矿体形态，而作为衡量某一矿房（块）中品位的尺度。矿房（块）是人为规定的规则几何体，如正方体、长方体等。由于传统法要圈出矿体的形态，所以它一般规定边界品位、最低工业品位两个品位指

标作为衡量尺度。在储量计算圈定工业矿体时，一般的文献对边界品位的定义为“对单个样品中有用组分含量的最低要求”。就是说，这一定义，只体现出边界品位对单个样品品位起作用的职能。实际上，边界品位不仅仅是对单个样品品位的最低要求，而且也是对在圈定矿体边界时的品位最低要求。因此，它具有既对单个样品品位起作用，也对整个矿体（或矿段）品位起作用的两个职能。并且，在圈定矿体时，后一职能比前一职能显得更为重要。SD 法特别强调了后一职能的作用，在圈定矿体时 SD 法采取了两种方案。第一种方案是：如果单工程样品中有品位达到最低工业品位者，则此工程圈定的平均品位，在保证最小可采厚度的条件下，应大于或等于最低工业品位。这种方案基本上是传统法的方案。但是，SD 法一般不作权尺化处理，它的矿体连结法是曲线连接，并由样条函数拟合计算，故而它比传统法要精确。第二种方案是：不考虑样品中是否有达到最低工业品位的样品，而笼统地只用边界品位、夹石剔除厚度和可采厚度为指标来圈定矿体。这种方案近似于国外的单指标圈定矿体的方案。圈出的单工程平均品位可能大于最低工业品位，也可能低于边界品位。使用这种方案圈定矿体，SD 法一般要进行权尺化处理，然后进行储量计算。此外，考虑到矿体的连续完整性和计算的准确性，SD 法对那些不同于零值（无矿化）的工程，而低于边界品位又高于背景值的工程圈出了矿化体。零值工程、矿化工程和矿体工程在储量计算中起着同等信息的作用。但三者的性质各不相同。

单工程矿体圈定后，接着是工程间（断面上）圈定矿体。

在单工程中，如果矿体矿化体严格受层位控制，或者它的矿化标志在空间延展上十分明显，则采用上述第一种方案圈出的矿体

应划定表内表外矿界线，这时在断面上就可圈定出表内表外矿体❶（图 1-2-1）。矿体圈定主要是根据构造或地层的“界限层”来确定。

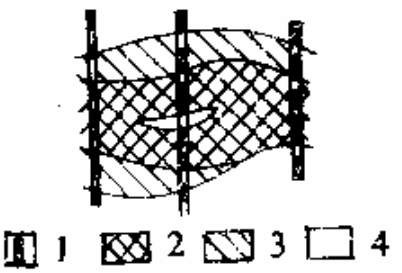


图 1-2-1 断面上表内表外矿体圈定图
1—取样位置；2—表内矿；3—表外矿；4—夹石

如果矿体矿化不严格地受层位控制，矿体形态也不是规则地呈层状、似层状产出，则矿体圈定就比较复杂。对于这种空间上矿化强弱极不均匀的矿体（图 1-2-2），倘若一定要在单工程中圈出表内表外矿，并与邻工程相连圈出矿体，则圈出的这种矿体形态常是假态的。

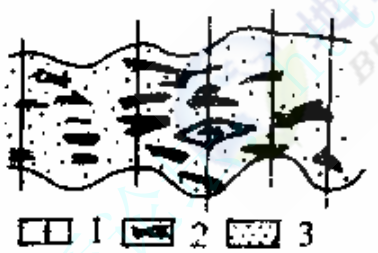


图 1-2-2 矿化极不均匀的矿体圈定图
1—取样线；2—矿体；3—矿化

譬如，一些内生金属矿床，许多情况下它具有“层”的状态，但这个“层”是极不稳定的。其“层”的状态可用自然界的云层来形容，云层的浓淡厚薄各处差异甚大，云层的“浓淡”比喻品位的高低，云

---

❶ 通常把工业上能利用的矿石储量，称为表内储量。属暂不能利用的矿石，它的储量作暂不能利用储量，并称之为表外储量。而对于“能利用矿石”没有简短名称。本书为叙述方便，分别称表内储量的矿石（体）为“表内矿（体）”，表外储量的矿石（体）为“表外矿（体）”。

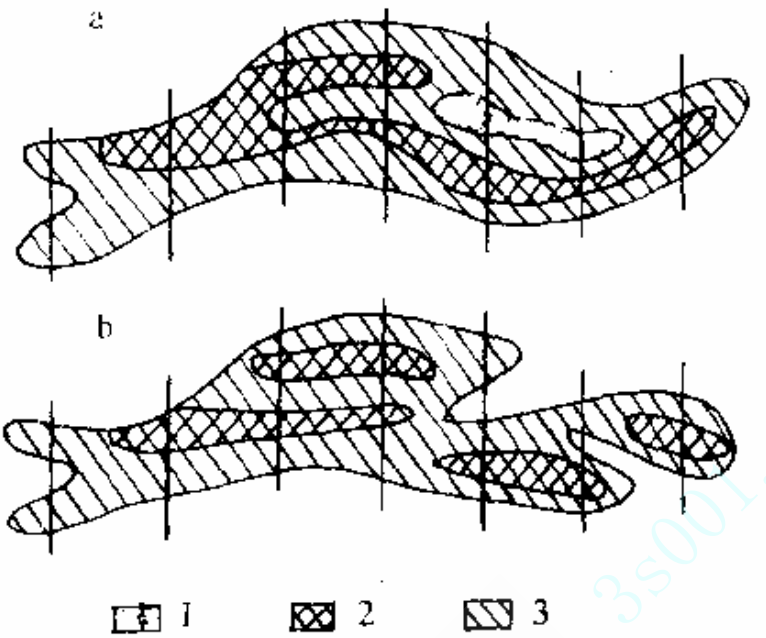


图 1-2-3　断面上采用不同连接法绘成的矿体图

1－工程取样线；2－表内矿；3－表外矿

层的厚薄比喻矿体的厚度。取样见矿的工程多是一孔(井)之见，离它之外，"浓淡厚薄"立刻发生变化。即便用工程中的表内表外矿向外拓延连成规则形体，人为因素也很大。由这种状态计算出来的表内表外储量，常是不可靠的。但是，为了直观起见，又不能不在图上绘出矿体来。

对矿体的不同认识可产生不同的矿体连接法。如图 1-2-3a、b 两种矿体连接法。二者矿态各异，哪一种连接法更符合实际，还很难说。但无论何种方式绘出的矿体图只能作为分析研究时的参考和借鉴。除非地质研究过程对此矿体形态认识十分清楚，一般说来，其形态是难以肯定的。

SD 法主要是以第二种圈矿方案为出发点，根据工程取样提供的数据信息，经过处理，直接用数学模型计算储量。而不是根据图上绘成的矿体面积、甚至画出的表内表外矿体面积来计算储量。SD 法是建立在结构地质变量的思想基础上的，认为矿体矿化在空

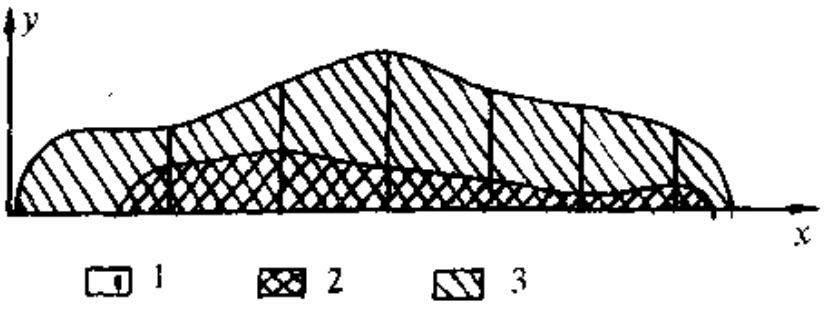


图 1-2-4 矿体厚度坐标曲线图

1-矿体厚度;2—表内矿;3—表外矿

间具有连续性,矿体在它各个部位的厚度和品位变化,应满足一定曲线关系式。如果说,断面上绘出的矿体合理的话,则工程间大范围内矿体总体厚度的变化应该由曲线插值得到检验。图 1-2-4 是以图 1-2-3 断面上工程揭露的矿体累积厚度作为观测值的厚度坐标曲线图。曲线上任一点的插值,对应于矿体断面图中相应位置上的厚度。经过插值检验可确认矿体连接的合理性。这样,不仅能使 SD 法的计算值与断面上绘成的矿体面积值基本吻合,做到文图一致,而且能使绘出的矿体断面比较准确地反映客观实际。

由上述可知,SD 法在确定矿体形态时,不是从边界品位才开始的,而是从矿化就已经开始了,边界品位是人为确定的界限,而矿化是自然现象。矿化与矿体之间是连续的,它们之间的界线是由品位的工业指标来确定。如图 1-2-5,设 $f(x)$ 表示品位沿着空间 x 方向的变化曲线。如果边界品位定为 C_1 时(图 1-2-5a),则 $f(x) \geqslant C_1$,曲线 $f(x)$ 下面围成的面积构成一个矿体。如果边界品位定为 C_2 时(图 1-2-5b),使得有两部分的 $f(x) \geqslant C_2$,故此时已为两个矿体,而画点部分的 $f(x) < C_2$,由原来的矿体域变为矿化域。如果 C_1 代表边界品位,C_2 代表最低工业品位(图 1-2-5c),则曲线的斜线部分就成了表外矿体域,网格线部分为表内矿域。同样,也可视 C_1 和 C_2 为不同的品级、贫富矿石的界限,若 C_1 为贫矿下限,C_2 为富矿下限,则图 1-2-5c 中斜线部分为贫矿域,网格线部分为富矿域。由此可知,矿体随动态的边界品位而变化。若动态地确定工业指

标，就可动态地圈定矿体，也就可计算动态的矿体储量和精度。

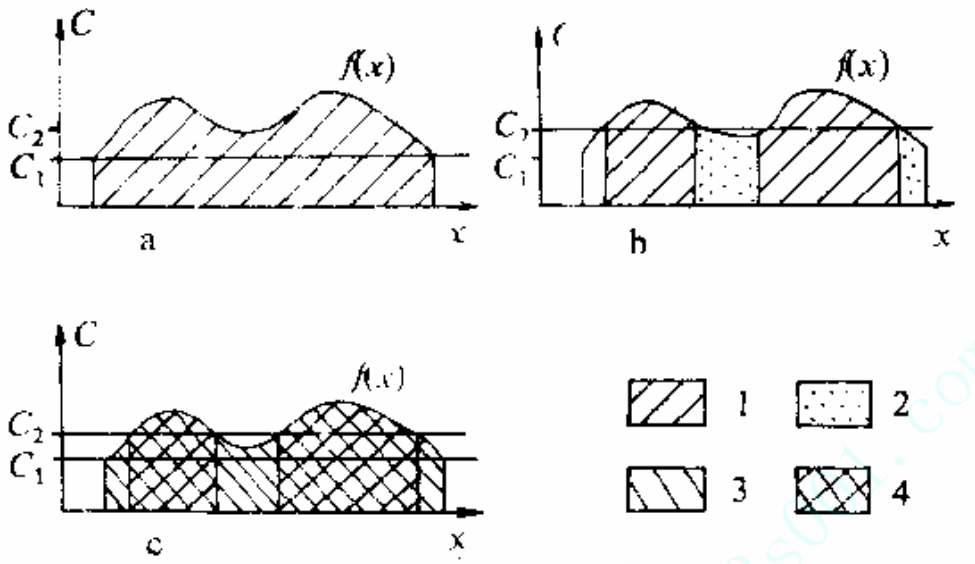


图 1-2-5 矿化矿体动态变化曲线图

1—矿体域；2—矿化域；3—表外矿域；4—表内矿域

以上仅仅是从品位角度讨论了矿化和矿体以及矿体的贫富和品级的问题。实际上，我们在断面上确定矿体域和非矿域或矿化域，表内矿域和表外矿域等，皆是由几个工业指标同时确定，亦即需要满足各个指标条件才能定义各种相应的“域”。

图 1-2-6 是用断面上矿体的品位、厚度值投影到直角坐标系的品位曲线和厚度曲线图。用最低工业品位、边界品位和可采厚度等工业指标作为衡量的尺度，对其进行扫描（搜索），曲线各部位的取值与相应指标进行比较，确定矿与非矿的“域”。图 1-2-6 中 a、b、c、d 表示 x 轴上各区间与厚度曲线构成的 a、b、c、d 域。a 区间内厚度曲线取值大于可采厚度 H，品位曲线取值大于或等于最低工业品位 C_2，故由对应的品位、厚度曲线及 a 区间构成表内矿域。b 区间内品位曲线取值均小于最低工业品位 C_2，大于边界品位 C_1，同时厚度曲线取值大于等于可采厚度 H，而构成表外矿域。d 区间品位曲线取值小于工业品位 C_2，同时厚度曲线取值小于可采厚度 H，构成非矿域。c 区间的品位曲线取值虽大于最低工业品位 C_2，但厚度曲线取值小于可采厚度 H，形成可疑矿域，需由米百分率

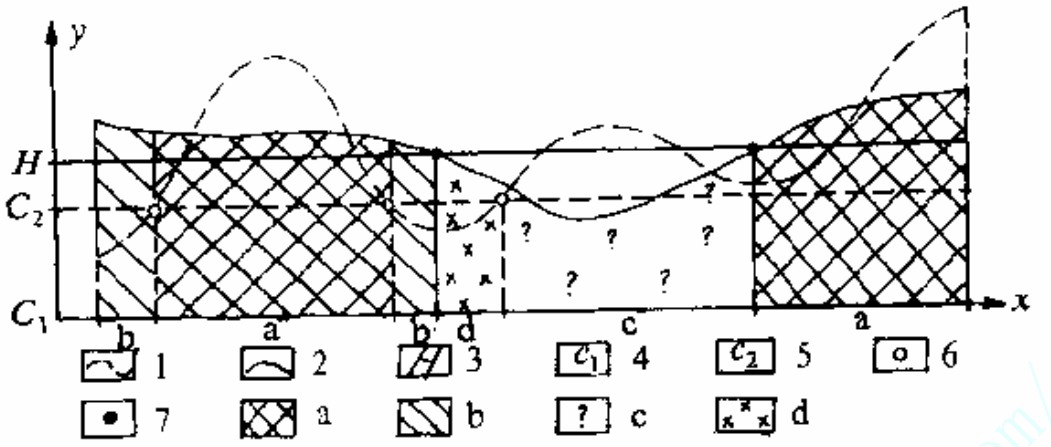


图 1-2-6　断面上由工业指标圈定的矿块曲线图

1—品位曲线；2—厚度曲线；3—可采厚度线；4—边界品位线；5—工业品位线；6—品位曲线与工业品位线交点；7—厚度曲线与可采厚度线交点；a—表内矿域；b—表外矿域；c—可疑域；d—非矿域(或矿化域)

或其它指标来确定是矿域或非矿域。

下面举一个由可采厚度、夹石剔除厚度、边界品位、最低工业品位等四个指标来动态圈定矿体的例子。如里士铜矿 A 块段，当可采厚度为 1m，夹石剔除厚度为 2m，最低工业品位定为 0.5%，分别取不同的边界品位，如 0.3%、0.4%、0.5%时，SD 搜索法计算出对应的动态总储量及动态的表内外储量。当边界品位分别定为0.3%、0.4%、0.5%时，变动工业品位后计算出相应各边界品位动态的总储量及动态的表内表外储量，详见本书的表 2-3-4。类似地，任意变动各种工业指标，也可得各种相应的储量。这对合理地确定工业指标及矿床技术经济评价，对矿山设计和生产管理都十分有用。

值得指出的是：不管是否先在单工程中圈出表内表外矿体，使用同样的边界品位和工业品位计算出的矿石量及总金属量、品位结果是一样的，但表内表外矿石量及金属量、品位值却有差异。如表 1-2-1。

表 1-2-1　里士铜矿 A 块段不同圈定方案储量计算对比表

矿体圈定方案	边界品位（%）	工业品位（%）	SD法计算量	矿石量（t）	品位（%）	金属量（t）
SD 搜索法第一种方案	0.4	0.5	总量	403915.80	2.179	8800.493
			表内量	388255.00	2.249	8732.500
			表外量	15660.80	0.434	67.990
SD 搜索法第二种方案	0.4	0.5	总量	403915.80	2.179	8800.490
			表内量	401966.50	2.187	8791.721
			表外量	1949.25	0.450	8.772

表 1-2-1 是里士铜矿 A 块段在同样的工业指标的状况下，单工程中先圈矿（SD 法第一种方案）和单工程中不圈矿（SD 法第二种方案）两种方案对比计算的结果。后者（第二种方案）比前者（第一种方案）获得更多的表内储量，减少较多的表外储量。事实上，该矿的 A 块段在备采量中几乎全是表内储量，说明在此采用第二种方案比第一种方案更符合实际。这是因为，里士铜矿虽具有一定层位，但表内表外储量的矿体并不严格受层位控制，断面上工程之间的矿体分层是困难的，所以，在单工程中圈出表内表外储量的矿体，意义不是很大，对于这类矿床，用第二种方案圈矿才是正确的。

第二节　矿体边界线的圈定

能否准确地圈定矿体边界，对于矿体储量计算的精确程度是十分重要的。因此，储量计算涉及到矿体边界的确定。

矿体边界的确定，取决于厚度和品位两个因素，即是说，它的厚度和品位要满足工业指标要求，其边界才有意义。据此，应首先设法计算出外推点，即圈定范围边界上的厚度、品位，然后考虑它是否满足工业指标要求。当它满足时，则承认外推边界；当它不能满足时，则要重新计算矿体边界，直到此边界上的厚度、品位满足工业指标要求为止。为此，要求构造出合理的求工程外矿体边界厚

度、品位的边值数学模型。

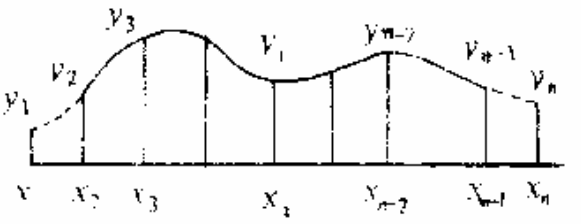


图 1-2-7　结构曲线外推预测点图

在前文中求得的结构地质变量曲线只是在工程控制范围内的曲线，既然结构曲线是连续光滑的，那么，它在端点上向外延伸也应是连续光滑的，也即它的结构曲线存在。如图 1-2-7，x_1 为左端外推点，y_1 为 x_1 处的厚度(或品位)，x_2、y_2 分别为已知左端点坐标和该端点处的厚度(或品位)值，x_3、y_3 分别为左端点内第一个节点坐标和节点上的厚度(或品位)值。根据上面的外推原理，(x_1, y_1)、(x_2, y_2)、(x_3, y_3) 三个邻点是在一单调下降或上升的曲线上。于是我们有如下外推点数学模型：$y_1 = y_2 + k_1$

根据定义可以看出，k_1 是修正值，

$$k_1 = \frac{h_1}{\beta(h_1 + h_2)}(y_2 - y_3)$$

其中：

$$k_1 \begin{cases} < 0, & y_3 > y_2, \\ = 0, & y_3 = y_2, \\ > 0, & y_3 < y_2. \end{cases}$$

于是：

$$y_1 = y_2 - \frac{h_1}{\beta(h_1 + h_2)}(y_2 - y_3) \qquad (1.2.1)$$

β 为校正系数，$\in [2, 4]$。

(1.2.1)式是左端边界公式，同理，可得右端边界公式：

$$k_n = \frac{h_n}{\beta(h_{n-1} + h_n)}(y_{n-1} - y_{n-2})$$

$$y_n = y_{n-1} + \frac{h_n}{\beta(h_{n-1} + h_n)}(y_{n-1} - y_{n-2}) \quad (1.2.2)$$

外推点预测值 y_1（或 y_n）代表了矿体厚度和品位两重含义，那么，求取 y_1（或 y_n），应同时满足边界品位和可采厚度的要求，或者米百分率的要求，若不能满足，则调节外推点，直到能满足为止。

第三节　断面投影误差

前面讨论的矿体圈定，是在断面（剖面）已经构成的情况下进行的，就是说，所有观测点以及矿体的界线，都是置于断面上的。然而，实际情况没有这么理想，观测点（工程中的见矿点）常常偏离规定的断面。传统法是将这些不在断面上的点按最短距离法投影在断面上。这样，不免造成人为的误差。这就是断面法的不足之处。误差的大小，是对偏离程度的描述。偏离程度越大，误差也越大。这种误差的正负误差可以自然抵消。因此，传统法不太考虑它的误差，而只是规定了投影的距离不能太远。但在很多情况，这种误差未必会自然抵消。看来难于找到一种万能而无缺陷的储量计算方法。SD 法在处理这个问题时引入了从定量角度来描述偏离程度大小的尺度——投影误差 e。这种误差受以下因素的影响：

（1）投影的距离 Δh 越大，误差 e 越大。误差 e 与投影距离 Δh 成正相关。

（2）如果诸见矿点的累计投影距离 h 和平均投影距离 $\overline{\Delta h}$ 越大，则误差越大。

（3）在累计投影距离相等条件下，计算范围越小，则误差越大。

误差 e 与范围（用面积 S 表示）成反相关。Δh 的影响范围应该是 $(\Delta h)^2$，累计投影距离 h 的影响范围应该是 $\Sigma(\Delta h)^2$。于是有：

$$e = \frac{\Sigma(\Delta h)^2}{S}$$

若 $e \geqslant 0.1$，则断面法计算效果较差。此时可结合其它储量计算法，如克立格法或最短距离法作储量计算，综合分析，得到判别结果。

第三章　储量计算

从前文的SD流程图得知，储量计算范围的选择和计算方法的选择是SD法储量计算重要的两部分内容。范围的选择，体现了SD法应用的灵活性，即可以满足使用部门对储量计算块段范围、品级、级别等多种多样的要求。计算方法的选择，表现了SD法的适应能力。对不同矿床类型，矿体规模、产状，不同地质勘查工作阶段以及各种计算范围的划分，几种SD计算方法均能适应。本章重点讨论这几种SD计算方法——普通SD法，SD搜索法，SD递进法。

第一节　储量计算中基本参数的求取方法

一、基本公式及其求取方式

在我国，储量计算中常用的基本公式是：

$$\begin{cases} Q = VD \\ P = CQ \end{cases} \tag{1.3.1}$$

式中Q为矿石(储)量；P为金属(储)量，或有用组分(储)量；V为矿体体积；D为矿石体重；C为矿石品位。

其中V、D、C三个参变量最为重要，几乎所有的储量计算法都必须求取这三个量。进而，如何准确地求得这三个量是判别储量计算法优劣的重要标准。

在对传统断面法做了全面改造的同时，SD法仍然沿用这基本公式，必须求取V、D、C这三个变量。不过，SD法的求取方式与传统法不同。这就是说，在储量计算中，SD法立足于传统法而又改造传统法。

我们知道，地质矿体的空间构形均可用断面来表示，地质变量

的空间结构也可用断面来表示。这种以断面构形代替空间构形的思想，是SD法立足于传统的核心思想，故而SD法也是一种断面储量计算法。

断面线（勘探线）可以是平行的，也可以是不平行的，或呈扇形分布。SD法不受它们分布状态的限制。

对于矿体的诸地质变量，如品位、体重、矿石量、金属量以及空间量等，都可以将它们转化为点、线、面、体结构量。对于点、线量，可沿用传统的加权法求得，再将求得的结果处理成点、线结构变量。对结构变量及结构变量曲线积分可得到面、体结构量。一次积分得到面结构量，二次积分得到体结构量。

SD法在断面上求矿体面积时，不是直接用它的形态，而是用施行几何形变后的形态。如图1-3-1，这种形变，并不直接绘出形变过程，原始形态也不一定确知，我们只要知道几何形变后的形态。这种形态是在储量计算后得出的。

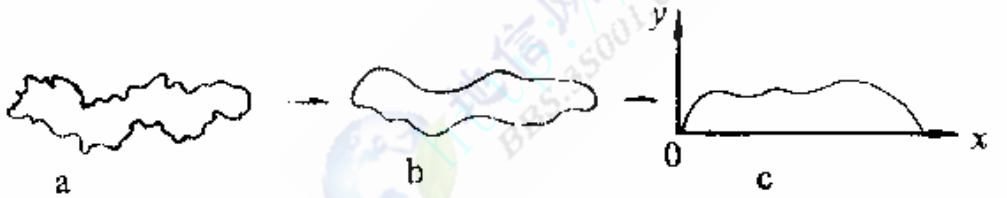


图1-3-1 矿体形态的几何形变过程

a—矿体原始形态；b—边界圆滑后的形态；c—几何形变后的形态

可以证明，经几何形变的XOY坐标系统的圆滑曲线下的面积与形变前的面积等同。一次积分和二次积分是对图1-3-1c的曲线积分。原始形态（图1-3-1a）并不一定是地质断面图上人工绘成的矿体的形态，有可能是矿体在断面上的实际形态，虽然地质勘探过程不能确知它，但可通过几何形变表述它。因此，我们可以用几何形变后的形态，粗略地检验一下地质断面绘成的矿体图是否准确。

这里需要强调的是，对矿体施行几何形变，即将矿体诸结构地质变量进行空间积分的直观表示，只是为了数学运算的需要和便于理解。除矿体厚度积分的面积、体积具有物理意义外，其它诸如

品位、体重、品位厚度之乘积等变量积分的面积、体积不具有物理意义。几何形变可反映出诸变量的空间变化状态。因而，SD 法对矿体施行几何形变的本意，不排除矿体形态图件的绘制和应用。几何形变后的断面图，不能替代矿体形态断面图。矿体形态断面图是矿体形态的图式模拟，它是在某一工程控制程度前提下对矿体认识程度的反映。工程控制程度越高，对矿体形态认识亦越清楚，从而绘成的矿体断面图越接近矿体原始形态。因此，绘制矿体形态断面图是十分必要的。

二、参数的积分表达式

如图 1-3-2，将矿体置于直角坐标系中分析，设垂直矿体厚度的投影面（LOl）上的矿体面积为 S，此投影面上有 m 条断面线，每条线上有 n 个工程。L 为矿体长度方向，l 为矿体宽度方向，其矿体宽度函数为 $f(L)$，厚度函数为 $f(L,l)$，$F(L,l)$ 表示厚度和品位乘积的函数，D 表示矿石体重。矿体几何空间、金属量、品位等参数的求取过程可用下列积分式表达。

1. 矿体几何空间

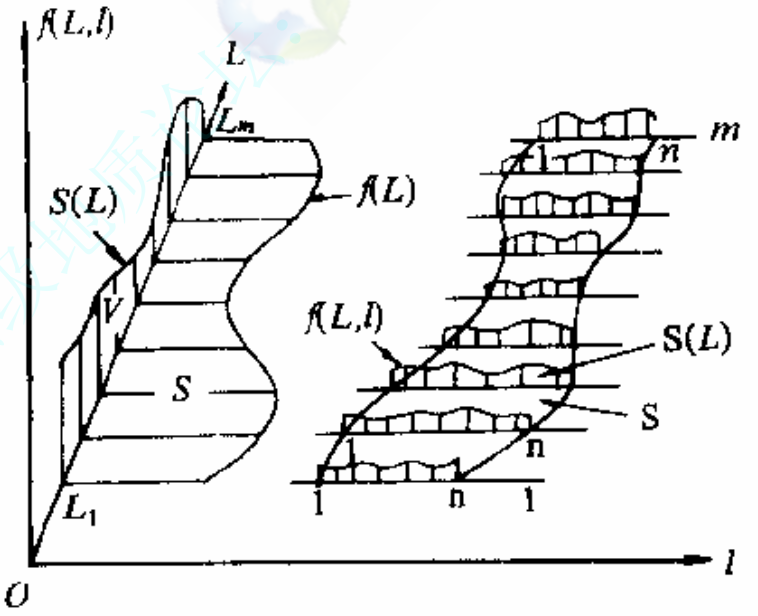


图 1-3-2　参数积分关系图

断面面积 $S(L)$：

$$S(L) = \int_{l_1}^{l_n} f(L,l)dl \qquad (1.3.2)$$

投影面面积 S：

$$S = \int_{L_1}^{L_n} f(L)dL \qquad (1.3.3)$$

体积 V：

$$V = \int_{L_1}^{L_n} S(L)dL \qquad (1.3.4)$$

断面平均厚度 H_S：

$$H_S = S(L)/(l_n - l_1) \qquad (1.3.5)$$

体平均厚度 H_V：

$$H_V = V/S \qquad (1.3.6)$$

2. 矿石量 Q

$$Q = DV = D\int_{L_1}^{L_n} f(L)dL \qquad (1.3.7)$$

3. 金属量

面金属量 P_S：

$$P(L) = \int_{l_1}^{l_n} F(L,l)dl$$

$$P_S = DP(L) \qquad (1.3.8)$$

体金属量 P：

$$P = P_V = D\int_{L_1}^{L_n} P(L)dL \qquad (1.3.9)$$

4. 品位

面平均品位 C_S：

$$C_S = P(L)/S(L) \qquad (1.3.10)$$

体平均品位 C：

$$C = C_V = P/Q \qquad (1.3.11)$$

对于体重，许多矿区在勘探过程中体重样的采取数量较少，一个矿体内同类型矿石的体重一般较稳定。因此，用算术平均或数理统计的方法即可求取。

以上给出的积分表达式适用于确定性函数的积分。当给出的地质变量不是确定性函数时，它很难用某一完全确定的函数式或函数组合式给出来。它们是有序点列数，而结构地质变量曲线是一条光滑连续的点列函数曲线，分段连续的样条函数能恰当地给出其函数表达式。这是因为样条函数对于空间有序的连续型函数，无论点列间隔等距或不等距，均能适用。因此，上述积分公式中函数完全可用样条函数 $S_4(x)$ 代入进行积分，$S_4(x)$ 为三次样条函数。

第二节　普通 SD 法

普通 SD 法，亦称样条函数储量计算法。它是将结构地质变量，作为点列函数，进行样条函数拟合，由三次样条函数积分，求取储量（矿石量、金属量）。

三次样条函数近似计算积分公式是：

每个子区间 $[x_{i-1},x_i]$ 的面积 S_i 为：

$$S_i=\frac{y_{i-1}+y_i}{2}h_i-\frac{M_{i-1}+M_i}{24}h_i^3 \qquad (1.3.12)$$

整个区间的面积（断面上）$S(L)$ 为：

$$S(L)=\sum_{i=2}^{n}\frac{y_{i-1}+y_i}{2}h_i-\sum_{i=2}^{n}\frac{M_{i-1}+M_i}{24}h_i^3 \qquad (1.3.13)$$

式中 $i=2,3,\cdots,n$。

积分次数不同，(1.3.13)式中 $S(L)$ 代表的意义也不同。如前文所述，一次积分的面积 $S(L)$ 表示断面面积，对面积 $S(L)$ 再积分则得到体积 V。这里的面积或体积，不光指矿体的几何空间量，也指各参变量的空间量，例如，若 y_i 表示品位和厚度的乘积，则公式(1.3.12)、(1.3.13)积分的面积 S_i、$S(L)$ 表示品位和厚度乘积和，它们没有物理意义，只是计算过程的中间变量。

(1.3.13)式由两部分组成：等号右边的第一项是主项，实际是复合梯形公式；第二项是梯形公式的修正项。参变量之二阶导数 M_i 的值在(1.1.9)式中已经应用，此处可以借用，不需再计算。

普通 SD 法主要适用于形态简单，矿化连续性较好的矿体的储量计算，它既可总体计算，也可分块段计算，并可求取储量精度。该法也可用于先在单工程圈定矿体后的储量计算，并可检验传统法的计算结果。

第三节　SD 搜索法

当矿体比较复杂时，用普通 SD 法计算储量，其结果就不一定理想。例如，当矿体中间出现非矿地带或者改变工业指标时，普通 SD 法便难于适应其计算的灵活性。为了使矿体各部位都能灵活地满足几个工业指标条件，便可改用 SD 搜索法，简称搜索法如图 1-2-6 的情况，单独用普通 SD 法，不能达到目的。如果用搜索法，就能将其中满足工业指标的属于矿体部分的矿量计算出来，而舍去非矿部分。

所谓搜索法，就是用三次样条函数求它的"根"。即令(1.1.9)式的 $S_3(x)$ 等于给定的工业指标 W，然后解方程。但解此方程十分繁琐，还会得出多个根，难于判别诸根归属。为了克服这些弱点，又不失其计算的精确性，可以改变求根的方式，即进行根的搜索。见图 1-3-3。

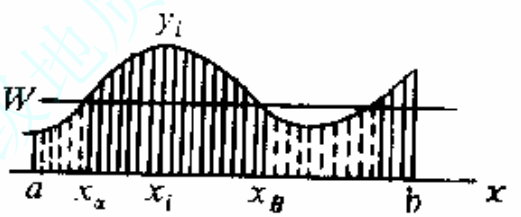


图 1-3-3　根的搜索图

从区间 $[a,b]$ 的左端点 $x_0=a$ 出发，按某个约定的步长 h_i 一步步向右跨，每跨一步进行一次根的搜索，即检查节点 $x_i=a+ih_i$ 上的函数值 $y_i=f(x_i)$。

当 $f(x_i)<W \rightarrow f(x_{i+1})\geqslant W$ 时，

或 $f(x_i)>W \rightarrow f(x_{i+1})\leqslant W$ 时，

则 x_{i+1} 为所求之根。i 为步数。当相邻之两根之间构成的区间[x_α,

x_β]的函数值 $f(x_i) > W$ 时，则此区间的积分值即为需要求取的有益面积值，即 $S = \int_{x_\alpha}^{x_\beta} f(x)dx$。第 j 个区间[x_α, x_β]$_j$ 的有益面积值 S_j^* 可由(1.3.13)式改写成

$$S_j^* = \sum_{i=2}^{n^*} \frac{y_{i-1} + y_i}{2} h_\Delta - \sum_{i=2}^{n^*} \frac{M_{i-1} + M_i}{24} h_\Delta^3 \qquad (1.3.14)$$

求得。h_Δ 是搜索步长，y_i 是第 i 步上的搜索值，n^* 为区间[x_α, x_β]内按步长 h_Δ 搜索次数。当步长很小时，可由龙式积分公式❶ 替代。

$$S_j^* \doteq h_\Delta[0.4(y_1 + y_{n^*}) + 1.1(y_2 + y_{n^*-1} + \sum_{i=3}^{n^*-2} y_i] \qquad (1.3.15)$$

由于步长 h_Δ 值较小，所以(1.3.15)式与(1.3.14)式的计算结果相差极小。

如果一断面有 k 块有益面积，求其和，则得到此断面全部有益面积 S

$$S = \sum_{j=1}^{k} S_j^* \qquad (1.3.16)$$

如果有益面积值代表矿体面积，则结果是矿体面积；如果有益面积代表矿体体积，则结果是矿体体积；如果有益面积代表金属量，则结果是面金属量或体金属量。

搜索步长 h_Δ 为计算范围内工程平均间距的 1/20。步长的大小，影响面积精度的高低。步长越大，精度越低；步长越小，精度越高。但是，步长过小，计算的工作量增大，而精度增高不多。一般说来，取工程平均间距的 1/20，已能满足精度要求。并且计算量不会增加太大。如表 1-3-1，搜索计算里士铜矿储量时，与普通 SD 法采用的地勘资料相同，两种方法有着相同的效果，并且都与同一范围内的闭坑量接近。由此说明，此步长效果是好的。

---

❶ 龙之中，1979 年，一条龙式断面法储量计算的理论与实践，云南省地质矿产局第十三地质队、云南省地质矿产局科技情报网合编。

表 1-3-1　墨士铜矿 A 块段储量计算对比表

计算方法	矿石量(t)	品位(%)	金属量(t)
传统法（闭坑量）	492025	2.05	10095.04
普通 SD 法（勘探资料）	474541.0	2.005	9515.85
SD 搜索法（勘探资料）	473656.1	2.062	9756.722

第四节　SD 递进法

储量计算是由已知的有限个工程、观测点（取样点）提供的信息对矿藏量进行估计。根据认识深化原则，观测点越多，计算之储量应该越接近客观实际真量。随着观测点数递增利用依次提供的信息进行相应地计算储量的过程，称为储量递进计算过程，这一过程是进一步深化分析的过程，这种递进计算方法即为 SD 递进法。具体地说，当工程数为 k 个时，矿体地质变量的总体空间变化程度是由这 k 个观测值来刻画的。如果这 k 个工程的观测值提供的信息能够真实地反映客观总体的变化规律的话，则无须再增加工程的观测值，此时，无论用什么储量计算方法，几乎都可得到较为准确的储量计算结果。然而事实上，这种可能性很小。往往是用不同的工程密度、对矿体变化程度的描述可能不一样。这在一定意义上说来，矿体变化程度是工程控制程序的函数。就是说，矿体的复杂形态虽然是客观存在，但它的复杂程度，却是在某一工程数的条件下来描述的。随着工程数的增多，矿体形态越趋复杂。这样，对于具有随机性质的地质变量，仅用某一固定工程数的观测值计算储量实际并非可靠。只有逐步增加工程数，依次进行计算，用众多的有序计算值做出科学的估计，才可能达到比较接近真量，这就是递进计算的意义所在，也是 SD 递进法的意义所在。SD 法递进系列储量的出现，对分析认识客观地质体和工程控制程度有很大帮助。

如半球台，设半径为 40m。由几何公式计算得到理论值(也是实际值) $V = 122522.113m^3$，用系列观测值进行 SD 法递进计算，如表 1-3-2，随着观测点数的增多，半球台的体积值越接近真量。

表 1-3-2 半球台递进计算表

观测点数	体积(m^3)
28	81665.62
33	90362.68
38	90745.18
45	90419.31
52	92365.25
59	102858.25

对于复杂的矿体说来，由于多种因素的干扰，即使观测点增多，储量也不一定会增多，并且接近客观真量的路径不会平稳，往往出现波动。在递进计算过程中，$t+1$ 时刻的储量 Q_{t+1} 不一定比 t 时刻的储量 Q_t 更接近实际真量。如里士铜矿 A 块段硫化矿，实际真量(开采闭坑矿量) Q 为 391206t，品位 C 为 2.05%，金属量 P 为 8783.63t。勘探时，27 个工程的取样，得到矿石储量 $Q_{27} = 376512.3t$，32 个工程的取样，得到矿石储量 $Q_{32} = 372931.3t$，从而有 $Q_{27} > Q_{32}$，Q_{27} 更接近真量。品位和金属量亦如此。就是说，勘探程度低比勘探程度高计算的储量更接近客观真量。这只表明它随工程数的增加，其储量接近客观真量的路径是波动的、不平稳的。虽然如此，我们却看到总的系列是比较平稳的，见表 1-3-3。

表 1-3-3

工程数(N)	矿石量(t)	品位(%)	金属量(t)
16	354971.3	1.885	6691.94
20	372828.1	1.910	7121.04
21	374416.8	1.901	7116.85
22	374379.6	1.904	7128.04
23	374638.5	1.904	7134.56
24	374086.0	1.905	7126.13
27	376512.3	1.967	7406.14
32	372931.3	1.962	7315.60
37	372743.0	1.978	7372.77

一、递进计算储量

递进计算，是在计算范围不变的条件下，首先控制边界工程，然后逐次在内增加工程，每增加一次(一批工程)计算一次。例如有

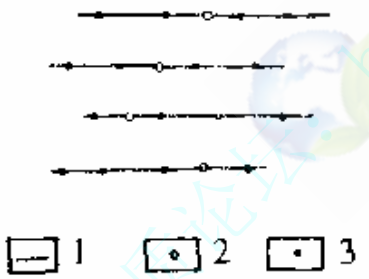


图 1-3-4 递进计算工程分布图
1—勘探线；2—新增钻孔；3—原有钻孔

四条勘探线，每条线有四个工程，如图 1-3-4。由首批 16 个工程可以计算一次储量，然后分批增加工程数，再逐次计算储量，当增加到第 k 批工程时，作第 k 次储量计算。

设 N_1 为第一批工程施工后的工程数，N_i 为第一批至第 i 批工程施工后累计的工程数，$i = 1,2,\cdots,k$。有

$$N_i = N_{i-1} + \Delta N_i$$

ΔN_i 为第 i 批新增加的工程数，N_{i-1} 为第 i 批增加工程前已有的工程总数。这样，每批施工后累计工程数便形成一个递进的有序数列：

$$N_1, N_2, \cdots, N_i, \cdots, N_k \qquad (N_i > N_{i-1})$$

由这些有序工程数列各自的信息，可以分别计算储量得到有序的储量系列：

$$Q_{N_1}, Q_{N_2}, \cdots, Q_{N_i}, \cdots, Q_{N_k}$$

二、递进预测储量储量的客观真量

上述点列 Q_{N_i} 的取值，虽然不一定随着工程数 N 的增多而相应地增大或减小，但总可以用一函数关系式拟合。现在的议题是，根据工程数 N 增多，对地质体认识越清楚准确的原则，可以得出：当 $N \to \infty$ 时，矿量 Q_{N_i} 趋于某一定值 Q^*。这一定值，即被近似地认为客观真量。为此，必须使它满足一个有界的单调的非线性函数。由于矿体的差异，这种函数应从多个这类函数中自由选择。SD 法采用的函数是：

(1) $f(N) = Y = ae^{\frac{b}{N}}$ （指数函数）

(2) $f(N) = 1/Y = a + b/N$ （双曲线函数）

(3) $f(N) = Y = a + b/N$ （单元函数）

(4) $f(N) = Y = \dfrac{a}{1 + \beta e^{-rN}}$ （罗吉斯谛曲线函数）

这几种数学模型，将在本篇第四章中讨论。现假设已经选择了某一函数 $f(N)$。则有：

$$\lim_{N \to \infty} f(N) = Q^* \qquad (1.3.17)$$

(1.3.17)式即递进计算极限表达式。按求极限阶次的多少，可分为一阶递进，二阶递进，以至多阶递进。如果此点列数据排成的是无震荡而稳健的序列，则此极限值便可以认为是理想的真量预测值。这样，仅作一次递进而得到预测结果的递进，称一阶递进。对于变化不大的矿体，且点列数据较长，一般由一阶递进即可得到储量客观真量近似值。若点列数据构成的点列序列稍有震荡，则其真量预测值可靠性就差些。而这种震荡是经常出现的。为了消除这种震荡，点列数据经 SD 法权尺化处理后，需进行多阶递进。

上述储量值点列数据构成行矩阵，即：

$$[Q_{N_1} \quad Q_{N_2} \quad Q_{N_3} \quad \cdots \quad Q_{N_i} \quad \cdots \quad Q_{N_k}] \qquad (1.3.18)$$

将此行矩阵分解后列成三角阵式：

Qx_1

$Qx_1 \quad Qx_2$

$Qx_1 \quad Qx_2 \quad Qx_3$

……

$Qx_1 \quad Qx_2 \quad Qx_3 \quad \cdots \quad Qx_j$

……

$Qx_1 \quad Qx_2 \quad Qx_3 \quad \cdots \quad Qx_j \quad \cdots \quad Qx_k$

从第三行到第 k 行，各行分别用非线性回归模型作回归预测，求出其优选回归极限值 Q_j

$$\lim_{(x_i)_j \to \infty} Q_{(x_i)_j} = Q_j \quad j = 1, 2, \cdots, k-2 \qquad (1.3.19)$$

此极限值为各批工程计算的储量预测值，由此一阶递进极限值 Q_j 的点列数据构成新的行矩阵，分解后列成新的三角阵式。类似上面的作法，从新三行到新 k 行，分别求出其新的优选回归极限值——新的 Q_j，称为二阶递进极限值。以此类推。一般二阶递进极限值即为递进极限储量值 Q。此储量 Q 即为预测的客观真量 Q^*。不难看出，预测的客观真量 Q^* 实际只是真量的估计量。有不同的递进储量系列值，就有不同的真量估计量。即不同的工程数得到不同的估计量。在作回归预测时，可以在一定的显著水平下求得一个预测区间来确定估计真量的范围。不过，对 SD 法来说，求这样的区间无实际意义。SD 法递进计算储量，一方面是观察它的稳定性，另一方面是为下一步的精度计算提供依据。例如马拉格老阴山铅矿，分五批施工后，作递进计算，结果见表 1-3-4。将此表之储量列成三角阵式后递进计算，结果见表 1-3-5。

表 1-3-4　马拉格老阴山铅矿递进计算储量(矿量)表

工程批数 i	工程数 N_i	储量(t) Q_{N_i}
1	40	81951.75
2	59	96661.563
3	84	99804.813
4	102	102472.25
5	119	101451.25

表 1-3-5　三角阵式递进计算表

计算方法	递进储量值 Q_{N_i}	极限值 Q_j^*
一阶递进极限	81951.75	
	81951.75　96661.563	
	81951.75　96661.563　99804.813	122251.437
	81951.75　96661.563　99804.813 102472.25	119468.954
	81951.75　96661.563　99804.813 102472.25　101451.25	116146.730
二阶递进极限	122251.437　119468.954　116146.730	103274.705

从第三行开始作一阶递进极限计算，优选公式为：

$$f(N) = ae^{\frac{b}{N}}$$

将一阶递进极限值再作二阶递进极限计算，得递进极限储量值 $Q = 103274.705$t 。本矿实际开采矿量 $Q = 101133$t，于是二阶递进求得矿量极限值的实际精度达到 97.88%。由此可以说明，SD 法的递进计算是可行的。这里没有必要指出 103274.7 t 是在多大

概率置信区间内。从后面精度计算表明，实际闭坑量应采用SD法的计算值 $Q = 101451.25t$ 较合理，而实际开采量的传统法计算值 $Q = 101133t$，略偏小 0.3%。

递进时的工程数的间隔越大，效果越好，如果间隔太小，路径可能偏离较大，极限值则不稳定，预测效果较差。

三、回溯计算

在实际矿产勘查过程中，随着工程数由少到多地递增而进行的递进计算，其前后延续的时间较长，有诸多不便之处。实际上在许多情况下，可以进行回溯计算。即施工一定工程取得相当多的数据后，利用这些数据，朝着施工进程相反的时间方向重新组合数据系列，然后由此数据系列作递进计算。由此看来，回溯计算实质上也是递进计算。这就是，在不改变总体计算范围条件下，将工程逐次抽稀后分别进行的储量计算。上例中先将 119 个工程(孔)抽稀到 102 个工程，再由 102 个工程抽稀到 84 个工程，依次形成 119→102→84→59→40 节点系列。按此系列计算每个结点上的值(储量)。此过程即称回溯计算。当得到这些值之后，又将此节点系列再转为相反方向，形成 40→59→84→102→119 节点系列。即变成与前面的递进计算一样。为此，无论是回溯计算或是递进计算，SD法统称它们为递进计算。

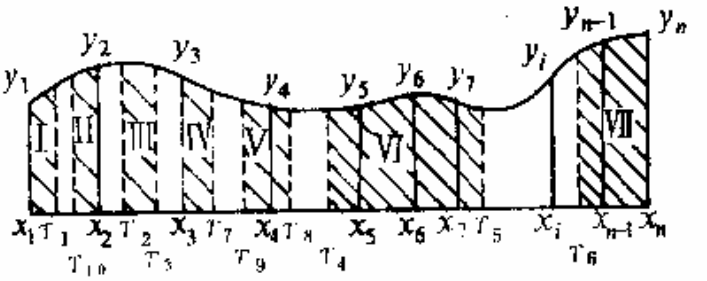
第五节　任意矿段(块段)的储量计算

SD法不仅可计算矿体(或矿段)总体的储量，而且能够计算矿体中任意形状大小块段的储量。这是SD法方便灵活的优点之一。

一、任意分块计算

如图 1-3-5，假设图中Ⅰ、Ⅱ、…、Ⅶ代表不同情况的任意地段体积。只需求出储量的几个参数，任意地段的储量也就得到了。图中 x_i 为节点，共有 n 个节点，T_i 表示任意块段的边界点(插值点)，这些条件给出后，如果还知道它的三次样条函数 $S_3(x)$，就可以求出任意块段的面(或体)量了。所有任意块段的情况，不外乎如图

1-3-5 的七种情形。其中第Ⅲ块是不靠节点的一块，其它均靠节点或含节点，靠左或右，只是含节点的多少各不相同。对这众多情形，下文将推导出计算任意块段面积的统一公式。



[X] 1　　[Y] 2　　[T_i] 3　　[Ⅳ] 4

图 1-3-5　任意块段划分图

1—节点；2—型值点；3—任意块段的边界点；4—任意块段号

我们知道，三次样条函数是分段连续多项式。两节点间为一段。积分是每段分别积分，将这些小段积分面积作算术相加，即得三次样条函数的整体积分面积。因此，我们在计算任意块段面积时，只须求出它的边界点（插值点）T_i 的函数值和导数以及由 T_i 与它紧靠的节点围成的面积，然后加减与 T_i 有关的小区间面积，即得到任意块段面积。

设有 l 个插值点 T_k 及 T_{k+u}，k 及 $k+u$ 为给定插值点 T_k 及 T_{k+u} 的脚标任意序号，k、u 为给定整数（$k=1,2,\cdots,l-1$；$u=1,2,\cdots,l-1$），$(k)^*$ 及 $(k+u)^*$ 为插值点 T_k 及 $k+u$ 所在小区间序号；$v=1,2,\cdots,[(k+u)^*-(k)^*]$。两插值点的面积公式为：

$$S=S_{[k,(k)^*]}-S_{[k+u,(k+u)^*]}+\sum_{(k)^*+v=(k)^*+1}^{(k+u)^*}S_{[(k)^*+v]} \tag{1.3.20}$$

式中：

$$S_{[k,(k)^*]}=\int_{T_k}^{x_{(k)^*}}S_1(x)dx$$

$$S_{(i+s,(i+s)^*)} = \int_{x_{(i+s)}}^{x_{(i+s)^*}} S_d(x)dx$$

$$S_{(i,(i)^*+v)} = \int_{x_{(i)^*-v}}^{x_{(i)^*+v+1}} S_d(x)dx$$

(1.3.20)式即为SD法任意块段面积计算公式。

二、台阶(中段)储量计算

由于矿山设计和开采的需要，常常要计算台阶或中段储量。SD法除了可以计算总储量、分品级分块段计算储量外，还可以计算台阶或中段储量。

根据矿体产出情况，台阶可分为A型台阶和B型台阶两类。矿体产状平缓，探矿手段以钻孔为主，划为A型台阶，如图1-3-6；矿体产状陡倾，探矿手段以钻孔为主，划为B型台阶，如图1-3-7。如果探矿手段以坑道为主，则不以A、B型台阶论，而以中段断面为界采用任意分块法求取储量。

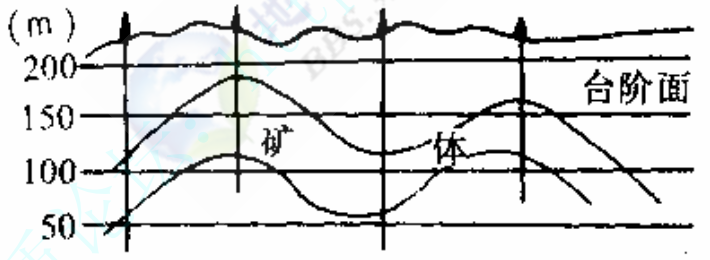


图1-3-6 A型台阶断面图

1. A型台阶计算储量

(1)首先划定台阶面，然后将空间的取样位置定位于各台阶内。

(2)计算各工程在各台阶内的矿厚和品位。

(3)各台阶根据所得矿厚和品位，用搜索法即可求得台阶的储量。

2. B型台阶计算储量

B型台阶诸工程在同一个台阶内出现的矿样很少，常常只有

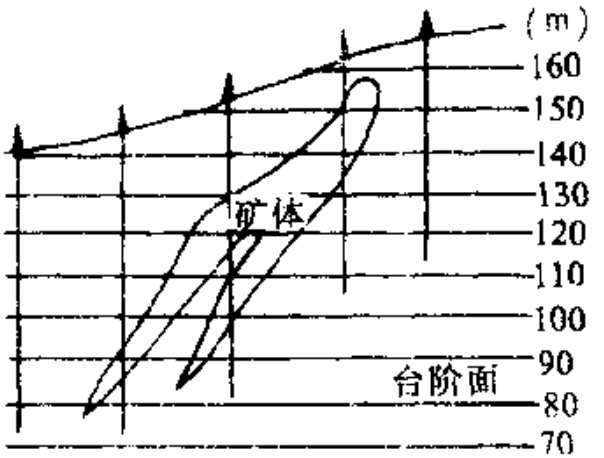


图 1-3-7　B 型台阶断面图

一两个孔线上有矿样。计算台阶储量，必须将矿体铅直厚度转换成水平厚度。不然不能得到断面上某一台阶内的矿体面积。作图法虽然可直接从图上得到水平方向上的厚度，但人为因素很大。SD 法在转换厚度时，考虑相邻工程的影响，进行距离加权。如图 1-3-8，a 为垂直断面上矿体，b 为水平方向矿体的几何形变形态，c 为铅直方向矿体的几何形变形态。

图 1-3-8 中，已知第 i 个铅直工程中，矿体铅直长为 l_i，品位 C_i，矿顶坐标 (u_i, v_i)。求水平厚度 $\overline{l_i}$ 及水平方向品位 $\overline{C_i}$。

(1)求出矿长 l_i 的中心点的坐标：

$$V_i = v_i - l_i/2$$

$$U_i = u_i$$

(2)求出该中心点的一阶导数 m_i：

$$m_i = \left(\frac{V_{i+1} - V}{U_i - U_{i+1}} + \frac{V_i - V_{i-1}}{U_{i-1} - U_i}\right)/2 \qquad (1.3.21)$$

(3)令 $l_i = l_i^{(1)} + l_i^{(2)}$

有

$$\begin{cases} l_i^{(1)} = l_i \sqrt{m_i^2 + 1}/2m_i \\ l_i^{(2)} = \sqrt{(V_{i+1} - V_i)^2 + (U_i - U_{i+1})^2} - l_i^{(1)} \end{cases}$$

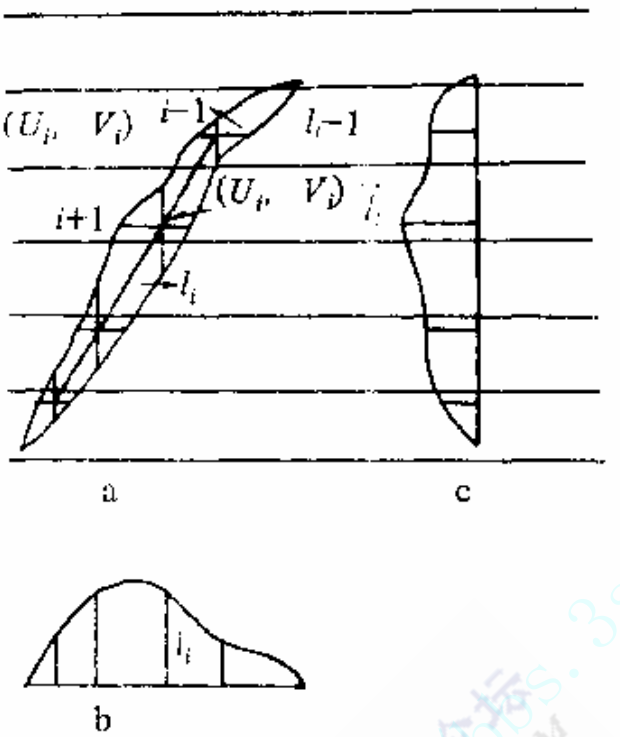


图 1-3-8　垂直断面上矿体几何形态变化图

(4)标高 V_i 的水平矿厚 $\overline{l}_i$ 和品位 $\overline{C}_i$ 为：

$$\overline{l}_i = l_i / m_i \tag{1.3.22}$$

$$\overline{C}_i = \frac{l_{i-1}^{(2)} C_{i-1} + l_{i-1}^{(1)} C_i}{l_{i-1}(l_{i-1} + l_i)} l_i + \frac{l_i^{(1)} C_{i+1} + l_i^{(2)} C_i}{l_i (l_{i-1} + l_i)} l_{i-1} \tag{1.3.23}$$

式中 $l_i^{(1)}$ 和 $l_i^{(2)}$ 是中间变量，起权的调节作用，$\overline{l}_i$ 仅表示矿体样长在标高 V_i 的水平长度，而点 (U_i, V_i) 不一定在水平长度的位置中心。

(5)将各标高上的水平长度，投影至铅直方向上，形成铅直方向上的有序点列，用样条函数拟合后，以台阶面为划分矿体块段界线，用任意分块计算法，即得到台阶储量。

第六节　不平行断面储量计算

矿体勘探线布置有的是不平行的，甚至有呈扇形布置的。如图 1-3-9，勘探线呈扇形。G_j 为第 j 条断面上矿体重心在线上垂直投

影。对不平行断面求体积：首先找重心 G_j，再以重心为出发点求二断面间的距离，然后作积分即得之。

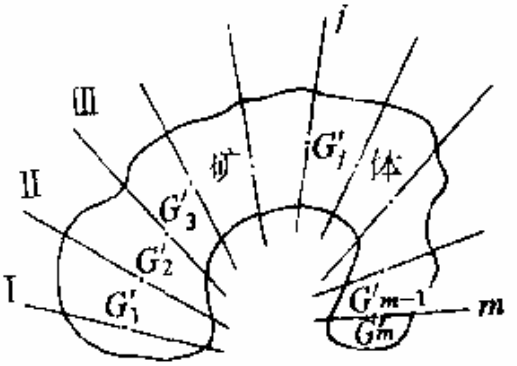


图 1-3-9　扇形勘探线图

一般情况下，第一次积分求面积以及这以前的一系列计算均如前所述，只是在第二次积分时才另行处理。

一、求断面线上矿体的重心

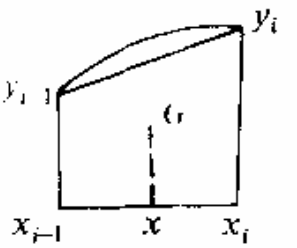
矿体是具有一定质量的几何体。这质量一般表现为含量、体重等。矿体重心，在这里是指具有矿石体重的几何体的重心。SD 法是以断面来表示几何体的图形的，于是 SD 法在于求矿体断面的重心，通常取体重为常数，则断面的重心即为断面图形的重心。

断面上的矿体经形变置于直角坐标系后，即将所有的观测值 y（连续函数）全部投影在 x 轴上，矿体断面重心也投影在 x 轴上。此时，称 x 轴是具有一定密度的"质量棒"，此棒的重心就是矿体断面重心在 x 轴上的投影。图 1-3-9 中的 G'_j 即为第 j 条勘探线上矿体断面重心的投影。G'_j 为：

$$G'_j = \frac{\sum_{i=1}^{n} x_i S_i}{\sum_{i=1}^{n} S_i} \tag{1.3.24}$$

(1.3.24)式表明，整棒（或断面）的重心是由各子区间重心求来，而子区间的重心难于用三次样条函数求出，可用梯形的重心近似代替。

图 1-3-10 中 G 点为子区间 $[x_{i-1}, x_i]$ 面积的重心，它的投影坐



1-3-10　子区间面积重心图

标为 x，有：

$$x=\frac{(x_i+2x_{i-1})y_{i-1}+(x_{i-1}+2x_i)y_i}{3(y_{i-1}+y_i)} \tag{1.3.25}$$

将(1.3.25)式的 x 用 $G_{(x_{i-1},x_i)}$ 表示，即表示区间 (x_{i-1},x_i) 的重心投影点。则第 j 条质量棒的重心 G_j 可表示为：

$$G_j=\frac{\sum_{i=2}^{n}G_{(x_{i-1},x_i)}S_i}{\sum_{i=2}^{n}S_i} \tag{1.3.26}$$

$j=1,2,\cdots,m$，表示参加SD储量计算的勘探线数。S_i 为子区间面积，由(1.3.12)式求出。

这里 G_j 是断面线上的相对坐标，应将它转换成平面上的坐标 $G_{j(u,v)}$，于是重心表示为：

$$\begin{cases}G_{j_u}=U_{j_u}+\dfrac{G_j}{x_{j_u}-x_{j_1}}(U_{j_1}-U_{j_u})\\[2ex] G_{j_v}=V_{j_u}+\dfrac{G_j}{x_{j_u}-x_{j_1}}(V_{j_1}-V_{j_u})\end{cases} \tag{1.3.27}$$

二、断面间的距离

当每条断面线重心 $G_{j(u,v)}$（简写成 G_j）求出后，由重心点向它的两侧的断面线作垂线，两断面线间出现两个距离 $h_{j,j+1}$ 和 $h_{j+1,j}$，如图1-3-11（$h_{j+1,j}$ 表示第 j 条断面线的重心 G_j 向第 $j+1$ 条断面线作垂线的距离，$h_{j,j+1}$ 表示由第 $j+1$ 条断面线的重心点 G_{j+1} 向第 j 条断面线作垂线的距离）。取二值的平均值，即为两断面的距离值，即：

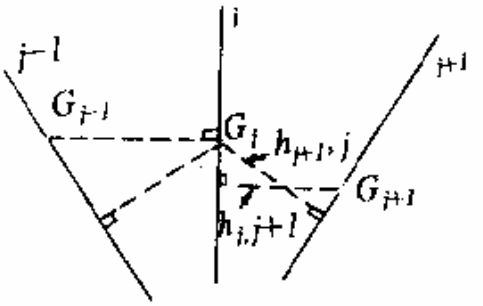


图 1-3-11　不平断面间距离图



图 1-3-12　会泽 BKS 铅矿 N 块段矿体水平投影图

1—重心；2—工程位置；3—勘探线；4—矿体边界线

$$h_j = \frac{h_{j,j+1} + h_{j+1,j}}{2} \tag{1.3.28}$$

式中：

$$h_{j+1,j} = \frac{A_j U_{j+1} + B_j V_{j+1} + C_j}{\sqrt{A_j^2 + B_j^2}}$$

$$h_{j,j+1}=\frac{A_{j+1}U_j+B_{j+1}V_j+C_{j+1}}{\sqrt{A_j^2+B_j^2}} \qquad (1.3.29)$$

A_j、B_j、C_j 为线性方程的待定系数，以 h_j 作间距，以面积为函数值，建立新的直角坐标系后，不平行断面之储量计算即与 SD 平行断面法储量计算相同。云南会泽 BKS 铅矿 N 块段，为不平行勘探线(图 1-3-12)，经 SD 法计算储量(矿量) $Q=412809.8$t，计算精度为 89.16%，经矿山初步验证，认为此计算结果比较符合实际。

第七节　品位吨位曲线

一个矿区圈定矿体，以至提交储量报告，恰当的工业指标，一般应由上级下达。不过，过去的做法往往是，对不同的矿床，尽管其地质条件、开采选冶条件和方法以及成本等方面如何的不同，而采用的工业指标却是规范统一的，而且工业指标一旦确定后，常是不变的。这种缺乏经济的、动态的定指标办法，已不适应当前国民经济发展的要求。过去这样做，其中一个重要因素是由于计算技术难于提供动态分析的储量计算结果。如今电子计算机的发展，使这种任意改变工业指标，仍可方便灵活地计算储量的运算已成可能。因此，对于不同的具体矿床来说，在地质勘探过程中，可以计算出各种指标状态的储量，以供合理确定工业指标提供可靠依据。SD 法，具有改变不同工业指标连续电算的功能，并且不难作出品位吨位曲线图来，为动态分析选择工业指标提供了有利条件。图 1-3-13 为四川拉拉 XLT 铜矿品位吨位曲线图。此图是以边界品位为横坐标，以矿石量、金属量为纵坐标的曲线图，由它可以内插出某一个边界品位相应的矿石量、金属量吨位，也可内插出某个工业品位的相应矿石量、金属量吨位来。由此图的金属量曲线和矿石量曲线结合其它因素进行科学优选，可确定最合理的工业指标，或用作其它经济分析。

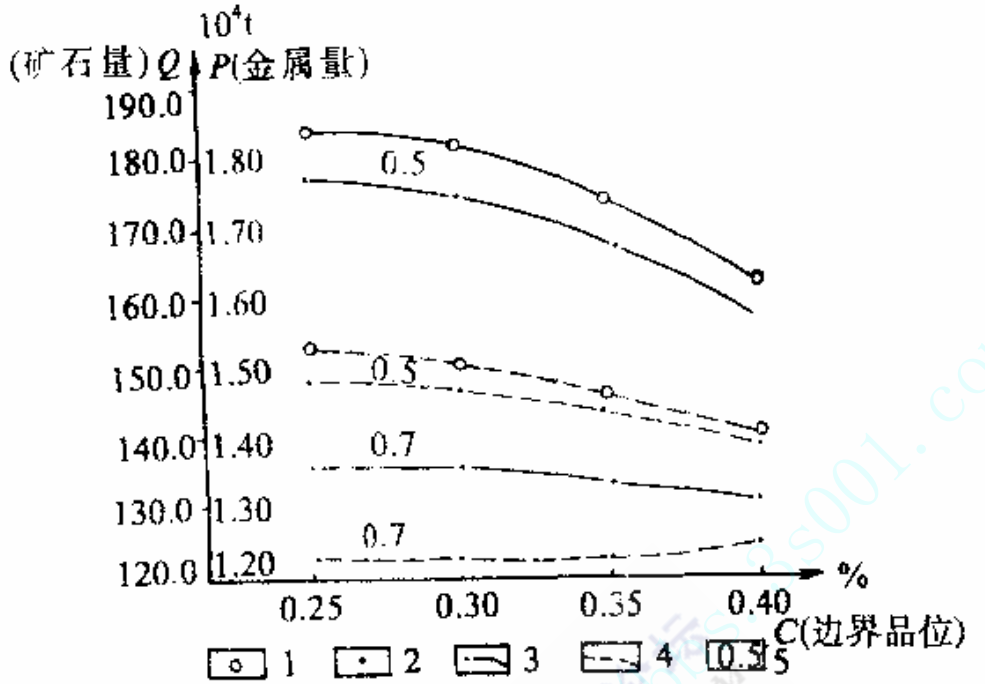


图 1-3-13　四川拉拉 XLT 铜矿品位吨位曲线图

1—总量；2—表内量；3—矿石量；4—金属量；5—工业品位取值

顶级地质论坛 地学网论坛 BBS.52DIZHI.COM dzs001.com/

第四章　SD精度法

第一节　概述

矿产储量按其可靠程度分为不同级别。目前，一般分为A、B、C、D四级。但是，如何衡量各级储量的可靠程度，仍是储量分级中一重要课题。人们习惯于用定性标准进行类比。这样，人们在理解和解释上各不相同，使其储量级别界限难以掌握，常造成勘探、设计、生产过程的被动局面，以至达到不可估量的经济损失。于是，有人提出了划分储量级别的定量标准，如1959年全国矿产储量委员会制定的"矿产储量分类暂行规范(总则)"中指出生产与勘探储量之间的误差为：A级不大于20%，B级不大于30%，C级不大于45%。在1977年储量级别划为四级后，主张各级储量与备采储量之间的误差为：A级＜10%，B级＜30%，C级＜40%，以下为D级储量。也就是说，各级储量相对于备采储量的精度为：A级＞90%，B级＞70%，C级＞60%。这样，储量计算精度就与储量级别紧密相关，它给予储量级别定量尺度，也给勘探程度提供了定量指标。但需要指出，储量误差不能作为划分储量级别的唯一指标。这是因为，地质变量及其取样的随机性，很可能使得在工程控制程度低时计算的储量反而比在工程控制程度高时计算的储量更接近客观真实储量，前者比后者的精度高，误差小。这样，如果单纯以储量误差来衡量储量级别，势必会得出错误的结论。

储量级别的划分主要还应考虑矿体外部形态、内部质量和地质构造等诸因素的控制和地质勘查研究程度及技术经济可行程度。储量级别是对矿体的控制程度和研究程度的模糊集刻画。特别是研究程度，目前还没有理想的定量尺度。

应该看到，当利用工程取样信息确定矿石储量的储量误差或

精度时，它已经隐含着工程控制程度的因素。一种科学的储量计算方法，应该从工程控制程度和矿体的变化程度出发来预测储量误差或精度，并由此确定储量级别，而不单纯是以计算出的储量与客观的储量之比来确定储量级别。

值得注意的是，矿量之真量（客观储量）常是未知的，甚至永远是未知的。人们常将备采储量当成矿藏量真量，采用计算储量与备采储量之比作为计算储量的精度。我们知道，备采储量远比勘探储量更接近矿藏真量，其它诸如采出矿石量，限于矿山生产及管理水平，也不一定比备采储量更接近矿藏真量。这样，在许多场合，备采储量客观上替代了矿藏量之真量，它已能满足矿山生产对储量精度的要求。为此，我们称上述精度为实际精度 η' 。这种精度，只能作为检验储量级别的定量尺度，不能作衡量工程控制程度和在计算储量时划分储量级别的定量尺度。因为实际精度不仅不能准确反映工程控制程度，而且以备采储量为标准，用后期的工作去检验前期的工作，对于勘查工作各阶段说来，这种后检尺度，便失去了最可贵的当前价值。目前一些储量计算方法，一般出于经验或采取类比法求精度。对于复杂的地质体说来，这种类比是不太可靠的。

SD 精度法从另一角度——分维概念来研究矿产储量的精度。

第二节　基本思想

储量精度计算，主要是指计算矿体矿石量、品位、金属量的精度。它们的精度，主要取决于工程控制程度和它们在空间变化的复杂程度。

SD 法对矿石量、品位等的计算，是在已有工程控制条件下对其相应的结构地质变量积分得来的。积分过程，要计算它们的三维空间（体积）。其三维空间（体积）的物理意义虽不相同，但数学意义是等同的。因此，储量精度计算在于对变量之"体积"的精度计算。

矿体体积的精度与矿体形态有关。对形态认识越清楚，计算的体积精度越高。不同的工程控制程度，圈定的矿体形态不一样。假

设工程"极端"密集，可认为此工程控制的矿体形态是真态。真态的面(体)积是真量，毫无疑问，以实际施工的有限工程计算的面(体)量与真量之比，即为SD法的预测精度。但是，受时间和经济效益的约束，勘探中不可能使工程"极端"密集，而只能根据不同的勘探阶段，用较少的工程揭露，达到认识和圈定矿体的目的。因此，矿体形态是未知的，它的真量也是未知的。不过，随着工程数 N 的逐渐增多，网度逐渐加密，工程间平均间距 h 越小，应该说计算的面(体)量越接近真量。地质空间是宏观量。可以认为，对于不同矿床，当工程间平均间距缩小至某一定值 H_0 时，即当 $h = H_0$m 时，计算的面(体)量是真量。这是SD法精度预测的思想基础。



图 1-4-1 半径相同半圆内，间距不同的梯形面积图

譬如，有一半径为 r 的半圆，用理论公式 $S = \pi r^2/2$ 求其面积 S。当 π 值取得足够精确时(例如 $\pi = 3.14159\cdots\cdots$)，则可得到足够精确的半圆面积 S 的理论值，当 π 值取得较粗略时(例如 $\pi = 3.1416$)，可得到较粗略的半圆面积 S 的理论值。无论是足够精确的理论值，或是较粗略的理论值，都可视为半圆面积真值。这是因为：(1)绝对真值是永远不可知的；(2)真值常是根据实际需要来求取的，真值本身具有相对性。现在，我们不用理论公式 $S = \pi r^2/2$，而由所给出的节点观测值来计算它的面积，如图1-4-1所示，将观测值顶点间连成直线，于是从 a 到 b 得到一系列梯形面积。诸梯形面积之和即为半圆面积 S 的真值近似值。不难看出，图1-4-1b比图1-4-1a的梯形面积和更接近半圆真面积。因此，也无需证明，间距 h 越小，计算的面积近似程度越高。当 $h \to 0$时，梯形面积的极限，即为半圆面积 S 之足够精确的理论值——真值。如果取值粗略一点，即当 $h \to H_0$ 时，亦可视为诸梯形面积之和为半圆面积之真值。H_0

称基距，它是当工程控制到一定程度，被认为可以确认矿体是真量的一个标准距。H_0 将在本章第五节讨论。因此，对取值的精度要求，必须从研究问题的实际意义出发。图 1-4-2a，上半圆曲线 $f(x)$ 是上凸曲线，曲线下围的面积是随着 h 值减小而增大的，逐渐接近面积真量，故而面积精度随 h 值减小而增高。而下半圆曲线 $f(x)$ 如图 1-4-2b 所示，是上凹曲线，曲线下围的面积是随着 h 值减少而减小的，逐渐逼近面积真量，故而它的面积精度亦随着 h 值减小而增高。

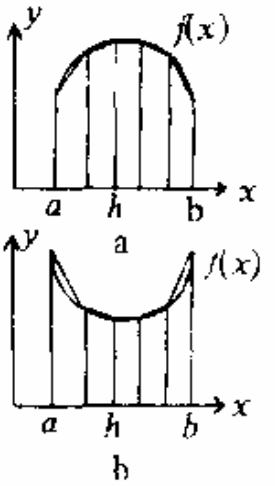


图 1-4-2　半圆曲线图

a—上半圆曲线；

b—下半圆曲线

推广到一般，由单一的上凸函数或上凹函数曲线可得到上述上半圆曲线或下半圆曲线同样的结论。

如果有可能求得当 $h \to H_0$ 时的面积 S_N 的话，则时刻 k 的面积 S_k 对于面积 S_N 的比，即为 S_k 的精度 η_k：

$$\eta_k = \begin{cases} S_k/S_N & \text{上凸曲线} \\ S_N/S_k & \text{上凹曲线} \end{cases} \qquad (1.4.1)$$

如果不是单一的上凸曲线或上凹曲线，而是凸凹结合的曲线，在计算过程中要将凹函数计算多的部分，填补在凸函数计算少的部分，使得它在总体上差值变小。无论这种凸凹曲线相差多大，在总体上差值也可能很小。于是它的总体比值 S_k/S_N 会无形地增高，此时继续用 S_k/S_N 作为精度的话，显然不够恰当。如图 1-4-3，节点区间 $[x_1, x_i]$ 的面积比值 η_1：

$$\eta_1 = S_t/S_v < 1$$

而节点区间 $[x_i, x_v]$ 的面积比值 η_2：

$$\eta_2 = S_t/S_y > 1$$

其精度平均值 η：

$$\eta = (\eta_1 + \eta_2)/2 \approx 1$$

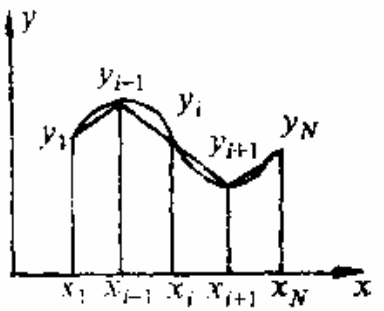


图 1-4-3

这样，无形之中提高了精度，可见这是不够合理的。一般地说，当凸凹函数多次交叉出现而又各异时，情况变得复杂得多。随着工程数 N 的增加，平均间距 h 值的减小，它的面积值 S 不一定单向增高或减小，常是时大时小。对于这种情况，求取真量 S_v 便十分困难。比值 S_t/S_y 亦难于得到。

但是，我们看到，无论凹凸函数曲线如何复杂，它的型值点 y_i 间连线（各直线连线形成的折线）长度 L 却总是随着工程数的增加（或平均间距 h 的减小）而逐步增长的。当 $h \to 0$ 时，则折线长 L 即为曲线真长 L；用时刻 k 的折线长 L_k 与曲线真长 L^* 的某种比，即能刻画 k 时刻面积的精度。但是，从分维概念出发，导出当 $h \to 0$ 时，此折线长 $L \to \infty$。由此表明，我们无需取平均间距 $h \to 0$，而只当 $h = H_s$ 时即可。

例如，取一系列平均间距 $\{h_i, h_1 > h_2 > h_3 \cdots > h_n\}$，相应可得到一系列的型值点间连线长 $\{L_i, L_1 < L_2 < L_3 \cdots < L_n\}$。本书在附篇“矿体的分维概念”中，论述了型值点间连线长 L 的增长速率与平均间距 h 减小速率的关系。对于一段过型值点的复杂曲线，去量度它的长度，是用单位量尺 l 沿曲线依次度量，单位量尺 l 越长，度量出的曲线长度越短，度量次数 p 也越少；反之，单位量尺 l 越短，

度量出的曲线长度越长，度量次数 p 却剧增。据德国数学家 B. B. Mandelbrot 的经验，这种增长速度与 $1/l^n$ 成正比，即

$$p = R\frac{1}{l^n} \tag{1.4.2}$$

那么，折线长度 L 为：

$$L = R\frac{1}{l^{n-1}} = Rl^{1-n} \tag{1.4.3}$$

R 为比例常数，n 为豪斯道夫维数。只要给定量尺 l，又知道度量次数 p，折线长 L 也就得到了。

这里，豪斯道夫维数 n 是未知数，度量次数 p 自然也是未知数。不过，对于这种非线性的单调递增(减)函数，总可用某个函数 $f(l)$ 来表述。当观测值增量 ΔZ 变化稳定时，可由直角坐标(图1-4-4)求得 l：

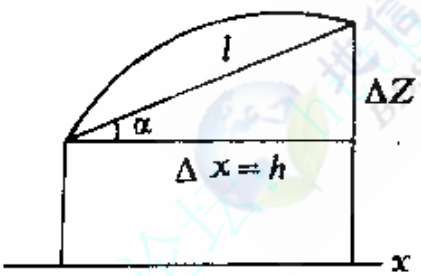


图 1-4-4

$$l = \sqrt{h^2 + \Delta Z^2} \tag{1.4.4}$$

h 为观测点平均间距，称为位移距，它反映工程控制程度，在同一范围内，位移距越小，工程控制程度就越高。工程数增多，位移距就越小。ΔZ 是相邻观测值增量绝对值均值，称为位移离差，它反映出矿体空间变化的复杂程度。可见，单位量尺 l 量度出的曲线长度，既体现了工程控制程度，又反映出矿体空间变化的复杂程度。由于假设曲线是连续的，根据连续函数定义，有：

$$\lim_{h\to 0}\Delta Z = 0$$

可见，ΔZ 是 h 的函数，即是说，当 $h\to 0$时，则(1.4.4)式 $l\to 0$。于是，折线长 $L\to\infty$，说明当 $h\to 0$时求曲线长是没有意义的。那么，

对于宏观的地质体说来，可以认为，无论任何矿床，当 $h \to H_e = 1\text{m}$ 时，由此而计算的矿量是真量。由此而量度（计量）的曲线长是真长。于是，曲线 $f(h)$ 与直线 $h=1$ 的相交点便是指示储量达到真量之标志。图1-4-5中，C 点即为真量的表征点。

由豪斯道夫关于维的定义引伸出：当始末两点固定时，两端点间的曲线随工程数的增多而增长。曲线增长速率越快，反映出矿体形态越复杂；反之，曲线增长速率越慢，反映出矿体形态越简单。这样，我们便可用曲线增长速率来确定合理的勘探网度。对于不同的矿床或矿体，曲线增长速率快的其网度应密些，反之，其网度应稀些。此时，才可能说它们有相同的工程控制程度。分维图形的自我相似性质，使得我们对于图1-3-1c 曲线下围的面积，有理由用有限个梯形斜边长之和逼近曲线真弧长，来刻画有限信息条件下得的面积的精度。就是说，随着工程数或断面数（统称节点数 N）的增加，间距 h 逐渐缩短，型值点连线（折线）长 L 逐步逼近曲线真长 L^*。我们知道，相似图形面积之比，等于对应边长的平方比。如果二者的对应边长度相近或相等，则二者的面积亦近乎相等，若用前一图形为衡量标准，则说后一图形对于前一图形的面积精度很高，这种面积相近的程度，无疑是面积相对精度的刻画。我们就是用这种逼近程度来定量刻画面积的精度，对于储量来说，就是刻画储量的精度。

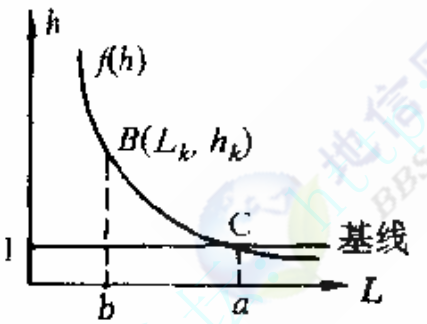


图 1-4-5

综上所述，SD 精度法是以分维几何学的分数维为数学工具、以曲线逼近某一定值为极限目标，去表征矿体在有限工程控制条件下储量计算值的精度的。因此，SD 精度法，也可称极限精度法。

第三节　预测精度的基本表达式

本节将对SD精度法作概略的数学表述。

举例，如图1-4-6，区间〔a，b）内共有5个节点，即 $N=5$，有4个子区间（记区间数为 k）。现由稀到密考查，即有子区间数 k 由少到多，间距 h 由大到小。当

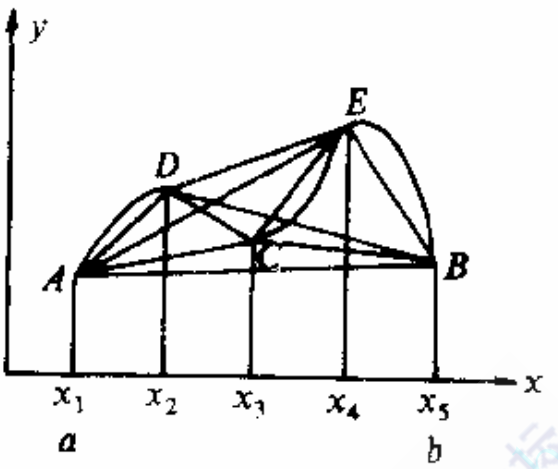


图 1-4-6

$k=1$ 时　　$h=x_5-x_1$

$k=2$ 时　　$h=\dfrac{x_5-x_1}{2}$

$k=3$ 时　　$h=\dfrac{x_5-x_1}{3}$

$k=4$ 时　　$h=\dfrac{x_5-x_1}{4}$

$\overline{AB} << \overset{\frown}{AB}$

↓

↓

$\overline{ADCEB}$　　$\overset{\frown}{ADCEB}$

（折线长）　（曲线长）

一般地，当 $k=N-1$，$h=\dfrac{1}{N-1}(x_N-x_1)$ 时，折线连线长最逼近曲线长。

折线长与型值点连线组合形式有关。不同的 N 值，有不同的组合形式。其组合数为 C_{N-2}^{k-1}（二项式展开系数）。图1-4-6有四种组合形式，如表1-4-1。

从图1-4-6及表1-4-1可以看出，组合数与连接法的数量是对应的。有多少组合数，就有多少种连接法，如组合数为3种，则有3种连结法。三种连接法表现出三种状态。因此，组合数即状态数。

表 1-4-1

区间数 (k)	组合数 (C_{N-2}^{k-1})	折线连法	折线平均长 (L_k)	平均间距 (h_k)
1	$C_3^0=1$	$\overline{AB}$	$L_1=\overline{AB}$	$h_1=x_5-x_1$
2	$C_3^1=3$	$\overline{ADB}$、$\overline{ACB}$、$\overline{AEB}$	$L_2=\frac{1}{3}(\overline{ADB}+\overline{ACB}+\overline{AEB})$	$h_2=\frac{1}{2}(x_5-x_1)$
3	$C_3^2=3$	$\overline{ADCB}$、$\overline{ACEB}$、$\overline{ADEB}$	$L_3=\frac{1}{3}(\overline{ADCB}+\overline{ACEB}+\overline{ADEB})$	$h_3=\frac{1}{3}(x_5-x_1)$
4	$C_3^3=1$	$\overline{ADCEB}$	$L_4=ADCEB$	$h_4=\frac{1}{4}(x_5-x_1)$

给定断面上实际工程数或断面数 N（均指与储量计算有关的工程数、断面数），得区间数 k：

$$k=2,3,\cdots,N-1$$

若任意两型值点间的直线连线长为 $D_{r_jr_{j+1}}$：

$$D_{r_jr_{j+1}}=\sqrt{(y_{r_{j-1}}-y_{r_j})^2+(x'_{r_{j+1}}-x_{r_j})^2} \qquad (1.4.5)$$

则第 k 个区间数时的平均折线长为 L_k：

$$L_k=\frac{1}{C_{N-2}^{k-1}}\sum_{i=1}^{C_{N-2}^{k-1}}\left[\sum_{j=1}^{k}D_{r_jr_{j+1}}\right]_i \qquad (1.4.6)$$

式中 $r_j=j,\cdots,N-(k-1)$；$j=1,2,\cdots,k$；$i=1,2,\cdots,C_{N-2}^{k-1}$。定义 $r_j<r_{j+1}$，且令 $r_1=1$，$r_{k+1}=N$，j 为节点序号 r 的序号，它制约 r 的个数，而 j 本身的个数又受 k 的约束，当 N 给定后，k 即确定；i 为状态数，受 k 和 N 的数目制约，其数目为 C_{N-2}^{k-1}。由此可见，当 N 给定后，k、j、r_j、i 等都被确定。设断面区间直线长 L'：

$$L'=x_N-x_1$$

第 k 个区间数时的平均间距为 h_k：

$$h_k=L'/k \qquad (1.4.7)$$

对应的平均折线长即为 L_k。

建立直角坐标系，有点集 $\{L_k,h_k\}$。由于平均间距 h_k 是随 k 值

成自然数增大而减少，其减小速度开始快，往后逐渐放慢。而折线长 L_k 是随 k 值的增大而逐渐增大，增大的快慢，取决于观测值的大小和它们之间的离散程度。

(1.4.3)式中，若令 $R=a$，$1-n=b$，则(1.4.3)式即为一般幂函数公式：

$$L=al^b \tag{1.4.8}$$

图形如图1-4-7，曲线 $f(l)$ 随着量尺 l 的缩小无穷地逼近横坐标 L。

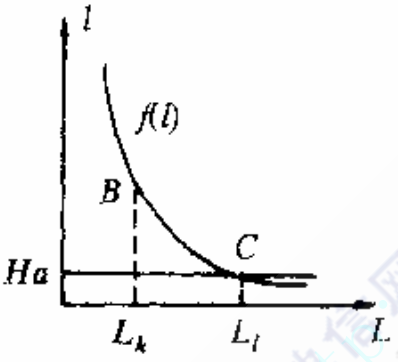


图 1-4-7

从分维概念可知，B 点的豪斯道夫维数 n_B 为：

$$n_B=\omega_B\frac{\ln L_k}{\ln l} \tag{1.4.9}$$

C 点的豪斯道夫维数 n_C 为：

$$n_C=\omega_C\frac{\ln L_l}{\ln l} \tag{1.4.10}$$

L_l 是当量尺 $l=H_*$ 时折线长度。L_k 是时刻 k 的折线长度。既然 C 点是真量的表征点，那么 n_C 便能刻画客体真实的复杂程度，而 n_B 只刻画时刻 k 的复杂程度。这种复杂程度之比，无疑能刻画客体的精确程度。此精度即为SD法预测精度，记为 η，则：

$$\eta=\rho\frac{n_B}{n_C}=\rho\frac{\ln L_k}{\ln L_l} \tag{1.4.11}$$

(1.4.11)式即为SD法精度公式。我们称 ρ 为框架指数，将在1.4.6节讨论。式中 L_k 及 L_l 可由量尺 l 计算出来，但 l 是一个未知数，而且确定 l 值十分复杂，那么，SD法预测精度很难由(1.4.11)式立即求出。

由(1.4.4)式、(1.4.8)式可写成：

$$L=a(\sqrt{h^2+\Delta Z^2})^b=a(h\sec\alpha)^b \tag{1.4.12}$$

b 是一个分数值。$h\sec\alpha$ 起着量尺的作用。根据实际需要，令 $\sec\alpha = 1$，于是(1.4.8)式中量尺 l 由观测点间距 h 替代。有

$$L = ah^b \tag{1.4.13}$$

则时刻 k 的折线长 L_k 为：

$$L_k = ah_k^b \tag{1.4.14}$$

图1-4-5的曲线 $f(h)$ 比图1-4-7的曲线 $f(l)$ 平缓。当待定系数 a、b 求得后，即可得到豪斯道夫维数 n，即

$$n = 1 - b \tag{1.4.15}$$

很明显，这里 n 值不是严格的豪斯道夫维数。因为(1.4.14)式中的 h_k，不是量度曲线(折线)的量尺 l，而是时刻 k 的观测点平均间距，L_k 亦不是曲线长，而是折线长，它的增长速率按一定比值减慢。这里仍用豪斯道夫维数称谓，可视其为它的延拓。假设，有甲乙两个体积相等的矿体，勘探网度和工程数也相同，如果甲矿体的分数维 n 比乙矿体分数维 n 大，说明甲矿体比乙矿体复杂。甲矿体的预测精度比乙矿体预测精度应低。为此，我们用分数维 n 来刻画矿体复杂程度的同时，也用来预测其精度。

以图1-4-5为例，当 $h = 1$ 时，$L = a$，曲线 $f(h)$ 与 $h = 1$ 的交点 C 可视为客观真量的表达点。有限工程的信息点 B 对 C 点的逼近程度即为 B 点之精度。

此时 B 点的豪斯道夫维数 n_B 为：

$$n_B = \omega_B \frac{\ln L_k}{\ln a} \tag{1.4.16}$$

C 点的豪斯道夫维数 n_C 为：

$$n_C = \omega_C \frac{\ln L}{\ln h} \tag{1.4.17}$$

于是：

$$\eta = \rho \frac{n_B}{n_C} = \rho \frac{\ln L_k}{\ln L} \tag{1.4.18}$$

令 $\rho = 1$，便称只考虑变量 h 求取的精度为原始精度，记为 η_0，则

$$\eta_0 = \frac{n_B}{n_C} = \frac{\ln L_k}{\ln L} \tag{1.4.19}$$

由 $k=N-1$，有 $L_k=L_{N-1}$，L_k 为 k 取最大值时的折线长。因令 $k=1$，对(1.4.13)式取对数。

$$\ln L=\ln a+b\ln h$$

使得 $\ln L=\ln a$，则 $\frac{\ln L}{\ln a}=1$ 为精度最大值。于是，原始精度 η_0 为：

$$\eta_0=\frac{\ln L_{N-1}}{\ln a} \tag{1.4.20}$$

其图形如图1-4-8所示。

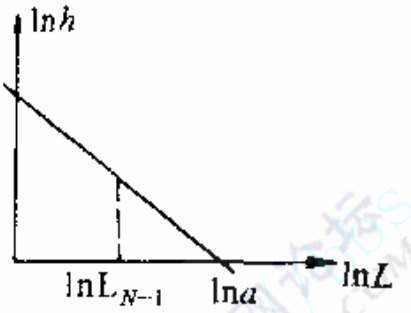


图1-4-8

由(1.4.13)式至(1.4.20)式，可得出原始精度与豪斯道夫维数 n 的关系式：

$$\eta_0=1+(1-n)F \tag{1.4.21}$$

式中 F 为 B 点的比例常数。$F=(\ln h_k/\ln a)<1$，并且 $1<n<2$，$-1<(1-n)F<0$。于是，n 越大，则 η_0 越小。即原始精度 η_0 与豪斯道夫维 n 成反相关。

图1-4-9是云南马拉格老阴山铅矿利用勘探资料，由不同工程数算出的原始精度 η_0 与豪斯道夫维数 n 的对比图。为便于对比，豪斯道夫维数 n 曲线改为相应的 $1/n$ 曲线，其结果是 $1/n$ 曲线与 η_0 曲线形态十分相似。

既然原始精度 η_0 没有体现变量 $\sec\alpha$ 的影响因素，那么，它只能用于特定条件下的精度预测。例如等间距取样，矿体变量的空间变化具有明显规律性等，此时，原始精度预测效果一般说来是好的。否则，η_0 值常是系统地偏高。为了增强精度预测的适应能力，

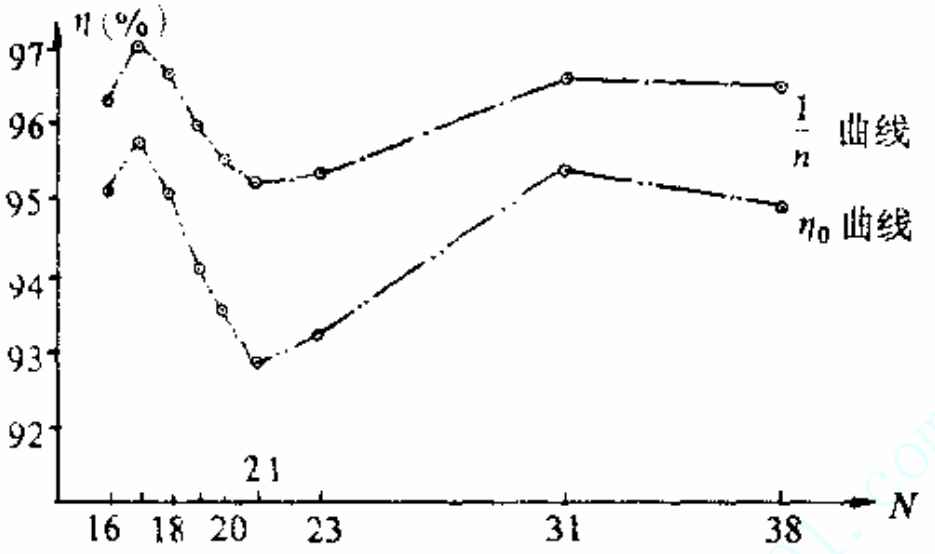


图 1-4-9 原始精度 η_0 与豪斯道夫维 n 的倒数曲线对比图

云南马拉格老阴山铅矿

提高预测的准确度，必须考虑因素 $\sec\alpha$。

第四节 取样工程的分布均匀程度对储量预测精度的影响

既然位移距被定义为观测点平均间距，那么，它只体现工程控制程度，不表现工程的分布形式。等间距取样只是位移距的特殊分布形式，而不等间距取样的分布形式多种多样。如果两个位移距相等的复杂实体，用等间距的位移距和不等间距的位移距计算精度，其效果是不一样的。

在运用分维概念度量曲线长度时，同一 k 时刻的量尺必须是不变的。不同的 k 时刻的量尺是不一样的。但每个 k 时刻内必须是同一量尺来度量。对于取样工程来说，要在等距条件下才能比较曲线的复杂程度。

下面以等间距和不等间距取样来讨论 SD 精度问题。

一、等间距取样的精度预测

如果矿体的地质变量，在空间呈明显规律性变化，而又是等间

距取样，意味着相邻观测值的增量变化是稳定的。前面已经说到，在这种情况下用原始精度作预测，效果很好。

为便于说明问题，先以规则的几何体为例。规则的几何体的理论值（真量）是可以用确定性公式准确地计算出来。可以认为它的体积真量是可知的。SD 法用有限的稀疏的观测点为信息计算它的体积，然后求它与体积真量之比，即得实际精度。用实际精度验证由 SD 法计算的预测精度无疑是合理的。如果 SD 法预测精度 η 与实际精度 η' 吻合或者接近，即 $\eta \leqslant \eta'$ 则说明 SD 精度预测是成功的。

例1：假设有 A、B、C 三个半径分别为2m、4m、40m 的半圆。半圆 A 面积理论值为6.283m²，半圆 B 面积理论值为25.133m²，半圆 C 面积理论值为2513.274m²。现对三个半圆均用等间距位移距为 1m 取观测点，然后用 SD 法计算面积和精度。计算结果列于表1-4-2中：

表 1-4-2　半圆面积计算表

半圆代号	圆半径 r (m)	间距 h (m)	理论面积值（真值）m²	SD 法计算面积		SD 法预测精度 (%)	实际精度 (%)	预测精度与实际精度之差 (%)
				端点条件	m²			
A	2	1	6.283	假设端点条件	6.142	99.74	97.75	1.99
				实际端点条件	6.294		99.82	0.08
B	4	1	25.133	假设端点条件	24.960	99.44	99.31	0.13
				实际端点条件	25.280		99.41	0.03
C	40	1	2513.274	假设端点条件	2508.221	99.90	99.80	0.10
				实际端点条件	2515.167		99.92	0.02

由表中可以看出：当观测点间距相等、观测值增量变化稳定时，无论圆半径（观测值）如何变化，SD 法原始精度与实际精度基本吻合。此时用原始精度作预测的效果好。此外，预测精度更接近实际端点条件下的实际精度，而略疏于假设端点条件下的实际精度。这是因为预测精度是在实际端点条件下的预测。实际端点条件不明确的情况下使用假设端点条件。这里的假设端点条件是指样

条函数中的自然端点条件，即设端点的二阶导数为零。隐伏地质体的实际端点条件常常是未知的。因此，SD 法一般是采用假设端点条件下的计算。这使 SD 法预测精度略有误差。如圆半径为2m 时，在实际端点条件下，预测精度为99.74%，不仅是在该条件下计算的面积值的实际精度99.82%的范围内(即预测精度小于实际精度)，而且基本吻合，仅差0.08%。而在假设端点条件下计算的面积值的实际精度为97.75%，预测精度达到99.74%，已大于实际精度，其预测效果相对较差。显然，实际端点条件下的预测精度比假设端点条件下的预测精度效果好。

总之，由表1-1 2可见，观测点等间距的情况下，半径不同，位移距相同时，计算的预测精度，随着圆半径增大，它与实际精度的误差更小。虽然假设端点条件下的预测精度有一定误差，但它仍然不失为一较准确的预测值。

下文将讨论对在等间距取样条件下，半径相同，位移距不同的规则形体计算预测精度问题。

例2：有一半球，两边对称地各截去一部分(图1-4-10)，称半球台。取不同位移距计算它的体积和精度。

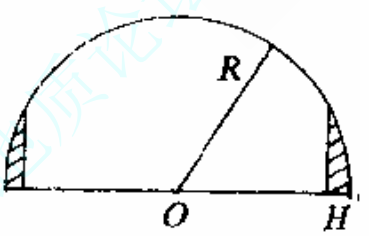


图 1-4-10　半球台断面图

设球半径 $R=4$m，以球冠高 $H=1$m 各截去一部分构成半球台。用确定性公式计算得出它的体积理论值：

$$V=\frac{\pi}{3}[(2R^3-H^2(3R-H)]=122.522\text{m}^3$$

现分别以不同的等间距位移距分别计算其体积和精度。先以位移距 $h=2$m 对此半球台截取4个半圆面，每个半圆面上相应的又以位移距 $h=2$m 取观测点，接着，又以位移距 $h=1$m 对此半球台共

截取7个半圆面，每个半圆面上相应的再以位移距 $h = 1m$ 取观测点。对这两种情况计算各自的体积和精度。计算结果列入表1-4-3：

表 1-4-3 半球台体积计算及其精度表

半径(R) m	位移距(h) m	端点条件	体积 (T) m^3	实际精度(%)	预测精度 (原始精度)(%)
4	$h = 2$	假设端点条件	112.376	91.72	92.84
		实际端点条件	113.966	93.02	
	$h = 1$	假设端点条件	120.517	98.36	99.07
		实际端点条件	122.170	99.71	

从例2中仍可看出：

(1)随着观测点增多，位移距 h 变小，SD 法体积值越接近理论体积值(真值)。也就是说，实际精度值是随 h 的减小而增高。

(2)预测精度值也是随 h 减小而增高。

(3)无论位移距 h 如何变化，预测精度与实际精度都十分接近。

(4)实际端点条件下的实际精度仍是高于假设端点条件下的实际精度。预测精度总是更接近实际端点条件下的实际精度。也就是说，实际端点条件下的体积计算和精度计算总是优于假设端点条件下的体积计算和精度计算。

(5)假设端点条件下的计算和预测是可用的。

按表1-4-3计算结果，可进一步预测半球台的体积真量。由于它是上凸函数，故它的体积真量的估计量应是 SD 法计算体积除以预测精度，见表1-4-4。

由此可见，如果一个比较规则的、观测值稳定的实体，用原始精度预测，也能取得较好的效果。对于矿体说来，一般不会是像半球台那样规则稳定的实体，因此不可望用原始精度取得如半球台那样好的预测效果。但是，只要比较稳定，效果依然是好的，随着不稳定因素的增多，其预测效果相对差些。如里士铜矿(表2-3-2)，U 量是经权尺化处理后的各计算量，预测效果就好，而未经权尺化处理的 T 量，相对差些。虽然实际精度(90.72%)在预测精度

(62.20%)范围之内，但预测范围过大，效果相对稍差。

表 1-4-4 半球台体积真量预测值及预测精度误差值表

预测体积真量(m^3)	预测体积真量与体积理论值之绝对差	预测精度与实际精度相对误差(%)
112.376÷92.84%=121.043	−1.479	−1.120
113.966÷92.84%=122.755	+0.233	+0.180
120.517÷99.07%=121.648	−0.874	−0.710
122.170÷99.07%=123.317	+0.795	+0.640

二、不等间距取样的精度预测问题

下面以不等间距的观测点为信息讨论精度预测问题。

例3：对于例2之半球台，在不改变体积大小情况下，分别在不等间距的不同位移距状况下进行体积计算。不同位移距有不同的观测点数。现取六种观测点数，它们分别为28、33、38、45、52、59。如果它们不受不等间距因素影响的话，则其精度计算结果应得到例2同样结论。表1-4-5的计算结果可以看出，它们并不完全如此。它们虽然随着观测点数的增多(即位移距 h 的减小)而原始精度增大，但增大过度，使得实际精度与预测精度之差成为负值，以至预测精度比实际精度大10--20%。

表 1-4-5 不等间距、不同观测点数计算半球台体积及其精度对比表

计算范围	观测点数	计算体积(m^3)	预测精度(%)(原始精度)	实际精度(%)	预测精度与实际精度之差(%)
球体半径 $R=4m$ 球冠高 $H=1m$ 理论体积值 $V=122.522\ m^3$	28	94.580	95.145	77.194	−17.951
	33	104.885	96.134	85.605	−10.529
	38	105.210	97.334	85.870	−11.464
	45	104.800	98.914	85.536	−13.384
	52	107.244	99.468	87.530	−11.938
	59	110.425	100.000	90.127	−9.873

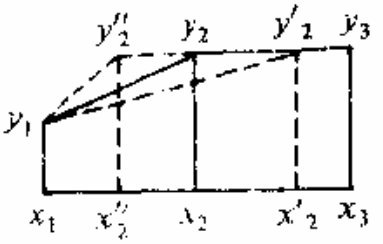


图 1-4-11

再如前述的云南马拉格老阴山铅矿例子。工程数由少逐渐增多时，其原始精度并不随之增大，而是呈波状变化。一个重要因素就是观测点间不等距，观测点距的随机性，增加精度预测的干扰因素。因此，观测点不等距，无法在同等条件下比较曲线的复杂程度。就是说，多种多样的位移距分布形式常造成精度预测的困难。如图1-4-11。断面线上有三个等间距取样（观测）点 x_1、x_2、x_3，相应的观测值是 y_1、y_2、y_3，且 $y_2 = y_3$。当区间$[x_1, x_3]$和观测值 y_1, y_2, y_3 不改变时，移动观测点 x_2 的坐标为 x'_2 或 x''_2。相应地可得到 $A' = \{y_1, y'_2, y_3\}$，$A'' = \{y_1, y''_2, y_3\}$ 以及初始的 $A = \{y_1, y_2, y_3\}$ 三种状态。它们的位移距皆相等。在各状态中，观测值顶高间的连线（折线）长度，状态 A' 最短，状态 A'' 最长，状态 A 居中。SD 精度法的基本思想是：在某一确定的观测域内位移距相等时，折线长的较折线短的精度低。由此可以认为，如果以状态 A 的精度为适中的话，则状态 A' 的精度偏高，状态 A'' 的精度偏低。对于这种不可具体预料的随机性观测值，在(1.4.6)式的交叉计算折线长后求其均值，削弱了随机性的干扰。但当观测点较少，而位移距 h 值离散性又大，它的随机干扰几乎是无法排除的。因此，一般说来，施工工程若不能等间距，至少应均匀地布置。

对于矿体的勘探工作说来，大多数情况下，施工的工程是不等间距的。这样，在许多场合下单独运用原始精度作预测是不够的。

第五节　精度参数

从公式(1.4.13)我们已经认识到，具体影响着 SD 精度预测的重要参数是 h 和 $\sec\alpha$。§1.4.4节实质上就是讨论位移距 h 内部

结构变化对精度的影响问题。本节继续讨论参数 secα。secα 尚可分解为位移离差 ΔZ 和斜率角 α 。

便于直观分析问题，先作出精度参数分解图(图1-4-12)。

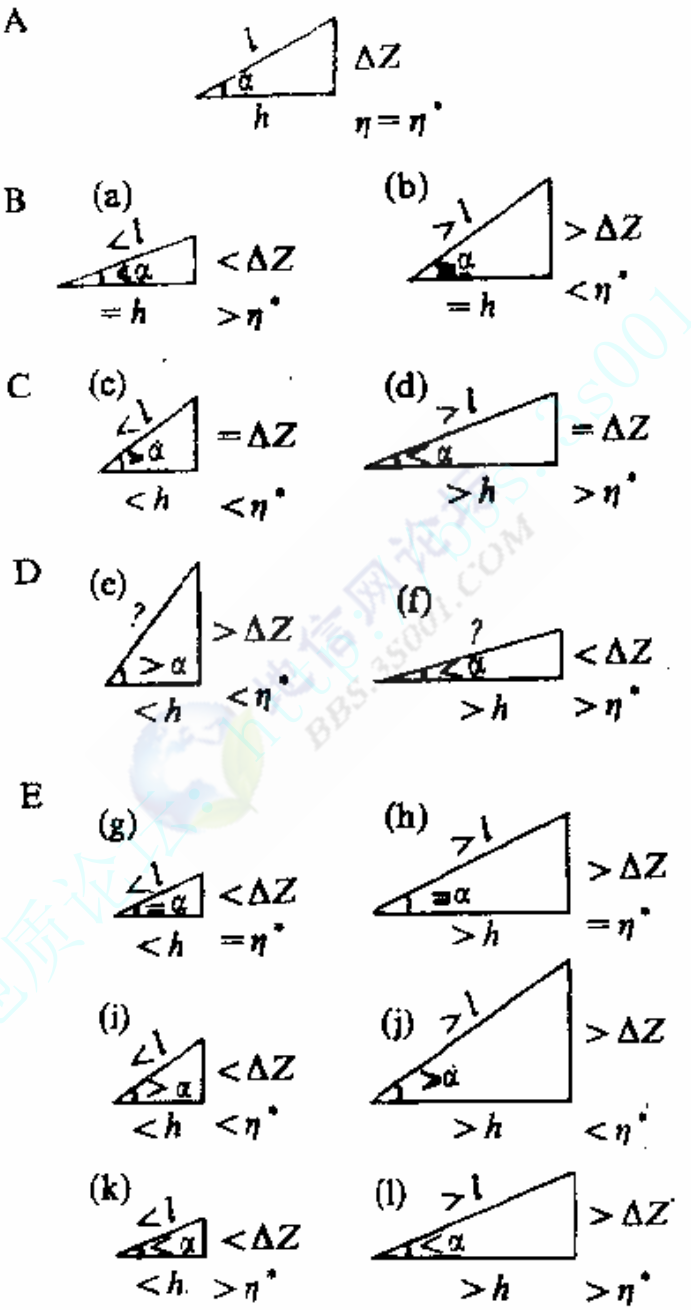


图 1-4-12　精度参数关系分解图

图中分解图共12个状态，有 B、C、D、E4个类型。它均是由四个精度

参数构成的直角三角形，并假定各三角形（包括A栏三角形）表征的都是形态相同和大小一样的矿体范围。A栏图形为标准图形，并假设它的精度 η 为已知精度 η^*，下文将用B、C、D、E各栏的图形与之比较来阐述各精度参数的作用。

四个参数中，参数 l 取决于其它三个参数的取值。故这里不讨论参数 l。

SD法预测精度，不仅反映储量的精确程度，而且还体现工程控制程度，可以用作于工程控制程度的定量尺度。为此本节除上述参数外，还将讨论框格系数。

一、位移离差

位移离差 ΔZ 定义为约定区域内相邻观测值增量绝对值的均值，即空间某位置 x_i 的地质变量 $Z(x_i)$ 与该点相距为 h 的相邻另一地质变量 $Z(x_{i+1})$ 间的增量绝对值的均值 ΔZ：

$$\Delta Z = E(|Z(x_i) - Z(x_{i+1})|) \qquad (1.4.21)$$

位移离差 ΔZ 相当于常用的平差绝对值均值。位移离差只是相邻观测值增量的非负数学期望。它与相邻距离大小无关。这样，位移离差与工程数无关，是一个不确定量。

对于等同范围的两个矿体，如果工程控制数相等，在地质变量的量纲一致条件下，其位移离差越大则矿体越复杂。由此计算的储量，其可靠性相对差些，预测精度应该较低。如图1-4-12中B栏，图(a)和图(b)的 h 值均等于A栏中的 h 值，表示两个相同范围的矿体，用了相等的工程数。图(b)比图(a)的位移离差 ΔZ 要大些，于是可以推断图(b)矿体比图(a)矿体复杂，因此由图(b)计算的精度相对低些。

图1-4-13是分别取两个矿体相同范围的断面线，a断面与b断面各自有四个工程，二者不仅工程数相等，而且间距、观测值也相等，只是构型不同，使得它们的位移离差却不等。

a断面比b断面的位移离差小。图1-4-13a断面相当于图1-4-12中B栏的图(a)，图1-4-13b断面相当图1-4-12B栏的图(b)。如果作精度预测的话，图1-4-13的b断面的预测精度应比a断面的预

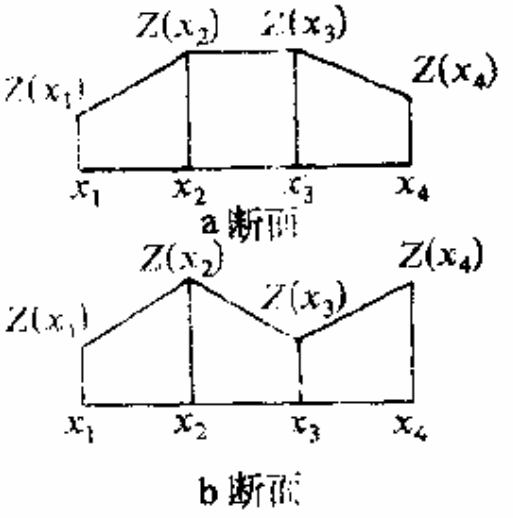


图 1-4-13　两个相等的等距位移距、不等的位移离差断面图

测精度低。

对于等同范围的两个矿体，若工程数各不同，而位移离差相等或相近，则表明工程数多的，其矿体较复杂，其储量计算可靠程度较差，其预测精度亦应低。图1-4-12中 C 栏中两图形，位移离差均相等，h 值大的(d)图其预测精度比 h 值小的(c)图的预测精度高。

图1-4-14a 断面与 b 断面的位移离差是相等的，但 b 断面比 a 断面复杂，因此由 b 断面预测之精度应比 a 断面精度低。

综上所述，在范围相同条件下，若位移距相等，位移离差越大，则预测精度越低(B 栏)。若位移离差相同，位移距越大，则预测精度越高(C 栏)。这后一种情况(C 栏)，对于同一矿体来说，与实际要求是相反的。就是说，同一矿床，随着工程加密，它的位移离差常常变化不大。这时，工程越密，预测精度不仅不会增高，甚至还会降低。显然是不合理的。这一问题将由下文讨论。

二、斜率角

从图1-4-12中可以看出，决定精度大小，除 ΔZ 值外，还受到位移距 h 的约束。而斜率角 α 正好描述了二者的关系。

斜率角 α 是由位移离差 ΔZ 和位移距 h 构成的正切函数角。α 值的大小，可以描述观测值变化的复杂程度。它也是刻画精度的一

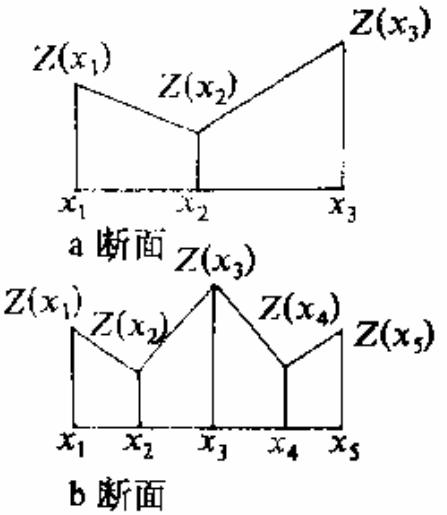


图1-4-14 位移距不等、位移离差相等断面图

个参数。由公式(1.4.13)式可知，当 h 值固定时，α 越大，则 l 越长，表明矿体越复杂，预测精度越低。

既然位移离差 ΔZ 不一定随位移距 h 的增大而增大或减小，那么，取决于位移距 h 和位移离差 ΔZ 的斜率角 α，也不一定随着工程数的增加而递增变大或变小。于是，斜率角 α 参与刻画的各个 k 状态的精度，它们也不存在递增或递减的确定性函数关系。即 k_i 状态与 k_{i+1} 或 k_{i-1} 状态不存在递增递减的确定性函数关系。

在求原始精度 η_0 时，无论 ΔZ、h 值如何变化，凡 α 相等，其精度就相等。就是说，相似图形的复杂程度相同。反之，凡图形相似，其精度都相等。其结论是不一定成立的。例如同一成矿环境的同一成因矿种的两个矿体，在观测值量纲一致的情况下，欲求得同等精度，必须要求形态或矿化复杂的矿体比简单的矿体的位移距要大些，工程数更少些。显然这是不合理的。

计算原始精度 η_0 时，令 $\sec\alpha=1$，便没有考虑斜率角 α 的作用。但是，在求取折线长 L 时，利用的(1.4.5)公式中，却涵有 $\sec\alpha$ 的作用。它使得原始精度不随着工程数的增加而递增，使原始精度的预测作用受限制。由此，不能忽视 α 对精度预测的影响作用。

三、框格系数

前面提到，由于工程加密，有时候预测精度降低，这种情况是

不合理的。出现这种情况的原因是由于位移离差的大小是由客观的地质现实所决定的，所以它不一定随着工程数的增加、位移距减小而相应地减小。即使减小，其减小速率远远没有位移距减小的速率大。使得原始精度不一定随工程数增加而增高。原始精度只在一定条件下反映储量精度，而任何时候都不体现工程控制程度。特别对于复杂矿体，加密工程后，矿化或矿体形态很可能表现为更复杂、变化更大。自然，由加密后的工程参与计算的原始精度也不会因此而增高。SD 精度法要求预测精度不仅要反映储量精度，还要体现工程控制程度，这样的预测精度才具有适用意义。因此，预测精度应该随着工程数的增多而相应的增高。要达到这一目的，只有当位移距减小的速率小于位移离差减小的速率时，才会如此。这对矿化或形态变化十分稳定的矿体说来是可能的，矿体变化越稳定、位移离差随位移距减小而减小，其减小速率增大。所以预测精度就会随工程数增多而增高。这种情况是不多的。往往是随工程数的增多，位移离差 ΔZ 变化不是很大。这就决定了在作精度预测时，必须消除速率减小过快的位移距影响，使之适应对精度预测的要求，使预测精度既能体现储量的精度，也使它能反映工程控制程度。为此，我们在这里引出框格系数 ϕ，用以调节位移距变化的影响。

当一勘探对象（矿体）的范围不变，施工数目由稀而密，它的某一阶段的工程数为 N，此时，由 N 个工程在其点位上构成了平面框架，其单位框架称框格。随着勘探阶段的深入，N 逐渐增大，其框格变小。N 越大，框格越小。不难看出，框格相当于勘探网度，指网度的方格化。例如网度为 50m × 100m，则框格为 $\sqrt{50\times100}\times\sqrt{50\times100}=70.71\text{m}\times70.71\text{m}=(70.71\text{m})^2$。框格记为 H^2。由于 H 恰是框格的一棱，便称 H 为框棱。此例中框棱 $H=70.71\text{m}$。它的具体表示是：

第 j 条勘探线工程平均间距：

$$h_j=\frac{x_{n_j}-x_i}{n_j-1} \tag{1.4.22}$$

勘探范围的工程平均间距：

$$\bar{h}=\frac{1}{\sum_{j=1}^{m}(n_j-1)}\sum_{j=1}^{m}(n_j-1)h_j \qquad (1.4.23)$$

勘探线间的平均间距：

$$\bar{l}=\frac{X_m-X_1}{m-1} \qquad (1.4.24)$$

则框棱为：

$$H=\sqrt{h\bar{l}} \qquad (1.4.25)$$

上述式中，n_j 为第 j 条线上工程数，x 为工程投影坐标，m 为勘探线数，X 为勘探线投影坐标。

从式中可知，框棱的大小，不仅与勘探对象(矿体)范围的大小有关，而且也与工程控制程度有关，因而在这里它只是相对的。当工程数最少时，H 最大，亦即框棱最大，当工程数最多时，H 最小，亦即框棱最小。理论上当 $N\to\infty$ 时，框棱为零，此时，框格体积对精度无影响，则令其影响精度为1，如图1-4-15。H 最大时，框格体积对精度影响亦最大。

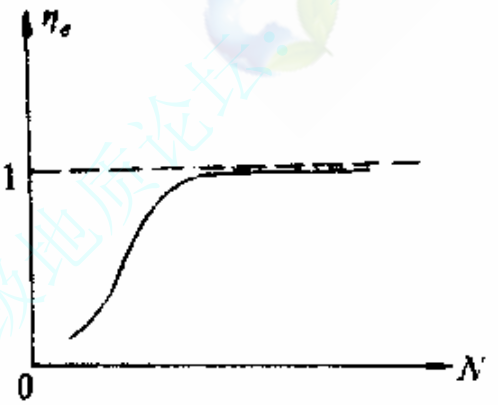


图 1-4-15　影响精度 η_e 与工程数 N 关系图

由于各个矿体大小以及勘探范围不同，即使工程数 N 相同，它的框格大小却不尽相等。这不相等的框格，对不同的矿床，其影响程度可能是一样。这样，如果只取框棱的相对性，则它起不到消除不同矿床不同体积对精度产生影响之作用。为了确定框格绝对大小的影响，还可用框格系数 Φ 来调节不同类型的矿床，使其采用不同勘探网度影响精度的参数。例

如，同一矿床，同样的工程数，划分大的矿段比划分小的矿段，精度计算相对高些。或者，如前述，同一矿段，当观测值的空间构型不变，当放宽网度获取观测值时，其计算精度随网度放稀还会增高。可见，矿体块段大小是精度的影响函数。

如果能够知道某一约定基本矿块体积 V_* 的精度，当其体积缩小或增大至 V_i 时，它的精度增长，应与其体积比有关：

$$\eta = f(H_i, H_*) \tag{1.4.26}$$

式中 H_* 为基本矿块的平均间距，H_i 为工程加密或放稀到 k 状态时的平均间距（框棱）。设放宽到最宽状态时的平均间距为 H_{max}，加密到最密状态时的平均间距为 H_{min}。H_{max} 和 H_{min} 为 H_i 的两个极端状态的平均间距。中间状态的平均间距 $\overline{H} = (H_{max} + H_{min})/2$。

H_* 是基本矿块的框棱，称基距，它是工程控制到一定程度，被认为可以确认矿体是真态的最小框格的框棱。在地质勘探及开发勘探过程中，一般网度的框棱大约在20—1000m 范围内，写成指数形式，即大约在 e^3—e^7m 范围内。框棱的大小取决于不同类型矿床和勘探程度。矿产储量规范中，有关网度的规定，是根据多年的实践经验得来的。它关于不同矿种、不同矿床类型的同一勘探程度（储量级别）采用不同网度的思想是科学的。例如，同是 B 级储量，锡矿 I 类的网度为50m×50m，而高岭土 I 类网度则为100m×100m，等等。虽然尺度不是十分准确可靠。但它在许多场合下是合理的。SD 法是在确认它基本合理的前提下，来确定合理的基距 H_*。如果认为框棱 $H_i = \sqrt{网度}$（如锡矿框棱 $H_i = \sqrt{50\times50}$m），则取框棱的1/20即能满足基距 H_* 的要求（锡矿在此时的 $H_* = 2.5$m）。由前文所述可知此基距大致相当于搜索步长。但无论如何，基距 H_* 不应大于框棱的最小值（e^3m），否则，它将失去基距的意义。于是，H_* 应在 e^0—e^3m 范围内变化，如图1-4-16所示。可见，框棱最小值的指数比基距最小的指数大3，故由它的对数关系可以求得基距 H_*。有：

$$\ln Ha = \ln H - 3 \tag{1.4.27}$$

令 $H_a = e^{x_2}, H = e^{x_1}$

于是 $\ln e^{x_2} = \ln e^{x_1} - 3$

则 $x_2 = x_1 - 3$

由前面定义得：

$$x_2 = \begin{cases} x_1 - 3 & 3 \leqslant x_1 \leqslant 6 \\ 3 & x_1 > 6 \end{cases}$$

代入前式，即得到 H_a。

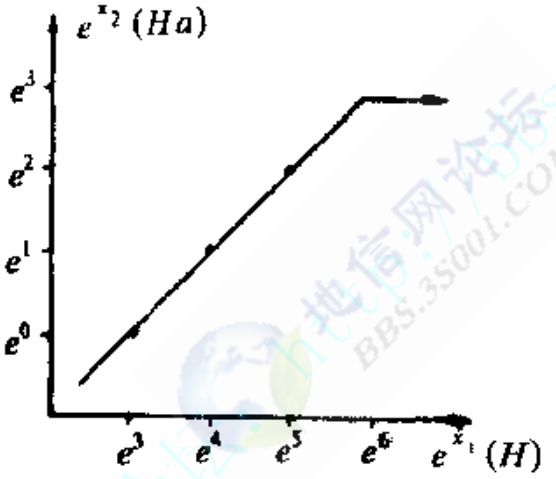


图 1-4-16 基距与框棱关系图

定义框格系数 Φ 为 H_i 与 H_{min} 的对数比值，即：

$$\Phi = \ln H_i / \ln H_{min} \tag{1.4.28}$$

又令 $\tau = H_i/H_a$，τ 是 k 状态时平均间距 H_i 相对于基距 H_a 的倍数。用 τ 来调节 H_i 与 H_{min} 的对数比值。目的在于得到绝对体积的影响，而不是相对体积的影响。于是：

$$\Phi = \ln(H_i/\tau)/\ln(H_{min}/\tau)$$

化简得：

$$\Phi = \ln H_a/(\ln H_{min} - \ln H_i + \ln H_a) \tag{1.4.29}$$

由框格系数 Φ 得到影响精度 η_e：

$$\eta_e = \eta_0/\Phi \tag{1.4.30}$$

影响精度 η_e 体现着工程控制程度，它是随着工程数的增加，

精度增高的量度，也是网度的量度。但是，不能笼统认为，投入了多少工程就应得到相应的控制程度的结论，它只能言及一个具体的矿床(体)的工程控制程度。

以上所述，尚未全部排除干扰精度的因素，只当全部排除干扰后，才能得到既反映储量精度又体现工程控制程度的预测精度。

第六节　框架指数及SD预测精度

一、地质变量大小的影响及框柱系数

在计算精度求取曲线(折线)长度过程中，可以觉察到，(1.4.13)式与地质变量 $Z(x)$ 自身大小无关。由此而导出的精度计算——无论是原始精度计算或影响精度计算，都没有考虑地质变量 $Z(x)$ 自身大小的影响。

不同矿产的品位值，由于计量单位不同，它们的值往往不是同一数量级。例如一些黑色金属矿产的品位用百分比来表示，比值常在20%—70%，以至更高，各不等。而一些有色金属矿产的品位值常在10%以下，有的甚至更低。它们之间的数值相差是大的。又例如，矿体厚度有时相差也很大，薄至1米以下，厚可达数十米以至百米以上。于是，在描述观测值 Z 时，求得的位移离差 ΔZ 相互差别可能很大。一般说来，观测值相差一个数量级的两个实体，大数量级观测值的位移离差，比小数量级观测值的离差也要相差一个数量级。当随着工程控制程度增高，位移距减小的时候，大数量级的位移离差比小数量级的位移离差变化速率快。由此计算的精度，前者的精度会比后者的低；如果变化速率过快，则其精度可能比实际精度偏低。而由小数量级观测值的位移离差计算的精度可能比实际精度偏高。

假设有两个实体，均取位移距 $h=1\text{m}$，而位移离差 $\Delta Z_1=19.5\%-19.0\%=0.5\%$ 和 $\Delta Z_2=1.5\%-1.0\%=0.5\%$，这两个相差一个数量级的两类不同观测值的实体，依前计算，可以得到相

同的精度。而实际上，它们与实际精度相差的程度不会一样。为说明问题，现将表1-4-5中半球台半径由 $R=4$m 放大10倍，让其相差一个数量级进行比较。计算结果列于表1-4-6中，将此表与表1-4-5对比就可以清楚地知道，表1-4-6的精度更接近实际精度，即表1-4-5的结果是将数量级较小的实体（半球台）的精度系统地计算高了。

表 1-4-6　半径增大10倍的半球台体积及其精度表

计算范围	观测点数	计算体积(m^3)	预测精度（原始精度）(%)	实际精度(%)	原始精度与实际精度之差(%)
球体半径 $R=40$	28	81665.62	75.960	66.665	−9.295
	33	90362.68	77.148	73.752	−3.396
球冠高 $H=10$	38	90975.18	78.129	74.064	−4.065
	45	90419.31	79.974	73.798	−6.176
理论体积值 $V=122522.1135$ (m^3)	52	92365.25	79.947	75.386	−4.561
	59	132858.80	88.503	83.951	−4.554

由此可见，精度预测，除了前面诸因素外，还必须考虑观测值大小的影响。为此，引出框柱系数 ψ。它的作用在于调整系统地偏高或系统地偏低的预测精度。在排除其它干扰因素的基础上，排除地质变量 $Z(x)$本身的影响后的预测精度为：

$$\eta=\frac{1}{\Phi\psi}\eta_0 \tag{1.4.31}$$

令 $\rho=\frac{1}{\Phi\psi}$，则上式为：

$$\eta=\rho\eta_0 \tag{1.4.32}$$

不难看出，(1.4.32)式即为(1.4.11)式的另一形式。ρ是框架指数，是框格系数与框柱系数乘积的倒数。η_0是原始精度，是折线长度的对数比值，实质上是不固定的框架的比值。ρ与η_0的乘积在于固定框架比值。而ρ又是对数真数的指数，框格与框柱构成框架，故称ρ为框架指数。它调节变量所构成的空间对精度预测的影响而得到SD预测精度η。为了计算的方便，(1.4.32)式可写成：

$$\eta = \frac{1}{\psi}\eta_e \tag{1.4.33}$$

这样，只要能够恰当地给出ψ，预测精度即可得到。

SD法递进计算为求取框柱系数提供了信息。如果将状态k称当前状态，则状态$k-i(i=1,\cdots,N-1)$便称历史状态。我们知道，当前状态的所有信息，都是过去各个时期(或阶段)信息的累积。将当前状态的信息重列于历史各阶段的信息，进行回溯分析，则当前单一状态变成了历史的多个状态，形成了“时间信息流”。上文介绍的储量的递进计算法，就是这种“时间信息流”方法。不过，它的终止状态与精度预测的终止状态是不同的。所谓终止状态是指一个收敛函数的极限值。储量计算的终止状态的取值是当工程数$N\to\infty$时的极限值。对于精度来说，“时间信息流”的终止状态的取值，无疑是当工程数$N\to\infty$时，精度$\eta=1$。同时，也只当终止状态的精度$\eta=1$时，此预测才是合理而可靠的。倘若能满足这一条件，则说此“时间信息流”精度预测是成功的。

$$\lim_{N\to\infty}\eta = \lim_{N\to\infty}\frac{1}{\psi}\eta_e = 1 \tag{1.4.34}$$

ψ在此取常数，则：

$$\lim_{N\to\infty}\eta_e = \psi \tag{1.4.35}$$

“时间信息流”中某一时刻的原始数据取值均是继承前一时刻的取值，这些取值是由数列组合交叉计算得来，削减了随机干扰因素，因此“时间信息流”所形成的曲线是比较光滑的。这给有效地利用回归方程作精度预测创造了条件。选用回归模型应注意：

(1)当$\lim_{N\to\infty}\eta>1$时，原k状态下的预测精度可能偏高。

(2)当 $\lim_{N\to\infty}\eta<1$时，原 k 状态下的预测精度可能偏低。

于是强令 $\lim_{N\to\infty}\eta=1$，然后作回归，得 SD 预测精度。

二、优选回归精度与套合精度

通过前面几个步骤，消除诸因素干扰后，为下面进行 SD 预测精度——优选回归精度和套合精度提供了条件。优选回归精度和套合精度为 SD 法最可靠的预测精度。

作为精度预测的回归模型，应具单调性和收敛性。因此，采用非线性回归模型。在这里采用了用有限数列取代无限空间，用离散数据取代连续函数。从而使回归模型进行预测成为可能。这里，主要采用了四种回归模型。

(1)指数回归模型(图1-4-17)：

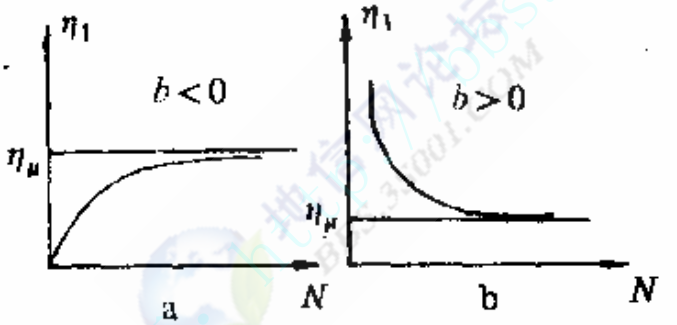


图 1-4-17

精度随着工程数的增加而增加或减少的变化过程，可以看作是某种确定函数过程。例如，某一时刻位移距为 h 时，预测精度为 η。若位移距减少 Δh 后，精度变为 $\eta+\Delta\eta$，这里 $\Delta\eta=b\eta\Delta h$，由此，得

$$\frac{d\eta}{dh}=b\eta$$

b 是常数，由这一微分方程即可得到精度 η 随位移距的变化(减小)的方程：

$$f(h)=\eta=\eta_\mu e^{bh} \qquad (1.4.36)$$

当 $b>0$时，$f(h)$为上升指数曲线；当 $b\leqslant 0$时，$f(h)$为下降曲线。当工程数 $N\to\infty$时，位移距 $h\to 0$，则 $\eta=\eta_\mu$，此时，η_μ 即为极限值。可视为

客观精度理论值。将 $b=\frac{L}{N-1}$ 代入(1.4.36)式，即

$$\eta = \eta_\infty e^{\frac{bL}{N-1}}$$

L 是常数，于是令 $b^*=bL$，$N^*=N-1$，b^* 为待定系数，N^* 为工程数，它们的意义分别与 b 和 N 相同，故 $b^*\to b$，$N^*\to N$，则有：

$$\eta_1 = f(N) = \eta_\infty e^{\frac{b}{N}} \qquad (1.4.37)$$

于是，精度与位移距的函数关系，换成了精度与工程数的函数关系，这样更为直观，使用更方便。

当 $N\to\infty$ 时，$\eta_1=\eta_\infty$，而且 $\eta_\infty=1$，这样，如果 $N=k$ 时的中间状态提供的信息足够多，以至能满足这一函数关系时，则可较为准确地计算出当前状态的精度预测值来。

(2)逆元回归模型(图1-4-18)：

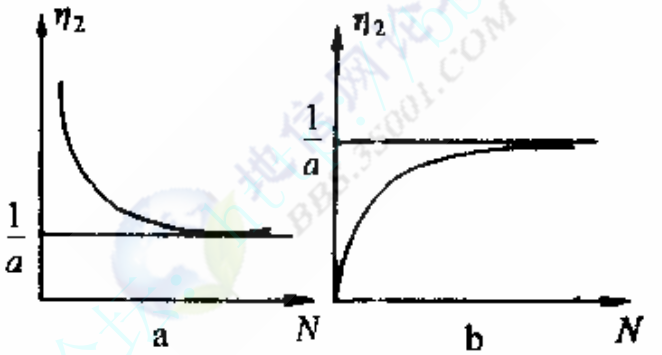


图 1-4-18

η_2 与 N 的倒数成线性关系的模型称逆元回归模型，即：

$$1/\eta_2 = a + b/N \qquad (1.4.38)$$

其曲线开始上升或下降时速度较快，而后逐渐缓慢延伸地单调上升或下降。当 $N\to\infty$ 时，$\eta_2=1/a$。

(3)非线性单元回归模型：

$$\eta_3 = a + b/N \qquad (1.4.39)$$

它是与逆元回归近似的回归模型，为了增强模型的优选性，故列之。

(4)罗吉斯谛曲线模型(logistic curve，图1-4-19)：

$$\eta_4 = \frac{a}{1 + \beta e^{-\gamma N}} \tag{1.4.40}$$

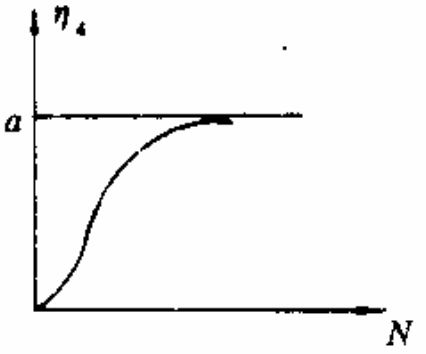


图 1-4-19

这是生物生长曲线，它的生长速度开始很快，而后迅速到达稳恒态。在储量计算及精度预测中，随着工程数 N 的增加，一般说来，不可能增长如此之快，因此，它不能单独作为回归模型选用。但稳恒态值可表明数学增长过程的平衡态，如果它不随着工程数的递增而改变的话，则平衡态值就是极限值。由于工程数的有限性，很难说这种平衡态不发生改变。因此，不单独将它作为极限来进行预测，而是用它与前三种回归模型套合，使前面因 $\eta_2 \rightarrow \eta_3$ 过程中，沿过去"时间信息流"使其升高或降低了的预测精度，得到合理补偿。

前三种回归模型，经选优使用其中一种，从而得到优选回归精度。当它与模型(4)套合时，则得到套合精度，记为 η_T。

模型(4)与其它三个模型中被优选者，用各自的残差作权，作加权套合。倘若模型(2)被优选，它的残差 δ_2，预测精度 η_2，模型(4)的残差 δ_4，预测精度 η_4，此时，用模型(2)与模型(4)作加权套合。得套合精度

$$\eta_T = \frac{\eta_2\delta_4 + \eta_4\delta_2}{\delta_2 + \delta_4}$$

模型(4)参与选优时，不计"名次"，其它模型以残差最小而被选中。故当模型(4)被选中时，则由它与另三种模型之次优者进行套合。由此而得的套合精度，即为 SD 法采纳之预测精度。若模型(4)未被选用，其预测精度采用优选之回归精度，如里士、老阴山、BKS 等矿均采用优选回归精度，效果都很好。

表1-4-5和表1-4-6中，模型(4)未被选中，不能用套合精度，同

度。

优选回归精度和套合精度，是在影响精度的基础上，消除观测值自身的影响，经多种回归模型优选或套合后求得的预测精度。这种精度称 SD 预测精度。它在最优状态下，既反映储量精度又体现工程控制程度。因此，它在有限工程控制条件下，对储量真量的预测是十分有用的，对工程控制程度提供了定量依据。

一、预测精度靶区

SD 预测精度可指出地下矿藏量真量在一定的取值范围内，这范围就是靶区。这里所说的靶区，不是概率统计所描述可信程度的置信区间，而是估计客观真量的精度取值范围。概率统计强调变量的独立性。计算待估值真量时，要指出它的置信区间，其实质是标明置信概率。这种置信概率，对于一个具体已知矿床的储量计算说来，实际意义不是很大。

SD 精度法在运用地质变量时，尽量削减它的随机性，强调它的结构相关性。由计算精度可以得到预测储量真量的靶区。图1-4-20是 SD 精度预测靶区图。靶心 o 是储量计算值 Q(矿石量、品位、金属量等)的点位，取储量预测误差 r_1 和 r_2 为靶区半径。由靶心向右到半径为 r_1 的右端点的靶区叫右靶区，由靶心向左到半径为 r_2 的左端点的靶区叫左靶区。由 r_1、r_2 和 Q 构成的靶称 SD 精度预测

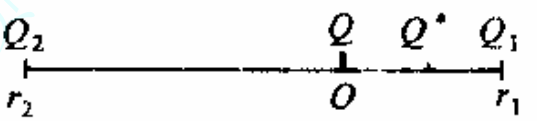


图 1-4-20　SD 精度预测靶区图

靶。它既指明了所计算之储量的数量，也指出了储量计算值的质量。其数量是指在有限工程控制情况下计算的储量值，其质量是指此储量值的可靠程度(预测精度)和工程控制程度。半径 r_1、r_2 越大，即靶区越大，储量计算值的质量越低，即可靠程度(预测精度)和工程控制程度越低。

半径 r_1、r_2 与预测精度 γ 的关系是：

$$\begin{cases} r_1 = 1 - \eta \\ r_2 = \dfrac{1}{\eta} - 1 \end{cases} \tag{1.4.41}$$

据此，得右端点的预测限：

$$Q_1 = (1 - r_1)Q = \eta Q \tag{1.4.42}$$

左端点的预测限：

$$Q_2 = (1 + r_2)Q = \frac{1}{\eta}Q \tag{1.4.43}$$

$$\because 0 < \eta < 1 \quad r_2 > r_1$$

$$\therefore Q_2 > Q > Q_1$$

直线段 $\overline{r_1 r_2}$ 是以靶心 o 为中心的不对称靶直径。由靶直径两端点的 Q_1，Q_2 形成的预测区间 $[Q_1, Q_2]$，用以捕捉客观真量 Q^*，故区间 $[Q_1, Q_2]$ 又称真量预测靶区。它指出客观真值 Q^* 应在此靶区内。直径越小，预测靶区越小，越易捕捉客观真量。直径为零，则计算值即为客观真量。

捕捉客观真量，不是 SD 精度法的目的。我们的目的在于作储量计算值的精度预测。因此，并不是 r_1、r_2 越小越好。r_1、r_2 越小，固然说明预测精度 η 越高，但它也表明工程控制程度也越高。我们的目的不是要预测精度 η 越高越好，而是要知道预测精度值 η 究竟是多高？由预测精度值来判定工程控制程度，指导工作进程，为划分储量级别提供定量依据，增强矿山设计、开采的把握性。因此，SD 精度预测靶为选择未来的工作目标提供了依据。

检验 SD 精度预测靶，最牢靠的办法是作探采对比。就是说，如果客观真量 Q^* 已知，便可用它进行检验。当已知真量 Q^* 落在靶区 $[Q_1, Q_2]$ 内，表明预测精度 η 小于实际精度 η'，即 $\eta \leqslant \eta'$，此时便说 SD 储量预测是成功的。若 Q^* 不仅落在靶区 $[Q_1, Q_2]$ 内，而且与端点预测限十分靠近，则说 SD 精度预测是最成功的。因此，也可用实际精度 η' 来检验 SD 预测精度 η。当 $\eta \leqslant \eta'$，则真量 Q^* 就一定会落入区间 $[Q_1, Q_2]$ 内，也即实际精度在预测靶区内，就说 SD 精度法预测是成功的。Q^* 不仅落在靶区 $[Q_1, Q_2]$ 内，且与端点预测限十

分靠近的情况，等同于实际精度不仅在预测靶区内，且预测精度与实际精度十分接近的情况。亦即不仅 $\eta<\eta'$，且 $\eta\doteq\eta'$。此时的精度预测便是最成功的。因此，最成功的预测，是真量 Q^* 接近 Q_1 或 Q_2，而不是真量 Q^* 靠近靶心的储量计算值 Q。这就是当 $\eta<\eta'$ 且 $\eta\doteq\eta'$，预测是最成功的。

储量计算中，如果样条函数曲线在总体上是上凸曲线，则它的预测靶区应是右靶区。图1-4-21为半球台体积预测靶区图。半球台是一规则几何体。它的观测值的样条函数曲线是上凸曲线，其体积应随着观测点数的增多而增大，预测精度亦应随着观测点数的增

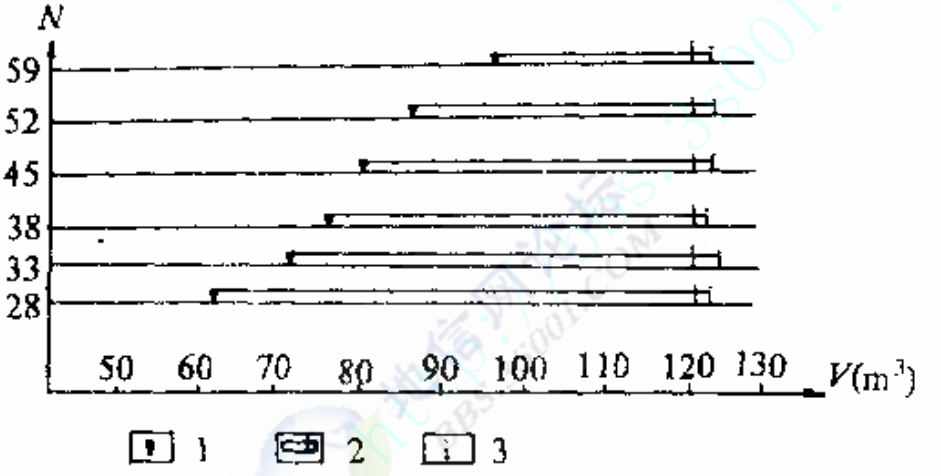


图 1-4-21　半球台体积预测靶区图

1—体积计算值；2—右靶区及体积真值；3—体积真量右预测限

多相应地增高。当观测点数 $N\to\infty$ 时，由 SD 法计算的半球台体积达到最大值，即等于由理论公式计算的体积(真值)。从图中看出，理论值(真值)正是落在右靶区内，而且与右端点的预测限十分靠近。就是说，预测精度 η 十分接近实际精度 η'。表明 SD 精度预测十分成功。

从图中还可看出，随着观测点数的增多，靶区越来越小，说明预测精度 η 也越来越增高。反映出精度的增长与观测点数(工程数)的消长关系。因此，可由精度的大小和它的增长程度来描述工程控制程度。

半球台是规则几何体，形体较简单。较复杂形体情况怎样呢？如图1-4-22，是里士铜矿A块段硫化矿储量靶区图，其样条函数曲线基本上是凸函数曲线，它的预测精度的靶区亦应是右靶区，它的储量真量值应在储量计算值的右方靶区内，即计算值在靶区的左方。而且，随着工程数N的增多，其靶区基本上越来越缩小，右端预测储量限越来越靠近开采储量。

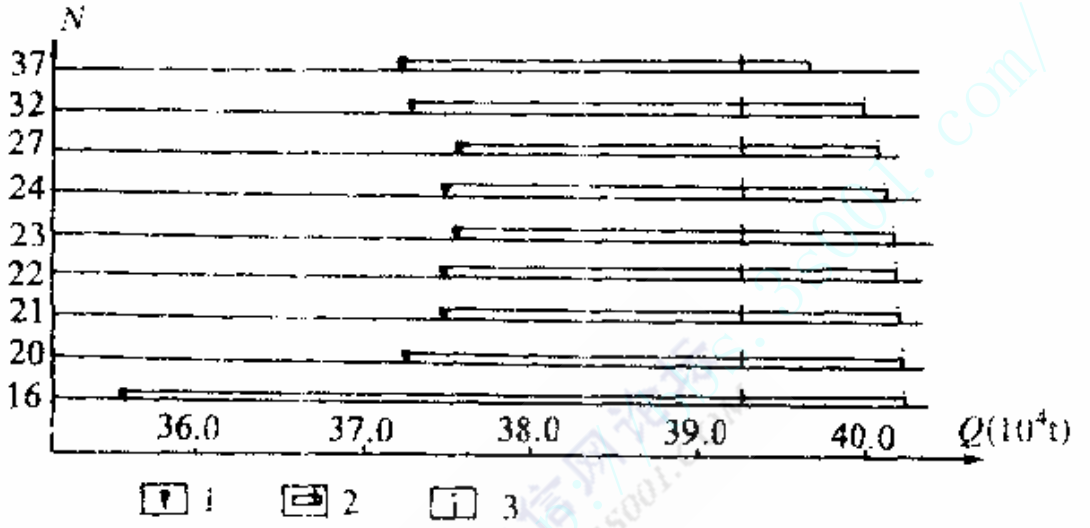


图 1-4-22　里士铜矿A块段硫化矿储量靶区图

1—储量计算值；2—右靶区及备采矿量；3—储量真量右预测限

如果总体上是凹曲线，则它的预测精度的靶区应是左靶区，其计算值均应在理论值的右方，靶区在计算值的左方。复杂的矿体，不能确知它的凸凹函数关系。如果经递进计算，储量依次增大，说明是凸函数关系式；如果储量依次减少，则说明是凹函数关系式；如果储量是跳动的，则难判定它的实际储量是在计算储量值的左方还是右方。此时，只能取左右靶区。SD法对11个矿区作过精度预测。目前可以得到实际验证的有7个矿区，12个矿段。表1-4-8即为各矿区(块)得到证实的储量精度预测效果表。表中47个预测值，有44个预测值完全落在预测靶区内，有3个虽然在靶区之外，但误差仅在1—2%之间。就是说，它们虽在靶区之外，但它却紧邻靶区边缘。倘若把其它诸如假设端点条件的误差工程数和数据质量影响

因素产生的误差。允许限定为5%的话，那么，这些可对比的47次预测精度将全部在预测范围之内。由此证明SD法精度预测是可行的。其它一些矿区(块)的预测要在未来的矿山生产中反馈证实。

二、储量级别问题的讨论

储量级别的划分，实质上是对矿床勘探中工程控制程度和探明储量可靠程度的划分。是勘探工作阶段划分的体现。同时，储量

表 1-4-8 SD法储量精度预测效果简表

序号	名称	工程数	预测精度(%)	实际精度(开采)(%)	是否在预测范围内	在预测范围外的误差(%)
1	云南里士铜矿A块段(勘探资料)	16 20 24 26 29	89.975 91.815 93.085 93.583 94.208	92.296 92.670 94.461 94.118 94.156	是 是 是 是 是	
2	里士铜矿A块段中硫化矿(生勘资料)	16 20 21 22 23 24 27 32 37	87.705 89.916 90.350 90.748 91.114 91.453 92.330 93.450 94.428	90.738 95.302 95.708 95.699 95.765 95.624 96.244 95.329 95.281	是 是 是 是 是 是 是 是 是	
3	里士铜矿2040—1998米中段(生勘资料) 三01采场 三02采场 三03采场 三04采场		83.91 93.58 90.72 95.95	99.19 95.85 93.97 96.96	是 是 是 是	
4	凤山铜矿 45号矿体 119号矿体		94.44 91.15	99.01 97.94	是 是	
5	老厂村铅矿 (初勘资料) (生勘资料)		72.76 78.28	76.57 82.64	是 是	

续表

序号	名　　称	工程数	预测精度（%）	实际精度（开采）（%）	是否在预测范围内	在预测范围外的误差(%)
6	云南个旧老阴山铅矿（生勘资料）	16	74.426	87.954	是	
		20	78.292	98.304	是	
		24	81.231	94.842	是	
		28	83.469	96.770	是	
		32	85.230	96.353	是	
		33	85.613	96.801	是	
		36	86.652	99.568	是	
		39	87.551	98.301	是	
		42	88.336	93.741	是	
		47	89.446	96.418	是	
		54	90.687	94.271	是	
		62	91.790	92.046	是	
		72	92.849	94.863	是	
		83	93.737	96.092	是	
		94	94.429	94.506	是	
		105	94.983	93.835	否	1.22%
		119	95.547	93.966	否	1.68%
7	四川拉拉XLT铜矿（详勘资料）	16	82.023	89.393	是	
		20	85.082	88.348	是	
		24	87.251	89.529	是	
		28	88.870	88.040	否	0.30%
		30	89.534	90.440	是	
		34	90.650	92.519	是	
		40	91.940	99.408	是	
8	云南个旧松树脚锡矿（生勘资料）		97.12	97.23	是	

级别的划分也是储量精确程度的划分。不同储量级别应对所计算的储量的精确程度有不同的要求。因此，储量级别既体现工程控制程度，又体现储量的精确程度。这正与SD精度法的预测精度的内涵是一致的。只要给定储量级别衡量尺度，我们就可用SD精度法为划定一个勘探矿区的储量级别提供定量的依据。

储量级别的划分，不能仅仅以计算储量与客观储量之比值为判定标准，否则，会得出错误结论来。譬如，某矿段详勘时施工50个工程，求得C级储量100万吨，补勘时增加了30个工程，共80个工程，把C级储量上升为B级储量，求得储量130万吨。后来开采验证该矿的实际储量为80万吨。则原详勘储量精度为80/100=80%，若以60%为C级储量的精度最低要求，以75%为B级储量的精度

最低要求，则原储量精度已达到B级储量精度，远超出C级储量精度，而补勘增加工程后的储量精度为80/130=61.5%，不仅达不到B级储量的精度要求，反而下降到刚好C级储量精度水准上。这工程控制程度高的比工程控制程度低的储量精度反而降低的现象，绝对是不合理的。应该说，随着工程数的增加，储量精度相应提高。这样的储量精度才能反映工程控制程度和储量级别。SD精度法克服了上述存在的问题。由SD精度法计算的预测精度，即可从定量角度正确判别勘探程度，从而确定储量级别。例如图1-4-23(a)，当施工16个工程时，为C级储量。图1-4-23(b)，当工程增加至25个后，为B级储量，此时应考虑从增加工程的范围内，圈出B级储量来，图1-4-23中封闭部分即是，其余部分仍为C级。相反，如果在得到图1-4-23(b)的状况时，发现它达到B级，经抽稀后到图1-4-23(a)状态，而为C级时，可以认定，参与抽稀的工程与它邻近工程构成C级的封闭圈即为B级，其余的为C级，而工程之外剩余部分为更次一级。

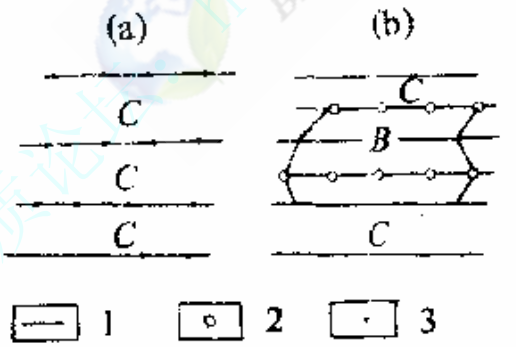


图 1-4-23　储量级别划分图

1—勘探线；2—新增钻孔；3—原有钻孔

图1-4-24是老阴山铅矿精度预测与工程数关系图，可以看出，随着工程数 N 增多，优选回归预测精度增高，储量级别也随之提高，不过，这只是从矿区整体而言。

上述储量级别的划分，未考虑其它地质的、工业的、经济等方面的因素，而仅仅从与某一工程控制程度有关的储量精度的角度

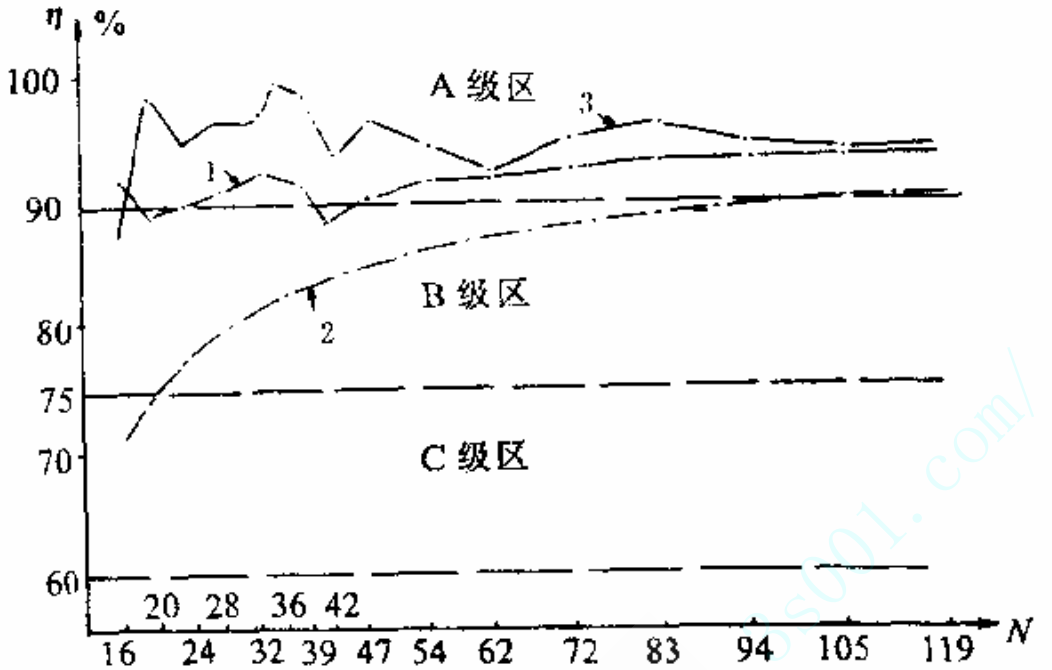


图 1-4-24 马拉格锡矿老阴山铅矿段储量精度对比及储量级别划分与工程控制程度关系图

1—原始精度曲线；2—优选回归预测精度曲线；3—实际精度曲线

出发的。

储量级别应有一个统一的认识尺度——定量尺度。长期以来，许多国家制定的储量级别的定量尺度——误差标准（或精度标准），几乎都无法在勘探阶段实现，只是在矿体面目完全暴露之开采阶段，才可能得到检验。为此有人建议取消储量级别的定量尺度。从1939年就设有储量级别定量尺度的苏联，至今也取消了其定量尺度，相继美国也取消了。本书论证的储量精度，目的是希望在地质勘探阶段提供的矿石储量更能满足矿山建设的需要，这对于储量计算法本身或是对地质勘查、矿山生产都是有益的。

结　论

本篇重点阐述了地质变量的稳健构置，储量计算的基本原理和SD精度法的理论和方法等三个方面的内容。

1. 地质变量的稳健构置能为更加准确地计算储量和精度提供可靠的基础数据，增强计算的稳定性，稳健构置的基本步骤是：

(1)识别和处理风暴值，是稳健构置的首要步骤。地质变量观测值的风暴值一定是观测值的特高值，但观测值的特高值不一定是风暴值。只有当找出特高值又放到具体空间去比较后，才能识别。

(2)审查每个地质变量的随机性和结构性。采用一种动态钟形曲线窗设计的数字权尺，使地质变量稳健化而得到结构地质变量。

(3)所有的观测数对于地质体总体都是有限的，而且这有限数在各个位置的取样只是一个现实，仅凭一次有限观测数，无论如何也是不可能无误地进行计算和预测。为此，利用观测值构置成逆步数据计算和预测，从而达到稳健的目的。

2. 以样条函数为主的数学工具对断面的数值积分，是SD储量计算方法的基础。由此进行总体、分块、分级、台阶等多种形式的储量计算。普通SD法、SD递进法和SD搜索法是三个具体的SD储量计算方法。

普通SD法主要用于总体储量计算；SD递进法用于矿化和矿体形态变化较大的不同网度的总体储量计算；SD搜索法用于台阶储量和多品级动态储量以及为制定合理工业指标提供基础数据的计算。

此外，还有任意分块计算，不平行断面计算等方法。

3. SD法精度预测模型是一个优化储量精度预测模型。它是以分维几何学的分数维为数学工具，首先建立起储量精度预测模型

的原型——原始预测精度模型，然后提出框架指数，用以排除各种干扰最后确立的优化精度预测模型。分数维的一个重要特点是随着工程控制程度的提高，分维值逐步增大，它是工程数的函数。因此，可用分数维来刻画矿体的复杂程度。SD 法的框架指数拓延了分数维的几何意义，使分数维进而能刻画储量的精度和工程控制程度。因此，SD 预测精度便是储量级别的定量尺度。

顶级地质论坛 地信网论坛 BBS.3S001.COM

第二篇　SD储量计算法的实施及矿区实例分析

SD法研究过程是从理论到实践，又从实践到理论的反复提高升华的过程。SD法的理论和方法的实施，已由SD法软件系统完成。本书重点在于突出SD法理论及其效果。若详述方法步骤及其程序，必使本书显得冗长。我们将在另外著作中详述SD法的方法步骤及其程序，为了SD法的完整性，本篇仍将SD法的方法步骤和程序说明简要列入。本篇重点在于矿区 实例分析。

第一章　SD储量计算法步骤

由SD法流程图(图1)，可以将SD法计算步骤概括为：

储量计算方法的选择；

计算数据的形成；

储量的计算；

储量精度的计算；

经济评价；

图件绘制。

第一节　方法的选择

对适于SD法计算的矿产及以勘探线为主的矿区(山)，在采用SD法计算之前，可根据地质勘探、矿山设计、矿山勘探及开采的各种不同需要，可方便灵活地选择使用SD储量计算的各种方

法。

一、总体计算

对于矿床(体),当只需要求得一个总储量及精度时,可选择总体计算的方法。这种方法同时也可得到各储量计算参数在断面上的面量和各勘探线间的体量,包括工程范围内及含外推范围的量。

总体计算包括:

(1)普通 SD 法(或狭义的 SD 样条法),适于简单矿体的总储量计算;

(2)SD 搜索法,适于复杂矿体,除求总储量外,还含表内、外储量计算;

(3)SD 递进法(或称回溯递进法),适用于对复杂矿体求不同网度之总储量计算。

二、分块计算

大型、特大型矿床按不同区段划分为分段(块段)的总储量计算是属总体计算范围,而不属分块计算。此处所述的分块计算包含两个方面内容:

1. 计算矿体(段)内任意分割块段的储量。这些块段是储量计算范围内可不以已知断面或已知工程为界而任意划分的小块段。它们可以是任一中段、分层、台阶、采场、矿房等块段,也可以是任一不规则几何体。

2. 计算矿体(段)内各矿石类型在空间的任意范围内的各类型矿石储量。

分块计算除需准备特定格式的数据文件外,还必须先要进行总体计算,由它提供分块计算所需之磁盘数据文件。

三、台阶计算

一般以坑探为主的矿体的台阶、中段、分层储量,用上述分块计算是可达目的的。而以钻探为主的矿体,应采用台阶计算法求台阶储量。根据矿体产状台阶计算分为两种类型:

1. A 型台阶计算:适于求取以铅直工程为主、产状平缓的矿体的台阶储量。

2. B 型台阶计算：适于求取以铅直工程为主、产状陡倾的矿体的台阶储量。此法关键是将铅垂厚度转换成水平厚度。

四、分级计算

分级计算指分不同工业指标和分不同矿石品级的储量计算。

当提供优选最佳开采边界品位及最低工业品位指标的信息时，或对矿产资源技术经济评价时，都需要对矿体作多个不同工业指标或不同矿石品级的储量计算，此即分级计算。用搜索递进计算可达目的。

第二节　计算步骤

第一步：形成 SD 法计算数据

根据需要选择了适当的 SD 法的某一计算法后，按 SD 法要求的格式建立各种原始数据文件，通过程序处理形成计算数据文件。

计算数据类型包括：

1. 综合数据；

2. 权尺化数据；

3. 逆步数据（或称回步数据、回溯数据）。

各数据类型之间的关系如图2-1-1：

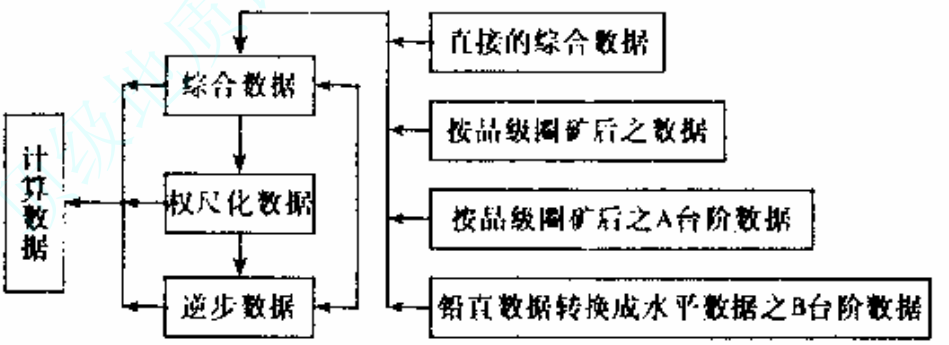


图 2-1-1　计算数据类型图

以上各种计算数据的形成过程见下列各流程图（图2-1-2，图2-1-3，图2-1-4）。

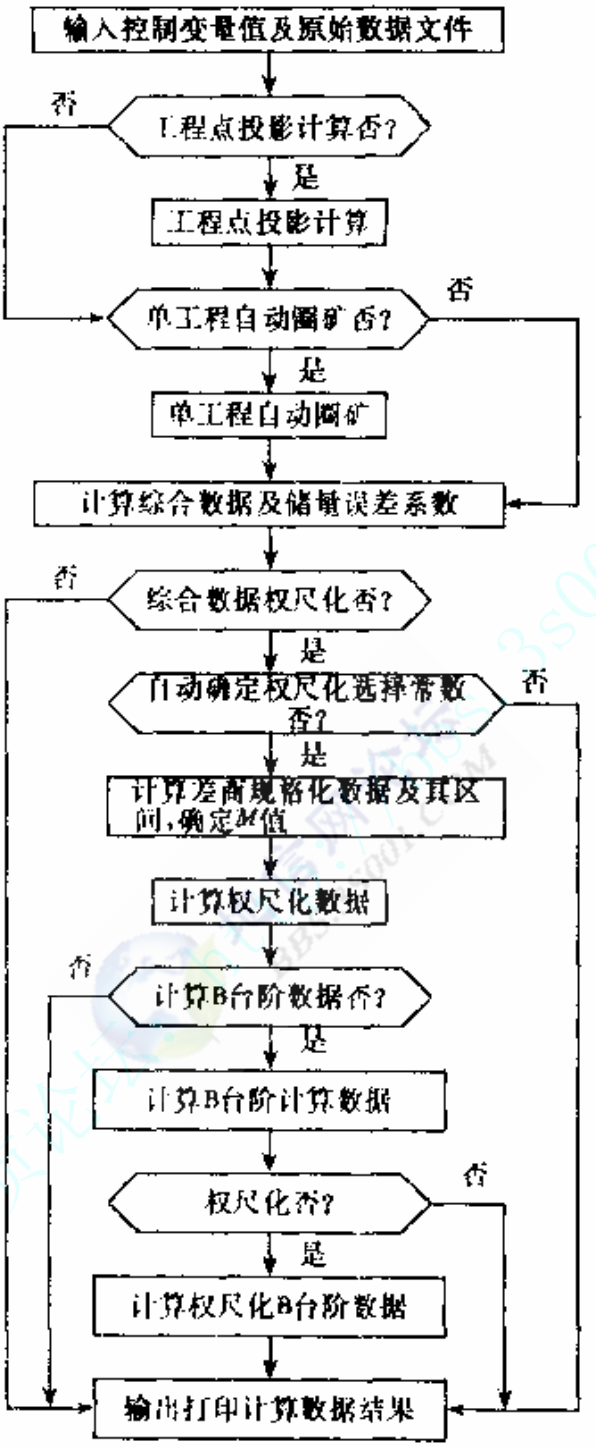


图 2-1-2　形成计算数据流程图

第二步：选用 SD 储量计算方法程序系列

SD 法的储量计算过程与传统的断面法相似。在横断面上圈定矿体后，计算其面量，在纵断面上圈定矿体后，计算其体量，计算公式及处理上与传统法不一样。恰当的运用各种储量计算方法程序

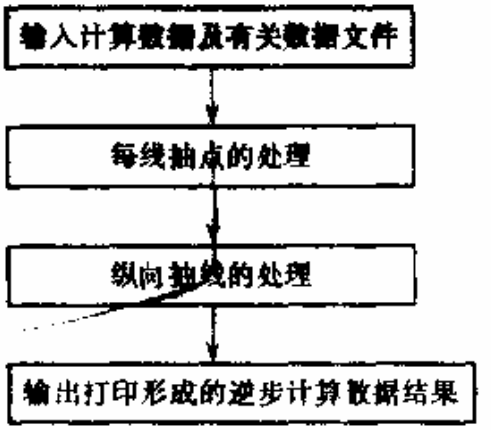


图 2-1-3　形成逆步数据流程图

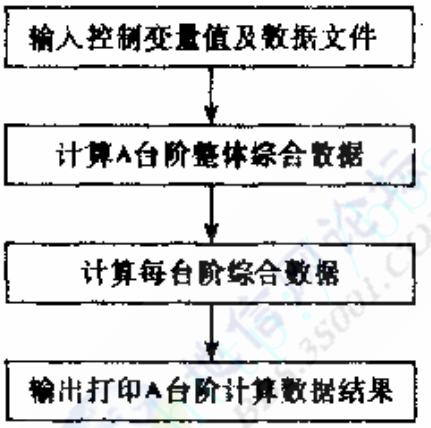


图 2-1-4　形成 A 台阶计算数据流程图

系列，能得到满意结果。

SD 法有以下计算系列：

普通 SD 法→HJTTLL 系列——总体储量计算；

SD 递进法→H $ 系列——动态总体储量计算；

SD 多功能搜索递进法→SD4 系列——动态总体储量计算，多品级表内、外储量递进计算，多品级 A、B 台阶储量计算；

SD 分块计算→SPTL7——中段量、分层量、采场量、矿石类型量计算。

各储量计算过程见下列流程图(图2-1-5,图2-1-6,图2-1-7):

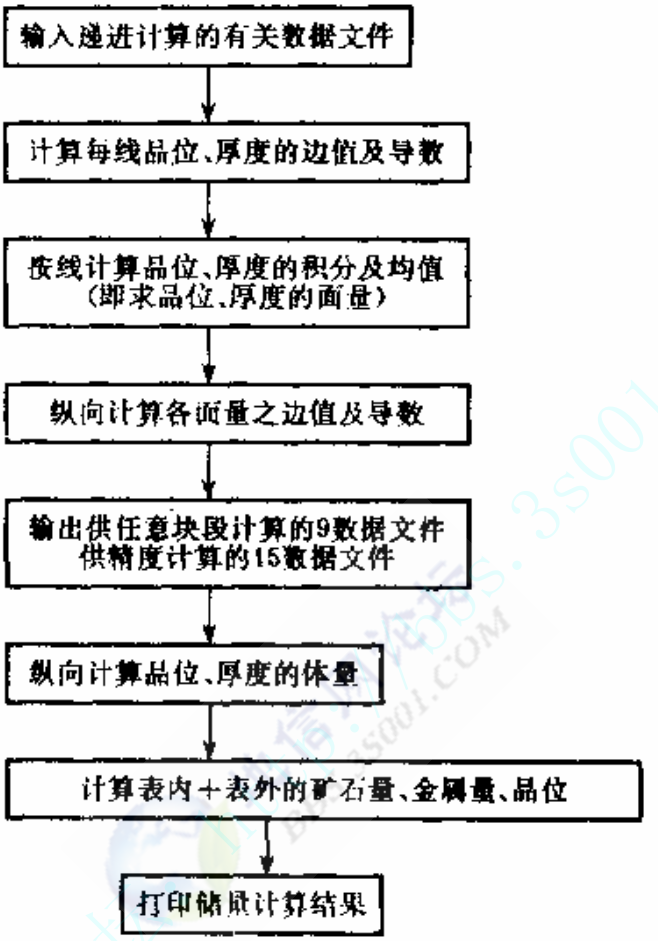


图 2-1-5　递进计算流程图

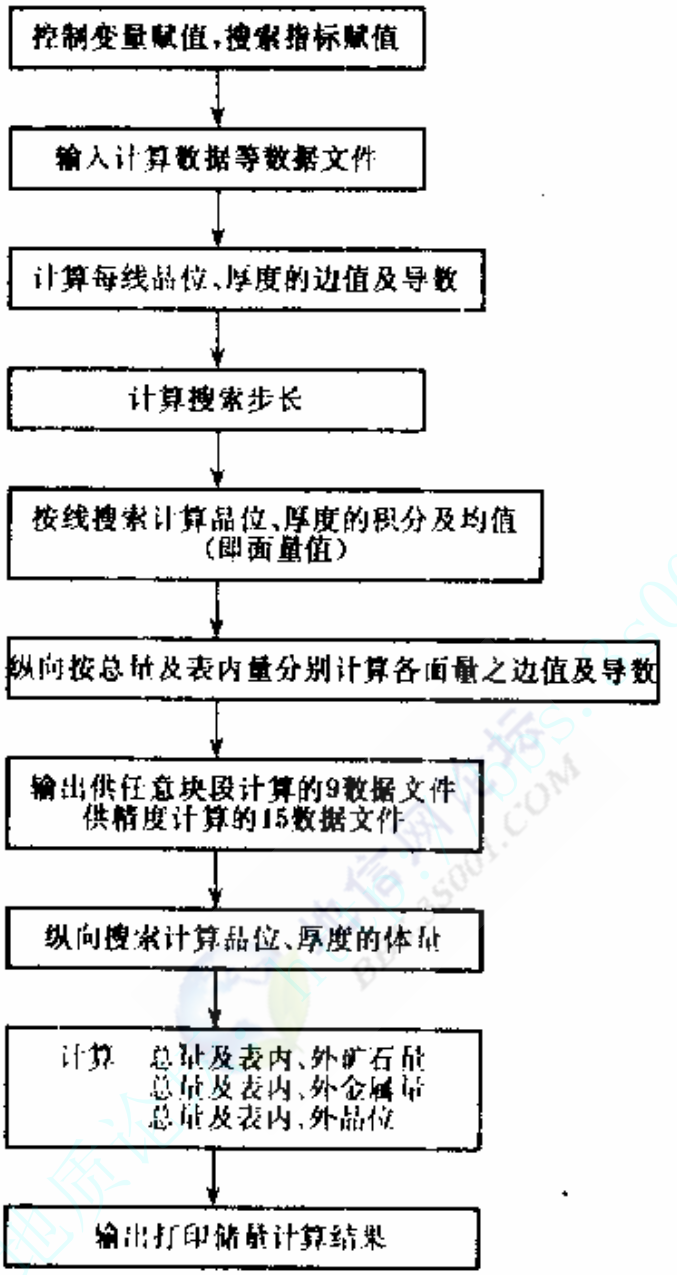


图 2-1-6　搜索计算流程图

第三步：计算 SD 预测精度

目前，SD 法已能对多品级储量、递进储量、台阶储量、总体储量运用精度计算程序系列计算出原始精度、影响精度，用最优化回归计算程序优选出精度，用套合精度程序计算出套合精度，最后确定出 SD 预测精度。

精度计算过程见图2-1-8。

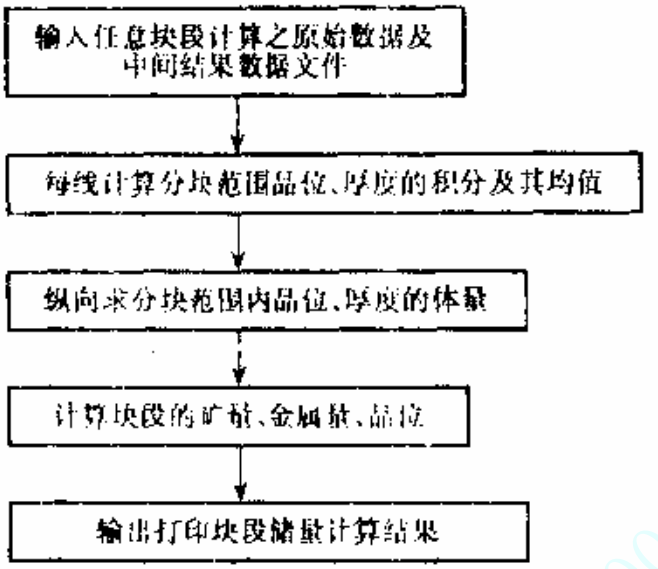


图 2-1-7　分块计算流程图

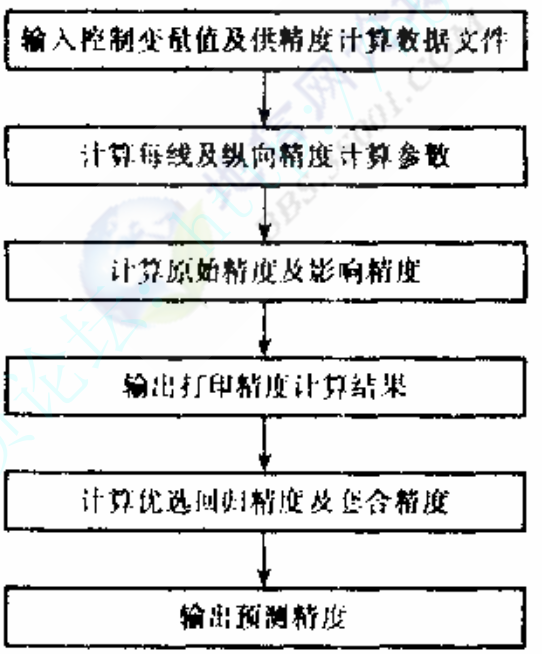


图 2-1-8　精度计算流程图

到此为止，可以认为 SD 法储量计算完毕。

为了增强 SD 法的适用性，还可根据需要，进行第四和第五计算步骤。

第四步：矿床技术经济评价

矿床技术经济评价内容很多、涉及面也很广。SD 法动态储量计算的结果为合理制定工业指标提供了基础数据。本文只介绍作合理制定工业指标的计算。计算方法采用方案对比法。其计算步骤见图2-1-9。

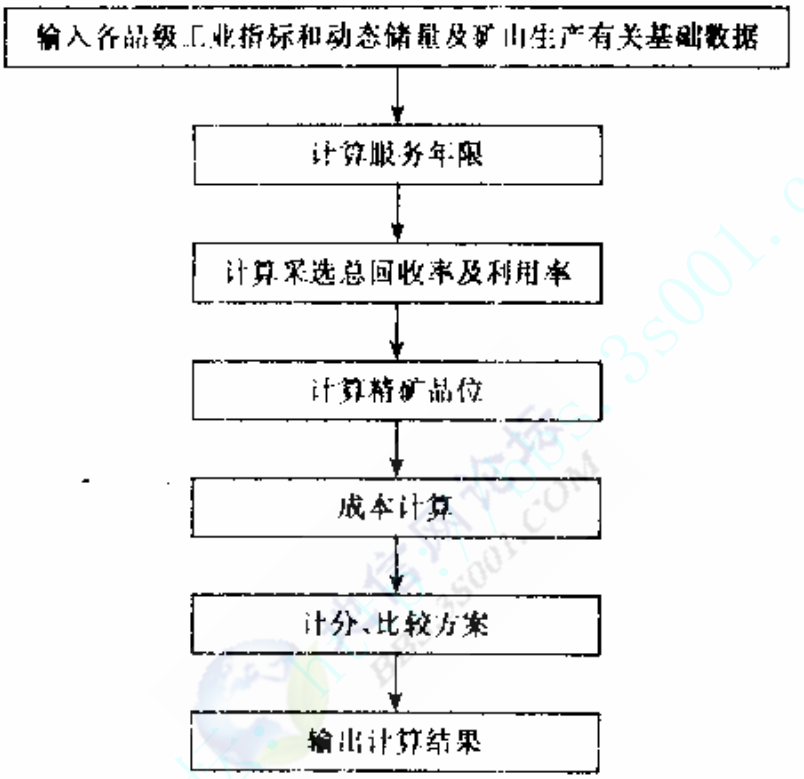


图 2-1-9

第五步：绘图参数计算

目前，SD 法只绘储量及其精度的曲线图。它通过绘图参数的计算而实现。

第二章　SD储量计算法程序包说明

第一节　SD储量计算法程序包

SD储量计算法的电算程序包，适合多种类型固体矿产的储量计算。在WANG-2200-VS80和VS100型机上调试，且通过源程序主要用FORTRAN Ⅳ语言编写，使用FORTRAN 77编译系统进行编译和运行。用BASIC语言编写了有关数据的计算程序，在WANG-T机和PC-1500 A袖珍机上运行。此外，在微机和2232A型大平板仪上绘制曲线图。

程序包包括16个程序系列。应用时，根据不同需要，选择程序包中程序系列，分别独立运行或联用。每种程序是按多种要求采用人机对话形式设计的，计算准确，使用方便、灵活。运行目标程序后，除产生结果文件外，还形成了矿区储量计算所需的数据文件（以磁盘文件形式存入数据库）可供长期使用。

一、程序包功能

1. 按各种工业指标自动圈定矿体，形成SD储量计算数据——原始系列或权尺化系列数据。运行一次可产生多个品级的计算数据。

2. 自动形成综合逆步数据或权尺化逆步数据。

3. 递进计算单品级总体储量及其精度。

4. 搜索递进计算多个品级表内、外储量及其精度。

5. 计算台阶（中段）储量及其精度。

6. 计算矿区任意块段和任意个最小开采块段的储量。

7. 稳健计算储量精度。

8. 制定合理的工业指标。

9. 绘制储量、品位、厚度、精度等曲线图。

程序包中各程序系列可按需要组合联用。程序形成之数据皆

以文件形式存入磁盘，计算结果文件可存入磁盘保留或由宽行打印机按要求的格式打印。

二、程序包结构

SD法程序包为分块结构，包括16个程序系列、25个子程序。按功能可分三种类型。一种是提供储量计算数据的数据处理程序，如PD4、UPD1系列、UPD01系列、UPD02系列，DJ7，ATJ6，DFC1，HBR等。一种是各种计算程序，如HJTTLL系列、H$系列、HSDY系列、SD4系列、SPTL7、JDL9系列、ZYHG、TAXOJD、GYZB等。一种是绘图程序，如HTC等。详见表2-2-1。

表2-2-1 SD程序包关系表

序号	程序名及代号	主段代号	子段代号	程序联用组合
1.	原始数据处理程序 PD4	PD4		1
2.	权尺化数据处理程序系列 UPD1系列 UPD01系列 UPD02系列	 UPD UPD01 UPD02	 UP、SPC、SPI UP、SPC、SPI UP、SPC、SPI	1、2
3.	多功能储量计算数据程序 DJ7	DJ7、K	SPC、SPI、ZSG、CHSZ、UDP、UP5	3；3、2
4.	A台阶储量计算数据程序 ATJ6	ATJ6		3、4；4
5.	逆步数据处理程序 DFC1	DFC1		1、5；2、5；3、5
6.	绘图参数数据程序 HBR	HBR	RA	7、6
7.	普通SD法储量计算程序系列 HJTTLL	HJTL	TB，SPC，SPI，TBV，ABC，BAC	1、7；2、7；3、7
8.	SD递进法储量计算程序系列 H$	H$	TB，SPC，SPI，TBV，ABC，BAC	1、8；2、8；3、8；1、5、8；2、5、8；3、5、8

续表

序号	程序名及代号	主段代号	子段代号	程序联用组合
9.	SD搜索逐进法储量计算程序一系列 HSDY	HSDY	TB87, SPC, ZUZ, ZUZ1, TBV87, AA, ZUZJ	1,9;2,9;3,9;1,5,9;2,5,9;3,5,9
10.	SD搜索逐进法储量计算程序二系列 SD4	SD4	TB87, SPC, ZUZ, TBV87, AA, ZUZJ, ZUZJA, ZUZ1A, ZUZ1	1,10;2,10;3,10;4,10;1,5,10;2,5,10;3,5,10;4,5,10
11.	SD任意块段储量计算程序 SPTL7	SPTL7.K	SPZ, SPC, TBV, ABC, BAC	7,11;8,11;9,11;10,11
12.	精度计算程序系列 JDL9	JDL9	MJD, LCHA	7,12;8,12;9,12;10,12
13.	绘图程序	HTC		7,6,13
14.	SD优化回归精度计算程序系列 ZYHG	ZYHG		8,14;9,14;10,14
15.	套合精度计算程序 TAXQJD	TAX-QJD		14,15
16.	经济评价(合理确定工业指标)程序 GYZB	GYZB		9,16;10,16

三、主要程序系列分述

由于SD法程序包是分块结构，同一参变量，在不同程序中往往有不同的标识符，而同一标识符在各处的意义也不都相同。因此，分别对每个程序的标识符说明，显得繁冗，故省略。为节省篇幅，将输入数据及输出数据结果顺序也省略。以下仅叙述程序系列的功能。此处称呼的程序系列，指包含一个以上，解决同一问题之

相似的程序组合。

（一）数据处理程序

1. PD4 程序

用于计算已知断面上各工程矿体的厚度、加权平均品位，形成综合数据文件。

2. 权尺化数据处理程序系列

包括 UPD1 系列（原型），UPD01 系列（01 系列），UPD02 系列（02 系列）。每个系列又由于选择二项式系数直径 M 值的不同，而权系数不同，分为 UPD15、UPD17、UPD19、UPD111；UPD015、UPD017、UPD019、UPD0111；UPD025、UPD027、UPD029、UPD0211 等程序，几个系列之不同点，在于赋予的权和纵向权尺化处理时所用的参数不一致。它们皆是对各断面上的已知工程的厚度、品位作权尺化的变换。即由综合数据转换成权尺化数据。

3. 多功能计算数据处理程序

DJ7 程序——具有以下功能：

（1）对偏离断面的工程作投影计算，求工程在断面上的相对位置；

（2）按不同品级自动圈定单工程的矿体，计算每个工程矿体的厚度及品位，形成多品级计算数据；

（3）求不平行断面的重心，计算不平行断面间的距离；

（4）计算断面投影误差；

（5）形成 B 台阶计算数据或权尺化 B 台阶数据；

（6）用数据差商规格化处理，求权调节系数和权尺选择常数，自动选取 M 值并形成 M 对应的权尺化数据。

根据需要，人为键入控制变量控制转向，可实现以上各功能，见表 2-2-2。

4. A 台阶计算数据处理程序

ATJ6——计算所有台阶矿体的综合数据；计算每个台阶各断面上工程样品的厚度及平均品位，形成每个台阶的综合数据。程序运行一次可同时得到多个品级多个台阶的计算数据。

表 2-2-2

屏幕显示信息	输 入 内 容
KTJ	无台阶数据计算 KTJ=0 B 台阶数据计算 KTJ=2
KT	工程投影计算 KT=1 无工程投影计算 KT=0
KQ	自动圈定矿体 KQ=1 不自动圈定矿体 KQ=0
KP	不平行断面计算 KP=1 平行断面计算 KP=0
KZ	采用综合数据 KZ=1 采用原始数据 KZ=0
JU	只 B 台阶数据计算 JU=0 KTJ=2
	不权尺化计算 JU=0 KTJ=0
	权尺化计算 JU>0 KTJ≥0≠2
	权尺化后 B 台阶数据计算 JU=1 KTJ=2
	权尺化后 B 台阶数据计算,JU=2 KTJ=2
	B 台阶数据再权尺化计算

5. 逆步计算数据处理程序

DFC1 程序——用于将综合数据转换为逆步数据。按本法规定的原则,抽稀观测点,形成一系列新的综合数据,称为逆步计算数据,同时形成递进计算需要的一些有关数据系列,这些数据供回测计算使用。

6. 绘图参数数据程序

HBR 程序——提供绘制厚度、品位的面量曲线,面积、面平均品位的体量曲线的比例尺;计算面量曲线厚度、品位值,体量曲线面积、品位值;选出纵坐标极小值(起点)、极大值。

(二) 储量计算方法程序系列

包括以下五个系列:

1. HJTTLL 程序系列——普通 SD 法,单品级总体计算。

2. H $ 程序系列——SD 递进法,单品级总体递进计算。

3. HSDY 程序系列——SD 搜索递进法程序一,多品级总体计算及 B 台阶计算,不含 A 台阶计算。

4. SD4 程序系列———SD 搜索递进法程序二，多功能搜索递进计算多品级总体、A 台阶、B 台阶储量。

5. SPTL7 程序系列——SD 任意块段计算。计算任意开采块段，如中段、分层、矿房等储量。

以上 1—4 的系列程序有如下功能：

a. 计算每个断面已知工程范围内的和含外推点的面量及其均值(面积、面平均品位、面平均厚度值)，同时计算外推工程点的预测值(厚度、品位边值)。

b. 计算已知断面范围内和含外推点范围的体量值及其均值(体积、平均品位)，同时计算外推断面点的预测值(面积边值、品位边值)。

c. 计算已知工程、已知断面范围内和外推点范围内的矿石量、金属量，分情况可为单品级的或多品级的总储量、台阶储量、表内表外储量等。

d. 提供计算精度的数据文件。

e. 提供计算任意块段储量的数据文件。

f. 提供计算绘图参数数据文件。

第 5SPTL7 程序系列有如下功能：

a. 计算每个断面上任意块段的厚度、品位、面积值。

b. 计算断面间任意块段的面积、平均品位。

c. 计算任意块段的储量(矿石量、品位、金属量)。

总之，以上 SD 储量计算方法程序系列适于多种要求及复杂的情况，只要灵活选用，便能得到很多可靠的信息，满足多方需要。

(三) 精度计算程序系列

包括以下三个系列：

1. JDL9 程序系列——原始精度、影响精度计算；

2. ZYHG 程序系列——SD 优化回归精度计算；

3. TAXOJD 程序——套合精度计算。

JDL9 程序可计算多个品级 A、B 台阶及总体的递进精度，在此基础上，再分品级逐个计算优选回归精度或套合精度，选出预测

精度。

第二节　程序包使用说明

1. 首次运行程序前，需严格按程序设计格式，用键盘输入各种原始数据文件，存放在数据库（磁盘内）备用。

2. WANG 机上运行的程序，全部调用目标程序。按屏幕提示信息键入控制变量后，程序将自动运行。运行中自动形成工作数据文件、中间结果数据文件、输出结果数据文件，将文件皆存入磁盘内。供随时打印或调用。

精度优选及套合计算目前暂在 PC-1500A 机上运行。

曲线绘制可在 WANG-2200T 机、2232A 型大平板仪及微机上实现。

3. 调用目标程序的先后需据计算内容选择，确定程序联用组合。

4. 运行程序时先检查计算范围内的数据容量是否在允许范围内，否则要修改程序中各参数阵的下标变量。

5. 每个断面上工程的横坐标 X 值从上至下，或自左到右，规定为由大到小顺序，按行排列。而每个断面的横坐标 X1 值则自左到右，或从下到上规定为由小到大的顺序，按行排列。外推工程点的样品个数设为 0，外推工程点的纵坐标值：矿体厚度、品位值设为－1。矿样中间未取样段的品位设为 0。

6. 需作精度计算的块段范围内，要求每个断面上的实际工程数至少等于 4，总的断面数也至少等于 4。否则只能计算储量不能预测其精度。

第三节　程序使用操作步骤

一、运行程序操作步骤

1. 上机注册。在注册屏（如图 2-2-1）中键入用户使用标识符及

密码后，按 ENTER 键（回车键）则进入运行屏，如图 2-2-2。

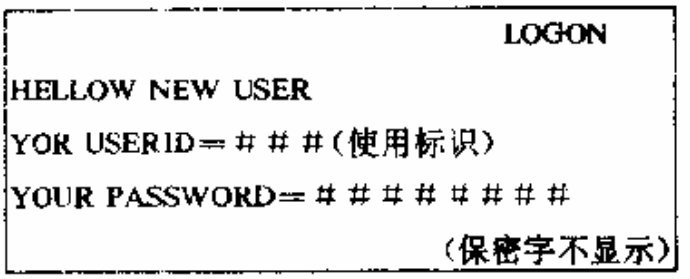


图 2-2-1　注册屏示意图

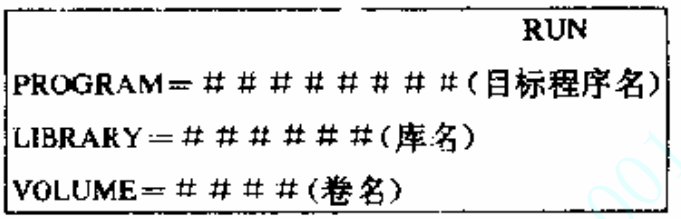


图 2-2-2　运行屏示意图

2. 运行目标程序。在运行屏中键入目标程序名，目标程序库名、卷名，按 ENTER 键，使程序继续进行。

3. 屏幕信息。从屏幕提示信息中，根据情况键入控制变量参数，按 ENTER 键后程序自动运行。屏幕信息可监视程序正常运行情况。若出错，屏幕将显示错误信息，提示供处理时参考。

（1）屏幕显示 PAUSE，需按 ENTER 键，使程序继续进行。

（2）屏幕显示各种控制变量信息，需选择键入字符变量或数字变量（整型量、实型量）。

（3）屏幕显示各通道号，据提示键入通道号对应的数据文件名、库名、卷名，程序自动输入数据文件（或称读出磁盘文件），输出（或称数据文件写入磁盘，简称记盘）记盘文件及打印文件等。

4. 程序运行结束，返回运行屏，等待运行另一程序。

5. 程序运行中，要求键入的通道号规定为二位整型数（常量、变量皆可），不超过 99。一切文件名由不超过八位的文字符或文字、数字混合型或数字符组成。数据库名形式为×××DATA，源程序库名形式为×××SRC，目标程序库名形式为×××OBJ，打印库名形式为＃×××PRT。“×××”按约定填写。

二、SD 程序包主要程序使用操作步骤

使用程序时，在运行屏键入目标程序名、YNDOBJ 库名、CSGB

卷名后，据屏幕提示信息、键入相应的内容。

1. PD4 程序使用操作步骤，见表 2-2-3。

表 2-2-3

屏幕信息	输入内容
INPUT AMINE	键入计算结果名、程序名、日期等标识
01	键入读出原始数据 1 文件名，库名，卷名
12	键入记盘综合数据 12 文件名，库名，卷名
06	键入打印结果文件名，库名，卷名

2. U019 程序使用操作步骤，见表 2-2-4。

表 2-2-4

屏幕信息	输入内容
INPUT AMINE	键入计算结果名，程序名，日期等标识
12	键入读出综合数据 12 文件名(或计算数据 22 文件名)等
30	键入记盘权尺化数据 30 文件名(或 U 文件名)，库名，卷名
06	键入打印结果文件名，库名，卷名
20	键入记盘准权尺化数据 20 文件名，库名，卷名
07	键入读出原始数据 7 文件名，库名，卷名

3. DJ7 程序使用操作步骤，见表 2-2-5。

表 2-2-5

屏幕信息	输入内容
INPUT ANAME	键入计算结果名，程序名，日期等标识
NO：KTJ＝0，YES B：KTJ＝2 NO：KT＝0，YES：KT＝1 NO：KQ＝0，YES：KQ＝1 NO：KP＝0，YES：KP＝1， KZ＝1， OR 0， NO：JU＝0，YES：JU＝1 OR 2.	按需键入 KTJ，KT，KQ，KP，KZ，JU 的代码选择值
06	键入打印结果文件名，库名，卷名
25	要投影要台阶(KT＝1，KTJ≠0)时，键入读出 502 文件名，库名，卷名；不投影要台阶(KT＝0，KTJ≠0)时，键入读出 501 文件名，库名，卷名；要投影无台阶(KT＝1，KTJ＝0)时，键入读出 503 文件名，库名，卷名
14	投影计算时(KT＝1)，键入投影结果数据记盘 14 文件名，库名，卷名
27	不平行，圈定(KP＝1，KQ＝1)时，键入读出原始数据 27N 文件名，库名，卷名； 不圈定(KP＝1，KQ＝0)时，键入读出原始数据 27＃文件名，库名，卷名； 平 行，圈定(KP＝0，KQ＝1)时，键入读出原始数据 27Q 文件名，库名，卷名； 不圈定(KP＝0，KQ＝0)时，键入读出原始数据 27 文件名，库名，卷名
12	不圈定直接用综合数据转换时(KQ＝0，KZ＝1)，键入读出 12 文件(或 22 文件)名，库名，卷名
01	要圈定(KQ＝1)时，键入读出原始数据 1 文件名，库名，卷名
04	键入选出之矿体数据记盘(为中间结果)4 文件名，库名，卷名

续表

屏幕信息	输入内容
40	键入记盘工作数据 40 文件名,库名,卷名
22	键入记盘计算数据 22 文件名,库名,卷名. (若为 B 台阶计算(KTJ=2)时,则键入 2B 文件名,库名,卷名)
30	键入权尺化数据 30 文件名(或 U 文件名),库名卷名.(若只 B 台阶计算后再权尺化 B 台阶数据时(KTJ=2,JU=2),则键入 2BU 文件名,库名卷名)
——LG1=＊＊＊——	监视品级计算次数
LG1 PAUSE	键入 ENTER 键
——LG1 END——	计算完毕标识,键入 ENTER 键

4. ATJ6 程序使用操作步骤,见表 2-2-6。

表 2-2-6

屏幕信息	输入内容
INPUT ANAME	键入计算结果文件名,程序名,日期等标识
NO:KT=0,YES:KT=1 NO:KQ=0,YES:KQ=1 NO:KP=0,YES:KP=1	键入 KT,KQ,KP 之选择值
06	键入打印结果文件名,库名,卷名
25	要投影 A 台阶(KT=1)时,键入读出原始数据 502 文件名,库名,卷名; 不投影 A 台阶(KT=0)时,键入读出原始数据 501 文件名,库名,卷名
27	平行 KP=0 时,键入读出原始数据 27 文件名,库名,卷名; 不平行 KP=1 时,键入已重记盘数据 27# 文件名,库名,卷名

续表

屏幕信息	输入内容
40	已圈定时(KQ=1)，键入读出中间数据 40 文件名，库名，卷名
NN	键入记盘工作数据 NN 文件名，库名，卷名.(NN=40+LG1)
01	键入读出原始数据 1 文件名，库名，卷名
14	投影计算(KT=1)时，键入读出中间结果数据 14 文件名，库名，卷名
22	键入记盘 A 台阶计算数据 22 文件名，库名，卷名
——LG1= * * * ——	监视品级计算次数
ATJ END	键入 ENTER 键
——LG1 END——	计算完毕标识，键入 ENTER
END	键入 ENTER 键

5. DFC1 程序使用操作步骤，见表 2-2-7。

表 2-2-7

屏幕信息	输入内容
INPUT AMINE	键入计算结果文件名，程序名，日期等标识
22	键入读出计算数据 22 或 30 文件名，库名，卷名
62	键入记盘逆步数据 62 或 62U 文件名，库名，卷名
06	键入打印结果文件名，库名，卷名
07	键入读出原始数据 3 文件名，库名，卷名
03	键入记盘中间结果数据 33 文件，库名，卷名
77	键入记盘中间结果数据 77 文件名，库名，卷名
!!!!!! NEW FINE DATA	键入 ENTER 键

6. H $ 程序使用操作步骤，见表 2-2-8。

表 2-2-8

屏幕信息	输入内容
INPUT AMINE	键入计算结果文件名，程序名，日期等标识
NO：JDJ=0，YES：JDJ=1	递进时(JDJ=1)键入 1，不递进时(JDJ=0)键入 0
KN=1 KN=2 KN=?	二次积分键入 2. 一次积分键入 1
06	键入打印结果文件名，库名，卷名
12	不递进计算：权尺化数据键入 30 或 U 文件名，库名，卷名；不权尺化数据键入 22 文件名，库名，卷名
62	递进计算时键入递进数据 62 或 62U 文件名，库名，卷名
09	键入供任意块段计算记盘数据 9 文件名，库名，卷名
15	键入供精度计算记盘数据 15 文件名，库名，卷名(KN=2 时)(KN=1 时，在(7)后键入 15 文件名，库名，卷名)
07	不递进时，键入数据 3 文件名，库名，卷名
03	递进时，键入 33 文件名，库名，卷名

7. SD4 程序使用操作步骤，见表 2-2-9。

表 2-2-9

屏幕信息	输入内容
INPUT AMINE	键入计算结果文件名，程序名，日期等标识
INPUT JDJ NO：JDJ=0 YES：JDJ=1	按需键入 0(不递进)，1(递进)
INPUT MJ=?	递进时，键入递进计算次数
NO：KTJ=0(KG=0)，YES—A：KTJ=1，KG=? YES—B：KTJ=2 NO：KP=0 YES：KP=1 NO：KUD=0 YES：KUD=1	按需顺序键入 KG，KTJ，KP，KUD 代码 (只 A 台阶数 KG 代码为 2 位整数)
06	键入打印结果文件名，库名，卷名

续表

屏幕信息	输入内容
27	键入数据 27 文件名,库名,卷名
INPUT BBY=?	键入搜索的指标值
03	平行:键入数据 27 文件名,库名,卷名; 不平行:键入数据 27 # 文件名,库名,卷名
INPUT KUU=1 OR KUU=4	权尺化数据计算时,才按需键入权尺化方式的选择值,以一种权尺化数据算时(KUU=1),按 4 种权尺化数据算时(KUU=4)
30	递进时,键入 62U 文件名,库名,卷名; 不递进时,键入数据 30 或 U 文件名,库名,卷名
22	递进时,键入不权尺化数据 62 文件名,库名,卷名; 不递进时,键入不权尺化数据 22 文件名,库名,卷名
29	键入工作数据 29 文件名,库名,卷名
91	键入工作数据 91 文件名,库名,卷名
09	键入供任意块段计算数据 9 文件名,库名,卷名
15	键入供精度计算数据 15 文件名,库名,卷名
JJ=* * *	监视递进次数
MKA: * * * MLC=* * * LG1=* * *	监视 A 台阶计算次数; 监视计算品级总数及品级计算次数
LG1 PAUSE	键入 ENTER 键
——MLG END——	计算完毕标识,键入 EMTER 键

8. SPTL7 程序使用操作步骤，见表 2-2-10。

表 2-2-10

屏幕信息	输入内容
INPUT AMINE	键入计算结果文件名，程序名，日期等标识
NO：JDJ=0， YES：JDJ=1	选择键入 0(不递进)，1(递进)
KK=1 OR KK=2 KK=?	选择键入 1(一次积分)，2(二次积分)
06	键入打印结果文件名，库名，卷名
11	键入读出块段计算原始数据 11 文件名，库名，卷名
09	键入读出供任意块段计算数据 9 文件名，库名，卷名

9. JDL9 程序使用操作步骤，见表 2-2-11。

表 2-2-11

屏幕信息	输入内容
INPUT AMINE	键入计算结果文件名，程序名，日期等标识
KJ=1，KJ=2，KJ=?	选择键入 1(一次积分精度)或 2(二次积分精度)
INPUT MLG KG KTJ	键入品级数，A 台阶数，台阶类型代码选择值 (只 KG 为二位整数)
NO：JDJ=0， YES：JDJ=1	选择键入 0(不递进)，1(递进)
06	键入打印结果文件名，库名，卷名
15	键入读出供精度计算数据 15 文件名，库名，卷名
NTL=＊＊＊NNSN =＊＊＊＊＊	监视线数与总点数的变化
——LG1=＊＊＊——	监视计算品级次数
MKA：＊＊＊	监视 A 台阶计算时的计算次数
LG1 PAUSE	键入 ENTER 键
——LG1 END——	品级计算完毕标识，键入 ENTER 键
JDNGDU END	按 ENTER 键

第三章　矿区实例分析

为了验证SD法理论，我们选取正在开采和已经开采的各种类型矿床，利用原地质勘查资料和生勘资料，以及矿山开采、闭坑资料进行计算对比。这些矿床的矿种、矿床类型、地质构造、矿体形态不尽相同，为便于对比分析，我们由简单到复杂选取十三个矿区中具有可比条件的部分进行计算。计算的目的分为三方面：

(1) 实现SD法同传统储量计算法的可比性。

(2) 用探采对比证实SD法的优越性。

(3) 证实SD法为生产服务的可行性。

第一节　与传统法可比性试算实例
——贵州GC制铝氧用石灰岩矿

与传统法可比性试算在于说明，在什么情况下不同方法对同一矿床的储量等计算可得到相同或相近似的结果，在什么情况下得到不同的结果。应该说，对同一简单几何体的计算施以不同的计算方法应得到近似的结果。而传统法基本上是以直线型几何法为主的计算方法，如果矿体近乎直线型几何体的话，则应用传统法计算的结果应该很精确，其它方法如果正确的话，对此它应该得到与传统法近似的结果。其方法应该与传统法具有可比性。为此，笔者于1981年用普通SD法试算了贵州GC制铝氧用石灰岩矿床。这是验证SD法正确性的第一个实例。目的在于与传统法计算量对比，考验SD法的可行性与可靠性。

GC制铝氧用石灰岩为三叠系岩层。构造单一，为背斜一翼，倾角为10°—16°，沿走向倾向的厚度和品位均很稳定。矿层厚度最大为49.41m，最小为43.31m，平均为45.65m。为一中型矿床。计

算这一平直的板状(层状)矿体的储量，无须用其它复杂的储量计算方法，传统的几何法计算矿体体积(或储量)既简单又准确，可信度高。

该矿在详勘时用 110m×110m－200m×200m 的网度，坑钻结合，用水平断面法(中段间隔 10m)求得 B＋C_1 级矿石储量 1976.44×10^4t，有益有害化学成分含量(品位)CaO 54.3%，$SiO_2$1.05%，MgO 0.54%。

限于当时计算技术的限制，笔者在确立普通 SD 法数学模型后，全部采用手算，曲线也全部用自制样条曲线仪绘制。由于精度预测计算工作量太大，手算难以完成，因此只进行了储量计算。计算结果列于表 2-3-1 中，传统几何法之水平断面法的计算结果也列于表中。

表 2-3-1　GC 石灰岩矿床储量计算对比表

方　法	矿石量(10^4t)	相对误差(%)	组分含量(%)		
			CaO	SiO_2	MgO
传统几何法	1976.44	0.0	54.3	1.05	0.54
SD 法	1965.45	－0.56	56.0	1.09	0.52

对比中可以看出，两种方法对此矿储量计算效果近于相同。矿量相对误差＜1%，SD 法量比传统量略小，化学成分的计算也十分接近。这说明 SD 法是正确的。

第二节　探采对比计算实例

在矿体比较复杂的情况下时，不便直接比较诸储量方法间的优劣。但可用探采对比来说明问题。探采对比不仅可以验证 SD 法的正确性，还可在可靠性、多用灵活性等方面，验证 SD 法的客观效果是否优于传统法。

受现阶段的矿山生产水平及生产管理水平所限，生产部门在开采中难以获得准确矿石量，几乎都是以备采储量为准绳。所谓探

采对比，实际是地勘储量与备采储量对比。如果计算方法不够合理，备采储量本身也会有一定误差，有时还较大。传统几何法的不合理性，理论部分已论及，本节将用实例进一步证实。因此，以传统几何法计算的备采储量为准绳来衡量SD法计算储量的精度（实际精度）实际上只有相对意义。然而又只能得到这种目前认为最可靠的储量值。因而，笔者在探采对比中仍以它为准绳进行对比。

探采对比，主要选算了云南易门铜矿的三个不同矿山、个旧市的三个锡-多金属矿、易门老厂钴矿以及四川拉拉铜矿等。

一、云南易门铜矿

开采已久的云南易门铜矿床，分布范围很广，南北长达100余km。分东西两个矿带。矿点很多。矿体主要产于元古界昆阳群绿汁江组狮山层及落雪组下部过渡层中，成因类型和工业类型较复杂。笔者选取开采结束已闭坑的东矿带的里士矿、正在开采的西矿带的狮山矿和凤山矿作试算。

（一）里士铜矿

该矿床赋存于落雪组下部过渡层及顶部白云岩中。矿体呈似层状，产状与围岩一致，严格受层位控制，随岩层弯曲而弯曲。矿石类型有硫化矿、混合矿及土状矿三种。硫化矿石构造呈浸染状、沿层细点条带状、脉状、块状、角砾状。主要矿石矿物为黄铜矿，其次为斑铜矿。

里士铜矿床属层控沉积-浅变质构造再造富集矿床。工业类型为层状铜矿型，矿山的同志细划为似层状层控含铜炭泥质粉砂质白云质灰岩与灰质白云岩类型。矿化稳定，连续性好。为一中型矿床。

选取里士铜矿的主要矿体——Ⅰ号矿体，标高在1998m以上的F_1断层与F_{26}断层间的地段（图2-3-1，称此地段为A矿段）进行试算，主要矿石类型的分布见图2-3-2。

里士矿于1962年提交最终详勘报告，于1981年开采完闭坑。详勘时，对A矿段采用20—40m间距的垂直断面与25m间距的水平断面相结合的勘探方法。生勘时增加了水平断面，缩小了断面间

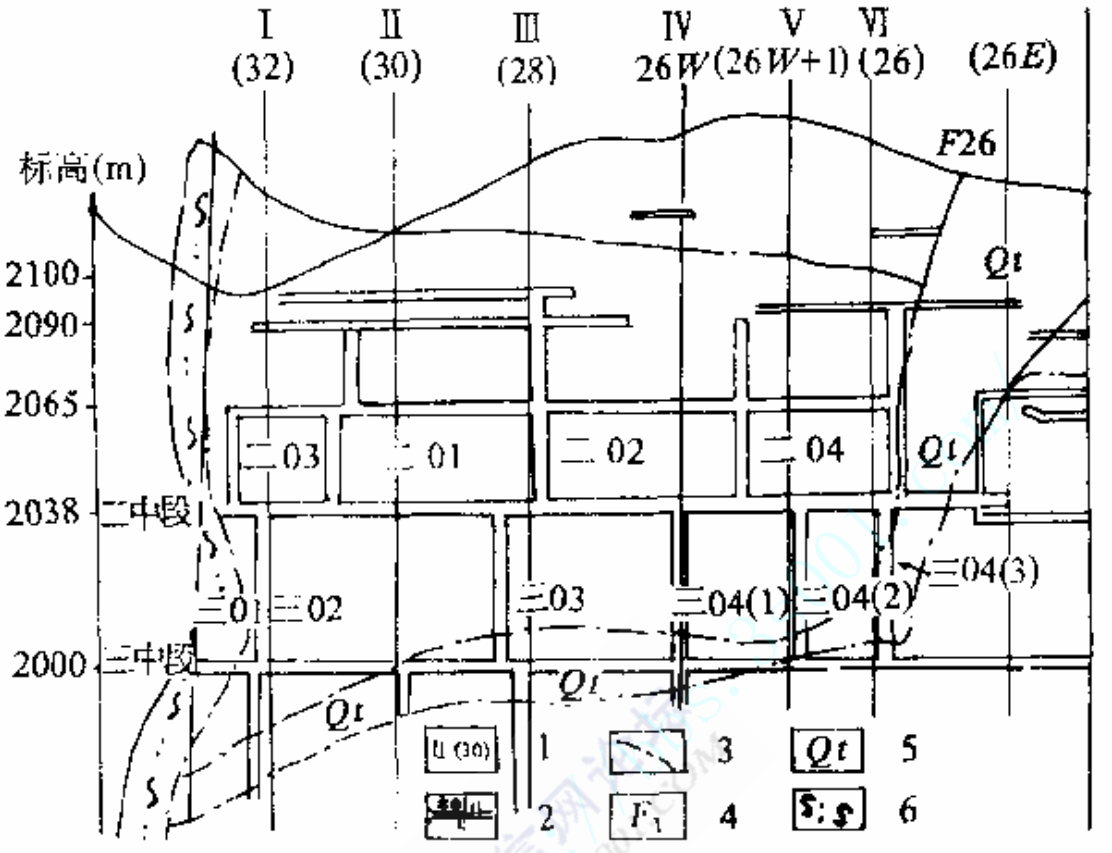


图 2-3-1　里士 1 号矿体 A 矿段纵投影图

1—勘探线号；2—坑道工程及采场号；3—表内矿体；4—断层号；5—石英脉；6—破碎带

距。

由于矿区矿石体重一般较稳定，采样数较少，SD 法不另作计算，沿用勘探时采用的体重。以后的几个矿区实例均如此处理。

A 矿段包括二 01 至三 04 的八个采场(图 2-3-1)。每个采场计算了闭坑量。A 矿段闭坑量即八个采场闭坑量之和。闭坑量是采用传统几何法计算的备采储量。

1983 年，我们利用详勘资料和闭坑资料用普通 SD 法对 A 矿段作总量和任意块段量计算，同时作了精度预测计算。1985 年用 SD 递进法，1986 年用 SD 搜索递进法再次进行了计算。

1. 总体储量计算的应用

(1) 用地质勘探资料计算

为了进行对比，本例除用 SD 法计算外，尚用其它方法作了计

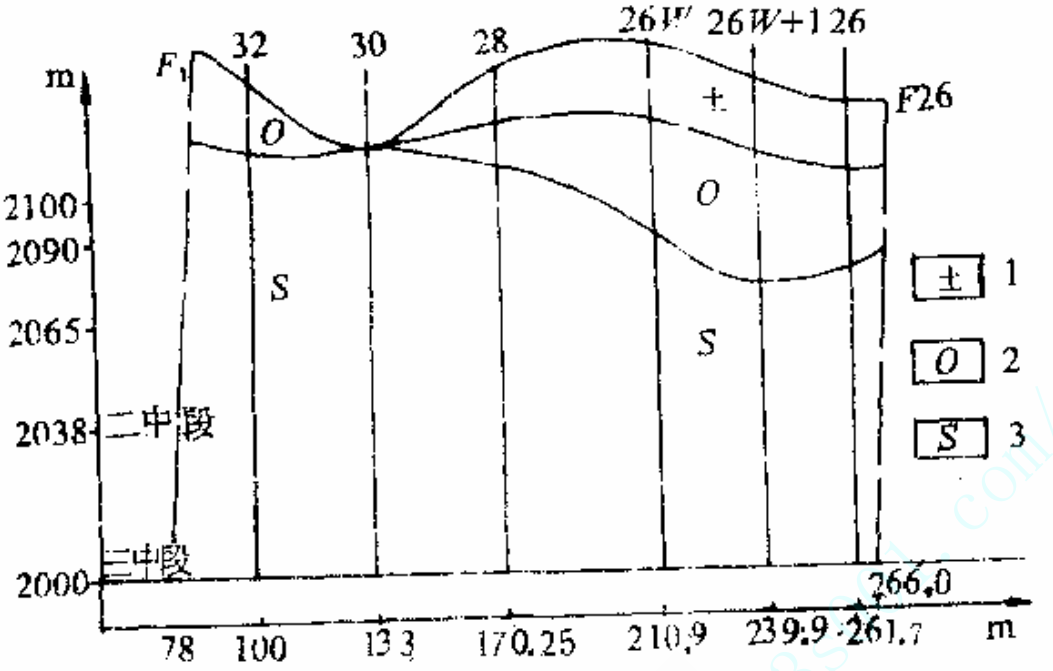


图 2-3-2　里士 I 号矿体 A 矿段三中段以上各矿石类型分布示意图

1—土状矿带；2—氧化混合矿带；3—硫化矿带

算。计算结果见表 2-3-2。

表 2-3-2　里士矿 A 矿段总量计算对比表

资料来源及计算方法	Q(矿量)			C(品位)		P(金属量)	
	t	实际精度 %	预测精度 %	%	实际精度 %	t	实际精度 %
闭坑量	492025	100		2.05	100	10095.04	100
勘探计算量：							
传统法	392451	79.75		2.23	91.93	8753	86.71
克立格法 *	474443	96.50		1.855	90.49	8801	87.18
简单 SD 法 U	474541	96.52	90.82	2.005	97.84	9515.85	94.26
T	445902	90.70	62.20	2.006	97.86	8925.41	88.61
SD 搜索法 U	473656	96.27		2.060	99.51	9756.72	96.65
SD 通进法 U	463269	94.16	94.21	2.027	98.88	9392.51	93.04
T	446384	90.72	95.40	2.046	99.80	9132.18	90.46
Ta * *	452653	92.07		1.91	93.17	8668	85.86

* 克立格法量由昆明有色金属设计研究院邹显凡工程师计算，并提供资料

* * Ta 量由成都地质学院文朴副教授用埃尔米特公式在 TI-59 型计算器上计算，并提供资料

由表 2-3-2 可以说明以下四点：

A. 由 SD 法权尺化数据计算之储量(U)比传统法计算量更接近闭坑量。而且，几种 SD 计算法之计算结果都相近。即是说，利用同一勘探资料计算，SD 法比传统法计算精度高。

B. 一般情况下由 SD 法原始数据计算之储量(T)比 U 量效果较差，但它依然比传统量更接近闭坑量。这就是说，对规则稳定的矿体当采取了较密的坑道工程为主的探矿手段时，储量 T 仍能较传统法计算之储量更接近实际。

C. 普通 SD 法 U 量的预测精度为 90.82%，而实际精度已达到 96.52%，说明它的实际储量不仅在预测范围内，而且十分接近。表明精度预测是成功的。SD 递进法 U 量预测精度更为理想，预测精度为 94.21%，实际精度为 94.16%，二者几乎相等。

T 量预测精度不如 U 量效果好。例如普通 SD 法的 T 量，实际精度已达 90.70%，而预测精度才为 62.20%，虽然实际储量亦在预测靶区之内，但预测靶区太大。又如 SD 递进法 T 量实际精度为 90.72%，而预测精度达到 95.40%，实际精度也略越出预测靶区外。由此说明，原始数据不经过处理，效果不一定都好，一般情况下，采用 U 量。

D. SD 法与克立格法计算之矿量十分接近。证明了与克立格法的可比性。但克立格法品位偏小。这可能由于原始数据太少(仅 29 个)，各方向品位曲线跳动较大，无一定规律性，各方向变异特性不能被反映出来。就是说，当数据少，有时候克立格法计算是不够理想的。而 SD 法这方面的问题就不太突出。几种 SD 法计算的品位均与闭坑时的品位相近。

Ta 量是用埃尔米特公式计算的储量。埃尔米特公式实质上是样条函数的一种，因此，它同样能取得好的效果。

表 2-3-3 为本矿段储量及其精度的递进计算值。从 16 个工程到 29 个工程，共递进 5 次。每次递进计算的储量和精度预测都接近实际量，而且随着递进次数的增加，越来越接近客观实际真量。表中反映出权尺化系列的效果比非权尺化系列为好。递进过程计

算的结果各次相差不大，说明矿体厚度和品位都较稳定。因此，用较少的工程，仍然可以获得较高级的储量。在这种矿体较稳定的情况下，U 量和 T 量都能获得好效果，不过，T 量仍然不如 U 量好。

表 2-3-3　云南易门里士铜矿 A 块段储量及精度计算表

（递进计算）

代码：DAH $ T　DAJD7

DAU　D09UJD7　开采闭坑矿石量：Q = 492025t，品位 C = 2.05%

类别	工业指标		工程数	矿石量 (t)	品位 (%)	金属量 (t)	预测精度 (%)	实际精度 (%)
	边界品位 (%)	工业品位 (%)						
原始数据系列	0.30	0.50	16	382655.2	1.820	6968.239	91.670	77.832
			20	418623.5	1.952	8172.285	93.336	85.284
			24	435751.0	1.914	8341.489	94.446	88.563
			26	435052.6	1.981	8617.530	94.874	88.421
			29	446384.1	2.046	9132.183	95.404	90.724
权尺化系列 (019)	0.30	0.50	16	454127.1	1.955	8876.713	89.975	92.296
			20	455961.3	2.030	9254.782	91.815	92.670
			24	464770.3	2.017	9374.981	93.085	94.461
			26	463083.7	2.026	9384.364	93.583	94.118
			29	463269.0	2.027	9392.514	94.208	94.156

表 2-3-4 是用不同工业指标分别搜索计算储量的结果。这种方法对于品位、厚度变化很大的矿体的计算更为有用。它可以随着工业指标的改变，计算出不同的储量来，以利于矿山规划和设计。本矿段由于品位、厚度较稳定，于是随着工业指标的改变，它的矿石量、金属量以及品位，改变不是很大。象这类矿石，矿山未将它分出品级来是对的。搜索法计算得到的 T 量依然不如 U 量理想。

图 2-3-3 为里士矿 A 矿段储量计算曲线图（T 量）。Ⅰ—Ⅵ为六条剖面（垂直断面）的面量曲线。各条断面在图上的位置是它们间的相对位置。断面线上的分点为取样点（或工程位置），每分点上的垂直高度表示厚度或品位值（还可以绘制其它变量曲线），过这些点的光滑曲线，便是厚度曲线或品位曲线。曲线的起伏大小表示厚度或品位的变化大小，垂直高度的大小表示各种量值的大小。与

表 2-3-4　云南易门里士铜矿 A 块段储量计算表

（不同工业指标搜索计算）

代码:DAS

类别	工业指标		矿石量(t)			品位(%)			金属量(t)			精度(%)	
	边界品位(%)	工业品位(%)	总量	表内	表外	总量	表内	表外	总量	表内	表外	预测精度	实际精度
原始数据系列	0.3	0.4	448862.600	441790.100	7072.500	1.991	2.017	0.349	8935.828	8911.123	24.704		
		0.5	448862.600	433813.400	15049.180	1.991	2.045	0.417	8935.828	8873.036	62.791	94.006	91.228
	0.4	0.4	403915.800	403915.800		2.179	2.179		8800.493	8800.493			
		0.5	403915.800	401966.500	1949.250	2.179	2.187	0.450	8800.493	8791.721	8.772		
		0.7	403915.800	387341.200	16574.560	2.179	2.246	0.998	8800.493	8701.311	99.181		
	0.5	0.5	388255.000	388255.000		2.249	2.249		8732.505	8732.505			
		0.7	388255.000	373852.300	14382.680	2.249	2.312	0.618	8732.505	8643.614	88.890		
		1.0	388235.000	352556.800	35678.120	2.249	2.397	0.794	8732.505	8449.120	283.384		
权尺化系列(01)	0.3	0.4	473656.100	473656.100		2.060	2.060		9756.722	9756.722			
		0.5	473656.100	473656.100		2.062	2.062		9756.722	9756.722		94.801	96.267
		0.7	473656.100	473656.100		2.062	2.062		9756.722	9756.722			
		1.0	473656.100	464046.000	9610.125	2.060	2.083	0.925	9756.722	9667.864	88.858		
		1.5	473656.100	388653.000	85003.120	2.060	2.241	1.233	9756.722	8708.318	1048.404		

各断面线垂直的一条断面线，反映体量曲线。曲线 1 为厚度曲线；曲线 1′ 为面积变化曲线，也表示面矿量变化曲线，它体现出体矿量的变化；曲线 2 是面品位变化曲线，它只反映矿体贫富的变化，而不表明金属量的变化。

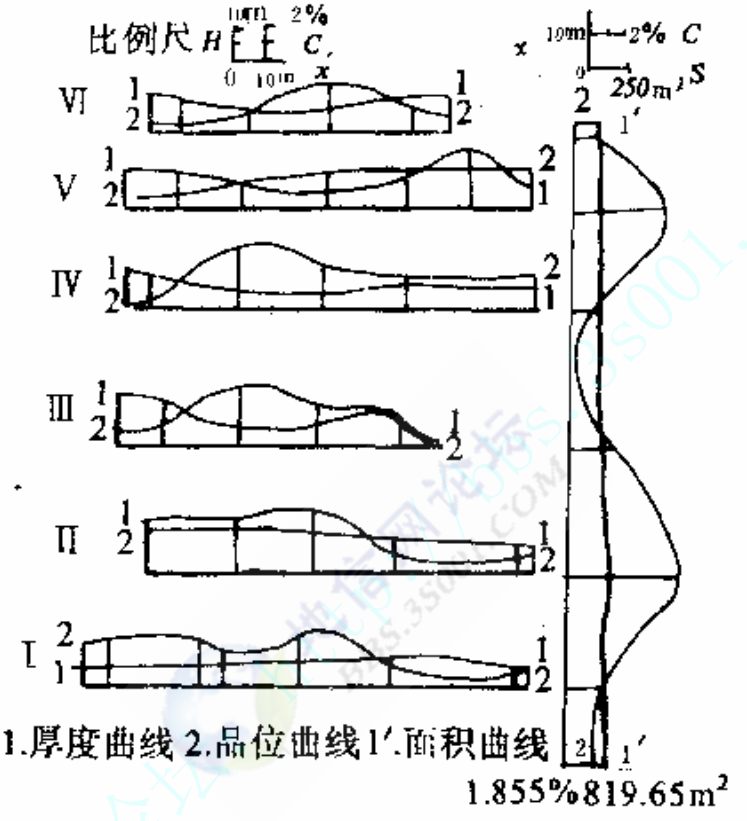


图 2-3-3　里士铜矿 A 矿段储量计算曲线图(*T*)

从图 2-3-3 可以看出，里士矿 A 矿段矿体厚度沿水平方向和垂深方向变化不大。品位在不同高度沿水平方向变化不大，而向垂直深度方向变化较大。

图 2-3-4 为 *U* 量储量计算曲线图，它比图 2-3-3 的曲线更加平稳。

图 2-3-3、图 2-3-4 为计算机成图后再缩小比例尺的绘制图。

(2) 用闭坑资料计算 A 矿段中硫化矿

A 矿段硫化矿类型是 A 矿段的主要块段。勘探过程中未单独划出，生勘后逐渐加密工程。到闭坑时，此块段达 37 个以平坑为主

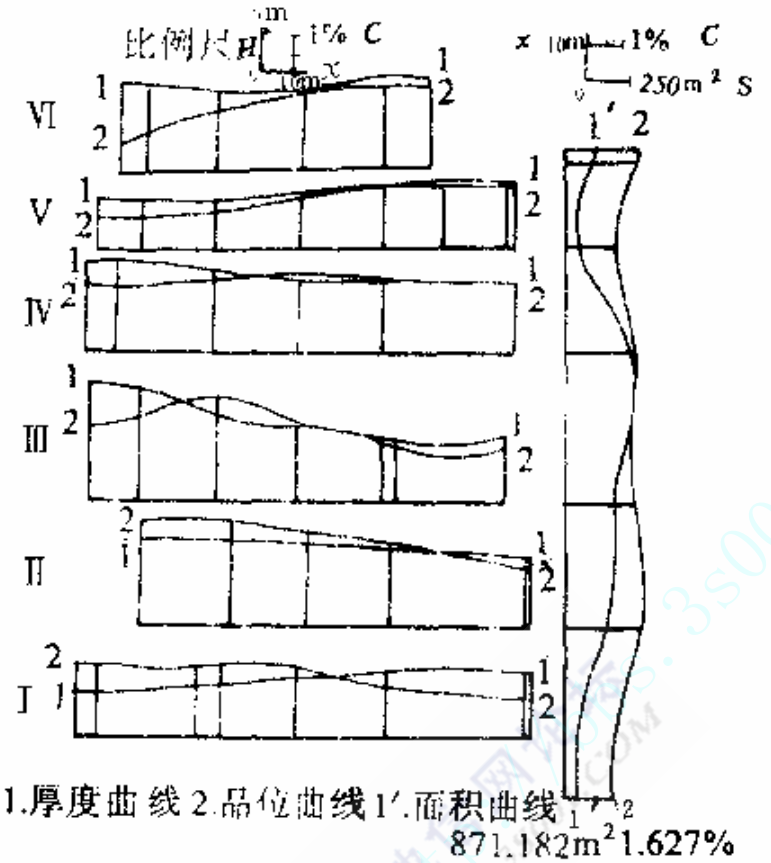


图 2-3-4 里七铜矿 A 矿段储量计算曲线图(*U*)

的控制工程。硫化矿分布范围如图 2-3-2 中"S"所示。为使对比范围基本一致，A 矿段中原硫化矿的范围略作变动。仅局部小范围内 SD 法与闭坑计算范围未能完全吻合。

表 2-3-5 中 SD 法矿量与闭坑量相差 4.72%，即实际精度为 95.28%，特别预测精度与实际精度十分接近，应该说达到预想效果。只是 *T* 量的实际精度略小于预测精度，即是说，实际精度略在预测精度靶区之外。从表 2-3-6 中的工程数的 9 次递进计算来看，权尺化系列计算量(*U* 量)，无论矿石量或品位都十分稳定。它们的矿石量稳定在 37×10^4t 左右。而原始数据系列计算量(*T* 量)相对不太稳定，并且偏小。

表 2-3-5　里士 A 矿段中硫化矿储量计算对比表

（闭坑资料）

计算方法		Q(矿量)			C(品位)		P(金属量)	
		t	实际精度%	预测精度%	%	实际精度%	t	实际精度%
闭坑量		391206	100		2.24	100	8783.63	100
SD 法	U	372743	95.28	94.43	1.98	88.30	7372.78	83.94
递进量	T	364087	93.07	95.05	2.10	93.75	7627.45	86.84

表 2-3-6　云南易门里士铜矿 A 块段硫化矿储量及精度计算表

（递进计算）

代码:LBTH $　LBTJDD　开采闭坑矿石量:Q=391206.0t

LBUH $　LBUJDD

类别	工业指标		工程数	矿石量(t)	品位(%)	金属量(t)	预测精度(%)	实际精度(%)
	边界品位(%)	工业品位(%)						
原始数据系列	0.30	0.50	16	332966.2	1.847	6149.137	88.541	85.113
			20	363568.5	1.905	6927.233	90.833	92.935
			21	364269.6	1.891	6888.924	91.269	93.115
			22	344460.6	1.903	6934.188	91.666	93.163
			23	364679.9	1.902	6936.620	92.029	93.219
			24	363142.8	1.902	6908.743	92.361	92.827
			27	374518.5	2.049	7675.931	93.210	95.750
			32	365362.6	2.044	7468.661	94.271	93.394
			37	364086.8	2.095	7627.450	95.045	93.068
权尺化系列(01)	0.30	0.50	16	354971.3	1.885	6691.945	87.705	90.738
			20	372828.1	1.910	7121.042	89.916	95.302
			21	374416.8	1.901	7116.850	90.350	95.708
			22	374379.6	1.904	7128.038	90.748	95.699
			23	374638.5	1.904	7134.565	91.114	95.765
			24	374086.0	1.905	7126.126	91.453	95.624
			27	376512.3	1.967	7406.140	92.330	96.244
			32	372931.3	1.962	7315.600	93.450	95.329
			37	372743.0	1.978	7372.776	94.428	95.281

由于用的是闭坑资料，SD 法计算的量也应是闭坑量，表中标出的闭坑量，指的是传统法闭坑量。一般说来 SD 法的计算量都优

于传统法计算量(这在许多矿例中得到证实)。用 SD 法检验传统法,可以判定表 2-3-5 中的传统法闭坑量的品位值偏高,矿量也偏大。闭坑量应以 SD 法量为准。如果以 SD 法为闭坑量的话,那么,SD 法 T 量预测精度显然是在预测靶区之内。

表 2-3-7　云南里士铜矿 A 块段硫化矿储量精度稳健优化回归计算表

代码:LBTJDD LBUJDD　　开采闭坑矿石量:Q=391206.0t

类　别	工程数	矿石量(t)	原始精度(%)	影响精度(%)	优选回归精度(%)	套合精度(%)	实际精度(%)
原始数据系列	16	332966.2	98.60184	91.41765	88.5411415	90.9228498	85.1127
	20	363568.5	98.47597	93.11511	90.8329132	93.7041566	92.9353
	21	364269.6	98.53103	93.64436	91.2694412	94.01772453	93.1145
	22	364460.6	98.54744	93.96196	91.6662847	94.2947324	93.1633
	23	364679.9	98.54961	94.17237	92.0286292	94.5446654	93.2194
	24	363142.8	98.49956	94.27704	92.3607610	94.7726641	92.8265
	27	374581.5	98.64219	95.50192	93.2095653	95.3538415	95.750
	32	365362.6	97.99275	96.61372	94.2705708	96.0798217	93.3938
	37	364086.8	98.06586	98.06586	95.0448180	96.6095757	93.0678
权尺化系列(01)	16	354971.3	99.34811	92.10945	87.7047322	91.7295770	90.7377
	20	372828.1	99.46442	94.04975	89.9158102	94.8923841	95.3022
	21	374416.8	99.45914	94.53595	90.3496688	95.1356644	95.7083
	22	374379.6	99.46960	94.84121	90.7477351	95.3450025	95.6988
	23	374638.5	99.46352	95.04569	91.1142626	95.5326160	95.765
	24	374086.0	99.45638	95.19285	91.4528568	95.7040298	95.6238
	27	376512.3	99.49393	96.32655	92.3296958	96.1453680	96.244
	32	372931.3	99.30838	98.10801	93.4496762	96.7082335	95.3286
	37	372743.0	99.54494	99.54494	94.4284251	97.1276415	95.2805

图 2-3-5、图 2-3-6 是根据表 2-3-7 作的原始精度、优选回归精度和实际精度相互关系的曲线图。可以看出,优选回归预测精度与实际精度十分接近。

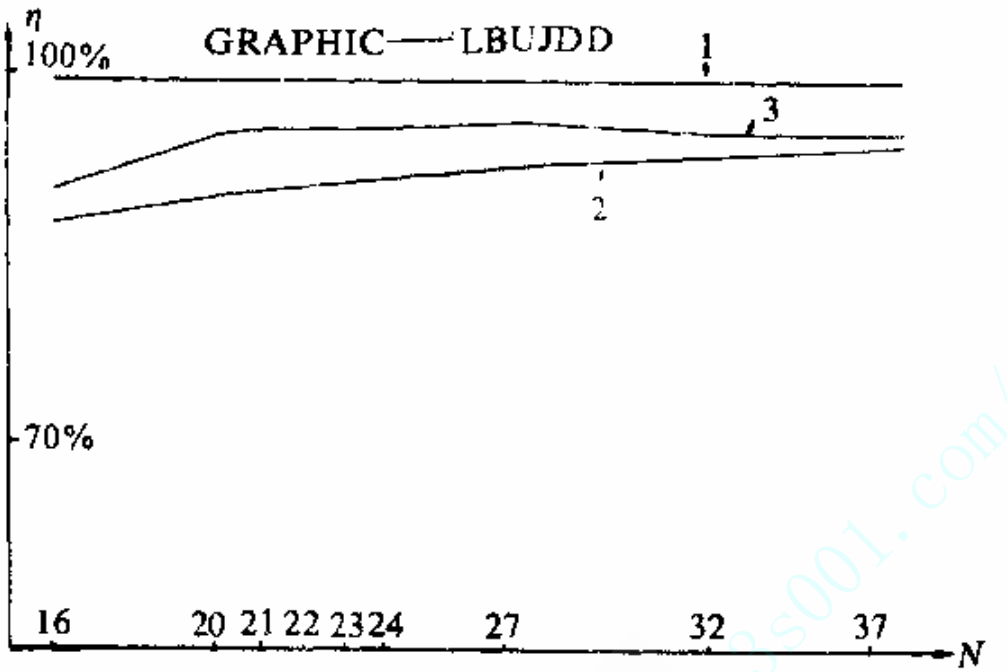


图 2-3-5　里士铜矿储量(U 量)精度曲线图

1—原始精度曲线;2—优选回归精度曲线;3—实际精度曲线

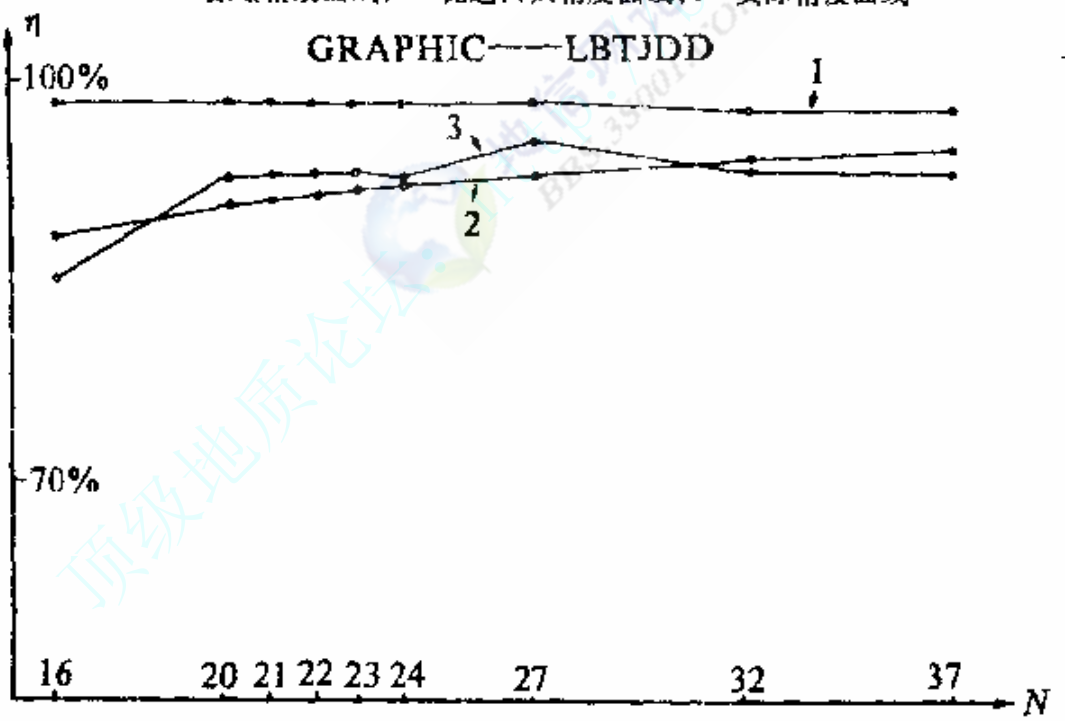


图 2-3-6　里士铜矿储量(T 量)精度曲线图

1—原始精度曲线;2—优选回归精度曲线;3—实际精度曲线

图 2-3-5 为权尺化后的精度曲线，它比图 2-3-6 未权尺化的精度曲线效果好得多。在取各个不同工程数时，它的预测精度（优选回归精度）η 均小于实际精度 η'。并随着工程数的增多，逐步接近实际精度 η'。表明它的预测效果十分理想。而未权尺化数据的预测精度，在 9 次递进中，有 4 次都比它相对应的实际精度偏大。这再一次说明，权尺化数据比未权尺化数据要好些。

2. 任意块段储量计算的应用

（1）用地质勘探资料计算任意块段储量

为对比方便，这里以矿区划分的中段、采场为任意块段。计算时，在总体范围的基础上分割为多个块段计算储量，然后与相应块段闭坑量对比。为便于对比，克立格法计算结果亦列入表中。

表 2-3-8 A 矿段各中段储量对比表

（地勘资料）

中段及储量级别	计算对比方法	Q		C		P	
		t	实际精度 %	%	实际精度 %	t	实际精度 %
2090m 以上 C_1 级	闭坑量	121715		1.82		2215.84	
	克立格法量	109423	89.93	2.09	87.08	2283.47	97.04
	SD 法量	104975	86.27	2.19	83.10	2304.20	96.17
2090～2065m B 级	闭坑量	88718		2.99		2655.92	
	克立格法量	109097	81.32	2.22	74.25	2426.53	91.36
	SD 法量	104593	84.82	2.36	78.86	2465.67	92.84
2065～2040m B 级	闭坑量	114014		2.18		2488.23	
	克立格法量	100120	78.81	2.37	91.98	2369.09	95.21
	SD 法量	103659	90.92	2.103	96.47	2180.21	87.62
2040～1998m B 级	闭坑量	168021		1.63		2735.05	
	克立格法量	160073	95.27	1.68	97.02	2687.82	98.27
	SD 法量	140918	83.87	1.726	94.44	2432.92	88.95

表 2-3-8 至表 2-3-11 共列出 SD 法用地质勘探资料计算的 16 个任意块段的 48 个计算量，如果以精度（相对于闭坑资料的实际精度）≥70%为 B 级储量的话，则在表 2-3-8 至表 2-3-11 中，只有 5 个计算量略＜70%，在精度＞70%的 42 个计算量中，有 11 个计算量的精度＞90%，而在表 2-3-8 列出的较大的 4 个块段中的 B 级和 C_1 级储量的精度均高于要求精度。这一方面说明勘探网度已足够，但局部分布不甚合理；另一方面说明勘探阶段用 SD 法计算（预测）任意地段的储量的效果是好的。

表 2-3-8 对应地列出了克立格法计算结果。它的实际精度与 SD 法的实际精度比较接近。在块段划小后，SD 法与克立法仍有可比性。

需要指出，利用此地勘资料，传统几何法是无法计算如此任意块段储量的。因此 SD 法计算之任意块段量，无法与传统法对比，而只能进行探采对比。经开采证实，SD 法计算之任意块段量实际精度仍然较高。块段划小后，仅局部块段的实际精度降低较大外，一般的实际精度降低幅度不大，甚至还有升高的。克立格法划小块段后计算储量的效果也是如此。

表 2-3-9 A 矿段 2090～2065m 中段各采场 B 级储量对比表

（地勘资料）

采场号	计算对比方法	Q		C		P	
		t	实际精度%	%	实际精度%	t	实际精度%
二 03	闭坑量	11919		2.86		340.83	
	SD 法量	11905	99.88	2.25	78.57	267.50	78.48
二 01	闭坑量	33377		3.13		1045.94	
	SD 法量	37180	89.77	2.80	89.42	1040.68	99.50
二 02	闭坑量	21449		2.86		600.84	
	SD 法量	31226	68.69	2.36	84.29	736	77.35
二 04	闭坑量	21973		3.04		668.31	
	SD 法量	24282	90.49	1.73	56.97	378.93	56.70

地勘资料的数据不足，不能递进SD法预测精度。因此无法事先预测所计算的任意块段储量的精度如何，而用闭坑资料计算即可得之。

表 2-3-10　A 矿段 2065～2040m 中段各采场 B 级储量对比表

（地勘资料）

采场号	计算对比方法	Q		C		P	
		t	实际精度%	%	实际精度%	t	实际精度%
二 03	闭坑量	19528		1.67		326.25	
	SD法量	15162	77.64	1.83	88.83	285.12	87.39
二 01	闭坑量	40912		2.47		10105.20	
	SD法量	33876	82.80	2.24	90.57	7576.78	75.00
二 02	闭坑量	23511		2.15		506.59	
	SD法量	28477	82.56	2.12	98.60	603.65	83.92
二 04	闭坑量	30063		1.98		595.80	
	SD法量	26144	86.97	2.04	96.96	533.77	89.59

（2）用闭坑资料计算任意块段储量。

当工程控制较密时，即使块段较小，它的实际精度仍然很高。现用闭坑资料计算，并预测其精度。

表 2-3-11　A 矿段 2340～1996m 中段各采场 B 级储量对比表

（地勘资料）

采场号	计算对比方法	Q		C		P	
		t	实际精度%	%	实际精度%	t	实际精度%
一 01	闭坑量	17428	89.30	1.32	72.13	228.94	99.17
	SD法量	19517		1.83		230.85	
二 02	闭坑量	75848	70.91	1.81	92.54	1375.17	65.51
	SD法量	53786		1.68		900.94	
一 03	闭坑量	23342	95.54	1.20	70.92	279.86	67.65
	SD法量	24430		1.69		413.27	
一 04	闭坑量	51403	84.04	1.65	80.25	851.38	95.89
	SD法量	43184		2.06		687.87	

表 2-3-12 中闭坑量即传统几何法利用闭坑资料计算的储量。SD 法计算量与传统几何法闭坑量相差甚小，实际精度甚高。表 2-3-12 与表 2-3-11 相比，SD 法用闭坑资料计算远比用地勘资料计算结果实际精度高。

表 2-3-12 中各采场矿量的实际精度都在预测靶区之内。仅三 01 采场的预测靶区稍大外，其它采场预测精度与实际精度都十分接近。这再一次证明 SD 法精度预测是可信的。

此处，与表 2-3-12 相同、笔者还计算了其它采场的储量，效果亦好。在此不再列表赘述。

下面再将三 01 采场划成更小块(层块)计算，进一步考验 SD 法任意块段计算的效果。表 2-3-13 所列之计算结果可进一步说明，当工程控制很密时、SD 法计算小块段的精度仍然很高，而且传统闭坑量与 SD 法计算量相差甚微。

表 2-3-12　A 矿段 2040～1998m 中段各采场 B 级储量对比表

(生勘资料)

采场号	计算对比方法	Q			C		P	
		t	实际精度 %	预测精度 %	%	实际精度 %	t	实际精度 %
三 01	闭坑量	17428	99.19	83.91	1.32	95.45	228.94	96.70
	SD 法量	17570			1.26		221.38	
三 02	闭坑量	75848	95.85	93.58	1.81	99.12	1375.17	96.68
	SD 法量	79128			1.794		1419.31	
三 03	闭坑量	23342	93.97	90.72	1.20	91.67	279.56	97.52
	SD 法量	24846			1.097		272.64	
三 04	闭坑量	51403	96.96	95.91	1.65	94.54	851.38	91.30
	SD 法量	49828			1.56		772.32	

表 2-3-12、表 2-3-13SD 法量与闭坑量对比，实质是在同一资料的前提下与传统法对比。既然事实证明用同一资料计算，SD 法比传统几何法精度高(见表 2-3-2 之说明)，那么，此处同用闭坑资料计算应以 SD 法计算量当闭坑量才是合理的。

(二)狮山铜矿

矿体赋存于昆阳群绿汁江底部狮山层泥砂质白云岩和白云质

泥质砂岩中，属西矿带。矿体规模大，产状陡，经后期断裂改造形成
富矿。该矿正在开采中，选取已采空的 60—65 剖面间标高为
1078—1053m 中段间的范围，利用开采资料（生勘资料）作 SD 法
计算。称此块矿体为 B 矿段。

SD 法作了总量和任意块段矿量计算。从表 2-3-14 中的计算
结果看出，无论总量计算量还是任意块段（各采场）的计算量，其实
际精度都高。由于工程控制程度很高，矿块划小后，SD 法计算量与
传统法计算量十分相近。由此说明，当工程点分布十分密集时，不
论哪种方法计算储量，结果都很可靠。

表 2-3-13　里士矿三 01 采场各层块闭坑储量对比表

（生勘资料）

层块（中段标高）	计算对比方法	Q		C		P	
		t	实际精度%	%	实际精度%	t	实际精度%
2038～2034m	闭坑量	2266		1.56		35.44	
	SD 法量	2244	99.03	1.58	98.73	35.46	99.94
2034～2028m	闭坑量	3415		1.53		52.17	
	SD 法量	3519	97.05	1.61	95.03	56.65	92.09
2028～2022m	闭坑量	2656		1.16		30.16	
	SD 法量	2664	99.69	0.99	85.34	26.38	85.21
2022～2017m	闭坑量	1805		1.09	93.58	19.70	88.63
	SD 法量	1712	94.85	1.02		17.46	
2017～2011m	闭坑量	2681		1.36		36.42	
	SD 法量	2787	96.18	1.43	95.10	39.86	91.37
2011～2005m	闭坑量	2632		1.28		33.72	
	SD 法量	2684	97.97	1.27	99.22	34.11	98.86
2005～1999m	闭坑量	1974		1.02		20.14	
	SD 法量	1957	99.17	1.01	99.02	19.77	98.16
合计	闭坑量	17428		1.31		228.53	
	SD 法量	17570	99.17	1.31	100	229.69	99.49

(三)凤山铜矿

矿体赋存层位大致同狮山铜矿。凤山铜矿体在紫色岩层和胶结角砾岩边缘，品位高(个别品位特高)储量大，形态不规则。呈柱状、脉状、巢状，不稳定。为后期改造裂隙型矿床(属热液变质型)。

选取已采的 15 号、119 号两个矿体，利用生勘资料计算矿量并预测其精度。

计算范围：

15 号矿体取 1359—1329m 中段的范围，垂高 30m。包括 1359m，1353m，1347m，1341m，1335m，1329m 六个分层面，及 773—777 部分采场。称它 C 矿段。

119 号矿体取 1360—1329m 中段范围，垂高 31m。包括 1360m，1353m，1347m，1341m，1335m，1329m 六个分层面及 771、772、776 部分采场。称它 D 矿段。

用普通SD法计算时未作特高品位处理。计算结果见表2-3-15。

表 2-3-14 狮山矿 B 矿段总量及各采场矿量计算对比表*

(生勘资料)

矿量范围	计算对比方法	Q		C		P	
		t	实际精度%	%	实际精度%	t	实际精度%
B矿段总量	备采量	109747		1.545		1695.23	
	SD法量	109957	99.81	1.558	99.17	1713.64	98.93
九160/2～九161/2	备采量	21964		1.421		321.12	
	SD法量	22281	98.56	1.384	97.40	308.37	98.80
九161/2～九162/2	备采量	23498		1.555		365.46	
	SD法量	23674	99.25	1.588	97.92	375.96	97.21
九162/2～九163/2	备采量	22784		1.532		349.04	
	SD法量	22881	99.58	1.511	98.63	345.73	99.05
九163/2～九164/2	备采量	21090		1.588		334.93	
	SD法量	21016	99.65	1.593	99.69	334.78	99.98
九164/2～九165/2	备采量	20412		1.635		333.68	
	SD法量	20106	98.50	1.716	94.70	345.01	96.72

* 为对比方便，原采场范围在此略有变动。备采量仍为传统几何法计算量

C 块段和 D 块段储量，SD 法计算量与备采量很接近，实际精度都很高。预测精度与实际精度很接近，实际精度落在预测精度靶区内，因此，预测精度是准确的。由于未作特高品位处理，表 2-3-15 中，SD 法的品位均高于备采量的品位。

表 2-3-15 凤山铜矿 C 矿段和 D 矿段储量计算对比及精度预测表

（生勘资料）

矿体号	矿段号	计算对比方法	Q			C		P	
			t	实际精度 %	预测精度 %	%	实际精度 %	t	实际精度 %
45	C	备采量	39096	99.01	94.44	1.13	81.29	440.25	80.17
		SD 法量	39485			1.39		549.14	
119	D	备采量	21524	97.94	91.15	1.05	88.91	225.30	90.40
		SD 法量	21980			1.181		249.23	

二、云南个旧锡-多金属矿

开采历史悠久的个旧锡矿，是以锡为主，并有铜、铅、锌、钨等多种金属共生的大型矿床。成矿作用复杂，矿床类型也多。原生锡矿属两大成因系列：石英锡石及硫化物成因系列。有六大工业类型：云英岩型、矽卡岩型，硫化物型，氧化矿型，电气石细脉带型，含锡白云岩型。有五大矿石类型：硫化矿、氧化矿，电气石细脉矿，含锡矽卡岩，含锡白云岩。

这里选取三种工业类型的典型原生矿床，进行 SD 法试算。

（一）马拉格锡矿老阴山铅矿段

老阴山铅矿段位于“马松穹窿”西部倾没端，矿体受构造裂隙控制而成群分布。矿体多以似脉状的雁行式排列，赋存于中三叠统个旧组马拉格 1 段白云岩、石灰岩中。单个矿体皆为不规则的板状体，各向延伸及边界都不规则。单个矿体一般长 60—130m，垂直延深 90—200m，厚几米到几十米不等。我们选择了 I 矿化带中规模较大的已开采闭坑的 9 号矿体试算。

此矿体群为一贫锡而富铅型氧化矿体，富集在 1950—2030m 标高。地勘时，以 50—60m 中段，20—40m 川脉的四个中段对 I —

V 块段求 C_1 级储量，后矿山工程加密为 25—30m 开拓中段，同时以钻探和向上下沿脉坑探控制，求 B 级储量。主要矿体走向长>100m，倾斜长 200m，厚 6—20m。矿体形态，较复杂，金属含量较稳定，连续变化。我们分别用地质勘探资料和开采资料试算。

1. 利用地勘资料试算(表 2-3-16)

表 2-3-16 老阴山铅矿 9-2、3 矿体 I —V 块段储量及精度对比表

(勘探资料)

资料来源及计算方法	Q			C		P	
	t	实际精度 %	预测精度 %	%	实际精度 %	t	实际精度 %
开采量	197295	100		11.17	100	22030.1	100
勘探计算量：							
传统法量	304420	64.81		7.742	69.31	23569.0	93.47
普通 SD 法量	309911	63.66	77.63*	7.549	67.58	23396.7	94.16
SD 递进法量	303810	64.94		8.546	76.51	25964.9	84.85

* 为原始精度

SD 法计算量与传统法计算量十分接近，但与后来的开采量相差较大。不过，矿石量的实际精度已经达到 63—68%，如果以实际精度 60% 为下界作为 C_1 级储量的话，则此勘探储量已达到 C_1 级要求，可以认为此地勘储量是符合要求的。

预测精度较低，反映出工程控制程度较低。但它已达到 C_1 级储量级别的控制程度。此预测精度比实际精度大，使得实际精度落于预测精度靶之外，表明此精度预测不是太理想。地勘资料工程数较少，且工程点分布不匀，使得递进计算储量的过程不能递进计算精度，因此只能用原始精度替代之。当矿体较复杂，由原始精度作为预测精度，常常会使预测精度偏大，此即典型实例。就是说，此地段在地勘阶段还 2-3-17 中看出，几种 SD 法计算结果均与开采量十分接近。显然，用开采资料计算比用地勘资料精度高。

开采中，工程数增加，足以能使此矿段进行递进精度计算。递

进法计算的权尺化 U 和未权尺化 T 两个储量，虽然效果都还不错，但权尺化 U 量明显比未权尺化 T 量效果好。未权尺化 T 量，不仅与诸 SD 法计算结果相差较大，也与开采量相差较大，而且它的预测精度(95.55%)还大于实际精度(93.37%)。一般说来，T 量的不可靠性，主要指具体储量值的不可靠程度，它的预测精度应随不可靠程度增大而降低，也就是说，它的预测精度应≤93.97%(即使它远远小于 93.97%)才称预测是成功的。不过，它的预测精度误不具备得到可靠的预测精度的条件。原始精度虽然偏高，但也可作预测参考。至少由它可知，当时的工程控制程度不能求 B 级储量。

2. 利用开采资料试算

此开采资料，实际是在生勘资料的基础上略加密工程的资料。现选取上述矿段标高在 2042.77—1984.08m 的范围，进行对比。结果见表 2-3-17。

表 2-3-17 老阴山铅矿 9-2、3 矿体部分 B 级储量及精度对比

(生勘资料)

资料来源及计算方法		Q			C		P	
		t	实际精度 %	预测精度 %	%	实际精度 %	t	实际精度 %
开采闭坑量		101133	100		15.766	100	15945.21	100
普通 SD 法量	U	102396	97.55		15.179	96.28	15543.08	97.48
	T	102735	99.40		15.644	99.23	16071.70	99.21
SD 逼进	U	101451.2	99.68	95.84	16.808	93.79	17036.61	93.58
	T	107627.6	93.97	95.55	17.013	92.67	18310.41	87.08
SD 搜索	U	100665.9	99.54	99.23	14.812	93.95	14910.81	93.51
	T	101632.9	99.51	96.04	15.494	98.27	15747.17	98.76

表中的开采量不是开采出来的矿石量，而是指用开采中的地质资料计算的原地储量。从表差很小，仅差 1.58%。就是说，预测的客观真量(此为开采量)虽在预测靶区之外，但它紧邻靶区边缘，误差仅 1.58%。SD 法是在相信原始样品资料完全可靠的前提下计

算的。几乎所有矿区的数据的质量指标都不能达到100%的无误要求。因此，第一篇第四章中提到，SD预测精度本身的误差可允许<5%，那么，便可认为此铅矿的精度预测基本上是符合要求的。

（二）老厂锡矿

该矿有各类型锡矿床，互相重叠穿插，形成"五层楼"式。我们选取其中贯穿各类矿床的电气石细脉带型为代表。此型为含锡矽卡岩、含锡石英电气石及锡石-硫化物在裂隙中叠加矿化形成的矿床。矿床由密集细脉组成，细脉厚度一般由几毫米—几十厘米，它们密集成带，产状较陡，脉带延长数百米，主要受穹窿的张扭、扭性裂隙破碎带控制。少数受层间裂隙控制，此类矿床规模大，品位低，部分矿块可供露天开采，可选性良好。

这里选取老厂胜利坑17-6-1号矿体试算。该矿体曾以25m间距开拓，6—28m间距采准，以不平行垂直断面计算B+C级储量。现用该矿生勘资料，用SD法计算储量。

计算范围为1—10剖面，共222.5m长。由于在剖面上的取样线的方位很不一致，不能构造成剖面线的直角坐标，于是便不能积分求取面积。根据此实际情况，考虑到剖面上取样的密集程度高，圈圈矿体形态基本符合实际，于是，SD法采用求积仪求取剖面面积，由普通SD法求总储量的办法，进行一次积分得到矿体的储量。计算结果见表2-3-18。SD法计算量与开采量基本相近。

表2-3-18　老厂锡矿17-6-1矿体储量及精度对比表

（生勘资料）

资料来源及计算方法	Q		C		P	
	t	实际精度%	%	实际精度%	t	实际精度%
备采量	164580	100	0.621	100	1022	100
SD法量	167598	98.20	0.668	92.96	1119.56	91.29

（三）松树脚锡矿

该矿田位于"马松穹窿"东南倾没部位的荷叶坝穹窿上。矿空间展布及成因与马拉格矿田基本相同，已探明99个矿体，全锡石硫化物成因系列，我们选取属矽卡岩-硫化物型，呈似层状、镜状、脉状、柱状的1—5矿体，分别用勘探和开采资料，对12—8部面间的矿段进行试算，计算范围见图2-3-7。计算结果见表2-19、表2-3 20、表2-3-21。

表2-3-19 松树脚锡矿1—5矿体，12—13剖面锡储量及精度对比表

（地勘资料）

资料来源及计算方法		Q		C		P	
		t	实际精度%	%	实际精度%	t	实际精度%
备采量 Sn		289930		0.626		1814	
地勘计算量Sn	传统法	97622	33.67	0.789	79.34	770	42.45
	SD法	177433	61.20	0.451	72.04	800	44.10

表2-3-20 松树脚锡矿1—5矿体，12—13剖面铜储量及精度对比表

（地勘资料）

资料来源及计算方法		Q		C		P	
		t	实际精度%	%	实际精度%	t	实际精度%
备采量 Cu		289930		0.768		2221	
地勘计算量Cu	传统法	97622	33.67	0.471	61.49	460	20.71
	SD法	177433	61.20	0.483	63.05	857	38.59

表 2-3-21　松树脚锡矿 1－5 矿体，667－671 矿断面间锡、铜储量及精度对比表

（生勘资料）

资料来源及计算方法		Q			C		P	
		t	实际精度 %	预测精度 %	%	实际精度 %	t	实际精度 %
生勘计算量	备采量 Sn	114722			0.700		807.00	
	SD 法 Sn	117991	97.23	97.12	0.626	89.43	743.42	92.12
	备采量 Cu	114722			0.810		929.50	
	SD 法 Cu	117991	97.23	97.12	0.650	80.25	766.54	82.47

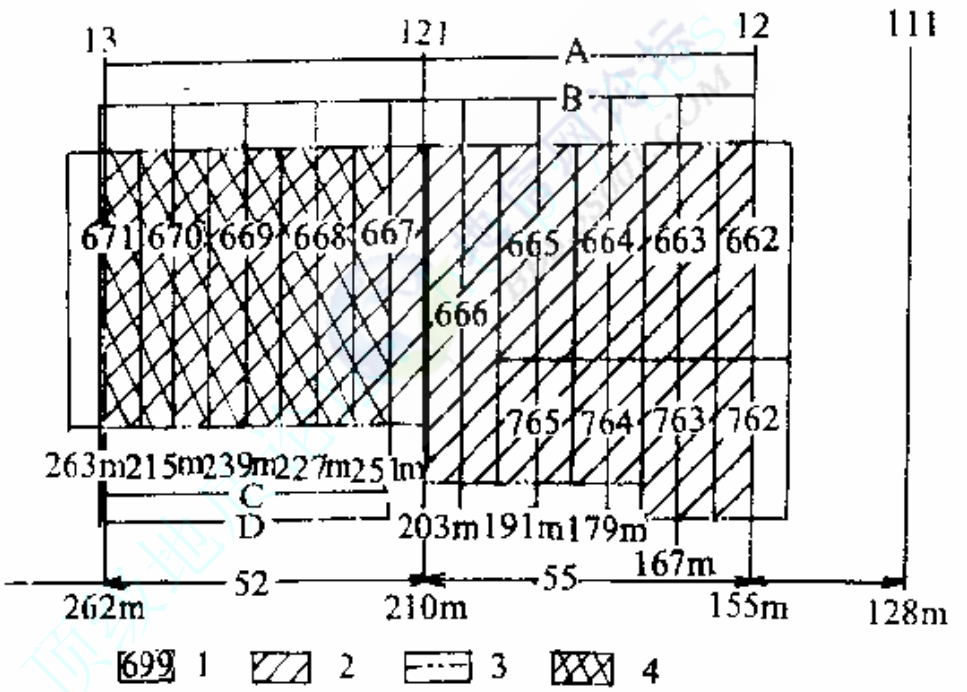


图 2-3-7　松树脚 1—5 矿体计算范围内，矿房与勘探线分布示意图

1—矿房号；2—备采量范围；3—勘探资料计算范围；4—生勘资料计算范围；A—SD 法、传统法地勘量；B、D—传统法备采量；C—SD 法生勘量

表 2-3-19 和表 2-3-20 为 12—13 剖面间勘探资料计算量。原

勘探时以 50m×50m 的网度用钻探控制求以 C_2 级为主的地质储量，局部求 C_1 级储量。传统法计算的储量与备采量相差甚大，实际精度只有 33.67%，若以精度等于 60%为 C_1 级储量级别限，则传统法计算的储量不能达到 C_1 级储量级别要求。而 SD 法利用同样资料计算之储量比较接近备采量，其实际精度为 61.20%，仅实际精度说来，它基本上达到了 C_1 级储量级别要求。而用传统法在探采对比时，仅实际精度说来，就会得出此矿区 50m×50m 网度不能求 C_1 级的错误结论。这也表明，不同的计算方法，效果大不一样，SD 法在此明显优于传统法。由于地勘资料的数据不足，这里未作 SD 法精度预测，用生勘资料数据计算时，可作精度预测。

表 2-3-21 为 12—13 剖面内，607—671 矿房断面间生勘（开采）计算量。SD 法与传统法备采量比较接近。因此，精度高，预测精度与实际精度很相近，说明计算较准确。

三、云南易门老厂钴矿

矿体主要赋存于昆阳群落雪组上部的白云岩中，以钴为主，伴生铜并与铜矿共生，属易门铜矿的东矿带。矿床成北东向分布，长 3.4km，宽 400m，由北向南分为山洞山、中间区、老厂村、大登塘四个矿段。钴矿分原生钴矿和风化土状钴矿两种。原岩钴矿贫，沿层分布，风化土状钴矿富，由原岩钴矿风化富集残积而成，故为沉积—变质—风化残积矿床。矿体形态不规则，成似层带状，透镜状以及风化壳面状等，属Ⅲ—Ⅳ勘探类型。勘探时，以风化土状钴矿为主。

风化土状钴矿经 1967—1969 年详勘，具小型矿床规模，并已露采，选矿性良好，故储量计算为对钴土矿的计算。

详勘时按 25m×25m 至 50m×50m 的网度求 C_1 级储量，生勘时，加密成 12.5m×12.5m—25m×25m 网度求 B 级储量。工程以钻探为主，结合坑探，按平行勘探线布置。储量计算以平行垂直断面法计算。

矿区矿体较多，老厂村 2 号、3 号矿体为规模较大者。矿体在

平面上膨缩显著，随地层扭曲较剧烈，但分支较小。分布于层间裂隙风化土层中。2号矿体长480m，平均厚约10.8m，斜深6—110m；3号矿体长410m，平均厚5.5m，斜深10—30m。我们选取老厂村2、3号矿体36—56线间（距离为234m）矿段用SD法试算。称此矿段为E矿段。计算结果见表2-3-22。

利用地质勘查阶段的资料，SD法计算量比传统法计算量（矿石量、品位、金属量）更接近生产勘探阶段的传统法计算量。预测精度为72.76%。可以确定此储量级别在C_1级范围内。如果以生勘传统法计算量作为衡量标准的话，则实际精度已达到76.57%，表明实际精度在预测精度靶区内。证明地勘阶段的SD精度预测是成功的。

利用生勘资料进行储量计算，传统法和SD法之计算量都比原利用地勘资料时的计算量减少了许多，说明矿体变化较大。生勘时加密网度，增加了近一倍的工程数，提高了工程控制程度。但是SD法预测精度增高却不大，预测精度仅78.28%。也表明矿体十分复杂。虽然表中的实际精度已＞90%，但因生勘阶段计算的储量误差仍然较大，它的实际精度便不能作为衡量标准，只能作为参考量。为此，经SD法计算后认为，此矿区不利于生产开发。当矿山生产部门正为上马还是下马举棋不定的时候，笔者将计算结果寄给矿山，为矿山生产部门最后决策收兵下马提供了依据。因此，老厂钴矿也可作为SD法投产计算的例子。

表2-3-22　老厂钴矿E矿段地勘C_1级储量与生勘B级储量及精度对比表

资料来源	计算方法	Q			C		P	
		t	实际精度%	预测精度%	%	实际精度%	t	实际精度%
地勘资料	传统法	104469	72.54	72.76	0.310	65.48	323.98	47.45
	SD法	98970	76.57		0.302	67.22	298.89	51.43
生勘资料	传统法	75782	93.85	78.28	0.203	92.61	153.74	98.91
	SD法	80751.688			0.188		152.06	

四、四川拉拉铜矿

四川拉拉铜矿属接触交代型矿床。矿体呈层状、似层状，产状平缓，矿体型态较复杂。该矿自50年代到80年代，历经过了二十多年的勘探。其中XLT矿段，位于矿区西侧0"—1"勘探线间的F_6断层以南及F_{10}断层以西的局部地段，面积约0.06km²。勘探中此矿段未单独计算储量。但大都划为B级储量矿段，后来因矿山设计的需要，又以20—30m×50—60m工程网度在1950m标高以上进行基建勘探控制。所获基建储量为：

	矿石量(t)	品位(%)	金属量(t)
表内量：	1641052	0.983	16139
表外量：	335816	0.376	1262
表内量＋表外量：	1976868	0.880	17401

投产前又以10—15m×10—15m布孔，在基建剖面上加密工程布槽于台阶上，核实了各台阶储量。认为原基建计算基本符合实际。

为验证SD法，昆明有色冶金设计院提供了XLT矿段的勘探资料。SD法对此矿进行了搜索计算和递进计算，并预测了精度。

SD法用勘探资料计算结果与基建量对比。对比条件为：边界品位0.3%，工业品位0.5%，工程数40个。

SD法计算结果为：

		矿石量(t)	品位(%)	金属量(t)
搜索法	表内量：	1758181	0.844	14831.80
	表外量：	58473	0.404	236.41
	表内量＋表外量：	1816654	0.829	15068.21
递进法	表内量＋表外量：	1965168	0.929	18256.88

从上面计算结果可以看出，递进法计算值与前面基建勘探计算值十分接近。二者矿量仅相差0.592%。搜索法略偏低。它们都接近基建勘量。由于开采地段与XLT矿段计算范围不完全一致，

表 2-3-23　四川会理拉拉 XLT 铜矿储量及精度计算表

（递 进 计 算）

代码.HXGHS

工业指标		工程数	矿石量 t	品位 %	金属量 t	预测精度 %	实际精度 %
边界品位 %	工业品位 %						
0.30	0.50	16	1767191.0	1.032	18223.74	82.023	89.393
		20	1746526.0	1.014	17709.43	85.082	88.348
		24	1769863.0	1.001	17716.62	87.251	89.529
		28	1740513.0	0.997	17345.61	88.870	88.040
		30	1787888.0	0.999	17863.49	89.534	90.449
		34	1828969.0	0.991	18118.66	90.650	92.519
		40	1965168.0	0.929	18256.88	91.940	99.408

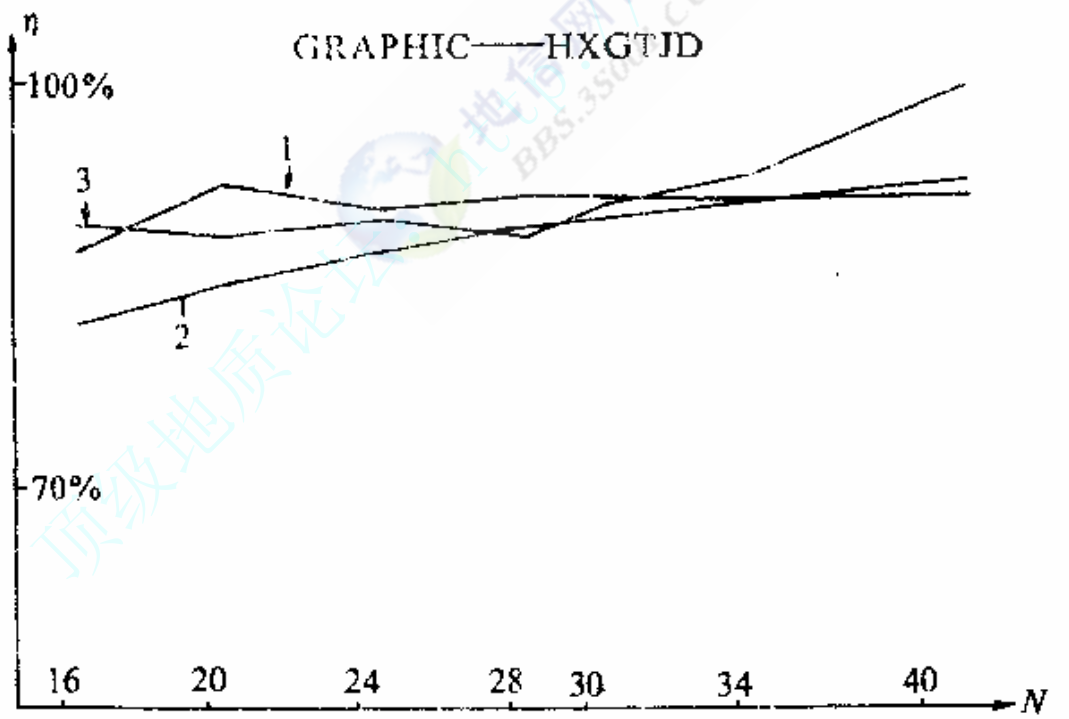


图 2-3-8　拉拉 XLT 铜矿储量精度曲线图

1—原始精度曲线；2—优选回归精度曲线；3—实际精度曲线

不便于探采对比。但从投产前的加密勘探，证实基建勘探基本符合实际的事实，可以简单的说明，这一计算结果精度较高。搜索法预测精度为91.45%，而实际精度为92.77%，递进法预测精度为91.94%，而实际精度已达到99.41%。说明SD搜索法和SD递进法计算储量的精度预测是成功的。

递进计算过程，从16个工程到40个工程的7次不同工程数的计算，总体上矿量是递增的，而品位值是递减的。这样金属量就保持在平衡状态下(表2-3-23)。

精度预测中选用的是优选回归精度，7次递进预测全落在靶区范围之内。而且预测精度与实际精度大都比较接近，进一步说明预测精度是成功的(表2-3-21)。

图2-3-8是根据表2-3-24绘制的原始精度、预测精度和实际精度曲线。预测精度曲线几乎都在实际精度曲线下面，而且贴近。预测精度均在80%以上，说明原勘探程度达到B级储量要求，同时也说明，矿体形态虽然较复杂，但分布较稳定。

表2-3-24　四川拉拉XLT铜矿储量精度稳健优化回归计算表

代码:HXGTJD HXGTJDD 基建量:1976868

类别	工程数	矿石量 t	原始精度 t	影响精度 %	优选回归精度 %	综合精度 %	实际精度 %
原始数据系列	16	1767191.0	87.459	80.790	82.023	82.716	89.393
	20	1746526.0	92.262	84.798	85.082	86.251	88.348
	24	1769863.0	90.365	86.270	87.251	88.263	89.529
	28	1740513.0	91.224	88.258	88.870	89.753	88.040
	30	1787888.0	90.872	88.487	89.534	90.365	90.440
	34	1828969.0	90.608	89.230	90.650	91.392	92.519
	40	1965168.0	90.816	90.816	91.940	92.579	99.408

第三节　投产计算的矿区实例

投产计算是指生产部门根据生产进展的需要而进行的计算。它只对生产计划起指导作用，而不起验证作用。将SD法用于投产计算的目的在于证明该法直接为生产服务的可行性。换言之，考验SD法计算结果能否为生产部门所接受、采纳。因此，计算中，只要求提供原始数据，不一定要知道地勘或生勘储量计算结果。

本节投产计算实例包括四川会理锌矿、云南建水锰矿、云南会泽铅锌矿，山东淄博铁矿。

一、四川会理锌矿

四川会理TBS锌矿（称HT矿区），位于康滇地轴中段，铅锌矿床赋存于晚震旦系灯影组白云岩中，属层控铅锌矿床。

HT矿区位于北东东—南西西向，向东倾伏的HT向斜南翼次一级背向斜接合部位，断裂构造发育。本区包括HT_1矿段和HT_2矿段。HT_2矿段由Ⅰ、Ⅱ号矿体组成，Ⅰ号矿体已开采完，Ⅱ号矿体东部2245分层及西部2237、2245分层正在开采，地勘时大多采用水平断面法计算储量。B级储量勘探网度为50—100m×100×50m，C级储量的勘探网度为100m×100m。

为了作Ⅱ号矿体开采的生产计划，会理锌矿要求用SD法计算1—12线东部三—八中段，西部二—八中段的保有储量，并重点计算东部三—四中段、西部三—四中段的分层储量。矿山在地勘基础上，对Ⅱ号矿体进一步作生产勘探，我们根据矿山提供的地勘数据，对上述地段进行了计算。计算前，我们不知道这个地段详细勘探（地勘）和生产勘探（生勘）中已有的传统法计算结果。1986年用SD法计算后将计算结果（表2-3-25，表2-3-26，表2-3-27以及详细储量计算册）寄给矿山。经他们开采核实对比后，1988年来函说："我矿多年的生勘同地勘、提交的储量相差太大。……SD法基本接近生产实际……对我们矿的开采以及地质工作起着相当大的作用"。例如"东部三—四中段，SD法比详勘时的传统法矿量少

26.6155×10⁴t，但比生产勘探矿量多 18.367×10⁴t。”这就是说地勘矿量比生勘矿量多得多。由此推算，我们便知东部三一四段，地勘时传统法矿量为 138.4725×10⁴t，生勘时矿量为 93.49×10⁴t。而用地勘资料算的 SD 法矿量为 111.8570×10⁴t(表 2-25)。我们暂且以传统法生勘矿量作为衡量标准(真量)的话，则SD法计算量与生勘量之比(实际精度)：

$$\eta'_{SD} = 93.4900 \times 10^4t/111.8570 \times 10^4t = 83.58\%$$

已达到 B 级储量，而传统法的实际精度只有：

$$\eta'_{传统} = 93.4900 \times 10^4t/138.4275 \times 10^4t = 67.51\%$$

达不到 B 级储量。这一矿区的计算结果说明了 SD 法计算量比传统法计算量更接近实际储量。证明了 SD 法直接用于生产的可行性。

应当指出，这里的所谓实际精度，是以生勘数字为衡量标准而 SD 法的预测精度为 90.03%，一方面说明 SD 法预测精度比较可靠，另一方面也可判断传统法计算的生勘矿量可能略为偏小。一判断，要待开采后证实。

表 2-3-25　HT 铅锌矿储量计算表

矿段		矿种	矿石量 t	预测精度 %	品位 %	金属量 t
东部矿段	三至八中段	Zn	5544596.0		10.383	575573.9
		Pb	5545089.0		1.487	82455.5
	三至四中段	Zn	1118570.0	90.036	6.300	70471.4
		Pb	1067028.0		0.611	6516.4
西部矿段	二至八中段	Zn	2015343.0		5.901	118939.3
		Pb	2050002.0		1.209	24784.2
	三至四中段	Zn	472186.0	88.137	7.744	36566.5
		Pb	472186.0		1.578	7451.1

表 2-3-26 HT 铅锌矿储量计算表

矿段			矿种	矿石量 t	品位%	金属量 t
东部矿段	二至八中段	三至四中段	Zn	1474370.5	6.876	101372.4
			Pb	1473319.2	0.705	10386.9
		四至五中段	Zn	1421776.3	8.643	122887.7
			Pb	1421756.9	1.128	16037.4
		五至六中段	Zn	931787.6	11.704	109055.7
			Pb	931852.6	1.56	14620.8
		六至八中段	Zn	1716664.1	12.223	209834.2
			Pb	1717105.4	1.949	33466.4
	三至四中段	一分层	Zn	104636.2	6.830	7146.6
			Pb	104645.6	0.580	606.9
		二分层	Zn	181098.8	7.191	13023.6
			Pb	180877.2	0.617	1116.3
		三分层	Zn	215188.5	8.23	17722.3
			Pb	216091.1	0.780	1685.5
		四分层	Zn	405950.7	5.497	22313.8
			Pb	369310.4	0.535	1977.0
		五分层	Zn	211696.7	4.969	10518.3
			Pb	196104.1	0.610	1196.2

表 2-3-27 HT 铅锌矿储量计算表

矿段			矿种	矿石量 t	品位%	金属量 t
西部矿段	二至八中段	三至四中段	Zn	422234.2	5.970	25209.0
			Pb	459886.6	0.790	3631.3
		三至四中段	Zn	606129.3	7.475	45308.9
			Pb	594103.6	1.131	6717.9
		四至六中段	Zn	987224.1	4.972	49081.0
			Pb	996012.2	1.415	14090.6
	三至四中段	一分层	Zn	40651.8	7.820	3178.9
			Pb	40651.8	0.723	294.0
		二分层	Zn	145359.1	7.893	11472.9
			Pb	145359.1	1.114	1618.4
		三分层	Zn	102391.2	8.442	8644.4
			Pb	102391.2	2.675	2738.9
		四分层	Zn	183784.2	7.180	13195.7
			Pb	183783.4	1.982	3642.8

SD 法还用不同工业指标的矿体圈定，搜索计算东部矿体三—四中段的表内、外储量，这将对矿山开采时作计划起到一定作用。

二、云南建水锰矿

云南建水 PT 锰矿床为一中型沉积微变质矿床。产于杨子准地台与藏滇地槽型褶皱系变质带的复合部位，中三叠统个旧组灰岩、白云岩之上，上三叠统乌格组碎屑岩之下的一沉积断面间的法郎组内。组内的含锰岩系分上下两个含锰段，下含锰段位于法郎组底部，上含锰段产于法郎组中上部，两者之间相距 420m。有五个含矿层。Ⅰ、Ⅱ、Ⅲ为原生锰矿层，Ⅳ、Ⅴ属次生矿层。原生矿层的矿体产状与围岩产状一致，矿区褶皱断裂发育，使得矿体形态十分复杂，加上碳酸盐基岩在风化过程中溶洞、溶沟发育，造成矿层顶底板极不规则，给勘探开采工作带来不少麻烦。

SD 法对 PT 锰矿区（0—8 勘探线间，称 GX 矿段）作投产计算，将 GX 矿段划为三个块段，按要求分别作混合锰矿和放电锰矿的储量计算。冶金锰矿量等于混合锰矿量减放电锰矿量，故计算结果只列出了混合锰矿和放电锰矿两栏（表 2-3-28），而未列冶金锰矿量。但可由表中的混合锰矿量减放电锰矿即得冶金锰矿量：

表 2-3-28　PT 锰矿 GX 矿段储量计算表

矿石类型	矿　段	代　号	矿石量 t	品位 %
混合锰矿	XA 块段	GXMAU	1480946.97	36.138
	XB 块段	GXMBU	852556.14	34.553
	XC 块段	GXMCU	645675.99	27.369
	总　计	GXM	2979179.10	33.784
放电锰矿	DA 块段	GDMAU	681298.00	42.502
	DB 块段	GDMBU	322209.00	46.480
	DC 块段	GDMCU	199230.00	42.282
	总　计	GDM	1202737.00	43.531

矿石量：$Q_{冶}$ = 2979179.10 − 1202737 = 1776442.1t

品位：$C_{冶}$ = 27.185%

地勘阶段传统法计算矿量为：

冶金锰矿石量： $Q_{冶}$ = 2266113t

品位： $C_{冶}$ = 31.50%

放电锰矿石量： $Q_{电}$ = 1293273t

品位： $C_{电}$ = 45.00%

矿山投产后，证实上述矿量减小，而且品位降低。SD 法计算量比传统法计算量减少为：

$Q_{冶}$：48.967 × 10^4t，占 21.6%

$Q_{电}$：9.05 × 10^4t，占 7.0%

移位由$C_{冶}$ = 31.50% 降为 $C_{冶}$ = 27.18%；

$C_{电}$ = 45.00% 降为 $C_{电}$ = 43.53%

由此，SD 法计算量比传统法量更接近实际。

此外，计算冶金锰矿时，也可从混合锰矿中单独圈出冶金锰矿来计算，其计算效果与上述方法是一样的。

三、云南会泽铅锌矿

这是作为一个原生氧化矿和砂矿床的一个例子计算，同时也是作为一个不平行断面的计算例子。

铅锌矿体赋存于石炭系摆佐组白云岩中，矿体形态复杂，不规则，呈透镜状、扁豆状、似层状。大小不一，走向长几米到几十米，倾向长几十厘米到几米。砂矿分冲积砂矿和残坡积砂矿。其中，BKS 地段（称 HB 矿段）砂矿已开采完毕，由于历史的原因，开采过程中十分混乱。开采后的地段未能计算开采矿量。也无法进行探采对比。为计算其开采矿量，我们用 SD 法对其计算，并将成果提交给矿山。

表 2-3-29　云南会泽 HB 铅锌矿储量计算表

矿　段	矿 种	矿石量 t	预测精度%	品位%	金属量 t
A 矿 段	Pb	130324.00		2.037	2654.44
	Zn	130324.00		2.143	2792.45
B 矿 段(1)	Pb	676913.59		2.716	18382.55
	Zn	676913.59		6.575	44506.75
B 矿 段(2)	Pb	638624.25	85.60	2.549	16282.06
	Zn				

表 2-3-30　云南会泽 HB 铅锌矿 N 块段砂铅矿储量及精度计算表
（递进计算）

代码:HBPKBNT

工业指标		工程数	矿石量 t	品位 %	金属量 t	预测精度 %
边界品位%	工业品位%					
0.50	0.70	16	455297.000	2.811	12800.28	85.443
		20	423221.600	2.905	12294.57	88.005
		21	438588.300	2.898	12708.83	88.511
		23	440128.500	2.893	12732.31	89.404
		28	441557.100	2.898	12798.30	91.128
		33	474331.600	3.066	14544.73	92.370

HB 矿段长约 740m，平均宽 120m，主要为河道及喀斯特漏斗中的残积砂矿，喀斯特漏斗最深达 130m。勘探过程中，分别按平行和不平行断面布置施工，SD 法计算时，将平行和不平行勘探线的地段分别分块进行计算，结果见表 2-3-29、表 2-3-30。对不平行勘探线地段的储量还作了精度预测，结果见表 2-3-31。另外，还按 7m 间距将 2527—2492m 标高地段分成六个台阶，分别计算了各台阶储量，结果见表 2-3-32。

表 2-3-31　云南会泽 HB 铅锌矿 N 块段储量精度稳健优化回归计算表

代码,HBPKBNT　HBNTJDD　HBPKBNU　HBNUJDD

类别	工程数	矿石量 t	原始精度 %	影响精度 %	优选回归精度%	套合精度 %
原始数据系列	16	455297.0	77.201	71.980	85.443	88.759
	20	423221.6	78.150	74.277	88.005	92.436
	21	483588.3	76.598	73.273	88.511	92.779
	23	440128.5	77.947	75.294	89.404	93.352
	28	441557.1	78.227	77.050	91.128	94.436
	33	474331.6	76.109	76.109	92.370	95.214
权尺化系列	16	396395.0	85.596	79.806	80.465	80.953
	20	361206.3	88.651	84.257	83.737	84.428
	21	376755.8	87.839	84.026	84.390	85.058
	23	378229.8	87.551	84.571	85.552	86.171
	28	380429.8	89.123	87.783	87.817	88.340
	33	412809.8	88.748	88.748	89.469	89.921

四、山东淄博铁矿

山东淄博 HW 铁矿(称 LX 矿区),矿体长约 1800m,宽 40m,延深 300m,属一大型沉积变质铁矿。矿床赋存于奥陶系下马家沟组石灰岩中,受地层控制,呈似层状、脉状、豆角状,与地层平行产出。矿体走向北东,产状平缓,倾角一般为 5°—15°。

矿体较稳定。生勘网度为 25m×25m,矿床已开采。为了进一步制定深部开采计划,该矿要求用 SD 法对全矿分台阶计算矿量。

该矿布置 50 多条勘探线,施工钻孔 500 余个,数据量十分庞大。为了考验 SD 法对大数量数据的运算,又便于矿山分块使用。于是,将矿体分成 A、B、C、D 四个块段计算。已选取 B 矿段,从 0 线到 28 线共 15 条勘探线 137 个钻孔的取样资料,用不同工业指标自动圈定矿体,并采用搜索法计算储量。同时,对此矿段标高 95m 以上,按 10m 的间距划分为六个台阶,分别以三组不同工业指标

表2-3-32　　云南会泽HB铅锌矿N块段台阶储量计算表

代码:HBPKGNT－AQIS

工业指标		表内储量			表外储量			总储量		
边界品位(%)	工业品位(%)	矿石量(t)	品位(%)	金属量(t)	矿石量(t)	品位(%)	金属量(t)	矿石量(t)	品位(%)	金属量(t)
N块段总储量										
0.50	0.70	448689.700	3.247	14569.00	25311.680	0.608	153.81	474001.400	3.106	14722.81
2527.0—2520.0m台阶										
0.50	0.70	4616.414	1.779	82.12	10.473	0.680	0.07	4627.242	1.776	82.19
2520.0—2513.0m台阶										
0.50	0.70	7334.945	3.464	254.11	66.156	0.754	0.49	7334.945	3.440	254.61
2513.0—2506.0m台阶										
0.50	0.70	62151.020	2.231	1386.29	1518.859	0.663	10.06	63669.880	2.193	1396.36
2506.0—2499.0m台阶										
0.50	0.70	54892.420	3.271	1795.69	3151.164	0.621	19.56	58043.580	3.127	1815.25
2499.0—2492.0m台阶										
0.50	0.70	48187.010	2.990	1440.62	3363.184	0.635	21.35	51550.190	2.836	1461.97
2492.0—2485.0m台阶										
0.50	0.70	33432.280	2.800	936.14	1127.652	0.655	7.39	34559.930	2.730	943.53

圈矿石计算对应的总储量(含表内、外储量)和各台阶储量(含表内、外储量)。最后作了精度预测。全部计算仅用了一个小时的时间。证明SD法用在WANG-VS100上具有快速性和可行性。

计算结果寄到矿山后,该矿要求继续将全部块段计算完,并再进一步将小台阶间距为1m,划成更小的$25\times25\times1m^3$的小块段进行计算。笔者将在适当时候继续作完上述计算工作。

第四节 矿区实例分析小结

通过十三个矿山的实例计算,可以认为:基本达到SD法试算的目的。

1. 实现了SD法与传统法的可比性。

2. 在探采对比计算中,证实了SD法比传统法更接近生产实际,即SD法具有更高的可靠性。

3. SD法可以直接投入地质勘探各阶段工作中应用。证实了SD法应用的可行性。

4. SD法的精度预测效果在实践中得到了检验,证实了SD精度法的可信性。

5. SD法从数据处理、矿体圈定直到精度预测等整个储量计算一体化得到了实现,说明了SD储量计算方法的完整性。

6. 实例中的矿种包括了金属和非金属矿,金属矿中包括有色和黑色金属矿。矿床自然类型有沉积型、热液型、风化残坡积型以及砂矿床等,说明了SD法应用的广泛性。

7. 实例中,包括了简单到复杂的矿体;从工程数少到工程数多的矿区;从整体计算到分块计算;从单品级计算到多品级计算以及不同工业指标的计算等,表现了SD法应用的灵活多样性。

总之,通过上述实例,从实践上证明了SD法理论的正确性和方法的可行性。SD法研究是成功的。

结 束 语

几年来，SD 法通过十余个正在开采和已经开采矿区的五十多个矿段(块)的探采对比试算，取得了良好效果。基本上验证了 SD 法理论和方法的正确性、实践的可行性和计算结果的可靠性。完成了由国家自然科学基金为主资助的 SD 法研究任务。

一、SD 法理论与方法

SD 储量计算法是一种适应我国矿产勘探开发的实际情况，博采国内外储量计算方法之众长，在继承和改造传统法的基础上创立和命名的系列储量计算方法。该法从一个新的角度导出结构地质变量概念和矿体分维概念，建立的一套最佳结构曲线断面积分动态储量计算及储量审定计算法。

SD 法涉及了矿产储量计算的全部基本问题。通过设计权尺模型、引入样条函数模型，组构优化极限逼近模型，从数据取值到整个运算的一系列稳健步骤，建立了储量计算的普通 SD 法、搜索递进法和极限精度法。并成功地建立起了一套 SD 法软件系统，从而实现了矿产储量计算的科学化和自动化。

二、SD 法用途

SD 储量计算法主要用于固体矿产储量计算、预测和优化管理。

1. 用于矿床地质勘探中的储量计算，并为确定勘探程度、经济评价提供定量依据；

2. 审查矿产储量报告时核准储量和储量级别；

3. 用于矿山设计中储量计算和可行性论证；

4. 用于生产矿山的三级矿量管理；

5. 在确定勘探、开采方案时，用于选定合理的工业指标和动

态地圈定矿体。

三、SD 法功能和效果

1. 储量精确可靠

精确，指 SD 法计算的储量比其他一些方法（如传统断面法）计算量更接近客观真量（或备采量）。就是说，SD 法实际精度要比传统法精度高。如里上矿，用同一勘探资料计算储量，传统法储量与闭坑储量之比为 79.7%，而 SD 法储量与闭坑储量之比为 96.5%。品位之比，传统法为 91.93%，而 SD 法达到 98.84%。所试算的矿床中，凡有可比性矿区的计算，尚未出现有传统法储量较 SD 法储量更接近客观真量的情况。

可靠，指 SD 法具有有效的自检功能，即对计算之储量能作出成功的精度预测。精度预测指示出地下不能真知的客体储量是在多少数量范围内存在。SD 预测精度从定量角度指出了计算之储量的精确程度，指出了工程控制程度。从定量方面为确定储量级别及勘探程度提供了可靠依据，增强了地质勘探、矿山设计和开采的把握性。

对 11 个矿区预测后，有 7 个矿区得到反馈证实。所预测的 12 个矿段 47 种情况的精度预测，均能得到满意和比较满意的结果。

2. 方法简便灵活多用

（1）SD 法只需勘探范围内取样的原始数据，而不依赖矿体内外边界形态的人为圈定，即可较为准确地计算出它的储量。

（2）SD 法不仅可以计算总体储量，而且可同时计算区段内任意形态和大小的块段储量，包括中段、台阶等储量。

（3）SD 法可以同时在多种不同工业指标（如边界品位、工业品位、可采厚度等）条件下，自动圈定矿体并计算表内表外储量。这给合理选择工业指标，决策最佳储量方案，经济评价，提供了依据。

（4）SD 法可同时计算出同一矿区范围内的不同工程控制程度的储量。

3. 计算全部计算机化

SD 法从原始数据输入到计算结果输出，全部实现了计算机

化，形成了一个SD法程序包，它包括16个程序系列，各程序是按人机对话设计的软件系统，计算灵活。

四、经济效益

灵活多用的SD法软件系统的实施，加快了储量计算的速度，提高了效率，节约了时间、资金和人力。据13个矿山实例粗略对比，节约时间约为10～20倍，节约资金约为5～10倍，节约人力约为2～4倍。

五、SD法适用条件

1. SD法储量计算是以清楚的地质认识为前提的。计算的矿体应是同一矿体或同一矿源的矿带。对于因构造复杂而破坏厉害的矿床，SD法效果稍差，但对形态复杂、矿化变化大的矿体，SD法效果尚好。

2. SD法主要适用于内生外生的金属矿床和一般非金属矿床，不适用于某些特殊非金属矿床，如石棉、云母、冰洲石等。

3. SD法属断面法，故它适于以勘探线为主的矿区。勘探线平行或不平行均可，断面可是垂直的，也可是水平的。工程偏离勘探线过大时，SD法效果较差。

4. SD法计算储量时，要求最少有2条勘探线，每线最少有两个工程。预测精度时，则要求最少有1条勘探线，每条线有4个以上工程数。因此，SD法适用于由初勘到生勘以至矿山开采各个阶段。

六、存在和尚需进一步讨论的问题

1. SD法是在承认观测值可靠的前提下计算储量和精度的。倘若工程和工程取样质量和化验水平不高，必然导致储量和精度计算的误差。这种误差的大小，SD法目前尚未能予以科学地定量估计。

2. 精度计算中的实际精度等于SD储量与备采储量之比。它是以备采储量当真量来作为衡量标准的，如果SD法采用备采资料计算得到的储量，也应是备采储量，而原来的备采储量是传统法计算的储量。由于SD法较传统法精确，此时，应以SD法储量为衡

量标准才是合理的。应该说，同是备采储量，用SD法计算量作备采量更为可靠。客观真量的估计量，应该是SD法递进极限量，不再是备采量。由此也可以得出备采储量本身的精度和误差。

七、展望

储量级别的定量标准，长期以来是个争论议题。如果没有定量标准，难以对矿产勘探程度进行划分，特别是难以估量矿产储量使用上的风险度，并由此可能造成巨大的损失。如果一定要制定出定量标准，可现在又无法在矿产勘探过程中按储量级别的定量标准要求相应求出具体可靠的级别量（误差或精度）来。世界各国曾都有过这种定量标准，但因无法实施，而有取消定量标准的趋势。苏联、美国两个国家也于80年代放弃了储量级别的定量标准。

但是，无论如何，取消定量标准，是一种退步。SD法预测精度的成功，给这种定量标准的再次肯定指出了美好前景。储量级别的划分，必定会向科学的定量标准方向发展。

附篇

矿体的分维概念

维，是几何空间或客体的重要参数。状态空间的维数，就是描述该空间中运动所需的变量个数。人们对于几何空间维的认识，常常是整数维的概念。例如，空间的点是零维空间，空间的直线是一维空间，平面是二维空间，体是三维空间。实际上，豪斯道夫(F. Hausdorff)早在 1919 年就定义过非整数维，可是人们长期以来，仍然沿袭着整数维的概念。到 1973 年，法国数学家曼德尔布罗(B. B. Mandelbrot)比较系统地提出了分数维几何学的思想，引起了西欧学术界极大兴趣和足够的重视。近十几年来，分维几何学得到了迅速发展和应用。

一 几何体的维数

自然界的客体形态，常是很不规则的、复杂的。人们为了认识的方便，常把不规则体规则化，把复杂体简单化。于是，人们便习惯于整数维的概念。例如，初等平面几何研究的几何体，主要是直线和圆，平面解析几何主要研究的几何体是一次和二次曲线，微分几何学研究的几何体要求连续可导，等等。倘若复杂客体被规则化、简单化后而不能比较准确地反映客观规律的时候，常常用统计学来描述客体的规律。地质统计学也由此而产生。它们都是在统计意义下对客体的认识。随着科学技术的飞速发展，对客观世界认识逐步深化，人们要求对复杂的客体作更科学的刻画。例如，讨论一个复杂客体的复杂度的时候，其它一些方法难以胜任，而分维几何

学在这个领域里却占了极重要的位置。

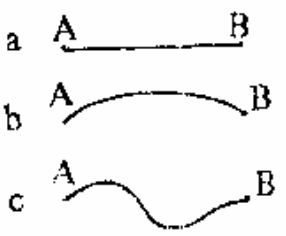


图 1　不同状态的线段图

如图 1，三种状态的线段 AB，能说都是一维吗？不能。就其复杂程度说来，(a)是一直线段、最简单；(b)次之；(c)最复杂。但是，给出怎样的一个数值能描述它们之间复杂程度的差异呢？豪斯道夫维数就能给出其确定的差异值来。

将直线段 AB 放大 2 倍后，得到等于原来线段 AB 的 2 倍的线段，即 $2^1=2$，称线段是一维的；如果以 AB 直线段，构成每边边长为 AB 的正方形，AB 放大 2 倍，得到等于原来正方形 4 倍的正方形，即 $2^2=4$，则说此正方图形是 2 维的；同样，一个立方体，则为 $2^3=8$，则称此立方体是三维的。由此推广，可以得到一个通式：

$$h^n = L \tag{1}$$

n 是维数，h 是 n 维几何体的每一维的放大倍数，L 为放大后等于原有图形的个数。于是，维数：

$$n = \ln L/\ln h \tag{2}$$

这样，直线、正方形、立方体，其比值 $\ln L/\ln h$ 均是整数。因此，维数 n 也就是整数。对于复杂几何体说来，情况就不同了，它的比值不一定是整数，而常常是分数，这就是分数维，简称分维。用公式(2)广义地来定义几何体的维数，称豪斯道夫维数。

如果将区间[0,1]分成 $1/m$ 的 m 个线段，舍去中间的不包括两端的一个 $1/m$ 的线段，将剩下的 s 个线段，每段再分成 $1/m$ 的 m 个线段，也同样舍去中间一段，照此下去，以至无穷，留下来的是无穷的不可数的点集，称康托尔集，用豪斯道夫维数定义得到区间[0,1]点集的维数：

$$n = \ln L/\ln h = \ln s/\ln m$$

如果，每次分成 3 段，则 $m=3$，$s=2$，于是 $n\doteq 0.6309$。就是说，对于

这无穷多个不相衔接的点集的维数，既不是零维，也不是一维，而是介于[0,1]之间的分维数。由此描述了它的图形的复杂程度。

对于任何一个几何图形，都可以按一定规则求出它的豪斯道夫维数，来刻画几何图形的复杂程度。

平面上的任意曲线，当AB两端点固定的时候，如果AB间曲线的路径越长，则曲线越复杂（如图1(c)）。若用一个长度为l的量尺，沿曲线从A到B度量，对图1(b)，总共计量了P次，对图1(c)，总共计量了q次，($q>p$)，则图1(b)曲线的长度$L_b=pl$，图1(c)曲线的长度$L_c=ql$。如果要进一步测量得精确些，必须缩小量尺l的长度。对于二图形的量度，随着l的无限缩小，L_b和L_c的长度都将趋于∞。不过，q增长的速率较p增大的速率要大，表明曲线(c)比曲线(b)的复杂程度要高。曲线越复杂，增大的速率越快。p、q的增大速率与l^n成反比，即：

$$p = R_b(1/l^{n_b})$$

$$q = R_c(1/l^{n_c})$$

R_b、R_c是比例常数，$P_c>R_b$，n_b、n_c为曲线(b)及曲线(c)的豪斯道夫维数。

将图1(b)的曲线长度$L_b=R_bl^{1-n_b}$、图1(c)的曲线长度$L_c=R_cl^{1-n_c}$推广到一般：

$$L = Rl^{1-n}$$

令$a=R$，$b=1-n$，则：

$$L = al^b$$

此即一般的幂函数公式。则豪斯道夫维数n为：

$$n = 1 - b$$

维数n描述了曲线内在结构，并从定量角度确定了曲线的复杂程度。如果此曲线表征实用物理量的话，则这种复杂程度的定量刻画，将具有十分重要的意义。为此，我们将分维概念引入复杂的矿体中。

二　矿体的分维

矿体是有用的地质体。地质勘查工作的本质就在于对它的认识，重要的一环是对它的空间形态的认识。众所周知，它的空间形态因各种地质条件不同而各异。判断它的复杂程度，主要根据边界外形、矿化连续性和矿体厚度等因素的变化程度。它的这些因素虽然是客观存在，但常常是未知的。而且，对于某一个具体矿体说，诸因素的变化程度，决定于工业指标的确定和工程控制程度两个主观因素。如果工业指标一旦确定，矿体的复杂程度便决定于工程控制程度了。地质剖面图上绘出来的矿体形态，是在某一固定工程数情况下靠经验主观推测的。它一般不是矿体真正形态。如果增加工程数后，矿体形态随之被改变，并且随着工程数的增多，矿体的形态越复杂。这样，在一定意义上说，矿体的复杂程度乃是工程数的函数。

认识矿体复杂程度，对确定勘探程度、矿体储量计算等方面都很有用。我们仅从储量计算的角度来研究它的复杂程度。

一个形态十分复杂的矿体，如果，工程数极少，剖面图上绘出的矿体形态可能很简单，由此而计算的矿体面积以及最后计算的储量与客观储量可能相差很大。显然这种误差与矿体的复杂程度有关。特别是与矿体的厚度和品位变化的复杂程度有关。如果只考虑矿石量的误差，则矿体厚度的变化就成了主要影响因素。

矿体厚度 H 与工程数 N 一般不存在函数关系。随着工程数增多，厚度时而增大，时而变小，变化不定。但是，如果将厚度值作出散点图来，就有可能找到某种函数关系。如图 2。有 K 个工程构成矿体厚度的散点图。（即 $N=1,2,\cdots,K$）。若固定首尾两点 A、B，中间任意增加或减少工程的矿体厚度点。不难证明，通过 K 个点的曲线长度，比通过 $K-i(i=1,2,\cdots,K-2)$ 个点的曲线长度要长，比通过 $K+i$ 个点的曲线要短。就是说，随着 AB 间工程数的增多，AB 间的曲线长度增长。曲线长度是工程数的函数。

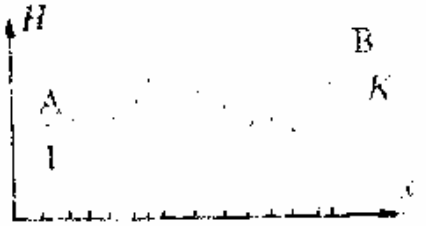


图 2　断面上矿体厚度散点图

根据豪斯道夫维的定义，即可对矿体厚度变化程度作分维计算。

这里仅将计算结果与效果作一剖析。

为了讨论方便，先假设矿体是一个半球台（由半径为 40m，按球冠高 10m，两边对称地各截去一块的半球体构成的半球台），此半球台的真实体积为 122522.1135m³。若在半球台上钻孔，哪里孔

表 1　半球台体积、分维数、精度计算对比表

工程数	体　积 m³	分维数	预测精度 %	实际精度 %
28	94580	1.06579	76.902	77.194
33	104885	1.06629	79.692	85.605
38	105210	1.06700	81.880	85.870
45	104800	1.06777	84.255	85.536
52	107244	1.06848	86.079	87.530
59	111423	1.06534	87.524	90.126
理论体积	V＝122522.1135m³			

距大就在哪里钻。每钻一批孔之后，以取样厚度为依据，计算一次它的体积和分维值。这样，得到一系列半球台体积和分维值。为了减小计算的复杂性，而又不影响分维的稳定性。求体的分维可转化为求断面上分维。对于一断面上线的分维数说来，它即反映该断面方向上矿体厚度的复杂程度。取各断面分维均值及纵方向（垂直于诸断面方向）上分维的几何均值，即可表示体的分维。（它不是体的分维值，只是"表示"而已）。见表 1。随着取样数的增多，分维值逐渐增大。

又例如，云南易门里士铜矿是一个似层状矿体，总体形态较简

单，厚度变化不大。为对比方便，将其中硫化矿块段作分维计算。计算结果见表 2，表明它的厚度曲线分维数随工程数的增加所递增速率很慢，说明其厚度曲线简单，其变化程度更简单。

类似地，对于诸如此类厚度变化不同的矿体，可以用分维概念去刻画它的复杂程度。问题还远不止厚度，其它地质变量均可类似地求分维，本文在此不赘述。

表 2　里士铜矿硫化矿块段矿石量、分维数、精度计算对比表

工程数	矿石量 t	分维数	预测精度 %	实际精度 %
16	354971.3	1.002045	87.704	90.738
20	372828.1	1.002068	89.916	95.302
21	374416.8	1.002069	90.350	95.708
22	374379.6	1.002069	90.748	95.700
23	374638.5	1.002082	91.114	95.765
24	374086.0	1.002228	91.453	95.624
27	376512.3	1.002639	92.330	96.244
32	372931.3	1.003869	93.450	95.329
37	372743.0	1.004567	94.428	95.281
开采矿石量	$Q = 391206.0$t			

三　分维对矿体的定量预测作用

既然分维数是从定量角度刻画几何体的复杂程度的尺度，而分维数又是工程数的函数，那么，就有可能对复杂的矿体矿量作出有效的定量预测。诸如勘探程度，储量精度等方面的定量预测。

我们知道，无论用什么方法计算矿产储量，同一个矿体对象，如果其它条件完全相同，当采用不同工程数分别计算储量时，则其储量值一般不会相等。而且，也不一定随着工程数的增加，储量数字也增加或减少。因此，储量值不是工程数的递增函数。方差分析（包括克里格方差分析）表征矿体的变化程度，也同样存在这样的问题。即是说，方差（均值），不随着工程数的增大而增大或减小，工

程数与方差之间，一般说来不存在这种递增(减)的函数关系。因此，用各种方差对矿体预测是困难的。

分维数用于矿体预测的最大优点，在于随着工程数的增加，分维数随之增大，增大的速率与矿体的变化复杂程度有关。矿体较复杂，速率大，分维数的值也大，反之相反。这种递增(减)函数关系，对于不同类型矿床，采用不同工程数，就可预测它的工作程度和储量精度。具体计算方法，在本书第一篇中有较详的叙述。结果见表1，表2。

从表中可以看出，对于规则的半球台说来，随着工程数的增多，它的体积值随之增大而逐渐接近真量。对于不规则的里士铜矿硫化矿块段说来，随着工程数的增多，它的矿石量不随之增多，而是保持在 37×10^4t 左右。两例中，分维数和预测精度都是随工程数增多而增高的。每次均使得实际精度在预测精度之内，而且预测值与实际值十分接近。这就是分维概念用于矿体预测中成功之处。

从工程数与预测精度之间的关系，完全有可能从定量角度来确定地质勘探程度。

可见，分维概念引入矿体中，使我们加深了对不规则而复杂的矿体的认识。本文仅以分维概念去涉及矿量方面进行讨论。其实何只矿量，地质体中具有空间分布的任何变量都可以引入分维概念去认识。在地质科学领域里，分维几何体可以说是层出不穷。因此，分维概念引入地质体十分必要和重要。

参 考 文 献

[1] 邓聚龙，1986，灰色预测与决策，华中工学院出版社。

[2] 邓自立，1985，程序设计语言 FORTRAN 77，高等教育出版社。

[3] 侯德义，1984，找矿勘探地质学，地质出版社。

[4] 侯景儒，黄竞先，1982，地质统计学及其在矿产储量计算中的应用，地质出版社。

[5] 假谷太一〔日〕，1985，预测知识，科学技术文献出版社重庆分社。

[6] 南京大学数学计算专业，1979，数值逼近方法，科学出版社。

[7] 丘王圃，1982，FORTRAN 程序设计，科学出版社。

[8] 儒尔杂耳 A·G·，尤布雷格茨 CH·J〔法〕，1982，矿业地质统计学，冶金工业出版社。

[9] 谭浩强，田淑清，1985，FORTRAN 77 结构化程序设计，高等教育出版社。

[10] 王学仁，1982，地质数据的多变量统计分析，科学出版社。

[11] 西格耳 S·，1986，非参数统计，科学出版社。

[12] 杨位钦，顾岚，1986，时间序列分析与动态数据建模，北京工业学院出版社。

[13] 姚勇，，1987，熵、分维、李雅普诺夫指数与混沌，自然杂志，第 5 期。

[14] 于崇文等，1980，数学地质的方法与应用，冶金工业出版社。

[15] 赵鹏大，胡旺亮，李紫金，1983，矿床统计预测，地质出版社。

[16] 潘恩沛等，1988，铀资源评价（译文集），原子能出版社。

[17] David, M., 1977, Geostatistical ore reserve estimation.

[18] Mandelbrot, B. B., 1982, The Fractal Geometry OF Nature, W. H. Freeman.