

吴庭芳

某铜矿(包括A、B两矿区)是我国著名的斑岩铜矿区,也是我国引进国外技术进行设计的一个矿山。原勘探单位*采用传统储量计算方法——垂直断面法进行了储量计算;美国福陆(Flour)采矿和金属公司(以下简称福陆)采用近十多年来在西方发展起来的新方法——地质统计法(克立格法)再次进行了计算。由于双方在矿体圈定、工程外推等方面的做法不同,导致计算结果的差异。为了正确使用资料,探讨储量计算技术,对两种计算成果进行对比分析,是有意义的。

基本情况

1.矿床赋存在浅变质岩(千枚岩与变质凝灰岩互层)与花岗闪长斑岩的接触带附近。A矿主岩体呈岩株状,其主轴以 50° 倾角向北西倾斜。B矿主岩体呈筒状,以 40° 向北西倾伏。

成矿过程中,围岩发生广泛的“面型”蚀变。两矿分别有硅化、绢云母化、钾长石化、绿泥石化等,以接触带附近最强,向两侧逐渐减弱,具明显分带性。

矿化作用受接触带控制,矿化强度与围岩蚀变强度呈明显正相关。主矿体为空筒状,向北西倾伏,水平切面呈环绕岩体的圆环状(见图6)。纵向上呈向北西倾斜延伸

的透境状或似层状。B矿平均环厚300m,矿体在变质岩中占 $2/3$ 。

勘探手段主要为岩芯钻探。基本网度A矿为 $200 \times 100\text{m}$;B矿为 $140 \times 140\text{m}$ 。两矿均有部分验证坑道。A矿在生产过程中,开拓有南山125和北山125、185等三个中段,进行了系统刻槽取样。

2.传统储量计算各项指标,边界品位 $0.2\%\text{Cu}$,最低工业品位 $0.4\%\text{Cu}$ ($0.2 \sim 0.4\%$ 为表外矿),最小可采厚度2m,夹石剔除厚度4m。

储量计算采用垂直断面法。单工程、剖面平均品位计算,分别用样品长度和各孔矿体厚度加权。体积计算根据情况分别采用棱柱公式、截锥公式或锥形公式。当矿体厚度 $>70\text{m}$ 时外推一个 C_1 级工程间距,但不大于100m。矿体厚 $30 \sim 70\text{m}$ 时,外推工程间距的 $1/2$ 。矿体厚 $<15\text{m}$ 时,外推一个工程间距的 $1/4$ 。

钻孔网度 $100 \times 50\text{m}$,配合其他条件计算 A_2 级储量; $100 \times 100\text{m}$ 和 $200 \times 100\text{m}$ 时,分别为B级和 C_1 级储量。

3.福陆的储量计算方法,采用地质统计法。

铜的半变异曲线(图1)表明:水平方向为各向同性;垂直方向的矿化比水平方向更为连续。A、B两矿在垂直和水平方向的

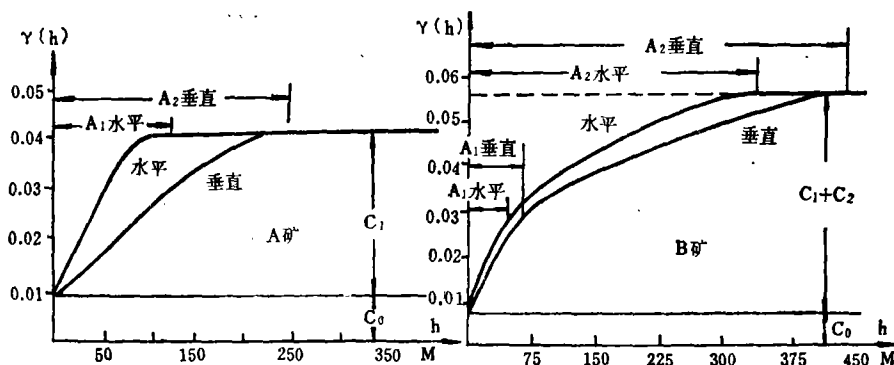


图1 变异曲线图

* A、B两矿分别由江西省地质局××地质会战指挥部和江西冶勘四队勘探。

各向异性大约是 2 : 1。反映了矿化作用沿岩体轴向和径向上的差异性。计算公式及参数如下：

$$A_{\text{矿}} \begin{cases} \gamma(h) = 0 & \forall h' = 0 \\ \gamma(h) = C_0 + C_1 \left[\frac{3}{2} \frac{h'}{A'} - \frac{1}{2} \left(\frac{h'}{A'} \right)^3 \right] & \forall 0 < h' < A' \\ \gamma(h) = C_0 + C_1 & \forall h' \geq A' \end{cases} \quad (1)$$

式中：\$C_0\$—金块效应，\$C_0 = 0.008\$

\$C_1\$—基台值，\$C_1 = 0.034\$

\$A'\$—变程，\$A'_{\text{垂直}} = 270\text{m}\$，

\$A'_{\text{水平}} = A'_{\text{垂直}} / 2.25 = 120\text{m}\$，

$$h = \sqrt{h^2_x + h^2_y + h^2_z},$$

$$h' = \sqrt{(2.25)^2 (h^2_x + h^2_y) + h^2_z}, \quad h' \text{ 为转换后向量，通过此式}$$

使各向异性转换为各向同性。

B矿

数学模型包括两个结构。公式如下：

$$\begin{cases} \gamma(h) = 0 & \forall h' = 0 \\ \gamma(h) = C_0 + C_1 \left[\frac{3}{2} \frac{h'}{A_1'} - \frac{1}{2} \left(\frac{h'}{A_1'} \right)^3 \right] + C_2 \left[\frac{3}{2} \frac{h'}{A_2'} - \frac{1}{2} \left(\frac{h'}{A_2'} \right)^3 \right] & \forall 0 < h' < A_1' \\ \gamma(h) = C_0 + C_1 + C_2 \left[\frac{3}{2} \frac{h'}{A_2} - \frac{1}{2} \left(\frac{h'}{A_2} \right)^3 \right] & \forall A_1 < h' < A_2 \\ \gamma(h) = C_0 + C_1 + C_2 & \forall h' \geq A_2 \end{cases} \quad (2)$$

\$C_0 = 0.006\$; \$C_1 = 0.016\$; \$C_2 = 0.033\$

\$A_1\$ (短变程) = 60m; \$A_2\$ (长变程) = 450m,

各向异性系数 = \$60/44 = 450/333 = 1.364\$,

$$h' = \sqrt{(1.36)^2 (h^2_x + h^2_y) + h^2_z}$$

福陆最初采用块段尺寸为 \$70 \times 70 \times 30\text{m}\$，计算结果用于矿山规划，亦是本文主要研究对象。后来福陆又进行了块段尺寸为 \$35 \times 35 \times 15\text{m}\$ 单元块的局部估计（15m为露天矿台阶高），每16个单元块组成一个超级块段（\$70 \times 70 \times 60\text{m}\$）。每个块段的品位，由该块所在超级块段和周围26个超级块段所包含的组合样来估算（图2）。

在滑动平均时，首先限制邻域。进行块体估值时，仅使用邻域（以待估块为中心的 \$210 \times 210 \times 180\text{m}\$ 空间）内的信息值，以减少克立格方程组的维数。

在同一超级块段内，将组合样进一步组合成一个样，用此样进行克立格估值。同时，将邻域由边缘24个超级块每两个超级块组合成一个大组，同一大组由两个超级块段的品位均值，采用相同 \$\lambda\$ 值。这样就减少

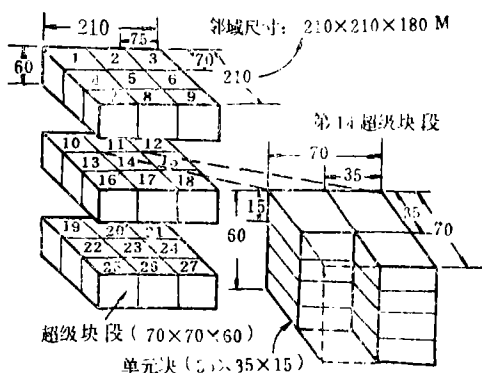


图2

了克立格方程组的个数。

设计确定本矿的最小分采单元为 \$15 \times 15 \times 15\text{m}\$。因储量计算采用的单元块体积为分采单元的12.7倍，混进大量贫矿，使平均品位降低。为了正确反映将来按分采单元开采

的品位，必须对单元块的储量计算成果进行校正。校正基于分采单元与单元块均服从正态分布，根据不同尺寸块体的品位概率分布，分别求出二者大于边界品位总体储量的概率和品位的数学期望。二者比值即为校正系数。

储量对比

1. 储量对比基础 由于两种储量计算方法在矿体圈定、块段划分、工程外推等方面不同，难于找到对比的共同基础。我方工业指标有四项内容，而福陆仅边界品位一项，没有一个严格相对应的指标。福陆共计算了从0.06~0.6%十个边界品位的储量。我们选择其中边界品位为0.3%的储量作对比对象。这是考虑到该品位位于我方边界品位与最低工业品位中间，所计算的矿石量与我方最接

近，同时，该指标对福陆所推荐，与矿山历年生产品位相近。实际上此二指标并不完全对应，只是相对接近而已，如图3所示关系。

2. 对比结果 储量对比结果见表1。

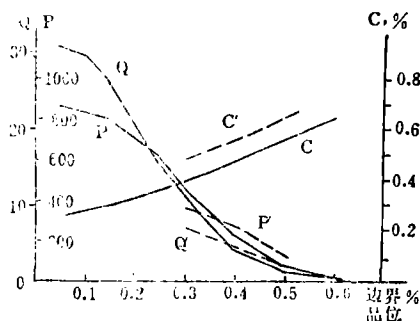


图3 A矿工业指标试算对比

Q、P、C—福陆计算的矿石量、金属量、品位
Q'、P'、C'—我方计算的矿石量、金属量、品位

表1

矿 区	计 算 者	矿 石 量 (万吨)	平均品位 Cu, %	金 属 量 Cu, 吨	相 对 误 差, %		
					矿 石 量	平 均 品 位	金 属 量
A	我方	112670.183	0.467	5261738	-0.75	-14.98	-15.65
	福陆	111824.166	0.397	4437945			
B	我方	51359.281	0.501	2573100	-5.47	-16.97	-21.53
	福陆	48546.877	0.416	2019168			

注：福陆储量块体尺寸为70×70×30m

表1说明，二者的矿石量接近(图4)，但福陆的平均品位和金属量两矿均偏小，这种误差绝非偶然。

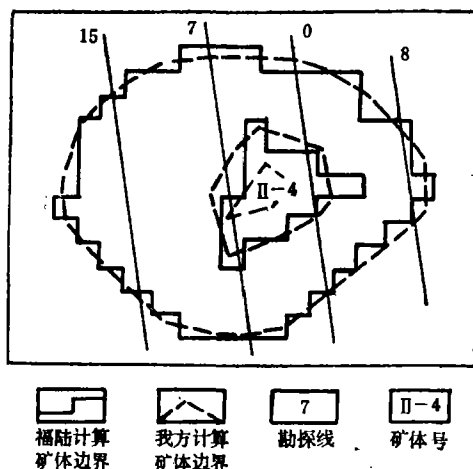


图4 B矿水平断面示意图

3. 原因分析

(1) 矿体圈定方法不同。我方储量是剔除了近矿围岩和夹石的地质储量，未将开采贫化计算在内。而福陆是以70×70×30m块体为计标单元，只要该块体平均品位大于或等于边界品位，就可按矿石计算，否则作废石。这样大的块体，必然把大量夹石和顶底板围岩拉了进来。因此，它大体上相当于采矿贫化后的开采储量和出矿品位。即使后来采用35×35×15m的块体，也仍意味着在垂直方向以15m为取舍单位，为我方夹石剔除厚度的4倍。“贫化”仍然很大。因此，双方储量的含义不同。如我方储量品位径5%贫化，则A矿平均品位为0.451%，B矿为0.48%。

(2) 矿体的推断方法不同。储量计算包含着从已知点(或空间)“延伸”到未知空间这一过程。不同的储量计算方法具有不同的“延伸”方法。我方采用的垂直断面法，

是从取样点（工程）一直延伸到工程以外某限定边界，在此外延空间内，该品位是唯一有效值，即其权值为1。这实质上是等值外推方法（图5），而福陆采用地质统计法，是以矿化的空间相关理论为基础，以变异函数为基本工具的一种统计运算，块体品位是周围信息资料的线性估计值。周围各信息对待估的影响程度（用该品位权值体现）是根据各信息与被估块之距离、矿化变异性 and 工程的空间结构确定，具有递变外推性质。

由于工程外推方法不同，福陆一方面将

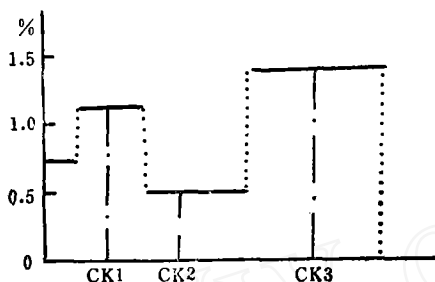


图5 品位影响范围示意图

我方计算的部分矿体圈作废石，同时又将许多低品位表外矿、夹石圈为矿体（图6）。

现以A矿3~7线为例，对比如表2。

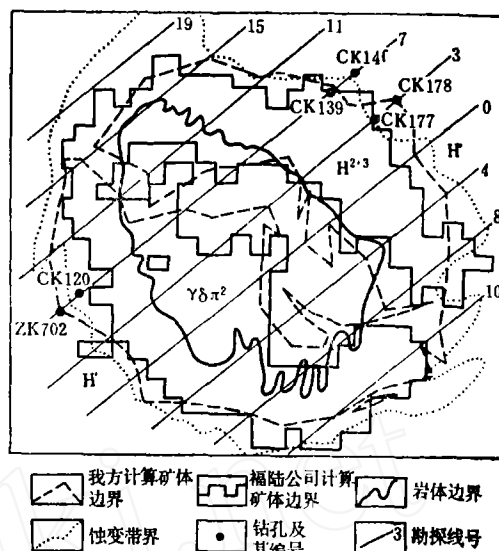


图6 A矿65m水平断面储量对比示意图

H¹—弱蚀变带，H²⁺³—中强蚀变带， $\gamma\delta\pi^2$ —花岗岩闪长斑岩

表2

计算者	矿石量 万吨	平均品位 Cu, %	金属量 Cu, 吨	相对误差, %		
				矿石量	平均品位	金属量
原勘探单位	11816.51	0.463	547651	-0.06	-14.0	-14.2
福陆合计	11808.95	0.398	469976			
其中：丢失我方储量	2649.40	0.410	108625			
表外混入量	690.60	0.260	17435			
废石混入量	1744.12	0.150	26162			

表2说明，双方矿石量虽极为接近，但属偶然。因二者计算范围并不一致，重叠率仅77.6%。在福陆储量中约有1/5是我方原圈的表外矿和废石。但又丢失了我方已计算储量的1/5。如此丢富增贫，必然降低品位。如按上述比例丢贫增富，则福陆的储量品位可从0.397%提高到0.417%。

B矿矿体较A矿规则，用五个水平断面图复合，其重叠率为83%。福陆储量中，废石、表外矿和矿石丢失率均为17%，低于A矿。

用金矿总储量进行对比有正负抵消现象。若用块段对比，则相对误差有所提高，尤以B矿为甚（表3）。

表3

矿区	块段划分	相对误差, %		
		矿石量	平均品位	金属量
A	按垂直60m中段对比	11.96	15.82	16.64
B	按我方计算块段大小	15.42	20.31	29.90

从图7、8误差的分布可知，储量差异主要出现在矿体两端及底部。在A矿245和-175两个中段，矿石量误差高达26.4%和47.36%。在-175m以下，金属量误差为37%。B矿4线以东和15线以西储量误差，比矿体中部要高一倍。矿体重叠率+100m标高以上为90%，+100m至-100m标高为75%，-100m以下为零。这些矿体端部和

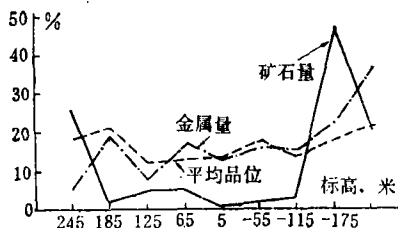


图7 A矿储量误差分布

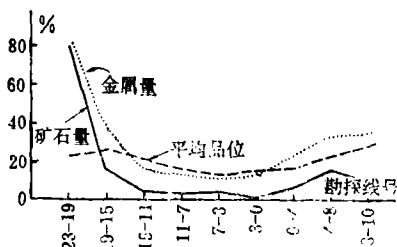


图8 B矿储量相对误差曲线图

底部恰位于露天矿境界附近, 不可忽视。

矿体边部误差大推测有如下原因: ①矿体边部位于矿化强度的骤变区。本矿矿化与岩石蚀变强度呈正消长关系, 主要分布在中、强蚀变带, 沿径向向岩体核部及外侧矿化逐渐减弱, 当到达蚀变显著减弱部位, 品位会有大幅度降低, 即品位在这些部位产生了漂移, 与中、强蚀变带已不属同一平稳区了。如图9所示, 在勘探线两端, 当围岩从中强蚀变向外进入弱蚀变带时, 钻孔平均品位和矿化加强度指数(矿体厚度×平均品位)均显著降低。在矿体中部, 每百米矿化强度指数平均变化为0.24, 而两端则为0.59, 比矿体中部高2.5倍。如忽视这些因素外推过远, 就会多算储量。图6中3线在我方比福陆多算的外突出部位, 经检查是在弱蚀变带。

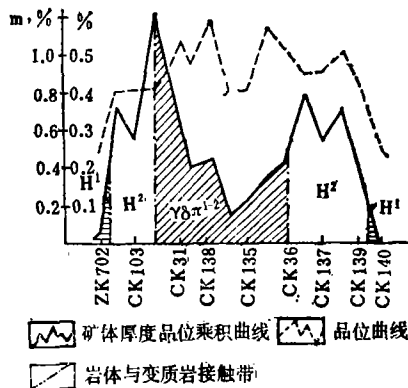


图9 7勘探线矿化强度示意图

$\gamma\delta\pi^{1-2}$ —花岗闪斑岩, H¹—弱蚀变带, H²—中蚀变带

CK177孔位于中强蚀变带, 矿厚63.93m, 品位0.42%, 但外推至110m外的、位于弱蚀变带的CK178孔。该孔仅厚5.63m, 品位0.2%, 显然我方此处外推过大。

另一方面, 福陆丢失我方所算储量也主要在矿体边部。这是因为在进行边部矿块估值时, 对邻域的选择, 没有区别边部矿化变异程度的特点, 而跨越了不同的地质区带, 采用了边缘钻孔低品位资料, 这些边缘钻孔, 严格说来, 已不属同一平稳区了。这就低估了品位, 少圈了矿体, 如7线我方矿体内的ZK129孔, 位于中蚀变带(H²) (图10), 钻孔实际控制矿厚67.24m, 品位0.4%, 而福陆未圈入矿体, 究其原因, 是该块体估值时, 使用了90m外的、位于弱蚀变带的ZK702孔资料(厚42m, 品位0.2%)。又如ZK139孔, 我方圈有一厚矿体(厚134m, 品位0.41%)位于中蚀变带。福陆未将此孔圈入, 这是由于使用了100m外的位于

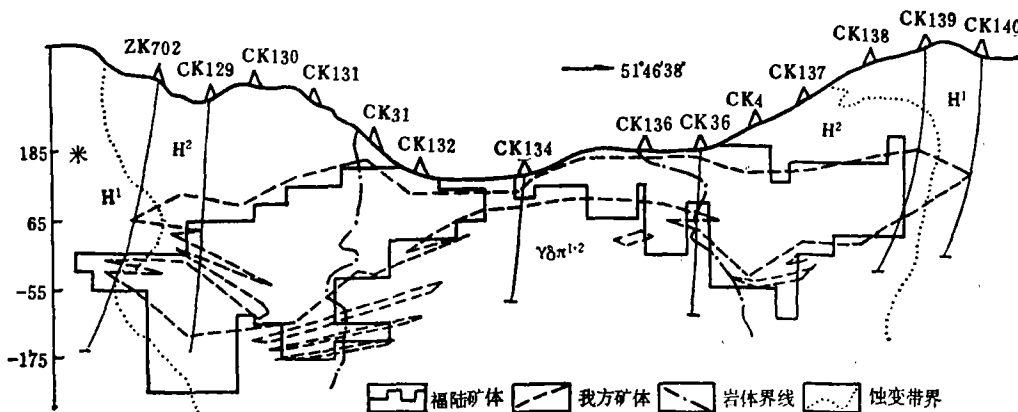


图10 A矿7勘探线矿体对比示意图

H¹—弱蚀变带, H²—中强蚀变带; $\gamma\delta\pi^{1-2}$ —花岗闪长斑岩

弱蚀变带的CK140等钻孔资料(矿厚9.6m和3.5m,品位0.2~0.25%)。

②矿化带边部有零星矿化,按我方工业指标圈定可为矿体;如用单元块平均,无疑将拉入大量贫矿和围岩,使块体品位降低;当达不到福陆所定边界品位时,就一并舍去;如达到边界品位,所圈矿体边界又会大于我方储量边界。

③取样工作是地质人员根据观测和编录资料布置的。考虑节约,取样仅在那些可能成为矿体或近矿的地方,这就产生了取样的人为性。虽然这种“取富舍贫”的做法适应了传统的储量计算方法,但却不适应地质统计法。因地质统计学着眼于随机变量,信息值是通过“随机抽样”而取得,要求取样系统而均匀。由于本矿的取样不均,造成某些地段缺乏品位资料。福陆在进行估值时,若单元块中无铜品位资料就用其背景值0.05%代替。但这个值大体上相当于弱蚀变带的一般铜含量,用于矿化较强的岩体接触带附近就偏低了。据统计,矿体顶底板围岩、夹石的铜平均品位为0.15%,为福陆背景值的3倍,这将使附近块体的克立格估值偏低。

(3)块体支撑的影响,一般说来,块体愈大矿石贫位拉低的现象愈严重。随着块体划小,平均品位将逐渐升高。因这时原大块内将有一些品位<0.3%的小块体被剔

除;同时,原大块体之外将有一些>0.3%的小块体被圈入。

现选A矿35个钻孔为例,在福陆所圈矿体内,共有175大段(30m为一段),每段平均品位均>0.3%,总平均品位0.447%。如按15m为一段,新划为350小段。其中有17%的小段因品位<0.3%被剔除(剔除段平均品位为0.227%),相反在原大块段外,另有53小段因品位>0.3%而被圈入矿体,占总段数15%。这部分平均品位为0.403%。通过以上变动,原试验段平均品位提高了7.14%;按此比例,原福陆的平均品位可以从0.397%提高到0.425%。后来福陆按分采块考虑,平均品位实际提高了6%。矿石量因有增减抵消现象,仅增加1%。此外,B矿品位提高了4%(表4)。

因支撑不同而产生品位差异的幅度,决

表4

矿区	项目	单位	储量计算成果		
			70×70×30	35×35×15	15×15×15
A	矿石量	万吨	111.824	104820	105870
	平均品位	%	0.397	0.402	0.426
	铜金属量	吨	4437945	4213764	4510062
B	矿石量	万吨	48546	46700	46880
	平均品位	%	0.416	0.420	0.435
	铜金属量	吨	2019168	1961400	2039280

表5

勘探线	夹石、表外矿				表内矿体				备注
	钻孔号	厚度, m	平均品位 %	推断距离 m	钻孔号	厚度, m	平均品位 %	外推距离 m	
15	CK59	50	<0.3	42	CK59	37	0.4	82	表内矿有西段
	ZK1507	69	0.23	60	ZK1507	4.55	0.5	88	
5	CK145	40.9	0.27	55	CK145	9.9, 11 2.4, 24	0.4 ~0.42	100	
1	CK189	50		50	CK189	5.46	0.41	100	
8					CK67	2.23		110	

定于二个主要因素:①支撑的差异大小;②矿化的变异程度。A矿的品位变化系数为40~50%,水平半变异函数变程为120m;B矿的品位变化系数为26.7%,半变异函数变程为333m。可见B矿矿化较A矿均匀。所以,同样支撑的变化程度,B矿的“平滑效应”要小于A矿。从表4可知,不同支撑之间的品位误差幅度,A矿比B矿约大30%。

如果我方储量经5%贫化、矿石体重由2.76经2%孔隙度校正为2.70(福陆采用值),与福陆的分采块储量对比,则我方与福陆的品位相对误差由14.98%下降到5.76%,金属量比福陆多40万吨,为原总储量的7.6%。这部分误差产生的原因,可能存在于双方储量计算之中。

在我方储量计算中,下列问题值得注

意:

①多数情况,表内矿的外推距离大于夹石、表外矿的外推距离。多算了较高品位矿石而少算了低品位“矿石”,使矿石平均品位偏高。据统计,约相对偏高5.8%,举例如表5。

②对最低工业品位的计算,采用全孔圈定。只要一个钻孔中连续矿层厚度总平均品位达到0.4%,该段即可作表内矿,这对一般中厚或厚矿体可能适用,但对本矿这样特厚矿体(平均厚139m,最厚414m)显得很不适用。因大段平均,必然造成“以富带贫”现象。特别是本矿存在上富下贫趋势,通过“穿鞋,戴帽,夹心”等做法,将不少表外矿拉了进来,人为地多算了储量。今以第1,7,15号勘探线为例,三条线共有钻孔53个,圈出表内矿体130段,总厚7164.5m,“穿鞋,戴帽”主要在有厚大矿体的33个钻孔中。若以连续厚度 $\geq 15\text{m}$ 、平均品位 $\leq 0.3\%$ (与福陆对应)为剔除标准,则可从原表内矿体中剔除49段,共厚1066.16m,平均厚21.7m,平均品位0.274%,占原表内矿总厚度的15%,其中属于原矿体顶部边缘的(“戴帽”)占剔除段的22%,位于矿体底部边缘者(“穿鞋”)占35%,位于矿体中部者(“夹心”)占43%。剔除边缘表外矿占总剔除量的57%,为原表内矿体总长度的8.5%。我方与福陆的储量误差主要在边部,若以3.5%计算,则“穿鞋、戴帽”约有44万吨,与上述对比误差相近。可见矿体圈定是储量差异的一个重要因素。

③主矿体边部分布有零星小矿体或主矿体的支叉。储量计算时,用“挤压法”将这些形态复杂、规模小的矿体与稳定的主矿体对应,按相同网度一并计算,必然多算储量。

几点初步看法

1.两种储量计算方法的成果,看来差异较大,但通过分析说明,差异并不显著,纯相对误差是可以接受的。但两种储量计算方法在某些应用上存在的问题值得改进。

克立格法与传统的断面法对比特点见表6。

2.垂直断面法是传统方法之一,简单易行,在我国已长期使用,其计算成果一直作

表6

比 较 内 容	克 立 格 法	断 面 法
1.推断方式	根据四周信息值,估算中间块体品位	由中间信息值,向四周空间作几何延伸
2.矿体圈定	先估算品位,后圈定矿体	先圈定矿体,后估算品位
3.工业指标	仅考虑待估块段的边界品位一项	边界品位、最低工业品位、最小可采厚度、夹石剔除厚度四项
4.矿块形态	等支撑的规则几何体	尺寸悬殊,形态各异的不规则几何体
5.估计成果的性质	近乎于采矿贫化后的出矿品位	不包括采矿贫化的地质品位

为不少矿山(包括A矿)基建和生产的依据,未发现大问题。通过A矿生产实践也证明,垂直断面法是适合本矿地质特点和勘察方法的。但我认为该方法有下列问题:

(1)品位的等值外推不符合客观品位的分布规律,没有根据具体地区矿化特征分别确定外延范围。应通过研究不同地质条件的品位变化规律和不同方向的品位变化梯度,确定工程外推范围及品位估计值。

(2)矿体空间位置不够准确。因钻孔向空间不同方向弯曲,计算储量时,必须将钻孔见矿点投影到勘探线剖面图上。这就不同程度地歪曲了矿体的空间位置,并由此影响到品位的计算精度,如果钻孔投影方向的前方线品位,小于钻孔弯曲方向的前方线品位时,则平均品位计算偏高;反之,则平均品位计算偏低。

(3)在线、块段平均品位的计算中,采用厚度加权法,但由于面积和块体的几何外形不规则,各样品的实际影响空间体积占整个体积的比例与其厚度并不一致,这就造成了品位偏差。如果在厚度与品位呈正相关的情况下用厚度加权法,将使平均品位计算偏高(高于用体积或面积加权);如厚度与品位呈负相关,则厚度加权法品位偏低。当矿化分区富集而钻孔和取样分布不均时,亦将影响平均品位。如钻孔分布较密处的品位较高(高于稀疏地段),则用厚度加权法将使平均品位偏高,反之偏低。

本矿在钻孔布置不均匀的情况下,采用

矿体厚度加权，而钻孔加密部位，恰巧是矿床浅部品位较富地段，这时用厚度加权，就过多地强调了富矿段的作用，使平均品位计算偏高。

笔者认为：块段平均品位是由块段内各部分金属量总和所决定，而各部分金属量是由各部分品位值及其影响域所决定，只有按每个样品所影响的实际体积加权才能计算出与矿体外推相适应的平均品位。虽然这样计算较为繁琐，但能较客观地反映块段平均品位。

(4) 本方法“圈定细、计算粗”。矿体圈定采用了具有四项内容的工业指标作标准，按2~4m的厚度划分，按一定推断模式进行外延，似乎很细，但储量计算又是大块段对应（甚至用挤压法），实际上作为大规模露天开采的巨大矿体，采用最小可采厚度2m，夹石剔除厚度4m是难于实现的。大块段对应不仅多圈了储量，又不便于使用，如A矿平均一个块段1900万吨，为福陆单元块的382倍，最大一块为1.16亿吨，这样的大块不但不能分别考虑具体矿化特征，而且使用不便，必须进一步计算加工。

3. 通过分析，可以看到地质统计学的优点是：

(1) 进行储量局部估计时，既考虑了不同方向的矿化变异性，又考虑了各信息值与被估块的距离，以及各信息值之间的空间结构关系，因而具有较高的计算精度。据矿山的实际生产品位与克立格估值对比资料，在南山采场329~305台阶，对比9块，平均相对误差仅5.5%。同地段用垂直断面法计算的品位，相对误差达19%，其他对比如表7。

表 7

储量对比图	对比块数	实际出矿品位, %	克立格估值, %	平均相对误差, %	估计方差
南山采场 305~329 台阶	9	0.486	0.459	5.55	0.010
北山 185~213m	12	0.570	0.521	8.71	0.020
北山 125~155m	14	0.512	0.440	14.0	

表7说明，克立格估值略低于实际品位（亦低于断面法计算之品位），但误差不

大。

(2) 采用电子计算机作运算工具，计算速度快，且电算程序具通用性，可节约大量人力和时间。

(3) 克立格法不仅给出了计算成果，而且可计算出该成果的精度，使使用者“心中有数”，还可提供为达到某一精度需要的工程数量 and 最优位置。福陆设计A矿的补充勘探钻孔，就是主要考虑单元块的克立格方差而布置的。

(4) 控制矿体空间位置较准。无论钻孔在空间弯曲多大，都可藉测斜资料的输入而得到正确反映，而不象剖面法那样进行投影，增加误差环节。

(5) 计算储量所选用的块体形状和尺寸，能与开采工艺结合，便于使用；由于块体具有等支撑的简单外形，利于工业指标的确定和生产配矿的多方案比较，且随着技术经济条件的变化，对工业标准的浮动，具有较强的适应性。

地质统计法由于采用了大块体支撑，就不如用断面法能更细致、客观地反映出地质规律。

计算费用高是克立格法之一弊。虽然通过采用超级块段、限制邻域、样品组合等措施，使计算费用成倍、数十倍地降低，但比起其他传统方法仍为繁琐、费用较高。因此，根据矿床特点，只要其他较简单方法能满足要求，当然应选择简单的计算方法。象本矿这类稳定的矿床，用其他较简单而经济的方法（如距离倒数权值法等）更为适用，不必杀鸡用牛刀。

总之，地质统计学是一种先进的储量计算方法，应积极试验推广。

本文如有不妥之处，请指正。

参 考 文 献

- [1] 江西省地质局××地质会战指挥部，A矿区地质勘探报告书，1979年
- [2] 江西冶金地质勘探四队，B铜钨矿地质勘探报告，1979年
- [8] 南昌有色冶金设计研究院，关于A矿区和B矿区储量查核工作的报告，1979年7月
- [4] A. G. Journel and CH. J. Huijbregts, Mining Geostatistics, 1978