

第十一篇

矿山储量分析计算

第一章 矿山储量的构成

第一节 矿产储量(地质储量)

生产矿山保有的矿产储量由矿产储量和生产矿量构成。矿产储量是经过地质勘探、基建勘探和生产勘探后,经勘查证实存在矿床(矿体),探明其空间分布、产状、形态、规模和质量,能为当前工业生产技术经济条件所开发利用的原地矿产资源量。它是矿山矿产资源量中已勘查探明矿产资源量的一部分。

矿产储量,在矿山设计与生产实际工作中,人们习惯于将其称为地质储量,以区别于生产矿山的生产矿量。其中包括能利用储量和可能利用的储量。

能利用的矿产储量是指矿床内部技术经济条件和水、电、运输、配套工业、市场产销等外部条件,当前工业综合开发利用,技术上可行,经济合理,符合资源合理开发利用和环境保护要求及国家政策允许开发的近期可开发利用的矿产储量。

可能利用的矿产储量是指矿床内部技术经济条件符合我国当前工业生产技术经济条件和资源合理开发利用、环境保护等要求,国家政策允许开发,只因外部条件尚难合理解决,或开采加工工艺复杂,需要特殊技术措施,成本较高,工业综合开发利用,经济不合理,或国家政策,目前暂不准开发,或经济上虽然合理,但由于外部设施投资过大,国家和地方目前的经济条件尚无力开发,随着国家经济发展和外部条件的改善,可能利用的矿产储量定然可转变为能利用的矿产储量。

矿产储量根据对矿产勘查研究程度分为 A、B、C、D、E 五级。

A 级储量是供矿山编制备采生产计划依据,也是验证 B 级储量的储量,在缺少开采储量的矿山,也可作相对级别精度和回采率计算及停、闭坑结算储量的基础。

B 级储量是首采区采准设计的依据和 C 级的验证级别。

C 级储量是矿山建设设计中段开拓或不探求 B 级储量时首采区采准设计依据及 D 级储量的验证级别。

D 级储量是矿山建设设计开拓方案选择、生产规模、服务年限、总体布置等总体设计和矿床总体规划、初步可行性研究、项目建议书及勘探设计的依据,也是 E 级储量的验证级别。

E 级储量是国民经济长远规划和部署总体勘探工作的依据。

第二节 生产矿量

生产矿量是指在探明能利用储量的基础上,按照设计要求,完成相应采矿阶段的准备工作,根据生产技术经济指标要求,计算相应采矿准备工程系统内的可采矿量,作为矿山采掘(剥)切割设计和生产计划的依据。

生产矿量根据不同采矿方法的相应开采设施和工程准备程度,分为开拓、采准、备采三级矿量,或开拓、备采二级矿量。

开拓矿量是指在勘探程度达到相应级别的能利用探明储量基础上,完成设计所规定的开拓系统工程范围内及其所开采的邻近矿体,所计算的除永久性矿柱和暂不回采的矿柱外的所有能利用已有开拓工程进行采准的矿量。

采准矿量是指在勘探程度达到相应级别的能利用探明储量和开拓矿量的基础上,完成设计所规定的全部采准工程和辅助工程系统的范围内,所计算的除永久性矿柱、不同时回采的矿柱和开采条件复杂、技术经济无法开采的矿量,以及不符合回采顺序的块段外的所有能利用已有采准工程系统进行备采的矿量,它是开拓矿量的一部分。

备采矿量是指按照采矿方法要求的顺序,做好全面回采、切割等采矿准备工作,所计算的除没有回采切割工程的矿柱及未有措施解决开采条件复杂的采场外的所有能利用已有采矿准备工程进行回采的矿量,它是采准矿量的一部分。

生产矿量中的三级矿量关系与地质储量中的五级储量关系,前者是包容关系,而后者则是矿产储量的接续关系(图 11-1-1)。

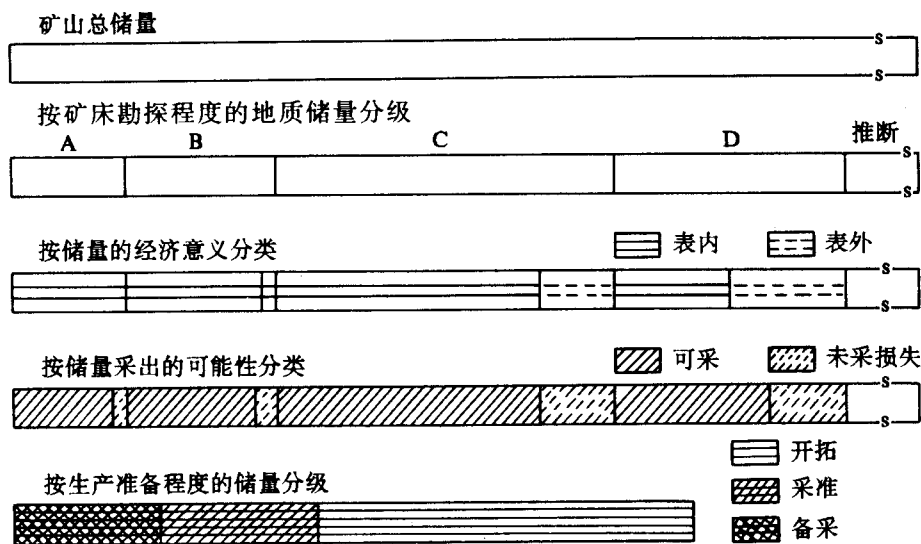


图 11-1-1 矿山矿产储量的构成关系对照图

矿产储量与生产矿量的划分标志、构成不同,其作用也不相同。在生产矿山,矿产储量的级别是衡量矿床勘查程度的标志,而生产矿量的级别则是衡量采掘(剥)生产准备程度的标志。两者在概念上和划分标准上,既有区别又有联系。矿产储量是编制矿山采掘计划的基础,矿产储量的获得与级别的提高为三级生产矿量的获得提供了条件与依据;同时,采矿准备程度的提高,采矿准备工程的增加与施工又增加对矿块地质条件的了解,从而又提高了对矿床(矿体或矿块)的控制研究程度及其储量级别。

生产矿量与矿产储量对比关系表(表 11-1-1)。

表 11-1-1 矿产储量与生产矿量(储量)对比关系表

类 别				储 量 （矿 量）						预测资源量	
可 用 的	能利用	可采储量	生产矿量 (生产储量)	备采矿量							
				采准矿量							
				开拓矿量							
			探明可采储量		a	b	c	d			
	可能利用	矿 产 储 量		真实	A	B	C	D	E	F	G
				真实					推断	预测资源量	
				储量	探明储量				储量		
尚 难 利 用					尚难利用资源量						

生产矿山的矿产储量除上述两大分类系统外 ,还有根据矿产统计工作的需要 ,从而分为 :矿山的总储量、可采储量、保有储量和新增储量等。

矿山的总储量 一般是指矿山基建设计初期 ,由地质勘探部门提交给矿山的累积探明储量。在实际工作中 ,人们常将其称为矿山原地质总储量。

可采储量 是指在当前工业生产采矿技术经济条件下 ,能够从能用的或可能利用的探明储量中采出的部分。某些矿种需要计算采选冶加工后的金属、矿物、石材等产品可采收的部分 ,称为产品可采收储量。其计算公式为 :

$$\text{探明可采储量} = \text{探明储量} \times \text{采矿回收率} \%$$

$$\text{探明可采收储量} = \text{探明储量} \times \text{采矿回收率} \% \times \text{选冶加工回收率}$$

保有储量 是指探明的矿产储量扣出开采和损失量后的实有储量。它反映矿山矿产资源的现实状况。

新增和升级储量 新增储量是指矿山生产建设中相对以往年度新探明的矿产储量 ;升级储量是指在原探明储量级别的基础上 ,经进一步生产勘探和研究后 ,储量级别升高的储量。它们反映矿山年度之间的成果变动情况。

第二章 矿产储量计算

第一节 矿产储量计算概述

一、生产矿山矿产(地质)储量计算的目的与要求

生产矿山进行矿产储量计算的目的是,一是为了向国家有关部门提供矿山储量变动的统计资料,使国家和地方掌握矿山矿产资源勘查、开采、利用和损失情况,为编制经济建设发展规划和制定有关技术经济政策的依据;二是为了给矿山开采设计、采掘计划的编制及生产管理提供必要的资料。

矿山矿产储量计算的要求是储量计算采用的工业指标必须符合本矿山的实际,矿体圈定、参数计算和储量计算方法的选择要正确合理,依据充分,数据可靠,块段的划分不仅要按不同储量级别、不同矿石类型、品级划分,而且要按照各采矿中段、各矿块、各矿柱划分,分别较精确地计算储量;地质与生产储量的级别,须按有关法规标准进行计算;地质储量的勘查研究程度,生产矿量的开拓或准备工作程度达不到相应级别要求的,不能参入相应级别中进行计算;各种储量计算成果,都需编制系统、完整的各参数计算表册和有关图纸、计算图应满足有关参数测定的精度要求和反映计算的储量统计台账和成果,其比例尺应满足矿山生产的需要。

二、储量计算的一般程序

无论是采用传统的几何法还是使用近代的储量计算方法,储量计算的一般程序是:

①确定储量计算的工业指标 ;②依据工业指标圈定矿体或划分储量计算块段 ;③在储量计算图上测定被圈定矿体或块段的面积(S),计算其平均厚度(\overline{M}),矿石平均体重(\overline{D})和平均品位(\overline{C});④计算各矿体或矿段的体积(V);⑤计算矿体或块段的矿石量(Q);⑥计算有用组分的储量(P)。计算公式如下 :

$$V = S \cdot \overline{M} \tag{2-1}$$

$$Q = V \cdot \overline{D} \tag{2-2}$$

$$P = Q \cdot \overline{C} \tag{2-3}$$

三、储量计算工业指标的修订

有关矿产储量计算工业指标的基本概念 ,影响工业指标的因素 ,工业指标的内容及主要工业指标的确定与研究方法 ,在本书的第二章中均有所介绍。现仅就生产矿山工业指标修订的必要性说明如下 :①矿山生产过程中矿体不断被工程揭露 ,对矿床(矿体)地质条件有了确切的了解 ,要根据新的条件与新认识 ,修订工业指标 ;②矿山投入生产后 ,采、选、冶生产条件已定型 ,生产成本和矿山经营参数(采矿损失率、贫化率和选矿回收率)都可以比较精确的计算。因此 ,有条件根据实际生产条件和生成成本及比较可靠的经营参数重新考虑寻求符合矿山实际的合理工业指标 ;③由于矿山生产技术水平的提高 ,如低品位矿石处理新方法出现 ,生成成本降低 ,或矿石中某些伴生组分的综合利用 ,矿产品价格的上涨等原因 ,均可以使工业指标进一步降低。

第二节 矿体边界线及其圈定

储量计算中所必须划分的边界线有多种 ,但主要的有 :零点边界线、可采边界线、暂不能开采边界线、储量级别边界线及矿石类型和矿石品级等边界线。

有关各种边界线的基本概念与圈定方法 ,在矿产勘查学中均有比较详细的介绍 ,为避免学科间在内容上的重复 ,故在此从略。

必须指出的是 ,无论采用何种方法圈定矿体 ,都应对矿体赋存的地质条件进行认真的分析研究 ,在对地质条件取得正确认识基础上再进行圈定和连图 ,绝不可机械地圈定和连图 ,这样才能为储量计算取得可靠的基础资料。为此 ,在圈定矿体及连图时必须注意下列问题 :

1. 反复对比矿体的垂直断面图与水平断面图

矿体断面上,如果出现多个矿体,必须注意矿体间相应问题。此时,不能单凭一组断面图进行对应,而必须研究另一组与其相垂直断面上的地质条件,而后进行矿体的对应和圈定。如图 11-2-1 所示,如果仅从垂直断面上考虑矿体的圈定,很可能将两断面上的厚矿体看成是一个矿体,导致储量计算的错误,如果结合水平断面图进行对比,便易于得出正确结论。

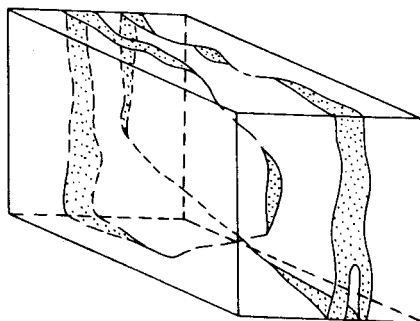


图 11-2-1 矿体平剖面对应示意图

2. 注意成矿的构造控制

必须弄清成矿作用是受断裂、褶曲控制,还受岩层层面、不整合面等控制,同时必须弄清这些构造的产状。如图 11-2-2 某铜矿地质勘探资料与生产揭露资料的对比,由于地质勘探中忽视了该矿体的构造控制,连图结果完全歪曲了矿体的形态。后经生产勘探和开采揭露,发现矿体的形状和产状都与最初圈定的情况有很大出入,从而给矿山生产造成很大的影响。

3. 注意成矿后构造变形

在圈定矿体时,必须注意研究和分析控制成矿岩层的产状变化及成矿后的构造形迹,否则容易产生错误。如图 11-2-3 所示,忽视控制成矿岩层的产状变化,有可能把一个矿体连成两个矿体;又如如图 11-2-4 所示,由于未注意分析褶曲构造变形,可能会将褶曲矿体误连为透镜状矿体;再如图 11-2-5 所示,由于未注意分析断层构造,可能会将断层造成的矿体重叠地段误连为矿体膨胀地段。

4. 注意分析矿化特点

在连图时必须注意分析矿体的矿化特点,是充填成矿还是交代成矿,不同矿石类型的矿化顺序,以及氧化矿石与原生矿石的分布关系。如果不注意这些矿化特点,也易导致错误连图。

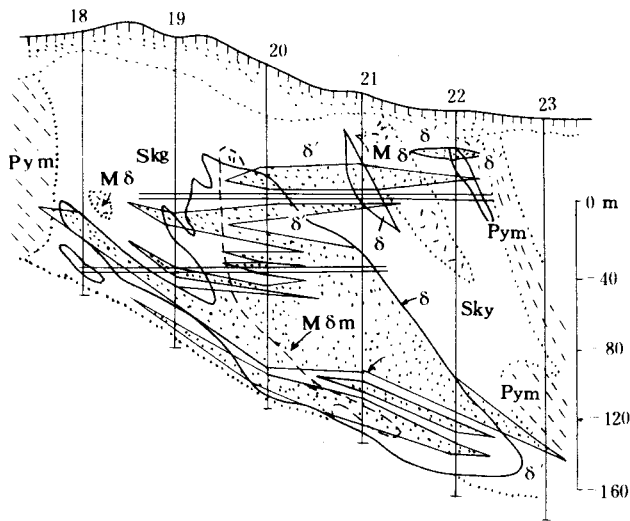


图 11-2-2 TGS 铜矿某剖面地质勘探和生产揭露矿体形态对比
Pym—炭质页岩 Skg—石榴石夕卡岩 ;Mδ—闪长岩 ;Mδm—侧旁矿体界线 ;
δ—生产揭露矿体界线 ;δ'—地质勘探中所圈定的矿体界线 (带点者为原圈定矿体)

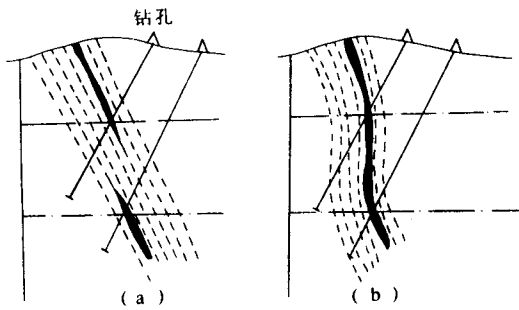


图 11-2-3 连图时未注意分析岩层产状变化可能出现的错误示意图
(a)不正确 (b)正确

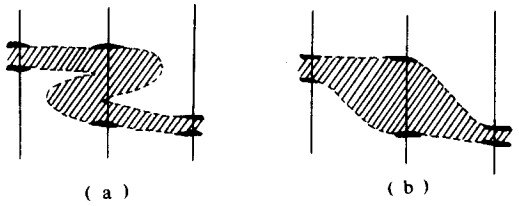


图 11-2-4 连图时不注意分析构造可能出现错误示意图之一
(a)正确 (b)不正确

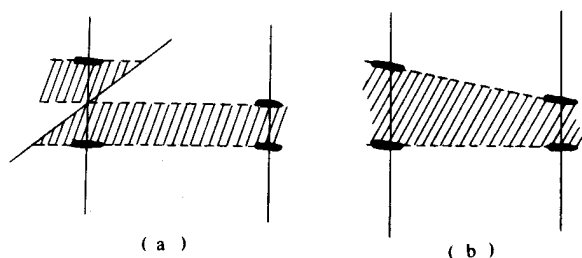


图 11-2-5 连图时不注意分析构造可能出现错误示意图之二

(a) 正确 (b) 不正确

5. 注意调查分析成矿后岩浆侵入体对矿体的破坏

如果不注意这方面的分析,也容易导致矿体圈定与连图的错误。

许多矿山生产实践证明,矿产储量的最大误差是地质误差,而地质误差中最大的是矿体圈定误差,而产生矿体圈定误差的根本原因是对矿体赋存规律与控矿条件研究不够造成的。

第三节 平均品位的计算

品位计算需按储量级别、矿种、矿石类型、工业品级分别统计计算其平均值。

计算程序是按工程计算线品位、按剖面或平面计算面品位、按体积计算矿块(块段)品位、按矿块(块段)储量计算矿体品位、按矿体储量计算矿区品位。

平均品位的计算方法有算术平均法与加权平均法两种,前者主要用于采样工程问题和采样长度基本相等或接近,而矿石品位变化较均匀时;而后者主要用于采样工程间距和采样长度不等,或矿体厚度与品位间有正比或反比关系时使用。

平均品位的计算公式如下:

算术平均法:

$$C = \frac{C_1 + C_2 + C_3 + \dots + C_n}{n} \quad (2-4)$$

式中 C ——单一采样工程各储量级别、矿石类型、工业品级的平均品位;

$C_1 \sim C_n$ ——单个试样品位。

加权平均法:

线加权：

$$C = \frac{C_1 L_1 + C_2 L_2 + \dots + C_n L_n}{L_1 + L_2 + \dots + L_n} \quad (2-5)$$

式中 $C_1 \sim C_n$ ——单个试样品位；

C ——单一采样工程各储量级别、矿石类型、工业品级的平均品位。

薄矿体中的取样间距不等又相差较大时，按下式计算：

$$C = \frac{C_1 m_1 L_1 + C_2 m_2 L_2 + \dots + C_n m_n L_n}{m_1 L_1 + m_2 L_2 + \dots + m_n L_n} \quad (2-6)$$

式中 $m_1 \sim m_n$ ——各采样点矿体厚度；

$L_1 \sim L_n$ ——各样品控制长度。

面积加权：

$$C = \frac{C_1 S_1 + C_2 S_2 + \dots + C_n S_n}{S_1 + S_2 + \dots + S_n} \quad (2-7)$$

式中 C ——块段间各储量级别、矿石类型和工业品级的平均品位；

$C_1 \sim C_n$ ——各剖面或平面上各储量级别、矿石类型和工业品级的平均品位；

$S_1 \sim S_n$ —— $C_1 \sim C_n$ 相应代表的面积。

体积加权：

$$C = \frac{C_1 V_1 + C_2 V_2 + \dots + C_n V_n}{V_1 + V_2 + \dots + V_n} \quad (2-8)$$

式中 C ——矿体中各储量级别、矿石类型和工业品级的平均品位；

$C_1 \sim C_n$ ——矿体中各计算块段的各储量级别、矿石类型和工业品级的平均品位；

$V_1 \sim V_n$ —— $C_1 \sim C_n$ 相应代表的体积。

矿量加权：

$$C = \frac{C_1 Q_1 + C_2 Q_2 + \dots + C_n Q_n}{Q_1 + Q_2 + \dots + Q_n} \quad (2-9)$$

式中 C ——矿体平均品位；

$C_1 \sim C_n$ ——矿体中各储量级别、矿石类型和工业品级的平均品位；

$Q_1 \sim Q_n$ —— $C_1 \sim C_n$ 相应代表的储量。

第四节 储量计算方法

矿山常用的储量计算方法有传统的几何法和近代的地质统计方法两大类。

传统的几何法,在生产矿山比较常用的有地质块段法、断面法、开采块段法、最近地区法(多角形法)及等高线法。虽然这些方法的特点和应用不同,但它们都是遵循一个基本原则,即把形状复杂的矿体转化成为与该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均匀化状态,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对储量精度要求不高时,采用该法是可行的,而且方便灵活;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,传统的几何法也是可行的。但当矿体形态和矿化复杂,工程控制不是特别多,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,根据有限的工程资料编绘的简单矿体形态,很难说是与真实复杂形体的体积大致相等,并且,把采样点的品位延拓到它的所谓影响范围(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预计的随机误差。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。但是,尽管如此,传统的几何法,在我国目前技术经济水平条件下,仍然是矿山矿产储量计算的主要方法,其应用也较普遍。

现代的储量计算方法,主要是指60年代以来,以矿块空间模型为基础的,应用电算技术而产生的新的储量计算方法。这些方法主要有距离反比法、距离平方反比法、克立格法。此外,还有我国高级工程师汤义于1988年,在博采国内外储量计算方法众长,在继承和改造传统断面法的基础上,创立和命名的“SD储量算法”。

今将矿山生产中常用的几种传统储量计算方法列表(表11-2-1)简介如下。

表 11-2-1 常用的传统储量计算方法简表

方法名称	计算公式	简要说明
1. 平行断面法: ①梯形公式法	$V = \frac{1}{2}(S_1 + S_2)L$ $Q = V \cdot D$	用于面积差 < 40% 时 Q ——矿石储量(下同); V ——体积(下同); S_1 、 S_2 ——断面上矿体的面积(下同); L ——两断面之间的距离(下同); D ——矿石体重(下同)
②截锥公式法	$V = \frac{1}{3}(S_1 + S_2 + \sqrt{S_1 \cdot S_2})L$ $Q = V \cdot D$	符号同上,面积差 > 40% 用之
③似柱体公式法 A	$V = \frac{L}{6}(S_1 + S_2 + 4S_m)$ $Q = V \cdot D$	用于相邻剖面形状不相似,面积相差悬殊时 S_m ——断面之间的断面积,用内插法求得, 符号同上

方法名称	计算公式	简要说明
④楔形公式法	$V = \frac{1}{2} S \cdot L$ $Q = V \cdot D$	用于矿体呈楔形尖灭时 符号同前
⑤锥体公式法	$V = \frac{1}{3} S \cdot L$ $Q = V \cdot D$	用于矿体呈圆锥形尖灭时 符号同前
⑥似柱体公式法 B	$V = \frac{1}{6} L(2a_1b_1 + b_1a_2)$ $Q = V \cdot D$	a_1 、 b_1 ——为一剖面上的矿体长和宽； a_2 ——为另一剖面上的矿体边长； L ——两断面间间距
2. 不平行断面法； ①普罗科菲耶夫 计算法	$V = \frac{1}{L_1} S_1 \cdot S'_1 + \frac{1}{L_2} + \frac{1}{L_2} S_2 \cdot S'_2$ $Q = V \cdot D$	S'_1 、 S'_2 ——分别为Ⅰ、Ⅱ剖面间块段的水 平投影面积； L_1 、 L_2 ——为矿体在Ⅰ、Ⅱ上的投影长度
②佐洛塔列夫计 算法	$V = \frac{1}{6} \varphi [S_1P_1 + S_2P_2 + (S_1 + S_2) \\ (P_1 + P_2)]$ $Q = V \cdot D$	P_1 、 P_2 ——为 S_1 、 S_2 的形中心到旋转轴的 距离； S_1 、 S_2 ——两剖面上的矿体面积
3. 地质块段法	$V = S \cdot \overline{m}$ $Q = V \cdot D$	S ——块段面积； \overline{m} ——块段矿体平均厚度
4. 最近地区法	$V = S \cdot m$ $Q = V \cdot D$	V ——多角柱体积； S ——多角柱体的底面积； m ——每个工程中见矿厚度
5. 等高线法	$V = S \cdot m$ $= L \cdot a \cdot m$ $= L \cdot m \sqrt{b^2 + h^2}$ $Q = V \cdot D$	V ——块段体积； S ——块段矿体面积； m ——块段矿体平均真厚度； a ——块段宽度； b ——两等高线的水平平均间距； h ——两等高线的高差
6. 等值线法	$V = \frac{S_1 + S_2}{2} \cdot h$ $Q = V \cdot D$	S_1 、 S_2 ——两等值线个自控制的面积； h ——等值线间的距离
7. 开采块段法	$V = L \cdot a \cdot m$ $= L \cdot h \cdot \overline{m'}$	L ——块段长度； h ——块段垂直方向宽度； a ——块段倾向面的宽度； \overline{m} ——块段矿体真厚度； $\overline{m'}$ ——块段平均水平厚度

方法名称	计算公式	简要说明
8. 线储量法 ①相邻两剖面的 线储量差 < 40% 时	$Q = \frac{O_1 + O_2}{2} L_{I-II}$	Q ——断面 I 与断面 II 间的储量； Q_1 ——断面 I 的线储量； Q_2 ——断面 II 的线储量； $L_1、L_2$ ——面的储量
②相邻两剖面线 储量差 > 40% 时	$Q = \frac{1}{3} (Q_1 + O_2 + \sqrt{Q_1 \cdot Q_2}) L_{I-II}$	符号同上
③仅一个剖面见 矿	$Q = \frac{1}{2} Q_1 L_1 \text{ 或 } Q = \frac{1}{3} Q_1 L_1$	L_1 ——断面 I 的影响距离

现代的储量计算方法也有多种 ,现仅就地质统计学及 SD 两种储量计算方法简要介绍如下：

(一)地质统计学法(克立格法)

地质统计学储量算法又称克立格法。它是以矿石品位和矿床储量的精确估计为主要目的 ,以区域化变量理论为基础 ,以变异函数为基本工具 ,采用电子计算技术 ,计算矿山矿石品位及矿床储量的方法。用这种方法进行矿床的储量计算不但能提供在无偏条件下达到估计方差为极小的矿石平均品位估计值 ,而且还能给出此种估计值的精度。这是此法的特点和优点。此外 ,这种方法还可研究矿体的变化性 ,帮助选择勘查与开采方法。目前世界上许多矿山已成功地使用该法于储量计算的生产实践。我国目前在铜、铁、钼、煤、石墨、石灰岩等矿床上 ,也开始研究与试用此法 ,并都取得了很好的效果。

地质统计学发展到今天 ,已经不仅仅属于地质、矿山学科 ,而成为研究表征和估计各种自然科学的工程学科。它的内容十分丰富 ,现仅就在利用地质统计学法计算矿山的矿石储量时 ,必须掌握的理论与方法 ,给予简要的介绍。

1. 区域化变量理论

区域化变量是分布于空间的一个变量。因为属于空间 ,所以这个变量不同于通常的一般变量。它有两个显著的特征：一是具有结构性 ,即空间相邻点之间存在某种程度的自相关 ,而这种自相关依赖于空间邻近两点的向量 h ；二是它的随机性。这两个特征说明区域化变量是一个函数的特定实现。地质统计学的创始人 G·马特龙就把区域化变量定义为 ,是一种具有数值的空间位置的函数。

根据这个定义 ,对区域化变量可作为随机函数来研究。

令 X 是空间 D 中的一个点 ,则定义在点 X 上的实函数 $Z(x)$,即是区域化变量。

2. 变异函数及其理论模型

由于区域化变量具有复杂的性质,用一般函数来研究它是困难的。G·马特龙在前人研究的基础上,提出了利用变异函数为工具来研究区域化变量的方法。20余年,地质和采矿生产实践,证明这种方法是成功的。

变异函数又称结构函数或变差函数,其定义为区域化变量的增量平方的数学期望,即区域化变量增量的方程。设以向量 h 相隔的两点 x 和 $x+h$ 的两个区域化变量值 $Z(x)$ 和 $Z(x+h)$ 之间的变异函数 $2\gamma(x \cdot h)$ 为:

$$2\gamma(x \cdot h) = E\{[Z(x+h) - Z(x)]^2\} \quad (2-10)$$

借助于内蕴假设,变异函数 $2\gamma(h)$ 只依赖于分隔向量 \vec{h} ,而不依赖于具体位置 x 。这样,就可以用有效数据来估计变异函数 $2\gamma(h)$ 。变异函数的估计量 $2\gamma(h)$ 是在以向量 \vec{h} 相隔的任一对点的实验观测值 $Z(x_1), Z(x_1+h)$ 增量平方的算术平均值

$$2\gamma(h) = \frac{1}{N(h)} \sum_{i=1}^{N(h)} [Z(x_i+h) - Z(x_i)]^2 \quad (2-11)$$

式中 $N(h)$ ——有效数据对的对数。

通常,人们采用半变异函数 $\gamma(h)$ 代替 $2\gamma(h)$

$$\gamma(h) = \frac{1}{2N(h)} \sum_{i=1}^{N(h)} [Z(x_i+h) - Z(x_i)]^2 \quad (2-12)$$

半变异函数习惯上简称变异函数。

以 $\gamma(h)$ 为纵坐标,以 h 为横坐标作图,称变异函数曲线图或变差图(图 11-2-6)。

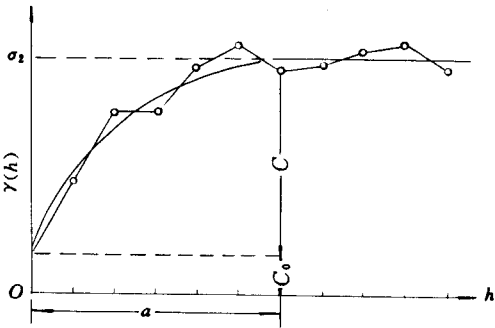


图 11-2-6 经验变异函数曲线及相应的理论曲线

从变异函数曲线可得到下列参数:

- C_0 ——块金常数。反映变异曲线上近原点处的不连续性(变异性),即块金效应。
- a ——变程。变程范围内区域化变量之间存在着相关性,当 $h > a$ 时,则相互独立。
- C ——基台值,反映区域化变量变异性的 大小。

很显然 $\sigma^2 = C_0 + C$, 式中 σ^2 为计算 $\gamma(h)$ 时全部样品的方差。

在实施二维克立格法时,一般应在水平方向上计算北—南、东—西、北东—南西和北西—南东四个方向上的经验变异函数曲线。实施三维克立格法时,还需作垂直方向上的变异函数曲线。

有了实验变异曲线,就要根据它的特征,确定其合适的理论变异函数模型,拟合出一条较为满意的理论变异函数曲线。

变差函数理论模型,一般分为有基台值和无基台值模型两组:

有基台值或跃迁模型亦有很多种,其中最重要的是球形模型(图 11-2-5),目前应用最广,其公式为:

$$\begin{cases} \gamma(h) = C_0 + C \left[\frac{3}{2} \left(\frac{h}{a} \right) - \frac{1}{2} \left(\frac{h}{a} \right)^3 \right] & \text{当 } h < a \\ \gamma(h) = C_0 + C & \text{当 } h \geq a \end{cases} \quad (2-13)$$

无基台模型:有对数模型、戴维斯模型及幂函数模型。

3. 结构分析

结构分析的目的是建立一个变异函数的理论模型。即在求出实验变异函数的基础上,根据实验变异函数曲线的特征,建立起一个合理的理论变异函数模型,然后拟合变异函数的一些参数(a 、 C_0 、 $C_0 + C$)直至拟合出合乎实际的理论变异函数曲线。

结构分析的主要方法是套合结构。它就是把分别出现在不同距离 h 上或不同方向 α 上同时起作用的变异性组合起来(此内容较多,从略)。

4. 计算克立格估值

这是地质统计学用以解决实际问题的最后一个过程。地质统计学主要就是在结构分析的基础上,采用各种克立格法来估计和解决实际问题的。

从数学角度说,克立格法实际上是一种特定的滑动加权平均法。具体地说,它是依据一定空间(块段)内信息(品位)作出一种线性、无偏、最小估计方差的估计的方法,其具体实施是对每个信息值(每个样品值)赋予一定的权系数,最后进行加权平均求得。

这里可以看出克立格法有两个核心内容,一是无偏估计,二是提供最小的方差。这也是克立格法成立的两个条件,克立格方程就是根据这两个条件列出的。

设有一组品位 $\{x_{j,j} = 1, 2, 3, 4, \dots, 2\}$, 则克立格加权滑动平均方程为

$$Z^* = \sum_{j=1}^n a_j \cdot x_j \quad (2-14)$$

式中 Z^* ——待估块段的无偏线性平均品位估计值,简称“克立格估计值”;

a_j ——权系数。

为求解权系数,在估值与真值之间,应是均值相同及方差极小的条件下,求无偏线性

估计值,所谓无偏,即要求公式(2-14)中的

$$\sum_{j=1}^n a_j = 1$$

同时采用拉格朗日乘数法求极值,得到包含 $n+1$ 个线性方程组,即所谓克立格方程组:

$$\begin{cases} \sum_{j=1}^n a_j \bar{\gamma}(x_i, x_j) + \lambda = \bar{\gamma}(x_i, Z) \\ \sum_{j=1}^n a_j = 1 \end{cases} \quad (2-15)$$

式中 $\bar{\gamma}(x_i, Z)$ ——当向量 h 两端分别独立描述邻域 x_i 和待估域 Z 时的半变异函数的平均值;

$\bar{\gamma}(x_i, x_j)$ ——当向量 h 两端分别独立描述邻域 x_i 和 x_j 的半变异函数的平均值;

λ ——拉格朗日乘数。

将公式(2-15)写成矩阵形式:

$$[A] \cdot [a] = [B]$$

$$\begin{pmatrix} \bar{\gamma}_{11} & \bar{\gamma}_{12} \cdots \bar{\gamma}_{1n} & 1 \\ \bar{\gamma}_{21} & \bar{\gamma}_{22} \cdots \bar{\gamma}_{2n} & 1 \\ \vdots & \vdots & \vdots \\ \bar{\gamma}_{n1} & \bar{\gamma}_{n2} \cdots \bar{\gamma}_{nn} & 1 \\ 1 & 1 \cdots 1 & 0 \end{pmatrix} \times \begin{pmatrix} a_1 \\ a_2 \\ \vdots \\ a_n \\ \lambda \end{pmatrix} = \begin{pmatrix} \bar{\gamma}_{12} \\ \bar{\gamma}_{22} \\ \vdots \\ \bar{\gamma}_{n2} \\ 1 \end{pmatrix}$$

解此矩阵得 a_j 及 λ ,代入公式(2-14)求出克立格估值 $Z^{\#}$ 。再求克立格最小估计方差:

$$\sigma_k^2 = \sum_{j=1}^n a_j \bar{\gamma}(x_i, Z) - \bar{\gamma}(Z, Z) + \lambda \quad (2-16)$$

式中 $\bar{\gamma}(Z, Z)$ ——待估点信息值与待估值的半变异函数。

所求得 σ_k^2 值愈小,即误差最小, $Z^{\#}$ 估值愈可靠。

用上述方法估计了各矿块品位后,即可计算总体储量。凡矿块的估计品位达到边际品位要求的,便列为工业储量,否则作为废石处理。

(二)SD 储量算法

该法以结构地质变量为基础,以断面构形为核心,以样条函数及分维几何学为主要数学工具的储量计算方法。该法由四大内容组成。

1. 结构地质变量理论

该法认为矿产储量计算中的地质变量(厚度、品位、体重等)具有规律性与随机性这

两重性。规律性反映在地质变量的矿体总体变化中的变化,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。作者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称作为结构地质变量。结构地质变量与所在的空间位置有关,亦与它周围的地质变量的大小和距离有关,它们在一定空间范围相互影响。具体对地质变量进行统计分析时,将地质变量经过权尺化处理。从这个意义上说,结构地质变量是经过权尺化处理后的地质变量。

2. 断面构形理论

此法一般只用边界品位、夹石剔除厚度和可采厚度为指标来圈定矿体。单工程矿体圈定后,接着进行工程间(断面上)圈定矿体。然后根据工程采样提供的数据信息,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计算储量,即不是直接用它的形态,而是几何形变后的形态。作者认为对矿体的不同认识可有不同的矿体连接,即出现不同的矿体形态,不同的矿体形态只反映了作图人对矿体这个客观现实认识的深度,并不是矿体的真实形态。矿体矿化具有空间的连续性,那么它的地质变量(厚度和品位)的变化就应满足一定曲线关系式。这样便可绘制适合 SD 法计算矿体厚度坐标曲线图(施行几何形变后的形态)。几何形变后的矿体形态是在储量计算后得出的。但几何形变后的圆滑曲线下的面积与形变前的面积等同,见图 11-2-7。

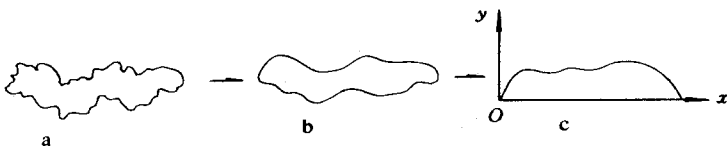


图 11-2-7 矿体形态的几何形变过程

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

3. 储量计算参数积分表达式

如图 11-2-8 将矿体置于直角坐标系中分析,设垂直矿体厚度的投影面(LOI)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 为矿石体重。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

断面面积

$$S(L) = \int_{L_1}^{L_m} f(L, l) dl \quad (2-17)$$

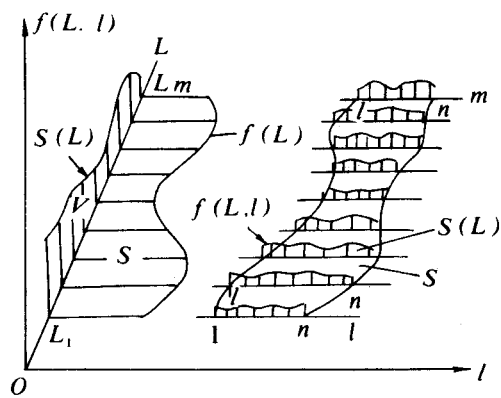


图 11-2-8 参数积分关系图

投影面面积
$$S = \int_{L_1}^{L_m} f(L) dL \tag{2-18}$$

体积
$$V = \int_{L_1}^{L_m} S(L) dL \tag{5-19}$$

断面平均厚度
$$H_s = S(L)(l_n - l_1) \tag{5-20}$$

体平均厚度
$$H_v = V/S \tag{5-21}$$

(2) 矿石量
$$Q = DV = D \int_{L_1}^{L_m} f(L) dL \tag{5-22}$$

(3) 金属量(P)

面金属量
$$P_s = D \cdot P(L) \tag{5-23}$$

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

体金属量
$$P = P_v = D \int_{L_n}^{L_m} P(L) dL \tag{5-24}$$

(4) 品位

面平均品位
$$C_s = P(L)/S(L) \tag{2-25}$$

体平均品位
$$C = C_v = P/Q \tag{2-26}$$

(5) 体重 用算术平均或数理统计法求出。

对上述的积分表达式 ,作者根据矿床的特点的复杂程度提出普通 SD 法、SD 搜索法、SD 递进法等储量计算方法。

4. SD 精度法

在勘查阶段有限工程控制的情况下 ,矿体形态是未知的 ,因此它的真量也是未知的。

但是随着工程数(ν)的逐渐增多,网度逐渐加密,工程间距 h 越小,便越接近真量。对于不同的矿床,当工程间平均间距缩小至某一定值 H_a 时,即当 $h = H_a m$ 时,计算的面(体)量便可以认为是真值。这就是本法预测精度的思想基础,进而以豪斯道夫分维几何学为基础,用分数维为数学工具,以曲线逼近某一定值为极限目标,表征矿体在有限工程控制条件下储量计算值的精度。精度公式:

$$\eta = \rho \frac{n_b}{n_c} = \rho \frac{\ln L_k}{\ln L_t} \quad (2-27)$$

式中 ρ ——为框架指数;

n_b ——B 点的豪斯道夫维数;

n_c ——C 点的豪斯道夫维数;

L_k ——时刻 K 的折线长度;

L_t ——当量尺 $l = H_a$ 时折线长度;

η ——SD 法预测精度。

从上可以看出“SD”储量算法的基础是以样条函数为主要数学工具,对断面的数值积分。此法已推出电算程序包,可在 WANG-T 机和 PC-1500A 上运行。目前在微机尚不通用。

第三章 生产矿量计算

前文已经介绍过生产矿山的保有储量是由地质储量和生产矿量组成。地质储量是按照矿床勘查研究程度不同进行分级计算的,表明探明储量的可靠程度;而生产矿量是按照采矿工作的准备程度不同进行分级计算的。它们之间既有内在不可分割的联系,又有构成内容和划分标志上的区别。生产矿量的计算是在地质储量的基础上进行的,它是地质储量的一部分。

第一节 地下开采矿山生产矿量的划分和计算

1. 开拓矿量的划分与计算

按照矿山设计的规定,地下开拓系统的井巷工程已开凿完毕,形成完整的运输、通风、排水、供水、压风、电力、照明系统(充填法尚有充填系统),并可以在此基础上布置采准工程,分布在此开拓水平以上的可利用(表内)矿量,称为开拓矿量。

凡是为了保护地表河流、建筑物、运输线路以及地下重要工程,如竖井、斜井、溜矿井等所划定的永久性矿柱矿量,应单独计算。只有在废除上述被保护物或允许进行回采保安矿柱时,方可划入开拓矿量。

在勘探程度上,开拓矿量视具体条件应达到 B 级或 C 级储量标准。

2. 采准矿量的划分与计算

在已经开拓的矿体范围内,按照设计的采矿方法完成了规定的采准工程,形成了采区外形,分布在这些采区范围内的矿量,称为采准矿量。

采准工程随采矿方法不同而有不同的规定,一般指沿脉辅助运输平巷、穿脉、采区天井、切割巷道及上山、耙矿巷道、格筛硐室、溜矿井、充填井等。

顶柱、底柱、中间矿柱内的矿量,只有在完成矿柱回采方法规定的采准工作,不违反开采顺序及采矿安全要求,且预计矿房回采结束后相邻矿柱在一年左右能够回采时,才能列入采准矿量。

在勘探程度上,采准矿量一般应达到 A 级或 B 级储量标准。

3. 备采矿量的划分与计算

在做好采准工程的采区(块段)内,按采矿方法的规定,完成了各种切割工程,可以立即进行回采的矿量,称为备采矿量,又称其为回采矿量。备采矿量一般均达到 A 级储量标准。

顶底柱及中间矿柱的矿量,只有按设计矿柱回采方法的规定,完成了切割工程,且采矿安全条件允许进行回采时,才能列入备采矿量。如果有的采场由于违反采矿顺序不允许回采,或因事故、地压活动等原因停产,而短期内不能恢复生产时,则此采场的矿量不能列入备采矿量。

切割工程依采矿方法不同而有不同的规定,一般是指切割层、槽、井、拉底层,扩大漏斗(又称劈漏)及形成正规采矿工作面等。

地下开采三级矿量划分及分布范围的例子,见图 11-3-1 图 11-3-2。

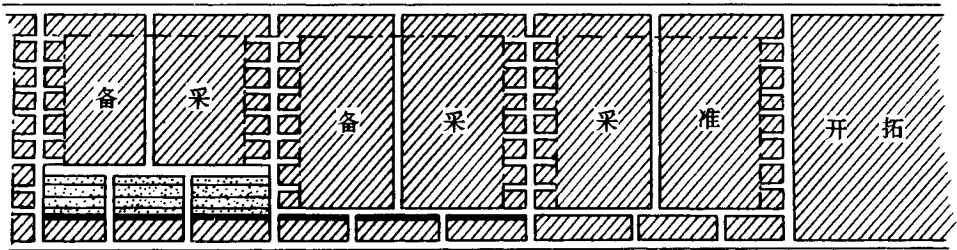


图 11-3-1 水平分层充填法三级矿量范围
(垂直纵投影)

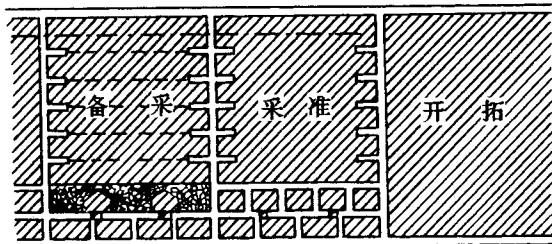


图 11-3-2 深孔崩落法三级矿量范围
(垂直纵投影)

第二节 露天开采矿山生产矿量的划分与计算

1. 开拓矿量

在计划露天开采的范围内,覆盖在矿体上的岩石(或表土)已剥掉,露出矿体表面,并完成了通往开采阶段(台阶)规定的工程和完整的运输系统,则分布在此阶段水平以上的矿量,称为露天开采的开拓矿量。规定的工程是指堑沟、边坡及放矿、排土、防水工程等。

保安矿柱内的矿量,在未废除其上部被保护物时,不能列入开拓矿量。利用地形在露天采场底部用溜井、平硐工程开拓的采场,只有在完成溜井及平硐运输系统,并达到上述剥离要求时,才能列入开拓矿量。

开拓矿量一般应达到 B 级或 C 级储量标准。

2. 备采矿量

在露天采场正常采矿的阶段范围内,矿体的上部和侧面均被揭露出来,并完成了运输线路架设、清理了废石、残渣,则自上台阶边坡底线算起的安全工作平台最小宽度(机械化开采一般为 30m 左右)以外,可供立即回采的矿量,称备采矿量。

积压在保安矿柱和固定线路之下的矿量,不能列入备采矿量。备采矿量一般应达到 A 级或 B 级储量标准。

如图 11-3-3 中, a 为备采矿量, $a+b$ 为开拓矿量。某些露采矿山仍划分为三级矿量,则其“采准矿量”为 $a+b$,开拓矿量为 $a+b+c$ 。

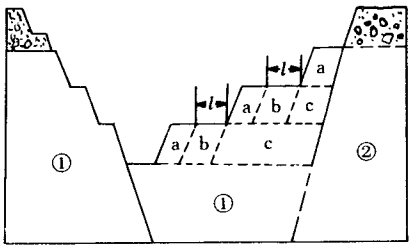


图 11-3-3 露天采场生产矿量级别划分图

①矿体 ②围岩 ; L —安全工作平台宽度

第三节 生产矿山生产矿量保有期的确定与计算

一、影响确定生产矿量保有期限的因素

生产矿山的生产矿量常处于变动状态,为了贯彻“采掘(剥)并举,掘进先行”的方针,坚持合理的采掘顺序,进行正规的采掘作业,要求矿山保有的各类矿产储量及生产矿量大致平衡。如果保有储量过多,会造成资金积压,影响周转,增加了采掘工程的维护费用;如保有储量不足,在生产中就缺乏必要的矿量储备,造成三级矿量不足的被动局面,使矿山不能持续生产,影响国家下达任务的完成。因此,矿山保有的“三级生产矿量”必须有一定的保有期限指标。确定生产矿量保有期限时,须考虑下列因素:

(1)矿床开采方式 露天开采因其采矿技术条件较好,增加储备矿量容易,周期较短,故生产矿量保有期限较地下开采短些。但若为多类型、多品级矿石时,则应以保证主要类型、品级的生产衔接为准,备采矿量保有期限应高些。

(2)生产能力与生产效率的高低 矿山总的生产能力一定时,若采用低效率的采矿方法,由于采场生产效率低,需较多同时回采的采场和备用采场,则保有备采矿量数较多,保有期较长;反之则较短些。

(3)矿床地质条件 矿床地质条件较复杂,则勘探程度准备较困难,采掘工程施工亦困难,要求的备用采场多些,保有指标应高些。

(4)坑道掘进速度 若坑道掘进速度较高,采掘生产准备较易,生产矿量保有指标可以低些;反之则应高些。

(5)坑道工程维护的难易程度 若坑道穿过的围岩或采场顶底板围岩不稳固,或由于构造破坏、地压较强,容易产生片帮冒顶及坑道变形,维护困难,则保有指标在保证生产衔接需要的前提下,应尽可能低些。

二、矿山储量保有期限的一般规定指标

矿山地质储量(指C级以上工业储量)保有期限根据矿山实际情况研究确定,一般最少应在10~15a以上。到矿山生产后期,当其达不到一定标准时,被称为危机矿山(见表11-3-1)。

表 11－3－1
 矿山资源危机标准

矿产种类	生产能力	地质储量保有期限/a
有色金属	< 500(t/d)	< 3
	500 ~ 3000(t/d)	< 5
	> 3000(t/d)	< 8
黑色金属	中小型	< 5
	大型	< 10

生产矿量的合理保有期限 ,实际上相当于生产勘探伴随着开拓工作超前于采准工作 ,采准工作超前于切割回采工作 ,即从矿山实际出发 ,保证各工序(开拓、采准、切割、回采及相应的探矿)正常衔接的各级矿量所必须的规定时间。一般规定标准见表 11－3－2 ,通常备采、采准、开拓三级矿量的保有期限应大致保持 1:2:4 ~ 6 的比例关系。

表 11－3－2
 生产矿量保有期限的一般规定

类别	开拓矿量/a	采准矿量/a	备采矿量/月
地下开采	> 3	> 1	> 6
露天开采	> 1	—	4 ~ 6
露天砂矿	> 1	—	3 ~ 6

三、矿山储量实际保有期限的计算

1. 工业储量实际保有期限(T)

$$T = \frac{Q(1 - \phi)}{A(1 - P)} \text{ (年)} \tag{3 - 1}$$

式中 Q ——矿山实际保有工业储量 ,t ;
 ϕ ——采矿总损失率 ,% ($1 - \phi$)为总采收率 ,% ;
 A ——矿山年生产能力 ,或选厂年处理矿石能力 ,t/a ;
 P ——开采总贫化率 ,%。

2. 生产矿量的实际保有期限

(1)开拓矿量实际保有期限(T_k)

$$T_k = \frac{Q_k(1 - \phi)}{A(1 - P)} \text{ (年)} \tag{3 - 2}$$

式中 Q_k ——计算期末结存开拓矿量 ,t。

(2)采准矿量实际保有期限(T_c)

$$T_c = \frac{Q_c(1-\phi)}{A(1-P)} \text{ (年)} \quad (3-3)$$

式中 Q_c ——计算期末结存采准矿量 t_0 。

(3) 备采矿量实际保有期限 (T_b)

$$T_b = \frac{Q_b(1-\phi) \times 12}{A(1-P)} \text{ (月)} \quad (3-4)$$

式中 Q_b ——计算期末结存备采矿量 t_0 。

(四) 生产矿量应有保有期限的确定

生产矿量应有保有期限是指为保证采掘生产的正常衔接计划的生产矿量合理保有指标。在确定应有保有期限时,总是按先备采、后采准、再开拓三级矿量保有期限的顺序进行研究计算。

地下开采矿山确定生产矿量应有保有期限的具体步骤为:

1. 根据矿山正常生产的矿石年产量,计算其计划日产量(G ,一年按 300 天计),然后求出满足日产量的正常放矿采场数 F :

$$F = \frac{G}{a} \text{ (个)} \quad (3-5)$$

式中 a ——单个采场计划日平均放矿量 t_0 。

2. 计算满足日计划产量时,处于正常回采采场的保有备采矿量。由于各放矿采场的回采程度总体上应处于一个理想的“阶梯状”,故其保有备采矿量大致相当于放矿采场原有总矿量的一半,即:

$$Q_s = \frac{1}{2} q \cdot F \quad (3-6)$$

式中 Q_s ——正常回采采场的总保有备采矿量 t ;

q ——一个新采场的平均备采矿量 t_0 。

3. 为保持矿山正常出矿能力,常需保有一定数量的预备采场,以接替一旦发生意外事故而丧失出矿能力的采场。预备采场数依具体情况确定,一般相当于正常回采采场数的 20%~30%(亦有 50%左右的),即备用系数为 1.2~1.3;其矿量属应有保有备采矿量的一部分。

4. 计划月平均产量(Q_a)可由年计划产量求得;也可用采场(块段)矿体总面积与采矿强度(吨/月·米³)乘积求得。则备采矿量应有保有期限(T_b)可用下式计算:

$$T_b = \frac{(Q_s + Q_m)(1-\phi)}{Q_a(1-P)} \text{ (月)} \quad (3-7)$$

式中 Q_m ——预备采场矿量和 t_0 。

5. 依据采矿工作顺序,除了根据三级矿量保有期限指标的经验比例关系,计算采准与开拓矿量应有保有期限外,按其衔接关系,则;

(1)采准矿量应有的保有期限 T_c 为:

$$T_c = \frac{T_b + T_p}{12} \text{ (年)} \quad (3-8)$$

式中 T_p ——按采矿方法采准与切割一个块段所需的时间,月。

(2)开拓矿量应有的保有期限 T_k 为:

$$T_k = T_c + T_q \text{ (年)} \quad (3-9)$$

式中 T_q ——开拓一个中段需要的时间,月。

露天开采矿山生产矿量应有保有期限的确定:

1. 备采矿量应有保有期限(T_b)为

$$T_b = \frac{R \cdot E \cdot W \cdot D(1 - \phi)}{Q_a(1 - P)} \text{ (月)} \quad (3-10)$$

式中 R ——开采矿石工作线总长度(m)。当矿山生产能力一定时,可视为一常数。可根据电铲台数与每台电铲所占工作线长度乘积,或用工作台阶数与矿体平均长度(工作线平行矿体走向)或平均水平宽度(工作线垂直矿体走向)的乘积计算;

E ——爆破带宽度, m;

W ——台阶(阶段)高度, m;

D ——矿石平均体重, t/m^3 ;

Q_a ——采场计划月平均矿石产量, $t/\text{月}$;

ϕ ——采场总损失率/%;

P ——采场总贫化率/%。

2. 开拓矿量应有保有期限 T_k 为:

$$T_k = \frac{n \cdot h \cdot L \cdot W \cdot D(1 - \phi)}{12 Q_a(1 - P)} \text{ (年)} \quad (3-11)$$

式中 n ——计划正常作业所需采矿台阶数;

h ——平台合理宽度,即爆破带宽度与安全工作平台最小宽度之和, m;

L ——矿体平均长度,或平均水平宽度, m。

3. 当露天开采矿山亦划分三级矿量时,则以上计算的“开拓矿量应有保有期”则为采准矿量应有保有期限,其开拓矿量应有保有期限则以最低堑沟水平以上所有台阶圈定矿体范围的总矿量数参加计算。其计算公式从略。

第四章 储量变动统计

第一节 矿山储量变动的统计

矿山储量变动统计的目的是既为矿山计划、地质与生产部门及时掌握矿山储量的增减情况,进行储量的审批和报销,又为了掌握开采的准备程度,使开拓、采准工作能同回采与勘探之间保持平衡和协调,保证矿山正常生产及未来发展对矿产资源的需要提供依据。

矿山储量变动统计的资料来源包括:地质勘探与生产勘探储量计算资料,生产矿量计算资料,采场产量资料,采矿贫化与损失的计算资料等。

储量变动统计一般要求分期、分阶段、按单位分别统计。月统计采场(块段),季度或半年统计矿体、中段(台阶),年度统计全矿区(井田或露天采场)的储量变动情况。同时要求按不同的地质储量与生产矿量级别,不同的自然类型与工业品级,并按矿种分保有、已采、副产、矿房、矿柱、损失、存窿和储备的各种矿量分别进行统计,建立相应的储量统计台账。

在以上矿山储量增减和级别变动的动态统计基础上,定期填写储量统计表。一般要求每年七、八月份统计上半年并预报下半年及次年的储量变动,年终填写储量统计表参加储量审批与报销,年初填写专门的储量统计表上报储量管理委员会备案。地质储量与生产矿量统计表(原称储量平衡表)的格式和内容例见表 11-4-1 与表 11-4-2。

表 11－4－1 一九××年度地质储量平衡表

矿种：		计算单位 矿石量 :×10 ⁴ t									
		金属量 :t									
		品位 :%									
		保有期限 :年									
矿区或中段	储量级别	项目	一九 年 元月一日保有		开采量	损失量	因勘探 增(＋) 减(－)	因重算 增(＋) 减(－)	一九 年 元月一日保有		备注
			表内	表外					表内	表外	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
	A＋B	矿石量									
		品位									
		金属量									
		保有期限									
	C	矿石量									
		品位									
		金属量									
		保有期限									
	A＋B＋C	矿石量									
		品位									
		金属量									
		保有期限									
	D	矿石量									
		品位									
		金属量									
		保有期限									

表 11－4－2 一九××年度生产矿量平衡表

矿种：

计算单位：矿石量：× 10⁴t

金属量：t

品位：%

保有期限：开拓及采准(年)

备采(月)

矿区 或 中段	项目	一九 年度实际保有						本期开 采量	本期根 失量	本期因掘进 增(+) 减(-)			本期因重算 增(+) 减(-)			一九 年度实际保有						存窿 (堆 场)				
		开拓		采准		备采	其中 开拓			其中 采准	其中 备采	其中 开拓	其中 采准	其中 备采	总量	其中 矿柱	总量	其中 矿柱	总量	其中 矿柱						
		总量	其中 矿柱	总量	其中 矿柱			总量	其中 矿柱												开拓	采准	备采	开拓	采准	备采
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27

第二节 储量的审批与报销

主管部门每年末均要对所属矿山的储量保有和变动情况进行审批，是为了加强对国家矿产资源勘查与开发的宏观调控和计划管理；其直接目的在于：了解各矿山储量的保有与变动情况，弄清“家底”，心中有数，作为矿山建设部署和下达年度生产任务的依据；发现矿山储囊管理中存在的问题，进行指导，及时制订或完善管理措施；并适时进行储量报销。

储量审批具有矿山会审的性质。矿山应作好准备工作，如据全矿山储量统计计算资料，填写表报，编制专门图件，用以表明矿山储量的数量、种类、分布、性质及级别结构的变化，编制年度储量变动说明书，其内容有：地质储量与生产矿量计算及统计方式、方法、资料来源、储量变动及原因分析，矿山生产情况，备用采场数量，采掘（剥）进度情况，计算地段地质构造条件和矿石质量量情况。对于生产矿量尚应增加采矿贫化与损失、矿量储备情况及提高回采率、降低贫化率等的措施。

储量审批程序和内容为：①各矿山介绍情况和阅读资料，审查储量计算图件和表报，全面了解矿山储量保有、类型、级别、分布及变动情况；②审查矿山采矿方针政策的执行情况，开采顺序、采掘（剥）比例及贫富、大小、难易、远近矿体兼采情况；③审查地质储量

分级与生产矿量划分是否符合规定标准 ,④审查开采的贫化与损失情况 ,过高时要查明原因 ,⑤审查各类、各级储量的平衡情况 ,检查是否达到保有指标 ,若不平衡或“欠账” ,要查明原因 ;矿山地质人员应对储量的增加、减少、采去、损失 ,按井区、中段、矿体等分别作出说明 ;⑥了解历年对矿山储量的审批意见和处理情况 ;⑦经过会议审查批准 ,进行储量报销。

储量报销是指在经过储量审批后 ,把由种种原因耗损或减少的储量从原储量统计表中核销或减去。主要包括以下几种情况 :经地测部门验收 ,证明确已采去的储量 ;经补充地质勘探或生产勘探 ,用经论证修订的合理工业指标重新圈定矿体、计算储量 ,查明矿产储量确实减少者 ,均应随年度上报审批一次核销。由于自然原因、矿床地质构造或采矿技术管理等原因造成挺失的矿量 ,且确实不能开采者 ,属于报废性质的报销。处理方法是 :一类属开采设才的正常损失 ,随年度储量上报并一次核销 ;另一类由于地质、安全条件 ,作业不正规 ,技术管理不善和事故等原因造成的非正常开采损失 ,应在中段或平台结束前六个月提出书面报告 ,损失量十万吨以下者 ,由省局批准报销 ;损失十万吨以上者 ,报部批准。

第三节 储量管理工作

矿山储量管理工作由矿山地质、测量与采矿部门共同负责 ,对矿产储量的数量和质量实行全面管理 ,亦属矿山保护范畴。其中心问题是“开源”与“节流”。一般每季、每年召开生产矿量与地质储量分析会 ,研究矿山储量保有情况及存在问题 ,制定储量管理的有效措施 :建立储量变动统计台账 ,作好储量计算图表 ,坚持储量表报与报销制度 ,按规定指标平衡与管理矿山储量。除此而外 ,还应做到 :加强矿山找矿与地质勘探工作 ,扩大矿产储量 ,延长矿山服务年限 ;加强矿产综合利用研究 ,增加新矿种 ,兼采和兼用伴生矿产 ,使矿山资源得到最大限度的综合开发利用 ;改进采矿方法 ,优化选冶工艺流程 ,降低采矿贫化与损失 ,设法回收残矿、矿柱及表外贫矿 ;加强掘进、采矿、放矿及配矿的各工序质量管理 ,努力提高回采率与选冶回收率 ;坚决贯彻有关的方针政策 ,坚持合理的采掘(剥)顺序 ,加强生产勘探和生产地质指导 ,使生产矿量及时达到规定标准 ,并使矿山保持高效益地持续均衡生产。

第五章 矿石贫化与损失计算

第一节 矿石贫化、损失的概念及管理的意义

1. 矿石贫化与损失的概念

矿石贫化 是指在开采过程中,由于地质条件和采矿技术等方面的原因,使采下的矿石中混入废石(围岩、夹石与表外贫矿),或部分有用组分溶解和散失而引起工业矿石品位降低的现象称矿石贫化,亦简称“贫化”。其中①采下矿石的品位降低数与原矿体(或矿块)平均品位之百分比,称为品位降低率,又称为矿石贫化率,或简称“贫化率”。②废石混入量与采下矿石(俗称“毛矿石”,即工业矿石与废石之和)量的百分比,称废石混入率,表示废石的混入程度。

矿石损失 指在开采生产过程中,由于种种原因(如地质条件复杂、采矿方法不当和放矿、运输问题等)造成的工业矿石未被全部采下或采下矿石丢失的现象。其中,①采矿过程中损失的工业矿石量与该采场(或采区)内拥有矿石储量的百分比,称矿石损失率,表示工业矿石损失的程度。相应的,采出的工业矿石量与该采场(或采区)原拥有矿石储量的百分比称为矿石回采率,或矿石采矿回收率,又称矿石采收率。则:矿石回采率 = $1 - \text{矿石损失率}$ 。②对于金属矿山,在采矿过程中所损失工业矿石中的金属量与该采场(或采区)内原拥有金属储量的百分比,应称金属损失率;而采出矿石中的金属总量与该采场原拥有金属储量的百分比,称金属采收率。由此可知,只有当混入废石不含有用组分,即废石品位为零时,金属采收率 = $1 - \text{金属损失率}$;否则,金属采收率 $> 1 - \text{金属损失率}$ 。

率。

所以,某些非金属矿产在开采过程中,往往只需计算废石混入率、矿石损失率和矿石回采率;而金属矿山则还须计算矿石贫化率和金属采收率等(金属损失率等于矿石损失率)。

2. 矿石贫化与损失管理的意义

无数矿山生产实践证明,由于矿石贫化会降低选矿回收率和精矿的产量,并加大选矿厂的矿石处理量,增加生产费用等;由于矿石损失,使矿山有限的矿产资源不能充分有效地得到利用,使分摊到每吨矿石的基本建设费用相应增加,提高了生产费用,而且还会引起采准工作与回采工作的脱节,以及缩短矿山寿命(服务年限)等,所以经常研究检查矿石贫化与损失情况,提出降低损失与贫化的措施,是矿山地质部门的重要任务。

采矿贫化率与损失率是直接衡量矿山采矿工作好坏的重要经济技术指标,是衡量矿山素质、技术管理水平高低、分析采矿方法是否合理的基本考核指标。一般讲,不论贫化还是损失,都是矿山生产的不利因素,尤其是可以避免的偶然性贫化与损失,是矿山生产管理的主要对象。力争降低贫化与损失到最低的合理限度是矿山地质与采矿部门的重要职责之一。

总之,采矿贫化与损失管理的意义在于:

- (1)有助于矿石的合理开采,降低采、选(及冶炼)成本,提高生产效率;
- (2)有助于保护矿产资源,延长矿山服务年限;
- (3)为编制矿山生产计划,进行矿石质量管理和矿山储量的平衡与管理等提供依据;
- (4)有助于了解各种采矿方法的优缺点,以便选择更加先进合理的采矿方法。

第二节 矿石贫化与损失的分类

一、贫化的分类

按与采矿作业过程有关的贫化分类:①第一次贫化:指凿岩爆破时,因矿岩界线不清等原因,而将围岩、夹石与矿石一并采下所造成的贫化(图 11-5-1)。②第二次贫化:在放矿过程中,因两盘或顶板围岩不稳固,或因管理不善,致使围岩塌落混入矿石造成的贫化(图 11-5-2);或在二次破碎(因块度过大)及装运过程中,因围岩、废石或充填料混

入,或高品位粉末状矿石丢失所引起的贫化,统称二次贫化。

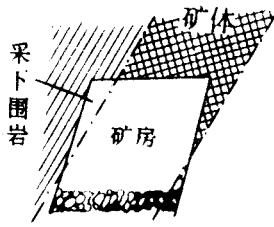


图 11-5-1 将围岩与矿石一并采下造成的贫化

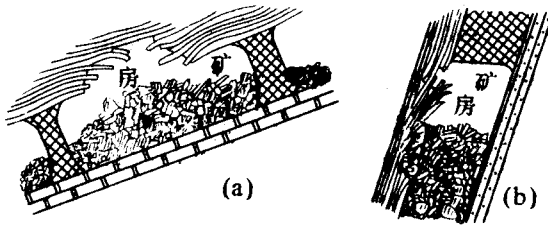


图 11-5-2 顶盘围岩下落造成的贫化
(a)缓倾斜矿体,房柱法 (b)急倾斜矿体,留矿法

根据贫化性质分为可避免的贫化与不可避免的贫化两类:①不可避免的贫化:亦称设计贫化,指按开采设计或采掘计划规定,必须在采矿时采出一部分围岩、夹石或表外贫矿所造成的贫化。例如电耙道布置于矿体下盘的采矿方法,按规定要切割一部分围岩;开采过薄矿脉时,为保证采场足够的采幅,往往将部分围岩采下;深孔分段崩落法,由于爆破范围及深度大,不能实行分采,按设计必须将夹石和部分表外贫矿石与工业矿石一并采下所造成的贫化。②可避免的贫化:亦称施工贫化,是指在采矿作业过程中,由于组织与技术管理不善,技术措施不正确,作业不正规,或因矿体边界圈定不准确等,而将设计不应采下的围岩、废石、表外贫矿石与工业矿石一并采下、运出所造成的贫化。

采场(或采区)的总贫化由不可避免的贫化与可避免的贫化一起构成,后者为主要管理对象。

二、损失的分类

按与开采作业关系可分为开采损失与非开采损失两类:①开采损失是指在矿床开采过程中,与采矿方法、开采技术条件、施工技术管理、采矿作业技术水平有关的损失。其

中又可分为两种 :一种为未采下损失 ,即按开采设计规定须留下各种矿柱(图 11 - 5 - 3) 及护顶 (图 11 - 5 - 4) 部分所造成的损失 ,亦称设计损失 ;若按设计应回采的矿石 ,由于矿体形态复杂、采矿技术条件问题、矿体界线不清 ,或因技术措施不当、组织管理不善等原因造成的未采下损失 ,亦称施工损失。另一种是采下损失 ,即当矿石采下后 ,在放矿、装车、运输及充填过程中所发生的损失。②非开采损失 ,指与采矿方法、采矿技术管理工作无关的损失。例如 ,因断层破碎带破坏或强烈褶皱变形 ,致使矿石无法全部采出 ;为防止坑道涌水而留下保安矿柱 ,为保护井筒、地面建筑、河流、水库、交通要道等留下的保安矿柱所造成的永久损失。

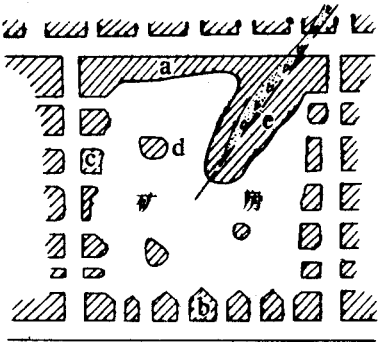


图 11 - 5 - 3 采场纵投影图

a—顶柱 b—底柱 c—矿壁 d—房柱 ;
e—保护破碎带而留下的矿柱

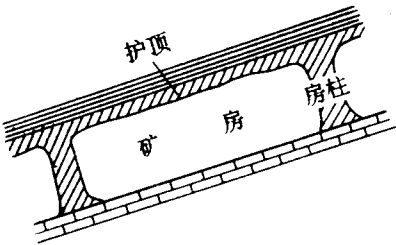


图 11 - 5 - 4 为保护顶盘而留下护顶

根据损失的性质也可分为不可避免的损失与可避免的损失。前者主要指按开采设计规定留在地下不能采出的损失 ,亦即设计损失 ;某些非开采损失亦属不可避免的损失。后者是指开采过程中 ,由于组织管理不善、技术措施不当等所造成的损失 ,亦即施工损失。可避免的损失是矿石损失管理的主要对象。

虽然矿石在采、选、冶、用整个过程中 ,均可能造成矿石(或金属)损失的现象 ;但在矿

山地质工作中,尤以采矿损失及其管理为最主要。

第三节 矿石贫化与损失的计算

矿石贫化与损失的计算,应分期、分阶段、分设计与实际,分别按采矿单元进行。地下开采时,且要求按不同的采矿方法、矿体、矿房与矿柱等分别计算和统计。一般以矿块(采场)为基本单元,从其每一爆破分层计算起,继之进行采区、中段、坑口(井田)到全矿区的综合,最终得到全坑口或全矿区的总贫化和总损失。露天开采时,应在每一爆破块段(或爆区)计算的基础上,按台阶到采场的步骤进行综合统计。无论地下开采,还是露天开采,采矿贫化与损失的计算方法总体上分为直接法与间接法两种。

一、直接法

直接法只适用于地测人员可以进入的采场,即在采场(矿房)内,直接测定采下或损失矿石量,采下混入的废石(围岩、夹石等)量及有关品位,并与原工业矿石储量及其品位进行比较计算,以求得相应贫化率与损失率的方法。其优点是可按爆破分层计算,准确度较高;又能与采场生产管理相结合,易于直接查明发生贫化与损失的地点、数量及原因,及时采取纠正措施,而且计算简便,效率较高,故而得到广泛应用。

但须指出,一般情况下,即当所开采矿体(或矿块)属与围岩界线清楚的致密块状矿石,围岩(与夹石)基本不含有用组分,且高品位矿石不发生(或少发生)丢失时,则可以用废石混入率代替贫化率(即品位降低率)。且前者亦易于查明和计算。这也是造成目前对贫化率与废石混入率区分不清、应用不统一的原因之一。

(一) 贫化率与废石混入率的计算公式

1. 据贫化率定义,其基本计算公式为:

$$\text{矿石贫化率}(P): \quad P = \frac{C - C_0}{C} \times 100\% \quad (5-1)$$

$$\text{废石混入率}(\gamma): \quad \gamma = \frac{Y}{Q_0} \times 100\% \quad (5-2)$$

式中 P ——矿石贫化率(品位降低率),%;

C ——业矿石(开采范围内)平均品位,%;

C_0 ——采下或放出矿石(包括工业矿石和废石)平均品位,%;

γ ——废石混入率, % ;

Y ——混入采下或放出矿石中的废石(围岩、夹石等)量, t ;

Q_0 ——采下或放出矿石量(工业矿石与废石量之总和), 亦称采掘总量, t。

2. 设计贫化率(P_s 与废石混入率(γ_s)):

$$P_s = \frac{C - C_s}{C} \times 100\% \quad (5-3)$$

$$\gamma_s = \frac{Q_s - q_s}{Q_s} \times 100\% \quad (5-4)$$

或
$$\gamma_s = \frac{M_s - M}{M_s} \times 100\% \quad (\text{薄矿脉}) \quad (5-5)$$

式中 C_s ——设计采下矿石平均品位, % ;

Q_s ——设计采下矿石量, t ;

q_s ——设计采下工业矿石量, 或工业矿石储量减设计损失矿石量之差, t ;

M_s ——设计采幅, 即设计采场平均宽度, m ;

M ——脉幅, 即矿脉平均宽度, m。

(出现过的符号, 以下公式中若重复出现, 则不另注。)

3. 一次贫化率(P_1)与一次废石混入率(γ_1):

$$P_1 = \frac{C - C_c}{C} \times 100\% \quad (5-6)$$

$$\gamma_1 = \frac{Q_c - q_c}{Q_c} \times 100\% \quad (5-7)$$

或
$$\gamma_1 = \frac{M_c - m}{M_c} \times 100\% \quad (\text{薄矿脉}) \quad (5-8)$$

式中 C_c ——实际采下矿石平均品位, % ;

Q_c ——实际采下矿石量, t ;

q_c ——实际采下工业矿石量, t ;

M_c ——实际采幅, m ;

m ——实际脉幅, m。

4. 可避免的贫化率(P_k)与废石混入率(γ_k):

$$P_k = \frac{C_s - C_c}{C} \times 100\% \quad (5-9)$$

$$\gamma_k = \frac{Q_c - Q_s}{Q_c} \times 100\% \quad (5-10)$$

$$\text{或} \quad \gamma_k = \frac{M_c - M_s}{M_c} \times 100\% \quad (\text{薄矿脉}) \quad (5-11)$$

5. 二次贫化率(P_2)与二次废石混入率(γ_2):

$$P_2 = \frac{C_c - C_t}{C} \times 100\% \quad (5-12)$$

$$\gamma_2 = \frac{Q_f - Q_c}{Q_f} \times 100\% = 1 - \frac{Q_c}{Q_f} \times 100\% \quad (5-13)$$

式中 C_t ——实际出矿品位(平均),%;

Q_f ——实际出矿量 t。

6. 采场总贫化率(P_2)与总废石混入率(γ_2):

$$P_2 = P_1 + P_2 = \frac{C - C_t}{C} \times 100\% \quad (5-14)$$

$$\gamma_2 = \frac{\Sigma Q_f - \Sigma q_c}{\Sigma Q_f} \times 100\% = 1 - \frac{\Sigma q_c}{\Sigma Q_f} \times 100\% \quad (5-15)$$

式中 ΣQ_f ——采场放出矿石量总和 t;

Σq_c ——采场采出工业矿石量总和 t。

(二) 矿石损失率的计算公式

1. 按损失率的定义,则:

$$\phi = \frac{q}{Q} \times 100\% \quad (5-16)$$

式中 ϕ ——矿石损失率,%;

q ——损失矿石量 t;

Q ——工业矿石储量 t。

2. 设计矿石损失率 ϕ_s :

$$\phi_s = \frac{q'_s}{Q} \times 100\%$$

式中 q'_s ——设计损失矿石量 t。

3. 未采下损失率 ϕ_w :

$$\phi_w = \frac{q_w}{Q} \times 100\% \quad (5-17)$$

式中 q_w ——未采下损失矿石量 t。

4. 采下损失率 ϕ_b :

$$\phi_b = \frac{q_b}{Q} \times 100\% \quad (5-18)$$

式中 q_b ——采下损失矿石量 t_0 。

5. 采场总损失率 ϕ_z :

$$\phi_z = \frac{q_w + q_b}{Q} \times 100\% \tag{5-19}$$

(三) 计算参数来源

1. 设计矿石贫化率、废石混入率与矿石损失率的计算参数

Q 、 Q_s 、 q_s 、 q'_s 、 M_s 、 M 及 C 、 C_s 等,可全部在采矿设计图上,依据矿体(块段)圈定范围、设计采掘或崩落范围、回采前的矿产取样资料求得。

2. 实际贫化率与损失率主要计算参数的确定方法

计算法:可运用计算储量的平行断面法或开采块段法求得有关的矿岩量参数。若是水平分层充填法或留矿法一类的采场(图 11-5-5),可在每一分层的上下掌子面素描图上分别测定其矿体(或岩石)面积 S_1 及 S_2 ,计算平均分层高度为 h ,有关矿(岩)平均体重 D ,假若可用梯形公式计算其体积,则有关矿(岩)量的参数 Q_0 的计算公式为:

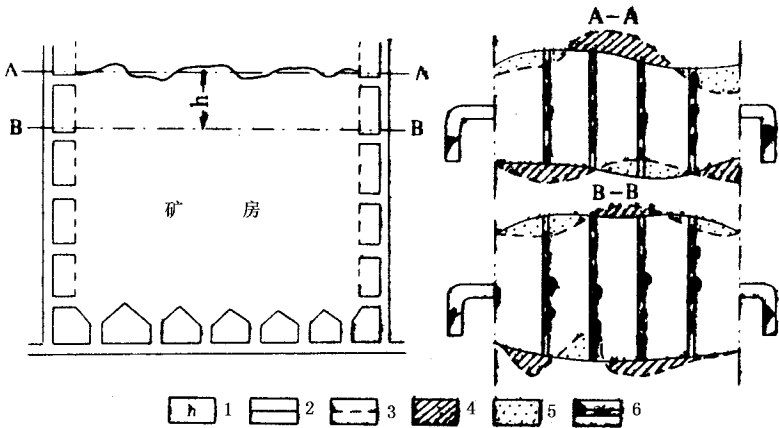


图 11-5-5 留矿法矿房及掌子面图

A—A 上采矿掌子面;B—B 下采矿掌子面。1—分层高度 2—来掘边界线;
3—工业矿体边界线 4—损失工业矿石 5—采下围岩、废石 6—生产取样线

$$Q_0 = \frac{h}{2} (S_1 + S_2) D \tag{5-20}$$

若是急倾斜矿脉(倾角 $> 60^\circ$)或缓倾斜层状、似层状矿体(倾角 $< 30^\circ$)则可在采场矿体纵投影或水平投影图上分别测定两次验收期间的矿(岩)体面积 S ,矿(岩)平均厚度(水平或垂直厚度等) M 可在掌子面素描图上或在编录时测定,则用开采块段法计算有关矿(岩)量参数 Q_0 公式为:

$$Q_0 = S \cdot M \cdot D$$

由上述可知,计算所得 Q_0 分别有下述情况。若 S_1 、 S_2 、 D 或 S 、 M 等参数:①测自圈定矿体,计算结果为 Q ;②测自实际采掘范围,计算得 Q_c ;③测自采下矿有范围,结果为 q_c ;④测自采下废石(围岩、夹石)范围,结果为 Y ;⑤测自来采下矿石范围,则计算结果为 q_w 。

相应矿(岩)平均品位参数,则由生产取样资料计算(算术或加权平均)得到。

实测法 地测人员可在观场测量采空区面积及采矿高度,直接求得相应采掘量。出矿时,抽取一班或多班一定数量矿车,将车中原矿倒出(倒车法),手选矿石及废石,分别称重,然后取其平均值,若出矿车数已知,车数乘平均值,则得采出矿石量 q_a ,采下混入废石量 Y ,总计后得 Σq_c 、 ΣQ_f 等。为避免一、二次贫化或一、二次废石混入率混淆,手选亦可在采场内进行。未采下损失 q_w 可在采场内测量未采下矿石面积,推断其深度后求得;采下损失 q_b ,如为水平分层充填法或空场法开采,出矿后在采场底板上选择有代表性的单位面积(如 1m^2),收集损失矿石,再据采场总面积求得。出矿量 ΣQ_f 亦可用地中衡称量(计车法)求得。薄矿脉的实际采幅 M_c 及脉幅 m 在素描图或现场测定并计算其平均值,测量间距 $2 \sim 4\text{m}$ 。

二、间接法

当不能或不必要在采场内直接测定矿石量、废石量及有关品位等参数,而可用间接方法求出采矿量、废石量及相应品位值,并与原工业矿右储量和品位进行比较计算,以求得贫化率、废石混入率及损失率的方法,称为间接法。

间接法计算的最大优点是可用于任何一种采矿方法,对于地下开采不能进入的采场(如深孔崩落法)是唯一的贫化与损失计算方法。它能够反映采矿与放矿过程中总的损失与贫化以及设计采场(块段)范围内的矿石回收情况,而且计算结果与“实际”较一致,所以亦常用。但其缺点是在矿块开采结束前,无法计算,效率较低;也先法区分一、二次贫化,或可避免与不可避免的贫化,还分不清是围岩混入造成的贫化,或由于地质品位无代表性(实际与勘探资料误差较大)所造成的假像(贫化或富化)等。所以,间接法使用的条件应是矿床(矿块)生产勘探程度高,采准后“二次”固定所得资料(矿量、品位等)较准确;各采场(或块段)有单独的放矿系统,以保证出矿量与出矿品位资料齐全、准确、系统;同时,必须有专门人员制作管理台账,才能取得较可靠结果。

1. 计算公式

假设某矿块原拥有矿石储量为 Q ,其地质平均品位为 C ,布置采场的出矿量为 T ,损失矿石量为 q ,采下混入的废石(围岩与夹石)量为 Y ,废石平均品位为 C_Y ,采场出矿品

位为 C_t ,则可得到如下有关出矿量和采出金属量的平衡方程式 :

$$T = Q - q + Y \quad (5-21)$$

$$TC_t = QC - qC + YC_Y \quad (5-22)$$

通过适当变换(如式 5-21 两边乘 C 后与 5-22 式联立)求解后,则可得有关矿石损失率(ϕ)废石混入率(γ)等计算公式如下:

$$\phi = \frac{q}{Q} \times 100\% = 1 - \frac{T(C - C_Y)}{Q(C - C_Y)} \times 100\% \quad (5-23)$$

$$\gamma = \frac{Y}{T} \times 100\% = 1 - \frac{C_t - C_Y}{C - C_Y} \times 100\% \quad (5-24)$$

$$P = \frac{C - C_t}{C} \times 100\%$$

当围岩与夹石不含有用组分,即 $C_Y = 0$ 时,则:

$$\text{矿石损失率:} \quad \phi = 1 - \frac{TC_t}{QC} \times 100\% \quad (5-26)$$

矿石贫化率与废石混入率相等,即

$$P = \gamma = \frac{C - C_t}{C} \times 100\% = 1 - \frac{C_t}{C} \times 100\% \quad (5-27)$$

2. 计算参数来源

间接法基本计算参数有: Q 、 C 、 C_Y 、 T 、 C_t 。一股均应由生产勘探资料、生产取样与采矿生产过程中统计计算求得。 Q 由块段(采场)设计单体性地质图计算, C 与 C_Y 可在回采坑道取样, C_t 在矿车、电耙道、矿堆或装矿机上取样测定; T 可用计车法测定。为提高计算的可靠性,采场出矿量统计及各项品位测定,每班均应进行。当然,若 T 、 C_t 为期计值,则计算所得为设计矿石损失率、贫化率及废石混入率;若 T 、 C_t 为实际测定值时,计算所得则为实际矿石损失率、贫化率和废石混入率。

露天采场,无论用直接法或间接法计算矿石损失率、贫化率和废石混入率时,均可利用爆破块段(或爆区)地质图件、生产勘探资料、生产取样及采矿过程中的统计资料获得所需参数。此不冗述。

金属矿山,尤其是有色金属矿山,往往还需计算金属采收率(ϵ_k),其基本计算公式为:

$$\epsilon_k = \frac{q_c C + YC_Y}{QC} \times 100\% \quad (5-28)$$

式中 q_c ——采场(块段)采出工业矿石量, t ;

Y ——采场(块段)采出废石量, t;

C ——工业矿石平均品位, %;

C_Y ——废石平均品位, %;

Q ——采场(块段)工业矿石储量, t。

例子:已知某采区中,铁矿石可采工业储量(Q)为 100kt,其平均地质品位(C)为 31%,采出矿量(T)90kt,出矿品位(C_i)25%,废石品位(C_Y)7%,求该采区采矿的矿石贫化率(P)、废石混入率(γ)、矿石回采率(K_ϵ)、矿石损失率(ϕ)和金属采收率(ϵ_k)各是多少?

解得:

(1)矿石贫化率(即品位降低率):

$$P = \frac{C - C_i}{C} \times 100\% = \frac{0.31 - 0.25}{0.31} = 19.35\%$$

(2)废石混入率:

$$\gamma = \frac{C - C_i}{C - C_Y} \times 100\% = \frac{0.31 - 0.25}{0.31 - 0.07} = 25\%$$

(3)矿石回采率:因混入废石量 $Y = T \cdot \gamma = 90 \times 25\% = 22.5\text{kt}$,采出工业矿石量 $q_c = T - Y = 90 - 22.5 = 67.5\text{kt}$,所以

$$K_\epsilon = \frac{q_c}{Q} \times 100\% = \frac{6.75}{10} \times 100\% = 67.5\%$$

(4)矿石损失率:

$$\phi = 1 - K_\epsilon = 1 - 67.5\% = 32.5\%$$

或
$$\phi = \frac{Q - q_c}{Q} \times 100\% = \frac{10 - 6.75}{10} \times 100\% = 32.5\%$$

(5)金属采收率:

$$\epsilon_k = \frac{q_c C + Y C_Y}{Q C} \times 100\% = \frac{6.75 \times 0.31 + 0.07 \times 2.25}{10 \times 0.31} = 72.58\%$$

第四节 矿石贫化与损失的管理

采矿过程中矿石贫化与损失的管理,包括作好贫化与损失的统计表报工作,根据影响贫化与损失的因素,确定合理的采矿贫化率与损失率指标,并进一步寻求降低采矿贫

化与损失的措施。其中 ,损失与贫化的统计台账和表报是实际情况的编录 ,损失与贫化的影响因素与合理的损失、贫化指标是管理的根据 ,降低贫化与损失的措施是贫化损失管理的宗旨。

一、矿石贫化与损失的统计表报

为衡量和检查矿山采掘(剥)生产的优劣 ,采矿方法与技术管理的好坏 ,确切掌握矿产资源的利用情况 ,要求定期按采场(块段)、矿体、中段或台阶、井区(或露天采场)计算和统计矿石的贫化与损失的有关参数 ,并分别建立相应的统计台账(表 11-5-1) ,据此 ,按月、季、年度填表(表 11-5-2)呈报主管部门。这是矿山地测与生产部门进行矿石贫化与损失管理的基础工作。

表 11-5-1 开采过程中贫化与损失统计台账

采菜 中段(平台)													采场 矿体										
采区 中段(平台)													采场 矿体										
日期	采矿方法	矿种	采下矿石			采下围岩			采下矿岩总量			贫化率/%	未采下矿石			未运出矿石			损失总矿量			损失率/%	备注
			矿石量/t	品位/%	金属量/t	围岩量/t	品位/%	金属量/t	矿岩量/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	矿石量/t	品位/%	金属量/t		
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24

表 11-5-2 贫化与损失年或季度报告表

项目	设计开采总矿量/t	实际采下量		二次贫化围岩量/t	贫化率/%		未采下损失 [损失量/t 储量/t]		采下损失 [损失量/t 储量/t]	未采下损失量/t	总损失率/%	备注
		总量/t	其中围岩量/t		总的	可避免的	矿房	矿柱				
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
甲												
乙												
⋮												

填写贫化与损失统计表报的具体要求如下：

1. 对地质原始资料的要求

设计图件与掌子面素描图上 ,要准确圈定矿体 ,矿石与围岩体重尽可能采用实测资

料 ;工业矿石储量的计算以备采矿量为基础 ,在设计指定的范围内确定 ;矿石及围岩品位必须以生产取样为依据 ,不能采用经验数据 ;采出矿石平均品位可以依据矿石量与金属量用反求法确定。

2. 对生产记录资料的要求

实际出矿量应据实测资料填写 ;出矿品位应按矿车或漏斗口矿堆取样确定 ;累计总数也可用出矿矿石及金属总量用反求法确定。

3. 对开采损失率的统计要求

矿山应分别按未采下损失及采下损失进行统计 ,一般以前者为主。金属矿产应分别统计矿石损失率与金属损失率。当采场回采结束后 ,必须将历次(分层)计算的原始资料加以整理 ,计算采场总损失率。回采矿柱、残矿应单独计算。整个中段或台阶回采结束 ,再计算全中段或台阶工业矿石储量的总损失率。

4. 对开采贫化率的统计要求

贫化率统计程序同于损失率。对于实际贫化率 ,非金属矿山一般只统计废石混入率 ,金属矿山还应统计品位降低率。当有害组分影响显著时 ,则需统计有害组分的增高率。

二、贫化与损失的影响因素和管理指标

1. 影响矿石贫化与损失的因素

虽然影响矿石贫化与损失的因素很多 ,但总体上讲 ,可分为可以避免的偶然性因素和不可避免的必然性因素。前者主要反映生产施工过程中的组织管理水平与采场工艺参数确定的正确性 ,后者主要决定于矿床(体)地质条件的复杂程度和选择的开采方式、方法与设计的正确性。例如 ,影响矿石贫化率的主要因素有 :矿体厚度愈薄(尤其是小于最低采幅时) ,其贫化率愈高 ;含矿系数愈小 ,其贫化率愈高 ;矿体形态愈复杂 ,其贫化率愈高 ;矿体产状、矿石和围岩的稳固程度、断裂构造的发育程度、水文地质条件等开采地质因素愈不利 ,其贫化率愈高 ;露天开采一般较地下开采 ,其贫化率低 ;机械化程度愈高 ,其贫化率易高 ;地下开采效率较低的充填法其贫化率最低 ,留矿法与空场法次之 ,效率较高的崩落法其贫化率往往最高。而影响贫化的施工组织管理及工艺技术因素更是多种多样 ,它贯穿于采掘生产过程的各个环节 ,且往往属于可以避免的随机性(偶然性)因素。影响采矿的矿石损失和金属损失的因素同样很多 ,虽然有时采矿贫化与采矿损失具有某种反消长关系。

各个矿山应根据实际情况全面系统地进行综合分析 ,具体查明影响贫化与损失的因

素 ,分清主次 ,制定合乎矿山实际的贫化与损失管理指标 ,实行指标管理。在这方面 ,许多矿山已取得了很好的经验。

2. 矿石贫化与损失的管理指标

矿石贫化率与损失率是矿山生产管理的重要经济技术指标 ,其范围大小主要取决于矿床地质条件及采矿方式、方法与技术管理水平等。露天开采贫化率在 0.4% ~ 5.7% 之间 ,一般不超过 3% ;损失率在 2.2% ~ 7.8% 之间 ,一般约 4%。地下开采推荐指标如表 11-5-3。

表 11-5-3 各种采矿方法贫化与损失率推荐指标

采矿方法	损失率/%	贫化率/%	采矿方法	损失率/%	贫化率/%
全面法	5 ~ 12	5 ~ 8	深孔留矿法	10 ~ 15	10 ~ 15
房柱法	8 ~ 15	9 ~ 10	长壁陷落法	5 ~ 15	5 ~ 10
分段法	10 ~ 12	7 ~ 10	分段崩落法	15 ~ 20	15 ~ 20
阶段矿房法	10 ~ 15	10 ~ 15	阶段崩落法	15 ~ 20	15 ~ 20
浅孔留矿法	5 ~ 8	5 ~ 8	充填法	< 5	< 5

(引自《冶金矿山设计参考资料》,1972)

如何确定矿山具体的合理的贫化与损失指标 ,历来是矿山地质技术经济综合研究的主要课题之一。虽然贫化与损失率指标是可变的 ,影响因素很多 ,但总的应遵循价值大于成本才有盈利的基本原则来确定合理的贫化与损失率指标。有人(如任帮生 ,1984)建议 ,矿山应以损失率为主要考核指标 ,因为损失一吨矿石价值往往比多采选一吨废石的成本要高得多。故当贫化率增大些 ,损失率会减少些时 ,可考虑在一定程度上增大贫化率以降低损失率 ;但当贫化率增大到使所投入的采选成本大于损失率减少所获得的价值时 ,也是不合理的。当然 ,贫化率与损失率都降低为最佳目标。所以 ,合理贫化率指标计算如下 :

设

$$C \cdot \epsilon_z \cdot a = F \cdot K \tag{5-29}$$

又令 $\epsilon_z = (1 - P) \cdot \epsilon_x$ 代入(5-29)式得 :

$$P = 1 - \frac{F \cdot K}{C \cdot \epsilon_x \cdot a} \tag{5-30}$$

式中 C ——矿石地质品位 ,% ;
 ϵ_x ——金属总回收率 ,% ;
 a ——产品价格 ,元/(精矿含量 %) ;
 F ——矿石采选总成本 ,元/t ;
 K ——利润系数 ,% ;

ϵ_x ——选矿金属回收率；

P ——采矿贫化率，%。

(5-30)式为合理贫化率计算公式，当 $K=1$ 时，计算的贫化率为不盈不亏时的贫化率；当 $K>1$ 时，即有盈利，按我国企业一般利润下限 7% 评价，则 $K=1.07$ 时，所计算的贫化率为允许的最大贫化率，同理，亦可计算合理损失率指标。

又因 $P = \frac{C - C_t}{C} \times 100\% = 1 - \frac{C_t}{C} \times 100\%$ ，则 $1 - P = \frac{C_t}{C} \times 100\%$ ，代入上述(5-30)

式得： $C_t = \frac{F \cdot K}{\epsilon_x \cdot a}$ （式中 C_t 为出矿品位，其它符号意义同前）。该式表示 C_t 与 F 、 K 成正比，而与 ϵ_x 、 a 成反比；即当矿石采选总成本与利润系数一定时，出矿品位可随选矿回出率或精矿产品价值的升高而降低，即可适当增大废石混入率或贫化率。尤其是有色金属与贵金属矿床，矿体是以品位指标圈定，矿体与围岩呈渐变过渡关系（即围岩品位大于零）增大贫化率的同时，也增加了金属采收率。所以，当其它条件允许时，适当增大允许贫化率指标是可行的。这也是表外贫矿石有时可以得到采选利用的初步依据。

所以，各矿山应根据其具体情况，探讨并论证适合于生产的合理损失与贫化管理指标。同时，有针对性地采取降低采矿贫化与损失的管理措施。

三、降低采矿贫化与损失的措施

由于各矿山影响采矿贫化与损失的因素千差万别，所以，应全面分析其影响因素，尤其要抓主要因素，研究贫化与损失的逐年变动情况，推断未来生产期间可能的贫化与损失数值，确定合理的损失与贫化管理指标，作为采取具体措施的依据。综合众多矿山的实践经验，总体上讲，降低采矿贫化与损失的主要措施有：

1. 把好地质资料关

因为准确的地质资料是采矿方法选择、开采设计与采矿工艺合理确定的唯一依据。其手段是加强生产勘探，提高勘探程度，彻底准确控制矿体形态、产状及矿石质量等实际分布，提高储量可靠程度，取得生产必须的规范、准确的地质资料，这是降低采矿贫化与损失的首要措施。

2. 认真贯彻采掘生产技术政策

必须遵循合理的采掘顺序，若违反采掘顺序往往会造成较大规模的损失或贫化，必须贯彻正确的采掘（剥）技术方针，探采并重，探矿超前，适时提高生产准确程度；露天开采须定点采剥，按线推进，保证生产的正常衔接；坚持大小、贫富、厚薄、难易、远近矿体尽可能兼采的原则；生产计划需当前与长远相结合，防止片面追求产值、产量、利润指标而

滥采乱挖、采富弃贫,造成资源浪费,缩短矿山寿命等短期行为。

3. 选择合理的采矿方法

先进合理的采矿方法是指工艺先进、工效高、安全性好,同时,矿石贫化率与损失率低、经济效益好的最佳采矿方法。并且把好设计关,做好采掘生产的总体设计和单体性工程设计,未经严格审批的设计,不能交付施工。这是研究合理采矿贫化与损失管理指标的先决条件。

4. 加强施工作业过程的质量管理,包括工程和矿石质量管理

云锡公司在有底柱分段崩落法采场,除了把好设计关外,在施工作业过程中要求把好施工质量关、打眼关、装药爆破关和放矿管理关,以及易门铜矿的“三强”(强掘、强采、强放)经验都极有成效,应予以推广。

5. 加强采掘生产地质指导与地质技术管理工作,并做好合理贫化与损失指标的技术经济论证。

6. 强化地测部门的监督管理职能

严格执行设计—施工—验收制度,针对产生贫化损失的具体原因,及时研究并提出降低贫化与损失的措施,贯彻“以防为主,防检结合”的方针。

7. 借助于经济手段考核管理生产和贫化与损失指标。该指标应是根据矿山实际,经过努力可以达到的。

8. 做好群众工作,提高对采矿贫化与损失的思想认识,增强整体与全局观念,全矿上下,同心协力,以主人翁的姿态,认真持久地开展“全员”、“全过程”、“全面”质量管理活动。这是降低采矿贫化与损失、保证矿石质量的根本措施。