

高等学校教学用书

金属矿床地下开采习题集

冶金工业出版社

高等学校教学用书

金属矿床地下开采习题集

秦复生等 编译

冶金工业出版社

高等学校教学用书
金属矿床地下开采习题集

秦复生等 编译

冶金工业出版社出版

(北京北河沿大街嵩祝院北巷39号)

新华书店北京发行所发行

冶金工业出版社印刷厂印刷

787×1092 1/16 印张9 3/4 字数228千字

1986年11月第一版 1986年11月第一次印刷

印数00,001~5,700册

统一书号: 15062·4497 定价1.35元

前 言

本习题集是根据苏联И.М.潘宁和И.А.科瓦廖夫编写的《金属矿床地下开采习题集》(1984年修订第二版)一书编译的。

《金属矿床地下开采》这门课程在我国高等工业学院讲授时,受课程学时的限制,一般对各种采矿方法的介绍,多限于定性的论述。但学生从事课程设计和毕业设计时,又必须将此定性的论述转化为定量的工程计算。因此,各高等学校为了弥补有关地下开采方面缺少定量工程计算的缺陷,一般均各自编写一些地下开采的习题集供师生参考。这类习题集深受学生欢迎,因为习题集十分有利于学生深入掌握《金属矿床地下开采》课程的内容,并且有助于培养工程计算和设计的能力,加深对复杂的地下开采工程特点的理解。

本习题集的特点之一是,介绍了一些比较新颖的计算方法和设计思想,例如主开拓巷道位置选择的图解法,用回归分析法确定影响矿石损失贫化的主要因素,各类主要采矿方法的设计计算程序和内容,等等。本习题集的另一特点是,全书包括从凿岩爆破指标的计算,采准切割工程的规划和计算,到采矿方法的计算等,构成一个完整的体系。采矿专业的高年级学生通过学习此习题集,可以将所学过的金属矿床地下开采专业的主要专业课程,例如《岩石力学》、《凿岩爆破》、《井巷掘进》、《地下开采》等,系统地加以复习和运用。

本书第一章至第六章由秦复生翻译,第七章由李瑞芝翻译,全书由秦复生统一审校编译。

本书是高等院校《采矿工程》专业课程设计和毕业设计的参考书,也可供设计单位技术人员和矿山企业的技术人员参考。

编译者水平有限,书中难免有些缺点和不足之处,特别是书中计算数字繁多,计算可能有些错误,欢迎读者批评指正。

编译者

一九八六年二月

46-07/03

目 录

第一章 矿山年生产能力的确定	1
第一节 矿山年生产能力的计算.....	1
第二节 例题.....	3
第二章 金属矿床的开拓	8
第一节 主开拓巷道位置的选择.....	8
第二节 例题.....	11
第三节 开拓方法的选择.....	13
第四节 例题.....	16
第三章 采区参数的计算	22
第一节 矿房和矿柱尺寸的计算.....	22
第二节 例题.....	29
第三节 崩落区尺寸的计算.....	31
第四节 例题.....	35
第四章 井田的采准工程	37
第一节 采准巷道位置的选择.....	37
第二节 采准和切割工程量的规划问题.....	39
第三节 例题.....	40
第四节 采准切割巷道掘进进度计划的编制.....	44
第五节 例题.....	47
第五章 回采工程	58
第一节 落矿.....	58
第二节 例题.....	61
第三节 崩落覆岩下的放矿.....	71
第六章 有用矿物的回采	76
第一节 采区(矿块)矿石损失指标和贫化指标的计算.....	76
第二节 例题.....	77
第三节 根据回采指标评价采矿方法.....	82
第四节 利用因素分析法确定矿石损失贫化的原因.....	84
第七章 采矿方法	93
第一节 根据地质条件和开采技术因素选择采矿方法.....	93
第二节 采矿方法的计算.....	94
第三节 空场采矿法.....	94
第四节 例题.....	95
第五节 留矿采矿法.....	111
第六节 例题.....	112

第七节	充填采矿法	126
第八节	例题	127
第九节	崩落采矿法	136
第十节	例题	137
参考文献		148

第一章 矿山年生产能力的确定

第一节 矿山年生产能力的计算

设计时矿山（矿井）的年生产能力（ t ），可根据开采条件并考虑矿山（矿井）合理服务年限的影响，按下列公式计算：

$$A = Bk_h / [t(1-p)] \quad (1-1)$$

式中 B ——矿山工业贮量， t ； t ——矿山服务年限， a ； k_h ——矿石回采率； p ——矿石贫化率。

一般，计算矿山（矿井）年生产能力的方法有两种：

- (1) 根据矿床（井田）平均开采强度（以年回采下降速度表示）的计算方法；
- (2) 根据回采工作线（即矿块数目和矿块的生产能力）的计算方法。

如果矿体倾角大于 30° ，则按年回采下降速度计算矿山（井田）年生产能力的近似公式如下：

$$A = vS\gamma k_h / (1-p) \quad (1-2)$$

式中 v ——整个矿体（井田）面积的平均年回采下降速度， m/a ； S ——矿体平均面积， m^2 ； γ ——矿石的平均容重， t/m^3 。

年回采下降速度随井田面积和矿体厚度的增大而降低，随矿体倾角的增大和同时开采的阶段数目的增加而增大。

根据面积大小的井田的分类列于表1-1中。

年回采下降速度按下式计算：

$$v = v_0 K_1 K_2 \quad (1-3)$$

式中 v_0 ——取决于井田级别和同时回采阶段数目的年平均回采下降速度， m ； K_1 、 K_2 ——与矿体厚度和倾角有关的修正系数。

表 1-1

井田级别	井田长度, m		矿体厚度等于或大于15m时 矿体的面积, km ²
	矿体厚度小于15m	矿体厚度大于15m	
小型	<500~600	<300	<5
中型	600~1000	300~600	5~12
大型	1000~1500	600~1000	12~25
特大型	>1500	>1000	>25

v_0 的数据列举如下：

井田级别	阶段数目	v_0 , m
特大型	1	15
	2	20

大 型	1	22
	2	25
中 型	1	25
	2	30
小 型	数个	40
	1	30
	2	45
	数个	60

K_1 和 K_2 的数值如下:

矿体厚度, m	<5	5~15	15~25	>25
K_1	1.25	1	0.8	0.6
矿体倾角, 度	90	60	45	30
K_2	1.2	1	0.9	0.8

根据容许布置的回采工作线计算矿山年生产能力 (t) 的公式如下:

$$A_r = 12n_h P_h / (K_h \psi) \quad (1-4)$$

式中 n_h ——同时处于回采中的矿块 (采区) 数目; P_h ——矿块 (采区) 的平均月生产能力, t; K_h ——回采工程采出的矿石量在整个矿山产量中所占的比重; ψ ——备用系数。

一般一个矿山可能同时采用几种采矿方法或一种采矿方法的几种方案。在这种情况下, 矿山年生产能力 (t) 应等于各采矿方法年生产能力之和, 即计算公式有如下形式:

$$A_r = \frac{12}{\psi} \sum_{i=1}^{i=m_r} \frac{n_{hi} P_{hi}}{K_{ni}} \quad (1-5)$$

式中 m_c ——同时采用的采矿方法数目。

在矿床 (井田) 开采的范围内, 矿块 (采区) 的总数可按下式计算:

$$n = \sum_1^q \sum_1^r (L_i / L_k) \quad (1-6)$$

式中 q ——同时开采的矿体数目; r ——一个矿体内同时开采的阶段数目; L_i ——一个阶段上矿体的长度, m; L_k ——矿块 (采区) 长度, m。

同时处于回采中的矿块 (采区), 其最大数目取决于矿床的开采方式。例如, 如果矿块 (采区) 是依次开采的, 则同时回采的矿块 (采区) 数目可按下式计算:

$$n_h = n t_h / (t_h + t_{qi} + t_{ca}) \quad (1-7)$$

式中 t_h ——一个矿块 (采区) 回采的时间; t_{qi} 、 t_{ca} ——一个矿块 (采区) 的切割和采准时间。

如果一个阶段分为各由数个矿块组成的几个采区, 并且每个采区中仅有一个矿块处于回采中 (例如采用胶结充填法时), 则同时处于回采中的矿块数目可按下式计算:

$$n_h = n t_h / [Z (t_h + t_{qi} + t_{ca})] \quad (1-8)$$

式中 Z ——一个采区中的矿块数目。

为保证 n_h = 常数, 同时切割和采准的矿块数目应分别为:

$$n_{qi} = n_h t_{qi} / t_h \quad n_{ca} = n_h t_{ca} / t_h \quad (1-9)$$

按满足开拓和阶段准备时间要求（采用数条石门开拓矿体的条件下，指采区或几个阶段的采准时间）计算所得的矿山年生产能力是否正确，可用下列公式校验。

如果各阶段（或各阶段群）的矿石贮量相差不大，且各阶段的开拓工程量和采准工程量也相差不大，则：

$$A \leq B_{i(N)} k_h / [\omega (t_i + t_{co})_{N+1} (1-p)] \quad (1-10)$$

式中 B_i ——一个阶段（或阶段群）的矿石贮量； ω ——阶段（或阶段群）的开拓和采准超前系数； t_i 、 t_{co} ——分别为*i*阶段（或阶段群）中回采工作开始后*i*+1阶段（或阶段群）需要的开拓时间和采准时间。

如果上述的矿石贮量和开拓采准工程量相差悬殊，则用下式校验：

$$A \leq \sum_1^{N-1} B_{i(N)} k_h / \left[\omega \sum_1^N (t_i + t_{co})_{N+1} (1-p) \right] \quad (1-11)$$

式中 N ——井田内阶段（阶段群）的数目。

矿山的年生产能力尚需用矿床（井田）最优开采时间加以校验。矿山的年产量不同，其经济合理的服务年限也不同，具体数值见表1-2。

表 1-2

矿山年生产能力, kt	矿山合理服务年限, a	
	开采条件方便	开采条件困难
50~100	4~10	5~15
100~200	5~12	6~18
200~500	7~15	8~25
500~1000	10~18	12~30
1000和1000以上	>15	>20

检验方法如下：

(1) 按开采条件计算矿山年生产能力 A_r ，然后根据此生产能力 A_r 确定矿山服务年限。

$$t = B k_h / [A_r (1-p)] \quad (1-12)$$

式中 B ——矿床（井田）的工业贮量， t 。

(2) 根据表1-2选择矿山的最优服务年限 t_{opt} 。

如果 $t \geq t_{opt}$ ，则 $A = A_r$ ；如果 $t < t_{opt}$ ，则：

$$A = B k_h / [t_{opt} (1-p)] < A_r \quad (1-13)$$

第二节 例 题

〔例题1〕设有一脉状矿体，走向长度 $L=600\text{m}$ ，厚度 $1\sim 5\text{m}$ （平均 $m=2\text{m}$ ），倾角 $\alpha=70^\circ$ ，矿石容重 $\gamma=2.7\text{t/m}^3$ ；用留矿法开采，矿石贮量的平均回采率 $k_h=0.9$ ，矿石贫化率 $p=0.1$ ；计划在两个阶段上同时进行回采。

试根据回采下降速度计算该矿山年生产能力。

〔解〕

(1) 查表1-1的数据，该矿床属于小型矿床。

(2) 平均年回采下降速度 $v_0 = 45\text{m}$, $K_1 = 1.25$ 。

(3) 倾角修正系数 K_2 可用内插法计算:

$$K_2 = 1 + \frac{1.2 - 1}{30^\circ} \times 10^\circ \approx 1.07$$

(4) 根据式 (1-3) 求得年回采下降速度为:

$$v = 45 \times 1.25 \times 1.07 = 60\text{m}$$

(5) 矿体的水平面积等于:

$$S = Lm = 600 \times 2 = 1200\text{m}^2$$

(6) 根据式 (1-2) 计算矿山年生产能力:

$$A = 60 \times 1200 \times 2.7 \times 0.9 / (1 - 0.1) = 194400\text{t/a}$$

取 $A = 200000\text{t/a}$ 。

〔例题 2〕试根据下列条件计算开采脉状矿床的矿山年生产能力。

设计开采深度 $H = 405\text{m}$ (其中包括沉积层厚度 $H_0 = 5\text{m}$), 倾角 $\alpha = 70^\circ$, 下盘岩石移动角 $\varphi = 60^\circ$, 矿石容重 $\gamma = 2.7\text{t/m}^3$; 矿床采用下盘竖井方法开拓 (图 1-1), 开拓分两期进行 (每期四条石门); 阶段高度 $H_i = 50\text{m}$, 各水平上矿体的水平面积列于表 1-3 中; 矿床第一期开拓采准工程进度表, 示于图 1-2 中; 使用的采矿法为留矿法, 矿块长度 $L_k = 50\text{m}$, 回采矿石量占全部采出矿石量的比重为 $K_h = 0.9$, 矿石贮量的平均回采率 $k_h = 0.9$, 贫化率 $p = 0.1$, 矿块回采时间 $t_h = 11$ 个月, 采准和切割时间 $t_{ca,q} = 2$ 个月, 同时回采的有两个阶段; 开拓和采准工程的超前系数 $\omega = 1.6$ 。

〔解〕根据允许的回采线计算矿山年生产能力。

(1) 各阶段的矿块数目和工业贮量, 列于表 1-4 中。

(2) 根据式 (1-7) 计算容许同时回采的矿块数目:

$$\text{I、II 阶段 } n_h = 23 \times 11 / (11 + 2) = 19.5 \approx 19$$

$$\text{III、IV 阶段 } n_h = 26 \times 11 / (11 + 2) = 22$$

$$\text{V、VI 阶段 } n_h = 23 \times 11 / (11 + 2) = 19.5 \approx 19$$

$$\text{VII、VIII 阶段 } n_h = 18 \times 11 / (11 + 2) = 15.2 \approx 15$$

(3) 各阶段矿块的生产能力 (t/月) 按下式计算:

表 1-3

水 平	走向长度, m	平均厚度, m	矿体面积, m ²
沉积层	540	1.2	648
I	550	2	1100
II	600	2.2	1320
III	650	2	1300
IV	650	1.8	1170
V	600	2.2	1320
VI	550	2	1100
VII	500	1.8	900
VIII	400	1.5	600

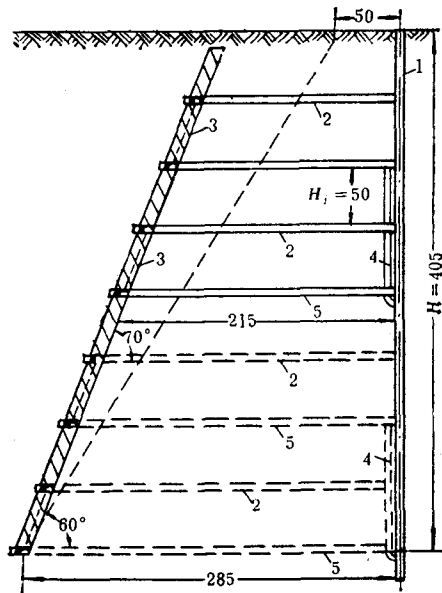


图 1-1 矿山年生产能力的计算示意图

1—主井，2—区间石门；3—阶段矿石溜井；4—主溜井；5—石门

表 1-4

阶 段	矿块数目	工业贮量, t	
		阶段贮量 B_j	矿块贮量 B_k
I	$550/50 = 11$	$[(648 + 1100) \times 50 \times 2.7]/2 = 117990$	$117990/11 = 10726.4$
II	12	163350	13612.5
小计	23	281340	—
III	13	176850	13603.9
IV	13	166725	12825
小计	26	343575	—
第一期共计	49	$B_1 = 624915$	—
V	12	168075	14006.3
VI	11	163350	14850
小计	23	331425	—
VII	10	135000	13500
VIII	8	101250	12656.3
小计	18	236250	—
第二期共计	41	$B_2 = 567675$	—
总计 (一期加二期)	90	$B_1 + B_2 = 1192590$	—

$$P_{hk} = K_h B_k k_h / [t_h (1 - p)] \quad (1-14)$$

式中 K_h ——回采矿石量在全部采出量中的比重，本例题中 $K_h = 0.9$ ； B_k ——矿块贮量，本例题中 B_k 之值见表 1-4。

因此代入有关数值，得：

$$I \text{ 阶段 } P_{hk1} = 0.9 \times 10726.4 \times 0.9 / [11(1.0 - 0.1)] = 877.6$$

I 阶段 $P_{hk2} = 0.9 \times 13612.5 \times 0.9 / [11(1-0.1)] = 1113.7$

II 阶段 $P_{hk3} = 0.9 \times 13603.9 \times 0.9 / [11(1-0.1)] = 1113$

IV 阶段 $P_{hk4} = 0.9 \times 12825 \times 0.9 / [11(1-0.1)] = 1049.3$

V 阶段 $P_{hk5} = 0.9 \times 14006.3 \times 0.9 / [11(1-0.1)] = 1145.9$

VI 阶段 $P_{hk6} = 0.9 \times 14850 \times 0.9 / [11(1-0.1)] = 1215$

VII 阶段 $P_{hk7} = 0.9 \times 13500 \times 0.9 / [11(1-0.1)] = 1104.6$

VIII 阶段 $P_{hk8} = 0.9 \times 12656.3 \times 0.9 / [11(1-0.1)] = 1035.5$

(4) 根据公式 (1-5) 并按各阶段中矿块的最小生产能力计算, 可求得矿山年生产能力。

I、II 阶段 (按 I 阶段计算)

$$A = 12 \times 19 \times 877.6 / (0.9 \times 1.3) = 171019.5$$

III、IV 阶段 (按 III 阶段计算)

$$A = 12 \times 22 \times 1049.3 / (0.9 \times 1.3) = 236765$$

V、VI 阶段 (按 V 阶段计算)

$$A = 12 \times 19 \times 1145.9 / (0.9 \times 1.3) = 223303.6$$

VII、VIII 阶段 (按 VIII 阶段计算)

$$A = 12 \times 15 \times 1035.5 / (0.9 \times 1.3) = 159307.7$$

取根据开采条件计算所得的矿山年生产能力 $A = 160000 \text{ t/a}$ 。

(4) 再根据下部水平开拓和采准的时间, 校验所选取的年生产能力是否适当。

1) 从图 1-2 中可以得出, I 阶段与 III 阶段回采工作开始日期之差 $t_p = (t_i - t_{ca,q_i}) = 10.5 - 8.5 = 2$ 个月。

因此, 矿山年生产能力不应超过按式 (1-11) 计算所得的年生产能力, 即:

$$A \leq 281340 \times 0.9 / [1.6 \times 2(1-0.1)] \times 12 = 1055025 \text{ t/a}$$

此值远远大于 160000 t/a , 故按这项条件, 所选 A 值可满足要求。

2) 回采工程开始前的矿床一期开拓和采准工程需要 $t_1 = 8.5$ 月 (参看图 1-2), 再考虑井筒的延深和下部石门长度的增加, 二期开拓和采准工作所需时间选定为 $t_2 = 12$ 月 (1a)。

因此, 矿山年生产能力不应超过:

$$A \leq 624915 \times 0.9 / [1.6 \times 1(1-0.1)] = 390571.9 \text{ t/a}$$

所选用的 $A = 160000 \text{ t/a}$ 也小于此值。

(5) 按矿山经济合理服务年限校验矿山年生产能力。

1) 根据式 (1-12), $A = 160000 \text{ t/a}$ 时的矿山服务年限等于:

$$t = 1192590 \times 0.9 / [160000(1-0.1)] = 7.45 \approx 8 \text{ a}$$

考虑矿山工作的投产期和收尾期, 取 $t = 8.5 \text{ a}$ 。

2) 根据表 1-2, 年生产能力 $A = 160000 \text{ t}$ 的矿山, 其服务年限在下列范围内:

$$(4 \sim 5) < t < (10 \sim 12) \text{ a}$$

故, $t = 8.5 \text{ a}$ 的矿山服务年限, 经济上是合理的。

最终选取矿山年生产能力为 $A = 160000 \text{ t/a}$ 。

〔作业〕试计算矿山年生产能力, 各矿山的条件列于表 1-5 中。

巷道名称	月													
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
井筒														
井底车场:														
I 水平														
II 水平														
III 水平														
IV 水平														
石门:														
I 水平														
II 水平														
III 水平														
IV 水平														
主矿石溜井														
平巷:														
I 水平														
II 水平														
III 水平														
IV 水平														
阶段矿石溜井:														
II 水平														
IV 水平														
矿块采准切割巷道:														
I 水平														
II 水平														
III 水平														
IV 水平														
预计矿石回采开始日期:														
I 水平														
II 水平														
III 水平														
IV 水平														

图 1-2 矿床一期开拓和采准工程进度表

表 1-5

参 数	方 案				
	1	2	3	4	5
矿体厚度, m	0.8	4	8	15	30
矿体走向长度, m	1200	1000	800	900	900
倾角, 度	80	75	60	65	60
矿石容重, t/m ³	3.2	3.2	3.2	2.8	2.8
设计开采深度, m	800	700	600	500	400
同时开采的阶段数目	2	2	1	1	1
矿石回采率	0.9	0.9	0.95	0.9	0.85
矿石贫化率	0.2	0.1	0.1	0.15	0.1

注: 其他参数可以取与上述例题相似的数值, 也可以由教师自行给定。

第二章 金属矿床的开拓

第一节 主开拓巷道位置的选择

苏联舍维亚科夫院曾推出求解此问题的基本理论。

如果运输条件相同，并且为集中货载，则主开拓巷道的位置应满足下列货载运输条件：

$$\Sigma Q_{左} + Q_n > \Sigma Q_{右} \quad \Sigma Q_{右} + Q_n > \Sigma Q_{左} \quad (2-1)$$

式中 $\Sigma Q_{左}$ 和 $\Sigma Q_{右}$ 分别为对应于货载 Q_n 左右两侧的货载总和。

生产实践中，如果同时开采几条平行的矿脉，就可能出现上述情况。

此类问题可以用图解法解算（图2-1）。横坐标上的点1~5表示货载 $Q_1 \sim Q_5$ 的位置，竖坐标表示货载之和（1点为 Q_1 ，2点为 $Q_1 + Q_2$ ，3点代表 $Q_1 + Q_2 + Q_3$ ，以此类推）。

将货载总和 $\sum_1^5 Q_i$ 平分分为二，并通过平分点 D 作平分线 DE 。 DE 与折线 AB 的交点（点 F 相当于货载 Q_3 ），即为主开拓巷道的位置。如果 DE 线与折线 AB 的某一水平线段重合，则主开拓巷道可以布置在这一水平线段的任意一点之上。

开采金属矿床时尚若货载是连续分散的，主开拓巷道的位置则取决于条件 $\Sigma Q_{左} = \Sigma Q_{右}$ 。如果矿体的走向长度不大，矿体的形状不规则且边界轮廓不清晰，运用舍维亚科夫院士的公式就有一定困难。

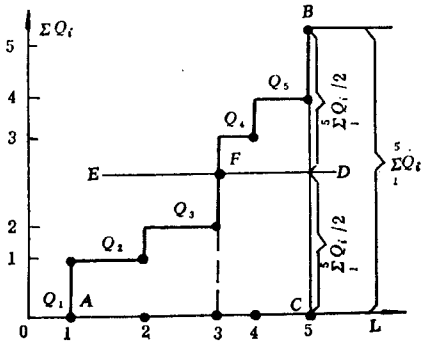


图 2-1 集中货载条件下确定主开拓巷道位置的图解法

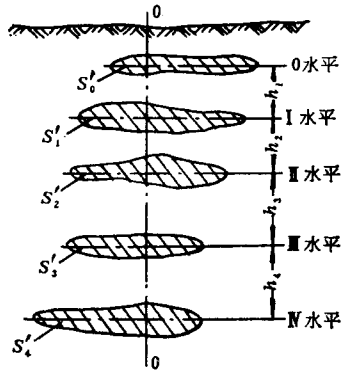


图 2-2 急倾斜主井的位置图
(00—所求之井筒剖面位置)

假定矿石的容重不变，矿石贮量将正比于运输水平的矿体平面面积，因而确定主要开拓巷道位置的问题，就可以归结为计算在这些水平上的矿体平面面积问题（图2-2）。

主要开拓巷道沿走向的位置，可根据下列条件确定：

$$\Sigma S_{左} = \Sigma S_{右} = \Sigma S / 2 \quad (2-2)$$

式中 $\Sigma S_{左}$ 、 $\Sigma S_{右}$ ——分别为对应于巷道位置轴线左右两侧计算所得之所有水平上的矿体面积之和； ΣS ——计算所得之所有水平上的矿体面积总和。

如果取图2-2的条件，则：

$$\Sigma S = (S_0 + S_1 + S_2 + S_3 + S_4) / 2 \quad (2-3)$$

式中 $S_0 = a_1 S'_0$ ； $S_1 = a_2 S'_1$ ； $S_2 = a_2 S'_2$ ； $S_3 = a_3 S'_3$ ； $S_4 = a_4 S'_4$ ； $a_1 = K_1$ ； $a_2 = K_1 + K_2$ ； $a_3 = K_2 + K_3$ ； $a_4 = K_3 + 1$ ； $K_1 = h_1/h_4$ ； $K_2 = h_2/h_4$ ； $K_3 = h_3/h_4$ ； $K_4 = h_4/h_4 = 1$ 。

各阶段高度相等时： $K_1 = K_2 = K_3 = K_4 = 1$ 。

各水平上矿体面积的计算总值为：

$$\Sigma S = \frac{1}{2} S'_0 + S'_1 + S'_2 + S'_3 + \frac{1}{2} S'_4 \quad (2-4)$$

上述问题可按下列步骤解决。

将矿体的各水平画在一个平面上（图2-3），然后用测量轴线（0、1、2……等等）将各矿体水平沿走向分成许多矿段（0-1、1-2、2-3等等）。

分别求出各水平每个矿段的矿体面积（例如用求积仪），然后用上述各公式求出其总和。

将沿走向的矿体面积按增涨顺序绘成坐标图（图2-4）。

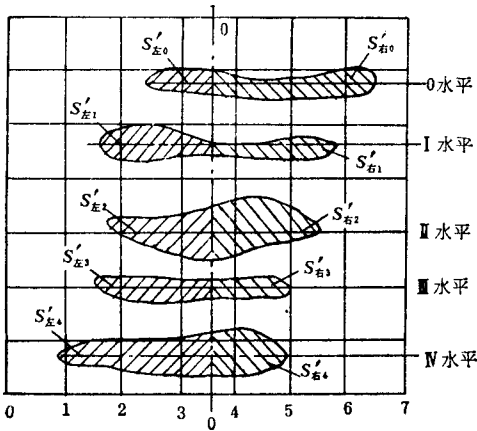


图 2-3 各主要水平上的矿体面积分布图

(00—所求之主开拓巷的剖面位置；0~7—测量轴线)

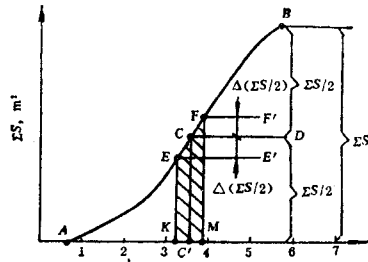


图 2-4 荷载分散情况下确定主开拓巷道位置的坐标图

(C-C'—主开拓巷道的剖面位置；KM—主开拓巷道位置所在的区段；0~7—测量轴线)

在此坐标图上，主开拓巷道的位置CC'对应于曲线AB在纵坐标上的 $\Sigma S/2$ 值。如果在直线CD的上下各作平行线FF'和EE'，距CD的距离相当于计算面积 $\Sigma S/2$ 时的误差值 $\Delta(\Sigma S/2)$ ，然后由F和E点向横坐标作垂线，则垂线与横坐标的交点K与M即为主开拓巷道沿矿体走向上的最优位置的范围。 $\Sigma S/2$ 的计算误差一般为10%左右。

现举一个在矿石运输采用两种方式的条件下确定主开拓巷道位置的例子（图2-5）。

设矿石经主石门运至井筒OC，用提升工具再将矿石提升到地表，然后运至选矿厂OF。试确定在保证井下和地表矿石运输费用为最低的条件下的主井筒位置。

鉴于矿石的运输采用两种方式，故引入等效矿体面积的概念：

$$\Sigma S_e = C/C_d \Sigma S_p \quad (2-5)$$

式中 C 、 C_d ——分别为矿石地表和井下的运输费用，元/t·km； S_p ——计算所得之井下各水平上矿体面积总和， m^2 。

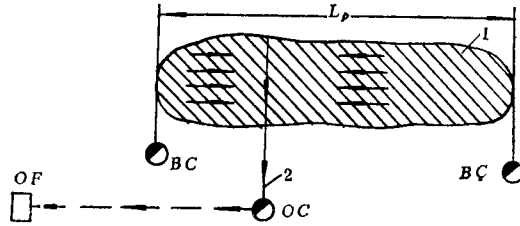


图 2-5 矿石运输采用两种方式条件时选择主开拓巷道位置的示意图
1—矿体；2—主石门轴线；OC—主井；BC—副井；OF—选矿厂； L_p —矿体沿走向长度

为解决此问题，首先绘制（考虑矿体面积之和 ΣS_p 和等效面积之和 ΣS_e ）矿体面积沿走向逐步增加的坐标图——图2-6。

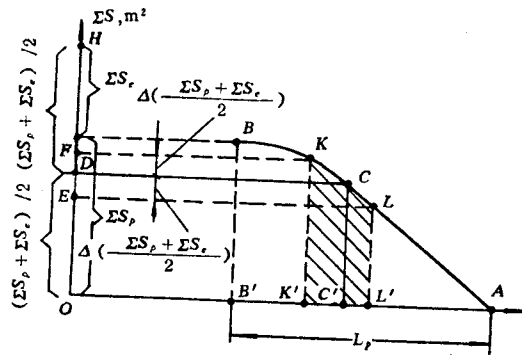


图 2-6 计算矿体面积之和 ΣS_p 与等效面积之和 ΣS_e 的坐标图
 L_p —矿体沿走向的长度； $K'L'$ —布置主井的最优区域

线段OH的长度等于 $\Sigma S_p + \Sigma S_e$ 。D点在纵坐标上的位置，由条件式

$$OD = DH = (\Sigma S_p + \Sigma S_e) / 2$$

决定。

由D点做平行于横坐标OA的直线，此直线与所计算的矿体面积增涨曲线相交于C点。从C点做垂线与横坐标OA相交，此相交之点C'即为所求之主井筒位置。考虑矿体面积计算时的误差 $\Delta(\Sigma S_p + \Sigma S_e) / 2$ ，主井可以布置在线段KK'和LL'所圈定的范围之内。

如果 $C < C_d$ ，则井筒必然位于矿体走向长度范围之内；尚若 $C > C_d$ ，则主井筒应位于选矿厂的贮矿仓附近。

第二节 例题

〔例题1〕根据设计要求，某矿体选用下盘竖井开拓（图2-7）。按设计要求，矿体划分3个阶段13个矿块来开采。每个矿块的矿石贮量（kt）如下： $Q_1=104$ 、 $Q_2=140$ 、 $Q_3=120$ 、 $Q_4=180$ 、 $Q_5=130$ 、 $Q_6=110$ 、 $Q_7=160$ 、 $Q_8=120$ 、 $Q_9=120$ 、 $Q_{10}=60$ 、 $Q_{11}=50$ 、 $Q_{12}=55$ 、 $Q_{13}=70$ 。试选定主井筒位置。

〔解〕

（1）根据本例题给出的条件，矿石的运输属于集中货载的运输，故可应用式(2-1)确定竖井井筒的位置。

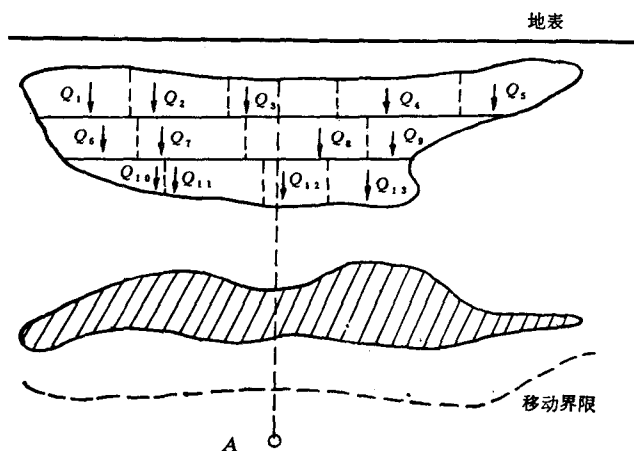


图 2-7 矿石运输属于集中货载条件下确定主井筒位置的示意图

（2）设主井筒的位置位于A点（ Q_3 处），则此A点位置应满足下列条件：

$\Sigma Q_{\text{左}} + Q_3 > \Sigma Q_{\text{右}}$ 和 $\Sigma Q_{\text{右}} + Q_3 > \Sigma Q_{\text{左}}$ ，即：

$$\begin{aligned} \Sigma Q_{\text{左}} &= Q_1 + Q_2 + Q_6 + Q_7 + Q_{10} + Q_{11} = 104 + 140 + 110 + 160 + 60 + 50 \\ &= 624 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \Sigma Q_{\text{右}} &= Q_4 + Q_5 + Q_8 + Q_9 + Q_{12} + Q_{13} = 180 + 130 + 120 + 120 + 55 + 70 \\ &= 675 \end{aligned}$$

$$624(\Sigma Q_{\text{左}}) + 120(Q_3) = 744 > 675(\Sigma Q_{\text{右}})$$

$$675(\Sigma Q_{\text{右}}) + 120(Q_3) = 795 > 624(\Sigma Q_{\text{左}})$$

亦即所设定的主井筒位置A点，满足式(2-1)的条件。A点当为井下运输矿石费用最低的主井筒最优位置。

〔例题2〕试确定主井筒沿矿体走向上的位置。矿体的条件如下：阶段高度60m，矿石容重 $\gamma=3.5\text{t/m}^3$ ，矿体走向长度 $L_p=750\text{m}$ 。各水平上的矿床平面图示于图2-8中。

〔解〕

（1）井筒位置可根据式(2-2)和(2-4)确定。

（2）矿体的总面积 $\Sigma S=141210\text{m}^2$ ， $\Sigma S/2=70605\text{m}^2$ 。