

236335



苏联 К.И.达托米尔著

井田开采方法 的 选 择



煤炭工业出版社

611
459

內 容 提 要

本書論述各主要開采部分的尺寸（采區石門間距、中間石門間距和中間上山間距）計算法，以及區段和盤區的尺寸計算法；研究分析井田開采法的規則和方法；列舉了選擇井田（有緩傾斜層群）開采法的詳例，本書附有分析井田開采法所必需的參數數值表：巷道掘進費用表、巷道維持費用表和井下運輸費用表。

本書可供采礦工程師、設計人員閱讀，也可供礦業學院學生編制畢業設計參考。

К. И. Таточев

ВЫБОР СПОСОБА РАЗРАБОТКИ
ПОДЗЕМНОГО ПОЛЯ

Издательство АН УССР, Киев 1956

根據蘇聯烏克基科學院出版社1956年俄譯

758

井田開采方法的選擇

張連勝 劉世超譯

王清泰校訂

*

煤炭工業出版社出版（地址：北京東黃城根街煤炭工業部）

北京市書刊出版業營業許可證出字第084號

煤炭工業出版社印刷廠排印 新華書店發行

*

開本850×1168公厘 $\frac{1}{32}$ 印張4 $\frac{1}{2}$ 字數102 000

1959年1月北京第1版 1959年1月北京第1次印刷

統一書號：15035-485 印數：0 001 5 000冊 訂價：0 72元

序 言

在我們国家里，正广泛地发展着煤炭工业，并大规模地进行着新矿井的建设。

众所周知，煤田开采的有效程度决定于开拓方式、井田开采法及其主要巷道的布置。

第二十次党代表大会的指示中规定，要加强煤田的勘查、设计工作，推行新的更有效的煤田开拓方式和煤田开采方法。现在，我们的研究机构和设计机构，为了寻求合理的煤田开拓方式和煤田开采方法以及运用这些方法的范围，正在紧张的工作着。

各煤田各井田的采煤地质特征极其不同的。目前还没有在每一具体情况下都可以采用的有关开拓方式和开采方法的现成标准与方案。因此，目前选择合理的井田开采法的唯一可靠的方法，就是对那种能够在某一井田的具体采矿地质条件下应用的有效开采法进行技术经济分析。

乌克兰苏维埃社会主义共和国科学院矿业研究所参加了德涅泊尔矿井设计院和斯大林诺矿井设计院许多矿井井田开采法的选择工作。

这里需要提请读者注意的是，本书乃是解决“选择合理的井田开采法”这一问题的经验和方法。

Л.С. 克利民柯和Л.И. 色尔马扎诺娃二位采矿工程师参加了井田开采法的编写工作。Л.С. 克利民柯同志计算了第四章第4节分析过的全部井田开采法的巷道断面。

本书的附录1是由苏联国立斯大林诺矿井设计院预算组编

制的；附录 2、3 和 11 是由采矿工程师 И. С. 克利民柯編制的。

在編写本書第四章第 4 节的过程中，对設計的一般問題曾向 E. И. 伏李德曼設計主任工程师征求过意見，并根据这些意見編写了分析的实例。

对上述各同志以及对本書的編写工作有过帮助的同志，一併致以誠懇的謝意。

作 者

目 录

序 言	
第一章 井田开采法概論	5
第二章 各开采部分的尺寸計算	6
第1节 采区石門間距和中間石門間距的計算	6
第2节 將阶段分成分段开采并沿集中平巷运煤时采区长度的計算	20
第3节 区段走向长度的計算	22
第4节 盘区长度的計算	39
第三章 分析井田开采法的主要規則	43
第四章 选择井田开采法的实例	46
第1节 矿井儲量开采法选择概論	46
第2节 井田的簡短特征	46
第3节 分析开采法的主要規則	48
第4节 井田开采方案的說明	49
第5节 对开采法分析的意見	79
第6节 应計算的费用項目	79
第7节 参数的数值	80
第8节 开采法各部分的計算	82
第9节 各开采法费用的确定	88
第10节 各开采法费用的比較	112
第11节 初期投資	115
第12节 各方案的投資比較及結論	116
附录1. 巷道每公尺的掘进費	122
附录2. 石門掘进費	124

附录3.上山及其人行道与車場的掘进費用	127
附录4.木支架巷道每公尺的年維護費	129
附录5.在直接工資和材料方面巷道每公尺的年維護費, 卢布	131
附录6.在区段的阶段平巷与盘区平巷里用皮帶运输机运输的 年运输費	134
附录7.在盘区的平巷与区段阶段平巷里用皮帶运输机将 1 吨煤 运输 1 公尺的純运输費	135
附录8.基本上山、区段上山和盘区上山里用皮帶运输机运输的 年平均运输費	138
附录9.基本上山、区段上山和盘区上山的人行道的年平均运输費 ...	138
附录10.螺旋溜槽溜煤及由暗井上下人員、矸石和 坑木每年的費用	139
附录11.初期投資	140
参考文献	144

第一章 井田开采法概論

近年来，苏联的煤炭工业进行了广泛的技术改装，采煤过程的机械化达到了高度的水平，并且采用了先进的生产組織。

这些措施，无疑地促进了煤产量的增长，提高了矿井生产的质量指标。

但是，在井田开拓、开采方法、井田准备及井田内主要巷道的布置方面，到目前为止还没有进行过与矿井技术改装程度及矿井机械化程度相适应的根本改变。由于井田开拓、开采方法及井田准备的发展与矿井的技术装备程度和机械化程度不相适应，就使后者的效能不能充分发挥。

同时不能否認，在整个井田及整个矿井服务年限内，开拓巷道和准备巷道的合理布置及依次发展，是矿井生产能达到既省又多的先决条件之一。

近年来，苏联煤炭工业部通过了关于根本改善煤田开采方法的重要決議，并颁布了根本改善井田开拓、井田开采及井田准备方法的技术方向。这些技术方向的实质，在许多著作[1—7]中均有叙述。

这些方向的精神在于創造并采用一些井田开拓、开采和准备方法以及采煤方法，以消除采掘工作的分散性，使井下运输系統高度簡化，并于采区及井田改用后退式开采法。

本書并不詳細論述适合于这些方向的可能有的开拓方式及开采方法，仅闡明所拟措施的大致輪廓。

这里需要指出，本書作者提出了必須根本改变井田开拓及开采方式的問題，并建議用区段法集中开采而把主要大巷掘在

稳定岩层中〔9〕。目前，在頓巴斯許多大型矿井的設计中已采用了上述开采法的上山方案。可是，用区段开采的最有效方案，即采用暗井的方案，至今在我們的各煤田內还没有得到推广。

在每个具体情况下，所采用的井田开拓方式及开采方法应能使矿井的生产能力最高，更有效的采用机械化和新技术，煤的成本最低，劳动生产率和劳动安全性最高。

合理的井田开采法的选择，应以具体条件下能够采用的开采法的技术经济分析作为根据。

苏联煤炭工业部和乌克兰苏维埃社会主义共和国煤炭工业部，在审核矿井設計时，經常要求設計机构提出采用的井田开拓方式和开采方法的技术经济根据。

虽然，我們各設計机构的設計經驗很丰富，但是至今尚未制定出选择煤矿井田开拓方式及开采方法的技术经济分析法。这里一部分原因，是由于在設計中，象井田的开拓方式及开采方法这样重要的章节，在絕大多數的情况下都没有对可能采用的方案进行过技术经济分析。

本書总结了一个具体矿井的井田开采法技术经济分析的經驗。

因为相互比較的开采法應該具有合理的参数，所以本書的第二章列举了这些参数的尺寸計算法。

第二章 各开采部分的尺寸計算

第1节 采區石門間距和中間石門間距的計算

向后方石門运输时，計算采区石門間距和中間石門間距的公式見参考文献〔9〕，而向前方石門运输时，計算采区石門間

距和中間石門間距的公式見參考文獻〔10〕。

向后方石門運輸時，計算一定煤層的中間石門間距的主要公式為參考文獻〔9〕的公式Ⅲ：

$$x_0 = \sqrt{\frac{2LK}{r+r'}}, \quad (1)$$

式中 x_0 ——中間石門的間距，公尺；

K ——中間石門（包括往平巷去的進車綫）掘進費，盧布；

L ——回采工作（或掘進工作）的年進度，公尺；

r ——煤層運輸平巷（隨著回采而報廢的）每公尺的年維護費，盧布；

r' ——運輸平巷做為通風巷道時，每公尺的年維護費，盧布。

向前方石門運輸時（其運輸方向與主要大巷的運輸方向相反時），計算一定煤層的中間石門間距的公式如下：

$$x_0 = \sqrt{\frac{K}{\frac{r+r'}{2L} + \frac{r''+r'l''}{2L'} + qPhc}}, \quad (2)$$

式中 r'' ——該煤層的運輸平巷在掘進期間，每公尺的年維護費，盧布；

$r'l''$ ——該煤層的通風平巷在改砌或掘進期間，每公尺每年的維護費，盧布；

L ——回采工作的年進度，公尺；

L' ——掘進工作的年進度，公尺；

q ——在巷道里，每噸煤運輸一公尺的運輸費，盧布；

h ——分段長度（當用全階段工作面開采時為階段的長度），公尺；

P —— 煤层每平方公尺的生产能力, 吨;

C —— 回采率。

采用走向长壁式采煤法, 而煤的运输方向与主要运输大巷的运输方向一致时, 则一个煤层的中間石門間距应按下式計算:

$$x_0 = \sqrt{\frac{2K}{\frac{r+r'}{L} + \frac{r''+r'_1}{L'}}} \quad (3)$$

因为在此情况下, 根号内分母的被加数 $qPhC$ 等于零。

当回采和掘进的进度相同时, 即当 $L=L'$ 时, 公式(2)和(3)可变为下列形式:

$$x_0 = \sqrt{\frac{2LK}{r+r'+r''+r'_1+2LqPhc}} \quad (2a)$$

及
$$x_0 = \sqrt{\frac{2LK}{r+r'+r''+r'_1}} \quad (3a)$$

此外, 如果 $r=r''$ 及 $r'=r'_1$, 则公式(2)和(3)可变为下列形式:

$$x_0 = \sqrt{\frac{LK}{r+r'+LqPhc}} \quad (2b)$$

及
$$x_0 = \sqrt{\frac{LK}{r+r'}} \quad (3b)$$

当回采工作向下部阶段 (或水平) 轉移, 而中間石門必須恢复 (改砌) 时, 所有上述公式中的 K 应以 $(K+K')$ 代之。式中 K' 为过去中間运输石門的恢复 (改砌) 費。

在参考文献[10]中列有計算采区石門間距的一般公式, 該公式既适用于向后方石門运输的情况, 又适用于向前方石門运输的情况 (参考文献[10]的公式6)。

采区石門的間距为:

$$x_0 = \sqrt{\frac{CL \sum K_i n_i}{\sum \frac{r_i + r'_i}{n_i} + Jhc \left[\sum q_i \frac{P_i}{n'_i} + \sum q'_i \frac{P_i Z_i}{n'_i} \right]}}, \quad (4)$$

解該公式时, 如向后方石門运输則取 $C=2$, 向前方石門运输則取 $C=1$ 。

式中代号的意义如下:

x_0 ——采区石門(穿过全层群)的間距, 公尺; 該間距也是区段沿走向的长度;

L ——回采工作的年进度(与掘进和准备的进度相同), 公尺;

K_i —— a_i 公尺长的中間石門掘进費用(包括往平巷去的进車綫及与平巷相交的磁岔的掘进費用), 卢布, 即:

K_1 —— a_1 公尺长的中間石門掘进費用(包括进車綫及与平巷相交的磁岔的掘进費用), 卢布;

K_2 —— a_2 公尺长的中間石門掘进費用(包括进車綫及磁岔掘进費用);

K_3 —— a_3 公尺长的中間石門掘进費用(包括进車綫及磁岔掘进費用)等;

n_i ——在区段内 P_i 层的采区数量, 即:

n_1 —— P_1 层的采区数量;

n_2 —— P_2 层的采区数量;

n_3 —— P_3 层的采区数量等;

r_i ——于掘进和报废时期, 在单位時間內 P_i 层运输平巷每公尺的維護費, 卢布, 即:

r_1 ——在掘进和报废时期, 在单位時間內 P_1 层运输平巷每公尺的維護費, 卢布;

- r_2 ——于掘进和报废时期，在单位時間內 P_2 层運輸平巷每公尺的維護費，卢布；
- r_3 ——于掘进和报废时期，在单位時間內 P_3 层運輸平巷每公尺的維護費，卢布，如此类推；
- r_i' ——于掘进（或恢复）和报废时期，在单位時間內 P_i 层通风平巷每公尺的維護費，卢布，即：
- r_1' ——于掘进（或恢复）和报废时期，在单位時間內 P_1 层通风平巷每公尺的維護費，卢布；
- r_2' ——同上，但为 P_2 层；
- r_3' ——同上，但为 P_3 层，如此类推；
- h ——阶段斜长，公尺；
- c ——煤的回采率；
- q_i ——在巷道內每吨煤每運輸一公尺的費用，卢布；
- q_i' ——在通风水平的巷道內，每吨充填材料每運輸一公尺的費用，卢布；
- P_i —— P_i 层每1平方公尺的生产能力，吨，即：
- P_1 —— P_1 层每1平方公尺的生产能力，吨；
- P_2 —— P_2 层每1平方公尺的生产能力，吨；
- P_3 —— P_3 层每1平方公尺的生产能力，吨；
- n_i' ——在区段长度範圍內每一煤层上的采区數量，該煤层为具有最大采区长度的煤层之一，本煤层的運輸可經其中間石門通达集中平巷，即：
- n_1' ——在区段长度範圍內每一煤层上的采区數量，該煤层为具有最大采区长度的煤层之一， P_1 层的運輸可經其中間石門而通达集中平巷；
- n_2' ——同上，但为 P_2 层；
- n_3' ——同上，但为 P_3 层，如此类推；

Z_i ——考虑运往 P_i 层采区的充填材料与該采区煤层工业儲量重量比的系数，即：

Z_1 ——考虑运往 P_1 层采区的充填材料与該采区 P_1 层工业儲量重量比的系数；

Z_2 ——同上，但为 P_2 层；

Z_3 ——同上，但为 P_3 层，如此类推；

当向前方石門运输时应采用：

$$C = 1.$$

当向后方石門运输时应采用：

$$C = 2.$$

此外

$$P_i = 0.$$

在計算时，如果該水平仅供运输用，則：

$$r_i' = 0;$$

如果該水平仅用以通风，則：

$$r_i = 0.$$

如果不用充填法开采，則公式(4)可化为下列形式：

$$x_0 = \sqrt{\frac{CL \sum K_i n_i}{\sum \frac{r_i + r_i'}{n_i} + Lhc \sum q_i \frac{P_i}{n_i'}}}. \quad (5)$$

計算的步驟如下。

首先，必須計算中間石門的間距并确定它們对 P_1 、 P_2 、 P_3 、 P_4 和 P_5 层的布置系統（图1）。应以开在最下面的 P_5 层內的平巷做为集中巷道。如果以开在不可采煤层或岩层中的岩石平巷代替集中平巷，則計算的步驟仍不变。

各煤层相互之間的水平距离相应为 a_1 、 a_2 、 a_3 、 a_4 公尺。

計算的步驟如下。

可按基本公式(3)

$$x_0 = \sqrt{\frac{2K}{\frac{r+r'}{L} + \frac{r''+r'_1}{L'}}}$$

来确定 P_1 层中间石门的间距 x'_{01} ，而不考虑其余煤层的布置系统。假定， P_1 层的煤由 P_2 层的平巷运输，则仍按同一公式来确

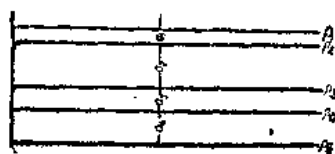


图1 煤层位置示意图



图2 石门预定位置图

1—采区石门；2—中间石门。

定 P_2 层的中间石门间距 x'_{02} ，而不考虑其余煤层。然后，用同样方法来求出煤层 P_3 和 P_4 的中间石门间距 x'_{03} 和 x'_{04} 。

假设，所求出的结果示于图2中。现在把所求得各煤层的中间石门间距 x'_{01} 、 x'_{02} 、 x'_{03} 和 x'_{04} 相互调整一下，以保证用正常的方法运出每一上部煤层的煤。为此，我们应把中间石门间距最大的煤层的采区尺寸调整一下。此时，对于 P_2 和 P_4 层应调整一下中间石门间距 x'_{02} 和 x'_{04} ，即根据参考文献(9)第32页的条件来确定 P_4 层的采区数量：应把 x'_{02} 这一段距离分成几个采区，如果

$$x'_{02} > \sqrt{(n-1)n \cdot x'_{04}}$$

假设，在长度 x'_{02} 的距离内， P_4 层的采区数量为 n_4 个。用同样的方法来确定在长度 x'_{02} 内 P_1 层的采区数量 n_1 及在长度 x'_{04} 内 P_3 层的采区数量 n_3 。然后，就可以开始总的计算，即确定从最上部的 P_1 层穿过各个岩层而到 P_5 层集中平巷（煤层或岩石巷

道)的采区石門(总中間石門)的間距。在井田一翼內,长 x 的这一段可称为区段。

实例。計算 k_3 、 l_1 及 l_3 层的采区石門間距及其中間石門的布置,該数煤层是頓巴斯紅軍区一个井田的层群,用阶段法开采并向前方石門运输。各煤层的相互位置如图3所示。集中平巷开在 k_3 层內。計算資料选自德涅泊尔矿井設計院所編制的矿井初步設計。

首先按公式(26)計算中間石門的間距。

对于 l_3 层:

$$x'_{01} = \sqrt{\frac{K}{\frac{r_1 + r'_1}{L} + qPhc}}$$

$$= \sqrt{\frac{162000}{\frac{43 + 35}{420} + 0.001 \times 1.18 \times 0.95 \times 200}} = 620 \text{公尺.}$$

式中 $L = 420$ 公尺——回采工作的年进度;也适用于掘进工作的年进度;

$K = 162000$ 卢布—— l_3 和 l_1 层之間的中間石門的掘进費用(包括进車綫及与平巷連接部的掘进費用);

$0.1r_1 = 0.1 \times 430$ 卢布 = 43 卢布——在准备和生产时期, l_3 层运输平巷每公尺的年维护費;

$0.1r'_1 = 0.1 \times 350$ 卢布 = 35 卢布——在准备和生产时期, l_3 层通风平巷每公尺的年维护費;

$q = 0.001$ 卢布——在平巷內,每吨煤每运输一公尺的費用;

$h = 200$ 公尺——阶段斜长;

$P=1.18$ 吨/平方公尺—— l_3 层每1平方公尺的生产能力;

$c=0.95$ ——回采率。

对于 l_1 层:

$$x'_{02} = \sqrt{\frac{K}{\frac{r_2 + r'_2}{L} + qhPc}} = \sqrt{\frac{155000}{\frac{380 + 184}{420} + 0.001 \times 200 \times 1.51 \times 0.95}} = 310 \text{ 公尺.}$$

式中 $r_2 = 0.2 \times 1900 = 380$ 卢布——在准备和生产时间, l_1 层运输平巷每公尺的年维护费;
 $r'_2 = 0.2 \times 920 = 184$ 卢布——在准备和生产时间, l_1 层通风平巷每公尺的年维护费。



图 3 采区和中间石门布置示意图

采区石门间距按公式(5)计算如下:

$$\begin{aligned} x_0 &= \sqrt{\frac{CL \sum K_i n_i}{\sum \frac{r_i + r'_i}{n_i} + Lhc \sum q_i \frac{P_i}{n'_i}}} \\ &= \sqrt{\frac{CL(K_1 n_1 + K_2 n_2)}{\frac{r_1 + r'_1}{n_1} + \frac{r_2 + r'_2}{n_2} + Lhc \sum q_i \frac{P_i}{n'_i}}} \\ &= \sqrt{\frac{420(162000 \times 1 + 155000 \times 2)}{\frac{43+35}{1} + \frac{380+184}{2} + 420 \times 200 \times 0.95 \times 0.001 \left(\frac{1.18}{1} + \frac{1.51}{2} \right)}} \\ &= 600 \text{ 公尺.} \end{aligned}$$

这里 $C=1$ 。

在这一組煤层內井田每翼长度等于:

$$\frac{S}{2} = 1350 \text{公尺.}$$

因此, 每翼可分成两个沿走向各长 675 公尺的区段或三个各长 450 公尺的区段。

在下述情况下应把一翼分成 $n = 3$ 个区段, 即当:

$$x > \sqrt{(n-1)n} \cdot x_0,$$

亦即:

$$1350 > \sqrt{2 \times 3} \times 600,$$

但是, 实际上

$$1350 < \sqrt{2 \times 3} \times 600 = 1470,$$

所以, 在我們这种布置情况下, 最好是把 1350 公尺长的一翼分成 $(n-1)$ 个区段, 即分为 2 个区段。

现在, 我們从技术方面来考虑这个问题, 首先确定区段在各种长度下每采 1 吨煤的费用差别。

当区段长度 $x = 675$ 公尺时, 各种费用如下:

1. 各种石門掘进费:

$$K_1 n_1 + K_2 n_2 = 162000 + 2 + 155000 = 472000 \text{卢布.}$$

2. 各种平巷的维护费:

l_0 层的平巷维护费 (見参考文献[10], 第108頁)

$$\frac{(r_1 + r_1')x^2}{L n_1} = \frac{(43 + 35) \times 675^2}{420 \times 1} = 85000 \text{卢布.}$$

l_1 层的平巷维护费:

$$\frac{(r_2 + r_2')x^2}{L n_2} = \frac{(380 + 184) \times 675^2}{420 \times 2} = 305000 \text{卢布.}$$

3. 运煤的超支费用 (見参考文献[10], 第110頁)