泊星石 www.bxsdl.com

高等学校教学用书

矿山开采沉陷学

何国清　杨伦　凌赓娣　贾凤彩　洪钺　编

中国矿业大学出版社

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

泊昊石 www.bxsdl.com

TD327
1

高等学校教学用书

矿山开采沉陷学

何国清 杨 伦 凌赓娣
贾凤彩 洪 镭 编

中国矿业大学出版社

B 792813

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

泊星石 www.bxsdl.com

目　录

绪　论……（1）
第一篇　矿山开采沉陷……（3）
第一章　基本概念……（5）
第一节　岩石的物理力学性质……（5）
第二节　地下开采引起的岩层移动……（20）
第三节　地下开采引起的地表移动和破坏……（27）
第四节　地表移动盆地内移动和变形分析……（37）
第五节　地表移动盆地边界的确定……（42）
第二章　开采沉陷的观测工作……（45）
第一节　概述……（45）
第二节　地表移动观测站设计……（47）
第三节　地表移动观测站的观测工作……（49）
第四节　观测成果的整理……（57）
第五节　岩层移动的观测工作……（65）
第六节　开采沉陷观测新技术简介……（73）
第三章　地表沉陷的一般规律……（79）
第一节　地表移动盆地稳定后主断面内移动和变形分布规律……（79）
第二节　采动过程中地表移动和变形的一般规律……（84）
第三节　地表下沉盆地稳定后全面积开采沉陷分布规律……（92）
第四节　地质采矿因素对开采沉陷的影响……（94）
第五节　复杂地质条件时地表沉陷的影响……（104）
第四章　开采沉陷的预计……（116）
第一节　概述……（116）
第二节　概率积分法……（118）
第三节　典型曲线法……（148）
第四节　剖面函数法……（157）
第五节　地表移动盆地内任意点的移动和变形预计……（166）
第六节　开采沉陷预计的专门问题……（183）
第五章　开采沉陷实测资料的数据处理……（188）
第一节　概述……（188）
第二节　观测站实测参数的求定及移动变形分布规律的研究……（189）

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

泊星石 www.bxsdl.com

第三节　多个观测站实测预计参数的综合分析……（194）
第六章　开采沉陷的模拟研究方法……（204）
第一节　概述……（204）
第二节　开采沉陷的理论模拟法……（206）
第三节　相似材料模型法……（219）
第二篇　矿山开采沉陷的防治……（241）
第七章　保护煤柱留设……（243）
第一节　保护煤柱留设原理……（244）
第二节　保护煤柱留设所用参数……（244）
第三节　保护煤柱留设方法……（248）
第四节　各种典型煤柱的留设方法……（258）
第五节　保护煤柱留设工作的管理……（268）
第八章　建筑物下采煤……（270）
第一节　概述……（270）
第二节　开采沉陷时建筑物的影响……（271）
第三节　建筑物变形和破坏与地表变形的关系……（277）
第四节　建筑物下采煤的防护措施……（287）
第五节　保护地面建筑物的条带开采法……（294）
第六节　建筑物下采煤的实施方法……（301）
第七节　建筑物下开采时的观测工作……（302）
第八节　采动区内抗变形建筑物的设计……（304）
第九章　水体下采煤……（309）
第一节　概述……（309）
第二节　覆岩破坏规律……（310）
第三节　水体下采煤条件的分析……（318）
第四节　水体下采煤的技术措施……（320）
第五节　水体下采煤的观测工作……（321）
第十章　铁路下采煤……（330）
第一节　概述……（330）
第二节　路基的移动和变形……（331）
第三节　线路上部建筑的移动和变形……（333）
第四节　铁路下采煤的技术措施……（335）
第五节　铁路下采煤的观测工作……（338）
第十一章　地下开采对立井的影响及防护……（342）
第一节　井筒煤柱开采对立井的影响及计算……（342）
第二节　柱外开采引起井筒的偏斜和破坏……（347）
第三节　立井煤柱回采的技术措施……（349）
第四节　立井偏斜与变形观测……（354）
第十二章　开采沉陷对环境的影响及其整治……（357）

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

泊星石 www.bxsdl.com

第一节 概述……(357)
第二节 开采沉陷引起的环境影响评价……(359)
第三节 开采沉陷对土地影响的整治……(367)
参考文献……(371)

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

泊星石 www.bxsdl.com

绪　论

有用矿物被采出以后，开采区域周围的岩体的原始应力平衡状态受到破坏，应力重新分布，达到新的平衡。在此过程中，使岩层和地表产生连续的移动、变形和非连续的破坏（开裂、冒落等），这种现象称为“开采沉陷”（Mining subsidence）。

广义上说，有用矿物的开采可以是井工方法开采，也可以是露天方法开采；开采的有用矿物可以是层状的也可以是非层状的。由于本书是为煤炭系统高校学生编写的教材，因而书中提及的有用矿物的开采，主要指的是层状有用矿物（特别是煤层）的井工开采，“开采沉陷”也是特指煤层地下开采后产生的开采沉陷。但是，本书所介绍的一些方法（如模拟方法），也适用于非层状的其他矿物开采（包括露天开采）的研究。

岩体本身是一种非常复杂的介质，它不仅是由各种不同性质的岩层组成，而且还由于各种地质作用（如褶皱、断层、开裂、火成岩侵入、陷落柱等）而产生了大量的不连续面。岩体在受到各种不同开采方法的开采影响时，产生的开采沉陷是一个在时间和空间上都是非常复杂的过程。在时间上来说，在移动过程中，开采沉陷的形式和大小在不同的时间是不同的，也就是说，此时的开采沉陷是“动态的”；随着时间的推移，开采沉陷的形式和大小逐渐趋于稳定，开采沉陷变成“静态的”或“最终的”。从空间上来说，若地下开采的范围较小、开采的矿物的埋藏深度较大，则开采沉陷波及的范围往往只局限于开采区域周围的岩体；若开采范围较大，开采矿物的埋藏深度较小，则开采沉陷波及的范围就会从岩体发展到地表，引起“地表移动”（Ground movement）。由于人类的生产和生活活动大部分都是在地表进行，所以地表移动对人类的影响更为普遍。

从研究史上来说，开采沉陷首经用过“矿山岩层和地表移动”这个名称，有些国家（如苏联）目前仍沿用这一名称。由于开采沉陷的力学机制（不仅仅是“移动”）正在越来越受到广大开采沉陷工作者的重视，研究领域也越来越宽（如开采沉陷的模拟、开采沉陷对环境的影响等都被作为研究内容），所以，应用许多国家通用的“开采沉陷”这一名称更为合适。1986年，在江苏省苏州市召开的全国开采沉陷学术讨论会上已就这一点取得了较为一致的意见。

开采沉陷的研究对国民经济的发展和人民生活的提高均有着重要的意义。为了进行现代化建设，需要开采大量的有用矿物，但是开采这些有用矿物产生的开采沉陷，又反过来影响和破坏岩体内和地面上的一些生产和生活设施，影响生产的发展和人民生活的提高。要解决好这个矛盾，只有依靠对开采沉陷的深入研究。仅仅从我国“三下”（建筑物下、水体下和铁路下）压煤的情况来看，就可以显示出开采沉陷研究的重要性：据1982年底的不完全统计，我国生产矿井“三下”压煤量总计达到133.48亿吨，其中建筑物下78.18亿吨、水体下（包括承压灰岩水上）36.39亿吨、铁路下18.91亿吨。如果通过开采沉陷的研究，能将我国“三下”压煤资源只“解放”出来一半，就可供60个年产100万吨的大型矿

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

泊星石 www.bxsdl.com

井生产100年。但是，到目前为止，我国从“三下”采出的煤炭尚不足7亿吨，只占整个“三下”压煤量的5%左右。由此可见，开采沉陷的研究现状还远远不能满足生产和我国现代化建设的需要。

开采沉陷对人类生产和生活的影响早已被人们所认识。早在16至18世纪，在比利时曾经发布过一项法令，对因进行开采而使列日城的水源（含水层）受到破坏的责任者处以死刑。但由于开采沉陷研究不够，在本世纪初以前，因为地下开采使铁路、房屋遭到破坏，井下透水造成人员死亡的惨案时有发生。1875年德国的纽汉·威海尔矿，由于地表塌陷使铁路的钢轨悬空，影响列车运行；1895年德国柏留克城地面突然塌陷，毁坏了31所房屋；1916年日本海下采煤时，海水沿着由于开采而扩大的构造裂缝进入井下，使得矿井全部淹没，237人死亡。

由于开采沉陷研究的重要性，各国矿山工程技术人员投入了越来越多的时间、技术和装备来进行此项研究。苏联、波兰、联邦德国、澳大利亚、英国、加拿大、日本和美国等国家，对开采沉陷的理论和“三下”开采技术都进行了深入的研究，并取得了丰硕的成果。我国对开采沉陷的研究工作是从新中国成立以后开始的。50年代起，在我国的一些主要矿区，如淮南、开滦、抚顺、阜新、铁法、大同、鹤岗、蒲汶、用永、本溪等，先后建立了地表观测站，开展了开采沉陷观测工作。经过近40年的努力，我国不仅积累了上千条观测线的实测资料，并由此对开采沉陷的基本规律有了进一步的认识，而且还提出了具有我国特色的预计方法，在“三下”开采实践中，也取得了很大的成绩，积累了较为丰富的经验。

长期的开采沉陷理论研究和生产实践表明，开采沉陷研究涉及测量、采矿、力学、电子计算机、建筑、地质等许多学科的知识。近二十年来，这些学科的新成果不断被引进到开采沉陷研究中来，使开采沉陷的研究得到了飞速的发展。目前开采沉陷已经发展成为一门独立的、边缘性的学科。但是，和生产发展及现代化建设的要求相比，目前的开采沉陷研究还显得很不够。这就要求我们在学习前人经验的基础上，不断探索，努力在开采沉陷的理论研究、科学试验、应用技术开发和模拟、预试技术研究上多做工作，为实现我国社会主义现代化而努力奋斗。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

泊星石 www.bxsdl.com

第一篇　矿山开采沉陷

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

泊星石 www.bxsdl.com

第一章 基 本 概 念

第一节 岩石的物理力学性质

一、概述

岩石是组成地壳的基本物质。在自然状态下的岩石，按其固体矿物颗粒间的结合特征，可区分为：固结性岩石，粘结性岩石，散粒状岩石，流动性岩石等。所谓固结性岩石，是指造岩矿物的固体颗粒之间呈刚性联系，破碎后可以保持一定的形状。在矿山开采过程中，遇到的大多属于此类岩石，如砂岩、石灰岩、砂质页岩、泥质页岩、泥页岩、粉砂岩等。

在矿山开采之前，地下岩石处于相对静止状态，保持着岩石内部的应力平衡。采矿工程实施中，为了从地下采出煤炭或其它矿石，必须要开掘一系列的井筒、巷道、峒室、采场等，因此，使一定范围内的原有应力状态受到破坏，引起岩层内部应力的重新分布，直至达到新的平衡。岩层内部应力形成新平衡的过程，是周围岩层乃至地表产生移动和变形的过程。

岩层及地表的沉陷过程受很多因素的影响，其中岩石的物理力学性质起着重要的作用，它决定着各种现象的显现。因此，在研究有关岩层及地表沉陷时，必须对呈现沉陷的主体——岩石的物理及力学性质有所了解。岩石的物理力学性质主要是指岩石的结构、构造、湿度、比重、质量密度(重力密度)、空隙性、碎胀性、吸水性、透水性、强度性质、应力-应变性质等。有关岩石的结构和构造问题已在地质学中作过详细介绍，这里不再赘述。

二、岩石的物理性质

(一) 岩石的湿度

具有自然湿度的岩石试样中所含水的重量与绝对干燥的岩石试样重量之比，称为岩石的湿度。岩石湿度一般用百分数表示：

$$W=\frac{G-G_1}{G_1}\times 100\% \tag{1-1}$$

式中 W——岩石的湿度；

G——具有自然湿度的岩石试样的重量；

G_1——烘干后的岩石试样的重量。

岩石的湿度直接影响岩石的强度性质，所以在测定岩石强度时，需首先测定岩石的湿度。岩石湿度一般是在试验室内利用含天然水的试样测定。为了准确地测定岩石的自然湿度，在采样后应立即放在封闭的容器内，以免湿度受大气影响后发生变化。

(二) 岩石的比重和质量密度（重力密度）

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

泊星石 www.bxsdl.com

1。岩石的比重

岩石的比重是指单位体积岩石固体部分的重量与同体积水（4°C）的重量之比。比重可在试验室内测定。其计算公式如下：

$$\delta = \frac{G_2}{v_s \gamma_{w(4°C)}} \tag{1-2}$$

式中 δ——岩石的比重；

G_2——绝对干燥时岩石固体部分的重量；

v_s——岩石固体部分的体积；

$\gamma_{w(4°C)}$——4°C时水的质量密度。

岩石比重的大小取决于组成岩石的矿物比重及其在岩石中的相对含量，而与岩石的孔隙性和吸水性无关。煤矿中常见岩石的比重如表1-1。

表1-1 某些岩石的比重

岩石名称	比重	岩石名称	比重
砾岩	2.61～2.71	石灰岩	2.40～2.80
砂岩	2.60～2.75	泥质灰岩	2.70～2.80
细砂岩	2.70	石英岩	2.53～2.84
粘土质砂岩	2.68	煤	1.98
砂质页岩	2.72		
页岩	2.57～2.77		

2。岩石的质量密度（重力密度）[注]

岩石的质量密度是指单位体积岩石的质量，用下式表示：

$$\rho = \frac{G}{v} \tag{1-3}$$

式中 G——具有自然湿度的岩石试样的质量，g；

v——包括孔隙在内的岩石试样的体积，cm^3；

ρ——岩石的自然质量密度，g/cm^3。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

泊星石 www.bxsdl.com

岩石质量密度的大小，在一定程度上反映了岩石的力学性质，一般是质量密度越大，力学强度也大。岩石质量密度是矿山常用的指标。现将常用的岩石的质量密度（重力密度）列于表1-2。

表1-2　　某些岩石的质量密度（重力密度）[40,43]

岩石名称	干质量密度 g/cm³ (干重力密度 N/cm³)	湿质量密度 g/cm³ (湿重力密度 N/cm³)
砂岩	1.57～2.65 (1.57～2.65×10⁻²)	1.96～2.75 (1.96～2.75×10⁻²)
石灰岩	(1.96～2.75×10⁻²)	2.16～2.75 (2.16～2.75×10⁻²)
砂质页岩	2.35～2.65 (2.35～2.65×10⁻²)	2.35～2.75 (2.35～2.75×10⁻²)
黏质页岩	2.16～2.65 (2.16～2.65×10⁻²)	2.16～2.65 (2.16～2.65×10⁻²)
砾岩	1.57～1.86 (1.57～1.86×10⁻²)	1.77～1.96 (1.77～1.96×10⁻²)
石英岩	1.86～2.55 (1.86～2.55×10⁻²)	2.16～2.55 (2.16～2.55×10⁻²)
花岗岩	2.26～2.65 (2.26～2.65×10⁻²)	2.35～2.65 (2.35～2.65×10⁻²)
煤	1.13～1.37 (1.13～1.37×10⁻²) 一般取 1.27～1.32 (1.27～1.32×10⁻²)	1.46～1.47 (1.46～1.47×10⁻²)

注：括号中为重力密度的数值和单位。

（三）岩石的空隙性

岩石的空隙性是岩石中孔隙性和裂隙性的统称。岩石中孔隙和裂隙的发育程度，用空隙率表示。岩石的空隙率是指岩石的空隙体积与岩石总体积之比，其值按下式计算（用百分数表示）：

$$n=\frac{v'}{v}\times 100\% \qquad (1\text{-}4)$$

式中　n——岩石的空隙率；

v'——岩石试样中孔隙和裂隙的总体积；

v——包括空隙在内的试样体积。

空隙率也可用岩石的比重和质量密度来计算，即

$$n=\frac{\delta-\sigma}{\delta}\times 100\% \qquad (1\text{-}5)$$

空隙性对岩石的其它性质有显著的影响。一般说来，空隙率大的岩体，其整体性较差，岩石的质量密度较小，强度较低，而透水性较好，风化速度较快，反之亦然。煤矿中常见岩石的空隙率列于表1-3。

（四）岩石的碎胀性及碎胀系数

从岩体中采掘或崩落下来的碎石，其整个体积大于它在岩体内的体积。这种体积增大

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

表1-3　　某些岩石的空隙率

岩石名称	空隙率%	岩石名称	空隙率%
砾岩	0.8～10.0	石灰岩	0.5～27.0
砂岩	1.6～28.0	石英岩	0.1～8.7
泡岩	3.0～7.0	石英片岩	0.7～3.0
页岩	0.4～10.0	板岩	0.1～0.45
泥灰岩	1.0～10.0		

的性质，叫做岩石的碎胀性。岩石的碎胀性通常用碎胀系数k来表示：

$$k=\frac{v+\Delta v}{v} \tag{1-6}$$

式中　$v+\Delta v$——采掘或脱落下来的碎石总体积；

v——碎石在岩体内的体积。

实践证明，岩石的碎胀系数恒大于1，其数值取决于岩石的组成、结构、强度、岩石块度的大小与排列方式等因素。一般是，致密而坚硬岩石的碎胀系数大于软弱或松散岩石的碎胀系数。

对于同一种岩石而言，它的碎胀系数并非常数。刚破碎而堆积起来的岩石碎胀系数最大，随着时间的推移，经过雨淋日晒以及岩石的自重作用逐渐压实，使破碎岩块间的空隙减小，碎胀系数也随之变小。此外，矿山压力的作用也能使破碎岩石间空隙减小，从而碎胀系数亦减小。但是，除砂土之外，所有破碎岩石都不可能恢复到原来的体积，此时，所剩余的碎胀系数，称为残余碎胀系数k'。将常见岩石的碎胀系数列于表1-4。

表1-4　　岩石的碎胀系数[44]

岩石名称	碎胀系数		岩石名称	碎胀系数	
	初始(刚破碎)k	残余(压实后)k'		初始(刚破碎)k	残余(压实后)k'
砂子	1.05～1.15	1.01～1.03	硬砂岩	1.50～1.80	
粘土	1.20以下	1.03～1.07	一般软岩石		1.020
砾石	1.20以下	1.05	一般中硬岩石		1.025
泥质页岩	1.40	1.10	一般硬岩石		1.030
砂质页岩	1.60～1.80	1.10～1.15			

（五）岩石的水理性质

岩石的水理性质系指岩石与水互相作用时所表现的性质，通常包括岩石的吸水性、透水性、软化性等。

1．岩石的吸水性

岩石在一定试验条件下的吸水性能称为岩石的吸水性。它取决于岩石中空隙的数量、大小、开闭程度和分布情况。除此之外，随着浸水时间的延长，吸水性也有所增加。吸水性通常以吸水率表示。吸水率是指岩石试件在一个大气压力下吸入水份的重量与岩石干重量的比值，以百分数表示，即

$$\omega=\frac{G_s}{G_g}\times 100\% \tag{1-7}$$

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

式中　ω——岩石的吸水率；

G_3——岩石试样吸入水的重量；

G_1——干岩石试样的重量。

现将几种常见岩石的吸水率列于表1-5。

表1-5　　几种岩石的吸水率[49]

岩石名称	吸水率%	岩石名称	吸水率%
砾岩	0.2～5.0	板岩	0.10～0.95
砂岩	0.2～10.19	花岗岩	0.10～0.952
页岩	1.60～3.10	石英岩	0.10～1.50
石灰岩	0.10～4.45	泥灰岩	0.50～3.00
片岩	0.28～0.65		

2．岩石的透水性

岩石允许水透过的性能称为岩石的透水性。水只能沿连通的空隙渗透，而大多数岩石中的孔隙、裂隙是连通的，在一定压力作用下，水可以在岩石中通过（渗透）。岩石透水性的强弱可用渗透系数来衡量。渗透系数是指水在岩石中流动时，在单位流动途径上水力坡度为1的条件下，单位时间内通过流线法向单位面积的流量。渗透系数的计算公式如下：

$$K = \frac{Q}{iA} \tag{1-8}$$

式中　K——渗透系数，m/d；

Q——渗透流量，m^3/d；

A——过水的法向断面，m^2；

i——水力坡度。

渗透系数是一个重要的水文地质参数，它不仅是衡量岩石透水性能的指标，而且是评价地下水资源和计算涌水量的重要参数，其值主要取决于岩石空隙的大小、数量、方向及其连通程度。通常多是通过测定涌水量而反算渗透系数。

渗透系数可以在很大的范围内变化，按其数值大小将渗透程度划分为五级。表1-6表示透水程度分级指标和几种岩石的渗透系数。

表1-6　　岩石的透水分级及几种岩石的渗透系数[20]

岩石的透水分级	极强透水	强透水	中等透水	弱透水	极弱透水（不透水）
渗透系数m/d	>10	10～1	1～0.01	0.01～0.001	<0.001

岩石类型	渗透系数m/d	透水等级
砾石	>50	极强透水
粗砂石	50～20	极强透水
中砂岩	20～5	极强透水或强透
细砂岩	5～1	极强透水或中等透水
亚粘土	0.1～0.001	中等透水或弱透水
粘土	<0.001	极弱透水

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

3．岩石的软化性

岩石浸水后强度降低的性能称为岩石的软化性。岩石的软化程度与它的空隙性、矿物成分、胶结物性质、水的化学成分以及岩石浸水时间的长短等因素有关。一般是亲水性矿物和易溶性矿物含量越多，开口空隙越发育，则岩石的软化程度越大。

岩石浸水软化，将使其强度降低，塑性增加。这对岩石力学性质及岩层移动的研究有重要的意义。

三、岩石的力学性质

岩石的力学性质主要指岩石的强度性质和应力-应变性质。这部分内容这里只作简要介绍，若需详细了解，可参阅有关岩石力学方面的文献。

（一）岩石应力与应变关系

物体上任一点的绝对或相对位移，或者线性尺寸的变化，称为该物体的变形。岩体在应力作用下，首先发生变形，然后破坏。

岩石的力学性质多半是在试验室内通过单轴或三轴试验进行研究。图 1-1 所示是通过单轴压缩试验，研究岩石试块的应力与变形关系。设圆柱试件纵向（即轴向）长度为 l，横向（即径向）宽度为 d，截面面积为 F，在试验机上连续增加压力 p，则岩石试件的应力为

$$\sigma = \frac{p}{F} \tag{1-9}$$

试件受力后纵向缩短 Δl，横向膨胀 Δd，则试件产生的应变为

纵向应变
$$\varepsilon_1 = \frac{\Delta l}{l} \tag{1-10}$$

横向应变
$$\varepsilon_2 = \frac{\Delta d}{d} \tag{1-11}$$

式中 σ——试件的应力；

ε_1——试件的纵向变形；

ε_2——试件的横向变形。

在加压试验过程中，每一个应力值都对应有一个应变值，直至试件完全破坏。以应力 σ 作为纵坐标，以应变 ε 作为横坐标，可以作出连续加载条件下岩石的 σ-ε 曲线（如图 1-2）。

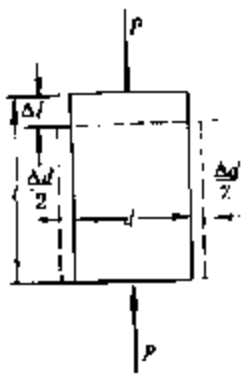


图 1-1　岩石的压缩变形

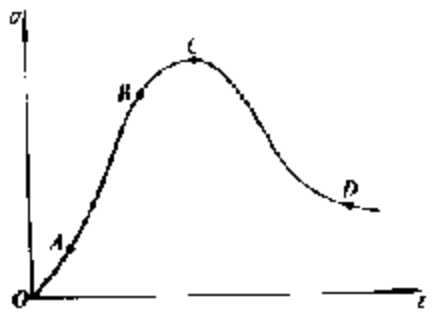


图 1-2　应力-应变关系曲线

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

在单轴压力机上施加的荷载达到试件的极限强度时，试件破裂，此时所作出的应力-应变曲线只反映试件破裂前的应力与应变的关系，这条曲线又称前过程曲线。对这一应力与应变过程，可大致划分为三个阶段（见图1-2）。

1．刚加荷载时，引起的应变较大，但随着荷载的加大，应变反而逐渐减小，如图中的OA段。这是由于岩石空隙的压密所致。

2．随着荷载的加大，应力与应变基本上按比例增长，呈近似直线，如图中的AB段。这是岩石的弹性变形阶段。

3．当荷载继续加大到一定极限值后，应力与应变关系便没有比例，此时应力与应变关系由直线转为曲线，即应变比应力增加得快，最后直至岩样破坏，如图中的BC段。

岩样破坏后，应力大大降低，但仍有一定的承载能力，还要继续产生变形，直到试件完全破坏为止，从而得到CD段。目前一些文献中把OC称为前过程曲线，CD称为后破坏曲线或峰后特性曲线，而把$OABCD$称为岩石的应力-应变全程曲线。

如上所述，岩石试件承受应力达到最大值后，试件并不是立即完全丧失承载能力，而是要到D点后才完全破坏。这个D点称为完全破坏点，而该点保留的某一较小应力值称为残余强度。残余强度是由于破碎岩石碎块间的摩擦而产生的。岩石具有残余强度的特性，对地下开采过程中合理地利用已经受到破坏的围岩（或煤体）的自承能力有重要的意义。

试验研究表明，由于岩石的矿物组成和结构不同，岩石的应力-应变关系是十分复杂的。1965年联邦德国R．F．米勒（Mueller）根据对28种岩石进行的系统试验研究，将岩石应力-应变曲线划分为如图1-3所示的六种类型。

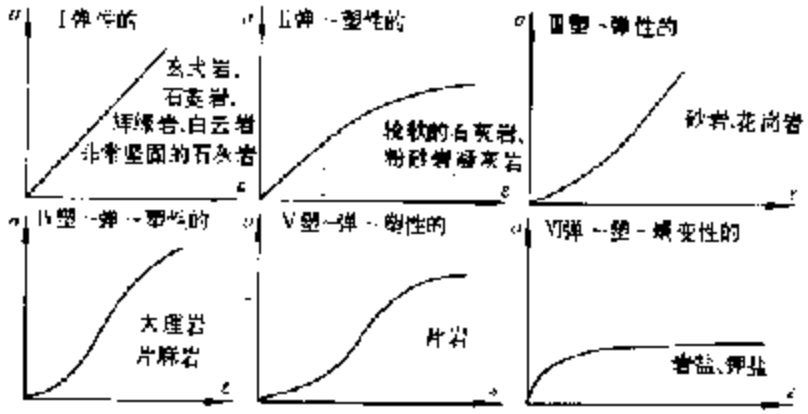


图1-3 单轴压应力状态下岩石几种典型应力-应变曲线

类型Ⅰ：应力-应变近于直线特征，直到发生突然的爆发性破坏。这是石英岩、玄武岩、辉绿岩、白云岩和非常坚硬的石灰岩等的变形特征曲线。由于岩石坚硬致密，在荷载小时表现为弹性变形，而应力达到最大值时则呈脆性破坏。

类型Ⅱ：应力-应变曲线开始为直线，但末端出现了非弹性屈服段。这是石灰岩、粉砂岩、凝灰岩等一些致密但岩性较软的岩石变形特征曲线。开始为弹性变形，而后为塑性变形，直至破坏。

类型Ⅲ：应力-应变曲线开始为上凹，而后为直线，末端没有显著的屈服段。这是只有孔隙和微裂隙的坚硬岩石（如砂岩、花岗岩等）在垂直其微裂隙方向加压时所得之曲线。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

类型Ⅳ：是一种中部很陡的S型曲线。这是某些变质岩（如片麻岩、大理岩）所具有的应力-应变曲线。它说明岩石较坚硬致密。

类型Ⅴ：是具有高度压缩性的S型曲线。这是垂直于片理方向切取的片岩试样呈现这变形特征曲线。它表现出很高的压缩性和很大的塑性变形。

类型Ⅵ：应力-应变曲线开始部分为一很小的直线段，随后就出现不断增大的非弹性变形和连续蠕变。这是粘岩的应力-应变特征曲线。

类型Ⅲ、Ⅳ、Ⅴ曲线的特点都是开始部分呈凹形，而当岩样的微小裂缝或叶理闭合时，则曲线变陡。在趋近于破坏时，逐渐显示出非弹性变形。类型Ⅲ最后表现为类型Ⅰ岩石那样的脆性破坏。

从以上岩石六种类型的应力-应变典型曲线可知，岩石在单向压应力作用下，产生弹性变形、塑性变形和脆性破坏。但岩石的塑性变形和脆性破坏具有相对性。岩石的压应力超过弹性极限以后，是塑性变形还是脆性破坏，除取决于岩石的结构、颗粒大小、形状及胶结物以外，还决定于温度、外力作用的时间和所处的应力状态等条件。试验表明，所有固体的塑性变形均具有不同的速度。在一定温度条件下，塑性变形速度有一个极限值v_0，当变形速度v大于此极限值v_0时，则塑性变形还来不及发展，岩石就发生脆性破坏。反之，若变形速度v小于塑性变形速度极限v_0时，则岩石发生塑性变形。

（二）岩石的弹性模量与泊松比

岩石的弹性模量和泊松比是表示岩石变形特征的两个基本指标。岩石是兼有弹性和塑性的材料，其变形特性与岩石类型、加载方式、荷载大小、荷载作用的时间、岩石的物理状态有关。在一般加载条件下，岩石只有较小的应力范围被看作是弹性介质，其应力-应变关系符合虎克定律。多数岩石的变形都具有不同程度的弹性性质，但在变形过程中，应力-应变并不呈现出直线关系。

弹性模量是指在单轴受力时，正应力与其相应的应变之比，即

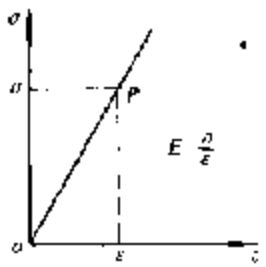


图1-4 弹性岩石弹模计算简图

$$E=\frac{\sigma}{\varepsilon} \tag{1-12}$$

式中 E ——弹性模量，N/cm²；

σ——施加的应力，N/cm²；

ε——相应的应变。

在弹性范围内，应力和应变之间成正比关系，其比例常数就是弹性模量。对图1-3中类型Ⅰ弹性变形曲线来说，弹性模量E就是σ-ε曲线的斜率，如图1-4所示。

对于非线性弹性类岩石，σ-ε曲线为非直线性，因此，弹性模量是一个变量。曲线上任意点p的弹模值取决于该点的位置。曲线上任意点的弹模有切线弹模、割线弹模，平均弹模之分，可根据国际岩石力学学会实验室和现场试验标准化委员会建议，用以下方法确定（如图1-5所示）。

切线弹性模量E_t，是根据单轴抗压极限强度50%处的切线斜率确定的，且有

$$E_t=\frac{\Delta\sigma}{\Delta\varepsilon} \tag{1-13}$$

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

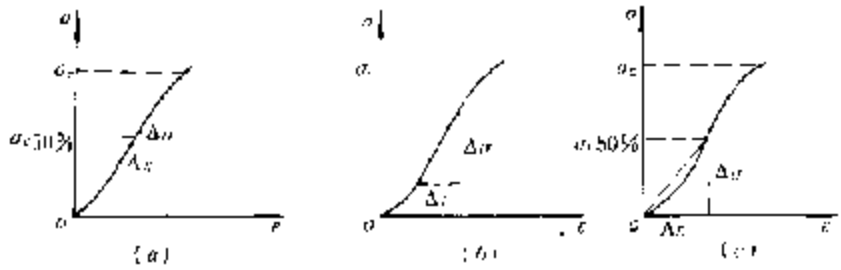


图1-5 非线性弹性岩石弹性模量定义示意图

a—切线弹模；b 平均弹模；c 割线弹模

平均弹性模量E_a，是轴向σ-ε曲线中近似直线段的平均斜率，且有

$$E_a=\frac{\Delta\sigma}{\Delta\varepsilon} \tag{1-14}$$

割线弹性模量E_s，是应力为零的点到单轴抗压极限强度50%应力点范围内的割线斜率，且有

$$E_s=\frac{\Delta\sigma}{\Delta\varepsilon} \tag{1-15}$$

对于弹塑性岩石，经常是以平均弹性模量为准。

泊松比μ是岩石在纵向压应力作用下，所产生的横向膨胀应变$\varepsilon_{(x)}$和纵向压缩应变$\varepsilon_{(y)}$的比值。对于各向同性岩石，可写成下列形式（参见图1-1）：

$$\mu=\frac{\varepsilon_{(x)}}{\varepsilon_{(y)}} \tag{1-16}$$

一般来说，岩石的泊松比仅适用于弹性范围。

一些岩石的弹性模量和泊松比的经验数值如表1-7所示。

表1-7 岩石的弹性模量和泊松比[13,47]

岩石种类	弹性模量 N/cm²	泊松比	岩石种类	弹性模量 N/cm²	泊松比
花岗岩	$5\sim10\times10^5$	0.17—0.36	砂质页岩	$2\sim8\times10^5$	0.15～0.25
石英岩	$6\sim20\times10^5$	0.10～0.25	泥岩	$2\sim5\times10^5$	
砂岩	$1\sim10\times10^5$	0.20～0.30	煤岩	$2\sim8\times10^5$	0.20～0.30
细砂岩	$3\sim5\times10^5$	0.25～0.33	粉岩	$2\sim8\times10^5$	0.20～0.30
石灰岩	$5\sim10\times10^5$	0.18～0.35	煤	$1\sim2\times10^5$	0.10～0.50
页岩	$2\sim8\times10^5$	0.00～0.35			

（三）岩石的强度性质

岩石强度是岩石抵抗荷载、防止破坏的能力。岩石的强度指标一般是以岩石破坏（即断裂）前所能承受的最大应力值来表示。岩石发生破坏时所能承受的最大荷载叫做极限荷载。在极限荷载作用下的岩石强度为极限强度。

根据施加荷载的方式不同，岩石强度可分为单向抗压强度，单向抗拉强度，抗剪强度，抗弯强度以及三向抗压强度。

1．岩石的单向抗压强度

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

岩石在单向受压时所能承受的最大轴向压应力，称为岩石的抗压极限强度，简称为抗压强度。抗压强度是反映岩石力学性质的主要指标之一，在矿山工程中，研究岩石分类、确定破坏准则、衡量围岩的坚硬程度等，经常用到这个指标。

岩石的单向抗压强度按下式计算：

$$R_{压}=\frac{P}{A} \tag{1-17}$$

式中 $R_{压}$ ——岩石试件的单向抗压强度，N/cm^2；

P——试件破坏时施加的荷载，N；

A——试件的受压面积，cm^2。

岩石的抗压强度受岩石的性质、试件形状、试件大小及测试方法等因素的影响。通常是，岩石中含强度高的矿物多、矿物颗粒间连接力大、空隙少，则其强度较大，反之亦然。

2．岩石的单向抗拉强度

岩石试件在单向拉伸破坏时的最大拉应力，称为岩石的单轴抗拉强度，简称为抗拉强度。岩石的抗拉强度也是岩石力学的主要指标之一，它远小于岩石的抗压强度，因此在受载不大时就可能出现拉伸破坏。研究抗拉强度对分析地下工程围岩的破坏机理有重要意义。

抗拉强度按下式计算：

$$R_{拉}=\frac{P_t}{A} \tag{1-18}$$

式中 $R_{拉}$ ——岩石试件的单向抗拉强度，N/cm^2；

P_t——岩石试件破坏时的拉应力，N；

A——岩石试件破坏时的断面面积，cm^2。

抗拉强度主要受岩石内部因素的影响，一般是组成岩石的矿物强度高、颗粒间连结力强、且空隙不发育，则岩石的抗拉强度较大，反之亦然。

3．岩石的抗剪强度

岩石抵抗剪切破坏时的最大剪应力，称为剪切强度。目前广泛用于测定岩石抗剪强度的方法是倾斜压模法，如图1-6所示。按一定要求在压模装置上加载，迫使试件沿预定的剪切面AB剪断。这时作用在剪切破坏面上的应力为

$$\tau=\frac{T}{A}=\frac{P}{A}\sin\alpha \tag{1-19}$$

$$\sigma_n=\frac{N}{A}=\frac{P}{A}\cos\alpha \tag{1-20}$$

式中 τ——剪切破坏面上的剪应力，N/cm^2；

σ_n——剪切破坏面上的正应力，N/cm^2；

P——试件破坏时施加的压力，N；

N——作用在剪切破坏面上的正压(拉)力，N；

A——试件剪切破坏面的面积，cm^2；

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

α ——试件与水平面的夹角，（°）；

T——作用在剪切面上的剪切力，N。

表1-8中所列为矿山工程中几种常见岩石的强度指标。

表1-8　　几种岩石的强度指标[40,43]

岩石种类	抗压极限 N/cm²	抗拉强度 N/cm²	抗剪强度 N/cm²
花岗岩	10000～25000	700～2500	
石灰岩	5000～30000	500～2500	1900～3100
砾岩	1000～15000	200～1500	670～2700
石英岩	15000～35000	1000～3000	
砂岩	2000～20000	400～2500	1700～5450
粗岩	6000～20000	700～1500	
页岩	1900～40000	200～1000	1800～2380
煤	600～5000	150～450	110～1650

为了求得与抗剪强度有关的另外二个岩石力学参数，即岩石的内聚力（粘结力）C和内摩擦角ϕ，在试验过程中，可在30～65°范围内变动倾斜压模的倾角α值，从而得到相应的一组σ、和τ值，如图1-7中的A、B、C、D等点，以光滑曲线连接这些点，便得到反映岩石剪切破坏时的σ-τ关系曲线。为了使用方便，一般将此关系曲线近似地简化成一条直线，并用下列方程式表示：

$$\tau = C + \sigma \operatorname{tg}\phi \tag{1-21}$$

式中　C——σ-τ直线在τ轴上的截距，即岩石的内聚力；

ϕ　——σ-τ直线与σ轴的夹角，即岩石的内摩擦角。

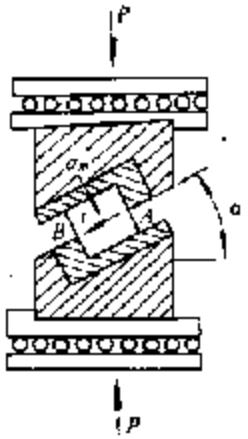


图1-6　倾斜压模剪切示意图

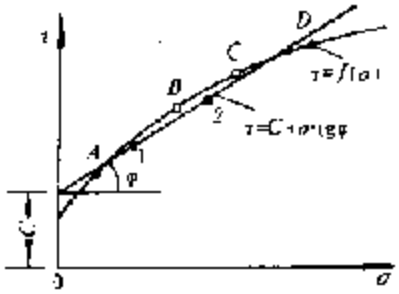


图1-7　岩石的σ-τ直线

应当指出，公式（1-21）中的C值反映了岩石切断时的粘结阻力（称为岩石的内聚力或粘结力），它是正应力等于零时的剪切强度，即相当于纯剪条件下剪断的强度。ϕ值反映了岩石剪断时摩擦阻力的大小（ϕ称为岩石的内摩擦角，而$\operatorname{tg}\phi$相当于内摩擦系数），是正应力在剪切破坏面上引起的内摩擦阻力。所以在一般情况下，可以利用C和ϕ两个指标，去分析和判断某种应力条件下岩石破坏的可能性。通常是岩石越坚硬，C值和ϕ值越大。几种常见岩石的内聚力和内摩擦角经验值列于表1-9。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

表1-9　　几种岩石的内聚力和内摩擦角[4.1]

岩石种类	内聚力 N/cm²	内摩擦角(°)	岩石种类	内聚力 N/cm²	内摩擦角(°)
花岗岩	1400～5000	45～60	石英岩	2000～6000	50～65
石灰岩	1000～5000	35～50	板岩	200～2000	45～60
砂岩	800～1400	35～50	煤	100～1000	18～40
页岩	300～2000	15～30			

岩石在不同的受力条件下，还表现出一定的抗弯和抗拉的能力。

4．三轴压缩时的岩石强度

任何一个岩石试件在单向压缩条件下，三个方向都会发生变形，即在施力的轴向方向产生压缩变形，而在垂直轴向的横向方向产生向外膨胀。若在横向也施以压力，则会限制其变形，减小总变形量。

三向压缩的变形量，可以运用下述方法计算（图1-8）：

当只有z轴方向的应力σ_z时，在z轴方向产生的变形$\varepsilon_{z,z}$为

$$\varepsilon_{z,z}=\frac{\sigma_z}{E} \tag{1-22}$$

当只有y轴方向的应力σ_y作用时，在z轴方向产生的变形$\varepsilon_{z,y}$为

$$\varepsilon_{z,y}=-\mu\frac{\sigma_y}{E} \tag{1-23}$$

若只有x轴方向的应力σ_x作用时，在z轴方向产生的变形$\varepsilon_{z,x}$为

$$\varepsilon_{z,x}=-\mu\frac{\sigma_x}{E} \tag{1-24}$$

若同时存在三向应力σ_x、σ_y、σ_z时，z轴方向的总变形ε_z等于上述三者的代数和，即

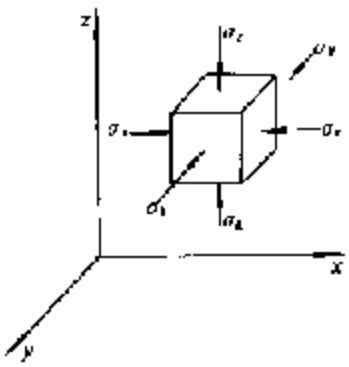


图1-8　岩石试件受力分析

$$\varepsilon_z=\frac{1}{E}[\sigma_z-\mu(\sigma_x+\sigma_y)] \tag{1-25}$$

同理有

$$\varepsilon_x=\frac{1}{E}[\sigma_x-\mu(\sigma_z+\sigma_y)] \tag{1-26}$$

$$\varepsilon_y=\frac{1}{E}[\sigma_y-\mu(\sigma_z+\sigma_x)] \tag{1-27}$$

式（1-22）～（1-27）中的E、μ分别为岩块的弹性模量和泊松比。

（四）岩石的流变

岩石在长期静荷载作用下，应力、应变随时间延长而变化的性质，称为岩石的流变性。工程实践表明，岩石具有流变性，特别是粘土岩、泥质页岩等一些较软的岩石，流变量可能很大。在对岩体变形和稳定性作出分析论证时，对此必须予以重视。

蠕变和松弛是流变性的两种宏观表现。

在一定温度和应力作用下，岩石随时间延长而产生的缓慢、连续变形，称为岩石的蠕

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

变。岩石的蠕变性，一般是以变形与时间的相关曲线表示，如图1-9所示。蠕变曲线可分为三个阶段。第一阶段（初始蠕变阶段），在开始加载时，试件立即产生瞬时应变，可把这种应变近似地看作弹性变形。第二阶段称为等速蠕变阶段，其变形等速、缓慢、平稳。第三阶段称为加速蠕变阶段，它出现在应力等于或大于岩体的蠕变极限应力条件下，在此阶段变形速度逐渐加快，最终导致岩体破坏。

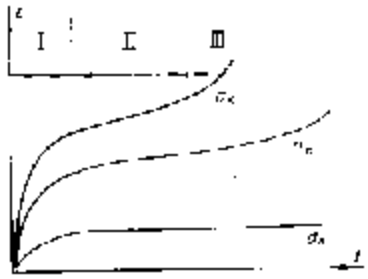


图1-9 不同应力条件下（$\sigma_1<\sigma_2<\sigma_3$）岩石典型蠕变曲线

I—初始蠕变；II 等速蠕变；

III—加速蠕变

岩石蠕变的三个阶段并不是在任何应力条件下都能出现，如果施加的荷载能使岩石的蠕变量稳定在允许的应变范围内，那么此时仅出现第一阶段，或出现第一、第二阶段，而不至于引起岩石的破坏。

在一定温度和变形条件下，岩石随时间而产生缓慢、连续的应力减小的过程，称为岩石的松弛。它反映了应力随时间而衰减的规律。

四、影响岩体性质的因素

岩石是以岩体的形式存在于开采矿物的周围。岩体的性质与岩石的性质有所区别。影响岩体性质的主要因素有：岩石的成分和构造特征，岩石的受力状态和加载速度，水理作用等。

（一）岩石成分对岩石性质的影响

岩石是由一种或多种矿物组成，由于构成矿物颗粒大小的不同，胶结物种类的不同，因而岩石具有非均质性。在沉积岩中，硅质胶结岩石比石灰质胶结岩石的强度高，而泥质胶结岩石的强度最低。

（二）岩石的构造特征对岩石性质的影响

煤矿中遇到的大多为沉积岩类，其岩体层理发育，表现出明显的各向异性。另外，由于地质运动的影响，在岩体中有断层、裂隙、褶曲等，因此在岩体中形成了各种构造面（或称弱面），也造成了岩体的各向异性及不连续性。大量试验表明，对层理发育的岩石来讲，垂直层理面的岩石强度约为平行层理面的岩石强度的1.3倍；对煤层来说，垂直层理面的强度约为平行层理面的1.5倍。由此可见，岩石层理面的发育情况，对岩石的强度性质有着明显的影响。表1-10中的数值表示了层理对煤和岩石强度性质的影响。

表1-10 层理对煤和岩石抗压强度的影响[40]

岩石种类	单向抗压强度 N/cm²		两者的比值
	垂直层理面	平行层理面	
石灰岩	18000	15100	1.19
粗粒砂岩	14230	11850	1.20
细粒砂岩	15680	15070	0.68
砂质岩岩	7890	5190	1.52
页岩	5170	3670	1.41
无烟煤	1960	1319	1.49
烟煤	1076	741	1.45

岩石中的空隙对岩石性质有明显的影响。岩石变形实际上包含了空隙的压缩。一般是

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

岩石的空隙率越大，其质量密度越小，强度越低。这是因为空隙的存在，使岩石内部的应力分布不均匀，当其受力较大时，便首先在空隙大的地方破坏。表1-11反映了岩石强度与质量密度的关系。

表1-11　　岩石强度与质量密度的关系[13]

石灰岩		砂岩	
质量密度 g/cm³	抗压强度 N/cm²	质量密度 g/cm³	抗压强度N/cm²
2.10	2000	1.87	1500
2.25	3000	1.96	2000
2.35	4000	2.05	3000
2.45	6000	2.10	4000
2.60	10000	2.20	5000
2.67	14000	2.30	7000
2.70	18000	2.57	9000

（三）水和气对岩石性质的影响

水和气渗透到岩石内部，可起到润滑剂的作用，从而降低了岩石内部颗粒之间的摩擦力，使岩石强度降低。水和气长期在岩层内部作用的结果，可改变胶结物的性质，使岩石的脆性减弱，塑性增强。

（四）岩石的受力状态对岩石性质的影响

不同受力状态的岩石表现出不同的性质。在单向受力状态下，岩石往往表现为脆性，而在多向受力状态下表现为塑性，此时岩石的弹性极限及强度极限较高。试验表明，岩石在不同的受力状态下，其强度指标间表现出下列关系：

三向等压的抗压强度大于三向不等压的抗压强度；

三向不等压的抗压强度大于双向抗压强度；

双向抗压强度大于单向抗压强度；

单向抗压强度大于单向抗剪强度；

岩石抗剪强度大于抗弯强度；

抗弯强度大于单向抗拉强度。

岩石的各强度性质之间存在下列数学关系：

$$\frac{R_{拉}}{R_{压}} \approx \frac{1}{5} \sim \frac{1}{38}$$

$$\frac{\tau_{剪}}{R_{压}} \approx \frac{1}{2} \sim \frac{1}{15}$$

$$\tau_{剪} \approx \sqrt{\frac{R_{压} \times R_{拉}}{2}}$$

式中　$R_{压}$和$R_{拉}$——分别为岩石的单向抗压和抗拉强度；

$\tau_{剪}$——岩石的抗剪强度。

（五）加载速率对岩石性质的影响

实践表明，试验过程中的加载速率直接影响岩石的变形性质。一般是加载速率很快

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

时，岩石内部颗粒还没来得及充分移动，又继续加载，其结果是变形较小。相反，加载速率较慢时，岩石内部颗粒移动充分，因而变形较大。

影响岩石性质的因素很多，而且各因素之间互相影响。若要弄清各因素对岩石性质影响的定量关系，是十分困难的。目前，研究岩石在各种受力状态下破坏的原因、规律及其强度条件的理论比较多，经常用到的是莫尔强度理论。它能较全面地反映岩石的强度特性，很好地解释岩石抗拉强度远小于抗压强度，岩石在三向受拉时破坏和三向受压时不破坏的现象。

五、岩石物理力学性质的测定方法简介

岩石的物理力学性质的测定对岩体工程有重要意义。如何既经济又准确地确定各种条件下岩石的物理力学性质，是大家所关注的问题。目前岩石物理力学性质的测定方法很多，归纳起来主要有两条途径，即试验室测试和现场测试。

（一）试验室测试

试验室测试是到现场采样，然后按试验要求，将试样加工成一定的尺寸和形状（称试件或岩块），用试验室设备和仪表进行试验和测定。上面介绍的岩石单轴抗压、抗拉、抗剪等强度及三轴强度、弹性模量及应力应变等性质，就是在试验室内进行测定的。目前这种方法应用较为广泛。它的主要特点是：

1．所需要的材料、设备少，比较经济。

2．可以重复试验，获得较多资料，便于进行综合分析。

3．根据需要可以有目的地侧重研究某些性质。

4．在实际工程中，所需要了解的是岩体的力学性质，而岩体的力学性质是岩块的力学性质和弱面力学性质的综合表现。由于试验室测试所用的试件尺寸很小，而且一般不含弱面，所以测定的强度往往大于现场岩体的实际强度。因此，用这种方法测定的力学性质不能完全充分反映岩体的力学性能。

（二）现场测试

由于天然岩体中含有断层、裂缝、层理及它们中的充填物等，使得岩体变形复杂化，因此若要得到接近实际的岩性参数，就必须在现场直接测试。目前常用的现场测试方法可分为两大类，即静力测试法和动力测试法。

1．静力测试法

静力测试方法是直接在岩层裸露面上，如在巷道的两帮、顶板和底板中进行。为防止气和水的影响，最好在刚露出的岩体表面上进行测试。试验时，用千斤顶或压力枕以静力荷载进行加载，同时观测岩体表面的沉降变形量。

2．动力测试法

动力测试分为声波法和地震法两类。其基本原理是：在外加动荷载作用下，测定弹性介质中的波速，以推算岩体的岩性参数。这种方法所用的设备简单、轻巧，试验速度快，便于野外工作。

现场测试岩石力学性质的优点在于，考虑了自然条件下岩体的构造特征，施加压力的大小、方向及其节理位置等，测试结果比较符合实际。但与试验室测试相比，现场测试操作过程复杂，使用的仪器设备及消耗的时间、人力、物力等都要多得多。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

六、岩石的分类

不同岩石的物理力学性质差别很大。为了科研和工程上的需要，必须对其进行分类。岩石的分类方法很多，在岩土工程中常常按岩石的硬度进行分类。目前常用的方法，是由苏联M．M．普罗多吉亚柯诺夫在研究了前人的实践基础上于1926年提出来的，简称为普氏分类法。分类指标f称为普氏系数（又称硬度系数）。普氏建议采用岩石的单向抗压强度确定f值。具体方法是，把单向抗压强度为1000N/cm²的粘土硬度系数f定为1，其它岩石的硬度系数f则以其单向抗压强度为粘土抗压强度的倍数表示。因此，岩石的硬度系数用下式求取：

$$f = R_{压}/R_{压(粘土)} \tag{1-28}$$

式中 f——岩石的硬度系数；

$R_{压}$——岩石的单向抗压强度；

$R_{压(粘土)}$——粘土的单向抗压强度。

普氏按硬度系数，将岩石分为10类，见表1-12。

在矿山工程中，为了使用上的方便，常常粗略地将岩石按硬度系数归纳为三类：f值大于8的为硬岩石；f值小于或等于8而大于3的为中硬岩石；f值等于或小于3的为软岩石。在研究开采沉陷问题时，经常使用岩石硬度这一指标。

表1-12　　普氏岩石分类表[14]

级别	软硬程度	岩石	硬度系数 f
Ⅰ	极硬岩石	最硬，最致密，胶结性最大的石英岩和玄武岩，其他特别硬的岩石	20
Ⅱ	很硬岩石	很硬的花岗岩类，石英斑岩，很硬的花岗岩，砂质页岩，比上项硬度较小的石英岩，最硬的砂岩和石灰岩	15
Ⅲ	硬岩石	致密花岗岩和花岗质岩石，很硬的砂岩和石灰岩，石英矿脉，硬砾岩，很硬的铁矿石	10
Ⅲ-a	硬岩石	硬的石灰岩，不硬的花岗岩，硬砂岩，硬大理石，白云岩，磷化矿	8
Ⅳ	相当硬的岩石	普通砂岩，铁矿石	8
Ⅳ-a	相当硬的岩石	砂质页岩，片状砂岩	6
Ⅴ	中硬岩石	硬黏土质片岩，不硬的砂岩和石灰岩，软砾岩	4
Ⅴ-a	中硬岩石	各种页岩(不坚硬的)，致密泥灰岩	3
Ⅵ	相当软的岩石	软页岩，很软石灰岩，白垩，岩盐，石膏，冻土，无烟煤，普通泥灰岩，破碎砂岩，胶结的漂石和砂砾	2
Ⅵ-a	相当软的岩石	碎石土，破碎页岩，结块的碎石，硬烟煤，软化粘土	1.5
Ⅶ	软岩石	粘土(致密的)，软烟煤，硬表土，黏质土壤	1.0
Ⅶ-a	软岩石	软砂质粘土，黄土，碎石	0.8
Ⅷ	土质岩石	腐殖土，泥煤，软砂质粘土，湿砂	0.6
Ⅸ	松散岩石	砂，岩屑，填土方，采下的煤	0.5
Ⅹ	流砂性岩石	流砂，流动土，稀软黏土与其他稀粘土	0.3

第二节　地下开采引起的岩层移动

一、岩体内的应力状态

未经采动的岩体，在地壳内受到各个方向力的约束，处于自然应力平衡状态。岩体内的应力状态主要取决于上覆岩层的重量和性质。假设在深度为H的岩体内，有一个小的单元立方体，如图1-10所示。在开采前，它处于原始的应力平衡状态，它的各面上的剪应力可以认为是零，垂直应力（或称自重力）σ_z和水平应力σ_x、σ_y可分别用下式表示：

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

$$\sigma_z = \gamma H \tag{1-29}$$

$$\sigma_x = \sigma_y = K\gamma H \tag{1-30}$$

式中 γ——上覆岩层的平均容重；

H——单元立方体所在的深度（即上覆岩层的厚度）；

K——侧向压力系数。

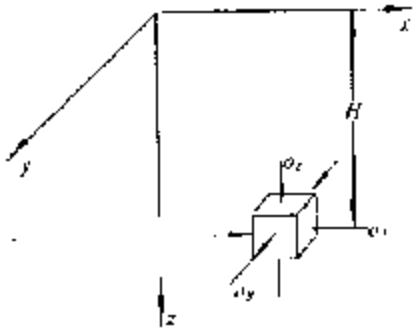


图1-10 岩体内部的应力状态

所谓的侧向压力系数，是表示由垂直应力产生的水平应力与垂直应力的比值。它一般为垂直应力的25～43%。侧向应力都是压应力，也都是主应力。

由图1-10知，在岩体处于应力平衡状态时，小立方岩体的上部岩层会产生一个垂直向下的应力σ_z，而其下部必然有一个向上的反作用力σ_z（忽略小单元体的自重）。在上、下力的作用下，这个小立方体在垂直方向产生压缩变形，而在水平方向产生伸长变形。设这个立方体在垂直应力σ_z的作用下，沿x轴方向的伸长值为$(\mu/E)\sigma_z$；在水平应力σ_x的作用下，x轴方向的伸长值为$\mu/E\sigma_x$；在水平应力σ_x的作用下，在x轴方向的压缩值为σ_x/E。这里E、μ分别为岩石的弹性模量和泊松比。另外，考虑到岩体的受力情况多为受压，因此岩体力学中一般规定压应力为正，拉应力为负。于是，综合上述情况，在x轴方向产生的总变形为

$$\varepsilon_x = \frac{\sigma_x}{E} - \mu\frac{\sigma_z}{E} - \mu\frac{\sigma_x}{E}$$

或者

$$\varepsilon_x = \frac{1}{E}K\gamma H - \frac{\mu}{E}K\gamma H - \frac{\mu}{E}\gamma H$$

但是，处于地下深处的小立方岩体，在采动之前，各个方向产生大小相等、方向相反的变形，其总变形量为零。所以上式可写成下列形式：

$$K - \mu K - \mu = 0$$

由此

$$K = \frac{\mu}{1-\mu} \tag{1-31}$$

因此，得

$$\sigma_x = \sigma_y = \frac{\mu}{1-\mu}\gamma H$$

由式（1-31）可知，侧压力系数K值的大小取决于岩石的泊松比。大量试验表明，岩石的泊松比并非常量，它是随着垂直应力的增加而增大，因而侧压系数也增大，并逐渐趋于1.0[1]。

二、地下开采引起的岩层移动

局部矿体被采出后，在岩体内部形成一个空洞，其周围原有的应力平衡状态受到破坏，引起应力的重新分布，直至达到新的平衡，这是一个十分复杂的物理、力学变化过程，也是岩层产生移动和破坏的过程，这一过程和现象称为岩层移动。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

为了便于理解，首先以近水平煤层开采为例，说明覆岩移动和破坏过程及其应力状态的变化。当地下煤层被采出后，采空区直接顶板岩层在自重力及其上覆岩层的作压下，产生向下的移动和弯曲。当其内部拉应力超过岩层的抗拉强度极限时，直接顶板首先断裂、破碎、相继冒落，而老顶岩层则以梁或悬臂梁弯曲的形式沿层理面法线方向移动、弯曲，进而产生断裂、离层。随着工作面的向前推进，受采动影响的岩层范围不断扩大。当开采范围足够大时，岩层移动发展到地表，在地表形成一个比采空区大得多的下沉盆地，如图1-11所示。

由于岩层移动的结果，致使顶板岩层悬空及其部分重量传递到周围未直接采动的岩体上，从而引起采区周围岩体内的应力重新分布，形成增压区（支承压力区）和减压区（卸载压力区）。在采区边界煤柱及其上、下方的岩层内形成支承压力区，在这个区域，煤柱和岩层被压缩，有时被压碎，挤向采空区。图1-12为一采区断面示意图，ab、cd为煤柱边界，a_1b_1、c_1d_1为挤压后的边界。由于增压的结果，使煤柱部分被压碎，承受载荷的能力减小，于是支承压力区向远离采空区方向转移。在回采工作面的顶、底板岩层内形成减压区，其压力小于开采前的正常压力。由于减压的结果，使岩层像弹性恢复那样发生膨胀，因此在顶板岩层内可能形成离层。而底板岩层除受减压影响外，还要受水平方向的压缩，因此可能出现采空区底板向上隆起的现象。



图1-11　采空区上覆岩层移动示意图

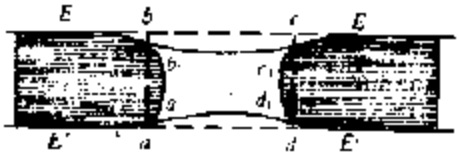


图1-12　采空区周围岩层破坏和移动

根据岩层移动和变形特征及应力分布情况，在移动过程终止后的岩层内可大致划分为三个移动特征区（图1-13）：Ⅰ——充分采动区（减压区）；Ⅱ、Ⅱ′——最大弯曲区；Ⅲ、Ⅲ′——岩石压缩区（支承压力区）。

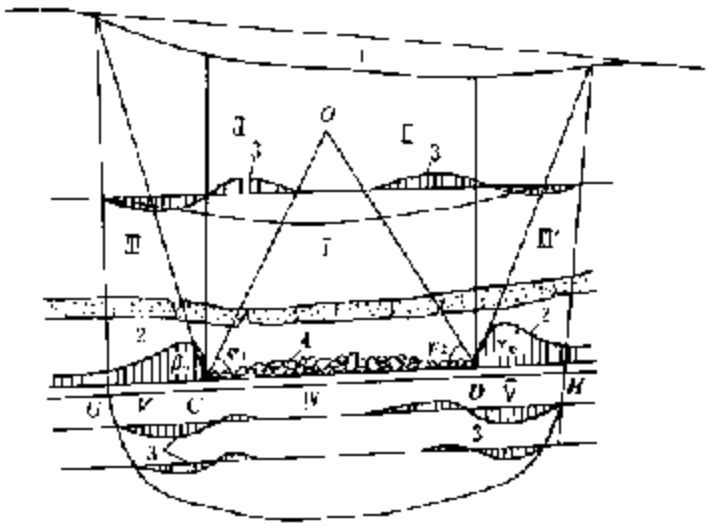


图1-13　采空区影响范围内的影响带的划分示意图

1—地表下沉曲线；2—支承压力区内的正应力图；3—沿层面及底岩石变形曲线图；4—冒落带

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

充分采动区COD位于采空区中部的上方，其移动特征是：煤层顶板处于受拉状态，外向采空区方向弯曲，然后破碎成大小不一的岩块向下冒落而充填采空区，此后，岩层成层状向下弯曲，同时伴随有离层、裂隙、断裂等现象。成层状弯曲岩层将下沉，使冒落破碎的岩块逐渐被压实。移动过程结束后，此区内下沉的岩层仍平行于它的原始层位，层内各点的移动向量与煤层法线方向一致，在同一层内的移动向量彼此相等。

岩石压缩区（支承压力区）位于采空区边界煤柱上方$GKMC$和$HLND$范围内。在支承压力区之上的岩层内，不仅有沿层面法线方向的拉伸变形，而且还出现沿层面法线方向的压缩变形。

在充分采动区Ⅰ和支承压力区Ⅲ、Ⅲ′之间是最大弯曲区Ⅱ、Ⅱ′，在此范围内岩层向下弯曲的程度最大。由于岩层弯曲的原因，在层内产生沿层面方向的拉伸和压缩变形。



图1-14 采动岩体应力分布图

Ⅰ—触矸下沉曲线；Ⅱ—采空区；Ⅲ—未采煤层边缘；Ⅳ—箭头表示应力的方向

在煤层底板岩层内应力也发生了相应的变化，形成压缩区Ⅴ、Ⅴ′及隆起区Ⅳ。

在水平或缓倾斜煤层条件下，开采影响范围内岩体的应力分布如图1-14所示。

以上介绍的是发生在水平煤层或缓倾斜煤层开采条件下的岩层移动特征。在倾斜煤层，特别是急倾斜煤层开采条件下，岩层移动的主要特征是岩石沿层面错动。在采空区上边界上方，岩层和煤柱在自重力的作用下，顶板岩层在产生法向弯曲的同时，受沿层理面分力的作用而产生沿层理面向采空区方向的错动和滑落。当煤层倾角接近和大于50°时，这种现象可扩展到煤层的底板岩层。若煤层的顶、底板岩层强度均较小时，则可同时产生沿层理面的下滑。

三、岩层移动的形式

根据观测和研究的结果分析，在整个移动过程中，开采空间周围岩层的移动形式可归纳为以下六种：

1. 弯曲

弯曲是岩层移动的主要形式。当地下煤层采出后，上覆岩层中的各个分层，从直接顶板开始沿层理面的法线方向，依次向采区方向弯曲，直到地表。在整个弯曲范围内，岩层可能出现数量不多的微小裂缝，基本上保持其连续性和层状结构。

2. 岩层的垮落（或称冒落）

采区煤层采出后，直接顶板岩层弯曲而产生拉伸变形。当其拉伸变形超过岩石的允许抗拉强度时，直接顶板及其上部的部分岩层便与整体分开，破碎成大小不一的岩块，无规律地充填采空区。此时，岩层不再保持其原来的层状结构。这是岩层移动过程中最剧烈的一种移动形式，它通常只发生在采空区直接顶板岩层中。直接顶板岩层垮落并充填采空区后，由于破碎其体积增大，致使其上部的岩层移动逐渐减弱。

3. 煤的挤出（又称片帮）

煤层采出后，采空区顶板岩层内出现空虚，其压力便转移到煤壁（或煤柱）上，增加煤壁承受的压力，形成增压区，煤壁在附加荷载的作用下，一部分煤被压碎，并挤向采空区，这种现象称为片帮。由于增压区的存在，使采空区边界以外的上覆岩层和地表产生移动。

反2

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

4. 岩石沿层面的滑移

在倾斜煤层条件下，岩石的自重力方向与岩层的层理面不垂直。因此，岩石在自重力的作用下，除产生沿层面法线方向的弯曲外，还会发生沿层理面方向的移动。如果把岩石的自重力分解为垂直和平行于岩层层面的两个分量，就可明显地看出：随着煤层倾角的增大，垂直于岩层层面的分量将逐渐减小，而平行于岩层层面的分量将逐渐增大。因此，岩层倾角越大，岩石沿层理面的滑移越明显。沿层理面滑移的结果，使采空区上山方向的部分岩层受拉伸，甚至被剪断，而下山方向的部分岩层受压缩。

5. 垮落岩石的下滑（或滚动）

煤层采出后，采空区为冒落岩块所充填。当煤层倾角较大，而且开采是自上而下顺序进行，下山部分煤层继续开采而形成新的采空区时，采空区上部垮落的岩石可能下滑而充填新采空区，从而使采空区上部的空间增大，下部的空间减小，使位于采空区上山部分的岩层和地表移动加剧，而下山部分的岩层移动减弱。

6. 底板岩层的隆起

如果煤层底板岩石很软且倾角较大，在煤层采出后，底板在垂直方向减压，水平方向受压，造成底板向采空区方向隆起。

松散层的移动形式是垂直弯曲，它不受煤层倾角的影响。在水平煤层条件下，松散层和基岩的移动形式是一致的。

应该指出，以上六种移动形式不一定同时出现在某一个具体的移动过程中。

四、岩层移动的典型图式

上面分析了岩层移动的六种形式，现结合煤层赋存条件，将它们分为四种典型图式：

第一种图式：在近似水平煤层或缓倾斜煤层条件下，煤层上覆岩层以层状弯曲的形式移动，（见图1-11）。这种移动一般不会引起岩石自重力的分力导致的沿层面的错动。这种移动形式发生的主要条件是：

$$\alpha \leqslant \varphi'$$

式中 α——煤层的倾角；

φ'——岩层中最软弱层面上的摩擦角。

第二种图式：在倾斜煤层条件下，煤层采出后，其上覆岩层在层状弯曲的同时，有微小的沿层面方向的移动，如图1-15所示。产生沿层理面方向移动的条件是：

$$\alpha > \varphi'$$

式中 α——煤层倾角；

φ'——岩层中最软弱层面上的摩擦角。

在这种条件下，在充分采动区A_1OD_1内，由于岩石自重力的作用，岩层的移动矢量由层面法线方向偏向下山方向，随着煤层倾角的增大在A_1B_1附近，沿岩层层面方向的压缩变形增加；在上部C_3D_1附近，沿岩层层面方向的拉伸变形也相应增加；而在D_1C_3之外的上山方向岩层中，将有沿层面方向的移动。根据岩性、岩层层面之间的强度、工作面上边界的深度，煤层的倾角和总厚度等因素的不同，岩层移动的上部边界可能发展到C_2、C_1或C。

第三种图式：在急倾斜煤层条件下，在煤层的下盘（即底板方面）岩层内将产生移动，如图1-16所示。下盘岩层产生移动的条件，近似的用下式表示：

$$\alpha > 45^\circ + \varphi/2$$

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

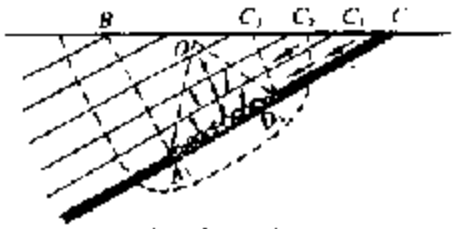


图1-15 工作面上边界沿层面方向的移动

式中 α——煤层倾角；

φ——岩石的内摩擦角。

对沉积岩来说，φ 角的变化为26～36°。一般在煤层倾角为50～60°时，下盘岩层才产生移动，而与公式相应的煤层倾角为58～63°。这与各矿区的实测资料基本相符。

煤层下盘岩层的上部移动是沿层理面的移动，而下盘岩层的下部是沿 $45°-\frac{1}{2}\varphi$ 的角度移动。

根据岩层中各个分层岩石的强度、分层层面的强度以及分层岩层的厚度等因素的不同，下盘岩层移动的范围在C_1至C（见图1-16）之间变化。

第四种图式：开采急倾斜煤层时，位于移动盆地内的上盘岩层是以悬臂梁弯曲形式移动，如图1-17所示。岩层各分层的下端固定在AB线以下未移动的岩体中，其上端位于移动范围内。当各分层岩层产生弯曲移动时，各分层岩层将沿弱面产生错动。由于这种错动的结果，在岩层露头处将出现台阶状的移动（如图1-18所示）。

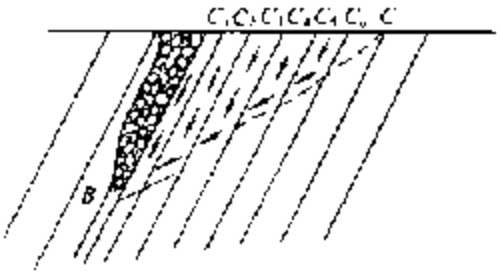


图1-16 急倾斜条件下下盘岩层的移动

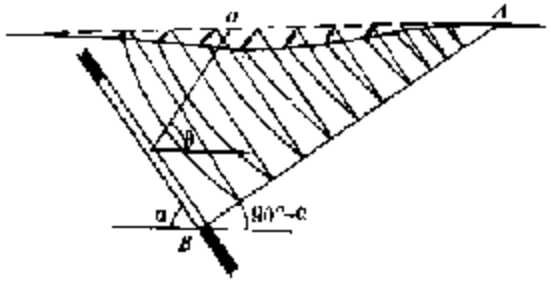


图1-17 急倾斜煤层开采时上盘岩层以悬臂梁形式弯曲

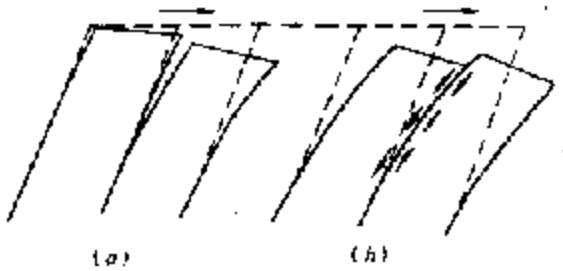


图1-18 急倾斜煤层开采时岩层露头处的台阶状移动

a—正台阶；b—倒台阶

五、移动稳定后采动岩层内的三带

从以上分析可以看出，煤层采出后，在采空区周围的岩层中发生了较为复杂的移动和变形。根据采矿工程的需要，将移动稳定后的岩层按其破坏程度，大致分为三个不同的开采影响带，即冒落带，裂缝（或称断裂）带，弯曲带，如图1-19所示。

（一）冒落带

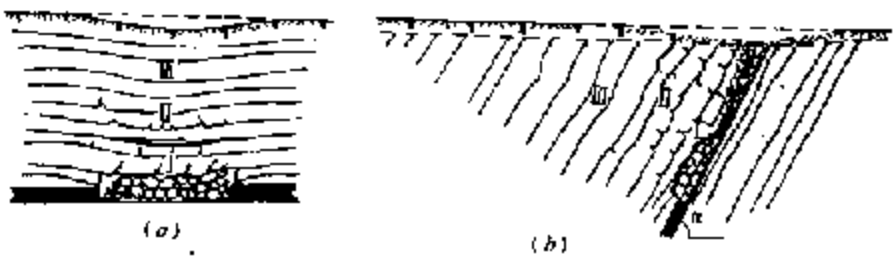


图1-19 采空区上覆岩层内移动分带示意图

Ⅰ—冒落带；Ⅱ—裂缝带；Ⅲ—弯曲带

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

冒落带是指用全部垮落法管理顶板时，回采工作面放顶后引起煤层直接顶板岩层产生破坏的范围。冒落带内岩层破坏的特点是：

1．随着煤层的开采，其直接顶板在自重力的作用下，发生法向弯曲，当岩层内部的拉应力超过岩石的抗拉强度时，便产生断裂、破碎成块而垮落，冒落岩块大小不一，无规则地堆积在采空区内。根据冒落岩块的破坏和堆积状况，冒落带可区分为不规则冒落和规则冒落两部分。在不规则冒落部分内，岩层完全失去了原有的层位，在靠近煤层附近，岩石破碎、堆积紊乱。在规则的冒落带内，岩层基本上保持原有层次，位于不规则冒落带之上。

2．冒落岩石具有一定的碎胀性，冒落岩块间空隙较大，连通性好，有利于水、砂、泥土通过。冒落岩石的体积大于冒落前的原岩体积。岩石具有的碎胀性是使冒落能自行停止的根本原因。

3．冒落岩石具有可压缩性。冒落岩块间的空隙随着时间的延长和采动程度的加大，在一定程度上可得到压实，一般是稳定时间越长，压实性越好，但永远不会恢复到原岩体的体积。

4．冒落带的高度主要取决于采出厚度和上覆岩石的碎胀系数，通常为采出厚度的3～5倍。薄煤层开采时冒高较小，一般为采出厚度的1.7倍左右。顶板岩石坚硬时，冒落带高度为采出厚度的5～6倍；顶板为软岩时，冒落带的高度为采出厚度的2～4倍。实践中可用下式近似估算冒落带高度：

$$h=\frac{m}{(k-1)\cos\alpha} \qquad (1\text{-}32)$$

式中 h——冒落带高度；

m——采出煤层厚度；

k——岩石碎胀系数；

α——煤层倾角。

岩石的碎胀系数取决于岩石性质，坚硬岩石碎胀系数较大，软岩碎胀系数较小。碎胀系数值恒大于1，一般在1.05～1.80之间，具体参看表1-4。

（二）裂缝带（又称断裂带）

在采空区上覆岩层中产生裂缝、离层及断裂，但仍保持层状结构的那部分岩层称为裂缝带。裂缝带位于冒落带和弯曲带之间。裂缝带内岩层产生较大的弯曲、变形及破坏，其破坏特征是：裂缝带内岩层不仅发生垂直于层理面的裂缝或断裂，而且产生顺层理面的离层裂缝。根据垂直层理面裂缝的大小及其连通性好坏，裂缝带内的岩层断裂又分为严重断裂、一般断裂和微小断裂三部分。严重断裂部分的岩层大多断开，但仍保持其原有层次，裂缝的漏水严重。一般断裂部分的岩层很少断开，漏水程度一般。较小断裂部分的岩层裂缝不断开，连通性较差。

冒落带和裂缝带合称为两带，又称为冒落裂缝带，在解决水体下采煤时，称两带为导水裂缝带。两带之间没有明显的分界限，均属于破坏性影响区，一般是上覆岩层离采空区距离越大，破坏程度越小。当采深较小、采厚较大、用全部垮落法管理顶板时，裂缝带可发展到地表，甚至冒落带达到地表。这时地表和采空区连通，地表呈现出塌陷或崩落。

两带高度与岩性有关，一般情况下，软弱岩石形成的两带高度为采厚的9～12倍，中

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

硬岩石为采厚的12～18倍，坚硬岩石为采厚的18～28倍[1]。准确地确定两带高度，对解决水体下采煤问题有特别重要的意义。

（三）弯曲带（又称整体移动带）

弯曲带位于裂缝带之上直至地表。此带内岩层的移动特点是：

1．弯曲带内岩层在自重力的作用下产生层面法向弯曲，在水平方向处于双向受压缩状态，因而其压实程度较好，一般情况下具有隔水性，特别是当岩性较软时，隔水性能更好，成为水下开采时的良好保护层，但透水的松散层在弯曲带内就不能起到这种作用。

2．弯曲带内岩层的移动过程是连续而有规律的，并保持其整体性和层状结构，不存在或极少存在离层裂缝。在竖直面内，各部分的移动值相差很小。

3．弯曲带的高度主要受开采深度的影响。当采深很大时，弯曲带的高度可大大超过冒落带和裂缝带的高度之和。此时，开采形成的裂缝带不会达到地表，地表的移动和变形相对比较平缓。有时在地表也可能产生一些裂缝（由地表的拉伸变形所引起），但这些裂缝表现为上大、下小，到一定深度自行闭合而消失，一般不和井下裂缝相沟通。

以上划分的三个移动带，在水平或缓倾斜煤层开采时表现比较明显。根据顶板管理方法、采空区大小、开采厚度、岩石性质及开采深度的不同，覆岩中的上述三带不一定同时存在。

第三节　地下开采引起的地表移动和破坏

一、地表移动的形式

所谓地表移动，是指采空区面积扩大到一定范围后，岩层移动发展到地表，使地表产生移动和变形，在地表沉陷的研究中称这一过程和现象为地表移动。开采引起的地表移动过程，受多种地质采矿因素的影响，因此，随开采深度、开采厚度、采煤方法及煤层产状等因素的不同，地表移动和破坏的形式也不完全相同。在采深和采厚的比值较大时，地表的移动和变形在空间和时间上是连续的、渐变的，具有明显的规律性。当采深和采厚的比值较小（一般小于30）或具有较大的地质构造时，地表的移动和变形在空间和时间上将是不连续的，移动和变形的分布没有严格的规律性，地表可能出现较大的裂缝或塌陷坑。地表移动和破坏的形式，归纳起来有下列几种：

（一）地表移动盆地

在开采影响波及到地表以后，受采动影响的地表从原有标高向下沉降，从而在采空区上方地表形成一个比采空区面积大得多的沉陷区域。这种地表沉陷区域称为地表移动盆地，或称下沉盆地（见图1-13）。在地表移动盆地形成的过程中，改变了地表原有的形态，引起了高低、坡度及水平位置的变化。因此，对位于影响范围内的道路、管路、河渠、建筑物、生态环境等等，都带来不同程度的影响。在华东地区，由于地下潜水位很高，地表下沉1 m左右，移动盆地内便可积水，严重影响土地的使用，造成矿区耕地大量减少。

（二）裂缝及台阶

在地表移动盆地的外边缘区，地表可能产生裂缝。裂缝的深度和宽度，与有无第四纪松散层及其厚度、性质和变形值大小密切相关。若第四纪松散层为塑性大的粘性土，一般是地表拉伸变形值超过6～10mm/m时，地表才发生裂缝。塑性小的砂质粘土、粘土质砂

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

等，地表拉伸变形值达到2～3 mm/m时，地表即可发生裂缝。地表裂缝一般平行于采空区边界发展。当采深和采厚的比值较小时，在推进中的工作面前方地表可能发生平行于工作面的裂缝。但裂缝的宽度和深度都比较小。这种裂缝是随工作面推进先张开而后逐渐闭合。地表裂缝的形状为楔形，地面的开口大，随深度的增大而减小，到一定深度尖灭。我国某煤矿槽探资料表明，裂缝的深度一般不大于5 m（见表1-13）。但在基岩直接出露地表的情况下，裂缝深度可达数十米。当采深很小、采厚较大时，地表裂缝有可能和采空区相连通。

表1-13　　某煤矿地表裂缝值[11]

槽探号	裂缝宽度 mm	裂缝深度 m
1	9	2.1
2	9	4.1
3	9	3.9
4	10	3.5

在采深和采厚比值较小时，地表裂缝的宽度可达到数百毫米，裂缝两侧地表可能产生落差。落差的大小取决于地表移动的剧烈程度。在松散层很厚的条件下，分层开采厚煤层时，开采第一分层时地表产生的主要裂缝，会在第二、三、四等分层开采时再次出现。这种裂缝在地表以下几米或十几米的深度上消失。

当煤系地层覆盖有含水砂层的厚松散层或地表下沉值较大时，地表移动盆地的边缘区可能产生一系列类似地堑式的张口裂缝。相邻两条张口裂缝发展到一定的宽度和深度后，两条裂缝中间的土层下陷而造成中间低、两侧高的地垒式裂缝。有时在采空区周围的地表形成环形破坏塌坑，如图1-20所示。

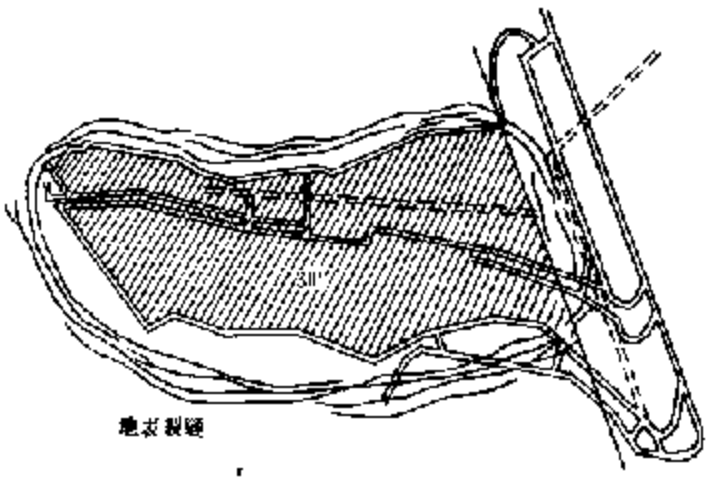


图1-20　柴里矿301工作面地表裂缝实测图

在急倾斜煤层条件下，地表移动取决于基岩的移动特征，特别是松散层较薄时，地表可能出现裂缝或台阶，如图1-21所示。

（三）塌陷坑

塌陷坑多出现在急倾斜煤层开采条件下。但在浅部缓倾斜或倾斜煤层开采，地表有非

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

连续性破坏时，也可能出现漏斗状塌陷坑。在采深很小或采厚很大的情况下，用房柱式采煤或硐室式水力采煤时，由于采厚不均匀，造成覆岩破坏高度不一致，也会在地表产生漏斗状塌陷坑。图1-22为平庄古山矿用水力采煤法开采浅部煤层时地表出现的塌陷坑。应当指出，在采深较小、采厚很大、用长壁式采煤法开采时，若采厚不一致，地表也可能出现漏斗状塌陷坑。

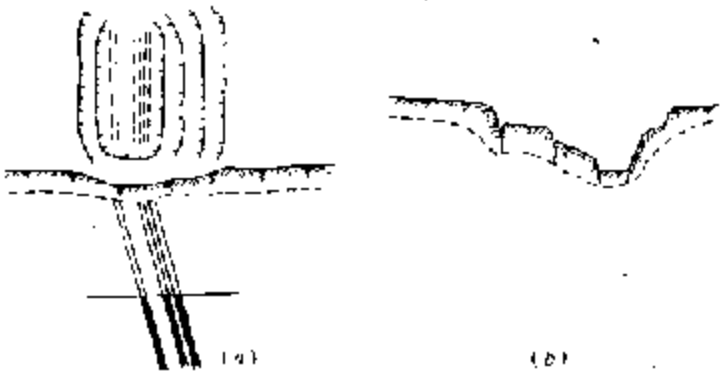


图1-21　开采急倾斜煤层时地表移动特征

在有含水层的松散层下采煤时，不适当地提高回采上限，也会在地表引起漏斗状塌陷坑。开滦唐家庄矿用水力采煤法开采厚度为3.1～3.5m、倾角为15～21°的煤层，设计开采上边界距松散层底板垂高为18m，由于水枪落煤超过回采上限，造成水砂溃入大巷，地面出现直径为30m、深为11～13m的塌落坑。鹤岗富力矿用倾斜分层下行垮落法开采厚度为4～6m、倾角23～24°的煤层，地表未出现塌陷坑。但由于该工作面上边界以上是采用落垛法回采，冒落破坏达到松散层底部，因此在地表产生了直径5～6m、深4～5m的圆形塌陷坑（如图1-23所示）。



图1-22　平庄古山矿浅部开采地表塌陷示意图

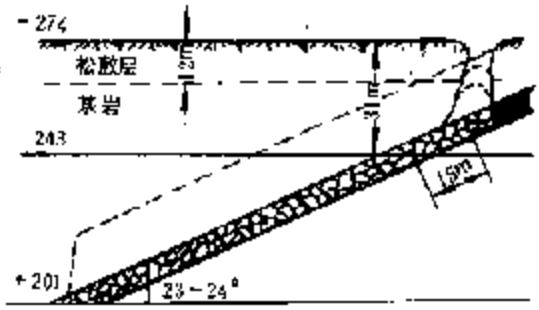


图1-23　鹤岗富力矿浅部开采引起地表漏斗状塌陷坑示意图

急倾斜煤层开采时，煤层露头处附近地表呈现出严重的非连续性破坏，往往也会出现漏斗状塌陷坑。塌陷坑大体位于煤层露头的正上方或略微偏离露头位置，偏离的距离与煤层倾角、顶底板岩性及基岩表面风化程度有关。塌陷坑的形状取决于松散层的性质和厚度。在有厚松散层覆盖的情况下，多呈圆形或井形，有时也呈口小肚子大的坛式塌陷漏斗，如图1-24a、b所示。

地表出现的裂缝、台阶或塌陷坑，对位于其上的建筑物危害极大。有铁路通过此处时，会影响列车正常运行，若不能及时发现，将造成行车事故。所以在建筑物下、铁路下

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

或水体下采煤时，应极力避免出现大的裂缝、台阶和塌陷坑。

二、地表移动盆地的形成及特征

（一）地表移动盆地的形成

地表移动盆地是在工作面的推进过程中逐渐形成的。一般是当回采工作面自开切眼开始向前推进的距离相当于 $1/4\sim1/2\,H_0$（H_0为平均采深）时，开采影响即波及到地表，引起地表下沉。然后，随着工作面继续向前推进，地表的影响范围不断扩大，下沉值不断增加，在地表就形成一个比开采范围大得多的下沉盆地。

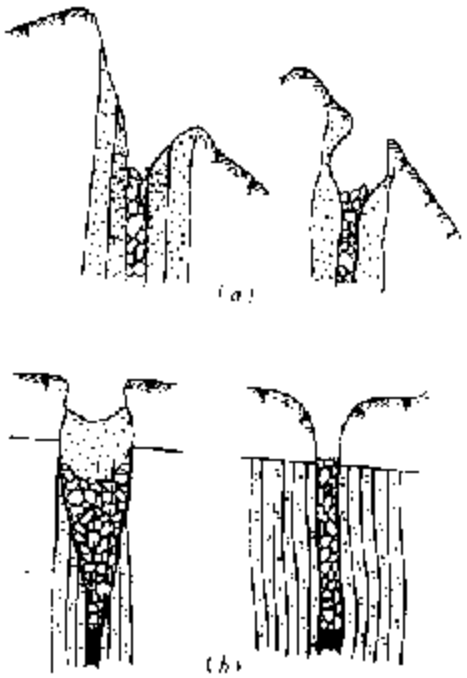


图1-24 地表塌陷漏斗示意图

a—北京大台矿地表塌陷漏斗；

b—北票矿区地表塌陷漏斗

图1-25展示了地表移动盆地随工作面推进而形成的过程。当工作面由开切眼推进到位置1时，在地表形成一个小盆地W_1。工作面继续推进到位置2时，在移动盆地W_1的范围内，地表继续下沉，同时在工作面前方原来尚未移动地区的地表点，先后进入移动，从而使移动盆地W_1扩大而形成移动盆地W_2。随着工作面的推进相继逐渐形成地表移动盆地W_3、W_4。这种移动盆地是在工作面推进过程中形成的，故称动态移动盆地，也即还在移动中的盆地。工作面回采结束后，地表移动不会立刻停止，还要持续一段时间。在这一段时间里，移动盆地的边界还将继续向工作面推进方向扩展。移动首先在开切眼一侧稳定，而后在停采线一侧逐渐形成最终的地表移动盆地W_{14}。通常所说的地表移动盆地就是指最终形成的移动盆地，又称为静态移动盆地。在工作面的推进过程中，如果图1-26所示的工作面停在1、2、3、4的位置上，待地表移动稳定后，其对应的每一个位置都会有一个相应的静态移动盆地W_{01}、W_{02}、W_{03}、W_{04}。

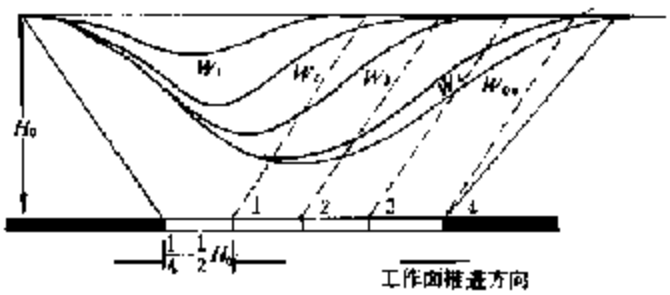


图1-25 地表移动盆地的形成过程

1、2、3、4—工作面的位置；W_1、W_2、W_3、W_4—相应工作面的移动盆地；

W_{04}—最终的静态移动盆地

应该指出，在地表移动向前发展的过程中，其后方的地表点仍在继续移动，但其移动的剧烈程度逐渐减弱，直至稳定。一般是最先进入移动的点，也最先稳定下来。

（二）充分采动和非充分采动

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

1．充分采动

充分采动是指地下煤层采出后，地表下沉值达到该地质采矿条件下应有的最大值，此时的采动称充分采动。此后开采工作面的尺寸再继续扩大时，地表的影响范围相应扩大，但地表最大下沉值不再增加，地表移动盆地将出现平底。为了加以区别，通常把地表移动盆地内只有一个点的下沉值达到最大下沉值的采动情况，称为刚达到充分采动，此时的开采称为临界开采，地表移动盆地呈碗形（如图1-27*a*）。地表有多个点的下沉值达到最大下沉值的采动情况，称为超充分采动，此时的开采称为超临界开采，地表移动盆地呈盘形（见图1-27*b*和图1-28）。

实际观测表明，通常在采空区的长度和宽度均达到和超过 $1.2\sim1.4H_0$（H_0为平均开采深度）时，地表可达到充分采动。

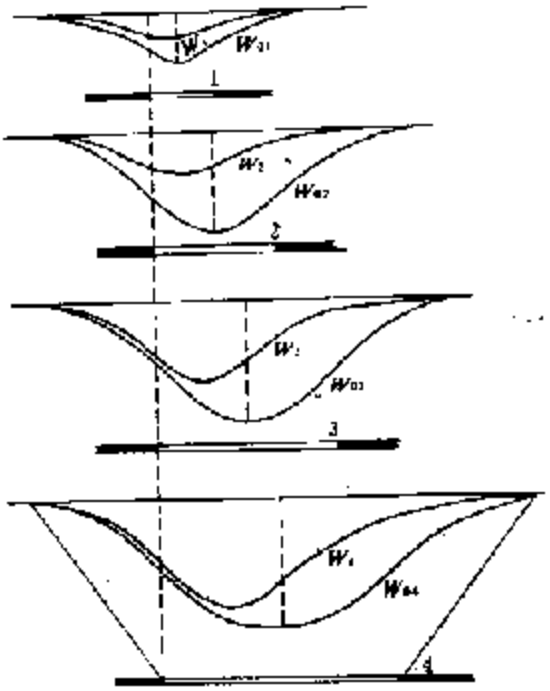
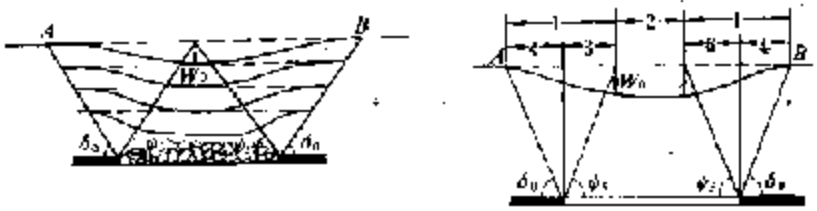


图1-26　动态和静态移动盆地比较示意图

2．非充分采动

采空区尺寸（长度和宽度）小于该地质采矿条件下的临界开采尺寸时，地表任意点的下沉值均未达到该地质采矿条件下应有的最大下沉值，称这种采动为非充分采动，此时地表移动盆地为碗形（见图1-29、30、31）。



(a)　　(b)

图1-27　充分采动时地表移动盆地示意图

a—刚达到充分采动时的移动盆地，b—超充分采动时的移动盆地

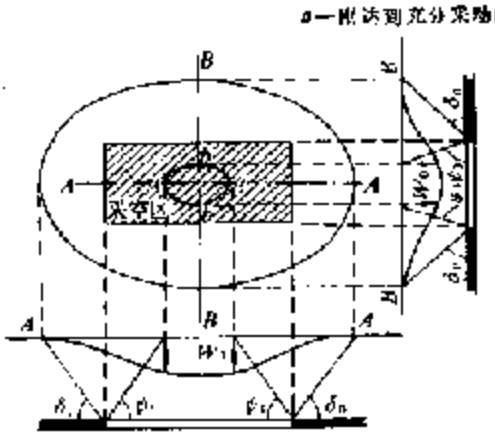


图1-28　水平煤层超充分采动时的地表移动盆地示意图

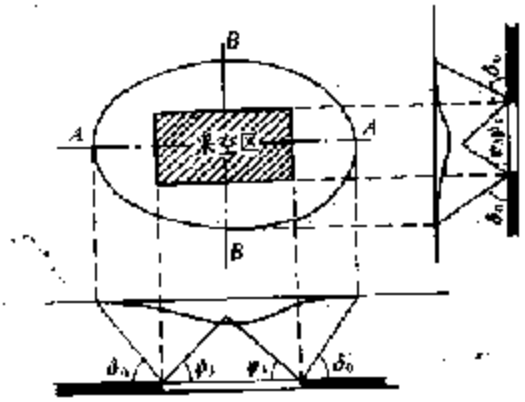


图1-29　水平煤层非充分采动时的地表移动盆地示意图

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

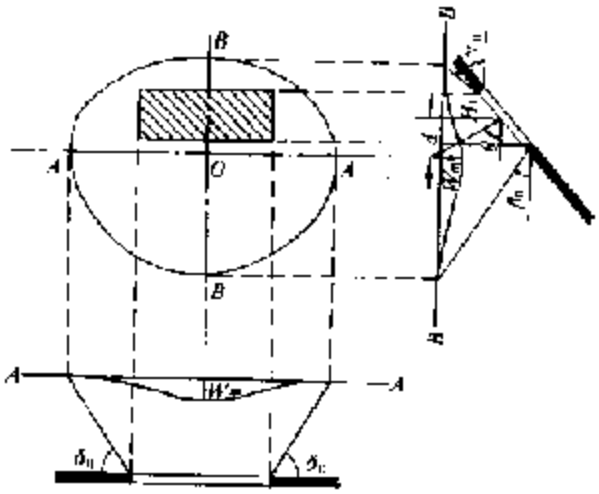


图1-30 倾斜煤层非充分采动时的地表移动盆地示意图

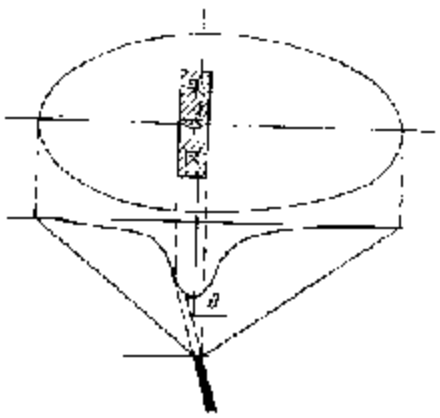


图1-31 急倾斜煤层开采时的地表移动盆地示意图

工作面沿一个方向（走向或倾向）达到临界开采尺寸，而另一个方向未达到临界开采尺寸的情况，也属于非充分采动，此时的地表移动盆地为槽形（图1-32）。

引入充分采动的概念，主要目的是研究地表移动盆地的性质。在超充分采动时，静态地表移动盆地将出现平底部分。在平底范围内，各处的下沉值相等，其它移动和变形值近似于零。应该指出，在平底范围内的地表仍然经历过动态变形。这里所谓的地表移动是指移动盆地内地表点的垂直移动分量和水平移动分量，而变形是指相邻地表点的移动量不等产生的相对移动。有关移动和变形的详细分析，将在本章第四节介绍。

充分采动的范围用充分采动角（以 ϕ 表示）确定。充分采动角的确定方法是：在充分采动条件下，在地表移动盆地的主断面上，移动盆地平底的边缘（在地表水平线上的投影点）和同侧采空区边界连线与煤层在采空区一侧的夹角称为充分采动角。下山方面的充分采动角以 ϕ_1 表示，上山方面的充分采动角以 ϕ_2 表示（见图1-33），走向方向的充分采动角以 ϕ_3 表示（图1-27、28）。

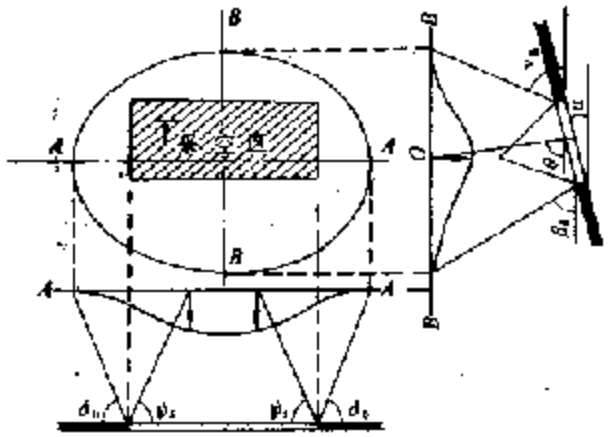


图1-32 槽形盆地示意图

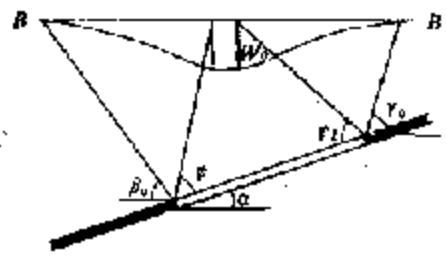


图1-33 充分采动角确定方法示意图

（三）地表移动盆地的特征

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

实测表明，地表移动盆地的范围远大于对应的采空区范围。地表移动盆地的形状取决于采空区的形状和煤层倾角。移动盆地和采空区的相对位置取决于煤层的倾角。

在移动盆地内，各个部位的移动和变形性质及大小不尽相同。在采空区上方地表平坦、达到超充分采动、采动影响范围内没有大地质构造的条件下，最终形成的静态地表移动盆地可划分为三个区域（见图1-27b）：

1．移动盆地的中间区域（又称中性区域）

移动盆地的中间区域位于盆地的中央部位，即图中用2字标出的部分。在此范围内，地表下沉均匀，地表下沉值达到该地质采矿条件下应有的最大值，其它移动和变形值近似于零，一般不出现明显裂缝。

2．移动盆地的内边缘区（又称压缩区域）

移动盆地的内边缘区一般位于采空区边界附近到最大下沉点之间，即图中用3字标出的部分。在此区域内，地表下沉值不等，地面移动向盆地的中心方向倾斜，呈凹形，产生压缩变形，一般不出现裂缝。

3．移动盆地的外边缘区（又称拉伸区域）

移动盆地的外边缘区位于采空区边界到盆地边界之间，即图中用4字标出的部分。在此区域内，地表下沉不均匀，地面移动向盆地中心方向倾斜，呈凸形，产生拉伸变形。当拉伸变形超过一定数值后，地面将产生拉伸裂缝。

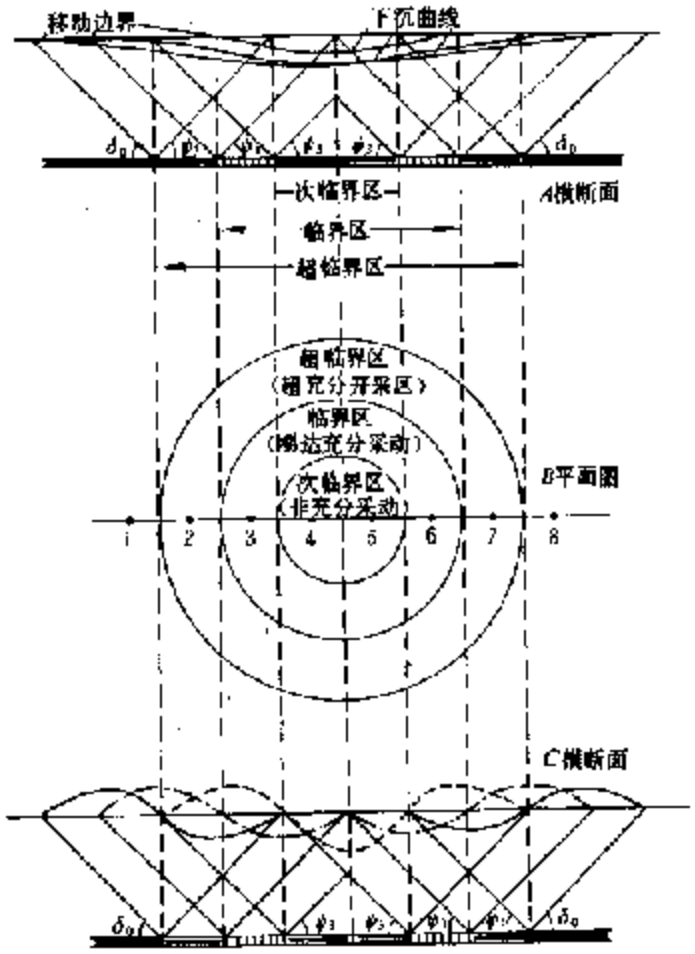


图1-34　地表移动盆地内三个区域划分示意图

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

应当指出，在地表刚达到充分采动或非充分采动条件下，地表移动盆地内不出现中间区域。但拉伸区域和压缩区域存在于任何采动条件下所形成的盆地之内。图1-34中给出了不同采动程度的地表移动盆地内三个区域划分的情况。

为了便于理解和比较，下面分开介绍水平煤层（或近水平煤层）和倾斜煤层开采后所形成的地表移动盆地的特征。

图1-28为水平煤层开采时地表达到充分采动的地表移动盆地，它有下列的特征：

（1）地表移动盆地位于采空区的正上方。盆地的中心（最大下沉点所在的位置）和采空区中心是一致的。盆地的平底部分位于采空区中部的正上方。

（2）地表移动盆地的形状与采空区对称。如果采空区的形状为矩形，则移动盆地的平面形状为椭圆形。

（3）移动盆地内外边缘区的分界点，大致位于采空区边界的正上方或略有偏离。

在水平煤层开采的条件下，非充分采动和刚达到充分采动的地表移动盆地的特征，和超充分采动的移动盆地特征相似，所不同的是移动盆地内不出现中性区域，只有一个最大下沉点，而且最大下沉点位于采空区中心的正上方。

倾斜煤层开采、地表未达到充分采动时，（图1-30），地表移动盆地有如下特征：

（1）在倾斜方向上，移动盆地的中心（最大下沉点处）偏向采空区的下山方向，和采空区中心不重合。

（2）移动盆地与采空区的相对位置，在走向方向上对称于倾斜中心线，而在倾斜方向上不对称，煤层倾角越大，这种不对称性越加明显。

（3）移动盆地的上山方面较陡，移动范围较小，下山方面较缓，移动范围较大。

倾斜煤层充分采动时，移动盆地出现平底，充分采动区内的移动和变形特点与水平煤层充分采动区内相似。

急倾斜煤层开采时，地表移动盆地（图1-31）有如下特征：

（1）地表移动盆地形状的不对称性更加明显。工作面下边界上方地表的开采影响达到开采范围以外很远；上边界上方开采影响则达到煤层底板岩层。整个移动盆地明显地偏向煤层下山方向。

（2）最大下沉值不是出现在采空区中心正上方，而是大致位于采区下边界上方。

（3）地表的最大水平移动值大于最大下沉值。

急倾斜煤层开采时，不出现充分采动的情况。

（四）地表移动盆地的主断面

地表移动盆地内各点的移动和变形不完全相同，但在正常情况下，移动和变形的分布是有规律的。图1-35表示水平煤层开采后所形成的地表移动分布规律。该图是一个理想化的示意图，图中*abcd*是采区轮廓在地表的投影，虚线表示移动盆地内下沉等值线（它是一组近似平行于开采边界的线族），箭头表示地表点的移动方向在平面上的投影。由图可见，采空区中心正上方的地表下沉值最大，向四周逐渐减小，到采空区边界上方下沉值减小得比较迅速，向外逐渐趋于零。地表点的水平移动大致指向采空区中心，采空区中心上方地表，最终几乎不发生水平移动。开采边界上方地表水平移动值最大，向外逐渐减小为零。水平移动等值线也是一组平行于开采边界的线族。

由于下沉等值线和水平移动等值线均平行于开采边界，移动盆地内下沉值最大的点和

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

水平移动值为零的点都在采空区中心。因此通过采空区中心与煤层走向平行或垂直的断面上的地表移动值最大。在此断面上地表点几乎不产生垂直于此断面的水平移动。通常就将地表移动盆地内通过最大下沉点(或者说移动盆地的中心)所作的沿煤层走向或倾向的垂直断面称为地表移动盆地主断面，如图1-35中的AA、BB。

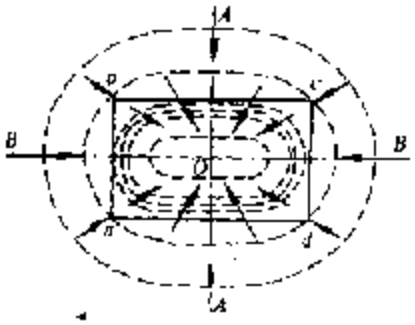


图1-35 地表移动盆地下沉等值线图

移动盆地内主断面的个数，取决于最大下沉点的个数。在移动盆地为碗形的情况下，移动盆地内只有一个最大下沉点，此时，只能做出一个沿走向和一个沿倾向的主断面。在移动盆地为槽形的情况下，假定槽形的长方向为煤层走向，此时只能做出一个沿走向的主断面，而在走向主断面上，有若干个点的下沉值相等，通过其中任一个点均可作出沿倾向的垂直断面，此即倾向主断面。所以在这样的条件下，可有若干个倾向主断面，如图1-32所示。反之，若槽形的长方向为煤层的倾向，则可作出若干个走向主断面和一个倾向主断面，不过这种情况比较少见。在移动盆地为盆形时，移动盆地将出现平底(图1-28中ab)。通过平底内任一点均可作出平行和垂直煤层走向的主断面。此时可有若干个走向主断面和倾向主断面。

实测表明，地表移动盆地主断面有下列特征：

(1) 在主断面上地表移动盆地的范围最大；

(2) 在主断面上地表移动最充分，移动量最大。

在研究开采引起的地表移动和变形分布规律时，多是首先研究主断面上的地表移动和变形。主断面的位置一般在采空区中间，但与采动程度和煤层倾角有关。在非充分采动情况下，通过采空区中心所作的平行于煤层倾向的垂直断面，即为移动盆地的倾斜主断面。走向主断面的位置，是在移动盆地倾斜主断面上用最大下沉角θ确定，如图1-30所示，在倾斜主断面上，自回采工作面的中点向煤层下山方向作水平线，然后以工作面中点为角的顶点，从水平线开始划出最大下沉角θ，此划线和地表相交于O点，O点即是倾斜主断面上的最大下沉点。通过O点作平行于煤层走向的垂直断面，即为走向主断面。最大下沉点的位置也可用计算的方法求得，即从采区中心的正上方(地表水平线上)，向下山方向偏离一段距离d(见图1-30和图1-36a)，得到O点，O点就是倾斜主断面上最大下沉点的位置。d值可用下式计算：

$$d=H_0\operatorname{ctg}\theta \tag{1-33}$$

在充分采动时，首先按充分采动角ϕ_1、ϕ_2、ϕ_3确定地表充分采动区的范围(见图1-33和1-28)，然后通过该范围内所作的煤层走向和倾向的垂直断面均为主断面。

所谓最大下沉角，就是在倾斜主断面上，由采空区的中点和地表移动盆地的最大下沉点(在地表水平上的投影点，见图1-36a)或图1-36b中的P点的连线与水平线之间在煤层下山方向一侧的夹角，以θ表示。

最大下沉角θ，一般是通过实地观测求得。大量实测资料表明，最大下沉角除与岩性有关外，还与煤层倾角有关。在倾斜或缓倾斜煤层条件下，θ值随煤层倾角的增大而减小。一般用下式表示：

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

$$\theta = 90^\circ - k\alpha \tag{1-34}$$

式中 k——与岩性有关的系数；

α——煤层的倾角。

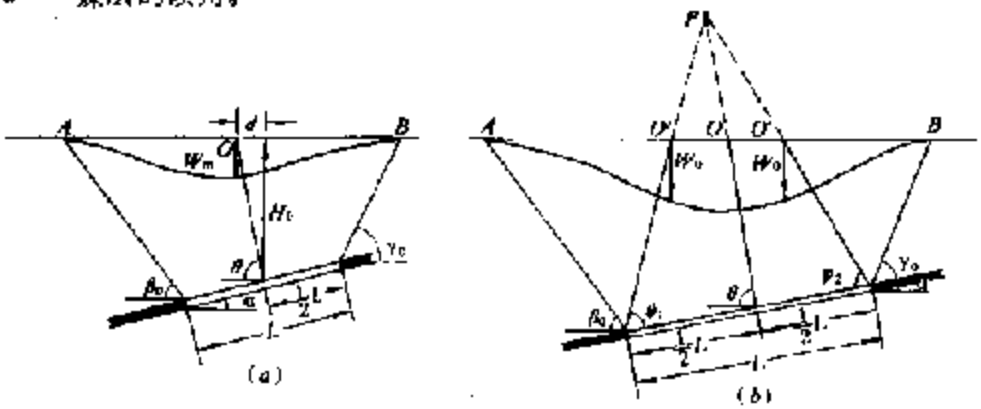


图1-36 最大下沉角确定方法示意图

a—非充分采动时最大下沉角的确定方法；b—充分采动时最大下沉角的确定方法

我国一些煤矿区，根据实测资料得出了本矿区最大下沉角值及其经验公式，见表1-14。

表1-14 我国部分煤矿区的最大下沉角值[14]

矿区名称	煤层倾角 α (°)	开采深度 H (m)	最大下沉角 θ (°)
峰峰矿区	9～20	<260	90—0.5α
阳泉矿区	0～11	<240	90—0.5α
阜新矿区	<30	<400	90—α
蛟河矿区	12～20	80～110	90—0.6α
枣庄矿区	8～18	<200	90—0.7α
平顶山矿区	10～15	100～200	90—0.6α
李雅庄电矿	10～20	530	90—0.45α
淮北徐庄矿	8～12	88～105	90—0.6α
焦作演西矿	6～9	95～118	90—α
焦作演马庄矿	6～9	95～118	90—α
焦作冯营矿	19	110	90—0.5α
鹤壁二矿	16	257	90—0.4α
包头大矿矿	8～8	70～77	90
阜新平安矿	32	35～105	74
开滦矿区	≤55	130～800	90—0.6α
淮南矿区	<50		90—0.6α
抚顺矿区东部	16～40	530～580	97—0.8α
抚顺矿区西部	16～40	630～580	90—0.8α
铜铜矿区	15～80	73～270	90—0.4α
北京煤山矿	43	208	60
云南羊场矿	43	156～216	62
重庆二宝矿	60	260	77
淮南孔集矿	75	180～250	85
郑州四山矿	31	65	82
淮南李咀孜矿	50 60	80～150 110～210	68 66

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

最大下沉角θ，可按下列公式近似计算[1,11]：

当$\alpha<45°$时，$\theta=90°-0.5\alpha$

当$\alpha>45°$时，$\theta=90°-(0.4\sim0.2)\alpha$

在文献[1]中，给出了当$\alpha<50°$时并参考岩性而确定的θ值的经验公式：

覆岩坚硬时：$\theta=90°-(0.7\sim0.8)\alpha$

覆岩中硬时：$\theta=90°-(0.6\sim0.7)\alpha$

覆岩软弱时：$\theta=90°-(0.5\sim0.6)\alpha$

在实际中，最好选用本矿区通过实地观测求得的θ角值，它反映了煤层倾角和上覆岩层等因素的综合影响。在未求出θ值的矿区，可只考虑煤层倾角的影响，参考上覆岩性，选用经验公式进行计算。最大下沉角是一个重要的移动参数，它的取值是否合理，直接影响到走向主断面位置的准确程度。

第四节　地表移动盆地内移动和变形分析

一、一个点的移动分析

地下开采引起的岩层及地表移动过程是一个极其复杂的时间-空间现象，其表现形式十分复杂。但是，大量的实测资料表明，地表点的移动轨迹取决于地表点在时间-空间上与回采工作面相对位置的关系。一般情况下，处于弯曲带上部的地表各点的移动向量，从它的起、止相对位置来看均是指向移动盆地中央的，如见图1-37所示。从地表移动的过程来看，地表点的移动状态可用垂直移动分量和水平移动分量来描述。通常将垂直移动分量称为下沉。水平移动分量按相对于某一断面的关系区分为沿断面方向的水平移动（如y方向）和垂直断面方向的水平移动（如x方向），见图1-38。一般将前者称为纵向水平移动或简称水平移动，后者称为横向水平移动或简称横向移动。为了便于研究，通常是将三维空间问题分成沿走向断面和沿倾向断面的两个平面问题，然后分析这两个断面内地表点的移动和变形。

描述地表移动盆地内移动和变形的指标是：下沉、倾斜、曲率、水平移动、水平变形、扭曲和剪切变形（或称剪应变）。目前，对于前五种指标的规律研究得比较充分，而对扭曲和剪应变的研究，则处于开始阶段，使用尚不广泛。

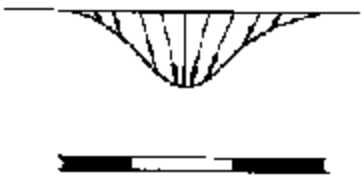


图1-37　移动盆地主断面上点的移动方向示意图

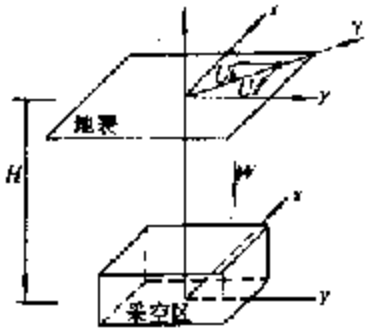


图1-38　地表点的移动分析

二、移动盆地主断内面的地表移动和变形分析

在移动盆地内，地表各点的移动方向和移动量各不同。一般是在移动盆地主断面上，

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

通过设点观测，研究地表的移动和变形。图1-39表示在移动盆地主断面上设有若干观测点，在地表移动前和移动结束后，测量各点的高程和测点间距，并将这些观测资料展绘在主断面图上，得到各点的移动向量，连接各点移动结束时的位置，便每到地表移动和变形的分布形态。从图1-39中可以看出，盆地内各点的移动方向是指向盆地中心的，但其移动量不等。移动前的2、3…7、8各点，移动后成为2′、3′…7′、8′。它们的移动向量分别为$\overline{22'}$、$\overline{33'}$、…$\overline{77'}$、$\overline{88'}$。但需指出，这些移动向量不是点的移动轨迹，点的移动轨迹是一条复杂的曲线，将在第三章中详细讨论。这里只研究地表点移动的最终结果。

现从图1-39中取出2、3、4三个点，并把它们的移动向量分解成两个分量——垂直移动分量和水平移动分量。如图1-40所示，$\overline{2_12'}$、$\overline{3_13'}$、$\overline{4_14'}$为垂直移动分量，用W_2、W_3、W_4表示，称为下沉；$\overline{22_1}$、$\overline{33_1}$、$\overline{44_1}$为水平移动分量，用U_2、U_3、U_4表示，称为水平移动。

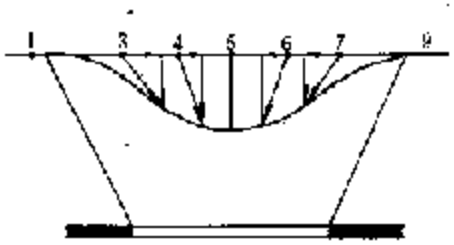


图1-39 盆地主断面内地表点的移动示意图

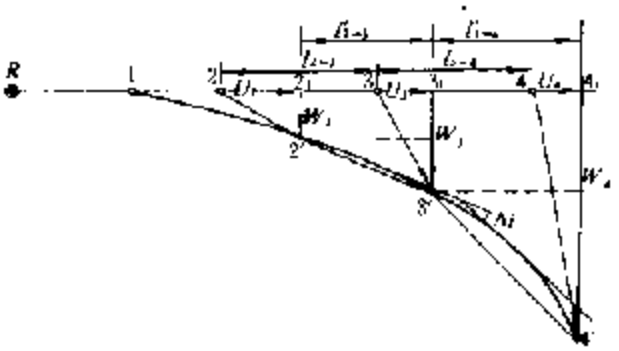


图1-40 地表移动与变形分析示意图

移动盆地内地表点下沉和水平移动按下列公式计算：

$$W_n = H_{n0} - H_{nm}, \text{ mm} \tag{1-35}$$

$$U_n = L_{nm} - L_{n0}, \text{ mm} \tag{1-36}$$

式中 W_n——地表 n 点的下沉；

U_n——地表 n 点的水平移动；

H_{n0}、H_{nm}——分别表示地表 n 点在首次和 m 次观测时的高程；

L_{n0}、L_{nm}——分别表示首次观测和 m 次观测时地表 n 点至观测线控制点 R 间的水平距离。

由式（1-35）计算出的结果，正值表示测点下降，负值表示测点上升。它反映一个点不同时间在竖直方向的变化量。水平移动正负号的规定是：在倾斜断面上，指向煤层上山方向的为正值，指向煤层下山方向的为负值；在走向断面上（平面图倾斜方向指向下方），向右侧移动正，向左侧移动为负。通常所说的地表移动，就是指下沉和水平移动，它是一个点的绝对移动量。从图1-40可以看出，各相邻点的下沉和水平移动量是不相等的，这表明点与点之间有相对的移动，这就是通常所说的地表变形。地表变形分为倾斜、曲率、水平变形（拉伸和压缩）。它们分别由下沉和水平移动导出：

1. 倾斜变形

地表倾斜变形是指相邻点在竖直方向的相对移动量与两相邻点间水平距离的比值。它

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

反映盆地沿某一方向坡度，通常以 i 表示。在图1-40中2、3为两相邻点，其下沉差为（W_2-W_3），2、3点间的倾斜变形为

$$i_{2-3}=\frac{W_3-W_2}{l_{2-3}}=\frac{\Delta W_{3-2}}{l_{2-3}},\ \text{mm/m} \tag{1-37}$$

式中 W_2、W_3 ——分别为地表点2、3的下沉值；

l_{2-3} ——地表2—3点间的水平距离。

倾斜可理解为两点间的平均斜率，以两点间中点的切线斜率表示。

倾斜按其方向不同有正负之分，在倾斜断面上，指向上山方向的为正，指向下山方向的为负，在走向断面上（平面图倾斜方向指向下方），向右侧的倾斜为正，向左侧的倾斜为负。

2．曲率变形

地表曲率变形是指两相邻线段的倾斜差与两线段中点间的水平距离的比值。它反映在观测线断面上为弯曲程度。如图1-40中2、3、4三个相邻测点，构成2—3和3—4两个线段，依式（1-37）分别计算得到倾斜值 i_{2-3} 和 i_{3-4}，而 $i_{2-3}\neq i_{3-4}$ 使地面形成弯曲，产生曲率变形。以 K 表示曲率则有：

$$K_{2-3-4}=\frac{i_{3-4}-i_{2-3}}{\frac{1}{2}(l_{2-3}+l_{3-4})}$$

$$=\frac{2\Delta i_{2-3-4}}{l_{2-3}+l_{3-4}},\ \text{mm/m}^2 \tag{1-38}$$

式中 i_{2-3}、i_{3-4}——分别表示地表2—3点间和3—4点间的平均斜率；

l_{2-3}、l_{3-4}——表示2—3点间及3—4点间的水平距离。

曲率亦有正、负之分，地表下沉曲线上凸为正，分布在盆地边缘部位煤柱的上方，即拐点和边界点之间；地表下沉曲线下凹为负，分布在工作面上方两拐点之间。

在测点间距相等的情况下，图1-40中2、3、4点间两线段的平均曲率计算可简化成下列形式：

$$K_{2-3-4}=\frac{\Delta i_{2-3-4}}{l},\ \text{mm/m}^2$$

为了使用上方便，曲率变形有时又以曲率半径 R 表示，即

$$R=1/K,\ \text{m或km}$$

3．水平变形

地表水平变形是指相邻两点的水平移动差值与两点间水平距离的比值。它反映相邻两测点间单位长度的水平移动差值，称为水平变形。通常以 ε 表示，按下式计算：

$$\varepsilon_{2-3}=\frac{U_3-U_2}{l_{2-3}}=\frac{\Delta U_{2-3}}{l_{2-3}},\ \text{mm/m} \tag{1-39}$$

反
3

按上式计算得到的地表水平变形，实际上是测点2、3间距内每米长度的拉伸或压缩。所以，它有正负之分，正值表示拉伸变形（简称拉伸），分布在移动盆地拐点和边界点之间；负值表示压缩变形（简称压缩），分布在移动盆地两拐点之间。由式（1-39）计

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

算的结果是线段的平均变化率，反映单位长度的变化量。

综上所述，由地下开采引起地表的两种移动和三种变形，是本课程研究的重要内容。两种移动是对一个点而言，由不同时间的观测值计算求得。三种变形则是由相邻两点（或三点）的观测结果计算求出。严格来讲，计算变形时，应该用变化后的边长，但，考虑到在移动过程中，边长的变化量很小，故可不考虑它的影响

移动盆地内除上述两种移动和三种变形外，还有扭曲和剪切变形。但目前研究较少，应用也不够广泛，下面只作简单介绍。

4．扭曲变形[5]

地表扭曲变形是指移动盆地内两平行线段的倾斜差与两平行线间距的比值。图1-41为地表扭曲变形示意图。扭曲变形通常以S表示并按下式计算：

$$S=\frac{i_{AB}-i_{CD}}{l}=\frac{\Delta i_{AB-CD}}{l},\ \text{mm/m}^2 \tag{1-40}$$

5．剪切变形（或称剪应变）[5]

地表剪切变形是指地表下沉盆地内单元正方形直角的变化。图1-42是剪切变形分析示意图。剪切变形通常以γ表示并按下式计算：

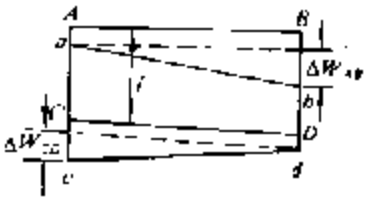


图1-41 地表扭曲变形示意图

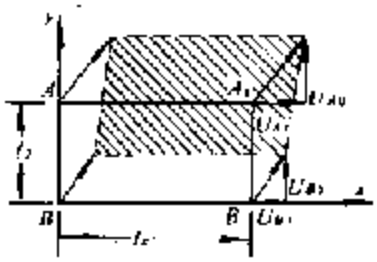


图1-42 剪切变形分析示意图

$$\gamma_{(x,y)}=\frac{U_{An}-U_{Bn}}{l_y}+\frac{U_{Av}-U_{Bv}}{l_x}$$

$$=\frac{\Delta U_x}{l_y}+\frac{\Delta U_y}{l_x},\ \text{mm/m} \tag{1-41}$$

式中 $\frac{\Delta U_x}{l_y}=\gamma_x$——单元正方形在$x$方向的歪斜；

$\frac{\Delta U_y}{l_x}=\gamma_y$——单元正方形在$y$方向的歪斜。

三、地表移动和变形对建筑物（或构筑物）的影响

地下开采引起的地表移动和变形，对座落在影响范围内的建筑物或构筑物将产生影响。这种影响一般是由地表通过建筑物基础传到建筑体而使建筑物产生移动和变形。各类建筑物由于结构不同，承受地表移动和变形值的大小亦不相同。但是，各类建筑物都有一个能承受的最大允许变形值。由开采引起的建筑物变形刚达到最大允许变形值时，建筑物受到的损害一般不会太严重，仍可维持建筑物的正常使用。若变形大于最大允许值时，建筑物将受到损害，严重的甚至要倒塌。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

建筑物不需要维修、仍能保持正常使用所允许的地表最大变形值，称为临界变形值。在规程[1]中规定，我国一般砖木结构建筑物使用的一组临界变形值为：倾斜 $i=3mm/m$（或用 $i=3\times10^{-3}$ 表示），曲率 $K=0.2mm/m^2$（或写成 $K=0.2\times10^{-3}1/m$），水平变形 $\varepsilon=2mm/m$（或写成 $\varepsilon=2\times10^{-3}$）。如果建筑物所在地表的变形值，达到上组临界变形值中的某一个指标，则认为建设物可能会受到损害。

不同类型的建筑物对各种变形反映的敏感程度不同。这里仅简要地介绍各种地表移动和变形对建筑物的影响，详见第八章。

（一）地表下沉和水平移动对建筑物的影响

地表大面积、平缓、均匀的下沉和水平移动，一般对建筑物影响很小，不致引起建筑物破坏，故不作为衡量建筑物破坏的指标。如建筑物位于盆地的平底部分，最终将呈现出整体移动，建筑物各部件不产生附加应力，仍可保持原来的形态。但当下沉值很大时，有时也会带来严重的后果，特别是在地下水位很高的情况下，地表沉陷后盆地积水，使建筑物淹没在水中，即使其不受损害也无法使用。非均匀的下沉和水平移动，对工农业和交通线路等有不利影响。

（二）地表倾斜对建筑物的影响

移动盆地内非均匀下沉引起的地表倾斜，会使位于其范围内的建筑物歪斜，特别是对底面积很小而高度很大的建筑物，如水塔、烟囱，高压线铁塔等，影响较严重。

倾斜会使公路、铁路、管道、地上下水系等的坡度遭到破坏，从而影响它们的正常工作状态。

（三）地表曲率变形对建筑物的影响

曲率变形表示地表倾斜的变化程度。建筑物位于正曲率（地表下凹）和负曲率（地表上凸）的不同部位，其受力状态和破坏特征也不相同。前者是建筑物中间受力大，两端受力小，甚至处于悬空状态，产生破坏时，其裂缝如图1-43*a*所示。后者是中间部位受力小，两端处于支撑状态，其破坏特征如图1-43*b*所示。



图1-43 曲率变形对建筑物的影响示意图
a—正曲率引起的建筑物破坏；
b—负曲率引起的建筑物破坏

曲率变形引起的建筑物上附加应力的大小，与地表曲率半径、土壤物理力学性质和建筑物特征有关。一般是随曲率半径的增大，作用在建筑物上的附加应力减小；随建筑物长度的增大、底面积增大，建筑物产生的破坏也加大。

（四）地表水平变形对建筑物（构筑物）的影响

地表水平变形是引起建筑物破坏的重要因素。特别是砖木结构的建筑物，抗拉伸变形的能力很小，所以它在受到拉伸变形后，往往是先在建筑物的薄弱部位（如门窗上方）出现裂缝，有时地表尚未出现明显裂缝，而在建筑物墙上却出现了裂缝，破坏严重时可能使建筑物倒塌。拉伸变形能把管道和电缆拉断，使钢轨轨缝加大。压缩变形则能使建筑物墙壁挤碎、地板鼓起，出现剪切或挤压裂缝，使门窗变形、开关不灵等。

水平变形对建筑物的影响程度与地表变形值的大小，建筑物的长度、平面形状、结构，建筑材料、建造质量、建筑基础特点，建筑物和采空区的相对位置等因素有关。其中地表变形值的大小及其分布，又受开采深度、开采厚度、开采方法、顶板管理方法、采动程度、岩性、水文地质条件、地质构造等因素的影响。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

以上简单分析了地下开采引起的各种地表移动和变形对建筑物或构筑物的影响，但在实际的开采过程中，往往是多种性质的地表移动和变形同时出现。受采动影响的建筑物或构筑物一般要同时或先后经受多种变形的综合影响。在地下开采过程中，地表的移动和变形是随时间而变化的，因此建筑物所受到的变形的性质和大小也是随时间而变化的。

第五节　地表移动盆地边界的确定

一、地表移动盆地边界的划分

地表移动盆地划分成如下三个边界：

（一）移动盆地的最外边界

移动盆地最外边界是以地表移动和变形都为零的盆地边界点所圈定的边界。这个边界由仪器观测确定。考虑到观测误差，一般取下沉为 10mm 的点为边界点。所以，最外边界实际上是下沉为10mm的点圈定的边界，见图1-44中$ACBD$。

（二）移动盆地的危险移动边界

危险移动边界是以盆地内的地表移动与变形对建筑物有无危害而划分的边界。对建筑物有无危害的标准是以临界变形值来衡量的。目前我国采用的一组临界变形值是：$i=3$ mm/m、$\varepsilon=2$mm/m、$K=0.2$mm/m²。这组临界变形值是针对一般砖木结构建筑物求出的。用这个指标圈定的范围以外，为地表移动和变形对建筑物不产生明显损害的地带；在圈定的范围以内，为地表移动和变形对建筑物将产生有害影响的地带，如图 1-44 中$A'C'B'D'$所示。

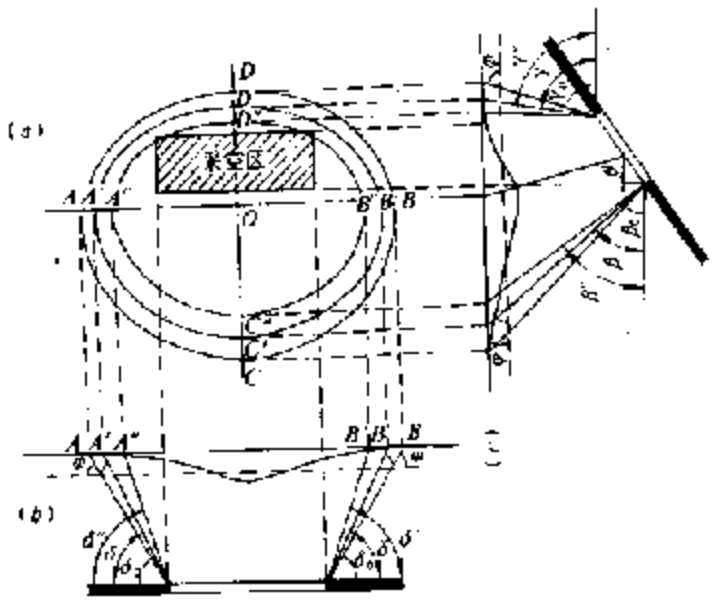


图1-44　地表移动盆地边界的确定示意图

应该指出，不同结构的建筑物，能承受最大变形的能力不一样，所以各种类型的建筑物都应有对应的临界变形值。在确定移动盆地内危险移动边界时，用相应建筑物的临界变形值圈定，会更接近于实际。

（三）移动盆地的裂缝边界

裂缝边界是根据移动盆地内最外侧的裂缝圈定的边界，如图 1-44中的$A''C''B''D''$。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

在图1-45中表示了急倾斜煤层开采后所形成的三个边界。在这个主断面图上，AB为最外边界，$A'B'$为危险移动边界，$A''B''$为裂缝边界。

二、圈定边界的角值参数

通常用角值参数圈定移动盆地边界。所有角值参数主要是边界角、移动角、裂缝角和松散层移动角，如图1-45和图1-46a、c所示。

（一）边界角

在充分采动或接近充分采动的条件下，地表移动盆地主断面上盆地边界点至采空区边界的连线与水平线在煤柱一侧的夹角称为边界角。当有松散层存在时，应先从盆地边界点用松散层移动角划线和基岩与松散层交接面相交，此交点至采空区边界的连线与水平线在煤柱一侧的夹角称为边界角。按不同断面，边界角分为：

1. 走向边界角，以δ_0表示；
2. 下山边界角，以β_0表示；
3. 上山边界角，以γ_0表示；
4. 急倾斜煤层的底板边界角，以λ_0表示。

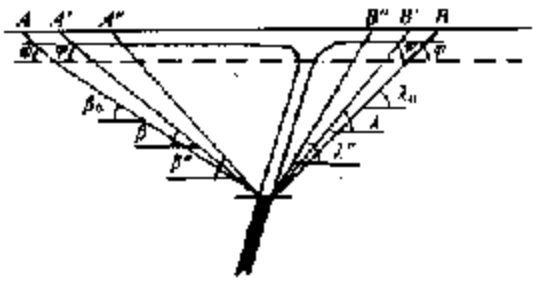


图1-45 地表移动盆地边界的确定示意图

（二）移动角

在充分采动或接近充分采动的条件下，地表移动盆地主断面上三个临界变形值中最外边的一个临界变形值点至采空区边界的连线与水平线在煤柱一侧的夹角称为移动角。当有松散层存在时，应从最外边的临界变形值点用松散层移动角划线和基岩与松散层交接面相交，此交点至采空区边界的连线与水平线在煤柱一侧的夹角称为移动角。根据不同断面，移动角分为：

1. 走向移动角，以δ表示；
2. 下山移动角，以β表示；
3. 上山移动角，以γ表示；
4. 急倾斜煤层的底板移动角，以λ表示。

移动角是一个重要的移动参数，在解决实际问题时，经常用到它。

（三）裂缝角

在充分采动或接近充分采动条件下，在地表移动盆地主断面上，移动盆地内最外侧的地表裂缝至采空区边界的连线与水平线在煤柱一侧的夹角称为裂缝角。裂缝角分为：

1. 走向裂缝角，以δ''表示；
2. 上山裂缝角，以γ''表示；
3. 下山裂缝角，以β''表示；
4. 急倾斜煤层的底板裂缝角，以λ''表示。

（四）松散层移动角

松散层移动角以φ表示，它不受煤层倾角的影响，其确定方法有直接法和间接法两种。

1. 直接法　当煤层埋藏较浅，上覆岩层主要为松散层时，可设置松散层观测站，通过实地观测，求取φ角。

2. 间接法　当采空区上部基岩直接露出地表，或虽有松散层，但厚度很薄，在整个

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

上覆岩层中占的比例很小时，可通过设站观测，直接求取基岩的移动角，然后利用已知的基岩移动角，间接求取松散层移动角φ，如图1-46所示。具体方法为：用基岩移动角自采空区边界切线和基岩松散层交接面相交于B点，B点至地表下沉为10mm的点C连线与水平线在煤柱一侧的夹角即为松散层移动角φ。

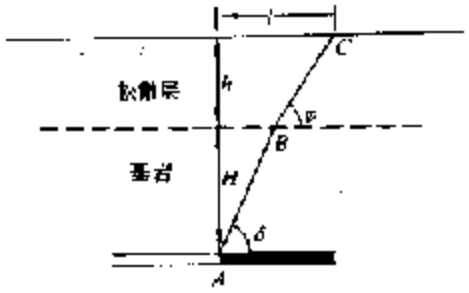


图1-46　间接法求取松散层移动角示意图

以上所述各角为岩层与地表移动的重要参数，均系通过实地观测确定的，具体方法将在下一章介绍。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

第二章　开采沉陷的观测工作

第一节　概　　述

一、开采沉陷观测工作的基本概念

要保护井巷、建筑物、水体及铁路等，使它们免受或少受开采的有害影响，减少地下资源的损失，必须研究地下开采引起的岩层与地表移动规律。岩层与地表移动的过程十分复杂，它是许多地质采矿因素综合影响的结果。认识岩层与地表移动这一复杂过程，目前的主要方法是实地观测。通过观测获得大量的第一性资料，然后对这些资料进行综合分析，找出各种因素对移动过程的影响规律。再将这种规律运用到解决开采沉陷问题的实践中去，使之进一步完善与深化。

为了进行实地观测，必须在开采进行以前，在选定的地点设置开采沉陷观测站。简称观测站。所谓观测站，是指在开采影响范围内的地表、岩层内部或其它研究对象上，按一定要求设置的一系列互相联系的观测点。在采动过程中，根据需要定期观测这些测点的空间位置及其相对位置的变化，以确定各测点的位移和点间的相对移动，从而掌握开采沉陷的规律。

随着多年开采沉陷观测经验的积累和科学技术的发展，开采沉陷观测站的类型越来越多，概括起来有以下几种：

1．按观测站设置的地点不同可分为：

（1）地表移动观测站　测点布设在地表。主要是研究地表移动和变形的规律；

（2）岩层内部观测站　测点一般布设在井下巷道或岩层内部的钻孔中，用于研究岩层内部的移动和变形规律；

（3）专门观测站　为了某一个特定的目的所设立的观测站，如建筑物观测站、铁路观测站、边坡移动观测站等。

2．观测站又有普通观测站和短期观测站之分。

普通观测站的观测时间较长（一般在一年以上），它是在地表移动的开始到移动结束的整个过程中定期进行观测，主要用于研究地表移动和变形的规律。短期观测站观测时间较短（几个月到一年），只在移动过程中的某个阶段进行观测，而后对观测资料处理，求出一些近似的移动参数，如最大下沉速度、走向移动角等。短期观测站只是在急需开采沉陷资料的情况下才采用。这种观测站要求设站地区地质条件简单，采深较浅，开采厚度稳定，工作面匀速推进，达到超充分采动等。这些条件这实践中很难满足，加之求出的参数误差较大，所以目前很少设置这种观测站。

3．按布站形式的不同分为：

（1）网状观测站　在产状复杂的煤层或在建筑物密集的地区开采时，可考虑多布设

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

一些测点，组成网格状观测站（图 2-1）。网状观测站可观测整个采动范围，所得资料比较全面、准确。但测点数目较多，野外观测和室内成果整理工作量大，且受地形、地物条件的限制，所以只在研究专门问题时才采用。我国仅在河南平顶山矿务局和山东枣庄局的柴里矿设置过网状观测站。

(2) 剖面线状观测站　这是目前各矿区用得较多的一种布站形式，它是在选择的特定方向上布点成直线形。若因条件限制不能布成直线时，可设少量转点而成折线形。所谓特定方向是指沿移动盆地主断面的方向。沿走向主断面布设的观测线称为走向观测线，沿倾斜主断面布设的观测线称为倾斜观测线。观测站通常由两条互相垂直且相交的观测线（即一条或半条走向观测线，一条或半条倾斜观测线）所组成。因此，观测所得资料只反映观测线所在断面上的移动和变形的分布及其大小。

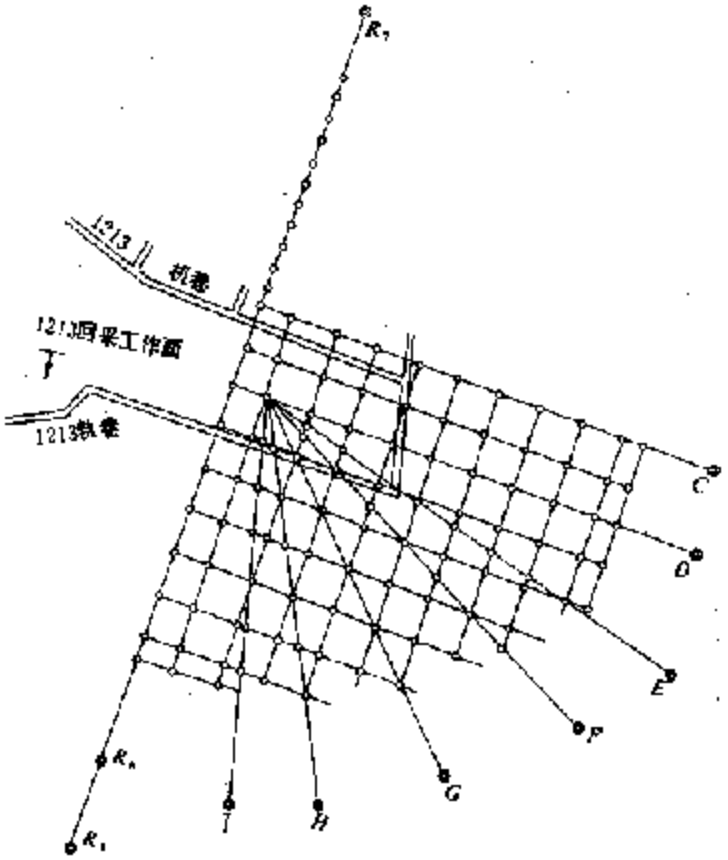


图2-1　平顶山网状观测站布设示意图

二、观测站设置地点的选择

观测站设站地点的选择取决于设站的目的。通过设站观测获得的资料，反映各种地质采矿条件的综合影响，因此要查明各种因素的影响，必须进行长期观测。在设站观测的过程中，应遵循从简单条件到复杂条件，不断观测，积累资料，深化对移动规律的认识。对一个矿区来说，应在开发初期就作出全面规划，明确本区要解决的主要问题及其性质。比如是否有水下开采的问题，若存在水下压煤的问题，就要适时的观测两带高度。又如建下开采大都是深部开采，若有建下开采任务，就应在深部开采时设站观测。总之，在了解解决本矿区问题所需的资料和参数后，确定在哪些条件下建站。然后随着开采工作向纵深发展，适时建站，使观测工作逐步深入和完善。如先从单一煤层、单一工作面、地质构造简单的条件下

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

开始观测，再进行多工作面、重复开采、有地质构造破坏及煤层产状变化大等条件下的观测和研究工作。

要解决地表沉陷的防护问题（如建筑物下和铁路下采煤），除必须掌握开采沉陷规律外，还应掌握建筑物、构筑物变形、破坏与地表移动、变形的关系，了解各类保护物损害的特性及各种防护措施的效益，所以设站地点的选择是十分重要的，它直接影响到观测成果的使用价值。另外，根据我国生产发展的具体情况及开采沉陷研究的现状，选择设站地点时，还应密切结合开采影响的实际问题。

岩层内部的移动观测及各种专门观测站的设置与观测，一般要求和地表移动观测站配合进行，才能获得可靠的、全面的观测资料。

第二节　地表移动观测站设计

一、观测站设计的原则及内容

（一）设计原则

为了能够获得比较准确、可靠、有代表性的观测资料，观测站设计中，一般应遵循下列原则：

1．观测线应设在地表移动盆地的主断面上；

2．设站地区，在观测期间不受邻近开采的影响；

3．观测线的长度要大于地表移动盆地的范围；

4．观测线上的测点应有一定的密度，这要根据开采深度和设站目的而定；

5．观测站的控制点要设在移动盆地范围以外，埋设要牢固。在冻土地区，控制点底面应在冻土线 0.5 m以下。

为特殊目的而建立专门观测站，可不受上叙条件限制。

（二）观测站设计时，必须具备下列资料：

1．设站地区的井上下对照图和开采计划图，以便确定观测地区井下开采和地面位置的关系。图的比例尺一般为 1:2000 或 1:1000 。

2．设站地区的地质和水文地质资料，包括：地形地质图、地质柱状图、煤层赋存条件、覆岩物理力学性质、水文条件等。

3．开采工作面设计资料，包括：巷道布置、采煤方法、顶板管理方法、开采厚度、工作面推进速度、回采时间及周围开采情况等。

4．观测地区井上下测量资料，主要是：控制点、导线点和水准点的坐标。

5．矿区已有的开采沉陷资料，如：移动角、最大下沉角、充分采动角、松散层移动角及其它有关参数。若矿区尚无自己的沉陷参数时，可选用地质采矿条件相似矿区的参数进行设计。

（三）观测站的布设形式

根据设站的目的，合理地选择观测站的布设形式是十分重要的。目前我国矿区大多采用剖面线状观测站，观测站的具体布置形式，见图 2-2 所示。

观测站一般由两条观测线组成。一条沿煤层走向方向，一条沿倾斜方向，它们互相垂直并相交。在地表达到充分采动的条件下，通过移动盆地的平底部分都可设置观测线。在地表未达到充分采动的条件下，观测线需设在移动盆地的主断面上。由于我国煤矿区回采

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

工作面大多是沿煤层走向方向较长，远远大于充分采动所要求的最小尺寸，因此为了检验观测成果的可靠性，往往在充分采动区内设置两条相距 50～70 m的倾斜观测线，如图 2-3 所示。

观测线的长度应保证两端（半条观测线时为一端）超出采动影响范围，以便建立观测线控制点和测定采动影响边缘。采动影响范围内的测点为工作测点，在采动过程中应保证它们和地表一起移动，以反映地表的移动状态。

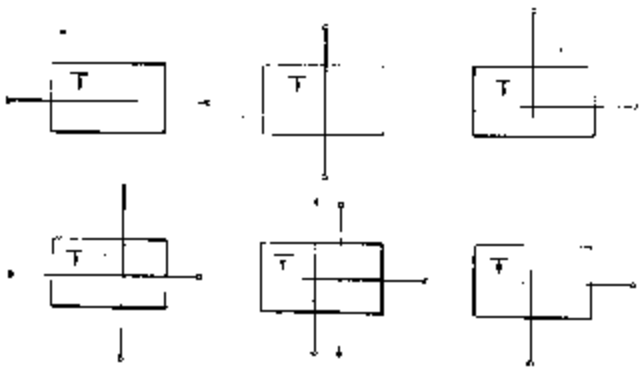


图2-2 观测站的布置形式示意图

（四）设计内容

观测站设计包括编写设计说明书和绘制设计图两部分工作。

设计说明书应包括下列内容：

1）建立观测站的目的和任务；

2）设站地区的地形、地物及地质采矿条件；

3）观测站设计时所用的开采沉陷参数；

4）观测线的位置及长度的确定，测点及控制点的数目、位置及其编号；

5）工作测点和控制点的构造及其埋设方法；

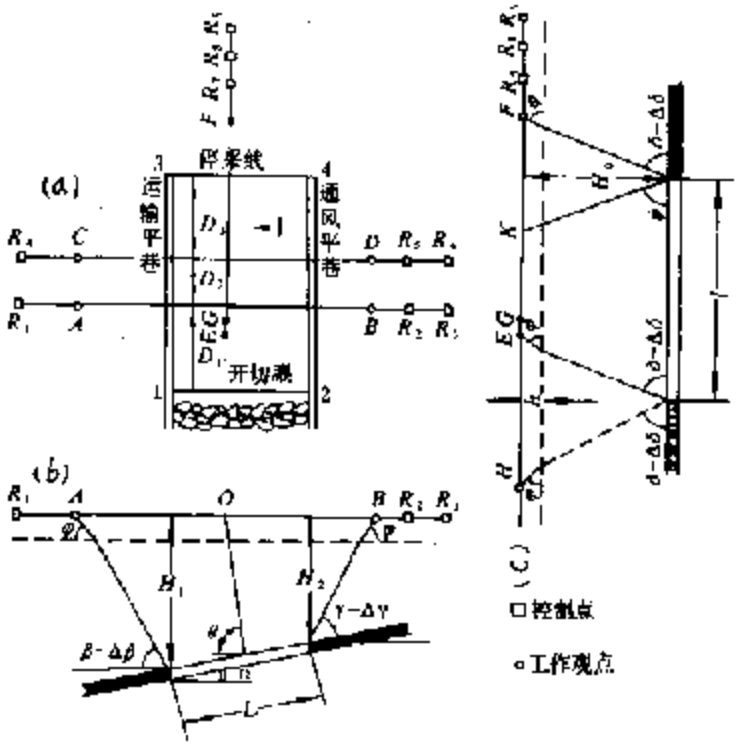


图2-3 地表移动观测站示意图

a—观测站平面图； b—倾斜断面图； c—走向断面图

6）观测内容及所用仪器，与矿区控制网的连测方法，精度要求，连测的起始数据，定期观测的时间、方法及精度要求，有关地表采动影响的测定，编录方法；

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

7）经费估算：包括观测站所需材料、购地、人工等费用的预算；

8）观测成果的整理方法与分析步骤，所要获得的成果。

观测站设计中，除需编写设计说明书外，还应绘制设计图。设计图包括观测站设计平面和断面图。图的比例尺一般与井上下对照图一致。观测站设计图中应具有下列内容：

1）设站地区的地形、地物、地质构造、岩层柱状、煤层产状等；

2）已有的和新设计的采区巷道；

3）现有的和新设计的保护煤柱轮廓；

4）观测线的平面位置，沿观测线的断面图。断面图上应表示出工作测点、控制点的位置及编号，岩层柱状，地质构造，煤层产状，开采位置等。

二、地表移动观测站的设计方法

不同类型的观测站设计方法不完全相同。下面仅介绍剖面线状观测站的设计方法。

（一）确定观测线的位置

图 2-3为长壁工作面上方地表移动观测站设计图。煤层厚度为m，煤层倾角为α。工作面下山边界的开采深度为H_1，上山边界的开采深度为H_2。图2-3中1—2表示工作面开切眼的位置，3—4表示停采线的位置，1—3为运输巷，2—4为通风平巷。并假定在3—4以外有足够长的煤柱（如工业场地煤柱或井田边界煤柱等），其余要素如图所示。

因工作面的走向长度$D_1+D_2+D_3 \geqslant 1.4H_0+50$ m，如需要，可考虑通过充分采动区设置两条间隔大于50 m的倾斜观测线（也可只设一条倾斜观测线），沿煤层走向设置半条走向观测线。根据已给出的煤层走向和倾向方向，按矿区已有的沉陷资料，在平面图上分别确定走向和倾斜观测线的位置。

1. 确定倾斜观测线的位置

根据已给出的设计工作面情况，可通过充分采动区设计两条倾斜观测线R_1R_3和R_4R_5。假设已知充分采动角φ_3、φ_2、φ_1，移动角δ、β、γ，移动角修正值$\Delta\delta$、$\Delta\beta$、$\Delta\gamma$以及最大下沉角θ等沉陷参数。为了使倾斜观测线R_1R_3不受邻近开采的影响，在走向主断面图（图3-3C）上，自开切眼用$\delta-\Delta\delta$和φ向工作面推进方向划线，相交于地表E点，R_1R_3观测线必须设在工作面推进方向上超过E点的位置。也就是说，倾斜观测线R_1R_3到开切眼的距离D_1应为

$$D_1 \geqslant (H_0-h)\operatorname{ctg}(\delta-\Delta\delta)+h\operatorname{ctg}\varphi \tag{2-1}$$

式中 δ——走向移动角；

$\Delta\delta$——走向移动角的修正值；

H_0——回采工作面平均开采深度；

h——松散层厚度；

φ——松散层移动角。

如果在工作面推进过程中设站，倾斜观测线R_1R_3到邻近工作面的距离，除应满足D_1外，还应考虑观测站设计到第一次观测之间工作面的推进距离。此时，观测线到工作面的距离D_1'应满足。

$$D_1' \geqslant D_1+ct \tag{2-2}$$

式中 c——工作面的推进速度；

t——观测站设计到第一次观测的间隔时间。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

为保证倾斜观测线 R_4R_5 通过充分采动区，观测线到停采的距离 D_3 必须满足下列条件：

$$D_3 \geqslant H_0 \operatorname{ctg}\varphi_3 \tag{2-3}$$

式中 φ_3——走向充分采动角。

在矿区尚未取得充分采动角数据的情况下，可根据一般地表移动规律选用：

$$D_3 \geqslant 0.7H_0$$

两条倾斜观测线的间距以 D_2 表示，要求 $D_2 = 50 \sim 70$m。

在地表未达到充分采动的情况下设置倾斜观测线时，为了保证观测线设在移动盆地主断面上，一般是通过采空区中心作垂直煤层走向的断面，此断面即为倾斜主断面，也是倾斜观测线所在的位置。如在工作面推进过程中设站，应考虑站的设计到第一次观测的间隔时间内工作面的推进距离。

2．确定走向观测线 R_1R_2 的位置

走向观测线应设在移动盆地的走向主断面上，走向观测线位置的确定如图 2-3 a 所示。具体的确定方法是：在倾斜主断面（图 2-3 b）上，从采空区中心用最大下沉角 θ 划线与地表相交于 O 点，通过 O 点作平行煤层走向的垂直断面，此断面所在的位置就是走向观测线的位置。

观测线位置确定的准确与否，直接影响到观测资料的质量，因此，在观测站的设计中，要求所用参数尽量准确。

观测线位置除应满足上述条件之外，还应考虑地形、地物以及便于测点埋设和进行观测等条件。

（二）观测线长度的确定

观测线的长度应超过移动盆地边界一段距离，以便确定移动盆地的边缘。设站时，移动盆地边界是根据本矿区已有的沉陷参数或条件类似的其它矿区的参数确定的。

1．倾斜观测线长度的确定

倾斜观测线的长度是在移动盆地的倾斜主断面（图2-3 b）上确定的。具体方法是：自采区的上、下边界分别以 $\gamma-\Delta\gamma$ 和 $\beta-\Delta\beta$ 划线与基岩和松散层接触面相交，再从交点以 φ 角划线交于地表 A、B（或C、D）点，AB段（或CD段）即为倾斜观测线的工作长度。此段长度亦可按下式计算：

$$AB = 2h\operatorname{ctg}\varphi + (H_1 - h)\operatorname{ctg}(\beta - \Delta\beta) + (H_2 - h)\operatorname{ctg}(\gamma - \Delta\gamma) + L\cos\alpha \tag{2-4}$$

式中 L——工作面倾斜长度；

γ——上山移动角；

β——下山移动角；

$\Delta\gamma$——上山移动角的修正值；

$\Delta\beta$——下山移动角的修正值；

H_1、H_2——分别为采区下边界和上边界的开采深度。

2．走向观测线长度的确定

为了保证观测线不受邻近开采的影响，并使观测线位于移动盆地主断面上，一般情况下（首采工作面除外），走向观测线只设半条（如图2-3 c）。具体做法是：自开切眼向工作面推进方向，以角值（$\delta-\Delta\delta$）划线与基岩和松散层交接面相交，再从交点以 φ 角划

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

线与地表相交于E点。E点便是不受邻区开采影响的边界点。在工作面停采线处，向工作面外侧用$(\delta-\Delta\delta)$角划线与基岩和松散层接触面相交于一点，再从此交点用φ角划线交地表于点F。在FE方向上设走向观测线。要求走向观测线和倾斜观测线垂直、相交，并稍微超过交点一段距离（约2至3个测点间距）得G点（G点不得超过E点），FG段便是走向观测线的工作长度。如果有条件，也可设一条走向观测线，其长度HF按下式计算：

$$HF=2h\operatorname{ctg}\varphi+2\ (H_0-h)\ \operatorname{ctg}\ (\delta-\Delta\delta)\ +l \qquad (2\text{-}5)$$

式中 l——工作面走向长度。

观测站设计中所使用的倾斜煤层下山移动角的修正值$\Delta\beta$和急倾斜煤层底板移动角的修正值$\Delta\lambda$，可根据表2-1按不同倾角α确定。煤层上山和走向移动角的修正值$\Delta\gamma$、$\Delta\delta$一般取20°，松散层移动角不加修正值。加入移动角修正值的目的是使观测线长度超过盆地边界一段距离。

表2-1　　移动角修正值[1]

煤层倾角α (°)	$\Delta\beta$ (°)	$\Delta\lambda$ (°)	煤层倾角α (°)	$\Delta\delta$ (°)	$\Delta\lambda$ (°)
0	20		50	11	
10	17		60	9	10
20	15		70	7	10
30	13		80以上	6	10
40	12				

（三）测点数目及其密度

观测线上的测点数目及其密度，主要取决于开采深度和设站的目的。工作测点设置在预计的移动盆地范围内观测线上，一般是从移动盆地中央开始向两边的移动边界布置。在采动过程中，定期观测这些测点的空间位置，以反映地表点的移动情况。因此，要求测点的埋设深度在本地区的冻土深度以下0.5 m，并保证它和上层密实固结，以使测点和地表一起移动。工作测点应有适当的密度。为了以大致相同的精度求得移动和变形值及其分布规律，一般工作测点采用等间距。测点密度除与采深（表2-2）有关外，还取决于设站的目的。例如，为了较准确地确定移动盆地边界或最大下沉点的位置，可在移动盆地边界附近或盆地中心部位适当加密测点。

确定观测线上测点位置时，还应在允许条件下考虑到便于埋点和观测。

表2-2　　测点密度[1]

开采深度 m	点间距离 m	开采深度 m	点间距离 m
<50	5	200～300	20
50～100	10	>300	25
100～200	15		

在观测线工作长度以外设置观测站控制点。在观测站存在期间，应以控制点的空间位置（坐标x、y、z）做为观测站的起算数据，因此必须保证其坚固、稳定。为了保证观测资料的准确，必要时应对控制点的稳定性定期进行检测。控制点应埋设在观测线的两端，每端不得少于两个，如因地形、地物等条件的限制，只能在观测线一端设控制点时，控制点不得少

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

于三个。工作测点的外端点至控制点的距离及控制点间的距离为 50～100m。

观测线和测点的设计位置确定以后，就可将它们展绘到观测站设计平面图上。

三、观测站的设置

在工作面开始回采之前，或工作面虽已开始回采，但至观测线还有足够距离，并且移动尚未波及到设站地区地表时，就应将设计好的观测站标定到实地上。其方法是：在观测站设计平面图上，利用观测站附近的矿区控制点确定各观测线及观测线上各测点的平面位置，如图2-4所示。从矿区控制点T，根据设计图上量取的角值β和边长L，先标定出观测线上控制点R_4，再根据α标出倾斜观测线R_4R_1的方向。在两观测线交点a处，以和倾斜观测线成直角标出走向观测线R_5R_6的方向。然后从a点开始在两条观测线的方向上，根据设计的测点间距，依次标出各测点的平面位置。各测点应尽可能在一条直线上，并对各测点进行编号。

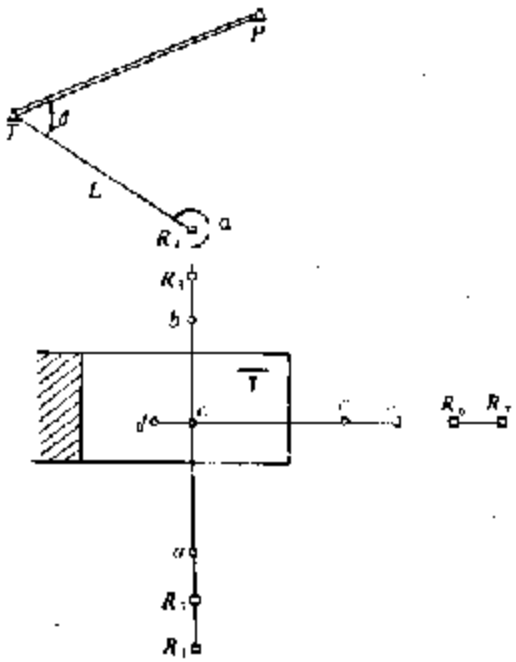


图2-4 观测站标定示意图

如果矿区控制点离观测站较远，则需在观测站地区进行插点，也可利用其它控制点或图根点标定观测站。

观测站的控制点和工作测点，一般用混凝土灌注，或用预制的测点埋设。测点的构造可参照《规程》[10]的规定选用。当地表至冻结线下0.5米内有含水层时，可采用钢管式测点。如使用期限较短，可用铁杆或旧钢轨等做为测点标志。

对测点埋设的要求是：

(1)在观测期间能可靠保存，并和地表牢固结合，不受冻害的影响。

(2) 便于观测高程和丈量距离。若标志露出地面不会被破坏时，用露山式测点比较方便，一般高出地面10～20cm。如预计到地表下沉后测点可能被水淹没或被其它充填物埋没，应考虑选用便于日后加高的测点结构。

(3) 控制点和工作测点按设计要求用经纬仪标定，并尽量埋在同一方向线上，以便简化观测和计算。

(4) 费用低。

埋点时，在标定的位置上挖一个直径0.2～0.3m，深度不小于0.6m的坑，用混凝土灌注，中间用15～20 mm的铁杆作标志，标志的顶部加工成球形，并钻一个深3～5 mm、直径小于2 mm的孔，作为测点标志的中心。在冻土地区，标志浇灌深度应在冻土线以下0.5m左右，标志周围填紧土石，和冻土隔离，以防测点受冻结的影响。

为了保证观测站控制点的稳定性，应定期地进行从矿区水准基点到观测站控制点的水准测量。如果矿区水准基点离观测站较远，在观测站附近1～2 km处，至少要埋设两个水准基点。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

第三节　地表移动观测站的观测工作

地表移动观测的基本内容是：在采动过程中，定期地、重复地测定观测线上各测点在不同时期内空间位置的变化。地表移动观测站的观测工作可分为：观测站的连接测量，全面观测，单独进行的水准测量，地表破坏的测定和编录。

一、连接测量

在观测点埋好10～15天、点位固结之后，在观测站地区被采动之前，为了确定观测站与开采工作面之间的相互位置关系，首先应在观测站的某一个控制点与矿区控制网之间进行测量，以确定这个控制点的平面位置和高程，然后再根据它来测定其余的控制点和工作测点的平面位置。这项工作称为观测站的连测。连测的目的就是把观测站和矿区控制网联系起来，以确定井上下的对应关系。连测需独立进行两次。其测定方法可依据矿区控制点的分布及地形条件，分别采用边交会、角交会、边角交会或导线测量等。

连接测量按定向基点的测定精度（点位误差小于7 cm）要求进行。观测线工作测点的平面位置，从已知坐标的控制点（或观测线的交点），按5″导线测量的精度要求确定。

所谓高程连测就是在矿区水准基点至观测站附近的水准点之间进行水准测量，再由水准点测定观测站控制点（或观测线交点）的高程。如矿区水准基点距观测站较近时，也可由水准基点直接和观测站连测，高程连测以不低于三等水准测量的精度要求进行。

二、全面观测

为了准确地确定工作测点在地表移动开始前的空间位置，在连测后、地表开始移动之前，应独立进行两次全面观测，两次观测的时间间隔不超过5天。全面观测的内容，包括测定各测点的平面位置和高程，各测点间的距离，各测点偏离观测线方向的距离（称支距），记录地表原有的破坏状况，并作出素描。

在设站地区未受采动影响之前，独立进行的两次全面观测，两次测得的同一点高程差不大于10 mm、支距差不大于30 mm，同一边的长度差不大于4 mm时，取平均值作为观测站的原始观测（又称初次观测）数据。同时，按实测数据，将各测点展绘到观测站设计平面图上，此图对以后的分析有实际意义。

为了确定移动稳定后地表各点的空间位置，需在地表稳定后进行最后一次全面观测（又称末次观测），地表移动稳定的标志是：连续6个月观测地表各点的累计下沉值均小于30 mm。

采动影响前及移动稳定后的初次全面观测和末次全面观测，按下列要求进行：

（一）高程测量

在确认观测站控制点未遭碰动，其高程值没有变化的前题下，可直接从观测站控制点开始进行水准测量。如果观测线两端都没有控制点，则水准测量附合到两端控制点上。若只在观测线一端有控制点，则需进行往返水准测量。施测按三等水准测量的精度要求进行。经平差后求得各测点的高程。

当观测站地区地形起伏较大（两点之间的倾角大于20°）时，可用三角高程测量。应用不低于J$_2$级经纬仪以两个测回测竖直角。往返测量高差的允许互差Δh可按下式计算：[14]

$$\Delta h = 8 + 0.1l, \ \text{mm} \tag{2-6}$$

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

式中 l——两点间的水平距离，m。

三角高程测量沿观测线分段进行，观测线长度用钢卷尺丈量。每段长（相当于转点间的长度）不超过钢卷尺长度，每段的高差往返测两次，中间点的高差，由前后转点各测一次。

（二）距离测量

测点间的距离须用经过比长的钢卷尺丈量。在地面平坦时，沿地面丈量，否则悬空丈量。两点间的距离应往返丈量两次，每次丈量以尺端不同起点读数三次，三次计算的长度互差应小于 2 mm，然后取平均值为其边长。相邻两点间加入各项改正后水平边长的往返限差：边长小于 15 m时为 2 mm；边长大于 15 m时为 3 mm，一般掌握在不超过总边长的 1:10000。

量距时须施以钢尺比长时的拉力，并测记钢尺温度至 ± 1 ℃。有条件时，最好采用半导体触点温度计，直接测量钢尺的表面温度。

（三）支距测量

各测点偏离观测线方向的距离称为支距。支距测量可用经纬仪配合支距尺来进行。支距尺的构造比较简单（如图2-5所示），由带有毫米刻划的直尺（长 1 m左右）、长水准管和照准设备组成。在直尺上有一滑标，可沿直尺滑动。观测时，支距尺可直接放在测点上，以尺子的零刻划对准测点中心标志；支距尺也可放在三脚架上，由三脚架基座下挂锤球（挂锤球的点相当于尺子的零刻划位置）用锤球对中测点的中心标志。要求支距尺水平并和观测线方向垂直，将滑标移动到观测线方向上，在直尺上读数。

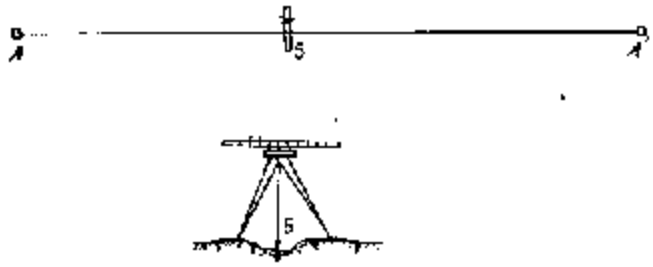


图2-5 支距尺及支距测量示意图

支距测量时，将经纬仪安置在观测线一端的控制点A（图2-5）上，瞄准观测线另一端的控制点 A'，在 5 号测点上安置支距尺并对中，对中误差不得大于 ± 2 mm。使经纬仪视线处在观测线方向上，用正、倒镜在支距尺上读数，读数至毫米，一个镜位读数两次，取平均值，便得到 5 号测点偏离观测线方向的支距值。其它测点的支距值也用此法测定。

只在观测线一端设三个控制点的情况下，将经纬仪架在最外端的控制点上，瞄准另外两个控制点，以确定观测线的方向，然后用经纬仪配合支距尺测出各测点的支距值。

支距测量时，经纬仪至测点的距离一般不应超过 150 m，否则需在观测方向上用两个测回标定临时测站，再由临时测站进行支距测量。

对同一点的支距值首次全面观测和末次全次观测时都应独立进行两次测量，两次结果之差不大于 30 mm 时，便可取平均值作为该点的原始支距值和最终支距值。

支距测量的准确性受很多因素的影响。大量观测表明，花杆歪斜引起的误差最大，所以观测时要尽量瞄准花杆的底部，以提高观测精度。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

测点的支距值，按其偏离观测线方向的不同，有正、负之分。对同一条观测线上的各测点，应遵循统一的正负号规定。

在整个移动过程中，全面观测的次数取决于设站目的。如果设站只是为了研究稳定后（静态）的地表移动规律，只要进行首次和末次全面观测即可。为了便于比较和分析，也可在移动过程中适当增加1～2次全面观测。在薄煤层开采引起的地表最大下沉值小于开采厚度的10～20%时，采动过程中可不增加全面观测的次数。如设站目的在于研究采动过程中的动态地表移动规律，就须在移动过程中，特别是在移动的活跃阶段，加密全面观测次数，并保证其观测质量。

三、日常观测工作

所谓日常观测工作，指的是首次和末次全面观测之间适当增加的水准测量工作，为判定地表是否已开始移动，在回采工作面推进一定距离（相当于0.2～0.5平均开采深度H_0）后，在预计可能首先移动的地区，选择几个工作测点，每隔几天进行一次水准测量（又称预测或巡视测量），如果发现测点有下沉的趋势，即说明地表已经开始移动。在移动过程中，要进行日常观测工作，即重复进行水准测量。重复水准测量的时间间隔，视地表下沉的速度而定，一般是每隔1～3个月观测一次。在移动的活跃阶段，还应在下沉较大的区段，增加水准观测次数。

采动过程中的水准测量，可用单程的附合水准或水准支线的往返测量，施测按四等水准测量的精度要求进行。

在采动过程中，不仅要及时地记录和描述地表出现的裂缝、塌陷的形态和时间，还要记载每次观测时的相应工作面位置、实际采出厚度、工作面推进速度、顶板陷落情况、煤层产状、地质构造、水文条件等有关情况。

观测站的各项观测，一般情况下可参照表2-3的程序进行。为了保证所获得观测资料的准确性，每次观测应在尽量短的时间内完成，特别是在移动活跃阶段，水准测量必须在一天内完成，并力争做到高程测量和平面测量同时进行。

表2-3　　观测站观测程序[11]

观测时间	观测内容	观测时间	观测内容
设站后10～15天	与矿区控制网连测	地表移动活跃期	全面观测、加密水准测量
采动影响前	全面观测、加测	地表移动衰退期	水准测量
地表移动初始期	水准测量	地表移动稳定后（6个月内地表各点的下沉值均小于30mm）	全面观测

上述利用经纬仪、水准仪、钢尺和支距尺进行的地表移动观测方法（以下称为常规方法），是目前地表移动观测中广泛应用的的测量方法。这类方法的优点是：所用仪器价格较低廉，使用也较方便，一般能够满足测量精度要求。其不足之处在于：外业观测劳动强度大，内业计算繁杂；观测过程中常常是高程测量和平面测量分开进行，所得结果并不能完全反映某个时刻测点的空间位置；精度低，特别是水平移动测量的精度低，这是因为用钢尺量边有累积误差，而且这种误差随边长的增加而加大，特别是在观测线较长时，这种累积误差的影响就更大。例如某观测站一条观测线全长1050 m，每次量边均用同一钢尺从控制点A开始，到控制点B结束，每一线段的丈量精度均符合《规程》[10]的要求。根据经过各项改正得出的数据，绘出水平移动曲线，如图2-6所示。多次观测表明，A、B两控制点没受采

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

动影响，使每次测出B点的水平移动均不为零，而形成一组不为零的水平移动曲线族。分析表明这是钢尺量边产生累计误差的结果。

四、光电测距仪在地表移动观测中的应用

光电测距仪的出现，为我们提供了改进常规观测方法的可能性。测距仪具有测距精度高，外业观测速度快，内业计算简便等优点。为了将光电测距仪应用于地表移动观测中，广大开采沉陷工作者作了大量的工作，实践证明是可行的。

（一）用测距仪观测地表点的水平移动

用测距仪观测地表点水平移动的具体方法是：将仪器架于观测线一端的控制点A上（图2-7），照准另一端控制点B上的反射镜，直接在操作盘的显示器上读出A—B间的斜距，同样将反射镜放在1、2、3……i…各点上，读出各测点到仪器站A的斜距，记录观测时的温度、气压，并用J_2级经纬仪两测回观测天顶距及仪器站到各测点方向和A—B方向的夹角α。

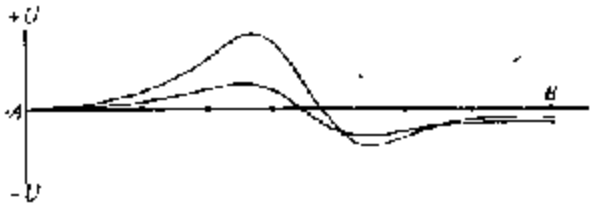


图2-6 累积误差对水平移动的影响

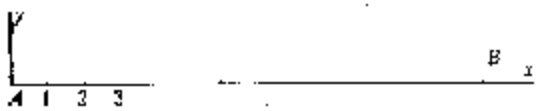


图2-7 观测站坐标表示意图

仪器站A到测点i在x方向和y方向的距离分别为

$$\begin{cases} x_i = D_i \cos\alpha_i \\ y_i = D_i \sin\alpha_i \end{cases} \tag{2-7}$$

式中 D_i——i点到仪器站A的平距；

α_i——A—i方向和A—B方向所夹的水平角。

用光电测距仪可直接测出各测点到观测线控制点的距离，不受误差累积的影响，且各测点间的观测精度相同。因此，用测距仪测量水平移动在很大程度上克服了常规方法的不足，大大提高了观测精度。

（二）用测距仪观测地表点的下沉

测距仪观测地表点的下沉，其实质是通过三角高程测量确定地表点在垂直方向的移动。施测时，用J_2级经纬仪两测回观测天顶距，在测距仪显示器上三次读出斜距，互差不大于2mm时，取平均值。见图2-7，利用三角高程测定A、B两点间的高差，可按下式计算：

$$h_{AB} = l_{AB}\cos z_{AB} + \frac{1-K_{AB}}{2R} D_{AB}^2 \sin z_{AB} + i_A - v_B \tag{2-8}$$

式中 l_{AB}——A、B两点间的斜距；

z_{AB}——由A站向B站观测的天顶距；

K_{AB}——从A站向B站观测天顶距时的大气垂直折光系数；

R——地球曲率半径；

i_A——A站的仪器高；

v_B——B站的觇标高；

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

D_{AB}——A、B两点间的平距；

h_{AB}——A、B两点间的高差。

从式（2-8）可以看出，高差主要受天顶距和大气折光的影响。大气折光系数主要受温度和气压的影响。在平坦地区的地表移动观测中，由于视标很低，视线接近地面，因此随地面温度和气压的变化，大气折光系数呈现出复杂的情况。在观测过程中应根据具体情况确定大气折光系数K。一般情况下，是先确定球气差系数C，再反求K值。C值是用几何水准和三角高程联合确定，或用两点间同时对向观测确定。

在观测过程中，可求出若干个C_i值，将观测条件相同时求出的C_i值取平均值作为球气差系数。

大气折光系数的计算公式为

$$K = 1 - 2RC \tag{2-9}$$

式中 K——大气折光系数；

R——地球曲率半径；

C——球气差系数。

大量实践表明，用测距仪观测地表点的下沉是可行的，但由于需观测天顶距，大大限制了观测速度。

（三）支距测量

支距测量可用测距仪测距配合经纬仪测角来进行。具体方法是（图2-8）：先将经纬仪安置在观测线一端的控制点A上，瞄准观测线另一端的控制点A'，然后再瞄准C点，用J_6级经纬仪两个测回测出AA'和AC的夹角β，同时在测距仪$M^{\prime}$显示器上读出AC的长度，便可计算出C点偏离观测线方向的支距值CC'。

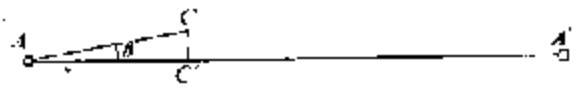


图2-8 测距仪配合经纬仪测量支距示意图

用测距仪（配合经纬仪）进行地表移动观测，可同时观测边长、高程和支距。其结果反映了一个点的瞬时空间位置，这样便克服了常规方法观测中经常出现的高程观测数据和平面位置观测数据不匹配的缺陷。

对山区地表移动观测站的观测，用水准仪（或经纬仪）和钢卷尺进行测量，不仅精度低，而且野外工作量很大。如果用测距仪进行观测，显然具有很大的优越性。

第四节 观测成果的整理

观测站连测成果的内业整理方法和常规方法一样，最后算出观测站控制点的平面坐标和高程。

地表移动观测站的观测成果整理工作，必须在外业成果无误的基础上进行。观测成果的整理工作包括计算和绘图两部分。可用手工完成，也可借助计算机完成。

一、观测成果的计算

为了确保观测成果的正确性，在进行内业整理计算之前，应对野外观测成果再次检查，然后进行各种改正数的计算和平差计算。

（一）观测数据的内业整理计算

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

内业成果的整理计算主要是计算各测点的高程、相邻两测点间的水平距离和各测点偏离观测线方向的支距，然后计算各测点的移动和变形值及下沉速度等。

在进行移动和变形计算之前，应对观测数据加入各种改正。比如：对水准测量数据进行平差，计算各测点的高程；对钢尺丈量的边长加入比长、温度、倾斜、支距、垂曲等项改正，计算各测点在观测线方向上的水平距离。根据各测点间的水平距离，计算各测点到观测线控制点的水平距离。

支距改正的目的，是将相邻测点间的距离改化成观测线方向上的距离。图2-9中1，2，3为观测线上相邻的三个点，点间距分别为l_1、l_2。设三个点在观测线方向上的距离为l'_1、l'_2，支距改正按下式计算：

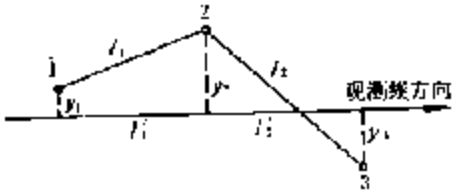


图2-9　支距改正示意图

$$\Delta l_{支} = -\left(\frac{\gamma^2}{2l} + \frac{\gamma^4}{8l^3}\right) \qquad (2\text{-}10)$$

式中　γ——相邻两点的支距差。

如$\gamma_1 = y_1 - y_2$，$\gamma_2 = y_2 - y_3$。支距应考虑正负号，图中应是$\gamma_2 = y_2 + y_3$。

（二）移动和变形计算

观测数据经过整理改正后，便可计算观测线上各测点和各测点间的移动和变形。移动和变形计算主要包括，各测点的下沉和水平移动，相邻两测点间的倾斜和水平变形，相邻两线段(或相邻三点)的曲率变形，观测点的下沉速度等。各移动和变形按下列公式计算：

1．m次观测时n点的下沉

$$W_n = H_{n_0} - H_{n_m},\ \text{mm} \qquad (2\text{-}11)$$

式中　W_n——n点的下沉值；

H_{n_0}，H_{n_m}　分别为首次和m次观测时n点的高程。

2．相邻两点间的倾斜

$$i_{n\sim n+1} = \frac{W_{n+1} - W_n}{l_{n\sim n+1}},\ \text{mm/m或}10^{-3} \qquad (2\text{-}12)$$

式中　$l_{n\sim n+1}$——n号点至$n+1$号点的水平距离；

W_{n+1}、W_n——分别表示$n+1$号点和n号点的下沉量。

3．n号点附近的曲率，即$n-1$号点至$n+1$号点之间的曲率

$$K_{n+1\sim n\sim n-1} = \frac{i_{n+1\sim n} - i_{n\sim n-1}}{\frac{l_{n+1\sim n} + l_{n\sim n-1}}{2}}$$

$$= \frac{2(i_{n+1\sim n} - i_{n\sim n-1})}{l_{n+1\sim n} + l_{n\sim n-1}},\ \text{mm/m}^2\text{或}10^{-3}/\text{m} \qquad (2\text{-}13)$$

式中　$i_{n+1\sim n}$、$i_{n\sim n-1}$——分别表示$n+1$号点至n号点和n号点至$n-1$号点的倾斜；

$l_{n+1\sim n}$，$l_{n\sim n-1}$　分别表示$n+1$号点至n号点和n号点至$n-1$号点的水平距离。

4．n号点的水平移动

$$U_n = L_{nm} - L_{n1},\ \text{mm} \qquad (2\text{-}14)$$

式中　U_n——n号点的水平移动；

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

$L_{n,m}$、$L_{n,0}$——分别表示m次观测时和首次观测时n号点至观测线控制点间的水平距离，用点间距累加求得。

5. n号点至$n+1$号点间的水平变形

$$\varepsilon_{n,n+1}=\frac{(l_{n,n+1})_m-(l_{n,n+1})_0}{(l_{n,n+1})_0},\ \text{mm/m或}10^{-3} \tag{2-15}$$

式中 $(l_{n,n+1})_0$、$(l_{n,n+1})_m$——分别表示$n+1$号点至n号点在首次观测时和m次观测时的水平距离。

6. n号点的下沉速度

$$V_n=\frac{W_{n,m}-W_{n,m-1}}{t},\ \text{mm/d} \tag{2-16}$$

式中 $W_{n,m-1}$、$W_{n,m}$——分别表示$m-1$次和m次观测时（即前、后两次观测）n点的下沉值；

t——两次观测的间隔天数。

7. n号点的横向水平移动

$$U_n'=y_{n,m}-y_{n,0},\ \text{mm} \tag{2-17}$$

式中 $y_{n,m}$、$y_{n,0}$——分别表示第m次观测和首次观测时n号点的支距值。

横向水平移动是垂直于观测线方向的水平移动，计算时需注意正、负号。

每次观测之后均应及时地进行移动和变形计算，计算数字的取位可参考表2-4。

表2-4　　移动、变形计算时的取位参考

名称	下沉 W mm	水平移动 u mm	倾斜 i mm/m	曲率 k mm/m²	水平变形 ε mm/m	横向水平移动 u' mm	下沉速度 V mm/d
取位	1	1	0.1	0.01	0.1	1	0.1

以上介绍的是常规方法观测成果的整理工作。如用测距仪（配合经纬仪）进行观测，观测数据的整理工作除须加入气象改正和斜距改正之外，其余的计算和常规方法相同。目前国外有的测距仪器（如EI.DI-2等）带有气象自动改正装置，勿须对所测距离进行改正。在测距仪观测结果中加入气象改正的方法有两种：

1）公式计算法：不同的测距仪，气象改正的计算公式不同。计算时，根据仪器的载波波长，选用相应的计算公式，代入实地测定的气象参数（p和t）的平均值，计算气象改正数。

2）查图表法：一般仪器出厂时均带有气象改正用的诺模图或表格，计算时以实地测得的气象参数（p和t）平均值为引数，在图或表中查取相应的距离改正数。

有关气象改正和斜距改正的具体计算方法可参看有关文献。

二、绘图工作

根据每次观测的计算结果绘制曲线图，由这种曲线图能够清楚地看出沿观测线（主断面）的地表移动和变形的分布特征及其发展过程。

绘制移动和变形曲线图时，选择竖直比例尺的原则是：使绘制的曲线能清楚的反映出移动和变形的分布规律，并便于分析比较。水平比例尺与观测站平面图一致，可采用1:1000或1:2000。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

曲线图和观测线断面图应绘在一起，以表明各种地质采矿条件对移动和变形分布形态的影响。断面图的竖直和水平比例尺与井上下对照图的相同。在断面图上应标出地面，测点及其编号，松散层厚度，岩层柱状，采区位置，开采厚度，各次观测时的工作面位置及采区周围的开采情况等。图2-10是沿倾斜观测线的移动和变形曲线图。

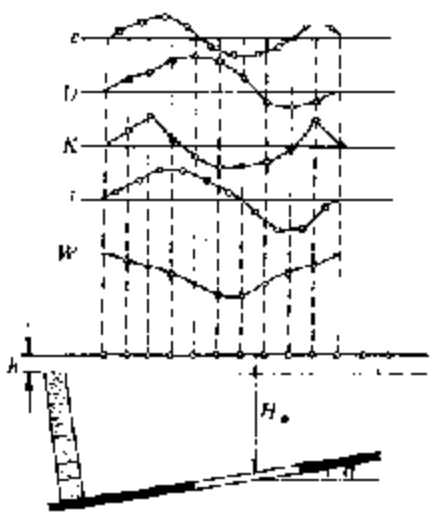


图2-10 地表移动和变形曲线图

在观测站平面图上应表示出：测点的实际位置，地形，地物，钻孔，保护煤柱边界线，每次观测时的工作面位置，回采边界，地表裂缝，塌陷坑的形态及出现日期，还可根据实测的移动和变形值勾绘等值线图。

每一次观测后，要及时进行计算和绘制移动、变形曲线图。观测站观测工作全部结束后，为了求出最终结果，应对每次观测结果进行综合分析，以便获得观测站受开采影响产生的移动、变形的发展过程，以及移动和变形的最终值。

绘制移动、变形曲线时，具有正号的移动、变形值绘在水平线的上方，负号值绘在水平线的下方，但下沉值除外。图2-11是根据观测成果绘制的移动、变形曲线图。绘图展点时需注意：下沉是展在测点的正下方；水平移动是依据其正、负号分别展在测点的正上方或正下方；倾斜和水平变形是依据其正负号展在两测点间中点的正上方或正下方；曲率是依据其正负号两相邻线段的不同情况展点：当相邻两线段的长度相等时，曲率点展在中间点的正上方或正下方，如图2-11中的线段3—4和线段4—5相等，此时曲率点应展在4号点的正上方或正下方；当相邻两线段长度不等时，如图2-11中的线段5—6和线段6—7不相等，a点为线段5—6的中点，b点为线段6—7的中点，则曲率点应展在ab的中点C，而不能展在6号点的上方或下方。

绘制下沉速度曲线时，按下沉速度值，在两次观测时间间隔的正中间展点。

三、电算方法简介

以上介绍的是人工整理观测数据的方法步骤。随着计算机应用日益广泛，目前对观测数据的整理、绘图等工作，逐步地转向由计算机处理。应用计算机处理地表移动与变形观测数据的过程，就是将人工执行的过程交由计算机来实现。现根据中国矿业大学矿山测量研究室所编程序简介如下：

（一）数学模型

数学模型和人工整理计算相同。

（二）运行环境

1. PC 1500袖珍计算机一台；
2. IBM PC/XT微机一台；
3. 绘图仪一台；
4. PC-1500与IBM PC/XT通讯硬、软件接口。

（三）算法

初始观测数据和变形计算过程，用图2-12所示的NS图描述。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

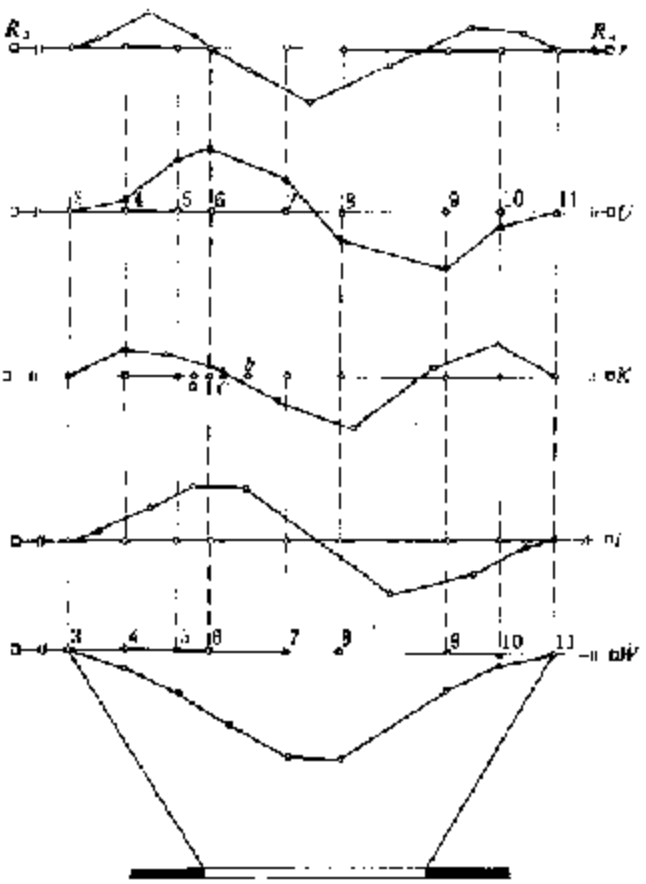


图2-11 移动和变形曲线绘制方法示意图

(四) 依图2-12NS图编写程序的运行步骤

1. 将野外观测站高程和距离数据直接键入PC-1500内；

2. 把PC-1500和IBM PC/XT 连接，并通过通讯接口将初始数据送入IBM PC/XT微机内；

3. 在IBM PC/XT机内运行计算各移动变形值；

4. 写出各移动变形值；

5. 绘制移动变形曲线；

6. 人工分析写出结果。

四、观测成果整理

观测站的实测资料经过处理后，可求得下列成果：

(1) 地表移动盆地的范围、形状、大小，以及各种角值参数（边界角、移动角、裂缝角、最大下沉角、充分采动角等）。

(2) 地表移动盆地主断面上的移动和变形分布及其特征，移动和变形最大值的位置。

(3) 工作面推进过程中移动和变形的发展过程及其相应的主要参数(起动距、超前距、超前影响角、滞后距、滞后角等）。

(4) 地表移动过程中，地表移动速度的变化以及与工作面的相应关系。

(5) 地表移动各个阶段（初始阶段、活跃阶段、衰退阶段）的持续时间以及地表移动

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

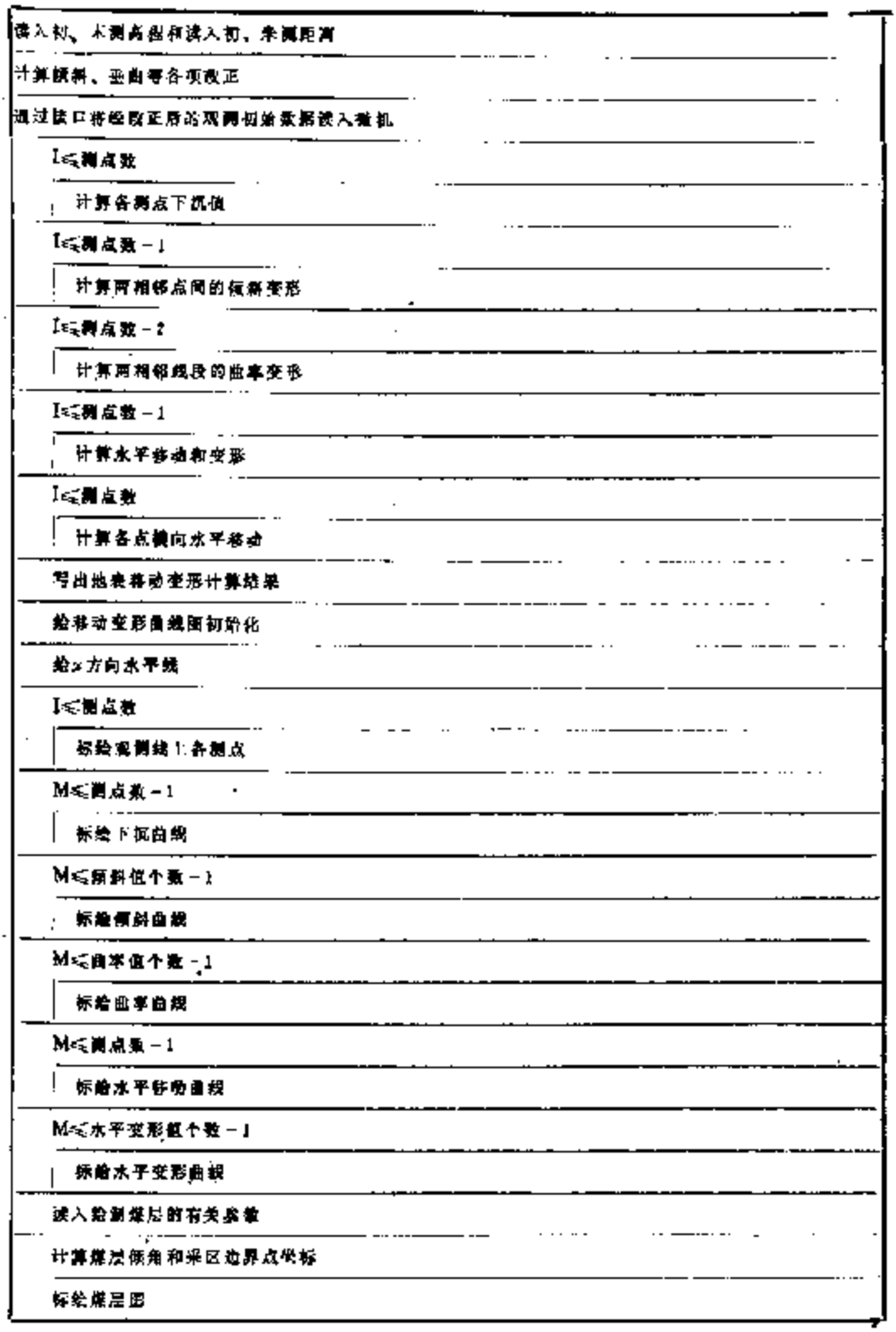


图2 12 地表移动和变形计算过程NS型

持续的总时间。

(6) 工作面开始回采到地表开始下沉的时间等。

通常，地表移动和变形的主要参数是根据最后一次全面观测结果确定的。根据一个观

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

测站所确定的参数，只反映某种特定地质采矿条件的特征，对一个矿区来说，它不具有代表性。欲要求得有代表性的矿区移动规律，必须保存好每一个观测站的成果和技术总结，以便不断积累资料，作为建立地表移动理论和解决实际问题的依据。

每个观测站观测结束后，首先应根据采动情况、观测站设置及观测情况等，对所获成果的可靠性作出分析与评价。当一个矿区的地表移动观测资料积累到一定数量之后，就应当进行综合分析，以便取得反映全矿区地质采矿条件的移动和变形分布规律及各相应参数，提出地表移动与变形的预计方法。

下面举一实例，简要说明地表移动观测站成果整理的方法。某矿在一长壁式开采工作面上方地表设置一个观测站（图2-13），沿倾斜方向设一条观测线，沿走向方向设半条观测线。工作面平均开采深度为75m，煤层倾角为15°，煤厚为2m，工作面走向方向有一边为采空区，另一边为煤柱。工作面走向长为180m，倾斜长为150m，工作面推进速度为每月20m。

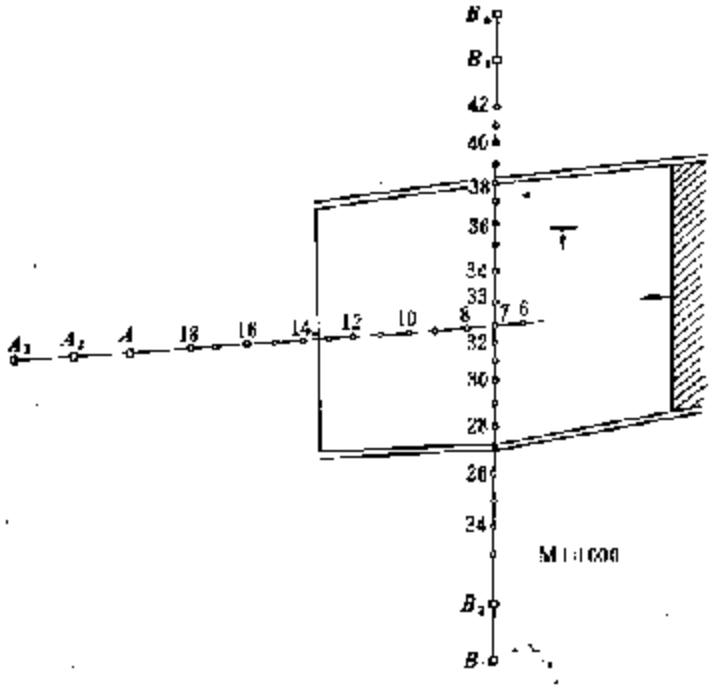


图2-13 某矿观测站平面图

走向观测线的最终观测成果和采动前的初次观测成果列于表2-5。在表上计算移动和变形的最终值，根据计算的成果，按一定比例尺绘制移动变形曲线，如图2-14所示。

在图2-14所示的变形曲线上，按临界变形值$i=3mm/m$，$K=0.2\times10^{-3}/m$，$\Sigma=2mm/m$找到相应的临界变形点Q、n和m，取这三点中最外边的点n，将其投影到断面图上得n_0，它与采区边界连线（松散层很薄时，可不考虑它的厚度），得到走向移动角$\delta=64°$。前面曾经说过，把下沉值为10mm的点作为移动盆地边界点。下沉曲线上下沉值为10mm的点p位于17和18号点之间（用内插方法确定），根据它求得边界角$\delta_0=54°$。其它有关数据，可根据表2-5和图2-14求取。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

表2-5　　地表移动、变形综合成果整理表[1]

矿名　　观测站　　测测线　　观测次数：第　　次　　仪器

测点编号	标高 m 第1次观测 1985年12月25日	标高 m 第8次观测 1988年7月27日	下沉 mm	下沉差 mm	倾斜 mm/m	倾斜变化 mm/m	曲率 10^{-3}/m	曲率半径 km	线段	线段长 m 第1次观测 1985年12月5日	线段长 m 第8次观测 1988年7月28日	水平变形 绝对值 mm	水平变形 相对值 mm/m	水平移动 mm
6	70.979	69.364	1615											
7	71.557	69.947	1610	-5	0.3	0.7	0.05							71
8	69.698	67.977	1616	6	0.4	-2.9	-0.19		6—7	14.932	14.862	-70	-4.7	136
9	66.840	65.262	1578	-38	-2.5	-3.1	-0.21		7—8	15.372	15.308	-64	-4.2	301
10	72.697	71.200	1497	-81	-5.6	-8.0	-0.16		8—9	15.409	15.243	-166	-10.8	456
11	78.181	74.857	1324	-193	-14.2	-20.3	-1.65		9—10	14.585	14.470	155	10.6	508
12	71.130	70.201	929	-375	-34.5	-0.8	-0.03		10—11	18.686	13.634	-52	3.8	408
13	69.808	69.218	591	-338	-34.8	8.5	0.85		11—12	10.854	10.954	100	9.1	266
14	66.755	66.441	314	-277	-26.0	13.2	1.11		12—13	9.726	9.862	142	14.6	133
15	65.426	65.379	147	-167	-12.8	4.8	0.42		13—14	10.662	10.795	133	12.3	80
16	64.470	64.402	68	-79	-8.0	5.1	0.43		14—15	12.976	13.018	43	3.3	54
17	62.952	62.925	27	41	2.9	1.9	0.12		15—16	9.834	9.870	36	3.7	23
18	65.358	65.345	13	-19	-1.0	0.8	0.02		16—17	14.054	14.085	31	2.2	11
A_1	68.728	68.728	0	-8	-0.2				17—18	18.309	18.321	12	0.6	0
									18—A_1	47.722	47.733	11	0.2	

观测者　　记录者　　检查者

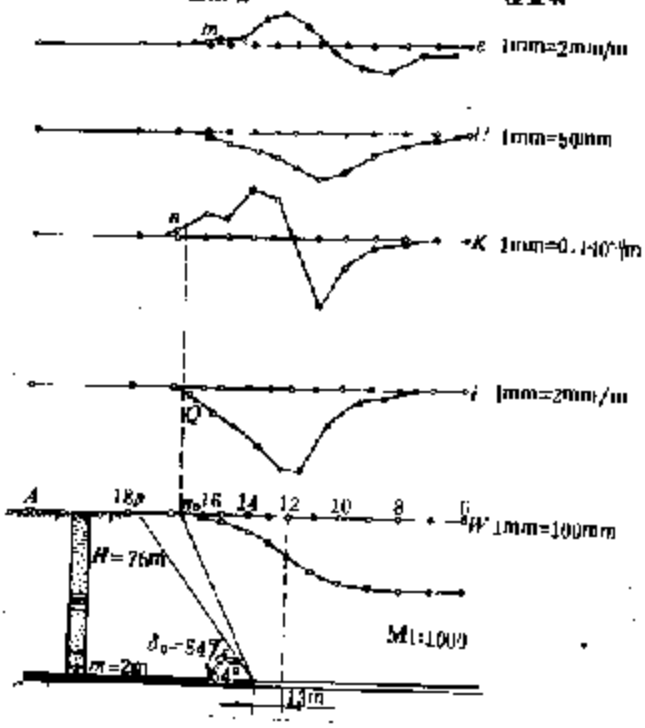


图2-14　地表移动、变形曲线图

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

第五节　岩层移动的观测工作

一、概述

地下开采引起的岩层与地表移动，是从工作面直接顶板开始，逐渐向上发展，直至地表。要了解岩层与地表移动的全过程，仅设地表移动观测站进行观测是不够的，还需进行岩层内部的观测。要掌握地下开采引起的岩层移动规律，同掌握地表移动规律一样，实地观测是基本手段。目前，岩层移动的观测工作，主要是在工作面周围及其上部的巷道中和钻孔中进行。根据不同的观测目的和观测条件选择观测的地点和方法。在岩层内部设置一系列互相联系的观测点，称为岩层内部观测站。岩层内部观测站地点的选择，建站的原则，观测方法及要求，成果整理等和地表移动观测站相似，但也有它本身的特点。

为了设计合理的回采工艺和煤层群开采顺序，确定合理的井巷保护煤柱边界线，解决建筑物、井巷和水体下压煤的安全开采等问题，都需要以岩层和地表移动规律为依据。因此研究岩层移动规律是采矿实践中经常遇到的重要课题。

二、岩层移动的观测工作

岩层内部的观测工作，是在巷道内或钻孔内进行的。观测巷道和钻孔，可利用旧有的，也可为此目的专门掘进。

（一）巷道中观测岩层移动

根据观测的目的和条件，在采空区上方不同高度的巷道内设置观测点（图2-15）。观测巷道的方向应与煤层走向垂直或平行，最好位于移动盆地主断面上。设站时，不同水平的观测线与地表移动观测线应位于同一竖直面，以利于观测资料的对比分析。巷道观测线的长度，应包括移动最充分的范围和采动影响范围以外的一部分。测点间距按巷道离开采区的高度确定，一般取等间距5～15m。巷道观测站须同井下测量控制点连测。在采空区上部巷道中进行观测时，必须保证工作人员的安全，因此要求设站的巷道位于开采后所形成的冒落裂缝带之上。应使巷道从采动影响范围以外进入，以便观测时人员有安全出口。

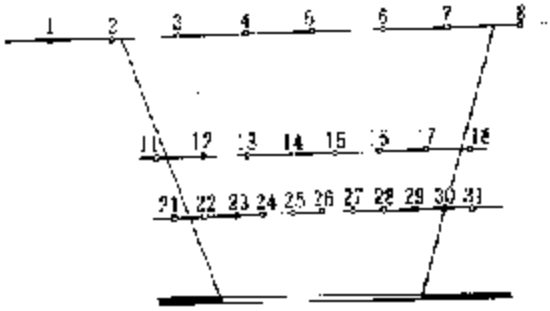


图2-15　巷道观测站示意图

图2-16是淮南某矿流砂层下开采急倾斜煤层时所布设的巷道观测站[14]。观测站由石门和煤巷内布设的测点所组成。在地表设有对应的地表移动观测站，在－80m观测石门中设有29个测点，观测线长195m。在－110米观测石门中设有26个测点，观测线长170m。通过定期观测，获得了急倾斜煤层开采影响的岩层移动和变形规律。图2-16中的曲线表示不同水平的观测成果。观测结果表明，移动盆地的范围及移动量都是自下而上有规律地发展的；岩层下部移动的数值波动较大，而地表移动的连续性较好；－80m水平与地表最大下沉值相差较小，说明地表至－80m水平之间的岩体是整体下沉。

从图2-17所示的不同水平最大下沉点的下沉速度曲线可以看出，下沉速度分布规律是：自下而上，由大到小。但－80m水平和地表下沉速度基本上是一致的，表明－80m水平以上的岩体呈整体移动。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

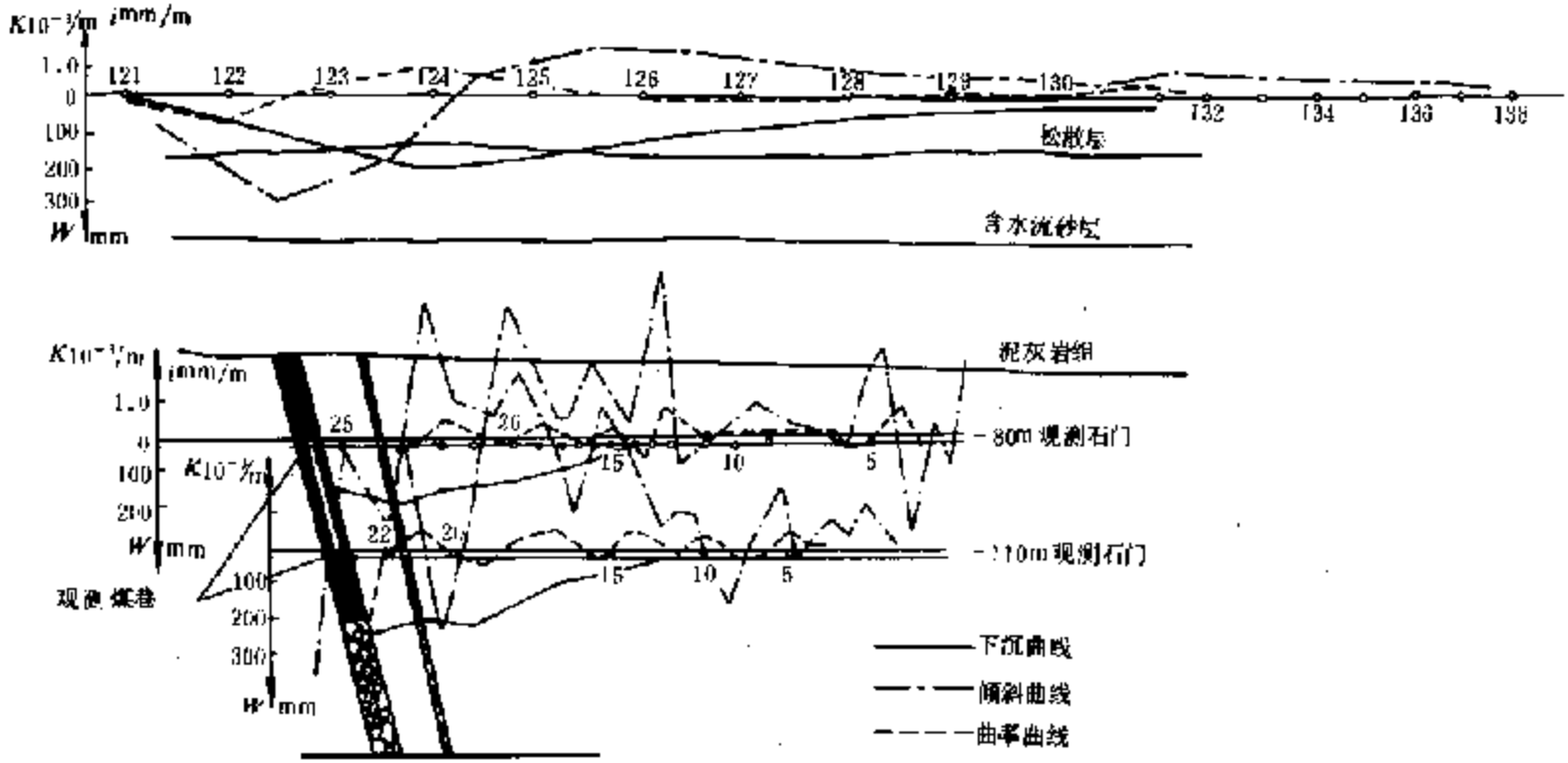


图2-16 淮南某矿走表与岩层内部实测移动变形曲线图

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

在缓倾斜煤层条件下，井上、下对应观测结果也表明，岩层移动是自下而上有规律地发展，其移动值是逐渐减小的，但岩层下部移动值的波动较大[1,6]。

巷道观测虽能获得比较可靠、真实的岩层内部第一手资料，但巷道开掘费用高，维修工作量大，不宜大量采用。如有合适的旧巷道能用来进行观测，则可收到较好的效益。

（二）钻孔观测

钻孔观测，就是在采动影响范围内，从地面或井下巷道中，向岩层内部打钻孔，并在钻孔内不同水平上设置观测点（称深部测点）进行观测。钻孔中设置测点的位置和数量，应根据观测目的来决定。一般测点应设在各岩层的接触面附近，在厚岩层内按一定间距设点。通过观测求出各测点沿轴向或垂直轴向的移动量及其移动速度。

设深部测点的钻孔，多数是专门打设。如果利用旧有钻孔，则需切断钻孔中的套管。

钻孔测点分金属的和木制的两种。金属测点是用混凝土灌注使之与孔壁岩层周结在一起。木制测点是用压缩木制成，利用其遇水膨胀的性能与孔壁固结在一起。

压缩木测点由数片圆形压缩木构成，中间有隔铁环，用螺丝固定在钢管上。测点的直径应根据钻孔实际孔径而定。压缩木用料要求：木质无裂缝、无接节、无硬芯。压缩变形量在50%左右为宜。

设点时，先把最底部一号测点放到钻孔内的设计位置上，注水（金属测点时灌混凝土）使其膨胀固定。然后把固定在一号测点上的钢丝，从第二个测点中心的钢管穿过，将第二号测点固定在设计位置。一号测点和二号测点的钢丝均从第三号测点中心的钢管穿出，并固定第三号测点。依此方法固定各测点。将每个测点上的钢丝引到地面，通过架上的滑轮，挂上重锤。在钢丝上固定观测标志。深部测点的移动是通过钢丝上的观测标志来显示的，因此，需定期观测各根钢丝上的标志与孔口地面测点的相对高差，以确定各深部测点的移动量。

图2-18是淮南某矿所使用的压缩木深部测点的结构及设置示意图。

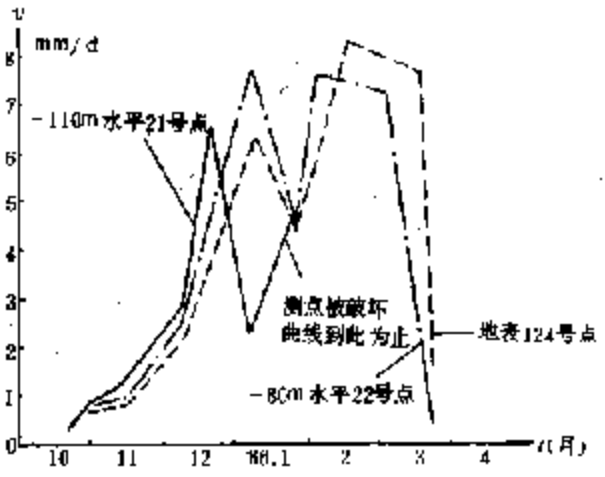


图2-17 不同水平最大下沉点的下沉速度曲线图

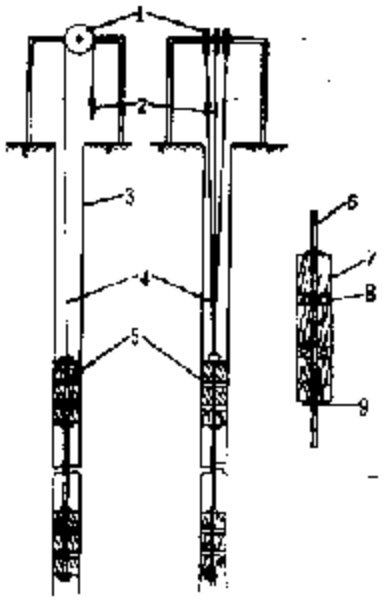


图2-18 压缩木钻孔测点结构和安装示意图
1—滑轮；2—重锤；3—钻孔；4—钢丝；5—测点；6—钢管；7—压缩木；8—垫圈；9—螺母

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

通过对深部测点的观测，可以了解岩层沿钻孔方向的移动情况。但这种测点受深度限制。费用昂贵，且钢丝易损，使用期较短。

最近，我国引进美国SINCO公司生产的钻孔伸长仪和钻孔测斜仪，这是测量岩土内部位移和变形的高精度仪器。钻孔伸长仪主要用于测量垂直位移和变形，钻孔测斜仪主要用于测量水平位移和变形。这两种仪器，可在岩土开挖、建筑施工、矿山开采等岩土工程中，用来测量地基、边坡、大坝、岩层的位移和变形。这里只作简单介绍。

1. 钻孔伸长仪

1）测量系统　测量系统由四部分组成：

（1）SONDEX沉降系统：包括探头、电缆和带读数装置的卷缆轮，如图2-19所示。

探头内部有无线电频率振荡器和电测器电路，不受非准直性、磁带或多感应现象的影响。电缆重3.9kg/150m，外表面每米有一刻度，用来计算测深，卷缆轮上有电压指示器、灵敏度旋钮、蜂鸣器和电池检验按钮。卷缆轮内部装有三节4.5V的电池为本系统供电（可用1.5V电池代替），工作时电压不低于11V，工作时间在200小时左右。

（2）测管：有两种测管可供使用，一种是柔性波纹管，一种是刚性塑料管。测管作为感应环的载体，把它置入岩层时，应保证感应环与围岩同步运动。根据不同条件，两种测管可单独使用，也可配合使用，如图2-20所示。比较理想的使用方式是刚性管外面套柔性管，这样既可保证感应环（固定在柔性管上）与围岩一起运动，又保证探头在管内畅通无阻。

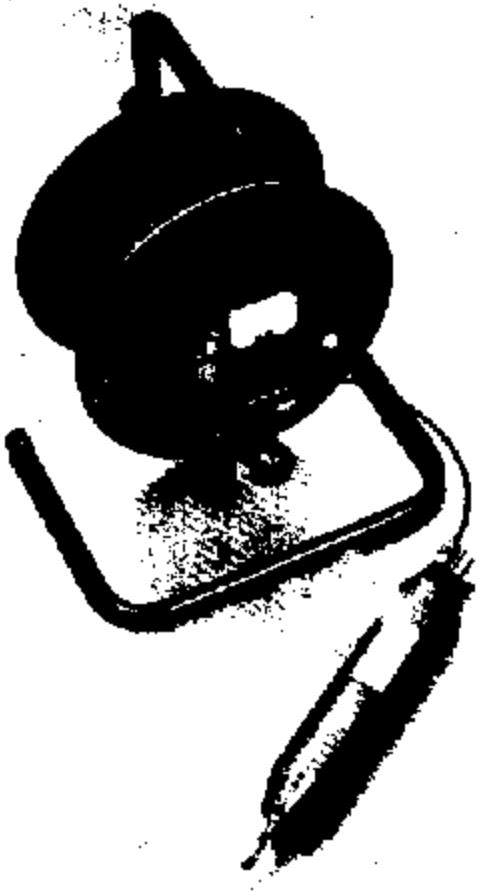


图2-19　SONDEX沉降系统

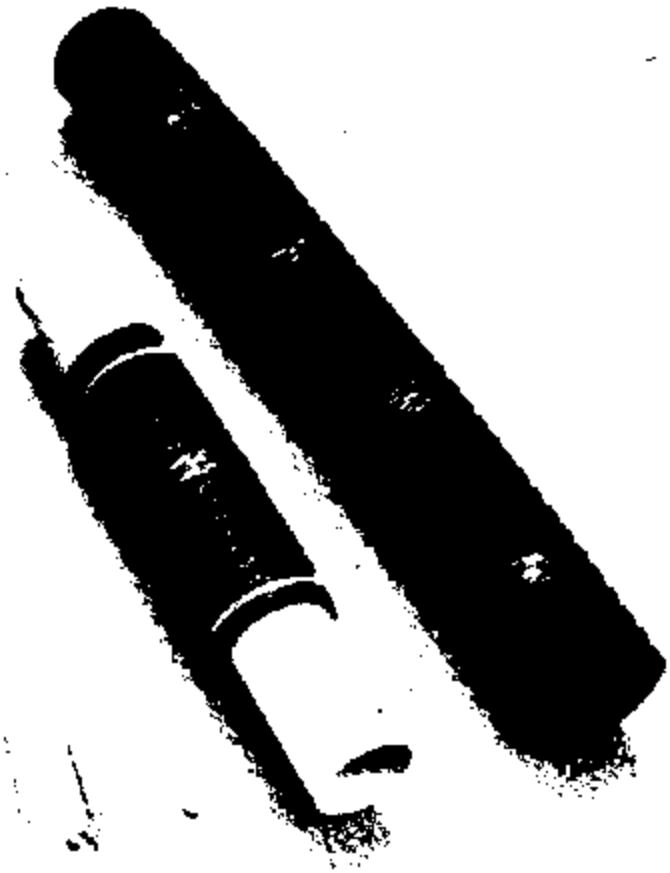


图2-20　测管和感应环

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

（3）感应环：感应环系由一般的金属丝制成，使用时绕在管壁上，两头相接，用胶带固定，可根据需要在下管子前按一定间隔布置，如图2-20所示。

（4）基准架：基准架是可移动的，使用时装在孔口上方。架子上有毫米刻划的标尺，用来测量深度不足1m的尾数部分。架子上配置有手柄、滑轮等，可用来调整探头的深度。

2）测量原理　探头内的感应电路在探头接近感应环时，将引起蜂鸣器报警，并使指示器上指针偏转。当指针达到峰值，即探头中心正好对准感应环时，利用电缆和标尺上的刻度，便可测得探头中心所在的刻度值。根据工程前、后进行的测量结果，可算出不同深度（感应环所在位置）岩层的垂直位移以及每一段内岩层的竖向伸长或压缩量。为获得绝对的位移值，至少应有一个感应环（如孔底附近）埋在稳定岩石中，或者有一个感应环（如孔口附近）用其它方法测得绝对位移值。图2-21是钻孔伸长仪使用和安置示意图。

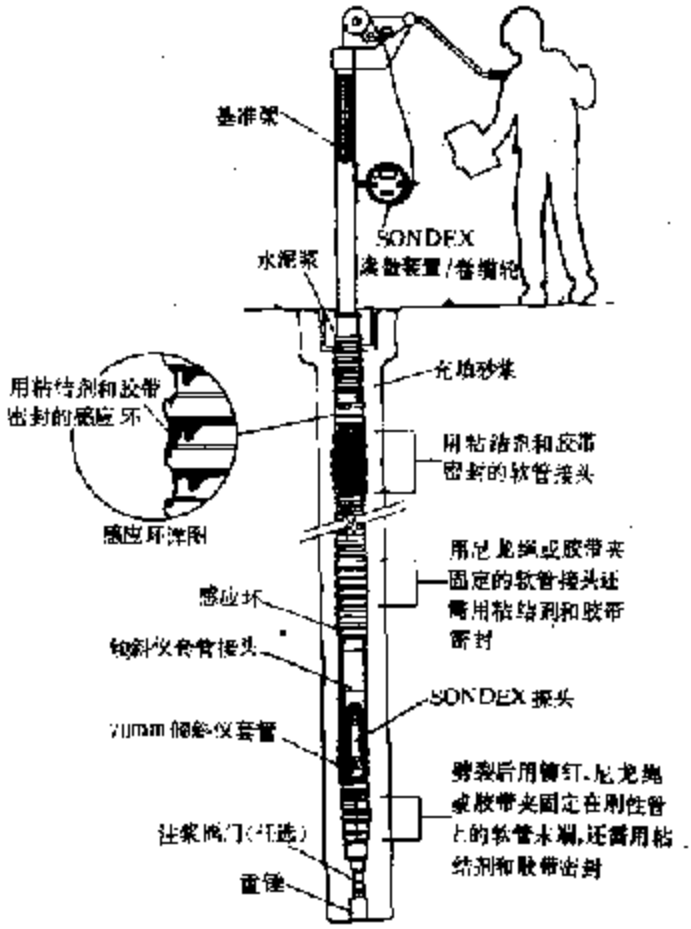


图2-21　钻孔伸长仪使用和安置示意图

3）测量精度　熟练操作员在保证测量程序前、后一致的情况下，测深精度可达到±1.5mm。

2．钻孔测斜仪

1）测量系统　该系统称为DIGITILT RPP测斜仪系统，由四部分组成：

（1）传感器：如图2-22所示，它具有防水作用，因此可在钻孔中使用。它由两个互相垂直的伺服加速器组成。在管子内，横向上通过导向轮受管子支撑，竖向上有电缆悬

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

品。导向轮借助于四个等间隔的径向导向槽控制着测量方位。

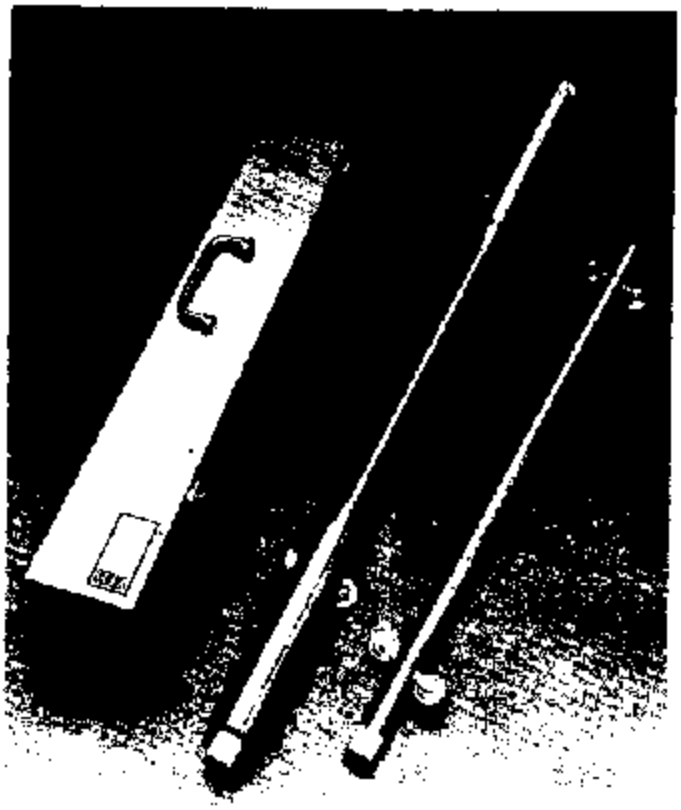


图2-22 传感器

（2）RPP(Recorder-Printer-Processor) 数据记录打印处理器：如图2-23所示，它是采集和处理数据的高级仪器，与传感器连接时，可做简单的读数器，并显示输出，存储，也可录在磁带上。磁带上的数据也可输入RPP，并显示和处理。由多组观测数据处理后，可得到偏斜和位移值，在仪器装配的打印机上输出，或通过终端输出。钻孔的偏斜和位移也可用图形显示。

RPP有自检能力，仪器各部件在现场工作时，可得到检查，从而保证现场的正确操作。

RPP用电池供电，不受天气条件的影响，可在野外进行操作。为了方便操作，RPP的大多数硬件都安装在控制盘面板上，包括：键盘、液晶显示窗、磁带机系统、打印机系统、电源和电缆接口等。

（3）电缆：电缆外径为10.7mm，由六股绝缘的铜线作导体，外皮是氯丁橡胶，内有一根直径为1.6mm的钢芯线，三者之间牢固地粘合在一起，因而悬挂时其长度变化较小。用硫化方法，在电缆表面每隔0.5m作黄色标志，每隔1m作红色标志，以便记载测量时的深度。

（4）测管：测管分铝管和塑料管两种。铝管是由全网挤压而成，它带有四个等间距的导向槽，如图2-24所示。塑料管内的四个导向槽，由机器加工制成。图2-25为SINCO公司生产的两种塑料管。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

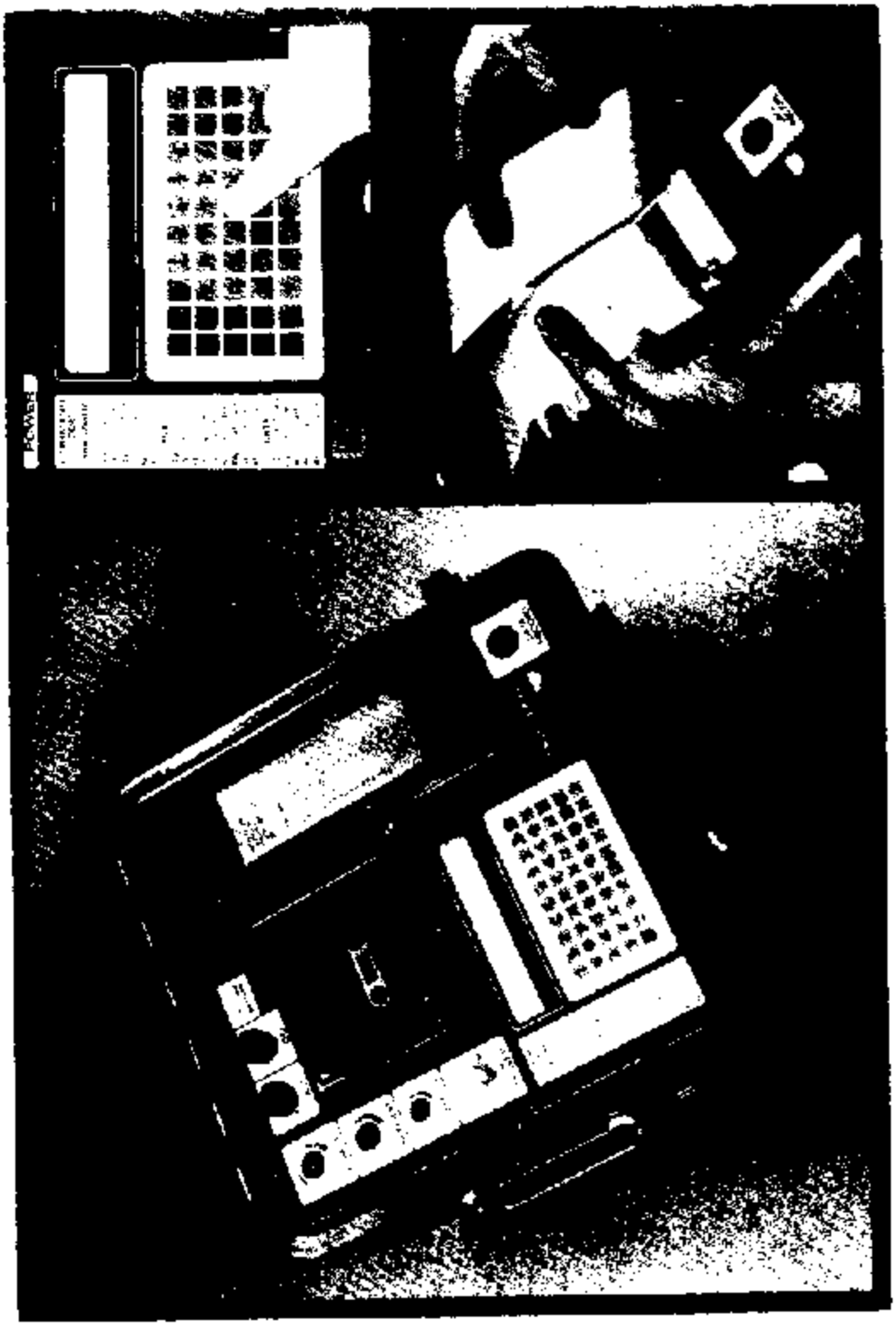


图9-23 RPP数据记录打印处理器

反
5

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

图2-24 铝合金型材

图2-25 塑料注管

a—可伸缩的塑料管，b—不可伸缩的塑料管

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

测管必须为测斜仪探头提供可靠的方位。它的安装程序和位置选择，要根据地层条件、地形和移动的深度范围确定。理想的情况是，测管埋到移动区以下。

2）测量原理　如图2-26所示，将传感器、电缆和RPP连接在一起，由孔口用电缆将传感器下放到测管内，按着规定的测量程序，依次用电缆上的刻度将传感器标定到每一个指定的深度处，由RPP读数和记录。整个钻孔测完后，由RPP计算出钻孔内每一指定深度相对于基准点（孔口或孔底处）的偏斜值。移动前、后两次测量所得的钻孔偏斜值之差，即为各深度处的水平位移值。这一过程可由RPP完成。

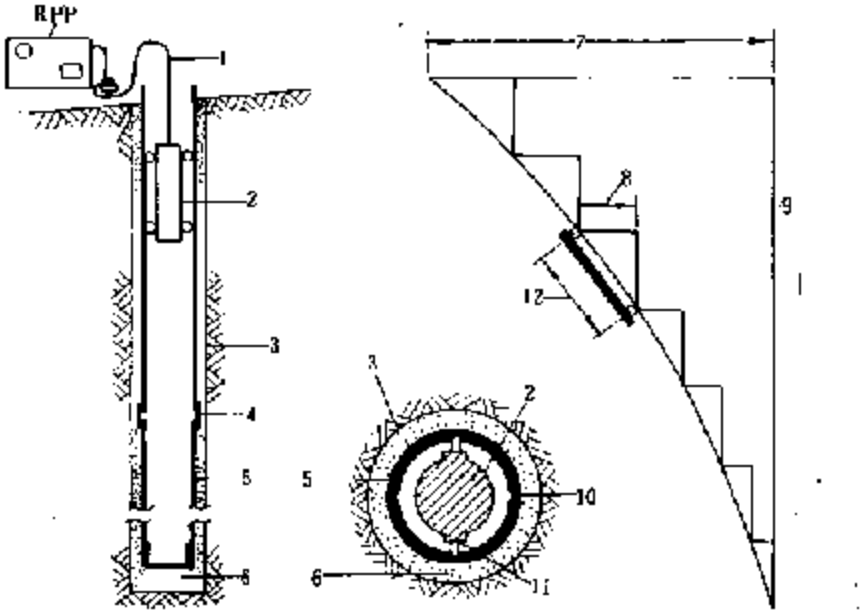


图2-26　钻孔测斜仪测量原理

1—电缆；2—传感器；3—钻孔；4—接头；5—测管；6—充填料；7—总位移；8—位移；9—初始位置；10—导向槽；11—导向轮；12—探测间距

3）测量精度　测斜仪的测量精度很大程度上取决于测管的安装情况，在安装情况良好时，总的测量精度为6mm/25m。

第六节　开采沉陷观测新技术简介

随着科学技术的发展，各种新的测试仪器不断出现，为改善开采沉陷的研究工作提供了有利条件。

众所周知，在研究由于开采引起的岩层与地表移动的工作中，目前国内大多采用经纬仪、钢尺和水准仪的常规方法采集点位移动的有关数据。在引进测距仪后，不少单位为了克服钢尺量边时累积误差的影响，采用测距仪进行地表移动观测，并用微机进行数据处理，改善了劳动条件，简化了繁杂的数据处理工作，都取得了较为满意的结果。

为了探讨岩层内部移动和变形的规律，曾先后研制出一些仪器，如超声波探测仪、钻孔摄影仪、钻孔电视等。但由于钻孔内条件复杂多变，均未取得理想的结果。目前，在研究岩层内部的破坏状态，特别是确定三带高度时，多用打钻的方法，在打钻过程中测定冲洗液的消耗量，和标准孔比较，以确定三带高度。一般认为这是一种比较可靠的方法，但由于费用昂贵，使用上受到限制。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

近年来，微电子技术迅速发展，大大改善了测量的现有观测手段，简化了操作步骤。现在有不少国家研制出许多用来观测岩层与地表移动的仪器，限于篇幅在此仅作简要介绍。

钻孔测斜仪和钻孔伸长仪是测定岩层内部移动和变形的高精度仪器。目前倾斜仪的类型较多，在本章第五节中只各介绍了一种。它们有着广泛的用途。如果将一组倾斜仪在开采区布置成一个剖面，则可取代水准测量观测地表的下沉（图2-27）；在观测高层建筑物变形时，在建筑物不同水平上安置一组测斜仪，测定其倾斜变形；在边坡稳定和堤坝观测中，也得到广泛应用。

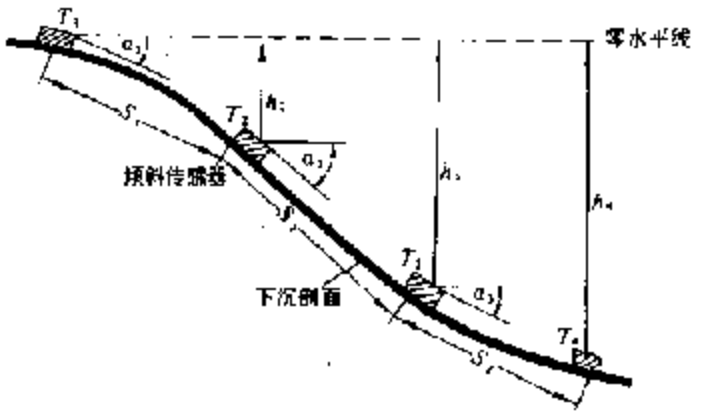


图2-27 用测斜仪测定地面沉陷

在测区难以接近或需要进行连续采集数据时，将测斜仪和遥测装置组合在一起，通过计算机控制可实现连续监测。图2-28是能进行地表移动遥测的观测站装置示意图。

遥测装置是由直接与倾斜传感器连接的伺服机构和为调节服务的主控机构所组成。主控机构处理从伺服机构中获得的传感数据，并具有储存和分析数据的功能。若与公用电话网联接，便可接受各地计算机的控制，达到遥测的目的。

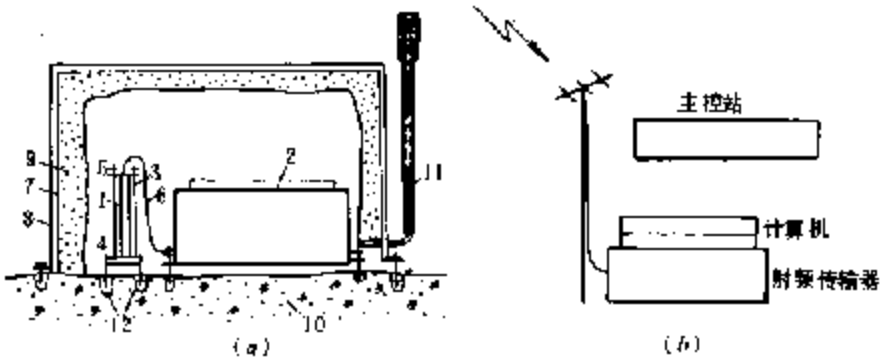


图2-28 地表移动遥测系统示意图

a—地表移动观测站；b—主控机构；

1—倾斜仪；2—伺服机构；3—倾斜仪护罩；4—五水平基座；5—指南的水平调整；

6—电缆；7—木桩；8—钢桩；9—绝缘体；10—基岩；11—天线；12—特殊砂浆

全站型测量仪，又称为电子速测仪。它是电子经纬仪与电磁波测距仪组合为一体的新型仪器，并与自动数据处理和绘图系统等设备有机地联系在一起，构成完整的全套自动化测绘系统。它的主要特点是，用电子扫描度盘代替光学玻璃度盘，运用微处理机对测量过

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

程和测量数据的现场处理施行控制等。

电子速测仪能把直接测得的斜距、水平角、竖直角自动换成平距、高差、坐标增量等，从而取得瞬时三维坐标。对仪器竖轴的不垂直性、地球曲率和大气折射的影响能自动改正。有关的数据可通过电子数据记录器贮存起来。所以说，全站型测量仪是将测距、测角、计算、记录等功能集为一体的仪器，为测量手段实现数字化和自动化提供了物质基础。

开采引起的岩层与地表移动，表现为观测点位置的变化，而点的空间位置则是由三维坐标x、y、z确定，而且它们相互之间是密切相关的。但用常规方法测量时，对水平位移和垂直位移往往是在不同时间内分别施测的。因此，严格地讲，这样采集到的数据，并不能完全真实地反映空间点位的瞬时变化情况。而现代全站型速测仪，则可同时取得确定空间瞬时点位x、y、z的诸要素，从而能较确切地反映点位的变化规律，为科学的探讨移动规律提供可靠的测绘保障。

除此之外，还有许多可直接或间接用来观测点位移动的仪器，如激光准直仪等。今后随着科学技术的发展，必将会出现更多、更加完善和理想的观测仪器。

作业一　地表移动观测站设计

一、设置观测站地区的地形及地质情况

观测站设于某矿213工作面上方，该区地势平坦，地物不多，大部为农田。冻土厚0.4m。松散层厚20m。上覆岩层由砂岩、砂质页岩和页岩所组成，各类岩层在上覆岩层总厚度中所占的百分比及硬度系数列于表2-6。

表2-6

上覆岩层名称	各岩层在覆岩中所占的百分比　%	硬度系数　f
砂　岩	51.7	5.2
砂质页岩	36.0	5
页　岩	12.3	4
合　计	100	

二、设置观测站地区的采矿技术条件

设站地区有一层煤，煤厚1.6m，煤层倾角15°，采煤方法为走向长壁采煤法，顶板管理方法为全部垮落法，一昼夜一循环，日推进速度为1.5m。为明显起见，将有关数据列入表2-7。

表2-7

工作面编号	煤层倾角	可采厚度	开采深度　m			采区面积　m^2			采煤方法	顶板管理方法	工作面推进速度	上覆岩层厚　m			
			下山采深	上山采深	平均采深	工作面走向长	工作面倾斜长	开采面积				松散层	砂岩	砂质页岩	页岩
	α	m	H_1	H_2	H_3	l_a	l_b	m^2			m/d				

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

采区形状和大小见井上、下对照图（图2-29）。

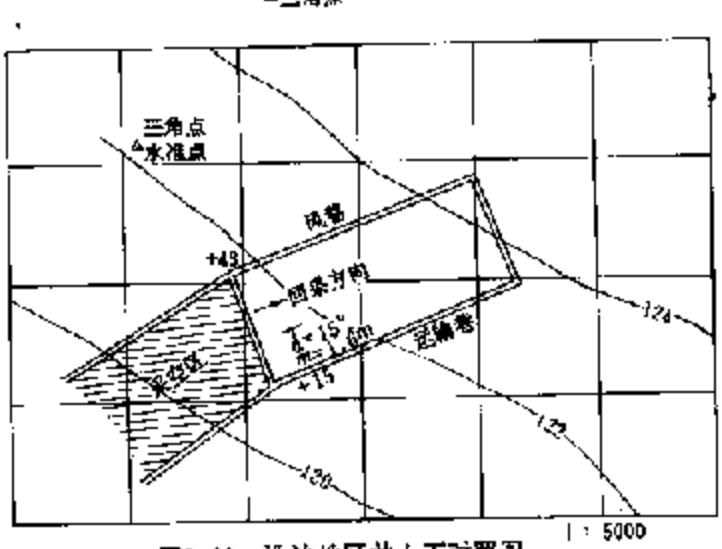


图2-29　设站地区井上下对照图

三、观测站设计

（一）设置观测站的目的

（二）观测线长度及平面位置的确定

1．所用参数的选择

$\gamma=\delta=73°$，$\beta=73°-0.6\alpha$，$\theta=90°-0.5\alpha$，$\phi_0=58°$，$\Delta\gamma=\Delta\delta=20°$，

$\Delta\beta=16°$，松散层移动角$\phi=45°$

2．观测线位置的确定

（三）观测线上测点间距的选择，测点编号

（四）控制点、观测点的构造及埋设方法

四、观测站与矿区控制网的连接设计

（一）平面连接方案的选择、测量方法、仪器选择及精度要求

（二）高程连接方案的选择、测量方法、仪器选择及精度要求

五、观测站上的日常观测工作

（一）观测时间间隔的确定，每次观测的内容

（二）水准测量：测量方法，仪器及精度要求

（三）长度测量：测量方法，仪器及精度要求

（四）其它观测：如支距测量，地表裂缝观测等

六、观测成果的整理方法

七、观测站的经费估算：包括人工，购地，材料等费用

作业二　地表移动观测资料的计算及整理分析

一、观测站地区的地质采矿条件

设地区平均开采深度$H_0=83$m，煤层倾角$\alpha=5°$，开采厚度$m=2$m，工作面倾斜长度$L_0=85$m，松散层厚度$h=16$m，松散层移动角$\phi=45°$，工作面中心点在观测点11～12中间。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

二、观测资料

表2-8给出3052观测站一条倾斜观测线第一次及最后一次观测所得各观测点的高程及测点间距。

观测线与工作面的关系见图2-30。

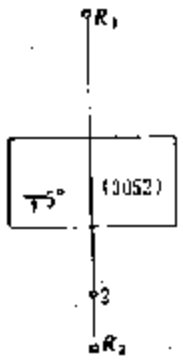


图2-30 观测线与工作面相对位置示意图

三、根据表2-8资料计算下沉、倾斜、曲率、水平移动及水平变形

四、作沿观测线的垂直断面图

根据计算结果在此断面图上分别划出下沉曲线、倾斜曲线、曲率曲线、水平移动曲线及水平变形曲线。

五、根据所划曲线及相应的临界变形值，求出地表移动参数。

如移动角β、γ、δ，边界角β_0、γ_0、δ_0，最大下沉角θ等。

六、根据观测站设置、井下开采及观测情况，对所求出的各参数作出评价分析。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

表2-8　3052观测站观测资料　　下沉、倾斜、曲率、水平移动、水平变形综合计算表

第（　）次观测　　年　　月　　日　　计算时间　　年　　月　　日　　计算者

测点编号	线段名称	线段长度 m	相邻线段数	平均长度 m	下沉、倾斜、曲率计算 点高程 第一次观测 年月日 m	点高程 第13次观测 年月日 m	下沉值 mm	下沉速度 mm/d	倾斜 mm/m	曲率 mm/m²	水平移动、水平变形计算 线段长度 第一次观测 年月日 m	线段长度 第13次观测 年月日 m	收敛缝 mm	水平移动 mm	水平变形 mm/m
R_1					177.347	177.647									
1	R_1—1	30.93			177.533	177.836					30.934	30.937			
2	1—2	6.99			177.588	177.896					6.988	6.992			
3	2—3	7.03			177.777	177.767					7.015	7.019			
4	3—4	6.99			177.823	177.800					6.981	6.986			
5	4—5	10.07			178.038	177.980					10.074	10.043			
6	5—6	8.96			178.151	178.050					8.947	8.969			
7	6—7	10.00			178.015	178.342					10.004	10.067			
8	7—8	9.98			178.489	178.200					9.987	10.057			
9	8—9	13.00			178.587	178.039					14.998	15.117			
10	9—10	15.02			178.927	178.989					15.021	15.149			
11	10—11	14.95			178.584	178.195					14.950	14.712			
12	11—12	14.97			179.596	178.258					14.934	14.585			
13	12—13	20.05			179.641	178.664					19.048	9.871			
14	13—14	14.97			179.535	179.581					14.970	14.338			
15	14—15	13.93			180.332	180.010					13.930	14.153			
16	15—16	16.11			180.048	180.026					16.103	15.165			
17	16—17	14.90			179.997	179.066					14.899	14.562			
18	17—18	15.03			179.930	179.969					15.031	15.050			
19	18—19	10.09			179.420	179.474					10.093	10.034			
20	19—20	9.87			179.431	179.454					9.972	9.675			
R_2	20—R_2	89.64			182.581	182.361					28.340	29.640			

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

第三章　地表沉陷的一般规律

地表沉陷规律是指地下开采引起的地表移动和变形的大小、空间分布形态（以上两项合称“分布规律”）及其与地质采矿条件的关系。其内容主要包括：水平、缓倾斜煤层以及急倾斜煤层开采沉陷的分布规律；沉陷稳定后（又称静态）及工作面推进过程中（又称动态）的分布规律；简单地质条件和复杂地质条件下的分布规律等等。在目前，以水平煤层和缓倾斜煤层开采的、沉陷稳定后的和简单地质条件下的分布规律研究较为充分，取得了丰富的成果，其它方面尚在不断深入研究之中。本章主要介绍以下五方面内容：

1．移动盆地稳定后主断面内移动和变形分布规律；

2．采动过程中（动态）主断面内移动和变形分布规律；

3．移动盆地稳定后全面积的移动和变形分布规律；

4．地质采矿因素对地表沉陷的影响；

5．复杂地质条件对地表沉陷的影响。

第一节　地表移动盆地稳定后主断面内移动和变形分布规律

本节所述的规律是指地表移动盆地稳定后主断面内的移动和变形分布规律，并且是典型化和理想化了的。它要满足以下几个条件：

1．深厚比H/m（开采深度与开采厚度之比值）大于30。在这样的条件下，地表移动和变形在空间和时间上都具有明显的连续特征和一定的分布规律；

2．地质采矿条件正常，无大的地质构造（如大断层和地下溶洞等），并采用正规循环的采煤作业；

3．属于单一煤层开采，并不受邻区开采影响。

地表移动盆地稳定后的移动和变形分布规律与许多地质采矿因素有关，如煤层倾角（α）、开采厚度（m）、开采深度（H）、采区尺寸（D）、采煤方法、顶板管理方法、松散层厚度（h）等。如果开采均系采用走向长壁式采煤、全部垮落法管理顶板，并且开采厚度均相同，那么影响分布规律的地质采矿因素主要就是煤层倾角、采区尺寸和开采深度。而采区尺寸和开采深度之比，可决定地表的采动程度。下面根据不同的采动程度和煤层倾角的变化情况，讨论地表移动和变形的分布规律。

一、水平煤层（或沿煤层走向主断面）非充分采动时主断面内地表移动和变形分布规律（图3-1）

判别：水平煤层开采时的采动程度可用走向充分采动角ψ_3来判别。当用ψ_3角作的两直线交于岩层内部而未及地表时，此时地表为非充分采动。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

（一）下沉曲线（图中的曲线1）

下沉曲线表示地表移动盆地内下沉的分布规律。设沿主断面方向为 x 轴，下沉曲线用 $W(x)$ 表示。

在讨论分布规律时，先要确定下沉曲线上的三个特征点：

1．最大下沉点o

此点下沉值最大。在水平煤层开采时，它位于采区中央之正上方。

2．盆地边界点A、B

根据走向边界角δ_0作出边界点A、B，边界点处下沉值等于零。

3．拐点E

拐点是指在移动盆地主断面上下沉曲线凹凸的分界点。拐点的位置从理论上讲应位于工作面开采边界的正上方，但由于工作面边界附近的顶板并不切煤壁冒落或呈阶状弯曲，存在基顶距，因此在四周未采情况下，拐点不在工作面开采边界的正上方而略偏向采空区一侧。在地表达充分采动条件下，拐点处的下沉值约为最大下沉值的一半。

下沉曲线分布规律：在地表最大下沉点o处下沉值最大，自盆地中心至盆地边缘下沉值逐渐减小，在盆地边界点A、B处下沉值为零。

（二）倾斜曲线（图中的曲线2）

倾斜曲线表示地表移动盆地内倾斜的变化规律，倾斜为下沉的一阶导数：

$$i(x)=\frac{\mathrm{d}W(x)}{\mathrm{d}x} \tag{3-1}$$

倾斜曲线分布规律为：盆地边界点至拐点间倾斜渐增，拐点至最大下沉点间倾斜渐减，在最大下沉点处倾斜为零。在拐点处倾斜最大，有两个方向相反的最大倾斜。

（三）曲率曲线（图中的曲线3）

曲率曲线是表示地表移动盆地内曲率的变化规律，它可表示为倾斜的一阶导数或下沉的二阶导数：

$$K(x)=\frac{\mathrm{d}i(x)}{\mathrm{d}x}=\frac{\mathrm{d}^2W(x)}{\mathrm{d}x^2} \tag{3-2}$$

曲率曲线分布规律为：

1．曲率曲线有三个极值，两个相等的正极值和一个负极值，正极值称最大正曲率，位于边界点和拐点之间，负极值称最大负曲率，位于最大下沉点处；

2．盆地边界点和拐点处曲率为零；

3．盆地边缘区为正曲率区，盆地中部为负曲率区。

（四）水平移动曲线（图中的曲线4）

水平移动曲线表示地表移动盆地内水平移动分布规律，用$U(x)$表示。移动盆地内各点的水平移动方向都指向盆地中心。

水平移动曲线分布规律为：盆地边界点至拐点间水平移动渐增，拐点至最大下沉点间水平移动渐减，最大下沉点处水平移动为零；在拐点处水平移动最大，有两个方向相反的最大水平移动。

（五）水平变形曲线（图中的曲线5）

水平变形曲线表示地表移动盆地内水平变形分布规律，是水平移动的一阶导数：

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

$$\varepsilon(x) = -\frac{dU(x)}{dx} \tag{3-3}$$

水平变形分布规律为：

1．水平变形曲线有三个极值，两个相等的正极值和一个负极值，正极值称为最大拉伸值，位于边界点与拐点之间，负极值称为最大压缩值，位于最大下沉点处；

2．盆地边界点和拐点处水平变形为零；

3．盆地边缘区为拉伸区，盆地中部为压缩区。

从上述五条曲线的分析中还可以看出：倾斜曲线和水平移动曲线形状相似，曲率曲线和水平变形曲线形状相似，可表示为：

$$U(x) = B \cdot i(x) = B \cdot \frac{dW(x)}{dx} \tag{3-4}$$

$$\varepsilon(x) = B \cdot K(x) \approx B \cdot \frac{d^2W(x)}{dx^2} \tag{3-5}$$

式中 B ——水平移动系数，根据有的国家资料：$B = 0.13 \sim 0.18H$。

二、水平煤层（或沿煤层走向主断面）充分采动时主断面内移动和变形分布规律（图3-2）

判别：当用走向充分采动角 ψ_3 画的两直线刚好交于地表一点o时，这时地表刚好达到充分采动。

图3-2中o点为最大下沉点。用 δ_0 确定盆地边界点 A、B。地表刚达到充分采动时和非充分采动时相比，它们的不同之处在于：

1．下沉曲线上最大下沉点o的最大下沉值已达到该地质采矿条件下之最大值，即充分采动条件下的地表最大下沉值 W_0；

2．倾斜、水平移动曲线没有明显变化；

3．在最大下沉点o处，水平变形和曲率变形值均等于零；在盆地中心区域出现两个最大负曲率及两个最大压缩变形值，位于拐点和o点之间。

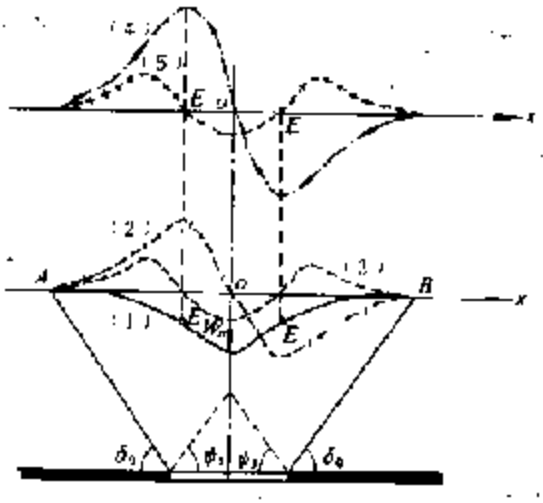


图3-1 非充分采动时主断面内地表移动和变形分布规律
1—下沉曲线；2—倾斜曲线；3—曲率曲线；4—水平移动曲线；5—水平变形曲线

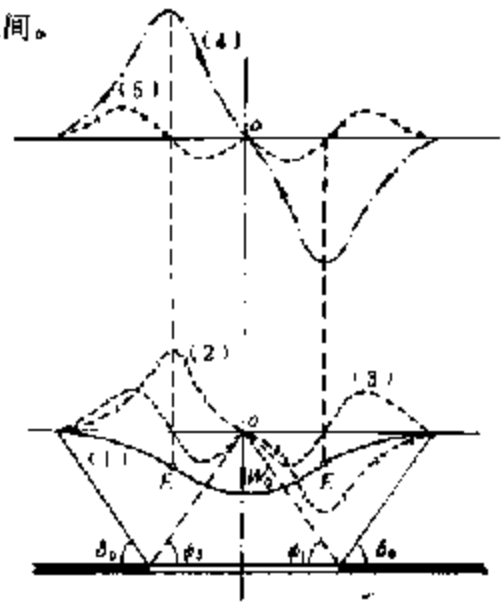


图3-2 充分采动时主断面内地表移动和变形分布规律

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

三、水平煤层（或走向主断面）超充分采动时主断面内移动和变形分布规律(图3-3)

判别：当用ϕ_3角画的两直线在地表交于o_1、o_2两点、o_1和o_2间出现平底时，地表达到超充分采动。

地表达到超充分采动时和非充分采动时相比，不同之处在于：

1. 下沉曲线中部平底上各点下沉值相等，并达到该采矿地质条件下的最大值；

2. 在平底部分内，倾斜、曲率，水平变形均为零或接近于零；各种变形主要分布在采空区边界上方附近；

3. 最大倾斜和最大水平移动位于拐点处；最大正曲率、最大拉伸变形位于拐点和盆地边界点之间；最大负曲率、最大压缩变形位于拐点和最大下沉点o之间。

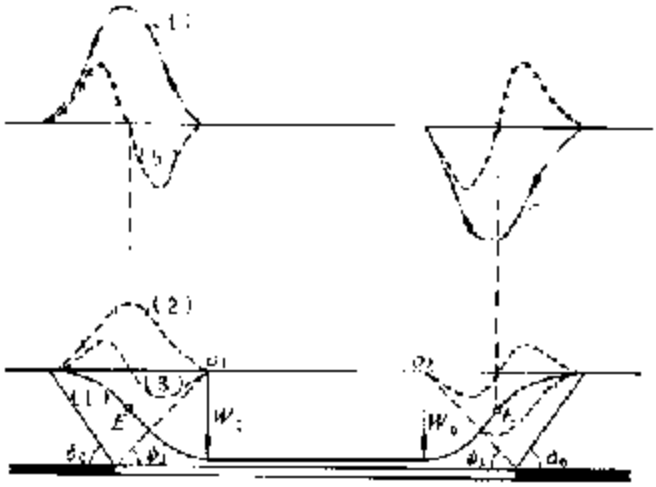


图3-3 水平煤层超充分采动时主断面内移动和变形分布规律

近年来，根据对实测资料比分析，发现走向方向上达到充分采动时，在充分采动区内存在残余的水平移动，因而使水平移动曲线与倾斜曲线不相似，水平变形曲线与曲率曲线不相似，这有待于今后进一步的研究和证实。

四、倾斜（15°>α>55°）煤层非充分采动时移动和变形分布规律（图3-4）

判别：利用下山充分采动角ϕ_1和上山充分采动角ϕ_2确定充分采动程度。

用γ_1、β_0确定上下山盆地边界点，用最大下沉角θ确定最大下沉点。

1. 下沉曲线、倾斜曲线和曲率曲线：下沉曲线失去对称性，如上山部分的下沉曲线比下山部分的下沉曲线要陡，范围要小；最大下沉点向下山方向偏离，其位置用最大下沉角θ确定；下沉曲线的两个拐点与采空区不对称，而偏向下山方向。随着下沉曲线的变化，倾斜曲线和曲率曲线也相应发生变化。

2. 水平移动曲线：在倾斜煤层开采时，随着煤层倾角的增大，指向上山方向的水平移动值逐渐增大，而指向下山方向的水平移动值逐渐减小（详见本章第四节）。

3. 水平变形曲线：最大拉伸变形在下山方向，最大压缩变形在上山方向，水平变形为零的点与最大水平移动点重合。

4. 水平移动曲线和倾斜曲线不相似，水平变形曲线和曲率曲线不相似。

五、急倾斜（α>55°）煤层非充分采动时移动和变形分布规律

1. 下沉盆地形态的非对称性十分明显，下山方向的影响范围远远大于上山方向的影

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

响范围。随着煤层倾角的增大，倾斜剖面形状由对称的碗形逐渐变为非对称的瓢形。当煤层倾角接近90°时，下沉盆地剖面又转变为比较对称的碗形或角形[6]（图3-5）。

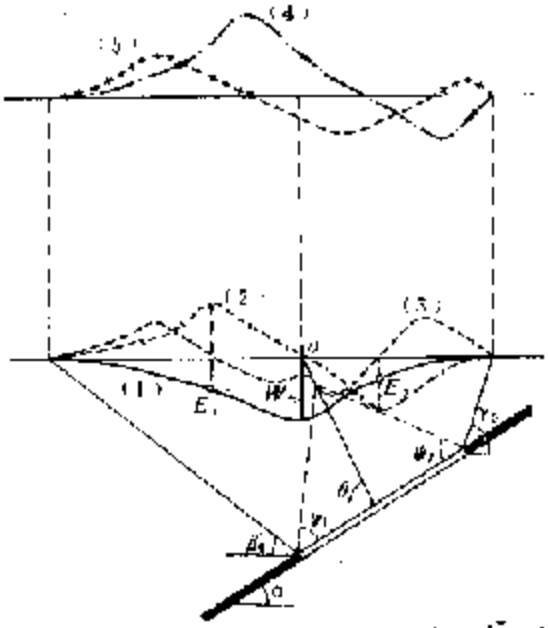


图3-4 倾斜煤层非充分采动时主断面内地表移动和变形分布规律

2．随着煤层倾角的增大，最大下沉点位置逐渐移向煤层上山方向，当煤层倾角接近90°时，在煤层露头上方，急倾斜煤层开采时不出现充分采动情况，最大下沉值随回采阶段垂高的增加而增大。

3．在松散层较薄的情况下，可能只出现指向上山方向的水平移动；

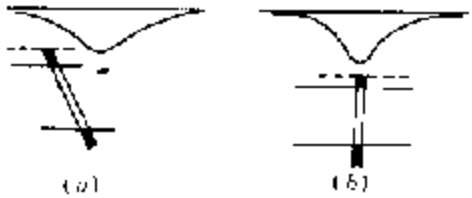


图3-5 急倾斜煤层开采后的下沉盆地形态

a—煤层倾角小于90°；b—煤层倾角接近90°

4．当开采厚度大、开采深度小、煤层顶底板坚硬不易冒落的煤质又较软时，开采后采空区上方之煤层易沿煤层底板滑落。这种滑落可能一直发展到地表，使地表煤层露头处出现塌陷坑（图3-6）。

在采深较大、采厚较小、顶底板岩石较松软、松散层较厚的情况下，地表不一定出现塌陷坑（图3-7）。因此，急倾斜煤层开采后地表是否出现塌陷坑，应根据具体的地质采矿条件而定。

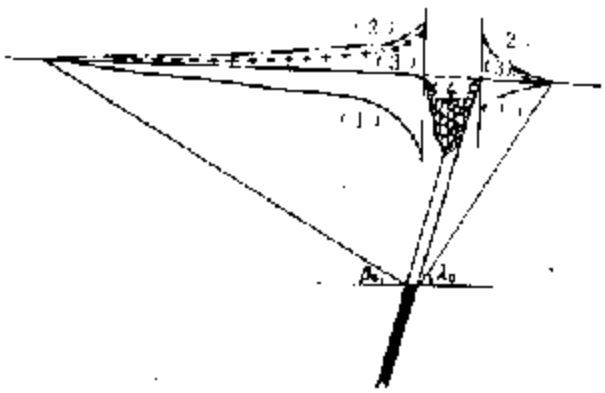


图3-6 急倾斜煤层开采后地表出现塌陷坑的沉陷分布规律

1—下沉曲线；2—水平移动曲线；3—水平变形曲线；4—地表塌陷坑

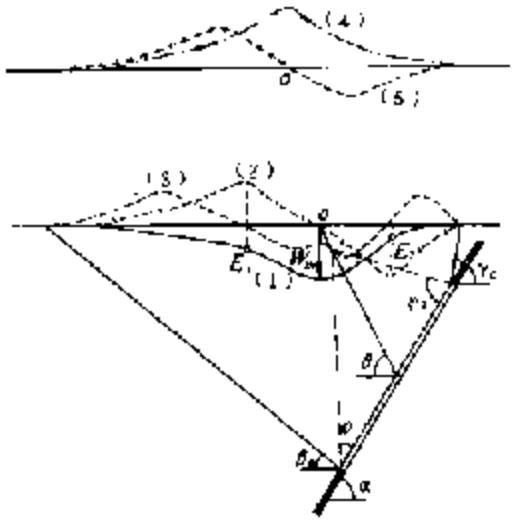


图3-7 急倾斜煤层非充分采动时主断面内移动和变形分布规律

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

第二节　采动过程中的地表移动和变形的一般规律

地下煤层采出后引起的地表沉陷是一个时间和空间过程。随着工作面的推进，不同时间的回采工作面与地表点的相对位置不同，开采对地表点的影响也不同。地表点的移动经历一个由开始移动到剧烈移动，最后到停止移动的全过程。在生产实践中经常会遇到下述情况，即仅仅根据稳定后（或静态）的沉陷规律还不能很好地解决实际问题，必须进一步研究移动变形的动态规律。例如，在超充分采动条件下，地表下沉盆地出现平底，在此平底范围内地表下沉相同，地表变形等于零或接近于零（仅有极微小变形），但不能认为在此区域内的建筑物不经受变形，不受到破坏，因为在工作面推进过程中该区域内的每一个点均要经受动态变形的影响，虽然这种动态变形是临时性的，但它同样可以使建筑物遭到破坏。在建筑物下采煤时，需要随时确定建筑物受采动影响的开始时间和在不同时期的地表移动变形量，以便对建筑物采取适当措施。如加强观测、加固、临时迁出或改变用途等。在铁路下采煤时，需根据动态变形规律确定铁路维修范围，预计铁路上部建筑起道量等。在进行协调开采时，根据动态变形规律可以更合理地安排同采工作面之间的相互关系等等。以上这些都说明了研究采动过程中地表移动和变形分布规律的必要性。

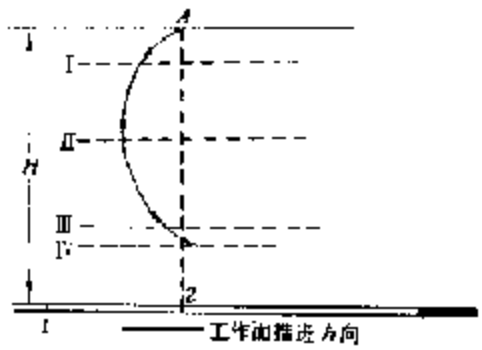


图3-8　采动过程中主断面内地表点移动轨迹示意图

一、地表点的移动轨迹

地表点从开始移动到剧烈移动，再到移动逐渐停止，是一个较为复杂的时间空间过程，现以移动盆地走向主断面充分采动区内的地表点A为例进行说明（图3-8）。

1. 当工作面由远处向A点推进，移动波及到A点时，地表下沉速度由小逐渐变大，A点的移动方向与工作面推进方向相反，此为移动的第Ⅰ阶段；

2. 当工作面通过A点正下方（如2处）继续向前推进时，地表下沉速度迅速增大，并逐渐达到最大下沉速度，A点的移动方向近于铅垂方向，此为移动的第Ⅱ阶段；

3. 当工作面继续向前推进，逐渐远离地表点A后，点A的移动方向逐渐与工作面推进方向相同，此为移动的第Ⅲ阶段；

4. 当工作面远离地表点达到一定距离后，回采工作面对A点的影响逐渐消失，点A的移动停止，此为移动的第Ⅳ阶段。稳定后，点A的位置并不一定在其起始位置的正下方，一般略微偏向回采工作面停止位置一侧，此为移动的第Ⅳ阶段。

上面所述为处于充分采动区内的地表点的移动轨迹。地表移动盆地内的各点的移动轨迹并不一致（图3-9），其原因是地表移动盆地内的每一个点与采空区相对位置不同。位于充分采动区左侧的点，不受迎工作面推进的影响，只受工作面通过该点后的影响；而位于充分采动区右侧的点，只受迎工作面推进的影响，而不受工作面通过该点后的影响。移动盆地内各地表点移动的共同特点是：开始时移动方向都是指向回采工作面，移动稳定后移动向量都是指向采空区中心。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

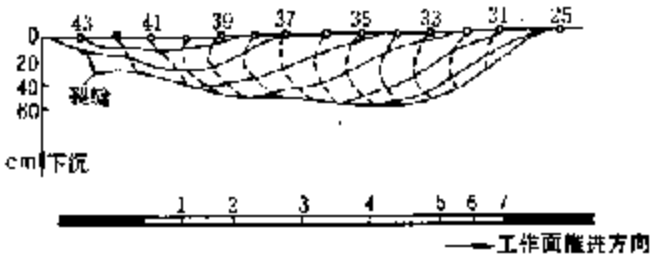


图3-9 采动过程中地表点移动与工作面位置相对关系

二、工作面推进过程中的超前影响

（一）起动距

在走向主断面上，工作面由开切眼推进一定距离到达A点后（见图3-10），岩层移动开始波及到地表。通常把地表开始移动时工作面的推进距离称为起动距。地表开始下沉是以观测地表点的下沉值达到10mm为标准。一般在初次采动时，起动距约为$\frac{1}{4}\sim\frac{1}{2}H_0$（$H_0$为平均开采深度）。起动距的大小主要和开采深度及岩石的物理力学性质有关。

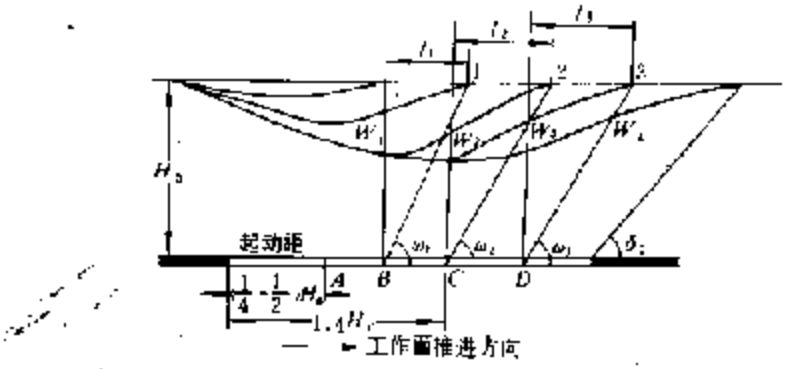


图3-10 工作面推进过程中的超前影响

（二）超前影响、超前影响角；超前影响距

在图3-10上，当工作面推进至B点时，得下沉曲线W_1，工作面前方1点开始受采动影响而下沉；当工作面推进的距离约为$1.2\sim1.4H_0$，即推至C点时，得下沉曲线W_2，地表2点开始受影响而下沉。从这里可以看出，在工作面推进过程中，工作面前方的地表受采动影响而下沉，这种现象称为超前影响。将工作面前方地表开始移动（即下沉10mm）的点与当时工作面的连线，此连线与水平线在煤柱一侧的夹角称为超前影响角，用ω表示。开始移动的点到工作面的水平距离l称为超前影响距。已知超前影响距和开采深度，便可计算超前影响角，其计算公式为

$$\omega=\text{arc ctg}\frac{l}{H_0} \tag{3-6}$$

式中 l——超前影响距；

H_0——平均开采深度。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

影响超前影响角大小的因素为：

1．采动程度　当地表为非充分采动时，ω角值随着开采面积的增大而减小，如ω_1；当地表达到充分采动后，ω值基本趋于定值，如ω_2，ω_3；当工作面回采结束，地表移动稳定后，ω等于边界角δ_0。

2．工作面推进速度　ω值随着工作面推进速度增大而增大。据枣庄煤矿资料：当工作面推进速度c－1m/d(米/日)时，$\omega=62°$；当$c=1.5$m/d时，$\omega=71°$；当$c=2.1$m/d时，$\omega=78°$。

3．采动次数　重复采动时的超前影响角比初次采动时小。

掌握了超前影响的规律，就可以在工作面推进过程中，确定工作面在任一位置时的地表影响范围。

三、工作面推进过程中的下沉速度v_n

下沉速度的计算公式是：

$$v_n=\frac{W_{n+1}-W_n}{t} \tag{3-7}$$

式中　W_{n+1}——第$m+1$次测得的n号点的下沉量，mm；

W_n——第m次测得的n号点的下沉量，mm；

t——两次观测的间隔天数。

式(3-7)经换算得：

$$v_n=\frac{H_{An}-H_{Bn}}{t} \tag{3-8}$$

式中　H_{An}、H_{Bn}——分别为工作面推进到A点（此时进行第m次观测）和工作面推进到B点（此时进行第$m+1$次观测）时所观测的n点高程。

式(3-8)说明，点的前后两次高程之差除以两次测量的时间间隔，即得采动影响范围内地表各点在此时间间隔内的平均下沉速度，见图3-11。

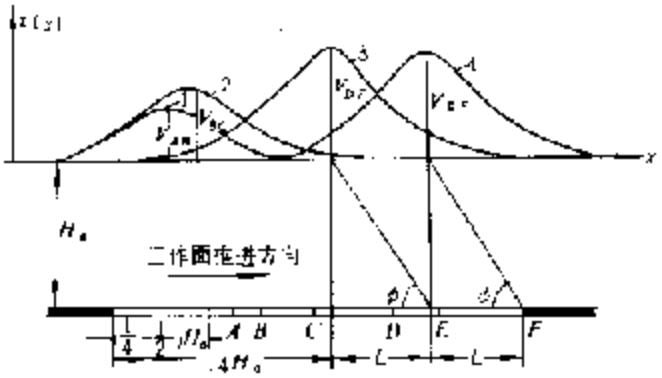


图3-11　工作面推进过程中的下沉速度曲线和滞后影响

1,2—非充分采动时的下沉速度曲线；3,4—充分采动时的下沉速度曲线

图3-11表示工作面推进过程中的下沉速度曲线，横坐标表示为x，纵坐标表示为$V(x)$，1、2、3、4为不同位置时的下沉速度曲线。在图3-11上可以看出：

1．在非充分采动，即工作面由A推进至B，由B推进至C时，随着采空面积的增大，地表各点的下沉速度逐渐增大，最大下沉速度也增加。当从A推进到B时，地表各点的平

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

均下沉速度曲线为曲线1、最大下沉速度为V_{zB}；当从B推进到C时，地表各点的平均下沉速度曲线为曲线2，最大下沉速度为V_{zc}。

2、当达到充分采动后，下沉速度分布曲线有如下特征：

1）地表各点的下沉速度有一定的变化规律，可以用图3-11中的下沉速度曲线3、4表示；

2）当工作面继续推进，地表下沉速度曲线形状基本不变；

3）地表最大下沉速度达到该地质采矿条件下的最大值；

4）随工作面的推进，地表最大下沉速度和回采工作面之相对位置基本不变，最大下沉速度点也有规律地向前移动。可以发现，当地表达到充分采动后，在地表下沉速度曲线上，最大下沉速度总是滞后于回采工作面一个固定距离，此固定距离称为最大下沉速度滞后距，用L表示。这种现象称为最大下沉速度滞后现象。把地表最大下沉速度点与相应的回采工作面连线，此连线和煤层（水平线）在采空区一侧之夹角，称为最大下沉速度滞后角，用Φ表示，其计算公式：

$$\Phi = \operatorname{arc\,ctg}\frac{L}{H_0} \tag{3-9}$$

式中 L—— 滞后距；

H_0 平均采深。

影响最大下沉速度滞后角的因素很多。主要是岩性、采深H_0和工作面推进速度。有的资料说明，在岩性和推进速度变化较小情况下，通常是采深愈大，滞后角愈大；采深愈小，滞后角愈小。

地表出现最大下沉速度的地点是该时刻地表移动最剧烈的地点。掌握了滞后角的变化规律，便可在工作面推进过程中随时确定地表移动最剧烈的地区。

四、地表移动持续时间

所谓地表移动持续时间或移动过程总时间，是指在充分采动或接近充分采动的情况下，下沉值最大的地表点从移动开始到移动稳定所持续的时间。移动持续时间或移动过程总时间应根据地表最大下沉点求定，因为在移动盆地内各地表点中，地表最大下沉点的下沉量最大，下沉的持续时间最长。下面举例说明地表移动持续时间的计算方法。

设某地表移动观测站最大下沉点为14号点，观测次数共十次，观测值及计算见表3-1。

1、求最大下沉点(14点)各时刻的下沉速度

通过计算求得14号点在不同时刻的下沉值和下沉速度(见表3-1)。

2、求地表最大下沉点至相应工作面的水平距离l

l值的求取方法见图3-12。当工作面推进至14点正下方时，$l=0$，即把该点作为原点。设工作面尚未推过14号点的距离符号为负号，工作面推过14号点的距离符号为正号。算出各l值记入表3-1。

3、绘制最大下沉点的下沉和下沉速度曲线

根据算出的数据，绘制地表最大下沉点14号点的下沉速度曲线、下沉曲线及该点与工作面间的相对位置关系图，如图3-13所示。其具体方法是：以横坐标表示时间T，以纵坐标分别表示地表下沉速度v、下沉量W和地表最大下沉点至工作面的水平距离l。根据表3-1的数据进行展点。点的下沉速度值展在相邻两次观测日期的中间，下沉值和l展在点

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

表3-1　　最大下沉点14点下沉速度计算表

次数	日期		下沉值mm	天数间隔	下沉值间隔mm	下沉速度 mm/d	至工作面距离 m
1	1962年11月18日		0				-30
		11月23日		9	1	0.1	
2	11.27		1				-20
		12.9		24	64	2.8	
3	12.21		65				0
		12.27		12	297	24.8	
4	1963年1月2日		362				+10
		1.18		33	273	8.3	
5	2.4		635				+30
		2.22		28	16	0.6	
6	3.4		651				
		3.19		30	5	0.2	
7	4.8		656				
		5.23		101	9	0.1	
8	7.13		665				
		8.26		88	15	0.2	
9	10.9		680				
		10.27		36	4	0.1	
10	11.14		684				

下。连结各点，即得所求的下沉速度曲线(1)，下沉曲线(2)和直线(3)。

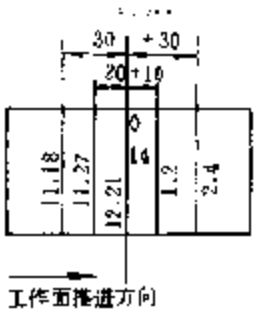


图3-12　最大下沉点至工作面距离l的求取方法

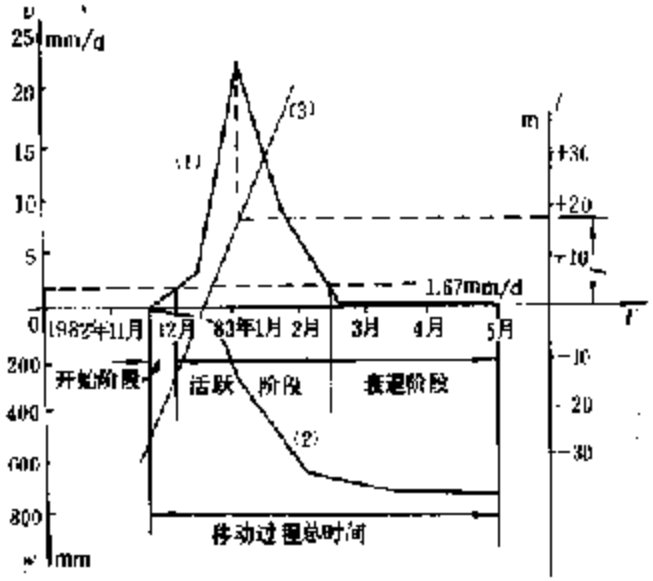


图3-13　地表最大下沉点的下沉速度及下沉曲线

4．分析图3-13中的各曲线

1）下沉速度曲线

(1) 在整个移动过程中，地表任一点的下沉速度是有规律地变化的，开始时很慢，逐渐增大，达到最大值，然后逐渐变小，直至最后移动停止。在一般情况下（无断层，深厚

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

比$H/m>30$)，点的下沉速度的变化在时间上和空间上是连续的、渐变的。

(2) 从曲线上可求得最大下沉速度值，在本例中为24.8mm/d。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

开始阶段：下沉量达到10mm的时刻为移动开始时刻。从移动开始至下沉速度刚达到1.67mm/d(或50mm/月)时刻止的阶段为移动开始阶段。

活跃阶段：下沉速度大于1.67mm/d（或50mm/月的阶段，也称危险变形阶段。

衰退阶段：下沉速度刚小于1.67mm/d时起至六个月内地表各点下沉累计不超过30mm时止的阶段为移动衰退阶段。

以上是对煤层倾角小于45°的条件而言的。当煤层倾角大于45°时是以1mm/d(或30mm/月)为标准来划分的。

开始阶段、活跃阶段、衰退阶段这三个阶段的时间总和，称为移动过程总时间或称移动持续时间。

影响地表移动持续时间的因素，主要是岩石的物理力学性质、开采深度和工作面推进速度。在其它条件相同的情况下，开采深度与移动持续时间之间的关系比较稳定，即深度越大移动总时间越长，地表移动变形也越平缓。一般采深在100～200m时，地表点移动的总时间为1～2年。

2）下沉曲线

地表点的下沉量主要集中在活跃阶段，此时下沉量占总下沉量的85%以上。

3）最大下沉点至工作面的水平距离l直线

l直线反映整个移动过程中地表最大下沉点至各时刻工作面水平距离的变化关系。它与下沉曲线对照，可以看出地表最大下沉点的下沉速度的变化与工作面的位置之间的关系。当工作面推过该点一段距离后，该点的下沉速度才能达到最大。从而可求出滞后距L，根据式(3-9)可求得最大下沉速度滞后角。

五、工作面推进过程中地表移动和变形的变化规律

（一）水平移动的变化规律

图3-14表示工作面推进过程中水平移动的变化规律。

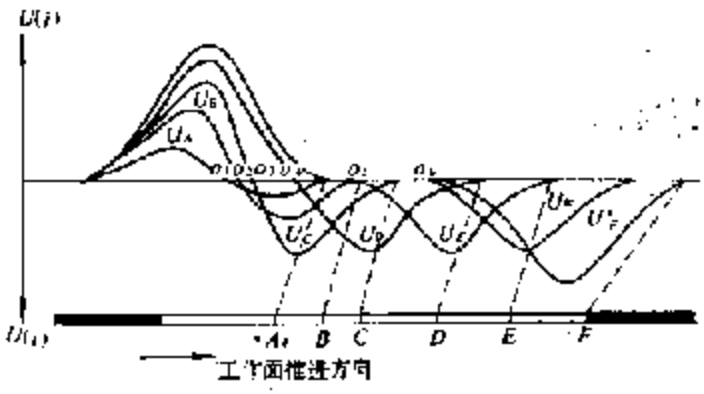


图3-14 采动过程中地表水平移动曲线变化规律

在非充分采动时：随着工作面的推进，采空区面积不断增大，水平移动值逐渐增大，如当工作面位于A、B、C、D处时，水平移动曲线分别为U_A、U_B、U_C、U_D，水平移动值等于零的点随着工作面的推进而向前移动，如o_1、o_2、o_3、o_4。

达到充分采动时：如工作面推进至E，固定边界上方的水平移动渐趋稳定，水平移动值等于零的点（如O_n）不再向前移动，水平移动曲线为U_E。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

达到超充分采动时：如工作面推进至F，水平移动值等于零的区域扩大，零值区域为o_3～o_6，水平移动曲线为U_F，U_E和U_E曲线形状基本相似，最大水平移动值基本相等。

当工作面停采后，最大水平移动值仍继续增加，直至地表移动稳定为止。曲线U_F'为移动稳定后的水平移动曲线。地表稳定后的最大水平移动值比工作面推进过程中的地表最大水平移动值大。

工作面推进过程中的倾斜变化规律与水平移动变化规律基本相同。

（二）曲率的变化规律

图3-15表示工作面推进过程中地表曲率的变化规律。

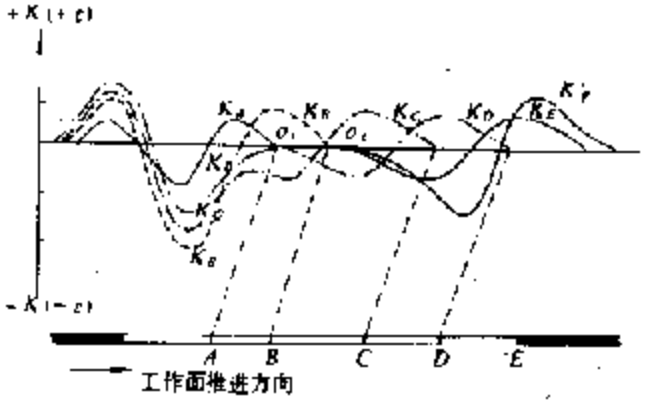


图3-15 采动过程中地表曲率变形曲线变化规律

在固定边界上方地表的最大正曲率，在非充分采动时由小到大逐渐增加，至地表移动稳定时达到最大值；最大负曲率先由小到大逐渐增加，然后又由大变小至充分采动时达到一固定值。

在推进过程中工作面边界上方地表的最大正曲率，在非充分采动时由小到大逐渐增加到一固定值，如图中K_A、K_B、K_C分别表示工作面在点A、B、C时的地表曲率曲线。当达到充分采动，即采到D时，盆地内出现两个最大负曲率，盆地中心点o_1处曲率值等于零。当达到超充分采动时，推进过程中工作面前后的曲率变形曲线随着工作面的推进而均匀向前移动，曲线形状基本相似，最大正负曲率变形值基本相同，曲率变形零值区不断扩大。当工作面停止后，工作面上方的地表曲率变形曲线仍继续向前移动一段距离，最大曲率值仍继续增大，直至地表移动达到稳定。K_E'为移动稳定后的曲率变形曲线。

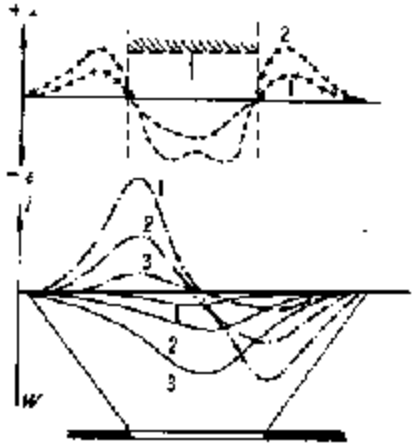


图3-16 采动过程中垂直于工作面推进方向的断面上下沉、水平移动和水平变形的变化规律

需要指出的是，当采区尺寸足够大，地表已达充分采动时，工作面推进过程中前方煤层上方的地表最大曲率变形值小于移动稳定后的地表最大曲率变形值。但在开切眼（固定边

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

界)附近，地表尚未达到充分采动时，工作面推进过程中的地表最大负曲率变形值的绝对值大于其稳定后的地表最大负曲率变形值的绝对值。

回采工作面推进过程中的地表水平变形变化规律与曲率变形变化规律基本相同。

（三）垂直于推进方向断面上地表移动与变形的变化规律

在垂直于工作面推进方向的断面上，在地表移动过程中只是移动和变形值由小到大逐渐发展，没有正负曲率变形互相交替变换及拉伸和压缩变形互相变换的现象。图3-16表示了地表下沉曲线、水平移动曲线和水平变形曲线由小到大的变化过程。

应当指出：上述采动过程中地表移动和变形规律的各种特征，只有在地表达到超充分采动、开采深度不太大、开采厚度和煤层倾角变化比较小、工作面推进速度比较均匀的情况下才是明显的。还应当指出，目前对采动过程中地表移动和变形的规律研究得很不充分，尤其是对一些参数的变化规律研究得更少，今后需要加强这方面的研究工作。

第三节　地表下沉盆地稳定后全面积开采沉陷分布规律

在解决建筑物和铁路下采煤问题时，由于建筑物和铁路往往不在地表下沉盆地主断面位置上，按主断面计算方法计算不能满足要求，因此研究下沉盆地全面积开采的沉陷规律有其实际的意义。

当工作面近似于正方形时，下沉盆地稳定后全面积的沉陷分布有以下特征。现以某矿的下沉盆地为例，并对用电子计算机绘制的移动变形曲线进行分析。

一、下沉等值线

下沉等值线呈近似圆形分布。在圆形中心处下沉值最大，在同一方向上离中心愈远下沉值减小（见图3-17）。

二、倾斜和水平移动等值线

地表下沉盆地内各点的倾斜和水平移动，除了与点的位置有关外，还与给定方向有关。设有一开采工作平面图，煤层倾斜方向指向图下方。原点在最大下沉点外，亦可在开采边界交点上。y轴指向煤层上山方向，由y轴正方向顺时针旋转90°为x轴正方向。若给定方向与x轴正方向平行，则$\varphi=0$；若给定方向和y轴正方向平行，则$\varphi=90°$，见图3-18。

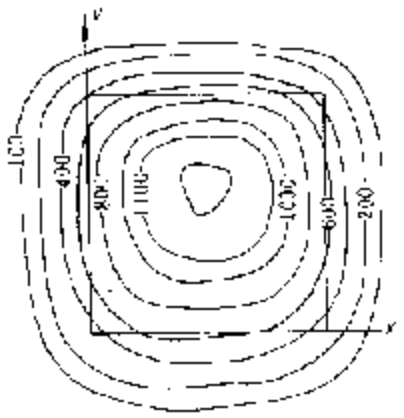


图3-17　地表下沉盆地下沉等值线

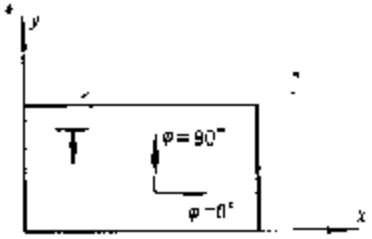


图3-18　给定方向的确定

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

沿走向（$\varphi=0°$）和沿倾斜（$\varphi=90°$）方向的倾斜和水平移动等值线全面积分布均为两组椭圆（见图3-19、图3-20），实线的一组表示正值，虚线的一组表示负值。$\varphi=0°$时，椭圆长轴与倾斜方向平行，$\varphi=90°$时，椭圆长轴与走向方向平行。

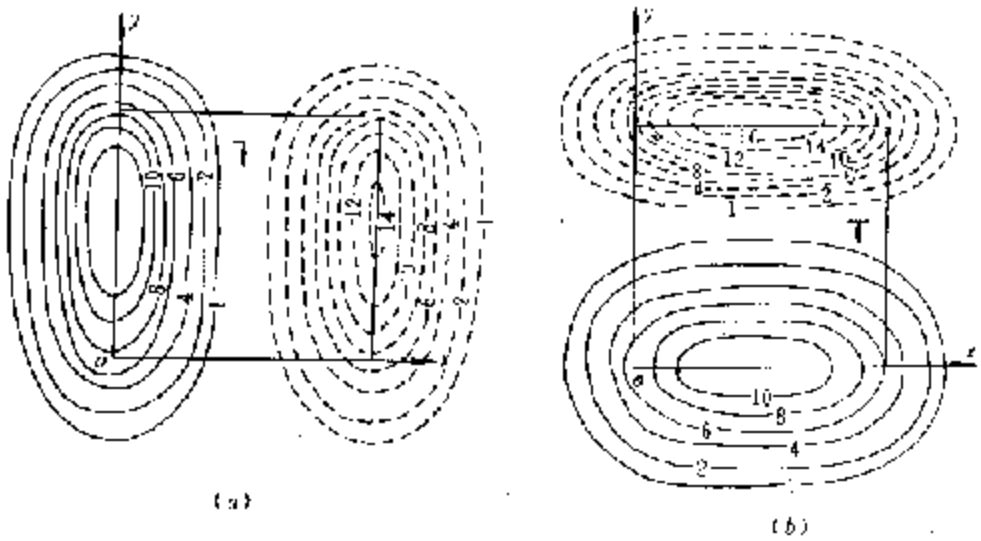


图3-19 地表下沉盆地倾斜等值线

a—沿走向方向的倾斜等值线； b—沿倾斜方向的倾斜等值线

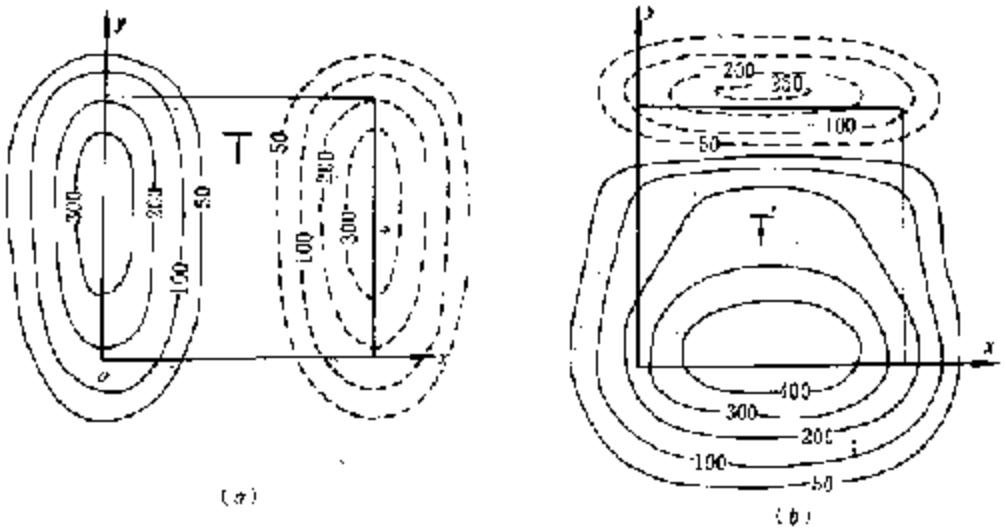


图3-20 地表下沉盆地水平移动等值线

a—沿走向方向的水平移动等值线； b—沿倾斜方向的水平移动等值线

三、曲率和水平变形等值线

曲率和水平变形等值线的全面积分布均为四组椭圆形（见图3-21、3-22）。工作面中部上方为负值，用虚线表示，煤柱上方为正值，用实线表示。$\varphi=0°$时，椭圆长轴与倾斜方向平行，$\varphi=90°$时，椭圆长轴与走向平行。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

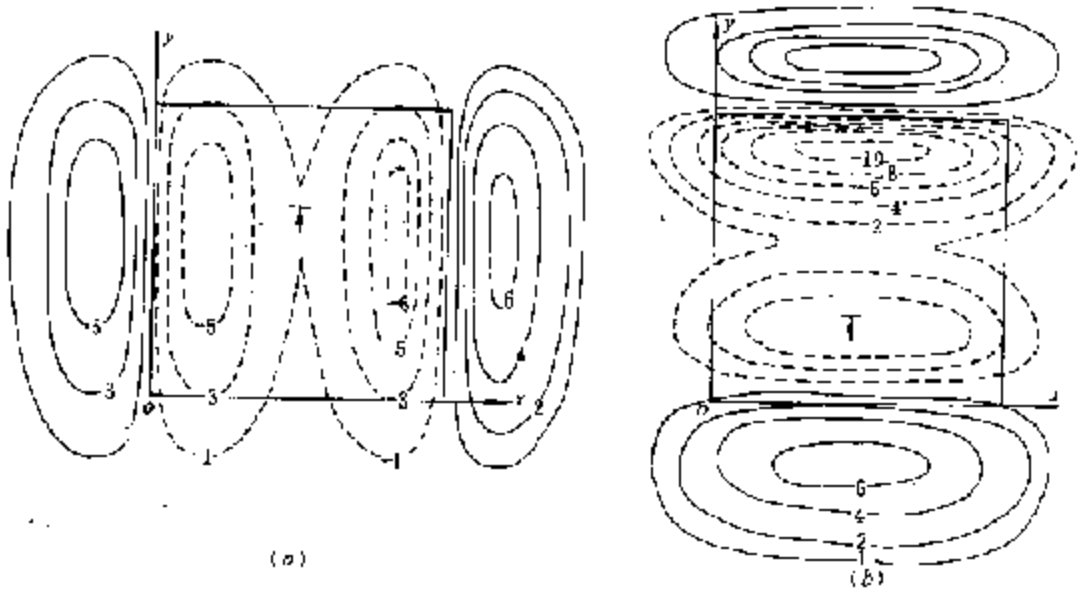


图3-21 地表下沉盆地曲率等值线

a—沿走向方向曲率等值线； b—沿倾斜方向曲率等值线

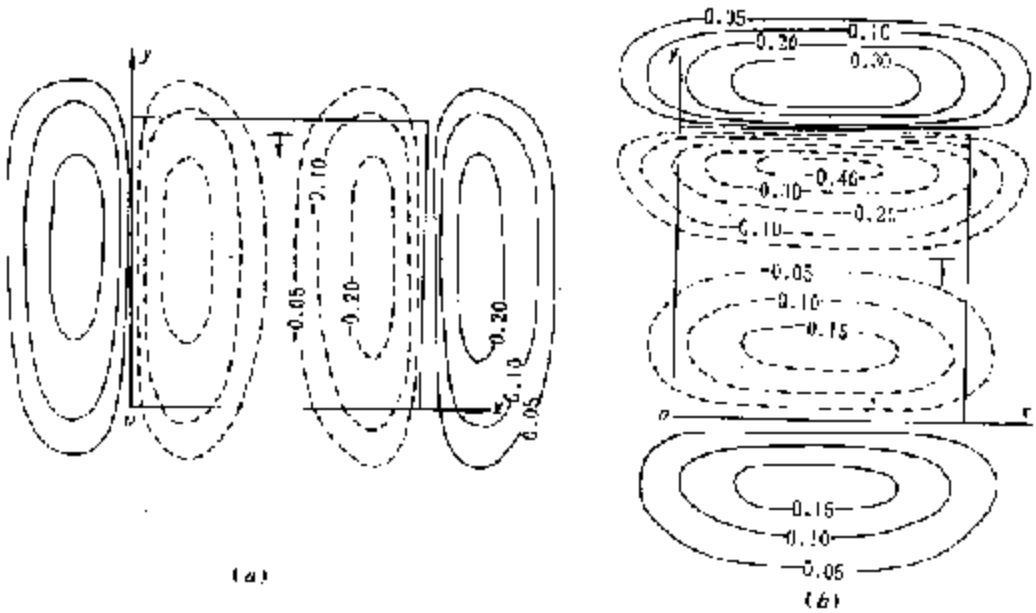


图3-22 地表下沉盆地水平变形等值线

a—沿走向方向水平变形等值线； b—沿倾斜方向水平变形等值线

第四节 地质采矿因素对开采沉陷的影响

多年的实践经验表明，开采沉陷的分布规律取决于地质和采矿因素的综合影响。这些地质和采矿因素中，一类是人们无法对其产生影响的，称为自然地质因素；另一类为采矿技术因素。波兰曾对这些地质采矿因素进行了分类[13]，如图3-23所示。只有正确地认识和掌握这些因素的影响，才能合理有效地解决矿山生产中所遇到的实际问题，才能进一步

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

地改进移动预计方法。本节主要说明下列地质采矿因素对开采沉陷的影响：

1. 覆岩力学性质、岩层层位的影响；
2. 松散层对地表移动特征的影响；
3. 煤层倾角的影响；
4. 开采厚度与开采深度的影响；
5. 采区尺寸大小的影响；
6. 重复采动的影响；
7. 采煤方法及顶板管理方法的影响。

一、覆岩力学性质、岩层层位的影响

1. 覆岩力学性质对覆岩移动和破坏的影响

如前所述，组成岩层的岩石可分为坚硬（$f>6$）、中硬（$f=3\sim6$）和软弱（$f<3$）三种类型。岩石力学性质的不同对层状矿体开采引起的岩层和地表沉陷过程影响很大。在大面积开采影响下，覆岩的移动和破坏有以下五种基本形式[65]：

1）覆岩均为坚硬、中硬、软弱岩层或其互层，不存在极坚硬岩层，开采后容易冒落时，矿层顶板（覆岩）随采随冒，不形成悬顶，能被冒落岩块支承，并继续发生弯曲下沉与变形而直达地表。这时，覆岩产生“三带”型变形，地表则产生缓慢的连续性变形。但如开采深度较小，冒落带和断裂带可直达地表，地表产生非连续型变形。

2）如覆岩中大部分为极坚硬岩层，矿层顶板（覆岩）大面积暴露，矿柱支承强度不够时，覆岩产生切冒型变形，地表则产生突然塌陷的非连续变形。这里所说的切冒型变形，是指采空区达到一定面积之后，其上方的厚层状极坚硬覆岩发生直达地表的一次性突然冒落。如大同矿区上覆岩层中有强度很大和很厚的砂岩，采后顶板长期缓慢下沉，甚至不移动。当采空区面积达到几万、十几万平方米时，便发生巨块大面积冒落。该矿区对23次大面积切冒的统计，其中20次的一次性冒落面积超过一万平方米，最大的达十二万八千平方米，一般为二至四万平方米。大部分切冒发生在开采深度为100m以内。下陷深度与采厚及采空区内是否遗留煤柱和遗留多少有关，一般为0.5～1.0m，有的达1～2或3～4m。切冒发生后，地面多半出现纵横交错的张口裂缝，但均分布在采空区正上方，裂缝宽度最大的为0.1～0.5m，深不见底。

3）如覆岩中均为极软弱岩层或第四纪土层，矿层顶板（覆岩）即使是小面积暴露，也会在局部地方沿直线向上发生冒落，并可直达地表。这时，覆岩产生抽冒型变形，地表出现漏斗型塌陷坑。

4）如覆岩中仅在一定位置上存在厚层状极坚硬岩层，矿层顶板（覆岩）局部或大面积暴露后发生冒落，但冒落发展到该极坚硬岩层时便形成悬顶，不再发展到地表。这时，覆岩产生拱冒型变形，地表产生缓慢的连续型变形。

5）如覆岩中均为厚层状极坚硬岩层，矿层顶板（覆岩）局部或大面积暴露后形成悬顶，不发生任何冒落而发生弯曲变形，地表只发生缓慢的连续型变型。

在急倾斜煤层开采的情况下，如果煤层顶底板岩层很坚硬，回采后，采空区顶底板不冒落，而采空区上方煤层本身却冒落和下滑。煤层的这种冒落和下滑，可能在一定高度上停止，也可能一直发展到地表，在地表煤层露头处出现塌陷坑。如京西大台矿，顶底板岩层均很坚硬，开采后地表出现了不少椭圆形的塌陷坑。如果顶板为坚硬岩层，底板为软弱

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

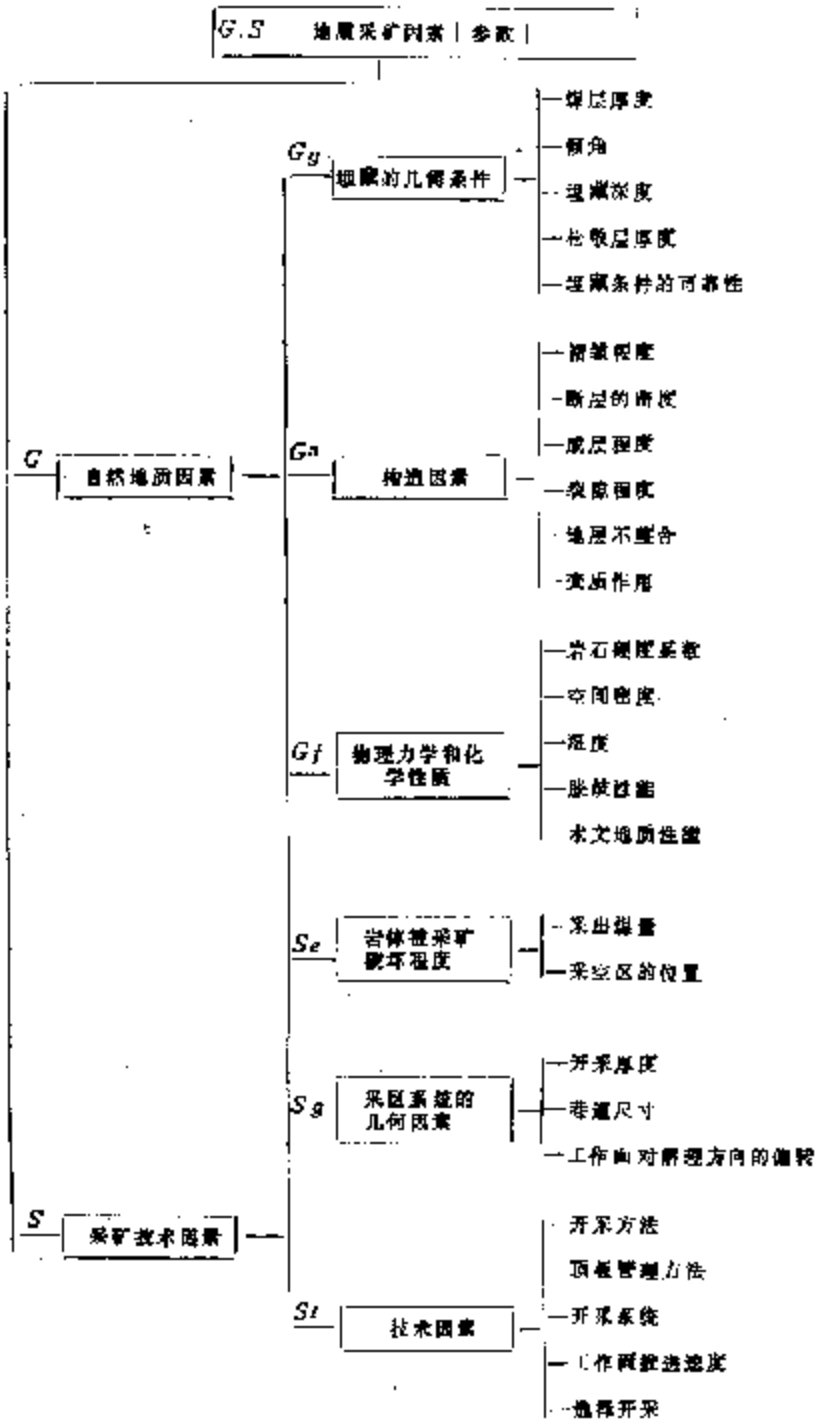


图3-23 地质、采矿因素对开采沉陷过程的影响

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

岩层，则底板岩层易产生滑移，地表变形集中在底板一侧；如果顶板为软弱岩层，底板为坚硬岩层，则顶板岩层易产生滑移，地表变形集中在顶板一侧。如果顶底板的坚硬岩层之间存在软弱岩层或夹层，则岩层与地表变形集中在软弱夹层处。此时地表变形沿软弱夹层面形成台阶状下沉盆地，而位于软弱夹层露头外的地表面呈整体移动。如果煤层顶底板均为软岩层，回采后冒落岩石充满采空区，从而阻止了采空区上方煤层的冒落和向下滑动，这样就可避免地表露头处出现塌陷坑。

2. 层位对覆岩移动的影响

岩层的层位是指岩层之间的组合关系。层位对岩层和地表沉陷也有很大影响。如果有很厚的软岩层覆盖于硬岩层之上，则硬岩层所产生的断裂及破坏将被软岩层所掩盖和缓冲，软岩层像缓冲垫一样，使基岩的不均匀移动得到缓和。如基岩上部有较厚的松散层便会使地表呈平缓移动。如基岩直接出露地表，地表的破坏和变形则比较剧烈且不均匀，而基岩的不均匀移动将沿着裂隙和滑动面直接扩展到风化带。

3. 覆岩力学性质对开采沉陷分布规律的影响

1）对移动盆地下沉曲线形状的影响

下沉曲线的形状主要决定于下沉曲线拐点的位置，而拐点的位置与岩性有关。顶板岩性越硬，悬顶距越大，地表下沉曲线上的拐点也越偏向采空区一侧。

2）对地表下沉值的影响

上覆岩层坚硬时，地表下沉值要小于岩层较软时的地表下沉值。如覆岩中存在厚层状极坚硬岩层，地表下沉会显著减小。山西大同矿区2#煤层顶板为厚层状砾岩及砂岩，在采用房柱法和长壁刀柱法采煤时，地表下沉系数均在0.4以下。下沉系数，是指在充分采动或接近充分采动情况下，开采水平煤层时的地表最大下沉值与开采厚度之比；在开采缓倾斜和倾斜煤层情况下，下沉系数是最大下沉值除以煤层倾角的余弦与开采厚度的乘积。阜新矿区平安六井，煤系地层之上为厚达70m的辉绿岩，力学强度高，两个煤层采完后（采厚3.5m），覆岩呈拱形变形，地表下沉值仅196～204mm。如覆岩中以第四纪土层为主并且其厚度很大时，地表下沉系数在初次采动时可以接近甚至大于1。随着第四纪地层厚度占覆岩总厚度比例的减少，地表下沉系数亦减小。产生这种情况的原因是：若上覆岩层为坚硬岩层，在岩层的破坏和移动过程中，裂缝带内岩层除产生垂直层面的裂缝外，还产生大量顺层面离开的离层裂缝，若覆岩为软岩层，在岩层移动过程中，上覆岩层不易产生离层裂缝，因此在其它条件相同的情况下，坚硬岩层的地表下沉值小于软弱岩层的地表下沉值。

4. 覆岩性质对岩层和地表裂缝形成与特征的影响

下沉盆地的外边缘区为拉伸变形区。当其值超过岩（土）层的允许值后，会发生张口裂缝。张口裂缝的形成与特征，同岩（土）层的性质有密切关系。塑性大的粘土，一般在拉伸变形超过6～10mm/m，脆性小的砂质粘土和粘土质砂，拉伸变形达2～3mm/m时发生裂缝，其延展深度为2～5m。在岩石中，拉伸变形值超过了3～7mm/m时发生裂缝，其延展深度大于在土层中的深度，如为坚硬岩石，这类裂缝可使地表与采空区联通。在第四纪土层较厚的地区，地表常出现地堑式裂缝，这是在下沉盆地边缘区两条裂缝之间的地表下沉大于其两侧的缘故。

5. 覆岩性质和层位对冒落带、导水裂缝带高度的影响

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

覆岩的破坏高度与覆岩的岩性及力学结构特征有密切的关系。对于坚硬-坚硬型顶板（从直接顶到老顶全为坚硬岩层），稳定性很好，在采动影响下，冒落过程发展得最充分，导水裂缝带高度最大，一般可达采厚的18～28倍。对于软弱-软弱型顶板，稳定性差，冒落过程得不到充分发展，导水裂缝带最大高度一般为采厚的9～12倍。对于软弱-坚硬型顶板以及坚硬-软弱型顶板，由于具体情况不同，导水裂缝带高度发展也是不同的。详见本书第九章。

二、松散层对地表移动特征的影响

松散层是指第四纪、新第三纪未成岩的沉积层，如冲积层、洪积层、残积层等。地表有没有松散层覆盖，对地表移动特征有很大影响。特别是对地表水平移动和水平变形分布规律的影响十分明显。这里仅介绍松散层对水平移动分布的影响，并说明为什么在倾斜煤层开采时，指向上山方向的水平移动增大了，而指向下山方向的水平移动减小了。

基岩的下沉引起松散层的下沉，使松散层产生弯曲形式的移动。这可分成下列两种情况：

1）当基岩为水平或近似水平（$\alpha<10°$）时，松散层移动形式和基岩移动形式基本一致，两者都是垂直弯曲的形式，移动向量都指向采空区中心，因此水平移动呈对称分布。

2）当岩层倾斜时，基岩移动形式发生变化，其移动向量有指向煤层上山方向的特点，因此基岩的水平移动均指向上山方向。由于摩擦力的作用，基岩移动带动松散层产生指向上山方向的水平移动。这种移动在松散层中由下往上逐渐衰减（见图3-24）。

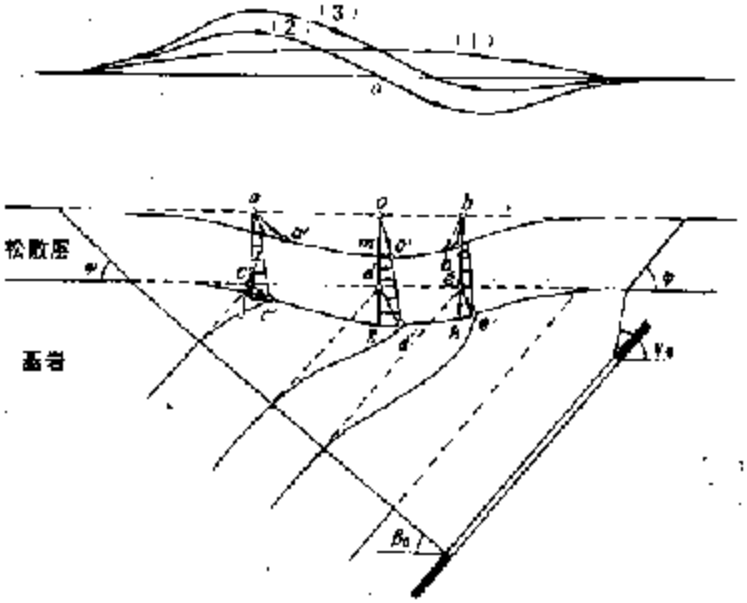


图3-24　松散层对水平移动的影响

1——基岩移动引起的松散层水平移动曲线；
2　　松散层垂直弯曲引起的松散层水平移动曲线；
3——地表最终水平移动曲线

在图3-24中，c、d、e表示基岩面上点移动前的位置，c'、d'、e'表示移动后的位置，其移动向量为cc'、dd'、ee'。这几个移动向量可分解为垂直移动分量cf、dg、eh和水平移动分量fc'、gd'、hc'。由于基岩移动产生的摩擦力的作用，此水平移动分量带动松散层产生指向上山方向的水平移动。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

a、o、b代表地表三个点。o点为移动盆地中心。松散层移动形式为垂直弯曲。因此地表点的水平移动分量对称于盆地中心点。于是a点水平移动指向上山方向，b点水平移动指向下山方向，o点只有垂直移动，水平移动为零。

由以上分析可以看出，地表点a、o、b承受了两种水平移动，即松散层水平移动和基岩水平移动的影响。在地表点a处，由于基岩和松散层水平移动方向一致，a点的水平移动值为两者之和，指向上山方向，在地表点b处，由于两者方向相反，其值是两者之差；在地表点o的水平移动，仅是基岩面上d点的水平移动，指向上山方向。

在图3-21的上部，分别为基岩水平移动引起的松散层水平移动曲线（1），松散层垂直弯曲引起的松散层水平移动曲线（2），两者进行叠加，得到地表最终水平移动曲线（3）。从曲线（3）可以看出，在倾斜煤层开采的情况下，地表移动盆地内的水平移动曲线呈不对称分布，增大了指向上山方向的水平移动，减小了指向下山方向的水平移动，随着岩层倾角的增大，此特征表现得更加明显。

当松散层很厚时，基岩移动产生的水平移动在松散层内传递时衰减而达不到地表，这时地表就只有由于松散层垂直弯曲而引起的水平移动。根据经验，当松散层厚度大于$75W_{\max}\operatorname{tg}\alpha$（$W_{\max}$为地表最大下沉值，$\alpha$为煤层倾角）时，基岩移动产生的水平移动就不能到达地表。

三、煤层倾角的影响

煤层倾角的变化对岩层和地表沉陷有明显影响。现分述如下：

（一）对地表沉陷分布规律的影响

在水平和近水平煤层条件下，地表沉陷的分布对采空区是对称的，随着倾角的增大，这种对称性逐渐消失（详见本章第一节）。

（二）对覆岩和地表的移动形式、破坏发展过程以及破坏分布状态的影响。

在水平及缓倾斜煤层（0～35°）开采条件下，岩层移动形式主要为沿岩层的法向弯曲和崩落。冒落带、导水裂缝带最终呈马鞍形，地表下沉盆地为对称的碗形和盘形。

在煤层倾角超过35°以后，岩层移动的形式除有法向弯曲外，还伴随有沿层面的剪切移动和岩石下滑，覆岩破坏部分呈抛物线形态，地表下沉盆地为四周非对称的碗形或盘形。

当煤层倾角超过54°后，冒落到采空区内的煤和岩块，除了单块滚动外，还会成堆地沿煤层倾斜方向滑动。冒落带、导水裂缝带呈椭圆形，地表下沉盆地则呈兜形瓢形。当煤层倾角超过75°后，底板岩层会产生滑移，底板一侧的地表也会出现许多的裂缝或形成台阶状盆地。在煤层倾角接近90°时，下沉盆地剖面形状又转为比较对称的碗形或兜形（详见本书第九章）。

（三）对地表移动参数的影响

煤层倾角对地表移动参数的影响较为明显。下面仅介绍倾角对下山移动角、下山边界角、最大下沉角以及水平移动值的影响。倾角对其它地表移动参数的影响，详见第四章。

1. 对下山移动角β和下山边界角β_0的影响

随着煤层倾角的增大，地表移动盆地在采区下山方向扩展更远，采区下边界的移动角和边界角均减小。在分析观测资料时，通常把β和β_0表示为倾角α的函数，即

$$\left.\begin{aligned}\beta &= \delta - K_1\alpha \\ \beta_0 &= \delta_0 - K_2\alpha\end{aligned}\right\} \quad (\alpha < 60\sim70^\circ) \qquad (3\text{-}13)\ (3\text{-}14)$$

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

式中K_1、K_2为系数。它随矿区岩石强度增大而增大，即岩石强度愈大，倾角α在式中的影响愈大。δ、δ_0通常为走向移动角和走向边界角。

如峰峰矿区[2]：

$$\beta_0 = 58° - 0.3\alpha \qquad (\delta_0 = 58°,\ \alpha \leqslant 30°) \qquad (3\text{-}15)$$

$$\beta = 74° - 0.6\alpha \qquad (\delta = 74°,\ \alpha \leqslant 30°) \qquad (3\text{-}16)$$

抚顺矿区：

$$\beta_0 = 51° - 0.2\alpha \qquad (\delta_0 = 54°) \qquad (3\text{-}17)$$

$$\beta = 70° - 0.6\alpha \qquad (\delta = 70°,\ 14° \leqslant \alpha \leqslant 34°) \qquad (3\text{-}18)$$

$$\beta = 77° - 0.6\alpha \qquad (27° \leqslant \alpha \leqslant 47°) \qquad (3\text{-}19)$$

当煤层倾角大于60°～70°时，β和β_0不再随煤层倾角的增大而减小。这方面实测资料较少，有待进一步研究。

2. 对最大下沉角θ的影响[4]：

随着煤层倾角的增大，最大下沉角θ值减小。由实测资料求得它的计算公式：

$$\theta = 90° - K\alpha \qquad (3\text{-}20)$$

式中K为系数。它与岩性有关，不同矿区K值有所不同。

如峰峰矿区、阳泉矿区、本庄矿区：$\theta = 90° - 0.6\alpha$

抚顺矿区（西部）：$\theta = 90° - 0.8\alpha$ (3-21)

阜新矿区：$\theta = 90° - 0.9\alpha$ (3-22)

同样，当$\alpha > 60° \sim 70°$时，θ角不再随煤层倾角的增大而减小，而是随着煤层倾角的增大而增大，但不大于90°。有些资料表明，在急倾斜煤层开采时，地表最大下沉点基本上位于采区下边界的正上方附近。

3. 对水平移动值的影响

随着煤层倾角的增大，向上山方向的水平移动值将增大。这在松散层对地表移动特征的影响中已叙述过，不再详细介绍。这里仅简要地就最大水平移动值相对于最大下沉值的变化来说明煤层倾角的影响。

在水平和缓倾斜煤层开采时，一般地表最大水平移动值为

$$U_0 = (0.3 \sim 0.4)W_0 \qquad (3\text{-}23)$$

式中 W_0——充分采动时的地表最大下沉值。

在急倾斜煤层开采时，地表最大水平移动值可能大于地表最大下沉值。

四、开采厚度与开采深度的影响

（一）开采厚度的影响

开采厚度对上覆岩层及地表的沉陷过程的性质有重要的影响。采厚越大，冒落带、导水裂缝带高度越大，地表移动变形值也越大，移动过程表现得越剧烈，因此移动和变形值与采厚成正比（详见第四、九章）。

（二）开采深度的影响

随着采深的增加，地表各项变形值减小。这是由于采深增加，地表移动范围增大，而地表下沉值变化不大，因此地表移动盆地变得平缓，各项变形值减小。可见，在其它条件相同的情况下，地表各项变形值是与采深成反比的。

地表移动变形值既与采厚成正比，又与采深成反比，所以常用深厚比（H/m）作为衡

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

量开采条件对地表沉陷影响的粗略估计的指标。深厚比越大，地表移动变形值越小，移动和变形就越平缓；深厚比越小，地表移动与变形就越剧烈。在深厚比很小的情况下，地表将出现大裂缝、台阶状断裂，甚至出现塌陷坑。

开采深度还对地表最大下沉速度和移动持续时间有影响。开采深度较小时，地表下沉速度大，移动持续时间较短，开采深度较大时，地表下沉速度小，移动比较缓慢、均匀，而移动持续时间则较长。

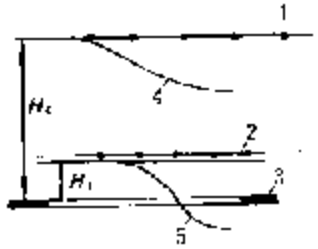


图3-25 3701观测站示意图

1—地面观测线；2—层内巷道观测线；3—煤层；4—地表下沉曲线；5—煤层巷道下沉曲线

图3-25为开采深度对移动变形影响的一个实例。峰峰3701观测站分别在层内巷道和相应地表设置了观测线，煤层开采厚度$m=1.4m$，倾角$\alpha=11°$。

观测成果表明，地表的最大下沉值和观测巷道的最大下沉值极为接近，但倾斜和曲率最大值、移动持续时间以及最大下沉速度有明显差别，深度大时变形值和最大下沉速度明显减小，而移动持续时间却增加（见表3-3）。

表3-3 3701观测站观测成果

移动变形情况 / 开采深度	最大下沉值 mm	最大倾斜 mm/m	最大曲率 10^{-3}/m		移动持续时间		最大下沉速度 mm/d
			+	−	移动总时间	活跃期	
开采煤层距观测巷道$H_1=85m$	1134	+44.5	2.75	3.74	72天	40天	91.4
开采煤层距地表$H_2=105m$	1171	+28.0	1.06	1.41	153天	71天	23.5

五、采区尺寸大小的影响

采区尺寸的大小可影响地表的充分采动程度。充分采动程度常用宽深比D/H来表示。我国实测资料表明（在一般情况下）：

D_1/H_0、$D_2/H_0<1.2\sim1.4$时地表为非充分采动；

D_1/H_0、$D_2/H_0=1.2\sim1.4$时地表达到充分采动；

D_1/H_0、$D_2/H_0>1.2\sim1.4$时地表达到超充分采动。

式中 D_1、D_2——采空区沿倾向和走向的实际长度；

H_0——平均采深。

充分采动程度还可用采动系数n_1、n_2来表示。所谓采动系数，就是采空区倾斜方向或走向方向的实际长度与地表达到充分采动时相应方向上最小长度之比。采动系数的计算公式以表示为：

$$n_1=K_1\cdot\frac{D_1}{H_0} \tag{3-24}$$

$$n_2=K_2\cdot\frac{D_2}{H_0} \tag{3-25}$$

式中 n_1——倾斜方向采动系数；

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

n_3——走向方向采动系数；

K_1，K_2——小于1的系数，由实测资料确定。

K_1、K_2主要与覆岩性质有关，一般是坚硬岩层时为0.7，中硬岩层时为0.8，软弱岩层时为0.9。

根据n_1和n_3，可判别地表是否达到充分采动：

$n_1<1$，$n_3<1$：双向均为非充分采动；

$n_1<1$，$n_3>1$：倾向未达充分采动，走向已达超充分采动；

$n_1>1$，$n_3<1$：倾向已达超充分采动，走向为非充分采动；

$n_1=1$，$n_3=1$：双向均达充分采动；

$n_1>1$，$n_3>1$：双向均达超充分采动。

六、重复采动的影响

重复采动是指岩层和地表已经受过一次开采的影响而产生移动、变形和破坏之后，再一次经受开采（开采下部煤层，或下分层，或同一煤层的下一个工作面）的影响，使得岩层和地表又一次受到采动，这种采动称为重复采动（图3-26）。

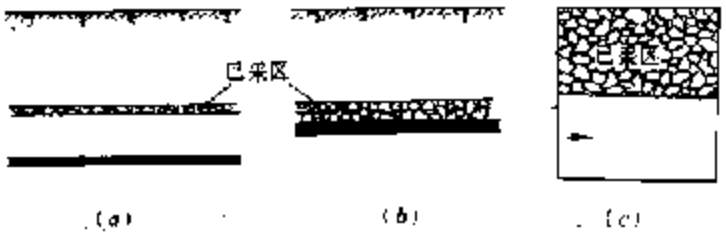


图3-26 重复采动的几种情况

a—不同煤层的重复采动；*b*—厚煤层分层开采的重复采动；*c*—同一煤层的重复采动

重复采动时地表移动的特点，地表移动和变形分布及其参数值都和初次采动有显著变化，即移动过程剧烈，地表下沉值增大，地表移动速度加大等。这种变化称为重复采动时岩层与地表移动过程的加剧。

重复采动情况在煤矿中是比较普遍的。我国煤矿区绝大多数为煤层群开采和厚煤层分层开采，因此研究和了解重复采动对岩层和地表影响的规律性显得越来越重要。从对现有观测资料的分析及对相似材料模型的研究中可以看出，重复采动对岩层和地表的影响有如下几个方面：

（一）连续的移动和变形值增大

在同样的地质采矿条件下，如果是初次开采，引起的岩层和地表移动值相对来说比较小；如果是第二次或第三次或更多次的开采，引起的移动和变形值相对来说就比较大。文献[3]中提到，在复采时覆岩的下沉系数q要增大。如为煤层群开采，下层煤开采的影响超过上层煤开采时已经移动过的覆岩，地表受下层煤开采的下沉系数较初次采动增大10～20%，但其值不会大于1.1。如为厚煤层分层开采，则第一次重复采动时的下沉系数增大20%，第二次重复采动时的下沉系数增大10%，以后重复采动的下沉系数不再增大。复采后移动和变形值增大的原因是岩层受到初次采动后，在冒落带和裂缝带内有许多空隙，这些空隙在重复采动的作用下，有一部分转化为地表下沉。所以，有人把初次采动后岩体内的这些空隙称为“潜在下沉”。在重复采动的作用下，这种潜在下沉被重新“活化”而变

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

成现实的下沉，从而加剧了岩层和地表的移动与变形。

（二）非连续的破坏增加

在重复采动时，经受初次开采破坏的岩体可能进一步破碎，使岩层和地表的破坏程度加剧，破坏范围加大，采深不大时地表还会出现裂缝，使地表不连续，甚至出现大断裂或台阶。而且，地表的这种非连续破坏常常是突然出现的，对地面建筑物、铁路等危害极大。因此，在重复采动时要特别注意加强对地表非连续破坏的观测和整治工作。

（三）使地表移动参数发生变化

复采时与初采时相比边界角减小5～10°，移动角减小10～15°[3]，地表下沉速度增加，移动持续时间缩短。

复采时工作面推进过程中的参数也有变化，如起动距减小，超前影响角ω减小，滞后角φ增大。

关于重复采动时下沉系数增大的机理，有的文献提出以下看法：煤层初次开采时形成的采出空间是由三部分所占据，一部分是冒落带内岩石的碎胀，一部分是上覆岩层在弯曲下沉过程中产生离层裂缝，一部分即地表下沉。重复采动时，上覆岩层已经历过冒落、裂缝、弯曲、离层和下沉等移动和变形，岩层的原始状态遭到破坏，岩层强度减弱，可以认为整个岩层变“软”了。所以，当重复采动时，冒落带还没有得到充分发展，上覆岩层即迅速弯曲下沉，这样就使冒落带减小，地表下沉值增大。由于岩层比原始状态变“软”了，重复采动时岩层移动过程中产生的离层裂缝比初次开采时要小，同时第一次开采时岩层内产生的离层裂缝又发生闭合，这种离层裂缝的闭合就引起地表下沉值的增大。

复采时移动过程加剧的特点，与上覆岩层的物理力学性质、岩层组成、煤层间距等因素有关。对此，虽已为人们所认识，但研究得仍然不足，有待进一步深入探讨。

七、采煤方法及顶板管理方法的影响

开采实践证明，采煤方法和顶板管理方法是影响围岩应力变化、岩层移动、覆岩破坏的主要因素。目前在煤矿应用较为普遍的方法有长壁垮落法、长壁充填法和煤柱支撑法等。

垮落法（又称冒落法）是目前采用最普遍、使覆岩破坏最严重的一种顶板管理方法。采用垮落法管理顶板进行长壁工作面开采时，顶板岩石一般都要发生冒落和开裂性破坏，并在岩层内部成形“三带”。当深厚比较大时，能促使上覆岩层迅速而平稳地移动，地表下沉量达到最大，因而下沉系数也较大。

在用垮落法管理顶板时，选用合适的采煤方法是很重要的。如在开采缓倾斜煤层时采用单一长壁全部垮落法和倾斜分层长壁下行垮落采煤法，在开采急倾斜煤层时采用沿走向推进的伪倾斜柔性掩护支架采煤法和水平分层人工假顶下行垮落采煤法，覆岩属于均衡破坏，地表也表现为连续的、大面积的均匀下沉。如果采用挑煤皮采煤法、煤皮假顶采煤法、落垛采煤法、仓房采煤法和沿倾斜下放的掩护支架采煤法等，容易造成煤柱抽冒、煤层和覆岩的非均衡破坏，在地面也易形成塌陷坑和塌陷漏斗[4]。

用充填法采煤，对覆岩的破坏较小，一般只引起开裂性破坏而无冒落性破坏，能够减小地表移动量，并使地表移动和变形更为均匀。充填法的效果主要与所采用的充填方法、充填材料、充填体的压缩率及顶板下沉速度有关。采用不同的充填方法和充填材料，充填体的压缩率是不同的。水砂充填法充填体的压缩率最小，风力充填法充填体的压缩率较大，手工充填法的充填体压缩率最大，因而用不同的充填法进行开采对覆岩的破坏性影响也是不同的。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

煤柱支承法管理顶板，一般是在顶底板岩层比较坚硬的情况下采用。煤柱支承法常见的有条带法、房柱法和刀柱法等，从影响覆岩破坏的观点来看，煤柱支承法管理顶板有两种情况：一种是保留的煤柱面积较大，煤柱能够支承住覆岩的全部重量，使其不发生破坏，如条带法、房柱法等。另一种情况是保留的煤柱面积较小，煤柱支承不住顶板，如刀柱法等。当采空区扩大到一定范围后，刀柱被压垮，覆岩发生冒落性和开裂性破坏。在煤柱未能支承住顶板的情况下，覆岩破坏状况和最大高度几乎与垮落法管理顶板的效果是一样的，地表下沉量也明显增加。上面所介绍的大同矿区的例子便是这样的情况。

在我国煤柱支撑常采用条带开采法，它的实质是采一条，留一条，用留下的煤柱来支撑顶板。关于条带法开采对移动过程的影响问题，详见第八章。

第五节　复杂地质条件对地表沉陷的影响

在地质条件复杂（如遇到断层、褶曲，或是山区条件下开采等）的情况下，地表移动和变形分布的正常规律被掩盖，表现出特殊的规律性。本节主要就断层、向斜构造、山区开采和露天矿的岩层移动问题进行叙述。目前，在这些方面研究得还很不够，尚有待于今后进一步深入探讨。

一、断层对开采沉陷规律的影响[3,144]

（一）断层对开采沉陷的影响

如所采煤层的上覆岩层中有断层存在，这就可能引起断层的上下盘沿断层面相对移动。当断层倾角大于20°，断层落差大于10m时，断层对开采沉陷便有明显的影响。主要表现在两方面：一是断层露头处地表产生台阶状裂缝，二是改变沉陷的影响范围。下面分别说明在垂直断层走向和沿断层走向的剖面上的影响情况。

1. 在垂直断层走向的剖面上

根据断层面倾角和工作面基岩移动角之间的相对关系分三种情况：

1）断层面倾向和工作面基岩移动角倾向一致，断层面倾角小于基岩移动角(图3-27)

此时，断层位于工作面影响范围之外。在采空区上方岩层移动过程中，在某些因素影响下促使断层面的极限平衡遭到破坏时，则岩层沿着断层面发生滑动，其结果在断层露头处地表产生台阶，同时地表移动范围增大。

如淮南大通矿西一采区南部煤层，1963年回采到330m水平附近的F_1断层。在1967年，位于该采区底板方向F_1断层露头处的房屋、马路相继出现裂缝、槽沟和台阶(见图3-28)。

再如淮南大通矿东二采区，于1956年采到430m水平。在1972年，位于该采区底板方向F_1断层露头处的铁路站房、站线先后出现较为严重的破坏（见图3-29）。

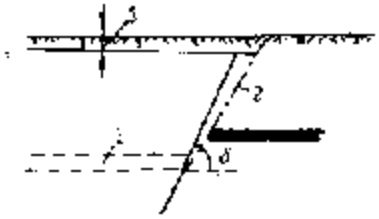


图3-27　断层面倾向与基岩移动角倾向一致，断层面倾角小于移动角示意图

1—采空区；2—断层面；3—下沉台阶

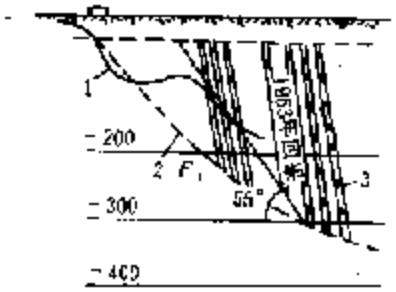


图3-28　大通矿西一采区剖面图

1—下沉曲线；2—F_1断层；3—采空区

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

2）断层面倾向与基岩移动角倾向一致，断层面倾角大于基岩移动角（图3 30）。

此时整个断层位于工作面开采后的覆岩移动范围内。当井下工作面开采后，由于断层两侧岩层在移动过程中发生滑动，致使断层露头处地表很快形成台阶（一般快于正常采动影响的时间），所形成的台阶与台阶的高差一般也大于第一种情况的台阶。同时，采空区上方地表移动范围缩小。如淮南九龙岗东五采区，当井下工作面开采后，断层露头处地表很快就出现台阶状破坏，形成以断层面为界的梯形盆地，槽边变形非常剧烈，槽底变形较小，槽边以外变形甚微，对建筑物无危害（图3 31）。

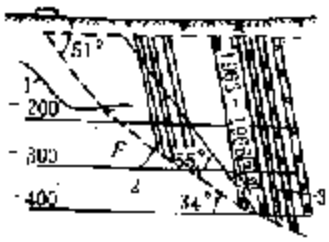


图3-29 大通矿东二采区剖面图

1—下沉曲线；2—F_1断层；3—采空区

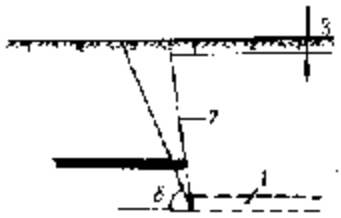


图3-30 断层面倾向与基岩移动角倾向一致、断层面倾角大于基岩移动角

1—采空区；2—断层面；3—下沉台阶

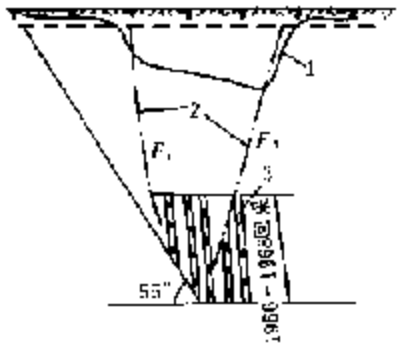


图3-31 淮南九龙岗东五采区剖面图

1—下沉曲线；2—断层面；3—采空区

3）断层面倾向与工作面移动角倾向相反（图3-32）

此时，断层面与移动角的影响线相交。断层面的上部位于工作面的采动影响范围内，断层面的下部位于工作面的采动影响范围外。当井下工作面回采后，上覆岩层发生移动时，由于在ab处岩层不连续，采空区上方岩层移动与变形一般不能传递到a'，而终止于ab附近。于是，露头处（a处）产生宽度较大的台阶状裂缝，移动范围缩小。

枣庄矿务局枣庄煤矿4113工作面中通过横五断层。横五断层落差20～30m，断层面倾角70°，断层倾向与该处岩层移动方向相反。当工作面推进到断层附近时，断层露头处地表很快就出现台阶状裂缝，台阶落差达0.2m，位于台阶处的房屋遭到严重破坏(图3-33)。

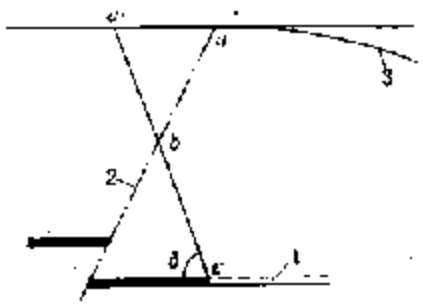


图3-32 断层面倾角与移动角倾向相反

1—采空区；2—断层面；3—地表下沉曲线

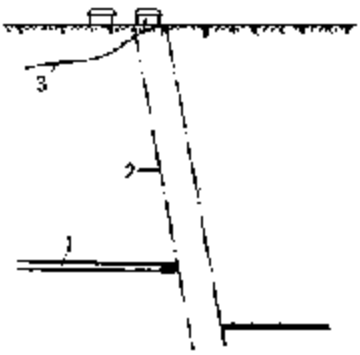


图3-33 枣庄煤矿4113工作面剖面图

1—采空区；2—断层面；3—地表下沉曲线

2. 在沿断层走向的剖面上

根据淮南矿区的观测资料，在沿断层走向的剖面上，断层露头处的台阶是以主断面为

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

中心向两侧逐渐变小，断层的破坏作用逐渐衰减（图3-34）。其影响范围 l 按下式计算：

$$l = H_0 \operatorname{ctg}\delta_0 \tag{3-26}$$

式中 l——影响范围；

H_0——平均采深；

δ_0——走向边界角。

（二）断层对地表移动与变形产生影响的原因

断层对地表移动与变形产生影响的原因在于断层带处岩层的力学强度大大低于周围岩层的力学强度。由于采动引起的应力的集中作用，致使断层露头处成为岩层变形集中的有利位置。在上覆岩层发生移动与变形的同时，岩层还沿着断层面发生滑动，于是在断层露头处的地表就出现台阶状的破坏。同时，由于断层的变形集中作用，也使盆地内移动与变形的正常分布发生改变。在断层露头处的地表变形加剧，大大超过其正常值，位于断层露头两侧附近的地表变形变得缓和小于其正常值。利用断层对地面影响的规律，可指导地面建筑物的合理布置。也就是说，在断层露头位置禁止修建新的建筑物，在断层带上的原有建筑物，一般不采取加固措施而进行拆除，而在断层露头两侧地表的变形缓和地带，则对建筑物影响很小，原有建筑物可进行加固，也可盖新的建筑物。

（三）台阶的特征与大小

1. 台阶形成的过程（以淮南矿区为例）

断层影响最初反映到地表的是裂缝，裂缝逐渐增大而成槽沟，随着开采强度的增大，在断层露头处靠近采区一侧的地表下沉和水平移动相应加剧，逐渐形成向采空区方向的台阶（图3-35）。

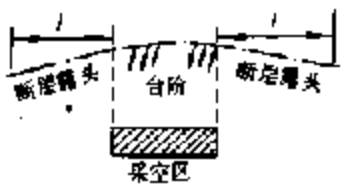


图3-34 沿断层走向剖面上的影响范围

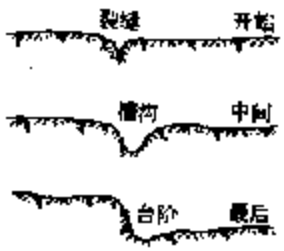


图3-35 台阶形成的过程

2. 台阶下错的方向

一般情况下台阶下错总是朝向正在开采的采空区方向，当工作面邻近老采空区时，台阶下错有可能朝向老采区的方向。

3. 影响台阶大小的因素

我国一些矿区的资料表明，断层露头台阶的大小受下列因素的影响：

1）在地表下沉盆地中断层露头台阶，距最大下沉点近时，落差大；距最大下沉点远时，落差小；

2）断层面倾角大时，落差大；倾角小时，落差小；

3）断层落差大时，台阶落差大；断层落差小时，台阶落差小。在开采深度小于500m的情况下，断层落差大于8～10m时，可能出现台阶；断层落差小于8～10m时，或不出现台阶，或出现落差很小的台阶。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

4）最大下沉值大时，台阶落差大；最大下沉值小时，台阶落差小。

4. 台阶尺寸的估算

台阶尺寸系指台阶的高差（落差）与宽度（缝宽），它反映该处地表变形的剧烈程度。正确地计算台阶尺寸是十分重要的，因为它的大小与该处建筑物的破坏程度直接有

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

（一）第一种类型——向斜褶皱两翼的倾角α、α_1小于岩层最薄弱接触面的摩擦角ρ'（图3-36）。

最薄弱接触面一般是指煤层与其顶底板岩层的接触面以及岩层物理力学性质具有明显不同的岩层分界面。摩擦角ρ'应根据本地区实际资料确定。图中的β为下山移动角。

在此种情况下，开采向斜煤层后的地表移动与变形及其分布情况，与开采一般单斜煤层时的情况完全相同，只是在开采向斜轴部煤层ao_1和a_1o_1时，向斜轴面露头处o可能产生台阶状裂缝。

（二）第二种类型——向斜褶皱两翼的倾角α、α_1大于岩层最薄弱接触面的摩擦角ρ'（图3-37）。

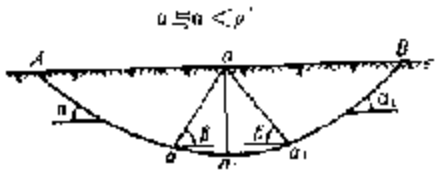


图2-36 向斜褶皱两翼的倾角α、α_1小于岩层最薄弱接触面的摩擦角ρ'

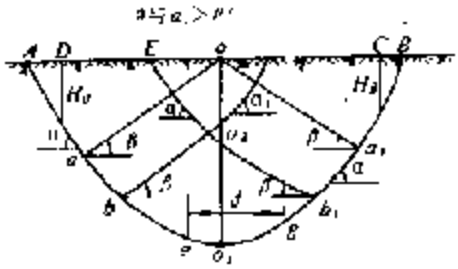


图3-37 向斜褶皱两翼的倾角α、α_1大于岩层最薄弱面的摩擦角ρ'

在此种情况下开采A—a部分和B—a_1部分的煤层时，向斜褶皱任一翼上方的岩层移动不波及到另一翼上方的岩体，即向斜褶皱两翼上方的岩层移动过程互不相关。此时下山方向的岩层移动过程与开采正常埋藏的煤层时的岩层移动过程相同。上山方向的岩层移动过程由于可能发生沿层面的滑动而在地表AD和BC处产生台阶。据苏联的经验，台阶的高差一般不超过工作面上方地表最大下沉值的1/7。当回采工作面的上边界深度大于某一深度H_g时，地表将不再产生台阶状破坏。H_g值可按下式求得：

$$H_g = H_s 2/n \qquad (3-30)$$

式中 H_s——按表3-5确定的数值；

n——开采煤层的层数。

表3-5 H_s 数 值 表

松散层厚度m	煤层倾角(°)					
	15	25	35	45	55	60
≤5	30	60	90	110	140	155
15	35	80	115	145	180	200
≥20	50	135	180	200	256	285

当开采到a点和a_1点以下的煤层时，则开采一翼煤层所产生的岩层移动将影响到向斜轴面oo_1另一侧的岩层，例如开采o_1B翼的a_1b_1段煤层，移动范围的下部边界Eo_2位于o_1A翼的上方，在oE区段内可能出现台阶。当工作面开采到g点以下煤层时，向斜另一翼上方的岩层全部受到采动影响，此时在Ao区段，尤其是在松散层下煤层的露头处A可能产生台阶。g点位置是根据d值和c点来确定，c点的位置由H值确定。d值可按下式计算：

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

$$d = H\,\frac{\operatorname{tg}\alpha(\sin\alpha-\cos\alpha\cdot\operatorname{tg}\rho')}{2(\operatorname{tg}\rho'\operatorname{ctg}\alpha_1+\sin\alpha)} \qquad (3\text{-}31)$$

式中 H——在向斜另一翼上煤层倾角等于摩擦角处的埋藏深度。

（二）第三种类型——向斜褶皱两翼中，一翼的倾角 α_1 小于最薄弱接触面的摩擦角 ρ'，另一翼的倾角 α 大于最薄弱接触的摩擦角 ρ'（图3-38）。

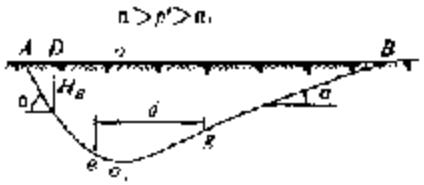


图3-38 向斜褶皱两翼中$\alpha>\rho'>\alpha_1$

向斜翼Ao_1开采时，不会引起向斜另一翼上方的岩体沿着层面移动。在这种情况下，只是在地表AD区域内可能出现岩层沿层面的移动而产生台阶状裂缝，在向斜轴面的露头处o，也可能产生台阶状裂缝。向斜翼Bo_1开采时，g点以上煤层开采引起的岩层移动过程，与开采一般单斜煤层所引起的岩层移动情况相同。g点以下煤层的开采会引起向斜另一翼的岩层沿层面移动，其结果可能使地表Ao区域内产生台阶状裂缝。图上g点的位置按第二种类型所述的方法确定。

三、山区地表移动及变形特征[60,72]

开采影响下的山区地表移动规律与平地地表移动规律有明显的不同。山区采动地表的移动除了有一般的地表移动形式外，还可能有两种形式，一种是滑坡，一种是滑移。滑坡指的是该地区本来就存在滑坡条件或有古老滑坡，由于开采影响诱发滑坡或引起新的滑动。这种滑坡的移动量和移动速度都较大，移动方向不一定指向山坡下方。在多雨且坡度较大的山区，这种滑坡可能形成泥石流。开采引起的滑坡是属于工程地质和水文地质的问题，应采取工程地质和水文地质手段来解决。滑移指的是开采引起的地表移动过程中表土层或风化层在重力分量的作用下沿山坡向下的缓慢滑动。它是与采动沉陷过程同时发生的，其移动量、移动方向和移动范围取决于地表倾角、倾向、移动盆地位置及附近的微地貌。一般来说，这种滑移的移动量和移动速度与采动影响的大小有关，且滑动方向总是指向山坡的倾斜方向。开采引起的山坡表土层或风化层在采动沉陷过程中的滑移属于地表移动范畴，是山区地表移动最普遍的现象。下面讨论不发生滑坡的山区地表移动特征和滑坡对工程的影响。

（一）山区地表移动特征

1．山区地表移动除了有向采空区移动的分量外，还有向山坡下方滑移的分量。在缓倾斜煤层条件下，山区地表滑移主要发生在风化表土层内，因而在基岩与风化表土层接触面上有较大的错动。

2．由于坡度变化和地形起伏导致山区滑移产生波动：在山坡上，因拉（推）应力作用产生向下坡方向的滑移，进而引起向下坡方向的水平移动和下沉；在坡间平地或山谷地带，由于滑移方向或滑移量的突变，形成挤压，结果使地表上升。实际观测资料表明，山间平地或沟谷处的最终下沉值，比相同条件下平地的下沉值要小。

3．山区的水平移动与平地的水平移动有明显的不同。由于地表的倾向和倾角不同，水平移动曲线形状有很大差异，可分为四种情况。现仅就沿走向半盆地上，地质采矿条件基本相同的情况分别进行介绍（图3-39）。

1）地表坡度基本一致、地表倾向与下沉盆地倾向相同时，半盆地的水平移动全为正

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

值，但数值比一般平地条件下的数值大，且盆地中心处不为零（图a）。

2）地表坡度基本一致、地表倾向与下沉盆地倾向相反时，可能出现两种情况（图b）：

（1）地表倾角较大时，半盆地的水平移动全为负值，且愈向盆地中心负值愈大，如u_a曲线。

（2）地表倾角较小时，拐点附近水平移动可能出现正值，其它位置上的仍为负值，如U_b曲线。

3）地表坡度在数值和方向上都有变化时，水平移动也有相应的变化。地表倾向与下沉盆地倾向相同时，水平移动正向递增；倾向相反时，水平移动负向递增，其增减幅度与地表倾角成正比（图c）。

4）观测线与地面等高线方向一致时，水平移动规律与平地条件下的相似，但水平移动系数b偏小（图d）。

观测数据表明，当地表有表土覆盖，特别是表土层为坡积物时，上述特征明显；当地表为裸露的风化基岩时，地表的倾斜对水平移动的影响将明显减小。

4．山区地表的移动范围一般都比平地的大。原因主要是由于滑移引起的水平移动、水平变形及移动边界接近平地或沟谷时地表上升。其增大的范围，下坡方向约0.5～1.0r，上坡方向为0.2～0.5r（r为主要影响半径），反映在移动角上（$\Delta_上$、$\Delta_下$）下坡方向约减小20～25°，上坡方向约减小5～10°（图3-40）。

山区地表移动的预计需考虑以上特点，详见文献[3]。

（二）滑坡对地面建筑物和井巷工程的影响[4,5]

在山区，由于采动影响，不但引起地表下沉，而且还诱发滑坡。这类滑坡，能对工业和民用建筑物的安全造成威胁。如地处山区的阳泉矿区，在矿区井上下建筑了许多工业设施，其中一些受到滑坡的破坏，造成重大的经济损失。

1．实例

1）四号井滑坡　四号井井筒直径6m，井深190m，主体工程建于1957年11月30日。由于发生剧烈滑坡，建筑物遭到严重破坏，工程报废。

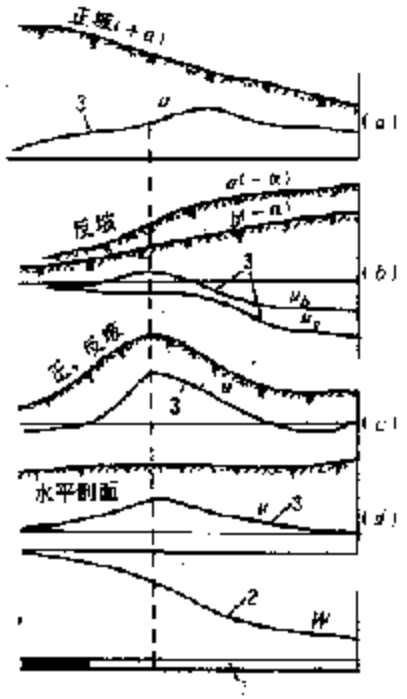


图3-39　山区水平移动曲线

1—采空区；2—下沉曲线；3—水平移动曲线

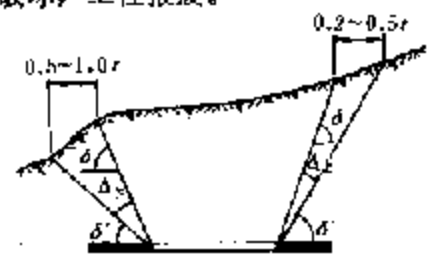


图3-40　山区滑移对地表移动范围的影响

2）一号井滑坡　一号井井筒直径6.50m，井深170m，1958年底竣工。1974年2月发现井筒西帮距井口11～12m处向东南方向错动30mm。1978年井筒安装时，井筒西帮错动由原来30mm增至80mm，东帮也出现了30mm的错动，裂缝涌水不断流入井下。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

3）SY火车站滑坡　该火车站建于1904年。经调查，从1904年至1965年，这个车站从来未发生过滑坡现象。从1964年5月至1965年11月，先后在车站中间正南方，山坡地下深80～100m开采了9#煤层。不久，车站南面山坡，沿铁路350m长的地带内开始了塌方，以后逐年加剧。1968年在车站南面，发生了剧烈的切层滑坡，垂直移动30m，水平移动15m，对行车安全威胁很大。在这种情况下，铁路部门终于决定废弃SY车站，花费300多万元另建新站。

4）通风斜井滑坡　该风井斜长376m，1977年开工，1980年12月底全部竣工。在建井过程中，将二万多立方米的矸石堆积在井筒上方的坡上，加大了滑坡体的推动力。正当加紧施工时，突然发现进风井上方有裂缝，不久大量土方崩塌下来，部分井筒被毁，形成了典型的推动式滑坡。

2．滑坡成因分析

四号井滑坡，主要是滑坡体下方地下采煤造成岩石物理力学性质的改变，引起了岩（土）体推动和牵引式滑坡。

一号井滑坡，主要是斜坡上修建了大型水池等建筑物，增加了山坡下滑的推力。水池漏水也是一个重要诱导因素，因而形成了推动式滑坡。

SY火车站滑坡，主要是在车站南边山坡地下采煤引起岩石物理力学性质的改变，山坡岩体沿垂直节理软弱面产生切层滑坡。

通风斜井滑坡，主要是在建井过程中将大约二万立方米矸石堆放在斜坡上方，加之地下水补给充足，渗透侵蚀明显，形成了剧烈的推动式滑坡。

从这几个滑坡的成因分析可以看出，要形成滑坡，必须具备斜坡、薄弱面和临空面三个条件，缺一不可。

3．滑坡防治措施

山区滑坡对矿山生产建设威胁很大，因此进行滑坡的研究，对工业建设具有重要意义。矿区内的山区滑坡，主要是由于开采引起的地表移动，降低了与岩石和土的抗滑性能有关的黏聚力和内摩擦角，以及在滑坡体上放置堆放物和修盖建筑物，加大了滑坡体的总重量造成的。因此，只有采取有效的治理滑坡的措施，进行减滑和抗滑相结合、整治和预防相结合的综合性防治工作，才能有效地控制滑坡和减小滑坡的危害。

滑坡防治工程包括的内容如图3-41所示。

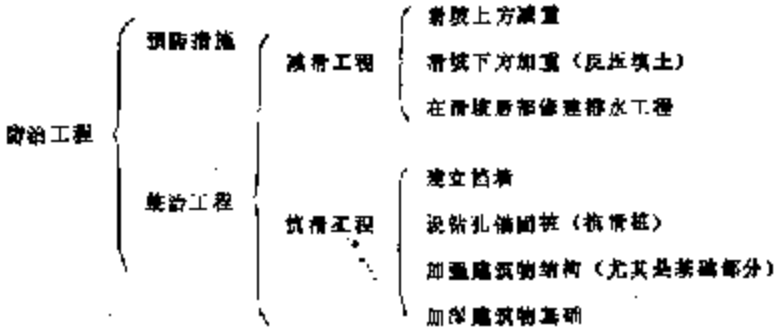


图3-41　滑坡防治工程所含内容示意图

四、露天矿中的岩层移动问题[4,7,9]

露天矿中的岩层移动问题最主要的是边坡稳定问题。如果露天矿的边坡角选得很小，

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

虽能保证岩层稳定，但要增加剥离量，这不符合经济的原则；如果边坡角选得偏大，则不能保证岩层稳定，容易发生滑坡。因此，合理地确定边坡角，才能保证在安全与经济的原则下，以露天开采方式充分采出矿产资源。为了达到这个要求，必须掌握坡边滑动的规律，才能确定出合乎稳定条件的边坡角。

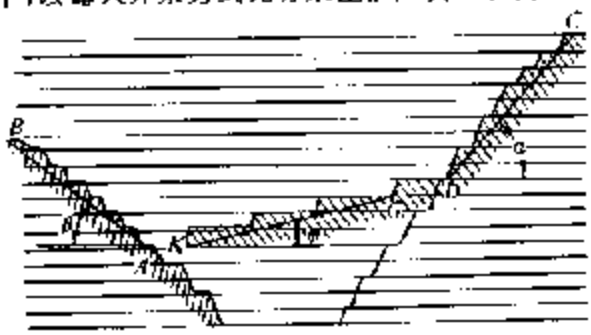


图3-42 露天矿场要素示意图

（一）边坡面和边坡角的概念

边坡面是露天矿边帮中通过最下一个台阶的坡底线和最上一个台阶的坡顶线的斜面，如图3-42中AB、CD、GK。这些面与水平面的交角β、α、φ，即为边坡角。

（二）影响边坡稳定的主要因素

影响边坡稳定的因素有地质因素和采矿因素。主要地质因素有：岩土类型及性质、地质结构、水文地质条件等。主要采矿因素有：露天矿的规格和形状、露天矿的存在年限、爆破工程的特征、边坡上的外部载荷等。

1．岩土类型及性质

边坡岩土体的性质是决定边坡抗滑力的根本因素。在坡形（坡高和坡度）相同情况下，强度大的岩土和软弱岩土组成的边坡，其稳定性是极不相同的。坚硬完整的岩石，如花岗岩，砂岩及石灰岩等，能够形成很陡的高边坡而不失其稳定，但软弱的岩土只能维持低缓缓和的稳定边坡。同为砂岩，由于其物质成分和性质的差异，所能维持的自然稳定坡度是很不相同的。硅质石英砂岩可维持60～80°的坡角，而钙质细粒石英砂岩自然稳定坡角只有40～60°，泥质粉砂岩更小，只有35～40°。由沉积岩组成的边坡最大的特点是具有层理。层理面具有控制边坡稳定的作用，尤其是较软弱岩层。例如厚层的坚硬砂岩或灰岩中夹有薄层页岩、泥灰岩等，表现为明显的各向异性力学性质。在研究沉积岩构成的边坡稳定性时，一定要注意它的层状结构特点和各向异性力学性质，分析层面的性质及其与其它结构面以及边坡面等的相互组合关系，并结合岩石的水理性质和抗风化能力，分析其对边坡稳定性的影响。

2．地质结构

结构面的类型包括，沉积作用形成的层理面，假整合面和不整合面；火成岩体的流线流层和原生节理，以及和围岩间的接触面；变质作用形成的片理面、剥理面；构造作用形成的断层、节理和劈理。它们对边坡稳定性的危害程度和重要性决定于三方面：

1）结构面的软弱性。表现在其抗剪强度降低，易于沿之滑动。例如泥质的、易于泥化的软弱夹层，炭质页岩层，次生充填的含泥裂隙，具有膨胀性崩解性的岩层等，这种软弱面往往成为边坡变形破坏的控制面。

2）结构面的展布范围。结构面延展愈广，贯穿性愈好，其危害性愈大。在软弱结构面中展布范围最广的是层理面、软弱夹层面、不整合面、断层面、大裂隙等。而一般节理裂隙则连续性较差。若断若续，延伸不广，沿这种结构面发展为滑动面或分离面，必须剪断不连接部分，岩石才能贯通起来，它的抗滑能力就比延展性广的结构面大得多。

3）结构面的密集程度。裂隙破碎、岩体破碎，再加上其它类型的结构面组合，岩体的抗滑能力很差，边坡易于变形破坏。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

3. 水文地质条件

边坡岩层内有水存在时，使边坡稳定性降低。这是因为当岩石的孔隙和裂缝中充满水时，岩石重量增加，而大多数岩石的摩擦力和内聚力因水的作用而变小，这就是剪力加大，抗剪力减小，以致使边坡的稳定性降低或破坏。此外，在水的作用下，一些岩石（石灰岩等）溶解，而另一些岩石（泥质岩石）遭受冲刷，结果形成边坡滑落。

4. 露天矿的规格和形状

当边坡角不变时，坡面愈高则稳定性愈小。因为坡面加高以后，促使边坡滑动的剪切力和可能滑落的岩体体积成正比地加大。因此，当坡面高度加大时，若不减小边坡角，则边坡的稳定性便会降低。所以在考虑露天矿的深度，特别是露天矿的最终深度时，应该注意这一关系。除深度外，露天矿的形状也会影响边坡的稳定性。如平面曲线的凹状边坡比直线的边坡稳定，而直线边坡又比向采空区凸出之边坡稳定。短边坡比长坡稳定。由此可知，在考虑露天矿最终深度边坡角等问题时，还应考虑露天矿的形状问题。

5. 露天矿的存在年限

露天边坡岩石的风化程度，随边坡存在时间的延长而增加，因而边坡的稳定性则日渐减低。因此在其它条件相同的情况下，存在年限长的露天矿，应比存在年限短的露天矿的边坡稳定备用系数大些。

6. 爆破工程特征

现代露天矿多用大爆破方法进行开采，这样便要产生剧烈的震动，会波及甚至破碎边坡岩石，降低边坡的稳定性，因此在接近露天矿边坡设计位置时，爆破工程应特别注意。

7. 边坡上的外部荷载

露天矿上部坡肩附近，往往建有各种建筑物和排土场，这就加大了促使边坡滑动的力量。特别是在边坡上设有排土场时，往往有积水，结果更减低了边坡的稳定性，因此应尽量避免在可能滑动的边坡上建造建筑物和设排土场。

由上看出，露天矿边坡的稳定性受地质和采矿因素的综合影响。在研究露天矿边坡问题时必须周密考虑。在进行任何一个露天矿边坡稳定性计算之前，均应详细探查边坡岩石受各项因素影响的程度，并对岩石进行野外的或室内的力学试验。

（三）边坡稳定性计算[4,5]

边坡稳定性计算的目的，是根据边坡岩石的存在条件和物理力学性质，求出边坡高度、边坡角以及相应的稳定系数。

目前尚无考虑了所有影响因素的完整计算理论。一般多是把客观条件加以简化，然后从理论推导出适合于简化后条件的计算式。现有的计算方法都只适合于某一种简化的假定条件，有一定的局限性。在进行边坡稳定性计算时，应该结合工程地质和水文地质调查，对各种观测结果进行验证与补充，以作出正确的结论。下面介绍两种计算方法。

1. 平面形滑动面计算法

平面形的滑动面，发生于倾向采空区的层状岩层组成的边坡中，且岩层的倾角大于岩层接触面间的内摩擦角，而小于台阶的坡面角。这里所说的层间接触面，即为被切割面。当接触面上的内聚力及摩擦力不能平衡上部岩体下滑的力量时，则上部岩体便沿该接触面而滑动。

这种方法是假定均质岩石和水平层状岩石中的滑动面是平面，设滑动平面 AC 与水平

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

面的夹角为θ，坡面角为α，见图3-43。

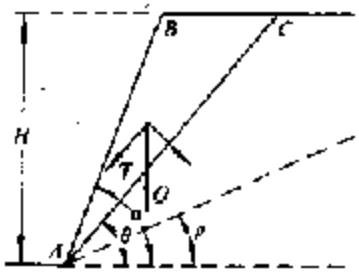


图3-43 平面滑动之计算

边坡稳定所必需的极限平衡条件是：滑动面以上的棱柱体的重量所引起的滑动力等于滑动面上的内聚力和摩擦力之和，即

$$T = T' + K \tag{3-32}$$

式中 T——滑动力；

T'——摩擦力；

K——内聚力。

求T的算式：

$$T = \frac{\gamma H^2}{2} \cdot \frac{\sin(\alpha-\theta)}{\sin\alpha} \tag{3-33}$$

求T'的算式：

$$T' = fN = \frac{\gamma H^2}{2} \cdot \frac{\sin(\alpha-\theta)}{\sin\alpha \cdot \sin\theta} \cdot \cos\theta \cdot \operatorname{tg}\rho \tag{3-34}$$

式中 f——沿滑动面的内摩擦系数；

ρ——沿滑动面的内摩擦角；

γ——岩石之重度。

求K的算式：

$$K = k \cdot l = \frac{kH}{\sin\theta} \tag{3-35}$$

式中 k——作用于滑动面单位面积上的内聚力；

l——滑动面的长度。

将T、T'、K之值代入式（3-32）中，化简后得

$$k = \frac{\gamma H \cdot \sin(\alpha-\theta) \cdot \sin(\theta-\rho)}{2\cos\rho \cdot \sin\alpha} \tag{3-36}$$

因为在滑动面上内聚力达到最大值，所以可按此条件求θ角，即令$\frac{dk}{d\theta}=0$得

$$\theta = \frac{\alpha+\rho}{2} \tag{3-37}$$

将式（3-37）代入式（3-36）得

$$k = \frac{\gamma H}{2} \cdot \frac{\sin^2\left(\frac{\alpha-\rho}{2}\right)}{\sin\alpha \cdot \cos\rho} \tag{3-38}$$

所以边坡的极限高度为

$$H = \frac{2k}{\gamma} \cdot \frac{\sin\alpha \cdot \cos\rho}{\sin^2\left(\frac{\alpha-\rho}{2}\right)} \tag{3-39}$$

2. 圆柱形滑动面的计算方法

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

圆柱形滑动面，产生于均质结构的岩体，或岩层倾向于采区相反方向的层状结构岩石所组成的边坡中。按这种形状的滑动面算出的结果与实际情况比较接近，因此这种计算方法得到了较广泛的采用。这种方法（又称圆弧法）将在第十章中介绍。

作业三　求地表移动下沉速度及持续时间

某观测站最大下沉点历次观测的标高及日期如表3-6所示。试在表3-7中计算最大下沉点的下沉速度，并求出持续时间。

表3-6

首次标高=198.254m			首次标高=198.254m		
观测次数	标高	观测日期	观测次数	标高	观测日期
第1次观测	198.222	1976年5月31日	第9次观测	196.938	10月25日
第2次观测	198.218	7月6日	第10次观测	196.880	11月14日
第3次观测	198.208	7月21日	第11次观测	196.844	12月14日
第4次观测	198.183	8月4日	第12次观测	196.813	1977年1月10日
第5次观测	197.941	9月6日	第13次观测	196.772	3月6日
第6次观测	197.880	9月19日	第14次观测	196.758	6月28日
第7次观测	197.022	10月10日	第15次观测	196.753	9月5日

表3-7　　最大下沉点下沉速度计算表

次数	日期	下沉值 $W=H_{(首)}-H_{(末)}$ mm	天数间隔	下沉值间隔差 mm	下沉速度 mm/d	距工作面距离 m

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

第四章　开采沉陷的预计

第一节　概　　述

一、基本概念

（一）开采沉陷的基本概念

对一个计划进行的开采，在开采进行以前，根据其地质采矿条件和选用的预计函数、参数，预先计算出受此开采影响的岩层和（或）地表的移动和变形的工作，称为开采沉陷预计，也称岩层和（或）地表移动预计（或计算），简称“预计”。

预计时用到的地质采矿条件有：煤层的法向开采厚度m，煤层倾角α，采空区下山边界、上山边界、走向主断面上的和平均的开采深度H_1、H_2、H、H_0，采空区走向长D_3、倾向斜长D_1，顶板管理方法，上覆岩层的性质，工作面形状和工作面推进进度等。

在预计时，这些地质采矿数据和因素，反映在预计的函数和参数中。所谓预计参数，是指在预计函数（解析公式或图形等）中用到的一系列数据，这些数据是根据所预计的那个开采的地质采矿数据和因素确定的。对一个特定的开采来说，预计参数是常数；对不同的开采来说，预计参数的值是不同的。预计的方法有许多种，可以根据预计的要求和开采的地质条件进行选用。各种预计方法都有自己的一套特有的预计参数，互相之间不能混淆。

（二）开采沉陷预计的意义和作用

开采沉陷预计是矿山开采沉陷学科的核心内容之一。它对开采沉陷的理论研究和生产实践都有重要意义。

预计在理论研究上的作用在于，利用预计的结果可以定量地研究受开采影响的岩层与地表移动在时间上和空间上的分布规律。本书第一、二章所述的岩层和地表移动的规律仅仅是对这些规律的定性描述，要进一步掌握这些规律，还需要了解依据准确的预计求得的定量结果。为了提高预计的准确性，必须对预计方法所采用的理论模型及其参数与地质采矿条件之间的定性、定量关系进行深入的研究，这些研究又进一步加深了对开采沉陷基本规律的认识。

预计对指导建筑物下、铁路下、水体下的开采实践具有重要作用。特别是在建筑物下开采时，预计所得的结果常被用来判别建筑物是否受开采影响和受开采影响的程度，作为受影响建筑物进行维修、加固、或就地重建，或采取地下开采措施的依据；在铁路下采煤时，可以根据预计的结果判断铁路下开采的可能性，估算铁路维修工作量和材料用量，安排维修计划；在水体下采煤时，预计结果被用来判断矿井受水患威胁的程度以及研究开采对受影响的堤坝等水工建筑物的破坏和影响的程度，以便进行必要的维修和保护。过于保守的（偏大的）预计结果，将导致花费不必要的保护费用，造成浪费；过于低估影响的

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

（偏小的）预计结果，可能导致保护措施不足，使保护对象受到破坏，造成不必要的经济损失，甚至危及人身安全。

二、开采沉陷预计的内容

根据预计的要求、保护对象的空间位置和开采矿层的情况，一次预计可以包括下列内容中的一项或几项：

(1) 最大值预计：预计地表或岩体内指定部位的下沉、倾斜、曲率、水平移动和水平变形的最大值及其出现的位置；

(2) 主断面上的移动和变形预计：预计地表沿下沉盆地的走向和（或）倾向主断面的移动和变形分布；

(3) 地表任意点移动及变形值预计：预计地表下沉盆地内任一点的下沉值及该点沿指定方向的倾斜、曲率、水平移动、水平变形、扭曲和剪应变值；

(4) 岩体内任意点移动及变形值预计：预计受开采影响的岩体内任意点的移动和变形值，预计内容同(3)项；

(5) 多工作面和（或）多煤层开采时岩层和地表移动预计：此时地表或岩体内任意点可能受到重复开采的影响，预计时应考虑所有影响的总和。

本章将详细介绍这些预计方法。

三、开采沉陷预计方法的分类

由于开采沉陷预计的重要性，各国学者进行了大量的研究工作，并提出了许多各具特色的预计方法。他们对预计方法的分类是各不相同的。根据我国的情况，结合苏联[9][11][12]和德国[2]专家的意见，说明一下预计方法的分类，并对各种方法的基本概念作一个简要的介绍。

开采沉陷预计方法的分类见表4-1。

表4-1　　开采沉陷预计方法的分类

分类依据	分　　类
建立预计方法的途径	①基于实测资料的经验方法 ②影响函数法 ③理论模拟法：连续介质模型；非连续介质模型
预计手段	①解析法 ②图解法 ③电子计算机法
预计时采用的函数	①剖面函数法 ②影响函数法

基于实测资料的经验方法，是通过对大量的开采沉陷实测资料的数据处理，确定预计各种移动变形值的函数形式（解析公式、曲线或表格）和计算预计参数的经验公式。在预计时，先根据开采的地质采矿条件，运用这些经验公式求定预计参数，再代入用上法确定的预计函数求定移动和变形值。这种方法是当前最为可靠的一种预计方法。我国和苏联、英国等国家，几十年来积累了大量的开采沉陷实测资料，并据此建立了较为可靠的各种预计方法（如下面讲到的典型曲线法和其他剖面函数法），并在实践中得到了广泛的应用。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

理论模拟法把岩体抽象为某个数学的、力学的或数学-力学的理论模型，按照这个模型计算受开采影响岩体产生的移动、变形和应力的分布情况。如认为岩层和地表是一种连续的介质，则此模型属于连续介质模型；否则，就属于非连续介质模型。该法所用的函数一般均由理论研究得出，所用的参数常用实验室试验或理论推导求得，一般与现场实测资料没有直接关系。

影响函数法是介于上述经验方法和理论模拟法之间的一种方法。其实质是根据理论研究或其他方法确定微小单元开采对岩层或地表的影响（以影响函数表示），把整个开采对岩层和地表的影响看作采区内所有微小单元开采影响的总和，并据此计算整个开采引起的岩层和地表的移动和变形。目前，此法所用的参数常根据实测资料求定。

与影响函数法相区别，剖面函数法属于基于实测资料的经验方法。其实质是以某些函数（称为剖面函数）来表示各种开采条件下的主断面内的典型移动和变形分布情况。剖面函数及预计参数由实测确定。

从预计手段看，在求定移动和变形时，解析法应用的是数学公式，图解法应用的是各种曲线或积分格网，而电子计算机法则是根据各种预计模型或公式应用电子计算机进行解算。

一种预计方法根据分类的依据不同，可属于不同的类型。如下面要介绍的概率积分法，按建立预计方法的途径分类属于理论模拟法（基于非连续介质模型中的随机介质模型），按预计手段分类属于解析法（或电算法），而按预计采用的函数分类则属于影响函数法。在不同的研究文献中各类提法均可见到。

下面几节介绍几种预计方法。对主断面上的移动变形预计来说，目前我国最常用的是概率积分法，典型曲线法和负指数函数法。

第二节　概率积分法

概率积分法是国外应用的较早较广泛的预计方法之一，[illegible]

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

律在宏观上相似。

作为随机介质的颗粒体介质，在研究其移动规律时可抽象为图 4-1 所示的理论模型。该理论模型认为，介质是由类似于砂粒或相对来说很小的岩块这样的介质颗粒组成的。颗粒之间完全失去联系，可以相对运动。颗粒介质的运动用颗粒的随机移动来表征，并把大量的颗粒介质的移动看作是随机过程。

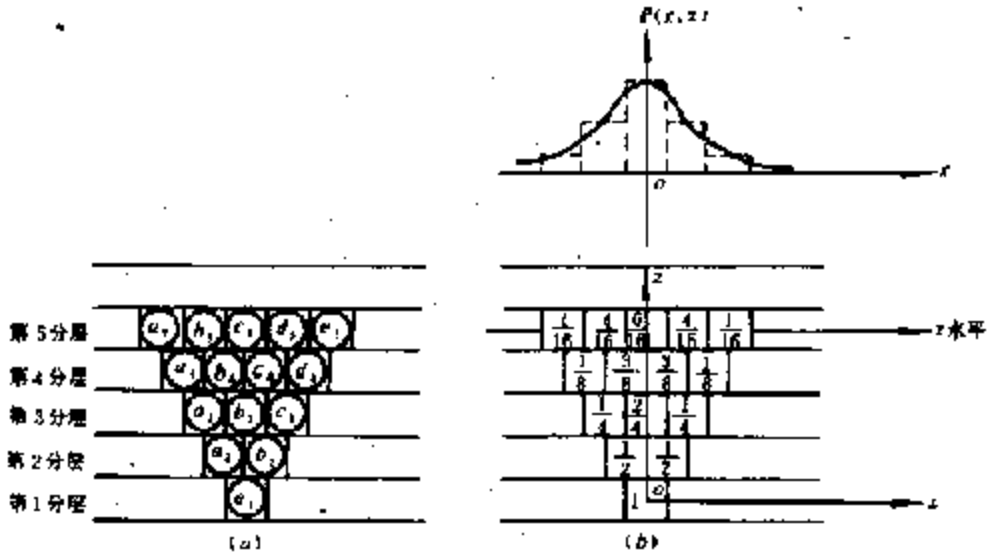


图4-1 作为随机介质的颗粒体介质的理论模型

a—理论模型，b—颗粒移动概率的分布

在图4-1的理论模型中，假设这些介质颗粒是一些大小相同、质量均一的小球，并被装在大小相同的均匀排列的方格内。一个方格内的小球被移走时，由于重力作用，上一层的两个相邻方格内的小球之中的一个将滚入此方格。假设此方格上一层的两个相邻方格中的哪一个小球滚入此方格完全是随机的（所以称为“随机介质”），并具有相同的概率1/2。

若图4-1a中的a_1格内的小球被移走后是a_2格内的小球滚入a_1格，则a_2格将被一个从第3分层的a_3或b_3格滚来的小球所占据；同样，若是b_2格内的小球滚入a_1格，则b_2格将被一个第3分层的b_3或c_3格滚来的小球所占据。根据概率相乘和相加定理[31]，a_1格小球的放出排空a_3、b_2或c_3格这三个事件发生的概率分别为$\frac{1}{2}\times\frac{1}{2}=\frac{1}{4}$、$\frac{1}{2}\times\frac{1}{2}+\frac{1}{2}\times\frac{1}{2}=\frac{2}{4}$和$\frac{1}{2}\times\frac{1}{2}=\frac{1}{4}$，同理，排空第4分层$a_4$、$b_4$、$c_4$或$d_4$格这四个事件发生的概率分别为1/8、3/8、3/8和1/8；……如此类推，把各个格子由于a_1格小球的放出而排空的概率写在相应的格子中，就可构成图4-1b下方的颗粒移动概率分布图。若选取图 4-1b 中的坐标xoz，则介质内任意一个z水平的概率分布可以绘成图4-1b上方虚线所示的概率分布直方图。若格子的尺寸非常小，则这个直方图趋近于一条光滑的曲线。如果在a_1格处（中心坐标为$x=z=0$）放出数量相当多的、其总体积为单位体积的小球，则z水平的概率分布曲线$P(x, z)$趋近于一条正态分布概率密度曲线。这一点曾经用下列的砂箱模型进行了验证（图4-2）：

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

在一个竖放的扁长方体的箱子中装满砂，砂的运动可以通过箱子的侧壁玻璃来观察。将一些钢丝垂直侧壁玻璃放在砂内，测量钢丝的坐标变化以观测砂的移动。砂从箱子底部中间的小孔3排出，在一定体积的砂粒被排出后观测砂的移动。试验证明，在从小孔3排出的砂粒数足够多时，砂的移动与上述理论模型描述的情况是一致的。

为了进一步研究$P(x, z)$的具体形式和物理意义，取图4-1中的任意三个相邻的格子A、B和C，它们的中点坐标分别为$(x, z+b)$，$(x-\frac{a}{2}, z)$和$(x+\frac{a}{2}, z)$，设格子的宽和长分别为a和b，组成图4-3所示的图形，这个图形称为随机游动模型。

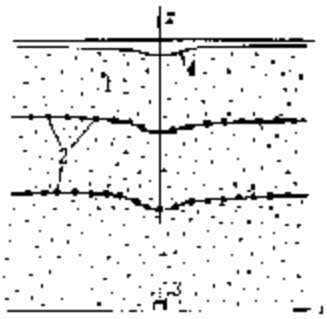


图4-2 砂箱模型

1—砂；2—钢丝；3—排砂小孔；4—移动后砂的表面

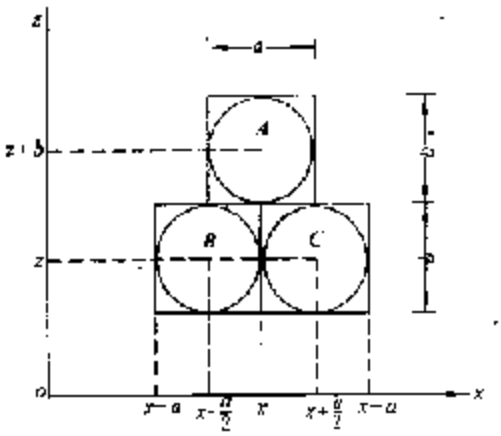


图4-3 离散介质的随机游动模型

若格子B和C中的小球都被移走了，格子B和C中均出现空位，则格子A中的小球在自重作用下可能向B或C空位移动，其概率均为$\frac{1}{2}$。设$P(x, z+b)$、$P(x-\frac{a}{2}, z)$和$P(x+\frac{a}{2}, z)$分别表示图4-1a中的a_1格放出若干个小球时，图4-3的A、B和C格子中的小球发生移动使相应格子出现空位的概率，则根据概率相加和相乘的意义，可写出以下等式，

$$P(x, z+b) = \frac{1}{2}P(x-\frac{a}{2}, z) + \frac{1}{2}P(x+\frac{a}{2}, z)$$

若格子的尺寸非常小，a、b与x、z相比可以认为是极小量，则上式中含有概率P的项可在点(x, z)附近用台劳公式展开，并根据精度和问题的需要取前2或3项，则上式可近似写成

$$P(x, z) + \frac{\partial P(x, z)}{\partial z} b = \frac{1}{2}\left[P(x, z) - \frac{\partial P(x, z)}{\partial x} \cdot \frac{a}{2} + \frac{\partial^2 P(x, z)}{\partial x^2} \cdot \frac{a^2}{8}\right] + \frac{1}{2}\left[P(x, z) + \frac{\partial P(x, z)}{\partial x} \cdot \frac{a}{2} + \frac{\partial^2 P(x, z)}{\partial x^2} \cdot \frac{a^2}{8}\right]$$

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

整理上式，可得

$$\frac{\partial P(x,\ z)}{\partial z} = \frac{a^2}{8b} \cdot \frac{\partial^2 P(x,\ z)}{\partial x^2}$$

式中$P(x,\ z)$表示中点坐标为(x,z)的假想格子出现空位的概率。$P(x,\ z)$在岩体内的分布是不连续的。但在格子尺寸非常小，即$a\to 0$、$b\to 0$时，$P(x,\ z)$可以近似地看成连续函数。为此，要对上式两边在$a\to 0$、$b\to 0$的条件下取极限，可得

$$\frac{\partial P(x,\ z)}{\partial z} = \lim_{\substack{a\to 0\\ b\to 0}} \frac{a^2}{8b} \cdot \frac{\partial^2 P(x,\ z)}{\partial x^2}$$

令$A = \lim\limits_{\substack{a\to 0\\ b\to 0}} \frac{a^2}{8b}$，则上式可简化为：

$$\frac{\partial P(x,\ z)}{\partial z} = A \frac{\partial^2 P(x,\ z)}{\partial x^2} \tag{4-1}$$

式(4-1)为描述图4-1这类随机介质理论模型岩层移动的基本微分方程式。式中A为一个反映格子尺寸的常数，其解$P(x,\ z)$为一个连续函数，表示点$(x,\ z)$附近的无穷小格子出现空位的概率。

式(4-1)是一个二阶的抛物线型的偏微分方程，为了求得其特解，可根据该理论模型的假设和采矿实际列出以下边值条件：

$$P(x,\ 0) = \delta(x) \tag{4-2}$$

式中$\delta(x)$为狄拉克函数，其定义为

$$\delta(x) = \begin{cases} 0 (x \neq 0) \\ \infty (x = 0) \end{cases}$$

$$\int_{-\infty}^{+\infty} \delta(x)\,dx = 1$$

狄拉克函数使下列公式成立：

$$\int_{-\infty}^{+\infty} \delta(x) f(x,\ y)\,dx = f(0,\ y) \tag{4-3}$$

边值条件式(4-2)的物理意义是：只在图4-1所示的理论模型中的格子a×a（其中点坐标为$x=0$，$z=0$）处排出数量相当多而总体积为单位体积（公式中表示为1）的小球，其他任何点均不排出小球。这个情况相当于采矿中的单元开采。以此边值条件从式(4-1)解出的$P(x,\ z)$表示在单元开采时，点$(x,\ z)$附近的格子出现空格的概率。

解式(4-1)并考虑式(4-2)的边值条件（解法见文献[11]或[11]），可得

$$P(x,\ z) = \frac{1}{\sqrt{4A\pi z}} \int_{-\infty}^{+\infty} \delta(\zeta) e^{-\frac{(\xi - x)^2}{4Az}}\,d\xi$$

考虑式(4-3)，上式可化为

$$P(x,\ z) = \frac{1}{\sqrt{4A\pi z}} e^{-\frac{x^2}{4Az}}$$

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

令$r_1=\sqrt{4An\alpha}$，则上式可化作

$$P(x,\ z)=\frac{1}{r_1^2}e^{-\pi\frac{x^2}{r_1^2}} \tag{4-4}$$

此时$P(x,\ z)$在数值上等于单元开采引起$(x,\ z)$点的下沉值$W_e(x,\ z)$。此点已从砂箱模型得到证实，也可以用理论模型进行证明[注]。所以，有：

$$W_e(x,\ z)=\frac{1}{r_1^2}e^{-\pi\frac{x^2}{r_1^2}}=P(x,\ z) \tag{4-5}$$

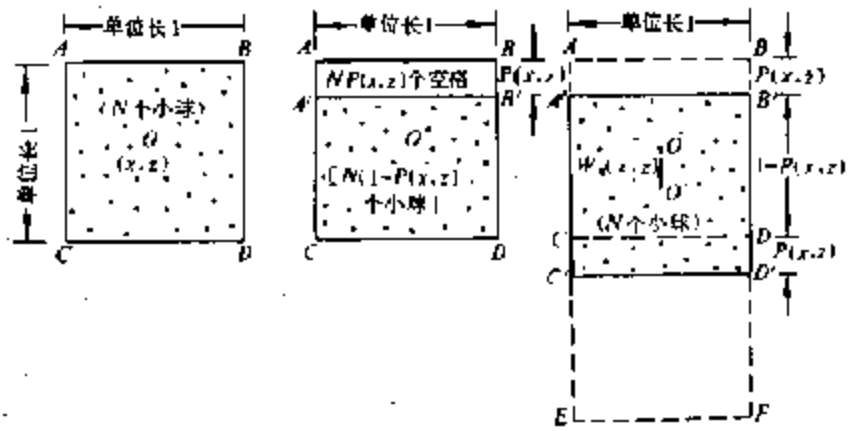
式(4-5)表明，$P(x,\ z)$表示单元开采引起$(x,\ z)$点的下沉，所以称此函数为下沉影响函数。

对地表来说，z等于开采深度H，为常数，则r_1也是常数。可令r_1为常数r，(r称为主要影响半径)则式(4-5)变为

$$W_e(x)=\frac{1}{r^2}e^{-\pi\frac{x^2}{r^2}} \tag{4-6}$$

式(4-6)就是地表单元下沉盆地的表达式，表示在单元开采时，地表产生的下沉盆地。

[注]$P(x,\ z)=We(x,\ z)$的理论证明



注释图　$p(x,\ z)$与$We(x,\ z)$的关系

a—开采前的单元情况；b—开采后单元内小球总体积的变化；c—开采引起单元的下沉

设在$(x,\ z)$周围有一个以$(x,\ z)$为中心的边长为单位长1×1的单元$ABCD$，其大小等于开采单元。在此单元内有N个格子，都装满着小球，若把格子划分得很细密，N可以是一个相当大的数(注释图a)。由于此单元与整个物体比较起来是很小的，所以可以近似地认为在此单元内的所有格子出现空格的概率均相同，并都为$P(x,\ z)$。在a)情况得出N个小球(即单元开采)时，由于N相当大，此单元内将走小球而出现了大约为$NP(x,\ z)$个空格，这些空格所占面积(对二维情况来说)的总和为$\frac{NP(x,\ z)}{N}=P(x,\ z)$个单位面积。若这些空格没有被从单元上面来的小球所补充，并且都平铺在单元的上部，即可使单元小球格子的上边界从原来的AB降低到$A'B'$，即下降了$P(x,\ z)$(注释图b)。若从单元$ABCD$排走的小球均流入该单元的正下方单元$CDEF$，并平铺在$CDEF$的顶层，则单元开采使小球移动的总结果相当于使单元从$ABCD$下降到$A'B'C'D'$，即整体下降了$P(x,\ z)$(注释图c)，其中点$(x,\ y)$也下降$P(x,\ z)$，即从O降到O'。这个下降实质上就是$(x,\ z)$点在单元开采时的下沉值$We(x,\ z)$，所以$P(x,\ z)=We(x,\ z)$[证毕]

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

其函数形式与正态分布概率密度函数相同。

（二）单元水平移动的确定

为了确定单元开采引起的水平移动，作如下假设：在单元开采影响下，岩体产生的移动和变形很小，并且是连续分布的，在单元开采作用下，岩石虽发生变形，但总体积保持不变。

根据弹性力学[7]，材料的体积应变e可表示为沿三个轴的线应变ε_x，ε_y，ε_z之和：

$$e=\varepsilon_x+\varepsilon_y+\varepsilon_z$$

对图4-1所示的二维情况，考虑上述体积不变假设，上式可写作

$$\varepsilon_x+\varepsilon_z=0$$

根据弹性力学的公式并考虑本理论模型的假设，有

$$\varepsilon_x=\frac{\partial U_e(x,\ z)}{\partial x}$$

$$\varepsilon_z=-\frac{\partial W_e(x,\ z)}{\partial z}$$

式中$U_e(x,\ z)$为岩体内$(x,\ z)$点受单元开采影响产生的水平移动，简称单元水平移动。ε_z式中的“－”号是由于W轴与z轴方向相反造成的。将上面两式代入式(4-7)，可得

$$\frac{\partial W_e(x,\ z)}{\partial z}=\frac{\partial U_e(x,\ z)}{\partial x} \tag{4-8}$$

将式(4-5)对z求偏导数，可得

$$-\frac{\partial W_e(x,\ z)}{\partial z}=\frac{1}{r_2^3}\frac{\mathrm{d}r_2}{\mathrm{d}z}\left(\frac{2\pi x^3}{r_1^3}-1\right)e^{-\pi\frac{x^2}{r_1^2}} \tag{4-9}$$

将式(4-8)对x积分，可得

$$U_e(x,\ z)=\int\frac{\partial W_e(x,\ z)}{\partial z}\mathrm{d}x+c(z) \tag{4-10}$$

式中 z—积分常数。

将式(4-9)代入式(4-10)，用分部积分求出式中的不定积分，再加以整理，可得

$$U_e(x,\ z)=-\frac{x}{r_2^2}\cdot\frac{\mathrm{d}r_2}{\mathrm{d}z}e^{-\pi\frac{x^2}{r_1^2}}+c(z) \tag{4-11}$$

将式(4-5)对x求偏导数，可得

$$\frac{\partial W_e(x,\ z)}{\partial x}=-\frac{2\pi x}{r_1^3}e^{-\pi\frac{x^2}{r_1^2}} \tag{4-12}$$

将式(4-12)代入式(4-11)，可得

$$U_e(x,\ z)=\frac{r_2}{2\pi}\cdot\frac{\mathrm{d}r_2}{\mathrm{d}z}\cdot\frac{\partial W_e(x,\ z)}{\partial x}+c(z)$$

由于上式中$\frac{r_2}{2\pi}\cdot\frac{\mathrm{d}r_2}{\mathrm{d}z}$仅为$z$的函数，可令其等于$B(z)$，则上式可写作

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

$$U_x(x,\ z) = B(z)\frac{\partial W_x(x,\ z)}{\partial x} + c(z) \tag{4-13}$$

为了求定积分常数$c(z)$，可考虑图4-1模型中这样一个边值条件：由于模型和单元开采的对称性，岩体内z轴上的各个点均不产生x方向的水平移动。则有

$$U_x(0,\ z) = 0 \tag{4-14}$$

将式(4-14)、式(4-12)及(4-13)，可得

$$c(z) = 0$$

则式(4-13)可化为

$$U_x(x,\ z) = B(z)\frac{\partial W_x(x,\ z)}{\partial x} \tag{4-15}$$

式(4-15)即为图4-1所示的随机介质理论模型的单元水平移动计算公式。公式表明，该理论模型导出的水平移动与倾斜成正比，比例系数对同一个z水平来说是常数。

对于地表来说，z等于开采深度H，$B(z)$为常数，并可令它等于B，则式(4-15)可化作

$$U(x) = B\frac{\mathrm{d}W_x(x)}{\mathrm{d}x} \tag{4-16}$$

将式(4-6)对x求导后代入上式，可得

$$U_x(x) = -\frac{2\pi Bx}{r^3}e^{-\pi\frac{x^2}{r^2}} \tag{4-17}$$

式(4-16)、(4-17)均为地表单元水平移动的表达式。

根据式(4-6)和(4-17)，可得出图4-1所示的随机介质理论模型的地表单元下沉盆地及单元水平移动曲线图(图4-4。)

二、半无限开采时地表移动盆地走向主断面的移动和变形的预计

(一) 移动和变形的预计公式

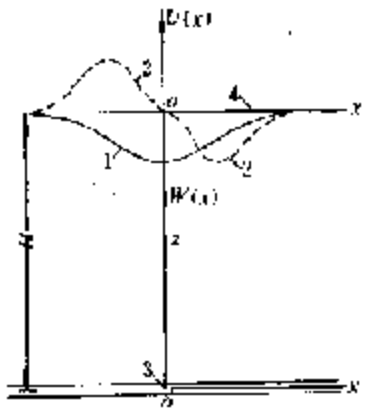


图4-4 地表单元下沉盆地和水平移动曲线图
1—地表单元下沉盆地；2—地表单元水平移动曲线；3—开采单元；4—煤层

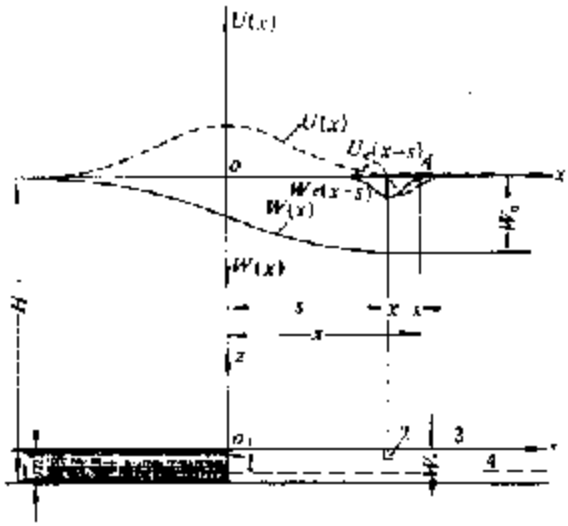


图4-5 半无限开采时地表的下沉和水平移动
1—煤壁；2—开采单元；3—下沉前顶板原始位置；4—下沉后顶板假设位置；W_0—顶板下沉量

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

现在来研究图4-5所示的沿地表移动常地走向主断面的情况。设此时煤层沿倾斜方向达到充分采动，煤层的开采厚度为m，开采深度为H。选择工作面边界（即煤壁）上方的地表点o作为横坐标轴x的原点，x轴沿地表指向采空区；纵坐标轴$W(x)$为横坐标为x的地表点的下沉值，$W(x)$轴铅直向下；纵坐标轴$U(x)$为横坐标为x的地表点的水平移动值，$U(x)$轴铅直向上。在上述的地表坐标系统以外，还设置了一个煤层坐标系统。其坐标原点在煤壁的顶板点o_1，横坐标s沿煤层顶板指向采空区，纵坐标z铅直向上。应注意坐标轴x、s和z的比例尺是相同的，而坐标轴$W(x)$和$U(x)$的比例尺常常要放大，所以它们和x、s、z轴的比例尺是不同的。

假定$s>0$的煤层已全厚采出，$s<0$的煤层全都没有开采。这种情况称为半无限开采。

下面推导在上述地质采矿条件下的地表移动变形的预计公式。

若在图4-5中只开采单元厚度的煤层，横坐标为x的地表点的下沉值（或水平移动值）为$s=0\sim+\infty$范围内各单元的开采引起的下沉值（或水平移动值）之总和。

由图4-5可知，若开采单元的横坐标为s，地面任意点A的横坐标为x，则此单元开采引起A点的下沉值为$W_*(x-s)$，即以$(x-s)$值代替x值用式(4-6)求出的单元开采引起的下沉值。整个半无限的单位厚度开采引起A点的下沉$W_*(x)$为

$$W_*(x)=\int_0^{\infty}W_*(x-s)\mathrm{d}s$$

考虑式(4-6)，上式可化作

$$W_*(x)=\int_0^{\infty}\frac{1}{r}e^{-\pi\frac{(x-s)^2}{r^2}}\mathrm{d}s \tag{4-18}$$

若开采厚度为m，而不是单元厚度，顶板岩石将冒落、碎胀，在填满采空区、采空区顶板不再能下沉m，只能下沉mq，q为概率积分法的一个预计参数，称为下沉系数，其值一般小于1。采空区顶板下沉的过程还受煤层倾角的影响，顶板的下沉量应为$mq\cos\alpha$。这就是说，尽管煤层实际开采厚度为m，在计算时的采厚只能取$mq\cos\alpha$。对横坐标为x的地面任意点A来说，下沉值$W(x)$应为单元厚度开采引起的该点下沉值W_0的$mq\cos\alpha$倍。其中

$$W_0=mq\cos\alpha \tag{4-19}$$

则有

$$W(x)=W_0\int_0^{\infty}\frac{1}{r}e^{-\pi\frac{(x-s)^2}{r^2}}\mathrm{d}s$$

应用概率积分函数erf，上式可写成

$$W(x)=\frac{W_0}{2}\left[\mathrm{erf}\left(\frac{\sqrt{\pi}}{r}x\right)+1\right] \tag{4-20}$$

式中

$$\mathrm{erf}\left(\frac{\sqrt{\pi}}{r}x\right)=\frac{2}{\sqrt{\pi}}\int_0^{\frac{\sqrt{\pi}}{r}x}e^{-t^2}\mathrm{d}t \tag{4-21}$$

概率积分函数$\mathrm{erf}\left(\frac{\sqrt{\pi}}{r}x\right)$可以用$\frac{\sqrt{\pi}}{r}x$为引数直接查概率积分表求出。

从图4-5可见，当$x\to+\infty$时，地表的下沉值达到该地质采矿条件下的最大值。因为当$x\to+\infty$时，$\mathrm{erf}\left(\frac{\sqrt{\pi}}{r}x\right)\to 1$，所以有$W(x\to+\infty)\to W_0$。这也就是说，用式(4-19)所求得的$W_0$值

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

水平地质采矿条件下地表可能出现的最大下沉值，简称为最大下沉值。

沿x方向的地表倾斜$i(x)$可按照定义对式(4-20)中的x取一阶导数求得，即有

$$i(x)=\frac{\mathrm{d}W(x)}{\mathrm{d}x}=\frac{W_0}{2}\frac{\mathrm{d}}{\mathrm{d}x}\left[\mathrm{erf}\left(\frac{\sqrt{\pi}}{r}x\right)+1\right]$$

$$=\frac{W_0}{\sqrt{\pi}}\frac{\mathrm{d}}{\mathrm{d}x}\left[\int_0^{\frac{\sqrt{\pi}}{r}x}\mathrm{e}^{-u^2}\,\mathrm{d}u\right]$$

据文献[13](P286)对变限积分求导公式，上式可化为

$$i(x)=\frac{W_0}{r}\mathrm{e}^{-\pi\frac{x^2}{r^2}} \tag{2-22}$$

沿x方向的地表曲率可按定义对$i(x)$求x的一阶导数求得

$$K(x)=\frac{\mathrm{d}i(x)}{\mathrm{d}x}=-\frac{2\pi W_0}{r^3}x\mathrm{e}^{-\pi\frac{x^2}{r^2}} \tag{4-23}$$

地面任意点沿x方向的水平移动$U(x)$可以用推导下沉计算公式(4-20)类似的方法进行推导，并可得到

$$U(x)=W_0\int_0^{\infty}U_*(x-s)\,\mathrm{d}s$$

据式(4-17)，上式可写成

$$U(x)=W_0B\int_0^{\infty}-\frac{2\pi(x-s)}{r^3}\mathrm{e}^{-\pi\frac{(x-s)^2}{r^2}}\mathrm{d}s \tag{4-24}$$

将上式中的积分求出，并进行化简，上式可化作

$$U(x)=W_0\frac{B}{r}\mathrm{e}^{-\pi\frac{x^2}{r^2}} \tag{4-25}$$

式中b为概率积分法的另一个预计参数，称为水平移动系数。

综合式(4-21)和(4-22)，可得到倾斜与水平移动的关系式：

$$U(x)=bri(x) \tag{4-26}$$

地表沿x方向的水平变形$\varepsilon(x)$可按定义将$U(x)$对x取一定导数求得

$$\varepsilon(x)=\frac{\mathrm{d}U(x)}{\mathrm{d}x}=br\frac{\mathrm{d}i(x)}{\mathrm{d}x}=brk(x)$$

将式(4-23)代入上式，可得

$$\varepsilon(x)=brk(x)=-\frac{2\pi bW_0}{r^2}x\mathrm{e}^{-\pi\frac{x^2}{r^2}} \tag{4-27}$$

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

为了方便以后应用，下面将倾向达到充分采动、走向半无限开采时走向主断面的地表移动和变形的预计公式汇总如下：

$$\begin{cases} W(x)=\dfrac{W_0}{2}\left[erf\left(\dfrac{\sqrt{\pi}}{r}x\right)+1\right] \\ i(x)=\dfrac{W_0}{r}e^{-\pi\frac{x^2}{r^2}} \\ K(x)=-\dfrac{2\pi W_0}{r^3}xe^{-\pi\frac{x^2}{r^2}} \\ U(x)=bri(x)=bW_0e^{-\pi\frac{x^2}{r^2}} \\ \varepsilon(x)=brk(x)=-\dfrac{2\pi bW_0}{r^2}xe^{-\pi\frac{x^2}{r^2}} \\ W_0=mq\cos\alpha \end{cases} \tag{4-28}$$

（二）最大移动和变形值的求定

1．最大下沉值W_0

如前所述，地表最大下沉值W_0以式(4-19)求定，即

$$W_0=mq\cos\alpha \tag{4-29}$$

2．最大倾斜值i_0

根据求极值的原理，地表最大倾斜i_0出现在$\frac{di(x)}{dx}=0$处。参照式(4-23)，可知此时$x=0$，将此x值代入式(4-22)，可得

$$i_0=i(0)=\frac{W_0}{r} \tag{4-30}$$

在地表出现最大倾斜的地方($x=0$)，下沉值为

$$W(0)=\frac{W_0}{2}$$

从式(4-23)可见，在此点的曲率值$K(0)=0$；且当$x<0$时，$K(x)>0$，下沉曲线上凸；$x>0$时，$K(x)<0$，下沉曲线由下凹。所以，倾斜出现最大值的地表点（在此时为$x=0$的地表点）是下沉曲线由凸变凹的转折点，在该点上曲率值等于0，这个点称为下沉曲线的拐点。从下面的分析还可知道，在走向主断面上、走向半无限开采的条件下，这个拐点处的水平移动值也达到最大值U_0，水平变形值也等于0。拐点也是水平变形从受拉（“+”值）向受压（“-”值）的转折点。

3．最大曲率值K_0

最大曲率点的x值的求法与上相同，应满足$\frac{dk(x)}{dx}=0$，据式(4-23)可求得

$$\frac{dk(x)}{dx}=-\frac{2\pi W_0}{r^3}e^{-\pi\frac{x^2}{r^2}}\left(1-\frac{2\pi x^2}{r^2}\right)$$

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

令$\frac{dk(x)}{dx}=0$，据上式可解出$x_k=\pm\frac{r}{\sqrt{2\pi}}\approx\pm0.4r$，将此值代入式(4-23)，可求得

$$K_0=K(\pm x_k)\approx\mp1.52\frac{W_0}{r^2} \tag{4-31}$$

上式中$x_k\approx-0.4r$时，K_0取“+”值；$x_k\approx+0.4r$时，K_0取“−”值。

由此可见，在此条件下，最大曲率值有两个，当$x=-x_k\approx-0.4r$时，出现正曲率最大值；当$x=+x_k\approx+0.4r$时，出现负曲率最大值，即绝对值最大的负曲率值。

地表曲率出现最大值处的地表下沉值可用$x=x_k$代入式（4-20）求得：

地表出现负曲率最大值的地方：$W(+0.4r)\approx0.84W_0$

地表出现正曲率最大值的地方：$W(-0.4r)\approx0.16W_0$

4．最大水平移动U_0

考虑到式（4-26），地表点的水平移动和倾斜成正比，所以倾斜达到最大值处（此时为$x=0$处）水平移动也达到最大值，且有

$$U_0=br i_0$$

考虑到式（4-30），上式可化作

$$U_0=bW_0 \tag{4-32}$$

5．最大水平变形值ε_0

由式（4-27）可知，地表点的曲率与水平变形成正比。所以，在地表曲率达到最大值处（$x_k\approx\pm0.4r$），地表水平变形也达到最大值，且有

$$\varepsilon_0=br k_0$$

考虑到式（4-31），有

$$\varepsilon_0=\varepsilon(\pm x_k)=\mp1.52\frac{bW_0}{r} \tag{4-33}$$

从式（4-33）可以看出，当$x_k\approx+0.4r$时，地表出现负水平变形（压缩变形）最大值；当$-x_k\approx-0.4r$时，地表出现正水平变形（拉伸变形）最大值。

（三）预计公式的简化

将最大值计算公式（4-30）～（4-33）代入式（4-28），并将最大值除到等式的左侧，则有

$$\left(\frac{W(x)}{\quad}\right.\quad\left.\quad\right)$$

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

可以用$\frac{x}{r}$为引数直接查出。在预计时，只需要先按式（4-30）～（4-33）预计出最大值，再以预计点的$\frac{x}{r}$为引数查表4-2或图4-6，求得分布函数$A\left(\frac{x}{r}\right)$、$A'\left(\frac{x}{r}\right)$及$A''\left(\frac{x}{r}\right)$值，再把相应的最大值与分布函数值相乘就可得到预计的移动和变形值，不必按照式（4-28）一个一个计算，这样就大大简化了预计工作。

表4-2　　移动和变形分布函数值表

$\frac{x}{r}$	0	±0.1	±0.2	±0.3	±0.4	±0.5	±0.6	±0.7
$A(\frac{x}{r})$ $\frac{W(x)}{W_0}$	0.5000	0.6889	0.8919	0.7739	0.8419	0.8849	0.9335	0.9601
	0.5000	0.4011	0.3021	0.2261	0.1581	0.1051	0.0665	0.0399
$A'(\frac{x}{r})=\frac{i(x)}{i_0}=\frac{U(x)}{U_0}$	1.0000	0.9693	0.8819	0.7687	0.6049	0.4559	0.3227	0.2145
$A''(\frac{x}{r})=\frac{K(x)}{K_0}=\frac{\varepsilon(x)}{\varepsilon_0}$	0	∓0.401	∓0.730	∓0.933	∓1.000	∓0.940	∓0.800	∓0.629
$\frac{x}{r}$	±0.8	±0.9	±1.0	±1.1	±1.2	±1.3	±1.4	±1.5
$A(\frac{x}{r})=\frac{W(x)}{W_0}$	0.9776	0.9879	0.9938	0.9971	0.9985	0.9994	0.9998	0.9999
	0.0225	0.0121	0.0062	0.0029	0.0014	0.0006	0.0002	0.0001
$A'(\frac{x}{r})=\frac{i(x)}{i_0}=\frac{U(x)}{U_0}$	0.1339	0.0785	0.0432	0.0223	0.0111	0.0049	0.0021	0.0009
$A''(\frac{x}{r})=\frac{K(x)}{K_0}=\frac{\varepsilon(x)}{\varepsilon_0}$	∓0.422	∓0.292	∓0.178	∓0.100	∓0.054	∓0.026	∓0.013	∓0.005

注：当$\frac{x}{r}$为"+"值时，$A(\frac{x}{r})$取上一行的数，$A''(\frac{x}{r})$取"-"号，当$\frac{x}{r}$为"-"值时，$A(\frac{x}{r})$取下一行的数，$A''(\frac{x}{r})$取"+"号。

（四）移动及变形曲线的平移

由图4-5可以看出，在推导式（4-28）时煤壁O_1是直立的，其左边的煤层顶板下沉量为O，右边的煤层顶板下沉量突变为W_0。实际上，由于煤壁右侧采空区顶板的悬臂作用，顶板形成如图4-7中O_1BC那样的曲线，使顶板下沉量从0逐渐增大到W_0。

在图4-7中，假设在B点处存在一个直立的煤壁（即在这个煤壁处的顶板下沉量像图4-5的O_1点那样从0突变到W_0），并且根据此假想煤壁计算出来的地表移动变形值与图4-7中2所示的顶板实际位置计算出来的结果相同。若设O_1B的平距为s_0，则与图4-5的结果相比较，地表移动和变形曲线均向右平移了一段距离s_0。s_0是概率积分法预计的又一个参数。因为像图4-5那样不考虑顶板的悬臂作用时，下沉曲线的拐点在实际煤壁O_1的正上方，而在图4-7中，拐点D在假想煤壁B的正上方，所以s_0实际上是悬臂作用引起的拐点的偏移距离，故称它为拐点偏距。假想煤壁B称为采空区的计算边界。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

在考虑拐点偏距的情况下，在预计时应将x轴的原点放在计算边界正上方的地表点O（图4-7），再按上面的方法用式（4-28）进行预计。

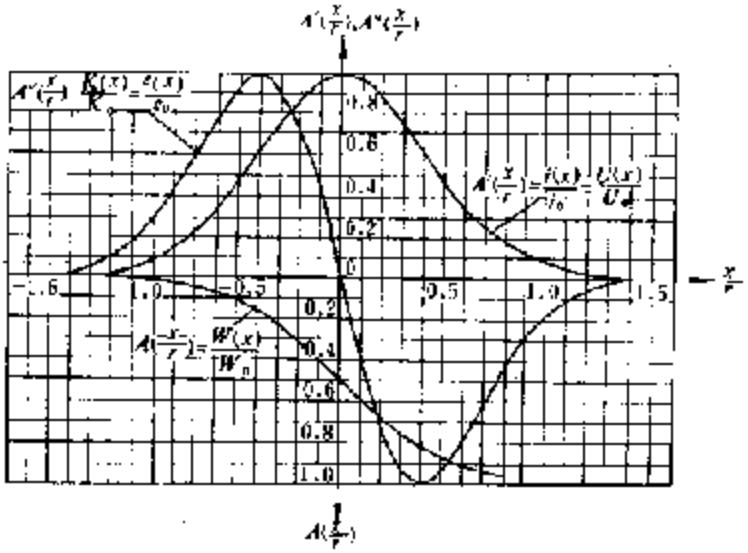


图4-6 移动及变形分布曲线图

（五）预计参数的物理意义及其求定

综上所述，用概率积分法预计走向主断面的地表移动和变形时用到四个参数：下沉系数q，主要影响半径r（或用r求得的主要影响角正切$\mathrm{tg}\beta$），拐点偏距s_0和水平移动系数b。原则上说，这些参数应根据实测资料确定（详见第五章），以提高预计的精确性。如无实测资料时，可选取下面所述的经验数据。

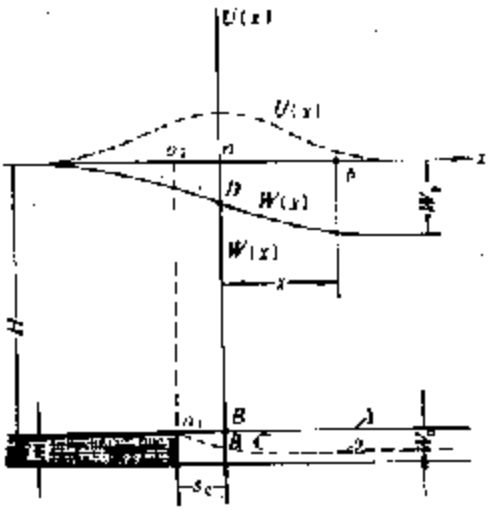


图4-7 移动和变形曲线的偏移

A—地表任意点；B—计算时采用的假想煤壁位置；o_1—实际煤壁位置；C—顶板岩层影响的边点；D—拐点；1—下沉前顶板原始位置；2—下沉后顶板实际位置

1. 下沉系数q

由式（4-19）可推得

$$q=\frac{W_0}{m\cos\alpha} \tag{4-35}$$

在能用走向和倾向均达到充分采动的观测站实测得到的最大下沉值W_0时，可根据煤层的法向采厚m、倾角α按式（4-35）求定q值。

下沉系数q与顶板管理方法有关，表4-3给出了各种顶板管理方法时下沉系数q的经验值。

表4-5和参考文献[5]附录五列出了我国下沉系数q的经验值，可参看、选用。

2. 主要影响半径r及主要影响角正切$\mathrm{tg}\beta$

从表4-2可查到表4-4的值。

从表4-4可知，受此半无限开采的影响，除下沉值以外（在$x>r$处下沉接近或达到最大值W_0），主要的地表移动和变形值均发生在$x=-r\sim+r$的范围之内。所以，称r为主要影响半径。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

表4-3　　下沉系数与顶板管理方法的关系

顶板管理方法	下沉系数q
全部垮落法	0.6～0.8
带状充填法（外来材料）	0.55～0.70
干式全部充填法（外来材料）	0.40～0.50
风力充填法	0.30～0.40
水砂充填法	0.06～0.20

表4-4　　主要影响半径端点处的地表移动和变形

x	$\frac{x}{r}$	$\frac{W(x)}{W_0}$	$\frac{i(x)}{i_0}=\frac{U(x)}{U_0}$	$\frac{K(x)}{K_0}=\frac{\varepsilon(x)}{\varepsilon_0}$
$-r$	-1	0.0062	0.0432	0.178
$+r$	$+1$	0.9938	0.0432	−0.178

如像图4-8所示的那样，将$x=\pm r$的地表点与煤壁相连，其连线与水平平线之间所夹的锐角β称为主要影响角，其正切$\mathrm{tg}\beta$称为主要影响角正切。由图4-8可知：

$$\mathrm{tg}\beta=\frac{H}{r} \qquad (4\text{-}36)$$

由于$\mathrm{tg}\beta$不像r那样随采深H的变化而改变，便于进行不同观测站实测参数的比较，所以一般都使用$\mathrm{tg}\beta$作为概率积分法的参数。

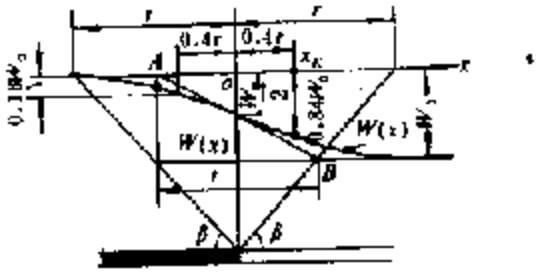


图4-8　参数r及$\mathrm{tg}\beta$的几何意义

应当注意，本书前几章曾提到过的下山移动角β，它与概率积分法的主要影响角β含义是不同的，两者不可混淆。在概率积分法预计时，不用边界角、移动角、裂缝角作为预计参数。

表4-5及参考文献[3]附录五列出了我国$\mathrm{tg}\beta$的经验值。从中可知，我国具有一般地质采矿条件的矿区$\mathrm{tg}\beta$值在1.0～3.8之间，常见值为1.2～2.6。

如果具有倾向充分采动、走向半无限开采的走向实测下沉曲线$W(x)$就可以利用下列方法先求出r，再根据式（4-36）求出$\mathrm{tg}\beta$（见图4-8）：在实测下沉曲线上分别确定下沉值为$0.16W_0$和$0.84W_0$的点。它们和下沉值为$0.5W_0$的点（下沉曲线的拐点）之平距均应为$0.4r$，再从中求出r（将量得的平距乘以2.5即可）。若两个平距求得的r值稍有不同，可取其平均值。

另一个求实测r值的方法是应用式（4-30）和实测的W_0和i_0值算出r值，也可像图4-8所示那样，过下沉曲线上下沉值为$\frac{W_0}{2}$的点作下沉曲线的切线，此切线与地表和下沉为W_0的水平线分别相交于A、B两点，AB之间的平距就是r（比例尺与x轴相同）。这种方法求得的r误差较大，一般不常使用。

3．拐点偏距s。

拐点偏距的几何意义已在上面作了说明。如图4-7所示，若已拥有走向半无限开采的实测下沉曲线$W(x)$，则可先确定$W(x)$的拐点D，再将拐点投影到煤层上得到计算边界

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

B_1，是取实际开采边界O_1和计算边界B_1之间沿煤层的距离O_1B_1，就可得到s_0。若B_1在O_1的采空区一侧，s_0取正值，若B_1在O_1的煤柱一侧，s_0取负值。

也可利用前面说过的拐点的下列性质，确定实测下沉曲线的拐点。

（1）拐点处的下沉值为$\frac{W_0}{2}$；

（2）拐点处的倾斜和水平移动值达到最大；

（3）距拐点左右0.4r处的曲率和水平移动值达到最大。

由于实测的误差，用上述三个性质求定的拐点常不重合。此时，应根据实际情况选定最适当的拐点位置。

表4-5和参考文献[3]给出了我国拐点偏距的经验值。从中可知，在四周均未开采的条件下，我国一般地质采煤条件的矿区的s_0值约在（0.05～0.3）H之间。欧洲一些国家的s_0值约在（0～0.17）H之间（见参考文献[1]、表4-14）。在一些文献中拐点偏距又称拐点平移距。

4. 水平移动系数b

由式（4-32）可推得

$$b=\frac{U_0}{W_0} \tag{4-37}$$

可见，水平移动系数b反映地表最大水平移动值和最大下沉值的比例关系。如有实测的U_0和W_0的值，可用式（4-37）求定b值。表4-5和参考文献[3]给出了我国一些实测的b值。从中可见，我国一般地质采矿条件的矿区的b值变化于0.1～0.4之间。

5. 按覆岩性质区分的概率积分参数的经验值

规程[3]指出，在没有本矿区基于实测资料的经验参数时，可依预计开采覆岩的性质按表4-5确定概率积分法参数。当然，这种方法求定的参数误差较大，只适用于精度要求不高的预计工作。

表4-5　　按覆岩性质区分的概率积分法参数的经验值

覆岩类型	覆岩性质		概率积分法经验参数				
	主要岩性	平均坚固性系数f	q	b	$\tan\beta$	s_3/H	影响传播角θ_0
坚硬	大部分以中生代地层砂岩、砾岩、石灰岩为主，其他为砂质页岩、页岩、辉绿岩	>6	0.40～0.65	0.2～0.3	1.2～1.6	0.15～0.20	90°－(0.7～0.8)α
中硬	大部分以中生代地层中硬砂岩、石灰岩、砂质页岩为主，其它为软煤岩、玄武岩灰岩、铁矿石	3～6	0.65～0.85	0.2～0.3	1.4～2.2	0.10～0.15	90°－(0.6～0.7)α
软弱	大部分为新生代地层砂质页岩、页岩、凝灰岩及粘土、砂质粘土等松软岩层	<3	0.80～1.00	0.2～0.3	1.8～2.6	0.05～0.10	90°－(0.5～0.6)α

注：覆岩平均坚固性系数$f=\frac{\sum m_i R_i}{10\sum m_i}$，其中$m_i$为覆岩第$i$层岩层的法向厚度(米)，$R_i$为第$i$层的单向抗压强度(MPa)，$\sum$表示对覆岩所有各层岩层求和。

（六）算例

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

下面结合图4-9的例4-1说明走向主断面上移动和变形分布预计的步骤和方法。

[例4-1] 对图4-8的工作面开采，若倾向已达到充分采动，走向的长度已足够长，可认为是半无限开采。已知走向主断面处的开采深度$H=310$m，法向采厚$m=1.45$m，煤层倾角$\alpha=12°$，覆岩岩性类型为中硬，用全部垮落法管理顶板。已知本矿区概率积分法参数的经验值为：$q=0.76$，$\operatorname{tg}\beta=2.2$，$s_0=0.1H$，$b=0.36$。要求预计沿地表移动盆地走向主断面Ⅰ—Ⅰ′上的地表移动和变形值。

预计可按以下步骤进行：

（1）确定预计开采的地质采矿条件：（见题目所示）；

（2）确定预计参数：$s_0=0.1H=0.1\times310=31$(m)，$r=\dfrac{H}{\operatorname{tg}\beta}=\dfrac{310}{2.2}=141$(m)，其他参数题目中已示；

（3）预计最大移动和变形值：据式(4-19)、(4-30)～(4-33)，有

$$W_0=mq\cos\alpha=1.45\times1000\times0.76\times\cos12°=1078\ (\text{mm})$$

$$i_0=\frac{W_0}{r}=\frac{1078}{141}=7.65\ (\text{mm/m})$$

$$K_0=1.52\mp\frac{W_0}{r^2}=1.52\times+\frac{1078}{141^2}=\mp0.082\ (10^{-3}/\text{m}\text{或}\text{mm/m}^2)$$

$$U_0=bW_0=0.36\times1078=388\ (\text{mm})$$

$$\varepsilon_0=\mp1.52\frac{bW_0}{r}=+1.52\times\frac{0.36\times1078}{141}=\mp4.18(\text{mm/m})$$

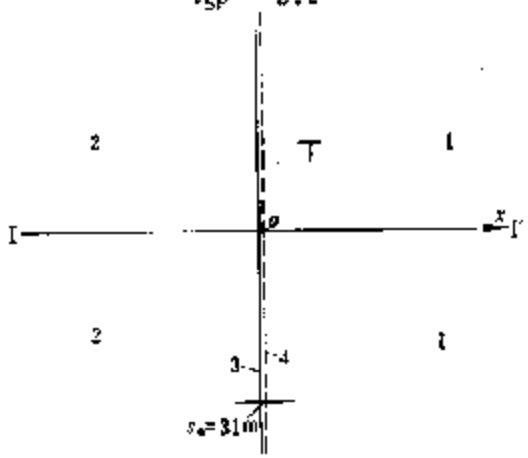


图4-9 走向主断面地表移动和变形分布预计实例

1—采空区；2—未采煤层；3—实际开采边界；4—计算开采边界；Ⅰ—Ⅰ′—走向主断面

（4）预计走向主断面Ⅰ—Ⅰ′上的移动和变形：x轴原点选在距工作面实际边界$s_0=31$m（由于s_0为正值，应向采空区方向量）的o点处，指向采空区（见图4-9）。预计的计算方法及结果见表4-6。

（5）绘制移动和变形预计曲线图：根据表4-6的预计结果，绘出图4-10的移动和变形预计曲线图。绘制曲线图时应注意：采深H和x的比例尺应相同，各移动和变形值（纵轴）的比例尺与H、x的比例尺不同，它们互相之间也不相同。各移动和变形值的比例尺应单独选定，选定时应使绘出的曲线能反映其特征，但又不能使比例尺过大，过大了，图纸上容纳不下全部曲线。为了避免曲线之间互相混淆，可以对各曲线应用不同的绘制符号，或分开绘制。

三、有限开采时地表移动盆地走向主断面的移动和变形

（一）预计的公式和参数

现在来研究图4-11的情况。设煤层沿倾斜方向已达到充分采动，沿走向方向没有达到充分采动。走向方向的实际开采边界为A和B（这种情况称为走向有限开采）。如前所述，由于顶板悬臂作用而产生拐点偏距，其值分别为s_3和s_4，于是走向方向的计算边界为C

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

表4-5　　走向主断面Ⅰ-Ⅰ′移动和变形预计表

计算序号	计算方法	计算内容（单位）	计算结果									
1		$\frac{x}{r}$	-1.0	-0.8	-0.6	-0.4	-0.2	0	+0.2	+0.4	+0.6	+0.8	+1.0
2	(1)×r	x(m)	-141	-112.8	-84.6	-56.4	-28.2	0	+28.2	+56.4	+84.6	+112.8	+141
3	查表4-1	$\frac{W(x)}{W_0}$	0.0062	0.0235	0.0685	0.1581	0.3081	0.5000	0.6919	0.8419	0.9315	0.9774	0.9938
4	查表4-1	$\frac{i(x)}{i_0}=\frac{U(x)}{U_0}$	0.043	0.134	0.323	0.605	0.882	1.000	0.882	0.605	0.323	0.134	0.043
5	查表4-1	$\frac{K(x)}{K_0}=\frac{\varepsilon(x)}{\varepsilon_0}$	0.178	0.422	0.809	1.000	0.730	0	-0.730	-1.000	-0.809	-0.422	-0.178
6	(3)×W_0	W(x)（mm）	7	24	72	170	332	539	746	908	1006	1054	1071
7	(4)×i_0	i(x)(mm/m)	0.33	1.03	2.47	4.63	6.75	7.65	6.75	4.63	2.47	1.03	0.33
8	(5)×K_0	K(x)(mm/m²)	0.015	0.035	0.066	0.082	0.060	0	-0.060	-0.082	-0.066	-0.035	-0.015
9	(4)×U_0	U(x)(mm)	17	52	125	235	342	388	342	236	125	52	17
10	(5)×ε_0	ε(x)(mm/m)	0.74	1.76	3.34	4.18	3.05	0	-3.05	-4.18	-3.34	-1.76	-0.74

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

和D。设x轴沿地表指向煤层走向方向，其原点位于计算边界C点的正上方地表o，$W(x)$轴铅直向下，$i(x)$、$K(x)$、$U(x)$、$\varepsilon(x)$轴均铅直向上。

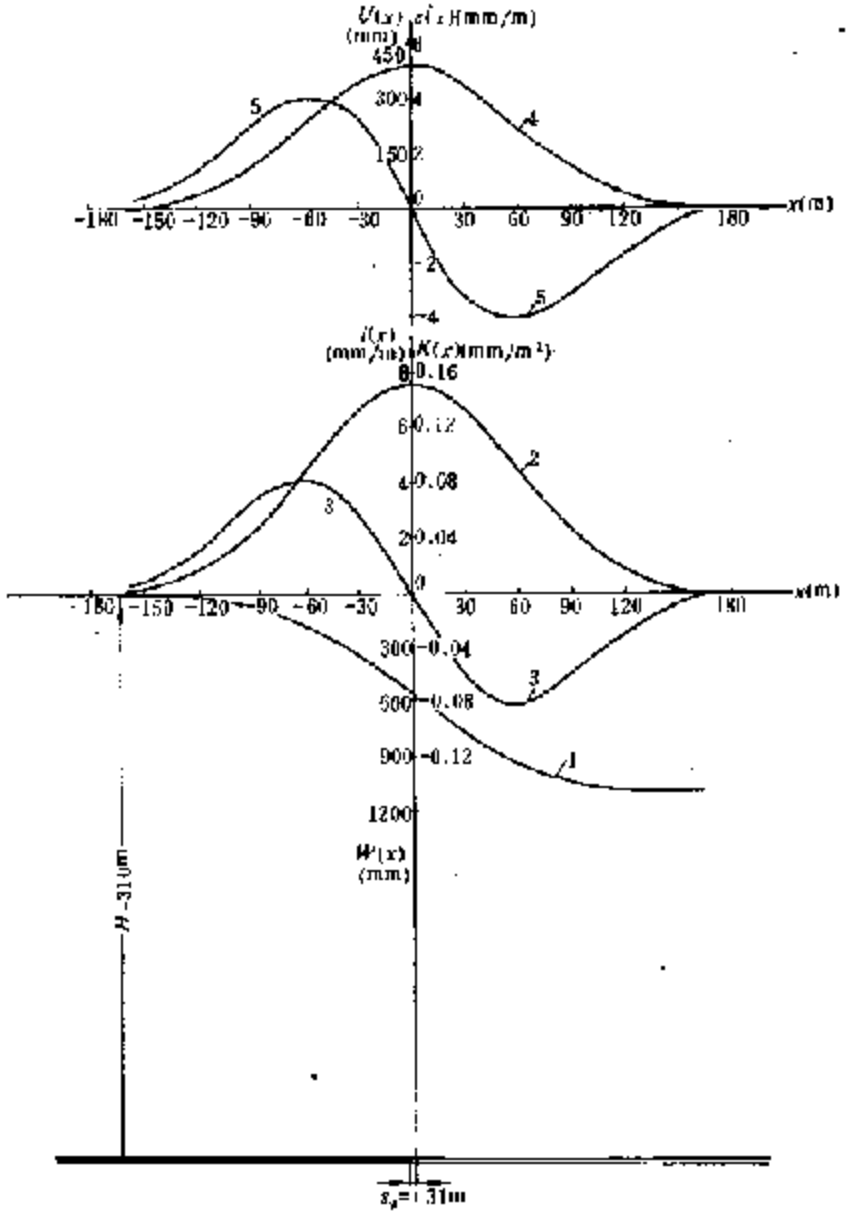


图4-10　例4-1移动和变形预计曲线图

1—下沉曲线；2—倾斜曲线；3—曲率曲线；
4—水平移动曲线；5—水平变形曲线

事实证明，此时可用叠加原理计算AB开采引起的地表的移动和变形。下面以下沉计算为例说明这种叠加方法。

若开采C点到$x=+\infty$的E点之间的全部煤层，则引起的地表下沉$W(x)$可用半无限开采计算公式(4-28)求得；若开采D和E之间的煤层，其引起的地表下沉也可用式(4-28)求得，只是此时由于纵坐标的平移，要用$(x-l)$值代替x值代入式(4-28)计算。即其引起的地表下沉可表为$W(x-l)$。计算边界CD（等效于实际边界AB）之间煤层的开采可

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

认为等效于上述两个半无限开采之差，则其引起的地表下沉为$W(x)-W(x-l)$。对于其他移动和变形的计算，也可作出这样的分析。据此，可以得出走向主断面上有限开采的移动和变形值的计算公式如下：

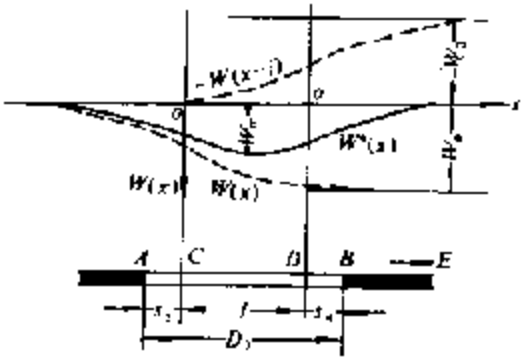


图4-11 有限开采时地表走向主断面的移动和变形计算原理图

A，B—实际开采边界；C，D—计算边界

$$\begin{cases} W^{\circ}(x)=W(x)-W(x-l) \\ i^{\circ}(x)=i(x)-i(x-l) \\ K^{\circ}(x)=K(x)-K(x-l) \\ U^{\circ}(x)=U(x)-U(x-l) \\ \varepsilon^{\circ}(x)=\varepsilon(x)-\varepsilon(x-l) \end{cases} \tag{4-38}$$

式中l为走向有限开采时的计算长度，据图4-11可知：

$$l=D_3-s_3-s_4 \tag{4-39}$$

式中D_3为工作面走向长，s_3、s_4为左右边界的拐点偏距。

式（4-38）等号左边的W、i、K、U和ε右上角加上一个小圈（°），是表示有限开采的移动变形值，以区别于该式右边用式（4-28）求得的不加小圈的半无限开采的移动变形值。

走向有限开采时所用的预计参数q、$\operatorname{tg}\beta$和b，可认为与上述半无限开采时所用的参数相同。拐点偏距s_3和s_4可能有些区别。如无实测资料求定的s_3和s_4值时，可近似认为它们均等于s_0。

因此，若考虑式（4-26），有

$$U^{\circ}(x)=U(x)-U(x-l)=bri(x)-bri(x-l)-br[i(x)-i(x-l)]$$

即

$$U^{\circ}(x)=bri^{\circ}(x) \tag{4-40}$$

同理，有

$$\varepsilon^{\circ}(x)=brK^{\circ}(x) \tag{4-41}$$

由此可见，走向有限开采时走向主断面上地表的倾斜和水平移动之间、曲率和水平变形之间的比例关系仍然存在。这可用来简化计算、绘图和分析。

（二）最大值的计算

下面给出倾向充分采动、走向有限开采时走向主断面上移动和变形最大值的计算方法。

1. 最大下沉值W_m°

地表出现的最大下沉值W_m°可按式（4-29）计算后取$W^{\circ}(x)$的最大值求出；也可以用$\frac{l}{r}$为引数在图4-12中查出$\left(\frac{W_m^{\circ}}{W_0}\right)$值，再乘$W_0$求得。$W_0$仍可用式（4-19）计算。图4-12中的$\frac{W_m^{\circ}}{W_0}$曲线是根据式（4-38）的第一式推导出来的。此时，W_m°出现的地表点横坐标为$x=\frac{l}{2}$。

图4-12中，$W^{\circ}(0)$为x轴原点处的地表下沉值，即左侧计算边界正上方的地表点的下

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

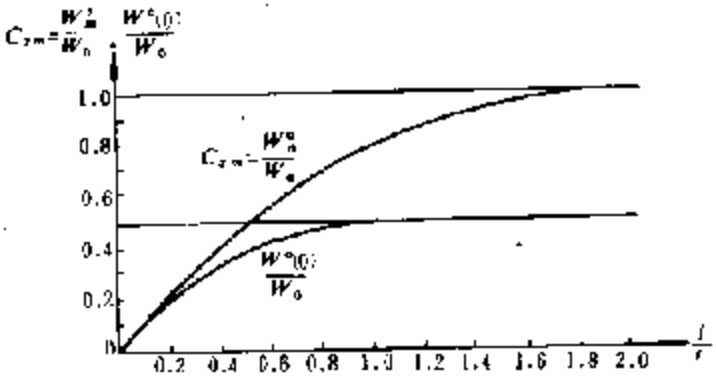


图4-12 有限开采时走向最大下沉值与$\frac{1}{r}$的关系

沉值，可以$\frac{l}{r}$为引数查得$\left(\frac{W^{\circ}(0)}{W_0}\right)$值后乘以$W_0$求得。

从图4-12可以看出，当$\frac{l}{r}\geqslant 2$时，$\frac{W_m^c}{W_0}\approx 1$，即$W_m^c\approx W_0$。所以，从概率积分法的原理来看，走向方向达到充分采动的条件是工作面走向长$D_3=s_3+l+s_4\geqslant s_3+2r+s_4$，或$l\geqslant 2r$。

2. 最大倾斜值i_m^c和最大水平移动值U_m^c

同上分析，可在图4-13上以$\frac{l}{r}$为引数，量出$\left(\frac{i_m^c}{i_0}\right)$也就是$\left(\frac{U_m^c}{U_0}\right)$的值，再分别乘以式（4-30）求得的$i_0$和以式（4-32）求得的$U_0$，就可得到最大倾斜值$i_m^c$和最大水平移动值$U_m^c$。最大负倾斜值$-i_m^c$和最大负水平移动值$-U_m^c$均出现在$x=x_1$处的地表点。$\frac{x_1}{r}$可在图4-13上以$\frac{l}{r}$为引数查得。最大正倾斜$+i_m^c$和最大正水平移动$+U_m^c$出现在$x=l-x_1$处的地表点。

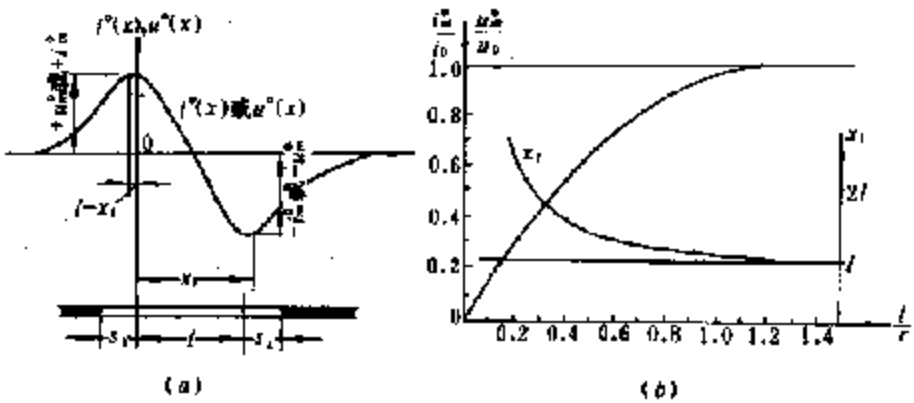


图4-13 走向有限开采时走向主断面$\left(\frac{i_m^c}{i_0}\right)$、$\left(\frac{U_m^c}{U_0}\right)$与$\frac{l}{r}$的关系

a—曲线的形态；b—$\left(\frac{i_m^c}{i_0}\right)$、$\left(\frac{U_m^c}{U_0}\right)$与$\frac{l}{r}$的关系

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

3. 最大曲率值K_m^o和最大水平变形值ε_m^o

同上理，可在图4-14上以$\frac{l}{r}$为引数量出$\left(\frac{+K_m^o}{+K_0}\right)$也就是$\left(\frac{+\varepsilon_m^o}{+\varepsilon_0}\right)$值，再乘以用式(4-31)求出的$K_0$值和用式（4-33）求出的$\varepsilon_0$值，就求得正曲率最大值$+K_m^o$和正水平变形最大值$+\varepsilon_m^o$。$+K_m^o$和$+\varepsilon_m^o$各有两个，分别出现在横坐标$x$等于$-x_0$和$(l+x_0)$的地表点。$\frac{x_0}{r}$值可在图4-14上以$\frac{l}{r}$为引数量出。

负曲率最大值$-K_m^o$和负水平变形最大值$-\varepsilon_m^o$的求法是：先在图4-15上以$\frac{l}{r}$为引数量出$\left(\frac{-K_m^o}{-K_0}\right)$和$\left(\frac{-\varepsilon_m^o}{-\varepsilon_0}\right)$值，再乘以$-K_0$和$-\varepsilon_0$值，即可得出$-K_m^o$和$-\varepsilon_m^o$值。$K_0$与$\varepsilon_0$的求法同上。$-K_m^o$和$-\varepsilon_m^o$出现的位置相同，均在$x=\frac{l}{2}$的地表点。

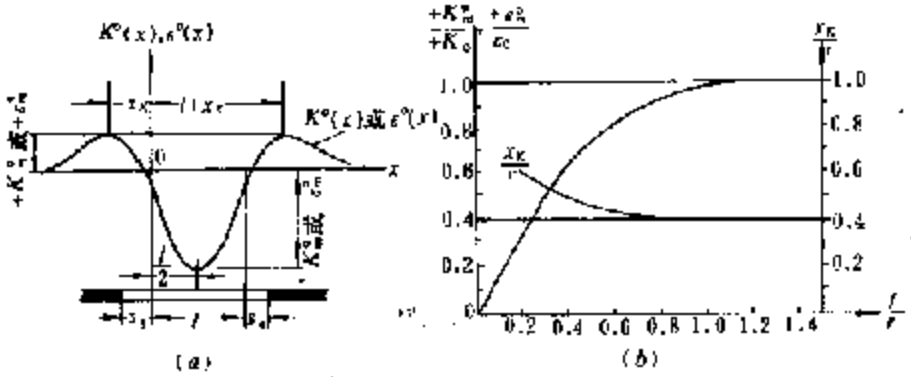


图4-14 走向有限开采时走向主断面$\left(\frac{+K_m^o}{+K_0}\right)$、$\left(\frac{+\varepsilon_m^o}{+\varepsilon_0}\right)$与$\frac{l}{r}$的关系

a—曲线的形态；b—$\left(\frac{+K_m^o}{+K_0}\right)$、$\left(\frac{+\varepsilon_m^o}{+\varepsilon_0}\right)$与$\frac{l}{r}$的关系

四、地表移动盆地倾向主断面的移动和变形的预计

（一）预计公式

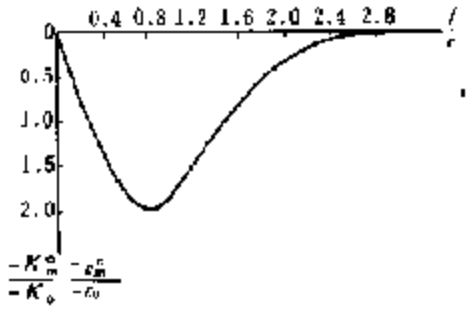


图4-15 走向有限开采时走向主断面$\left(\frac{-K_m^o}{-K_0}\right)$、$\left(\frac{-\varepsilon_m^o}{\varepsilon_0}\right)$与$\frac{l}{r}$的关系

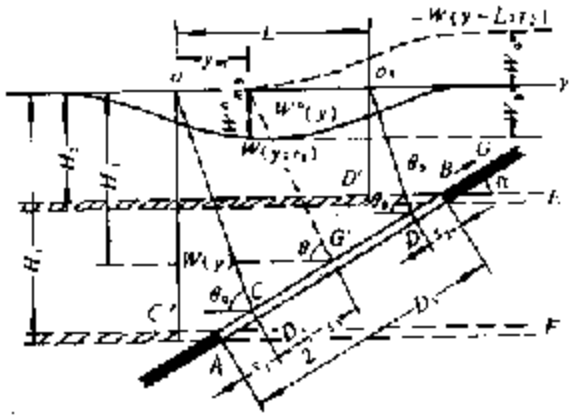


图4-16 有限开采时地表倾向主断面移动和变形计算原理图

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

若煤层沿走向方向已达到充分采动，沿倾斜方向为有限开采时，则倾向主断面上的移动和变形可以用以下等影响原理进行计算（图4-16）。这种等影响原理虽然有一定的近似性，但实践表明，这种方法完全可以满足工程的要求，可以在预计中应用。

在图4-16中，设 A、B 为实际开采边界，由于顶板的悬臂影响所确定的计算边界分别为 C、D，其下山和上山方向的拐点偏距分别为 s_1、s_2。由于煤层的倾斜，点 C 到上山方向远处的点 G 之间煤层的半无限开采引起的下沉曲线的拐点，不再像图4-11那样位于计算边界点 C 的正上方地表，而是向下山方向偏移，位于 o 处。Co 线与水平线的夹角 θ_0 称为开采影响传播角，是概率积分法预计的另一个参数。半无限开采 DG 引起的地表下沉曲线的拐点出现在 o_1 点，Do_1 线与水平线的夹角也为 θ_0。

在图4-17中，设想在采区下山及上山方向各有一个水平煤层，其顶、底板与实际煤层开采边界（煤壁）的顶、底板重合，则这两个假想煤层的法向厚度均为 $m\cos\alpha$。所以，它们的顶板下沉量均为 $W_0 - mq\cos\alpha$，这就是式（4-19）中 $\cos\alpha$ 项的由来。

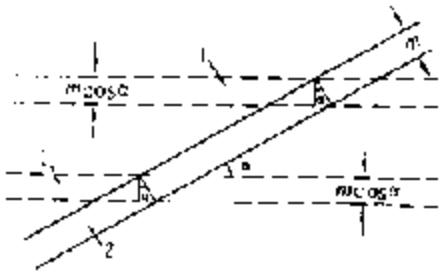


图4-17 假想煤层法向采厚的计算

1—假想煤层；2—实际煤层

根据上述设想，不难理解如下的等影响原理（图4-16）：$C'F$ 的开采与 CG 的开采引起的地表移动和变形是相同的（称为等影响），即对地表移动和变形预计来说，$C'F$ 开采与 CF 开采等影响。同理，$D'E$ 开采与 DG 开采等影响。计算边界 CD 内（等影响于实际开采边界 AB 内）的开采对地表的影响等于 CG 和 DG 开采影响之差，也就等于 $C'F$ 和 $D'E$ 开采影响之差。所以，只要分别求出这两个假想的水平煤层半无限开采 $C'F$ 和 $D'E$ 引起的地表移动和变形，再求出它们的差，即可求出倾向有限开采 AB 引起的地表移动和变形。

此时，设图4-16的坐标系统：y 轴沿地表（设为水平地面），指向上山方向，原点在 o 点处；$W(y)$ 轴铅直向下，其他移动和变形纵轴 $i(x)$、$K(x)$、$U(x)$ 和 $\varepsilon(x)$ 均铅直向上。于是，计算假想的水平煤层半无限开采 $C'F$ 引起的地表移动和变形时，开采深度为倾斜煤层实际的下山开采边界采深 H_1，拐点在 $y=0$ 的 o 点处；计算 $D'B$ 开采引起的地表移动和变形时，开采深度为上山开采边界采深 H_2，拐点在 $y=L$ 的 o_1 点处。据此，可写出走向方向达到充分采动、倾斜方向有限开采时沿倾向主断面的地表移动和变形计算公式如下：

$$\begin{cases} W^{\circ}(y) = W(y;\ t_1) - W(y-L;\ t_2) \\ i^{\circ}(y) = i(y;\ t_1) - i(y-L;\ t_2) \\ K^{\circ}(y) = K(y;\ t_1) - K(y-L;\ t_2) \\ U^{\circ}(y) = U(y;\ t_1) - U(y-L;\ t_2) \\ \varepsilon^{\circ}(y) = \varepsilon(y;\ t_1) - \varepsilon(y-L;\ t_2) \end{cases} \tag{4-42}$$

式（4-42）中，等式后面括号内分号前代表变量，分号后代表参数。如 $W(y;\ t_1)$ 中的 y 表示以 y 来代替式（4-28）中的变量 x，t_1 表示应用下山边界的相应参数（即以 r_1、b_1 分别代替式（4-28）中的 r、b），括号外的 W 代表用式（4-28）第一式计算的下沉 W。又如 $K(y-L;\ t_2)$ 代表以 $y-L$ 值代替 x，上山边界参数 r_2、b_2 代替 r、b 用式（4-28）第三式计算的曲率值 K。

式（4-42）中用到的下山和上山方向的主要影响半径 r_1、r_2 可按下式求出：

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

$$r_1=\frac{H_1}{\operatorname{tg}\beta_1},\qquad r_2=\frac{H_2}{\operatorname{tg}\beta_2}$$

上面二式中$\operatorname{tg}\beta_1$、$\operatorname{tg}\beta_2$分别为下山和上山方向的主要影响角正切。

式（4-42）中的L称为倾向工作面计算长度，以下式计算：

$$L=(D_1-s_1-s_2)\frac{\sin(\theta_0+\alpha)}{\sin\theta_0} \tag{4-42'}$$

式中 D_1——工作面倾向斜长。

式（4-42）的前三个公式等号右边半无限开采的下沉、倾斜、曲率的计算公式与式（4-28）相同，后两个公式中的半无限开采的水平移动和水平变形计算公式应在式(4-28)计算所得的值加上由于煤层倾斜所引起的水平移动和水平变形的分量，其计算公式为

$$\begin{cases}U(y,\ t_1)=b_1W_0e^{-\pi\frac{y^2}{r_1^2}}+W(y,\ t_1)\operatorname{ctg}\theta_0\\ U(y-L,\ t_2)=b_2W_0e^{-\pi\frac{(y-L)^2}{r_2^2}}+W(y-L,\ t_2)\operatorname{ctg}\theta_0\\ \varepsilon(y,\ t_1)=-\frac{2\pi b_1W_0}{r_1^2}ye^{-\pi\frac{y^2}{r_1^2}}+i(y,\ t_1)\operatorname{ctg}\theta_0\\ \varepsilon(y-L,\ t_2)=-\frac{2\pi b_2W_0}{r_2^2}(y-L)e^{-\pi\frac{(y-L)^2}{r_2^2}}+i(y-L,\ t_2)\operatorname{ctg}\theta_0\end{cases} \tag{4-43}$$

式中 W_0——走向、倾向均为充分采动时的地表最大下沉值，以式（4-19）计算。

（二）参数及其求定

严格讲来，除了下沉系数q以外，倾斜方向上的预计参数与走向方向上相应的参数取值是不同的：在倾斜方向上，下山方向的参数$\operatorname{tg}\beta_1$、s_1、b_1与上山方向的相应参数r_2、$\operatorname{tg}\beta_2$、s_2、b_2取值也不同。所以，在综合分析实测资料时，应分别求定沿走向和沿倾向（一般还需区别上、下山边界）的概率积分法参数，以便预计时采用，但是，除非是具有走向充分采动、倾向半无限开采的实测资料（这种情况很少有），参数的计算一般是很复杂的，要用本书第五章的方法用电子计算机求定。所以，在预计精度要求较低时，可用类比法从参考文献[3]附录五或本书表4-5查出这些参数，进行预计。

开采影响传播角θ_0是倾向主断面预计特有的参数，一般认为与煤层倾角有关，即

$$\theta_0=90^\circ-k\alpha$$

式中k为小于1的常数，一般取值在0.5～0.8之间。有人认为，θ_0与本书上面提到的最大下沉角θ相近。在预计精度要求不高时，可取表4-4的θ_0的经验值。

参考文献[3]附录五中列出了我国140个观测站及8个矿务局的根据实测资料求定的概率积分法参数，可供类比选用。参数的右下脚标1、2、3、4分别代表下山、上山、走向左侧、走向右侧的参数。

（三）最大移动和变形值

倾向有限开采时，倾向主断面上的最大移动和变形值不能用走向有限开采求取最大值的方法求定，这是因为式（4-42）中所用的参数不同的缘故。也就是说，用来叠加的两条

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

同名的半无限开采引起的移动或变形曲线由于所用参数不同而不相似，叠加后得出的曲线的最大值及其出现的位置随参数的变化而改变。所以，在这种情况下要用以下方法求定最大值：计算出整个倾向主断面上各点的移动或变形值，取其中数值最大者作为这种移动或变形的最大值。当然，最大值出现的位置有一定的规律（如最大下沉值一般出现在$y=\frac{L}{2}$附近），利用这些规律，可以大大减少最大值的计算工作量。为了提高最大值的计算精度，在最大移动或变形值附近应适当加密计算点数。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

$$\begin{cases} W^{\circ}(y)=C_{sm}[W(y;\ t_1)-W(y-L;\ t_2)] \\ i^{\circ}(y)=C_{sm}[i(y;\ t_1)-i(y-L;\ t_2)] \\ K^{\circ}(y)=C_{sm}[K(y;\ t_1)-K(y-L;\ t_2)] \\ U^{\circ}(y)=C_{sm}[U(y;\ t_3)-U(y-L;\ t_4)] \\ \varepsilon^{\circ}(y)=C_{sm}[\varepsilon(y;\ t_1)-\varepsilon(y-L;\ t_2)] \\ C_{sm}=\dfrac{W_m^{\circ}}{W^0} \end{cases} \tag{4-45}$$

式（4-44）、（4-45）中，C_{sm}、C_{sn} 分别为走向和倾向采动程度系数；W_m°、W_n° 分别为另一个方向充分采动时走向和倾向主断面上的最大下沉值；W_0 为双向充分采动时的地表最大下沉值。等号右边小括号内的分号前代表变量（如地表点的坐标x、y或$x-L$、$y-L$），分号后的t_1、t_2、t_3 和t_4 分别表示在计算时采用下山、上山、走向左侧和走向右侧的参数。式（4-44）的前五个公式及式（4-45）的前三个公式等号右边的半无限开采的移动变形值$W(x;\ t_3)\sim K(y-L;\ t_2)$ 用式（4-28）计算；式（4-45）的第四、五两个公式等号右边的半无限开采的水平移动和水平变形值$U(y;\ t_1)\sim\varepsilon(y-L;\ t_2)$ 用式(4-43) 计算。

式（4-44）、（4-45）也适用于走向方向或倾向方向或两个方向均达到充分采动时，沿全主断面上的移动和变形预计。只是此时达到充分采动这个方向的采动程度系数变为1。例如，倾向非充分采动、走向达到充分采动时，走向主断面的移动和变形仍可按式（4-44）预计，倾向主断面的移动和变形预计由于$C_{sm}=1$，式(4-45)退化为式(4-38)，故应用式（4-38）计算。

式（4-44）和（4-45）所采用的坐标系统与上面相同，即沿走向主断面x轴原点在左侧计算边界正上方的地表点处，x轴沿地表指向右方（图4-11）；沿倾向主断面的y轴的原点在以下山一侧的计算边界用θ_0角确定的地表点o，y轴沿地表指向上山方向（图4-16）。

由于在倾向非充分采动时，经常要用到倾向主断面的最大下沉值W_{sn}°，而用上面所述求W_{sn}°的方法又比较麻烦，下面研究一种求W_{sn}°的简便方法。

在图4-16中，若已知最大下沉角θ，则下沉为W_{sn}°的地表点的横坐标y_m可以用下式求得：

$$y_m=\left(\frac{D_1}{2}-s_1\right)\frac{\sin(\theta_0+\alpha)}{\sin\theta_0}+H_0(\operatorname{ctg}\theta_0-\operatorname{ctg}\theta)$$

式中 H_0——平均开采深度，$H_0=\dfrac{H_1+H_2}{2}$。

在$\theta\approx\theta_0$时，上式可近似地写作：

$$y_m\doteq\left(\frac{D_1}{2}-s_1\right)\frac{\sin(\theta_0+\alpha)}{\sin\theta_0} \tag{4-46}$$

以y_m代入式（4-42）的第一式，即可求出W_{sn}°。

下面举例说明全主断面上的移动和变形的预计方法。

[例4-2] 对于图4-18的开采$KLMN$，若采厚$m=1.45$m，倾角$\alpha=12°$，工作面倾向斜长$D_1=200$m，走向长$D_2=300$m，下边界采深$H_1=321.9$m，上边界采深$H_2=279.3$m，覆岩岩性类型中硬，用全部垮落法管理顶板。已知本矿区概率积分法参数的经验值为：$q=0.76$，$\frac{s_1}{H_1}=\frac{s_2}{H_2}=0.1$，开采影响传播角$\theta_0=90°-0.7\alpha$，下山边界参数$\operatorname{tg}\beta_1=2.2$、$b_1=0.36$，

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

上山边界参数$tg\beta_2=2.0$、$b_2=0.30$，走向方向参数与[例4-1]相同。要求预计沿地表移动、盆地全走向主断面Ⅱ—Ⅱ′上的地表移动和变形值。

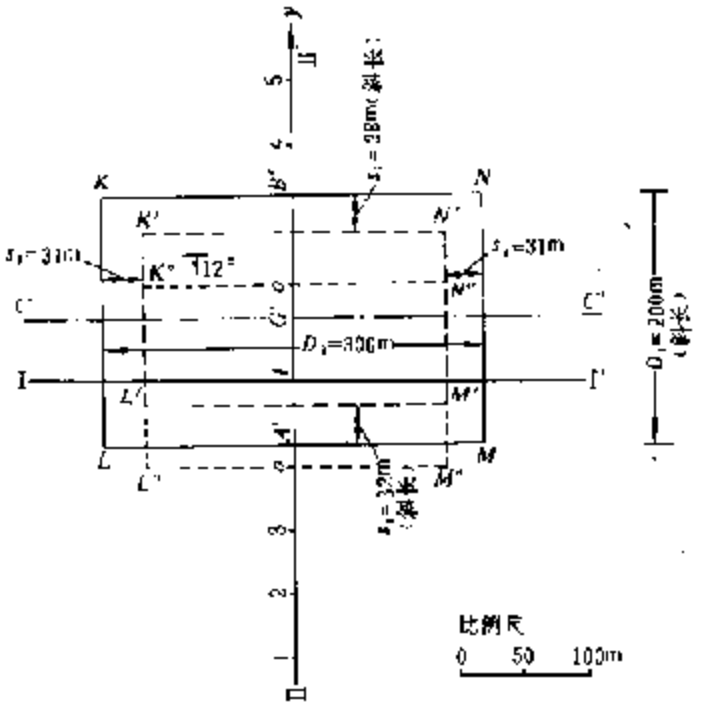


图4-18 全倾向主断面地表移动和变形分布预计实例

[Ⅰ—Ⅰ′—走向断面；Ⅱ—Ⅱ′—倾向主断面

$KLMN$—实际开采边界；$K'L'M'N'$—考虑拐点平移距后的实际开采边界；$K''L''M''N''$—计算边界

预计按以下步骤进行：

（1）确定预计开采的地质采矿条件：（已见题目所示）；

（2）确定预计参数：

$\theta_0=90°-0.7\alpha=90°-0.7\times12°=81.6°$；

$s_1=0.1H_1=0.1\times321.9=32$（m），$s_2=0.1H_2=0.1\times279.3=28$（m）；

$r_1=\dfrac{H_1}{tg\beta_1}=\dfrac{321.9}{2.2}\approx146(m)$，$r_2=\dfrac{H_2}{tg\beta_2}=\dfrac{279.3}{2.0}\approx140(m)$；

$b_1=0.36$；$b_2=0.3$；

此外，由[例4-1]知：$tg\beta=2.2$，故$r=\dfrac{H}{tg\beta}=\dfrac{310}{2.2}=141$（m）；$s_4=s_3=0.1H=0.1\times310=31$（m）；$b_3=b_4=b=0.36$。

（3）以倾向和走向工作面计算长度L、l，判别是否达到充分采动：

据式（4-39），有：$l=D_3-s_3-s_4=300-31-31=238(m)<2r=2\times141=282(m)$ 故走向为非充分采动；据式（4-42′）有：

$$L=(D_1-s_1-s_2)\frac{\sin(\theta_0+\alpha)}{\sin\theta_0}=(200-32-28)\frac{\sin(81.6°+12°)}{\sin81.6°}$$

$$=141.2(m)<r_1+r_2=146+140=286(m)$$

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

故倾向也为非充分采动。

（4）确定坐标原点和主断面位置：图4-16的实际下山开采边界A与y轴原点o之间的平距$C'A$可用下式计算：　　$C'A=(H_1-s_1\sin\alpha)\operatorname{ctg}\theta_0-s_1\cos\alpha$

在$C'A$为正值时，从实际下山边界A向下山方向量取平距；在$C'A$为负值时，从A向上山方向量取平距，以确定o点的位置。

本例中：　　$C'A=(321.9-32\sin12°)\operatorname{ctg}81.6°-32\cos12°=15.2$（m）；

走向主断面应在距坐标原点y_m处，y_m可用式（4-46）求得：

$$y_m=\left(\frac{D_1}{2}-s_1\right)\frac{\sin(\theta_0+\alpha)}{\sin\theta_0}-\left(\frac{200}{2}-32\right)\frac{\sin(81.6°+12°)}{\sin81.6°}=68.6(\text{m})$$

倾向主断面因$s_3=s_4$，故位于工作面走向长度的中央。走向主断面Ⅰ—Ⅰ′，倾向主断面Ⅱ—Ⅱ′的位置及y坐标的选定见图4-18。

（5）预计最大移动和变形值：

$$W_0=mq\cos\alpha=1450\times0.76\times\cos12°=1078\ (\text{mm})$$

走向方向最大下沉值W_m^x的计算，以$\frac{l}{r}=\frac{238}{141}=1.69$为引数，在图4-12查得$C_{xm}=\frac{W_m^x}{W_0}=0.98$，故$W_m^x=W_0C_{xm}=1078\times0.98=1056$（mm）。

计算倾向最大移动变形值时应注意，由于走向非充分采动，按式（4-45）求得的移动和变形值均已乘以走向采动程度系数C_{xm}。所以，按式（4-30）～（4-33）求下山和上山方向两个假想的半无限开采的水平煤层（见图4-16）的最大移动和变形值时也应该乘以C_{xm}。则有：

下山边界半无限开采的最大值：

$$i_{m1}=C_{xm}\cdot\frac{W_0}{r_1}=0.98\times\frac{1078}{146}=7.23\ (\text{mm/m})$$

$$K_{m1}=C_{xm}1.52\frac{W_0}{r_1^2}=0.98\times1.52\times\frac{1078}{146^2}=0.075\ (\text{mm/m}^2)$$

$$U_{m1}=C_{xm}\cdot b_1W_0=0.98\times0.36\times1078=380\ (\text{mm})$$

$$\varepsilon_{m1}=C_{xm}\cdot1.52\frac{b_1W_0}{r_1}=0.98\times1.52\times\frac{0.36\times1078}{146}=3.96\ (\text{mm/m})$$

上山边界半无限开采的最大值：

$$i_{m2}=C_{xm}\cdot\frac{W_0}{r_2}=0.98\times\frac{1078}{140}=7.54\ (\text{mm/m})$$

$$K_{m2}=C_{xm}\cdot1.52\frac{W_0}{r_2^2}=0.98\times1.52\times\frac{1078}{140^2}=0.082\ (\text{mm/m}^2)$$

$$U_{m2}=C_{xm}\cdot b_2W_0=0.98\times0.30\times1078=317\ (\text{mm})$$

$$\varepsilon_{m2}=C_{xm}\cdot1.52\frac{b_2W_0}{r_2}=0.98\times1.52\times\frac{0.30\times1078}{140}=3.44\ (\text{mm/m})$$

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

（6）预计倾向主断面上的移动和变形值：预计的过程及结果见表4-7。从表中可以看出，在走向、倾向均为非充分采动时，地表出现的最大下沉值出现在I点（走向和倾向主断面的交点），其值为828mm。假如走向为充分采动，倾向主断面上的最大下沉值$W_{x_2}=\frac{828}{C_{x_2}}=\frac{828}{0.98}=845$mm。故倾向采动程度系数为$C_{y_2}=\frac{W_{x_2}}{W_0}=\frac{845}{1078}\approx 0.784$。

（7）绘制移动和变形曲线图：方法与[例4-1]相同，绘出的结果见图4-19。

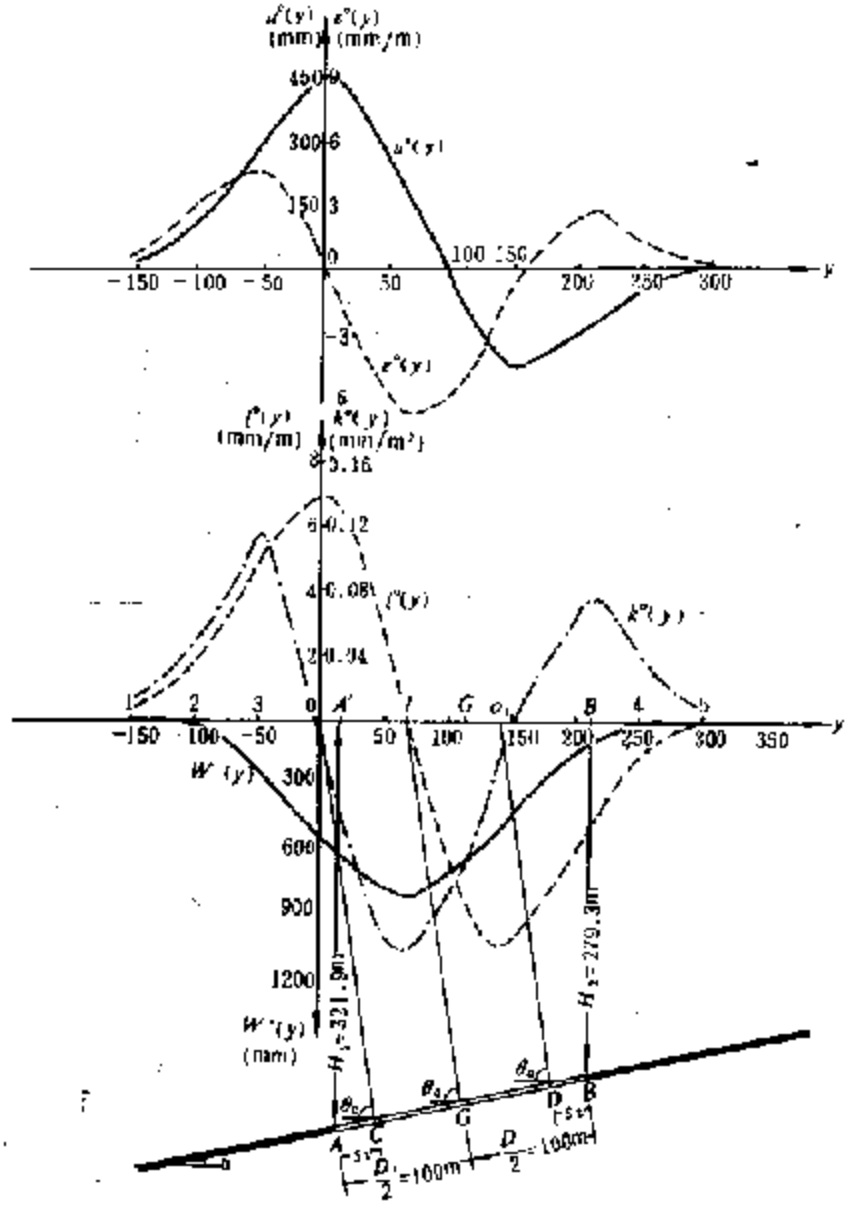


图4-19 沿全倾向主断面的移动和变形预计曲线图

A、B—实际开采边界；C、D—计算边界；G—采区中点

概率积分法预计主断面上的移动和变形，可将所用公式编成电算程序用电子计算机来进行。这样做可以大大减轻计算的工作量，减少计算出错的可能性。这类电算程序许多单位都有，可以很方便地得到，不必另行编制。

但应指出，上面讨论的概率积分法公式仅适用于矩形或近似矩形工作面的预计。而有

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

表4-7　　沿全倾向主断面的移动和变形预计

计算序号	计算公式	点名 / 点位 / 计算内容（单位）	1	2	3	0	A' 实际下山边界正上方	A' 走向专断面位置	G' 实际采区中点正上方	O_3 计算长度 L 的端点	B' 实际上山边界正上方	4	5
1		y (m)	-150	-100	-50	0	15.2	68.6	113.0	141.2	210.8	250.0	300.0
2	(1)/r_1	$\frac{y}{r_1}$	-1.03	-0.685	-0.342	0	0.104	0.470	0.774	0.967	1.44	1.71	2.05
3	查表4-1	$A(\frac{y}{r_1})$	0.085	0.045	0.185	0.500	0.802	0.881	0.974	0.992	1	1	1
4	查表4-1	$A'(\frac{y}{r_1})$	0.036	0.229	0.892	1.000	0.968	0.500	0.152	0.053	0.002	0	0
5	查表4-1	$A''(\frac{y}{r_1})$	0.152	0.648	0.986	0	0.414	-0.971	-0.497	-0.211	-0.009	0	0
6	(3)×W^0_m	$W(y, t_1)$ (mm)	5	45	205	528	836	930	1029	1048	1056	1056	1056
7	(4)×i_m	$i(y, t_1)$ (mm/m)	0.3	1.7	5.0	7.2	7.9	3.6	1.1	0.4	0	0	0
8	(5)×K_m	$K(y, t_1)$(mm/m²)	0.031	0.049	0.074	0	-0.031	-0.073	-0.037	-0.015	-0.001	0	0
9	(4)×U_m	$U_m \cdot A'(\frac{y}{r_1})$ (mm)	14	87	283	380	368	190	58	20	1	0	0
10	(6)×ctgθ_0	$W(y, t_1)$ctgθ:(mm)	1	7	30	78	94	137	152	155	156	156	156
11	(9)+(10)	$U(y, t_1)$(mm)	15	94	293	458	462	327	210	175	157	156	156
12	(5)×ε_m	$\varepsilon_m A''(\frac{y}{r_1})$	0.6	2.6	3.9	0	-1.6	-3.8	-1.9	-0.8	0	0	0
13	(7)×ctgθ_0	$i(y, t_1)$ctgθ_0	0	0.3	0.7	1.1	1.0	0.5	0.2	0.1	0	0	0
14	(12)+(13)	$\varepsilon(y, t_1)$ (mm/m)	0.6	2.9	4.6	1.1	-0.6	-3.3	-1.7	-0.7	0	0	0
15		$y-L$ (m)	-291.2	-241.2	-191.2	-141.2	-126	-72.6	-28.2	0	69.6	108.8	158.8

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

续表

16	$\frac{(15)}{r_2}$	$\frac{y-L}{r_2}$	-2.08	-1.72	-1.37	-1.01	-0.90	-0.619	-0.201	0	0.497	0.777	1.13
17	查表4-1	$A(\frac{y-L}{r_2})$	0	0	0.001	0.006	0.012	0.097	0.307	0.500	0.891	0.974	0.998
18	查表4-1	$A'(\frac{y-L}{r_2})$	0	0	0.003	0.041	0.079	0.428	0.889	1.000	0.460	0.150	0.018
19	查表4-1	$A''(\frac{y-L}{r_2})$	0	0	0.016	0.169	0.292	0.920	0.728	0	-0.945	-0.482	-0.085
20	$(17)\times W'_m$	$W(y-L,\ t_2)$(mm)	0	0	1	6	13	102	324	528	941	1029	1054
21	$(16)\times i_{m2}$	$i(y-L,\ t_2)$ (mm/m)	0	0	0	0.3	0.5	3.2	6.6	7.5	3.5	1.1	0.1
22	$(19)\times K_{m2}$	$K(y-L,\ t_2)$ (mm/m^2)	0	0	0.001	0.014	0.023	0.075	0.059	0	-0.077	-0.040	-0.007
23	$(15)\times U_{m2}$	$U_{m2}A'(\frac{y-L}{r_2})$	0	0	1	13	25	136	279	317	146	48	6
24	$(20)\times ctg\theta_0$	$W(y-L,\ t_2)ctg\theta_0$	0	0	0	1	2	15	48	78	139	152	156
25	(23)+(24)	$U(y-L,\ t_2)$(mm)	0	0	1	14	27	151	327	395	285	200	162
26	$(19)\times\alpha_{m2}$	$\varepsilon_{m2}A''(\frac{y-L}{r_2})$	0	0	0.1	0.8	1.0	3.2	2.5	0	-3.3	-1.7	-0.3
27	$(21)\times ctg\theta_0$	$i(y-L,\ t_2)ctg\theta_0$	0	0	0	0	0.1	0.5	1.0	1.1	0.5	0.2	0
28	(26)+(27)	$\varepsilon(y-L,\ t_2)$(mm/m)	0	0	0.1	0.8	1.1	3.7	3.5	1.1	-2.8	-1.5	-0.3
29	(6)-(20)	$W^0(y)$	5	45	205	522	625	828	705	520	115	27	2
30	(7)-(21)	$i^0(y)$	0.3	1.7	5.0	6.9	6.4	0.4	-5.5	-7.1	-3.5	-1.1	-0.1
31	(8)-(22)	$K^0(y)$	0.011	0.049	0.073	-0.014	-0.064	-0.148	-0.096	-0.016	0.078	0.040	0.007
32	(11)-(25)	$U^0(y)$	15	94	282	444	435	176	-117	-220	-128	-44	-6
33	(14)-(26)	$\varepsilon^0(y)$	0.6	2.9	4.6	0.5	-1.7	-7.0	-5.2	-1.8	2.8	1.5	0.3

些预计电算程序已经考虑到任意工作开采的预计，此点在使用时应予注意。

第三节　典型曲线法

一、概述

1. 基本概念

上节所说的概率积分法的要点是，建立某种理论模型，通过这个模型的性质，推导出计算岩层和地表移动变形的最大值和分布情况的解析公式，其中所用的预计参数根据实测资料求定。这种方法目前为影响函数法和其他一些理论模拟法所采用。

这种方法有一个缺点，由于岩体本身和受采动岩体移动规律的复杂性，所采用的理论模型很难全面地、准确地反映岩层和地表移动的规律，因此不得不进行某种假设和简化，这将导致用其最大值和分布情况的解析公式求得的预计结果与实际情况不相符合。这种不符，轻则使预计准确性降低，重则使预计发生错误。

为此，几乎从一开始，人们就企图寻求一种方法，使地表移动和变形分布的形式的确定和预计参数的计算一样，都根据实测资料来进行。这样，就可避免由于理论模型的假设和简化而造成预计公式的误差。这种方法就是基于实测资料的经验方法。典型曲线法就是这种经验方法的一种。

典型曲线法是用无因次的典型曲线表示移动盆地主断面上的移动和变形曲线的一种方法，它适用于矩形或近似矩形的采区的地表移动变形预计。

应用典型曲线法进行预计的步骤如下：

(1) 对实测资料进行数据处理，建立用地质采矿数据求取预计参数和地表移动变形最大值的经验公式（详见第五章）；

(2) 根据各观测站的实测资料，建立适用于各种地质采矿条件的反映移动或变形分布情况的典型曲线；

(3) 根据要预计的开采的地质采矿条件数据，应用上述经验公式求取预计参数及各种移动变形的最大值；

(4) 根据要预计的开采的地质采矿条件，选取适当的预计典型曲线；

(5) 根据要预计的主断面上的地面点的无因次横坐标和选定的典型曲线，求定预计点的无因次移动变形值，乘以相应的最大值，就得到预计点的实际移动和变形值。

2. 典型曲线的建立方法

建立典型曲线的步骤如下：

(1) 根据地质采矿条件（如所采煤层、充分采动程度、采深或采厚等），将各观测站分为若干组。每组内的观测站的地质采矿条件应大体相同；

(2) 将观测站实测的移动和变形曲线无因次化。无因次化的方法是：选择共同的下沉[illegible]

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

均曲线就是此组此种移动或变形分布的典型曲线。

典型曲线可以用无因次曲线表示，也可以用诺莫图或分布系数表表示。

3. 典型曲线法的优缺点

典型曲线法由于其分布和参数均是直接基于实测资料，预计误差较小，因此是目前所有预计方法中较为可靠的方法之一，我国、苏联和英国等都在多年实测的基础上建立了大量的典型曲线。特别是苏联，多年来依靠大量的实测资料，经过不断地研究和改进，在顿涅茨、卡拉冈达等重要矿区都建立了各自的典型曲线，使典型曲线法成为苏联最常用的预计方法。

但是典型曲线也有它的缺点，主要是：

(1) 由于典型曲线是针对某个矿区建立的，其他矿区不能随便套用。因为矿区之间的地质采矿条件往往是不同的；

(2) 建立典型曲线要大量的观测站实测资料。实测资料不足的地区无法建立适用本地区的典型曲线，也不能采用典型曲线法；

(3) 典型曲线的分布函数常常用曲线或表格给出，不便于数学处理（如用曲线拟合求参数、编制电算程序等）；

(4) 典型曲线法原则上只适用于矩形或近似矩形采区的地表移动和变形预计，在形状不规则的工作面开采时预计误差较大。

这些缺点都限制了典型曲线法的应用和推广。

各种典型曲线法在典型曲线的建立和应用方面都有所不同。下面介绍几种常用的、具有代表性的典型曲线法。

二、峰峰矿区的典型曲线

我国峰峰矿区根据近30年的地表移动观测资料，建立了本矿区的典型曲线。这种典型曲线的特点是，只建立下沉典型曲线，倾斜、曲率、水平移动和水平变形典型曲线，用它们之间或它们与下沉之间的数学关系由下沉典型曲线导出。

(一) 最大值计算

该法只用到一个最大值，即最大下沉值W_m（充分采动时为W_0），其计算公式为

$$W_m = mq\cos\alpha\sqrt{n_1 n_2} \tag{4-47}$$

式中 j——系数，一般取值为2～3；

n_1、n_3——沿倾向和走向的采动程度系数；

$$\left.\begin{aligned} n_1 &= K_1\frac{D_1}{H_0} \\ n_3 &= K_3\frac{D_3}{H_0} \end{aligned}\right\} \tag{4-48}$$

K_1、K_3——系数，一般取0.8。

n_1、n_3在代入式（4-47）计算时，若其值大于1，则取1。

其它符号与上节相同。

(二) 预计参数

峰峰矿区的典型曲线在预计时用到的参数及其经验值如下：

1. 下沉系数q：

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

初次采动时取0.78，厚煤层分层重复采动时取0.88，近距煤层重复采动取0.94。

2. 水平移动系数B：

B表示水平移动$U(x)$与倾斜$i(x)$的比值，单位为米，经验值为12～14。

3. 角值参数：

边界角 $\delta_0=58_0$，$\beta_0=58°-0.32\alpha$，$\gamma_0=58°$

最大下沉角 $\theta=90°-0.6\alpha$

充分采动角 $\psi_1=64°-0.55\alpha$，$\psi_2=55°+0.4\alpha$，$\psi_3=58°$

松散层移动角 $\varphi=56°$

其它地质采矿条件类似的矿区，若要采用峰峰矿区的典型曲线而又缺少本矿区参数的经验值时，可近似地取表4-8所列的值。

表4-8　　按覆岩性质区分的典型曲线参数($\alpha<50°$)

覆岩类型	最大下沉角	下沉系数	充分采动角			采动系数	水平移动系数	边界角		
	θ	q	ψ_3	ψ_1	ψ_2	n_1 n_2	B	δ_0	γ_0	β_0
坚硬	$90°-(0.7\sim0.8)\alpha$	0.4～0.65	55°	$\psi_3-0.5\alpha$	$\psi_3+0.5\alpha$	或 $0.7\frac{D_3}{H_0}$ $0.7\frac{D_1}{H_0}$		60～65°	60～65°	$\delta_0-(0.7\sim0.8)\alpha$
中等	$90°-(0.6\sim0.7)\alpha$	0.66～0.85	60°	$\psi_3-0.5\alpha$	$\psi_3+0.5\alpha$	或 $0.8\frac{D_3}{H_0}$ $0.8\frac{D_1}{H_0}$	10～20 ($H<200$m)	55～60°	55～60°	$\delta_0-(0.6\sim0.7)\alpha$
软弱	$90°-(0.5\sim0.6)\alpha$	0.85～1.00	65°	$\psi_3-0.5\alpha$	$\psi_3+0.5\alpha$	或 $0.9\frac{D_3}{H_0}$ $0.9\frac{D_1}{H_0}$		50～55°	50～55°	$\delta_0-(0.3\sim0.5)\alpha$

注：①覆岩类型的划分同表4-5；

②当n_1或$n_3>1$时，取n_1或$n_3=1$。

（三）典型曲线

坐标系统的选取如图4-20所示，坐标原点选在最大下沉点，沿地面的水平坐标轴指向下沉盆地的边界，沿走向为x，沿倾向为y。典型曲线只有下沉典型曲线一条，其横轴x（或y）除以相应的半盆地长L_1、L_2或L_3使之无因次化。纵轴$W(x)$除以最大下沉值W_0使之无因次化。半盆地长为最大下沉点至下沉盆地边界的平距，下山、上山和走向半盆地长分别为L_1、L_2和L_3。在充分采动时，半盆地长由边界角β_0、γ_0、δ_0、松散层移动角φ和充分采动角ψ_1、ψ_2、ψ_3确定；在非充分采动时，半盆地长由边界角、松散层移动角和最大下沉角θ确定。其确定方法见图4-20。

当走向达到充分采动、倾向为有限开采时，沿走向和倾向主断面的下沉典型曲线分布系数分别见表4-9及表4-10。表4-10对上、下山方向均适用。

在预计时，用上面所述的方法先预计出主断面上$\frac{x}{L_3}\left(\text{或}\frac{y}{L_1}、\frac{y}{L_2}\right)=0、0.1、0.2、$

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

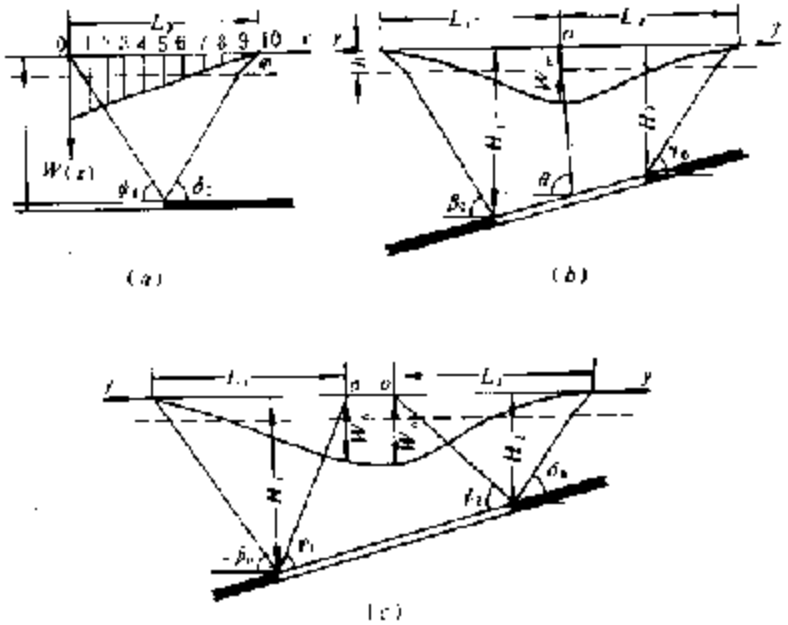


图4-20　峰峰典型曲线坐标的选取及半径地长的确定

a—走向主断面；b—倾向主断面（非充分采动），c—倾向主断面（充分采动）

表4-9　　峰峰矿区充分采动走向主断面下沉典型曲线分布系数 $\frac{W(x)}{W_m}$

$\frac{x}{L_1}$	0	0.1	0.2	0.3	0.4	0.5	0.6	0.7	0.8	0.9	1.0
$\frac{W(x)}{W_m}$	1.000	0.874	0.900	0.746	0.499	0.266	0.119	0.059	0.029	0.014	0.0

……、1.0各点的下沉值W_n（$n=0\sim10$），再按以下公式求出其它移动变形值：

$$\left.\begin{aligned} i_{n\sim n+1} &= \frac{W_n - W_{n+1}}{0.1L} \qquad (n=0\sim9)\\ K_{n+1} &= \frac{i_{n\sim n+1} - i_{n+1\sim n+2}}{0.1L} \quad (n=0\sim8)\\ U(x) &= Bi(x)\\ U(y) &= Bi(y) + W(y)\operatorname{ctg}\theta\\ \varepsilon(x) &= BK(x)\\ \varepsilon(y) &= BK(y) + i(y)\operatorname{ctg}\theta \end{aligned}\right\} \qquad (4\text{-}49)$$

式中　$i_{n\sim n+1}$——$n\sim n+1$线段中点的倾斜值；

K_{n+1}——$n+1$点的曲率值；

B——水平移动系数，由实测确定的参数。

其它符号同上节。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

表4-10　　峰峰矿区倾向主断面下沉典型曲线分布系数 $\frac{W(y)}{W_m}$

$\frac{y}{L_1}$ 或 $\frac{y}{L_2}$ / n	0	0.1	0.2	0.3	0.4	0.5	0.6	0.7	0.8	0.9	1.0
≥3.0	1.000	0.874	0.909	0.746	0.499	0.266	0.119	0.059	0.029	0.014	0
0.9	1.000	0.880	0.875	0.700	0.454	0.247	0.115	0.057	0.029	0.014	0
0.8	1.000	0.946	0.850	0.653	0.409	0.228	0.111	0.055	0.028	0.014	0
0.7	1.000	0.932	0.826	0.607	0.365	0.209	0.107	0.052	0.028	0.014	0
0.6	1.000	0.925	0.749	0.505	0.289	0.155	0.073	0.036	0.021	0.010	0
0.5	1.000	0.818	0.652	0.404	0.214	0.102	0.040	0.028	0.017	0.008	0
0.3	1.000	0.888	0.613	0.370	0.196	0.084	0.040	0.026	0.015	0.007	0

下面以实例说明这种方法的具体使用。

[例4-3]（选自文献[3]P.71）　某矿区一工作面与峰峰矿区地质采矿条件相类似，其地质开采技术条件为 $m=1.4$m，$\alpha=9°$，$H_1=115$m，$H_2=95$m，$D_1=134$m，$D_2=380$m，松散层厚度 $h=15$m，走向长壁法采煤，全部陷落法管理顶板。试用峰峰典型曲线法进行走向和倾向主断面内移动和变形预计。

预计按以下步骤进行：

1. 选定参数

根据该矿区观测资料，通过综合分析，求出本矿区参数为：

$\varphi=55°$，$\delta_0=58°$，$\gamma_0=58°$，$\gamma_2=58°$，$q=0.78$，$B=10$，$\beta_0=62°-0.3\alpha-1.56m=58°$，

$\psi=64°-0.55\alpha=59°$，$\psi_2=55°+0.4\alpha=59°$，$K_1=K_2=0.8$，$\theta=90°-0.6\alpha=85°$

2. 计算采动程度系数 n_1、n_2 及最大下沉值 W_m（或 W_0）

$n_1=0.8\frac{D_1}{H}=1.02$，即倾向已达充分采动，

$n_2=0.8\frac{D_2}{H}=2.9$，即走向方向已达到充分采动

在代入式（4-47）求 W_m 时，取 $n_1=n_2=1$，则有

$$W_m=W_0=mq\cos\alpha\sqrt{n_1n_2}=1400\times0.78\times\cos9°\times\sqrt{1\times1}=1079\text{mm}$$

3. 走向主断面内地表移动变形预计

(1) 根据地质采矿技术条件和选用的参数，作走向主断面图（与图4-20a类似），从图上可求得 $L_2=131$m。

(2) 将 L_2 10等分，定出点0，1，…10，每等分长 $0.1L_2=13.1$m。

(3) 以 $\frac{x_i}{L_2}=0$、0.1、…、1.0为引数，查表4-9得到0～10号点的 $\frac{W(x)}{W_m}$，再乘以 W_m 便得到各点的下沉 $W_i(n=0\sim10)$。

(4) 按式(4-49) 计算倾斜、曲率、水平移动和水平变形，计算过程及结果见表4-11。

(5) 根据计算结果，绘制走向主断面移动及变形曲线图（从略）。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

表4-11　　走向主断面半盆地移动变形预计结果

点　号	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	单位
x/L_1	0	0.1	0.2	0.3	0.4	0.5	0.6	0.7	0.8	0.9	1.0	
x	0	13	26	39	52	68	79	92	105	118	131	m
$W(x)/W_m$	1.000	0.974	0.900	0.746	0.499	0.266	0.119	0.059	0.029	0.014	0.000	
$W(x)=W_x$	1079	1051	970	805	538	287	128	64	31	15	0	mm
$i_{n\sim n+1}$		3.1	8.1	12.7	20.4	19.2	12.1	4.9	3.5	1.2	1.1	mm/m
K_{n+1}		−0.30	−0.50	−0.59	0.09	0.54	0.65	0.18	0.10	0.01		$\times10^{-3}$/m
$U_{n\sim n+1}$		21	61	127	204	192	121	49	25	12	11	mm
ε_{n+1}		3.0	−5.0	−5.9	0.9	5.4	5.5	1.8	1.0	0.1		mm/m

4. 倾向主断面地表移动变形预计

方法与上同，此时应绘制倾向主断面（类似图4-20b，c），求得$L_1=121$m，$L_2=141$m。$\frac{x}{L_3}$为$\frac{H}{L_1}$（下山半盆地）或$\frac{y}{L_2}$（上山半盆地）所取代，计算水平移动和水平变形应用式（4-49）中的$U(y)$和$\varepsilon(y)$。计算过程及结果分别见表4-12及4-13。然后绘制沿倾向的移动变形曲线图（从略）。

表4-12　　倾向主断面下山半盆地移动变形预计

点　号	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	单位
y/L_1	0	0.1	0.2	0.3	0.4	0.5	0.6	0.7	0.8	0.9	1.0	
y	0	12	24	36	48	61	72.6	85	97	109	121	m
$\frac{W(n)}{W_m}$	1.000	0.974	0.903	0.746	0.499	0.266	0.119	0.059	0.499	0.014	0.000	
$W_n=W(y)$	1079	1051	971	805	538	287	128	64	31	15	0	mm
$i_{n\sim n+1}$	2.3	6.6	13.7	22.0	20.7	13.1	5.3	2.7	1.3	1.2		mm/m
K_{n+1}		−0.36	−0.59	−0.59	0.10	0.63	0.64	0.21	0.12	0.01		$\times10^{-3}$/m
$Bi_{n\sim n+1}$	23	66	137	220	207	131	53	27	13	12		mm
$\operatorname{ctg}\theta$	0.09453											
$W_{n\sim n+1}$（图解求）	1079	1020	906	673	400	198	85	40	20	10		mm
$W_{n\sim n+1}\operatorname{ctg}\theta$	101	96	86	64	38	19	8	4	2	1		mm
$a(y)$	124	162	223	284	246	160	81	31	15	13		mm
BK_{n+1}		−3.6	−5.9	−6.9	1.0	6.3	6.4	2.1	1.2	0.1		mm/m
i_{n+1}（图解求）		4.5	9.3	17.7	22.3	17.2	8.5	3.8	1.8	1.2		mm/m
$i_{n+1}\operatorname{ctg}\theta$		0.42	0.68	1.67	2.11	1.63	0.80	0.36	0.17	0.11		mm/m
$\varepsilon(y)$		−3.2	−5.0	−5.2	3.1	7.9	7.2	2.5	1.4	0.2		mm/m

三、平顶山矿区的典型曲线

这里介绍另一种类型的典型曲线——平顶山矿区典型曲线，它具有与峰峰矿区典型曲线不同的特点。

平顶山矿区的典型曲线分为丁组煤层的和戊组煤层的两组，每组典型曲线又分为沿走向主断面，沿倾向主断面上山边界和沿倾向主断面下山边界三种典型曲线，每类典型曲线分

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

表4-13　　倾向主断面上山半盆地移动变形预计

点　号	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	单位
y/L_3	0	0.1	0.2	0.3	0.4	0.5	0.6	0.7	0.8	0.9	1.0	
y	0	14	28	42	56	71	86	99	113	127	141	m
$W(y)/W_m$	1.000	0.974	0.900	0.845	0.699	0.360	0.119	0.059	0.029	0.014	0.000	
$W_m=W(y)$	1079	1051	971	805	538	287	128	64	31	15	0	mm
$i_{n\sim n+1}$		-2.0	-5.7	-12.8	-18.9	-17.8	-11.3	-4.5	2.3	-1.1	-3.1	mm/m
K_{n+1}		-0.26	0.43	-0.50	0.08	0.46	0.42	0.16	0.09	0		$\times10^{-3}$/m
$B_{i_{n\sim n+1}}$		-25	57	-113	-139	-178	-117	-45	-23	11	-11	mm
$ctg\theta$	0.098523											
$W_{n\sim n+1}$(图解求)		1065	1013	900	670	402	195	85	40	20	8	mm
$W_{n\sim n+1}ctg\theta$		101	96	85	63	38	18	8	4	2	1	mm
$H(y)$		81	39	-33	-125	-140	-95	-37	-19	-9	-10	mm
BK_{n+1}		-3.6	-4.3	-5.0	0.8	4.6	4.8	1.6	0.9	0		mm/m
i_{n+1}(图解求)		-4.9	-8.5	-15.9	-19.2	-16.0	-7.1	-3.4	1.5	-0.1		mm/m
$i_{n+1}ctg\theta$		-0.38	-0.60	-1.50	-1.81	1.42	-0.67	-0.33	-0.14	0.10		mm/m
$\varepsilon(y)$		-3.0	5.1	-0.5	-2.6	-3.2	4.1	1.3	0.8	0.1		mm/m

别给出$W(z)$、$i(z)$、$K(z)$、$U(z)$和$\varepsilon(z)$五条典型曲线。坐标原点位于开采边界区正上方地表点，横轴x指向煤柱方向为“+”，指向采空区方向为“−”。横座标除以相应开采边界的采深H（H_0、H_1或H_2）使之无因次化。预计时用到两个最大值，即相应采动程度的最大下沉值W_m和最大水平变形值ε_m，分别由该矿区的经验公式求得。预计时，用$\frac{x}{H}$为引数查典型曲线的分布系数表，得到该点的$W(z)$，$i(z)$，$K(z)$，$\varepsilon(z)$，$U(z)$，然后以下式计算实际移动变形值：

$$\left.\begin{aligned} W(x)&=W_m\cdot W(z)\\ i(x)&=\frac{W_m}{H}\cdot i(z)\\ K(x)&=\frac{W_m}{H^2}\cdot K(z)\\ \varepsilon(x)&=\varepsilon_m\cdot\varepsilon(z)\\ U(x)&=\varepsilon_m\cdot H\cdot U(z) \end{aligned}\right\}\qquad(4\text{-}50)$$

详见参考文献[9]。

四、苏联的典型曲线法

苏联矿山测量手册[9]给出了顿涅茨煤田等七个主要苏联煤产地的典型曲线法，还给出了缺少实测资料的其他苏联煤田适用的典型曲线法。现对岩性极硬的顿涅茨煤田初次开采时所采用的典型曲线法说明如下：

（一）预计参数

1. 边界角及松散层移动角

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

$$
\begin{cases}
\beta_0 = \begin{cases} 75^\circ - 0.8\alpha & (H>200\text{m}) \\ 80^\circ - 0.8\alpha - \rho\dfrac{H_0}{H} & (H<200\text{m}) \end{cases} \\
\gamma_0 = \begin{cases} 75^\circ & (\text{烟煤区},\ H>200\text{m}) \\ 80^\circ - \rho\dfrac{H_0}{H} & (\text{烟煤区},\ H<200\text{m}) \\ 75^\circ + 0.5\alpha & (\text{无烟煤区},\ H>200\text{m}) \\ 80^\circ + 0.5\alpha - \rho\dfrac{H_0}{H} & (\text{无烟煤区},\ H<200\text{m}) \end{cases} \\
\delta_0 \quad 75^\circ
\end{cases}
\qquad (4\text{-}51)
$$

$$\varphi = 55^\circ$$

β_0，γ_0最小应取25°，

式中 H——开采深度，

H_0——参数，取20m，

ρ——每弧度的角度值，57.3°。

2. 充分采动角和最大下沉角（见表4-14）

表4-14　　顿涅茨煤田的充分采动角和最大下沉角值

最大下沉角θ (°)	下山充分采动角ψ_1 (°)	上山充分采动角ψ_2 (°)	走向充分采动角ψ_3 (°)	应用条件
$90-0.8\alpha$	55	$55+0.3\alpha$	55	初次采动的岩层，或已被完全充分采动过的岩层
$90^\circ-0.5\alpha$	$55-0.3\alpha$	$55+0.45\alpha$	55	工作面的上半部分和从工作面上山边界起与水平线成γ_0角的线受过其下方过去开采的影响，或工作面以上的水平有过去开采的煤层
$90-\alpha$ (不小于30)	$55+0.25\alpha$	$55+0.25\alpha$	55	全部工作面和工作面下山边界起与水平线成β_0的线受过其下方过去开采的影响；或工作面以下水平有过去开采过的煤层，而工作面以下水平没有开采过的煤层
90	55	55	55	在自垂层中

注：在受采动过的岩层中，ψ_1应不超过$\gamma_0-\gamma_0$，ψ_2应不超过$\beta_0+\alpha_0$。

3. 其他参数

顿涅茨矿区的典型曲线还用到下沉系数q、工作面长度改正数ΔD，其值见表4-15。

表4-15　　顿涅茨矿区的q和$\frac{\Delta D}{H}$值

q	$\frac{\Delta D}{H}$	应用条件
0.75	0.40	在无烟煤地区
0.80	0.25	$h<0.3H$的煤层地区
0.85	0.20	$h>0.3H$的煤层地区

注：h为缓倾层厚度。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

（二）最大值预计（$\alpha \leqslant 45°$）

最大下沉值 $W_m = mq\cos\alpha\sqrt{t_1 t_2}$ (4-52)

式中 $t_1 t_2$ ——分别为倾向和走向的采动系数；

$$t_1 = 0.9\left(\frac{D_1}{H} - \frac{\Delta D}{H}\right)$$

$$t_2 = 0.9\left(\frac{D_2}{H} - \frac{\Delta D}{H}\right)$$

D_1、D_2——分别为工作面沿倾向和走向的长度。

在t_1（或t_2）大于1时，取1；小于0.1时，取$t_1 = 0.3\frac{D_1}{H}$ 或 $t_2 = 0.3\ \frac{D_2}{H}$。

（三）沿主断面的移动变形值计算

坐标系统的选取与降峰典型曲线相同（见图4-20），但倾向水平坐标仍为x，不为y。

沿主断面的移动变形值以下式计算：

$$\left.\begin{aligned} W(x) &= W_m S(x) \\ i(x) &= \pm\frac{W_m}{L}S'(x) \\ K(x) &= \frac{W_m}{L^2}S''(x) \qquad (\alpha \leqslant 45°) \\ U(x) &= \begin{cases} 0.15W_m S'(x) & (\text{沿走向}) \\ W_m[PS(x) \pm 0.15S'(x)] & (\text{沿倾向}) \end{cases} \\ \varepsilon(x) &= \begin{cases} 0.15\frac{W_m}{L}S''(x) & (\text{沿走向}) \\ \pm\frac{W_m}{L}[PS'(x) \pm 0.15S''(x)] & (\text{沿倾向}) \end{cases} \end{aligned}\right\} \quad (4\text{-}53)$$

式中 $S(x)$、$S'(x)$、$S''(x)$——典型曲线分布系数，可从表4-16查得；

x——无因次横坐标值，$x = \frac{x}{L}$；

L——相应的半盆地长L_1、L_2或L_3；

P——参数，$P = \operatorname{tg}\alpha - \frac{h}{H}$。 (4-54)

在求取沿倾向主断面的最大下沉点处的曲率和水平变形时，L取L_1和L_2的平均值。

五、英国地表移动预计的诺谟图法

英国国家煤炭局根据实测资料整理出一整套适用于英国煤矿地表移动预计的诺谟图。此方法的实质是，用一组曲线（或一组分布系数）表示地质采矿条件和地表最大移动变形值、主断面上移动变形值之间的关系，称为诺谟图。预计时，应用诺谟图分别求出最大值和分布系数，再按一定的公式，求出主断面上的移动变形值。具体方法见参考文献[2 1]。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

表4-16　　苏联顿涅茨煤田典型曲线分布系数

$z=\frac{x}{L}$	$S(z)$				$S'(z)$				$S''(z)$			
	$n\geqslant 1$	$n=0.8$	$n=0.5$	$n\leqslant 0.4$	$n\geqslant 1$	$n=0.8$	$n=0.6$	$n\leqslant 0.4$	$n\geqslant 1$	$n=0.8$	$n=0.6$	$n\leqslant 0.4$
0	1.00	1.00	1.00	1.00	0	0	0	0	0	-4.51	-8.60	-10.03
0.1	0.99	0.98	0.90	0.95	-0.19	-0.48	-0.83	-0.97	2.10	5.17	-7.83	-8.59
0.2	0.95	0.90	0.84	0.82	0.50	-1.04	-1.53	-1.64	-5.11	-6.07	-5.50	-4.95
0.3	0.86	0.77	0.66	0.64	-1.20	-1.63	-1.69	-1.92	-7.25	-5.17	-1.91	-0.67
0.4	0.71	0.56	0.47	0.45	-1.89	-1.96	-1.80	-1.81	-5.70	-1.55	+1.79	+2.72
0.5	0.50	0.39	0.30	0.28	-2.20	-1.91	-1.57	-1.44	0	+3.01	+4.33	+4.35
0.6	0.29	0.22	0.16	0.15	1.89	1.44	-1.09	-0.99	+5.70	+5.68	+4.91	+4.36
0.7	0.10	0.10	0.08	0.08	-1.20	-0.85	-0.64	-0.60	+7.26	+5.45	+3.97	+3.40
0.8	0.05	0.04	0.03	0.03	-0.56	-0.41	-0.31	-0.32	+5.11	+3.50	+2.49	+2.20
0.9	0.01	0.01	0.01	0.01	-0.19	-0.15	-0.11	-0.12	+2.10	+1.50	+1.10	+1.25
1.0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0

第四节　剖面函数法

一、基本概念

上面已提到，剖面函数法的实质是以某些函数（称为剖面函数）来表示各种开采条件下的主断面内的典型移动和分布情况。所以也可以说，剖面函数是典型曲线的解析函数表示形式。

剖面函数的函数形式是基于实测资料凭经验确定的，只要与实测资料符合得好，不一定有理论模型作为依据。剖面函数中所用的预计参数，通常是用实测资料和所选定的剖面函数形式以曲线拟合或最优化方法确定，并常表示为与地质采矿条件数据有关的经验公式，以便在预计时采用（详见本书第五章）。

与典型曲线法相比，剖面函数法更便于进行数学处理和用电子计算机进行计算。但由于剖面函数形式的限制，其函数值不一定能在每一点上都与实测确定的典型曲线值相一致，求得的参数也可能与实际值有出入，所以，用剖面函数法预计的误差比用典型曲线法预计的误差稍大。与影响函数法相比，剖面函数法一般只适用于矩形或近似于矩形的工作面开采时的预计，不像影响函数法那样可以适用于任意形状的工作面开采时的预计。但由于剖面函数的形式是直接根据实测资料选定，不是像影响函数那样基于某种简化而可能与实际有出入的理论模型推导求得，所以，在预计矩形工作面开采的地表移动时，剖面函数法比影响函数法精度高。

剖面函数的形式很多，下面只介绍几种常用的或有代表性的形式。用剖面函数法进行预计的方法和步骤与典型曲线法基本相同，只是其分布函数不必像典型曲线图法那样需要从典型曲线上量得或从分布系数表上查出，而只需根据剖面函数公式直接计算即可。

二、负指数函数法[3]

负指数函数法是用负指数函数来表示地表下沉剖面函数的方法，它适用于近似矩形工作面开采时的地表移动和变形的预计。

（一）充分采动时地表下沉盆地主断面半盆地的移动和变形预计

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

此时，可用以下公式进行预计：

沿走向主断面半盆地：

$$\begin{cases} W(x)=W_0 e^{-a\left(c-\frac{x}{h}\right)^n} \\ i(x)=\dfrac{W_0}{H}an\left(c-\dfrac{x}{H}\right)^{n-1}e^{-a\left(c-\frac{x}{H}\right)^n} \\ K(x)=\dfrac{W_0}{H_2}an\left(c-\dfrac{x}{H}\right)^{n-2}\left[an\left(c-\dfrac{x}{H}\right)^n-n+1\right]e^{-a\left(c-\frac{x}{H}\right)^n} \\ U(x)=Bi(x) \\ \varepsilon(x)=BK(x) \end{cases} \tag{4-55}$$

沿倾向主断面：

$W(y)$、$i(y)$、$K(y)$公式与式（4-55）的前三式相同，仅需将x换成y即可。$U(y)$、$\varepsilon(y)$按下式预计：

$$\begin{cases} U(y)=Bi(y)+W(y)\operatorname{ctg}\theta \\ \varepsilon(y)=BK(y)+i(y)\operatorname{ctg}\theta \end{cases} \tag{4-56}$$

最大下沉值W_0与上节定义相同，仍可用式（4-19）计算；最大下沉角θ定义同前，无实测资料时可用表4-8或参考文献[3]附录五所列的经验值。在式（4-56）中，有

$$\begin{cases} B=\dfrac{bd}{0.413n-0.213} \\ d=H\sqrt[n]{\dfrac{n-1}{an}} \end{cases} \tag{4-57}$$

在式（4-55）中，当$c-\frac{x}{H}<0$时，取$c-\frac{x}{H}=0$。其坐标系统的选取如图4-21所示，横坐标原点设在采空区边界正上方。在其坐标轴指向煤柱时，式（4-55）中$\left(c-\frac{x}{H}\right)$或$\left(c-\frac{y}{H}\right)$中的“－”号应改为“＋”号。

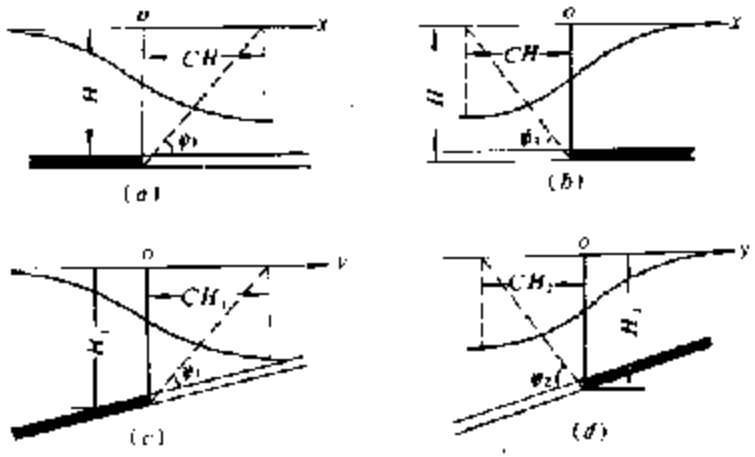


图4-21　充分采动时沿主断面的坐标系统

a—沿走向主断面x轴指向采空区时；b—沿走向主断面x轴指向煤柱时；
c—沿倾向主断面y轴指向采空区时；d—沿倾向主断面y轴指向煤柱时

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

（二）主断面上地表下沉全盆地的移动和变形预计

此时的坐标系统如图4-22所示，坐标原点选在采空区的左下角的o点，x轴沿煤层走向，x轴反时针旋转90°为y轴，y轴指向煤层上山方向。

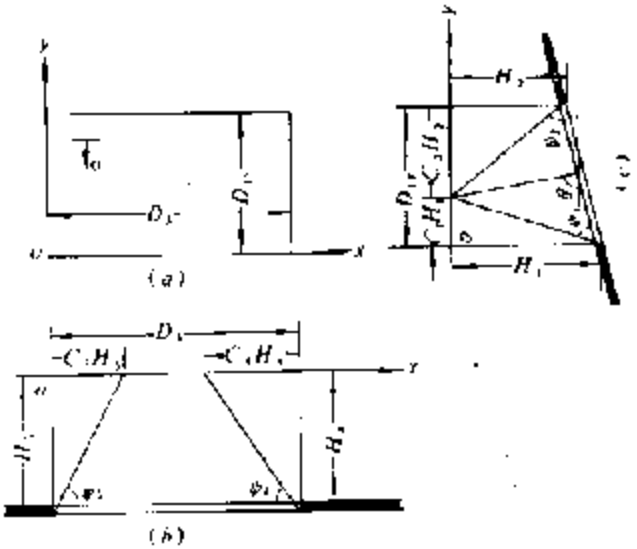


图4-22　合成法计算时坐标系统的选定

a—平面图；b—沿走向主断面；c—沿倾向主断面

仿照式（4-44）、（4-45）的形式，走向主断面上的移动和变形的计算公式可写成：

$$\begin{cases} W^{\circ}(x)=C_{zm}[W(x,\ t_3)+W(x-D_3,\ t_4)-W_0] \\ i^{\circ}(x)=C_{zm}[i(x,\ t_3)\ +i(x-D_3,\ t_4)] \\ K^{\circ}(x)=C_{zm}[K(x,\ t_3)+K(x-D_3,\ t_4)] \\ U^{\circ}(x)=C_{zm}[U(x,\ t_3)+U(x-D_3,\ t_4)] \\ \varepsilon^{\circ}(x)=C_{zm}[\varepsilon(x,\ t_3)+\varepsilon(x-D_3,\ t_4)] \\ C_{zm}=\dfrac{W^{\circ}_{max}}{W_0} \end{cases} \tag{4-58}$$

倾向主断面上的移动和变形的计算公式为：

$$\begin{cases} W^{\circ}(y)=C_{xm}[W(y,\ t_1)+W(y-D_{1x},\ t_2)-W_0] \\ i_c(y)\ \ C_{xm}[i(y,\ t_1)+i(y-D_{1x},\ t_2)] \\ K^{\circ}(y)=C_{xm}[K(y,\ t_1)+K(y-D_{1x},\ t_2)] \\ U^{\circ}(y)=C_{xm}[U(y,\ t_1)+U(y-D_{1x},\ t_2)-W_0\mathrm{ctg}\theta] \\ \varepsilon^{\circ}(y)=C_{xm}[\varepsilon(y,\ t_1)+\varepsilon(y-D_{1x},\ t_2)] \\ C_{xm}=\dfrac{W^{\circ}_{m}}{W_0} \end{cases} \tag{4-59}$$

式中　D_{1x}、D_3——分别表示上山面倾斜长度的水平投影和走向长度；

C_{zm}、C_{xm}——分别表示沿走向和倾向的采动程度系数。

在式（4-58）和（4-59）中，等式右边的W、i、K、U和ε均用式（4-55）、（4-56）计算。这些函数小括号内分号前为变量，表示以相应的变量值代入式（4-55）、（4-56）计算；分号后的t_1、t_2、t_3和t_4分别为下山边界、上山边界、走向左边界和走向右边界的

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

参数，用它们和采深（$H_1 \sim H_4$）取代式（4-55）（4-56）中的参数（a、b、c）和采深进行计算；参数q、n，对一个工作面来说，走向、下山和上山方向的都取相同的值，不必改变。

$C_{x\infty}$和$C_{y\infty}$的求法如下：

在走向和倾向均为充分采动情况下，取$C_{x\infty}=1$，$C_{y\infty}=1$；

在非充分采动情况下，当$D_{x\infty}\geqslant C_1H_1+C_2H_2$时，取$C_{x\infty}=1$；当$C_3\geqslant C_3H_3+C_4H_4$时，取$C_{y\infty}=1$。否则，按下式近似计算：

$$C_{x\infty}=2e^{-a_3\left(\theta_3-\frac{x_\infty}{H_3}\right)^n}-1 \tag{4-60}$$

$$C_{y\infty}=2e^{-a_1\left(\theta_1-\frac{y_\infty}{H_1}\right)^n}-1 \tag{4-61}$$

式中

$$x_\infty=\frac{D_3+P_3c_3H_3-C_4H_4}{1+P_3} \tag{4-62}$$

$$y_\infty=\frac{D_{1\infty}+P_2C_1H_1-C_2H_2}{1+P_2} \tag{4-63}$$

式中

$$\left.\begin{aligned}P_3&=\frac{H_4}{H_3}\sqrt[n]{\frac{a_3}{a_4}}\\P_2&=\frac{H_2}{H_1}\sqrt[n]{\frac{a_1}{a_2}}\end{aligned}\right\} \tag{4-64}$$

（三）参数及其取值

从剖面函数可知，负指数函数法的参数有：a_j、b_j、c_j（$j=1\sim4$）和n、θ、q共15个。$j=1\sim4$分别代表下山、上山、走向左侧（开切眼）和走向右侧（停采线）的相应参数。a称为横向发育系数，反映下沉盆地在水平方向的扩展程度；n为形态系数，反映下沉盆地的陡缓程度，对走向和倾向取相同的值；c为位置系数，决定工作面与下沉盆地的相对关系。水平移动系数b和下沉系数q与本章第二节概率积分法相同，取值可参考表4-5；最大下沉角θ的定义与上节相同，取值可参考表4-8。a、c、n的取值可参看表4-17，表中的覆岩类型的划分同表4-5。

在参考文献[3]附录五中，列出了我国部分矿区和观测站实测的负指数函数法预计参数值。在预计要求较高精度时，可类比采用。

负指数函数法还可采用查表和电算等方法进行预计，其方法和实例见参考文献[3]。

三、威布尔（*Weber*）分布法[22]·[23]·[24]

（一）基本原理

概率积分法在我国得到深入的研究和广泛的应用，取得了很大的成功。随着实测资料的增加和研究的进一步深入，发现概率积分法与实际情况有以下不符合的地方：

(1) 实测下沉曲线往往不以拐点为对称中心，下沉盆地的两翼互相不对称；

(2) 即使在近水平煤层开采时，充分采动区内也可能存在水平移动；

(3) 即使在近水平煤层开采时，水平移动也不与倾斜成正比。

这些问题可能是因为概率积分法的理论模型及其某些简化假设与实际岩体不符合引起

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

表4-17　　覆岩性质区分的负指数函数法a、b、n参数值

覆岩类型	倾向发育系数 a	形态系数 n	位置系数 c
坚　硬	—	2.9～3.2	—
中　硬	$a_1=2.28-2.21\ln\frac{\alpha}{\rho}$ $a_2=-0.18-2.54\ln\frac{\alpha}{\rho}$ $a_3=4.5\sim6.0$ $a_4=4.5\sim6.0$	2.6～2.8	$c_1=\mathrm{tg}(31^\circ-0.5\alpha)$ $c_2=\mathrm{tg}(36^\circ+0.5\alpha)$ $c_3=\mathrm{tg}31^\circ$ $c_4=\mathrm{tg}36^\circ$
软　弱	—	2.4～2.6	—

注：表中α为煤层倾角，$\rho=57.3^\circ$，a_3、a_4、c_3、c_4有时也写作a_2、a_1、c_2、c_1。

的。这些问题影响了预计的准确性，为了解决这些问题，提高预计的准确性。我国开采沉陷工作者提出了碎块体理论模型，其基本假设是：

(1) 岩体是由于开采破坏引起的和原生的节理系、裂隙系等所分割的不连续介质，可以用图4-23所示的碎块体模型描述；

(2) 因而，岩体是各向异性的、非均质的、不连续的；

(3) 承认“叠加原理”，即把开采引起的岩层和地表移动和变形看作是组成该开采的无限多个无限小单元开采引起的移动和变形的总和。

根据以上理论模型和假设，可得到图4-24所示的随机游动模型。从中可得出：

$$p+q+r=1$$

式中　p，q——分别为B、C岩块在A岩块移走后向A岩块所留的空位移动的概率；

r——由于岩体的尺寸不同，使A移走的空位留在A、B、C内、不被上部来的岩块所填充的概率。

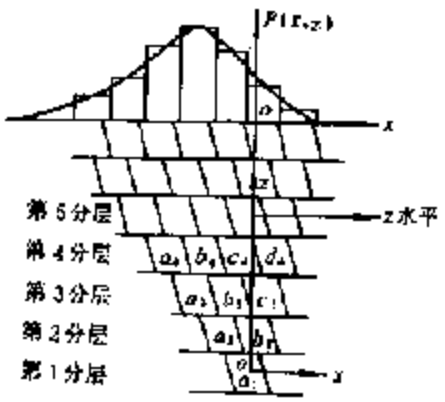


图4-23　威布尔分布法的理论模型

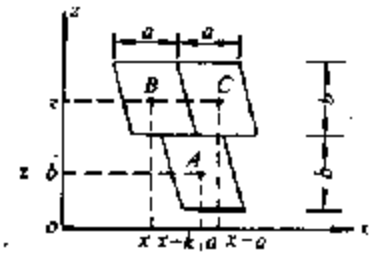


图4-24　碎块体理论模型的随机游动模型

仿照概率积分法的分析方法（推导过程见参考文献[43]），从中可以得到以下表征该模型岩层及地表移动的基本微分方程式：

$$\begin{cases}\dfrac{\partial P(x,z)}{\partial z}=A(x,z)\dfrac{\partial P(x,z)}{\partial x}+B(x,z)\dfrac{\partial^2 P(x,z)}{\partial x^2}\\ P(x,0)=\delta(x)\end{cases}\tag{4-65}$$

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

解此微分方程，并考虑岩层和地表移动的实际，可得特解：

$$P(x,z)=\frac{P_z}{d_z}(C_z-x)^{a_z-1}e^{-\frac{(C_z-x)^{b_z}}{d_z}}=W_z(x,z) \qquad (4\text{-}66)$$

式（4-66）即为与概率积分法的下沉影响函数表达式（4-5）相应的公式，也就是威布尔分布法的单元下沉盆地表达式。式中P_z、C_z和d_z是与z有关的参数。由于式（4-66）的形式与威布尔分布的密度函数形式相同，所以，此法又叫威布尔分布法。

（二）非充分采动时主断面上的地表移动和变形预计

选择与负指数函数法相同的坐标系统（图4-22a），即走向主断面的横坐标x的原点在走向左侧（开切眼）煤壁的正上方地表点，沿地表指向右方；倾向主断面的横坐标y的原点在下山边界的正上方地表点，沿地表指向上山方向。纵坐标为地表移动或变形值，取法同前（图4-25）。

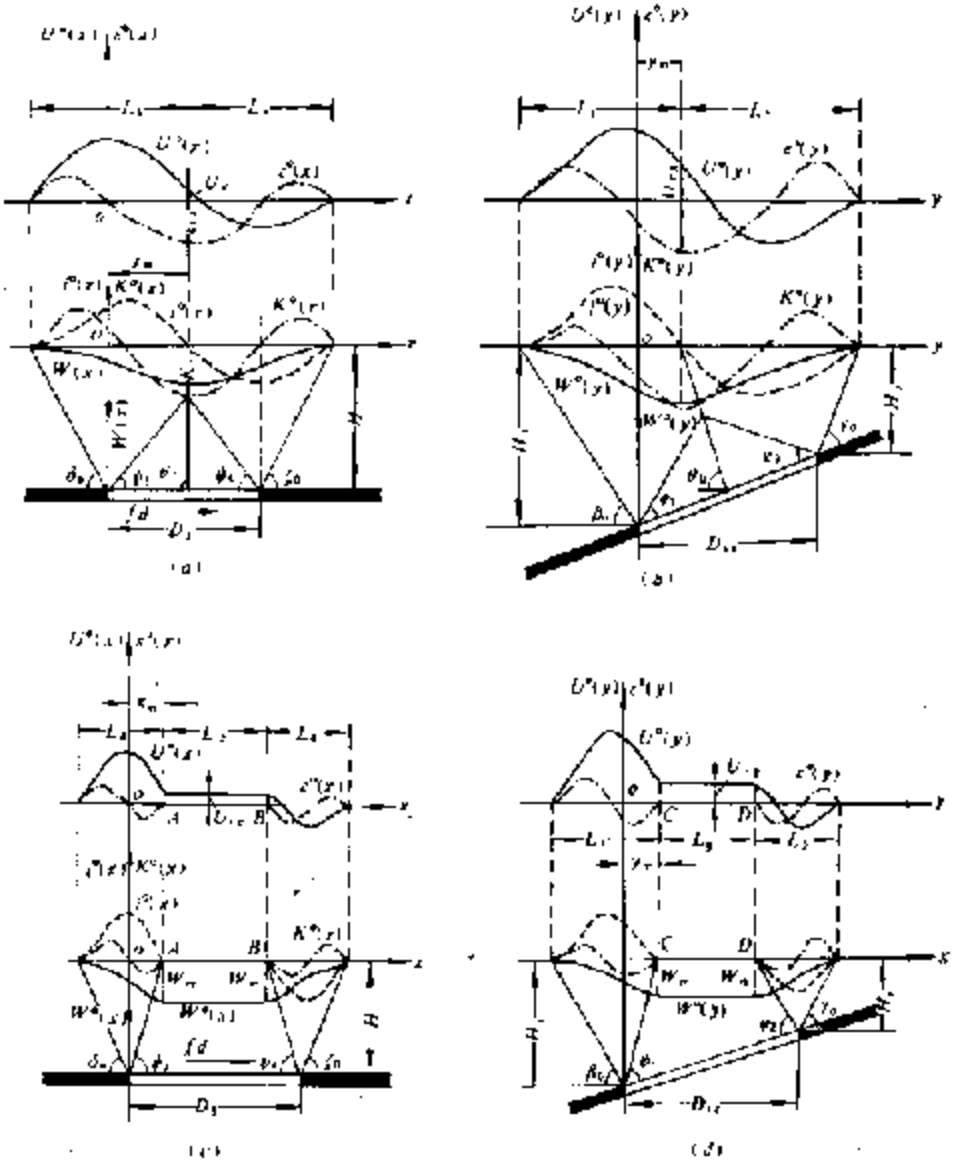


图4-25 威布尔分布法预计的典型情况

a—走向非充分采动；b—倾向非充分采动；c—走向充分采动；d—倾向充分采动

$\underline{fd}$—工作面推进方向

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

非充分采动时（图4-25a，b）主断面上全盆地的移动和变形可用以下方法和公式进行预计：

1. 沿走向主断面

1）预计公式

有限开采时走向主断面上移动和变形的预计公式为

$$\begin{cases} W^{\circ}(x)=W_{\infty}S(z) \\ i^{\circ}(x)=-\dfrac{W_{\infty}}{L_{4}}S'(z) \\ K^{\circ}(x)=-\dfrac{W_{\infty}}{L_{4}^{2}}S''(z) \\ U^{\circ}(x)=D_{\infty}i^{\circ}(x)+A_{\infty}W^{\circ}(x) \\ \varepsilon^{\circ}(x)=B_{\infty}K^{\circ}(x)+A\ i^{\circ}(x) \end{cases} \tag{4-67}$$

式中

$$z=1+\frac{x_{m}}{L_{4}}-\frac{x}{L_{4}} \tag{4-68}$$

$$\begin{cases} S(z)=z^{n_{2}}e^{\frac{n_{2}}{n_{1}}(n_{1}z^{n_{1}}-1)(n_{1}z^{n_{1}}-1)} \\ S'(z)=\dfrac{dS(z)}{dz}=\dfrac{n_{2}}{z}(1-z^{n_{1}})S(z) \\ S''(z)=\dfrac{d^{2}S(z)}{dz^{2}}=S'(z)\left[\dfrac{S'(z)}{S(z)}-\dfrac{1}{z}\right]-n_{2}(n_{2}-1)z^{n_{2}-2}S(z) \end{cases} \tag{4-69}$$

（当$z\leqslant 0$时，取$S(z)=S'(z)=S''(z)=0$）

式（4-68）中，最大下沉点坐标x_m和右侧半盆地长L_4（其几何意义见图4-25a）为中间参数，可以用威布尔分布法预计参数（走向右侧边界角ζ_0、走向方向最大下沉角θ_a）求定，其公式为：

$$\begin{cases} x_{m}=\dfrac{D_{3}}{2}-H\operatorname{ctg}\theta_{a} \\ L_{4}=\dfrac{D_{3}}{2}+H\operatorname{ctg}\zeta_{0}+H\operatorname{ctg}\theta_{a} \end{cases} \tag{4-70}$$

式中D_3为工作面走向长，H为走向主断面处的采深。H以下式计算：

$$H=\frac{H_{1}+H_{2}}{2}\left(1+\frac{\operatorname{tg}\alpha}{\operatorname{tg}\theta}\right)$$

式中H_1、H_2分别为工作面下山和上山边界的采深，α为煤层倾角，θ为最大下沉角（倾向方向的）。

2）预计参数

求走向主断面有限开采的地表移动和变形时，共用到以下参数：下沉系数q，沿倾向和走向的采动系数n_1、n_2，走向左、右侧的边界角δ_0、ζ_0，走向最大下沉角θ_a和走向水平移动系数B_a、A_a。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

下沉系数q及采动系数n_1、n_2用来预计有限开采时的地表最大下沉值W_m，其定义同本章第三节所述，在无实测资料时，可取表4-8的值。最大下沉值的计算公式为：

$$W_m = mq\cos\alpha\sqrt{n_1 n_2} \tag{4-71}$$

式（4-69）中的走向形状系数p_x是一个中间参数，可以用另两个中间参数走向左侧半盆地长L_3（可用预计参数δ_0、θ_x求出）和走向右侧半盆地长L_4按下式求出：

$$p_x = 2.188\frac{L_4}{L_3} + 1.247 \tag{4-72}$$

式中：

$$L_3 = \frac{D_3}{2} + H_0\cot\delta_0 - H\cot\theta_x \tag{4-73}$$

走向水平移动系数B_x、A_x可根据实测资料按下式求出：

$$\begin{cases} B_x = \dfrac{\varepsilon_{x,x}}{K_{x,x}} \\ A_x = \dfrac{U_{x,x}}{W_m} \end{cases} \tag{4-74}$$

式中 $U_{x,x}$、$\varepsilon_{x,x}$、$K_{x,x}$——分别为沿走向主断面上最大下沉点处的水平移动、水平变形和曲率值。

若无本矿区实测资料求得的B_x、A_x值时，B_x值可取表4-8中的水平移动系数B的值，A_x可近似地取0。

2. 沿倾向主断面

1）预计公式

预计时仍可用式（4-67）～（4-69），但这些公式中的L_4应以上山半盆地长L_2取代，所有x（包括下角标）都以y取代。W_m仍根据参数q、n_1、n_2以式（4-71）计算（即走向主断面和倾向主断面均取相同的最大下沉值W_m，该值为走向和倾向主断面交点的下沉值）。中间参数最大下沉点的横坐标y_m、上山半盆地长L_2、倾向形状系数p_y、下山半盆地长L_1（其几何意义见图4-25b）可根据预计参数β_0、γ_0、θ按下式求定：

$$\begin{cases} y_m = \dfrac{D_{1,y}}{2} - H_0\cot\theta \\ L_2 = \dfrac{D_{1,y}}{2} + H_0\cot\theta + H_1\cot\gamma_0 \\ p_y = 2.188\dfrac{L_2}{L_1} + 1.247 \\ L_1 = H_2\cot\beta_0 + \dfrac{D_{1,y}}{2} - H_0\cot\theta \end{cases} \tag{4-75}$$

式中 H_0——平均采深，$H_0 = \dfrac{1}{2}(H_1 + H_2)$；

$D_{1,y}$——工作面倾向斜长的水平投影长。

2）预计参数

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

求倾向主断面有限开采的地表移动和变形时，除了用到与走向主断面共同的参数：q、m_1、m_2外，还用到以下五个参数：下山边界角β_0、上山边界角γ_0、（倾向）充分采动角θ和倾向水平移动系数B_y、A_y。

倾向水平移动系数B_y、A_y仍可用式（4-74）求定，只是式中所有下角标中的x均要用y取代，而$U_{y,x}$、$\varepsilon_{y,x}$和$K_{y,x}$分别表示沿倾向主断面上最大下沉点处的水平移动、水平变形和曲率。在无实测资料时，B_y可近似采用表4-8的B值，A_y可近似取$-\operatorname{ctg}\theta$。

走向和倾斜方向的边界角δ_0、ζ_0、β_0、γ_0和最大下沉角θ_x、θ的定义和求法与本书第二章相同，可根据实测资料求定。在预计精度要求不高时，可采用表4-8的值，此时设$\zeta_0=\delta_0$，$\theta_x=90°$。参考文献[3]附录五列出了我国一些矿区和观测站由实测资料求出的β_0、γ_0、δ_0和θ值，可供类比选用。

（三）充分采动时主断面上的地表移动和变形预计（图4-25c，d）

充分采动时的预计方法和公式与上述非充分采动时的方法和公式相同。但应注意以下几点：

（1）哪个方向达到充分采动时，其采动系数n（n_1或n_2）就取1；

（2）充分采动区内（图4-25c中的AB范围内或图4-25d的CD范围内）的移动变形值不用式（4-67）～（4-69）计算，直接取以下的值：下沉值取W_0，水平移动为$U_{x,x}=A_xW_0$（对走向主断面）或$U_{y,y}=A_yW_0$（对倾向主断面），倾斜、曲率、水平变形均取0；

（3）在预计充分采动区左侧（或下山一侧）半盆地的移动和变形值时，所用公式与上述有限开采时的预计公式相同，在预计充分采动区右侧（或上山一侧）半盆地的移动和变形值时，应以$(x-L_x)$值取代x（对走向主断面）或以$(y-L_y)$值取代y（对倾向主断面），再以非充分采动的公式和方法计算。此时式（4-67）～（4-69）、（4-72）及式（4-75）的第三式形式不变。但式（4-70）、（4-73）和式（4-75）的第一、二、四式变化成以下形式：

沿走向主断面：

$$\begin{cases} x_0=H\operatorname{ctg}\psi_3 \\ L_4=H(\operatorname{ctg}\psi_4+\operatorname{ctg}\zeta_0) \\ L_3=H(\operatorname{ctg}\psi_3+\operatorname{ctg}\delta_0) \end{cases} \tag{4-76}$$

沿倾向主断面：

$$\begin{cases} y_0=H_1\operatorname{ctg}(\psi_1+\alpha) \\ L_2=H_2[\operatorname{ctg}(\psi_2+\alpha)+\operatorname{ctg}\gamma_0] \\ L_1=H_1[\operatorname{ctg}\beta_0+\operatorname{ctg}(\psi_1+\alpha)] \end{cases}$$

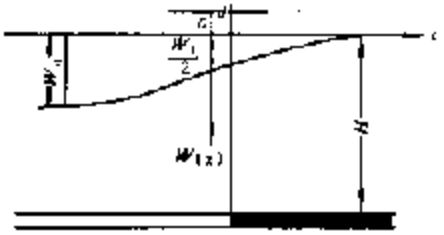


图4-26 各种剖面函数的坐标系统

四、其他形式的剖面函数[26][27][28][29]

由于剖面函数法具有很多优点，因此许多国家在这方面作了很多工作，并且研究出类型繁多的、适合于自己国家情况的剖面函数形式。下面仅将一些国家的半无限开采时的下沉剖面函数形式作一简要介绍。为了便于比较和叙述，统一选定如图4-26所示的坐标系统。

（1）双曲函数型剖面函数：

$$W(x)=\frac{1}{2}W_0\left[1-\operatorname{th}\left(\frac{cx}{B}\right)\right]$$

式中 C、B——预计参数，一般取$C=2$，$B=\frac{W_0}{i_0}$，由实测资料求定。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

(2) 波兰上西里西亚煤田使用的剖面函数：

$$W(x)=\frac{W_0}{B}\int_{x}^{\infty}\exp\left[-\pi\left(\frac{\xi}{B}\right)^2\right]d\xi$$

式中 B——预计参数。

(3) 匈牙利煤田剖面函数：

$$W(x)=W_0\exp\left[-\frac{1}{2}\left(\frac{x+B}{B}\right)^2\right]$$

式中 B——预计参数。

英国各煤田也曾使用过此种函数，且取$B=0.27H$及$0.42H$。其相应的d（几何意义见图4-26）值分别为$0.09H$及$0.21H$。

(4) 苏联顿涅茨煤田曾用过以下剖面函数：

$$W(x)=\eta^2\left(1-\frac{x}{L}+\frac{1}{2\pi}\sin\frac{2\pi x}{L}\right)+\frac{1-\eta^2}{4}\left(1+\cos\frac{\pi x}{L}\right)^2$$

式中 η、n——预计参数；

L——半盆地长度。

(5) 美国H.霍夫曼提出的剖面函数：

$$W(x)=W_0\sin^2\left[\frac{\pi}{4}\left(\frac{x}{B}-1\right)\right]$$

式中 B——预计参数，$B=H\operatorname{ctg}\delta$，$\delta$为走向移动角。

剖面函数法也是我国常用的预计方法之一，在预计矩形或近似矩形工作面开采的地表移动和变形时，其优点更为突出。

第五节 地表移动盆地内任意点的移动和变形预计

本章前几节介绍了预计地表移动盆地主断面上移动和变形的三种方法：概率积分法、典型曲线法和剖面函数法。本节将介绍地表移动盆地内任意点、任意方向的移动和变形值的计算方法。这种计算方法可分为解析法（发展为电算法）和图解法（积分格网法）两种。

解析法的优点是，便于分析移动变形之间的关系，便于应用电子计算机进行预计；其缺点是，在没有电子计算机而用人工计算时，计算复杂，工作量较大。图解法的优点是，能够预计任意形状工作面开采引起的地表移动和变形，比较形象，比较直观；缺点是，绘制和使用积分格网都较为麻烦，预计的误差也比解析法大。

下面分别介绍这两种方法。

一、任意点移动变形预计的解析法

（一）基本原理

下面用概率积分法说明任意点预计的基本原理。

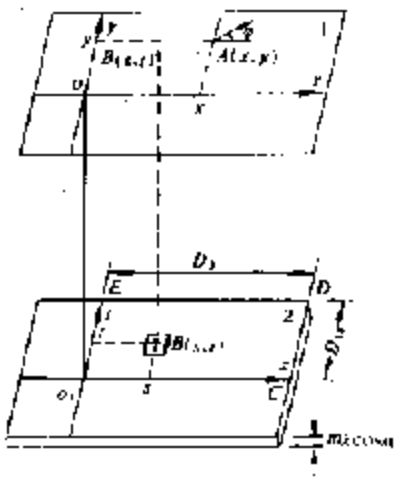


图4-27 空间坐标系

1—地表；2—开采煤层

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

见图4-5，在二维的情况下，若开采单元的横坐标为s，地表任意点A的横坐标为x，则此单元开采引起的A点的下沉为

$$W_e(x)=\frac{1}{r}e^{-\pi\frac{(x-s)^2}{r^2}}$$

仿照以上的推导，并考虑图4-27的三维情况，若煤层是水平的，煤层坐标系t、o、s和地面坐标系x、o、y的水平投影重合，则单元B[坐标为$(s,\ t)$]的开采引起地表任意点A[坐标为$(x,\ y)$]的下沉$W_e(x,\ y)$为

$$W_e(x,y)=\frac{1}{r^2}e^{-\pi\left[\frac{(x-s)^2}{r^2}+\frac{(y-t)^2}{r^2}\right]} \tag{4-77}$$

（二）预计公式

若煤层的顶板下沉量为$W_0=mq\cos\alpha$，开采范围为o_1CDE，o_1C长为D_3，CD长为D_1，则整个开采引起A点的下沉为

$$W(x,y)=W_0\int_0^{D_3}\int_0^{D_1}\frac{1}{r^2}e^{-\pi\left[\frac{(x-s)^2}{r^2}+\frac{(y-t)^2}{r^2}\right]}\mathrm{d}t\mathrm{d}s$$

则

$$W(x,y)=W_0\int_0^{D_3}\int_0^{D_1}\frac{1}{r}e^{-\pi\frac{(x-s)^2}{r^2}}\cdot\frac{1}{r}e^{-\pi\frac{(y-t)^2}{r^2}}\mathrm{d}t\mathrm{d}s$$

由于积分限为常数，上式可写成

$$W(x,y)=W_0\int_0^{D_3}\frac{1}{r}e^{-\pi\frac{(x-s)^2}{r^2}}\mathrm{d}s\cdot\int_0^{D_1}\frac{1}{r}e^{-\pi\frac{(y-t)^2}{r^2}}\mathrm{d}t$$

$$=\frac{1}{W_0}W_0\left[\int_0^{\infty}\frac{1}{r}e^{-\pi\frac{(x-s)^2}{r^2}}\mathrm{d}s-\int_{D_3}^{\infty}\frac{1}{r}e^{-\pi\frac{(x-s)^2}{r^2}}\right]\cdot W_0\left[\int_0^{\infty}\frac{1}{r}e^{-\pi\frac{(y-t)^2}{r^2}}\mathrm{d}t-\int_{D_1}^{\infty}\frac{1}{r}e^{-\pi\frac{(y-t)^2}{r^2}}\mathrm{d}t\right]$$

仿照式（4-20）的推导，上式可化成

$$W(x,y)=\frac{1}{W_0}[W(x)-W(x-D_3)][W(y)-W(y-D_1)]$$

考虑到式（4-38），并且煤层是水平的，上式可化作

$$W(x,y)=\frac{1}{W_0}W^x(x)W^y(y) \tag{4-78}$$

式中，$W^x(x)$为倾斜方向充分采动时走向主断面上横坐标为x的点的下沉值；$W^y(y)$为走向方向充分采动时倾向主断面上横坐标为y的点的下沉值，它们可分别按式(4-38)及（4-42）计算。

下面研究地表$A(x,y)$点处沿指定的φ方向上的移动和变形值。φ为从x轴的正向逆时针计算到指定方向的角值。

反
11

$A(x,y)$点沿φ方向的倾斜$i(x,y,\varphi)$为下沉$W(x,y)$在φ方向上单位距离的变化率，在数学上即为φ方向的方向导数（文献[16] P140），且有

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

$$i(x,y,\varphi)=\frac{\partial W(x,y)}{\partial \varphi}=\frac{\partial W(x,y)}{\partial x}\cos\varphi+\frac{\partial W(x,y)}{\partial y}\sin\varphi$$

考虑式（4-78），上式可化成

$$i(x,y,\varphi)=\frac{1}{W_0}i^0(x)W^0(y)\cos\varphi+\frac{1}{W_0}W^0(x)i^0(y)\sin\varphi$$

即
$$i(x,y,\varphi)=\frac{1}{W_0}[i^0(x)W^0(y)\cos\varphi+W^0(x)i^0(y)\sin\varphi] \qquad (4\text{-}79)$$

A点沿φ方向的曲率$K(x,y,\varphi)$是下沉曲面的倾斜$i(x,y,\varphi)$在φ方向上单位距离的变化率，即$i(x,y,\varphi)$在φ方向的导数，则有

$$K(x,y,\varphi)=\frac{\partial i(x,y,\varphi)}{\partial \varphi}=\frac{\partial i(x,y,\varphi)}{\partial x}\cos\alpha+\frac{\partial i(x,y,\varphi)}{\partial y}\sin\alpha$$

考虑式（4-79），上式可化作

$$K(x,y,\varphi)=\frac{1}{W_0}[K^0(x)W^0(y)\cos^2\varphi+K^0(y)W^0(x)\sin^2\varphi+i^0(x)i^0(y)\sin 2\varphi] \qquad (4\text{-}80)$$

由于所讨论的煤层是水平的，覆岩也认为是水平的，各向同性的，所以式（4-40）、（4-41）的关系对于地表任意点，沿任意方向均成立。根据式（4-40）的水平移动与倾斜成正比的关系，可以从式（4-79）得

$$U(x,y,\varphi)=bri(x,y,\varphi)=\frac{1}{W_0}[bri^0(x)W^0(y)\cos\varphi+W^0(x)bri^0(y)\sin\varphi]$$

即
$$U(x,y,\varphi)=bri(x,y,\varphi)=\frac{1}{W_0}[U^0(x)W^0(y)\cos\varphi+U^0(y)W^0(x)\sin\varphi] \qquad (4\text{-}81)$$

同理，可据式（4-41）的关系，从式（4-80）得

$$\varepsilon(x,y,\varphi)=brK(x,y,\varphi)=\frac{1}{W_0}\{\varepsilon^0(x)W^0(y)\cos^2\varphi+\varepsilon^0(y)W^0(x)\sin^2\varphi$$
$$+[U^0(x)i^0(y)+U^0(y)i^0(x)]\sin\varphi\cos\varphi\} \qquad (4\text{-}82)$$

地表两平行线的倾斜差与两线间距之比称为扭曲，其单位与曲率相同（$\times 10^{-3}$/m）。地表$A(x,y)$点沿φ方向的扭曲$S(x,y,\varphi)$在数学上即为沿φ方向单位长度上$i(x,y,\varphi+90°)$的变化率，则有

$$S(x,y,\varphi)=\frac{\partial i(x,y,\varphi+90°)}{\partial \varphi}=\frac{\partial i(x,y,\varphi+90°)}{\partial x}\cos\varphi+\frac{\partial i(x,y,\varphi+90°)}{\partial y}\sin\varphi$$

据式（4-79），上式可化作

$$S(x,y,\varphi)=\frac{W^0(x)K^0(y)-W(y)K^0(x)}{2W_0}\sin 2\varphi+\frac{i^0(x)i^0(y)}{W_0}\cos 2\varphi \qquad (4\text{-}83)$$

地表下沉盆地内单元正方形点角的变化称为剪应变，其单位与水平变形相同(mm/m)。$A(x,y)$点沿φ方向的剪应变$\gamma(x,y,\varphi)$计算公式可推导如下（见图4-28）。

根据式（4-81），沿单元$ABCD$两边的水平移动可写为

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

$$U=U(x,y,\varphi)=\frac{1}{W_0}U^*(x)W^*(y)\cos\varphi+\frac{1}{W_0}U^*(y)W^*(x)\sin\varphi$$

$$V=V(x,y,\varphi+90^\circ)=-\frac{1}{W_0}U^*(x)W^*(y)\sin\varphi+\frac{1}{W_0}U^*(y)W^*(x)\cos\varphi$$

则按弹性力学定义（[17]P21），$\gamma(x,y,\varphi)$为$\angle ABC$与$\angle B'A'C'$之差，且有

$$\gamma(x,y,\varphi)=\frac{\partial V}{\partial\varphi}+\frac{\partial U}{\partial(\varphi+90^\circ)}$$

即
$$\gamma(x,y,\varphi)=-\frac{\partial V}{\partial x}\cos\varphi+\frac{\partial V}{\partial y}\sin\varphi-\frac{\partial U}{\partial x}\sin\varphi+\frac{\partial U}{\partial y}\cos\varphi$$

将U、V计算公式代入上式，并整理后得

$$\gamma(x,y,\varphi)=\frac{W^*(x)\varepsilon^*(y)-W^*(y)\varepsilon^*(x)}{W_0}\sin2\varphi+\frac{U^*(x)i^*(y)+U^*(y)i^*(x)}{W_0}\cos2\varphi \tag{4-84}$$

式（4-78）～（4-84）即为移动盆地内任意点沿任意方向的移动变形计算公式。

（三）与主断面平行的剖面上的移动和变形

1．与走向主断面平行的剖面

若与走向主断面平行的剖面的纵坐标为y_0，此时$\varphi=0^\circ$。若令$\frac{W^*(y_0)}{W_0}=C_y$，且以右下标[x]代表这个与x轴平行的剖面上的移动和变形，则据式（4-78）～（4-84）有

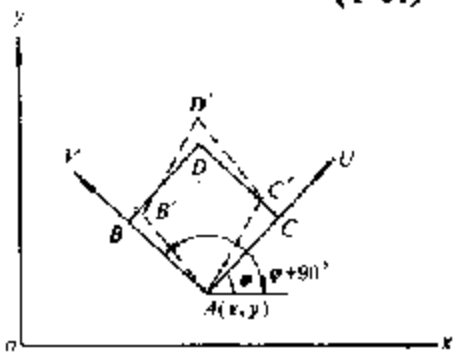


图4-28 剪应变计算公式的推导

$ABCD$—地表移动前的单元　$A'B'C'D'$—地表移动后的单元

$$\left.\begin{aligned}
W_{[x]}&=W(x,y_0)=C_yW^*(x)\\
i_{[x]}&=i(x,y_0,0)=C_yi^*(x)\\
K_{[x]}&=K(x,y_0,0)=C_yK^*(x)\\
U_{[x]}&=U(x,y_0,0)=C_yU^*(x)\\
\varepsilon_{[x]}&=\varepsilon(x,y_0,0)=C_y\varepsilon^*(x)\\
S_{[x]}&=S(x,y_0,0)=\frac{i^*(x)i^*(y_0)}{W_0}\\
\gamma_{[x]}&=\gamma(x,y_0,0)=\frac{U^*(x)i^*(y_0)+U^*(y_0)i^*(x)}{W_0}
\end{aligned}\right\} \tag{4-85}$$

2．与倾向主断面平行的剖面

同上，可得

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

$$
\left.\begin{aligned}
W_{(y)} &= W(x_0,y) = C_x W^0(y)\\
i_{(y)} &= i(x_0,y,90^\circ) = C_x i^0(y)\\
K_{(y)} &= K(x_0,y,90^\circ) = C_x K^0(y)\\
U_{(y)} &= U(x_0,y,90^\circ) = C_x U^0(y)\\
\varepsilon_{(y)} &= \varepsilon(x_0,y,90^\circ) = C_x \varepsilon^0(y)\\
S_{(y)} &= -\frac{i^0(x_0)i^0(y)}{W_0}\\
\gamma_{(y)} &= -\frac{+U^0(x_0)i^0(y)+U^0(y)i^0(x_0)}{W_0}
\end{aligned}\right\} \qquad (4\text{-}86)
$$

式中，$C_x=\dfrac{W^0(x_0)}{W_0}$，$x_0$为平行倾向主断面的剖面的横坐标。

从式（4-85）和（4-86）可知，平行走向和倾向主断面的剖面上的移动和变形分布（除弧曲和剪切外）都与其对应的主断面上的相似，只是数值比主断面上的小。其大小分别为主断面上具有相同的x（对平行走向主断面的剖面）或y（平行倾向主断面的剖面）的对应点的值（求时认为与该主断面垂直方向达到充分采动）的$C_y=\dfrac{W(y_0)}{W_0}$或$C_x=\dfrac{W(x_0)}{W_0}$倍。这个性质对计算和绘制曲线图都很有用处。

（四）移动和变形的最大值及其方向

对地表移动盆地内任意点$A(x,y)$来说，方向φ取值不同其移动和变形值（除该点下沉外）也不同。此处要研究的是，φ取何值地表的这些移动和变形为最大。这对预计来说，也是很有意义的。如要在A点修筑建筑物，应将建筑物的长边尽量避开最大变形值的方向，而使建筑物的短边尽量沿最大变形值的方向。

1．最大倾斜和水平移动

过$A(x,y)$点最大倾斜出现在$\varphi=\varphi_i$处，据最大值的条件，应有

$$
\left.\frac{\partial i(x,y,\varphi)}{\partial\varphi}\right|_{\varphi=\varphi_i}=0
$$

将式（4-79）代入上式，可得

$$
\varphi_i=\operatorname{arctg}\frac{W^0(x)i^0(y)}{i^0(x)W^0(y)}
$$

将m_i值代入式（4-79）可得到最大倾斜值$(i=i_m)$

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

将式（4-80）代入上式，可得

$$\varphi_K=\frac{1}{2}\operatorname{arctg}\frac{2i^\circ(x)i^\circ(y)}{K^\circ(x)W^\circ(y)-K^\circ(y)W^\circ(x)}$$

将φ_K值代入式（4-80）可得出最大曲率值$K(x,y,\varphi_K)$。同理，最大水平变形也出现在φ_K方向，其值可以φ_K值代入式（4-82）求得，也可按下式求得：

$$\varepsilon(x,y,\varphi_K)=BK(x,y,\varphi_K)$$

3. 最大扭曲

同理，最大扭曲出现的方向φ_S应满足，

$$\left.\frac{\partial S(x,y,\varphi)}{\partial\varphi}\right|_{\varphi=\varphi_S}=0$$

将式（4-83）代入上式，可得

$$\varphi_S=\frac{1}{2}\operatorname{arctg}\frac{W^\circ(x)K^\circ(y)-W^\circ(y)K^\circ(x)}{2i^\circ(x)i^\circ(y)}$$

将φ_S代入式（4-83）可得最大扭曲$S(x,y,\varphi_S)$。比较φ_S及φ_K，可知：

$$\varphi_S=\varphi_K\pm45^\circ$$

式中取“+”号或“−”号，要根据最大曲率和扭曲的实际方向来确定。

4. 最大剪应变

$A(x,y)$点的最大剪应变方向φ_γ应满足

$$\left.\frac{\partial\gamma(x,y,\varphi)}{\partial\varphi}\right|_{\varphi=\varphi_\gamma}=0$$

将式（4-84）代入上式，可得

$$\varphi_\gamma=\frac{1}{2}\operatorname{arctg}\frac{W^\circ(x)\varepsilon^\circ(y)-W^\circ(y)\varepsilon^\circ(x)}{U^\circ(x)i^\circ(y)+U^\circ(y)i^\circ(x)}$$

将φ_γ代入式（4-84），可得到最大剪切变形值$\gamma(x,y,\varphi_\gamma)$。

在我国，枣庄柴里煤矿和平顶山矿务局都设置过网状观测站，以研究移动盆地内任意点的移动变形与主断面上的移动变形之关系。实测表明，式（4-78）～（4-84）不仅在水平煤层开采时是成立的，而且在倾斜和缓倾斜煤层开采时也是近似成立的，所以，在预计倾斜、缓倾斜和水平煤层开采引起的移动盆地内任意点的移动和变形时，这些公式均可采用。式（4-78）～（4-84）中的主断面上移动和变形也不限于用概率积分法求出的结果。因此，预计时先用任何一种预计方法预计主断面上的移动和变形，再以式(4-78)～(4-84)预计地表任意点沿任意方向的移动和变形。

还应该指出，式（4-78）～（4-84）采用的坐标系统，只需规定x轴平行走向主断面，y轴平行倾向主断面，原点o可选择在任何位置。这是因为坐标平移对上述公式的推导均无影响的缘故。

（五）任意形状工作面开采时的地表任意点的移动和变形预计

若开采的工作面不是矩形的，而是任意形状的（如图4-29的$BCDE$），可沿走向或倾向把工作面划分为许多个狭长的条带；然后把这些条带近似地看成矩形，用式（4-78）～

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

(4-84) 求取每个小矩形开采对地表任意点$A(x,y)$沿指定方向φ的移动和变形值；再把所有的小矩形开采引起A点的同名移动或变形值加起来，就得到整个开采引起$A(x,y)$点沿φ方向的移动和变形。应该注意的是，若是工作面总的开采尺寸过小时，下沉系数q还应乘以修正系数K（表4-18）。

表4-18　　小尺寸采空区下沉系数修正系数K值表[3]

$\frac{D_3}{2r}$（或$\frac{D_{1+3}}{2r}$）	0.1	0.2	0.3	0.4	0.5	≥0.6
K	0	0.40	0.64	0.77	0.85	1.0

任意形状工作面开采时的地表移动变形预计，常常用电子计算机进行运算，以减少烦琐的人工运算。目前，已有许多现成的电算预计程序可供使用。

二、积分格网法

（一）下沉积分格网法

1. 原理

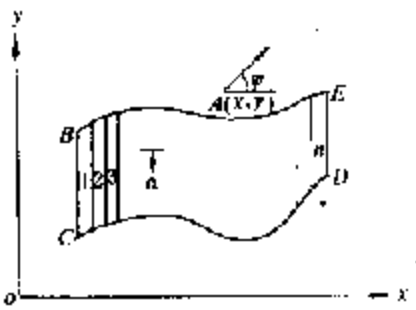


图4-29　任意形状工作面开采时地表点的影响

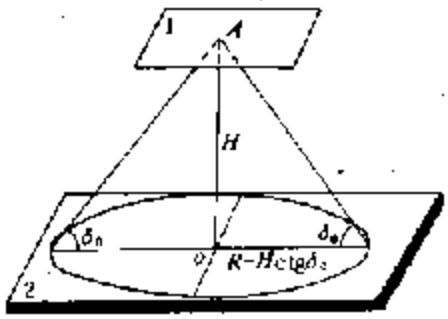


图4-30　水平煤层开采对地表点的影响圆

1—地表；2—煤层

在水平煤层开采时（图4-30），对地表点A有影响的煤层开采范围是一个圆。这个圆以地表点A正下方的煤层点o为圆心，半径为

$$R = H\mathrm{ctg}\delta_0 \tag{4-87}$$

式中　H——开采深度；

δ_0——边界角。

在这个圆内的每个单元开采都将引起A点的移动，整个圆内的煤层的开采将引起A点的下沉达到该条件的最大值。而在这个圆外的所有单元开采都不会引起A点的移动。所以，把这个圆称为影响圆。

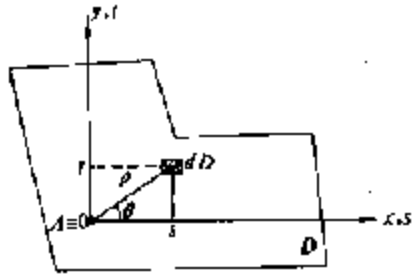


图4-31　开采对地表点A的影响及坐标系统的选定

若图4-31中水平煤层在D范围内的开采引起地表点A的下沉为W，此时煤层顶板下沉量为mq，单元面积煤层的单元$\mathrm{d}D$的开采引起A点的下沉为$f(\rho)$，则有

$$W = mq\iint f(\rho)\,\mathrm{d}D$$

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

则有

$$\frac{n}{mq}=\iint f(\rho)\,\mathrm{d}D$$

令 $\frac{W}{mq}=S$，则有

$$S=\iint f(\rho)\,\mathrm{d}D$$

式中ρ为开采单元$\mathrm{d}D$与地表点A的平距。由于水平煤层开采时水平各向同性，$f(\rho)$仅是ρ的函数，而$f(\rho)$反映单元开采对地表点的影响，所以称为影响函数。若化为极坐标，上式可写作（[16]P200）

$$S=\int_{\theta_1}^{\theta_2}\int_{\rho_1(\theta)}^{\rho_2(\theta)}\rho f(\rho)\,\mathrm{d}\rho\mathrm{d}\theta \qquad (4\text{-}88)$$

见图4-30的水平投影图（图4-32）。若在影响圆内以o点为圆心，以两个线段ρ_i及ρ_{i+1}为半径，绘出一个圆环，再以相隔45°的直径把这个圆环等分为8份，则每一个圆环内煤层（此处也称单元，但和上面所说的单元有区别）的开采引起A点的下沉占最大下沉值的千分数Q_i称为该单元的权。按式（4-88），Q计算公式可写为

$$Q_i=\frac{1000}{8}\int_0^{2\pi}\int_{\rho_i}^{\rho_{i+1}}\rho f(\rho)\,\mathrm{d}\rho\mathrm{d}\theta\ (\%_0)$$

由于ρ_i及ρ_{i+1}为常数，上式可写作

$$Q_i=125\int_0^{2\pi}\mathrm{d}\theta\int_{\rho_i}^{\rho_{i+1}}\rho f(\rho)\,\mathrm{d}\rho=125\times 2\pi\int_{\rho_i}^{\rho_{i+1}}\rho f(\rho)\,\mathrm{d}\rho\ (\%_0)$$

即

$$Q_i=250\pi\int_{\rho_i}^{\rho_{i+1}}\rho f(\rho)\,\mathrm{d}\rho\ (\%_0) \qquad (4\text{-}89)$$

若在一张透明纸上，以o为圆心，以ρ_i的一系列值为半径作圆，并按上法把整个影响圆划分为许多单元，各单元开采的权均按式（4-89）求出，并写在相应的单元内，即构成一个下沉积分格网。

在用下沉积分格网预计地表任意点A的下沉时，将下沉格网的中点o与预计点A重合，求出开采范围（考虑了拐点偏距）内各单元的权的总和$\sum Q_i$，则A点的下沉可按下式求得：

$$W_A=mq\frac{\sum Q_i}{1000} \qquad (4\text{-}90)$$

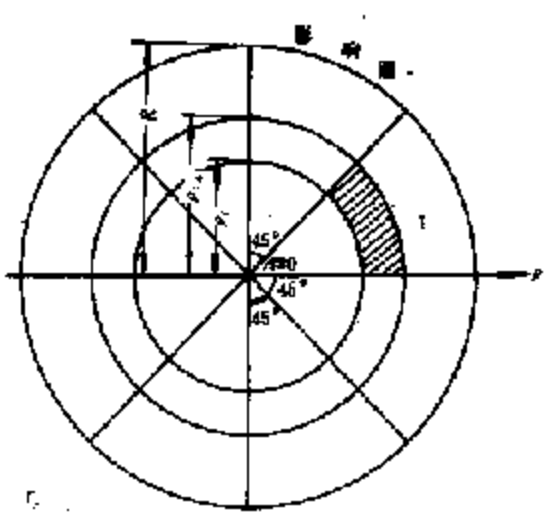


图4-32 单元开采对地表点的影响

用上述方法在指定方向上预计相隔平距为l_{AB}的A、B两个地表点的下沉W_A、W_B，则AB间地表的平均倾斜可按下式求得：

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

$$i_{AB}=\frac{W_B-W_A}{l_{AB}} \tag{4-91}$$

以上述方法在指定方向上预计A、B、C三点的下沉，并按式（4-91）求得AB和BC的平均倾斜i_{AB}、i_{BC}，则ABC段的平均曲率为

$$K_{A-B-C}=2\frac{i_{BC}-i_{AB}}{(l_{AB}+l_{BC})} \tag{4-92}$$

（二）基于概率积分法的用于水平煤层开采的等宽下沉积分格网

从式（4-77）可知，在三维情况下，坐标为（s，t）的单元开采引起地表坐标为（x，y）的点的下沉为

$$W_e(x,y)=\frac{1}{r^2}e^{-\pi\frac{(x-s)^2+(y-t)^2}{r^2}}$$

若在图4-27的空间坐标系统中，把地面坐标x、o、y的原点o与地表点A重合，即在计算格网的权时取$x=y=0$（见图4-31），则上式可化作

$$W_e(0,0)=\frac{1}{r^2}e^{-\pi\frac{s^2+t^2}{r^2}}$$

取图4-31所示的极坐标系统，并顾及影响函数$f(\rho)$的定义，上式可化作

$$f(\rho)=W_e(0,0)=\frac{1}{r^2}e^{-\pi\frac{\rho^2}{r^2}}$$

式中 ρ——开采单元至格网中心o的距离；

r——地表主要影响半径，以$r=\dfrac{H}{\operatorname{tg}\beta}$计算。

将上式代入式（4-89）可得

$$Q_i=250\pi\int_{\rho_i}^{\rho_{i+1}}\rho\cdot\frac{1}{r^2}e^{-\pi\frac{\rho^2}{r^2}}d\rho$$

求上式的定积分，可得

$$Q_i=125\left[e^{-\pi\frac{\rho_i^2}{r^2}}-e^{-\pi\frac{\rho_{i+1}^2}{r^2}}\right] \tag{4-93}$$

按上式可算得表4-19的值。

表4-19　　基于概率积分法的格网的权值

环带编号	内圆半径ρ_i	外圆半径ρ_{i+1}	各单元的权Q_i
第一环	0	0.2r	15
第二环	0.2r	0.4r	35
第三环	0.4r	0.6r	35
第四环	0.6r	0.8r	24
第五环	0.8r	1.0r	11
第六环	1.0r	1.2r	5

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

此时积分格网的形式如图4-33所示。由于各环带宽均为0.2r，所以称为等宽下沉积分格网。格网最外一个圆的半径为1.2r。据表4-18可知，此圆内的煤层如果全部开采，引起A点的下沉可达最大下沉值的99.86%，故1.2r可近似地看作为影响圆半径R。

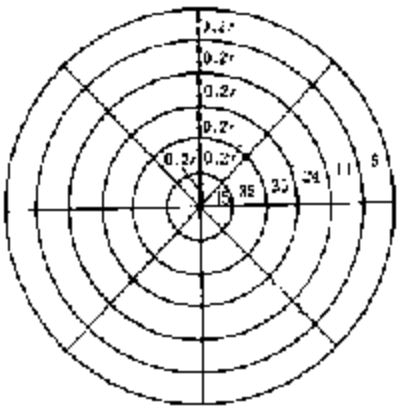


图4-33 基于概率积分法的水平煤层开采用的下沉积分格网

（三）基于实测资料的等宽经验下沉积分格网

基于概率积分法的积分格网的权是根据理论推导出来的，与实际情况可能有一定差距，这就可能使预计误差偏大。为此，要根据实测资料确定权为Q_i的值，用来预计相同地质采矿条件的工作面开采，以提高预计的可靠性。其方法如下。

若在受某个开采（可由多个不规则工作面构成）影响的地表测得n个点的下沉$W_j(j=1\sim n)$，并用上述方法做出该开采的等宽下沉积分格网，格网的最外圆半径应等于影响圆半径R。设环带数为m，由内向外各环带的每一个单元的权Q_i（$i=1\sim m$）。用这个格网预计n个点的下沉，可得如下误差方程式：

$$v_j = a_jQ_1 + b_jQ_2 + \cdots + t_jQ_m + l_j \quad (j=1\sim n)$$

式中 a_j，b_j，…，t_j——分别为测量j点时第1、2、…、m环的开采单元数。

$$l_j = -\frac{W_j}{W_0}\times 1000,\quad W_0 = mq$$

并附有条件：

$$Q_1 + Q_2 + \cdots + Q_m - 125 = 0$$

此时，可用附有条件的间接观测平差法求定Q_i，详见参考文献[30]。其法方程式可表示为

$$\left.\begin{aligned}
&[aa]Q_1 + [ab]Q_2 + \cdots + [at]Q_m + k + [al] = 0\\
&[ab]Q_1 + [bb]Q_2 + \cdots + [bt]Q_m + k + [bl] = 0\\
&\cdots\cdots\\
&[at]Q_1 + [bt]Q_2 + \cdots + [tt]Q_m + k + [tl] = 0\\
&Q_1 + Q_2 + \cdots + Q_m - 125 = 0
\end{aligned}\right\}$$

解上式可得Q_i及联系数k（计算误差用）。

峰峰矿务局根据某村下采煤的实测资料，求出峰峰型下沉积分格网的权（由内向外）分别为5、30、55、15、10、10，格网环带宽为$\frac{1}{6}R = \frac{1}{6}H\operatorname{ctg}\delta_0$，如图4-34所示。$\delta_0$为走向边界角。

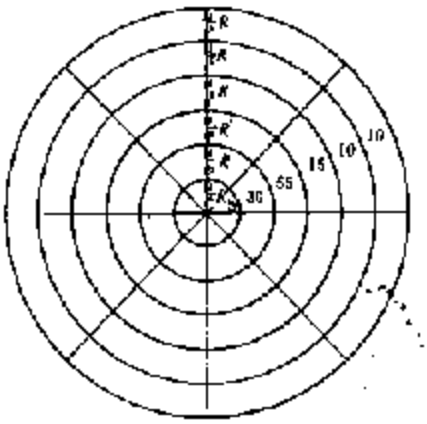


图4-34 峰峰型下沉积分格网

基于实测资料的经验下沉积分格网还可为矩形格网的形式。此时整个格网和各个单元均为大小不等的矩形，每个单元的权Q_i均可能不同。用上面所述的方法根据实测下沉值确定各单元的权Q_i。经验下沉积分格网的方法，还可用于倾斜煤层开采时预计水平移动积分格网的求定，所不同的是根据倾斜煤层开采时地

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

表的实测下沉值或水平移动值确定各单元的权Q_i。

（四）基于概率积分法的用于水平煤层开采的等权下沉积分格网

上面所说的下沉积分格网各环带中的单元的权是不相同的，这在使用时很不方便。为了解决这个问题，研究出一种各环带宽度不同而各单元权Q_i相同的等权积分格网。

设各单元的权Q_i均等于Q，根据式（4-93）可知，以半径为ρ_i（i为环带号）的圆内的煤层全部采出后引起位于圆心的地表点A的总权数为

$$\delta_i Q = 1000\left[1 - e^{-\pi\frac{\rho_i^2}{r^2}}\right]$$

由上式可得

$$\frac{\rho_i}{r} = \sqrt{-\frac{\ln(1-0.008\delta_i Q)}{\pi}}$$

设$Q=25$，由上式可得表4-20的结果。

图4-35为这类格网的形式。

表4-20　　基于概率积分法的水平煤层承数下沉格网的权和半径

环带编号	各单元的权Q	内圆半径ρ_i	外圆半径ρ_{i+1}
第一环	25	0	$0.27r$
第二环	25	$0.27r$	$0.40r$
第三环	25	$0.40r$	$0.54r$
第四环	25	$0.54r$	$0.72r$
第五环	24.75≈25	$0.72r$	$1.21r$

（五）倾斜煤层开采时的下沉积分格网

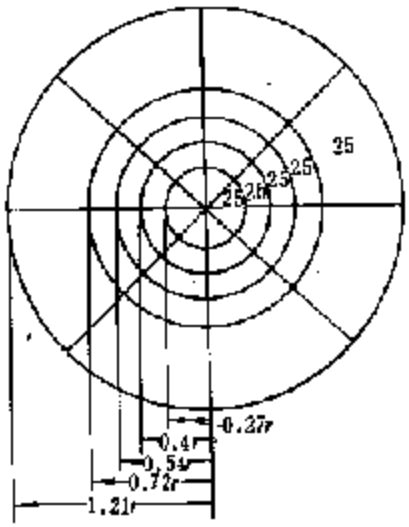


图4-35　基于概率积分法的水平煤层等权格网

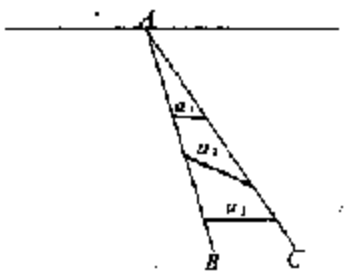


图4-36　下沉等影响原理(垂直剖面图)

在制作倾斜煤层开采的下沉积分格网时，用到图4-36所示的下沉等影响原理：若于地表点A作出两条射线AB和AC，其夹角$\angle ABC$相当小，则在$\angle ABC$内不同深度上铅垂厚度相同的水平煤层a_1、a_2和倾斜煤层a_3的开采引起A点的下沉均相同。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

根据此原理，可用图解法绘制倾斜煤层开采时用的下沉积分格网，其步骤如下（见图4-37）：

（1）按已知条件绘制沿倾向主断面，即地表水平线1及煤层BC。剖面的纵横比例尺应与用来预计的开采平面图比例尺相同；

（2）过地表点A作射线与水平线的夹角分别为下山边界角β_0及上山边界角γ_0，与煤层分别交于B、C，与任意水平线FG分别交于F、G；

（3）取FG之中点o'，连接Ao'并将其延长与煤层相交于o，o与地表的垂距为采深H；

（4）过o作水平线DE，分别与AB的延长线及AC相交于D、E，则BC煤层的开采与DE煤层的开采等影响，且$oD=oE=R_1$，R_1为倾向影响圆半径；

（5）由o分别向D及E方向量取格网各个同心圆的半径ρ_i，得到点1、2……。ρ_i的求定方法同水平煤层下沉积分格网。以等距下沉格网为例，把$oD=oE$并六等份，使$\rho_i=0$、$\frac{1}{6}R_1$、$\frac{2}{6}R_1$、$\frac{3}{6}R_1$、$\frac{4}{6}R_1$、$\frac{5}{6}R_1$；

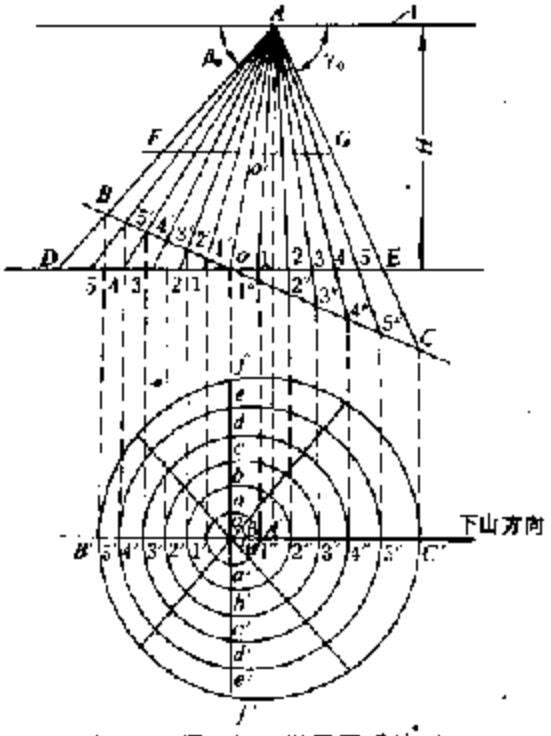


图4-37 用于倾斜煤层开采的下沉积分格网的绘法

BC—煤层；1—地表

（6）以A为投影中心作中心投影，把1、2、3、4、5点投影到煤层上去，分别与煤层BC相交于$1'$、$2'$、$3'$、$4'$、$5'$及$1''$、$2''$、$3''$、$4''$、$5''$点；

（7）将煤层上的B、C、$1'$、$2'$、$3'$、$4'$、$5'$和$1''$、$2''$、$3''$、$4''$、$5''$点以及地表点A，用垂直平行投影投影到平面图（图4-37的下部）的格网的横轴$B'C'$上，在格网的纵轴上以间距$\frac{R}{6}$分别定出a、b、c、d、e、f及a'、b'、c'、d'、e'、f'各点，$R=H\operatorname{ctg}\beta_0$，为走向影响圆半径；

（8）以椭圆线连接各相交的点如$1'a1''a'$、$2'b2''b'$、…等，即构成格网。应注意，ff'左、右各以两个不同的椭圆相连，椭圆的长短半径分别为各点在纵、横轴上相应点与o点的距离。椭圆可用解析几何的方法绘制[4,4]；

（9）以与格网横轴成θ角的两条直线和格网的纵横轴，把格网的各环带分为8个单元。此时，相同环带中的各单元的权相同。θ角以下式求定：

$$\theta=\operatorname{arctg}\left(1+\frac{oA}{H}\operatorname{tg}\alpha\right)$$

α为煤层倾角，oA为A点与o点的平距oA'；

（10）写上各单元相对应的权，即构成此煤层开采预计用的下沉积分格网。若以概率

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

积分法为基础时，环带宽$\frac{R}{6}\approx\frac{1.2r}{6}=0.2r$，所以由内向外各环中各单元的权分别为15，35，35，24，11，5；若是图4-34所示的基于实测资料的蝶蝶型下沉积分格网，相应的权分别为5，30，55，15，10，10。

（六）应用下沉积分格网进行地表移动预计的方法

预计步骤如下：

（1）确定地质采矿条件的有关数据如H_1、H_2、H和m等，获得工作面的平面图；

（2）选定参数：边界角β_0、γ_0（或概率积分法的$\operatorname{tg}\beta$），下沉系数q，拐点偏距s_1～

（3）按上述方法，在空白透明纸上，绘制预计该煤层开采的下沉积分格网。此时应注意，若工作面高差过大，绘制格网所采用的H值与煤层的实际开采深度相差过大。这将使预计误差偏大。为了提高预计精度，应将工作面分成几部分，每部分之高差均不超过20～25m，分别制作几个下沉格网，制作时每个格网取工作面相应部分的平均采深，用它们预计相应部分的工作面。预计时，地表点的下沉值取各个格网预计所得的该点下沉值之和；

（4）按式（4-90）求得预计点的下沉；

（5）在同一方向上预计多个点的下沉后，用式（4-91）、（4-92）预计该方向上的平均倾斜和曲率。

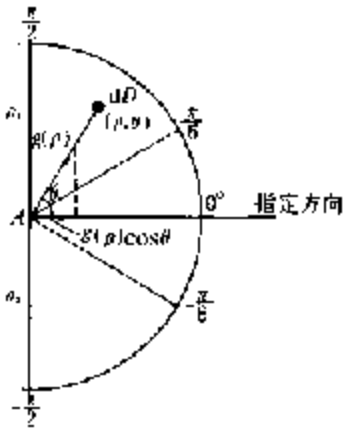


图4-38　水平移动积分格网原理

（七）水平移动积分格网

1．原理

仿照上面的推导，并考虑到图4-38所示的是水平煤层开采，若煤层中单元dD的开采引起A点的移动为$q(\rho)$，则沿指定方向的水平移动值为

$$q(\rho)\mathrm{d}D\cos\theta=q(\rho)\cos\theta\rho\mathrm{d}\rho\mathrm{d}\theta$$

若A点右侧的半平面上的煤层全部被开采，则A点沿指定方向的值达到最大水平移动值U_0。

所以有

$$\int_{-\frac{\pi}{2}}^{\frac{\pi}{2}}\int_0^{\infty}q(\rho)\cos\theta\rho\mathrm{d}\rho\mathrm{d}\theta=U_0$$

由于是水平煤层开采，可认为各向同性，则$q(\rho)$与θ无关，仅为ρ的函数。因此上式可化成

$$\int_{-\frac{\pi}{2}}^{\frac{\pi}{2}}\cos\theta\mathrm{d}\theta\cdot\int_0^{\infty}\rho q(\rho)\mathrm{d}\rho=U_0$$

则有

$$\int_0^{\infty}\rho q(\rho)\mathrm{d}\rho=\frac{U_0}{2}\qquad(4\text{-}94)$$

若已知$q(\rho)$的形式，可以求出ρ为各种ρ_i时各开采单元引起的指定方向的水平移动的权P_i。

2．基于概率积分法的用于水平煤层开采的水平移动积分格网

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

若把图4-4的坐标原点o放在图4-38的dD中点处，x轴指向A点，则由式（4-17）可得到

$$q(\rho) = -U_x(\rho) = \frac{2\pi\rho B}{r^3}e^{-\pi\frac{\rho^2}{r^2}} \tag{4-95}$$

$U_x(\rho)$前的负号是因为坐标轴指向相反的缘故。将式（4-95）代入式（4-94），有

$$\frac{2\pi B}{r^3}\int_0^\infty \rho^2 e^{-\pi\frac{\rho^2}{r^2}}d\rho = \frac{U_0}{2}$$

由[49](p282)知，

$$\int_0^\infty \rho^2 e^{-\pi\frac{\rho^2}{r^2}}d\rho = \frac{r^3}{4\pi}$$

代入上式可得

$$B = \frac{U_0}{2}$$

将此关系代入式（4-95），可得

$$q(\rho) = \frac{2\pi U_0}{r^3}\rho e^{-\pi\frac{\rho^2}{r^2}} \tag{4-96}$$

式中r为主要影响半径，ρ为开采单元至地表点的距离。

在图4-38中，以A为圆心、以ρ_i为半径的半圆内所有煤层的开采引起指定方向的水平移动为

$$\begin{aligned}U_i &= \int_{-\frac{\pi}{2}}^{\frac{\pi}{2}}\int_0^{\rho_i} q(\rho)\cos\theta\rho d\rho d\theta \\ &= \int_{-\frac{\pi}{2}}^{\frac{\pi}{2}}\int_0^{\rho_i}\frac{2\pi U_0}{r^3}\rho e^{-\pi\frac{\rho^2}{r^2}}\cos\theta\cdot\rho d\rho d\theta \\ &= \frac{4\pi U_0}{r^3}\int_0^{\rho_i}\rho^2 e^{-\pi\left(\frac{\rho}{r}\right)^2}d\rho \\ &= -\frac{2U_0}{r}\left\{\rho_i e^{-\pi\frac{\rho_i^2}{r^2}} - \frac{r}{2}\cdot\mathrm{erf}\left(\frac{\sqrt{\pi}}{r}\rho_i\right)\right\}\end{aligned}$$

则有

$$\frac{U_i}{U_0} = \mathrm{erf}\left(\frac{\sqrt{\pi}}{r}\rho_i\right) - \frac{2}{r}\rho_i e^{-\pi\frac{\rho_i^2}{r^2}} \tag{4-97}$$

根据式(4-97)，可求出表4-21的结果。

表4-21　基于概率积分法的水平煤层开采的等权水平移动积分格网的权和半径

环带编号	环带外半径ρ_i	半径为ρ_i的半圆开采引起的$\frac{U_i}{U_0}$	环带上单元的权P_i ‰
1	0.3r	0.1	25
2	0.4r	0.2	25
3	0.47r	0.3	25
4	0.55r	0.4	25
5	0.61r	0.5	25
6	0.68r	0.6	25
7	0.76r	0.7	25
8	0.85r	0.8	25
9	0.99r	0.9	25
10	1.20r	0.98	20

注：表中$P_i = \left(\frac{U_i}{U_0} - \frac{U_{i-1}}{U_0}\right)\times\frac{1000}{4} = 250\left(\frac{U_i}{U_0} - \frac{U_{i-1}}{U_0}\right)$。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

根据表4-20的数据，即可按与绘制水平煤层开采时下沉格网相似的方法绘出水平移动等权积分格网。这时应注意：

（1）把各环划分为8个单元的直径，不是像下沉格网那样与横轴成45°角，而是成30°角。这是因为图4-38中半径为ρ_i的圆内角度为$0\sim\frac{\pi}{6}$的扇形面积的开采，与$\frac{\pi}{6}\sim\frac{\pi}{2}$的扇形面积的开采引起$A$点沿指定方向的水平移动是相等的缘故。因为：

$$\int_0^{\frac{\pi}{6}}\cos\theta\,d\theta\int_0^{\rho_i}\rho q(\rho)\,d\rho=\frac{1}{2}\int_0^{\rho_i}\rho q(\rho)\,d\rho=\int_{\frac{\pi}{4}}^{\frac{\pi}{2}}\cos\theta\,d\theta\int_0^{\rho_i}\rho q(\rho)\,d\rho$$

（2）在中心至指定方向一侧的半圆中，各单元的权P_i取“+”值，在指定方向相反一侧的半圆中，P_i的分布与另一侧相同，但取“-”值。

（3）在倾斜煤层开采时，与横轴成30°的径线在投影后与横轴的夹角为$\theta_3=\operatorname{arctg}\left(\frac{1}{\sqrt{3}}+\frac{oA}{\sqrt{3}H}\operatorname{tg}\alpha\right)$。式中$OA$和$H$的意义与倾斜煤层的下沉积分网求$\theta$公式中的相同。

在用水平移动格网预计水平煤层开采的水平移动时，应将格网的圆心与预计点重合，指定方向与预计指定的方向重合，求出计算开采边界内各单元权之代数和ΣP_i，再按下式求出预计点沿指定方向的水平移动值：

$$U=U_c\frac{\Sigma P_i}{1000}\qquad(4\text{-}98)$$

式中U——用此格网的预计方法求得，对垮落和分带边界，$U_c=bW_c$。

$$\varepsilon_{AB}=\frac{U_B-U_A}{l_{AB}} \tag{4-101}$$

（八）用积分格网法预计地表移动变形的方法

下面用实例说明应用积分格网法预计地表移动和变形的方法。

[例4-4] 根据[例4-2]题意，试用积分格网法计算图4-18中2—3—o线段的移动变形值。

预计步骤如下：

1）确定地质采矿条件数据

由题意知：$m=1.45$m，$\alpha=12°$，$H_1=321.9$m，$H_2=279.3$m，$D_1=200$m，$D_2=300$m，全部垮落法管理顶板。工作面见图4-18。

2）选定预计参数

选$s_1=32$m，$s_2=28$m，$s_3=s_4=0.1H=31$m，$\operatorname{tg}\beta_1=2.2$，$\operatorname{tg}\beta_2=2.0$，$b_1=0.36$，$b_2=0.3$，$\theta_c=81.6°$。

由于$H_1-H_2=42.6$m，超过煤层高差应小于20～25m的规定，因此，应该以煤层走向几何中心线（图4-18中的CC'），把工作面分为上、下两部分，每部分用相应的格网进行预计。在本例的特殊情况下，由于预计点在下山边界之外，距中心线CC'已足够远，因此可用下山边界的倾斜开采积分格网来预计，以减少预计工作量，其误差是可以允许的。

绘制基于概率积分法的等权格网，主要影响半径

$$r_1=\frac{H_1}{\operatorname{tg}\beta_1}=\frac{321.9}{2.2}=146\text{m}$$

此时，可用下山边界的参数按以下方法确定边界角β_0和γ_0：

若在图4-19中，选距o点左侧$1.2r_1$的地表点作为下山边界点，假设下山开采边界A上山方向的所有煤层均已被采空，则下山边界角β_0可用下式计算：

$$\operatorname{tg}\beta_0=\frac{H_1}{1.2r_1+oA'}$$

由[例4-2]知：$oA'=C'A=(H_1-s_1\sin\alpha)\operatorname{tg}\theta_0-s_1\cos\alpha=15.2$m。故

$$\beta_0=\operatorname{arctg}\frac{H_1}{1.2r_1+oA'}=\operatorname{arctg}\frac{321.9}{1.2\times146+15.2}\approx59°$$

同理，若选距o点右侧$1.2r_1$的地表点作为上山边界点，假设A点为上山开采边界，其下山方向的所有煤层均已被采空，则上山边界角γ_0可用下式计算：

$$\gamma_0=\operatorname{arctg}\frac{H_1}{1.2r_1-oA'}=\operatorname{arctg}\frac{321.9}{1.2\times146-15.2}\approx64°$$

3）最大值预计

由[例4-2]知：$W_0=mq\cos\alpha=1078$mm

此时，上山最大水平移动值$U_{0上}$可用式（4-43）求得（以β作为θ_0的近似值）：

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

$$U_{0上}=U(y_1r_1)|_{r=c}=b_1W_0+\frac{1}{2}W_0\mathrm{ctg}\delta=0.36\times1078$$

$$+\frac{1}{2}\times1078\times\mathrm{ctg}81.6^\circ=468\mathrm{mm}$$

下山最大水平移动值$U_{0下}$可用下式求得：

$$U_{0下}=W_0\mathrm{ctg}\delta-U_{0上}=1078\mathrm{ctg}81.6^\circ-468=-309\mathrm{mm}$$

4）绘制积分格网

作等权积分格网，按表4-20及4-21可得表4-22的结果。

划分下沉积分格网为八等份的45°直径经投影后与横轴的夹角为

$$\theta=\mathrm{arctg}(1+\frac{oA'}{H_1}\cdot\mathrm{tg}\alpha)=\mathrm{arctg}(1+\frac{15.2}{321.9}\mathrm{tg}12^\circ)=45.2^\circ$$

划分水平移动积分格网为八分的30°直径经投影后与横轴的夹角为

$$\theta_{30}=\mathrm{arctg}\left(\frac{1}{\sqrt{3}}+\frac{oA'}{\sqrt{3}H_1}\mathrm{tg}\alpha\right)=\mathrm{arctg}\left(\frac{1}{\sqrt{3}}+\frac{15.2}{\sqrt{3}\times321.9}\mathrm{tg}12^\circ\right)=30.2^\circ$$

根据这些数据，绘成下沉和水平移动积分格网。由于下沉和水平移动的积分格网均对称于横轴，为了简便起见，只绘出半个下沉积分格网和半个水平移动积分格网(见图4-39)。

表4-22　　积分格网数据表

环带编号	下沉积分格网		水平移动积分格网	
	环带外圆半径ρ_{i+1}	环带内单元的权Q_i	环带外圆半径ρ_i	环带内单元的权P_i
1	$0.27r=39$	25	$0.3r=44$	25
2	$0.40r=58$	25	$0.6r=58$	25
3	$0.54r=79$	25	$0.47r=69$	25
4	$0.72r=105$	25	$0.55r=80$	25
5	$1.20r=175$	25	$0.61r=89$	25
6			$0.68r=99$	25
7			$0.76r=111$	25
8			$0.85r=124$	25
9			$0.99r=145$	25
10			$1.20r=175$	20

5）应用格网进行预计

根据与格网比例尺相同的采掘工程平面图，标出预计点的位置（见图4-40）。

预计时，将格网的A点对准预计点，格网下山方向的箭头指向煤层的下山方向，分别求出计算边界内的权和ΣQ_i、$\Sigma-P_i$和ΣP_i，再按上面所说的公式预计移动和变形值。此时应注意：由于倾向剖面上的拐点偏距已在oA'中得到反映，所以上、下山的边界取实际开采边界即可；而走向方向上的拐点偏距，应在计算边界中得到反映。所以，用格网预计时应取图4-40中的$C'D'E'F'$作为计算边界，而不应取$CDEF$。

预计结果见表4-23。

从表4-23可以看出，积分格网法与解析法预计结果相差不大。因此在要求不高时，积分格网法可用来进行地表移动和变形的预计。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

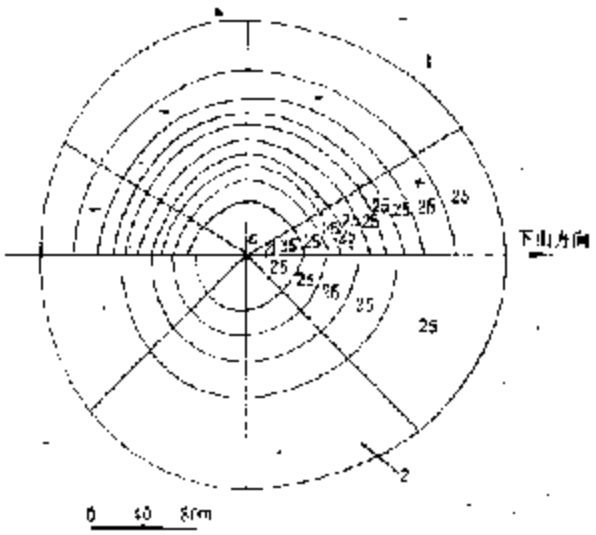


图4-39 积分格网
1—水平移动积分格网；2—下沉积分格网

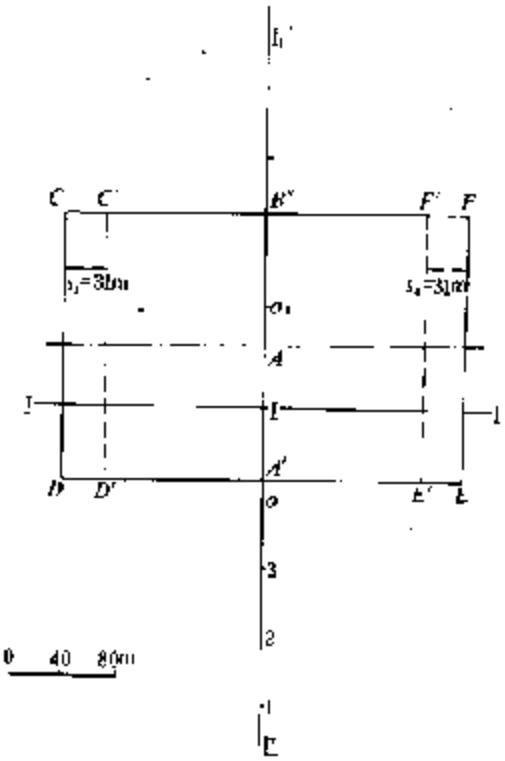


图4-40 工作面及预计点
$CDEF$—实际开采边界；$C'D'E'F'$—用格网预计时所取的计算边界

表4-23 预 计 结 果

预计值	下沉系数总和	预计下沉值	预计平均倾斜值	预计平均曲率值	下山开采单元的权和	上山开采单元的权和	预计水平移动值	预计平均水平变形值
单位	‰	mm	mm/m	10^{-3}/m	‰	‰	mm	mm/m
预计公式 / 预计点	$\sum Q_i$	$W_0\frac{\sum Q_i}{1000}$	式(4-91)	式(4-92)	$\sum +P_i$	$\sum -P_i$	式(4-99)	式(4-101)
2	38	41(45)			0	−135	63 (94)	
			3.3(3.3)					3.9(3.7)
8	186	205(205)		0.054(0.073)	0	−660	357(392)	
			6.0(6.0)					3.8 (2.5)
0	470	507(522)			0	−866	447(444)	

注：表中括号内的值为[例4-2]中用解析法求得的结果。

第六节 开采沉陷预计的专门问题

一、岩体内部的移动和变形预计

（一）概述

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

如前所述，地下开采将引起岩层（覆岩）和附近的底板岩层内部应力分布的改变和连续性的移动、变形以及非连续的破坏。这些应力分布变化和移动、变形、破坏，可以用岩石力学的模拟的方法计算，这些方法将在第六章中叙述。覆岩破坏带（冒落带、裂隙带）的计算，将在第九章中叙述。这里仅介绍煤层覆岩中连续性的移动变形的计算方法。

原则上来说，岩体内部任意水平面上的移动和变形预计，可采用与地表任意点预计相同的方法和公式进行。所不同的是，要应用岩体内这个水平面上的参数进行计算。由于岩体内部观测站不多，岩体内部各水平的参数目前还很难用实测资料确定。为此，常常应用一些公式根据地面的参数计算岩体内部的参数，以便进行岩体内部的岩层移动和变形计算。各种预计方法计算岩体内部参数的方法不同，下面介绍几种常用的方法。

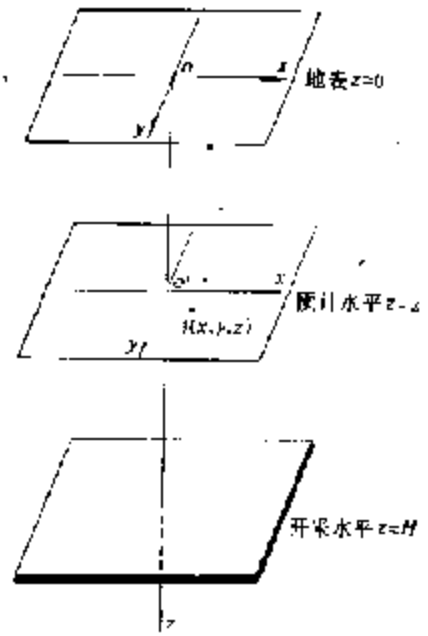


图4-41 岩体内部移动变形预计的坐标系统

（二）概率积分法

若取图4-41的坐标系统，则岩体内部$A(x,y,z)$点的移动和变形值仍可以用式（4-28）、（4-44）、（4-45）及式（4-78）～（4-84）等进行计算，其参数在预计的z水平上有

$$\left.\begin{aligned} r_z &= \left(\frac{H-z}{H}\right)^{n} r \\ b_z &= \left(\frac{H-z}{H}\right)^{n-1} b \end{aligned}\right\} \qquad (4\text{-}102)$$

式中r_z、b_z为z水平上的主要影响半径和水平移动系数；r、b为其相应的地表参数值；n为与岩性有关的主要影响半径指数，其理论值为

$$n = 2\pi|b|\operatorname{tg}\beta$$

我国有人取$n=0.5$或2作为经验值；波兰则取值$n=0.4\sim0.8$作为经验值。

为了计算岩体沿z方向的拉伸和压缩$\varepsilon_z(x,z)$，可采用以下公式：

半无限开采时：

$$\varepsilon_z(x,z) = \frac{\partial W_z(x,z)}{\partial x} = 2\pi b_z \frac{xW_0}{r_z^2} e^{-\pi\frac{x^2}{r_z^2}}$$

有限开采时：

$$\varepsilon_z^1(x,z) = \frac{\partial W^0(x,z)}{\partial x} = \frac{2\pi b_z W_0}{r_z^2}\left[xe^{-\pi\frac{x^2}{r_z^2}} - (x-l)e^{-\frac{\pi(x-l)^2}{r_z^2}}\right]$$

此时，假设煤层沿与x垂直方向（即y方向）的开采是无限长的，即开采范围$y=-\infty\sim+\infty$。

（三）威布尔分布法

实测表明，边界角β_0、γ_0、δ_0、ξ_0，充分采动角$\varphi_1\sim\varphi_4$，最大下沉角θ，下沉系数q，水平移动系数A与采深的关系不大，可以把相应的地表参数直接用来预计岩体内部z水平的移动和变形。水平移动系数B可以下式求定：

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

$$B_z = \frac{H-z}{H}B$$

若取图4-41的坐标系统时，预计时仍可以用式（4-78）～（4-84）、（4-67）～（4-69）进行计算。但在用式（4-70）～（4-73）及式（4-75）、（4-76）求取中间参数时，应分别以(H_1-z)、(H_2-z)、(H_0-z)及$\left(H-\frac{H}{H_0}x\right)$代替式中的$H_1$、$H_2$、$H_0$及$H$进行计算。

此时，可求得$A(x,y,z)$点的下沉$W(x,y,z)$及在z平面上沿任意方向φ的倾斜、曲率、水平变形和水平移动。沿z方向的拉伸和压缩变形，可按下式计算：

$$\varepsilon_z(x,y,z) = -\frac{\partial W(x,y,\varphi)}{\partial z} = -\sum_{i=1}^{10}\frac{\partial W(x,y,z)}{\partial b_i}\cdot\frac{db_i}{dz}$$

式中b_1～b_{10}为含有z变量的中间参数，即分别为x_m，y_m，L_1～L_4，P_x，P_y，B_x，B_y。

（三）积分格网法

求$A(x,y,z)$点的下沉和水平移动的方法与地表用的积分格网法相同。但z水平格网的半径R_z应取

$$R_z = \left(\frac{H-z}{H}\right)R = (H-z)\operatorname{ctg}\beta_0$$

在基于概率积分法的积分格网中，主要影响半径r_z以式（4-102）求定。

为用格网法求取沿z方向的拉伸和压缩变形，可以在同一铅垂线上垂距为h的A、B两点分别用上述方法求取它们的下沉W_A，W_B，则其平均沿z方向的拉伸压缩变形为

$$\varepsilon_A^z = \varepsilon_B^z = \frac{W_B - W_A}{h}$$

由于目前岩体内部移动变形的实测资料较少，移动变形的分布规律了解不够，参数计算误差较大，所以岩体内部的移动变形预计的误差比地表移动变形预计的误差要大。

二、重复采动时的岩层与地表移动和变形的预计

在第二章中已经说过，重复采动时的岩层和地表移动过程加剧，所以其预计方法也和初次采动时不同。

（一）重复采动对预计参数的影响

重复采动使岩层与地表移动变形加剧或活化，可以用下沉系数q的增大来说明，因为所有的移动变形值均与q成正比。q增大时，所有的移动变形值均增大。

在水平煤层开采并且沿走向和倾斜方向均达到充分采动时，下沉系数可按以下公式计算：

第一次开采（初次采动）：$q_1 = \frac{W_{01}}{m_1}$

第二次开采（第一次重复采动）：$q_2 = \frac{W_{01+2}-W_{01}}{m_2}$

第三次开采（第二次重复采动）：$q_3 = \frac{W_{01+2+3}-W_{01+2}}{m_3}$

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

其他依次类推。其中m_1、m_2、m_3分别为第一、二、三次开采的煤层厚度；W_{01}、W_{01+2}、W_{01+2+3}分别为第一、二、三层（或分层）煤开采后地表的累计最大下沉值。

重复采动还将使移动盆地的范围增大。

根据我国的实测资料[13]，在重复采动时，下沉系数较初次采动增大10～20%，但不大于1.1；边界角减小5～10°，移动角减小10～15°，$\operatorname{tg}\beta$增大0.3～0.8。若为厚煤层分层开采，则第一次重复采动的下沉系数增大20%，第二次重复采动的下沉系数增大10%，以后的重复采动下沉系数不再增大。

苏联顿涅茨煤田的资料[14]表明，在重复采动时，边界角β_0和γ_0比初次采动时减小0.2α（α为煤层倾角），δ_0均值不变。

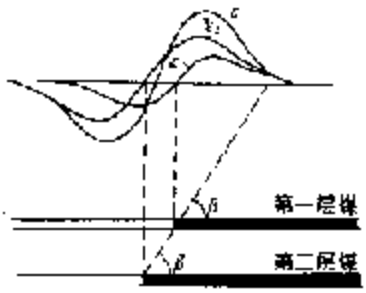


图4-42 重复采动时地表水平变形的预计

（二）重复采动时岩层和地表移动的预计方法

在重复采动时，岩层和地表的移动变形预计可以用叠加方法进行，其步骤如下：

（1）按上面所述的方法预计第一层煤开采时的岩层和地表移动变形值；

（2）按上面所述的相同的方法和公式，选相应的重复采动时的预计参数预计各次重复采动引起的移动和变形值；

（3）将相同点沿相同方向的初次开采和重复开采预计所得的同名移动或变形值相加（求代数和），即得各次开采引起的该点、沿该方向的移动或变形值。

图4-42为使用这种方法预计地表水平变形的一个例子。由图不难看出，第一、二层煤开采引起的水平变形ε_1、ε_2，通过同符号叠加，获得综合的水平变形ε。

作业四　移动和变形预计

一、某矿开采单一煤层，平均开采厚度$m=1.6$m，煤层倾角$\alpha=15°$，同采工作面倾斜长$D_1=200$m，走向长度$D_3=220$m，下山边界采深$H_1=120$m，上山边界采深$H_2=68$m，平均采深$H_0=94$m，用走向长壁顶板全陷法采煤。

已知矿区地表变形参数为：$s_0=10$m，$q=0.7$，$\operatorname{tg}\beta=2$，$b=0.3$。

试用概率积分法预计沿走向主断面的下沉、倾斜、曲率、水平移动和水平变形分布曲线。

二、在一矩形回采工作面中（近似水平煤层），用走向长壁落法采煤，沿走向达到充分采动，倾斜开采长度为80m，采厚$m=1.8$m，采区中心到地表的垂深为$H_0=180$m。已知地表变形参数为：$s_0=10$m（上、下山相同），$q=0.7$，$\operatorname{tg}\beta=1.5$，$b=0.3$，$\theta=90°-0.5\alpha$。试用概率积分法预计倾向主断面的下沉、倾斜、曲率分布曲线。

在上述条件下，当煤层倾角$\alpha=20°$时，试用概率积分法预计倾斜主断面的下沉分布曲线。

三、已知某矿区某矿一采煤工作面的地质采矿条件为：$\alpha=12°$，$m=3.5$m，松散层厚度$h=23$m，$D_1=96$m，$D_2=420$m，$H_0=105$m，采煤方法为走向长壁，顶板管理为全部垮落法。

已知该矿区实测资料求得的岩移参数为：$\delta_0=\gamma_0=58°$，$\beta_0=62.4°-0.4\alpha$，$\theta=90°-$

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

0.6α, $\phi_3 = 58°$, $\phi_1 = 64° - 0.55\alpha$, $\phi_2 = 55° + 0.44\alpha$, $W_x = qm\cos\alpha\sqrt[3]{n_1 n_3}$, $n_1 = 0.8\frac{D_1}{H_0}$,

$n_3 = 0.8\frac{D_3}{H_0}$, q初采为0.78, $B = 0.1H_0$。下山典型曲线分布系数见表4-9及4-10。

试用典型曲线法预计工作面走向主断面的下沉、倾斜、曲率、水平移动、水平变形曲线，以及倾斜主断面（上、下山）的下沉曲线。

四、已知图4-43所示的工作面开采的是水平煤层，开采深度$H = 100$m，采厚$m = 1$ m。经实测确定的该矿概率积分法的参数为：$q = 0.7$，$\mathrm{tg}\beta = 2$，$s_0 = 0.1H_0$，$b = 0.3$。

试用基于概率积分法的等权积分格网，预计铁路上A、B、C三点的下沉及沿ABC方向的平均倾斜、曲率、水平移动及水平变形。

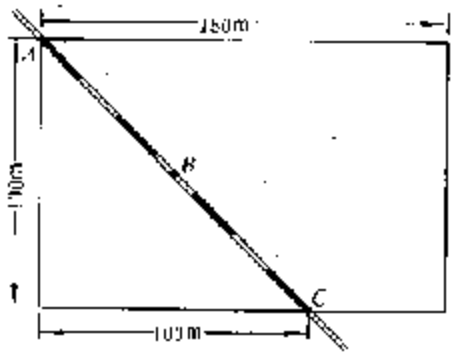


图4-43 作业四附图

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

第五章　开采沉陷实测资料的数据处理

第一节　概　　述

前面已经说过，为了掌握开采沉陷的基本规律，需要设置地表和岩层内部的观测站。在第四章所述的各种预计方法中，基于实测资料的预计方法是较为可靠的方法。本章主要说明的是怎样进行地表沉陷实测资料的数据处理，以研究开采沉陷的分布规律和求定各种预计参数。

由于开采沉陷实测资料的重要性，世界各国的同行们无不重视实测资料的积累及其数据处理工作。苏联、波兰、英国、联邦德国等在这方面积累了丰富的经验。我国自50年代以来，在全国各大矿务局开展了开采沉陷的观测工作，据不完全统计，目前全国已有观测线约1000条，并且逐步形成了一套数据处理的方法。

开采沉陷实测资料的数据处理和分析是在观测工作结束后进行，其内容包括以下几部分：

(1) 实测数据的整理：根据各个观测站野外记录手簿，绘制计算表格，求得各观测站各条观测线上各点的实测下沉、倾斜、曲率、水平移动和水平变形等。据此绘制实测移动、变形分布曲线图，求取一些通用的角量参数，如边界角、移动角、裂缝角、最大下沉角、充分采动角等。

(2) 实测参数的求取：根据各个观测站的实测资料，求取各种参数值。这些参数中，少数(如下沉系数q等)可以是各种预计方法通用的，大部分参数随预计方法不同而不等同，如概率积分法的参数$\mathrm{tg}\beta$、s_3、b，典型曲线和威布尔分布的参数β_0、γ_0、δ_0、$\varphi_1 \sim \varphi_4$，不同预计方法参数的个数和定义也不同，而且互相不能混淆。一个矿区，常常选择1～2种常用的预计方法并求定其相应的参数，以作为本矿区的预计方法和参数。

(3) 实测移动变形值分布规律的研究：用选定的预计方法和求得的实测参数，预计该观测站上各观测线方向的移动变形值，将这些值与实测值相比较，可以看出实测值与哪种方法预计的结果较为接近。从而分析这种预计方法所用的移动变形分布函数，以便从理论上研究这个观测站所揭示的地表移动规律。

(4) 编写观测站总结：根据观测站的情况和上面三项工作求得的资料，编写观测站总结。

(5) 进行多个观测站实测参数的综合分析：在具有多个观测站的实测资料，并且对每个观测站资料进行上述1～5项工作之后，就可以对这些观测站进行综合分析。也就是说，研究这些观测站所求得的各个参数（如下沉参数q或概率积分法的参数$\mathrm{tg}\beta$等）与地质采矿条件的关系，并用回归分析方法建立各个参数与地质采矿条件数据之间的函数关系，以建立根据地质采矿条件数据求定预计参数的经验公式。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

(6) 编写全局（或矿）开采沉陷实测资料综合分析报告书：根据全局（或矿）的实测资料和实测资料的积累情况，每隔数年编制一次全局（矿）性的综合分析报告书，对全局（矿）开采沉陷工作进行总结，以便在今后工作中应用这些成果。

上面的第（1）项工作已在本书第二章中介绍。下面仅介绍进行第（2）～（6）项工作的方法。

第二节　观测站实测参数的求定及移动变形分布规律的研究

一、基本原理

在一个地表观测站的观测工作结束并完成了观测成果的整理与分析之后，应进一步求定这个观测站的实测参数。实测参数可用本书第二、四章的方法，根据参数定义和实测资料直接求定。例如，用下沉值为10mm的点确定边界角，以下沉值为$0.16W_0$及$0.84W_0$的点确定概率积分法的参数r等。但是，这种方法有以下两个缺点：

(1) 在确定参数时，往往只用到1～2个测点的具有误差的实测值，而且这些观测值的误差对参数的影响很大，所以求得的参数常常有较大的误差；

(2) 只用1～2个测点的实测值求得的参数，对所有测点的观测值来说，不一定是最合适的。

为了克服这些缺点，可以采用《概率论与数理统计》[31]、[32]和《误差理论与测量平差》[14]中所述的参数估计的方法，根据所有实测点下沉和水平移动值求取参数的估计值。由于下沉和水平移动的分布都是非线性的，所以要用曲线拟合法求定实测参数的估计值。曲线拟合的基本原理可描述如下：[15]

“若y是关于自变量X和待定参数B的函数

$$y=f(X,\ B) \tag{5-1}$$

今给出$(X,\ y)$的n对观测值

$$(X_k,\ y_k) \qquad k=1,\ 2\cdots,\ n \tag{5-2}$$

要求找出能满足以下关系式的参数B：

$$Q=\sum_{k=1}^{n}[y_k-f(X_k,\ B)]^2=\text{最小}" \tag{5-3}$$

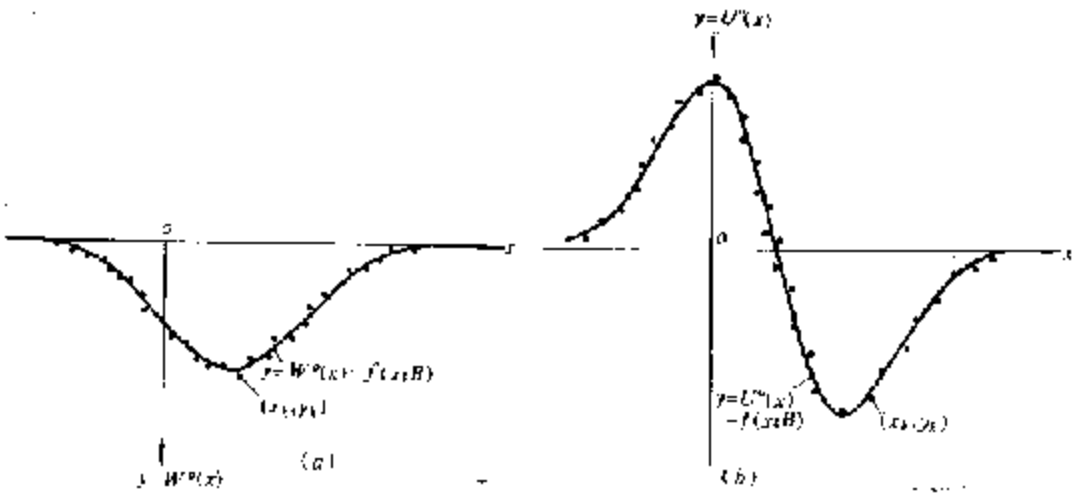


图5-1　用曲线拟合求参数的基本原理

a—下沉曲线的曲线拟合，b—水平移动曲线的曲线拟合

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

上面所说的自变量X，若观测线是沿走向主断面设置时，为点的横坐标x(见图5-1)；若观测线是沿倾向主断面设置时，为点的横坐标y；若观测线是沿任意方向设置时，为点的坐标(x, y)；若观测线是岩体内部观测站区观测线时，为点的坐标(x, y, z)。上面所说的B为参数，参数个数为m，即$B=(b_1, b_2 \cdots, b_m)$，参数形式随预计方法不同而不同。例如，在概率积分法中，可取q为b_1，s_0为b_2，$\mathrm{tg}\beta$为b_3，θ为b_4，b为b_5。若要区分上山下山、走向倾向等，还可增加参数个数。式(5-1)中的$f(X, B)$称为拟合函数，其图形称为拟合曲线（如图5-1中的实曲线）。式(5-2)中X_k为k点的坐标，y_k为k点的实测值：如是用下沉值求定垂直移动变形的实测参数时，则为k点的实测下沉值W_k；如是用水平移动值求定水平移动变形的实测参数时，则为k点的实测水平移动值（如图5-1中的圆点）。

式(5-3)表示的就是文献[34]中所述的最小二乘原理V^TV=最小，其含义可从图5-1看出，即选择一组参数B使拟合曲线与实测结果之间的偏差v的平方和为最小。此时是假设下沉W_k（或水平移动U_k）$(k=1, \cdots n)$为独立的、等精度的观测值，取其权矩阵P为单位矩阵E。严格来说，这个假设是不成立的，求实测参数应该用最优化的方法，而不能用曲线拟合法。但实践表明，用曲线拟合法求得的参数能够满足工程的需要，而其计算工作量却比最优化方法小得多。所以，目前仍采用曲线拟合法求实测参数。

在实际求参数时，先根据观测线上n个观测点的实测下沉值，用曲线拟合法求取垂直移动变形的参数（如概率积分法的q、s_0、$\mathrm{tg}\beta$、θ等）；再用这n个点的实测水平移动值求取水平移动变形的参数（如概率积分法的b等）。

为了满足式(5-3)，根据极值原理，应满足以下公式：

$$\frac{\partial Q}{\partial b_i}=0 \qquad (i=1, 2, \cdots m) \tag{5-4}$$

从这m个方程可以解出m个参数$b_1 \sim b_m$。

二、用曲线拟合求取实测参数的几种方法[34]

（一）基本算法——台劳级数展开法

首先选取参数b_i($i=1 \sim m$，下同)的初始值$b_i^{(0)}$，$b_i^{(0)}$可从本书第四章的经验值中选取，也可根据本矿区已有的实测参数求出。则有

$$b_i=b_i^{(0)}+\Delta_i \tag{5-5}$$

式中 Δ_i——第i个参数的修正值。

由于$b_i^{(0)}$为选定的已知值，若能据式(5-4)求出Δ_i，即可据式(5-5)求得所欲求的参数b_i。

将$f(X_k, B)$在$(X_k, b_1^{(0)}, b_2^{(0)}, \cdots, b_m^{(0)})$附近按台劳级数展开，并假设$b_i^{(0)}$与$b_i$足够近似，使$\Delta_i$足够小，并可在展开式中略去$\Delta_i$的二次及二次以上的项，则有

$$f(X_k, b_1, b_2, \cdots, b_m) \approx f_{k_0}+\frac{\partial f_k}{\partial b_1}\Delta_1+\frac{\partial f_k}{\partial b_2}\Delta_2+\cdots+\frac{\partial f_k}{\partial b_m}\Delta_m \tag{5-6}$$

式中

$$\left.\begin{aligned} f_{k_0}&=f(X_k, b_1^{(0)}, b_2^{(0)}, \cdots, b_m^{(0)}) \\ \frac{\partial f_k}{\partial b_i}&=\frac{\partial f(X_k, b_1, b_2, \cdots, b_m)}{\partial b_i}\Big|_{\substack{X=X_k \\ b_i=b_i^{(0)}}} \end{aligned}\right\} \tag{5-7}$$

由于拟合函数$f(X, B)$的形式和$b_i^{(0)}$已选定，若k点坐标X_k为已知，则f_{k_0}和$\frac{\partial f_k}{\partial b_i}$便

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

为可以算出的已知值。

将式(5-6)代入式(5-3)，可得

$$Q \approx \sum_{k=1}^{n}\left[y_k-\left(f_{k_0}+\frac{\partial f_k}{\partial b_1}\Delta_1+\cdots+\frac{\partial f_k}{\partial b_m}\Delta_m\right)\right]^2 \tag{5-8}$$

则式(5-4)可化作

$$\frac{\partial Q}{\partial b_i}=\frac{\partial Q}{\partial \Delta_i}\approx 2\sum_{k=1}^{n}\left\{\left[y_k-\left(f_{k_0}+\frac{\partial f_k}{\partial b_1}\Delta_1+\cdots+\frac{\partial f_k}{\partial b_m}\Delta_m\right)\right]\left(-\frac{\partial f_k}{\partial b_i}\right)\right\}=0$$

即，$$\frac{\partial Q}{\partial b_i}\approx 2\left[\Delta_1\sum_{k=1}^{n}\frac{\partial f_k}{\partial b_1}\frac{\partial f_k}{\partial b_i}+\cdots+\Delta_m\sum_{k=1}^{n}\frac{\partial f_k}{\partial b_m}\frac{\partial f_k}{\partial b_i}-\sum_{k=1}^{n}\frac{\partial f_k}{\partial b_i}(y_k-f_{k_0})\right]=0$$

写出m个未知数Δ_i的线性方程组，并进行整理、移项，则上式可写作

$$\left.\begin{aligned}&a_{11}\Delta_1+a_{12}\Delta_2+\cdots+a_{1m}\Delta_m=a_{1y}\\&a_{21}\Delta_1+a_{22}\Delta_2+\cdots+a_{2m}\Delta_m=a_{2y}\\&\cdots\\&a_{m1}\Delta_1+a_{m2}\Delta_2+\cdots+a_{mm}\Delta_m=a_{my}\end{aligned}\right\} \tag{5-9}$$

式中：

$$\left.\begin{aligned}a_{ij}&=\sum_{k=1}^{n}\frac{\partial f_k}{\partial b_i}\frac{\partial f_k}{\partial b_j} && (i,\ j=1,\ 2,\ \cdots,\ m)\\a_{iy}&=\sum_{k=1}^{n}\frac{\partial f_k}{\partial b_i}(y_k-f_{k_0}) && (i=1,\ 2,\ \cdots,\ m)\end{aligned}\right\} \tag{5-10}$$

式(5-8)与文献[14]中的法方程式形式相同，故可用解法方程式的方法解算出Δ_i，也可用解一般线性方程组的方法解出Δ_i。将求得的Δ_i值代入式(5-5)，即可得到要求的实测参数b_i值。

应该注意的是，由于式(5-6)是近似等式，所以求得的b_i值不一定是b_i的真值，即不一定能满足式(5-3)。为此，要用迭代法使求得的b_i值逐渐趋近其真值。其方法是将求得的b_i值再作为初始值$b_i^{(1)}$，重复上述运算。如此反复进行，直到$\left|\frac{\Delta_i}{b_i}\right|$中的最大值不超过某个指定的限制误差eps为止。在求岩移实测参数时，eps可取0.0001～0.001。

台劳级数法又称高斯-牛顿法。用该法求取实测参数时，先根据n个点的实测下沉值求出求下沉、倾斜、曲率的预计参数，再根据n个点的实测水平移动值求出求水平移动和水平变形的参数。每次求参数均按以下步骤进行：

(1) 根据选定的预计方法，确定拟合函数（下沉或水平移动的预计公式）$f(X;\ B)$的形式，并将b_i和参数一一对应起来（如概率积分法$b_1=q$，$b_2=s$，等）；

(2) 根据第四章所列的经验参数值或本矿区经验值，选取参数初始值$b_i^{(0)}$；

(3) 根据$b_i^{(0)}$和观测点的坐标x_k，按式(5-7)计算f_{k_0}、$\frac{\partial f_k}{\partial b_i}^0$；此时$f_{k_0}$有$n$个($n$为测点个数)，$\frac{\partial f_k}{\partial b_i}^0$有$m\times n$个（$m$为参数个数）；

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

(4) 按f_{k_0}、$\frac{\partial f_k}{\partial b_i}$和实测值$y_k$，用式(5-10)求取$a_{ij}$($m\times n$个)、$a_{i0}$($m$个)；

(5) 解式(5-9)，求得Δ_i(m个)；

(6) 以$b_i^{(0)}$和Δ_i代入式(5-5)求得b_i；

(7) 以b_i取代$b_i^{(0)}$，重复(3)～(6)项计算，直到以下条件满足为止，

$$\max_{1\le i\le m}\left|\frac{\Delta_i}{b_i}\right|\le eps$$

(8) 最终求得的参数b_i即为所求的实测参数；

(9) 计算各点拟合的残差：$v_k=y_k-f(X_k,\ B)$

(10)计算拟合中误差m_f：由于各观测点的实测值的权均为1，因此可取单位权中误差作为拟合误差。由参考文献[3,4]知：

$$m_f=\pm\sqrt{\frac{Q}{n-m}}$$

其中
$$Q=\sum_{k=1}^{n}v_k^2$$

台劳级数展开法有现成的程序可供使用[3,5]。使用这些程序时应注意，对不同的预计方法、不同的观测线，上述步骤中的(1)～(3)步是不同的，需根据具体情况编制有关的子程序，而(4)～(8)步是通用的程序。

（二）改进算法——麦夸尔特法

台劳级数展开法有一个缺点，当初始值$b_i^{(0)}$选得偏离其真值过大时，各次求得的b_i可能不逐渐趋近于真值（称为迭代收敛），而是越来越偏离真值（称为迭代发散）。为了克服这个缺点，放宽对初始值的限制，麦夸尔特（Marquardt O.W.）1963年提出了这种改进算法。

设在式(5-8)中增加一项，使之成为

$$Q'\approx\sum_{k=1}^{n}\left[y_k-\left(f_{k_0}+\frac{\partial f_{k_0}}{\partial b_1}\Delta_1+\cdots+\frac{\partial f_{k_0}}{\partial b_m}\Delta_m\right)\right]^2+d\sum_{i=1}^{m}\Delta_i^2 \qquad (5\text{-}11)$$

式中d是一个大于或等于零的可调整的常数。在$d=0$时，$Q'=Q$，麦夸尔特法退化为台劳级数展开法。d称为阻尼因子，其作用是适当选择d可使每次迭代后求得的Q'值均较迭代前的值为小。d值的选择原则是，在迭代收敛时，d选取较小的值，以减少迭代次数；在迭代后的Q'值大于迭代前的值时，将d值放大，重新进行迭代，直至迭代后的Q'值比迭代前的值小为止。这样，能保证经过一次迭代Q'就减小一次，b_i的值就向其真值接近一步。这样就可以大大放宽对$b_i^{(0)}$接近b_i真值的要求。实践证明，麦夸尔特法与台劳级数展开法相比，$b_i^{(0)}$与b_i真值的接近程度可以放宽几倍至几百倍。当然，如果$b_i^{(0)}$值偏离b_i的真值太大，d值取得再大也不能使迭代后的Q'比迭代前小，这也将导致麦夸尔特迭代发散。但这种可能性，比台劳级数展开法小得多。

在满足Q'最小的前提下，仿照上面的推导，可得到与式(5-9)相对应的方程组：

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

$$\left.\begin{aligned}
&(a_{11}+d)\Delta_1+a_{12}\Delta_2+\cdots+a_{1n}\Delta_n=a_{1s}\\
&a_{21}\Delta_1+(a_{22}+d)\Delta_2+\cdots+a_{2n}\Delta_n=a_{2s}\\
&\cdots\cdots\\
&a_{n1}\Delta_1+a_{n2}\Delta_2+\cdots+(a_{nn}+d)\Delta_n=a_{ns}
\end{aligned}\right\} \qquad (5\text{-}12)$$

用麦夸尔特法求取实测参数的步骤归纳如下：

(1)～(4)与台劳级数展开法相同，仅在第(2)步在给出$b_i^{(0)}$后，还需按式(5-8)求出Q的初值（注意：不是Q'的初值）$Q^{(0)}$；

(5) 给定一个c（$c>1$，一般取$c=10$），并给出d的一个初值$d^{(0)}$（当$a_{ii}=1$时，可令$d^{(0)}=0.01$）；

(6) 令$d^{(1)}=\dfrac{d^{(0)}}{c}$，$d=d^{(1)}$代入式(5-12)；

(7) 解式(5-12)，得Δ_i，代入式(5-5)，求得b_i；

(8) 以b_i代入式(5-8)，求出Q值（此Q值实际上是Q'值，下同）；

(9) 若$Q>Q^{(0)}$，将现有d值乘以c，作为新的d值，代入式(5-12)，重复(7)～(8)步的计算，直至$Q<Q^{(0)}$为止；

(10)若$Q<Q^{(0)}$，以b_i取代$b_i^{(0)}$，重复第(2)～(9)步计算，直至$\max\limits_{1\le i\le n}\left|\dfrac{\Delta_i}{b_i}\right|\le \mathrm{eps}$为止，此时最后求得的$b_i$即为所求的参数值；

(11) 计算各点拟合残差v_i及拟合中误差m_f，其计算公式与台劳级数展开法相同。

三、实测移动变形值分布规律的研究

用上面的方法求得各种预计方法的参数、拟合残差v_i及拟合中误差m_f后，就可用以下方法分析实测移动变形值分布规律。

若某种预计方法满足以下条件：

(1) 求得的拟合中误差m_f值为各种方法中最小的；

(2) 拟合中误差m_f的绝对值要足够小。一般认为，对下沉来说，若$m_f\le(0.05\sim0.1)W_0$，对水平移动来说，若$m_f\le(0.1\sim0.3)U_0$，即可认为m_f值足够小；

(3) 经过误差检验（详见[34]），v_i不存在系统误差。

即可认为预计方法所揭示的移动变形分布规律，就是该观测站的实测分布规律。也就是说，可以用该方法的拟合函数$f(X;B)$的具体形式[下沉为$W(X;B)$，水平移动为$U(X;B)$]进行解析分析，研究其分析规律。例如，主断面上各种变形分布函数可被描述为

$$i(X;B)=\frac{\mathrm{d}W(X;B)}{\mathrm{d}X}$$

$$K(X;B)=\frac{\mathrm{d}^2W(X;B)}{\mathrm{d}X^2}$$

$$\varepsilon(X;B)=\frac{\mathrm{d}u(X;B)}{\mathrm{d}X}$$

并可用各种移动变形分布函数对X的导数等于零，求取这种移动或变形的最大值及其出现

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

的位置。应用这种方法分析出来的移动变形分布规律，比用本书第二章中介绍的成果分析法所得的规律更为可靠。因为这种方法用到了全部观测成果，而成果分析法所依据的测点实测值由于各测点有一定间距，不一定能得到关键性的移动变形值，故算出的移动变形值只是测点间相应值的平均值。

如果所有的预计方法均不能满足上述三个条件，那么就应该研究观测站所具有的特殊规律。根据这种特殊规律选择新的$f(X;B)$的形式，或对原预计方法的$f(X;B)$形式进行修正，再按上述方法进行分布规律的研究。

四、观测站总结的编写

总结报告书应包括以下内容：

(1) 观测站设置目的、位置（附位置图）；

(2) 观测站设计。包括文字说明、计算和图纸；

(3) 观测站标定情况。包括文字说明及观测站标定后的实际位置图（井上下对照）。

(4) 观测站的观测情况：仪器、观测方法、精度要求、观测次数等，对观测站连测、全面观测、水准测量及地表破坏测定分别进行说明；

(5) 观测成果的整理和分析。按第二章第四节的方法进行。成果应包括全部计算出的实测移动变形值、参数等，并附实测移动变形曲线图；

(6) 实测参数的求定及移动变形规律的分析。按本书前面介绍的方法进行。包括求定和分析方法的说明，各种预计方法的实测参数、m_j、ν_k，分布函数$f(X;B)$的最终形式，及实测移动变形分布规律等，附拟合曲线与实测值的相对关系图；

(7) 由此得出的成果和结论。

第三节　多个观测站实测预计参数的综合分析

一、概述

一个矿区或矿井，根据观测站设计的总体规划，常常要在不同的地区、不同地质采矿条件的开采地点设置一系列观测站。这些观测站结束以后，除了要按本章第二节的方法对每一个观测站进行实测参数求定和移动变形分布规律研究之外，还要根据观测站资料的累积情况，每隔几年或十几年，对所有观测站实测资料进行一次综合性的数据处理和分析，这项工作称为观测站实测资料的综合分析。

观测站实测资料综合分析的目的是：

(1) 分析矿区（或矿）内各种地质采矿条件下地表移动和变形的分布规律（如为典型曲线法，则要求出各种典型曲线的分布系数）；

(2) 确定适合本矿区（或矿）的预计方法；

(3) 确定本矿区（或矿）应用的预计方法所使用的参数及其与地质采矿条件之间的关系，建立根据地质采矿条件数据求取参数的经验公式；

(4) 在必要时，还要研究本矿区（或矿）的特殊开采规律，如断层对地表移动变形分布规律和参数的影响等。

对观测站实测资料的综合分析，通常是把所有观测站分为几个组，每一组内的若干个观测站进行综合分析。分组的依据可以是，煤质（如分为烟煤区、无烟煤区）、煤厚（如分为厚煤层区、薄煤层区）、煤层倾角（如分为急倾斜区和缓倾斜区）、重复采动情况（如

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

分为初次采动和重复采动）等。为了减少工作量，组数以不超过2～3个为宜。

综合分析以研究分布规律和确定预计方法的工作，是在本组内各观测站的分析结果基础上的进行的。例如，组内大多数观测站的分布均符合概率积分法的规律，此时就应研究少数观测站为什么不适合概率积分法，是否这些观测站有特殊的地质、采矿条件？这些条件是如何影响分布规律的？这样，就可以确定，在一般情况下，可以用概率积分法预计，在特殊条件下，在应用概率积分法预计时，一定要进行修正。修正方法从分析具有特殊情况的实测资料中得到。

预计参数与地质、采矿条件数据的关系的经验公式，常用回归分析的方法确定。

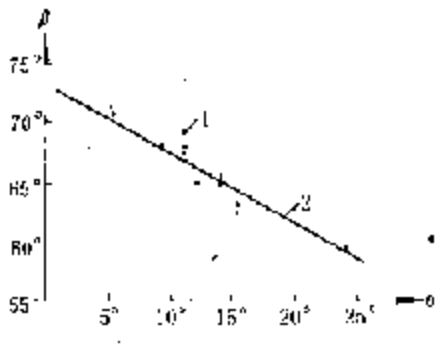


图5-2 β与α的相应关系

1—实测资料；2—回归直线

二、回归分析的基本概念

（一）一元性线回归

为了说明预计参数与地质采矿条件数据之间关系的经验公式的建立过程，先研究一个如图5-2所示的例子。若组内共有n个观测站，第k个观测站的煤层倾角为α_k（$k=1\sim n$），按成果分析法求得的下山方向移动角为β_k。将这n个实测值（α_k，β_k）点绘在图5-2的坐标

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

此时求得的经验公式为

$$y=\hat{a}x+\hat{b} \tag{5-16}$$

某矿区根据实测资料，用上述方法求得的计算移动角β的经验公式为

$$\beta=70^\circ-0.6\alpha$$

为了检查经验公式(5-16)的可靠性，要进行相关显著性的检验。此时可按下式求出回归的相关系数ρ：

$$\rho=\frac{\sum_{i=1}^{n}\{(x_i-\bar{x})(y_i-\bar{y})\}}{\sqrt{\sum_{i=1}^{n}\{(x_i-\bar{x})^2\}\cdot\sum_{i=1}^{n}\{(y_i-\bar{y})^2\}}} \tag{5-17}$$

且有$0\leqslant|\rho|\leqslant 1$。$|\rho|$越接近于1，说明相关程度越高，经验公式越可靠；$|\rho|$越接近于0，相关程度越低，经验公式越不可靠。为了进行定量的评价，可先确定一个置信水平α（在综合分析时，可选$\alpha=0.05$，特别重要的预计参数，可取$\alpha=0.01$），以$N=n-2$为引数，在表5-1中查得相关系数的临界值ρ_α。若按式(5-17)求得的$\rho>\rho_\alpha$，则认为在α水平上相关显著，即此经验公式可以采用；若$\rho\leqslant\rho_\alpha$，则认为相关不显著，即由此回归分析求得的经验公式(5-16)无效。

（二）多元线性回归[4]

若预计参数y随m个地质采矿条件因素x_1，x_2，…，x_m而变，组内共有n个观测站求得的数据$(x_{1_k}, x_{2_k}, \cdots, x_{m_k}; y_k)$ $(k=1\sim n)$，且可用以下多元线性回归方程表示：

$$y=b_1x_1+b_2x_2+\cdots+b_mx_m+b_0 \tag{5-18}$$

则求得的参数经验公式可表为

$$y=\hat{b}_1x_1+\hat{b}_2x_2+\cdots+\hat{b}_mx_m+\hat{b}_0 \tag{5-19}$$

式中偏回归系数$\hat{b}_0$、$\hat{b}_1$、…、$\hat{b}_m$可从下式解出：

表5-1　　相关系数的临界值ρ_α

$N=n-2$ \ α	0.05	0.01	$N=n-2$ \ α	0.05	0.01	$N=n-2$ \ α	0.05	0.01
1	0.997	1.000	15	0.482	0.606	28	0.355	0.466
2	0.950	0.990	16	0.468	0.590	30	0.349	0.449
3	0.878	0.959	17	0.465	0.575	35	0.325	0.418
4	0.811	0.919	18	0.444	0.561	40	0.304	0.393
5	0.754	0.874	19	0.433	0.549	45	0.288	0.372
6	0.707	0.834	20	0.423	0.537	50	0.273	0.354
7	0.666	0.798	21	0.413	0.526	60	0.250	0.325
8	0.632	0.765	22	0.404	0.515	70	0.232	0.302
9	0.602	0.735	23	0.396	0.505	80	0.217	0.283
10	0.576	0.708	24	0.388	0.496	90	0.205	0.267
11	0.553	0.684	25	0.381	0.487	100	0.195	0.254
12	0.532	0.661	26	0.374	0.478	200	0.138	0.181
13	0.514	0.641	27	0.367	0.470			
14	0.497	0.623	28	0.361	0.463			

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

$$\left.\begin{aligned} &n\hat{b}_0 + [x_1]\hat{b}_1 + [x_2]\hat{b}_2 + \cdots + [x_m]\hat{b}_m = [y] \\ &[x_1]\hat{b}_0 + [x_1x_1]\hat{b}_1 + [x_1x_2]\hat{b}_2 + \cdots + [x_1x_m]\hat{b}_m = [x_1y] \\ &\cdots\cdots \\ &[x_m]\hat{b}_0 + [x_1x_m]\hat{b}_1 + [x_2x_m]\hat{b}_2 + \cdots + [x_mx_m]\hat{b}_m = [x_my] \end{aligned}\right\} \quad (5\text{-}20)$$

式中 $[x_i] = \sum_{k=1}^{n} x_{ki}$，$[x_ix_j] = \sum_{k=1}^{n} x_{ki}x_{kj}$，$[x_iy] = \sum_{k=1}^{n} x_{ki}y_k$ $(i, j = 1 \sim m)$

为了检验回归效果，可用复相关系数R：

$$R = \sqrt{1 - \frac{Q}{S_{yy}}} \quad (5\text{-}21)$$

式中 $Q = [vv] = \sum_{k=1}^{n} [y_k - (\hat{b}_1x_1 + \hat{b}_2x_2 + \cdots + \hat{b}_mx_m + \hat{b}_0)]^2$；

$$S_{yy} = \sum_{k=1}^{n} (y_k - \bar{y})^2;$$

$\bar{y}$ 以式(5-15)计算。

在确定了置信水平α后，以自由度$(m, n-m-1)$查F分布表（见文献[3.4][4.9]等），可求得临界值F_α，则R的临界值R_α可以用下式计算：

$$R_\alpha = \sqrt{\frac{mF_\alpha}{(n-m+1) + mF_\alpha}} \quad (5\text{-}22)$$

若$R \leqslant R_\alpha$，则回归效果不显著，经验公式(5-19)不能应用；若$R > R_\alpha$，则回归效果显著，式(5-19)可以采用。

回归效果的检验还可以用F检验法进行。在按显著性水平α及自由度$(m, n-m-1)$查得F_α后，以下式求出F：

$$F = \frac{Q_1/m}{Q/(n-m-1)}$$

式中 $Q_1 = \sum_{k=1}^{n} [(\hat{b}_1x_1 + \hat{b}_2x_2 + \cdots + \hat{b}_mx_m + \hat{b}_0) - \bar{y}]^2$

若$F > F_\alpha$，则回归效果显著，经验公式(5-19)可以采用；若$F \leqslant F_\alpha$，则回归效果不显著，式(5-19)不可应用。

F检验法也可用于一元线性回归的回归效果检验。

（三）非线性回归方程

当回归方程是非线性时，应首先考虑将它化为线性的形式，以简化计算。下面是几个化非线性回归方程为线性回归方程的例子。

(1) 当回归方程为幂函数$y = ax^b$时，对等式两边取对数，且令$y' = \ln y$，$a' = \ln a$，$x' = \ln x$，就可将原非线性回归方程化为线性形式；

(2) 当回归方程为对数函数$y = a + b\ln x$时，令$x' = \ln x$，就可化为线性形式；

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

(3) 当回归方程为指数函数$y=ae^{bx}$时，对等式两边取对数，并令$y'=\ln y$，$a'=\ln a$，就可化为线性形式；

(4) 当回归方程为高次方程$y=b_0+b_1x+b_2x^2+\cdots+b_nx^n$时，令$x_1=x, x_2=x^2, \cdots, x_n=x^n$，就可将原非线性的方程化为线性形式。

在无法将非线性回归方程化为线性形式时，可按本章第二节所述的曲线拟合法求定回归系数的估值，其回归方程的形式为式(5-1)，最终的经验公式为

$$y=f(X;\ \hat{b}_1,\ \hat{b}_2,\ \cdots\hat{b}_n)$$

其回归效果的检验方法与多元线性回归相同，只是Q值应按式(5-3)计算。

三、回归方程形式的确定

上面所说的回归分析方法，要有一个先决条件，即必须知道回归方程的形式。在实际中，由于地质采矿条件对预计参数的影响是很复杂的，因此，在确定回归方程的形式时需要根据具体情况，深入进行研究，以使回归方程的形式尽可能符合于实际。下面说明几种确定回归方程的方法。

（一）理论分析法

根据预计方法的理论模型和参数定义，常常可以推导出参数与地质采矿条件之间的关系式，或者只有个别未知函数的关系式。例如，在有限开采时最大下沉值$W_n=mq\cos\alpha\cdot f\left(\frac{D_1}{H},\ \frac{D_2}{H}\right)$中，最大下沉值与采厚$m$、下沉系数$q$、倾角的余弦$\cos\alpha$的关系是已知的，只有走向采宽与采深之比$\frac{D_2}{H}$、倾向采宽与采深之比$\frac{D_1}{H}$对$W_n$的影响函数$f\left(\frac{D_1}{H},\ \frac{D_2}{H}\right)$形式未知；只要根据观测站实测资料用回归分析法确定$f\left(\frac{D_1}{H},\ \frac{D_2}{H}\right)$的具体形式，就可确定求$W_n$的经验公式的具体形式（详见下面的实例）。

一般来说，地表移动变形的剧烈程度是与采深H成反比、与采厚m成正比，所以在回归分析时常用$\frac{H}{m}$作为横坐标；煤层倾角常用其三角函数($\sin\alpha$或$\cos\alpha$)的形式；岩性常用综合岩性指数（见第一章）。此外，在确定回归方程的形式时，经验也是很重要的。同类比法参照已有参数的经验公式的形式，常常可以成功地得到其他参数的经验公式的形式。

（二）逐步回归法[[35]P118～130]

在不能用上面的方法写出回归方程的形式，甚至到底哪几个地质采矿因素对该参数有影响都不能确定时，只好采用逐步回归法。其原理及步骤如下：

(1) 把所有的地质采矿因素均考虑进回归方程，并把它们化为多元线性回归方程的形式[式(5-18)]，再用多元线性回归的方法，求得偏回归系数$\hat{b}_0$、$\hat{b}_1$、…、$\hat{b}_n$，偏差平方和Q，复相关系数R及其临界值R_α；

(2) 在回归方程中去掉具有地质采矿因素x_i的一项，再按多元线性回归的方法，求得偏回归系数$\hat{b}'_0$、$\hat{b}'_1$、…、$\hat{b}'_{i-1}$、$\hat{b}'_i$、…、$\hat{b}'_n$，偏差平方和Q'，复相关系数R'及其临界值R'_α。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

(3) 若$R>R_a$，$R'>R_a'$，则说明x_i所代表的地质采矿因素对参数的影响不大，在经验公式中可以去掉它。在去掉x_i项后得到的回归方程中，再按上面的方法研究是否可以去掉带另外一个地质采矿因素x_j的一项。如此反复进行，直到$R'\leqslant R_a'$为止。最后一个$R'>R_a'$的回归方程，即为所求的经验公式；

(4) 若第(1)、(2)步后有$R>R_a$，$R'\leqslant R_a'$，则说明x_i所代表的地质采矿因素对参数影响很大。在经验公式中不能去掉这一项，第(1)步求得的经验公式即为求该参数的经验公式。

应该注意的是，在进行第(2)步选择去掉的地质采矿因素x_i时，应选择对参数影响最小的一个x_i。选择的方法如下：

按下式求得去掉x_i这一项后的回归方程的偏相关数R_i：

$$R_i=\frac{\hat{b}_i}{\sqrt{C_{ii}Q+\hat{b}_i^2}}$$

式中C_{ii}为式(5-20)中的系数矩阵的逆矩阵的第i行第i列的元素。R_i最大时的那一个x_i，就是对参数影响最小的因素，应在第(2)步中把它去掉。

逐步回归法计算有现成的电算程序可供采用[14]。

四、建立经验公式的实例

[例5-1] 某矿区测得17条观测线成果(见表5-2)。除了表5-2所列的数据外，这些观测站的其他地质采矿条件均相同。试建立该矿区求最大下沉值W_m的经验公式。

由上面的分析可知，W_m与m及$\cos\alpha$成正比，但与$\frac{D_1}{H_0}$的关系不明确，所以可以写出：

$$W_m=m\cos\alpha f\left(\frac{D_1}{H_0}\right) \tag{5-23}$$

式中$f\left(\frac{D_1}{H_0}\right)$是与$\frac{D_1}{H_0}$有关的待定函数，一旦根据实测资料求出$f\left(\frac{D_1}{H_0}\right)$的具体形式，并把它代入式(5-23)，就可建立求$W_m$的经验公式。

由式(5-23)可得到

$$f\left(\frac{D_1}{H_0}\right)=\frac{W_m}{m\cos\alpha}$$

令$y=f\left(\frac{D_1}{H_0}\right)$，$x=\frac{D_1}{H_0}$，则根据表5-2的实测资料可以展绘成图5-3所示的实测值散点图(以小黑圆点表示)

从图5-3可见，x与y的关系近似地为抛物线关系，并可写作

$$y^2=ax+b$$

令$y'=y^2$，则上式可写作

$$y'=ax+b$$

反
13

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

表5-2　　某矿区各观测站实测最大下沉值W_m与各顶地质采矿条件

序号	观测站编号	采厚 m	倾角 α (°)	平均采深 H_0	倾向长 D_1	$\frac{D_1}{H_0}$	实测最大下沉值 W_m	$\frac{W_m}{m\cos\alpha}$
1	13	1.10	10	140	170	1.21	0.724	0.67
2		1.10	10	80	155	1.94	0.975	0.90
3		1.10	10	78	170	2.17	0.997	0.92
4		1.10	10	86	125	1.45	0.818	0.75
5	49	1.14	18	80	125	1.57	0.821	0.75
6	50	1.10	12	75	120	1.60	0.828	0.77
7	150	1.35	14	245	90	0.37	0.147	0.11
8	141	1.05	17	130	180	1.38	0.795	0.80
9	142	0.82	0	150	120	0.80	0.361	0.45
10	83	0.94	23	180	154	0.85	0.523	0.48
11		0.75	20	40	90	2.25	0.665	0.85
12	15	0.75	44	246	122	0.50	0.116	0.22
13	108	1.10	51	120	85	0.71	0.311	0.45
14	156	1.10	51	38	40	1.05	0.455	0.66
15		0.95	47	65	72	1.15	0.380	0.59
16	72	1.35	15	80	115	1.44	1.068	0.80
17	35	0.85	29	70	110	1.57	0.604	0.87

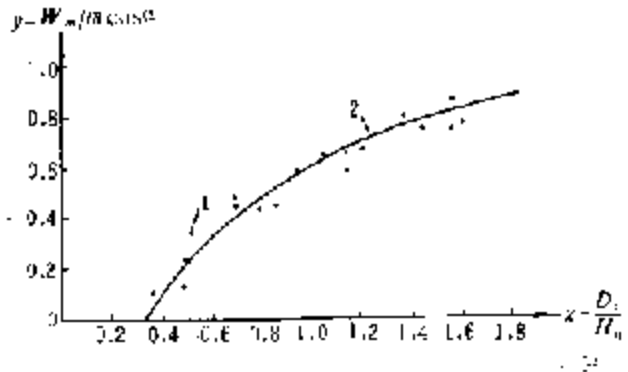


图5-3　$\frac{W_m}{m\cos\alpha}$与$\frac{D_1}{H_0}$的关系图

1—实测值；2—回归曲线

这是一元线性回归，可按式(5-14)～(5-17)计算，计算数据见表5-3。

从表5-3的数据可计算得

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

表5-3　　计　算　表

序	$x=\frac{D_i}{H_i}$	$x-\bar{x}$	$y=\frac{W_m}{mCD^2H}$	$y'=y^2$	$y'-\bar{y}'$	$(x-\bar{x})(y'-\bar{y}')$
1	1.21	-0.08	0.67	0.449	-0.035	+0.0028
2	1.94	0.65	0.90	0.810	0.326	+0.2119
3	2.17	0.88	0.92	0.846	0.362	+0.3186
4	1.45	0.16	0.75	0.562	0.078	+0.0125
5	1.57	0.28	0.75	0.562	0.078	+0.0218
6	1.60	0.31	0.77	0.593	0.109	+0.0338
7	0.37	-0.92	0.11	0.012	-0.472	+0.4342
8	1.38	0.09	0.80	0.640	0.155	+0.0140
9	0.80	-0.49	0.45	0.202	-0.282	+0.1382
10	0.85	-0.44	0.46	0.212	-0.272	+0.1197
11	2.25	0.96	0.95	0.902	0.418	+0.4013
12	0.50	-0.79	0.22	0.048	-0.436	+0.3444
13	0.71	-0.58	0.45	0.202	-0.282	+0.1636
14	1.05	-0.24	0.66	0.436	-0.048	+0.0115
15	1.15	-0.14	0.59	0.348	-0.136	+0.0190
16	1.44	1.50	0.80	0.640	0.156	+0.0234
17	1.57	0.28	0.87	0.757	0.273	+0.0764
总和	22.01	0.08		8.221	-0.007	2.3472

$$\bar{x}=\frac{\sum_{k=1}^{17}x_k}{17}=\frac{22.01}{17}=1.29$$

$$\bar{y}'=\frac{\sum_{k=1}^{17}y_k'}{17}=\frac{8.221}{17}=0.484$$

$$\sum_{k=1}^{17}(x_k-\bar{x})(y_k'-\bar{y}')=2.3472$$

$$\sum_{k=1}^{17}(y_k'-\bar{y}')^2=1.227$$

$$\sum_{k=1}^{17}(x_k-\bar{x})^2=4.7582$$

据此，可求得系数a、b的估值$\hat{a}$、$\hat{b}$：

$$\hat{a}=\frac{\sum_{k=1}^{17}(x_k-\bar{x})(y_k'-\bar{y}')}{\sum_{k=1}^{17}(x-\bar{x})^2}=\frac{2.3472}{4.7582}=0.4933$$

$$\hat{b}=\bar{y}'-\hat{a}\bar{x}=0.488-0.4933\times1.29=-0.152$$

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

$$\rho=\frac{\sum_{k=1}^{17}(x_k-\overline{x})(y_k'-\overline{y'})}{\sqrt{\sum_{k=1}^{17}(x_k-\overline{x})^2\cdot\sum_{k=1}^{17}(y_k'-\overline{y'})^2}}=\frac{2.3472}{\sqrt{4.7582\times1.227}}=0.971$$

取置信水平$\alpha=0.05$。以$n=2=17-2=15$为引数，查表5-1，得$\rho_\alpha=0.482$。则回归所得的经验公式为

$$y'=y^2=0.493\frac{D_1}{H_0}-0.152$$

由此式可得

$$y=f\left(\frac{D_1}{H_0}\right)=0.74\sqrt{0.9\left(\frac{D_1}{H_0}-0.31\right)}$$

将此式代入式(5-23)，有

$$W_m=0.74m\cos\alpha\sqrt{0.9\left(\frac{D_1}{H_0}-0.31\right)}\qquad\left(0.37\leqslant\frac{D_1}{H_0}\leqslant2.25\right)\qquad(5\text{-}24)$$

此时$\hat{\rho}>\hat{\rho}_\alpha$（置信水平$\alpha=5\%$），可见此经验公式可以应用。

式(5-24)就是所要求的该矿区根据地质采矿条件数据求取最大下沉值W_m的经验公式的最终形式。

五、矿区实测资料综合分析报告的编写

在完成全部实测资料数据处理后，应写出综合分析报告。由于综合分析每隔几年或十几年进行一次，所以在正常情况下，这种综合分析报告也应该相应地每隔几年或十几年编写一次。综合分析报告，不仅能把全部实测成果进行汇总，而且能反映矿区的全部研究成果，对今后的开采沉陷研究和“三下”采煤工作具有重要的作用。所以，必须予以足够的重视。

综合分析报告应包括以下内容：

1）概述

说明本矿区观测站的布置、目的、标定和测量情况，布设和测量时间，是否有特殊情况（如观测中断、测点丢失、资料遗失、观测站被水淹没等）等，并应附有全矿区观测站布设总图；

2）各观测站实测及分析成果

应列表说明观测站分组情况，各组中各个观测站本身的资料（名称、位置、时间等），观测站的地质采矿条件数据，通过数据处理求得的分布规律及实测参数，观测站布置图（井上下对照）等；

3）综合分析成果

包括各组的分布规律，求取参数的经验公式等，应附有各种综合分析的图表；

4）结论及建议

对目前的观测站情况及分析结果作出评价，列出主要成果，指出今后要解决的问题及

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

计划进行的观测和研究工作。

实测资料的数据处理，是一项很重要的工作。但目前，有的矿区对这项工作投入不多、重视不够，有的矿区虽然花了大量人力物力，辛苦地取得一些实测资料，但是没有得到充分应用。这是一个应该尽快解决的问题。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

第六章　开采沉陷的模拟研究方法

第一节　概　　述

一、基本概念

开采沉陷对人类生产和生活的影响在很早以前就被人们所认识，但作为一门独立的学科进行系统的研究却只有四五十年的历史。近二十年来，由于一些相邻学科与开采沉陷互相渗透、互相促进，不仅使开采沉陷逐渐发展成为一门综合性、边缘性的学科，而且在概念、方法和手段上都有了很大的发展。

开采沉陷的研究方法大体上可归纳为两大类：应用各种仪器、设备在开采沉陷实际发生的地表或岩体进行的实测方法和在室内进行的模拟研究方法。

开采沉陷的模拟研究方法，是把岩体抽象、简化为某种理论的或物理的模型，对模型中的煤层模拟实际情况进行“开采”，通过计算（理论模型）或观测（物理模型）模型中岩体由于开采引起的移动和变形，来研究开采沉陷规律或解决与开采沉陷有关的实际工程问题的一种方法。

与开采沉陷的实测研究方法相比，模拟研究方法有以下优点：

（1）在实际开采中，地质条件是固定不变的，而在模拟研究中，可以根据需要对某个地质条件多次进行变换，从而研究这个地质条件与开采沉陷之间的关系。例如，可以运用几个煤层倾角不同而其他条件均相同的模型，以研究煤层倾角对开采沉陷的影响。这在开采沉陷规律的研究中是十分有用的。

（2）实际开采沉陷只在特定的时间内发生，若不能在此时间内及时观测到实际开采的沉陷数据，此数据将无法在事后补测，即此开采的实测资料将永远无法再得到了。在模拟研究中，开采沉陷的模拟时间可以人为控制，可以重复进行，这就不会发生“漏测”实测资料的现象。

（3）运用实测研究方法在野外测量时，严寒、酷暑、风、雪、雨、雾等常使地面实测工作十分艰难，甚至无法进行，陡峭的山区常使测量工作非常困难，积雪覆盖观测站、塌陷区积水淹没测点、施测过程中测点的丢失常常导致实测工作半途而废；井巷内和钻孔内实测空间狭小、施测困难。而在室内进行的模拟研究方法，却可以避免这些不利的影响。

（4）用实测方法研究开采沉陷时，对一个尚未进行的开采可能产生的沉陷只能根据具有类似地质采矿条件的实测资料求得的公式和参数进行预计，而测量实测资料的开采与预计的开采的地质采矿条件常常有一定的差别，这就使没有本地区实测资料的地区的预计的可靠性有所降低。在模拟研究中，可以在开采进行前按照此开采的地质采矿条件预先进行模拟，得出此开采的特有的移动、变形和破坏分布规律，研究的针对性强。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

但是，与实测研究方法相比，模拟研究方法也有以下缺点：

（1）岩体是一种非常复杂的介质，它不但是各向异性的、不均质的，还被各种构造面、裂隙面切割成为不连续体，还受地下水、火成岩侵入、风化等因素破坏。在模拟时，一般不可能完全模拟所有这些情况，而需要作某些简化，这就导致模拟结果与实际结果有所差别。在目前情况下，已有可能使模拟结果与实际情况的差异缩小到工程允许的程度；但是，在模型选择不当时，这种差异仍可能较大。

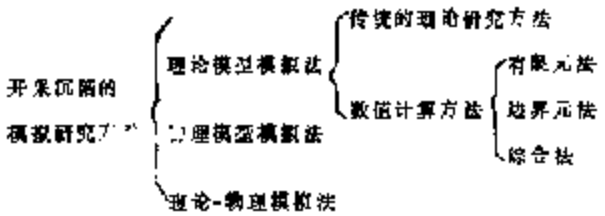
（2）在模拟时常用到一些参数（如弹性模量、泊松比等），这些参数虽然可以用实验或经验的方法确定，但与岩体原始状态的实际值常有较大的差别，这也导致模拟结果与实际的差异。

由于模拟研究的优点，使这种方法日益得到广泛的应用；由于它的缺点，模拟研究方法目前多用来进行开采沉陷的定性研究，在进行定量研究时，常常要用其他方法进行配合和检查。

二、模拟研究方法的分类

用于开采沉陷的模拟研究方法的分类见表6-1。

表6-1　　开采沉陷模拟研究方法分类



理论模型模拟简称理论模拟，它是把岩体和开采对象为一定的理论模型，根据实验或经验求得的参数和该理论模型的理论解，对岩体内部及地表受采动引起的位移和应力进行计算。在开采沉陷的研究中，理论模拟称为理论研究方法。许多学者提出了自己的理论模型，例如：阿能尔中把岩体看成是塑性体，沙武斯托维奇把岩层看成是放在弹性基础上的梁，都是可变形连续介质力学理论模型的例子。由于这些方法的理论解计算复杂，参数不易求定，没有得到广泛的应用。本书第四章所介绍的李特威尼申的随机介质力学模型和砖块体力学模型也是理论模型，其理论基础是非连续介质力学。在此基础上发展成的概率积分法，在我国得到了广泛的应用。

理论模拟法由于数值计算方法和电子计算机的采用而得到了飞速的发展。有限元法、边界元法是数值计算法中最常用的方法。应用这些方法的一些电算软件如ADINA、SAP5等，可以计算各种情况下的开采沉陷问题。这些方法将在下节中介绍。

物理模型模拟简称为物理模拟。开采沉陷研究中最常用的物理模拟方法是相似材料模型法。根据相似理论把实际岩体用人工材料制成相似材料模型，对模型中的煤层根据实际开采速度按时间比例进行开采，测量开采引起的岩层和地表移动、变形并把它换算为实际值。这种方法将在本章第三节中介绍。

理论-物理模拟法是理论模拟和物理模拟结合起来的一种模拟方法。其方法为：先用物理模拟大体上了解岩体的应力和位移分布规律，以便选择合适的理论模型、确定单元的划分方法和边值条件；在根据此理论模型进行理论模拟后，根据所得的结果，采用更为完

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

着的物理模型来验证模拟的正确性。理论-物理模拟法是一种较好的模拟方法，但目前在开采沉陷研究中使用得尚不广泛。

第二节　开采沉陷的理论模拟法

一、有限单元法的基本概念

（一）概述

有限单元法（Finite Element Method，简称FEM）简称有限元法，是随着电子计算机广泛应用而发展起来的一种比较新颖和有效的数值方法。这种方法在50年代起源于航空工程中飞机结构的矩阵分析，1960年被推广用来求解弹性力学的平面应力问题，并且开始采用“有限单元法”这个术语。到目前为止，巷道压力、采场地压、岩层移动和边坡稳定等各方面的研究都应用了有限单元法。一些比较成熟的现成的有限单元法程序可以直接用于进行开采沉陷的研究。

下面以弹性力学的平面问题为例来说明有限单元法的基本概念（详细内容可参考有关书籍，如文献[55][56]）。

在用有限元法研究图6-1所示的弹性体受力后所产生的位移（应变）和应力的分布时，是把弹性体看成是由有限个有限大小的、只在有限个点处连接的单元组成的组合体。即假想把连续体（岩体或其他结构）分割成有限个有限大小的多边形（对于平面问题时，图中为三角形）或多面体（对于空间问题时）。这些多边形或多面体，就称为有限单元（简称为单元），多边形或多面体的顶点称为结点（图6-1a）。各单元在结点处相联接（图6-1b），取结点处的位移作为基本未知量。这样，就把原来是无限个自由度的体系简化成有限个自由度的体系，这个过程称为连续体的有限单元离散化。此时，连续体变成为一个离散体，即各单元的组合体，它是真实结构的一个近似力学模型。用数值计算方法对这个近似力学模型进行研究，其结果可被近似地看成是真实结构的实际结果。这个近似力学模型的数值计算的具体方法是：首先从分析单元入手，建立每个单元的刚度方程；然后组集各单元的刚度方程，以建立整个结构的平衡方程组（又称总刚度方程）；最后解平衡方程组，获得结构在各结点处的近似数值解答。下面具体说明这种方法。

（二）连续体的有单限元离散和计算简图

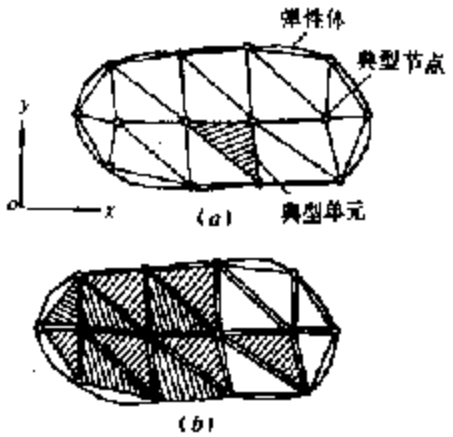


图6-1　有限单元法的原理

a—弹性体划分为有限单元；b—单元之间的联接关系

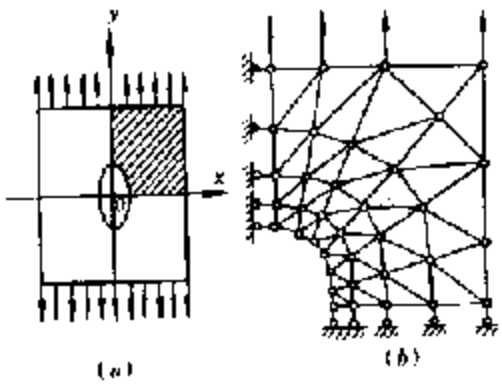


图6-2　连续体的有限单元离散

a—要解决的实际问题；b—有限单元法离散简图

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

应用有限单元法研究问题的第一步是把要研究的连续体用有限单元进行离散化并绘出计算略图。下面以实例说明其做法。

若用有限单元法分析图6-2a所示的带有椭圆孔的平板在均匀拉伸作用下的应力集中问题，先将平板进行离散化。由于是椭圆孔，采用三角形单元以便适应曲线边界，各单元在结点处铰结。由于结构的对称性，可以只取整个结构的$\frac{1}{4}$进行分析。在对称轴上的点没有垂直于对称轴方向的位移，可在各结点处设置相应的支座链杆，并将荷载也移置到结点上（方法下面详细介绍）。有限单元离散化的结果，形成如图6-2b的计算简图。单元形状的选择取决于结构的几何形状、计算精度要求以及描述该问题所必须的独立空间坐标的数目。单元各边的长度不应相差太大，否则将影响计算的精度。单元的大小（即网格的疏密）由计算精度要求和计算机的速度及容量决定，单元越小，网格越密，计算结果越精确，所要求的计算机容量越大、速度越高。所以，在保证必要的计算精度条件下，单元应尽量取少些。在单元的排列上，在应力梯度变化大的部位和重要的部位，单元应取小些，网格也划分得密些。在计算对象的厚度或者其弹性性质有突变之处，单元应取小些，并应取突变线作为单元的边界线。在结构分布荷载密度突变处的集中荷载作用处，应布置结点。离散化后的力学模型应尽可能精确地模拟原来的岩体或结构的情况。

（三）单元分析

在离散化后，应进行单元分析，以建立每个单元的刚度方程。下面以三角形单元为例说明单元分析的方法。

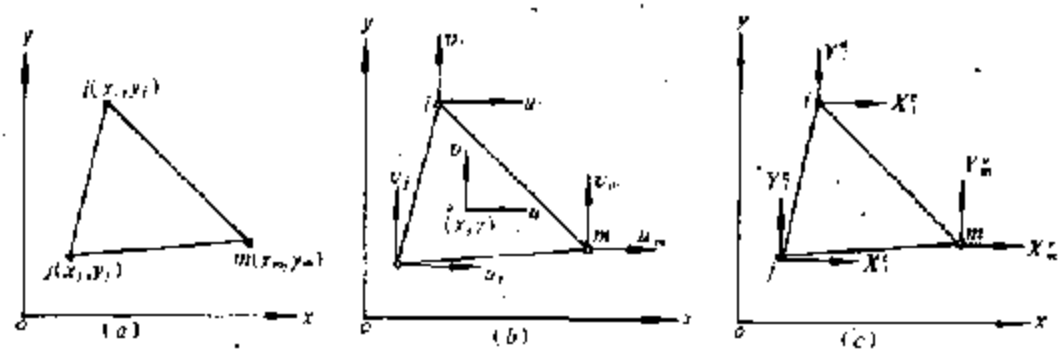


图6-3　三角形单元分析

a—研究的有限单元；b—有限单元的结点位移；c—有限单元的结点力

从离散体系中任取一个单元，如图6-3所示，图中u、v和X、Y分别为结点上沿x、y轴方向的位移和结点力，并把单元结点位移向量写成

$$\{\Delta\}^e=[u_i\ \ v_i\ \ u_j\ \ v_j\ \ u_m\ \ v_m]^T \tag{6-1}$$

式中下角标表示结点号。把与结点位移向量相对应的结点力向量写成

$$\{F\}^e=[X_i\ \ Y_i\ \ X_j\ \ Y_j\ \ X_m\ \ Y_m]^T \tag{6-2}$$

可以证明（详见文献[65]P109—110），该单元内坐标为(x,y)的点的位移可表示为

$$\begin{aligned} u(x,y)&=a_1+a_2x+a_3y \\ v(x,y)&=a_4+a_5x+a_6y \end{aligned} \tag{6-3}$$

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

其中参数a_1，a_2，a_3……a_6可由下式解出，并表为基本未知量u_i，v_i，u_j ……v_m的函数（节点坐标x_i，y_i，x_j……y_m为已知值）：

$$\begin{aligned} u_i &= a_1 + a_2 x_i + a_3 y_i, \quad v_i = a_4 + a_5 x_i + a_6 y_i \\ v_j &= a_1 + a_2 x_j + a_3 y_j, \quad v_j = a_4 + a_5 x_j + a_6 y_j \\ u_m &= a_1 + a_2 x_m + a_3 y_m, \quad v_m = a_4 + a_5 x_m + a_6 y_m \end{aligned} \tag{6-4}$$

式（6-3）表明：单元的位移函数$u(x, y)$，$v(x, y)$是坐标(x, y)和节点位移的函数，它在单元内部和单元交界处均是连续的。

由弹性力学[11]可知，该单元的应变列阵$\{\varepsilon\}$可写成以下形式：

$$\{\varepsilon\} = \begin{Bmatrix} \varepsilon_x \\ \varepsilon_y \\ \gamma_{xy} \end{Bmatrix} = \begin{bmatrix} \dfrac{\partial}{\partial x} & 0 \\ 0 & \dfrac{\partial}{\partial y} \\ \dfrac{\partial}{\partial y} & \dfrac{\partial}{\partial x} \end{bmatrix} \begin{Bmatrix} u(x, y) \\ v(x, y) \end{Bmatrix}$$

式中 ε_x，ε_y，γ_{xy}——分别表示沿x，y的应变和xy平面的剪应变。

考虑到式（6-3）、（6-4），上式可化成（详见文献[55]）

$$\{\varepsilon\} = [B]\{\Delta\}^e \tag{6-5}$$

式中$[B]$称为应变矩阵，表示单元结点位移与单元任意点的应变之间的关系，其元素是只与单元几何性质有关的常量。$[B]$可用下式求定：

$$[B] = \frac{1}{2A} \begin{pmatrix} b_i & 0 & b_j & 0 & b_m & 0 \\ 0 & c_i & 0 & c_j & 0 & c_m \\ c_i & b_i & c_j & b_j & c_m & b_m \end{pmatrix} \tag{6-6}$$

式中
$$\left.\begin{aligned} a_i &= x_j y_m - x_m y_j, \quad b_i = y_j - y_m, \quad c_i = x_m - x_j \\ a_j &= x_m y_i - x_i y_m, \quad b_j = y_m - y_i, \quad c_j = x_i - x_m \\ a_m &= x_i y_j - x_j y_i, \quad b_m = y_i - y_j, \quad c_m = x_j - x_i \\ A &= \frac{1}{2} \begin{vmatrix} 1 & x_i & y_i \\ 1 & x_j & y_j \\ 1 & x_m & y_m \end{vmatrix} \end{aligned}\right\} \tag{6-7}$$

A为三角形单元的面积。

该单元的应力列阵$\{\sigma\}$可用下式求定（详见文献[55]）：

$$\{\sigma\} = \begin{Bmatrix} \sigma_x \\ \sigma_y \\ \tau_{xy} \end{Bmatrix} = [S]\{\Delta\}^e \tag{6-8}$$

式中σ_x，σ_y，τ_{xy}分别为沿x，y方向的正应力和xy方向的剪应力。$[S]$为应力矩阵。对于平面应力问题[注]，$[S]$可用下式求定：

$$[S] = \frac{E}{2(1-\mu^2)A} \begin{pmatrix} b_i & \mu c_i & b_j & \mu c_j & b_m & \mu c_m \\ \mu b_i & c_i & \mu b_j & c_j & \mu b_m & c_m \\ \dfrac{1-\mu}{2} & \dfrac{1-\mu}{2} b_i & \dfrac{1-\mu}{2} & \dfrac{1-\mu}{2} b_j & \dfrac{1-\mu}{2} & \dfrac{1-\mu}{2} b_m \end{pmatrix} \tag{6-9}$$

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

式中E和μ分别为该单元的抗压弹性模量和泊松比。对于平面应变问题[注]，可以用$\frac{E}{1-\mu^2}$代E、用$\frac{\mu}{1-\mu}$代μ，代入式（6-9）求[S]。

用弹性力学的虚功方程可以建立以下单元刚度方程：

$$\{F\}^e=[K]^e\{\Delta\}^e \tag{6-10}$$

式中$[K]^e$为单元刚度矩阵，反映单元结点力和结点位移间的关系，可用下式求得：

$$[K]^e=\begin{pmatrix}[K^e_{ii}] & [K^e_{ij}] & [K^e_{im}]\\ [K^e_{ji}] & [K^e_{jj}] & [K^e_{jm}]\\ [K^e_{mi}] & [K^e_{mj}] & [K^e_{mm}]\end{pmatrix} \tag{6-11}$$

对于平面应力问题，子矩阵$[K^e_{rs}]$可用下式求定：

$$[K^e_{rs}]=\frac{Eh}{4(1-\mu^2)A}\begin{pmatrix} b_rb_s+\frac{1-\mu}{2}c_rc_s & \mu b_rc_s+\frac{1-\mu}{2}c_rb_s\\ \mu c_rb_s+\frac{1-\mu}{2}b_rc_s & c_rc_s+\frac{1-\mu}{2}b_rb_s\end{pmatrix} \tag{6-12}$$

$(r=i,\ j,\ m;\ s=i,\ j,\ m)$

对于平面应变问题，用$\frac{E}{1-\mu^2}$、$\frac{\mu}{1-\mu}$分别取代E、μ代入式（6-12）求子矩阵$[K^e_{rs}]$。

单元刚度矩阵只与单元的几何形状、大小及材料性质有关，是对称的奇异矩阵。$[K^e_{ij}]$的物理意义是当使结点j发生单位位移而其余结点被完全约束时，在结点i产生的结点力。

（四）荷载向结点移置

按照有限单元的假设，作用在结构上的力必须是结点荷载，而作用在结构上的真实荷载又常常不作用在结点上，例如体力和面力等。因而，需将它们按静力等效的原则向结点移置，化为等效结点荷载。所谓静力等效原则，指原来作用在单元上的荷载与移置到结点上的荷载在单元任何虚位移上所作的虚功应相等。可以证明（详见文献[55]P117～120）：均匀分布的体积力可以将总体积力的三分之一移置到三个结点上，即均布体力相应的等效结点荷载列阵为

$$\{P\}^e=\left[\frac{1}{6}W_x,\ \frac{1}{3}W_y,\ \frac{1}{3}W_x,\ \frac{1}{3}W_y,\ \frac{1}{3}W_x,\ \frac{1}{3}W_y\right]^T \tag{6-13}$$

式中W_x、W_y分别为单元总体力W在x、y方向的分量。

作用在单元边界线上的均布面力可以将面荷载总和的一半移置到边界两端的结点上，

[注] 研究的连续体的纵向（z）尺寸远大于横向（x、y）尺寸，且与纵轴垂直的各横截面都相同，受到垂直于纵轴且不沿纵轴长度变化的外力作用，约束条件也不沿长度变化，这种情况称为平面应变问题。若连续体是纵向尺寸远小于横向尺寸的等厚薄板，所受荷载均与z轴垂直，并且沿z方向无变化，在板的前后表面上没有外力作用，这种情况称为平面应力问题。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

即其等效结点荷载列阵为

$$\{P\}^e=\left[0\quad 0\quad \frac{1}{2}\overline{W}_x\quad \frac{1}{2}\overline{W}_y\quad \frac{1}{2}\overline{W}_x\quad \frac{1}{2}\overline{W}_y\right]^T \tag{6-14}$$

式中$\overline{W}_x$、$\overline{W}_y$为边界上总面力$\overline{W}$在x、y方向的分量。

作用在单元边界线上的集中力可以按杠杆原理移置到边界线两端的结点上，即其等效结点荷载列阵为

$$\{P\}^e=\left[\frac{l_i}{l}Q_x\quad \frac{l_i}{l}Q_y\quad \frac{l_j}{l}Q_x\quad \frac{l_j}{l}Q_y\quad 0\quad 0\right]^T \tag{6-15}$$

式中l_i、l_j分别为集中力作用点与i、j点的距离；l为ij边的长度；Q_x、Q_y为集中力在x、y方向的分量。

（五）整体分析

整体分析是要使与同一节点相联结的所有单元计算出的该节点的位移都相同；计算出的该节点结点力之和与结点荷载保持平衡。在整体分析时，可根据此要求，建立用结点位移表示的整个离散体系的平衡方程组，解此方程组，即可获得作为基本未知量的所有节点上的位移。此平衡方程可表示为

$$[K]\{\Delta\}=\{R\} \tag{6-16}$$

式中$[K]$称为结构的整体刚度矩阵或总刚度矩阵；$\{\Delta\}$为整个离散体所有结点的位移列阵；$\{R\}$为整个离散体所有结点的荷载列阵，可根据已知条件和荷载向结点移置求定。

式（6-16）表明，若求得总刚度矩阵$[K]$，即可求得所有节点的位移$\{\Delta\}$。可以证明（详见[11]），总刚度矩阵$[K]$可以用各单元刚度矩阵组集而成，其方法是把与第i个结点直接相连接的各单元刚度矩阵中出现的相应子矩阵$[K^e_{ij}]$[可用式（6-12）等求得]叠加以求出矩阵$[K]$中相应的子矩阵$[K_{ij}]$，即$[K_{ij}]=\sum[K^e_{ij}]$。总刚度矩阵$[K]$是一个对称的奇异矩阵，其元素集中分布在对角线附近，形成带状。

为了消除总刚度矩阵$[K]$的奇异性，使式（6-16）具有唯一的解，必须利用给定的边界结点约束条件对矩阵$[K]$进行处理。处理的方法是，若受约束的节点方向对应的脚标为i，约束限制的位移量为Δ_i，则在总刚度矩阵$[K]$中的第i列元素都代之以零，主对角线上相应的元素K_{ii}取为1；在荷载列阵$\{R\}$中，R_i以Δ_i代替，其余元素中减去给定的结点位移与矩阵$[K]$中相应列项之积（详见文献[15]P126～128）。

（六）解题步骤及计算结果的整理

综上所述，用有限单元法解题的步骤可归纳如下：

（1）根据问题所给条件，按一定比例作出结构简图，并在图中注明各种几何尺寸、外力及支承条件；

（2）对计算对象进行有限单元离散，绘出计算简图。此时需任选一坐标系，定出所有结点的坐标值；

（3）将荷载移置到结点上，按式（6-12）～（6-15）计算出等效结点荷载向量，组成所有结点的荷载列阵$\{R\}$；

（4）按式（6-7）计算出a_i、b_i、……、c_m及A的值，再根据式（6-12）等计算出各单元刚度矩阵的子矩阵；

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

（5）根据$[K_{ij}]=\sum^{e}[K]_{ij}^{e}$的关系求得总刚度矩阵的相应子矩阵，组集总刚度矩阵$[K]$；

（6）引入约束条件，对总刚度矩阵$[K]$和荷载列阵$\{R\}$进行修正，解式（6-16），得出各结点位移$\{\Delta\}$；

（7）将E、μ、A、b_i、c_i等代入式（6-9）等，求出各单元的应力矩阵$[S]$，利用已求出的结点位移，再由式（6-8）解出各单元的应力$\{\sigma\}$；

（8）在必要时，可根据式（6-5）、（6-6）求出各单元的应变$\{\varepsilon\}$；

（9）整理计算结果，绘制必要的表格或图纸，以表示所需要的位移和应力。

在整理计算结果时，应注意$\{\Delta\}$就是各结点上的位移值，而$\{\varepsilon\}$、$\{\sigma\}$通常是当作相应单元形心处的应变和应力值；相邻的两个单元的应变和应力的平均值作为此两个单元公共边界中点处的应变和应力值。

在一些较为完备的有限元程序中，有限单元的离散和计算结果的处理［上面（2）～（9）步工作］可以直接由电子计算机完成。

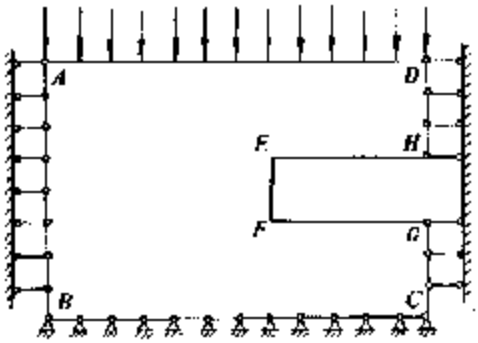


图6-4 开采沉陷问题最简单的理论模型

二、用有限单元法解决开采沉陷问题实例

（一）一般方法

由于有限单元法可以求得理论模型内部及边界上各点的位移、应变和应力，所以可以应用于岩体内部及地表的移动和变形计算，解决开采沉陷的实际问题。

图6-4表示了一个最简单的开采沉陷问题，用它来说明用有限元法解决开采沉陷问题的一般方法。

设在均质岩体中开采了一个水平煤层采区，要计算由此开采引起的岩层和地表移动及变形。由于岩体和开采的对称性，可以如图6-4所示取其左侧进行研究。由于岩体范围很大，为了减少计算工作量，一般只取一定范围的岩体（如图中$ABCD$）而布设单元，其上边界AD一般取地表（其应力为零），也可以取岩体内已知垂直应力的水平线；左边界AB一般取水平移动为零的垂线（可用开采沉陷预计地表水平移动为零的点确定）；其下边界BC取水平移动和下沉均为零的水平线（可凭经验决定）；右边界CD取对称线，由于其对称性，其水平移动为零；开采边界$EFGH$是自由表面（未加充填或支护），其应力为零。所以，其边界条件可绘成图6-4的形式。

在边界$ABCD$之内、$EFGH$以外布设有限单元，其形式可为三角形、矩形或任意四边形的形式，布设方法和原则和上面所述相同。用有限单元法进行计算，可求得岩层和地表的移动、变形和应力，分析这些结果，可以解决各种开采沉陷问题。

实质上，有限单元法能解决的问题可以比图6-4所示的复杂得多，开采可以是多个的、倾斜的、任意形状的，开采的边界条件可以考虑到支护和充填采空区的情况；岩体的性质也可以是非均质的、各向异性的。所以，有限单元法已成为研究开采沉陷的有用工具。

（二）用于开采沉陷的有限单元法程序

各国开采沉陷工作者研究了多种专门用于开采沉陷的有限元程序。下面以SAP2D程

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

序系统为例说明这类程序的功能、解决问题的方法和计算结果的表示方法。

SAP2D[5]是加拿大学者在SAP4的基础上研究出的一种较好的应用于二维情况的开采沉陷计算的有限元法程序系统。它用FORTRAN77语言写成，可在带有数学协理器和硬盘的IBM-PC及其兼容的计算机上使用，在接有绘图机时还可以进行绘图输出。

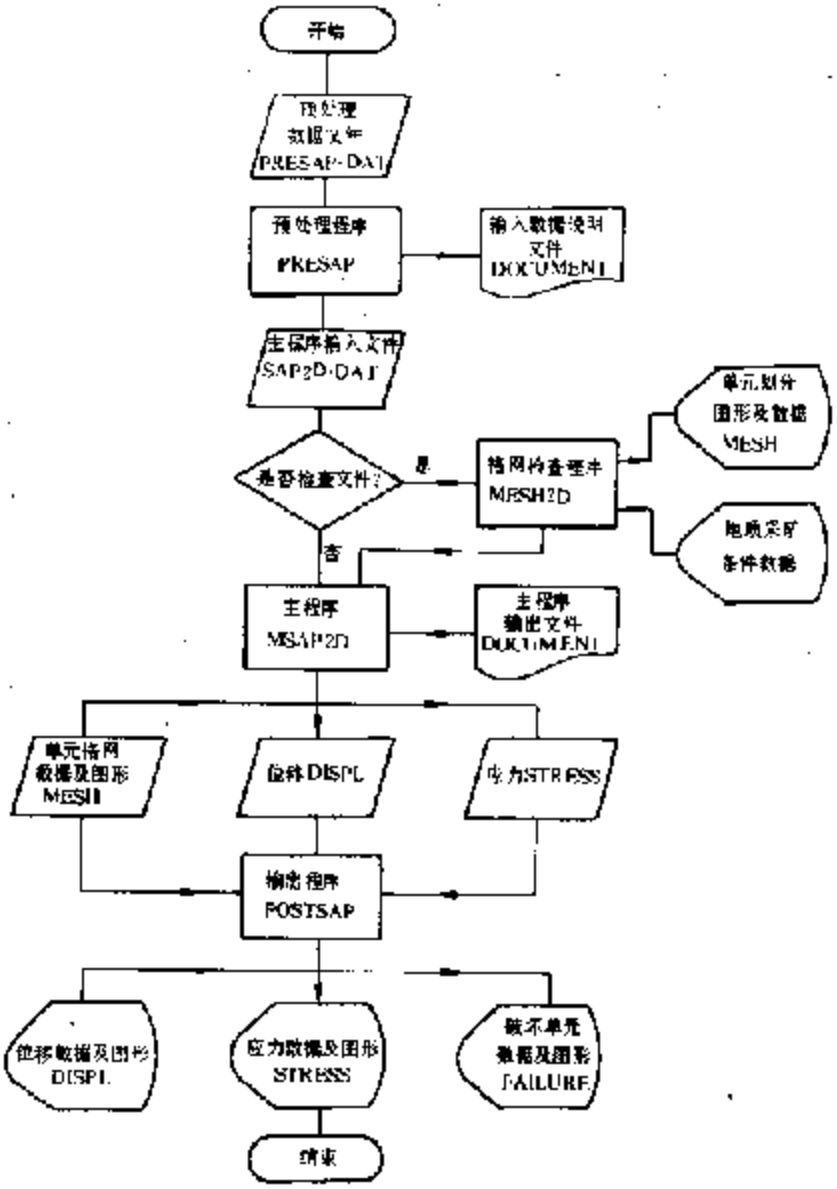


图6-5 SAP2D程序系统的基本结构框图

图6-5给出了SAP2D系统的基本结构框图。该系统由四个模块组成（图中以矩形框表示），它们分别是预处理程序PRESAP、格网检查程序MESH2D、主程序MSAP2D和输出程序POSTSAP。

预处理程序PRESAP，根据输入的已知的预处理数据文件PRESAP.DAT，产生主程序MSAP2D需要的主程序输入文件SAP2D.DAT输入数据说明文件DOCUMENT。数据

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

文件PRESAP.DAT是由按规定格式排列成的要解决的问题的几何条件、荷载情况、格网划分情况、边界条件5材料性质、开采顺序等已知数据组成。在PRESAP.DAT中划分单元时，只需按有限单元法划分单元的原则划出少量的大四边形单元即可，PRESAP将根据要求自动将这些大的四边形单元进一步细分，以减少单元输入的工作量。

MATI2D以图像形式给出PRESAP的输出数据文件2SAPD.DAT的数据，以便根据输出的图像直观地检查细分的格网、边界条件、材料性质、开采顺序等输入条件是否正确，以免由于输入数据的错误而引起计算结果的错误。

主程序MSAR2D是一个有限单元法程序。它是线性系统静动力结构分析程序SAP4的二维情况的一个简化版本。它根据输入的SAP2D.DAT数据文件计算出节点的位移和单元几何中心及四边中心处的应力。

输出程序POSTAP根据MSAP2D的计算结果，以矢量形式绘出各节点的位移和各计算点的最大主应力、最小主应力的大小和方向，并根据岩石的破坏准则，绘出受开采影响可能造成的岩体破坏情况。

下面是一个用SAP2D计算的开采沉陷问题的实例。[11]

设一个开采在垂直纸面方向的长度远大于横断面上的尺寸，横断面为椭圆形。椭圆的水平宽度（沿长轴方向）为4m，高（沿短轴方向）为2m。椭圆所受原岩应力为：垂向20MPa，横向6.6，MPa。岩体为各向同性体，其性质为：弹性模量$E=70000$MPa，泊松比$\mu=0.2$，重度$\rho g=0.028$MN/m^3，粘结强度$c=16$MPa，内摩擦角$\Phi=35°$。

图6-6说明了该例用*SAP2D*解算的数据和结果。

上面这个例子是一种最简单的情况。实际上，SAP2D可以解各种形状不同、岩层性质不同的开采沉陷计算问题。原岩应力也可以用开采深度给出。但应注意，此时认为岩体是线弹性的，这是对实际情况作了简化的。

参考文献[14]给出了适用于求解岩石力学平面问题的非线性分析程序——NCAP-1程序及其使用说明。该程序考虑了岩石的弹塑性、不抗拉性、节理的非线性和岩体的正交异性，可以用来进行开采沉陷计算。

日本学者曾用三维有限元法对开采沉陷进行模拟[15]。岩体被划分为长方体形单元，在开采边界上考虑了开采沉陷后顶、底板互相不接触（开放型）和互相接触（封闭型）两种边界条件，还考虑了岩石的不均质性和由于断裂而使岩石强度减弱的情况。有人曾用该程序的计算结果与英国的煤田实测数据进行比较，认为符合得较好，最大误差不超过20%。

有的学者还进行过粘弹性等多种理论模型的有限元法研究。但是，由于实地的岩石性质值与计算时采用的实验室内测得值之间有一定的差距，实地岩体结构也与理论模型有一定差异，因此，用有限单元法解决开采沉陷问题的方法尚待进一步研究、改进。

三、边界单元法的基本概念

边界单元法（Boundary Element Method，简称BEM）是与有限单元法类似的一种数值分析法，不同点是边界单元法只需对研究对象的边界进行离散和分析，就可解决问题。所以，可以把所考虑问题的维数降低一维来处理。例如，对于平面问题（二维问题）来说，可以不必像有限单元法那样在整个平面区域内布设有限单元来进行计算，而只需在开采的边界线上布置直线段形的一维边界单元即可进行计算（图6-7）。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

因此，边界元法所需的单元数比有限单元法大为减少，相应的计算时所需的输入数据和计算时间也明显减少。近几年来，随着有限元法程序系统的越来越大型化，边界元法的这一优点也越来越明显。因此，边界元法近几年来的发展是很快的，目前国内外许多学者都在研究内边界元法解决开采沉陷的模拟计算问题。

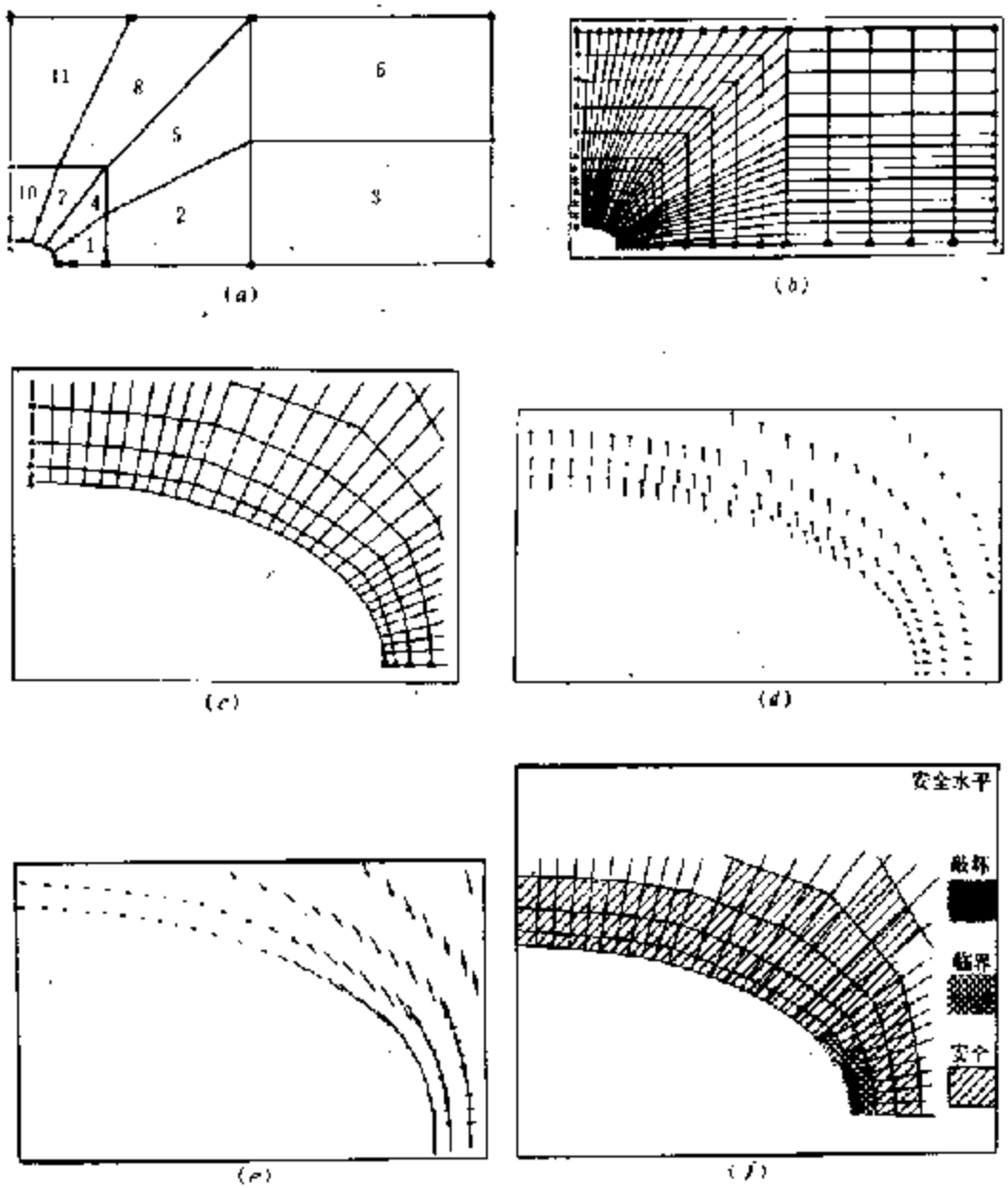


图6-6 SAP2D解开采沉陷问题的实例

a—要解决的实际问题(取$\frac{1}{4}$)及大四边形单元的划分；b—单元细分后的计算简图；

c—局部单元细分的详图；d—局部结点的分析；e—局部单元的主应力分布；f—局部单元破坏情况；

◇—固定的边界点；*—x固定的边界点；□—y固定的边界点；··自由移动结点

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

在固体力学中应用的边界元法可分为应力不连续法（DS法）、位移不连续法（DD法）和直接边界积分法（BI法）三种（详见文献[59]）。下面以弹性力学平面问题的直接边界积分法为例说明边界元法的基本原理。图6-7所示的是外部问题[注]。

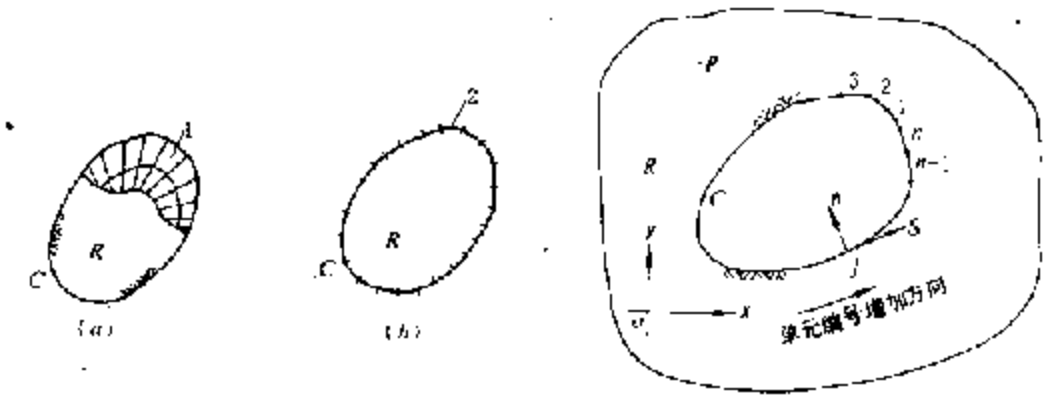


图6-7　有限元法与边界元法单元布设方法的比较　　图6-8　边界单元法的原理

a—有限元法；b—边界元法；
C—研究区域的边界；R—研究区域；1—有限单元；2—边界单元

弹性力学[1][6]有如下互等定理：在将一个弹性体的两种应力状态作对比时，第一种状态的力对应于第二种状态的位移中所作的功，等于第二种状态下的力对应于第一种状态的位移中所作的功。对图6-7所示的边界C来说，存在以下关系：

$$\int_C(\sigma_n u'_n+\sigma_s u'_s)\,ds=\int_C(\sigma'_n u_n+\sigma'_s u_s)\,ds \tag{6-17}$$

式中σ_n、σ_s、u_n、u_s分别为第一种状态沿边界法向（n）和切向（s）的应力（σ）和位移（u）；σ'_n、σ'_s、u'_n、u'_s分别为其第二种状态的对应值。

若用N段首尾相接的直线段$\overset{j}{\Delta s}(j=1\sim N)$（称为边界单元）来逼近边界$C$（见图6-8），则上式可化为

$$\sum_{j=1}^{N}\overset{j}{\sigma}_n\int_{\overset{j}{\Delta s}}u'_n\,ds+\sum_{j=1}^{N}\overset{j}{\sigma}_s\int_{\overset{j}{\Delta s}}u'_s\,ds=\sum_{j=1}^{N}\overset{j}{u}_n\int_{\overset{j}{\Delta s}}\sigma'_n\,ds+\sum_{j=1}^{N}\overset{j}{u}_s\int_{\overset{j}{\Delta s}}\sigma'_s\,ds \tag{6-18}$$

式中$\overset{j}{\sigma}_n$、$\overset{j}{\sigma}_s$、$\overset{j}{u}_n$、$\overset{j}{u}_s$分别为j单元沿该单元法向和切向的应力和位移。

选实际开采状态作为第一种应力状态，并设$\overset{j}{\sigma}_n$、$\overset{j}{\sigma}_s$、$\overset{j}{u}_n$、$\overset{j}{u}_s$（$j=1\sim N$）为要解决问题的实际边界单元上的应力和位移，则对任意一个单元j来说，根据边界条件，$\overset{j}{\sigma}_n$、$\overset{j}{\sigma}_s$、$\overset{j}{u}_n$、$\overset{j}{u}_s$中有两个是已知的，有两个是未知的。例如，对于未充填、顶底板又不接触的开采来说，有$\overset{j}{\sigma}_n=\overset{j}{\sigma}_s=0$，$\overset{j}{u}_n$、$\overset{j}{u}_s$为未知数。由于整个边界$C$被划分为$N$个单元，所以在$4N$个边界单元的应力和位移中有$2N$个根据边界条件是已知的，有$2N$个是待求定的未知数。所以式（6-18）中有$2N$个未知数。

[注]　弹性体R在边界C以外，C以内为空洞的问题称为外部问题；弹性体R在边界C以内，C以外为空洞的问题称为内部问题。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

弹性体的第二种应力状态可以这样来选择：假设该弹性体只在某一单元的受到一个法向或切向的单位集中力作用，其他单元和本单元的另一个方向上的切向或法向力均等于0。此时，可用弹性力学的凯尔文（Kelvin）解（详见文献[59]）求得所有N个单元的位移u'_i、v'_i（$j=1\sim N$）。将这种应力状态与要解问题的实际应力状态（第一种应力状态）对比，根据互等定理可建立一个式（6-17）形式的方程，方程中带有积分的项只取决于这种假想应力状态的各单元已知的σ'_x、σ'_y、τ'_{xy}、τ'_{yx}值和已划定的边界单元的形状、大小和位置，所以是已知的。设想$2N$个这样的第二种应力状态，每次的应力状态为上述单位集中力只依次作用在第$1\sim N$个单元的一个切线或法线方向，在本单元的另一个方向上和其他所有单元上的作用力均为0。仿照上面的作法，就可以列出$2N$个式(6-17)形式的线性方程，组成一个线性方程组，解此方程组，就可以求得此$2N$个未知的实际开采时（第一种状态）的边界单元上的应力和位移。

在知道边界上所有单元的应力$\overset{j}{\sigma}_x$、$\overset{j}{\sigma}_y$、$\overset{j}{\tau}_{xy}$（$j=1\sim N$）和位移$\overset{j}{u}_x$、$\overset{j}{v}_y$（$j=1\sim N$）之后，就可以用以下索莫利亚那（Somigliana）公式求出弹性体内任意点的位移：

$$u_x(P)=-\sum_{j=1}^{N}\left[\overset{j}{u}_x\int_{\Delta_j}\sigma'_x(F_x)\mathrm{d}s+\overset{j}{u}_y\int_{\Delta_j}\sigma'_x(F_y)\mathrm{d}s\right]+\sum_{j=1}^{N}\left[\overset{j}{\sigma}_x\int_{\Delta_j}u'_x(F_x)\mathrm{d}s-\overset{j}{\sigma}_y\int_{\Delta_j}v'_x(F_y)\mathrm{d}s\right]\tag{6-19}$$

$$u_y(P)=-\sum_{j=1}^{N}\left[\overset{j}{u}_x\int_{\Delta_j}\sigma'_y(F_x)\mathrm{d}s+\overset{j}{u}_y\int_{\Delta_j}\sigma'_y(F_y)\mathrm{d}s\right]+\sum_{j=1}^{N}\left[\overset{j}{\sigma}_x\int_{\Delta_j}u'_y(F_x)\mathrm{d}s+\overset{j}{\sigma}_y\int_{\Delta_j}v'_y(F_y)\mathrm{d}s\right]\tag{6-20}$$

式中$u_x(P)$、$u_y(P)$分别为P点沿x和y方向的位移；$\overset{j}{\sigma}_x$、$\overset{j}{\sigma}_y$和$\overset{j}{u}_x$、$\overset{j}{v}_y$（$j=1\sim N$）为根据边界条件已知的位移和用上述方法求得的边界上各单元的应力和位移；$\sigma'_x(F_x)$、$\sigma'_y(F_x)$和$u'_x(F_x)$、$v'_y(F_x)$为P点上作用有集中力$F_x=(F_x,\ F_y)=(1,\ 1)$时，边界上各单元产生的相应的应力和位移，可以用与上述相同的Kelvin解求得。

在求得P点的位移以后，可以用广义虎克定律（详见文献[59]）求得该点处的应变和应力。

综上所述，直接边界积分法是先用互等定理求得边界上各边界单元的应力和位移，再据此计算研究对象内任意点的位移、应变和应力。单元只需布设在边界上，就可对整个研究对象体内的位移、应变和应力进行分析。这也就是边界单元法的基本思想。

四、用边界元法解决开采沉陷问题的实例

目前，已有很多边界元法程序可用于开采沉陷的分析。其中文献[59]附录中所列的TWOFS、TWODD、TWODI程序及文献[41]附录Ⅳ中所列的由J.W.Bray等完成的程序均可用来计算二维线弹性问题，这是一些最简单的例子。目前，尚有应用边界元法进行三维非线性问题、裂隙和蠕变岩体等问题研究的报导。应用边界元法尚能分析具有断层等大的不连续面的岩体中的位移和应力分布问题。下面举例[59]说明应用边界元法能够解决的开采沉陷问题。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

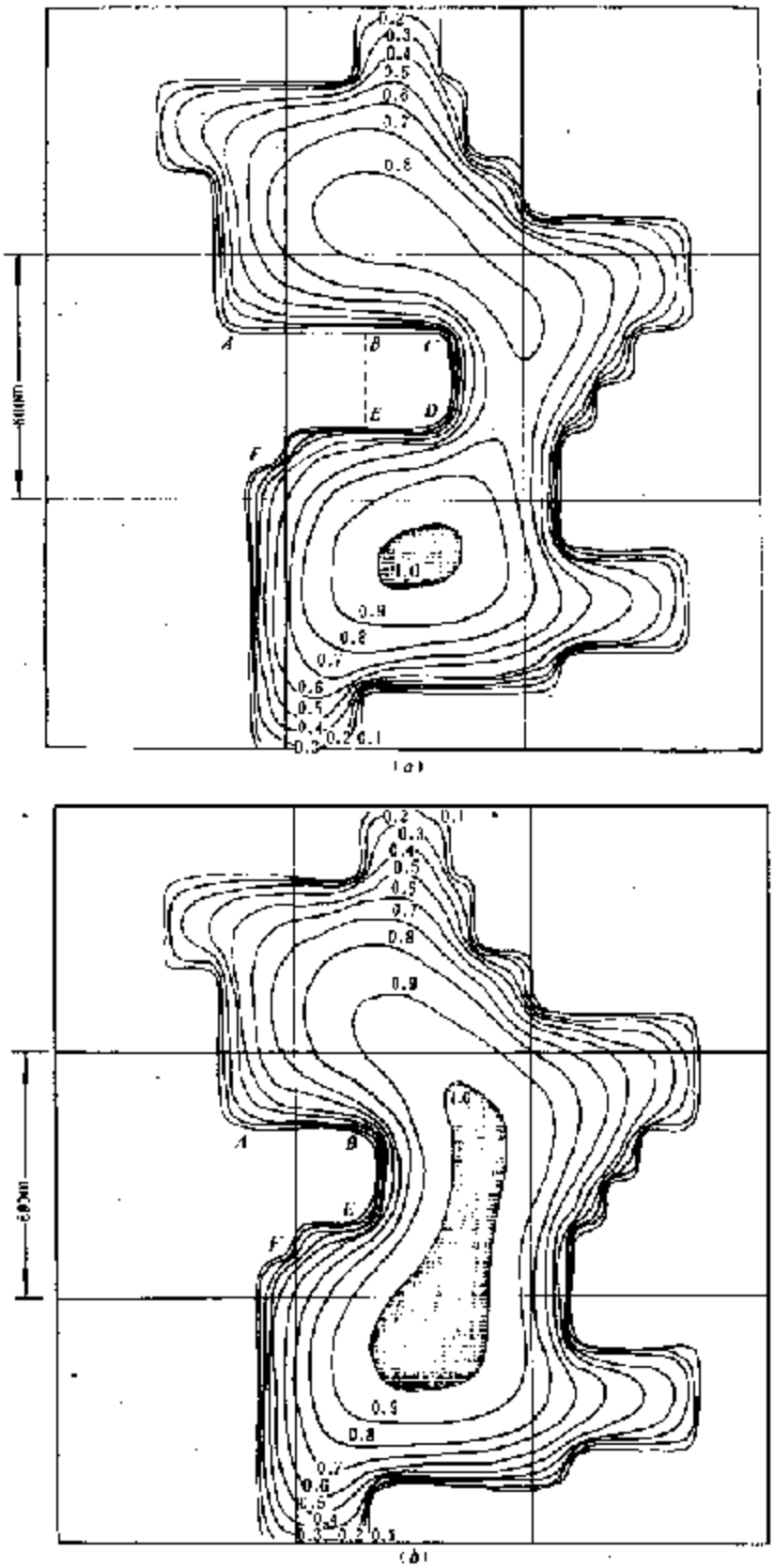


图6-9　应用边界元法解决开采沉陷问题的实例

a—$BCDE$未采时的顶底板移近量等值线图；b—$BCDE$开采后的顶底板移近量等值线图

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

考察图6-9a所示的不规则煤层的开采，若煤层法向厚度为1m，倾角为30°，采空区中心的开采深度为265m，开采后不进行充填和支护。岩体的原岩应力垂向为 $(\sigma_{zz})_0 = -0.027 \times$开采深度，横向为 $(\sigma_{xx})_0 = (\sigma_{yy})_0 = 0.5(\sigma_{zz})_0$，原始剪应力为0。弹性模量 $E = 7 \times 10^4$MPa，泊松比 $\mu = 0.2$。为简便起见未开采煤层的变形忽略不计。用三维边界元进行模拟计算，边界单元分布在开采范围的边界面上，为60m×60m的正方形单元。图6-9a、b均是沿煤层的平面图。所给出的等值线为顶底板的移近量，阴影部分代顶、底板移近量已达到1m，即顶底板发生接触。图6-9b比图6-9a多开采了$BCDE$范围内的煤层。通过这两个图的对比，可以看出$BCDE$开采引起的开采沉陷加剧的情况，从而可以进行相应的工程设计。

五、理论模拟法的进展

由于有限单元法和边界单元法能够解决过去无法用人工解决的问题，具有广泛的适应性，所以在近20年的时间内，这两种方法得到了迅猛的发展。到目前为止，一些综合性的、多功能的、大型的实用计算机程序系统已被研制出来了。例如SAP系统（如SAP4、SAP5、NONSAP等）、NASTRAN、ABAQUS、ADINA、ASKA、MARC、PAFEC、NCAP-1等程序系统，它们都可以用来进行复杂工程问题的模拟。其中ADINA、SAP5、NCAP-1等在我国已得到应用。这些程序系统功能齐全，能够解决各种复杂的工程问题，还可采用多种形式的单元，解决各种不同材料的结构模拟问题，所以也是开采沉陷理论模拟的有力工具。但是，这类程序系统一般要求计算机容量大、运算速度快，一般只能在大、中型电子计算机上才能进行运行，这就限制了其广泛使用的可能性。

下面以ADINA程序系统为例，说明这类程序系统的功能和特点。

ADINA程序系统全称"Automatic Dynamic Incremental Nonlinear Analysis"（自动动态增量非线性分析程序系统），是目前国际上比较著名的线性、非线性静、动力分析程序系统之一。自1981年起，我国已将此程序系统的IBM（1981～1982）文本移植到西门子7738计算机和IBM4341计算机上，正式提供使用。

ADINA是在美国麻省理工学院K.T.Bathe教授领导下，总结了SAP、NONSAP程序编制经验，结合当前有限元和计算机的最新发展研制而成的大型结构分析程序系统。全系统共有71104条FORTRAN语句，415个模块，能解决结构的线性和非线性的静力和动力问题、线性与非线性的稳态和瞬态温度场问题、热弹塑性分析问题、液体与结构的相互作用等问题，已在采矿、机械、航空、土建、地质、水利、动力和核能等结构分析中发挥了巨大的作用。我国已应用ADINA程序系统研究过开采沉陷的一些工程问题，如：巨厚含水冲积层下开采沉陷规律，采动区建筑物结构设计等，取得了可喜的成果。

ADINA程序系统可使用多种形式的单元，如：一维杆元、二维平面元、三维实体元、三维梁元、板壳元、二维流体元、三维流体元、边界单元等，此外还留有接口，可供增加新形式的单元。利用这些单元，可进行线性分析、材料非线性分析（应力-应变不呈直线关系）和几何非线性（大位移小应变的情况）分析，其中二维元、三维元、板壳元还能进行大位移大应变分析。

ADINA程序系统的最大特点是，它可以处理各种不同材料构成的非线性问题。其材料模式有：各向同性材料、正交异性材料、非线性弹性材料、各向同性热弹性材料、曲线描述模式材料（如土壤、岩石等）、混凝土材料、等温弹塑性材料、热弹塑性蠕变材料、

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

不可压缩非线性材料、常体积模量的非粘性材料等。此外，程序还留有接口，可供增加新的材料模式。

由于ADINA程序系统的这些特点，为它在开采沉陷的理论研究和工程设计等方面提供了广阔的应用前景。一些传统方法无法很好解决的开采沉陷问题，如：山区地表移动规律及保护煤柱设计，断层发育区的地表移动规律、具有断层影响的井柱设计等，都有可能用ADINA程序系统来研究解决。

第三节　相似材料模型法

一、概述

利用相似材料模型模拟研究专门技术问题的方法，广泛地应用于水利、建材、建工和采矿等部门。在煤炭系统，岩层移动、矿山压力和矿井建筑等行业常用这种方法。

在苏联，全苏矿山测量科学研究院（ВНИМИ）于1937年首先采用相似材料模型方法研究岩层与地表移动问题。二次大战后，这种方法得到广泛应用和发展，成为一种岩层移动室内研究的重要手段。在波兰、捷克、联邦德国等国家也应用这种方法。在我国，1958年原山煤研所首先开展这方面的研究工作。随后，北京矿业学院（中国矿业大学前身）等一些单位相继建立了岩层移动实验室。“文革”期间，中断了这项工作。近些年来，阜新矿业学院、中国矿业大学、山西矿业学院等院校恢复和建立了实验室，重新开展岩层移动方面的室内研究。

岩层移动相似材料模拟方法的实质是，根据相似原理，将矿山岩层以一定比例缩小，用相似材料作成模型。然后在模型中模拟煤层开采，观测模型上岩层的移动和破坏情况。根据模型上出现的情况，分析、推测实地岩层所发生的情况。

岩层移动相似材料模拟的基本原理和具体方法，后面将一一叙述，这里先介绍几个基本概念和名词术语。

（一）几个名词术语

1. 相似常数

两相似系统（现象）某种对应量之比值为一常数，此常数称为这种量的相似常数。如两个三角形A和B相似，则其对应角相等对应边成比例，如图6-10所示，即

$$\frac{l_1'}{l_1}=\frac{l_2'}{l_2}=\frac{l_3'}{l_3}=C_l \tag{6-21}$$

式中C_l称为该两相似系统（三角形A和B）的边长相似常数。

对两个相似三角形A和B来说，其边长相似常数具有某个一定值。如果对于另外两个三角形A和C来说（图6-10），则它们的边长相似常数就是另一个数值，如

$$\frac{l_1'}{l_1''}=\frac{l_2'}{l_2''}=\frac{l_3'}{l_3''}=C_l' \tag{6-22}$$

显然，相似常数C_l和C_l'的数值是不同的。可见，相似关系（系统）变化后，相似常数也变化。

2. 相似准数

相似准数也称相似准则，是一个无量纲的综合数群，反映两个相似系统间的数量关系

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

或特征。

如有两个相似的容器A和B，容器A的示性尺寸为l'，容积为V'；容器B的示性尺寸为l''，容积为V''，如图6-11所示。因为容器形状比较复杂，要确定V与l之间的关系，就需要用数学上的微分方法。容器V与l的关系为

$$V=f(l^3)$$

或

$$V=K_V l^3 \tag{6-23}$$

式（6-23）可以表示为

$$\frac{V}{l^3}=K_V$$

K_V为一常数，它随容器的几何形状而不同。但对于两相似的容器，其K_V必然是相同的。

K_V可以用试验方法求得。量得了小容器A的l'和V'，从而获得K_V值。有了K_V就可推广应用于大容器B。于是，只要知道l''，便可依式(6-23)求得V''。

在同一类相似容器中，K_V必为同一数值，在相似理论中把它称为相似准数。显然相似准数是无量纲的。

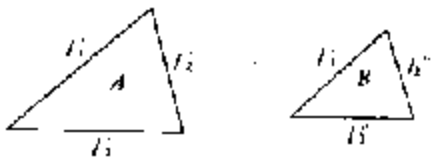


图6-10　三角形相似



图6-11　容器相似

3. 单值条件

所谓单值条件，就是将一个具体现象与同类现象中其它现象相区别的具体条件，也就是将普遍现象的通解（即代表该现象的微分方程或方程组）转变为具体现象的特解的具体条件。单值条件包括：

(1) 几何条件　许多具体现象都发生在一定的几何空间内，所以参与过程的物体的几何形状和大小，就是应给出的单值条件。例如岩层移动这一具体现象，就应给出模型几何形状和大小的具体数值，以使模型与原型的几何条件相似。

(2) 介质条件　许多具体现象都是在具有一定物理性质的介质参与下进行的，所以参与过程的介质的物理性质也是一个单值条件。例如岩层移动过程，就应给出岩层的质量密度（重力密度）、力学性质等的具体数值，以使各物理常数成比例。

(3) 边界条件　许多具体现象都要受其周围条件或情况的影响，发生在边界上的情况也是一种单值条件。例如相似材料平面模型，是一长方六面体，上下面平行于岩层面（对水平煤层或沿走向剖面来说），与实际相同；前后面则与实际不同，如为软岩层就有可能因掉材料而不稳定，有时需用有机玻璃板挡住；左右两侧与模型架接触，由于模型干燥收缩和开采而形成开裂，这与实际不相同，因此在模型成果处理时需要进行改正。

(4) 起始条件　许多物理现象的发展过程受起始状态的影响。在岩层移动相似材料模型中，岩层的节理、裂隙等结构面应有所反映，以保持起始条件相似。另一个与起始条件

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

有关的重要因素是模型岩层的湿度，这个问题较为复杂，需要认真地系统地进行研究。

（二）三类相似

两系统相似，归纳起来基本上是三类：

1。几何相似

几何相似要求模型与原型的几何形状相似，二者的长度（包括长、宽、高）均保持一定比例，即

$$\alpha_l = \frac{l}{L} \tag{6-24}$$

式中 α_l——长度相似常数，也称模型比例尺；

l——模型的长度；

L——原型的长度。

对于岩层移动相似材料模型来说，α_l一般取1/100～1/200。

2。运动学相似

运动学相似要求模型与原型中所有各对应点运动相似，运动时间保持一定比例，即

$$\alpha_t = \frac{t}{T}$$

式中 α_t——时间相似常数，或称时间比例；

t——模型中各对应点完成沿几何相似的轨道运动所需的时间；

T——原型中各对应点完成沿几何相似的轨道运动所需的时间。

根据牛顿定律和岩层移动相似准数导出方法，可以得出时间比例与模型比例尺的关系为

$$\alpha_t = \sqrt{\alpha_l} \tag{6-25}$$

模拟实践表明，按式(6-25)确定的时间比例，尚未考虑相似材料和实际岩层的强度、变形和破坏的性质，以及其它影响因素，因此存在一定的片面性。有资料报导，有人用岩石试件和相似材料试件进行试验对比，以确定时间比例。这是一个复杂的问题，需要探索才能寻求到尽可能的合适值。

3。动力学相似

动力学相似要求模型与原型间所有作用力都保持相似，即满足下列条件：

$$R_M = \frac{l_M}{l_H} \cdot \frac{\gamma_M}{\gamma_H} \cdot R_H \tag{6-26}$$

式中 R_M、R_H——相似材料和岩石的力学性质；

γ_M、γ_H——相似材料和岩石的重度。

式(6-26)为著名的牛顿数，其推导方法后面将详细介绍。

二、相似三定理和相似准数导出方法

（一）相似三定理

相似理论的理论基础是相似三定理。下面对相似三定理作一简要介绍。

1。相似第一定理（相似正定理）

相似第一定理可以表述为："相似的现象，其相似指标等于1。"或"相似的现象，其相似准数的数值相同。"

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

对第一种表述的说明。设有两相似的质点运动，它们的运动微分方程为

$$v=\frac{dl}{dt} \tag{6-27}$$

因该两质点运动均服从上述微分方程，故

第一质点运动的微分方程为

$$v'=\frac{dl'}{dt'} \tag{6-28}$$

第二质点运动的微分方程为

$$v''=\frac{dl''}{dt''} \tag{6-29}$$

由于两相似现象各对应量的比值为常数（相似常数），仿照式(6-21)，可写出

$$\left.\begin{aligned}&\frac{v'}{v''}=c_v,\quad v'=c_v v''\\&\frac{l'}{l''}=c_l,\quad l'=c_l l''\\&\frac{t'}{t''}=c_t,\quad t'=c_t t''\end{aligned}\right\} \tag{6-30}$$

式中c_v、c_l、c_t分别为该两相似现象的速度、长度、时间相似常数。

对变量作相似变换，将式(6-30)代入式(6-28)，得

$$v'=\frac{dl'}{dt'}=\frac{d(c_l l'')}{d(c_t t'')}=\frac{c_l dl''}{c_t dt''}=\frac{c_l}{c_t}v'' \tag{6-31}$$

但由式(6-30)知$v'=c_v v''$，故式(6-31)可写为

$$c_v=\frac{c_l}{c_t}$$

所以

$$\frac{c_v\cdot c_t}{c_l}=1 \tag{6-32}$$

式中$\frac{c_v\cdot c_t}{c_l}$称为相似指标。

式(6-32)是两现象相似的必然结果，是判断两现象是否相似的指标。此式说明，该三个相似常数不是任意选定的，它们的相互关系要受“等于1”这一条件的约束。换言之，c_v、c_l、c_t三者中，只有两项可以是任意的，另一项要由式(6-32)确定。

第二种表述，可以用进一步推导式(6-32)来说明。

将式(6-30)代入式(6-32)得

$$\frac{c_v\cdot c_t}{c_l}=\frac{\frac{v'}{v''}\cdot\frac{t'}{t''}}{\frac{l'}{l''}}=1$$

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

经过整理得

$$\frac{v't'}{l'}=\frac{v''t''}{l''}=idem \tag{6-33}$$

式(6-33)表明，两相似质点运动，其相似准数数值相同，即它们是同一数值，习惯上用$idem$表示。

2. 相似第二定理（π定理）

相似第二定理可表述成：设某一现象有n个物理量，其中k个物理量的量纲是相互独立的，那么这n个物理量之间的关系，可表示成为相似准数π_1，π_2，π_3，……π_{n-k}之间的函数关系，写成准数方程式的形式，即

$$f(\pi_1,\ \pi_2\cdots\cdots\pi_{n-k})=0 \tag{6-34}$$

通常把式(6-34)中的相似准数称为π项，即第一个相似准数为π_1，第二个相似准数为π_2，……第$n-k$个相似准数为π_{n-k}。所以，也称第二相似定理为π定理。

第二相似定理的推导很复杂，就不介绍了。这里仅说明两点：

(1) 各对应第π项相等。根据第一相似定理，即两现象相似其相似准数数值相同，同理，两现象相似，其相似准数方程式也应相同。于是

$$\text{原型（第一相似现象）：}f(\pi_1,\ \pi_2\cdots\pi_{n-k})_H=0$$

$$\text{模型（第二相似现象）：}f(\pi_1,\ \pi_2\cdots\pi_{n-k})_M=0$$

其中

$$\left.\begin{aligned}&\pi_{1M}=\pi_{1H}\\&\pi_{2M}=\pi_{2H}\\&\cdots\cdots\\&\pi_{(n-k)M}=\pi_{(n-k)H}\end{aligned}\right\} \tag{6-35}$$

式中下标M和H分别表示模型和原型上的相应值。

式(6-35)表明，把某现象的试验结果整理成如式(6-34)的形式，则该式便可推广到与它相似的所有其它现象上去。在推广过程中，不需要列出各π项间的真正关系方程，而且不论该方程发现与否，都不影响相似现象的推广。

(2) 相似准数的个数为$(n-k)$个。

由前可知，相似第一、第二定理都是假定两现象相似为前提的。究竟什么样的现象才成为相似呢？相似第三定理就是回答这个问题的。

3. 相似第三定理（相似逆定理）

相似第三定理可以表述为："对于同一类物理现象，如果单值条件相似，而且由单值条件组成的相似准数的数值相等，则现象相似。"

相似第三定理明确地规定了两现象相似的条件。在考察一个现象时，只要肯定它的单值条件及由这些单值条件所组成的相似准数，都与已经研究过的现象相似和相等，就可以肯定这两现象相似，因而可以把试验结果推广到新现象上去，而不需要对新现象进行重复

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

着几何相似的路径运动，如图6-12所示的两条实线。在对应点1、2上，它们的相似准数相等，即

$$\frac{v_1'l_1'}{\nu_1'}=\frac{v_2'l_2'}{\nu_2'},\quad \frac{v_1''l_1''}{\nu_1''}=\frac{v_2''l_2''}{\nu_2''}$$

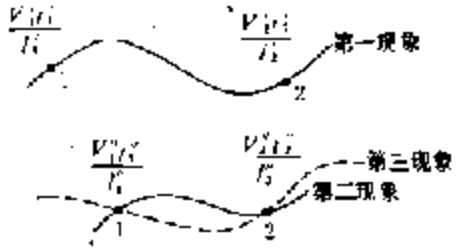


图6-12 曲线相似

由相似第一定理可知，若两现象相似，其准数相等。反过来，相似准数相等，两现象是否就相似呢？不一定，需加一个条件即“单值条件相似”，才能保证两现象相似。

现设想通过第二现象的点1和点2，画一条虚线（见图6-12）代表第三现象。很明显，代表第二现象的实线和代表第三现象的虚线不重合，所以第二现象和第一现象并不相似。这说明，通过点1和点2的现象并不都是相似现象。为了使通过点1、点2的现象相似，必须从单值条件上加以限制。例如在这种情况下可考虑加起始条件，即$t=0$时，$v=0, l=0$。这样，既有起始条件的限制，又有由单值条件组成的相似准数$\left(\frac{vt}{l}\right)$数值的一致，就保证两现象必然趋向相似。

必须指出，在具体进行模拟试验时，要遵守相似第三定理提出的所有相似条件是十分困难的。一位学者说得好：要求准确地模拟复杂现象，往往导致无用的结果；要求模型与原型完全一样，结果是抛弃了模拟。于是便产生近似相似的方法。近似相似法的主要含义是，在模拟试验时，根据试验的要求以及各因素对现象影响的大小，抓住主要因素，忽略次要因素，使主要条件保持相似。这样模拟试验既能进行，又不至于引起较大的误差。这就大大地扩展了相似理论应用的领域。岩层移动相似材料模拟试验，采用的就是近似相似法。

（二）相似准数导出方法

相似准数的导出方法有多种，如微分方程法，定律分析法和量纲分析法等。式(6-33)是用微分方程分析导出的相似准数表达式。这里简要介绍后两种方法。

1．定律分析法

两物体受力作加速度运动，均服从牛顿第二定律$f=ma$。由于作用力f的量纲为[质量×长度/时间^2]，则两过程相似时可以写成下式：

$$\frac{f'}{f''}=\frac{m'\frac{l'}{t'^2}}{m''\frac{l''}{t''^2}}=\frac{m'\frac{v'}{t'}}{m''\frac{v''}{t''}}=\frac{m'v'}{t'}\cdot\frac{t''}{m''v''}$$

经过整理得

$$\frac{f't'}{m'v'}=\frac{f''t''}{m''v''}$$

或

$$\frac{ft}{mv}=Ne=idem \tag{6-36}$$

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

式(6-36)就是著名的牛顿准数。

倘若以$m=\rho\times l^3$（密度×体积）、$\frac{l}{t}=v$代入式(6-36)，经整理得

$$\frac{f'}{\rho' l'^2 v'^2}=\frac{f''}{\rho'' l''^2 v''^2}=Ne=idem \tag{6-37}$$

式（6-37）是牛顿准数的另一种形式。

根据运动学原理，速度平方比可以用加速度与运动距离乘积之比替代，即

$$\frac{v'^2}{v''^2}=\frac{a' l'}{a'' l''} \tag{6-38}$$

将式(6-38)代入式(6-37)得

$$\frac{f'}{\rho' l'^3 a'}=\frac{f''}{\rho'' l''^3 a''} \tag{6-39}$$

在岩层移动过程中，实地和模型的移动和破坏都是由重力作用引起的，因此式(6-39)中的加速度a'和a''都具有重力加速度的意义。于是

$$\frac{\rho' a'}{\rho'' a''}=\frac{\rho' g}{\rho'' g}=\frac{\gamma'}{\gamma''} \tag{6-40}$$

式中　　g——实地上和模型上的重力加速度；

γ''、γ'——相似材料、岩石的重度。

以$R'=\frac{f'}{l'^2}$，$R''=\frac{f''}{l''^2}$和式(6-40)代入式(6-39)，得

$$R''=\frac{l''}{l'}\cdot\frac{\gamma''}{\gamma'}\cdot R' \tag{6-41}$$

式(6-41)就是式(6-26)。

2. 量纲分析法

在研究量纲分析法之前，需先弄清楚基本量和导来量，量纲、基本量纲以及量纲和谐的问题。

在牛顿第二定律方程式$f=ma$中，m和a的单位可任意选择，f的单位不能任意选择，而为$f=ma$的关系所约束。因之称m、a为基本量，f为导来量。

在物理学中，规定速度的单位是米/秒，密度的单位是千克/立方米。如果不用这种人为规定的单位，而直接将[长度]、[时间]和[质量]的普遍单位用[L]、[T]和[M]来表示，则这种度量单位就称之为量纲（或因次）。由于各个物理量是互相联系的，因此可以由这些基本量纲[L]、[T]和[M]推导出其它物理量的量纲。基本量纲最常见的有两种系统，每种系统有三种基本量纲，即力系统：力量纲[F]，长度量纲[L]及时间量纲[T]；质量系统：质量量纲[M]，长度量纲[L]及时间量纲[T]。一般来说，工程问题多采用力系统，也有用质量系统的，这要看在量纲分析和物理量测量上何种方便。

所谓量纲和谐，就是在一个方程式中各项的量纲均须一致，即等号两边量纲相同。这

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

是量纲分析法的基础。如牛顿第二定律方程式$f=ma$的量纲为

$$[MLT^{-2}]=[M][LT^{-2}] \tag{6-42}$$

其各项的量纲是一致的，也就是等号两边的量纲的幂次是相同的，即

对于质量量纲$[M]$：　1 = 1

对于长度量纲$[L]$：　1 = 1

对于时间量纲$[T]$：　-2 = -2

现举物体受力而运动的例子说明应用量纲分析法求取相似准数的问题。

物体受力而运动的现象中，物理量有作用力f，质量m，时间t和速度v。它们之间的关系可写成下述的一般函数形式：

$$\phi(f,\ m,\ t,\ v)=0 \tag{6-43}$$

若以f为导来量，可将式(6-43)写成

$$f=\phi'(m,\ t,\ v) \tag{6-44}$$

式(6-44)应满足量纲和谐条件。从量纲和谐实例式(6-42)可以看出，等号左边导来量的量纲为各基本量纲若干幂次的乘积，等号右边为各物理量之量纲的若干幂次的乘积。所以可将式(6-44)写成指数方程式的形式，即

$$f=k\cdot m^{a_1}\cdot t^{a_2}\cdot v^{a_3} \tag{6-45}$$

式中　k——无量纲的系数；

a_1、a_2、a_3—— 无量纲的无名数。

现采用质量系统基本量纲，式(6-45)的量纲方程式如下：

$$[MLT^{-2}]=[M]^{a_1}[T]^{a_2}[LT^{-1}]^{a_3}, \tag{6-46}$$

根据量纲和谐的条件，式(6-46)等号两边基本量纲必须相同，即

$$\left.\begin{aligned}&\text{对量纲}[M]:\ 1=a_1\\&\text{对量纲}[L]:\ 1=a_3\\&\text{对量纲}[T]:\ -2=a_2-a_3\end{aligned}\right\} \tag{6-47}$$

解式(6-47)得：$a_1=1$，$a_2=-1$，$a_3=1$，并代入式(6-45)，即

$$f=kmt^{-1}v$$

或

$$\frac{ft}{mv}=k \tag{6-48}$$

式中$\frac{ft}{mv}$即为物体受力而运动这一现象的相似准数，跟定律分析法导出的相似准数[式(6-36)]是一致的。

再举一个岩层移动的例子[1,2,4]。

选择物理量，列出一般函数式。与开采引起的岩层移动有关的物理量有：运动时间t，运动速度v，岩石重度γ，几何尺寸l，重力加速度g，岩层力学性质R。将这些物理量之间的关系表成一般函数形式，即

$$\phi(t,\ v,\ \gamma,\ l,\ g,\ R)=0 \tag{6-49}$$

将式(6-49)列成指数方程形式，其各物理量的若干幂次的乘积必为一无量纲数。此无量纲数用π表示，则可写成下列形式：

$$\pi=t^{a_1}\cdot v^{a_2}\cdot\gamma^{a_3}\cdot l^{a_4}\cdot g^{a_5}\cdot R^{a_6} \tag{6-50}$$

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

式中a_1、a_2……a_6为无量纲的无名数。

采用力系统基本量纲。式(6-50)两边量纲相同，必有

$$[\pi]=[T]^{a_1}[LT^{-1}]^{a_2}[FL^{-2}]^{a_3}[L]^{a_4}[LT^{-2}]^{a_5}[FL^{-2}]^{a_6} \tag{6-51}$$

根据量纲和谐条件，则有

$$\left.\begin{aligned} &\text{对}[F]:\ a_3+a_6=0\\ &\text{对}[L]:\ a_2-3a_3+a_4+a_5-2a_6=0\\ &\text{对}[T]:\ a_1-a_2-2a_5=0 \end{aligned}\right\} \tag{6-52}$$

式(6-52)中有三个方程式，却有六个未知数，因此这是一个不定方程式，其独立解只有三个。分别给其中二个未知数以不同的数值，可得这三个解：

令$a_1=1$，$a_2=0$，$a_3=0$，并代入式(6-52)，得$a_4=-\frac{1}{2}$，$a_5=\frac{1}{2}$，$a_6=0$。将第一组解代入式(6-50)，得

$$\pi_1=tl^{\frac{1}{2}}g^{\frac{1}{2}}=\frac{t\sqrt{g}}{\sqrt{l}} \tag{6-53}$$

令$a_1=0$，$a_2=1$，$a_3=0$，并代入式(6-52)，得$a_4=-\frac{1}{2}$，$a_5=-\frac{1}{2}$，$a_6=0$。将第二组解代入式(6-50)得

$$\pi_2=vl^{-\frac{1}{2}}g^{-\frac{1}{2}}=\frac{v}{\sqrt{lg}} \tag{6-54}$$

令$a_1=0$，$a_2=0$，$a_3=1$，并代入式(6-52)，得$a_4=1$，$a_5=0$，$a_6=-1$。将第二组解代入式(6-50)得

$$\pi_3=rlR^{-1}=\frac{rl}{R} \tag{6-55}$$

上述求得的三个无量纲数π_1、π_2和π_3是相互独立的，因为每一组在给定三个未知数a_1、a_2和a_3的数值时，均系使它们中的一个为1，其余为0，这就保证了这三个无量纲数中的任何一个都不可能由另两个导出。另外，由相似第二定理知，岩层移动这一现象有六个物理量，其中三个的量纲是相互独立的，故其相似准数为三个，这也说明π_1、π_2和π_3是相互独立的。

下面对π_1、π_2和π_3作进一步推导，以求出岩移现象的三个相似准数。

设下标M表示模型的物理量，下标H表示实际的物理量。

由式(6-53)有

$$\frac{t_M\sqrt{g_M}}{\sqrt{l_M}}=\frac{t_H\sqrt{g_H}}{\sqrt{l_H}}$$

由于$g_M=g_H$，则

$$\frac{t_M}{t_H}=\sqrt{\frac{l_M}{l_H}}$$

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

即 $$\alpha_t = \sqrt{\alpha_l}$$

上式便是式(6-25)所示的时间比例。

由式(6-54)有

$$\frac{v_M}{\sqrt{l_M g_M}} = \frac{v_H}{\sqrt{l_H g_H}}$$

由于$g_M = g_H$，则

$$\frac{v_M}{\sqrt{l_M}} = \frac{v_H}{\sqrt{l_H}}$$

即 $$\frac{v_M}{v_H} = \sqrt{\frac{l_M}{l_H}} = \sqrt{\alpha_l}$$

根据定义及式(6-25)有

$$\frac{v_M}{v_H} = \frac{s_M/t_M}{s_H/t_H} = \frac{\alpha_s}{\sqrt{\alpha_l}}$$

由上两式可得 $$\sqrt{\alpha_l} = \frac{\alpha_s}{\sqrt{\alpha_l}}$$

故 $$\alpha_s = \frac{s_M}{s_H} = \alpha_l$$

式中s_M、s_H分别为模型上、实地上的位移量，α_s为位移比例，α_l为模型比例尺。

从上式可得

$$s_H = \frac{1}{\alpha_l} s_M \tag{6-56}$$

设W_H、W_M和U_H、U_M分别为实地上、模型上的下沉和水平移动，则式(6-56)可以写成

$$\left.\begin{aligned} W_H &= \frac{1}{\alpha_l} W_M \\ U_H &= \frac{1}{\alpha_l} U_M \end{aligned}\right\} \tag{6-57}$$

上式即为位移相似准数。

由式(6-55)有

$$\frac{l_M \gamma_M}{R_M} = \frac{l_H \gamma_H}{R_H}$$

经整理得 $$R_M = \frac{l_M}{l_H} \cdot \frac{\gamma_M}{\gamma_H} \cdot R_H$$

上式即为式(6-26)

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

（一）选择相似材料

目前都是选用一种混合物作为制作模型的相似材料。相似材料混合物必须满足下列要求：

（1）材料的某些力学性质与岩石相似；

（2）在模拟过程中材料的力学性能比较稳定；

（3）改变材料配比可使材料的力学性质变动范围较大；

（4）便于制作模型，凝固时间短；

（5）原料来源广泛，成本低廉。

相似材料混合物包括两方面的原料：填料（或称骨料）和胶结物。填料一般多用河砂、云母粉、滑石粉、白垩、粘土等。胶结物有石膏、石腊、碳酸钙、水泥、高岑土等。研究岩层移动的相似材料模型中，主要用石膏、石腊作为胶结物。由于石腊配合物的制作工艺复杂，设备昂贵，故用得较少，使用较多的是石膏混合物。

为了使相似材料的力学性质有较大的变动范围，可在混合物中用两种胶结物，如石膏为主要胶结物，碳酸钙为辅助胶结物。在相同的砂胶比条件下，改变这两种胶结物的比例，便可调节材料的强度，获得多种配比的相似材料。

根据以上思路，相似材料混合物中，可用三种原料，也可用四种或更多种原料。材料中含云母粉、粘土可增加其塑性。对中硬、软弱岩层来说，在混合物中加入适量云母粉、粘土是比较合适的。

（二）进行相似材料配比试验

原料选定后，便可进行大量系统的相似材料配比工作。配比试验是相似材料模拟的基础，需要经常进行。制作模型选定配方时，也应做相应的配比试验。因为来源不同的原料，其性质可能有所差异，例如，砂子可能具有不同的颗粒大小和混入程度不同的杂质，云母粉磨碎程度也可能不一样，等等。由于原料不尽相同，选用的相似材料实际强度可能与配比表中数值稍有出入。此时，就需调整材料组成的比例，并重复试验，以达到力学相似的要求。

在进行相似材料试验时，先将填料和胶结物按一定的配比称量好，混合在一起，搅拌均匀。然后按总料量的比例或按主胶结物的比例，加入一定量溶有缓凝剂的水，搅匀后做成相似材料试件。在水中加入适量缓凝剂，目的在于使相似材料混合物的初凝和终凝时间延长。在用石膏作为主胶结物的相似材料中，一般用硼砂或动物胶作缓凝剂。相似材料试件做成以后，必须晾干才能测定其力学性质。试件干燥时间，根据习惯而定，有3天、7天、10天等。

试件干燥后就可对其进行强度和变形性质的测定。试件可以作成圆柱形、方柱形、立方体形等。这里简要介绍圆柱形试件的抗压强度、抗拉强度的测定方法。

1. 抗压强度的测定

把试件放在小型压力试验机上，缓慢均匀地加载，直到试件破坏。根据试件破坏时的最大荷载和试件尺寸，按下式计算抗压强度：

如$d=h$时，则

$$R_{压}=\frac{P}{F} \tag{6-58}$$

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

如$d \neq h$时，则

$$R_{压} = \frac{9P}{F\left(7 + 2\frac{d}{h}\right)} \tag{6-59}$$

式中 $R_{压}$——抗压强度，N/cm²；

P——试件破坏时的荷载，N；

F——试件横断面积，cm²；

d——圆柱形试件直径，cm；

h——圆柱形试件高度，cm。

2. 抗拉强度的测定

采用细棒对径劈拉法测定抗拉强度。将圆柱形试件横放在小型压力机上，并在试件径向方向的上下方各放置一根细棒，在压力机均匀施加的荷载作用下，试件被劈开，如图6-13a所示。

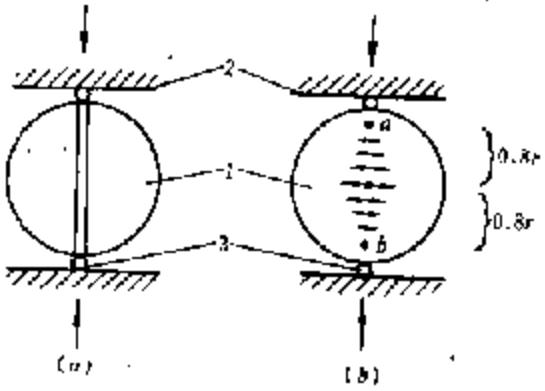


图6-13 试件拉伸试验

1—试件；2—压力机加压盘；3—细棒

从弹性力学分析知，试件受力时，圆盘（试件横断面）中心上下0.8r（r为试件半径）的点a和点b之间试件承受的拉应力，点a、点b处应力值为0，从点a、点b到上下受力点之间试件承受压应力，如图6-13b所示。上下受力点处压应力最大，其值为拉应力值的10倍以上，但试件的抗压强度比抗拉强度大得多(10~100倍)。因此，虽然受力点和靠近受力点的压应力很大，但它低于试件的抗压强度，故试件的破坏是拉应力的作用造成的。

试件抗拉强度按下式计算：

$$R_{拉} = \frac{2P}{\pi dh} = 0.637P/dh \tag{6-60}$$

式中 $R_{拉}$——抗拉强度，N/cm²；

P——试件破坏时的荷载，N；

d——圆柱形试件直径，cm；

h——圆柱形试件高度，cm。

（三）绘制相似材料配比图表

从大量系统的配比试验基础上，通过综合、整理制成配比图表。从所见的资料中，相似材料配比图表主要有两种，一种是配比表，另一种是三角形配比图。

表6-2为中国矿业大学北京研究生部岩层移动实验室制作的相似材料配比表，表6-3为阜新矿业学院制作的相似材料配比表。

三角形配比图是利用等边三角形内任一点到三边垂线长之和等于三角形全高的几何关系制成的。作一等边三角形ABC（图6-14），将其高算作100%。由三角形内任一点P向各边作垂线，以三垂线长PD、PE、PF表示三种配料的百分数，则不同重量或体积配比的材料在三角形配比图中就表现为不同位置的点。例如，图中P点表示试验时原料的配比为：砂子50%，石膏35%，石灰15%。将具有相同力学性质的点连结起来，即可得到若干组力学性质等值线。图6-15a、b是东北工学院岩石力学实验室制作的抗压强度、抗拉强度三角

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

表6-2　　相似材料配比表

材料	胶结物	相似材料重度γ_M N/cm³	$R_{压}$ N/cm²	$R_{拉}$ N/cm²	加水量（占总料量的比例）	缓冲量（占水量的比例）	备注
云母：石膏：碳酸钙							
80：18：2	7：3	1.5×10^{-3}	5.20	0.50	1/10	1/100	试件干燥10天测强度
	5：5		5.06	0.44			
	3：7		3.09	0.36			
80：17：3	7：3		7.41	0.94			
	5：5		6.09	0.64			
	3：7		3.67	0.45			
73：23：4	7：3		9.51	1.39			
	5：5		6.21	1.09			
	3：7		4.26	0.57			
73：16：5	7：3		18.43	2.06			
	5：5		12.83	1.70			
	3：7		9.83	0.70			
71：23：6	7：3		21.73	3.23			
	5：5		15.53	2.05			
	3：7		10.12	1.65			
70：22：8	7：3		29.68	4.92			
	5：5		21.52	3.61			
	3：7		14.89	1.95			
74：16：10	7：3		31.48	7.51			
	5：5		28.06	5.73			
	3：7		16.52	4.30			
73：15：12	7：3		42.21	9.68			
	5：5		35.32	7.33			
	3：7		18.79	4.72			
72：14：14	7：3		51.12	10.27			
	5：5		36.53	8.32			
	3：7		19.55	5.22			
71：13：16	7：3		72.53	11.27			
	5：5		38.37	10.71			
	3：7		20.03	5.94			
70：12：18	7：3		76.22	12.41			
	5：5		40.56	11.20			
	3：7		21.00	7.57			

反
15

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

表6-3　　相似材料配比表

配比号	$R_{压}$ (N/cm²)	$R_{拉}$ (N/cm²)	$R_{拉}/R_{压}$	重度γ N/cm³	备注
337	36.8	4.4	1/8.4	1.5×10^{-2}	试件干燥8天进行模拟试验； 骨胶剂采用2%动物胶的水溶液，水量为材料重量的1/10； 石膏为乙级建筑石膏，砂子为河砂，级配为： >1.2mm 2% 0.6~1.2mm 27.2% 0.3~0.6mm 36.8% 0.15~0.3mm 21.9% <0.15mm 12.1%
355	25.1	2.3	1/10.9		
373	14.0	1.9	1/7.4		
437	29.8	2.7	1/11.0		
455	20.8	2.5	1/8.3		
473	13.4	2.8	1/13.3		
537	14.4	2.4	1/7.4		
555	10.7	1.4	1/7.6		
573	9.4	1.2	1/7.8		
537	12.4	1.5	1/8.2		
655	10.4	1.3	1/8.0		
673	6.8	0.9	1/7.3		

注：表中配比号的意义，第一位数字代表砂胶比，第二、三位数字代表两种胶结物在胶结物总量中所占比例。如337，表示砂胶比为8:1，一份胶结物中石灰与石膏之比为3:7。

形配比图，其中抗压强度和抗拉强度的单位是牛/平方厘米。

需要说明的是，三角形配比图中配料百分比采用的是体积比，因此试验时还需将各种配料的体积比换算为重量比。例如图6-15c中点A代表的体积配比为：砂子$x_1=60\%$，石膏$x_2=20\%$，石灰$x_3=20\%$。假设，砂子比重$d_1=2.5$，石膏比重$d_2=2.5$，石灰比重$d_3=2.3$，则重量配比按下式计算：

$$y_i=\frac{x_i d_i}{\sum_i x_i d_i} \qquad (6\text{-}61)$$

式中　y_i——各配料按重量计算所占的百分比。

计算结果为：砂子$y_1=61\%$，石膏$y_2=20.3\%$，石灰$y_3=18.7\%$。

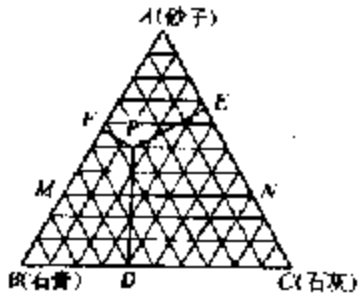


图6-14　三角形配比图制作原理

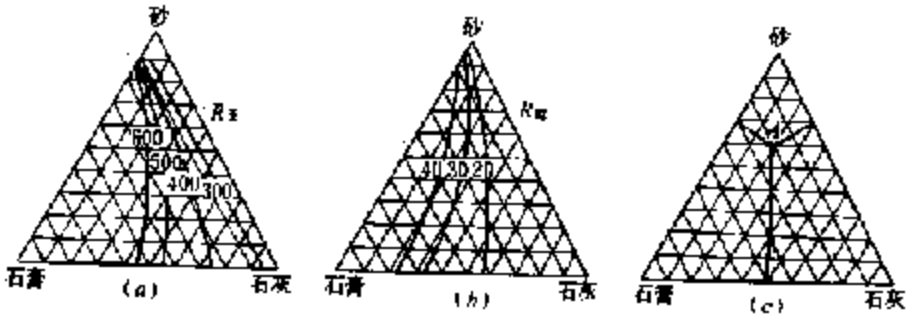


图6-15　等强度线图

上面讨论的是模拟岩层的相似材料配比问题。模型中煤层和松散层的模拟问题也有必要进行研究，因为它们对试验结果的影响是明显的。例如，已完成的二三十台模型资料表明，下沉曲线的拐点偏移距均比实际的大。分析其原因，可能是模型煤层和煤层底板岩层的强度偏大，不符合力学相似的要求所致。松散层和煤层的强度都很小，进行配比试验难

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

度很大，有时无法测出结果，有时试件未做成就破碎了。因此只有在模拟实践中摸索，以求得一个合适的用料比例。根据模拟实践，下述做法是可取的：在煤层用料中，除了砂、云母粉、煤粉、石膏、碳酸钙外，还用一些轻质材料，如锯末、珍珠岩粉、炉渣粉等，以降低相似材料的重度，达到力学相似的要求；在模拟松散层时，除加水外，再加适量机油（润滑油），能起到使松散层疏松的作用。

四、制作模型的设备和模型的工艺过程

（一）制作模型的设备

制作模型的设备主要是模型架、护板和拌料机，还有一些小工具和用品等。

模型架有平面模型架和立体模型架。目前国内岩层移动相似材料模型研究中，大多采用平面模型架制作平面模型。

模型架应满足以下要求：

（1）模型架的结构应具有足够的刚性，使得模型做成后架子不发生变形，或发生的变形不影响模型上的试验和观测；

（2）模型架的宽度应保证模型有足够的稳定性。根据模拟实践，模型宽度与模型高度之比以1/8～1/5为宜。若小于1/8，在试验过程中模型可能自行坍塌；若大于1/5，模型煤层开采后可能覆岩垮落到一定高度便停止而移动达不到地表；

（3）应考虑模型架既可用来模拟沿走向也可用来模拟垂直走向的模型；

（4）模型架的长度应根据具体的研究目的和模型比例尺来选定；

（5）可以在架上安装护板、玻璃挡板和观测仪器及工具。

图6-16是中国矿业大学北京研究生部岩层移动实验室的模型架式样和铺设的相似材料模型。

护板是制作模型时所用的模型正面与背面的夹板，可用适当型号的槽钢制成。

拌料机是制作模型时搅拌模型材料的设备，其能力应能搅拌2～3个模型分层的材料为宜。

（二）模型的工艺过程

一般来说，模型的制作工艺有下列过程：

1. 模型设计

模型设计包括：搜集研究地区的地质柱状图、岩石物理力学性质和开采计划等有关地质采矿资料，确定与研究任务相适应的模型比例尺和重度比，拟定模型铺设、观测和开采的方案，以及备料和人力安排。



图6-16 模型架和相似材料模型

2. 计算相似材料用量

（1）根据地质柱状图上各岩层的物理力学性质、模型比例尺和重度比，计算相似材料的物理力学性质。例如，某岩层的抗压、抗拉强度及重度分别为$R_{压}=6400\text{N/cm}^2$，$R_{拉}=618\text{N/cm}^2$，$\gamma_{岩}=2.58\times10^{-2}\text{N/cm}^3$。设模型比例尺为1∶100，重度比为0.6，按式(6-26)计算，则相似材料的物理力学性质分别为

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

$$R_{M压}=\frac{l_M}{l_H}\cdot\frac{\gamma_M}{\gamma_H}\cdot R_{H压}=1/100\times0.6\times6400=38.4\text{N/cm}^2$$

$$R_{M拉}=\frac{l_M}{l_H}\cdot\frac{\gamma_M}{\gamma_H}\cdot R_{H拉}=1/100\times0.6\times618=3.7\text{N/cm}^2$$

$$\gamma_M=0.6\times\gamma_H\quad0.6\times2.58\times10^{-2}=1.55\times10^{-2}\text{N/cm}^3$$

(2) 根据上述算出的相似材料物理力学性质，在配比表(表6-2)中选择较接近的比例。选中："70:22:8- -7:3"，即 $R_{M压}$为29.88，$R_{M拉}$为 4.92。随后按此比例作配比试验，如差别太大，还需对此比例进行调整。

(3) 根据确定的材料比例，按下式计算一分层材料的总量：

$$Q=l\times b\times m\times\rho_M\times k \tag{6-62}$$

式中 Q——模型一分层材料总重量；

l ——模型长度；

ρ_M 相似材料的质量密度；

b——模型宽度；

m——模型分层厚度；

k——材料损失系数，如取1.1，则表示模型铺设过程中有10%的材料损失掉。

而每一分层中各种材料的重量按选中的比例进行计算。加水量和缓凝剂用量与配比试验时一致。

也可用简便的方法计算相似材料物理力学性质。即在计算之前，先对地质柱状图上各岩层的强度和重度用厚度求得加权平均值，然后按式(6-26)计算。也就是说，一台模型内只用一种比例的材料。这不仅简化了计算，而且模型铺设时也简便得多。但这样一来，岩层层位结构对地表移动的影响有可能被掩盖。

3. 模型的铺设

铺设模型的步骤如下：

(1) 将模型最下部的两块正面和背面的护板安装好；

(2) 将每一分层所需的各种材料分别称好，倒入搅拌机中搅拌均匀；将所需的水（含缓凝剂）倒入搅拌机中，与材料混合并搅匀；

(3) 将搅拌好的材料倒入模型中，用刮板把材料摊平，再在材料上方放一块薄胶皮，用金属滚子在胶皮上来回滚压，把材料压实。滚子来回滚压次数，根据试验求得。

(4) 为了保持初起条件相似，在刚铺好的每一分层岩层中，用刻刀按一定间隔切割裂隙，随后用木锤子或木压块轻轻地将层面压平，并撒一些云母粉(用量约为0.046g/cm²)，起隔层的作用。然后铺设下一分层。

(5) 一直往上铺设，护板随之增高，直到所需高度为止。

4. 模型的开采

模型铺设完毕，把正面和背面的护板全部拆下。模型干燥天数与相似材料试件干燥天数相近。模型开采之前，应将所有的观测仪器和工具都安置好。模型开采按时间比例进行。

众所周知，开采厚度对岩层移动和变形影响很大。为了有效地控制和掌握开采厚度，可用"双锯条"来"采煤"，并在模型煤层直接顶内设置厚度观测点。图6-17即为双锯条，它是用两根约半米长的机用锯条和其间两端各垫一块长七八厘米的木条组装而成。"双锯

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

条”的厚度即为设计采厚。

厚度观测点的设置，如图6-18所示。拆去护板后即在煤层顶板内安置厚度观测点。测点可用大头针并在针上穿一直径3～5 mm的白色或黑色纸片制成。测点间距10～20mm为宜。模型开采前后，用钢板尺或钢卷尺测量厚度观测点的相对高度，其起点可以是地板也可以是模型架某边缘。利用采前和采后的相对高度，就可求出此点处的实际采厚值。

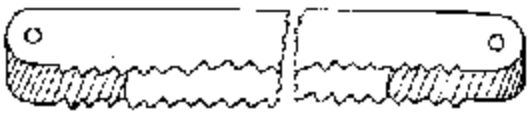


图6-17 双锯条

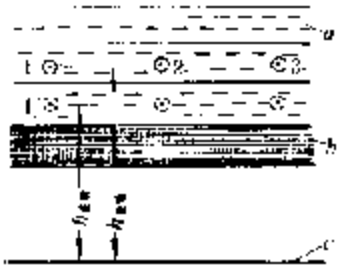


图6-18 厚度观测点设置

a—模型煤层；b—模型岩层；c—模型架下边缘或地板

模拟实践说明，使用“双锯条”和“厚度观测点”对了解和控制实际采厚有一定的效果。实际采厚与设计采厚的偏差，多数在10%以内，个别情况为10～20%。

五、模型的观测

模型观测的方法有插针法，反射仪法，显微镜法，摄影法和透镜法等。这些方法能测出测点两个方向的位移。还有用钢板尺、百分表观测测点的位移，但这些方法只能测出一个方向的位移。此外，也可用7V07数据自动巡回检测系统，配合位移计和扫描箱进行观测。此系统可安设200个甚至更多测点，可自动地进行数据的采集和处理，并打出垂直和水平位移曲线。这里仅简要介绍透镜法[14]。

使用透镜法进行模型观测的具体做法是：拆去护板后在模型地表（上表面）和背面岩层内插设测点。测点由灯丝有一尖角的特制小灯泡和灯座组成。在模型背面一侧架设角钢用以安设透镜架，一个测点（小灯泡）对应一个透镜。离模型背面一定间距（如1.5～2.0 m）的屏幕与模型背面基本上平行。观测就是按幕上灯丝的影像展点。

由图6-19a可知，模型上点m是测点移动前的位置，它在幕上的影像为M；点n是测点移动后的位置，它在幕上的影像为N。设，$mn=a$为模型上测点位移量；$MN=A$为幕上影像位移量；l为灯丝至透镜主平面之距离，即物距；L为透镜主平面至幕的距离，即像距；D为模型背面至幕的距离；d为透镜主平面至模型背面的距离。根据相似三角形定理，各元素间有下列关系：

$$a=\frac{l}{L}A \tag{6-63}$$

由光学原理可知，透镜焦距之倒数等于像距倒数及物距倒数之和，即

$$\frac{1}{F}=\frac{1}{L}+\frac{1}{l} \tag{6-64}$$

经移项得

$$l=\frac{L\times F}{L-F} \tag{6-65}$$

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

将式(6-65)代入式(6-63)得

$$a = \frac{F}{L-F}A \qquad (6\text{-}66)$$

令

$$\frac{L-F}{F} = \beta \qquad (6\text{-}67)$$

式中 β——透镜的放大倍数。

于是式(6-66)可写成

$$a = \frac{A}{\beta} \qquad (6\text{-}68)$$

在实际工作中，式(6-67)中L值虽可通过光学试验测定，但L值较长精确测量较为困难，故该式使用不便。在建立模型架时，一般都是使幕与模型架平面平行，因此其间距D为一已知数。而d值较短，便于精确地测量。由图6-19a不难看出，已知D、d按下式便可算出L值：

$$L = D - d \qquad (6\text{-}69)$$

将式(6-69)代入式(6-67)，得

$$\beta = \frac{D-d-F}{F} \qquad (6\text{-}70)$$

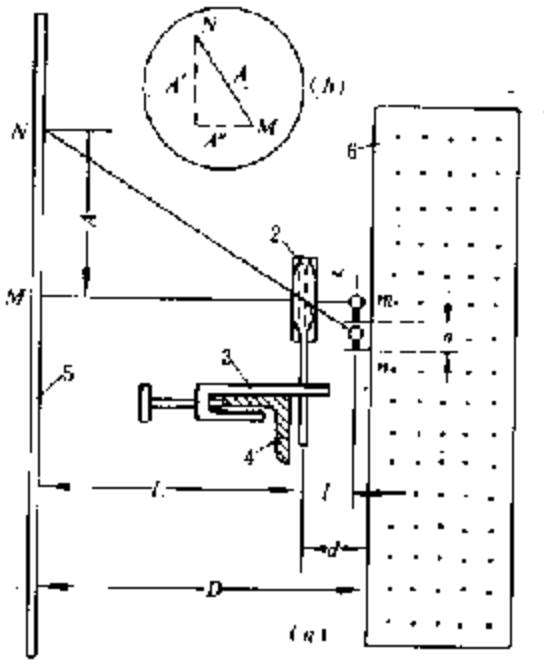


图6-19 透镜法

1—小灯泡（圆点）；2—透镜；3—透镜架；4—角钢；5—幕；6—模型

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

的透镜），这个精度还可提高。而且这种方法设备简单，操作方便，一般条件下均可使用。因此，透镜法是目前一种较好的模型观测方法。

六、模型观测成果处理简介

相似材料模型观测成果的处理方法，目前尚不成熟。这里根据中国矿业大学北京研究生部岩层移动实验室的研究[22]，仅就水平煤层和沿走向主断面的情况简要介绍如下。

（一）观测成果整理

模型观测成果整理，同普通地表观测站一样，包括计算和绘图两方面工作。

对透镜观测方法来说，首先在屏幕方格纸上读出各测点影像的位移值（包括下沉和水平移动），立即有关模型数据。然后应用式(6-70)、式(6-68)和式(6-57)求得各测点实地上的下沉和水平移动值，并据以绘成曲线。图6-20为移动曲线示意图。

从图6-20可以看出，下沉和水平移动曲线的形态基本上符合一般规律，但存在下列异常现象：下沉曲线无零值点，水平移动曲线两翼呈近似水平线。在所制作的二三十台模型试验曲线中，均有此现象。有些模型采深基本相同，而采空区一侧的煤柱长度相差很大（将近一倍），曲线形态也都出现异常。因此任何的岩层移动相似材料模型试验，不可避免地都要出现移动曲线形态异常的现象。

（二）曲线形态异常分析

经过分析表明，移动曲线两翼部分不符合岩层移动一般规律的原因，一是相似材料模型本身的干燥收缩，二是相似材料模型与模型钢架接触处的开裂影响。

相似材料是一种混合物，是由骨料和胶结物以一定比例组合而成。铺设模型时，混合物中的胶结物遇水后发挥胶结功能，把填料凝聚在一起，成为一个整体，即模型。干燥过程中，模型中的水分通过蒸发逐渐减少，从而导致整个模型体积收缩变小。

通过观测看出，模型上不同地区收缩的轨迹是不同的。对地表来说，中部垂直收缩量较大，水平收缩量较小；越靠近边界，垂直收缩量越小，水平收缩量越大；水平收缩的方向均朝向模型中央。模型两翼对应点的收缩是对称的。岩层内部的收缩与地表相同，只是收缩量小一些。图6-21为模型收缩示意图。

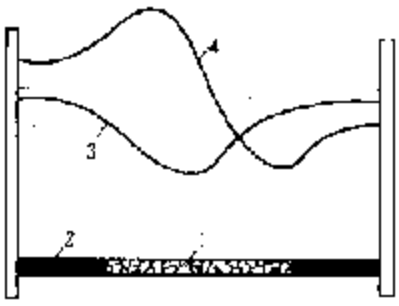


图6-20 模型移动曲线示意图

1—采空区；3—煤柱；3—下沉曲线；4—水平移动曲线

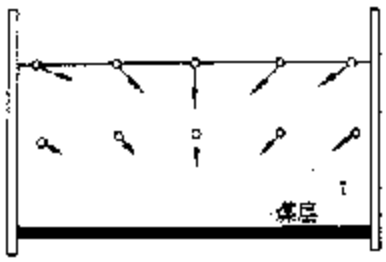


图6-21 模型干燥收缩示意图

曾经专门铺设了一台观测收缩量（没有开采）的模型，长4 m，宽0.24m，高1.25m。在没有恒温、恒湿设备的一般实验大厅内，在5月份的北京气候条件下，干燥收缩过程持续25天。模型地表中部垂直收缩量约5 mm，水平收缩量约0.1mm，靠近边界部位垂直收缩量达4 mm，水平收缩量为1 mm。如果模型比例只为1:100，把这些收缩量换算成实地值就是100—500mm，这样大的数值是不能不考虑的。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

关于模型两侧开裂，曾做过试验。在模型与模型钢架之间使用粘结剂，如石膏水、水泥浆、粘液和水玻璃等，有时粘不住，有时虽粘住了却又在附近出现小开裂。模型两侧的开裂，如图6-22所示。

通过观测说明，模型两侧的开裂不仅与模型本身的干燥收缩有关，而且与模型的开采有关，后者更为主要。一般而言，模型架长度有限，模型开裂的影响不可避免。

通过观测还说明，地表以下、轴线（图6-22中的$S—S'$）以上这部分模型是受压缩的，而轴线以下这部分模型是受拉伸的。模型煤层采出后，覆岩从初采线和停采线开始，沿一定角度ψ（层内断裂角）而断裂和弯曲下沉。这个ψ角值与岩性有关，中硬岩性（抗压强度为35.00N/cm²）模型其值为65～70°°有资料报导[10]，实地中硬岩性覆岩的ψ角为40～70°，两者颇为吻合。由于ψ角圈定的采空区上方覆岩的断裂、弯曲、下沉和上半部分模型受拉伸、下半部分模型受压缩的结果，模型两侧岩体失去平衡而形成一个极微小的转矩（见图6-22），就是这个转矩的影响，导致模型两侧出现模形开裂。这就是地表下沉和水平移动曲线两翼形态异常的另一个原因。

从以上分析可以看出，模型的干燥收缩和模型两侧的开裂，对地表移动和变形影响很大，必须设法予以改正。

（三）曲线形态异常的简便改正方法

对形态异常的下沉曲线和水平移动曲线进行精确改正，不仅因为相似材料模型方法本身误差较大而没有必要，而且因为相当复杂而难以进行。这里介绍一个能够解决问题的简便改正方法。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

2′点与0点连成直线。然后求出上下线段之差，即(2″—2′)、(3″—3′)……，根据这些差值，便可绘出改正后曲线。在边界点处，改正后的水平移动值应为0。

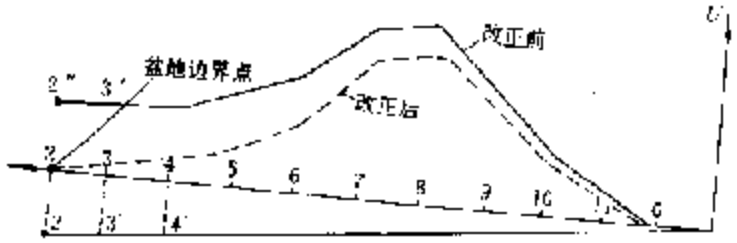


图6-24 水平移动曲线改正

(3) 下沉曲线改正，盆地两翼分别进行。考虑到模型的同一水平上，盆地中央和边缘的下沉改正数相差不大，因此把它们视作是相等的。由此出发，此项改正的具体做法是：从相应半盆地内诸测点（包括边界点）的下沉值中，均减去边界点的下沉值。这样一来，两盆地边界点的下沉值均为0。如果测点个数为奇数，从两翼计算而来的两个下沉值取均值，作为盆地中央的测点的下沉值。这项改正，实际上是将下沉曲线上提一段距离。

图6-23为改正前后的下沉曲线和水平移动曲线示意图。

(4) 根据改正后的下沉、水平移动值，运用常规方法，计算各种变形，并绘制移动和变形曲线图。

下面应用模型资料，说明此种改正方法的效果。

表6-4 模型下沉曲线改正效果

模型号		一组		二组	
		81-4	81-6	81-9	81-11
开采深度，m		111	108	97	98
开采厚度，m		2.2	2.0	1.4	1.4
岩性($R_{压M}$)，N/cm²		35.00	35.00	35.00	35.00
模型两侧开裂，mm	平均值（两侧值）	1.95 (2.82, 1.07)	1.66 (2.36, 0.96)	1.63 (2.10, 1.35)	0.53 (0.65, 0.41)
最大下沉，mm	改正前	2049	1672	1350	1190
	改正后	1562	1322	1010	1026
下沉系数	改正前	0.93	0.84	0.97	0.85
	改正后	0.71	0.67	0.72	0.73

表6-4中列出了四台模型的资料，采深和采厚为实地尺寸；模型两侧开裂为模型上的数值；四台模型都是用平均强度和平均重度计算的一个配比材料铺设的，平均抗压强$R_{压M}$为35.0N/cm²。

把四台模型分成两组。先看一组，两台模型的岩性、采深、采厚、开裂值相差不大，改正前下沉系数均偏大，但经过改正，初次采动下沉系数分别为0.71、0.67，与一般实际数值接近。再看二组，两台模型的岩性、采深、采厚相同，而平均开裂值一个为1.68mm，一个为0.63mm，相差一倍还多，因而改正前的最大下沉值和下沉系数相差较大，但经过改正，基本上趋于一致。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

七、结束语

相似材料模型上出现的岩层移动现象与实地上的极为相似，而且相似材料模型法具有成本低，周期短，直观形象等优点，特别是它能对影响因素进行重复研究，这是实地观测所无法做到的。但是，由于岩石物理力学性质较复杂，影响因素很多，而且矿山地质采矿条件又多变；相似材料问题特别是松散岩层的相似材料问题，还没有很好解决；平面模型的边界条件还不能得到满足等原因，模型与实际之间的相似程度不稳定。这是相似模拟法的主要缺点。尽管如此，相似材料模型方法在定性研究方面，仍能起到启发和辅助作用。因此，它是一种可以利用的室内研究手段，在配合实地观测和理论研究方法解决岩层移动的理论和实际问题过程中应发挥它的重要作用。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

第二篇　矿山开采沉陷的防治

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

第七章　保护煤柱留设

由于煤矿地下开采范围大、开采层数多而开采深度有限，开采的影响一般都能发展到地表，波及到上覆岩层与地表的一些与人类生产和生活有密切关系的对象，如湖泊、河流、铁路、公路、民用住宅和工业厂房、管道、农田水利设施以及井下工程等，使工农业生产不能正常进行，居民的居住安全得不到保证。因此必须采取措施进行防护，以减小或者完全避免地下开采的有害影响。留设保护煤柱，就是其中的措施之一。

保护煤柱是指专门留在井下不予采出的、旨在保护其上方岩层内部和地表的上述保护对象不受开采影响的那部分煤炭。留设保护煤柱虽然是保护岩层内部和地面建筑物、构筑物免受开采影响的一种比较可靠的方法，但也存在如下缺点：

1．有一部分煤炭留在地下暂时或永远不能采出，造成大量煤炭资源的损失，缩短矿井生产年限；

2．由于留设保护煤柱，使采掘工作复杂化和采掘工程量增大，还会导致局部矿压集中，给矿井生产造成危害。

由于这些缺点，促使人们考虑采取另外一些措施，即在保护上述地表对象的同时，又能最大限度地采出地下资源。为此，进行了大量的科学研究工作。到目前为止，建筑物下、铁路下和水体下采煤已成为采矿工作中的日常课题，而对大部分需要保护的对象不再留设保护煤柱。但是，对下列一些情况，还需要或暂时需要留设保护煤柱：

1．防御地表变形无可靠措施的矿井工业场地建筑物和构筑物，以及远离工业场地的风井设备及其风道等设施；

2．国务院明令保护的文物、纪念性建筑物和构筑物；

3．目前条件下采用不搬迁或就地重建等方式进行采煤在技术上不可行，而搬迁又无法实现或在经济上严重不合理的建筑物和构筑物；

4．煤层开采后，地表可能产生抽冒和切冒等形式的塌陷漏斗坑和突然下沉，对地基造成严重破坏的重要建筑物和构筑物；

5．所在地表下方潜水位较高，采后因地表下沉导致建筑物及其附近地面积水，而又不可能自流排泄或采用人工排泄方法经济上不合理的建筑物或构筑物；

6．对国民经济和人民生活有重大意义的河（湖、海）堤、库（河）坝、船闸、泄洪闸、泄水隧道和水电站等大型水工建筑工程。

由上看出，对于一些重要的建筑物和构筑物还需采用留设煤柱的方法加以保护。因此，掌握留设保护煤柱的方法是必要的。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

第一节　保护煤柱留设原理

保护煤柱留设的原理是：在保护对象的下方圈出一部分煤炭不开采，使其周围煤炭的开采对保护对象不产生有危险性的移动和变形。现具体说明如下。

设地面有一建筑物，它的受护面积为$a_0b_0c_0d_0$，位于煤层上方，为保护该建筑物免受开采的有害影响，需留设保护煤柱（图7-1a）。

首先通过建筑物中心o作沿煤层倾向和煤层走向的剖面图Ⅰ—Ⅰ′和Ⅱ—Ⅱ′。设已知该地区的移动角β、γ、δ，煤层倾角α和建筑物中心处的垂直深度H_0，则煤柱的尺寸可以下法确定：

在倾向剖面图上，从c_0、d_0点分别向煤层下山方向作γ角、向煤层上山方向作β角，交煤层于c、d两点（见图7-1b）。在走向剖面图上，从a_0、b_0点分别向两侧作δ角，交煤层于a、b两点（图7-1c）。根据投影几何方法作图，即可在平面图上求出保护煤柱的边界$abcd$（图7-1a）。该煤层在保护煤柱边界$acbd$以外的开采，不会引起受护建筑物的地表产生临界变形值以上的移动变形，但可能有临界变形值以下的微小移动变形。这里所说的临界变形值，与求取移动角β、γ、δ时所用的临界变形值相同。

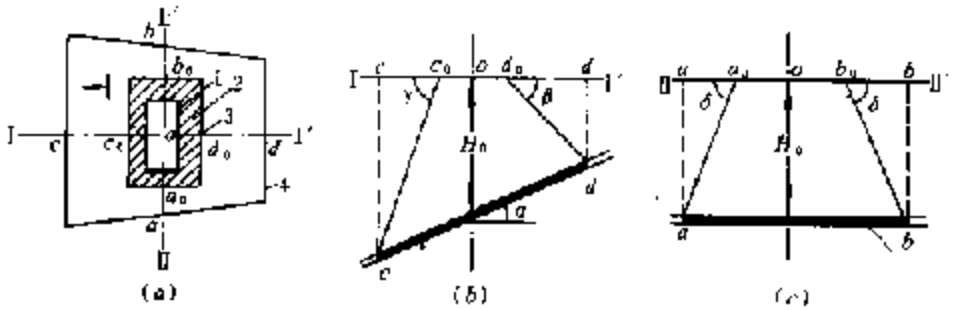


图7-1　保护煤柱留设原理

a—平面图；b—Ⅰ—Ⅰ′剖面图；c—Ⅱ—Ⅱ′剖面图；
1—建筑物边界；2　围护带；3—受护面积边界；
4—所留设的保护煤柱边界

第二节　保护煤柱留设所用参数

一、围护带宽度

建筑物受护面积包括两个部分，一部分是地面建筑物本身，即受护对象，另一部分为建筑物周围的受保护范围，称为围护带（即图7-1a中的2）。留围护带的目的是：

1. 抵消在留设保护煤柱时所用参数（主要是移动角）的误差引起煤柱尺寸的不足。一般认为，目前采用的观测和计算方法求得的移动角的误差为2～5°；

2. 抵消由于地质采矿条件和井上下位置关系确定得不准确而造成保护煤柱的尺寸和位置的误差。

围护带宽度是根据受护对象的保护等级确定的。按建筑物和构筑物的重要性、用途以及开采引起的后果，把矿区范围内的建筑物和构筑物分为四个保护等级。不同等级的建筑物选用不同的围护带宽度（见表7-1）。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

表7-1　　矿区建筑物和构筑物保护等级[3]

保护等级	主要建筑物和构筑物	围护带宽度m
I	国务院明令保护的纪念性建筑物；一级火车站，发电厂主厂房，在同一跨度内有两台重型桥式吊车并二班生产的大型厂房、平炉、水泥厂回转窑、大型选煤厂主厂房等特别重要或特别敏感的、采动后可能导致发生重大生产、急性事故的建筑物、构筑物；两根以上输气管道干线，大、中型矿井主扇机房，瓦斯抽放站	20
II	高炉，焦化炉，22万伏以上铁高压输电铁塔，矿区总变电所，立交桥，高频通讯干线电缆；钢筋混凝土框架结构的工业厂房，设有桥式吊车的工业厂房，铁路煤仓、总机修厂等较重要的大型工业建筑物和构筑物，办公楼，医院，剧院，学校，百货大楼，二级火车站，二层以上住宅楼，输水管干线和两条瓦斯管道支线；架空索道，电视塔及其转播塔等	15
III	无吊车设备的砖木结构厂房，三、四级火车站，砖木结构平房或变形缝区段小于20m的两层楼房，村庄民房，高压输电铁塔，输瓦斯管道等	10
IV	农村木结构采重房屋，粮食仓库，临时性建筑物、构筑物等	5

二、移动角β、γ、δ及松散层移动角φ

在留设保护煤柱中，可以清楚看到，移动角是一个很重要的参数。对于拥有地表移动观测资料的矿区，其移动角及其它参数，可以对观测成果进行综合分析而得。对于缺乏观测资料和新的矿区，其移动角可采用类比法确定。所谓类比法，就是把与本矿区煤田特征和开采条件相类似的矿区的参数作为本矿区的参数。

表7-2列出了我国一些矿区的煤田特征、开采条件和移动角值，可供以类比法求参数时使用。

表7-2所列的参数都是地表较平坦的矿区的移动角值。在山区，地表移动有其本身的特点。位于山区的矿区，若地质采矿条件相似，可选用阳泉矿区的资料。阳泉矿区地处太行山西麓的山岭及半丘陵地带，属石炭二叠纪煤层，覆岩以灰黑色页岩、砂质页岩及灰白色中细砂岩为主。其移动角值如下：

基岩移动角：煤层倾角$\alpha<5°$时，$\beta=\gamma=\delta$

煤层倾角$\alpha>5°$时，$\gamma=\delta$，$\beta=\delta-0.5\alpha$

δ值可从表7-3选取

松散层移动角：　黄土层$\varphi=55°$　　风化坡积物　$\varphi=45°$　　富水坡积物或砂层　$\varphi=35°$。

表7-3　　阳泉矿区走向移动角δ值

深厚比 H/m		δ					示意图
		$\alpha<10°$	$10°\leqslant\alpha<15°$		$\alpha\geqslant15°$		
			正坡	反坡	正坡	反坡	
单层开采间距大于60m，采厚小于2.5m	$H/m\leqslant100$	68°	68°	55°	68°	50°	
	$100\leqslant H/m<200$	72°	72°	60°	72°	55°	
	$H/m\geqslant200$	75°	75°	65°	75°	60°	

注：1. α：地表平均倾角；

2. 正坡、反坡：如示意图所示，开采边界在保护对象的下坡方向为正坡，开采边界在保护对象的上坡方向为反坡。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

表7-2　　部分矿区移动角值[1,3]

矿区名称	煤田特征		开采条件				δ	基岩移动角		松散层移动角
	成煤年代	覆岩性质	倾角α(°)	采厚m m	采深H m	采煤方法		γ	β	φ
峰峰	石炭二叠纪	主要为砂岩、页岩、砂质页岩、薄层灰岩互层 松散层厚0～30m，为砂质粘土	8～30	上四层煤总厚8～9	90～460	走向长壁全部陷落法开采	74°	63°+α	74°−0.8α	56°
抚顺	新生代第三纪	褐煤页岩、泥岩、页岩	20～50	主采煤层平均厚50	350～550	用倾斜分层上行V型长壁水砂充填法开采，充填原料为原油开页岩	70°	64°	70°−0.6α（14°≤α≤34°） 77°−0.8α（27°≤α≤47°）	
淮南	二叠纪	以页岩、砂岩、砂质页岩为主，煤层累厚18～128m	20～84			缓斜、斜倾斜煤层用倾斜分层人工假顶单长壁全部陷落法；急倾斜煤层用平板型掩护支架、伪倾斜柔性掩护支架等	66°	70°（α<66°）	δ=66°−22°sinα（0°<α<90°） λ=55°−$e^{(0.1\alpha-1.2)}$（55°<α<90°）	41°
焦西	侏罗纪	主要为砂岩、砂质页岩、页岩，坚固性系数f=3～10。第四系厚2～10m	3～24	0.7～2.4	23～466	走向长壁全部陷落法开采，少部分用长壁带状充填法开采	77°	77°	77°−(0.6～0.7)α	

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

续表

矿区名称	煤田特征		开采条件				基岩移动角			松散层移动角
	成煤年代	覆岩性质	倾角α(°)	采厚m m	采深H m	采煤方法	δ	γ	β	φ
枣庄	二叠纪	以页岩、砂质页岩、薄层灰岩为主	0～30，大部分地区8～15	可采4层，总厚10—11	36～300	走向长壁全部陷落法	76°	76°	87°－α	45°
平顶山	石灰二叠纪	主要为陆相砂岩，页岩、砂质页岩互层，第四系厚13～55m	5～22	可采厚度15～21	70～200	走向长壁倾斜式开采	46.4°－0.25H_1/m	77.5°－34.3h/H_g	58°－23.4h/H_g	
徐州	下二叠上统组	砂岩、页岩、灰岩及砂质页岩等 松散层厚： 东部20m 西部50～70m	10～30	东部6.2～6.5 西部4			74°	69°－0.4α	76°－0.75α	东部矿45° 西部矿 底座45—50°、 其它矿取40～46°
阜新	纳保罗系	页岩、砂质页岩、砂岩为主	10～31	可采煤层总厚22m	50—350		72°	75°	73°（α≤10°） 83°－0.9α （10°≤α≤30°）	砂质粘土含水 较丰富 砂质粘土含水 一般 50°

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

第三节　保护煤柱留设方法

一、保护煤柱留设所需的资料

1．保护对象（如工业广场、房屋、铁路、立井等）的特征及使用要求，矿区的地质条件及煤层埋藏条件；

2．符合精度要求的必要的图纸资料，如井田地质剖面图，煤层底板等高线图，井上下对照图；

3．本矿区地表移动参数以及断层、背向斜等地质构造情况。

二、保护煤柱留设的方法

保护煤柱留设有三种方法：垂直剖面法、垂线法和数字标高投影法。

（一）垂直剖面法留设保护煤柱

垂直剖面法是采用图解的方法，作沿煤层走向和沿倾向的垂直剖面，在剖面图上确定煤柱边界宽度，并投影至平面图上而得保护煤柱边界，其设计步骤如下：

1．确定受护面积边界

1）如果建筑物边界和煤层走向、倾向平行时，在平面图上直接沿煤层走向、倾向留一定宽度的围护带，得受护面积边界（图7-2a）；

2）如果建筑物边界和煤层走向斜交时，通过建筑物四个角点，分别作与煤层走向或倾向平行的直线，再留围护带，得受护面积边界（图7-2b）；

3）如果地面有很多建筑物时，通过建筑群的最外角点，分别作和煤层走向或倾向平行的直线，再留周护带，得受护面积边界（图7-2c）。

总之，用垂直剖面法确定受护面积边界时，一般来说应和煤层的走向、倾向平行。

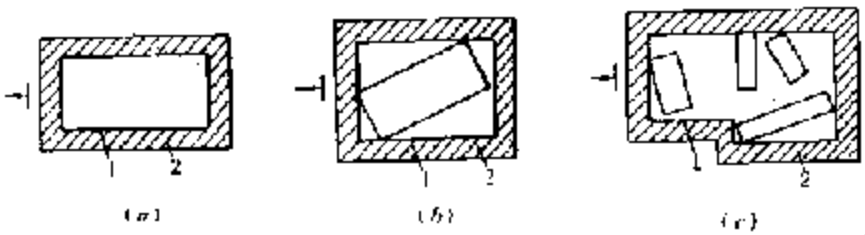


图7-2　垂直剖面法受护边界的确定

1—建筑物边界；2—围护带

2．确定保护煤柱边界

在受护面积边界与煤层走向平行或垂直时所作的垂直剖面上，在松散层内用φ角画直线，在基岩内直接根据基岩移动角β、γ、δ画直线，作出保护煤柱边界（图7-3）。

下面举一个垂直剖面法留设保护煤柱的实例。

[例7-1]　已知：保护对象为一座重要建筑物，保护级别属Ⅱ级，平面形状为矩形，受护面积为$100\times200m^2$，其长边与煤层走向斜交成$\theta=60°$（图7-4）。煤层地质条件为：煤层倾角$\alpha=30°$，煤层在受护范围中央的埋藏深度$H_0=250m$，地面标高为零，松散层厚度$h=40m$，煤层厚度$m=2.5m$。矿区地表移动资料：$\delta=\gamma=73°$，$\beta=73°-0.6\alpha=73°-0.6\times30°=55°$，松散层移动角$\varphi=45°$。试用垂直剖面法留设该建筑物的保护煤柱。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

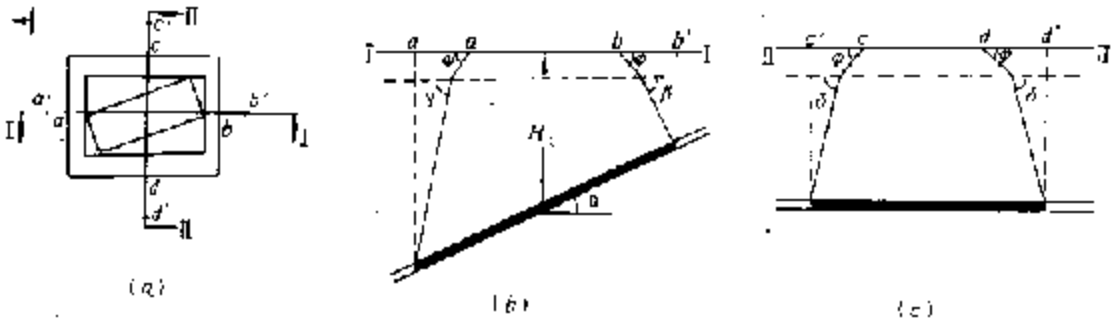


图7-3 受护面积边界与走向平行或垂直时保护煤柱边界的确定

a—平面图；b—沿倾向剖面图；c—沿走向剖面图

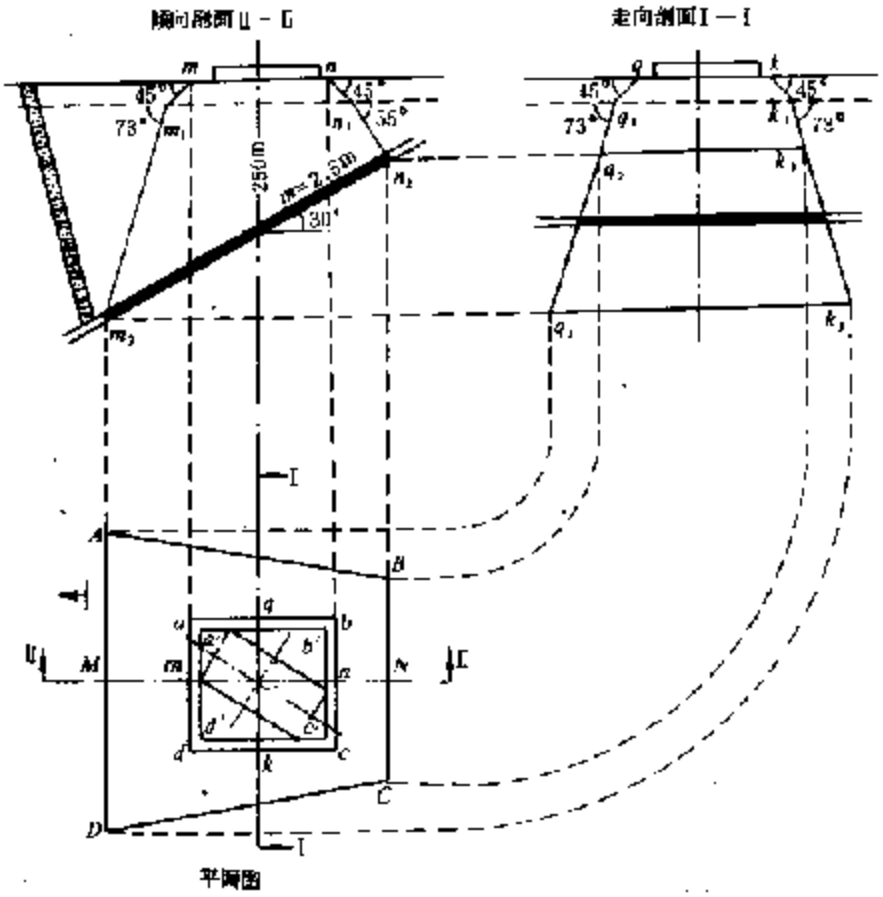


图7-4 垂直剖面法留设保护煤柱

步骤如下：

1．确定受护面积边界

在图7-4的平面图上，通过建筑物四个角点分别作与煤层走向、倾向平行的四条直线，得矩形$a'b'c'd'$，即建筑物本身所占面积。由于属Ⅱ级建筑物，在其外缘加上15m的围护带宽度，得矩形$abcd$，即建筑物受护面积边界。

2．确定保护煤柱边界

过四边形$abcd$中心点，作煤层倾向剖面Ⅱ—Ⅱ和走向剖面Ⅰ—Ⅰ。

1）在Ⅱ—Ⅱ剖面上标出地表线、建筑物轮廓线、松散层和煤层等，注明煤层倾角α

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

$=30°$、煤层厚度$m=2.5m$、建筑物中心下方埋藏深度250m，并简要绘出地层柱状图。在Ⅱ—Ⅱ剖面上，建筑物的受护面积边界为m、n；从m、n点分别作松散层移动角$\varphi=45°$，求出松散层与基岩接触面上的保护边界m_1、n_1；从m_1、n_1点向下山方向作$\gamma=73°$，向上山方向作$\beta=55°$，与煤层底板相交于m_2、n_2两点；将m_2、n_2投到平面图上得到M、N两点。通过M、N点分别作与煤层走向平行的直线，即为保护煤柱在下山和上山方向的煤柱边界线。

2）在沿走向剖面Ⅰ—Ⅰ上，受护面积边界为q、k。通过q、k作$\varphi=45°$，求出松散层与基岩接触面上的保护边界q_1、k_1点；由q_1、k_1点作走向移动角δ，分别与上山煤柱边界交于q_2、k_2点，与下山煤柱边界交于q_3、k_3点；将q_2、k_2，q_3、k_3转投到平面图上，得B、C、A、D点，连接$ABCD$，即得保护煤柱边界。

垂直剖面法留设保护煤柱时应注意以下规则：

（1）在倾向剖面图上：往煤层上山方向作β角，可求得上山煤柱边界，往煤层下山方向作γ角，可求得下山煤柱边界；

（2）在走向剖面图上：作δ角，深度不同求得走向煤柱宽度也不同，深度小时走向煤柱宽度小，深度大时走向煤柱宽度大。

作好保护煤柱后，还应计算保护煤柱压煤量：

$$Q=\text{体积}\times\text{质量密度}=\frac{A_{平}}{\cos\alpha}\cdot m\cdot\rho$$

$$A_{平}=\frac{1}{2}(\vec{BC}+\vec{AD})\times\vec{MN}$$

式中 Q——压煤量，t；

$A_{平}$——煤柱平面面积，m^2；

m——煤层厚度，m；

ρ——煤的质量密度，t/m^3；

α——煤层倾角。

〈二〉垂线法留设保护煤柱

所谓垂线法留设保护煤柱，就是用解析方法留设保护煤柱。先作受护面积边界的垂线，利用公式计算垂线的长度，再在平面图上量出垂线长度，从而确定保护煤柱边界。其步骤如下：

1．确定受护面积边界

先在平面图上直接作平行于受护对象边界的直线、四边形或多边形等，再在它们的外围画出围护带，得受护面积边界。这种边界一般与煤层走向斜交（图7-5）。

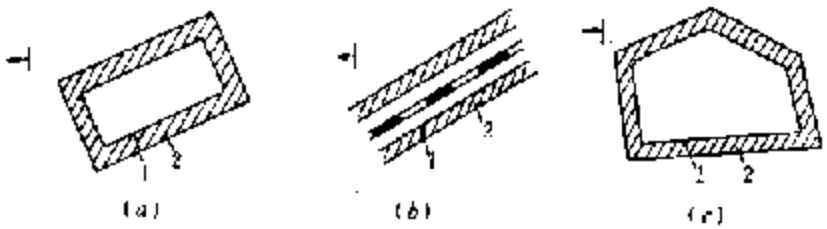


图7-5 垂线法的受护边界确定

1—建筑物边界；2—围护带

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

2、确定松散层保护边界

从受护面积边界向外量一段距离s，得松散层保护边界（图7-6）。s的计算公式如下：

$$s = h\operatorname{ctg}\varphi \tag{7-1}$$

式中 s——松散层保护边界宽度，m；

h——松散层厚度，m；

φ——松散层移动角。

3、确定保护煤柱边界

垂线法留设保护煤柱时，需要计算垂线长度，向上山方向的垂线长度为q，向下山方向的垂线长度为l，计算公式为

$$q = \frac{(H_1 - h)\operatorname{ctg}\beta'}{1 + \operatorname{ctg}\beta' \cdot \operatorname{tg}\alpha \cdot \cos\theta} \tag{7-2}$$

$$l = \frac{(H_1 - h)\operatorname{ctg}\gamma'}{1 - \operatorname{ctg}\gamma' \cdot \operatorname{tg}\alpha \cdot \cos\theta} \tag{7-3}$$

式中 H_1——地表各点的埋藏深度，m；

h——松散层厚度，m；

β'、γ'——斜交剖面下山移动角和上山移动角；

α——煤层倾角；

θ——受护面积边界与煤层走向所交的锐角。

求得了q和l，即可确定保护煤柱边界。

下面分别叙述斜交剖面移动角β'和γ'的确定和公式（7-2）、（7-3）的推导。

假设地面有一条铁路线与煤层走向斜交，受护面积边界与煤层走向所夹的锐角为θ，如图7-6a所示。沿此图上的Ⅰ—Ⅰ线作斜交垂直剖面（见图7-6b）。在斜交剖面上，煤层倾角为伪倾角α'，移动角为斜交剖面移动角β'、γ'。伪倾角α'可用图解法求得，也可用下列公式计算：

$$\operatorname{tg}\alpha' = \operatorname{tg}\alpha \cdot \cos\theta \tag{7-4}$$

式中 α——煤层倾角；

θ——受护面积边界与煤层走向所夹的锐角。

斜交剖面移动角β'和γ'可用下列公式计算：

$$\operatorname{ctg}\beta' = \sqrt{\operatorname{ctg}^2\beta \cdot \cos^2\theta + \operatorname{ctg}^2\delta \cdot \sin^2\theta} \tag{7-5}$$

$$\operatorname{ctg}\gamma' = \sqrt{\operatorname{ctg}^2\gamma \cdot \cos^2\theta + \operatorname{ctg}^2\delta \cdot \sin^2\theta} \tag{7-6}$$

式中 β、γ、δ——为该矿区采用的下山、上山、走向移动角；

θ——受护面积边界与煤层走向所夹的锐角。

下面讨论公式$\operatorname{tg}\alpha' = \operatorname{tg}\alpha \cdot \cos\theta$的推导。

在图7-7中，设aA为受护面积边界线，它与煤层走向线成θ角；ac'为与煤层走向斜交的剖面线；ac为与煤层走向垂直的剖面线；h为两条煤层等高线之高差。在直角三角形acb中，

$$\operatorname{tg}\alpha = \frac{h}{L}, \quad \text{即} h = L\operatorname{tg}\alpha \cdots (1)$$

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

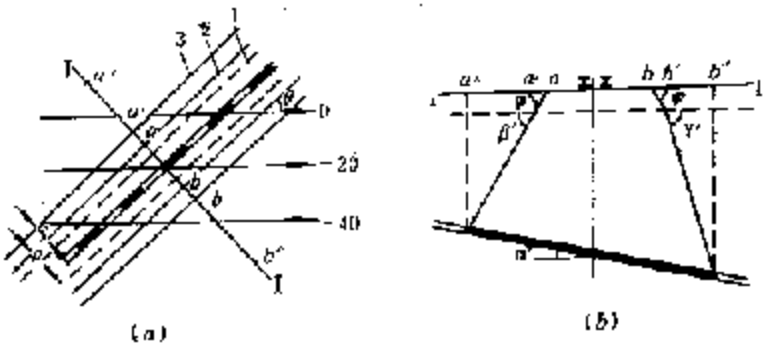


图7-6　与走向斜交的垂直剖面图

1—建筑物边界；2—受护面积边界；3—松散层保护边界

在直角三角形$ac'b'$中，

$$\operatorname{tg}\alpha' = \frac{h}{L'}, \quad 即 h = L'\operatorname{tg}\alpha' \quad \cdots\cdots (2)$$

因式（1）＝式（2），故有　　$L'\operatorname{tg}\alpha' = L\operatorname{tg}\alpha$ ……（3）

在直角三角形$cc'a$中，

$$L = L'\cos\theta \quad \cdots\cdots (4)$$

把式（4）代入式（3）得　　$L'\operatorname{tg}\alpha' = L'\cos\theta \cdot \operatorname{tg}\alpha$

于是得出　　$\operatorname{tg}\alpha' = \operatorname{tg}\alpha \cdot \cos\theta$

公式（7-5）、（7-6）的推导。

设有一单元面积Δs（图7-8），它开采后在走向方向、上山方向和下山方向的采动影响范围可用移动角δ、β、γ确定。假设单元面积的开采对地表的影响范围为一个椭圆。这个椭圆由两个半椭圆组成（图7-9），上山方向半椭圆的半轴分别为

$$c = H\operatorname{ctg}\gamma, \quad b = H\operatorname{ctg}\delta$$

下山方向半椭圆的半轴分别为

$$a = H\operatorname{ctg}\beta, \quad b = H\operatorname{ctg}\delta$$

式中　H——单元开采深度。

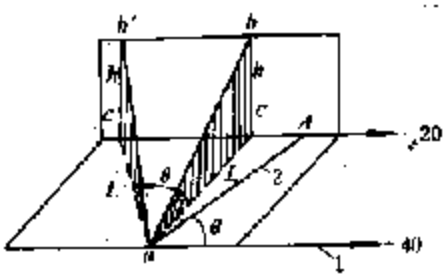


图7-7　求α与α'之关系图

1—煤层走向；2—受护面积边界

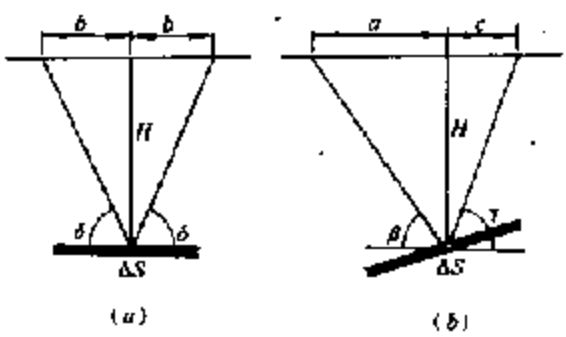


图7-8　单元开采影响

a—沿走向剖面；b—沿倾向剖面

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

图7-9表示单元面积被开采后，地表出现的影响椭圆。设x轴为煤层倾斜方向，y轴为走向方向。假设保护边界KL位于开采单元的下山方向，并且切影响圆于M点（此点坐标为x_1,y_1），这就是从保护边界向伪上山方向划煤柱的情况。保护边界线KL与煤层走向的夹角为θ。保护边界至开采单元的水平垂距为P。从保护边界确定煤柱范围的上山方向斜交剖面移动角β'可按下面方法导出。

已知下山方向影响椭圆的两个半轴为

$$a=H\operatorname{ctg}\beta,\quad b=H\operatorname{ctg}\delta$$

并认为

$$P=H\operatorname{ctg}\beta'$$

椭圆方程式为

$$\frac{x^2}{a^2}+\frac{y^2}{b^2}=1$$

微分上式，得椭圆上任一点的斜率为

$$\frac{dy}{dx}=-\frac{b^2x}{a^2y}$$

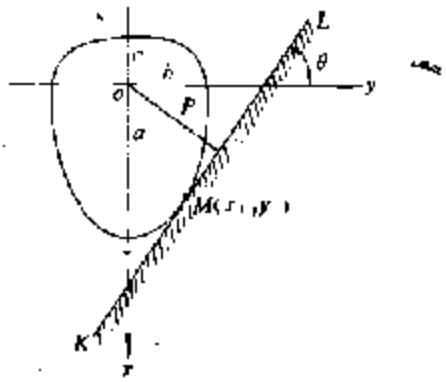


图7-9 斜交剖面移动角求法

则在切点$M(x_1,y_1)$处的斜率为$-\frac{b^2x}{a^2y}$，所以直线KL的方程式为

$$(y-y_1)=-\frac{b^2x_1}{a^2y_1}(x-x_1)$$

简化上式得

$$\frac{x_1}{a^2}x+\frac{y_1}{b^2}y=1\quad\cdots\cdots(1)$$

从图7-9中可看出，与椭圆相切的直线方程还可写成下列形式

$$x\cos\theta+y\sin\theta=P$$

$$\frac{x\cos\theta}{P}+\frac{y\sin\theta}{P}=1\quad\cdots\cdots(2)$$

解式（1）和（2）得

$$\frac{x_1}{a^2}=\frac{\cos\theta}{P}\text{及}\frac{y_1}{b^2}=\frac{\sin\theta}{P}$$

而切点$M(x_1,y_1)$的坐标亦应满足椭圆方程式：

$$\frac{x_1^2}{a^2}+\frac{y_1^2}{b^2}=1$$

以 $x_1=\frac{a^2\cos\theta}{P}$，$y_1=\frac{b^2\sin\theta}{P}$ 代入上式得

$$\frac{a^2\cos^2\theta}{P^2}+\frac{b^2\sin^2\theta}{P^2}=1$$

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

$$P^2 = a^2\cos^2\theta + b^2\sin^2\theta$$

因为 $a = H\operatorname{ctg}\beta$，$b = H\operatorname{ctg}\delta$，$P = H\operatorname{ctg}\beta'$

所以
$$\operatorname{ctg}^2\beta' = \operatorname{ctg}^2\beta\cos^2\theta + \operatorname{ctg}^2\delta\cdot\sin^2\theta$$

$$\operatorname{ctg}\beta' = \sqrt{\operatorname{ctg}^2\beta\cdot\cos^2\theta + \operatorname{ctg}^2\delta\cdot\sin^2\theta}$$

用同样原理，也可求出从保护边界向伪下山方向划煤柱的斜交剖面移动角γ'

$$\operatorname{ctg}\gamma' = \sqrt{\operatorname{ctg}^2\gamma\cos^2\theta + \operatorname{ctg}^2\delta\cdot\sin^2\theta}$$

下面来推导垂线长度q、l的计算公式。

图7-10为一通过地表点a并与建筑物保护边界相垂直的断面图。保护边界线与煤层走向相交成θ角。这个断面与煤层走向相交$90°+\theta$。图中的H为点a的埋藏深度；α'为煤层的伪倾角，它与煤层倾角α和θ的关系为

$$\operatorname{tg}\alpha' = \operatorname{tg}\alpha\cos\theta$$

从图7-10可以看出下列关系：

在$\triangle aD'B$中：

$$\operatorname{tg}\beta' = \frac{H - h_1}{q}$$

在$\triangle aAD$中：

$$\operatorname{tg}\gamma' = \frac{H + h_2}{l}$$

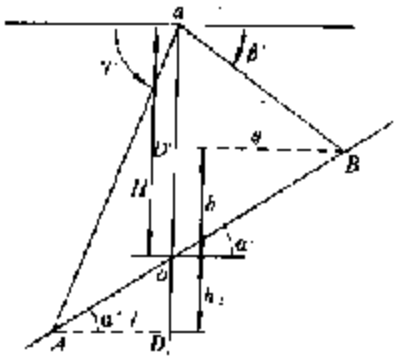


图7-10 垂线长度q及l的求法

在$\triangle AOD$和$\triangle BOD'$中：

$$\operatorname{tg}\alpha' = \frac{h_2}{l} = \frac{h_1}{q}$$

将$\operatorname{tg}\alpha'$代入上面两式，得

$$\operatorname{tg}\beta' = \frac{H}{q} - \operatorname{tg}\alpha',\quad \operatorname{tg}\gamma' = \frac{H}{l} + \operatorname{tg}\alpha'$$

从而

$$q = \frac{H\operatorname{ctg}\beta'}{1 + \operatorname{ctg}\beta'\operatorname{tg}\alpha'} = \frac{H\operatorname{ctg}\beta'}{1 + \operatorname{ctg}\beta'\operatorname{tg}\alpha\cos\theta}$$

$$l = \frac{H\operatorname{ctg}\gamma'}{1 - \operatorname{ctg}\gamma'\operatorname{tg}\alpha'} = \frac{H\operatorname{ctg}\gamma'}{1 - \operatorname{ctg}\gamma'\operatorname{tg}\alpha\cos\theta}$$

当有松散层覆盖时，上式应为

$$q = \frac{(H - h)\operatorname{ctg}\beta'}{1 + \operatorname{ctg}\beta'\operatorname{tg}\alpha\cos\theta}$$

$$l = \frac{(H - h)\operatorname{ctg}\gamma'}{1 - \operatorname{ctg}\beta'\operatorname{tg}\alpha\cos\theta}$$

式中 h——松散层厚度。

下面举一垂线法留设保护煤柱的实例。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

〔例7-2〕 已知地面一建筑群，属Ⅰ级保护对象，其平面尺寸及轮廓为图7-11中的$a''b''c''d''e''$。该建筑群下方煤层厚度为2.5m，松散层厚度40m，煤层倾角26°，在图中已知煤层的底板等高线。建筑物所在地表比较平坦，标高为+140m。地表移动参数为：$\delta=\gamma=73°$，$\beta=73°-0.6\alpha=73°-0.6\times26°=57°$，$\varphi=45°$。试用垂线法作此建筑群的保护煤柱。

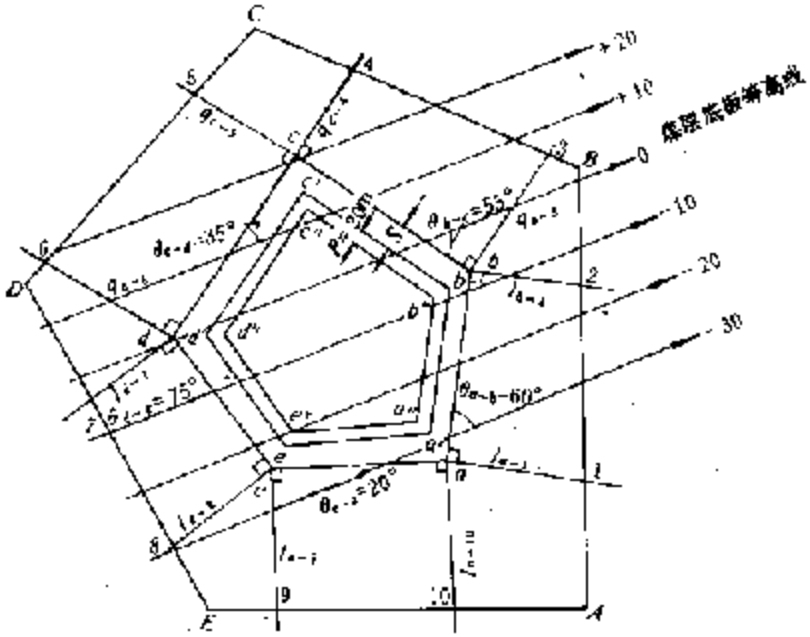


图7-11 垂线法留设保护煤柱(平面图)

步骤如下：

1．确定受护面积边界

因建筑群属Ⅰ级保护对象，故围护带宽度取20m。在建筑群轮廓$a''b''c''d''e''$外面，与其边界平行圈出围护带宽度$P=20$m，得建筑群受护面积边界$a'b'c'd'e'$。

2．确定松散层保护边界

从受护面积边界向外量一距离s，使$s=h\mathrm{ctg}\varphi=40\mathrm{ctg}45°=40$m，得松散层与基岩接触面上的保护边界$abcde$。

3．根据斜交剖面计算垂线长度

从角点a、b、c、d、e分别作线段ab、bc、cd、de、ea的垂线，各垂线长度按式(7-2)、(7-3)计算。

1）a、b、c、d、e各点(H_i-h)的计算

根据地面标高（+140m）和煤层底板等高线求得各点的埋藏深度H_i，减去松散层厚度$h=40$m，求出各点的H_i-h，即

a：$H_a-h=173-40=133$

b：$H_b-h=147-40=107$

c：$H_c-h=120-40=80$

d：$H_d-h=140-40=100$

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

c：　　$H_c - h = 164 - 40 = 124$

2）根据公式（7-5）、（7-6）计算$ctg\beta'$和$ctg\gamma'$

在图7-11上可量出各受护面积边界与煤层走向所交的锐角，$\theta_{a-b} = 60°$，$\theta_{b-} = 55°$，$\theta_{a-d} = 35°$，$\theta_{d-e} = 75°$，$\theta_{e-c} = 20°$。

根据已知条件$\alpha = 26°$，$\delta = \gamma = 73°$，$\beta = 57°$，求得斜交剖面移动角的余切$ctg\beta'$，$ctg\gamma'$，其数值见表7-4。

3）根据公式（7-2）、（7-3）计算各点的q、l值。

先计算ab边界的垂线，由a点作$a1 \perp ab$，由b点作$b2 \perp ab$，用下山垂线l的公式[式（7-3）]计算垂线长度l_{a-1}和l_{b-2}，计算中取$\theta_{a-b} = 60°$，a点$(H_a - h) = 133$m，b点取$(H_b - h) = 107$m，便可求得$l_{a-1} = 43.0$m，$l_{b-2} = 35.3$m（见表7-4）。再计算bc边界的垂线，由b点作$b3 \perp bc$，由c点作$c4 \perp bc$，用上山垂线q的计算公式[式（7-2）]计算垂线长度q_{b-3}和q_{c-4}，计算中取$\theta_{b-c} = 55°$，b点$(H_b - h) = 107$m，c点$(H_c - h) = 80$m，可求得$q_{b-3} = 42.7$m，$q_{c-4} = 31.9$m。依次序分别计算cd，de，ea边界的垂线长度，分别记入表7-4中。

表7-4　　各点垂线长度计算

角点号	a		b		c		d		e	
$H_i - h$(m)	133		107		80		100		124	
垂线	a—10	a—1	b—2	b—3	c—4	c—5	d—6	d—7	e—8	e—9
θ	θ_{a-e} 20°	θ_{a-b} 60°	θ_{b-a} 60°	θ_{b-c} 55°	θ_{c-b} 55°	θ_{c-d} 35°	θ_{d-c} 35°	θ_{d-e} 75°	θ_{e-d} 75°	θ_{e-a} 20°
$ctg\beta'$				0.45	0.45	0.56	0.56			
$ctg\gamma'$	0.31	0.31	0.31					0.31	0.31	0.31
q (m)				q_{b-3} 42.7	q_{c-4} 31.9	q_{c-5} 35.6	q_{d-6} 45.8			
l (m)	l_{a-10} 47.2	l_{a-1} 43.0	l_{b-2} 35.3					l_{d-7} 31.7	l_{e-8} 39.8	l_{e-9} 44.0

4．确定保护煤柱边界

在各垂线上，按比例尺分别截取各线段的计算长度l_{a-1}，l_{b-2}，q_{b-3}，q_{c-4}，q_{c-5}，q_{d-6}，l_{d-7}，l_{e-8}，l_{e-9}，l_{a-10}。用直线分别连接垂线各端点，即为保护煤柱边界$ABCDE$。

5．计算煤柱压煤量

根据煤柱边界$ABCDE$，计算压煤量（略）。

用垂线法作保护煤柱时，应注意下面两个问题：

1）计算垂线长度或求β'、γ'时，公式中的θ角要用与垂线垂直的建筑物边界与煤层走向所夹的锐角；

2）向煤层下山方向所作的垂线为下山垂线l，向煤层上山方向所作的垂线为上山垂线q。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

（三）数字标高投影法留设保护煤柱[3]

数字标高投影法用于延伸形建筑物或基岩面标高变化较大情况下保护煤柱的圈定。该法要求保护煤柱空间体侧平面（即倾角为φ、β'、γ'的平面）上的等高线的等高距应和煤层等高线（或基岩面等高线）的等高距相同，而相邻两等高线之间的水平距离d根据φ，β'，γ'角及煤层等高距D，按$d=D\operatorname{ctg}\varphi$（或$d=D\operatorname{ctg}\beta'$，$d=D\operatorname{ctg}\gamma'$）求取。连接保护煤柱侧平面与煤层层面（或基岩面）上同值等高线的交点，即得保护煤柱边界。

下面举一个用数字标高投影法留设工业场地保护煤柱的实例。

[例7-3] 某矿的工业场地为长方形，其长轴方向与煤层走向的夹角$\theta=45°$。该区地势平坦，地面标高平均为+80 m，基岩面坡度较大，且与煤层倾向一致（煤层倾角$\alpha=15°$）。基岩面等高线及煤层底板等高线如图7-12所示。试用数字标高投影法圈定保护煤柱。

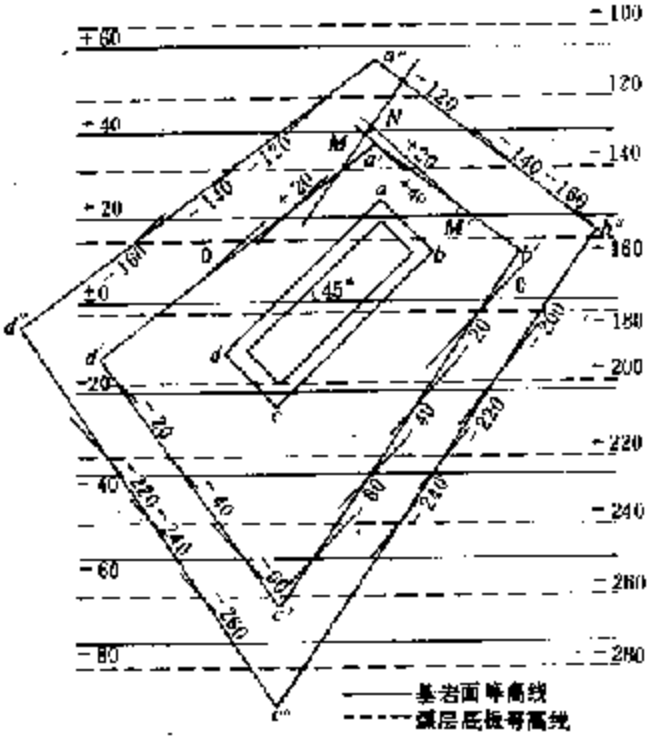


图7-12 用数字标高投影法留设工业场地保护煤柱

步骤如下：

1. 确定工业场地受护面积。本例中受护对象轮廓为长方形，在长方形的外围划出工业场地的围护带，工业场地围护带宽度取15 m，由此得受护面积边界$abcd$。

2. 技术参数选择。根据实测数据综合分析得出，$\varphi=45°$，$\delta=\gamma=73°$，$\beta=73°-0.6\alpha=73°-0.6\times15°=64°$。

3. 以$\varphi=45°$，在第四纪松散层内作保护煤柱空间体侧平面。其相邻两等高线之间的水平距离d为

$$d=D\operatorname{ctg}\varphi$$

其中$D=20$ m，$\varphi=45°$，则$d=20\operatorname{ctg}45°=20$ m。

按图7-12中平面图比例尺绘出倾角为φ的保护煤柱侧平面的等高线。此时受护面积四侧保护煤柱侧平面的走向线方向与受护边界线一致。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

4．连接保护煤柱侧平面与基岩面上同值等高线的交点，得工业场地在基岩面上的保护煤柱边界 $a'b'c'd'$。

5．以四边形 $a'b'c'd'$ 为受护边界线，在基岩内以 β'、γ' 作保护煤柱侧平面。由于 $a'b'$、$b'c'$、$c'd'$、$d'a'$ 各边与煤层走向夹角不等，故分别求出各边的 β'、γ' 角，其结果见表7-5。

表7-5　　求 β'、γ' 和 d 的数值

边	$a'b'$	$b'c'$	$c'd'$	$d'a'$	边	$a'b'$	$b'c'$	$c'd'$	$d'a'$
$\theta(^\circ)$	37	56	55	37	$\gamma'(^\circ)$		73	73	
$\beta'(^\circ)$	66			68	d(m)	9	6	6	9

6．按式 $d=D\operatorname{ctg}\beta'$ 或 $d=D\operatorname{ctg}\gamma'$ 求取保护煤柱各侧平面上相邻两等高线之间的水平距离 d。计算时根据“保护煤柱空间体的侧平面上等高线的等高距应和煤层等高线的等高距相同”的原则，取 $D=20$ m。各 d 值计算结果列于表7-5。

7．按图7-12中平面图比例尺在 $a'b'$ 一侧绘出倾角为 β' 的保护煤柱侧平面等高线。其走向线方向确定方法如下：在 $a'b'$ 直线上找出基岩面标高为 +40 m的 M 点，从 M 点起作 $a'b'$ 边垂线，在该垂线上以 $d=9$ m 为平距，划分出标高为 +20，0，−20，−40 ……的标高分级点。将诸分级点中标高为 +20m的 N 点与 $a'b'$ 边上标高为 +20m的 M' 点相连，得线段 $M'N$。该线段即为保护煤柱空间体侧平面等高线的走向线，根据走向线方向及各标高分级点绘出保护煤柱侧平面等高线。

8．将保护煤柱侧平面等高线与煤层的同值等高线（本例中 $a'b'$ 一侧的同值等高线为 −120，−140，−160）的交点相连，即得保护煤柱侧平面与煤层的交线 $a''b''$。此交线即为保护煤柱一侧的边界。

9．同理可在 $b'c'$、$c'd'$、$d'a'$ 各侧面分别求出保护煤柱边界 $b''c''$，$c''d''$，$d''a''$。

10．$a''b''c''d''$ 即为用数字标高投影法圈定的保护煤柱边界。

上面介绍了三种留设保护煤柱的方法，无论采用哪种方法留设保护煤柱，都必须注意以下两点：

1．当受护对象的面积或宽度很小时（如留设风井煤柱等），应考虑煤柱两侧开采对建筑物变形值的叠加影响。在这种情况下，应适当减小移动角值或扩大圈护带宽度。

2．当多煤层开采时，应考虑各煤层的叠加影响和重复采动引起的活化。在复采时，移动角应选取复采条件下的数据，或加入适当的修正值，保证在复采时煤柱的可靠性。

第四节　各种类型煤柱的留设方法

一、立井与工业场地保护煤柱的留设[8]

圈定立井保护煤柱时，地面受护面积应包括井架（井塔），提升机房和圈护带。圈护带宽为20 m。

立井按深度、用途、煤层赋存条件及地形特点分为五类，其保护煤柱一般用垂直剖面法圈定。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

第一类：深度大于和等于 400 m的主副井。

保护煤柱以边界角圈定（图7-13）。当立井包括在工业场地以内时，以工业场地受护面积圈定其保护煤柱，如果立井煤柱大于工业场地煤柱时，应以前者为保护煤柱最终边界。

第二类：深度小于 400 m的主副井及各类风井、注砂井。

保护煤柱以移动角圈定（图7-14）。

第三类：穿过急倾斜煤层及其顶、底板的立井。

在煤层倾斜剖面上以 λ 角（下盘移动角）圈定保护煤柱的下山方向边界，在煤层走向方向上以 δ 角圈定保护煤柱的边界。

下面举一个急倾斜煤层群立井保护煤柱留设的实例（图7-15）。

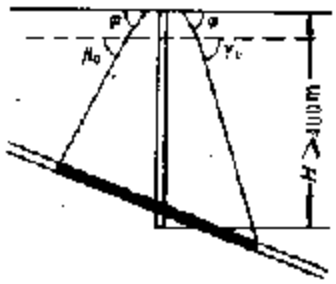


图7-13　用边界角圈定保护煤柱

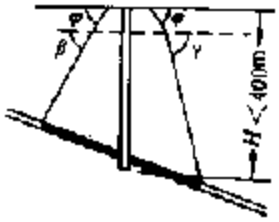


图7-14　用移动角圈定保护煤柱

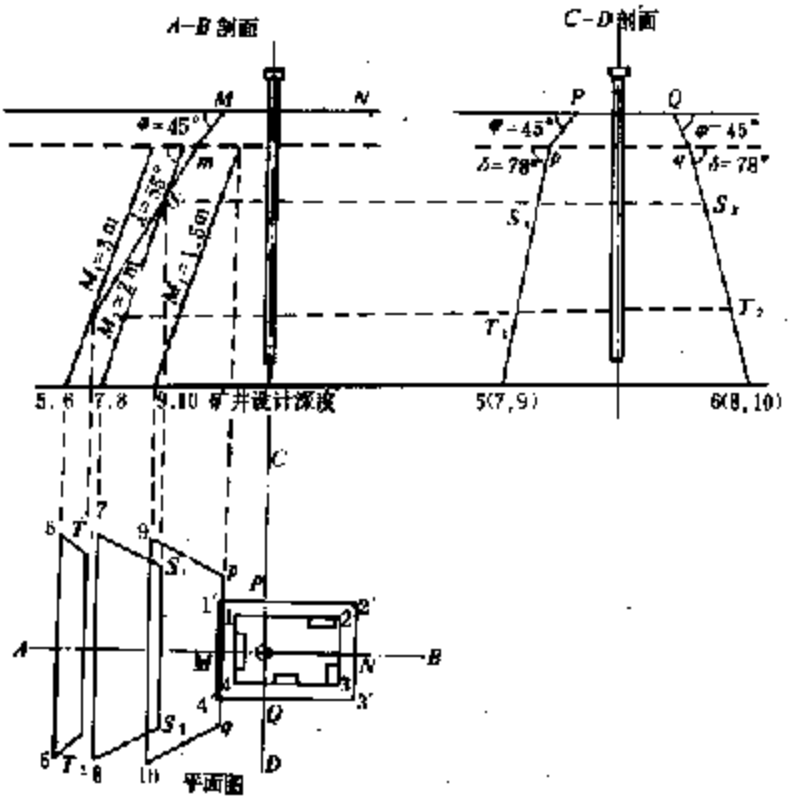


图7-15　急倾斜煤层群立井保护煤柱留设方法

[例7-4]　某矿开采急倾斜煤层群（有三层煤），煤层倾角70°，煤层厚度及间距如图7-15所示。立井井筒位于煤层底板方向。地表移动参数为：$\delta=78°$，$\lambda=55°$，$\varphi=45°$。试用垂直剖面法圈定保护煤柱。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

步骤如下：

1．确定地面受护面积。在图7-15平面图上，过工业场地角点作平行煤层走向或倾向的直线得四边形 1 2 3 4。在四边形外圈加圈护带，宽度取 20 m，得地面受护面积边界 1′ 2′ 3′ 4′。

2．通过井筒中心作沿煤层倾斜方向的剖面 $A—B$ 及走向方向的剖面 $C—D$。

3．将平面图上受护面积边界投影到 $A—B$ 剖面上，得 M、N 点。过 M 点以 $\varphi=45°$ 作直线，交于基岩面上得 m 点。由 m 点以 $\lambda=55°$ 作直线，该直线与 M_1、M_2 煤层交于 T、S 点，此两点分别为两个煤层的开采下限。$A—B$ 剖面上 mST 直线及矿井设计深度以内所有煤层均为 $A—B$ 剖面的保护煤柱。转绘至平面图上。

4．将平面图上受护面积边界投影到 $C—D$ 剖面上，得 P、Q 点。由 P、Q 两点以 $\varphi=45°$ 作直线交基岩面于 p、q 点。由 p、q 两点以 $\delta=78°$ 作直线。两直线与设计深度所圈定的煤层为走向剖面 $C—D$ 上保护煤柱的垂直投影图。转绘至平面图上。

在平面图上 T_1 T_2 65 为 M_1 煤层保护煤柱边界，S_1 S_2 87 为 M_2 煤层保护煤柱边界，pq109为 M_3 煤层保护煤柱边界。

第四类，穿过有滑移危险的软弱岩层、软煤层及高角度断层（断层面延至基岩面）的立井除按前三类规定留设保护煤柱外，还应加设防滑煤柱（图7-16）。

立井防滑煤柱的下边界应根据煤层埋藏条件按下式确定：

$$H_s=H_g\sqrt[3]{n}+H_{上} \tag{7-7}$$

式中 H_s——开采数个煤层时应留设防滑煤柱的深度，m；

n——开采煤层层数；

$H_{上}$——按一般方法圈定保护煤柱的上边界垂深，m；

H_g——开采单一煤层时发生滑移的临界深度（从保护煤柱的上边界算起）。H_g可按表7-6确定，或参照本矿区经验选定。

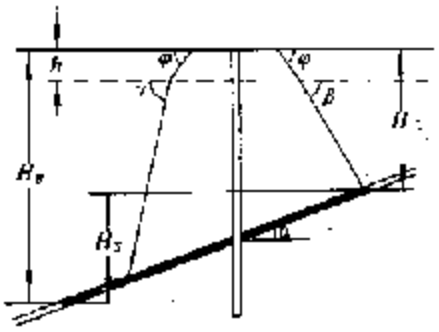


图7-16 立井防滑煤柱留设方法

表7-6 H_g值

H_g(m) / h(m)	煤层倾角 α					
	15°	25°	35°	45°	55°	60°
≤5	30	60	90	110	140	155
10	30	70	100	130	160	180
15	35	80	115	145	180	200
≥20	50	115	150	200	255	285

当立井穿过煤层群时，第一煤层的防滑煤柱按上述原则确定留设深度。其余各煤层的防滑煤柱下边界圈定的方法是，过上层煤防滑煤柱下边界点(在煤层倾斜剖面上)，以 γ 角作直线，该直线与各煤层底板的交线即为各自的防滑煤柱下边界。

第五类：为了防止山坡发生滑坡引起井筒破坏，一般应在井筒所在斜坡的上、下坡两侧加大煤柱尺寸。在建筑物上坡方向，移动角应减小 15～25° 或加大保护煤柱 0.5～1.0 r

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

（r为主要影响半径）；在建筑物下坡方向，移动角应减小5～10°或加大保护煤柱0.2～0.5r。

除以上五类情况外，对穿过断层的立井保护煤柱，如果立井所在处有落差大于20～30m的断层时，可采用垂直剖面法圈定，并考虑沿断层面滑移的可能性和根据其具体条件，适当加大煤柱尺寸，使断层两翼均包括在保护煤柱范围之内（图7-17）。

当圈定立井保护煤柱时，如果煤层倾角α为45～65°，为了保护井筒免受煤层底板的采动影响，井筒至煤柱下边界的距离L（沿煤层倾斜）不应小于按下式计算的长度（图7-18）：

$$L = A_3 H_T \tag{7-8}$$

式中 A_3——与煤层倾角有关的系数，可从表7-7选定；

H_T——井筒穿过煤层底板处的垂深，m。

表7-7　　系　数　A_3　值

α(°)	45	55	60	65
A_3	0.25	0.40	0.55	0.70

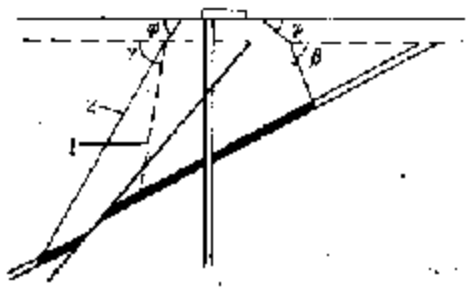


图7-17　立井煤柱穿过断层时的保护煤柱留设方法
1—无断层时的煤柱线；2—有断层时的煤柱线

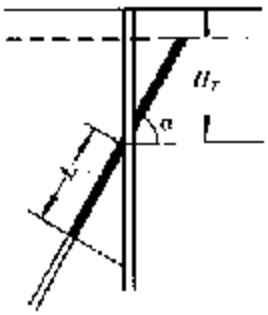


图7-18　井筒免受煤层底板采动影响示意图

如圈定风井保护煤柱时受护面积较小，则应酌情加大其保护煤柱尺寸，使风井受护面积内地表变形值叠加后不超过允许的地表变形值。

如圈定工业场地保护煤柱时受护对象是工业场地内直接为煤炭生产服务的工业厂房和服务设施，如主副井、井架（井塔）、提升机房、装煤系统、任务交待室、办公楼、选煤厂、灯房、压风机房、扇风机房、变电所、机修厂等，围护带宽度应为15m，工业场地保护煤柱用移动角圈定。在留设新矿井工业场地保护煤柱时，除应考虑移动角值外，还可根据具体条件，考虑工业场地平面形状、场地内建筑物、构筑物布局，并对部分建筑物采取加固措施，提高其抗变形能力，以尽量减少保护煤柱的压煤量。

二、斜井保护煤柱的留设

斜井保护煤柱的留设有两种情况：一是斜井位于煤层底板中，一是斜井位于煤层顶板中。

1、对位于单一煤层底板或煤层群底板岩层中，且与煤层倾角相同的斜井（图7-19），应根据斜井至煤层的法线距离、煤层厚度及其间的岩性，参照表7-8决定是否需要留设煤柱。当斜井至煤层的法线距离h大于或等于表7-8中的数值时，斜井上方的煤层中可不留

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

设保护煤柱；当斜井至煤层的法线距离小于表7-8中的数值时，斜井上方的煤层中应留设保护煤柱。保护煤柱的宽度可根据公式（7-9）计算。

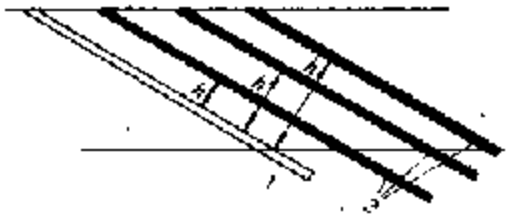


图7-19　斜井上方保护煤柱的留设

1—斜井；2—煤层

表7-8　　斜井上方煤层中留设保护煤柱的临界法线距离

特　性	岩　石　名　称	临界法线距离h(m)	
		薄、中厚煤层	厚煤层
坚硬	石英砂岩、砾岩、石灰岩、砂质页岩	$(6\sim10)M$	$(5\sim8)M$*
中硬	砂岩、砂质页岩、泥质灰岩、页岩	$(10\sim15)M$	$(8\sim10)M$
软弱	泥岩、铝土页岩、铝土岩、泥质砂岩	$(15\sim25)M$	$(10\sim15)M$

* M为斜井上方各煤层的厚度。

2. 对位于单一煤层或煤层群的最上一层煤中，且与煤层倾角相同的斜井，在斜井两侧的本煤层及其下部各个煤层中都应留设保护煤柱。

1）煤层中的斜井保护煤柱宽度按公式（7-9）计算确定（图7-20），或按实测资料取煤层中固定支承压力带的宽度确定（一般为20～80m）。

煤层（倾角小于35°时）中的斜井保护煤柱宽度S为

$$S=2S_1+2a \tag{7-9}$$

式中　S_1——斜井保护煤柱的水平宽度，m；S_1可按下式计算：

$$S_1=\sqrt{\frac{H(2.5+0.6M)}{f}} \tag{7-10}$$

式中　a——受护斜井宽度的一半，m；

H——斜井的最大垂深，m；

M——煤层厚度，m；

f——煤的强度系数，$f=0.1\sqrt{10R_c}$；

R_c——煤的单向抗压强度，MPa。

2）斜井下方煤层的保护煤柱从护巷煤柱边界起，以基岩移动角圈定（7-21）。

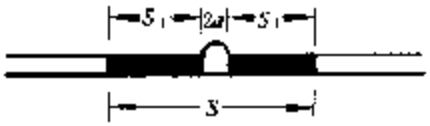


图7-20　斜井煤柱留设方法

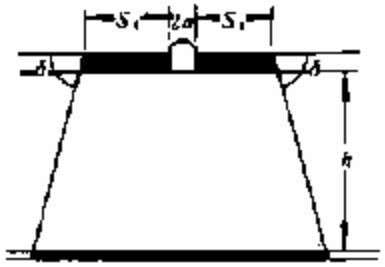


图7-21　斜井下方保护煤柱留设方法

现举一个平行于煤层的斜井井筒保护煤柱留设的实例（图7-22）。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

[例7-5] 保护对象特征：AB为斜井井筒，打在上层煤中，至下层煤垂距为80 m，倾角为30°，斜长280 m。地质埋藏条件：斜井下方煤层层厚$M=2$ m，松散层厚度为20m。地表移动参数：$\delta=\gamma=75°$，$\beta=75°-0.8\alpha=51°$，$\varphi=45°$。试用垂直剖面法在下方煤层中留设斜井保护煤柱。

步骤如下：

1. 确定受护面积边界。根据题意，斜井开拓在上煤层中，在斜井两侧各留20 m煤柱，在走向剖面图上得C、D点；同时在井筒上下亦留20 m煤柱，得A_1、B_1点。

2. 为保护井口AA_1段，在倾斜剖面图上，在A、A_1点，在松散层内以$\varphi=45°$作直线，在基岩内以$\gamma=75°$，$\beta=51°$画出保护线，与煤层相交于1（2），和3（4）点；在走向剖面图上，从C、D两点作$\varphi=45°$角，在基岩内作$\delta=75°$，画出保护线，与煤层相交于1，2，3，4点。转绘至平面图上，得井口段AA_1保护煤柱边界1 2 3 4。

3. 为保护井筒AB，在倾斜剖面图上，自B_1点处按$\gamma=75°$画保护线，与煤层相交于5（6）点；在走向剖面图上，自E、F点按δ角画保护线与煤层相交于5，6点，转绘至平面图上。

4. 连结1 2 4 4′ 6 5 3′ 3 1，即为平面图上保护煤柱边界。

5. 压煤量计算（略）。

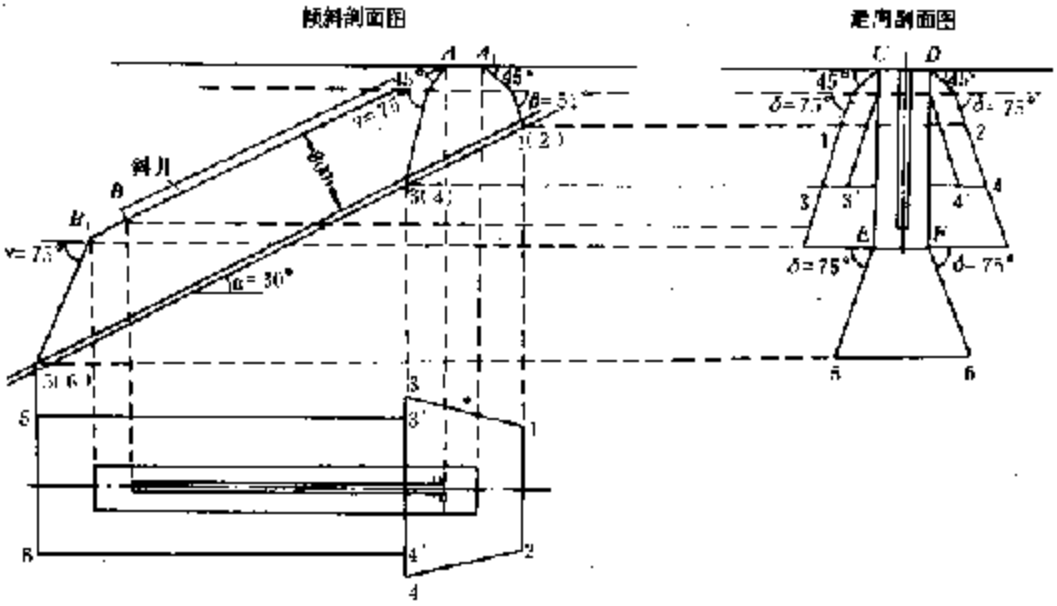


图7-22 斜井保护煤柱留设

再举一个与煤层斜交的斜井井筒及工业场地保护煤柱留设的实例（图7-23）。

[例7-6] 保护对象特征，某矿有三层煤Ⅰ号，Ⅱ号，Ⅲ号。该煤层组用斜井开拓，井筒倾角25°，穿过Ⅰ、Ⅱ号煤层，井底车场位于Ⅱ号煤层和Ⅲ号煤层之间，地面工业广场位于煤层底板一侧。地质埋藏条件：Ⅰ号、Ⅱ号、Ⅲ号煤层厚度分别为$M_1=2.0$ m，$M_2=1.0$ m，$M_3=3.0$ m，煤层倾角25°，松散层厚度20m。地表移动参数：根据本矿实测资料，松散层移动角$\varphi=45°$，基岩移动角$\delta=\gamma=75°$，$\beta=75°-0.3\alpha=65°$。试用垂直剖面法留设斜井井筒及工业场地保护煤柱。

反
17

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

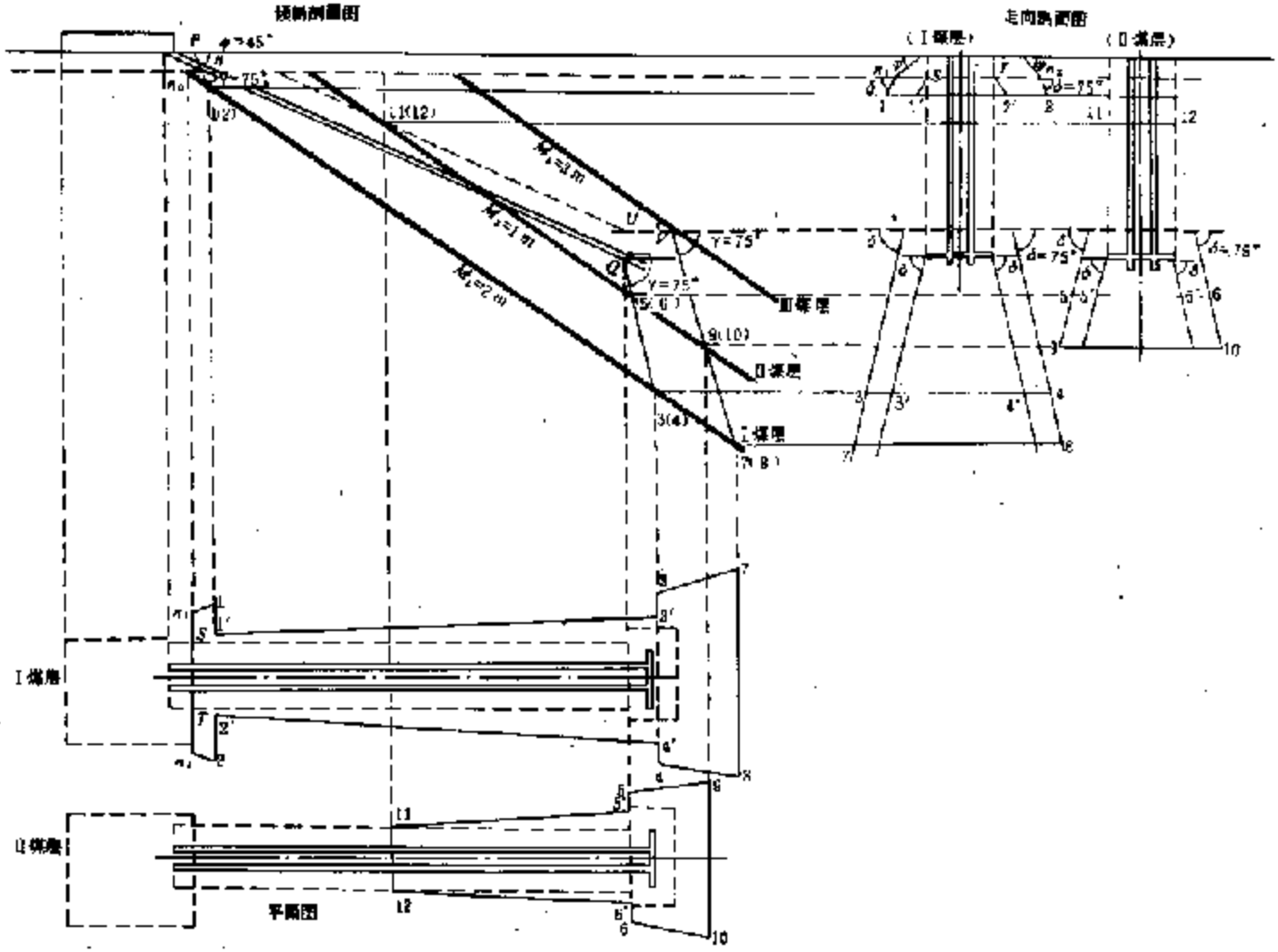


图7-23 斜井井筒及工业场地保护煤柱留设方法

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

先对工业场地、斜井井筒、井底车场分别留设煤柱，然后合并。

1．确定受护面积边界

工业场地围护带宽度为15 m，主要井巷上面和两侧护巷岩(煤)柱宽度为20 m。在平面图上用虚线标出斜井井筒、井底车场的护巷煤柱。

2．确定保护煤柱

1）工业场地煤柱留设

在倾斜剖面上，自工业场地向外圈出围护带15 m，得P点。自P点作$\varphi=45°$，和松散层与基岩接触面相交于n点。自n点再作$\gamma=75°$，得煤柱下边界与煤层Ⅰ相交于点1（2）。Ⅱ、Ⅲ号煤层不必留设工业场地保护煤柱。

在走向剖面上，同样以$\varphi=45°$与松散层和基岩接触面相交于n_1，n_2点。再由n_1，n_2点作$\delta=75°$，得出煤柱走向宽度。煤柱上边界为煤层露头，走向宽度为n_1n_2，煤柱下边界为2。经投影在平面图上，得梯形$n_1n_2$21，即为平面图上Ⅰ号煤层工业场地保护煤柱边界线。

2）斜井井筒煤柱留设

根据斜井支护要求，在斜井顶部及两侧各留20 m抗压煤柱。

在倾斜剖面上，由井筒与井底车场交点Q作$\gamma=75°$，与Ⅰ煤层交于3（4）点，与Ⅱ煤层交于5（6）点，该两点为井筒煤柱在Ⅰ、Ⅱ煤层中的下边界。煤柱的上边界，在Ⅰ煤层为煤层露头处的n_0点，在Ⅱ煤层为斜井顶部保护边界与Ⅱ煤层的交点11（12）。

在Ⅰ煤层的走向剖面上，自井筒护巷煤柱边界与松散层之交点S、T处作δ角，与相交于点1深度的煤层相交得1′、2′。在井筒与井底车场相交点处作δ角，与相当于倾斜剖面上边界点9的煤层相交得3′、4′。将1′、2′和3′、4′转绘至平面图上，即得Ⅰ煤层的井筒煤柱边界1′、2′、3′、4′。在Ⅱ煤层的走向剖面图上，确定井筒在Ⅱ煤层上的保护煤柱上边界处的走向宽度为11、12，井底煤柱宽为5′、6′，将11、12和5′、6′转绘至平面图上，得Ⅱ煤层的井筒煤柱边界5′、6′、12、11。

3）井底车场煤柱留设

在倾斜剖面上，由V点以$\gamma=75°$确定井底车场保护煤柱，在Ⅰ煤层为7（8）点，在Ⅱ煤层为9（10）点。在走向剖面图上，作$\delta=75°$角，确定煤层走向宽度，Ⅰ煤层为3、4和7、8，Ⅱ煤层为5、6和9、10。转绘至平面图上，得Ⅰ煤层的井底车场保护煤柱边界3、4、8、7，得Ⅱ煤层的煤柱边界为5、6、10、9。

以上三个煤柱合并，即得斜井及工业场地保护煤柱。

3．压煤量计算（略）

三、铁路保护煤柱的留设

根据文献[3]规定，以下情况需留设铁路保护煤柱：

1．国家一级铁路，二级铁路；

2．国家三级铁路：薄及中厚煤层的采深与单层采厚比小于或等于60；厚煤层及煤层群的采深与分层采厚比小于或等于80；

3．工矿企业专用铁路：薄及中厚煤层的采深与单层采厚比小于或等于40，厚煤层及煤层群的采深与分层采厚比小于或等于60；

4．铁路隧道；全长大于20 m的铁路桥；一、二级铁路线上的一、二级铁路车站；

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

5. 目前条件下采用改道或不留设煤柱方法处理在技术上不可能或经济上不合理的铁路线路或铁路其它建筑物、构筑物；

6. 有严重滑坡危险而又难以处理的铁路线路。

铁路受护面积的圈定，铁路路堤应以两侧路堤坡脚外一米为界，路堑应以两侧顶边缘为界。在两侧界线以内的范围为受护对象，然后沿受护对象边界按表7-9规定向外留设围护带。

表7-9　　铁路围护带宽度

保护等级	铁路等级	围护带宽度m
Ⅰ	国家一级铁路	20
Ⅱ	国家二级铁路	15
Ⅲ	国家三级铁路	10
Ⅳ	工矿企业专用铁路	5

下面举一个铁路保护煤柱留设的实例。

[例7-7]　某矿区有一属国家Ⅱ级干线的铁路弯道通过。铁路处地面标高为+110 m，煤层埋藏条件用煤层顶板等高线表示，煤层厚度2.0 m，松散层厚度20 m。该矿区地表移动参数：$\delta=\gamma=75°$、$\beta=75°-0.8\alpha$，试留设该铁路的保护煤柱（图7-24）。

步骤如下：

1. 确定受护面积边界

按照要求沿着线路弯道作受护面积，再留围护带15 m，得受护面积边界$a_1b_1c_1d_1e_1$，$a_2b_2c_2d_2e_2$。

2. 确定保护煤柱边界

1）根据铁路形状选择剖面，原则是应当能反映铁路变化特征。本例选择五个剖面为Ⅰ—Ⅰ、Ⅱ—Ⅱ、Ⅲ—Ⅲ、Ⅳ—Ⅳ、Ⅴ—Ⅴ；

2）在平面图上，用煤层底板等高线标高减去地表标高的方法，求出各剖面上受护面积边界点下方煤层埋藏深度H_{a_1}、H_{a_2}；H_{b_1}、H_{b_2}；H_{c_1}、H_{c_2}；H_{d_1}、H_{d_2}；H_{e_1}、H_{e_2}，量出各剖面处受护面积边界与煤层走向所夹的锐角θ_1，θ_2，θ_3，θ_4，θ_5。根据式(7-5)、(7-6)计算各斜交剖面的移动角β_1'、γ_1'；β_2'、γ_2'；β_3'、γ_3'、β_4'、γ_4'；β_5'、γ_5'；

3）作Ⅰ—Ⅰ，Ⅱ—Ⅱ，Ⅲ—Ⅲ，Ⅳ—Ⅳ，Ⅴ—Ⅴ剖面。在Ⅰ—Ⅰ剖面上，由受护边界点a_1、a_2以$\varphi=45°$作直线到基岩，然后从该两点分别以β_1'，γ_1'作直线与煤层底板相交，得交点，将交点投影到地面上得a_1'、a_2'点，a_1'、a_2'点即为该剖面上铁路保护煤柱边界的水平投影。用同样方法，求出其它剖面上的铁路煤柱边界水平投影b_1'、b_2'，c_1'、c_2'，d_1'、d_2'，e_1'、e_2'。将所求点转绘到平面图上，用圆滑曲线连结各点，即得铁路弯道的保护煤柱边界$a_1'b_1'c_1'd_1'e_1'$和$a_2'b_2'c_2'd_2'e_2'$；

4）压煤量计算（略）。

四、煤层向、背斜构造地区保护煤柱的留设

1. 当建筑物位于向斜轴部上方时（$\alpha\leqslant45°$），保护煤柱边界的确定（图7-25）

1）在平面图上沿倾向剖面线A—B作倾向剖面。在A—B剖面上，由受护边界M、N点，

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

以φ角在松散层内作直线至基岩面交于m、n点）

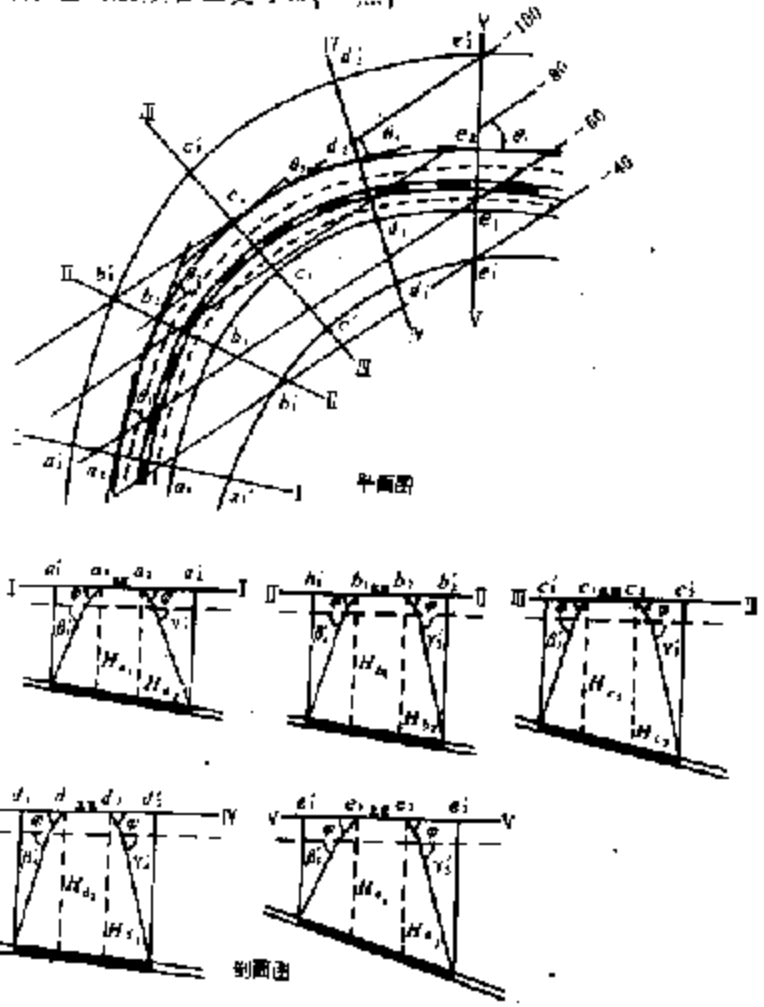


图7-24　铁路弯道保护煤柱的留设

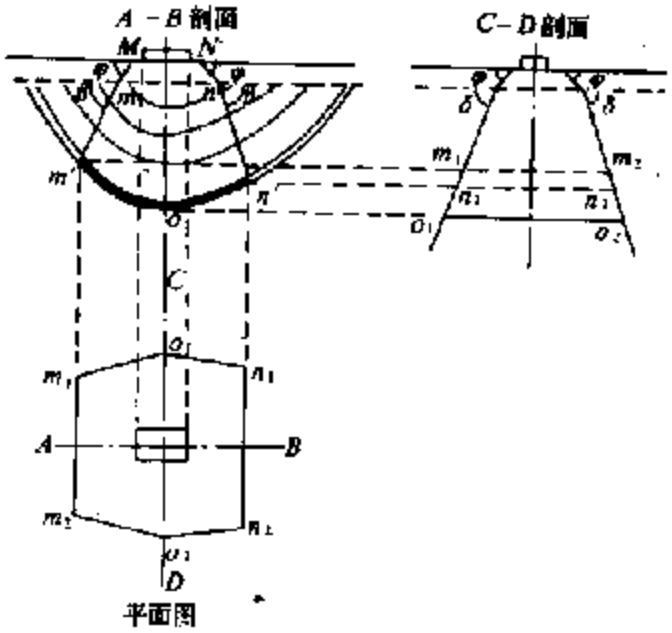


图7-25　建筑物位于倾斜轴部上方时（$\alpha \leqslant 45°$）保护煤柱留设

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

2）在基岩内，当岩层内倾角变化小于10°时，在 m、n 点用 β 角作直线交于煤层底板点 m'、n'；

3）在过向斜轴面与煤层的交点 O 处作的 C—D 走向剖面上，以 φ 角和 δ 角在松散层和基岩内作直线，得出保护煤柱的上山、下山边界 n_1n_2 和 m_1m_2；

4）把剖面图上的 m_1m_2，n_1n_2，o_1o_2 转绘至平面图上，并连接之，即得保护煤柱边界 $m_2m_1n_2n_1$。

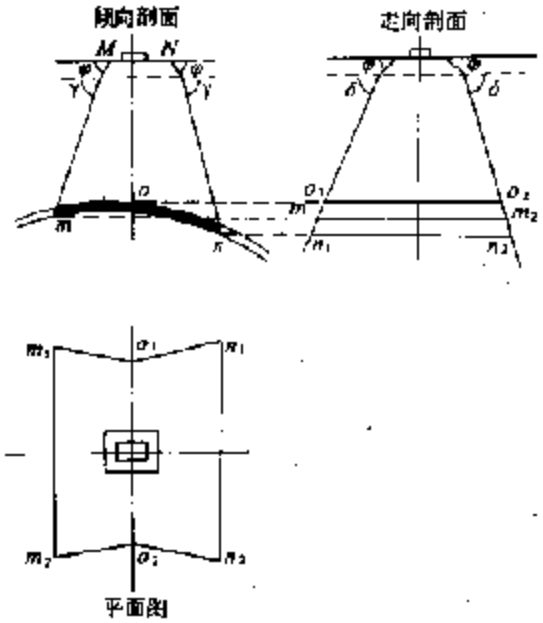


图7-26 建筑物位于背斜轴上方($\alpha<55°$)时保护煤柱留设

2．当建筑物位于背斜轴部上方时($\alpha<55°$)，保护煤柱边界的确定(图7-26)

1）在倾斜剖面上，由受护面积边界以 φ 角在松散层内作直线，以 γ 角在基岩内作直线，与煤层相交于 m、n 点，即为保护煤柱的倾向边界；

2）在沿背斜轴面与煤层的交点 o 作的走向剖面上，以 φ、δ 作直线，得出保护煤柱的走向边界点 o_1o_2，m_1m_2，n_1n_2；

3）把剖面上的煤柱边界点转绘到平面图上，即得保护煤柱边界 $m_1o_1n_1n_2o_2m_2$。

第五节 保护煤柱留设工作的管理

1．新设计的矿井和生产矿井在留设建筑物保护煤柱时，应有相应的图纸和文字说明。其内容，包括地质开采技术条件，受护对象概况，留设煤柱的必要性，选取的参数及压煤量计算。

2．煤柱留设和变更的批准权限如下：

1）国家一级铁路和二级铁路，对矿井安全生产有严重威胁的水体，大型矿井的主要井筒及工业场地，县以上城镇及大型工厂，压煤量超过50万吨的其它建筑物、水体、铁路及主要井巷煤柱的留设，必须报省、市、自治区煤炭厅（局、公司）批准，报煤炭工业部（现中国统配煤矿总公司）备案。

2）上述以外的建筑物、水体、铁路及主要井巷煤柱的留设，必须报矿务局总工程师批准，报省、市、自治区煤炭厅（局、公司）备案。

3）各类煤柱应按留设标准严加控制，不得任意变更，特殊情况下非改变不可时，必须按上述批准权限重新报批。

作业五 保护煤柱留设

一、作下列保护煤柱 （见图7-27）

1．用垂直剖面法作工业场地保护煤柱（工业场地属Ⅰ级建筑物）。副井地面标高+127.00 m，井底车场标高-83.0 m，并计算压煤量。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

2. 用垂线法留设铁路干线的保护煤柱（铁路属Ⅱ级保护）。铁路路基宽度各为 8m，路基标高＋110 m。并计算压煤量。

3. 作一号斜井保护煤柱（设斜井水平长度为 290 m，它和下层煤的层间距为 50 m），并计算压煤量。

二、已知资料

移动角值：$\gamma=\delta=73°$，$\beta=73°-0.6\alpha$。

松散层厚度 20 m，松散层移动角 $\varphi=45°$，煤层厚度2m。

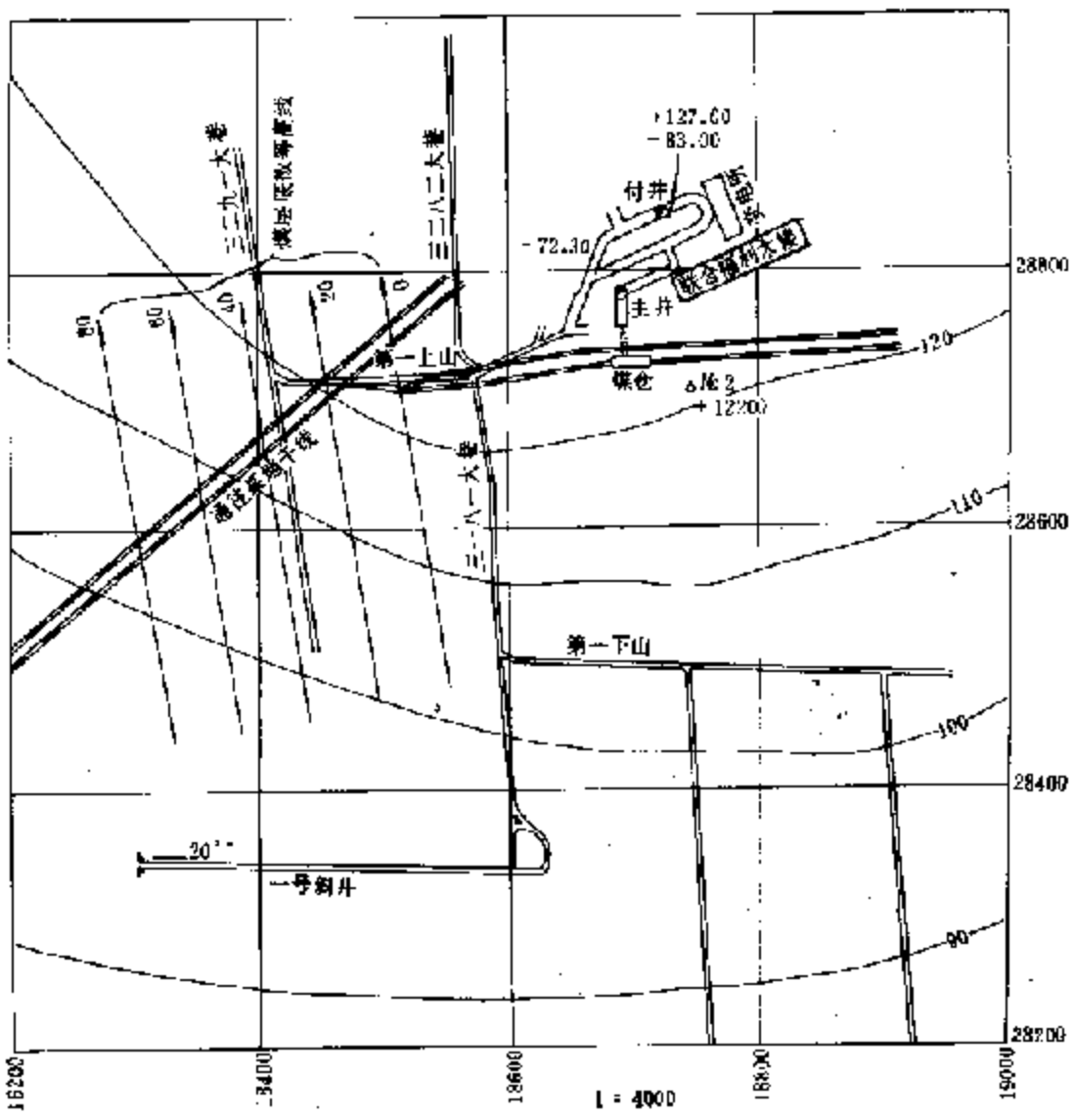


图7-27　作业五附图

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

第八章　建筑物下采煤

第一节　概　　述

据1982年底的不完全统计，我国统配煤矿“三下”（建筑物下、水体下、铁路下）压煤总量为133.5亿t，其中建筑物下压煤量为78.2亿t，占整个压煤量的61%。建筑物下压煤又以村庄下压煤所占的数量最大，其次就是工业场地以及公用和民用建筑物下压煤。因此解决建筑物下采煤问题，不论是从理论上、技术上，还是经济上，对发展煤炭科技及煤矿生产都有重要的意义。

我国建筑物下采煤的试验研究工作是60年代初期开始的。本溪矿务局彩屯矿于1962年开始在矿区医院住院部大楼下采煤，这座三层的楼房在重复采动影响下遭到严重破坏，但经维修和三次加固后至今仍在使用。

1964～1967年，抚顺车辆修理厂工业厂房下，采用密实水砂充填和对厂房基础采用联系梁加固等措施，成功地完成了采出总厚度达20m的特厚煤层的试验开采工作。

60年代后期，峰峰矿务局五矿和鹤壁矿务局六矿对建筑物采取加固措施后进行开采，以及枣庄矿务局对建筑物采用重点加固、一般维修方法开采市镇建筑群下压煤，都获得较好的效果。

1973～1977年蛟河煤矿应用条带法开采奶子山镇建筑群下压煤，也获得成功。

1978年开始我国首次开展了新建抗变形建筑的研究。建于采动区上的资江煤矿俱乐部，采用水平滑动层、钢筋混凝土柱等新的建筑技术措施，在采动后建筑物基本上未发生损坏，始终正常使用。

1983年阳泉矿务局开展了新建抗变形农村住宅的采煤试验工作。共建了七栋试验房，其中有六栋房的地表变形值已达到了可使一般建筑物遭受Ⅳ级破坏的数值（见表8-2），但因进行了加固，这六栋房屋均能安全使用，达到了预期的目的。

国外进行过建筑物下采煤的国家很多，其中波兰的建筑物下采煤技术在世界上处于领先地位。波兰城镇及建筑物下采煤的特点之一是规模大。到目前为止，开展城镇下采煤的有卡托维兹、贝托姆、亚什普别等6～7个现代化城镇，全国65个煤矿几乎全部涉及城镇及工业建筑物下采煤。卡托维兹市35万人，贝托姆25万人，这些城镇既有百年以上的老建筑，也有近年新建的十多层高大建筑物，既有地面各类房屋，又有地下各类管网（上下水、煤气、瓦斯、热力、电力等）。属于工业建筑物下采煤的则有钢铁厂，重型机械制造厂，焦化厂，水泥厂及小型发电厂等。波兰城镇下采煤的特点之二是安全可靠性大。城镇下采煤大部分都采用水砂充填方法，仅在开采薄煤层及中厚煤层时部分采用冒顶方法，浅部开采时采用条带式开采方法。在工业建筑物下采煤，基本上未影响工业生产和交通运输，如兹柯达重型机械制造厂下采煤，时间长达20年，累计采厚达20m，地表下沉2.71m，

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

但工厂生产从未受影响。第三个特点是，波兰城镇下采煤的经济效益十分显著。城镇下采煤的费用，包括建筑物加固（新建时加固造价增加5～20%），维修及迁建三部分。据几个开展城镇下采煤的煤矿介绍，这种费用一般仅占吨煤生产成本的2～4%，经济效益显著。第四个特点是，国家把城下采煤视为重大的战略问题，十分重视。国家还制订了采矿法，把城下采煤用法律形式固定下来，得到国家法律的保障，任何部门、行业和国民都必须遵照执行[61]。

联邦德国是研究建筑物、构筑物下采煤历史悠久的国家，技术水平也在世界居领先地位。建筑物、构筑物下采煤有法（指采矿法）可依，有相应的规程、规范可循。一般多数采取采后维修办法，少数采用采前加固方法，地质采矿条件不利时，采取充填法开采或限厚开采措施。目前除给发电厂留设保护煤柱外，其它工业设施（如炼油厂，焦化厂，机械厂等）和城镇压煤都全部进行开采[62]。

英国对建筑物下采煤也非常重视。1950年和1957年，英国国会先后两次召集会议专门讨论“三下”采煤问题，并作出决定，除了对井筒和绞车房留设保护煤柱外，其它建筑物压煤均应开采。

其它国家，如保加利亚、捷克斯洛伐克和法国等，已都进行过建筑物下采煤工作。

第二节　开采沉陷对建筑物的影响

一、非采矿原因引起的地表移动对建筑物的影响

引起地表产生移动的原因很多。在矿区，地下采煤是引起地表移动并导致地面建筑物破坏的主要原因，但并不是唯一的原因，尚有许多其它的原因[2]。下面分别介绍这些非采矿原因，以便在研究开采沉陷对建筑物影响时加以区别。

（一）自然因素引起的建筑物损坏

1．与深度有关的地基土的物理性能变化

由于蒸发、腐烂过程或植物吸收水分使得粘性土（如粘土、砂质粘土、泥灰岩）或有机物质（泥炭或淤泥）中的自然湿度降低，则粘性土的体积将减小，在表土自重或外部加载作用下孔隙度将减小。这种过程称作土的收缩或固结。在这种情况下，体积将减小15～30%。由于土体在不同地区干燥程度不同，如在房屋阳面和基础边缘比在房屋阴面和基础中部干燥得快。由于土的这种不均匀的干燥结果，使土体产生拱形鼓起，使房屋一角下沉或由于基础的弯曲而使房屋结构受到破坏。

2．地壳运动

在有褶皱的岩层中，在构造力作用下，在应力平衡过程中可能产生导致地表出现地震式振动的动力现象。如果这种振动力达到5级，建筑物室内墙表面可能产生裂缝。在波兰上西里西亚20年的观测说明，在此期间地面下沉达15cm，水平变形达0.6mm/m，其原因不是地下开采影响而是地壳构造运动影响的结果。

（二）人为因素引起的建筑物破坏

1．地基或基础质量不好

如果建筑物基础未埋入土体的足够深度，或地基土体的承载能力不够，或者基础放在未压实的回填土上，则在建筑物上可能出现下沉或剪切裂缝。一般建筑物基础各部位的深

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

度不同，它们的下沉量也不同，基础深度小的下沉量比基础深度大的下沉量大，因而在建筑物上引起垂直剪切裂缝。

2．建筑物结构设计有缺陷

建筑物结构设计有以下缺陷，也可能导致建筑物的破坏：

1）建筑上未设置变形缝，特别是在承重结构或材料变化的地方；

2）用天然岩石建成的构件吸水后引起膨胀和破坏；

3）不同型号砖砌成的墙体产生裂缝及其表皮的脱落；

4）由于太阳照射房屋一侧，在承重构件上产生应力；

5）由于材料的收缩和破坏而引起变形缝密闭性破坏；

6）由于砖墙的透水性而引起砖墙渗水或变潮。

3．建筑材料质量差和建造工程质量低

建筑材料质量差或者建造工程质量低，表现为内墙墙皮脱落，门窗横梁歪斜和支柱的不均匀下沉。

4．由于交通和机器运转而产生的震动

由上分析，非采矿影响引起建筑物破坏的原因是很多的。在矿区，非采矿引起的破坏可根据局部现象来加以辨别，如在拉伸变形区产生了压缩破坏。尤其是在一段相当距离内

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

们的影响更为明显（图8-2）。

图8-2表示地表倾斜对烟囱的影响。在受开采影响使地表倾斜i后，烟囱发生了歪斜，在其筒身各个不同的横截面内，将因偏心力矩的作用产生了自重附加弯矩。对于筒身某一$x-x$横截面而言，作用于该截面上的自重附加弯矩值$M_{p.x}$为

$$M_{p.x}=P_x\cdot i\cdot y_x \qquad (8\text{-}1)$$

式中 P_x——筒身计算横截面$x-x$以上烟囱重量；

y_x——重力P_x作用点至该计算横截面$x-x$的距离；

i——筒身的倾斜，可近似取该处地表的倾斜值i。

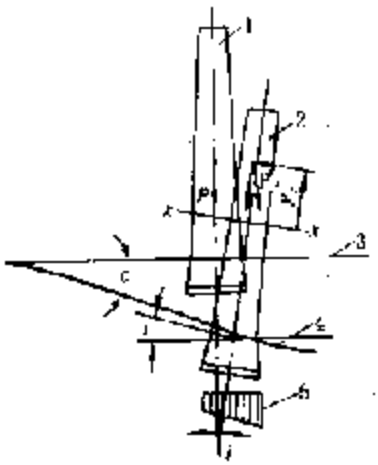


图8-2 地表倾斜对烟囱影响示意图

1—采前位置；2—采后位置；3—下沉前地表；4—下沉后地表；5—地基反力

在得出作用于烟囱筒身任意截面上的自重附加弯矩计算公式后，即可对筒身、基础以及地基进行强度和稳定性的验算。

1）筒身强度验算

在自重偏心荷载作用下，将自重附加弯矩$M_{p.x}$与风力产生的弯矩M_x进行组合，按偏心受压构件对筒身计算横截面进行强度验算。

2）烟囱地基容许承受载力的验算

$$P_{max,min}=\frac{P+G}{F}\pm\frac{M+M_p}{W},\ \text{Pa}; \qquad (8\text{-}2)$$

式中 P_{max}，P_{min}——基底的最大和最小承压力，Pa；

P——烟囱基础以上筒身自重，N；

G——基础自重与基础上的土重之和，N；

F——基础底面的面积，m^2；

M、M_p——分别为风力、自重对基础底面重心所产生的力矩，N·m；

W——基础底面的断面抵抗矩，m^3。

根据地基许可承载力的要求，按式（8-2）求得的计算结果，必须满足下列要求，才能保证安全：

$$P_{max}\leqslant 1.2R \qquad (8\text{-}3)$$

$$P_{min}\geqslant 0$$

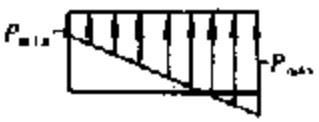


图8-3 基底承压力变化

式中 R——地基的容许承载力，Pa。

将基底的最大和最小承压力P_{max}和P_{min}视为作用于基础板上的外荷载，以此对基础板的配筋进行验算（图8-3）。

3）筒身倾覆的验算

$$\frac{0.5B(P+G)\cos i}{M+Mp}\geqslant 1.5 \qquad (8\text{-}4)$$

式中 B——沿倾斜方向基础底面的长度，cm。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

实践经验表明，采动后烟囱自重偏心而引起的附加力矩值 M_1 是比较小的，甚至当烟囱高达100m，地表倾斜达10～15mm/m时，该力矩值也仅为由风力作用而产生的力矩值 M 的15～20%。如枣庄矿某工作面上方地表的酒厂烟囱，底面积为 $5m^2$，高12m，采后该处地表倾斜值为12.5mm/m，即顶对底相对水平移动值为150mm，仍正常使用。又如抚顺石油一厂水平炉烟囱，系钢筋混凝土结构，烟囱高度为32m，直径3m，采动后烟囱本身倾斜值为9.5mm/m，而与之对应的地表实测值为12mm/m，烟囱也完整无损，一直正常使用。

地表倾斜还能引起公路、铁路、管道、上下水系等的坡度变化，还可引起机器设备的倾斜，从而破坏了它们的正常工作状态，必须及时修理调整。

3．地表曲率对建筑物的影响

地表曲率变形表示地表倾斜的变化程度。由于出现了曲率变形，地表将由原来的平面而变成曲面形状。这样，建筑物的荷载与土壤反力间的初始平衡状态遭到了破坏。在正负曲率作用下，各有两种情况，一种是房屋全部切入地基，另一种是房屋部分切入地基(图8-4)。

房屋在受到正负曲率影响下，将使地基反力重新分布，因而使建筑物（房屋）墙壁在竖直面内受到附加的弯距和剪力的作用，其值如果超过建筑物基础和上部建筑的强度极限时，建筑物就会出现裂缝。在正曲率作用下，房屋中央所产生的应力大于原有的应力，易在建筑物的顶部中间出现裂缝；在负曲率作用下，房屋两端地表应力增大，易形成底部中央的裂缝。

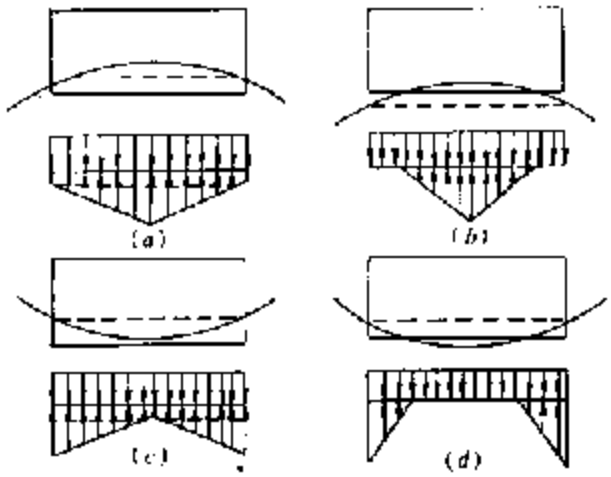


图8-4　房屋在地表曲率作用下应力变化示意图

a—在正曲率变形时，房屋基础全部嵌入地基土壤内；*b*—在正曲率变形时，房屋中部嵌入地基土壤内，两端处于悬空状态；*c*—在负曲率变形时，房屋基础全部嵌入地基土壤内；*d*—在负曲率变形时，房屋基础两端嵌入地基土壤内，其中部处于悬空状态

4．地表水平变形对建筑物的影响

地表水平变形对建筑物的破坏作用很大，尤其是拉伸变形的影响。由于建筑物抵抗拉伸能力远小于抵抗压缩的能力，所以较小的地表拉伸变形就能使建筑物产生开裂性裂缝。一般在门窗洞口的薄弱部位最易产生裂缝，砖砌体的结合缝，建筑物结点（如房梁）亦易被拉开。

从我国建筑物下采煤的经验看，当地表水平拉伸变形大于1mm/m时，在一般砖石承重的建筑物墙身上就会出现较细小的竖向裂缝。假当压缩变形较大时，建筑物产生的破坏就比较严重，可使建筑物墙壁、地基压碎，地板鼓起产生剪切和挤压裂缝，可使门窗洞口挤成菱形，砖砌体墙产生水平裂缝，纵墙或围墙产生褶曲或屋顶鼓起（图8-5）。



图8-5　拉伸、压缩变形对建筑物的影响

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

5. 剪切变形对地表建筑物的影响

当建筑物处于下沉盆地主断面上，但其方位与可采区段的走向斜交，或者建筑物处于下沉盆地非主断面地区时，在地表剪切变形作用下，房屋的纵横基础间将产生相对转动，从而使房屋改变了原有的平面形状。

6. 扭曲变形对地表建筑物的影响

由于两个横墙处的地表倾斜值不同，导致了地表沿建筑物的纵轴中心线产生了扭曲变形，这可使建筑物出现扭转变形。

由上分析可知，使建筑物产生破坏和变形的原因是较多的，但主要原因是曲率和水平变形的影响。往往在它们的影响作用下，使采动地区地面建筑物砖墙上出现裂缝，而裂缝是建筑物受地表变形影响出现的最普遍的破坏现象。

（二）地表移动和变形引起的建筑物裂缝[8]

建筑物砖墙上出现裂缝后，不仅有损美观，降低建筑物的整体性和耐久性，而且影响正常使用。下面叙述几种常见的裂缝类型。

1. 斜裂缝

斜裂缝为地表变形引起的建筑物墙上裂缝最常见的一种。斜裂缝往往以八字形出现在建筑物的墙上。地表正曲率变形产生的是倒八字裂缝，裂缝最大宽度在其上端；地表负曲率变形产生的是正八字形裂缝，裂缝最大宽度在其下端(图8-6)。它是由于地表曲率变形引起的剪力作用，使墙体出现主拉应力强度不足而引起的破坏现象。斜裂缝一般出现在建筑物的门窗洞口附近，以及两端的窗间墙和水平砌体带上。由于门窗洞口附近是墙身的薄弱部位，故在以门窗洞口附近墙身上斜裂缝为多。从建筑物长度方向上看，墙身中部斜裂缝较两端为少，这是由于墙身中部所受到的剪力较小的缘故。从建筑物高度方向上看，下层墙体斜裂缝比上层墙体斜裂缝多，其原因是下层墙体受到的剪力比上层墙体大。

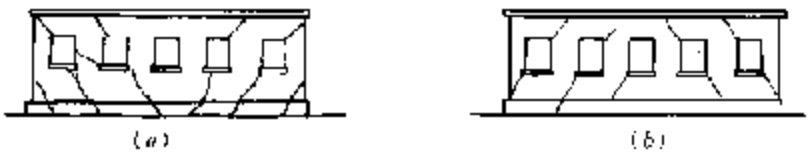


图8-6 斜裂缝

a—倒八字裂缝；б—正八字裂缝

2. 墙身顶部竖向裂缝

墙身顶部竖向裂缝一般出现在木屋架、瓦房面的建筑物上。在墙身顶部未设钢筋混凝土圈梁或水平配筋砌体带的建筑物墙身顶部，往往容易出现此类裂缝。墙身顶部竖向裂缝的特点是上宽下窄，它首先发生于墙身顶部，继而沿垂直方向向下发展。这种裂缝往往出现在建筑物的纵墙上，由于横墙刚度较大，故较少出现；一般沿墙壁长度方向上的分布规律为：墙身中部比两端出现的机会多。产生这种裂缝的原因是建筑物受到地表正曲率变形的影响，在反向挠曲变形的作用下，墙身顶部受到超过其弯曲抗拉强度的拉应力。

3. 窗台墙上竖向裂缝（图8-7）

这种裂缝一般是从窗台向下发展的，具有上宽下窄的特点。窗口宽度愈大，则裂缝愈严重，而且这类裂缝在建筑物的中部又较两端为多。窗台墙上竖向裂缝产生的原因是由于受地表正曲率变形的影响。窗台墙起了反梁的作用，致使窗台墙受到弯曲变形，产生拉力

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

破坏。由于地表产生正曲率变形的同时，还产生水平拉伸变形，所以底层窗台墙上竖向裂缝，往往又与在地表拉伸变形的作用下勒脚处产生的竖向裂缝相连。

4．勒脚上竖向裂缝

勒脚是外墙接近室外地面处的表面部分。勒脚上竖向裂缝大多数出现在窗台墙的下部的勒脚上，裂缝宽度具有下宽上窄的特点。当建筑物受地表水平拉伸变形影响时，地基和基础之间产生的摩擦力和附着力，使砌体中产生了拉应力，随着地表变形的增大，拉应力亦随之增大，因而在墙身下部抗拉能力较薄弱的窗台墙下部勒脚上出现竖向裂缝。勒脚上的竖向裂缝往往与底层窗台墙上的竖向裂缝相连。

5．窗间墙上水平裂缝

窗间墙上的水平裂缝一般出现在门窗洞口的上下水平处（图8-8）。裂缝的宽度在门窗洞口边缘处较大，且裂缝的上下部砌体一般不产生错动现象。

由于受采动影响的建筑物窗间墙，不仅受到自重以及上层墙体和楼盖传来的纵向力和弯距的作用，而且还受到地表曲率变形引起的门窗洞范围内、层间水平砌体带内的剪力产生的弯矩作用，因而增大了原已处于偏心受压状态的窗间墙的纵向力的偏心矩。这是窗间墙上产生水平裂缝的原因。

6．砖过梁上竖向裂缝

门窗砖过梁上的竖向裂缝多数出现在砖过梁中部，然后向上发展。裂缝的宽度在门窗洞口边缘处较宽，往上渐窄。此类裂缝一般在建筑物的中部较多，其两端较少（图8-9）。

门窗砖过梁上的竖向裂缝，往往是由于地表负曲率变形在层间水平砌体带的下部产生弯曲引起的拉应力所致。对于平房或楼房的底层砖过梁，也可能是由于地表水平拉伸变形引起的拉应力的作用，使墙身截面薄弱处，即抵抗拉应力能力较小的砖过梁受到拉伸变形破坏的。

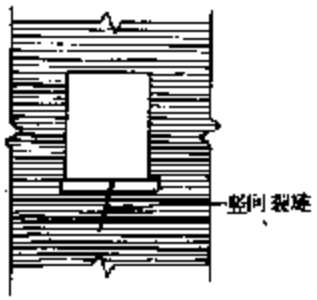


图8-7 窗台墙竖向裂缝



图8-8 窗间墙上水平裂缝



图8-9 砖过梁上竖向裂缝

分析采动区上方建筑物砖墙上裂缝的分布规律，探讨其产生的原因是很必要的。它可以为研究合理的加固和维修技术措施提供依据，进而可以在建筑物受采动影响以前，根据地表变形预计的结果，有的放矢地对建筑物采取适当的措施来防止砖墙上裂缝的出现，减小地表变形对建筑物的影响。

三、在移动盆地内所处位置不同对建筑物的影响

在地表移动盆地内有 a、b、c、d、e 五幢房子，假定它们的结构、平面形状、尺寸都相同，但在移动盆地内的位置不同，受到的开采影响也不同（图8-10）。

1．房屋 a 处于盆地的中央部分，其长轴垂直于煤层走向。在工作面推进过程中，它受到的破坏较小，这是由于：

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

1）在沿倾斜方向上（图8-10 I —I′剖面），盆地中央部分地表受到的是压缩变形（非充分采动时）。一般来说，建筑物承受压缩变形的能力较强，在房屋2-2位置上不大可能出现较大的裂缝。

2）在沿走向方向上，当工作面推进到接近房屋 a 的时候，房屋受到拉伸变形，有可能出现1—1的裂缝。但工作面通过后，房屋 a 在走向方向上将受到压缩变形，结果在1—1处出现的裂缝闭合，这有利于房屋的维修。

3）沿工作面推进的走向方向上，房屋a的尺寸较小，其受到动态变形而产生的拉伸和压缩的总量也小。

2．房屋b处于移动盆地边缘，其长轴垂直于煤层走向，在沿倾斜方向上，由于工作面边界处地表拉伸变形最大，房屋 b 的长轴又和倾斜方向一致，故其受到的破坏也较为严重（图8-10 I — I′剖面）。在长轴上有可能出现3—3、4—4的裂缝，并且最终不能闭合。在走向方向上，在工作面推进过程中，房屋b受到的变形影响在性质上与房屋 a 相似，但程度上小些。

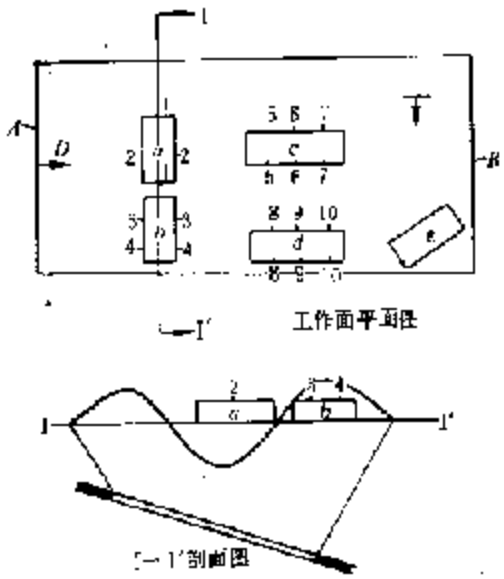


图8-10 房屋位置与工作面的关系

A—开切眼；B—停采线；C—水平变形曲线；D—工作面推进方向

3．房屋c处于移动盆地中央，其长轴平行于煤层走向。在走向方向上，由于在房屋c下面进行采煤工作时间较长，建筑物受动态变形而产生的拉伸和压缩总量较大，裂缝出现较多，如出现5—5，6—6，7—7的裂缝。这些裂缝虽然在工作面推过后能闭合，但与房屋a比较，房屋c的强度大大降低，维修工作量也较大。

4．房屋d处于移动盆地边缘，其长轴平行于煤层走向。在走向方向上，它会出现8—8、9—9、10—10的裂缝，但与房屋c的裂缝5—5、6—6、7—7相比，在宽度上是较小的。由于沿倾向建筑物长度较短，在沿倾斜方向上出现类似于房屋 b 的3—3、4—4的永久裂缝的可能性较小。

5．当房屋的轴向与煤层走向成斜交（如房屋e）时，对房屋的破坏性较大。此时，当采煤工作面向前推进时，使房屋一角先受开采影响，最后使房屋受扭曲，严重时在房屋的窗间墙上出现许多斜交裂缝或马尾状裂缝。

由以上分析可以看出，房屋位于移动盆地的位置不同，其破坏程度是不一样的。房屋a、d的位置较为有利，房屋c的位置最为不利。因此，在移动盆地中央的房屋，应使房屋长轴和煤层走向垂直，在盆地边缘的房屋，应使房屋短轴和煤层走向垂直。

第三节　建筑物变形和破坏与地表变形的关系

一、建筑物变形与地表变形的关系[8][6]

地面建筑物的变形是由于地表变形传递给建筑物的基础而引起的。在采动过程中地表产生各种变形，建筑物亦将受到这些变形的影响。由于建筑物具有一定的承受附加应力

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

的能力，故地表变形与建筑物变形之间存在不一致性。建筑物变形与地表变形的关系是与建筑物基础的材料、长度、宽度、深度、荷载以及地基性质、建筑物平面形状、上部结构的刚度等因素有关。下面根据观测资料对砖混承重建筑物变形与地表变形之间的关系进行一些分析。

1. 下沉和倾斜

鹤壁二矿根据砖木结构的单层公房建筑物下沉采观测资料得出：

$$W_{基}=0.95W_{地} \tag{8-5}$$

$$i_{基}=1.01i_{地} \tag{8-6}$$

式中 $W_{基}$，$i_{基}$—— 房屋基础的下沉值和倾斜值；

$W_{地}$，$i_{地}$——地表的下沉值和倾斜值。

由上述两式可知：建筑物基础下沉、基础倾斜基本上和地表下沉、地表倾斜一致。

2. 水平变形

分析开采后建筑物基础和地基的水平变形观测资料得知，对于无加固防护措施、具有毛石带形基础的建筑物而言，其基础和地基间拉伸变形的差异不大，但压缩变形的差异却很大。在压缩变形条件下，房屋基础的压缩变形要比对应的地基土壤的压缩变形小得多。下面列出国内未采取加固防护措施的单层建筑物的基础和地基间水平变形值的相关分析结果：

拉伸条件下（未加固）：$\varepsilon_{基}=0.84\varepsilon_{地}-0.09\times10^{-3}$ (8-7)

压缩条件下（未加固）：$\varepsilon_{基}=0.24\varepsilon_{地}-0.01\times10^{-3}$ (8-8)

对房屋的基础采取加固防护措施以后，能够有效地起到减弱地下开采对建筑物影响的作用，这点从下面两式可以看出：

拉伸条件下（加固）：$\varepsilon_{基}=0.17\varepsilon_{地}-0.05\times10^{-3}$ (8-9)

压缩条件下（加固）：$\varepsilon_{基}=0.01\varepsilon_{地}+0.19\times10^{-3}$ (8-10)

式中 $\varepsilon_{基}$，$\varepsilon_{地}$ 分别为房屋基础与地基的水平变形。

3. 曲率变形

研究建筑物基础与地基间的曲率变形的关系，实质上就是建立房屋基础单位长度的最大挠度值$f_{基}$与地基单位长度的最大弯曲值$f_{地}$间的经验公式。对于未采取加固措施，层数低于四层，单体长度小于60m，具有毛石砌体带形基础的建筑物，求得其基础与地基间挠一弯的相关关系，如表8-1所示。

表8-1 基础与地基间挠一弯的相关关系

建筑物刚度组号	建筑物刚度的平均指标 L/H	关系式	相关系数
1	1.25	$f_{基}=0.5f_{地}+0.608\times10^{-4}$	0.69
2	2.80	$f_{基}=0.56f_{地}+0.01\times10^{-4}$	0.68
3	3.75	$f_{基}=0.6f_{地}+0.04\times10^{-3}$	0.72
4	6.40	$f_{基}=0.7f_{地}+0.03\times10^{-3}$	0.96
5	7.50	$f_{基}=0.7f_{地}+0.05\times10^{-3}$	0.86

表8-1中，L/H 为建筑物刚度指标，其中L为建筑物长度，H 为建筑物高度。

表8-1内关系式具有线性特征，可用下式表示：

$$f_{基}=af_{地}+b \tag{8-11}$$

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

式中系数b的数值极小，可近似地取平均值，即$b=0.04\times10^{-3}$；系数a随着建筑物刚度指标L/H的增大而增加，它们的关系近似为直线关系：

$$a=0.034L/H+0.47$$

将a、b两式代入式（8-11），得

$$f_s=f_d(0.034L/H+0.47)+0.04\times10^{-3} \tag{8-12}$$

式（8-12）的应用范围为

$$\frac{L}{H}=1.6\sim10$$

$$f_d=(0.05\sim1.4)\times10^{-3}$$

以 $f_d=\dfrac{L^2}{8R_d}$代入式（8-12），得

$$f_s=\frac{L^2}{R_d}(0.004L/H+0.06)+0.04\times10^{-3} \tag{8-13}$$

式中R_d为地基的平均曲率半径，可由建筑物单体长度两个端点和中间点的实测下沉值求得。

若已知L、H、R_d，根据式（8-13）便可求出建筑物的弯曲程度。若已知建筑物破坏形态，则可建立相应的关系。

二、建筑物破坏程度与地表变形的关系

在进行建筑物下采煤之前，一般都要根据地质采矿条件作地表移动和变形的预计，根据预计的变形值的大小来评定建筑物的破坏程度；然后据此采取相应的地面建筑加固措施和井下开采措施；最后确定建筑物下采煤的方案。由此可见，建立建筑物破坏程度和地表变形间的关系，对建筑物下采煤是很重要的。

评定建筑物采动后遭受的破坏和危险程度，这个问题比较复杂。一般是以建筑物是否仍能安全使用和结构是否受到破坏为依据来进行评定的。对于同一栋建筑物，考虑的出发点不同，衡量其危险程度是有区别的。如一座托儿所或医院的建筑物在受采动后，墙上出现了小裂缝和抹灰脱落，这种情况就应认为是影响了房屋继续使用，尽管建筑物的结构稳定性并未受到破坏；而对一些堆放材料和机械设备的仓库的房屋，在受到上述采动影响，即使出现较大的裂缝，也可认为是不影响使用。所以建筑物结构的危害程度要视其用途而定。另外，建筑物结构在开采影响下是否遭受破坏，取决于建筑物承受开采引起的附加应力和变形的能力。由于建筑物的建筑结构不同（有刚性结构、柔性结构等）、建筑物大小不同、形状不同、高低不同、地基形式不同、建筑材料不同、建造质量不同、服务年限不同等，它们承受地表移动变形的能力就不大相同。采动影响作用在结构好、建造质量好的房屋上可能不产生破坏或只产生轻微破坏，而作用在结构差、建造质量差的房屋上就可能产生较严重的破坏。所以下面介绍的建筑物破坏程度与地表变形的关系，也只能是近似的，是针对某些特定类型的建筑物的。

（一）确定建筑物破坏程度与地表变形关系的方法

目前主要是运用数理统计方法来确定建筑物破坏程度与地表变形间的关系。其具体步骤如下：

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

1．在建筑物上设置观测点，根据这些观测点的观测资料确定房屋的基础和墙身在采动过程中的移动和变形值；

2．在建筑物周围的地表设置观测点，根据这些观测点的观测资料确定建筑物周围地表的移动变形值；

3．记录采动过程中房屋的基础、墙、楼板、门窗等处出现的破坏情况、裂缝宽度、位置等；

4．整理观测成果。

将建筑物的变形及破坏程度与地表变形进行对比，就可建立起建筑物破坏程度与地表变形之间的关系。

（二）我国划分建筑物破坏（保护）等级的标准

在我国矿区中，大多为砖混结构和砖木结构的房屋，还有大量的农村村庄的房屋，少量的木（竹）排架结构房屋和土筑平房。这些建筑以平房占多数。由于结构不同，建筑物抵抗变形能力不同，因此在划分建筑物破坏（保护）等级的标准时，应区别对待。

在参考文献［3］中，总结了我国建筑物下开采的经验，给出了长度或变形缝区段小于20m的砖石结构房屋，按不同的地表变形值，划分破坏（保护）等级的标准，见表8-2。

表8-2　　砖石结构建筑物的破坏（保护）等级

破坏（保护）等级	建筑物可能达到的破坏程度	地表变形值			处理方式
		倾斜 i mm/m	曲率 K 10^{-3}/m	水平变形 ε mm/m	
Ⅰ	墙体上不出现或仅出现少量宽度小于4mm的明显裂缝	≤3.0	≤0.2	≤2.0	不修
Ⅱ	墙壁上出现4～16mm宽的裂缝，门窗略有歪斜，墙皮局部脱落，梁支承处稍有异样	≤6.0	≤0.4	≤4.0	小修
Ⅲ	墙壁上出现16～30mm宽的裂缝，门窗严重变形，墙身倾斜，梁头有轴动现象，室内地坪开裂或鼓起	≤10.0	≤0.6	≤6.0	中修
Ⅳ	墙身严重倾斜、错动、外鼓或内凹，梁头轴动较大，屋顶、墙身拱坏，严重者有倒塌危险	>10.0	>0.6	>6.0	大修、重建或拆除

参考文献[64]给出了土筑平房破坏（保护）等级与地表变形的对应关系，见表8-3。

参考文献[3]还给出了工业构筑物、技术装置、暖卫工程管网等地表（地基）的允许和极限变形值。

峰峰矿区试用下列三种方法衡量建筑物由于地下开采而引起的破坏程度[103]：

1．根据该矿区建筑物下采煤的实践，初步求出了一般砖木结构的平房破坏程度与地表变形的关系，见表8-4。

2．以采深与采厚之比 H/M（深厚比）和建筑物与工作面的相对关系估计建筑物的破坏情况：

1）在深厚比 $H/M<80$ 情况下，一般房屋将遭到严重破坏。如果房屋建造质量好，尺

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

表8-3　　建筑物（土筑平房）破坏（保护）等级与地表变形的关系

建筑物破坏（保护）等级	地表变形值			建筑物破坏特征	修缮方式
	倾斜 i mm/m	曲率 K 10^{-3}/m	水平变形 ε mm/m		
一	<1	<0.05	<1	基础及墙脚出现1 mm左右的细微裂缝	不修
二	1～3	0.05～0.1	1～1.5	墙脚处裂缝增大，并扩展到窗台下，梁下支承处两侧墙壁开始出现裂缝	小修
三	3～7	0.1～0.3	1.5～3	窗台下裂缝扩展到门窗洞上角，梁下墙壁裂缝继续扩展	中修
四	7～11	0.3～0.5	3～4	裂缝扩展到檐口下，裂缝宽20mm以上，房屋显著变形，墙角裂开	大修或拆除

表8-4　　峰峰矿区地面建筑物与破坏程度关系

破坏程度	破坏特征	地表变形值		
		倾斜 i mm/m	曲率 K 10^{-3}/m	水平变形 mm/m
轻度破坏	房屋墙壁出现微小裂缝，不修理不影响使用	3～5	0.15～0.25	1.5～3
中度破坏	房屋墙壁出现明显裂缝，门窗变形，房屋结构受重破坏，需修理方可使用	5～10	0.25～0.6	3～6
严重破坏	房屋墙壁出现大裂缝，房屋结构（如承重墙）受到破坏，房架抽出，有倒塌危险，需大修方可使用	>10	>0.6	>6

寸较小（长度小于10m），并且位于移动盆地中央，房屋可能只受到中度甚至更轻一些的破坏；

2）在深厚比$H/M=80\sim100$的情况下，房屋位于移动盆地中央（充分采动区），长度不超过20m，房屋将受到轻度破坏。如果房屋长轴超过20m，且其方向平行于工作面推进方向，将遭到中度破坏。房屋位于采区边界上方最大变形区域时，将遭到中度以上的破坏；

3）在深厚比$H/M=100\sim130$情况下，不论房屋位于什么位置，长轴方向如何，房屋只受到轻度破坏。如果房屋长度大于30m，并且位于采区边界上方最大变形区，将可能遭到中度破坏；

4）在深厚比$H/M>130$情况下，房屋将受到轻微影响。

3. 用总变形指标方法衡量建筑物破坏程度。实践表明，对同一类型的建筑物，它们的破坏程度主要与地表水平变形、地表曲率半径、房屋长度及高度有关，这种关系可用总变形指标表示：

$$\Delta l = l\sqrt{\varepsilon^2+\left(\frac{H}{R}\right)^2} \qquad (8\text{-}14)$$

式中　Δl ——总变形指标，mm；

l ——建筑物高度，m；

H ——建筑物高度，m；

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

R——地表曲率半径，m；

ε——地表水平变形mm/m。

经分析，初步求出了建筑物破坏程度与总变形指标Δl的关系，见表8-5。

表8-5　　建筑物破坏程度与总变形指标的关系

建筑破坏程度	轻　　度	中　　度	严　　重
总变形指标 Δl mm	<150	150～250	>250

（三）国外评定建筑物破坏程度的标准

1．苏联

苏联根据多年的研究，提出了用总变形指标$\Delta L'$反映刚性结构系统房屋损坏程度的方法，其表达式为

$$\Delta L' = l\sqrt{(m_1\varepsilon)^2 + \left(\frac{m_R H}{R}\right)^2} \qquad (8\text{-}15)$$

式中　l——房屋长度，m；

ε——地表水平变形预计值，mm/m；

m_1，m_R——工作条件系数，见表8-7；

H——房屋高度，m；

R——曲率半径预计值，m。

根据已知的开采技术条件（如开采深度、煤层厚度、煤层倾角等），预计房屋所在地点的地表变形值。将预计的地表变形值和房屋尺寸代入式（8-15），算出$\Delta L'$。根据总变形指标$\Delta L'$及房屋类型，查表8-6中即可确定地下开采后房屋将要产生什么程度的破坏。

当计算出的总变形指标$\Delta L'$小于或相当于Ⅰ级损坏时，可不采取任何措施即可进行建筑物下开采。当$\Delta L'$大于Ⅰ级损坏但小于Ⅳ级损坏时，可以采取开采措施或建筑结构措施对房屋进行保护，但必须进行经济比较，证明这样做经济上是合理的。如果$\Delta L'$等于或大于Ⅳ级损害时，应首先采取开采工艺措施，以减小地表变形值。如果采用开采措施后预计的地表变形值算出的$\Delta L'$小于Ⅳ级损坏，那么就可配合一些建筑结构措施进行开采，否则必须留设保护煤柱。

柔性结构系统房屋损坏程度的允许变形值$\Delta L'$按下式计算：

$$\Delta L'_{允} = \frac{L\times 10^{-3}}{16}\sqrt{1024+H^2} \qquad (8\text{-}16)$$

式中　L、H——房屋的长度和高度，m。

如果$\Delta L' \geqslant \Delta L'_{允}$时，应采取留设煤柱的方法保护房屋。

2．英国[20]

英国国家煤炭局（NCB）认为，造成建筑物损坏的主要因素是地表水平变形，因此将地表水平变形、建筑物长度及房屋的破坏程度联系在一起。根据实地观测资料及多年经验，他们总结出一个破坏等级分类表，见表(8-8)。他们还绘制出建筑物长度与地表水平变形的关系图（图8-11），此图能配合表8-8使用。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

表8-6　　总变形指标 $\Delta L'$ 与房屋类型对照表

房屋名称	损坏等级	裂缝平均宽度 mm	总变形指标 $\Delta L'$ mm		
			1～2层	3层	4～5层
A. 特殊用途的公用建筑：剧院、文化宫、体育馆、办公楼、手术室	I	1	70	90	130
	II	2	90	130	180
	III	7	150	220	290
	IV	8	210	300	400
B. 学校、幼儿园、住院部、幼儿园、商店、饭店、厨房、冷藏库、陶瓷馆、面包房、牛奶房	I	2	90	130	180
	II	5	140	200	280
	III	10	170	260	340
	IV	40	250	360	480
	V	100	310	400	560
C. 除A和B规定之外的民房、公用和行政用房	I	2	90	130	180
	II	7	150	220	290
	III	18	210	300	400
	IV	45	260	370	500
	V	100	310	420	580
D. 附属性质的房屋，生产的纺织车间、生活服务部、服务行业的车间、仓库	I	3	120	160	230
	II	5	200	290	380
	III	30	230	340	460
	IV	50	270	400	520
	V	100	310	450	580

表8-7　　m_1 和 m_2 系数值

系数	建筑物长度（或宽度）m				
	≤15	15～30	31～45	45～60	>60
m_1	1	0.85	0.70	0.60	0.50
m_2	1	0.70	0.55	0.55	0.50

3. 波兰[53]

波兰于1958年至1962年期间，对受采动影响的11个矿井的地面现有建筑物，进行了详细的调查。他们将不同的影响因素所造成的不同的破坏情况，进行了归纳分类，并给出不同的“点数”表示其影响值。然后，将每一种影响因素的“点数”相加，根据所得总和的多少，就可决定该建筑物需要采取那一种方法加固。

对建筑物的影响因素分为下列四种情况：

1）采煤方法和地质条件的影响；

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

表8-8　　破坏等级分类表

建筑物裂度变化	破坏等级	震害破坏的描述
小于0.03m	很轻微或可忽视	建筑物墙面有细微裂纹，或者有孤立的小裂缝，在外部看不见
0.03～0.06m	轻微的	建筑物里边有一些细裂缝，门窗尚有卡住，可能查的装饰要进行修补
[illegible]	[illegible]	可在建筑物外边观测小裂缝(直一条大裂缝)，门窗卡紧，有

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

表8-9　　建筑物破坏的影响因素分类表

编号	序号	影响因素	点数
Ⅰ		采煤方法和地质条件的影响	
	1—1	工作面与建筑物长轴平行	1
	1—2	工作面与建筑物短轴平行	8
	1—3	工作面与建筑物轴线斜交	20
	2—1	浅部开采<100m	32
	2—2	中深部开采 100～300m	16
	2—3	深部开采>300m	1
	3—1	水砂充填开采	2
	3—2	局部冒顶开采	14
	3—3	大冒顶开采	40
	4—1	工作面离建筑物的距离>1000m	1
	4—2	工作面离建筑物的距离为100～400m	6
	4—3	工作面离建筑物的距离<100m	32
	5—1	用保护煤柱保护的建筑物	1
	5—2	建筑物位于地表移动盆地中间区	8
	5—3	建筑物位于地表移动盆地边缘区	32
	6—1	已稳定的地面——开采结束后至少10年	1
	6—2	未稳定的地面——正在开采或将要开采的地区	8
	6—3	可能出现采空区、断层等重复移动的影响区	40
	7—1	煤层总采厚度>10m	24
	7—2	煤层总采厚度为3～10m	12
	7—3	煤层总采厚度<3m	4
	8—1	松散层厚度>20m	2
	8—2	松散层厚度为10～20m	10
	8—3	松散层厚度<10m或有流砂	20
Ⅱ		建筑物基础下5m深度范围内的土质特征	
	9—1	砂质土壤——松散的	1
	9—2	砂质粘土或粘土	8
	9—3	岩石类土质	16
	10—1	干土质	1
	10—2	潮湿土质	4
	10—3	十分潮湿土质——有地下水	8
	11—1	地面平坦——地面倾角≤5°	1
	11—2	地面倾斜——地面倾角>5°	10
	11—3	波浪形地面	20
Ⅲ		建筑物的特征	
	12—1	建筑物修建年限<30年	2
	12—2	建筑物修建年限为30～80年	8
	12—3	建筑物修建年限>80年	34
	13—1	单独建筑物	1
	13—2	建在高度大致一致的建筑群中	24
	13—3	建在高度不一致的建筑群中	80
	14—1	建筑物水平投影简单	1
	14—2	建筑物水平投影有规则	24
	14—3	建筑物水平投影不规则	80

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

续表

编号	序号	影响因素	点数
	15—1	未采用变形缝的面积<100m²	1
	15—2	未采用变形缝的面积为100～300m²	4
	15—3	未采用变形缝的面积>300m²	18
	16—1	建筑物高度<6m	20
	16—2	建筑物的高度6～15m	6
	16—3	建筑物的高度>15m	1
	17—1	建筑物的高度一致	1
	17—2	建筑物的高度成梯形	32
	17—3	建筑物的高度成不规则形	80
	18—1	建筑物的刚度大	8
	18—2	建筑物的刚度中等	10
	18—3	建筑物的刚度小	28
	19—1	建筑物长度<20m	1
	19—2	建筑物长度为20～40m	33
	19—3	建筑物长度>40m	80
	20—1	建筑物目前结构状况良好	1
	20—2	建筑物目前结构状况不好	20
	20—3	建筑物目前结构有破坏现象	80
	21—1	居住建筑物	8
	21—2	工业建筑物	19
	21—3	纪念性建筑物	28
	22—1	金属框架结构	8
	22—2	砖石结构	12
	22—3	钢筋混凝土框架结构	36
	23—1	受采矿破坏影响以前，施工时已采取保护措施	1
	23—2	受采矿破坏影响以后，建筑物已经采取保护措施	4
	23—3	受采矿破坏影响以前无保护措施	16
	24—1	钢筋混凝土带形基础	1
	24—2	混凝土现浇带形基础	8
	24—3	片石带形基础	20
	24—4	钢筋混凝土单独基础	8
	24—5	混凝土现浇单独基础	10
	24—6	片石单独基础	28
	24—7	混合基础其中主要是带形基础	3
	24—8	混合基础其中带形基础和单独基础各占一半	0
	24—9	混合基础其中主要是单独基础	20
	24—10	箱形基础	0
	24—11	平板基础	16
	24—12	桩基础	40
	25—1	基础埋深>5m	1
	25—2	基础埋深2～5m	4
	25—3	基础埋深<2m	16
	26—1	基础埋设在同一标高	1
	26—2	基础埋设成梯级	32
	26—3	基础埋设深度不规则	80
	27—1	上部结构与基础铰接	1
	27—2	上部结构与基础按传统方法连接	6
	27—3	上部结构与基础固定连接	20

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

续表8-9

编号	序号	影响因素	点数
F		其他影响因素	
	28—1	建筑物目前位于移动盆地中间区	1
	28—2	建筑物目前位于移动盆地边缘压缩区	8
	28—3	建筑物目前位于移动盆地边缘拉伸区	40
	29—1	其他应该考虑的因素少	3
	29—2	其他应该考虑的因素中等	20
	29—3	其他应该考虑的因素多	80

注：影响因素共分为28组，计算时必须将各组的"点数"相加求其总和。缺少其中任一组，都可能对结果产生重大的影响。

第四节　建筑物下采煤的防护措施

建筑物下采煤的防护措施主要为两方面：一方面在井下采取采矿措施，目的是尽量减少建筑物所在地表的移动和变形值，另一方面对建筑物采取结构保护措施，以增加建筑物承受地表变形的能力。这两方面措施常常联合使用，只有在进行综合经济技术比较后，才能确定着重采取那方面的措施。当采后建筑物加固、维修费用太高或采动后地面下沉积水、排水有困难时，就应采取采矿措施来保护建筑物。

一、采矿措施

（一）全柱开采

地表移动规律表明，地表永久性的不均匀下沉和变形都集中在地表下沉盆地的边缘区。井下每出现一个永久性开采边界，地表就出现一个变形值较大的区域。所谓全柱开采就是在整个城市、工厂、村庄、车站、线路、井筒煤柱范围内，有限制地进行大面积全面开采，并在煤柱内不形成开采边界，以最大限度地减少开采对受护建筑物的有害影响。

为了实现全柱开采，最根本的是要求柱内不出现永久性开采边界和不造成各煤层变形值的累加。为此，必须实现长工作面开采和一层一层地间歇开采。

1．长工作面开采

长工作面开采就是利用长工作面形成的地表下沉盆地中央区稳定后变形值很小的特点，使建筑物位于稳定后地表下沉盆地的中央区。这时，要求动态变形值小于建筑物允许变形值，还要求开采后潜水位的变化不影响建筑物的正常使用。

长工作面的布置方式有以下形式：

1）单一长工作面，是在煤柱范围内只布置一个工作面，一般在煤柱面积较小时采用（见图8-12*a*）。

2）台阶状长工作面，即是在煤柱范围内布置几个互相错开的台阶状工作面。一般是在煤柱面积较大时采用这种方式。超前距离应尽量小些（图8-12*b*）。

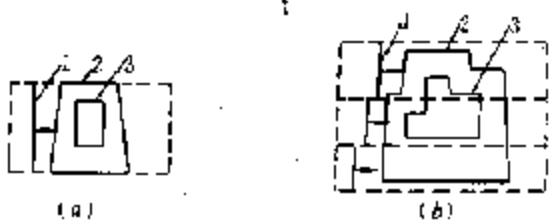


图8-12　长工作面开采布置方式

1—回采工作面；2—建筑群煤柱边界线；3—建筑群边界线

2．间歇开采

间歇开采就是在煤柱内一次只允许回采一个煤层（或分层）。第二个煤层（或分层）

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

的同采，要在第一个煤层（或分层）回采结束，地表移动基本稳定后才能进行，以消除或减少多个煤层开采影响的累加。

（二）择优开采

当煤柱范围内有几个煤层时，不一定严格按照由上而下的开采顺序，可以根据煤层的间距、预计的地表变形值和建筑物的抗变形能力等因素，选择采深较大和采厚较小的煤层首先开采，待取得必要的数据和经验后，继续开采其它煤层。波兰近年来在开采重要的建筑物煤柱时，广泛地运用了这个原则，取得了良好的效果。

（三）协调开采

在条件允许的情况下，应实行协调开采。协调开采就是利用两个煤层（或分层）同时开采所产生的地表变形互相抵消的原理，来达到减少开采对地表的影响。

协调开采大体上有两种作法：

1．上下两个煤层（或分层）的协调开采

在开采一个厚度较大的煤层时，可以同时在其上面或下面开采一个厚度较小的煤层，以达到减少建筑物最大动态变形值及其开采影响次数的目的（图8-13a、b）。

两个工作面互相错开的距离l，可用下式计算：

$$l = 0.4(r_1 + r_2) = 0.4\left(\frac{H_1 + H_2}{\operatorname{tg}\beta}\right),\ \text{m} \qquad (8\text{-}17)$$

式中 r_1、H_1——第一个煤层的主要影响半径及采深，m；

r_2、H_2——第二个煤层的主要影响半径及采深，m；

$\operatorname{tg}\beta$——主要影响角正切。

厚煤层两个分层工作面互相错开的距离l，则可由下式计算：

$$l = 0.8r = 0.8\frac{H_0}{\operatorname{tg}\beta},\ \text{m} \qquad (8\text{-}18)$$

式中 r——主要影响半径，m；

H_0——平均采深，m。

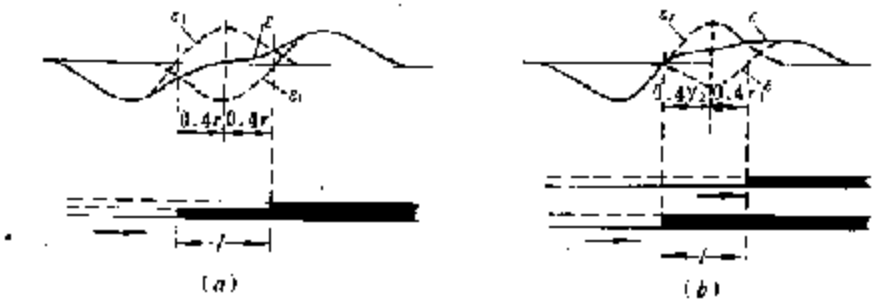


图8-13 两个煤层或分层的协调开采

a—厚煤层的两个分层的协调开采；b—两个煤层的协调开采

2．同一个煤层（或分层）的协调开采

在开采面积较大的煤柱时，采用合理布置工作面的相互位置及回采顺序，实行短工作面搭配布置的方法，也可达到减少地表变形值的目的。例如，把对建筑物有影响的煤层，划分为两个以上达不到充分采动的小回采区段A、B，首先开采回采区段A，其建筑物所处位置

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

最终拉伸变形值将会是较小的。当回采区段B采完后，因建筑物处于两个回采区段形成的地表下沉盆地中间处，最终变形值也是比较小的（图8-14a）。

采用搭配开采方法时，还可以先开采建筑物两侧的回采区段A、C，然后开采建筑物正下方的回采区段B（图8-14b）。

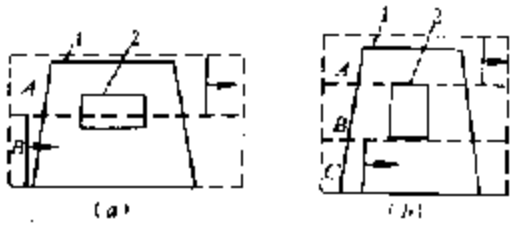


图8-14　工作面搭配协调开采
1—煤柱边界线；2—建筑物边界线

（四）连续开采

在开采面积大的煤柱时，一般应连续开采，不允许过久地停顿，因为每过久地停顿一次，就会形成一个永久性的开采边界，使本来只承受动态变形值的地方发展为承受静态变形值。

（五）适当安排工作面与建筑物长轴的关系

建筑物抗变形能力与它的平面形状有一定的关系。矩形建筑物长轴方向抗变形能力较小，短轴方向抗变形能力较大，可以利用这一特点来布置工作面。

1．当建筑物位于回采区段周边以内时，长壁工作面应平行于建筑物的长轴布置（图8-15a）。

2．当建筑物位于回采区段周边以外时，长壁工作面应垂直于建筑物长轴方向布置（图8-15b）。

3．尽量避免工作面与建筑物长轴斜交（图8-15c）。

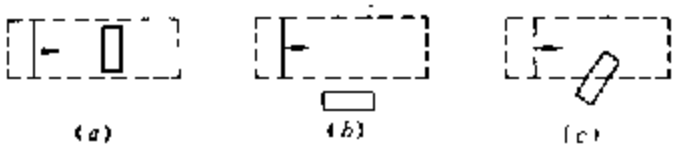


图8-15　回采区段与建筑物的位置关系

4．对于城市工业或住宅建筑群，应以其中主要的或大多数的建筑物、街道、设备的长轴方向为依据来布置长壁工作面（图8-16）。

（六）对称背向开采

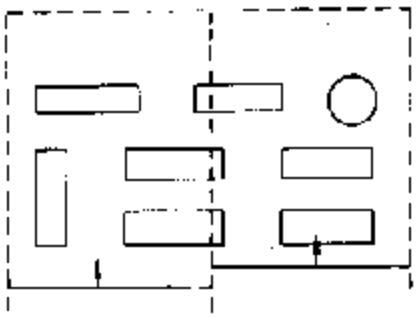


图8-16　工作面推进方向与建筑群的位置关系

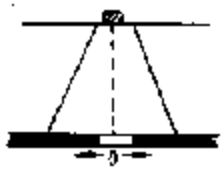


图8-17　对称背向开采

在建筑物下开采时，如果建筑物抵抗压缩变形的能力较大，而对倾斜和拉伸变形又十分敏感，则可以采用对称背向开采的方法（图8-17）。例如，在受护建筑物正下方布置两

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

个背向开采的工作面。在这种情况下，建筑物一开始就处于下沉盆地中央的压缩变形区内，不承受拉伸变形，不产生倾斜。这种方法一般只是在回采十分重要的单个的建筑物煤柱时才采用。

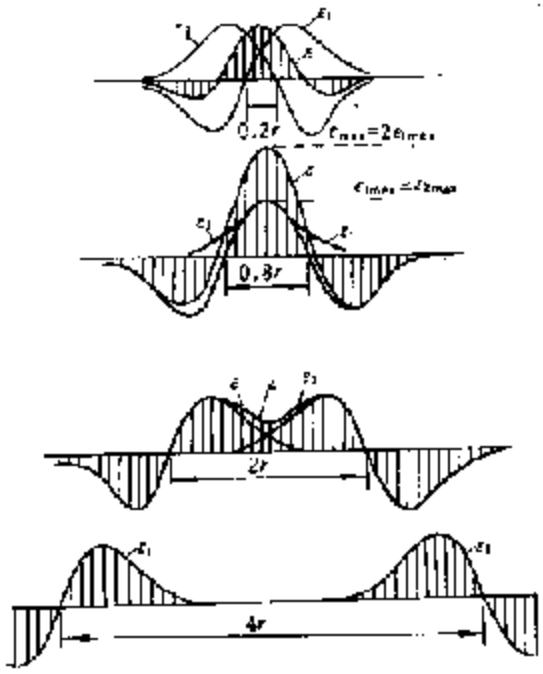


图8-18 残留煤柱对地表变形的影响

（七）干净回采，不残留煤柱

理论分析及实测资料表明，残留在采空区内的煤柱宽度超过一定尺寸后，其上方地表会出现变形值的累加现象。由图8-18可以看出，当煤柱宽度为$4r-2s$时，地表变形不叠加（r为主要影响半径，s为拐点偏距）；当煤柱宽度为$2r-2s$时，地表会出现变形值叠加，但仍为原来的最大值；当煤柱宽度为$0.8r-2s$时，地表变形值叠加后达到两边煤柱开采引起的变形最大值的两倍；当煤柱宽度继续减小后，地表仍有变形，但两个峰值不再叠加在一起；当煤柱宽度减小到完全丧失承载能力时，地表变形与无煤柱开采相同。因此，在建筑物下采煤并采用全部垮落法管理顶板时，应尽量干净回采，不残留煤柱，尤其不能残留$0.8r$宽的煤柱。

以上的一些开采技术措施大都是利用合理布置工作面来达到减小地表变形的目的。这里所说的工作面，均系长壁工作面、全部垮落法管理顶板。在密集的建筑群或高敏感性建筑物下开采时，或是在潜水位较高地区进行建筑物下采煤时，也可用充填法或条带法开采。

（八）充填法开采

用充填法开采可使地表下沉量大大减小，从而使地表变形也显著减小。但充填法管理顶板也给采矿工作带来一系列困难，如需要充填设备，要有充足的充填材料，生产工艺复杂，使开采强度和产量降低，吨煤成本提高，水砂充填时井下潮湿，工作条件差等。因此应当根据减小变形值的多少，建筑物的重要性和吨煤成本提高的数量，综合进行经济技术比较来决定是否用充填法。一般仅在重要建筑物下开采浅部厚煤层时采用充填法。

充填法开采可分为水砂充填、风力充填、水力充填、矸石自溜充填等，其中以水砂充填效果较好。我国抚顺胜利矿用废油母页岩作充填料的水砂充填法开采，下沉系数为0.10～0.22。蛟河矿鸟林立井利用矸石水力充填法在水稻田下采煤，采出二百余万吨煤，下沉系数为0.21，农田仍正常耕种。

（九）条带法开采

为了更好地保护地面建筑物，采一条，留一条的条带开采法得到越来越广泛的应用（详见本章第五节）。

二、建筑结构措施

采用建筑结构措施的目的在于增强建筑物承受地表变形的能力，使建筑物正常工作。但结构措施有一定的局限性，只有地表变形值在建筑物能承受的范围内时采用才能有效地

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

保护建筑物。

（一）采用建筑物加固措施的原则

对不同的地表变形，采用不同的加固措施。采用加固措施时，应遵守下列基本原则[33]：

1．当预计建筑物受到Ⅱ级破坏时，一般只需要采取简单加固保护措施，如挖补偿沟，设置钢拉杆、钢筋混凝土圈梁，对长建筑物增设变形缝等。

2．当预计建筑物受到Ⅲ级破坏时，应采取中等加固保护措施，即除上述简单加固措施外，还应增设基础应力梁（包括纵、横向梁及斜梁）、钢筋混凝土柱等。此外，还可采取一定的开采技术措施，以减轻开采对建筑物的危害。

3．当预计建筑物受到Ⅳ级破坏时，应采取专门加固保护措施，即除上述中等加固保护措施外，还应增设基础应力板等。同时，应采取旨在减小地表移动和变形的开采技术措施。

4．在技术和施工条件许可时，建筑物或构筑物应尽量选用静定结构体系，并采用柔性大的轻质屋面材料，房屋基础部位设置滑动层。

（二）建筑物加固措施

建筑物加固措施有几下几种：

1．变形缝

设置变形缝是一项有效而经济的建筑物保护措施，在我国建筑物下采煤中被广泛采用。

1）设置变形缝的作用

设置变形缝就是将建筑物自屋顶至基础分成若干个彼此互不相连、长度较小、刚度较好、自成变形体系的独立单体（图8-19）。这样一来，可以减小地基反力分布的不均匀对建筑物的影响，提高建筑物适应地表变形的能力，减少作用于建筑物的附加应力。

2）设置变形缝的位置

（1）长度过大的建筑物，可每隔20m左右设置变形缝；

（2）平面形状复杂的建筑物的转折部位；

（3）建筑物的高度差异或荷载差异处；

（4）建筑结构（包括基础）类型不同处；

（5）地基强度有明显差异处。

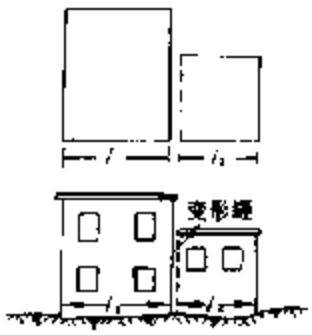


图8-19 变形缝位置示意图

3）变形缝宽度计算

位于地表拉伸-正曲率变形区的建筑物，变形缝宽度应按构造设置；位于地表压缩-负曲率变形区的建筑物，其墙壁变形缝宽度$\Delta_{墙}$用下式计算：

$$\Delta_{墙}=(\varepsilon+HK)\frac{l_1+l_2}{2},\ \text{mm} \tag{8-19}$$

基础变形缝宽度$\Delta_{基}$用下式计算：

$$\Delta_{基}=\frac{\varepsilon(l_1+l_2)}{2},\ \text{mm} \tag{8-20}$$

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

式中　ε ——预计的地表压缩变形值，mm/m；

K —— 预计的地表负曲率变形值，mm/m²；

H ——建筑物单体高度，m；

l_1，l_2 ——变形缝两侧单体的长度，m。

对先位于地表拉伸-正曲率变形区，然后又位于地表压缩-负曲率变形区的建筑物，其墙壁和基础变形缝的宽度可分别按下式计算：

$$\Delta_{缝}=[\varepsilon-\varepsilon'+(K-K')H]\frac{l_1+l_2}{2},\ \text{mm} \tag{8-21}$$

$$\Delta_{缝}=(\varepsilon-\varepsilon')\frac{l_1+l_2}{2},\ \text{mm} \tag{8-22}$$

式中　ε' ——预计地表拉伸变形值，mm/m；

K' ——预计地表正曲率变形值，mm/m²；

其余符号同公式(8-19)、(8-20)。

一般情况下，无论建筑物位于何种地表变形区，变形缝宽度不应小于5cm。

4）变形缝的设置要求

设置变形缝时，必须将基础、地面、墙壁、楼板、屋面全部切开，形成一条通缝，以达到在地表变形影响下，变形缝两侧的单体能够各自独立进行变形移动而互不影响的目的。

在变形缝施工时，必须严防砖石、砂浆、瓦片、木块等杂物落入缝内，以防止变形缝发生“挤死”现象。

变形缝宜设在已有的横墙附近，并在变形缝的一侧砌筑一道厚度不小于24cm的横墙，以保证建筑物的空间刚度和整体性，并用以支承被切断的楼板和屋面。若变形缝设置处无横墙时，则应在变形缝两侧新砌筑二道横墙。

2．钢拉杆

钢拉杆可承受地表正曲率变形和拉伸变形产生的拉应力，减少地表正曲率和拉伸变形对建筑物墙壁的影响。采用钢拉杆保护建筑物墙壁，具有施工简单、工作量小以及地表移动稳定后可以回收钢材等优点。由于钢拉杆不能承受横向力和扭转力的作用，仅能限制横向力所引起的破坏程度，而且钢拉杆与墙壁的共同作用的能力较差，所以钢拉杆的加固效果不如钢筋混凝土圈梁。钢拉杆一般设于建筑物外墙的檐口或楼板水平上，并以闭合型式将建筑物外墙箍住（图8-20）。



图8-20　钢拉杆安置示意图

3．钢筋混凝土圈梁

1）圈梁的作用

设置钢筋混凝土圈梁是提高建筑物抵抗地表变形能力的有效措施。圈梁的作用在于增强建筑物整体性和刚度，提高砖石砌体的抗弯、抗剪和抗拉的强度，可在一定程度上防止或减少裂缝等破坏现象的出现。圈梁可分为墙圈梁和基础圈梁两种。墙圈梁主要承受地表曲率变形引起的附加弯矩和附加剪力。基础圈梁主要承受地表水平变形引起的建筑物基础平面内和平面外的附加水平力，以及地表曲率变形引起的附加弯矩和附加剪力。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

2）圈梁的设置

圈梁一般设置在建筑物外墙上，基础圈梁一般设于地面以下基础的第一个台阶上，墙圈梁一个设于檐口以及楼板下部或窗过梁水平的墙壁上（图8-21）。任何部位的圈梁均应在同一水平上连续地设置，形成一个水平封闭的系统，不应被门窗洞口切断。圈梁设置的数量，应视地表变形的大小及建筑物的状况而定。

圈梁一般设于墙基或基础的一侧。位于建筑物外墙上的基础圈梁和墙壁圈梁，宜设于建筑物的外侧。为保证圈梁与砖体之间的水平连结，应沿圈梁长度方向每隔1.5m左右设置锚固键。钢筋混凝土圈梁由现浇混凝土捣固而成，其截面为矩形。一般基础圈梁的宽度为25～40cm，高度为25～30cm；一般墙壁圈梁的宽度为15～20cm，高度为15～30cm。选用圈梁加固时，要求房屋本身具有一定的强度。

4．基础联系梁（基础反力梁）

当砖墙承重建筑物无内墙或内墙间距较大时，为减小纵墙基础圈梁所受到的横向弯距，提高建筑物的刚度，应每隔9m左右设置一根横向钢筋混凝土基础联系梁。对空旷建筑物，一般都应采取这种措施。当地表的主水平变形方向与建筑物的轴向方向斜交时，尚应设置斜向钢筋混凝土基础联系梁，以提高建筑物抵抗剪切变形的能力，增强建筑物的刚度。

基础联系梁的底部应设置砂垫层。砂垫层厚度为20cm。设置砂垫层可以减少地表变形和曲率变形的影响。砂垫层底部的土壤应整平夯实，在砂垫层与基础梁之间，设置两层油毡层。基础联系梁的侧面应回填炉渣等松散材料，以减少作用于基础联系梁的水平力。钢筋混凝土基础梁应与基础圈梁设置在同一水平上，其截面尺寸一般与基础圈梁相同。

5．钢筋混凝土锚固板

在现有建筑物最低层的地板水平上，采用钢筋混凝土锚固板加固的情况，不像新建筑物那样多。然而，钢筋混凝土锚固板的作用很大，可以承受地表变形时产生的拉力和压力，保证锚固板水平以上的建筑物的几何形状不变。但是，由于对现有建筑物增设锚固板的方法，在施工上往往很困难，造价也高，因此，只是在技术上可能、经济上合理和地表水平变形值达到12～15mm/m的情况下才采用。

锚固板应采用一级钢筋和不低于150号的混凝土现浇捣固，其厚度为80～120mm。在建筑物纵横方向墙壁的侧面以及每隔1～2m的锚固板内配置一组受力钢筋。每组受力钢筋应伸出外墙，并设置钢筋混凝土锚固端。此外尚需在整个板内铺设一层直径为8mm，间距为100～200mm的钢筋网（图8-22）。

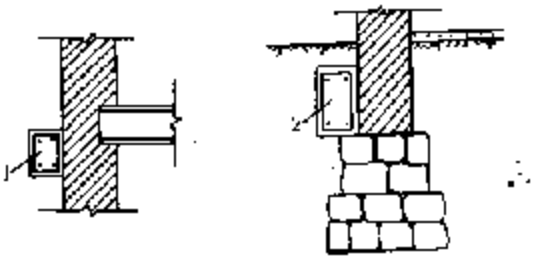


图8-21　设于建筑物外侧的圈梁
1—墙壁圈梁；2—基础圈梁

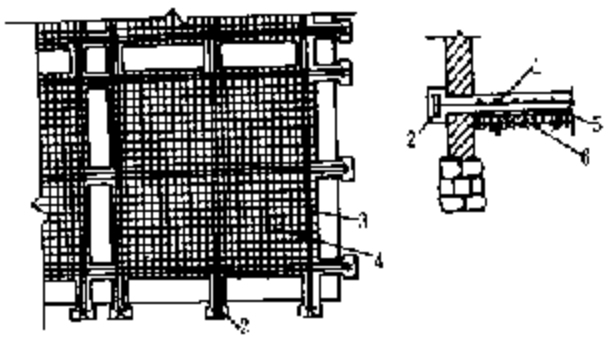


图8-22　钢筋混凝土锚固板
1—锚固板；2—锚固端；3—受力钢筋；4—钢筋网；5—油毡防层；6—砂层

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

为减少锚固板受到的附加水平力，应将锚固板设置在两层油毡上，并在其下部铺设厚度为20cm的砂垫层。砂垫层应铺在整平夯实的土壤上。在浇注锚固混凝土时，应注意将锚固板与墙壁结合牢固，以使两者共同受力。

6. 堵砌门窗洞

当建筑物受到地表水平压缩变形和负曲率变形影响时，可采用堵砌门窗洞的办法，以提高墙壁抵抗地表负曲率变形和水平压缩变形的能力。该措施具有简便易行的优点，一般用于加固仓库等建筑物。

7. 变形补偿沟

所谓变形补偿沟，就是在建筑物周围的地表所挖掘的有一定深度的槽沟。其作用是吸收地表水平变形，以减少建筑物处地表的水平变形值，从而达到保护建筑物的目的。变形补偿沟是减少地表水平压缩变形对建筑物影响的有效而经济的措施，尤其在地表水平压缩变形较大时，效果更为显著。

变形补偿沟设置的位置应考虑地表压缩变形方向与建筑物轴线方向的关系。当建筑物受到一个轴线方向的地表压缩变形影响时，则仅沿垂直于变形方向的建筑物所有外墙外侧设置。当建筑物受到两个轴线方向或斜向地表压缩变形影响时，则应沿建筑物周围设置闭合的变形补偿沟。

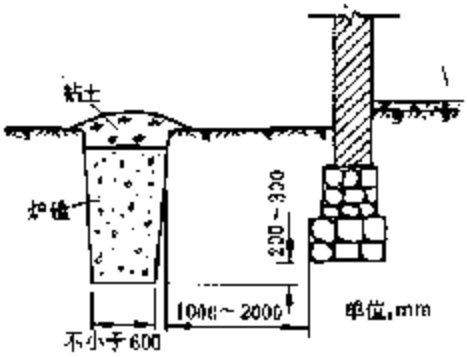


图8-23 变形补偿沟

变形补偿沟的边缘距建筑物基础外侧1～2m，沟底宽度不小于60cm，沟的底面比基础底面深20～30cm（图8-23）。在开采影响到达建筑物以前，就应将沟挖好。沟内应充填炉渣等松散材料。为防止沟内积水，应在沟的上部铺一层厚度为30cm的粘土防水层。沟应加盖板，便于行走。为保证变形补偿沟的效果，应定期检查沟内充填材料，如发现压实必须及时更换。

第五节 保护地面建筑物的条带开采法

条带开采法是保护地面建筑物的一种有效开采措施。例如，波兰、英国、苏联、日本等国，采用条带法在大钢铁厂及其它重要建筑物下进行了卓有成效的开采。我国从1967年开始，在抚顺、阜新、蛟河、南桐、鹤壁、峰峰等矿区的煤矿企业本身的工业及民用建筑、城镇建筑物、铁路隧道下进行了条带开采，均收到了预期的效果。

条带开采法与一般长壁式采煤法相比，虽有回采率低、掘进率高、采煤工作面搬家次数多等缺陷，但条采却有引起围岩移动量小、地面沉陷小等突出特点。条带法适合于下述情况下的采煤：

1. 城镇密集建筑群，结构复杂建筑物和纪念性建筑物下采煤；
2. 铁路桥梁、隧道或铁路干线下采煤；
3. 水体下采煤以及受岩溶承压水威胁的煤层上方的煤层的开采；
4. 地面排水困难；
5. 煤层埋藏深度在400～500m以内，深度太大，采出率过低；

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

6. 煤层层数少，厚度比较稳定，断层少；

7. 邻近采区的开采不至于破坏煤柱的稳定性。

一、条带开采的基本概念

1. 条带开采的实质

条带开采法是一种特殊的开采方法。它是将被开采的煤层划分成比较正规的条带形状，采一条（采宽b），留一条（留宽a），使留下的条带煤柱足以支撑上覆岩层的重量，而地表只产生较小的移动和变形（图8-24）。

2. 条带开采的类型

1）走向条带与倾斜条带

走向条带是条带长轴顺煤层走向布置，适用于煤层倾角较小的缓倾斜煤层。当煤层倾角较大时，走向条带稳定性差。它的优点是工作面搬家次数少。

倾斜条带是条带长轴顺煤层倾斜布置，其适应性较强，应用较广，缺点是工作面搬家频繁。如吉林蛟河煤矿奶子山镇建筑物下采煤，四川南桐煤矿板塘隧道下采煤，阜新平安矿建筑物下采煤，鹤壁九矿工人村建筑物下采煤等，都采用倾斜条采法（图8-25）。

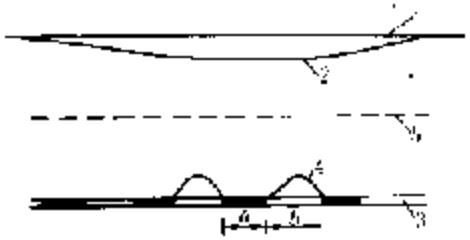


图8-24 条带开采法示意图

1 地表；2 地表下沉曲线；3 -煤层；4—自然平衡拱；5—放顶与非放顶下沉盆地的分界线

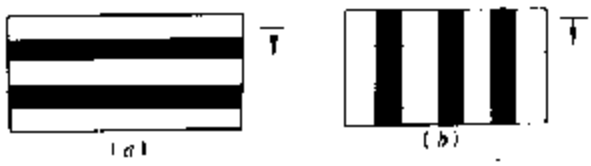


图8-25 条带开采类型

a—走向条带；b—倾斜条带

2）冒落条采和充填条采

采出部分用全部陷落法管理顶板时称为冒落条采，此法目前应用较多。采出部分用充填法管理顶板时称为充填条采。从最大限度地减小地表移动和变形角度看，充填条采效果较好。因采出部分充填后，可以保护留下的条带，减少或防止其两帮的塌落，使煤柱处于比较理想的三向受力状态，从而大大增强煤柱的稳定性。但这种方法的不足之处是工艺复杂，成本高。

3）定采留比条采和变采留比条采

在一个采区内采留比固定不变的，叫定采留比条采。它适用于采区地质条件比较简单的地段。在多煤层、厚煤层分层开采时必须采用定采留比，否则保证不了稳定性。定采留比的条带布置要求严格。

在一个采区内采留比不固定，根据需要而变化的，叫变采留比条采。在采区地质条件变化较大的地段，定采留比有一定的优越性。变采留比的条带布置比较灵活，适用于单一煤层。

二、条带开采的地表移动与变形特点

1. 覆岩破坏规律

如前所述，在长壁式采煤时，上覆岩层的破坏一般可分为三个带：冒落带、裂缝带、弯曲带。而条带开采时覆岩中主要形成自然平衡拱（图8-24中之4）。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

2．地表移动规律

条带开采只要尺寸选得合适，地表不会出现波浪形下沉盆地，而是出现单一平缓的下沉盆地。其它变形的分布规律与全采（不留条带全部采出）相似。

无论是用实测资料，还是用有限元、边界元法计算的结果，均可证实，在一定深度的界限以上下沉盆地都是平缓的，在此界面以下呈波浪形。如蛟河煤矿，用条带开采第一层煤后（$m=1.0$m多，$H_0=85$m），从地表以下50m处开始显现波浪，而地表下沉盆地是平缓的（图8-24）。

力学模型分析与实测结果说明，当开采宽度小于1/3采深时，地表不会出现波浪形下沉盆地，而呈现单一的下沉盆地。

3．条带开采地表下沉值小

正规条采引起的地表移动与变形值是很小的。一般而言，冒落条采的下沉系数约0.10～0.20，大体上相当于长壁冒采的1/6～1/4。由于条采引起的地表下沉值小，其它的地表移动和变形值也小。

4．主要影响角正切$\mathrm{tg}\beta$较小，一般为1.0～2.0

如蛟河煤矿全采的$\mathrm{tg}\beta$值为1.9，条采的$\mathrm{tg}\beta$值为1.5；阜新平安矿全采的$\mathrm{tg}\beta$值为2.01，条采的$\mathrm{tg}\beta$值为1.26。水平移动系数较小，为0.2～0.3。

5．移动期短

观测结果表明，条采的活跃期和移动持续时间都比全采的短。如阜新平安一坑使用条采时，地表移动持续时间约为全采的40～50%。

三、条带煤柱尺寸计算

应用条带开采时，在尽量提高采出率并使地表下沉限制在一定范围内的前提下，合理地确定留宽和采宽的尺寸是必须解决的技术关键问题。保留煤柱的宽度过大，采出率就低；宽度过小，则煤柱易遭破坏，达不到预期目的。采出条带的宽度过大，地表可能出现不均匀的下沉，这对保护建筑物不利。因此，必须正确地计算条带尺寸。

1．计算原则

1）开采后条带煤柱应有足够的强度和稳定性，能长期、有效地支撑上覆岩层，从而达到减小地表移动和变形的目的。

2）条采的每一采出宽度，其尺寸应限制在不使地表出现明显的波浪状下沉盆地，而仅出现单一平缓的下沉盆地。在合理地确定留宽和采宽的前提下尽量提高回采率。

3）应弄清煤和上覆岩层的物理力学性质及其组成。如有无坚硬岩层存在，能否起积极的作用等。最合理的方法是对本地区的岩石、煤直接取样，测定其物理力学性能，以取得符合本地区条件的参数。

4）若所采煤层的顶底板均为坚硬岩层，开采后采空区不能被冒落岩石充填或仅少量充填，则煤柱呈单向受力状态。这时煤柱尺寸应按单向受力状态计算。

5）煤层开采后，若采空区能被冒落岩石全部充填密实，或采用充填法管理顶板，则煤柱呈现三向受力状态。三向受力状态时的煤柱强度要比单向受力时大得多。这时煤柱尺寸可按三向受力状态计算。

6）选定的保留条带煤柱的宽度不得过小，以免煤柱因丧失稳定性而失去承载能力。同时，煤柱的宽高比以大于1为宜，设计中该比值不应小于2。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

2. 采宽和留宽的计算公式[8,6]

1）采出宽度的确定

采出宽度，目前没有切合实际的理论计算方法，仅根据实践经验确定。国内大量实践证明，采出宽度临界值$b=1/3H$（H为开采深度）时便可使地表出现平缓的下沉盆地。为安全起见，可用$1/3H_上$（$H_上$为地表至回风巷的深度）作为确定开采宽度的依据。

2）保留条带宽度的确定

留宽a值可以用公式计算。在一定采宽条件下，无限制地加大a值，也会使地表出现多个下沉盆地，因此a值应通过计算，而不能随意确定。

（1）单向受力状态计算方法

单向受力状态计算方法的实质是：采出条带和保留煤柱上方岩石的总荷载不超过保留煤柱的允许抗压强度。保留条带宽度按下式计算：

$$s=\frac{\gamma H}{100\sigma_{煤}} \tag{8-23}$$

$$a=\frac{bs}{1-s} \tag{8-24}$$

式中：s——留设条带煤柱造成的损失率，%；

γ——上覆岩层的平均重度，N/m³；

H——开采深度，m；

$\sigma_{煤}$——煤的允许抗压强度，MPa；

a——保留条带煤柱的宽度，m；

b——采出条带的宽度，m。

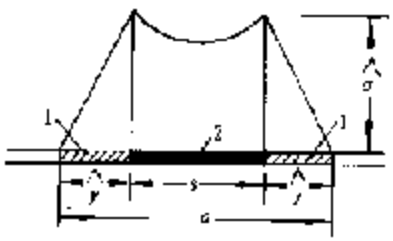


图8-26 加载过程中煤柱应力变化

1—屈服区$\hat{Y}$；2—煤生核区[8]

（2）三向受力状态计算法

在采用充填条采，或条带煤柱有“核区”（威尔逊的说法）存在时，则保留的条带煤柱呈三向受力状态。

英国A.H.威尔逊通过对煤柱加载试验，发现在加载过程中煤柱的应力是变化的（图8-26）。从煤柱应力峰值$\hat{\sigma}$到煤柱边界这一区段，煤体应力已超过了屈服点，并且向采空区有一定量流动，这个区域称为屈服区，其宽度用$\hat{Y}$表示。边界峰值内的煤体变形较小，应力没有超过屈服点，大体符合弹性法则，这个区域被屈服区包围，并受屈服区的约束，称为“煤柱核区”，其宽度用s表示。试验说明，屈服区宽度Y与开采深度H和开采厚度m有关，其关系式为

$$\hat{Y}=0.005mH \tag{8-25}$$

因此，条带煤柱的宽度a应满足以下关系：

$$a\geq 2\hat{Y}+s$$

式中 s——核区宽度，m。

根据实测资料，可取$s=8.4$m，即

$$a\geq 0.01mH+8.4$$

以上式中看出，条带煤柱的实际宽度常常大于10m。

当保留条带宽度$a>0.01mH$时，根据计算保留条带煤柱能承受的极限荷载值$P_{极}$和实

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

际承受的荷载值$P_{实}$，可得留宽和采宽的关系式。

煤柱极限荷载值$P_{极}$可用下式计算：

矩形煤柱：

$$P_{极、矩}=40\gamma H[ad-4.92(a+d)mH\times10^{-4}+32.28m^2H^2\times10^{-6}],\ \text{kN} \tag{8-26}$$

长煤柱：

$$P_{极、长}=40\gamma H(a-4.92mH\times10^{-3}),\ \text{kN/m} \tag{8-27}$$

保留煤柱实际承受的荷载值可用下式计算：

矩形煤柱：

$$P_{实、矩}=10\gamma d\left[Ha+\frac{b}{2}\left(2H-\frac{b}{0.6}\right)\right],\ \text{kN} \tag{8-28}$$

长煤柱：

$$P_{实、长}=10\gamma\left[Ha+\frac{b}{2}\left(2H-\frac{b}{0.6}\right)\right],\ \text{kN/m} \tag{8-29}$$

式中 $P_{极}$——保留煤柱能承受的极限荷载，kN或kN/m；

d——保留煤柱的长度，m；

$P_{实}$——保留煤柱实际承受的荷载值，kN或kN/m。

当$P_{极}=P_{实}$时，可求出a来（此时a为最小值）。

以长煤柱为例，可得

$$a=\frac{b}{3}-\frac{b^2}{3.6H}+6.56\times10^{-3}mH,\ \text{m} \tag{8-30}$$

为保证煤柱有足够强度，必须满足：

$$K=\frac{P_{极}}{P_{实}}>1$$

式中 K——安全系数。

3．影响保留条带煤柱强度和稳定性的因素

1）条带煤柱的宽高比

室内试验表明，当其它条件相同时，柱体的抗压强度随其高度的增大而减小。一般选用的煤柱宽高比为：充填条带开采时宽高比>2；冒落条带开采时宽高比>5。

2）采空区是否充填

采用充填法管理顶板时，能大大增强煤柱的稳定性，使煤柱处于比较理想的三向受力状态，从而也就提高了煤柱的抗压强度。按三向受力状态公式进行计算时，取$K=1$，一般是能保证安全的。

采用全部陷落法管理顶板时，如果顶板容易冒落，可以减少煤柱边缘的破坏程度，按三向受力状态公式计算时，应取安全系数$K=1.5\sim2$。

3）采宽和留宽的尺寸

在地质采矿条件相同的情况下，如回采率相等，则选用的采宽和留宽的尺寸越大，求得的煤柱安全系数就越大。例如：$m=2$m，$H=400$m时，如采宽$b=10$m，根据公式$a=$

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

$\frac{1}{3}b+6.58mH\times10^{-3}-\frac{b^2}{3.6H}$计算$a$值，得$a=8.5$m，回采率为54.1%；如采宽$b=50$m，得留宽$a=20.3$m，回采率为71.2%。上述结果说明，在安全系数相同(等于1)的条件下，求得的采宽和留宽的尺寸越大，则回采率越高。如限定回采率相等，如为54.1%，则采宽为50m时，得留宽$b=42.5$m，从而求得其安全系数$K=1.77$，由此说明，在实用中，应选取大的留宽和相应的采宽值，从而使煤柱受力后有效支撑面积较大，致使煤柱稳定性增强并提高安全度。

4）采深

采用条采法开采时应考虑采深问题。究竟选用多大的采深为宜，应考虑所采煤层覆岩裂缝带的最高点至地表有足够的距离，并以地表不出现明陷坑或明显的波浪形下沉盆地为原则。实测资料表明，最大的采深为916m，较合适的采深为400～500m。

5）回采率或煤柱面积大小

合理的回采率取决于采留条带宽度、采深、采厚、煤层和顶板岩层的力学性质等因素。国内外成功的条采实例表明，回采率一般为40～68%，即条带煤柱面积占总开采面积的32～60%。回采率太高，条带煤柱会被压垮，地表下沉系数会超过采厚的30%以上，甚至发生顶板大面积冒落。实践表明，煤柱面积在30%以上时，效果比较好。

6）开采方法

为了使保留条带能够真正起到支撑顶板岩层的作用，采用条带法开采时，还必须遵守以下原则。

（1）在多煤层条件下采用条带法开采时，最好采用上行开采顺序，使保留下来的条带基本上不再受重复采动的影响。当层间距大于下层煤采厚的20～30倍时，则不受此限。

（2）当煤层层间距较小或厚煤层分层开采时，上下层（或分层）的煤柱要对齐。在倾斜煤层条件下，上下层（或分层）的煤柱应以沿煤层的法线方向对齐布置为宜。

（3）尽量不在煤柱中穿切巷道，以免破坏煤柱的完整性，从而降低煤柱的强度。

（4）对于断层过多或断层面与煤柱平行、以及邻近煤层或本煤层邻近采区的开采已使煤柱的完整性受到破坏的煤层，均不宜使用条带法开采。

（5）回采过程中，应严格控制煤柱宽度，不得随意缩小煤柱尺寸，以避免减少煤柱的有效支撑面积。

4. 条带开采的开采沉陷预计方法[1]

分析条带开采的实测资料得出，条采的地表移动和变形规律与全采的近似。验算表明，条采的地表移动和变形值可用概率积分法计算，但它的下沉系数、主要影响角正切、水平移动系数比全采的小，活跃期和移动持续时间比全采的短。

1）下沉系数$q_{条}$

分析国内外12个冒落条带法开采和6个充填条带法开采实例，以及采用有限元法计算，得出的条采地表下沉系数及全采地表下沉系数之比（$q_{条}/q_{全}$）与采深（H）和采留比（$a:b$）的关系为

当冒落条带法开采，$2a\geq b$和$b<1/3H$时，

$$q_{条}/q_{全}=\frac{H-30}{5000\frac{a}{b}-2000} \tag{8-31}$$

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

式中 H——开采深度，m；

$q_{条}$，$q_{全}$——分别为冒落条采法和冒落全采法的下沉系数。

当充填条带法开采，$2a>b$时：

$$q_{条充}/q_{全充}=\frac{H+100}{5000\frac{a}{b}-2000} \tag{8-32}$$

式中 $q_{条充}$，$q_{全充}$——分别为充填条采法和充填全采法的地表下沉系数。

相似材料模型试验得到的条采下沉系数和全采下沉系数的比值与采出率$\rho\left(\rho=\frac{b}{a+b}\right)$的关系，见表8-11。

表8-11　　$q_{条}/q_{全}$与采出率的关系

采出率ρ	0.2	0.3	0.4	0.5	0.6	0.7
$q_{条}/q_{全}$	0	0.01	0.04	0.12	0.21	0.33

2）拐点偏距$s_{条}$

条带法开采的拐点偏距，随采深和采出率的增加而增大。根据我国煤矿条采的实测资料，当采深$H_0>75$m时，拐点偏距为

$$s_{条}=\frac{1.56bH}{a(0.01H_0+30)},\ \text{m} \tag{8-33}$$

式中 H_0——平均开采深度，m；

H——采深，m；实际计算时，根据上下山、走向方向，相应地取H_2、H_1和H_0值。

条采的拐点偏距小于全采的拐点偏距。用有限元法计算得到的条采拐点偏距和全采拐点偏距的比值与采出率的关系见表8-12。

表8-12　　$s_{条}/s_{全}$与采出率ρ的关系

采出率ρ	0.5	0.6	0.7
$s_{条}/s_{全}$	0.1	0.17	0.37

3）主要影响角正切$tg\beta_{条}$

条带法开采的主要影响角正切$tg\beta_{条}$主要随采深的不同，变化。据我国煤矿条采的实测资料得出的主要影响角正切为

$$tg\beta_{条}=(1.076-0.0014H)tg\beta_{全} \tag{8-34}$$

式中 $tg\beta_{条}$，$tg\beta_{全}$——分别为条采和全采的主要影响角正切；

H——开采深度，m。

4）水平移动系数$b_{条}$

条带法开采的水平移动系数主要随采深的增加而减小。其它因素如采出率、采宽等对水平移动的系数影响很小。根据实测资料得到：

$$b_{条}=(1.29-0.0026H)b_{全} \tag{8-35}$$

式中：$b_{全}$，$b_{条}$——分别为全采和条带方开采的水平移动系数。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

条带法与全司法的参数之间的函数关系，还有待进一步研究。

第六节　建筑物下采煤的实施方法

进行建筑物下采煤时，大致有以下几个步骤[3]：

1．收集必要的技术资料和工程图纸

技术资料应包括：

1）地质开采技术条件：包括煤层的层数、层间距、厚度、倾角、埋藏深度、压煤量、上覆岩层性质、地质构造、地下潜水位，现有的开采方法、巷道布置、生产系统及邻区开采情况；

2）建筑物概况：包括建筑物的数量、体型、面积、长度、宽度、高度、层数、结构类型、基础型式及其埋置深度，松散层的厚度和地基土壤的工程地质及水文地质参数；建筑时间和现有状况，使用要求，周围地形情况；建筑物原设计的有关资料；

3）主要管线和重要设备的技术特征、技术要求及其支承或基础埋置方式；

4）有关的地表移动参数，老采区活化的可能性及其对地表和建筑物的影响。

工程图纸应包括：

1）井上、下对照图：应包括地形和煤层底板等高线、地质构造、邻近工作面位置及建筑物平面布置；

2）地质剖面图和钻孔柱状图：应标明地面标高，建筑物位置，煤层的层数、厚度、层间距、埋藏深度、倾角和地质构造等；

3）建筑物的施工图（或竣工图）：应包括平面图、立面图、剖面图、主要承重构件（梁、柱、屋架、楼板、基础等）的支座联接方式，断面尺寸和配筋，管线接头构造及重要设备基础等。

2．建筑物下采煤方案设计

对于新设计矿井，建筑物下采煤方案设计最好能结合总体开采设计进行。对于生产矿井，建筑物下采煤方案设计一般应在提出开采计划后完成。在方案设计中应叙述建筑物特征及其压煤开采的必要性、可能性和安全可靠性，提出实现该建筑物下采煤要达到的目标及各种可能的技术方案，并对这些技术方案进行技术经济比较，以选取最优实施方案。对各技术方案应说明所选择的开采技术措施、采煤方法及顶板管理方法，对各种方案进行地表移动和变形预计，分析和估计其对建筑物的影响程度，进行经费预算。通过对各个方案的综合分析对比，以技术上可行，经济上合理为原则确定最优方案。

3．建筑物下采煤初步设计

在设计方案批准后，应针对所选定的方案进行初步设计。初步设计包括以下内容：

1）开采方法设计：应包括开采范围、采煤方法和顶板管理方法、工作面布置、推进方向、推进速度、开采顺序、有关的巷道布置与生产系统及必要的施工图；

2）地表移动和变形值预计及对建筑物影响程度分析：应阐明选用的计算公式和参数，建筑物所在处有关的地表移动和变形值的计算结果及必要的曲线图，并结合建筑物的建筑特征和结构特征，现有状况和使用要求进行综合分析；

3）建筑物加固和保护措施：应包括采前的加固保护措施，加固构件的设计说明书和施工图，开采期间及开采后的维修措施；

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

4）地表移动及建筑物变形观测站设计；

5）设计概算及经济效益分析与评定。

4. 开采前设置地表和建筑物观测站，进行建筑物加固施工

5. 进行地下开采

地下开采时，应详细测定开采厚度、开采面积、采出量、采空区内残留煤柱的位置和尺寸，工作面推进速度及其它有关技术经济指标。

6. 进行观测站观测

对地表和建筑物的观测站进行观测，对地表裂缝和建筑物损坏情况及时进行素描和摄影记录。

7. 开采结束后对建筑物进行维修

8. 建筑物下采煤总结

对各项观测资料进行系统分析及总结，提出成果，逐级上报。

第七节　建筑物下开采时的观测工作[8,10]

一、设置建筑物观测站的目的

为了监测建筑物的动态、掌握建筑物变形与地表变形的关系，检验建筑物的加固效果，以便找出合理的开采方法及制定有效的建筑物保护措施，应对主要的采动建筑物设置建筑物观测站。

二、建筑物观测站类型及其布设

（一）砖石结构的工业厂房及民用建筑观测站及其布设

埋设建筑物上的墙壁点和与之对应的土壤点。观测点一般布置在建筑物的角部、纵墙和横墙连接处、承重柱和窗间墙的勒脚部位。为了观测变形缝、补偿沟、新与旧房屋连接处受采动影响的变化，在其两侧需设置观测点。在1:100～1:500比例尺的建筑平面图上绘出观测站位置，并按东、南、西、北（E、S、W、N）方向对观测点进行编号（图8-27）。建筑物每个方向上的观测点应不少于3个，点间距一般为3～10m。建筑物观测点与对应的土壤点间的距离一般为1.5m左右。

建筑物观测点的形式，如图8-28所示，用φ20钢筋做成，全长约200mm，端面锉平整，并刻划出线宽约0.5mm的十字作为观测标志，用200号混凝土将观测点埋设于砌体内。土壤点按地表观测点的要求埋设。

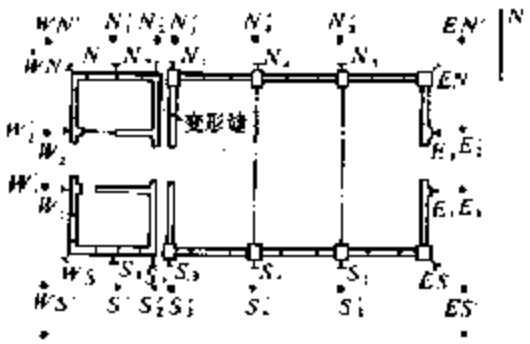


图8-27　建筑物观测点的布置图
（—土壤点；）—墙壁点

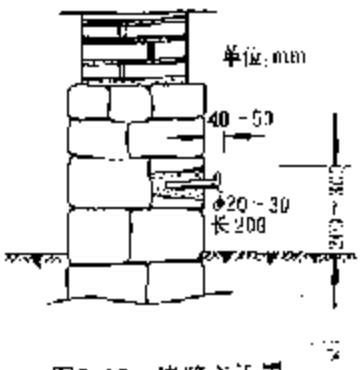


图8-28　墙壁点设置

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

（二）高耸建筑物的观测

由于高耸建筑物（如烟囱、水塔、高压电塔、井架等）的高度较大，基础面积较小，重心较高，对地表倾斜最为敏感，因此，对它们主要是进行倾斜观测。一般是在其顶部设置观测标志（或利用避雷针等），观测其偏斜程度。

（三）工业厂房内各种机械设备基础的观测

独立的设备基础底面积较小、刚度较大，地表水平变形和曲率变形对其影响不大，但倾斜变形则能使其歪斜，因此，在地表移动过程中应对设备基础进行水准测量。观测点埋设在基础的四周，或在基础四角的平面上钻出直径为30～50mm、深度为100～150mm的孔洞，用混凝土或水泥砂浆将刻有十字标记的ϕ14钢筋埋于孔内作为观测点。十字标记露出基础平面不应超过10mm。

如需要检查机械的主要连接部位的几何关系时，还应进行边长丈量，以保证机械设备的正常运转。

对吊车轨道必须设置标记进行轨平、轨距及方向变化的测量。

（四）建筑物加固构件的应力量测

对加固的建筑物，有条件时应测定加固构件的应力状态，研究地表变形与建筑物应力的关系。加固构件的应力量测，常用差动电阻或钢筋计、钢弦式钢筋计和钢弦式压力盒和电阻应变片来进行。

当用差动电阻式钢筋计量测时，把钢筋计埋设在钢筋混凝土里，两端连接杆与受力钢筋或钢桁架的杆件焊接。当杆件受到轴向拉力和压力时，钢筋计的钢套将受到拉伸和压缩变形，与钢套紧固在一起的感应组件跟着变形，使得两组电阻丝的电阻比和电阻值发生变化。通过引出电缆用比例电桥测出其变化值，并计算钢筋轴向应力的变化。

三、建筑物观测站的观测

建筑物观测站的观测方法和精度要求，基本上与地表观测站相同。建筑物观测站的观测包括距离丈量和水准测量。在进行水准测量时，水准线路应围绕建筑物组成一个闭合环，环路闭合差应小于$\pm 2\text{mm}\sqrt{n}$（式中n为测站数）。点间距离应往返丈量，互差不得大于2mm。

在进行观测时，还应进行建筑物外部形态的素描。建筑物上肉眼可见的裂缝和其它异常现象，如倾斜、鼓凹、门窗变形等的大小、位置和方向，均需绘制素描图和记录在裂缝观测记录表上，有时用明显的色漆在建筑物上将裂缝标出。素描图一般包括建筑物的平面图和各个方向的立面图，比例尺为1:200～1:500。对某些裂缝和异常现象，除素描和记录外，还可拍照。

应当指出的是，在建筑物变形观测中，摄影测量方法已得到初步应用[9][11]。这种方法的优点是：花费较少的外业工作量，却可得到大量的测量资料；在一瞬间即可将建筑物上许多点同时观测下来。对于确定建筑物的动态变形，尤其是某些建筑物点不能直接进行观测时，采用摄影测量方法的优越性就更加明显。

1．原理

用摄影测量方法确定采动建筑物的下沉和位移，就是根据初次摄影（变形前拍摄的）的像片和变形周期摄影（变形后拍摄的）的像片量测出建筑物各点的坐标差值。由于工作任务、摄影条件和建筑物类型的不同，可以采用单片摄影测量方法（在一个平面内确定变

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

形）和立体摄影测量方法（确定任何方向的变形），一般采用后者。

立体摄影测量就是在地面上预先布置好的基线端点上，安置专门的摄影机（一摄影经纬仪）对观测目标进行摄影，获得互相重叠的像片对（即立体像对），然后在立体坐标量测仪上对立体像对进行处理，量测目标上各点（即像点）的空间坐标，并且应用一定的计算方法处理成果，比较这些像点所对应的地表点或建筑物上的点两次观测的差数，便可得到各点与时间关系的位移曲线，掌握建筑物变形位移的情况。

2．地面摄影测量的几种方式

依据摄影时摄影机的光轴与水平面和摄影基线相对位置的不同，有如下几种摄影方式：正直摄影、等偏摄影、交向摄影、等倾斜摄影和任意摄影。

（1）正直摄影方式是摄影时左右摄影机光轴保持水平，且与摄影基线垂直（见图8-29a），像片平面处于竖直位置。正直摄影应用较广泛，效果好，精度高，计算空间坐标的公式比较简单。

（2）等偏摄影方式是摄影时左右摄影机的光轴保持水平，且向左或向右偏转同一角度α（见图8-29b）。这样在一条摄影基线上可以得到三副像对，即正直摄影像对、左偏摄影像对和右偏摄影像对。

（3）交向摄影方式是摄影时左右摄影机的光轴保持水平，但两光轴交成一个γ角（见图8-29c）。

（4）等倾斜摄影方式是摄影时左右摄影机光轴倾斜同一个角度。这种方式多用于高耸建筑物摄影。

（5）任意摄影方式是摄影时摄影机光轴是任意的。

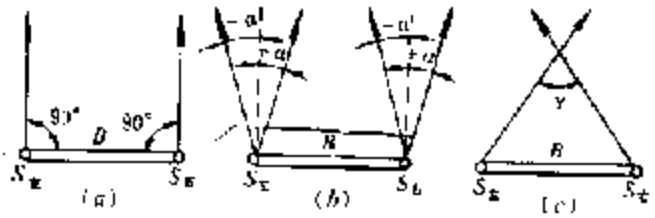


图8-29 摄影方式

a—正直摄影；b—等偏摄影；c—交向摄影

3．建筑物变形测定工作的一般程序

建筑物变形测定工作已有专门课程进行讲授，其具体的工作程序和方法可参见文献[107]，这里不详细介绍。

第八节 采动区内抗变形建筑物的设计

一、概述

随着煤炭工业的持续发展，老矿区不断挖潜改造，新矿区大量兴建，矿区地面建筑物越来越多。为了有利生产，方便生活，某些建筑物需要盖在采动区内。但在过去，一般对建筑物均未采取技术措施，使开采地下煤炭与保护地面建筑物的矛盾越来越突出。如果在采动区新建建筑物时，预先根据预计的地表变形值对建筑物采取合理的技术措施，使抗变形建筑物（即建筑时就采取抗变形措施的建筑物）能有效地抵抗地表变形的影响，那么

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

这就可以较为经济合理地解决建筑物下采煤的问题。这样做，比对已有建筑物采取结构措施的效果要好。因此，如何进行采动区上建筑物的设计问题日益显得重要。

采动区内抗变形建筑物的设计是否经济合理，应通过多种方案的技术经济比较确定，此时应考虑保护建筑物所需结构措施费用以及采矿措施费用。

设计采动区内抗变形建筑物时，应收集下列原始资料：

1．地质条件：煤层的层数、厚度、倾角、埋藏深度，有无老采空区，上覆岩层性质、断层等地质构造情况，以及水文地质条件等。

2．采矿条件：开采计划、开采方法、顶板管理方法、开采边界、工作面推进方向和速度。

3．预计的地表变形值：地表下沉、倾斜、曲率变形和水平变形值。当考虑建筑物结构的空间作用时，尚应预计地表的剪切变形和扭曲变形值。

4．断层的露头位置，以及地表可能出现的台阶裂缝的位置、宽度和落差。

5．老采空区活化的可能性及其对地表的影响，以及地表可能出现的塌陷坑的位置。

6．地下开采后，地下含水层疏干的可能性及其对地面的影响。

7．场地条件：建筑物场地的地形、地下水位以及地基土壤的物理力学性质。

8．其它条件：如一般建筑物设计所需的原始资料，包括建筑物的使用要求等。

二、采动区内抗变形建筑物设计原则

1．地表变形是产生各种荷载的起因

煤层开采引起的地表变形使建筑物承重结构产生附加应力。承重结构的附加内力产生在煤层开采引起的地基与建筑物相互作用过程中，而且地表变形程度愈大，结构中附加内力也愈大，因此地表变形实质上是产生各种荷载的起因。所有各种变形的共同作用，使采动区内抗变形建筑物结构形成特殊的工作状态，并且形成了对建筑物构造的特殊要求。

2．采动区内抗变形建筑物对地基土的特殊要求

1）在地表水平变形作用下计算荷载基础时，地基土的计算指标——强度指标（单位粘结力和内摩擦力）和变形指标（变形模量）应按建筑标准的规定取值；

2）对建筑物地基的土壤要求均匀一致，并应尽可能将建筑物建于承载能力不高的地基土壤上。如果建筑物地基为岩质土或者坚硬粘土，则基础下应设置土垫层。因为这一措施会降低土体的变形模量。

3．应采取建筑保护措施和采矿保护措施

为了保护建筑物免受地下开采的影响，应采取建筑保护措施和采矿保护措施，或两者兼顾的综合保护措施。建筑保护措施可分为建筑平面布置措施（包括城市建设规划）和结构措施。

1）平面布置措施

（1）为了在采动区正确布置居民区和厂矿企业，必须制定矿区发展的综合规划，使远景建设计划与矿山采掘计划结合起来，以达到在地表变形过程结束的地区或预估地表变形值最小的地带修筑建筑物的目的。

（2）城市街坊和街道网的规划，以及住宅区的规划。应尽可能使各种建筑物的主轴与煤层走向或倾斜方向一致，或以较小的夹角与其斜交。

（3）各种建筑物的平面形状应力求简单，并易于分割成矩形单体。无论是纵向承重

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

墙还是横向承重墙都应与房屋的主轴对称；墙体在平面上不允许有较多的间断。窗洞和窗间墙应当尽可能等高、等宽，并应沿墙体纵向和竖向均匀布置（楼梯间窗户与楼层窗户应布置在同一标高上）。

2）结构措施

可以减小地表变形对建筑物基础不利影响的结构保护措施有：

（1）在满足基础承载能力的条件下减小基础的埋深，以减少基础与地基土体的接触面积。

（2）基础应设置在同一标高上，并在建筑物所有单体下设置地下室。

（3）基槽的空隙应回填土，基底应敷设土垫层，垫层应采用比基础的粘聚力和摩擦力低的土壤。

（4）采动前，在建筑物的四周或仅在预测地表变形量最大的一侧设置临时性的缓冲沟，沟内充填低强度材料或松散土。

（5）单独基础之间设置联系梁（例如骨架式建筑物）。当煤层回采方向与房屋的纵轴线成夹角时，尚沿基础对角线方向设置联系梁。

（6）在建筑物的基础及地下室部分设置滑动层。

（7）设置钢筋混凝土基础圈梁（在垫层平面或滑动层平面上）和物理圈梁（在地下室的顶板下面）。

（8）在建筑物地下室的围护结构中设置低强度的构件。

上述结构保护措施可以减小或者消除基础中的应力集中。

4．结构设计时刚性原则或柔性原则的应用

建筑物及其基础与地下室部分，可根据结构特点和建筑物用途，有针对性地按刚性原则或柔性原则进行设计。

在按地表水平变形条件采用刚性原则设计时，基础结构的刚度和强度必须足以抵抗地表水平变形的影响和能够承受采动时所产生的附加内力。为此在基础与地下室结构中，可根据下列情况采取不同的结构措施：如为条形基础，应在垫层平面上设置钢筋混凝土圈梁；如为钢筋混凝土板式基础，可根据地表水平变形引起的附加内力配置钢筋；如为单独基础，应在各基础之间设置联系梁。

在按地表水平变形条件采用柔性原则设计时，基础结构（或基础与地下室部分）应具有足够的柔性和可弯曲性，以保证基础能够随地基移动而位移，不使结构产生较大的应力。因此在建筑物基础与地下室部分的结构中，应采用滑动层和可倾式基础，或采用弱强度围护结构。

三、设计采动区内抗变形建筑物的结构措施

1）变形缝

变形缝是设计采动区内抗变形建筑物时采用的基本措施之一，是保护采动区建筑物免受损坏、经济而有效的方法。变形缝的设置位置、构造要求以及施工注意事项均和建筑物加固时一样，即必须自基础底至屋顶沿建筑物全高设置，以保证各单体彼此独立变位。各单体的合理长度，主要决定于地表水平变形值和曲率变形值，此外尚应考虑地基性质及建筑物高度等因素。对于砖混结构的建筑物，一般情况下是根据预计的地表水平变形值，按表（8-13）确定建筑物各单体的长度。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

表8-13　　建筑物单体长度的确定

水平变形值ε mm/m	≥6	<6
单体长度l m	<20	20～25

当建筑物位于地表拉伸-正曲率变形区，变形缝宽度可按表8-14所列的数值确定。当建筑物位于地表压缩-负曲率变形区，变形缝宽度按式（8-19）、（8-20）计算。

表8-14　　变形缝宽度

建筑物层数	2～3	4～5	5层以上
变形缝宽度 cm	5～8	8～12	不小于12

2）圈梁

在采动区新建建筑物，必须设置圈梁，以提高建筑物抵抗地表变形的能力，加强建筑物的刚度和整体性。圈梁的位置和数量，与已有建筑物受采动影响采取圈梁保护时的要求基本相同。

3）水平滑动层

为了减少地表水平变形作用于建筑物上部的附加应力，在基础圈梁与基础之间设置水平滑动层。水平滑动层的做法是，在砖石基础顶部用1:3水泥砂浆抹平压光，然后铺上两层油毡。为加强水平滑动层的效果，可在两层油毡之间及下层油毡与水泥砂浆找平层之间放置云母片或石墨（图8-30）。

4）双板基础

当地表变形很大，尤其是地表扭曲和水平剪切变形很大，在建筑物带形基础上设置钢筋混凝土圈梁和水平滑动层仍不能有效地抵抗地表变形引起的附加应力对建筑物的影响时，可采用双板基础（图8-31）。

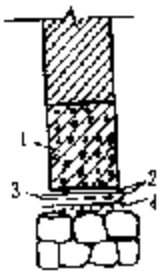


图8-30　水平滑动层

1—钢筋混凝土圈梁；2—油毡；3—云母片；4—水泥砂浆找平层

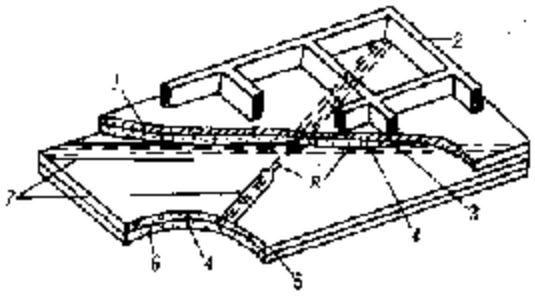


图8-31　双板基础

1—钢筋混凝土板；2—基础圈梁；3—5cm厚的板间砂层；4—二层油毡；5—混凝土板；6—15～20cm厚的底部砂层；7—白铁皮；8—变形缝

双板基础的结构是，首先在平整夯实的地基上铺设一层厚度为20cm以上的底部砂层，在底部砂层上铺两层沥青油毡隔离层，往上再浇灌一层混凝土板，并在该板的两对角线方向留设变形缝，缝内可不充填任何材料，在变形缝上部铺设二倍以上变形缝宽度的白铁皮。然后再在混凝土板上铺设厚度不小于5cm的板间砂层，板间砂层上部铺二层沥青油毡

PDF文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

构成的隔离层。最后再在沥青油毡上部浇注整体钢筋混凝土板和圈梁。

可以认为，双板基础是保护采动区建筑物免受地表变形影响的有效结构。但由于施工复杂，费用昂贵，除非特殊情况，一般不宜采用。

5）构造柱

在地表曲率变形较大时，为了提高墙壁的抗剪切强度，增加建筑物的整体刚度，限制裂缝的延长，可在墙内设置钢筋混凝土构造柱。构造柱一般设置在建筑物各单体墙壁的转角处，以及承受较大附加剪力的墙壁位置。构造柱应与各墙壁圈梁连接，其上端和下端应分别锚固在钢筋混凝土楼盖（檐口）圈梁和基础圈梁内。

6）设置千斤顶调整基础

当受采动影响的地表发生不均匀下沉时，为使建筑物免受超过其承载能力的附加作用力的影响，可根据建筑物不均匀下沉的情况，及时采用千斤顶调整基础的水平。

千斤顶一般设置在基础圈梁下部砌体中预留的千斤顶窝内。采用千斤顶调整基础时，应在基础圈梁下部设橡皮垫和工字钢，千斤顶下部亦应有足够大的支座垫板，以保证圈梁和下部基础砌体不因局部受压而被破坏。

作业六　建筑物下采煤设计

一、已知条件

1．某矿有一采区，见井上下对照图（图8-32）。该采区地面标高＋200.00m，回风巷标高＋30.00m，运输巷标高－9.00m，走向长195m，倾斜长207m；煤层倾角 $\alpha=11°$，采出煤层厚度为1.45m；该采区采煤方法为走向长壁，大冒顶管理顶板；该采区掘进巷道时，未发现明显断层。覆岩中主要是页岩，砂页岩，松散层为10m。

2．在这一采区上方有楼房两栋，楼房长50m，高9m；平房四栋，平房长20m，高3m。

3．该矿由附近采区地表移动观测站获得地表移动参数：

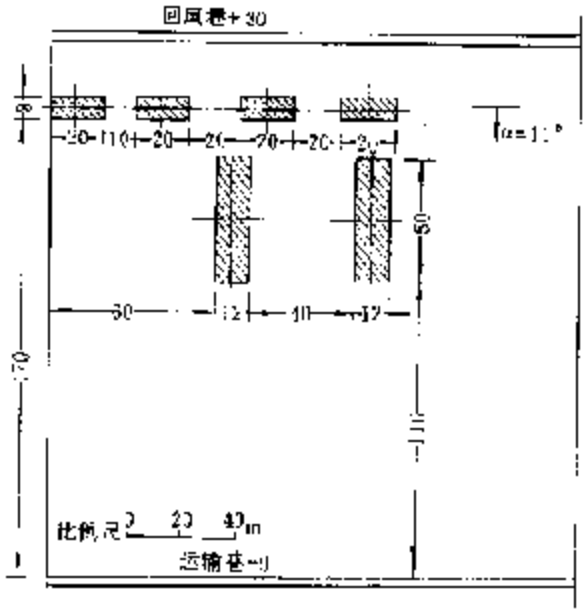


图8-32　采区井上下对照图1:2000

$q=0.8$，$b=0.3$，$\operatorname{tg}\beta=2.0$，开采影响传播角 $\theta_0=85°$，走向方向拐点偏距为 $s_1=s_2=17$m（向里移），上山方向拐点偏距为 $s_1=21$m（向里移），下山方向拐点偏距为 $s_2=13$m（向里移）

二、设计内容

1．预计建筑物位置的地表移动和变形；

用PC—1500计算机，预计程序为PRO—2程序（北京煤炭科学院）；

2．分析开采引起的建筑物损坏；

3．对主要建筑物采取合理的建筑结构措施；

4．对主要建筑物采取其它保护措施；

5．为了保护地面建筑物提出合理、可行的井下开采技术措施。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

第九章　水体下采煤

第一节　概　　述

地下开采引起的岩层与地表移动，能使开采煤层围岩中的含水层里的水、溶洞水以及位于开采影响范围内的地表水和泥砂溃入井下，威胁煤矿安全生产。因此，在水体下采煤时必须采取适当措施，保证开采过程中不发生灾害性透水、溃砂事故，避免因矿井涌水量突然增大而严重地恶化井下工作环境。

一、水体下采煤问题的特点

在处理水体下采煤问题时，主要考虑开采引起的覆岩中的裂缝是否互相连通以及互相连通的裂缝是否波及到水体。因此，研究覆岩破坏规律，特别是能够导水的冒落带和裂缝带的高度及其分布形态至关重要。相对而言，此时对地表变形的关心退居到次要位置。因为在许多情况下，尽管地表产生较大的移动和变形甚至出现裂缝，但是只要这些裂缝在某个深度上自行闭合而不构成水的通道，就不会发生透水事故。

另外，水体下采煤时的保护对象和保护范围也具有某种特殊性。本来水体下采煤时的保护对象主要是矿井本身（在需要时才考虑水体及其附属设施的保护），但是为了达到保护矿井的目的却不得不保护本身并不一定有保护价值的水体和水体下方的岩层块段。此外，覆岩破坏一旦波及到水体，哪怕只能及到水体某边缘也会导致水体中的水全部流入井下。因此从这个意义上讲，水体须作为一个整体加以保护。

知道了水体下采煤问题的特点，就应该在进行水体下采煤时始终把着眼点放在如何想方设法使水体和采区之间不形成透水的通道或者水体与采区之间虽已构成水力联系但能为矿井排水能力所接受。

二、水体类型

矿区的水体主要分为地表水和地下水两大类。

（一）地表水

赋存在地球水圈中，积聚在海洋、湖泊、河流、水库、稻田、水渠和塌陷坑中的水统称为地表水。地表水，特别是大型地表水储存量大，补给充分，且常常互相连通，对矿井安全威胁极大。

（二）地下水

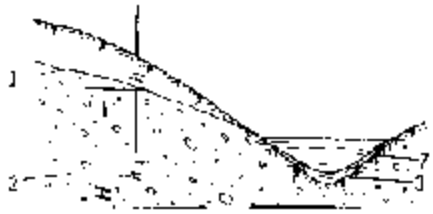
赋存在地球岩石圈中，积聚在岩石空隙中的水称为地下水。例如第四纪和第三纪松散层中的含水、基岩含水、岩溶水和老采空区积水等。地下水比地表水距离煤层更近一些，而且赋存情况不易搞清，因此常对其下方开采的安全构成威胁。

从水体下采煤工程的角度出发，可将地下含水层按埋藏条件分为松散层内的含水层和基岩内的含水层两种（图9-1）。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

1. 松散含水层

由于松散含水层所含的水一般赋存于第四纪或第三纪松散冲积层的孔隙中，所以又常称其为第四纪或第三纪松散含水层。松散含水层中所含的水是一种潜水，它有自由表面——潜水面。由于潜水能在重力作用下从高处向低处流动，因此潜水面具有一定的坡度，



而这个坡度又常与地表坡度一致。潜水面至地表的铅垂距离称为潜水的埋藏深度。潜水面至隔水层的铅垂距离称为潜水层厚度。潜水面上任意点的绝对标称高为潜水位。显然，由于潜水面具有一定坡

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

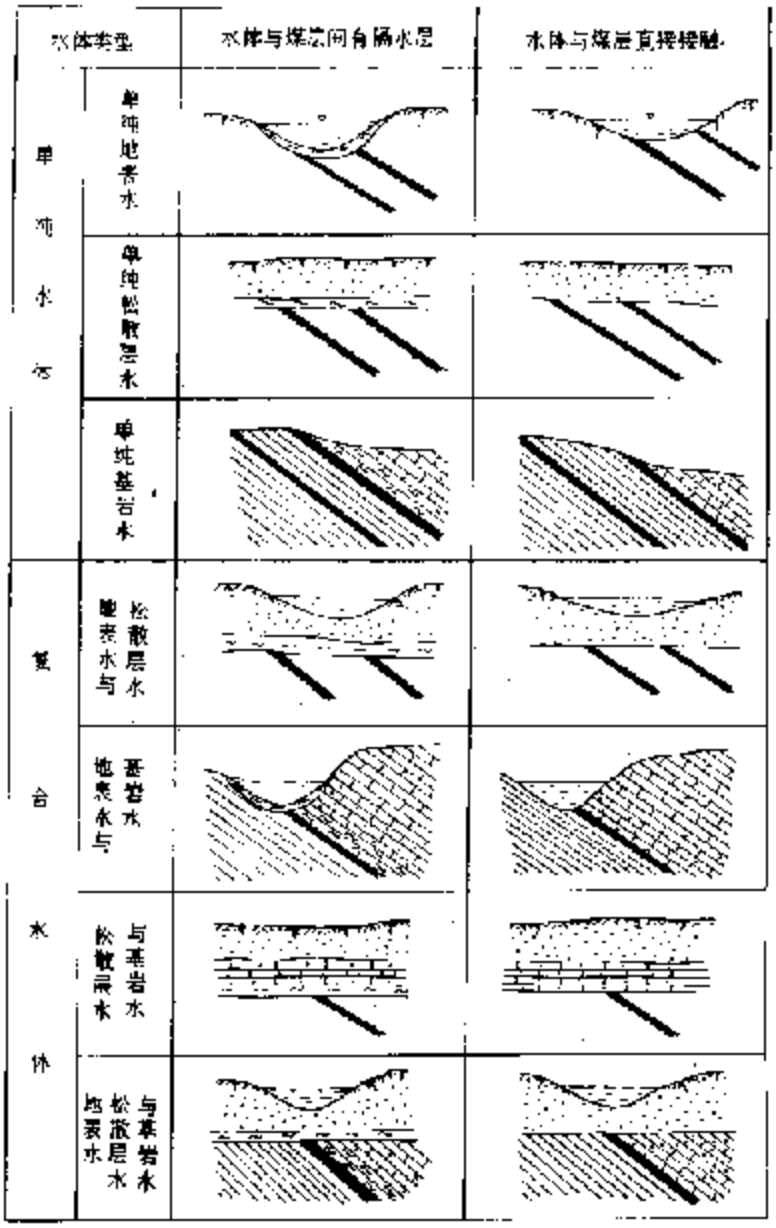


图9-2 水体类型及其组合

导水裂缝带和冒落带的高度分别用H_f和H_m表示。它们均从开采的上边界起量到相应的最高破坏点处。

1. 冒落性破坏区（图9-3之1区）

煤层顶板在采动影响下发生变形、离层、断裂后脱离原生岩体而下落到采空区的破坏区域称为冒落性破坏区或称冒落带。由于该区的岩层完全失去了原有的连续性和层状结构，不但透水而且流砂也极易从中穿过。显然位于该区内的水体和井巷将遭受十分严重的破坏。

2. 严重开裂区（图9-3之5区）

煤层顶板在采动影响下只发生变形、离层、断裂但未脱离原生岩体的破坏区域称为严

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

重开裂区。该区内岩层大部分断开，但仍保持原有层次。裂缝间连通性极好，既透水又透砂。该区一旦波及水体将发生透水透砂的重大事故。

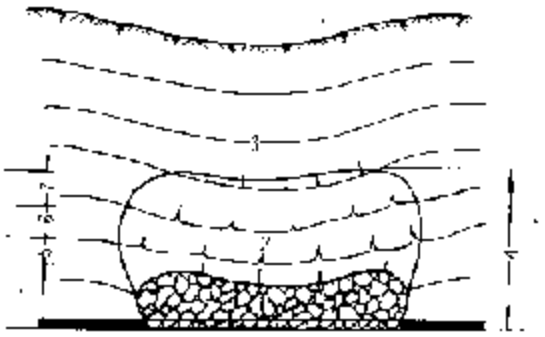


图9-3 覆岩破坏的分带

1—冒落带(冒落性破坏区)；2—裂缝带；3—整体弯曲带；4—导水裂缝带；5—严重开裂区；6—一般开裂区；7—微小开裂区

3. 一般开裂区（图9-3之6区）

该区较之严重开裂区破坏程度要低，岩层未全部断开且层次完整，裂缝间连通性较好，透水性一般，基本不透砂。该区如果波及水体会发生透水事故。

4. 微小开裂区（图9-3之7区）

岩层有微小裂缝，连通性不好，透水性微弱。该区如果触及水体会增加矿井涌水量。

以上四个区域的透水性是渐变的，其间并无明确的界线。人们常根据钻孔观测时冲洗液漏失量的大小规定出它们的界线。

二、影响覆岩破坏规律的因素

所谓覆岩破坏规律，在研究水体下采煤问题时主要就是指导水裂缝带的分布形态和最大高度。影响覆岩破坏规律的因素有许多，其中有些因素的影响可以定量地描述，有些只能定性地加以说明。

（一）覆岩力学性质和结构特征

覆岩破坏高度与覆岩力学性质密切相关。但是，覆岩的力学性质包括它们的变形特性和强度特性，要想全面考虑力学性质对覆岩破坏的影响是极为复杂和困难的。因此只好把问题简化，主要考察岩石的强度性质对覆岩破坏规律的影响。

如果采区上覆岩层为脆性岩层，受开采影响后很容易断裂，所以覆岩破坏高度大。如覆岩为塑性岩层，受开采影响后不易断裂但容易下沉，能使冒落岩块充分压实，最终表现为覆岩破坏高度降低。所以对水体下采煤来说，软弱的覆岩要比坚硬的覆岩有利。

当然，覆岩不可能是由单一的软弱或坚硬的岩层构成，它必然是软硬相间的。不同性质岩层自下而上的不同组合，便是覆岩的结构特征。为了简便起见，将覆岩大致分为两种强度，于是有四种组合形式，下面分别研究其对覆岩破坏规律的影响（图9-4）。

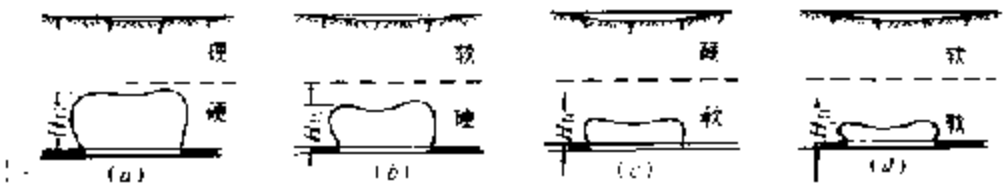


图9-4 覆岩结构特征对覆岩破坏高度的影响

1. 坚硬-坚硬型（图9-4a）

此时煤层的直接顶板弯向采空区并发生块状冒落，上部的老顶岩层由于坚硬不易弯曲下沉，开采空间几乎全部靠冒落岩块的碎胀来补充，加之坚硬岩石断裂后不易闭合，覆岩

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

破坏高度最大。据观测，这种条件下导水裂缝带的高度可达开采厚度的18～28倍。如果直接顶和老顶岩石的碎胀系数都小，冒落过程发展得最充分，则导水裂缝带的高度可达采出厚度的30～35倍。

2. 软弱-软弱型（图9-4d）

此时煤层直接顶极软弱，容易冒落，工作面放顶后采空区立即被冒落岩块充填。在冒落过程中，老顶也随之迅速弯曲下沉并坐落于冒落岩块之上，开采空间和已冒落的空间不断缩小。因此，冒落过程得不到充分发展。导水裂缝带的高度较小，一般为采厚的9～11倍。

煤层上方有含水松散层覆盖，同时工作面又接近基岩风化带的情况，以及厚煤层分层开采出现重复采动后的顶板也应属于软弱-软弱型。

3. 软弱-坚硬型（图9-4c）

这时煤层直接顶板为软弱岩层而上部为坚硬岩层。直接顶随着开采及时冒落，但坚硬的老顶像板梁一样横跨在直接顶板之上，老顶下沉量小于直接顶下沉，开采空间主要由冒落岩块的碎胀补充，冒落发育充分，导水裂缝带一般能达到老顶的底面。

4. 坚硬-软弱型（图9-4b）

与软弱-坚硬型的情况相反，工作面放顶后直接顶首先冒落，而软弱的老顶随之下沉压实冒落岩块，因此导水裂缝带高度较小，在巨厚冲积层下开采时顶板条件属于这种类型。

软弱-坚硬型和坚硬-软弱型覆岩，哪一种较为有利于水体下采煤，要看软弱岩层所占的比例，软弱岩层比例越大越有利。

（二）采煤方法和顶板管理方法

采煤方法对覆岩破坏的影响，主要表现在开采空间的大小和采空区内冒落岩块的不同运动形式。

开采缓倾斜煤层常用的方法，有单一走向长壁采煤法和倾斜分层走向长壁下行采煤法。这两种采煤方法，一次采高不大，冒落岩块不易产生再次运动，覆岩破坏的规律性明显，这对水体下采煤是有利的。

开采急倾斜煤层时，常用水平分层人工假顶下行采煤法和沿走向推进的伪倾斜柔性掩护支架采煤法。采用这两类采煤方法时，采区沿走向长度大，阶段垂高小，两个分层（或小阶段）之间的回采间隔时间长。因此，采空区内冒落岩块容易被压实。同时，人工假顶将采空区与工作面隔开，限制了超限采煤，而遗留在采空区内的煤柱和底煤能有效地阻止冒落岩块滑动，使覆岩破坏具有明显的规律性。这也是一种有利于水体下采煤的方法。

如果采用挑煤皮采煤法、煤皮假顶采煤法、落垛式采煤法、仓房式采煤法及沿倾斜下放的掩护支架采煤法，容易引起采空区冒落岩块的再次运动，形成局部集中超限采煤，造成上边界煤柱抬高，使冒落带有可能达到煤层露头。这些是不利的开采方式。

顶板管理方法对覆岩破坏的影响，主要表现在它决定了煤层顶板的暴露形式、空间和时间，控制了覆岩冒落的空间条件，从而也就决定了覆岩破坏的基本特征。图9-5为不同的顶板管理方法对覆岩破坏的影响情况。

全陷法是我国普遍采用的顶板管理方法。这种方法使覆岩破坏最为充分，对水体下采煤不利（图9-5a）。

充填法管理顶板也是一种常见的方法。在充填质量好时，煤层的直接顶可以不发生冒落，因此在覆岩内没有冒落带出现，这是理想的情况。但是，实际情况往往是充填并不密

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

实，加之充填材料本身受压后收缩，所以覆岩仍产生下沉和断裂。当然，与全陷法比较，此时的导水裂缝带高度要小得多（图9-5b）。

采用风力充填时，覆岩破坏高度一般大于水砂充填。如果充填质量不好，在充填体上方也能发生冒落。可见，只选择充填法管理顶板，而不注意选择充填材料和提高充填质量，是难以完全达到预期目的的。

采用煤柱法（条带法、房柱法和刀柱法）管理顶板时（图9-5c），若所留煤柱能够支撑住顶板，尽管开采部分的顶板局部冒落，导水裂缝带还能孤立存在且高度很小。如果所留煤柱太窄，煤柱会被压垮，此时的覆岩破坏高度与全陷法无异。有时为了提高煤柱的稳定性，对开采空间进行充填，以便给煤柱侧向以支持力，增加煤柱的支撑能力。

（三）煤层倾角

煤层倾角对覆岩破坏的影响主要表现在使覆岩破坏产生不同的形态。

1．开采水平煤层及缓倾斜煤层（$\alpha=0\sim35°$）时

在这种开采条件下，冒落带在上覆岩层重量作用下，中央部分压得很实，因此导水裂缝带呈中间低两端高的马鞍型（图9-6），并且走向方向和倾斜方向的导水裂缝带形态基本相同。冒落带的形态与导水裂缝带的形态一致，只是高度较小。当采区足够宽且开采厚度相等时，采空区上方导水裂缝带的高度处处相等。如果导水裂缝带接触到基岩风化带，导水裂缝带的发育受到软弱的风化带的控制，马鞍形消失。



图9-5 顶板管理方法对覆岩破坏的影响
a—全陷法；b—充填法；c—煤柱法



图9-6 水平及缓倾斜煤层覆岩破坏形态
H_{li}—导水裂缝带高度；H_m—冒落带高度。

2．开采倾斜煤层（$\alpha=36\sim54°$）时

在倾斜煤层开采条件下，顶板冒落岩块落到采空区底板以后，由于自重力在平行于底板方向分力的作用，岩块向采空区下边界滑动，并首先将下边界填满，抑制了下边界顶板的继续冒落。而上边界空间由于岩块的流失而变大，促进了顶板的继续冒落。所以，除了沿煤层顶板法线方向的破坏外，采空区上边界以上的岩层破坏显著增大。在倾斜方向上，冒落带和导水裂缝带呈抛物线拱形（图9-7a），而走向方向仍为马鞍型（图9-7b）。

3．开采急倾斜煤层（$\alpha=55\sim90°$）时

在急倾斜煤层开采条件下，倾斜煤层开采条件下的覆岩破坏形态得到更加充分的发展，即上边界处的破坏高度更高，下边界处的破坏高度更低，破坏范围由抛物线拱型渐变为拱型。同时，由于煤层倾角太大，上边界的煤柱常因失去冒落岩块的支撑而更容易抽冒。这相当于开采上限提高了（图9-8a）。

煤层接近直立时，底板岩层也发生破坏，破坏范围呈图9-8b所示的形态。

（四）开采强度

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

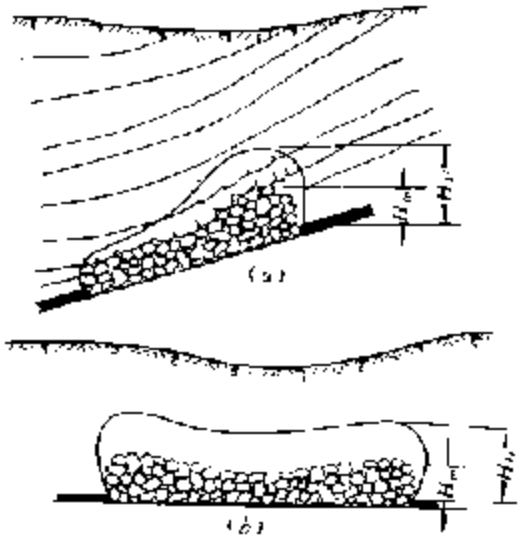


图9-7 倾斜煤层覆岩破坏形态
a—倾斜方向；　b—走向方向

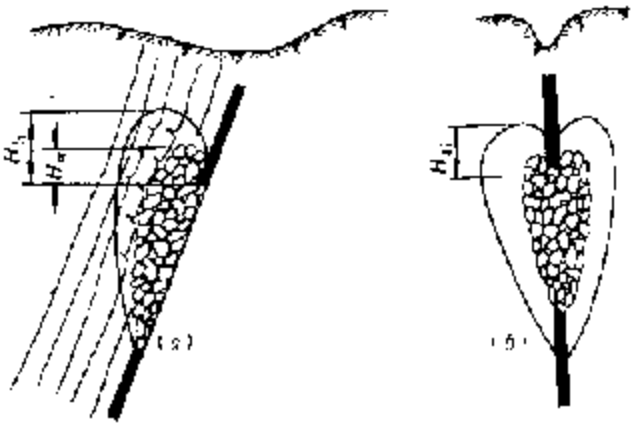


图9-8 急倾斜煤层覆岩破坏形态
a—急倾斜煤层；b—直立煤层

开采强度指单位时间内采出煤量的多少，主要包括开采面积和开采厚度两个方面。从覆岩破坏角度来说，冒落带高度达到最大值所需的开采面积比地表达到充分采动所需的临界面积要小得多。煤层开切后，冒落带高度随工作面的推进而不断增高。当工作面推进一段距离后，冒落带高度达到该条件下的最大值。以后尽管开采面积继续扩大，但冒落带高度不再增加。这种情况与地表达到充分采动以后最大下沉值不再增加相类似。可见，开采面积与冒落带或导水裂缝带高度呈某种分式关系（图9-9）。

在急倾斜煤层条件下，开采面积是用阶段垂高和走向长度来衡量的。其中阶段垂高对覆岩破坏高度影响较大。第一阶段开采时，导水裂缝带高度与阶段垂高呈线性关系。

开采厚度对覆岩破坏的影响是直观的。开采缓倾斜煤层时，覆岩破坏主要出现在煤层顶板法线方向。冒落带和导水裂缝带与初次采厚之间都表现出近似于直线的关系（图9-10）。煤层厚度增大，冒落带和导水裂缝带高度也增大。

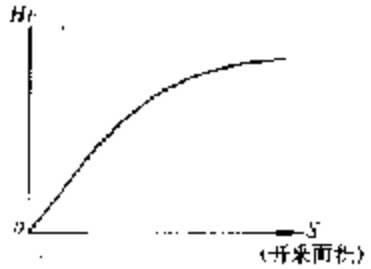


图9-9 开采面积与导水裂缝带高度的关系

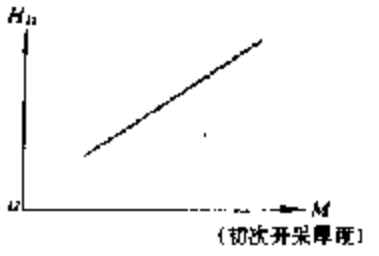


图9-10 初次开采厚度与导水裂缝带高度的关系

（五）时间因素

覆岩破坏一般滞后于回采，而冒落岩块的压实又滞后于冒落过程。覆岩破坏的发展可以分为两个阶段：在发展到最大高度之前，破坏高度随时间的推移（即工作面的推进）而增大。对于中硬岩层，在工作面回柱放顶后1～2个月内导水裂缝带发展到最大值。对于坚硬岩层，这段时间就更长一些。然后，导水裂缝带随着冒落带的压实而逐渐降低，降低

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

的幅度与覆岩性质有关。覆岩坚硬，降低幅度小；覆岩软弱，降低幅度大（图9-11）。

时间因素的影响还表现在随着时间的增加，导水裂缝带内的裂缝有可能闭合一部分而减小渗透性或恢复其原有的阻水性能。在软弱岩层条件下这种恢复尤为显著。

（六）重复采动

不管是煤层群开采第一层还是厚煤层开采第一分层，初次开采总是改变了覆岩的力学性质，特别是强度性质，即岩层发生了软化，使得以后的回采相当于在变软了的岩层内进行。因此从第一次重复采动（煤层群开采第二层、厚煤层开采第二分层）开始，覆岩破坏规律与初次采动时的规律有所不同，并且逐次的重复采动又各不相同。覆岩破坏高度与累计开采厚度（相当于分层数）呈抛物线关系（图9-12）。

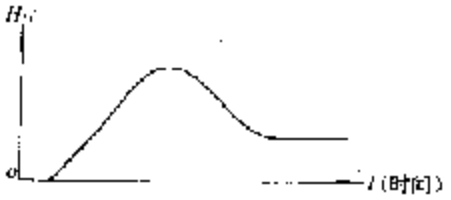


图9-11 时间因素与导水裂缝带高度的关系

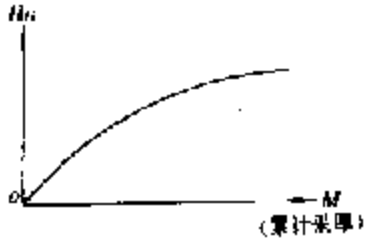


图9-12 累计采厚与导水裂缝带高度的关系

实地观测表明，许多情况下开采第一分层以后，覆岩破坏的高度已经达到重复采动最终结果的一半。以后逐次重复采动时破坏高度增长率分别为$\frac{1}{6}$、$\frac{1}{12}$、$\frac{1}{20}$、$\frac{1}{30}$……。可见，当重复采动次数达到某一数值后，继续进行的开采对覆岩破坏高度的影响就很小。因此开采厚煤层时，多分几层开采比少分几层开采有利。

急倾斜煤层时，上、下阶段之间的开采，实际上也构成了重复采动。开采第一阶段时的覆岩破坏高度如前所述。当开采第二、三阶段时，导水裂缝带高度随回采阶段总垂高（相当于重复采动次数）增加而增加的幅度逐渐减小。

三、覆岩破坏高度的计算

覆岩破坏高度的计算，包括冒落带高度和导水裂缝带高度的计算。根据前面的分析，覆岩破坏高度与许多地质采矿条件有关，但是实际上不可能找到它们之间多元相关的具体表达式。到目前为止，覆岩破坏高度的计算大多采用经验公式。这些公式是根据大量的钻孔和巷道观测资料用数理统计方法获得的。下面给出一些常用的经验公式。既然是经验公式，在套用时务必要注意其适用条件，并采用自己矿区的有关数据和参数。

1．冒落带高度计算（适用于倾角为0～54°的煤层）

根据覆岩性质的不同，冒落带高度计算有下列几种情况：

1）煤层顶板覆岩内有极坚硬岩层，采后能形成悬顶，冒落带最大高度采用下式计算：

$$H_{冒}=\frac{M}{(K-1)\cos\alpha} \tag{9-1}$$

式中 M——煤层开采厚度；

K——冒落岩石碎胀系数，根据实测求得，一般为1.10～1.40；

α——煤层倾角。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

2）煤层顶板覆岩内为坚硬、中硬、软弱、极软弱岩层互或其互层时，开采单一煤层的冒落带最大高度可采用下式计算：

$$H_m = \frac{M - W}{(K-1)\cos\alpha} \tag{9-2}$$

式中 W——冒落过程中顶板下沉值，由实测得到。

3）厚煤层分层开采时冒落带最大高度采用表9-1中给出的经验公式计算。

表9-1　　厚煤层分层开采的冒落带高度计算公式

覆岩岩性（单向抗压强度MPa，主要岩石组成）	经验公式　m
坚硬（40～80，石英砂岩、石灰岩、砂质页岩、砾岩）	$H_m = \frac{100\sum M}{2.1\sum M + 16} \pm 2.5$
中硬（20～40，砂岩、泥质灰岩、砂质页岩、页岩）	$H_m = \frac{100\sum M}{4.7\sum M + 19} \pm 2.2$
软弱（10～20，泥岩、泥砂质岩）	$H_m = \frac{100\sum M}{6.2\sum M + 32} \pm 1.5$
极软弱（<10，铝土岩、风化泥岩、粘土、砂质粘土）	$H_m = \frac{100\sum M}{7.0\sum M + 63} \pm 1.2$

注：公式中±后面的数字为中误差；$\sum M$为累计开采厚度。

2．导水裂缝带高度计算（适用于倾角为0～54°的煤层）

煤层覆岩内为坚硬、中硬、软弱、极软弱岩层或其互层及厚煤层分层开采时，导水裂缝带最大高度均可选择表9-2中给出的两种经验公式计算。

表9-2　　缓倾斜和倾斜煤层开采时导水裂缝带高度计算公式

覆岩岩性	经验公式之一　m	经验公式之二　m
坚　硬	$H_{li} = \frac{100\sum M}{1.2\sum M + 2.0} \pm 8.9$	$H_{li} = 30\sqrt{\sum M} + 10$
中　硬	$H_{li} = \frac{100\sum M}{1.6\sum M + 3.6} \pm 5.6$	$H_{li} = 20\sqrt{\sum M} + 10$
软　弱	$H_{li} = \frac{100\sum M}{3.1\sum M + 5.0} \pm 4.0$	$H_{li} = 10\sqrt{\sum M} + 5$
极软弱	$H_{li} = \frac{100\sum M}{5.0\sum M + 8.0} \pm 3.0$	

注：表中经验公式的适用范围：单层采厚1～3m，累计采厚小于15m。

3．开采急倾斜煤层（倾角为55～90°）时冒落带高度和导水裂缝带高度计算

煤层顶底板岩层内为坚硬、中硬、软弱岩层，用全陷法开采时的冒落带高度和导水裂缝带高度可用表9-3中给出的经验公式计算。

4．开采近距离煤层群时冒落带和导水裂缝带高度计算

开采近距离煤层群时冒落带和导水裂缝带高度的计算问题，至今尚未找到更好的解决办法。参照国外的经验，仅能要介绍计算的思路。

1）上、下两层煤的垂距h大于回采下层煤时所产生的冒落带高度$H_{m.m}$时，下层冒落

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

带对上层开采影响很小，可按上、下煤层的厚度分别计算各自的导水裂缝带高度和冒落带高度，取其中标高值大者作为两层煤的导水裂缝带高度；冒落带高度则取上层煤的冒落带高度（图9-13a）。

表9-3　　急倾斜煤层冒落带和导水裂缝带高度计算公式

岩　性	导水裂缝带高度 m	冒落带高度 m
坚　硬	$H_{li}=\frac{100Mh}{4.1h+135}+6.1$	$H_c=0.4\sim0.5H_{li}$
中硬、软弱	$H_{li}=\frac{100Mh}{7.5h+293}\pm5.3$	$H_c=0.4\sim0.5H_{li}$

注：表中的h为回采的段垂高，M为煤层的法线厚度。

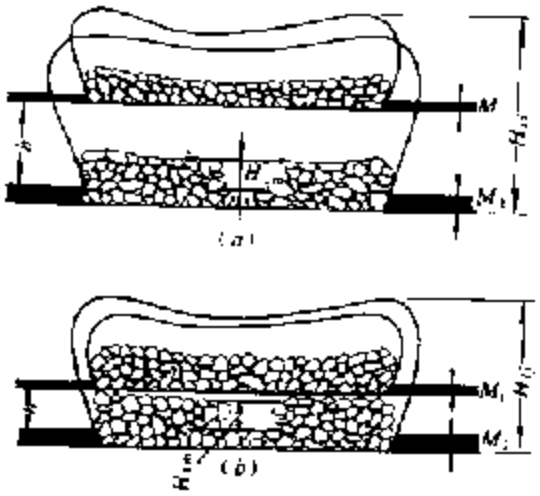


图9-13　近距离煤层导水裂缝带和冒落带高度计算
$oh>H_{li}$　　$oh<H_{li}$

2）下层煤的冒落带接触到或完全进入上层煤时，上层煤的导水裂缝带最大高度按本层煤的厚度计算，下层煤的导水裂缝带最大高度则采用上、下层煤的综合开采厚度计算，取其中标高值大者作为两层煤的导水裂缝带最大高度（图9-13b）。

上、下层煤的综合开采厚度可按下式计算：

$$M_{z1-2}=M_2+\left(M_1-\frac{h_{1-2}}{g_2}\right) \qquad (9\text{-}3)$$

式中　h_{1-2}——上、下层煤之间的法线距离；

g_2——下层煤的冒落带高度与采厚之比。

3）如果上、下层煤的间距很小，则综合开采厚度取两层煤厚之和。

求出综合开采厚度后，即可按照单一煤层开采时的冒落带高度和导水裂缝带高度的计算公式，计算出多煤层开采条件下冒落带高度和导水裂缝带高度。

第三节　水体下采煤条件的分析

解决水体下采煤问题，首先要准确地分析开采条件的有利因素和不利因素，其中以覆岩的隔水性能分析和采动影响程度的分析最为重要。然后根据分析结果，合理地确定煤层的开采上限，正确地选择开采方法和防护措施，以期做到既能最大限度地采出煤炭资源又能确保矿井的安全。

一、覆岩的隔水性能分析

覆岩的隔水性与下列因素有关：

1. 覆岩的岩性

岩性是评价覆岩隔水性的最重要依据。影响覆岩隔水性能的主要因素是岩石颗粒的大小及其胶结形式。颗粒越小，级配越适当，隔水性能就越好。一般情况下，粘土（颗粒直

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

径小于0.005mm）所占比例是衡量隔水性的简易指标。粘土比例大于30%的岩层是良好的隔水层；粘土含量为11～30%的岩层可作为相对隔水层；粘土含量少于10%的岩层隔水性能就很差；粘土页岩和泥质页岩等塑性岩层隔水性能较好。

相对而言，第三纪粘土层的隔水性优于第四纪的。松散层内深部粘土层的隔水性优于浅部的，这是由于沉积年代不同压实程度也不相同的缘故。

2. 岩相

岩相是指沉积岩生成的条件和环境。岩相特征是评价沉积岩隔水性的依据之一。就隔水性而言，其优劣顺序是：海相、湖沉相、风成沉积相、河流冲积相、冰水沉积相。

3. 结构面

结构面主要指原生结构面、构造结构面和次生结构面。它们既是评价岩层物理力学特征的重要因素，又是评价岩层体系隔水性的重要因素。有时一个结构面能单独成为隔水层。原生结构面如层面，一般是层状分布，其延续性强，导水性不好。构造结构面如断层面，有其不利的一面也有其有利的一面。不利的一面是其本身的含水性和导水性，并成为岩层强度的薄弱环节。有利的一面是有的断层本身能隔水，且能把统一型水体分割成彼此独立的分散型水体。断层的导水性和隔水性，主要取决于断层所切割的岩层的力学性质和断层面间的充填程度。次生结构面一般指风化岩层中的界面。有些风化带是良好的隔水层。既使受到重复采动仍能保持其隔水性能，但也有一些风化带隔水性能不好。因此，对风化带的隔水性，需要具体分析。

二、地下开采对覆岩隔水性的影响

在大面积开采的影响下，覆岩的天然隔水性遭到不同程度的破坏。破坏程度首先取决于隔水岩层与采空区的相对位置。隔水层与煤层紧贴或邻近，且位于冒落带内时，其隔水性被完全破坏。隔水层远离煤层，位于整体弯曲带内时，除了隔水层下部的隔水性会受到暂时的影响之外，整个隔水层的隔水性基本不受破坏。覆岩内水的渗透性是有规律地变化的（图9-14）。这是因为煤层围岩的隔水性与采动程度和岩层变形性质有关。在水平拉伸区，岩层会发生竖向的张开裂缝，从而隔水性遭到破坏。在水平压缩区，其隔水性基本不改变。

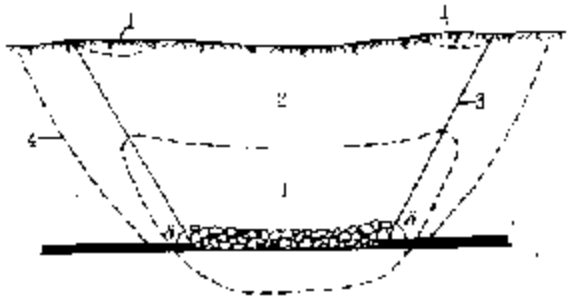


图9-14 覆岩内水的渗透性变化规律

1—渗透性增加带；2—渗透性变化不明显带；3—岩层移动角圆的范围；4—应力变化范围

在采动影响下，岩层本身的物理力学性质对隔水性的影响表现为刚性和脆性的岩层隔水性易遭破坏，具有韧塑性的岩层隔水性不易被破坏，或者破坏后能重新得到恢复。

三、覆岩破坏与地表破坏的连通性

开采引起的覆岩与地表破坏有连续与非连续之分。例如，整体弯曲带的岩层和地表基本是连续的，不存在覆岩破坏与地表破坏的连通性问题，也就不可能构成水的通道。在深部煤层开采时会出现这种情况。这对水下采煤是最有利的。

比较有利的条件是深厚比较大的情况。此时，尽管地表有可能产生裂缝，但覆岩中整体弯曲带的岩层基本上保持着原有的隔水性能，所以覆岩破坏与地表破坏之间没有形成连通的裂缝。特别是在整体弯曲带内存在软弱岩层和粘土层时情况就更好些。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

不利的条件是深厚比太小的情况。这时，覆岩内整体弯曲带可能很薄或者根本没有，导水裂缝带直达地表，而地表也会产生许多裂缝、漏斗状塌陷坑和台阶状塌陷盆地。因此，覆岩破坏与地表破坏的连通是不可避免的，特别是在围岩坚硬的急倾斜煤层开采条件下就更是如此。

但是，在分析这种连通性的时候，要特别注意的是有无隔水层存在。因为隔水层对隔绝覆岩破坏与地表破坏的连通方面起着决定性作用。有时地表的塌陷漏斗也不一定成为地表水流入井下的通道，就是因为岩层中有良好隔水层的存在。

第四节　水体下采煤的技术措施[3]

解决水体下采煤问题可以采取三种技术措施：留设安全煤岩柱、处理水体和采取开采措施。有时单独选用其中的一种即可解决问题，有时则需要其中的二种或三种措施配合使用，这要视具体条件而定。例如，当煤层直接顶和老顶均为含水层时，谈不上留设安全煤岩柱，必须先处理水体然后再考虑开采，否则会出现透水事故或者导致工作面条件恶化而影响生产。当煤层远离含水层或煤层与含水层之间有良好隔水层时，不论是直接在松散含水层下采煤还是直接在基岩含水层下采煤，都可以通过留设安全煤岩柱的方法达到安全回采的目的，而不必首先处理水体。当预计的导水裂缝带内同时有含水层和隔水层时，就应该处理水体和采取开采措施。

一、留设安全煤岩柱

在煤层至水体底面垂直距离很近为条件下，必须在水体和煤层开采上限之间留设一定垂深的岩层块段和煤层，称为安全煤岩柱。根据防水、防砂和防塌的不同要求，安全煤岩柱可分为防水安全煤岩柱、防砂安全煤岩柱和防塌煤岩柱。留设安全煤岩柱的实质是确定合理的开采上限，保证导水裂缝带或冒落带不波及水体。这个开采上限，对水平的煤层群来说是某一煤层，对于倾斜煤层来说是煤层的某一标高。

（一）留设防水安全煤岩柱

在水体底界面至煤层开采上限之间所留设的防止水体中的水流入井下的煤和岩层块段称为防水安全煤岩柱。防水安全煤岩柱适用于下列情况：

1. 各种大型地表水体下采煤；
2. 各类地表水体和第四纪、第三纪松散含水层下开采急倾斜煤层；
3. 厚度大、富水性强、补给充足的第四纪、第三纪松散含水层下开采缓倾斜或倾斜煤层；
4. 水体与基岩间无隔水层或隔水层极薄条件下开采缓倾斜或倾斜煤层；
5. 含水丰富、补给充足的基岩含水层特别是岩溶水体下采煤；
6. 在水库、水源、水渠和池塘等生产和生活要求保护的水体下采煤；
7. 矿井排水能力有限或矿井涌水量增加会恶化工作面作业环境的条件下采煤。

防水安全煤岩柱的高度等于预计的导水裂缝带最大高度加上适当的保护层厚度（图9-15），即

$$H_{ba} \geqslant H_{li} + H_b \tag{9-4}$$

式中 H_{li}——导水裂缝带最大高度，按表9-2、表9-3中给出的经验公式计算；

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

H_b —— 保护层厚度，按表 9-4 选取。

如果煤系地层无松散层覆盖或采深较小，在留设防水安全煤岩柱时还应考虑地表裂缝的深度（图9-16），即

$$H_{a,b}=H_s+H_b+H_{dil} \tag{9-5}$$

式中 H_{dil} —— 地表裂缝深度，根据经验选定。

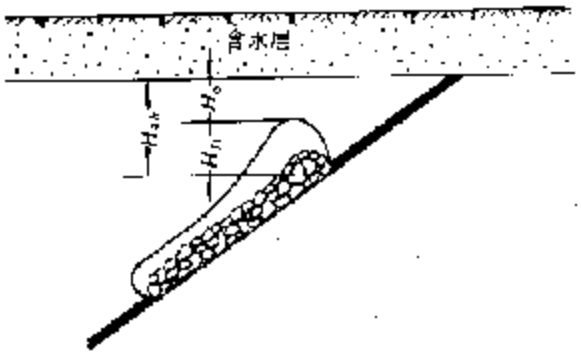


图9-15 防水安全煤岩柱

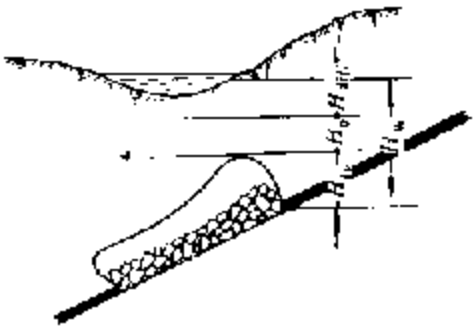


图9-16 考虑地表裂缝的防水安全煤岩柱

如果松散层为强或中等含水层，且直接与基岩接触，而基岩风化带也含水，在留设防水安全煤岩柱时应考虑基岩风化带的深度（图9-17）：

$$H_{a,b}=H_s+H_b+H_f \tag{9-6}$$

式中 H_f —— 基岩风化带厚度，根据勘探资料确定。

（二）留设防砂安全煤岩柱

在松散弱含水层底界面至煤层开采上限之间为防止流砂溃入井下而保留的煤和岩层块段称为防砂安全煤岩柱。留设防砂安全煤岩柱的前提是，允许导水裂缝带波及松散层但不能让其中的冒落带触及松散层底部。防砂安全煤岩柱适用于水体和煤层之间有隔水层的条件。在防砂安全煤岩柱下开采时，可能会导致矿井涌水量增加，但由于隔水层的作用，不会发生溃水溃砂事故。

防砂安全煤岩柱等于冒落带高度加上保护层厚度（图9-18），即

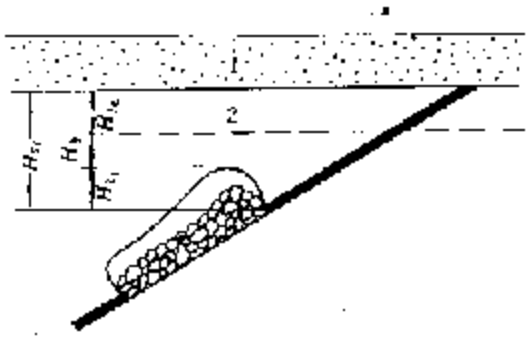


图9-17 考虑基岩风化带的防水安全煤岩柱

1 —— 弱含水层；2 —— 风化带（含水）

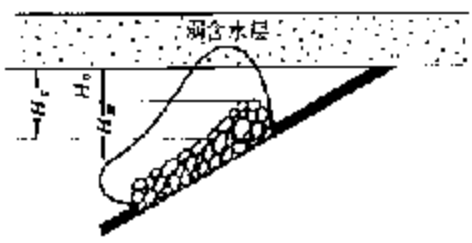


图9-18 防水安全煤岩柱

$$H_{a,b}=H_s+H_b \tag{9-7}$$

式中 H_s —— 冒落带高度，按表9-1、表9-3中给出的经验公式计算。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

在开采急倾斜煤层时，一般只留设防水安全煤岩柱。只有在十分有利的条件下，才留设防砂安全煤岩柱，并且在留设时一定要考虑到煤层本身的抽冒及重复采动的影响。

（三）留设防塌煤岩柱

在松散粘土层和已经疏干的松散含水层底界面与煤层开采上限之间为防止泥砂塌入采空区而保留的煤和岩层块段称为防塌煤岩柱。留设防塌煤岩柱时是允许导水裂缝带和冒落带波及松散弱含水层底部的，所以在开采过程中采区涌水量会有所增加，但不会发生灾害性的后果。

防塌煤岩柱适用于以下条件：

（1）水体规模小，补给不充分，或地表水体虽然规模大但系季节性水体，并已对补给来源进行了处理的；

（2）具有多层结构的第四纪、第三纪厚松散层，且松散层底部为弱含水层，特别是当煤系地层上直接覆盖弱含水层的第四纪、第三纪砂层时。

防塌煤岩柱的垂高等于冒落带高度。此时不考虑保护层问题（图9-19），即

$$H_f = H_m \tag{9-8}$$

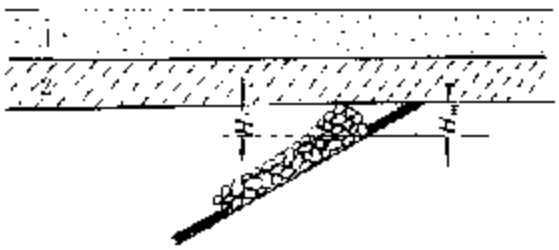


图9-19 防塌煤岩柱

1—松散层；2—弱含水层

二、保护层厚度的选取

除了防塌煤岩柱以外，留设防水安全煤岩柱和防砂安全煤岩柱时都要考虑保护层问题。考虑保护层实际上是增大安全煤岩柱的安全系数。根据本章第三节中关于岩层隔水性能的分析可知，对坚硬的岩层，保护层要留得厚些，对软弱岩层则相反。

（一）在缓倾斜和倾斜煤层开采条件下

防水安全煤岩柱中的保护层厚度可按表9-4中的数值选取。

表9-4　　防水安全煤岩柱的保护层厚度H_f

保护层厚度m / 覆岩性质	松散层底部粘性土层厚度大于累计采厚	松散层底部粘性土层厚度小于累计采厚	松散层底部无粘土层	松散层全厚小于累计采厚
坚　　硬	4A	5A	7A	6A
中　　硬	3A	4A	6A	5A
软　　弱	2A	3A	5A	4A
极 软 弱	2A	2A	4A	3A

注：$A=\frac{\sum M}{n}$，$\sum M$　累计采厚；n——分层层数。

防砂安全煤岩柱中的保护层厚度H_f可按表9-5中的数值选取。

（二）在急倾斜煤层开采条件下

急倾斜煤层开采时防水安全煤岩柱和防砂安全煤岩柱中的保护层厚度H_f，可按表9-6中的数值选取。

[例9-1]　某矿在松散富含水层下开采一倾斜煤层，分两层开采，每层采厚2m。覆岩

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

表9-5　　防砂安全煤岩柱中的保护层厚度H_f

保护层厚度m / 埋藏条件 / 覆岩性质	松散层能带粘土层或含水层厚度大于累计采厚	松散层全厚大于累计采厚
坚　　硬	4A	2A
中　　硬	3A	2A
软　　弱	2A	2A
极 软 弱	2A	2A

注：表中的A与表9-4中的A含义相同。

表9-6　　急倾斜煤层防水及防砂安全煤岩柱中保护层厚度H_f

保护层厚度m / 埋藏条件 / 覆岩性质	$\alpha=55\sim70°$				$\alpha=71\sim90°$			
	a	b	c	d	a	b	c	d
坚　　硬	20	22	18	15	22	21	20	17
中　　硬	15	17	13	10	17	19	15	12
软　　弱	10	12	8	5	12	14	10	4

注：a—松散层底部粘土层厚度小于累计采厚；

b—松散层底部无粘土层；

c—松散层全厚为小于累计采厚的粘性土层；

d—松散层底部粘性土层大于累计采厚。

为中硬岩层，松散层下无粘性土层但有厚为10m含水的基岩风化带。求防水安全煤岩柱高度（图9-20）。

防水安全煤岩柱由三部分组成：导水裂缝带、保护层厚度和含水的风化带厚度。其中防水裂缝带高度应用表9-2中相应的公式计算：

$$H_{li}=\frac{100\sum M}{1.6\sum M+3.6}\pm5.6=\frac{100\times(2+2)}{1.6\times(2+2)+3.6}\pm5.6=40\pm5.6(\mathrm{m})$$

保护层厚度根据表9-4选定为

$$H_b=6A-6\times\frac{\sum M}{n}=6\times\frac{2+2}{2}=12(\mathrm{m})$$

基岩风化带厚度H_f，已知为10m，故防水安全煤岩柱高度为

$$H_{sa}=H_{li}+H_b+H_f=62\pm5.6(\mathrm{m})$$

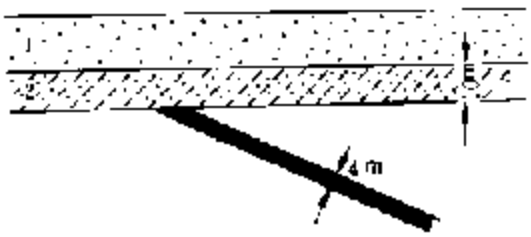


图9-20　留设防水煤岩柱

1—松散含水层；2—含水风化带

如果按表9-2中给出的第二种经验公式计算，导水裂缝带高度为

$$H_{li}=20\sqrt{\sum M}+10=20\times\sqrt{(2+2)}+10=50(\mathrm{m})$$

则防水安全煤岩柱高度为

$$H_{sa}=H_{li}+H_b+H_f=72(\mathrm{m})$$

为了安全起见，取按第二种经验公式计算的结果，即防水安全煤岩柱高度为72m。

三、水体处理措施

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

处理水体是水体下采煤的一项有效而又常常是迫不得已的措施。例如，在巨厚松散层下开采急倾斜厚煤层时，必须将松散层中的水疏干，使残余水位达到某一标准以下后才允许开采。水体处理措施主要包括两个方面：疏降水体和处理水体补给来源。

（一）疏降水体措施

当回采上限接近松散含水层或煤层直接顶板即为含水层时，必须适时地对水体采取疏降措施。常常采用大口径钻孔和巷道等方式疏干水体或降低水位。

疏降水体可以在煤层回采以前或回采过程中进行。使水体中的水自然地疏干和降压。一般情况下，煤层直接顶板若为强含水层或松散层为富含水层时，宜采取预先疏降的办法；若为弱含水层，可边采边疏降。

疏降水体措施的优点是煤炭回收率高，生产安全；缺点是必须增加疏排水设备及必要的辅助工程，增加煤炭成本。有时由于疏降水体改变了水体的自然循环，以致影响工农业生产及人民生活。

1．钻孔疏降

钻孔疏降是现场应用最为普遍的疏降方法。可以在工作面上方地表打大口径钻孔，安装深井泵，排水疏降。亦可在工作面上下巷道内向煤层顶、底板含水层打钻孔，放水疏降。

2．巷道疏降

巷道疏降就是有意地把运输大巷、石门和上、下山等主要巷道布置在需要疏降的含水层内，利用巷道揭露岩溶裂隙水和溶洞水等基岩水，采用大泵量排水，降低水位。这种一巷两用的办法比较经济。

3．联合疏降

联合疏降就是根据地质采矿条件、含水层特点及矿井开拓布局，先掘进疏水巷道或石门，然后再在其中打钻孔穿透含水层放水。有时直接在地面打直通式放水钻孔，穿透放水石门，安装放水设施，进行疏干降压。

4．回采疏降

回采疏降就是让回采工作面的涌水顺着运输巷道自动排出，达到疏降水体的目的。回采疏降适用于弱含水层和补给来源有限的含水层。

当回采上限接近含砂含水松散层时，可以先回采深部煤层，以利于疏干含水层，然后再提高开采上限，回采浅部煤层。

5．多矿井分区排水联合疏降

根据矿区地下水连通性强的特点，有时单一矿井集中排水疏降比较困难，甚至不可能。采用多矿井分区排水联合疏降的办法，共同分担排水量，有利于水位迅速下降，为水体下采煤创造条件。

（二）处理水体补给来源

处理水体补给来源，就是在回采前用水文地质、工程地质方法对补给水体的主要来源进行处理。一般采取堵截、防渗防透、改道泄水等措施。采用这些措施时一定要因地制宜，一方面要根据水体自身的特点，一方面要根据矿区的地形、地层的特点等确定方案。

1．河流改道

通过改道方法把矿区内的河流引向矿区或采区影响范围以外，这是改善水体下采煤条件的最有效的方法。但是，河流改道涉及面广、投资大，并且受地形条件的限制，因此选

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

择这种方法时一定要权衡利弊，全面考虑。

2. 帷幕注浆堵水

帷幕注浆，顾名思义，就是利用成排的钻孔将粘土、水泥等材料注入含水层中，形成地下挡水帷幕，切断地下水补给的通道。在含水层厚度较小但流量较大、水文地质条件清楚并具备可靠的隔水边界的条件下适于采用这种方法。

3. 巷道截水

对于山地矿区或露天矿区，在岩层内部开凿专门巷道截水，是切断含水层补给的一种方法。例如，在山地矿区，可以利用地势高差大的特点，开凿疏水平峒，拦截上部水平的地下水。在露天矿区，为了拦截松散层水，可在松散层底部的基岩表面开凿嵌入式截水巷道，排出地下水。

4. 地面防水

地面防水是改变水体补给来源的一项重要措施。特别是在无粘土隔水层或仅有薄层粘土类地层覆盖的山地矿区和开采深度较浅的平原矿区更是如此。地面防水的措施，有筑拦洪坝、建水库、挖鱼鳞坑、填裂缝、铺河床、架渡槽、设围沟、修水渠、排内涝等。

四、地下开采的技术措施

采取开采技术措施，目在减轻覆岩破坏的影响，并与留设安全煤岩柱措施相配合，以期达到水体下安全采煤的目的。

（一）分层（分阶段）间歇开采

分层间歇开采是将原煤层按倾斜分层或按水平分层的开采方法。它能使覆岩的破坏高度比一次采全厚的破坏高度小得多。同时，使整个覆岩形成均衡破坏，防止了不均衡破坏对水体的影响。对于厚松散层下浅部煤层开采或安全煤岩柱中基岩厚度较小的条件，分层间歇开采具有更加明显的效果。

在倾斜分层走向长壁式开采时，要尽量减小第一、二分层的采厚，同时增大分层开采之间的时间间隔。上、下分层同一位置的回采间隔时间应大于 4～6 个月，如果覆岩坚硬，间隔的时间还要长。

在急倾斜煤层开采时，应把一个开采水平分成几个小阶段开采，并尽量减小第一小阶段的垂高，同时加大走向方向连续回采的长度。此时还应严禁超限开采，防止煤柱袖冒。

（二）充填开采

采用充填法管理顶板是水体下采煤的最有效措施之一。它可以大大减小安全煤岩柱的尺寸。因为用外来材料及时充填采空区，使覆岩受到充填物的支撑，一般不发生冒落性破坏，同时开裂性破坏高度也将有所降低。

常用的充填方法有水砂充填、风力充填和自溜充填三种。前者效果好，后两种次之。

（三）分区开采

分区开采就是在水体下回采以前，在采区与采区之间设置隔离煤柱或永久性防水闸门，或是利用独立的井口和采区进行单独开采。这样一旦发生突水，可以有效地加以控制。在浅部开采和水源补给充足的条件下适用此方法。

（四）其他措施

1. 避免冒落岩块和煤炭流失

冒落到采空区内的岩块和煤炭能靠其碎胀性充填采空区，从而阻止覆岩继续冒落。如

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

果这些岩块和煤炭流失，相当于增加了采出厚度，覆岩破坏高度自然要增大。避免冒落岩块和煤炭流失的办法是，提高金属网假顶的连接质量，防止在回风巷和工作面交叉点处发生冒顶。

2．工作面留设护顶煤和将回风巷布置在底板内

在水体下开采浅部煤层时，如顶板因风化而破碎、松散，或者煤层与含水砂层直接接触，可以采取留护顶煤的方法防止工作面顶板局部冒落。也可以将回风巷布置在底板岩层内，起到预先疏降的作用。

3．保持正规循环

工作面的正规循环，不但是防止顶板事故的有效措施，而且也有益于水体下采煤。因为正规循环能保证工作面匀速推进，防止顶板隔水层超前断裂，保持隔水层的隔水性能。

这里介绍的水体下采煤的三种主要技术措施，必须结合本矿区的实际条件进行科学地选择，并提出方案设计和初步设计。方案设计应在提出水体下开采计划后完成，初步设计应在方案设计批准后进行。设计内容和要求可参考文献[3]。文献[3]中对什么条件下必须留设安全煤岩柱、什么条件下可以进行水体下开采，以及什么情况下只能进行试采，都做了明确的规定。

五、承压水上采煤问题

在生产实践中，除了大量的水体下采煤问题以外，还经常遇到承压水上采煤问题。许多突水事故就是由于承压水突破采区煤层底板而造成的。所以，研究煤层底板的采动影响规律，掌握底板的变形及破坏特征，具有十分重要的意义。目前，这一问题的研究尚处于初始阶段，因此这里只作简要的介绍。



图9-21　煤层底板破坏分带

1—底板裂缝带；2—应力降低带；3—应力增高带

底板岩层受采动影响之后形成两个带：底板裂缝带（或透水性变化带）及应力变化带（图9-21）。在底板裂缝带中，岩层的连续性遭到破坏，因而具有透水的特征。而在应力变化带内，只产生应力增高或降低及微小变形，岩层的透水性没有明显变化。

例如某处煤层底板，在工作面前方时受支撑压力影响产生竖向压缩变形。工作面推过之后，该处底板又因应力释放而膨胀。随着顶板的冒落，采空区冒落岩块逐渐压实，该处底板再一次压缩。煤层底板在这种压缩—膨胀—再压缩的过程中，最容易因为受到剪切变形而发生破坏。由于工作面是不断推进的，底板的压缩与膨胀交替出现。如果工作面推进速度很快，膨胀的底板来不及出现裂缝就被压实，则底板中裂缝减少。而在开切眼等永久性边界处，顶板冒落不充分，底板岩层将长期处于膨胀状态。在这些地方底板裂缝多，裂缝深度大，因此突水机会也多。特别是在上、下出口与开切眼的交汇处，突水机率更大。

工作面在推进过程中受周期动压的影响，使其底板遭到破坏。因此，多数突水事故发生在初次来压或周期来压时期。在停采线处，由于没有动压的影响，发生突水事故的可能性较小。

在倾斜煤层条件下，由于下顺槽附近的煤层底板承受的支撑压力大于上顺槽附近，所

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

以下顺槽附近底板采动裂缝多，采动破坏深度大（图9-22）。因此，在下顺槽附近，底板更容易发生突水。

在重复采动条件下，第一分层开采后，以后各分层的开采不再明显出现顶板周期来压现象。因此，重复采动时底板承受覆岩动压的影响较小。这对预防底板突水是比较有利的。

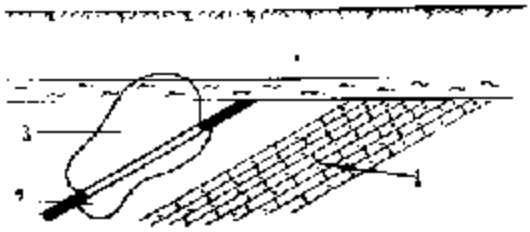


图9-22 顶斜煤层底板裂缝带

1—承压含岩含水层；2—底板裂缝带；3—导水裂缝带

防治底板突水一般采取两种方案：深降强排和综合防治。深降强排，就是即利用各种疏水巷道、大口径钻孔、潜水泵等排水工程和设备，将承压水位疏降至开采水平以下，从根本上消除底板突水的条件。这种方案投资大，吨煤成本太高，只能在有条件的矿区采用。综合防治，就是以防为主，采用防水闸门、注浆堵水等防、排、限、堵、截等综合措施，并改革采煤方法，减少底板破坏深度，在承受一定水压的条件下进行开采。该方案虽有一定风险，但不受条件限制，只要加强突水预测预报，是可以实现安全生产的。

第五节 水体下采煤的观测工作

为了了解水体对矿井充水的影响，导水裂缝带高度及其分布形态，为水体下安全采煤提供依据，需要进行一系列的观测。这项观测，包括覆岩破坏观测和水文观测。

一、覆岩破坏观测

所谓覆岩破坏观测，包括冒落带高度和形态及导水裂缝带高度和形态的观测。由于各有侧重，这些观测与第一章中介绍的岩体内部观测有所不同。

1. 冒落带高度的测定

在回采工作面靠近采空区一侧，用可伸缩的测尺和半圆仪，测量初次冒落空间的最高点至切顶线的倾斜长度L、测尺与水平线的夹角α，然后按下式计算冒落带高度：

$$H_m = L \cdot \sin\alpha + m \tag{9-9}$$

式中L为冒落空间的最高点至观测者站立处顶板间的倾斜长度；α为测尺的倾角；m为采出煤层的厚度（图9-23）。



图9-23 冒落带高度的测定

随着工作面的推进，在工作面上进行若干次观测，每次观测若干个剖面（例如在工作面的上、中、下各个部位），然后取其平均值作为最终观测值。当然，用这种方法求出的冒落带高度不可能是十分准确的。

2. 钻孔冲洗液法

钻孔冲洗液法，就是在采空区上方地表布置一定数量的观测钻孔，在钻孔钻进过程中，测定冲洗液的漏失量和钻孔水位的变化，记录各种异常现象，经过综合分析确定导水裂缝带和冒落带的形态及高度。

1）钻孔孔位、孔径、数量及施工要求

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

观测用钻孔的孔位布置和数量主观测目的决定。如果仅仅是为了确定导水裂缝带和冒落带的最大高度，钻孔一般布置在采区回风巷两侧10～20m范围内，以采空区一侧为主。观测钻孔一般不少于3个。如还需确定导水裂缝带的分布形态，则应沿煤层走向和倾斜方向布置由若干个钻孔组观成的观测线。观测线应布置在主断面上。倾斜观测线上的观测钻孔，应距开切眼30～50m，距停采线20～30m。除在采空区中央设一钻孔外，在回风巷和运输巷附近也必须布置钻孔。钻孔孔径一般为91mm（图9-24）。

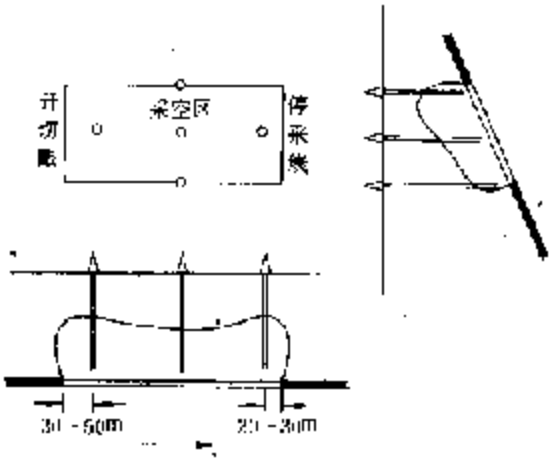


图9-24 钻孔布置图

钻孔施工观测的时间应在导水裂缝带发展到最高点的时候，一般在回采后1～2个月内自地面打钻。根据岩石的硬度及钻进速度灵活掌握开钻时间。

钻孔通过含水层时应下套管。下套管之前，在松散层内钻进时应使用泥浆作冲洗液，以保护孔壁，避免坍塌。下套管后，在基岩内钻进时可用清水作冲洗液。全部观测工作完成后，应用水泥砂浆封闭全孔。

2）观测内容和观测方法

每次钻进除应记录钻进时间和钻进深度外，还应进行下列观测：

（1）钻孔冲洗液漏失量的观测。冲洗液漏失量的测定方法，是用容积为$1m^3$、设有水位标尺的水箱或水池，每次钻进前后分别测定水箱或水池的水位高度，将前后两次的水位差换算成体积差，即得该钻程的漏失量，进而求得单位时间或单位进尺的冲洗液漏失量。

（2）钻孔水位观测。在钻孔冲洗液正常循环过程中和冲洗液完全漏失以前，应对钻孔中水位的变化进行测定。

（3）记录钻进过程中的各种异常现象，如掉钻、卡钻、钻具震动、吸风和瓦斯涌出等。

（4）鉴定岩芯，判断岩层层位、岩性、产状，并描述岩芯破碎状态。

3）观测结果的综合分析

当钻进过程中出现冲洗液漏失量显著增加或钻孔中水位明显下降、岩芯有纵向裂缝以及钻孔有轻微吸风现象等情况时，即可判定钻头所在深度就是导水裂缝带的最高点。

为了判断钻进中遇到的裂缝是否与井下沟通，可在钻进中注入带指示剂的水。对于碱性水可添加萤光黄，对酸性水可用亚甲基兰、苯铵兰或氯化钠。在井下出水点取水样化验。如果井下水中含有指示剂，则说明该处裂缝与井下沟通。如果井下水中不含有指示剂，尽管钻进中冲洗液漏失量增大或孔中水位明显下降，也不能肯定裂缝已与井下沟通，而可能是遇到了不与井下沟通的局部裂缝。

3. 钻孔水位测定法

沿煤层走向布置一组水文观测孔。钻孔深度沿工作面推进方向由大变小。钻孔的间距和钻场形条件、覆岩性质、预计导水裂缝带高度及计划施工的钻孔个数而定。对于每个含水层均应布置一个钻孔。终孔位置在含水层的底板。钻孔的施工应在受到采动影响之前

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

完成。钻孔中水位的动态观测要在工作面接近、越过、远离钻孔直到地表移动稳定的全过程中进行。每周观测一次，记录观测时间、钻孔水位及工作面位置。通过对钻孔水位观测资料的分析，就能了解导水裂缝带的发展过程，并推断其最大高度。如果钻孔水位无明显变化或下降后马上又回升，说明导水裂缝带没有波及钻孔底部。

4. 钻孔流量测定法

用流量法测定覆岩破坏高度的实质，就是利用覆岩破坏后渗透性增强这一特征，对比采前和采后涌水、吸水的变化，以确定渗透性增强的上界即是导水裂缝带的起点。钻孔中地下水纵向流量用钻孔流速仪或钻孔测漏仪测定。采前的测量在终孔水位稳定后进行，采后的测量在覆岩破坏基本稳定后进行。这种方法要求钻孔的终孔深度超过预计的导水裂缝带起点，但不能触及冒落带。

5. 物探方法

用物探方法测定导水裂缝带高度，是通过测定煤层开采前后覆岩的地球物理参数的变化来实现的。具体方法可参考有关书籍。

二、水文观测

水文观测的目的，是为指导生产提供数据。水文观测是矿井地质的日常工作，在水体下采煤时应加强这项观测。水文观测包括井下涌水量观测和地面水文观测。井下涌水观测站，应设在采区附近运输巷道及水仓入口处等水流汇集区。在巷道及工作面充水观测点，应记录地下涌水流入的位置和充水特征等，并绘制充水性调查图。地面水文观测站应进行降水量的测定，绘制降水量、钻孔水位和井下涌水量综合曲线图。同时还要进行地面水体范围、水位、河流流量的观测。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

第十章　铁路下采煤

第一节　概　　述

铁路下压煤是一个带有普遍性的问题。为了确保压煤下地面铁路运输的安全，通常在铁路下方留设保护煤柱。留设煤柱要造成大量的呆滞煤量。虽然在矿井后期可以开采这些保护煤柱，但因柱外煤层早已采空，原有巷道大多报废，需要重新开掘许多巷道，这样做，经济上不合理，在技术上有时也不可行。这就有可能造成这些铁路煤柱永久采不出来，因而缩短矿井寿命或者影响生产接续。有时为了避开铁路煤柱，不得不单翼开采或开掘长距离的岩石巷道，造成井田布局和开拓不合理，矿井设备利用率低和运输费用增加。因此留设保护煤柱有有利的一面，也有不利的一面。本章所要研究的是怎样采取井上、下的措施，既采出铁路下所压煤炭，又保证运输安全。

在我国，煤矿区开采影响范围内的铁路线有铁路干线（相当于国家一、二级铁路），铁路支线（相当于国家三级铁路）和矿区专用线。

铁路干线是国家运输的动脉。运输量大，行车速度快，相应的线路技术标准高。由于列车运行密度大，线路间歇时间短，维修工作不易进行，因此在铁路干线下采煤难度较大。

铁路支线的技术标准比铁路干线低，比较容易实现其下方煤层的安全开采。

矿区专用线的服务对象是矿区本身。在矿区专用线下采煤造成的后果只涉及矿区的利益，并且矿区内线路行车速度较慢，线路技术要求较低，因此铁路专用线下采煤容易实现。

除铁路线路以外，桥梁、桥涵、隧道、车站等建筑下方的采煤问题一般也属于铁路下采煤的范畴。

我国已在各级铁路及其附属设施（车站、桥涵、路基、信号系统等）下成功地采出了大量煤炭。其中有小部分是在几条国家铁路干线下采出的，大部分是从支线或矿区专用线下采出的。可以说，我国在铁路支线和矿区专用线下采煤方面已经积累了相当丰富的经验，技术上也比较成熟。但是，这些经验都是在原有的标准轨缝铁路下开采取得的，对于目前逐渐采用的长钢轨铁路或“无缝”铁路下采煤，我国的经验尚是缺少的。

铁路是一种特殊结构的建筑物，因而铁路下采煤具有本身的特点：

1．铁路是延伸性建筑物，相互之间联系密切，如果某一区段出了故障必然会影响全线正常通车。在处理某区段线路时，必须考虑到该区段与相邻区段之间在平面和纵断面之间的衔接问题。

2．铁路可以在不中断线路营运条件下，用起道、拨道，调整轨缝等一系列维修方法最大限度地消除线路的移动和变形。只要残余变形不超过有关规定值，线路就能保证列车安全运行。另外，在一般情况下，线路的下沉在空间上是大范围的、平缓的，在时间上是

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

连续的、渐变的。即使某一点下沉较大，相邻区段的相对变形也不会很大，可以保持线路的水平、轨距、方向不超过允许偏差值。这些都是铁路下采煤的有利方面。

3. 线路突然的、局部的陷落，对列车运行危害极大。因为这种突然的陷落，既难以预测又不能在列车通过之前消除。这是铁路下采煤的不利方面。

4. 铁路线路是在承受列车的动荷载作用下工作的。列车速度快、重量大、线路受力复杂。同时，线路暴露于大气中，不断受到温度和光照等自然条件的影响，加之铁路下采煤的影响，线路的移动和变形较为复杂。

第二节 路基的移动和变形[78]

铁路线路主要由路基、道床、轨枕和钢轨组成（图10-1）。线路的基础是路基。列车的动荷载通过轨枕和道床传递给路基。因此，路基必须经常保持足够的强度和稳定性。但是，铁路下方的煤层被采出以后，地表首先移动并带动路基移动，于是引起线路的上部建筑——道床、轨枕、钢轨、联结零件和道岔的一系列变形。



图10-1 铁路横断面图

1—路基；2—道床；3—轨枕；4—钢轨

一、路基的下沉过程及其分布特征

采空区上覆岩层的移动波及地表以后，位于采空区上方的路基开始下沉。随着回采工作面的推进，路基下沉量逐渐增大。下沉范围亦不断扩展。在路基最大下沉点和下沉边界之间下沉呈连续渐变的分布。观测表明，路基在下沉过程中在竖直方向上不会产生松动和脱层等病害，路基是随着地表的下沉呈连续下沉的。

工作面刚靠近路基时，路基的下沉速度很小。随着工作面的推近，路基下沉速度逐渐加大。工作面推过线路之后，路基的下沉速度达到最大值。随着工作面的继续远离，下沉速度逐渐减小，直至路基基本稳定。此时路基下沉速度趋近于零，而下沉值却达到最大。

路基的移动过程与地下的开采深度密切相关。当开采深度较大时，覆岩内整体弯曲带所占比重很大，路基受整体弯曲带的支托，一般不会出现局部塌陷。经验表明，煤层的开采深度与开采厚度之比（简称深厚比）超过20时，路基基本不会产生突然下沉。

地表塌陷坑多发生在采深较小的情况下。此时，或因回采工作面接近煤层露头，或因急倾斜煤层开采后上山方向煤柱的抽冒，或因煤层顶板为不易冒落的砂岩，开采后经历一段长时间突然垮落而导致地表突然下沉。路基下方早年开采的老采空区，也会由于深部的开采诱发其中的岩石活化，而产生突然塌陷。

采动过程中地表的下沉、倾斜、曲率变形、水平移动和水平变形，都能对路基产生不同程度的影响。其中影响最大的是水平方向（包括沿路基轴线的方向和垂直于路基轴线的方向）的移动和变形。

二、路基在水平方向上的移动与变形

路基在下沉的同时还伴随有水平方向的移动。垂直于路基轴线的横向水平移动，将改变路基的原来方向。路基的横向水平移动范围与地表下沉范围基本相同。横向水平移动同

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

样具有大范围、连续和渐变的特征。

沿路基的纵向水平变形，使路基受到拉伸或压缩影响。土质路基有一定的孔隙度，能吸收压缩变形。拉伸变形会导致路基密实度降低，以至产生裂缝。

路基土壤的密实度是以土的孔隙比表示的，它与路基承载力有密切关系。在路基土壤内应力与应变分布满足一致性的连续条件。路基土壤体应变与其孔隙比变化值有以下关系：

$$\varepsilon_v = \frac{\Delta e}{1+e_0} \tag{10-1}$$

式中 ε_v ——体应变；

Δe ——孔隙比变化值，$\Delta e = e - e_0$；

e ——路基土壤受拉伸变形后的孔隙比；

e_0 ——路基土壤原始孔隙比。

体应变在数值上等于三个方向上线应变之和，即

$$\varepsilon_v = \varepsilon_x + \varepsilon_y + \varepsilon_z \tag{10-2}$$

式中ε_x、ε_y、ε_z分别代表x、y和z方向上的线应变，则有

$$\varepsilon_x + \varepsilon_y + \varepsilon_z = \frac{e-e_0}{1+e_0} \tag{10-3}$$

路基在竖直方向不会出现离层，即$\varepsilon_z = 0$。土壤的抗拉极限约为4×10^{-3}，故取$\varepsilon_x = \varepsilon_y = 4\times10^{-3}$。代入式（10-3）得孔隙比的变化量为

$$\Delta e = e - e_0 = (\varepsilon_x + \varepsilon_y)\cdot(1+e_0) = 8\cdot(1+e_0)\cdot10^{-3} \tag{10-4}$$

其实，由拉伸变形引起的路基孔隙比变化量是很微小的，而且是很缓慢的。在此期间，路基还会被列车动荷载所压实。因此，在采动过程中路基始终能具有足够的强度。如果路基产生了裂缝，也只是在局部地段，并且裂缝发展到道床内会被压实，所以裂缝对路基强度影响不大。

三、路基稳定性分析

地下开采引起的地表倾斜和水平变形，对路基的稳定性有一定的影响，严重时会产生高路堤滑坡。所以，对高路堤和陡路堑要进行稳定性验算。

路基稳定性验算方法较多，常用的是圆弧法。该法通过计算稳定性系数来判断路基是否稳定。稳定系数K用下式计算（图10-2）：

$$K = \frac{\sum_{i=1}^{n} f_i N_i + \sum_{i=1}^{n} c_i l_i + \sum_{i=n+1}^{n} T_i}{\sum_{i=1}^{n} T_i} \tag{10-5}$$

式中 f_i——第i段土壤的内摩擦系数；

N_i——第i段土壤对滑动面的正压力；

c_i——第i段土壤的单位内聚力；

l_i——第i段土壤的滑动面弧长；

T_i——第i段土壤重量在滑动面方向的分力；

n——滑动体竖直划分的段数；

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

m——抗抗滑动力的段数。

式（10-5）中的N_i和T_i按下式计算：

$$\left.\begin{aligned} N_i &= Q_i\cos\alpha_i \\ T_i &= Q_i\sin\alpha_i \end{aligned}\right\} \qquad (10\text{-}6)$$

式中 Q_i——第i段土壤的重量和上部荷载的合力；

α_i——第i段滑动面的倾角。

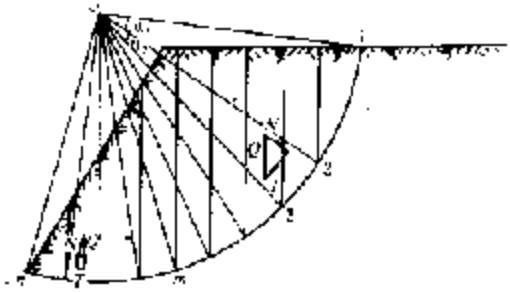


图10-2 圆弧法计算路基稳定系数

在公式（10-5）中，分母为总下滑力，分子为总下滑阻力。所以，分子中包括了摩擦力、内聚力和与下滑力方向相反的那些小段（$m+1$至n段）的抵抗力。

在受采动影响之前，无论怎样取滑动面，总下滑力总是小于总抗下滑力，即稳定系数K大于1，路基是稳定的。但是，受到采动影响以后，式（10-5）中的某些量发生变化，从而降低路基稳定性。如果稳定系数K小于1，路基就会沿滑动面滑动。

由地表倾斜引起的滑动面的倾角变化量$\Delta\alpha$为

$$\frac{\Delta\alpha}{\rho} \approx \operatorname{tg}\Delta\alpha = i \qquad (10\text{-}7)$$

于是垂直和平行于滑动面的分力为

$$\left.\begin{aligned} N_i' &= Q_i\cos(\alpha_i + \Delta\alpha) \\ T_i' &= Q_i\sin(\alpha_i + \Delta\alpha) \end{aligned}\right\} \qquad (10\text{-}8)$$

可见，当地表倾斜方向与滑动方向相同时，下滑力增大，下滑阻力减小，K值降低。

由地表水平变形引起的路基内部的附加水平力在滑动面的切线方向产生滑动分力T_i'。

含水量增大会引起土壤摩擦力和内聚力的降低。此时需根据路基内的含水量测定变化后的f_i'和c_i'。综合上述因素的影响，采用下式计算采动后路基稳定系数：

$$K = \frac{\sum_{i=1}^{n} f_i' \cdot N_i' + \sum_{i=1}^{n} c_i' \cdot l_i + \sum_{i=m+1}^{n} (T_i' - T_i')}{\sum_{i=1}^{n} (T_i' + T_i')} \qquad (10\text{-}9)$$

取几个最不利的滑动面分别计算路基稳定系数。如果稳定系数K均等于或大于1.25时，则可认为路基是稳定的。

第三节 线路上部建筑的移动和变形

路基的移动和变形使线路上部建筑物的标高和平面位置发生变化，具体表现为竖直方向的下沉、水平方向的横向移动和纵向移动。由于这三种移动在线路的相邻点上的不均匀性，使线路发生坡度的变化、竖曲线形状的变化、两条钢轨水平的变化、线路方向的变化、轨距的变化和轨缝的变化。这些变化必然对线路的工作状态产生不利的影响。

一、线路下沉的影响

处于下沉盆地内的线路其坡度会发生变化。如果这种变化与线路原来的坡度一致，则线路坡度增大；反之，线路坡度减小，甚至形成反坡。坡度的变化，会改变列车的运行阻

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

力。铁路部门对线路的限制坡度有明确的规定，以防止列车超载运行。《铁路技术管理规程》（文献[71]）规定线路的最大限制坡度为：国家Ⅰ级铁路，在一般地段为6‰，在困难地段为12‰；国家Ⅱ级铁路为12‰；国家Ⅲ级铁路为15‰。上述各级铁路在双机牵引时最大坡度可为20‰。当车站必须设在坡道上时，最大坡度为2.5‰。

线路相邻段的不均匀倾斜，会导致竖直方向上原有竖曲线曲率半径的变化。根据附加的曲率的凸和凹，可使原有曲率半径增大或减小。《铁路工务规则》（文献[75]）对线路纵断面有如下规定：采用抛物线型曲线时，凡相邻线段坡度代数差大于2‰的，须设计竖曲线连接。每20m竖曲线长度的变坡率，凸形不大于1‰，凹形不大于0.5‰。为避免降低路基或起道过高，可采取每段坡长不短于25m的连续短坡道。两个相邻短坡道的变坡率不大于1‰，连续短坡道的总长不短于200m。当采用圆曲线型竖曲线时，凡相邻坡段的坡度代数差大于3‰者，须设计竖曲线。竖曲线半径一般为20000～10000m，困难条件下不小于5000m。

实际上，尽管地表的曲率变形能改变线路纵断面形状，但是由于地表曲率变化缓慢，只要采取相应的维修措施，附加的曲率变形可以消除，上述有关规定容易满足。

两股钢轨下沉不等，使钢轨原有水平状态发生变化，在曲线路段则改变了超高度。如果这种变化超过允许值，尤其是曲线部分出现反超高现象，对列车运行影响较大。《铁路工务规则》对两股钢轨的水平规定如下：曲线超高度的最大限度不得超过150mm。单线上、下行列车速度相差最殊时不得超过125mm；两轨面的实际超高度与设计超高度相比较，其差值不得超过±4mm。据此，可以反算出垂直于线路方向的允许地表倾斜变形值。

我国铁路的标准轨距为1435mm。为使两轨超高变化最小于1mm，垂直于线路方向的地表倾斜值应小于2.8×10^{-3}。

地表的倾斜变形是容易达到2.8×10^{-3}的。特别是当线路与采区走向平行或垂直、且位于采区边界上方时，地表倾斜值能达到很大的数值。但是，倾斜变形也不是突然发生的，在它对两轨水平的影响达到允许值之前，便可在维修中将已有的倾斜变形加以消除。

二、线路水平移动和变形的影响

在地表水平移动的影响下，线路因横向位移而改变方向，因纵向位移而出现爬行或发生轨缝的变化。

（一）线路的横向移动与变形的影响

线路的横向移动与铁路相对于采空区的位置有关。当线路方向与回采工作面推进方向平行、并位于下沉盆地主断面内时，线路的横向位移很小。当线路方向垂直于推进方向时，线路横向移动的轨迹有指向工作面的特点。工作面开始影响到线路时，线路移动朝向工作面；工作面超过线路下方时，线路便改变原来的移动方向而指向远离而去的工作面，并于最终超过原来的位置而停止在偏向工作面停采线一侧（图10-3）。

当线路不在下沉盆地主断面上时，线路的横向移动总是指向采空区的。线路的原有直线段可能形成曲线段（图10-3）。

当线路与采空区斜交时，线路会由直线变为S形，使线路方向出现复杂的情况（图10-4）。

地表水平移动使直线变成曲线，其曲率半径是很大的。设线路产生横向移动的总长度为500m，最大横向移动达1 m，此时形成的曲率半径为

$$R=\frac{l^2}{8f}=\frac{500^2}{8\times1}=31250(\mathrm{m}) \qquad (10\text{-}10)$$

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

式中 l——曲线弦长，相当于线路移动范围总长度；

f——曲线正矢，相当于最大横向移动值。

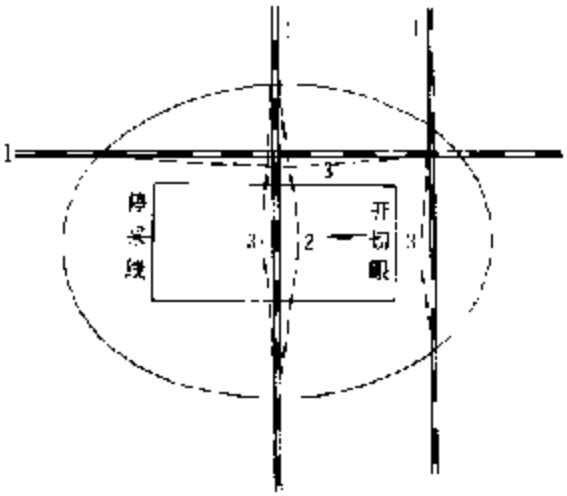


图10-3 线路横向移动示意图

1—线路原始方向；2—工作面开切后线路移动方向；3—工作面停采时线路的最终位置

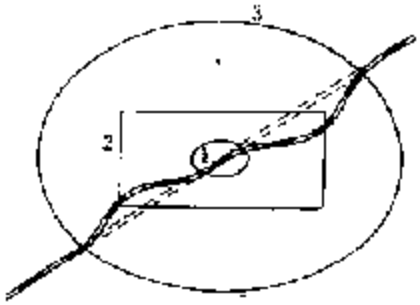


图10-4 与采空区斜交的线路移动

1—下沉盆地平底区；2—采空区；3—地表移动边界

在如此大的曲率半径条件下，甚至不需要轨距加宽和外轨超高。因此，在铁路下采煤时，只要保证线路不出现硬弯，即使直线段出现了大半径的曲线，也能保证行车安全。

线路横向水平移动还会引起曲线正矢的变化。但如上所述，开采引起的曲线正矢变化也是很小的。

理论上讲，线路的横向移动会导致轨距的变化。但是，两根钢轨间距离仅为1435mm，并且固定在轨枕上，所以轨距即使有变化也是微乎其微的，不必考虑。当然，因维修施工质量所造成的轨距变化另当别论。

（二）线路的纵向移动和变形的影响

线路的纵向移动主要表现为线路的爬行和轨缝的变化。线路的爬行量一般小于地表沿线路纵向的水平移动量，但出现爬行的范围要大于地表移动的范围。轨缝的变化与地表水平变形有关。在拉伸变形区，轨缝增大。如果变形太大，能使轨缝达到或超过线路构造的允许值，并能将鱼尾板拉断。在压缩变形区，轨缝减小。如果压缩变形值太大，轨缝能出现瞎缝，使接头和钢轨内产生很大的压应力，甚至出现“涨轨”，那是极其危险的。《铁路工务规则》规定，线路上大轨缝（超过下列标准的轨缝为大轨缝：对12.5m钢轨，夏季为8mm，冬季为16mm；对25m钢轨，夏季为12mm，冬季为17mm）不得超过5%。在钢轨未达到最高轨温情况下，不容许有连续三个以上的瞎缝。

第四节 铁路下采煤的技术措施

铁路下采煤时有两种技术措施可供选择：地面线路维修措施和井下开采措施。根据具体情况可单独采用其中一种或者两种联合使用。

一、地面线路维修措施

地面维修措施是利用铁路下采煤的特点，随时消除地下开采对线路的不利影响，以保

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

证行车安全。在进行铁路下采煤时，应首先考虑地面维修措施，然后再考虑井下开采措施。

（一）开采前的地面准备工作

1．进行地表移动和变形预计。预计的目的是，根据预计结果明确线路移动和变形的性质、数值和方向，以便制定相应的维修措施。例如，预计出线路横向移动的方向，即可将道碴事先卸在相反的方向，减少以后的实际工作量。

2．组织维修力量。我国主要采用的办法是，在采动区成立一个临时的维修工区，专门负责采动区线路的维修工作。

3．准备维修材料。线路受采动后，需要经常进行起道、拨道等维修作业。必须准备足够的维修材料和维修工具，以满足起垫道床和加高加宽路基的需要。

（二）路基的维护

路基的维护主要是加高和加宽路基。为了使新旧路基能密切吻合，在加宽路基时，应将原路基边坡挖成台阶并分层填土，夯实。预计路基加宽量较大时，要在开采前将路基一次性加宽到需要的宽度。路基加宽尺寸，根据预计的起道量和拨道量按下法计算（图10-5）。设预计线路下沉量（起道量）为h，水平移动量（拨道量）为c，路基坡度为$1/m$，路基面宽度为b。如要保持路基面的宽度和坡度，路基两侧的加宽量为

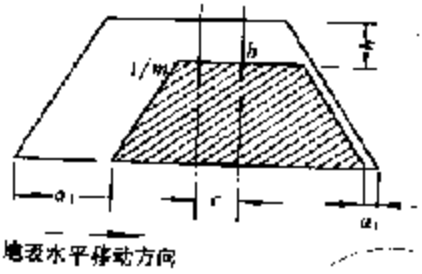


图10-5 路基加宽、加高计算示意图

$$\left.\begin{aligned} a_1 &= m\cdot h - c \\ a_2 &= m\cdot h + c \end{aligned}\right\} \qquad (10\text{-}11)$$

在加高路基时，由于一般使用砂石、黄土等松散材料，在铁路上部建筑及列车的荷载作用下，这些材料可能产生一定的压缩量。所以加高量要稍大于线路下沉量h，使压缩后的路基达到要求的标高。

加宽和加高路基的材料要尽量就地取材，但要求这些材料渗水性良好，以保证路基的干燥和稳固。如因条件限制非采用渗水性差的材料不可时，则应在路基底部每隔一定距离设置横盲沟，以利排水。

我国科研部门已经采用根据预计的地表下沉范围和下沉量，事先抬高路基，以适应将来的开采所造成的线路下沉的新方法，路基的加宽加高计算方法与上同。

（三）起道

线路下沉后，除应加高路基以外，还应及时起垫铁路上部建筑，以恢复原始标高。但起道次数与一次起道量之间应有适当关系。起道过于频繁，不仅增加维修工作量，而且每次起道后不可能将道床捣固密实，致使线路经常处于不稳固状态。不过一次起道量也不宜太大，否则不仅需要采取相应的监护措施，而且因一次起道量过大而需较长时间线路才能稳定。起道时应注意下列要求：

1．一次起道或拨道量为40mm，可不办理施工手续，也不必减速放行列车。

2．一次起道或拨道量为100mm，需办理施工手续，用减速信号防护。放行列车时速不得超过25km。

3．地表移动稳定后，为了最后整治线路纵断面，一次起道或拨道量可大于100mm，但需办理封锁施工手续，设置停车信号。放行列车时速不超过15～25km。

（四）拨道

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

拨道是消除线路横向水平移动的常用办法。由于线路横向移动具有大范围、渐变的特点，可以在变动期间暂时不将线路拨到原始位置，而只对头接处所及时处理，使线路在平面上保持圆滑，不出现硬弯。待地表稳定后，重新设计合理的平面位置，并据此进行整修。

（五）串轨

由于线路纵向移动主要反映在轨缝的变化上，因此可以用调整轨缝即串轨的办法消除有害影响。在每次串轨时，要将预计的拉伸区内的轨缝调小，压缩区内的轨缝调大，以适应地表移动的影响，延长维修周期。

在调整轨缝时，只要不插入短轨头，一般放行列车不必限速。实际上，线路的变形总是某一段拉伸而另一段压缩。所以总的纵向移动量的代数和为零，除非情况紧急，一般不必插入短轨头或锯断钢轨。

二、安全开采措施

安全开采措施的目的，是减小地表下沉值和防止铁路极敏感的地表突然下沉。

（一）减小地表下沉值

地表下沉的大小决定线路在竖直方向上的移动和变形的大小。减小地表下沉是减少线路危害的重要途径。但是，不论采取什么措施，只能使地表下沉值减小而不可能完全消除。所以在采取减小下沉的开采措施时，地面的维护措施仍然是必不可少的。但是，如果地面的维修工作能够保证线路的安全运行，井下的开采措施却不一定非采用不可。

充填法是减小地表下沉的最有效的顶板管理方法。用外来材料充填采空区的效果，取决于充填方法、充填率、充填材料及顶板岩石性质等因素。水砂充填效果最好。风力充填和自溜矸石充填较差。还有一种带状充填法，即沿走向每隔一定距离砌一个矸石带支撑顶板。它属于局部充填方法。带状充填的效果取决于矸石带的垒砌质量。垒砌质量好，地表下沉可以减小。但如果垒砌质量不好，非但起不到应起的作用，反而使地面线路随着垒砌矸石带的被压塌而出现突然下沉。

条带式开采，特别是条带加充填，对减小地表下沉值是有效的，但回采率低。

总之，减小地表下沉值的开采措施，或者成本太高，或者回采率太低，必须在进行综合经济技术对比以后，认为这些措施是可行的合理的，才能最后确定。

（二）防止地表突然下沉

在缓倾斜和倾斜厚煤层浅部开采时，应尽量采用倾斜分层采煤法，并适当减小第一、二分层的开采厚度。这样可以抑制覆岩冒落高度的发展，从而减小地表突然下沉的危险性。

开采急倾斜煤层时，应采用水平分层采煤法，不要使用沿倾斜方向一次暴露较大空间的落垛式或倒台阶式采煤法。这样可以阻止上山方向煤层与岩体的抽冒，防止地表突然下沉。

煤层顶板坚硬，不易冒落时，应采用人工放顶，防止因空顶面积过大而突然冒落。特别是在铁路通过的煤层露头下方的工作面有此类坚硬顶板时，必须强制放顶。

老采空区、废巷和岩溶等是铁路下采煤的隐患。需调查它们是否已被充填满，并应防止井下采煤时把其中的积水流空而造成地表突然陷落。

加快工作面的推进速度会使地表下沉速度增大，因此不宜采用。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

有条件时，应尽量将采空区布置在线路的正下方，人为地使线路位于下沉盆地的主断面上，并与工作面推进方向平行。这时线路横向移动量最小。

在铁路下方不要留设孤立的残存煤柱，尤其在浅部开采时更应注意，以便使线路平缓下沉。

采用协调开采方法可以减小采动过程中地表和线路的变形。为了达到此目的，两个工作面的错开距离要适当，以使其中一个煤层开采引起的地表压缩与另一个煤层开采引起的地表拉伸相抵消。协调开采虽然可以最终减小地表变形，但使地表下沉速度增大，最终下沉值并不会减小。所以，在开采影响只限于线路本身而没有其他建筑物时，要全面考虑协调开采的利弊。在铁路桥梁、隧道等对变形比较敏感的建筑物下采煤时，采用协调开采方法是一种较为有效的措施。

采用分层间歇开采可以明显降低地表下沉速度，因此也可作为减小采动过程中变形的措施之一。

三、其他

在铁路下采煤时，除了线路本身以外，还有铁路桥梁、隧道和车站等下方的采煤问题。

对于桥梁，虽然它承受变形的能力较小，变形后又不易消除，但铁路桥墩之间互相独立，跨度较小，且多为简支梁结构，可以吸收一部分变形，因此实现铁路桥下采煤还是可能的。如果线路下方的煤炭已经采出，只留下桥梁下方孤立的煤柱，反倒破坏了线路下沉大范围、渐变的有利条件。所以，最好是桥下压煤与线路压煤同时采出。

在维修过程中，以桥梁为主，线路服从桥梁。桥墩的下沉使桥梁的过水断面减小，这是比桥梁变形更难处理的问题。

桥涵（包括拱涵、盖板涵、涵管等）一般断面较小，适应变形的能力较强，除了在加宽路基时需加长涵管外，一般不必采取特殊的维护措施。

隧道下采煤问题比较简单。隧道变形与隧道岩体的完整性及岩体强度有关。隧道的断面不会因为地表下沉而缩小，但隧道下沉后的积水问题不易解决。隧道下采煤的关键问题是隧道内部的维修，并防止因片帮等伤人。

车站是铁路的枢纽。车站内的建筑和设备类型比较多，除了线路以外，还有道岔、信号电气设备、站房等，因此车站下采煤比线路下采煤难度大。但是，车站下采煤也有有利的一面，就是站内线路多，在维修时可以暂时封锁一条线路而不影响其它线路的运转。加上列车进出站时车速较低，所以，只要有足够的维修力量和维修材料，实现车站下安全采煤是可能的。

站内线路的维修方法与线路下采煤相同。站房下采煤，可按建筑物下采煤处理。

第五节　铁路下采煤的观测工作

在进行铁路下采煤时，应事先在地表设置专门的铁路观测站。其目的一是随时掌握路基和线路的移动动态，为铁路维修提供依据，二是为研究路基和上部建筑的移动规律提供资料，以指导今后的铁路下采煤工作。

一、铁路观测站的设置

铁路观测站应由两条观测线组成：一条设在钢轨上，称为轨道观测线；另一条与钢轨

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

平行设置在路基面上，称为路基观测线（图10-6）。

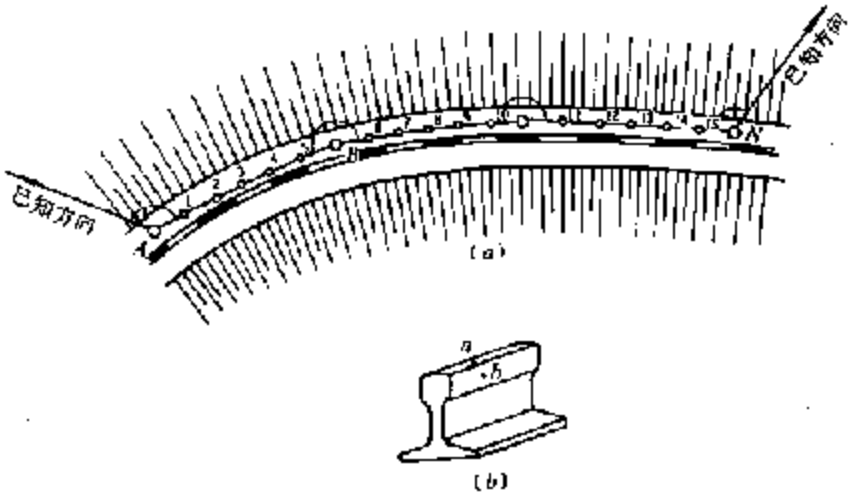


图10-6 铁路观测站

a—路基观测钢；b—轨道观测点

（一）轨道观测线

轨道观测线的测点选在钢轨轨头的外侧b点处，冲一个小圆坑，作为平面观测的位置。测点间距，在直线段与单根钢轨长度相适应，即12.5m或25m；在曲线段与正矢点相对应，即每10m或20m设一点。测点可选在轨节编号处，以便寻找。平面测点所对应的轨面a点处，即为高程观测时的立尺位置。

（二）路基观测线

路基观测线应设在与轨道观测线同侧的路基面上。图中的A、B、……为导线点，1、2、3、……为工作测点。测点出露地表的高度，应考虑到不致因路基下沉而被埋没。为便于观测，路基观测点至钢轨的距离应尽量小，一般为1.5—2.0m。测点结构和埋设要求与地表观测站相同。路基观测线的直线部分应设置成直线，曲线部分要与线路的曲线相谐调。观测线两端应设置不少于两个控制点。

二、观测工作

（一）高程观测

1．高程连接测量

高程连接测量是根据矿区水准基点将高程导至观测线的控制点上，同时将铁路原有的水准点也连测上。高程连接测量按国家三等水准测量要求进行。路基观测线和轨道观测线的高程要分别测出。

2．首次观测

首次观测的目的，是为了取得采动前各观测点的原始高程。它是用来计算线路移动与变形的基础数据，需独立进行两次，取其算术平均值作为各测点的原始值。施测亦按三等水准要求进行。

3．巡视测量

巡视测量是为了及时发现铁路开始移动的时间。在预计开始移动前，应每隔3～4天对全部或部分路基点进行一次水准测量。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

4. 定期观测

发现铁路开始移动后，观测便转入定期进行。从首次观测到末次观测，其间要进行多次测量。为了减小系统误差的影响以及使各次观测精度一致，可从首次观测开始，按前、后视距离相等的原则，固定转点和水准仪放置位置，并将这些点标志在钢轨相应位置处。这样不但能提高精度，而且能加快观测速度，避免司尺和记录发生粗差。测完之后应立即在野外手簿上计算各测点的高程。

（二）平面观测

1. 平面连接测量

观测站设置完毕，应及时将观测线控制点与矿区控制网连接。其测量方法依照Ⅳ等三角测量的精度进行。

2. 路基观测线的平面测量

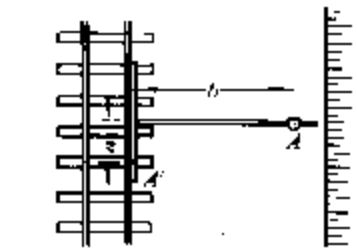




图10-7 轨道观测点的移动观测
A-路基点；A'-轨道点

一条观测线有几十个甚至上百个观测点。如果每个点都由导线测量求出其坐标，内、外业工作量都很大，同时由于每条边都很短，测角误差积累迅速。因此可以先选择若干特征点作为导线点，如图10-6中的A、B、C…N等。各点间距直线段200～400m，曲线段100～200m为宜。然后在这些导线点上进行角度测量、边长测量和支距测量。

3. 轨道观测线的平面测量

由于已经测出了路基观测点的平面位置，因此可以路基点为基础测量轨道点的平面位置。

轨道点A'与路基点A在线路上的垂足并不一定重合。A'至A在线路上的垂足的距离a，称为点纵距；路基点A至线路的垂距b，称为点横距（图10-7）。根据点纵距的变化可以计算出钢轨的纵向移动，根据点横距的变化可以计算出钢轨的横向移动。对a值和b值的观测，可用木质丁字尺完成。在读取b值时，可借助水准器将丁字尺置平，使垂球对准路基点A，依垂球线在丁字尺上读数。

轨道点的纵向和横向移动量用下式计算（如图10-8所示）：

$$\left.\begin{aligned} u' &= u + a - a_i \\ v' &= v + b - b_i \end{aligned}\right\} \qquad (10\text{-}12)$$

式中 u'，v'——轨道点的纵向和横向移动；

u，v——路基点的纵向和横向移动；

a，b——首次观测时路基点与轨道点的纵向和横向距离；

a_i，b_i——第i次观测时的a、b值。

（三）其他观测

1. 轨缝观测。通常采用一种专门的楔形钢板尺来测量轨缝（图10-9）。

在测量轨缝的同时，还要进行轨温测量。

标准轨缝按下式计算：

$$a = 0.0118(T - t)L + c \qquad (10\text{-}13)$$

式中 a——轨缝宽度，mm；

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

T——当地最高轨温，℃；如无实测值可按当地最高气温加20℃；

t——计算轨缝时的实测轨温，℃；

L——单根钢轨长度，m；

c——接头及钢轨基础阻力限制钢轨自由伸缩的值，mm；对12.5m钢轨，c 取1～2mm，对25m钢轨，用二级螺栓 c 取7mm；用三级螺栓 c 取3～4mm。

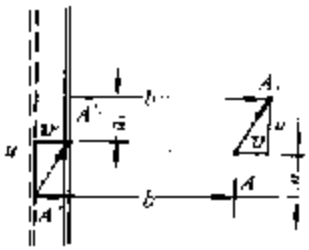


图10-8 轨道点移动量的计算



图10-9 轨缝测量

2．曲线正矢测量。为了发现和检查线路的平面曲线的变化，需要进行这项测量工作，一般在外轨内侧轨面下16mm处，用正矢法往返测量弦中点至钢轨内侧轨面下16mm处的垂直距离，取往返平均值，据以检查曲线是否发生了变化。

（四）绘制观测成果图

根据实测的内轨轨面的标高，绘制线路纵断面图，供线路维修时确定起道量用。最后应将每次起道周期内各次轨道观测线的下沉绘制在同一张图纸上备查。

根据轨道观测线的平面测量结果，绘制线路横向移动图，供确定拨道量用。最后应将每次拨道周期内的各次观测成果绘制在同一张图纸上备查。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

第十一章 地下开采对立井的影响及防护

第一节 井筒煤柱开采对立井的影响及计算

一、井筒煤柱开采对立井的影响

在立井井工开采条件下，传统的方法是留设立井和工业场地保护煤柱。先回采柱外煤炭，到矿井生产后期才回采煤柱。这样必然形成孤立的煤柱。回采煤柱时，会出现压力集中、顶板不易管理等不利条件，井筒和井底车场也将受到影响甚至破坏。

立井井壁多为料石砌体、混凝土结构或锚喷支护。同一介质的井壁与软硬互层的围岩接触，井壁的变形受到围岩应力场的控制。因此，要研究井壁的变形与破坏规律，必须先研究围岩的附加应力场的分布规律，即岩体内部的移动和变形规律。而围岩的非均质性和地质构造的复杂性，使研究工作变得十分困难。

开采影响的初始阶段，井壁和围岩的粗糙表面还可牢固结合在一起。这一方面是靠充填在围岩与井壁之间的混凝土的摩擦力和粘着力，另一方面是靠壁座的连结。此时，井壁与围岩同步变形。井壁在弹性变形范围内的抗变形力呈线性增加。当变形达到一定值时，井壁与围岩间的粘着强度开始达到极限，井壁与围岩之间形成断裂面而产生相对滑动。然后井壁在摩擦力的作用下继续变形，最终以剪切和断裂的形式破坏。

井壁材料（料石或混凝土）的抗压强度远大于抗拉强度，所以井壁受拉伸时较之受压缩时更容易破坏。但是，压缩变形破坏一旦发生，就表现十分剧烈。

严格讲，井筒变形与围岩变形是不一致的，但这种差别很微小，从工程实用的角度，可以近似认为两者相等，本章在叙述中也不再区分它们。

图11-1表示回采立井煤柱时井筒的变形情况。在井筒穿过煤层处，顶板下沉量等于开采厚度，井壁下沉量也最大。而在井口处，地表下沉肯定小于开采厚度，所以，沿着井筒轴线方向的下沉是由下至上逐步减小，表现为井筒受竖向拉伸变形。但在井筒与煤层交汇处，由于采空区顶底板的靠近，井筒受局部压缩变形，此时非可塑性的井壁成了顶底板间的唯一支柱。如果井壁承受的附加竖向拉伸和压缩变形超过了井壁的允许变形值，井壁的不同部位将发生不同性质的破坏。井柱开采引起的井筒破坏的形式，包括轴线偏斜、竖向拉断或压塌、径向截面变化和沿弱面错开。

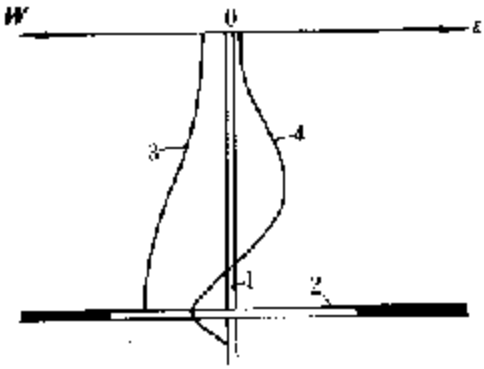


图11-1 井柱开采时井筒竖向移动和变形
1—井筒；2—采空区；3—下沉曲线；4—竖向变形曲线

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

二、井筒的竖向移动与变形计算

井筒的竖向移动和变形借用地表移动的预计方法来计算。其实质是把岩体内不同深度的移动当作不同开采深度的地表移动问题处理。由于地表移动规律和岩体内部的移动规律并不完全相同，这种借用的方法只能是近似的。下面介绍几种常用的计算方法。

（一）概率积分法

如第四章第六节所述，立井的偏斜和变形也可以作为岩体内部的移动和变形值用概率积分法进行预计。预计时可以采用与预计地表的移动和变形相同的公式，但参数应取预计点在不同深度上所具有的不尽相同的值。下面举例说明这种方法。岩体内不同水平上的参数是不同的，但是为了简便起见，例中假设岩体内的预计参数可取与地表相同的值。

[例11-1] 设开采一水平的井筒煤柱（图11-2），开采范围 DE 已达无限长，即已达到半无限开采，煤层开采厚度 $m=2000\text{mm}$，开采深度 $H=200\text{m}$，井筒距开采边界 $x_A=x_B=50\text{m}$，下沉系数 $q=0.5$，A、B 水平的主要影响角正切均等于 $\operatorname{tg}\beta=2$，拐点偏距均为 $S=0$，水平移动系数均为 $b=0.3$。试预计井筒的竖向移动和变形。

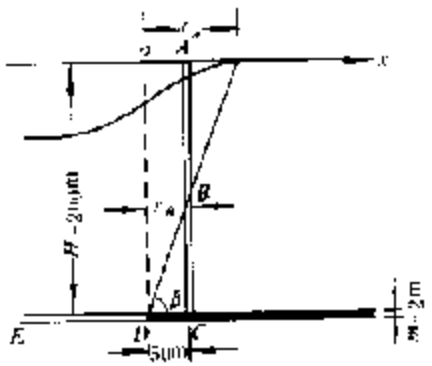


图11-2 用概率积分法预计井筒变形

解：预计步骤如下（图11-2）：

1. 预计该条件下地表最大下沉值：

$$w_0=m\cdot q=2000\times0.5=1000(\text{mm})$$

2. 预计井筒受采动影响的高度：

$$AB=AC-BC=AC-DC\cdot\operatorname{tg}\beta$$
$$=200-50\times2=100(\text{m})$$

3. 预计 A 水平主要影响半径：$r_A=\dfrac{h_A}{\operatorname{tg}\beta}=\dfrac{200}{2}=100(\text{m})$，$B$ 水平主要影响半径：

$$r_B=\frac{h_B}{\operatorname{tg}\beta}=\frac{100}{2}=50(\text{m})$$

4. 预计 A、B 间井壁的竖向下沉和变形：

分别以 $\dfrac{x_A}{r_A}$ 和 $\dfrac{x_B}{r_B}$ 为引数，查概率积分法计算表（表4-2），得 A 点下沉分布系数 $(w_A/w_0)=0.1051$，B 点下沉分布系数 $(w_B/w_0)=0.0062$。所以，A、B 点的下沉分别为

$$w_A=w_0\cdot(w_A/w_0)=1000\times0.1051=105\ (\text{mm})$$
$$w_B=w_0\cdot(w_B/w_0)=1000\times0.0062=6.2\ (\text{mm})$$

A、B 间竖向压缩变形为

$$\varepsilon_{AB}=\frac{w_B-w_A}{AB}=\frac{6.2-105}{100}=-0.99\ (\text{mm/m})$$

再以 $\dfrac{x_A}{r_A}$ 和 $\dfrac{x_B}{r_B}$ 为引数，查表得水平移动分布系数 $\left(\dfrac{U_A}{U_0}\right)=0.4559$，$\left(\dfrac{U_B}{U_0}\right)=0.0432$。所以，$A$、$B$ 点的水平移动分别为

$$U_A=b\cdot W_0\cdot\left(\frac{U_A}{U_0}\right)=0.3\times1000\times0.4559=136\ (\text{mm})$$

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

$$U_B = b \cdot W_0 \cdot \left(\frac{U_B}{U_0}\right) = 0.3 \times 1000 \times 0.0432 = 13 \text{ (mm)}$$

A、B间的平均倾斜值为

$$i = \frac{U_A - U_B}{AB} = \frac{136 - 13}{100} = 1.23 \text{ (mm/m)}$$

（二）布德雷克-克诺特法[1,4]

布德雷克-克诺特法，适用于水平煤层圆形井筒煤柱开采时井筒移动和变形的预计。

设井筒周围对称开采半径为R，煤层开采后井筒任意水平Z处的下沉由该方法直接给出：

$$W_Z = W_0\left(1 - e^{-\pi\frac{R^2}{r_Z^2}}\right) \qquad (11\text{-}1)$$

式中 W_0——顶板最大下沉值；

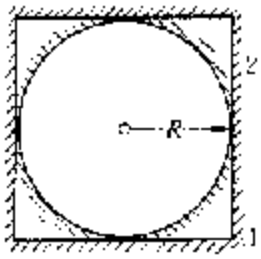
R——开采半径；

r_Z——Z水平主要影响半径，

$$r_Z = r\left(\frac{Z}{H}\right);$$

r——地表主要影响半径，$r = \frac{H}{\lg\beta}$；

H——开采深度。



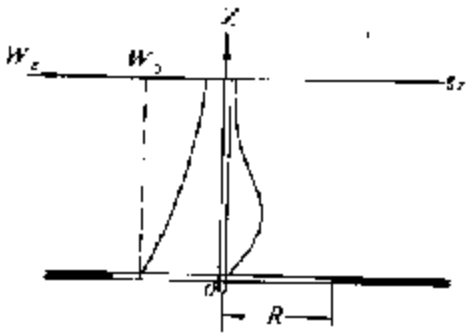


图11-3 用布德雷克-克诺特法预计井筒变形

1-开采的圆形采区；2-与所采圆形采区等数的正方形采区

将r_Z和r代入式（11-1），则Z水平的下沉公式为

$$W_Z = W_0\left[1 - e^{-\pi\frac{R^2H^2}{r^2Z^2}}\right] \qquad (11\text{-}2)$$

竖向变形为下沉的一阶导数，即

$$\varepsilon_Z = \frac{dW_Z}{dZ} = 2\pi W_0 \frac{R^2}{r^2}\cdot\frac{H^2}{Z^3}e^{-\pi\frac{R^2H^2}{r^2Z^2}} \qquad (11\text{-}3)$$

分别将式（11-3）中的R和Z视为变量，可以解决两类问题：第一，在开采半径R固定条件下，在哪个水平上井筒竖向变形最大，最大值为多少？第二，如希望最大拉伸变形出现在井筒某高度Z处，以便在该处留设变形缝，井筒周围的开采半径R应为多少？

第一类问题中R为常数，Z为变量。将ε_Z对Z求导，并令其等于零，即

$$\frac{d\varepsilon_Z}{dZ} = -2\pi W_0\frac{R^2H^2}{r^2}e^{-\pi\frac{R^2H^2}{r^2Z^2}}\left[-3Z^{-4} + 2\pi Z^{-6}\frac{R^2H^2}{r^2}\right] = 0$$

一定是括号内的值为零。解之便可求出最大竖向变形的高度

$$Z = 1.447\frac{R}{\gamma}H \qquad (11\text{-}4)$$

将Z代入式（11-3）中，即可求出Z水平处最大拉伸变形为

$$\varepsilon_Z = 0.463W_0\frac{\gamma}{R\cdot H} \qquad (11\text{-}5)$$

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

[例11-2] 用水砂充填法开采井筒周围的圆形煤柱。开采深度 $H=300$m，开采厚度 $m=5000$mm，开采半径 $R=28$m，顶板下沉系数 $q=0.2$，主要影响角正切 $\operatorname{tg}\beta=2$。试预计井筒不同深度的下沉值和竖向变形。

解：预计步骤如下：

1. 求顶板最大下沉：

$$W_0=m\cdot q=5000\times 0.2=1000\ (\text{mm})$$

2. 求地表主要影响半径：

$$r=\frac{H}{\operatorname{tg}\beta}=\frac{300}{2}=150(\text{m})$$

3. 按式（11-2）计算不同深度的下沉值，列于表11-1内。

4. 按式（11-3）计算井筒不同深度的竖向拉伸变形，列于表11-1内。

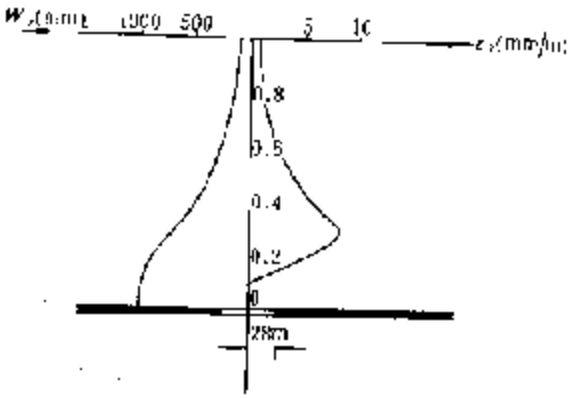


图11-4 下沉和竖向变形曲线图

5. 按式（11-4）计算最大拉伸出现的深度：

$$Z=1.447\frac{RH}{r}=81\ (\text{m})$$

6. 按式（11-5）计算 Z 水平的最大拉伸值：

$$\varepsilon_Z=0.462W_0\frac{r}{R\cdot H}=8.2\ (\text{mm/m})$$

7. 绘出井筒下沉和竖向变形曲线图（图11-4）。

表11-1

开采半径 $R=28$m		下沉	竖向变形	开采半径 $R=28$m		下沉	竖向变形
井筒 Z 水平	$\frac{Z}{H}$	W_z，mm	ε_z，mm/m	井筒 Z 水平	$\frac{Z}{H}$	W_z，mm	ε_z，mm/m
300	1.0	104	0.6	90	0.3	680	8.1
270	0.9	124	0.8	81	0.275	766	8.2
240	0.8	156	0.9	60	0.2	935	5.9
210	0.7	200	1.8	30	0.1	1000	0
180	0.6	263	2.9	15	0.05	1000	0
150	0.5	354	3.8	0	0	1000	0
120	0.4	495	5.8				

根据计算知，最大拉伸变形出现在煤层上方81m处，于是便可事先采取措施加以防范。

第二类问题中 Z 为常数，R 为变量。将 ε_z 对 R 求导，并令其等于零，即

$$\frac{d\varepsilon_z}{dR}=-4\pi W_0\frac{R}{r^2}\frac{H^2}{Z^2}e^{-\pi\frac{R^2H^2}{r^2Z^2}}\left(1-\pi\frac{R^2H^2}{r^2Z^2}\right)=0$$

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

得 $$R=\frac{r\cdot Z}{\sqrt{\pi}H} \quad 或 \quad \frac{R}{r}=0.564\frac{Z}{H}$$ (11-6)

将式（11-6）代入式（11-3）得最大拉伸变形

$$\varepsilon_Z=\frac{2W_0}{c\cdot Z}-0.786\frac{W_0}{Z} \quad (11-7)$$

稍加变换有

$$\frac{\varepsilon_Z H}{W_0}=\frac{0.415}{\frac{R}{r}}\cdot\frac{0.736}{\frac{Z}{H}} \quad (11-8)$$

由式（11-8）可绘出$\frac{Z}{H}$、$\frac{R}{r}$和$\frac{\varepsilon_Z H}{W_0}$的关系曲线图（图11-5）。

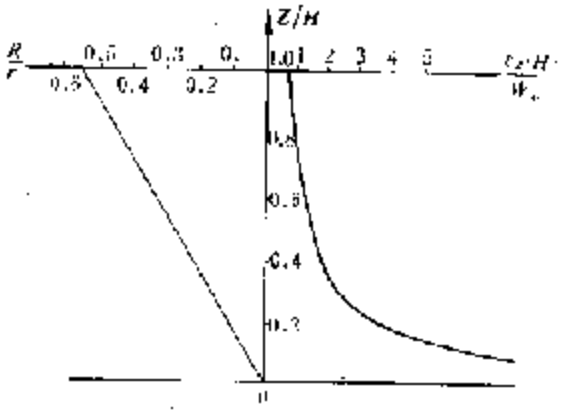


图11-5 $\frac{Z}{H}$、$\frac{R}{r}$和$\frac{\varepsilon_Z H}{W_0}$关系曲线图

利用图11-5，在已知顶板下沉值W_0、采深H和地表主要影响半径r的条件下，可以查出井筒指定高度Z处出现最大拉伸变形时的开采半径R及相应的最大拉伸变形值ε_z。

（三）积分格网法

将井筒沿竖直方向等分成若干段，按其高程分别做出若干个积分格网，利用这些格网便可计算出各高程处井筒的下沉值。然后根据上、下相邻点的下沉差，可以计算相应段的平均压缩或拉伸变形值。同理，用相应的水平移动格网，计算相邻点的水平移动差，即可求出该段的井筒平均偏斜值。目前，已经有人利用积分格网法的原理编制出计算程序，只要输入采空区角点坐标和有关参数，即可用计算机直接打印出结果。

（四）有限元法与边界元法

目前，已经有许多成熟的有限元程序和边界元程序，可以用来解决各种开采条件下岩体内部应力和位移的计算问题。开采对井筒的影响问题也可以进行定量的计算。本书第四章中对此有较详细的介绍。计算的精度取决于岩体参数的选取和岩体理论模型符合实际的程度。另外，边界元法不便考虑多种岩体的各种组合，这就使这些先进方法的应用受到限制。

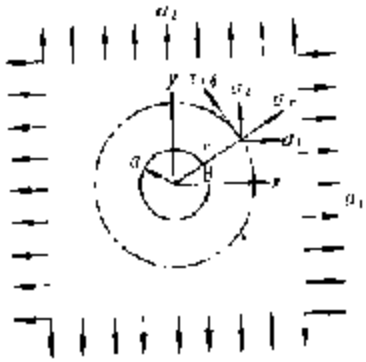


图11-6 圆孔周围应力分布

三、井筒径向受力计算

回采引起的井筒围岩在水平方向（井筒径向）的附加应力场沿煤层走向方向和倾斜方向的值是不相等的。井筒径向受力问题，可以归结为无限弹性体中的圆孔问题。

井筒径向附加应力场的非轴对称问题，可以根据圆孔周围应力分布进行求解（图11-6）。

其精确解已为弹性理论所解决[1][2]：

$$\left.\begin{aligned}\sigma_r&=\frac{\sigma_1+\sigma_2}{2}\left(1-\frac{a^2}{r^2}\right)+\frac{\sigma_1-\sigma_2}{2}\left(1+\frac{3a^4}{r^4}-\frac{4a^2}{r^2}\right)\cos 2\theta\\ \sigma_\theta&=\frac{\sigma_1+\sigma_2}{2}\left(1+\frac{a^2}{r^2}\right)-\frac{\sigma_1-\sigma_2}{2}\left(1+\frac{3a^4}{r^4}\right)\cos 2\theta\end{aligned}\right\} \quad (11-9)$$

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

$$\tau_{r\theta} = -\frac{\sigma_1-\sigma_2}{2}\left(1-\frac{3a^4}{r^4}+\frac{2a^2}{r^2}\right)\sin 2\theta$$

式中 σ_r——井壁径向附加应力；

σ_θ——井壁切向附加应力；

σ_1——沿x方向附加应力；

σ_2——沿y方向附加应力；

a——井筒内半径；

r——计算应力场的半径；

θ——计算径向应力方向与x轴的夹角。

根据式（11-9）可以求出井筒内壁（$r=a$）在x轴方向（$\theta=0°$）上的附加应力为$\sigma_r=0, \tau_{r\theta}=0, \sigma_\theta=3\sigma_2-\sigma_1$；在$y$轴方向$\left(\theta=\frac{\pi}{2}\right)$上的附加应力为$\sigma_r=0$，$\tau_{r\theta}=0$，$\sigma_\theta=3\sigma_1-\sigma_2$。如果附加应力与该点原始应力之和大于井壁允许应力，井壁就会破坏。

采动前，井壁轴向应力主要是由围岩自重及井筒井挖引起的。在采动过程中，井筒受开采附加应力场的影响。若井壁刚度接近或小于围岩刚度，则井壁和围岩的变形基本同步，井壁不会出现应力集中现象。若井壁刚度大于围岩刚度（围岩是软弱岩层，如煤线或断层破碎带），则围岩在垂直方向产生的变形比井壁大，将覆岩的重量传递给井壁，形成应力集中现象，使井筒产生较大的轴向变形。为了避免井壁破坏，设法增加井壁材料的柔度是可取的。于是，人们想到了可缩性支护措施。这种可缩性支护能够有效地吸收围岩传递给井壁的附加应力，从而对井壁起到保护作用。

第二节　柱外开采引起井筒的偏斜和破坏

一些生产矿井发现，按照有关规程留设的保护煤柱有时不能完全起到应有的保护作用，在保护煤柱以外的开采会引起井筒的偏斜和破坏。其原因可归结如下：

一、用移动角留设井筒煤柱的片面性

留设井筒煤柱时，通常用的是移动角。而移动角是与地表的临界变形点相对应的。实际上，从临界变形点到下沉边界点之间，地表仍有下沉和水平移动，只是数值相对很小。其间的建筑物可能是安全的，但是位于该范围之内的立井井筒，却因为有从井口向下逐渐减小的水平移动而发生弯曲和倾斜（图11-7）。

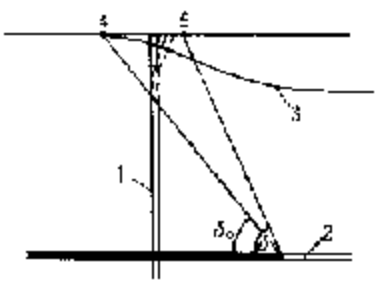


图11-7　柱外开采时立井的偏斜

1—井筒；2—采空区；3—地表下沉曲线；4—地表下沉边界点；5—地表临界变形点

二、上山三角区对立井的影响

在倾斜煤层开采条件下，在采区的上山方向总存在一个上山三角区（图11-8）。

上山三角区内的岩层出露地表，岩层间的约束力较小。在三角区下山方向开采以后，该区的岩体由于失去了下山方向的支撑，煤岩体产生向采空区移动的趋势。如果立井位于上山三角区之内，顶板岩层向下山方向移动，而底板内的井筒不动，井筒也会向下山偏斜。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

三、软弱面对立井的影响

在倾斜煤层开采时，若岩层内存在弱面，且岩层的自重方向不与弱面相垂直，则弱面上部岩体的重量可以分解为垂直于弱面和平行于弱面两个分量。如果平行于弱面的分量大于弱面间的摩擦力和粘结力，就会引起岩层沿弱面滑动，从而剪断穿过弱面的井筒。特别是在软弱层为煤线和断层的情况下，更容易产生沿弱面的滑动（图11-9）。

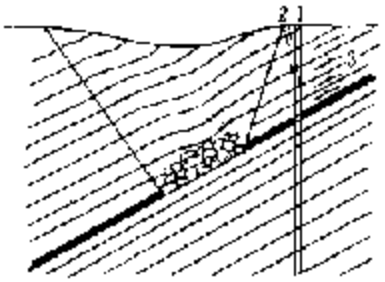


图11-8 上山三角区对立井的影响

1—井筒原始位置；2-向下山方向偏斜的井筒；3—上山三角区

对井筒危害最大的弱面莫过于断层。当回采工作面接近断层破碎带时，断层上盘岩体会沿着断层面发生整体滑动。在井筒与断层交汇处，最容易发生剪切错动，甚至将完整的井筒断开，对生产威胁很大。

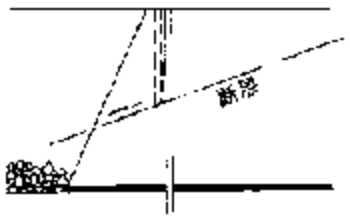


图11-9 软弱面对立井的影响

在断层上盘沿断层面滑动之后，随着滑动岩体对采空区内非连续的冒落岩块的侧向挤压，冒落带被压实，提高了冒落带对滑动岩体的支撑反力。当该反力增大至与下滑力相等时，滑动岩体趋于稳定。由于冒落带对滑动岩体的反力是随着岩体滑动而逐渐增大的，岩体的滑动也必然是渐变的，因此井筒不会出现突然的剪切错动。

为了避免因断层引起岩体滑动，从回采顺序上考虑，应先回采断层下盘的特别是井筒周围的煤量。在断层下盘的煤量采出之后，再回采上盘的煤量，这样可以减轻断层上盘滑动对井筒的影响。此时即使断层发生较大的滑动，使井筒产生偏斜和破坏，但由于大部分煤柱已经采出，提升煤量大大减少，便于井筒的调整和维修。

四、柱外开采引起的覆岩变形对井筒的影响

柱外开采引起的立井偏斜只要是均匀、渐变的，尽管可能影响提升的正常进行，但一般不会危害井壁，也不一定造成井筒内装备的破坏。

苏联规定，井筒轴线偏斜的允许值为2×10^{-3}，极个别地段不超过5×10^{-3}；允许的最大曲率为$0.33\times10^{-3}/m$[18]。

各种材料井壁的轴向压缩允许变形值，如表11-2所示。

表11-2 井壁轴向压缩允许变形值

井壁类型	井壁轴向压缩允许变形值10^{-3}	井壁类型	井壁轴向压缩允许变形值10^{-3}
整体水泥混凝土结构	0.62	钢质圆筒	1.00
砖砌结构	0.73	钢筋水泥圆筒	2.00

井筒径向的水平变形允许值是很难确定的。它与围岩的岩性，井壁的材料、结构和厚度，井筒直径和罐梁刚度有关。根据弹性理论计算的水平变形允许值，列入表11-3中，仅供参考[18]。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

表11-3　　井筒径向水平变形允许值

支护类型	$\frac{R}{R_0}$	各类岩层中水平变形允许值10^{-3}			
		砂岩	石灰岩	泥页岩	煤
整体水泥150号	1.10	0.15	0.13	0.30	0.20
整体水泥300号	1.10	0.15	0.13	0.40	0.30
砖 结 构	1.10	0.12	0.17	0.13	0.09
钢 结 构	1.02	0.30	0.40	0.60	1.25
钢筋混凝土	1.15	1.27	0.80	0.92	0.89

注：R为井壁外径，R_0为井壁内径。

第三节　立井煤柱回采的技术措施[2]

回收立井煤柱时，可以采取地下开采措施和井筒维护措施。在确定回采方案时应全面考虑，选取最优方案。

一、开采措施

回收井筒煤柱的最佳开采方案是，先期回采井筒周围的方块煤柱，并使回采方块煤柱在井筒内引起的变形能被后期的回采抵消一部分。立井煤柱回采一般分为三个阶段：

准备阶段：将穿过开采煤层的一段井壁截去，代之以可缩性木垛，使井壁不出现应力集中。

先期回采：回采井筒附近的小方块煤柱，使井壁形成不超过井壁材料抗拉极限的初始拉伸变形，并把井筒与后期回采的工作面隔开，以免采区自然发火漫延到井筒内。方块煤柱的尺寸取决于开采深度等地质采矿条件，在开采深度为200～500m时，通常取40×40 m[1]。方块煤柱开采后要充填采空区（图11-10）。

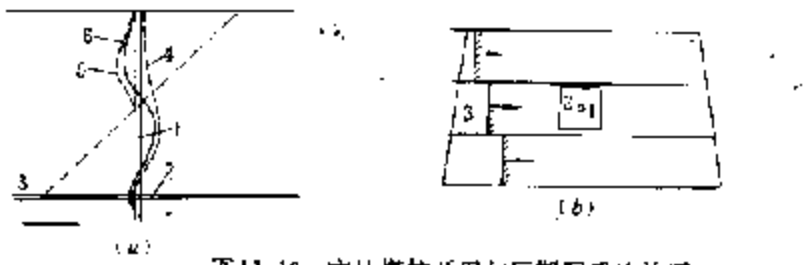


图11-10　方块煤柱开采与后期回采的关系

a—过井筒的剖面图；b—平面图

1—井筒；2—已采的方块煤柱；3—采空区；4—开采方块煤柱在井壁上形成的拉伸变形曲线；5—后期回采在井壁上形成的压缩变形曲线；6—叠加后的变形曲线

后期回采：方块煤柱开采后即回采整个煤柱，称后期回采。用数个工作面构成一个主工作面。主工作面的推进方向，根据具体情况确定。可从煤柱中央向边界背向推进，亦可从煤柱一侧边界向另一侧单向推进，或从煤柱边界两侧向中央相向推进。主工作面可用充填法或条带法或全陷法管理顶板。

图11-11分别表示后期回采时采用单向推进（a）、相向推进（b）和背向推进（c）时井筒的轴向变形情况。下部图表示井柱开采顺序，用1′、2′、3′、4′表示。中部的图表示设置可缩性井壁时的变形情况。上部的图表示未设可缩性井壁时的变形情况。

图11-11a表明，由煤柱边界向井筒单向推进时，井筒上部首先受压缩。随着工作面的

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

接近，压缩范围逐渐扩大。这种压缩变形可部分抵消开采方块煤柱时井筒的拉伸变形。工作面推过井筒以后，井壁重新受到拉伸变形。开采达到充分以后，位于采区中央的井筒变形基本消失。但在开采水平，竖向压缩变形增大，可能造成井壁破坏。

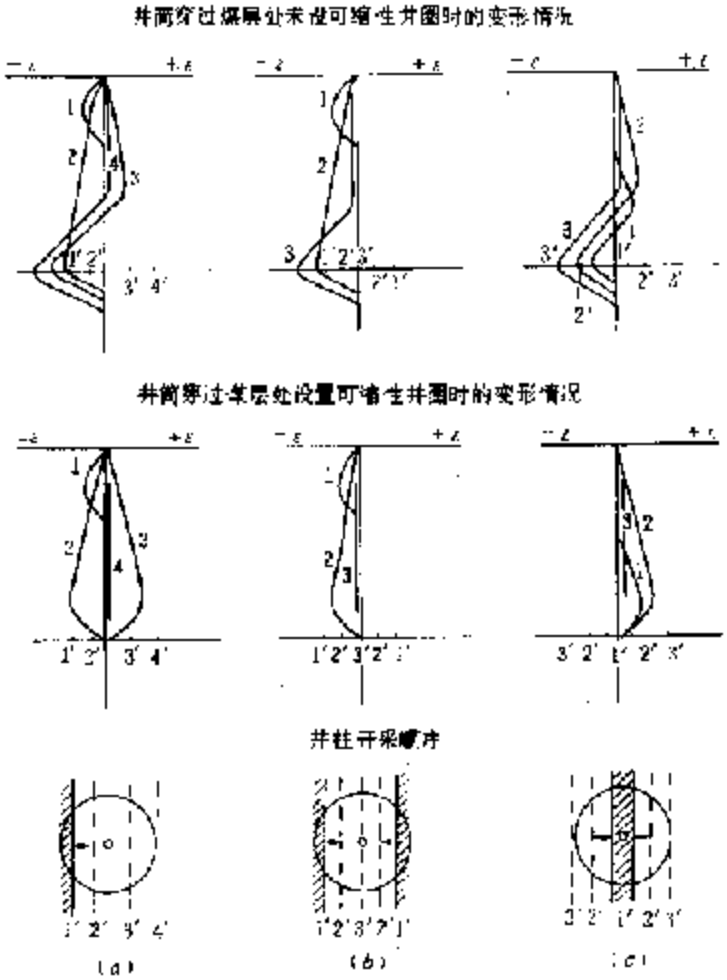


图11-11 立井煤柱的后期回采引起的立井轴向变形

图11-11*b*表明，由两边界向井筒对称开采时，先引起井筒上部较大的压缩变形。工作面继续靠近井筒，压缩范围扩大到井筒下部。然后，井筒上部开始卸载，但在没有可压缩性井壁时，开采水平附近仍有较大的竖向压缩变形。

图11-11*c*表明由煤柱中央向两侧边界推进时，井筒下部在方块煤柱开采引起的拉伸变形基础上继续拉伸。工作面继续向外推进，拉伸变形扩展到井筒上部。达到充分开采时，井壁上部卸载，但井筒下部竖向拉伸变形仍较大。根据井壁材料的抗拉伸能力远低于抗压缩能力的特点，这种方案比较不利。

二、柱外开采时防滑煤柱的留设

如前所述，在倾斜煤层开采条件下，井筒有可能沿着煤层向下山方向的采空区滑动而造成井筒的偏斜和破坏。为了防止这种现象发生，可在井筒的下山方向，在原有煤柱的基础上再扩大一部分煤柱。扩大的这部分煤柱，称为防滑煤柱。关于防滑煤柱下边界的确定和防滑煤柱的留设方法，见表7-6和图7-16。

[例11-3] 留设立井防滑煤柱。某矿立井穿过一软弱岩层。立井垂深200 m，可采

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

煤层三层，厚度分别为$M_1=2.05$m，$M_2=3.20$m，$M_3=1.37$m，煤层倾角19～21°。松散层厚度30m，各煤层埋藏深度如图11-12所示。本矿区观测资料表明，存在岩层沿软弱面滑移的可能，故要求留设防滑煤柱。

地面受护面积确定和常规煤柱留设方法相同，这里不再赘述。下面主要介绍防滑煤柱边界的确定。

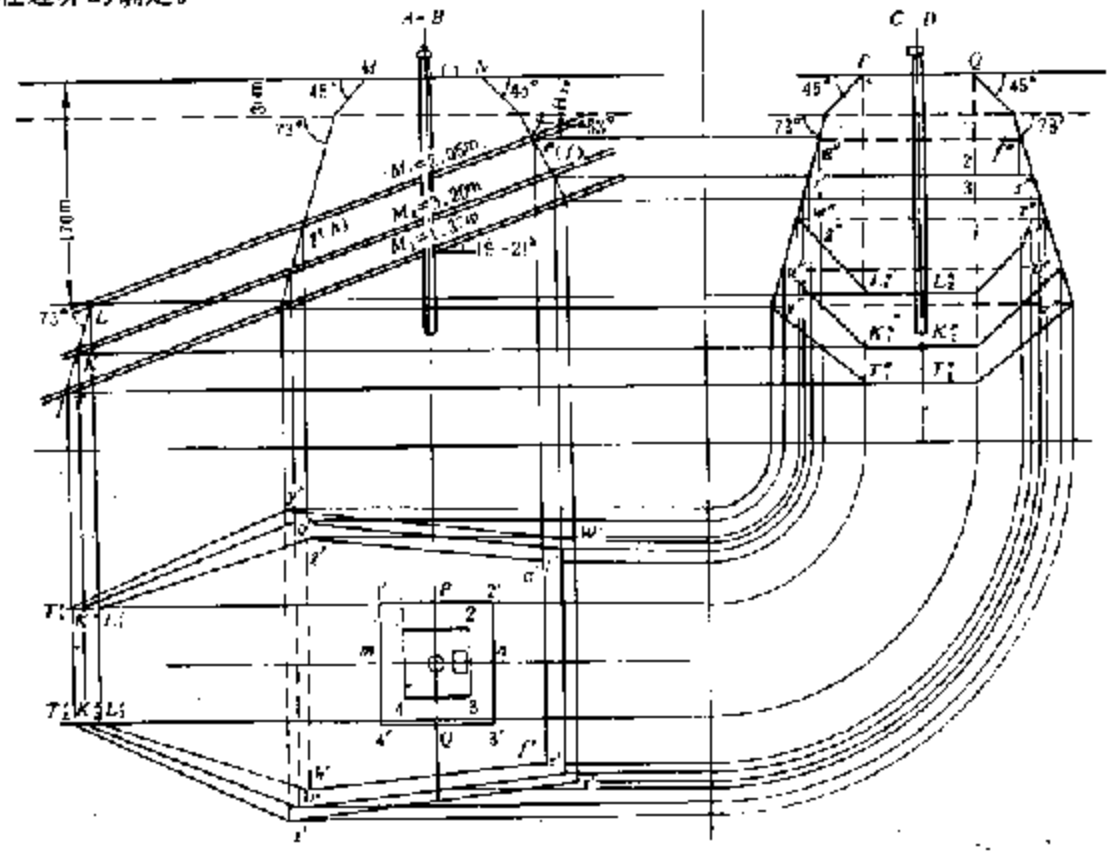


图11-12 立井煤柱和防滑煤柱的留设

1. M_1煤层防滑煤柱下边界的确定

M_1煤层防滑煤柱的下边界深度用式（7-7）求定。根据$\alpha=19\sim21°$，在表7-6中用内插法得$H_z=76\sim89$m，取$H_z=85$m。本例中煤层数$n=3$。用常规方法求得M_1煤层煤柱上山边界的垂深$H=48$m。故

$$H_n=85\times\sqrt[3]{8}+48=170\text{m}$$

在$A-B$剖面上，按比例尺找出$H_n=170$m水平线与M_1煤层底板相交于L点。将L点分别投影到平面图上和$C-D$剖面图上，在平面图上得防滑煤柱下边界$L_1'L_2'$，在$C-D$剖面图上得防滑煤柱下边界$L_1''L_2''$。在$C-D$剖面上，过受护边界点P、Q作垂线与$L_1''L_2''$水平线相交于L_1''、L_2''两点。$h''g''L_2''L_1''$为防滑煤柱的垂直投影。$f''e''g''L_1''L_2''h''$为包括防滑煤柱在内的保护煤柱垂直投影。

将$L_1'L_2'$投影到平面图$L_1'L_2'$线上，得L_1、L_2两点，则$h'g'L_1'L_2'$为防滑煤柱水平投影图，$f'e'g'L_1'L_2'h'$为包括防滑煤柱在内的保护煤柱水平投影。

2. M_2、M_3煤层防滑煤柱下边界的确定

在$A-B$剖面上，由L点以$\gamma=73°$作直线与M_2、M_3煤层分别相交于K、T两点，得该

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

两层煤防滑煤柱的下边界点。

将 K、T 两点分别投影到平面图及 $C-D$ 剖面图上，得 $K'_1K'_2$、$T'_1T'_2$，$K''_1K''_2$，$T''_1T''_2$ 直线。在 $C-D$ 剖面上，从 P、Q 两点作垂线与 $K''_1K''_2$ 直线相交于 K''_1、K''_2，与 $T''_1T''_2$ 直线相交于 T''_1、T''_2。则 $v''u''K''_1K''_2$ 为 M_2 煤层中防滑煤柱垂直投影。$s''r''u''K''_1K''_2v''$ 为保护煤柱垂直投影。$Z''Y''T''_1T''_2$ 为 M_3 煤层中防滑煤柱垂直投影，$X''W''Y''T''_1T''_2Z''$ 为保护煤柱垂直投影。

将 K''_1、K''_2 及 T''_1、T''_2 各点分别投影到平面图上，得 K'_1、K'_2 及 T'_1、T'_2，则 $v'u'K'K'_2$ 为 M_2 煤层防滑煤柱水平投影，$s'T'u'K'_1K'_2v'$ 为保护煤柱水平投影。$Z'Y'T'_1T'_2$ 为 M_3 煤层防滑煤柱的水平投影，$X'W'Y'T'_1T'_2Z'$ 为保护煤柱水平投影。

三、井壁的防护措施

在开采措施无法消除对井筒的破坏性影响，或者采取开采措施技术上不可行经济上不合理时，应考虑采取井壁防护措施，以保证井筒的正常使用。

1. 设置可缩性井壁

在井柱开采过程中，井壁竖向应力集中是极其危险的。如果设法在井壁应力可能集中的地方，将原来的刚性井壁更换为可缩性井壁，就能有效地减小井壁的破坏。围岩软弱处往往是压应力集中的部位，可缩性井壁应设置于此处。

可缩性井壁的材料可选用杨木、柳木等比较松软的木料，并须做防腐处理。可缩性木砖层（图11-13a）的厚度δ可按下式计算：

$$\delta = \frac{\Delta W}{a} \qquad (11-10)$$

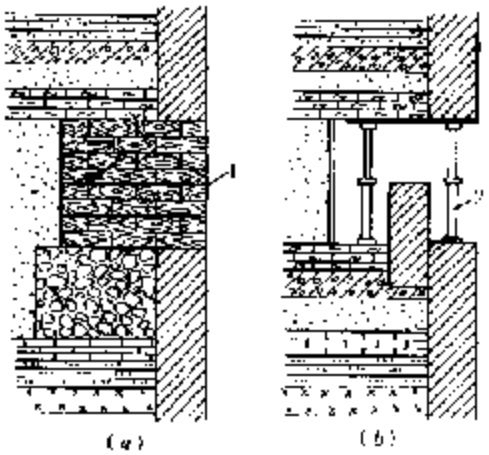


图11-13 可缩性井壁

1—木砖层可缩式井壁；2—棚压支柱可缩性井壁

式中 ΔW——可缩性井壁上、下边界预计的下沉差；

a -- 木砖压缩率，约为40%。

在可缩性木砖层的施工过程中，一次开挖井壁宽度1.5m，掘挖高度与木砖层厚度相适应。挖好一处砌一处。木砖层和上、下井壁料石之间，要用木楔楔紧。

开挖井壁时要切断壁后充填物，见到围岩为止，使整个断面内不形成应力集中。木砖层应能均匀承受上方井壁传递过来的压应力。木砖层要砌满整个切井断面。里、外木砖不对缝，上、下木砖不重缝，压茬不少于三分之一，砌块和井壁保持一致。

有条件时也可用液压支柱（图11-13b）代替木砖层。但各液压支柱如何协调动作，保证各个液压支柱受力均匀，都需要认真研究。

2. 用锚杆连接井壁和围岩

用锚杆将井壁与围岩固定在一起，也是一种对井壁的保护措施。水平的锚杆可以阻止井壁和围岩的相对移动，但锚杆要受到很大的剪切力。当围岩变形较大时，锚杆将难以承受。

3. 设双层井壁或滑动层

如果在建井阶段就预见到将来要进行井柱回采的话，便可事先设置双层井壁或在

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

井壁与围岩之间设滑动层如图11-14所示。

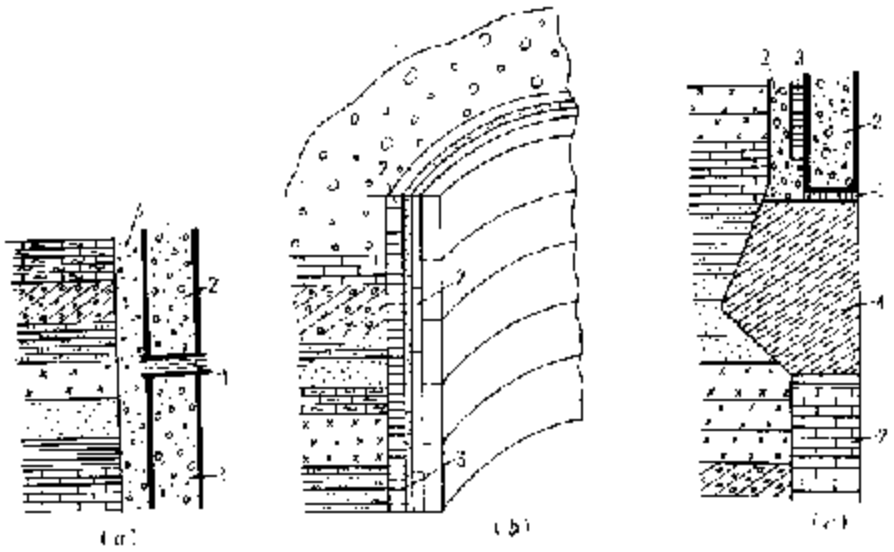


图11-14 井壁的保护措施

a—滑动层；b—双层井壁；c—双层井壁加滑动层；

1—滑动层；2—井壁；3—充填料；4—上部井壁基座

设置双层井壁和滑动层，能使井壁与围岩脱离，少受围岩竖向变形的影响。可用沥青作滑动层。如果采用双层井壁和滑动层联合方法，效果会更好。

4. 挂金属井圈

要阻止井壁破坏或防止破坏范围继续扩大，可采用挂金属井圈的办法，以便在井壁水平截面上施加均匀反力。

金属井圈有钢轨井圈、U型钢井圈等。

钢轨井圈用矿用24kg/m钢轨制成。接头处用弧形夹板及螺栓连接。第一圈与罐道梁固定在一起，以下各圈均用Z形挂钩固定。每圈间距0.5m。圈后用防腐木楔背紧，使其具有一定的可缩性，也可增加井壁径向承载能力。

U型钢井圈用18kg/mU型钢制成。接头搭接300～400mm，用卡子卡紧。这种井圈既允许井壁有一定的变形，又具有一定的刚度，以抑制井壁破坏范围的继续扩大。第一圈与罐道梁固定，以下各圈也用Z形铁钩连接。其优点是可缩性强，缺点是承载能力小。在水平应力场较大的情况下，不能保证井筒有足够的使用断面。

5. 挖补井壁

挖补井壁是井巷回采过程中经常性的维修工作，也是目前井壁维修的主要措施。它特别适用于井壁局部破坏的情况。这种方法主要是将已经破坏的刚性砌块挖出，补上可缩性的木砖块。

6. 切割罐道梁

罐道梁的变形与井筒径向变形是一致的。当井筒横截面变为椭圆形时，罐道梁也发生变形。在提升容器的动荷载作用下，罐道要发生弯动从而使提升容器摆动，这就增大了对罐道的撞击。为使罐道梁能适应拉伸与压缩变形，可将其切开，用滑动夹板连接，使之既能伸又能缩（图11-15）。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

7．调整罐道

调整罐道的目的就是消除井筒轴向应力。为此，可在罐道接头处预留出伸缩缝，在压缩区留出60～80mm，其他部位留20～40mm，并分段设置可缩接头。有时因井筒偏斜而引起罐道磨损甚至被切割，处理的办法主要是进行长距离的顺坡，保证其偏斜率在3‰以下。

8．调整排水管、压风管

在井筒偏斜和变形较小的情况下，可在管路上安装刚性伸缩接头（图11-16）。如果井筒变形较大，可在受压部位分段安装高压软管以调节变形，或采取割焊的方法。

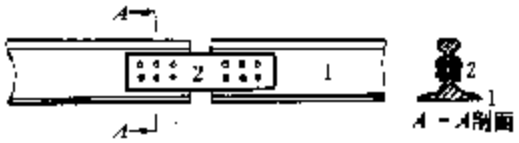


图11-15 罐道梁的处理
1—罐道梁；2—滑动夹板

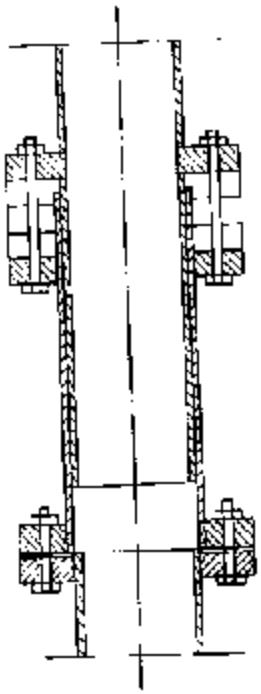


图11-16 刚性伸缩接头

第四节 立井偏斜与变形观测

在立井施工过程中，对井筒中心线与设计中心线的偏差有严格的要求。特别是对罐道的竖直度，在立井验收时必须进行检查和观测。传统的观测方法是，在井口下放钢丝，然后逐段测量井壁或罐道至钢丝的距离，比较相邻点的同名观测值，即可得出需要的数据。这种观测方法，也可以用于生产过程中立井偏斜的观测。到目前为止，此法仍然是一种主要的观测手段。立井偏斜观测应该是矿山测量的常规工作。但多数情况是，在立井偏斜已经影响提升时才着手进行观测。这种情况主要是传统方法的笨重与复杂造成的。另外，此法测量井筒偏斜，需要占用井筒，影响生产，既不安全，又难以保证精度。如何改进立井偏斜观测手段，使之简便易行，安全可靠，这是矿山测量工作者正在潜心研究的项目之一。

一、立井偏斜观测

在建井的同时，在井壁上或罐梁上埋设观测点。同一水平的观测点要对称布设，各水平的相应测点要设在同一铅垂线上。立井验收时进行的首次观测成果作为井筒的原始资料之一，为今后的观测比较提供依据。

用激光束代替钢丝进行立井偏斜观测是一种改进。但是，激光的穿透能力毕竟有限，而且由于激光的散射，在一定深度上光斑直径变得较大，影响观测精度。罗马尼亚学者专门研制了一种测定立井垂直度的激光设备。该设备激光束的垂直是靠反射光束与发射光束的重合实现的。如图11-17所示。将装有水银的杯子放在观测水平下方20～50m处，以便反射光束。在不同的水平上量得光束至罐道的距离，即可求出罐道的偏斜量。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

除非直接测量了井壁点，否则罐道的偏斜只能近似地反映井筒的偏斜情况，因为罐道变形与井筒变形之间存在一定差值，尽管这种差值很小。

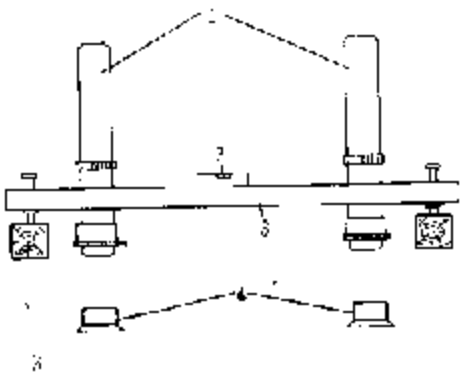


图11-17 悬垂立井测斜仪

1—悬垂重；2—水平台；3—基座；4—水银环

二、井壁变形观测

立井受采动影响除了要发生偏斜以外，在井壁上还会因应力变化而变形。观测井壁变形可以通过埋设压力传感器、应变片、应变仪等方法来实现。

下面介绍几种测定附加应力-应变的传感元件。

DI-100型小应变计是差动电阻式观测元件，用来测定附加应变。当元件受外部变形作用时，电阻比已发生变化。它们之间的关系式为

$$\varepsilon_m = f \cdot \Delta z + b \cdot \Delta t \qquad (11\text{-}11)$$

式中 ε_m——测点应变量；

f——元件的灵敏度系数；

b——元件的温度补偿系数；

Δz——电阻比变化量，拉伸为正，压缩为负；

Δt——温度变化量，升高为正，降低为负。

元件埋设24小时为基准时间，认为元件应变为零，测得的电阻比和温度作为基准值。依适当的时间间隔测得电阻比和温度，并与基准值比较，用其差即可以计算出应变ε_m。

应变计的埋设方法是在井壁砌体上跨灰缝掏一个200mm×100mm×50mm的长槽，用水泥砂浆将元件固定在槽内与井壁结为一体。

另一种观测仪器是YG-73型压磁应力计。它是根据软磁材料的磁弹性效应而制成的，可用来测定附加应力。磁弹性效应是在外力作用下，软磁材料发生机械变形，其晶体排列发生了变化，因而引起磁性变化。压磁应力计在埋设前应进行率定，并作出应力计的率定曲线。埋设后用接收仪器测量出电感量的变化，再从率定曲线上反查出附加应力值。

压磁应力计的埋设方法，是用风钻打一直径为36mm、深为50～100mm的圆孔，孔壁要光滑，将应力计埋设其中。埋设时要根据预先做出的测值范围的估计，对应力计施以足够的预应力，否则测不出完整的附加应力值。

还有一种油压应力计。它是钻孔包裹式应力计的一种。埋设后可从压力表上读出初始压力值。实测时，根据压力表上读取的压力值与初始压力值之差，再根据油压标率定曲线换算出附加压力值。

对于不同的观测传感元件，有特殊的埋设技术要求。但对于井壁附加应力-应变的测定来说，不管是哪种传感元件，埋设时都应遵循以下要求：元件的埋设必须跨砌体灰缝；尽可能不扰动井壁砌体结构（扰动太大会破坏测点的原始状态，使所测定的数据失真）。

三、观测数据整理

立井偏斜观测数据的整理，包括各断面面积计算和轴向偏斜计算，并绘制观测断面图和轴线偏斜图。

变形观测数据的整理包括以下两个方面：

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

如果用应变仪测得井壁的轴向应变和切向应变，则井壁的径向应变为

$$\varepsilon_r = -\frac{\mu}{1-\mu}(\varepsilon_z + \varepsilon_\theta) \tag{11-12}$$

式中 ε_r——井壁径向应变；

ε_z——井壁轴向应变；

ε_θ——井壁切向应变；

μ——井壁的泊松比。

如果用应力计测得井壁的轴向应力以及切向应力，则井壁的径向应变为

$$\left.\begin{aligned}\varepsilon_r &= -\frac{\mu}{E}(\sigma_\theta + \sigma_z)\\ \varepsilon_\theta &= \frac{1}{E}(\sigma_\theta - \mu\sigma_z)\\ \varepsilon_z &= \frac{1}{E}(\sigma_z - \mu\sigma_\theta)\end{aligned}\right\} \tag{11-13}$$

式中 E——井壁的弹性模量；

σ_θ——切向应力；

σ_z——轴向应力。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

第十二章　开采沉陷对环境的影响及其整治

第一节　概　述

一、问题的提出

煤炭和其他有用矿物的大规模开发和利用，既给人类带来巨大的经济效益和社会效益，也对人类生存环境产生一系列的消极影响。其中，开采沉陷对环境的影响就是一个重要的方面。

开采沉陷对环境的影响突出地表现在：地表耕地受到破坏；平原地区大片地表移动盆地积水；干旱山区由于地表水系受到破坏，使居民生活用水和灌溉用水发生困难；受采动的山地产生滑坡，危及工民用建筑物和生活生产设施的安全等等。实际上，地下开采对地面建筑物、水体和铁路的影响也可以归纳在开采沉陷对环境的影响中，只不过它们早已被作为专门的问题来进行研究罢了。

开采沉陷对环境的影响造成了巨大的经济损失，我国的一些矿务局每年为此支付的赔偿费达数千万元。不仅如此，还带来一系列的社会问题。仅从耕地来说，我国人均占有量不到世界平均值的三分之一，要十分珍惜土地是我国的基本国策。但是，开采沉陷对耕地的破坏却十分严重，有些矿务局平均开采一万吨煤炭要破坏耕地3000～4000m²，每年破坏耕地3～4km²。据不完全统计，我国21个矿区开采沉陷破坏的土地已超过600km²。由于耕地的急剧减少，使农作物产量逐年减少，一些矿区农村人口不得不靠吃国家返销粮生活，有的甚至不得不转向做其他行业的工作。

由于世界工业化的进程对矿物的需求量不断增加，开采沉陷对环境的影响也越来越大，因而受到人们的重视。苏联部长会议70年代以来，通过一系列决议和条例，规定在开采矿藏和泥炭时对被破坏的土地实施再耕种，保存和合理使用土壤耕作层。美国约有8000km²的土地发生开采沉陷，其中受开采破坏的土地整复费用约为25万～250万美元/km²，土地整复费用约为煤价的5～10%（露天矿资料）。英国自60年代末期以来，一直在推行强有力的计划来进行土地恢复和更新工作，仅1960～1984年，就拨款3亿零500万英镑资助此项工作。

我国1979年公布了《环境保护法》[11]，使开采沉陷对环境的影响评价和整治工作从此进入一个新阶段。近些年来，已完成煤矿（局）各类环境影响评价报告达数十个，开采沉陷的整治（特别是造地复田、综合利用地表塌陷区）也取得了可喜的成果。目前，开采沉陷对环境的影响及其整治的研究已逐渐成为矿山开采沉陷研究课题的重要组成部分。

1988年11月8日，国务院发布了“土地复垦规定”，明确规定由于开发生产资源引起的地表塌陷破坏的土地，必须进行土地复垦，即采取整治措施，使其恢复到可供利用的状态。并规定实行“谁破坏、谁复垦”的原则，使塌陷区土地复垦工作成为矿区最重要的环

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

境保护工作之一。

二、环境概念和环境问题

为了研究开采沉陷对环境的影响，下面简要介绍几个有关的概念。

1. 环境

环境，是指人类赖以生存并以人为中心围绕着人的物质世界。环境是一个极其复杂的、互相影响、互相制约的辩证的自然综合体。

环境一般可分为自然环境和社会环境。人类的自然环境，就是指环绕于我们周围的各种自然因素的总和。人类的社会环境，是指人类的社会制度、经济状况、职业分工、文化艺术、卫生等上层建筑和生产关系等。

我国《环境保护法》所称的环境是人类的生存环境，它是指：大气、水、土地矿藏、森林、草原、野生动物、野生植物、水生生物、名胜古迹、风景游览区、温泉、疗养区、自然保护区、生活居住区等。

人类的活动如采矿等，既影响人类的自然环境，又影响人类的社会环境。在进行环境保护和环境影响评价时，重点考虑的是人类的生存环境。

2. 环境问题

由于人类的活动引起人们周围环境质量的变化，以及这种变化反过来对人类的生产、生活和健康的影响问题，就是环境问题。在这方面，不仅要高度注意人类活动的消极影响，以防止"公害"，而且更要重视人类活动的积极影响，以改善和创造美好的环境。

3. 环境保护及其重要性

环境保护就是采取法律的、行政的、经济的、科学技术的措施，合理地利用自然资源，防止环境污染和破坏，以求保护和发展生态平衡，扩大有用自然资源的再生产，保障人类社会的发展。

多年的实践证明，人类在改造自然、发展生产的同时，必须注意自然界的"报复"，注意发展生产给包括人类在内的整个生态系统所带来的影响，而不能超过某一个限度。我国是发展中的社会主义国家，如果不注重环境保护工作，甚至造成环境的严重污染和退化，则不只与我们发展生产力的根本目的不相符合，而且也会危害社会主义现代化建设本身。

我国《环保法》规定："在制定发展国民经济计划时，必须对环境的保护和改善统筹安排，并认真组织实施。"所以，在开发有用矿物时，必须对开采（包括开采沉陷）对环境的影响及其整治、改善措施统筹考虑，以保证开采工作的顺利进行，保证矿区人民生活在一个美好的环境中。

三、煤炭开采中的环境问题

煤炭开采对矿区及其周围地区的环境产生了一系列的影响，现把这些影响绘制成图12-1所示的影响网络图。

从图12-1可见，开采沉陷对环境的影响仅为煤炭开发工程中众多的原发影响之一。在进行环境影响评价和环境工程的规划和施工时，必须统筹考虑，以提高环境保护效果、减少经费支出。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

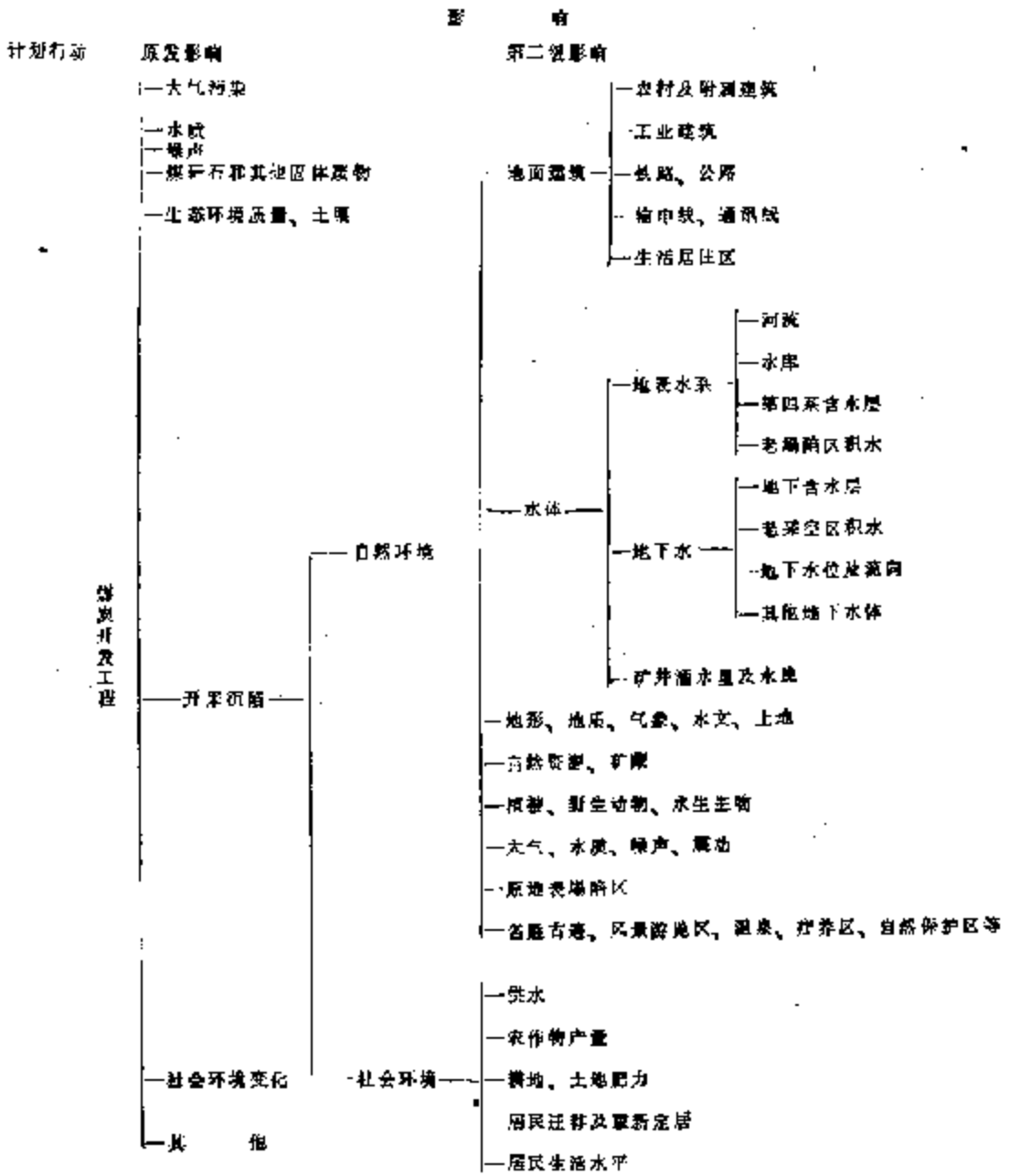


图12-1 煤炭开发对环境的影响网络网

第二节 开采沉陷引起的环境影响评价

一、概述

我国环保法规定："一切企业、事业单位的选址、设计、建设和生产，都必须充分注意防止对环境的污染和破坏。在进行新建、改建和扩建工程时，必须提出对环境影响的报告书，经环境保护部门和其它有关部门审查批准后才能进行设计。"

环境影响报告书是环境影响评价工作的基本成果。

环境影响评价的任务是：从发展经济和保护环境的目的出发，对开发建设的环境影响进行分析和预测，比较并评价不同开发建设方案的环境经济效益，为开发建设项目的合理

反
23

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

布局和环境保护措施的选择与实施提供依据。

根据开发建设活动的不同情况，可将环境影响评价分为三种类型：

(1) 单个建设项目的环境影响评价：为单个建设项目的布局、选址和确定该项目的性质、规模、环境保护措施服务，根据项目建议书与可行性研究同时进行，主要预测与分析项目的环境影响，并在此基础上提出对该项目环境保护对策的建议和要求。单个煤矿建设或改扩建的环境影响评价属于这一类评价。当前，煤矿的影响评价也有结合初步设计进行的。

(2) 区域开发的环境影响评价：在一定时期内，在某个区域中将进行一系列的开发建设活动，区域内建设项目的布局、性质、规模和结构以及发展的时序，就成为区域开发决策的重要内容。在这一类评价中，重点在于论证这些决策内容，并根据区域环境的特点，对区域的开发规划提出建议。新建和改扩建的矿务局的环境影响评价，可以归纳为这一类。

(3) 发展政策和规划的环境影响评价：对国家发展政策和国家以及各行业的发展规划进行的环境影响评价。

环境影响评价对于发展经济、改善人民生活条件、保护环境都有重大的作用。我国和世界上一些其他国家在有关可行性研究的规定中，既列出了有关环境影响的内容，又都把环境影响评价作为开发建设活动必须履行的一项独立的法律程序。

开采沉陷引起的环境影响评价，是煤炭开发项目环境影响评价的重要组成部分，它还可以形成独立的环境影响评价报告书。在煤炭开发项目的环境影响评价报告书中，应包括开采沉陷对环境影响的部分。

二、开采沉陷对环境影响的评价

1. 评价的程序和方法

为了正确进行开采沉陷对环境影响的评价，应遵守如图12-2所示的评价工作技术程序。

在制定评价大纲时，要根据国家环境保护法及其他方针政策的有关规定、建设项目的设计（建议书、可行性报告或初步设计等）进行。环境现状调查一般应在评价区现场进行，如属新建项目，地表塌陷和破坏、实际开采均未发生，可以不必进行调查（老窑或已有老采空区的除外）。地表沉陷监测工作需要较长为时间，一般在评价以前就进行过了。对新建项目或本地区沉陷观测资料不足时，可以用类比法确定评价区沉陷模型和参数。在进行环境影响分析和评价时，要根据具体情况，分析开采沉陷对各环境因子的影响，并从中挑选出主要环境影响因子作较为详细的影响分析。在确定相应的环境保护措施时，应根据技术上可行、经济上合理的原则进行方案比较，以确定最优的环境保护对策。所确定的环境保护方案还应与煤炭开发项目的总体环境保护方案互相协调、统一规划，以节约工程量，减少费用。在此基础上，可开始编写开采沉陷对环境影响的报告书。

2. 开采沉陷环境影响评价报告书的内容

根据我国环保法和基本建设环境保护管理办法[11]的要求，结合开采沉陷环境影响评价的具体情况，开采沉陷环境影响评价报告书应包括以下内容：

(1) 前言，说明评价的目的和依据，评价区的范围，评价的深度及内容、评价程序等；

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

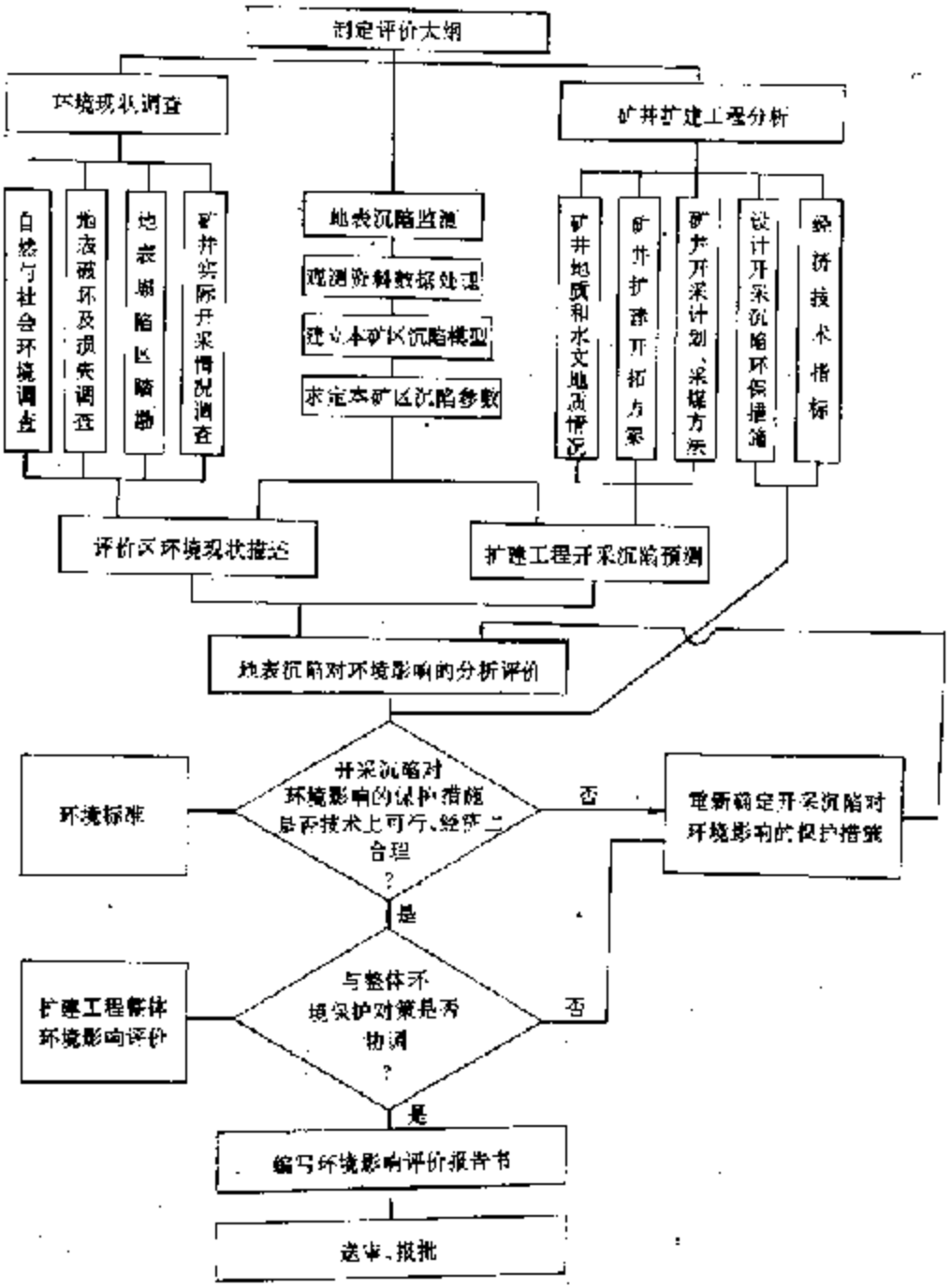


图12-2 评价工作技术程序框图

(2) 项目和一般情况：项目名称，建设性质，建设项目地点，建设规模，煤炭资源赋存情况，井田（或矿区）开拓或扩建方法，分区（或盘区）的开采顺序、采煤方法等；

(3) 建设项目周围地区的环境现状：地理位置（附交通位置图），地形地貌和气候概况，地质和水文地质情况，自然资源情况，土壤、植被和农业情况，应附有评价区社会调查表；

(4) 评价区地表塌陷环境影响现状及其处理（未发生塌陷的地区可不写）：煤炭开采及地表塌陷情况，对土地、建筑物、水体及其他环境因子的破坏和整治、赔偿情况，环保

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

工程量及经费使用情况；

(5) 开采沉陷预计：观测结果的数据处理，沉陷模型和参数的选择，地表塌陷的特点分析，建设项目开采沉陷的范围，移动变形值，发展过程等的预测（附移动变形等值线图），地表塌陷的最大值和时间过程预计等；

(6) 地表沉陷对各环境因子的影响及防护对策：开采沉陷对建筑物、水体、土地、地形、自然资源等（见图12-1）的影响及防护对策研究，在研究主要环境因子的防护对策时，应进行必要的方案比较；

(7) 开采沉陷对环境影响的综合评价：绘出建设项目的环境影响网络图（类似图12-1），列出环境影响综合评价清单（见表12-1）；

(8) 与项目开采沉陷有关的环境保护可行性技术论证：列出环境保护措施及技术经济情况一览表（见表12-2），并得出有关结论；

(9) 结论：项目中开采沉陷对环境影响的严重程度，最优的防治对策，环境保护措施的技术、经济可行性，对决策的建议等。

表12-1　　某矿区扩建项目地表塌陷对环境影响综合评价清单

序号	影响期间及对策 / 指位 / 影响面	影响现状	影响期间及对策				备注
			采用设计规定的对策		采用本评价推荐的对策		
			开采过程中	开采结束后	开采过程中	开采结束后	
1	地形、地质、水文、气象						
	(1)地形	×	×	×	×	×	
	(2)水文	×	××	××	××	××	地表缺水
	(3)气象	×	✓	✓	✓	✓	绿化通都按规定进行
	(4)地表变形、破坏	×	×	○	×	○	土地整治
	(5)地表滑移	×	×	○	×	○	整治措施
	(6)塌陷区积水	×	×	×✓	×	×✓	综合治理塌陷区变害为利
	(7)土地侵蚀	×	×	○	×	○	绿化
2	自然资源						
	(1)煤炭资源	××	×××	×××	××	×××	煤炭资源全部采完
	(2)其它矿物	×	×	×	×	×	煤炭开采冒落带中的矿物不能再开采
	(3)水资源	×	××	××	××	××	水资源流失
	(4)资源损失	××	×××	×××	××	×	保护方案煤柱中的煤炭基本上全部采出
3	植被、野生动物						
	(1)植被	×	×	×	×	×	干旱的土壤由微气象引起
	(2)野生动物	○	○	○	○	○	
4	大气、水质、噪声、振动						
	(1)大气质量	○	○	○	○	○	
	(2)水质	×	××	×	××	×	地表水流入矿井后被污染
	(3)噪声	○	○	○	○	○	
	(4)振动	○	○	○	○	○	
	(5)矿石利用	×	×✓	○	×✓	○	用矸石充填塌陷区造地复田

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

续表

序号	影响期间及对象 / 潜在影响面	影响现状	影响期间及对象：采用设计规定的对策		影响期间及对象：采用本评价推荐的对策		备注
			开采过程中	开采结束后	开采过程中	开采结束后	
5	建筑物						
	(1)农村及地方工业	××	××	×	×××	✓	设计方案农村房屋出现不均匀沉降，推荐方案农民迁入新居
	(2)风雨山工业广场	○	○	○	○	○	留煤柱
	(3)王台铺工业广场	○	○	○	○	○	留煤柱
	(4)古书院工业广场	○	○	○	○	○	留煤柱
	(5)国营企业	○	○	○	×	○	推荐方案对个别企业进行建下采煤以提高经济效益
	(6)职工住宅	○	○	○	○	○	留煤柱或设计在无煤区
	(7)其它地方矿建筑	○	○	○	○	○	留煤柱或设计在无煤区
	(8)风井及附属建筑	○	○	○	○	○	留煤柱
	(9)铁路	○	○	○	○	○	留煤柱
	(10)公路	×	××	○	××	○	整治被破坏的公路
	(11)输电线、通讯线	×	××	○	××	○	修整被采动的线路
6	水体						
	(1)河流、沟谷	×	×××	×	×××	○	用黄泥填塞裂缝整治河道
	(2)水库	○	○	×	××	✓	推荐方案采出部分水库压煤
	(3)塌陷坑积水区	×	××	○	××	○	开采时可能与井下沟通
	(4)奥陶纪灰岩含水层	○	×××	○	×××	○	下煤组开采时可能发生水患
	(5)石炭二叠纪含水层	○	×××	××	×××	××	下煤组开采破坏
	(6)第四系含水层	×	××	×	××	×	水流入井下
	(7)地下水位及流向	×	××	×	××	×	开采使岩层发生变化
7	社会、经济						
	(1)供水	××	×××	××	×××	××	农村居民用水及灌溉水发生困难
	(2)农作物产量	×	××	×	××	×	
	(3)耕地质量	×	××	×	××	×	
	(4)居民迁移及重新定居	××	××	✓	×××	✓✓	
	(5)居民生活水平	××	×✓	✓	×	✓	

表中所用图例：

✓—微小有利影响　　○—无明显影响

✓✓—一般有利影响　　✓×—同时存在有利和有害影响

✓✓✓—较大有利影响　　×—轻微有害影响

××—一般有害影响　　×××—严重有害影响

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

表12·2　某矿区扩建项目地表塌陷环境保护措施及技术经济情况一览表

环境因子	保护措施			经费估算	
	矿井初步设计方案	本评价报告推荐方案	保护效果及影响	吨煤费用(元/吨)	费用支付延续时间
农村及地方工业	(1)大部留煤柱 (2)少部分迁村	(1)迁村 (2)先留煤柱后迁村 (3)留煤柱 (4)条件允许时基本不变形前就搬村	好： (1)保证居民生命财产安全 (2)推荐方案少损失煤炭，避免村庄四周地表破坏 (3)设计方案少迁村	设计方案0.054 推荐方案0.108 推荐方案多创造经济效益32217.2万元，合每吨煤0.732元	<55年
三个矿的工业广场	(1)设计开采影响范围之外 (2)或，面煤柱	同左	好：不受地表塌陷影响	0	0
风井及附属建筑	留煤柱	留煤柱，后期考虑开采	好：保证井筒安全	0	0
太焦铁路	—	留煤柱	好：不受开采影响	0（以留煤柱计）	0
二个矿的铁路专用线	—	留煤柱，后期考虑开采	好：不受开采影响		
太都公路	—	及时维修	好：保护交通	0.010	<40年
其他公路、输电线、通讯线	—	及时修整	好：保护交通、送电、通讯正常进行	0.010	<40年
河流	(1)早季开采 (2)充填河底裂隙 (3)井下加强防水	同左	好： (1)保证井下安全 (2)减少河水流失量	0.033	矿建后 0～13年每年30.2万 14～32年每年42.7万 33～57年每年33.6万 矿井采完后每年农村供水费14.5万元
山耳东水库，桥沟水库	留煤柱	先留煤柱，后考虑开采	好： (1)保证水库安全 (2)保证井下安全		
大李坡、东周艾水库、东风湖	留煤柱	同左	同上		
奥陶纪石灰岩水	许查下煤组开采时的安全	同左	若防水、探水措施正确，可保证下煤组开采安全		
其它含水层	不治	不治	影响：(1)第四系含水层疏干，居民用水困难 (2)水注入井下后抬高地表，使水质变劣 (3)增加矿井排水费用		
农村居民用水（生活、灌溉）	—	(1)打几个井抽奥灰水，供农村区水使用； (2)增加水利措施 (3)必要时铺设管道向农村居民供水	好：可解决居民生活用水问题， 缺点：(1)灌溉用水仍有所减少； (2)供水在矿井开采结束后仍需进行		
地形、水文、气象、植被土地侵蚀、植物、野生动物	—	绿化，地表整治	使损害减少到可以接受的程度	0.010(绿化费)	<55年
土地资源农作物资产	—	(1)后续由农民自己整治 (2)由矿方负责整治 (3)塌陷区综合治理	好，(1)处理好工农关系 (2)使农业少受损失 (3)积水区恢复耕地，增加水产	0.011	<55年

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

续表

地面滑移	—	及时治理有害滑移	好，（1）保证居民安全 （2）保证铁路、公路、建筑物安全 （3）减少滑坡对农田的损害	0.010	<40年
大气质量、水质、噪声、重油、矸石利用	—	不治	可不考虑，由地表塌陷引起的影响很小	0	0
预计地表塌陷影响耕地（亩） 其中积水耕地（亩）	15990 2400	15990 2400			
开采后残留煤柱煤量比较	多残留煤柱煤量4246.4万吨	0（以此方案为准比较）			
合　计	设计方案多损失煤炭4246.4万吨	设计方案少花还建费2376.55万元	推荐方案多创经济效益2376.55万元	设计方案0.138元/吨 推荐方案0.102元/吨 占实际吨煤成本：0.9%（设计方案） 1.2%（推荐方案）	除农村供水外<55年

三、开采沉陷对环境的影响

在进行环境影响评价时，评价因子的选择一般因评价项目的不同而不同。图12-1右边的各项（如农村及附属建筑，河流，矿井涌水量及水患，地形、地质、气象、水文，土地，农作物产量等），就是开采沉陷对环境影响评价时选定的环境影响评价因子，简称环境影响因子或环境因子。环境影响因子的确定要经过分项调查研究。图12-1选定的环境影响因子，是对开采沉陷对环境影响的一般情况（井下开采煤炭时）而言的，不同的项目图12-1的型式可能不同。图12-1所示的影响网络图也称为影响树。环境影响的因子就是影响树各枝杈的末端。

根据具体情况选定项目的环境影响因子后，还要根据这些因子影响的大小，防治经费的多少，防治工程量的大小等，从这些因子中确定主要的环境影响因子。开采沉陷的主要环境因子可能是：农村及附属建筑、土地及农作物产量、供水、地表水系、铁路、工业建筑、生活居住区等。对主要环境影响因子要作详细的分析。

下面列出开采沉陷对各环境因子的影响、评价方法和防治方法。

1．建筑物

矿区的建筑物大体可分为两类：工业建筑和民用建筑。工业建筑包括：工业场地、风井及附属建筑、工厂、电厂、变电所等；民用建筑包括：附近的城镇民房、工人住宅及大量的农舍等。开采沉陷对地面建筑物的影响及防治方法，见本书第七、八章。所不同的是，评价常常是针对建筑群（如整个村庄），而不是针对个别建筑物来进行的。

在评价时应说明以下内容：

（1）评价区内各主要建筑群（主要是村庄）受开采影响产生的地表移动和变形的性质：若在开采时建筑群所在地表每次只受一个煤（分）层开采影响所产生的动态变形、最终各层产生的变形不叠加，是动态的，否则是永久性的；而介于二者之间，在一个相当长时间内（如一二十年）变形可能叠加而最终变形不叠加的为半永久性的（如一些大型采区

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

交界上地表变形就是半永久性的）。区分移动变形的性质是用于研究影响的大小和寻求防治的对策。

（2）各主要建筑群所在地表发生开采沉陷的大体时间和特殊问题（如地面积水等）；

（3）根据移动变形性质，确定各主要建筑群在采用各种防治方案时的最大移动变形值；

（4）确定各建筑群的最优防治对策；

（5）确定整个评价区建筑物保护的最优方案（必要时需经过经济、技术比较），列出全区保护费用的估计数。

2．水体（河流、水库、湖泊、含水层等）

开采沉陷对水体的影响和防治方法，见本书第七、九章。

在评价时应说明以下内容：

（1）开采沉陷影响评价区内主要水体的时间、影响程度，最优的防治对策；

（2）冒落带、导水裂缝带直接出露地表的可能性和范围；

（3）对生产、生活用水的影响及防治措施；

（4）地表积水的可能性、范围、影响及防治方法；

（5）矿井水患的可能性及对策；

（6）防治水体受开采沉陷影响的经费估算。

3．铁路、公路及管线

开采沉陷对铁路的影响及防治方法，见本书第七、十章。一般说来，在设计时都是尽可能使铁路专用线避开压煤区。但铁路压煤仍是难以完全避免。在矿井开发初期就开采铁路下压煤是很少见的，一般都是先留设保护煤柱，后期再考虑压煤开采问题。开采时，对铁路车站、道岔、信号、高路堤、桥梁等应予以充分的注意。在山区，还要注意开采引起的滑坡对铁路的影响。开采国家铁路干线下压煤，需要事先作认真的技术经济可行性论证。

开采对公路的影响表现为公路路面受到破坏（开裂、起伏、倾侧、脱落等），也使公路纵向坡度发生变化、公路桥涵受到破坏。一般而言，其危害均不如对铁路那样严重，可以采用局部维修的方法加以消除；桥涵可在必要时进行加固、更换；大的公路桥下压煤的开采，应列为专门问题进行研究。公路下方一般不留设煤柱。

输电和通讯线路受开采沉陷影响表现为，电杆歪斜，线路对地高度不足，供电、通风不能正常进行等。此类影响一般均可采用维修的方法消除。

4．土地

开采沉陷对地表土地（特别是耕地）的影响常常是严重的。对干旱山区和低洼平地的破坏表现形式是不同的。在低洼的平地矿区，如我国华东的淮北、徐州等矿区，主要表现为下沉盆地积水，使大片土地不能耕作；在干旱的山区，如我国山西省的一些矿区，主要表现为非连续变形（裂缝、台阶、塌陷坑、滑坡等）发育，使地表水流失，土壤微气象变得更为干燥，农作物减产，也使耕作土更容易被风、水等侵蚀，土地使用价值降低。

开采沉陷对土地的破坏，通常采用综合治理（下节将详细介绍）或平整、修复等方法整治，有的地区采取赔偿方法让农民自己整治。

一般说来，开采沉陷对其他环境因子（见图12-1）的影响不如以上几个因子严重，但在进行环境影响评价时仍需根据具体情况，逐个进行研究。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

环境影响评价有两个特点：第一个特点，它是在工程项目正式建设以前的决策阶段进行的，与“三下”采煤不同，它着重于从整体上分析、预测项目对环境的影响，以提出环境保护的对策；第二个特点是它的针对性。即每一个项目的具体影响环境因子的情况都是各不相同的。就一个具体项目来说，开采沉陷对每个具体的重要影响对象（如某一个特定的村庄、工厂或大水库等）都要研究其影响和对策，以求整体评价和对策的可靠性。

第三节　开采沉陷对土地影响的整治

一、概述

如上所述，随着煤矿开采范围的不断扩大，塌陷、破坏的土地日益增多。矿区土地的大面积塌陷，不但严重破坏了矿区的生态环境，使农田荒芜，农民少地或无地耕种，而且使煤矿征地越来越困难，严重影响煤炭生产任务的完成。

开采沉陷所造成的地表塌陷区，特别是长年积水的塌陷区内，耕地可耕性的降低常常是永久性的。也就是说，如果不采取适当的整治措施，我们将永远失去这些可耕地。长此以往，将给子孙后代带来不可估量的损失。据统计，我国由于采矿、建设等原因损失的可耕地的总数已相当于福建省全省可耕土地面积之总和[8]，到21世纪初，我国的采掘工业每年占用和破坏的土地，将达到340km² 左右。因此，受开采破坏的土地的整治和恢复，是一项极其重要的、刻不容缓的工作。

世界各国都很重视煤矿塌陷区的土地复垦工作，并取得了一些成功的经验，美国、英国、苏联等国家还制定了采矿复田的条例或法规。我国国务院、国家计委、国家建委都曾发布过有关土地复垦的规定，中国统配煤矿总公司（原煤炭部）也很重视煤矿土地复垦工作。

目前，在使用这个问题的术语上，世界各国不太一致。一种较为普遍的提法是：将采选过程中破坏了的土地，按照各种不同的用途而进行的恢复工作，称为“矿山复垦”或“矿山复地、复田”。它是恢复矿山土地的各种工作的总称，包括“复土归原”、“复土造田”和“复土它用”三个方面。“复土归原”，又称“复原”（Restoration），是指将破坏和占用了的土地，恢复为原用途的各种工作。一般认为，“复原”除了恢复土地的原用途外，还应恢复其原生态环境。“复土造田”，又称“造地复田”或“复田”（Reclamation），是指将破坏和占用了的土地，恢复为适于种植农作物的田土的各种工作。“复土它用”，又称“重建”（Rehabilitation），是指将破坏和占用了的土地，改造或恢复成为其它用途（如居民区、水库、牧场、旅游点等）。

我国统一使用“土地复垦”这个提法，其定义为[12]：“对在生产建设过程中，因挖损、塌陷、压占等造成破坏的土地，采取整治措施，使其恢复到可供利用状态的活动。”具体到煤矿塌陷区的土地复垦工作来说，常用的术语是“造地复田”和“综合治理”[11]。所谓“综合治理”，是对塌陷区的整治恢复工作进行统一规划，因地制宜地采取各种整治措施（包括复土造田和复土它用，也可包括复土归原），把塌陷区建成农业、林业、工民用建筑和文化娱乐等用地，以取得最大的土地使用效益和环境效益。至于“造地复田”恢复的土地，主要用于种植农作物，也可用来作为建筑场地，但一般范围较小，与区域性环境整治规划联系不密切。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

二、地表塌陷区造地复田

1. 利用煤矸石造地复田

地下开采煤炭时产生大量的煤矸石运到地表，堆成矸石山。目前全国煤矸石积存量约六亿多吨，年新生矸石一亿多吨。应用煤矸石作为塌陷区造地复田的充填材料，既可使破坏了的土地得到恢复，又可减少矸石山占地，消除矸石山对环境的污染。

煤矸石复田可分为三种情况：新排矸石复田、推平老矸石堆复田和预排矸复田。

新排矸石复田，是应用排矸复田系统，将矿井新产生的煤矸石直接排入塌陷坑，推平复土造田；推平老矸石堆复田，是应用矸石堆积存的矸石作复田的充填料，并推平表矸石山，在其上复土绿化或处理矸石山作为他用；预排矸复田，是在建井过程和生产初期，在采区上方地表预计要发生下沉的地区，将表土取出堆放在其四周，按预计的下沉等值线图，预先排放矸石，待到下沉停止、矸石充填到预期水平后，再将堆放四周的表土平推在矸石层上复土成田。

在将恢复的土地用作建筑场地时，对充填料要很好夯实。如煤矸石中含有有害元素时，应在矸石与复土间铺设一定厚度的（如0.4m）隔离层，再在其上铺设足够厚度的复土（一般为0.5～0.8m），才能进行种植。在复田后，如地下水流流经下部矸石层时，可能使地下水受污染，此时需在矸石层与塌陷地表间铺设隔水层。

复土可用汽车、挖掘机、铲运车等设备，如是从积水塌陷坑中取土时，可用水力挖塘机和小型挖泥船。复土厚度根据土地使用情况而异，通常是，作建筑场地时厚度为0.2～0.5m，作耕地时厚度为0.5～0.8m。

2. 利用电厂粉煤灰造地复田

我国火力发电厂用粉煤作燃料，其燃烧废渣就是粉煤灰。粉煤灰主要化学成分是氧化硅和氧化铝，颗粒直径大部分小于0.5mm，小部分为0.5～5mm。装机容量每一万千瓦，年排灰量约一万立方米。尽管世界各国都重视粉煤灰的综合利用，用来制砖、人造骨料（陶粒可制混凝土）、水泥、农业肥料，提取空心微珠（可制成耐火防火材料、高温绝缘漆、保温材料、塑料充填剂等）和有用元素、物质（镓、钒、铌、铀及SiO_2、Al_2O_3等）等，但目前绝大部分粉煤灰都排入山谷或平原型贮灰场，不但要耗费大量资金、占用大量土地，而且会污染大气、水质和土地，使自然环境和生态遭到破坏。利用粉煤灰造地复田，可以化“两害”（塌陷区、粉煤灰）为“三利”（电厂、煤矿、农民三方均有利）。

我国许多大型煤炭生产基地附近都有电厂，利用电厂的废渣粉煤灰造地复田，在技术上是可行的，在经济上也是合理的。

利用粉煤灰对塌陷区进行造地复田的方法如下：

（1）在计划复田的塌陷区内修筑贮灰场。用推土机、铲运机或汽车，按设计用量取出塌陷区的耕植土，运到塌陷区周围，压实筑坎形成贮灰场。在塌陷区积水时，可用挖泥船或挖塘机组取土，存放在塌陷区周围留作复土时使用。

（2）水力输灰。从电厂到复田的塌陷坑之间铺设双排管道，把粉煤灰用水混合为灰水，用电厂原有的泵类（pH泵、油隔离泵等）把灰水排放到贮灰场。

（3）沉淀和排水。灰场内的灰水随着充灰不断地沉淀累积，沉淀后的水由贮灰场的排水口流经排水沟、泄入河流和江湖。由于这种水的水质较好（pH小于9），不影响民用和工业使用。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

（4）复土造田。贮灰场沉积的粉煤灰达到设计标高后停止充灰，将水排净，即可复土。复土厚度一般为10～50cm。

近些年来，我国在二十来个电厂的附近进行过造地复田。造成的田土用来种植水稻、小麦、玉米、花生、棉花、西瓜、蔬菜、果树等，产量一般都较高，作物的有毒物质含量很低，符合卫生要求。

3、利用湖泥、河泥造地复田

在一些靠近湖、河的煤矿中，可以利用湖泥、河泥充填塌陷区造地复田。其方法是：先将矿井矸石排入塌陷区填底，湖泥淮在矸石上，将泥干后用推土机推平，然后改良土壤，完善排灌系统，绿化和再种植，最后还田。

三、塌陷区的综合治理

一般说来，平原地区塌陷的范围很大，有的还有相当多的积水。造地复田是有许多优点，但要花费大量的经费，还要有足够的充填材料。所以，一般来说，造地复田的塌陷区只能是全部塌陷区的一部分。为了更好地全面地整治塌陷区，应进行塌陷区的综合治理，即要因地制宜、全面规划、统一安排，使造地复田、复原、重建工作同时进行，发展多种经营，妥善安排被煤矿占用了土地的农民的生活，以取得最好的经济和环境效益。

综合治理塌陷区的方法主要有：

（1）造地复田：其治理方向及主要技术要求见表12-3[14]。

表12-3　　塌陷区综合治理时造地复田的主要技术要求

治理方向	用　途	技　术　要　求
恢复农业用地	耕地果园	土地平整、铺表土层（对粮食作物，表土层不小于0.8m；对种植树木，表土层一般不小于1.5m，其中需留下层厚不小于0.3～0.5m）。充填材料不能含有有害元素，如含有有害元素，则需铺设隔离层，其层厚不小于0.4m，且需夯实。水力条件好。要求表土层，土层质量密度不大于1.5g/cm³；粘土和砂的粒度组成为1:3或1:2；孔隙度不小于40—45%；可溶硫酸盐和硫酸根含量不超过5%；氯化物不超过0.01%；PH值为6～8
恢复林业用地	栽种树木果园	地形可有适当坡度，需铺表土层，层厚不小于1.5m。充填材料如含有有害元素，需铺设0.4m厚的隔离层，需夯实
建设生活建筑用地	蓄水供游泳池	岸边坡度不宜过陡
民用和工业建筑用地	民用或工业用地	土地需很好夯实。房屋需适当采取加固措施
建设文化娱乐场所	休养所、疗养院、体育场、公园、游泳池等	土地需很好夯实，房屋适当采取加固措施

（2）塌陷区疏干：在塌陷后地表大部分高于附近的河、湖水面的地区，可以采用疏干塌陷区的方法。具体做法是，开挖大量排水渠，把塌陷区积水排入河、湖或水库；在低洼地挖深垫浅建设水库，汛季存水、旱季灌溉，在因河床的坡降变化而使河水不能畅流时，在河流的适当地段设置扬水站，以便雨季时把河水泵入下游排走。疏干塌陷区不但可使大部分农田恢复为可耕地，而且可使村庄和其他建筑物周围不再积水，避免了不必要的迁移，保护了生态环境。图12-3给出了这种方法的一个例子。在条件合适时，这种方法能创造较好的经济和环境效益。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

（3）平整土地：在地表下沉量不大，但有大量裂缝、台阶、塌陷坑等不连续变形和破坏时，可使用推土机等对土地进行修补、平整；在潮水严重时，可将水田改为旱地或水旱作物兼种。对于塌陷区内不深或潜水位较低的地段，可改造成梯田。

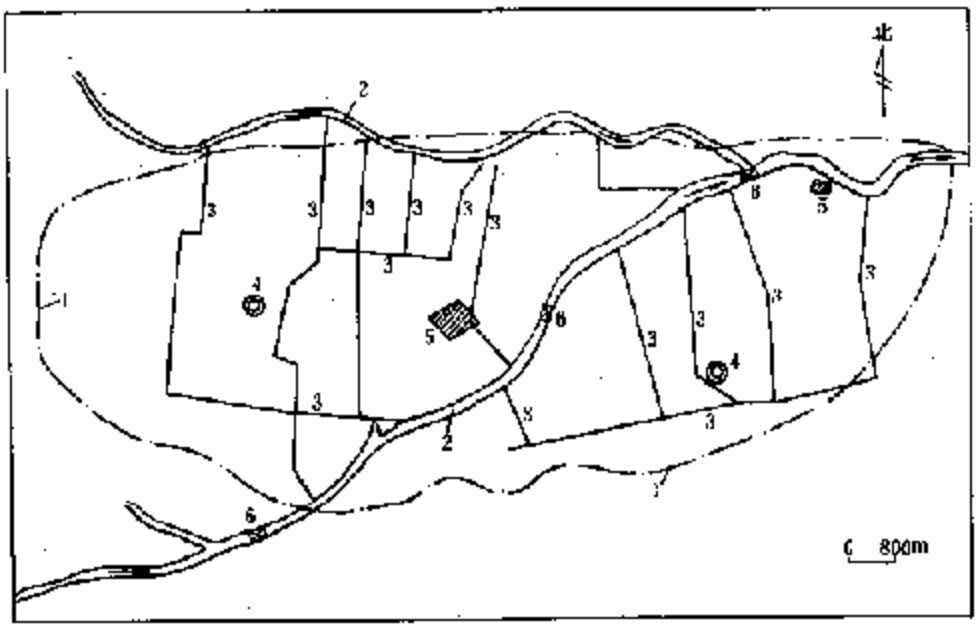


图12-3 疏干法综合治理塌陷区实例

1—塌陷区边界；2—河流；3—排水沟渠；4—水库；5—村庄；6—扬水站

（4）挖深垫浅：在下沉较大的地区取土，垫在下沉较小的地区，使前者成鱼塘或蓄水库，使后者成田。图12-4是这种方法的示意图。

（5）发展水产和养殖业：对面积广、深度大、积水多的塌陷坑，不必过分强调复田，可因地制宜进行整治、发展水产、养殖业和调节工农业用水，以提高经济效益。



图12-4 挖深垫浅法治理塌陷区示意图

1—“垫浅”覆土区；2—“挖深”取土区；3—蓄塌浅高水区；4—造田后的塌地；5—复下沉后的地表；6—治理后的地表

此外，有许多老矿区已经发展成为工业城镇。它们对不能复田的塌陷区，加以修整，并进行绿化和美化，成为矿工们休息娱乐的场所，有的还建立了福利和生活、生产设施，都取得了较好的效果。

我国政府很重视土地复垦工作，把它提得很高。《土地复垦法》规定：“土地复垦工作，任何部门、单位和个人不得阻挠”，并责成各级土地管理部门负责管理、监督、检查本行政区的土地复垦工作，责成各级计划管理部门负责土地复垦的综合协调工作和各有关行业管理部门负责本行业土地复垦规划的制定与实施。可以预见，我国的土地复垦工作必将逐步走上正规，并对合理利用我国土地，改善我国生态环境，提高我国的社会主义建设和人民生活水平，起到重要的作用。

开采沉陷对环境的影响及其整治的重要性，已为越来越多的人们所认识，随着时间的推移，这个问题必将逐渐成为矿山开采沉陷学科的一个重要组成部分。

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

参　考　文　献

1. 中国矿业学院等编：《煤矿岩层与地表移动》，煤炭工业出版社，1981
2. [德]H·克拉茨著、马伟民等译：《采动损害及其防护》，煤炭工业出版社，1984
3. 中华人民共和国煤炭工业部制定：《建筑物、水体、铁路及主要井巷煤柱留设与压煤开采规程》，煤炭工业出版社，1986
4. 煤炭部生产司：《煤矿测量手册》，煤炭工业出版社，1979
5. 煤炭科学研究院北京开采所编著：《煤矿地表移动与覆岩破坏规律及其应用》，煤炭工业出版社，1981
6. [波]M·鲍莱茨基等著、于振海等译：《矿山岩体力学》，煤炭工业出版社，1985
7. [美]S.S.彭著、高博彦等译：《煤矿地层控制》，煤炭工业出版社，1984
8. 周国经等编著：《建筑物下采煤》，煤炭工业出版社，1983
9. 《Справочник по маркшейдерскому делу》，издательство «недра»，1973
10. 中华人民共和国煤炭工业部制订：《煤矿测量试行规程》，煤炭工业出版社，1976
11. 《Сдвижение горных пород и земной поверхности при подземных разработках》москва，《недра》，1984
12. В.И.Борщ-композиец等著：《маркшейдерское дело》，издательство «Недра»，1985
13. R.G.K.Morrison：《A philosophy of Ground Control》T.H.B.P. Company，1976
14. 于学馥等著：《地下工程围岩稳定分析》，煤炭工业出版社，1983
15. 刘宝琛、廖国华著：《煤矿地表移动的基本规律》，中国工业出版社，1965
16. 四川矿业学院数学教研组增订：《数学手册》，科学出版社，1978
17. 刘北辰、陆鸿森编：《弹性力学》，冶金工业出版社，1979
18. Сегал.Б.И.等著：《Пятизначные математические таблицы》，физматгиз，1958
19. 《数学手册》编写组：《数学手册》，高等教育出版社，1979
20. 英国煤炭局编：《地表沉陷工程师手册（中译本）》，煤炭工业出版社，1980
21. 开滦煤炭科学研究所编：《铁路下采煤》，煤炭工业出版社，1978
22. 何国清等：“威布尔型影响函数在地表移动预计中的应用”，《国际矿山测量

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

会议论文选》，煤炭工业出版社，1983
23. 何国清等："地下开采引起的岩层与地表的水平移动的分布规律和预计误差的控制"，《第六届国际矿山测量会议论文选集》，1986
24. 何国清："岩移预计的威布尔分布法"，中国矿业学院学报，1988年第一期
25. He Guoqing: "The movement and deformation calculation of undermined anisotropic rock massif" 第六届国际矿山测量会议论文集，1986
26. Syd S Peng et al: 《Workshop on surface subsidence due to underground Mining》, Morgantown, W.V., 1982
27. The university of Leeds: 《Proceedings of the European Congress on ground movement》, 1957
28. Editor A.J.Hargraves Wollongong: 《Subsidence in mines》, N.S.W, 1973
29. G.Brauner: 《Subsidence due to underground mining》, 1973
30. 于宗俦、鲁林成主编：《测量平差基础（增订本）》，测绘出版社，1978
31. 浙江大学数学系高等数学教研组编：《概率论与数理统计》，人民教育出版社，1979
32. 同济大学数学教研室主编：《高等数学》，高等教育出版社，1981
33. 高翔编：《概率论与数理统计》，中国矿业学院数学教研室，1987
34. 金学林主编：《误差理论与测量平差》，煤炭工业出版社，1990
35. 中国科学院计算中心概率统计组编著：《概率统计计算》，科学出版社，1979
36. K.G.斯塔格、O.C.晋基维茨主编：《工程实用岩石力学》，地质出版社，1978
37. 煤炭部煤炭科学研究院情报资料室：《水体下采煤的实践与认识》，煤炭科研参考资料37期，1975
38. 胡广韬、杨文元主编：《工程地质学》，地质出版社，1983
39. 华东水利学院等编：《岩石力学》，水利电力出版社，1986
40. 钱鸣高、刘听成编：《矿山压力及其控制》，煤炭工业出版社，1984
41. E.Hock-E.T.Brown著：《Underground Excavation in Rock》, The Australasian Institute of Metallurgy, 1980
42. 煤炭科学研究院北京研究所：《淮南矿务局孔集煤矿开采急倾斜煤层地表移动规律初步总结》，1978
43. 华安增：《矿山岩石力学基础》，煤炭工业出版社，1980
44. 北京矿业学院等编：《矿山岩层与地表移动》，煤炭工业出版社，1960
45. SINCO Slope Indicator Co: "Instruction manual Digitilt RPP Model 50368", 1984
46. SINCO Slope Indicator Co: "Manual SONDEX settlement systems 50801900/50802100", 1987
47. 重庆建筑工程学院：《岩体力学》，建筑工业出版社，1981
48. 国家地质总局编：《固体力学基础》，地质出版社，1979

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

49. SOKKISHA CO, LTD, "Electronic total station SET2 operator's manual", 1986
50. 铁摩辛柯著、徐芝纶等译：《弹性力学》，北京人民教育出版社，1964
51. 徐颂祥编著：《地下工程试验与测试技术》，中国铁道出版社，1984
52. 赴波采空区地面建筑考察组：《波兰采空区地面建筑》，科学技术文献出版社，1979
53. 刘天泉、肖家俊编：《矿井保安煤柱的开采和地面建筑物的加固》，中国工业出版社，1966
54. 林韵梅编著：《实验岩石力学——模拟研究》，煤炭工业出版社，1984
55. 黄义主编：《弹性力学基础及有限单元法》，冶金工业出版社，1983
56. 谢贻权、何福保主编：《弹性和塑性力学中的有限单元法》，机械工业出版社，1981
57. Kostasfytas Jean-luccollins, Rajk singhal, 《Computer Applications in the mineral industry》-Proceedings of the first canadian conference on computer applications in the mineral industry, Quebec,7-9March, 1988
58. H.J.Hargraves, 《Subsidence in mines》, The Australasian Institute of Mining and Metallurgy, 1973
59. S.L.Crouch, A.M.Starfield, 《Boundary element methods in solid mechanics》, George Allen Unwin, 1983
60. [美]K.J.贝斯著、赵兴华等译：《ADINA/ADINAT使用手册——自动动态增量非线性分析有限元程序》，机械工业出版社，1986
61. 刘天泉："波兰城镇及建筑物下采煤技术"，《世界煤炭技术》，1985.8
62. 付惟林："西德的建筑物、构筑物下采煤技术"，《矿山测量》，1986.2
63. 焦传武、耿德庸："条带法开采的地表移动特点及煤柱稳定性要素"，国际采矿科学技术讨论会论文，1985
64. 焦传武："我国村庄下采煤的可能性"，《煤炭科学技术》，1982.2
65. 刘天泉："矿山岩层和地表变形规律及其与地质因素的关系"，《煤田地质与勘探》，1985.3
66. 淮南矿务局大通煤矿地质测量科等："地表和岩层沿断层面移动与变形的实践和认识"，《矿山测量》1979.1
67. [波]Z.科尔瓦苏克："构造断层对开采范围内地表变形的影响"，《矿山测量》，1984.4
68. 阳泉矿务局、山西矿业学院："开采影响下山区地表移动"，《煤炭科学技术》，1981.7
69. 于根："阳泉矿区采动地表滑移对重大工业设施的危害及其治理"，国际采矿科学技术讨论会论文，1985
70. 兰州大学地质地理系张威恭：《工程地质学》，地质出版社，1983
71. [苏]B.K.鲍利涅兹等著、王绍林、杨伦译：《工程建筑物下沉和位移变形影响

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

测指南》，煤炭工业出版社，1979
72. [苏]A.N.尤申著，郭福有等译：《采动区建筑物基础设计要点》，煤炭工业出版社，1986.12
73. 北京矿业学院勘探教研组编：《水文地质学》，中国工业出版社，1962
74. 中华人民共和国交通部：《铁路技术管理规程》，交通出版社，1973
75. 中华人民共和国交通部：《铁路工务规则》，交通出版社，1972
76. (苏)A.M.卡乔尔："井筒保安煤柱回采经验"，《情报通讯》，1979
77. 肖黎明编：《水体下采煤》，煤炭工业出版社，1975
78. 煤科院唐山分院：《煤矿地表移动与三下采煤》，1982
79. 《开采沉陷及三下采煤学术讨论会论文汇编》，第四分册，1986
80. (波)J.李特威尼申著，何国清译："颗粒体力学中的随机方法"，中国矿业学院科技情报室，1984
81. 《中华人民共和国环境保护研究文献选编》，法律出版社，1983
82. 国务院第19号令：《土地复垦规定》，《人民日报》，1988年12月20日
83. [苏]Л.И.沙里可夫等编：《苏联环境保护手册》，科学出版社，1984
84. 刘天齐等编：《环境保护概论》，高等教育出版社，1982
85. 周立吾："对我国煤矿地面复垦的几点认识"，《中国土地学会土地复垦研究会第二次学术讨论会文件》，1987.9
86. 煤炭部环保办公室等：《煤矸石复田处理利用国际会议论文集》，1985
87. [英]G.G.道恩等著：《矿业与环境保护》，中国建筑工业出版社，1982
88. [英]R.P.格默尔著：《工业废弃地上的植物定居》，科学出版社，1987
89. 蔡鹤誠等编：《环境影响评价手册》，中国环境科学出版社，1987
90. [美]约翰·劳等编著：《环境影响分析手册》，北京科学技术出版社，1986
91. [美]E.H.桑戴克著：《能源与环境》，原子能出版社，1985
92. 张永照等著：《环境保护与综合利用》，机械工业出版社，1982
93. [美]G.韦德著：《能源与环境变化》，科学出版社，1985
94. 张福有等著：《矿山环境工程学》，陕西科学技术出版社，1986
95. 严志才："煤矿造地复田和综合治理的技术途径"，《煤炭科学技术》，1984.5
96. 王金庄："矿井设计阶段的环境保护工作"，中国测绘学会矿山测量综合学术会议论文，1987.8
97. 徐秉编著：《相似理论与模拟试验》，中国农业机械出版社，1982
98. 中国矿业学院北京研究生部：《相似理论》，1980
99. 李之光：《相似与模化》，国防工业出版社，1982
100. 中华人民共和国地质矿产部：《岩石物理力学性质试验规程》，地质出版社，1988
101. 范学理："相似材料模拟研究中应用光学原理测量位移方法"，全国矿山测量学术会议论文，1980
102. 洪镀等："岩移相似材料模型观测成果的处理"，全国矿山测量学术会议论文，1984

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn

103. 白矛："避免地表出现塌陷坑下沉盆地的合理开采宽度"，《皖煤科技》，1982.2
104. 李意："岩移模拟相似准则和模拟工艺问题的探讨"，山东矿业学院学生毕业论文，1983
105. 中国矿院地质系、峰峰矿务局煤研所："峰峰矿区建筑物下采煤的实践与认识"，《矿山测量》，1981
106. 峰峰矿务局科研所：《峰煤科技》，1981.1
107. 杨忠秀等编：《矿区摄影测量》，煤炭工业出版社，1989.10
108. 曹志伟、翟城成：《岩层移动与"三下"采煤》，煤炭工业出版社，1986.4

PDF 文件使用 "pdfFactory Pro" 试用版本创建 www.fineprint.com.cn