

## 内 容 简 介

本书论述了矿山岩体的应力与位移特征、岩体的采动及水力破坏特征、岩体的渗流规律；建立了裂隙岩体渗流特征与埋深、水压力及应力之间的理论公式；探讨了岩体渗流与应力的耦合机理。书中还全面讨论了矿井底板突水的影响因素，提出了矿井底板突水的预测公式及预防突水的开采方法及防治水技术；系统介绍了岩体采动破坏、裂隙岩体渗流的现场注水及地质雷达观测方法。本书在岩体力学及岩体水力学、采场矿山压力控制、承压水上采矿、裂隙岩体渗流及矿井底板突水预测预报及其防治等方面的研究具有较高的学术和实用价值。

本书可供水文与工程地质、采矿工程、矿井安全、岩土工程、岩石力学等专业的研究人员、工程技术人员及大专院校有关专业师生阅读与参考。

## 图书在版编目 (CIP) 数据

岩体渗流与煤层底板突水/张金才等著. —北京:地质出版社, 1997. 8  
ISBN 7-116-02415-8

I. 岩… I. 张… III. ①岩溶水-渗流-研究②煤层-矿山突水-研究 N. TD732

中国版本图书馆 CIP 数据核字 (97) 第 13851 号

## 地质出版社出版发行

(100083 北京海淀区学院路 29 号)

责任编辑: 赵俊磊 王永奉

责任校对: 田建茹

\*

北京地质印刷厂印刷 新华书店总店科技发行所经销

开本: 787×1092<sup>1</sup>/<sub>16</sub> 印张: 8.625 字数: 206000

1997 年 8 月北京第一版·1997 年 8 月北京第一次印刷

印数: 1—1000 册 定价: 18.00 元

ISBN 7-116-02415-8

P·1800

# 前 言

岩体力学是一门新兴的交叉学科,它的研究领域及应用范围很广,本书述及的内容属岩体力学的一部分。著者力图对受矿山采动影响的岩体力学行为及水力学特征进行系统的分析与研究,从而为解决采矿工程及岩体工程实际问题提供一种可行的方法。

在地下矿层周围,一般多赋存着含水层。当矿层开采后,岩体的原始应力状态被破坏,致使应力重新分布,从而导致岩体变形、破坏而形成导水裂隙,其结果往往造成含水层的水通过采动裂隙突然涌入开采作业空间,影响矿井的安全生产。因此,研究岩体的采动破坏、水力破坏及破坏后裂隙岩体的渗透特征具有非常重要的理论意义及现实意义。我国很多煤田的水文地质条件非常复杂,位于煤层底部的石灰岩岩溶强含水层严重威胁着煤层的安全开采,在煤层开采过程中常常发生底板突水事故,致使几百亿吨的煤炭储量不能正常开采,严重影响了矿井的正常生产。因此,迫切需要对底板突水防治这一课题进行深入的研究。

刘天泉院士自60年代从波兰留学回国后,一直致力于矿山岩体力学的研究工作,尤其在矿层采动后上覆岩体的破坏规律、渗流特征及水体下采矿研究方面取得了卓著的成就;创建了矿山采动影响力学理论,并且于1981年率先提出了矿层底板岩体破坏的“三带”理论,为底板岩体破坏及突水理论研究奠定了基础。1984年至1987年,著者在刘天泉院士的指导下,在中国地质大学有关教授的帮助下,完成了“煤层底板采动影响特征及底板突水预测的研究”硕士论文。在此文中,作者在国内首次采用板的模型得出了底板突水的预测公式,采用力学分析得出了底板岩体采动破坏形态,且得到了矿井实际数据的验证。

1990~1992年,作者得到煤炭科学基金的资助,完成了“底板承压水上采煤方法及合理开采参数的研究”课题。在张玉卓研究员的指导下,作者于1996年完成了国家自然科学基金重点项目子课题及煤炭科学基金课题“裂隙岩石中流体和应力的相互作用”的研究工作。1995年,又得到煤炭科学基金的资助,进行“煤层带压安全开采及底板突水预测体系研究”课题的研究工作。1996~1997年,作者在清华大学攻读博士课程及作访问学者期间,在徐秉业教授指导下继续进行岩体破坏及渗流的研究。目前,在刘天泉院士及张玉卓研究员的指导下,作者进一步深化了岩体采动破坏理论。另外,作者还完成了国家攻关项目子课题“神府矿区地下开采损害防治与水环境保护研究”、“邢台煤矿底板采动破坏观测研究”及“淄博矿区底板突水机理”等项目的理论研究及现场观测工作。本书是在这些研究工作成果,并广泛参考吸收前人研究成果的基础上写成的。

本书以矿山岩体为主要研究对象,重点论述了岩体破坏理论、岩体渗流特征及岩体渗流与应力耦合机理,并将这些理论应用于矿井突水防治这一工程实际问题中,较完整地提出了一整套底板突水预测预报理论及防治水技术。

在本书完成过程中,得到了煤炭科学研究总院有关单位的大力支持,在此表示感谢。另外,感谢煤炭科学基金委员会的资助。李淑玲副教授完成了一些室内试验工作,并且审核



了本书原稿。赫英臣教授提出很多建议，给作者很大的启迪，在此一并表示感谢。受作者水平所限，书中不足之处在所难免，恳请广大同仁指正。

在本书出版之际，正值作者的导师刘天泉院士 70 华诞，在此谨将此书献给刘老师，感谢他对作者十几年的指导与教诲，并祝刘天泉院士身体健康，为科学事业做出更大贡献。

张金才  
1997 年初于北京

# 目 录

## 前 言

|                       |      |
|-----------------------|------|
| 第 1 章 引言              | (1)  |
| 1.1 矿井岩溶水害特征          | (1)  |
| 1.2 底板岩体破坏及突水防治理论与实践  | (3)  |
| 第 2 章 底板岩体应力分布规律      | (6)  |
| 2.1 岩体的原始应力状态         | (6)  |
| 2.2 底板岩体支承压力变化规律      | (6)  |
| 2.3 底板岩体应力分布规律        | (8)  |
| 第 3 章 底板岩体位移变化规律      | (15) |
| 3.1 底板岩体位移现场观测研究      | (15) |
| 3.2 底板岩体位移的模拟实验研究     | (17) |
| 3.3 底板岩体位移的空间与时间关系    | (19) |
| 第 4 章 底板岩体采动破坏特征      | (20) |
| 4.1 岩石破坏准则            | (20) |
| 4.2 采场周围岩体应力及破坏区计算    | (24) |
| 4.3 条采工作面周围岩体应力及破坏区计算 | (28) |
| 4.4 长壁工作面底板岩体破坏深度计算   | (29) |
| 4.5 岩体应力向深部的传播特征      | (33) |
| 4.6 塑性理论计算岩体最大破坏深度    | (33) |
| 4.7 底板岩体破坏带空间分布形态     | (37) |
| 4.8 巷道底板岩体破坏特征        | (42) |
| 第 5 章 岩体采动破坏现场观测研究    | (47) |
| 5.1 钻孔注水观测            | (47) |
| 5.2 地质雷达探测            | (47) |
| 5.3 底板岩体破坏深度实测数据分析    | (53) |
| 第 6 章 裂隙岩体渗流与水力学特征    | (56) |
| 6.1 裂隙岩体渗流特征          | (56) |
| 6.2 裂隙岩体渗流与应力耦合研究     | (61) |
| 6.3 水压力对岩体的破坏作用       | (72) |
| 第 7 章 底板突水影响因素分析      | (76) |
| 7.1 地质构造              | (76) |
| 7.2 矿山压力              | (78) |
| 7.3 底板岩体特性            | (79) |
| 7.4 工作面开采空间及开采方法      | (82) |

7.5 石灰岩岩溶含水层富水性..... (82)

7.6 碳酸岩溶蚀特征与岩溶发育规律..... (83)

7.7 底板含水层水压力..... (87)

**第8章 底板突水预测理论及其应用** ..... (89)

8.1 底板突水预测经验方法..... (89)

8.2 底板突水预测理论及其应用..... (91)

8.3 底板防水岩柱的构成..... (97)

8.4 底板突水机理..... (98)

**第9章 减小岩体破坏的开采技术**..... (100)

9.1 条带开采及其采留宽度的确定方法 ..... (100)

9.2 短壁开采及其采宽确定 ..... (112)

9.3 充填开采 ..... (114)

**第10章 底板突水防治技术** ..... (120)

10.1 留设断层防水煤柱..... (120)

10.2 建立适宜的防水设施..... (122)

10.3 采掘工作面超前探测..... (123)

10.4 注浆加固底板岩层..... (123)

10.5 采前疏水降压..... (123)

10.6 选择适宜的开采方法及工艺..... (123)

**参考文献**..... (125)

**英文摘要**..... (128)

# CONTENTS

|                   |                                                                                     |
|-------------------|-------------------------------------------------------------------------------------|
| <b>Preface</b>    |                                                                                     |
| <b>Chapter 1</b>  | Introduction ..... (1)                                                              |
| <b>Chapter 2</b>  | Stress distribution in coal seam floor due to underground mining ..... (6)          |
| <b>Chapter 3</b>  | Investigation of displacements in seam floor due to coal extraction ..... (15)      |
| <b>Chapter 4</b>  | Mechanical analysis of floor failure behavior due to coal extraction ..... (20)     |
| <b>Chapter 5</b>  | Field measurement of strata failure ..... (47)                                      |
| <b>Chapter 6</b>  | Rock mass permeability and rock hydraulics ..... (56)                               |
| <b>Chapter 7</b>  | Analysis of influence factors of mine water inrush ..... (76)                       |
| <b>Chapter 8</b>  | Theory of mine water inrush prediction and its application ..... (89)               |
| <b>Chapter 9</b>  | Mining technology for reducing strata failure and avoiding water inrush ..... (100) |
| <b>Chapter 10</b> | Control technology of mine underground water hazards ..... (120)                    |
| <b>References</b> | ..... (125)                                                                         |
| <b>Abstract</b>   | ..... (128)                                                                         |

# 第 1 章 引 言

## 1.1 矿井岩溶水害特征

我国许多煤田的水文地质条件十分复杂，在煤层开采过程中受到多种水体的威胁，煤矿防治水问题是煤矿生产及科研中的一大技术难题。据初步统计，全国 600 处国有重点煤矿中受水害威胁的矿井达 285 处，占 47.5%，受水害威胁的储量达 250 亿 t。从近年的开采情况看，每年采出受水害威胁的煤炭还不到总储量的 10%。因此，如果不能解放这些受水威胁的煤炭储量，不仅影响煤矿的产量（预计每年影响产量 4000~5000 万 t），而且一些老矿井还有被迫提前关门的危险。

我国煤矿区主要受三类水害的威胁。第一类是巨厚强含水冲积层对其下伏煤层开采的威胁；第二类是具有强含水层或地表水体补给的太原群岩溶灰岩含水层，对其上下煤层的威胁；第三类是厚层灰岩岩溶强含水层对上覆煤层开采的威胁。防治前两类水害的煤层开采技术，已有了一套比较完整及成熟的经验；而治理后一类水害，即底板强岩溶承压含水层对煤层开采的威胁，尚缺乏经验。但其影响范围极广，对煤层开采威胁最大，几乎所有大的突水及淹井事故都是由这类水害引起的。

我国北方型煤田为石炭二叠纪煤田，其总产量每年达 2 亿 t，主要受煤系底部巨厚层奥陶系灰岩强岩溶含水层的威胁。由于矿床水文地质条件复杂，奥陶纪灰岩含水层富水性强，矿井底板岩溶水害严重，矿井突水量大（见表 1—1），致使占 1/2 之上储量的下部煤层很难开发利用。此类煤田有河北的井陉、临城、邢台、邯郸、峰峰、开滦，河南的安阳、鹤壁、

表 1—1 北方一些矿井最大突水量

| 煤 矿     | 最大突水量 (m <sup>3</sup> /min) |
|---------|-----------------------------|
| 开滦范各庄矿  | 2053                        |
| 肥城陶阳中一井 | 299                         |
| 肥城杨庄矿   | 73.5                        |
| 峰峰一矿    | 150                         |
| 焦作演马矿   | 320                         |
| 焦作中马村矿  | 105                         |
| 徐州张集矿   | 400                         |
| 韩城马沟渠矿  | 200                         |
| 澄合二矿    | 335                         |
| 井陉三矿    | 68                          |
| 淄博北大井   | 566                         |
| 郑州米村矿   | 75.2                        |
| 平顶山八矿   | 53.3                        |
| 新汶协庄矿   | 32                          |
| 枣庄郭东矿   | 25.3                        |



焦作、平顶山、新密、豫西，山东的淄博、肥城、莱芜、新汶、枣庄，江苏的徐州、大屯，安徽的淮南、淮北，山西的霍州、轩岗、潞安，陕西的渭北，辽宁的本溪、南票，吉林的通化等 30 多个。我国南方型煤田以晚二叠世煤田为主，煤层与其底板的厚层茅口灰岩之间的隔水层厚仅数米，开采中经常发生底板突水，例如湖南的涟邵、煤炭坝、韶山、资兴，四川的南桐、中梁山、松藻、永荣，广西的合山，江西的丰城、八景，浙江的长广等数十个煤田。

焦作矿区是北方型石炭二叠纪煤田水文地质条件最复杂的地区，矿井排水量最高达  $540 \text{ m}^3/\text{min}$ 。截至到目前为止，全矿区共发生突水 900 余次，其中水量大于  $10 \text{ m}^3/\text{min}$  的有 70 余次，造成淹井 20 余次，平均每年突水 20~30 次，矿井最大突水量达  $320 \text{ m}^3/\text{min}$ ，煤层底板突水是造成矿井排水量增加及影响安全生产的主要原因。

峰峰、邯郸及邢台矿区，因下组煤普遍受到底部强岩溶奥陶纪灰岩水的威胁而不能正常开采。近 30 年来，矿井涌水量较大的突水有 24 次，涌水量大于  $50 \text{ m}^3/\text{min}$  的突水 5 次，淹井 10 余次，损失达亿元。峰峰矿区 7、8、9 下三层煤均受到底板水的影响，受威胁的储量占矿井总储量的 49%。如果不及时解决岩溶水上带压开采问题，则将导致矿区生产能力逐步萎缩。邯郸地区，在现有生产矿井中受底板岩溶水威胁的下组煤储量为 16.5 亿 t，占矿井总储量的 55.4%。目前，邢台煤矿下组煤有 3.65 亿 t 储量尚不能正常开采。

井陘矿区 4、5 煤层普遍受到奥陶纪灰岩水的威胁，5 煤底板至灰岩顶面距离为 50~55 m，承受水压约 4 MPa。全矿区共发生突水 55 次，最大突水量为  $68 \text{ m}^3/\text{min}$ ，造成淹井 6 次，损失上亿元。本矿区属于在底板水上采煤较早的矿区。从 1958 年以来，全矿区共采出受底板水威胁的 4、5 煤层的储量超过 6000 万 t。

淄博矿区，全区厚度最大，最稳定的 10 煤层，位于太原统的底部，下距徐家庄中厚灰岩 20~25 m，距奥陶纪灰岩 50 m 左右。煤层底板突水事故频繁发生。据不完全统计，到目前为止，淄博矿区共发生突水事故 180 多次，曾先后有 6 个矿井被淹。全矿区能利用储量为 24085 万 t，其中受水害威胁的为 9867 万 t，占 41%。另外，尚有受水威胁难于利用的储量 9580 万 t。

肥城矿区水文地质条件复杂，太原群的 9、10 层煤和部分 8 层煤受第五层灰岩及奥陶纪灰岩水的严重威胁。全矿区受水威胁的可采储量高达 2.5 亿 t，约占总储量的 70%。自 1965 年以来，曾发生 80 余次突水，其中突水量大于  $17 \text{ m}^3/\text{min}$  的 6 次，造成淹井多次。

淮北矿务局现有的生产矿区，受底板灰岩水威胁的 6 煤层的可采储量为 5636 万 t，占 6 煤层总可采储量的 88.9%。10 煤层可采储量有 1.39 亿 t，亦不同程度地受到底板承压水的威胁，共发生底板突水 8 次。

渭北煤田的韩城、澄合、蒲白等矿区，开采 380 m 水平以下的 5 号煤层，普遍受到奥陶纪灰岩承压水的威胁，其中仅澄合矿区西部的权家河矿、二矿及董矿三个矿井受承压水威胁的煤炭储量占总储量的 76.6%。韩城、澄合、蒲白三矿区，在建井和采煤过程中共发生奥陶纪灰岩突水 30 余次；其中，澄合二矿最大突水量为  $335 \text{ m}^3/\text{min}$ ，韩城马沟渠矿最大突水量达  $200 \text{ m}^3/\text{min}$ ，造成采区被淹。

据不完全统计，北方型煤田受底板岩溶水威胁的煤层储量平均约占总储量的 18.6%；一些老矿区，则约占总储量的 52%~87%（见表 1—2）。南方型煤田，如湖南、广东、江西、广西等省（区），受岩溶水威胁的储量高达 16 亿 t，共发生突水淹井事故 95 次以上。



表 1—2 北方各煤矿区储量与受水威胁储量

| 煤矿区   | 总储量 (亿 t) | 受水威胁储量 (亿 t) | 受水威胁储量/总储量 (%) |
|-------|-----------|--------------|----------------|
| 焦作    | 5.65      | 4.95         | 87.6           |
| 峰峰    | 70        | 35           | 49             |
| 邯郸    |           |              | 55.4           |
| 邢台    |           |              | 75             |
| 韩城    | 12.7      | 7.83         | 61.7           |
| 澄合    | 3.26      | 2.2          | 67.5           |
| 肥城    | 4.0       | 2.5          | 63             |
| 霍州南下庄 | 1.37      | 0.81         | 59.1           |
| 合 计   | 96.98     | 53.29        | 55             |

从以上几个受底板岩溶承压水严重威胁矿区的资料可以看出, 矿区受底板承压水威胁的储量占总储量的 50% 以上, 如果不及时解决受承压水威胁煤层的开采问题, 一些矿井将处于逐步减产甚至停产的状态。因此, 研究煤层底板岩体的破坏与渗流特征, 提出预测预防底板突水的技术与方法, 对于煤矿安全生产具有十分重要的现实意义。

## 1.2 底板岩体破坏及突水防治理论与实践

经过多年科学试验及生产实践证明, 解决底板岩溶承压水上开采问题, 靠单一的疏干或疏降含水层的方法是不够的, 必须坚持采用以带压开采为主, 堵、截、疏、排、供结合的综合治理方案。因此, 底板承压水上带压开采的理论研究及生产实践受到了人们的高度重视。

我国一些煤矿, 早在 1964 年就开始采用突水系数作为预测煤层底板突水与否的标准, 突水系数就是水压力与极限隔水层厚度的比值, 即:

$$K = p/h$$

匈牙利及南斯拉夫则采用“保护层的特殊厚度”(相当于突水系数的倒数)预测煤层底板突水。由于突水系数公式中考虑的因素较少, 其实际应用受到了局限, 尤其是在矿井深部开采时, 其预测的准确度较低。

淄博矿务局通过分析其各矿井的突水资料得出, 底板极限隔水层厚度与水压力呈抛物线关系, 峰峰矿务局也得出了类似的经验公式, 即:

$$p = 0.0006h^2 + 0.026h$$

涟邵矿务局桥头河矿邓子山井的统计结果也得出了类似的结果。

底板承压水上开采的理论研究主要集中在三方面: 其一是采煤工作面底板应力与位移规律及底板岩体破坏特征; 其二是底板岩体变形及破坏后的渗流特征及突水预测预报; 其三是底板突水的防治技术。

原苏联的 В. Д. Слесарев (1948) 首先对煤层底板岩层进行了理论分析。他假设回采空间的底板岩层为两端固支, 受均布载荷作用的梁, 从而提出了预测底板突水的理论公式。

淄博矿务局(1980)将工作面底板岩层看成是四端固支,受均布载荷作用的板,采用结构力学理论对底板岩层进行了力学分析。刘天泉(1981)在国内率先提出了煤层采空区底板岩层破坏的“三带”概念,即底板自上而下由鼓胀开裂带(8~15 m)、微小变形与移动带(20~25 m)及应力微变化带(60~80 m)三带组成。

刘天泉、张金才(1987)从力学分析角度首次提出了底板岩体“两带”模型,即底板岩体由采动导水裂隙带及底板隔水带组成,并得出了“两带”的厚度。张金才、刘天泉(1990、1992、1993、1995)详细分析了底板采动裂隙带的深度及分布形态,并得出了底板导水裂隙带深度的计算公式。在此基础上,作者采用板的弹塑性理论得出了底板突水的综合判据(张金才,1989、1990)。张玉卓(1991、1993)、朱泽虎(1994)及黎良杰等(1996)对底板突水机理也进行了研究工作。

借助于计算机,采用数值分析法(有限元、边界元法等)可求得某一具体条件下底板受采动影响的应力与应变特征,并能综合考虑水压力及矿压的综合作用效果(陈钢,1985)。陈秦生、蔡元龙(1990)采用计算机模式识别方法预测底板突水也取得了一定的成效。高延法、李白英(1992)也做了一些工作。

煤层底板突水的水量预测预报是一个很难的问题。它涉及到很多的影响因素,诸如:工作面的地质及采矿条件、底板裂隙的发育程度、岩溶水的富水性及水压力等。因此,很难找到一个较理想的模型。李金凯、王延福(1985)对华北类型的岩溶煤矿提出了底板突水水量的预测方法。

根据相似理论,将实际工作面缩小制成模型,在实验室内观测工作面底板的应力及位移变化规律,是研究工作面底板变形与破坏机理的有效手段。张金才(1987)采用平面模型研究了底板的应力与变形特征,并且得出了底板的应力与顶板的应力变化规律相一致的结论(申宝宏、张金才,1989;张金才、刘天泉,1991)。А. А. Борисов用相似材料立体模型对煤层开采后底板岩层的变形过程进行了研究。

现场观测研究是借助于钻探及物探等手段观测底板岩层在煤层开采前后的应力和位移变化规律及底板的变形、破坏特征,经过综合分析确定出底板采动影响及采动破坏带的深度,用于指导防水岩柱的留设工作。我国从1972年即开展了这项工作,至今已经在现场观测20多个工作面,取得了大量的资料。为确定煤层开采后底板内部巷道的合理位置,原苏联也对底板的采动破坏深度进行了现场观测研究。

总起来讲,解决强岩溶水上采煤问题的途径有两个:一是疏降或疏干开采;二是改革采煤方法及采煤工艺实现带压开采。实践证明,疏降或降干强岩溶含水层会引起许多环境问题,并且疏降排水不仅造成排水费用增加,而且还会造成地面岩溶塌陷,影响农田及村庄。湖南的恩口、斗笠山及桥头河三个矿区(井),由于疏排茅口灰岩水已经引起地面塌陷坑9600个,造成3条溪水断流,600个池塘干涸,泉水干涸700多处,曾使5万人受水荒威胁。影响农田6万亩<sup>①</sup>,因塌陷迁房250000 m<sup>2</sup>,并且引起河水向矿坑倒灌,造成淹井的严重灾害(李金凯,1990)。1984年,开滦范各庄煤矿发生奥陶纪灰岩突水,形成了17个塌陷坑。淮南、邢台、焦作东部矿区也有类似的情况发生。据初步统计,不同类型的矿区疏排水引起的塌陷坑已达50000余个。疏降排水还会造成供水矛盾。例如,1979年在邯郸

① 亩在法定计量单位中已被废除。1亩=0.067公顷(ha)——编辑注。

王凤煤矿进行的抽水试验，抽水量为  $1.6 \text{ m}^3/\text{s}$ ，中心孔的降深仅为  $2.8 \text{ m}$ ，但其影响范围（半径）却达  $10\text{km}$ ，造成矿区 10 万职工用水困难，医院断水，火药厂停产，农用 24 眼斜井枯竭。仅在试验阶段即造成了疏、供水之间的尖锐矛盾。因此，在没有解决好供排关系的条件下，盲目疏排水是不可行的。

改革采煤方法及采煤工艺，实现带压开采（即在煤层受底板承压水威胁，用正常的长壁全陷采煤方法不能开采的条件下，采取适当的开采措施，配以合理的疏水降压措施，以实现安全开采），既不会增加过多的排水费用，又不会产生由于大量排水而带来的环境影响问题。因此，它是解决强岩溶水上煤层开采的一条有效途径。

## 第2章 底板岩体应力分布规律

### 2.1 岩体的原始应力状态

在煤层开采以前,岩体处于自然应力的平衡状态下。这种自然应力称作岩体的原始应力,也称地应力。地应力的成分很复杂,以自重力和构造应力为主。瑞士地质学家 Heim 通过观察大型超岭隧洞围岩的工作状态,首先提出了地应力处于静水压力状态,即认为地应力的垂直分量和水平分量是相等的,并可用岩石的容重( $\gamma$ )和埋深( $H$ )的乘积来决定。1925年,苏联学者金尼克根据弹性理论分析,提出垂直应力  $\sigma_v = \gamma H$ , 水平应力  $\sigma_H = \frac{\nu}{1-\nu} \gamma H$ , ( $\nu$  为岩体的泊松比)。他们的假设被应用于地下工程设计中达半个多世纪。对于地面平坦情况的重力场,这一假设是正确的,但假设中没考虑构造应力场。

1951年, N. Hast 在瑞典矿山中开始了地应力测量。之后,加拿大、美国、南非、澳大利亚等国也开展了地应力的实测与研究工作。G. Herget 根据统计结果得出了垂直应力为:

$$\sigma_v = (1.9 \pm 1.26) + (0.0266 \pm 0.0028)H (\text{MPa}) \quad (2-1)$$

Brown Hoek (1978) 分析了世界 116 个现场地应力测量数据得出:

$$\sigma_v = 0.027H \quad (2-2)$$

$$\begin{aligned} \sigma_{H_{\max}}/\sigma_v &= 1500/H + 0.5 \\ \sigma_{H_{\min}}/\sigma_v &= 100/H + 0.3 \end{aligned} \quad (2-3)$$

中国 500m 埋深以内的地应力测量结果为:

$$\sigma_{H_{\max}}/\sigma_v = 150/H + 1.4 \quad (2-4)$$

$$\sigma_{H_{\min}}/\sigma_v = 128/H + 0.5 \quad (2-5)$$

挪威专家提出了岩体水平应力表达式:

$$\sigma_H = \gamma H \left( \frac{\nu}{1-\nu} + K_t \right) \quad (2-6)$$

式中:  $K_t$ ——构造应力系数。

从测量数据可以看出,原始应力中的垂直应力可以采用金尼克及 Heim 的计算公式,而水平应力则可采用 (2-6) 式得到。

### 2.2 底板岩体支承压力变化规律

煤层开采之后造成原始应力重新分布,开采层周围出现应力变化区,在该区内产生应力集中现象,其开采层周边的应力集中程度最大。这种作用在煤层采空区冒落矸石或充填

体上的垂直应力称为支承压力。支承压力可通过弹性理论加以描述。开挖后的工作面一般成矩形，可以近似于椭圆孔双向受压板中孔的应力问题。

如图 2—1 所示的椭圆孔水平轴长为  $L_x$ ，垂直轴长为  $m$ ，受垂直应力  $\sigma_v$  及水平应力  $\sigma_H$  作用，其周边环向应力  $\sigma_\theta$  的计算公式为：

$$\text{在两帮中点:} \quad \sigma_{\theta v} = (2L_x/m + 1)\sigma_v - \sigma_H \quad (2-7)$$

$$\text{在顶底板中点:} \quad \sigma_{\theta H} = (2m/L_x + 1)\sigma_H - \sigma_v \quad (2-8)$$

代入  $\sigma_v = \gamma H$ ， $\sigma_H = \lambda \gamma H$  则上式可写成

$$\sigma_{\theta v} = (2L_x/m + 1 - \lambda)\gamma H \quad (2-9)$$

$$\sigma_{\theta H} = [(2m/L_x + 1)\lambda - 1]\gamma H \quad (2-10)$$

垂直支承压力系数为：

$$n = 2L_x/m + 1 - \lambda \quad (2-11)$$

从上式可以看出，支承压力系数随着工作面开采宽度  $L_x$  的增大而增大。图 2—2 为相似模型实验得出的支承压力系数曲线，其中 0 线为 3 条测线的平均值，其数学表达式为：

$$n = 1 + 0.23L_x^{0.47} \quad (2-12)$$

式中： $n$ ——支承压力系数。

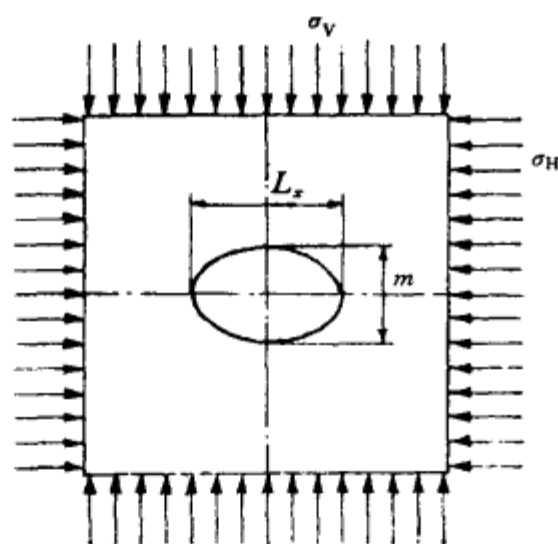


图 2—1 椭圆孔应力集中计算模型

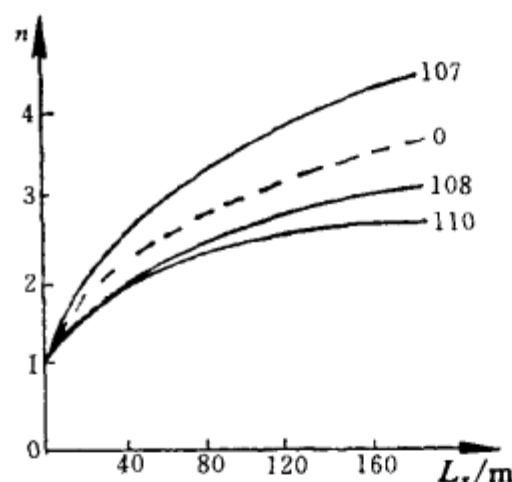


图 2—2 应力集中系数与采宽的关系

实际观测及理论研究表明，对于长壁开采工作面，煤层开采后工作面周围的应力分布如图 2—3 所示 (Whittaker, 1974)，即沿采空区边缘产生垂直支承压力。支承压力系数变化范围为  $n \geq (1.5 \sim 5) \gamma H$ 。长壁工作面前方煤壁内的支承压力叫前支承压力，前支承压力区宽度范围为 20~25 m，从煤壁到支承压力峰值距离为 0~15 m。工作面两端沿上下顺槽煤壁的压力为侧支承压力，侧方支承压力的范围为 15~20 m。在采空区内形成后支承压力。侧支承压力和前支承压力在上下顺槽与回采空间交叉点会合，并叠加成尖峰支承压力。煤层采动后不仅在工作面周围煤壁上产生高于原始应力的支承压力，而且在工作面范围内，垂直压力大大低于覆盖层的荷载  $\gamma H$ ，直接顶底板处于卸压状态。据英国的研究成果，在距工作面 0.3~0.4H 处，冒落岩石最终支撑住顶板。这一点的最大压力与覆盖层载荷相等，即恢复到原始应力状态。

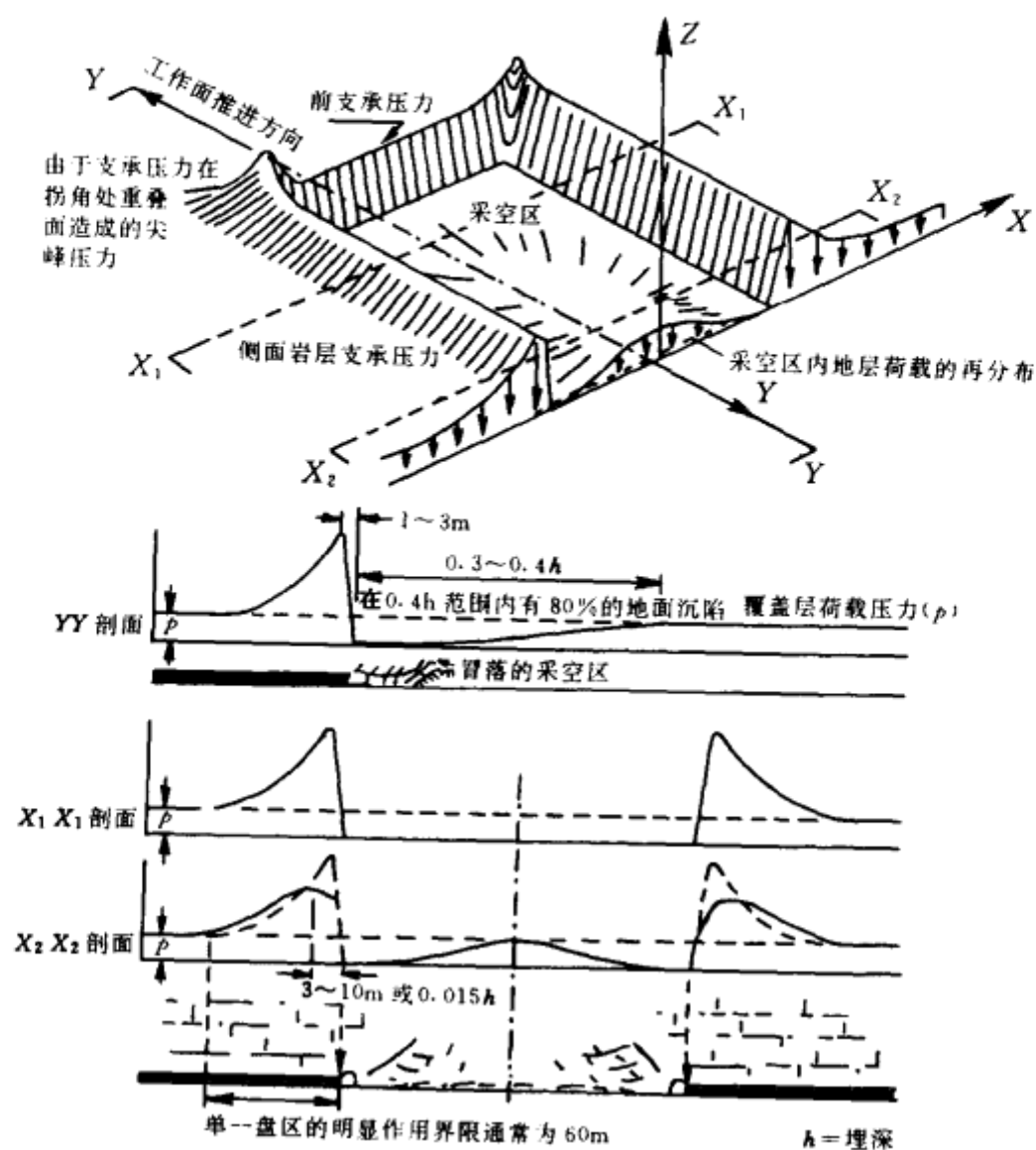


图 2—3 长壁工作面周围支承压力分布

## 2.3 底板岩体应力分布规律

### 2.3.1 数值模拟计算

煤层开采之后，顶底板的应力重新分布，其结果造成顶底板岩体产生位移、变形，甚至破坏。研究底板岩体的应力分布规律，对于了解底板变形及破坏特征，预测底板突水，确定瓦斯释放层的卸压范围，设计底板巷道的合理位置与维护方法都有十分重要的意义。目前，国内外对煤层底板应力规律的研究还很不够，一般都是靠有限元数值计算法及相似模型实验来进行模拟底板的应力状态。德国学者雅可比将煤层底板岩体视为均质的弹性体，对底板岩体的应力进行了有限元模拟计算，得出了垂直应力分布图（图 2—4）。图中等应力线 2 相当于原始应力。可以看出，在煤体下方一侧的岩体为增压区，最大支承压力系数为 5；而在采空区下方一侧的岩体为卸压区，应力低于原始应力。

任德惠等视开采煤层底板为层状岩体组成的半无限体，采用线弹性有限元模型分析了四川一煤矿（工作面倾斜长 70 m，采高 3 m）的底板应力状态。

沿走向底板垂直应力  $\sigma_v/\gamma H$  的等值线如图 2—5 所示。在工作面前方底板岩体中呈现



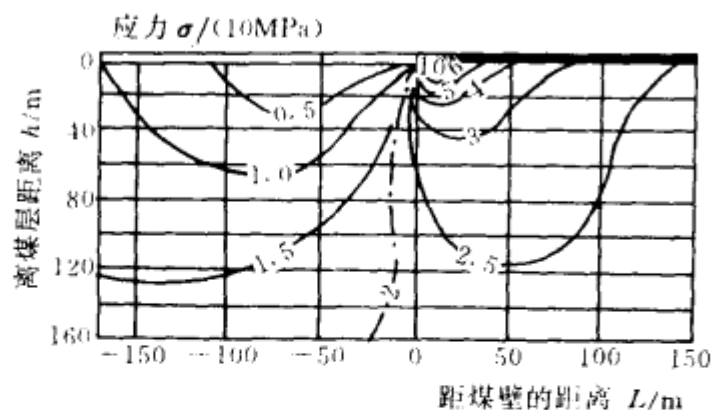


图 2—4 底板岩体中应力分布

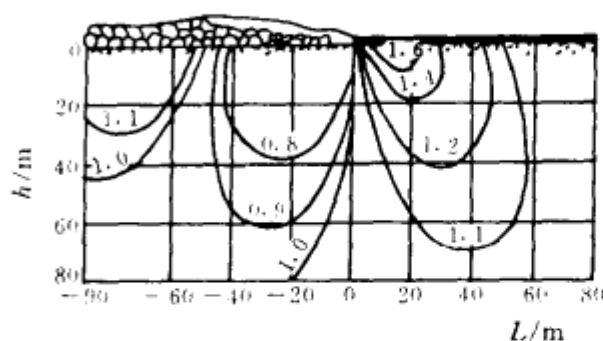


图 2—5 沿走向底板岩体垂直应力 ( $\sigma_v/\gamma H$ ) 等值线

应力集中, 且随深度增加逐渐衰减, 到 70 m 深处时趋于原始应力。底板集中应力的影响在工作面前方达 80 m。由于岩体为层状, 煤层下的等应力线呈扁圆形, 并斜向工作面前方。若以应力集中系数 1.0 的等应力线为准, 在开采层处作切线, 则可得卸压角为  $87^\circ$ 。由于开采后上覆岩体形成承重岩层, 承受其重量并将其转移到工作面前后方和两侧的煤体上, 从而在采空区下方出现卸压区。根据计算结果, 采空区下方岩层中的等应力线也呈半椭圆状, 其轴线略倾向于采空区一侧。

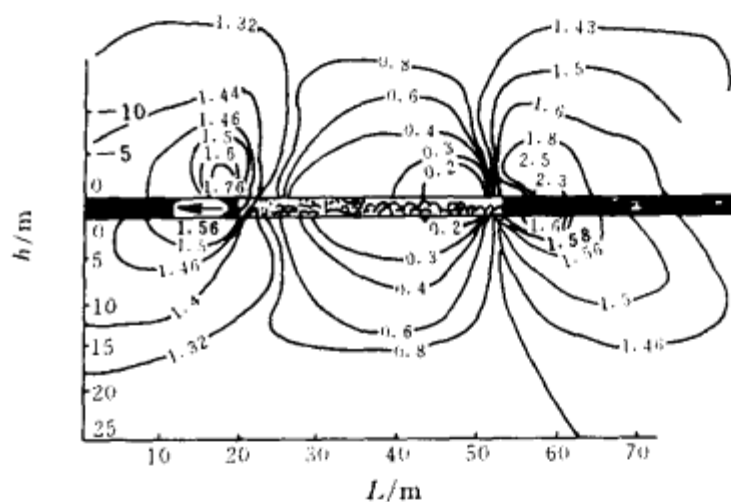
图 2—6 为有限元计算所得的工作面沿煤层走向开采过程中的等应力曲线。可以看出, 在开切眼附近, 无论是顶板还是底板岩体的垂直应力集中系数都比工作面作业区处的大。这说明, 开切眼处的顶底板岩层更容易发生变形及产生裂隙。

图 2—7 为底板岩体中沿煤层倾斜方向垂直应力  $\sigma_v$  的等值线, 在工作面两侧煤体下方的垂直应力  $\sigma_v/\gamma H$  的等值线呈椭圆形分布。煤体下方岩体的应力集中显著, 在煤体下部 17 m 处,  $\sigma_v$  为原始应力的 1.6 倍。在工作面下侧煤体下部, 岩体的应力集中程度略高于工作面侧, 并且影响范围也略大。可以看出, 卸压区 (等应力线小于 1 的范围) 的上部边界并不在煤壁与采空区交接处, 而是深入到煤层内 5 m 左右, 即底板岩体卸压区的范围大于采空区的范围。沿倾斜方向底板岩体的卸压角, 上侧为  $78^\circ$ , 下侧为  $79^\circ$ 。可见, 卸压区的划分并不是过煤壁垂直于煤层的直线, 而是深入煤层且倾向采空区的曲线。

图 2—8 为有限元模拟的煤层倾角为  $45^\circ$ , 工作面倾斜长 80 m, 采深 257 m 时底板岩体的垂直应力等值线。可见, 对于倾斜煤层, 工作面下侧底板岩体应力集中范围及深度比上侧大得多。上侧应力集中深度仅 36 m, 而下侧则达 70 m。底板岩体卸压区的倾斜宽度, 近采空区处小, 远离采空区处大。

### 2.3.2 相似材料模拟实验

我们经过大量的相似材料模拟实验, 得出了底板岩体应力的变化规律。对于长壁开采工作面, 随着测点在底板内布设的位置的不同, 底板应力变化规律则不相同。



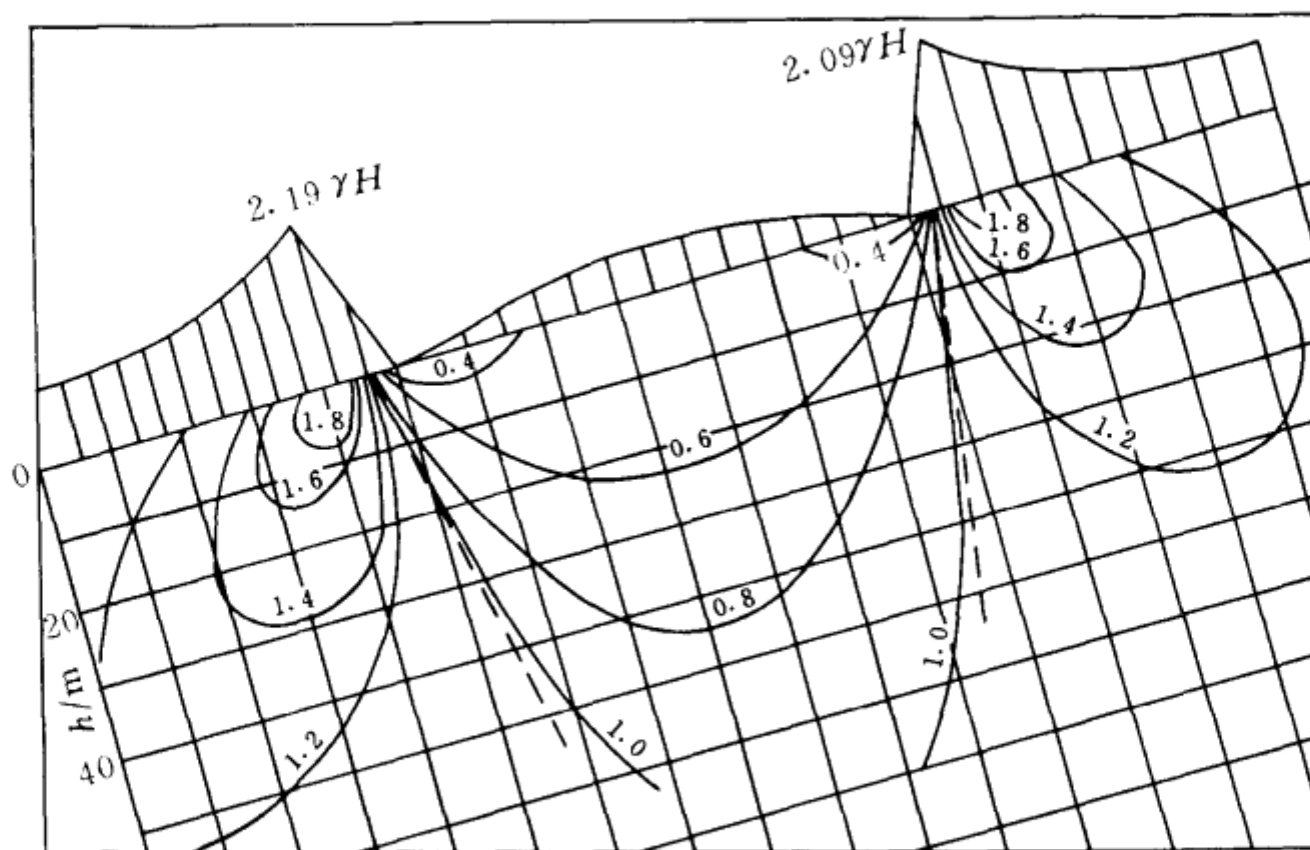


图 2—7 沿倾向底板垂直应力等值线  
(据蒋金泉)

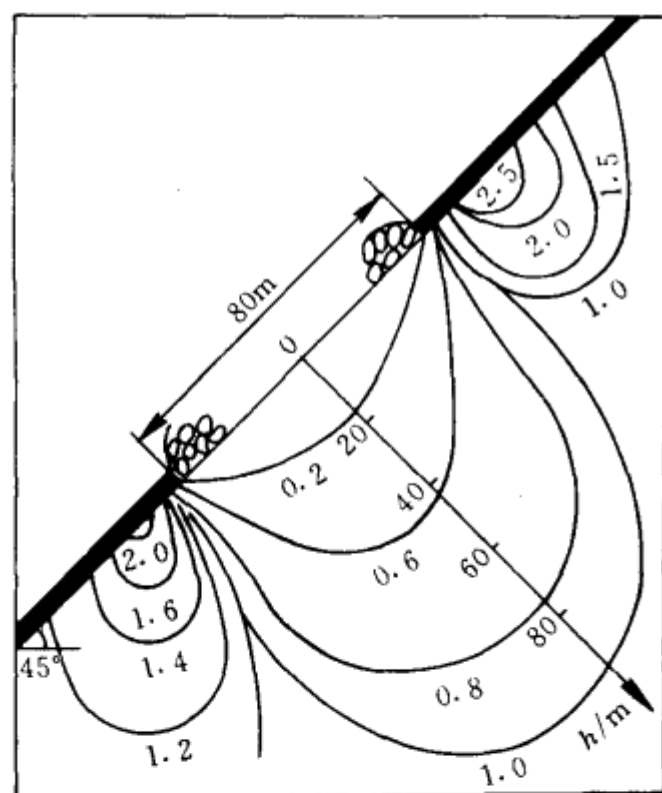


图 2—8 倾斜煤层沿倾向底板垂直应力等值线

值。

(4) 在走向上位于同一位置的煤层底板，随着底板埋藏深度的增大，应力显现逐渐减弱，即底板越往下，所受采动影响程度越轻，见图 2—12。

(1) 位于煤柱区的煤层底板，随着工作面的开采，应力一直处于增加的状态下。当工作面推进至离切眼 72 m 以前时，应力增加幅度较大；之后，应力增加的幅度较小，即在工作面初采时煤柱区的底板应力增加的幅度较大，见图 2—9。

(2) 位于煤柱边缘区（切眼处）的底板，随着工作面的开采，应力总是小于原始应力，即底板在煤柱边缘区总是处于卸压状态。当工作面采至距切眼 62 m 时，底板应力值最小，见图 2—10。

(3) 位于正常状态下的煤层底板，经历采前应力升高，采后应力降低及逐渐恢复阶段。随着工作面的不断推进上述几个阶段交替出现（见图 2—11）。

底板在采面通过之时，应力达到最大值，在工作面后方 14~50 m 范围内，应力达到最小



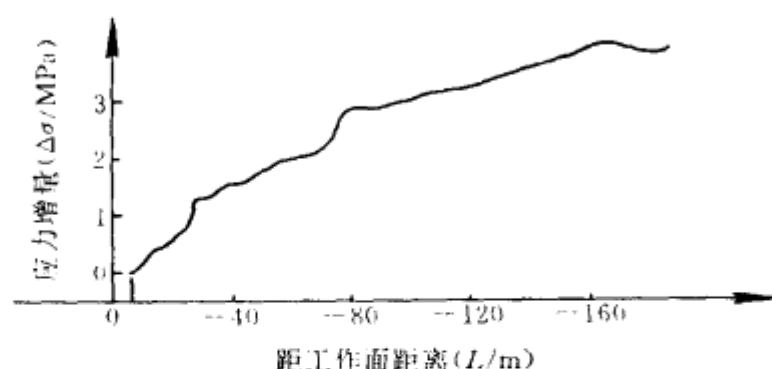


图 2—9 煤柱区内底板的应力曲线

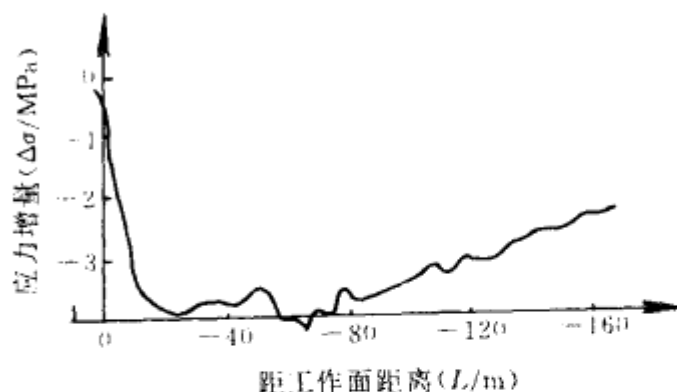


图 2—10 切眼处底板的应力曲线

(5) 实验得出, 坚硬覆岩条件下, 底板受到的采动影响程度较大, 如图 2—13 所示 (图 2—13 的覆岩抗压强度是图 2—14 的 1.52 倍)。

(6) 实验表明, 不仅位于煤柱区的顶板产生支承压力, 而且位于煤柱区的底板也产生支承压力。图 2—15 为位于煤柱 7 m 内底板 1 m 深处的应力曲线, 其应力增量随采宽的增加而逐渐增大, 经过计算可以得到底板支承压力系数随采宽的变化规律, 其数学表达式为 (2—12) 式。

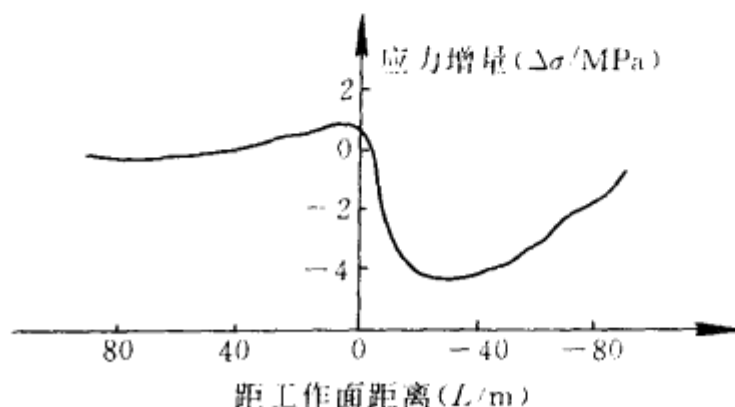


图 2—11 正常开采时底板的应力曲线

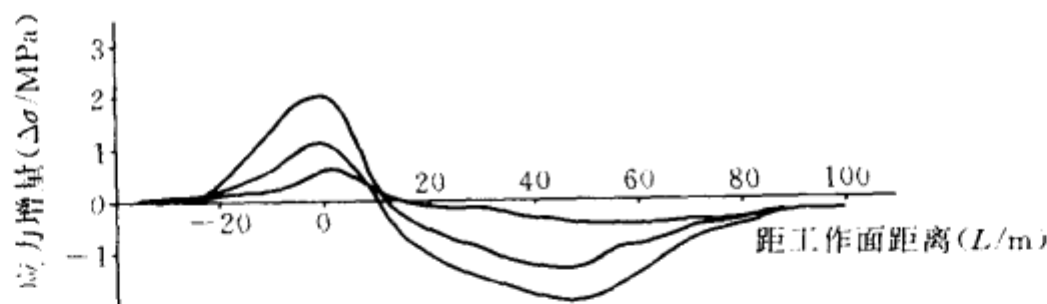


图 2—12 底板应力随深度的增加而递减

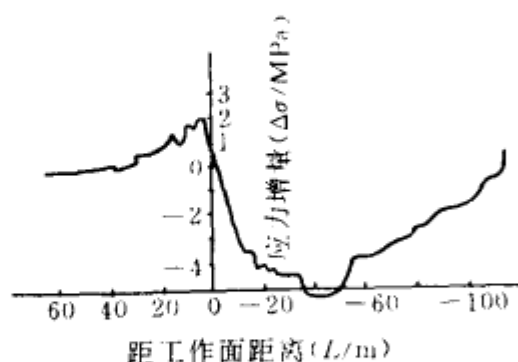


图 2—13 坚硬覆岩底板应力曲线

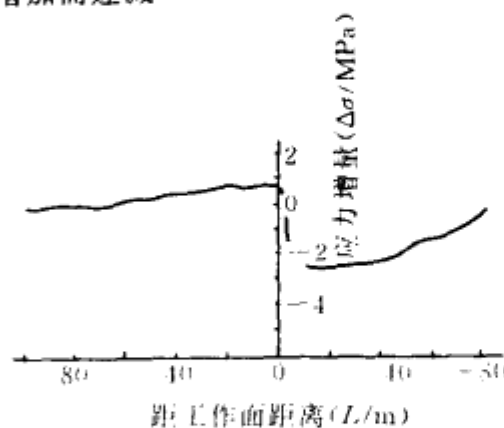


图 2—14 软弱覆岩底板应力曲线