

高等学校教学用书

# 矿山压力及其控制

钱鸣高 刘听成 主编

煤炭工业出版社

高等学校教学用书

# 矿山压力及其控制

钱鸣高 刘听成 主编

煤炭工业出版社

## 内 容 提 要

本书较系统地介绍了回采工作面和采区巷道矿山压力及其控制的基本知识和基本理论，并介绍了矿山压力现场研究方法。书中反映了我国煤炭部门研究矿山压力及其控制方面所取得的科研成果和生产实践经验，适当介绍了可借鉴的国外技术和经验。本书主要作为煤炭高等院校采煤工程专业的教材，也可供从事地下开采的科研、设计和现场工程技术人员参考。

本书经煤炭工业部采矿工程教材编审委员会主持的审稿会议审查通过。

责任编辑：刘泽春

### 高等学校教学用书 矿山压力及其控制

钱鸣高 刘听成 主编

\*

煤炭工业出版社 出版

(北京安定门外和平北路16号)

煤炭工业出版社印刷厂 印刷

新华书店北京发行所 发行

\*

开本787×1092<sup>1</sup>/<sub>16</sub> 印张 18<sup>1</sup>/<sub>4</sub>  
字数 432千字 印数1—16,120  
1984年12月第1版 1984年12月第1次印刷  
书号15035·2679 定价2.65元

## 前 言

《矿山压力及其控制》是采煤工程专业的一门必修课程。该课程的主要内容以往一直是在《采煤学》课程中讲授。在1981年制订的采煤工程专业教学计划中，将其单独设课。据此，编写了这本教材。

本书根据这门课程的重点，主要介绍煤矿中回采工作面和采区巷道周围的矿山压力分布及其显现规律，同时阐述矿山压力控制方法。为了适应课程的需要，书中也编进了与本课程内容有关的岩石力学基础知识。此外，还叙述了产生矿山压力动力现象的机理及控制方法和矿山压力现场观测方法。

本书初稿曾于1982年在中国矿业学院油印成册，1983年上半年在中国矿业学院和西安矿业学院试用。1983年9月采矿工程教材编审委员会和教育司教材编辑室组织部分院校、单位在北京开会审稿，编者根据审稿会议提出的要求，对初稿作了全面修改，于1983年11月最后在徐州定稿。

本书由钱鸣高和刘听成主编。其中，绪论、第一章、第六章由刘听成执笔；第三章、第四章、第五章由钱鸣高执笔；第二章由两人共同执笔；第七章由靳钟铭提供初稿，后经王庆康根据审稿意见改写；第八章及附录由赵宏珠编写。王庆康参加了全书最后的定稿工作。

参加采矿工程教材编审委员会主持的本教材审稿会议的有中国、阜新、山东、淮南、山西、西安、焦作、河北、湘潭、黑龙江等矿业学院和贵州工学院的代表，会议还特邀了北京煤炭科学院开采所的代表。代表们对教材的修改提出了很多宝贵意见。田家裕和于立仁同志参加了提纲的编写和讨论，并主持了审稿工作。煤炭部教育司教材编辑室的有关同志对本书的编写工作给予了很大的支持和帮助。在此对上列同志一并表示感谢。

在编写过程中，编者尽可能按照教学计划的要求，贯彻少而精和理论联系实际的原则，突出教材的“三基”内容，在文字上力求深入浅出。但因编者的教学经验、理论水平和实践知识所限，书中难免有不妥和错误之处，欢迎读者提出批评指正。

编 者

1983年11月

## 符 号 表

<p>A——面积，支护强度，系数；</p> <p>B——系数；</p> <p>C——内聚力，常数，系数；</p> <p>D——直径，强度指标；</p> <p>E——弹性模量，敏感度；</p> <p><math>\bar{E}</math>——敏感度；</p> <p>F——面积，合力，支撑力；</p> <p>H——深度，高度；</p> <p>I——水力坡度；</p> <p>J——断面距；</p> <p>K——曲率，厚度比，体积模量，系数；</p> <p>L——边长，距离，指数；</p> <p>M——弯矩，高度，厚度，震级；</p> <p>N——正压力，夹紧力；</p> <p>P——载荷，力；</p> <p>Q——剪力，重量，载荷；</p> <p>R——岩石强度，反力，半径，裂隙类型，剪切力</p> <p>a——常数，距离；</p> <p>b——常数，厚度，距离；</p> <p>c——常数，系数；</p> <p>d——直径；</p> <p>e——空隙比；自然对数的底；</p> <p>f——系数；</p> <p>h——厚度，高度；</p> <p>i——倾斜度；</p> <p>l——长度，距离；</p> <p>k——系数</p> <p>m——煤层厚度，高度，震级；</p> <p>n——空隙度，数目，系数；</p> <p>p——支护强度；</p> <p>q——均布载荷；</p>	<p>r——半径，相关系数；</p> <p>S——移动量，下沉量，距离，均方差；</p> <p>T——剪切力，水平力；</p> <p>U——速度，弹性能，移近量；</p> <p>V——体积，速度，指数；</p> <p>W——垂直位移量，距离，载荷；</p> <p>X——距离；</p> <p>Y——距离，函数，变量；</p> <p>Z——常数，支撑力，距离；</p> <p><math>\alpha</math>——长宽比，相似比，角度，系数；</p> <p><math>\beta</math>——角度，受力比，系数；</p> <p><math>\gamma</math>——容重，剪应变；</p> <p><math>\Delta</math>——比重，空隙量，差值；</p> <p><math>\varepsilon</math>——应变变量；</p> <p><math>\dot{\varepsilon} = \frac{d\varepsilon}{dt}</math> “.” 微分符号；</p> <p><math>\eta</math>——标准下沉量，斜率，系数；</p> <p><math>\theta</math>——角度；</p> <p>t——时间，厚度；</p> <p>u——水平位移量；</p> <p><math>\bar{x}</math>——平均值；</p> <p>y——距离；</p> <p><math>\lambda</math>——侧压系数；</p> <p><math>\mu</math>——泊松比，系数；</p> <p><math>\pi</math>——圆周率；</p> <p><math>\rho</math>——曲率半径；</p> <p><math>\sigma</math>——正应力；</p> <p><math>\tau</math>——剪应力；</p> <p><math>\varphi</math>——摩擦角；</p> <p><math>\phi</math>——转角；</p> <p><math>\omega</math>——吸水率，自由度。</p>
---	--

# 目 录

绪论 .....	1
第一章 矿山岩石和岩体的基本性质 .....	8
第一节 矿山岩石的基本概念 .....	8
第二节 岩石的物理性质 .....	9
第三节 岩石的变形性质 .....	13
第四节 岩石的强度性质及测定方法 .....	21
第五节 岩石的破坏类型和机理 .....	27
第六节 岩石的强度理论 .....	29
第七节 有关岩体的基本概念 .....	34
第八节 岩体的变形和破坏特性 .....	38
第九节 岩体的强度特征 .....	41
习题 .....	46
第二章 矿山岩体内应力的重新分布 .....	47
第一节 岩体中的自重应力与构造应力 .....	47
第二节 岩体中的弹性变形能 .....	51
第三节 “孔”周围的应力分布 .....	53
第四节 围岩的极限平衡与支承压力分布 .....	62
第五节 支承压力在底板岩层中的传播 .....	64
习题 .....	67
第三章 回采工作面上覆岩层活动规律及其分析 .....	69
第一节 概述 .....	69
第二节 老顶岩层的梁式平衡 .....	70
第三节 老顶岩梁断裂时的极限跨距 .....	73
第四节 裂隙体梁的平衡 .....	76
第五节 回采工作面上覆岩层移动概况 .....	78
第六节 岩体结构分析 .....	84
习题 .....	90
第四章 回采工作面矿山压力显现基本规律 .....	92
第一节 概述 .....	92
第二节 老顶的初次来压 .....	93
第三节 老顶的周期来压 .....	95
第四节 回采工作面前后支承压力的分布 .....	97
第五节 回采工作面顶板岩层组成对矿山压力显现的影响 .....	99
第六节 影响回采工作面矿山压力显现的主要因素 .....	104
第七节 分层开采时的矿压显现与顶板管理 .....	110
习题 .....	112
第五章 回采工作面顶板控制及支护方法 .....	113

第一节	基本概念 .....	113
第二节	单体支架 .....	115
第三节	液压支架 .....	124
第四节	回采工作面支架与围岩的关系及其基本参数的确定 .....	126
第五节	单体支架支护方法分析 .....	135
第六节	支撑式液压支架支护方式分析 .....	139
第七节	掩护式液压支架支护方式分析 .....	146
第八节	支撑掩护式液压支架支护方式分析 .....	153
第九节	液压支架的其它参数对顶板管理的影响 .....	158
	习题 .....	159
<b>第六章</b>	<b>采区巷道矿山压力及其维护 .....</b>	<b>160</b>
第一节	采区巷道矿压显现一般规律 .....	160
第二节	采区巷道变形与破坏 .....	168
第三节	采区巷道支护原理 .....	172
第四节	减轻采区巷道受压的主要技术措施 .....	175
第五节	采区巷道支护方式 .....	187
	习题 .....	200
<b>第七章</b>	<b>煤矿动压现象及其控制 .....</b>	<b>202</b>
第一节	冲击矿压 .....	202
第二节	顶板大面积来压 .....	214
	习题 .....	219
<b>第八章</b>	<b>回采工作面和采区巷道矿压现场研究方法 .....</b>	<b>221</b>
第一节	回采工作面矿压现场观测及统计法 .....	221
第二节	回采工作面矿压观测数据整理的一般方法 .....	231
第三节	巷道矿压现场观测及数据整理 .....	237
第四节	回采空间覆岩破坏过程及高度观测 .....	240
第五节	用测力销测液压支架外载 .....	243
	习题 .....	245
<b>附录一</b>	<b>单体支柱工作面矿压观测数据整理与分析实例 .....</b>	<b>247</b>
第一节	分析问题的前题条件 .....	247
第二节	需要整理的测压资料及其整理方法 .....	247
第三节	利用工作面测压数据分析矿压规律和提出改进措施 .....	256
<b>附录二</b>	<b>液压支架工作面矿压观测数据整理与分析实例 .....</b>	<b>262</b>
第一节	支护阻力实测数据整理与分析 .....	262
第二节	“三量”观测数据一元回归分析 .....	273
第三节	利用多元线性回归分析矿压问题的实例 .....	279

# 绪 论

## 一、矿山压力及其控制的基本概念和学习本课程的意义

地下岩体在采动以前，由于自重的作用在其内部引起的应力，通常称为原岩应力。因为开采前的岩体处于静止状态，所以原岩体是处于应力平衡状态。当开掘巷道或进行回采工作时，破坏了原来的应力平衡状态，引起岩体内部的应力重新分布。重新分布后的应力超过煤、岩的极限强度时，使巷道和回采工作面周围的煤、岩发生破坏，这种情况将持续到煤、岩内部再次形成新的应力平衡为止。此时，巷道和回采工作面周围煤、岩体内形成一个与原岩应力场显然不同的新的应力场，有时称为二次应力场。其形成过程就是煤、岩体中应力重新分布的过程。这种由于在地下进行采掘活动而在井巷、硐室及回采工作面周围煤、岩体中和支护物上所引起的力，就叫做“矿山压力”（简称“矿压”。在有些文献中称之为“地压”、“岩压”等等）。

在矿山压力作用下，将引起一系列力学现象，如围岩变形或挤入巷道、岩体离散、移动或冒落，煤被压松、片帮或突然抛出，木材支架压裂或折断，金属支架变形或压弯，充填物产生沉缩以及岩层和地表发生移动或塌陷等等。这些由于矿山压力作用，使围岩、煤体和各种人工支撑物产生的种种力学现象统称为“矿山压力显现”（简称“矿压显现”）。

在大多数情况下，矿压显现会给地下开采工作造成不同程度的危害。为使矿压显现不致于影响正常的开采工作和保证生产安全，就必须采取各种技术措施加以控制，包括对巷道及回采工作空间进行支护，对软弱的煤和岩体进行加固，用各种方法使巷道或回采工作空间得到卸压，对采空区进行充填，或用人为的方法使采空区顶板按预定要求冒落等等。此外，人们对矿山压力的控制不仅在于消除和减轻矿压对开采工作造成的危害，还包括合理地利用矿山压力的天然能量为开采工作服务。例如，利用矿山压力的作用压松煤体以减轻落煤工作，借助采空区上覆岩层压力压实已冒落的矸石形成再生顶板等等。所有这些人地调节、改变和利用矿山压力作用的各种措施，叫做“矿山压力控制”（简称“矿压控制”）。

研究矿压显现规律及其各种控制方法的目的，是为了获得安全的生产环境和谋求最好的开采经济效益，实践表明，矿山压力及其控制问题所以日益受到重视，主要是由于以下几方面原因：

### 1. 保证安全和正常生产的需要

开掘巷道以后，由于围岩产生变形和移动（如顶板下沉、底板鼓起等），常使巷道断面缩小，影响井下运输、通风和行人，严重时巷道断面可缩小至 $1\sim 2$ 米<sup>2</sup>，使生产无法进行。由于巷道和工作面上方围岩移动、破坏，也常引起小块岩石掉落或局部冒顶等事故，有时甚至发生工作空间顶板沿煤壁切断冒落的所谓“切掌子”事故，以及采空区顶板突然大面积冒落等重大事故。这些顶板事故不仅影响正常生产，而且经常造成人员伤亡。据许多国家统计，由于矿山压力控制不当而造成的人员伤亡事故，约占井下伤亡事故总数的三分之一左右，严重时可以达到二分之一以上。因此迫使人们必须重视矿压控制问题。



## 2. 减少地下资源的损失

尽可能减少煤炭损失是进行地下开采工作的一个基本准则。但是一旦发生上述“切掌子”事故时,往往只能留下一定尺寸的煤柱,须重新开掘切割眼才能进行采煤,于是造成了煤炭损失。此外,为了维护巷道和在回采过程中管理顶板,常需在井下留设大量的各类煤柱,如护巷煤柱,采区隔离煤柱,房间煤柱,“刀柱”等,都是造成煤炭损失的主要原因。据统计,煤矿中各种煤柱造成的煤损,平均占矿井可采储量的20~40%。在开采厚煤层时,煤柱损失一般占总煤损的50%,个别严重的矿井甚至可达60~70%。因此,掌握矿压显现规律,合理选择煤柱形状和尺寸,以及在适当的条件下部分甚至完全取消煤柱,将极大地有利于开采工作和减少煤炭损失。

## 3. 改善地下开采技术

地下开采技术的发展与矿山压力显现及其控制有密切关系。例如,回采工作面支护技术从普采的单体支柱过渡为综采的自移式液压支架以后,不仅工作面中的矿压显现发生了明显变化,而且由于加大了回采巷道断面,巷道中的矿压显现也发生了变化。可见在同样的矿山地质条件下,随着改变支架类型和支护方式,将得到显然不同的支护效果。因此,在掌握矿压显现规律的基础上,正确选择支架的类型,是管理好顶板,维护好巷道,最终保证回采工作面获得良好技术经济效果的基本前提。又如,随着开采深度日益增加,开采过程中出现的矿压显现更为剧烈。与浅部相比,深部开采时巷道支架受压严重,巷道底臃现象更为普遍和剧烈,而且矿山动压现象(如煤、岩突出等)出现更为频繁和猛烈。此外,随着开采条件变化和新技术的发展,为了改善顶板管理方法,设计和研制不同地质条件下的新型支架,确定合理的支护规程,决定采煤方法有关参数,合理布置巷道以及改善近距离煤层的合理开采程序等等,都有赖于深入研究矿山压力显现规律及其控制方法。

## 4. 提高采煤经济效果

矿山压力及其控制方法的研究与提高地下采煤的经济效果有直接关系。以劳动消耗为例:近几年我国统配煤矿中每年大约要掘进各种巷道六、七千公里,年末井下在籍巷道总长度将近二万公里,全年累计维修量约为二千五百公里。为了支护和维修这些巷道,每年要占用大量劳动力。根据对部分矿区的调查,仅仅是维修井下巷道所需劳动力,大约占井下生产工人的10~20%。在回采工作面中,顶板管理消耗的劳动则更多,据淮南、大同矿区一些矿井的统计,顶板管理人员一般占回采工人总数的30~40%;采用分层开采方法或水砂充填方法开采厚煤层的某些矿井,有时竟达70%。这样仅仅工资一项就需付出大量资金。而且,为了控制矿压所消耗的材料数量也相当惊人。以坑木消耗为例,1980年我国重点煤矿每产万吨煤坑木平均消耗量为100立方米,全年约消耗坑木六百多万立方米。此外,如果发生局部冒顶或“切掌子”事故,除人员伤亡外还会造成设备损坏、生产中断、丢失大量煤炭等重大损失。

总之,上述情况表明,掌握矿压显现规律,研究矿压控制手段和方法,有着极为重要和深远的意义。因此,《矿山压力及其控制》这门课程,在地下采煤工程学科中,占有非常重要的地位。

## 二、矿山压力及其控制的研究历史简述

采矿工业是一切工业的先行部门,一向被誉为“工业之母”。许多国家发展工业的经验表明,发展工业离不开采矿。然而在早期的采矿工作中,人们只能从现象上去认识矿山

压力的显现形式，真正开始矿山压力的研究只有近五、六十年的历史。就世界范围来说，对矿山压力及其控制的研究，可概略地分为以下几个发展阶段。

### 1. 对矿山压力的早期认识阶段

我国是世界上采矿最早的国家之一。明代末年所出的《天工开物》中，已具体地记述了用立井开采及在井下进行支护和充填的情况。说明我国在采矿事业发展的初期，人们就已认识到矿山压力的危害和需要加以控制。

随着采矿规模日益扩大，经常出现矿井内顶板冒落、巷道堵塞或地表塌陷等事故，迫使人们不得不重视和研究矿山压力问题。例如，欧洲国家对矿山压力的认识，大约开始于十五世纪。据文献记载，十五世纪时，英国曾发生过由于开矿造成地表破坏而引起诉讼的事件。中世纪时，欧洲一些国家中因地下开采发生破坏庙宇及城市供水的事件增多，开始出现了防止采矿工作破坏地表的协定（1487年）。到十九世纪三十年代以后，在比利时、德、法等国家，为了防止地面房屋建筑遭到破坏，也曾提出过一些确定保护煤柱的方法。

### 2. 建立矿山压力早期假说的阶段

十九世纪后期到二十世纪，可认为是矿山压力研究的第二阶段。这个阶段的特点是，利用某些比较简单的力学原理解释实践中出现的一些矿山压力现象，并提出了一些初步的矿山压力假说。其中有代表性的是认为巷道上方会形成自然平衡拱的所谓“压力拱假说”及有关分析计算。这个阶段中，对巷道围岩破坏机理和支架所受的岩石压力大小，也开始进行了初步的理论研究。尽管这时所提出的一些理论和假说，本身尚存在许多不足之处，并只能在比较局限的条件下应用，但它对矿山压力研究的发展进程有重要的历史作用。此外，这个阶段中还提出了以岩石坚固性系数  $f$ （普氏系数）作为定量指标的岩石分类，并曾得到广泛应用，至今也没有完全失去其意义。

在这个阶段中，研究岩层和地表移动理论方面，通过精确的仪器测量，开始认识到地表建筑物的损坏不仅仅是由于地表下沉，而且是由于水平移动的结果。此外，为了进一步掌握矿山岩体变形随时间、空间而变化的规律，除在地面观测外，还直接在井下巷道中进行了精确的岩石移动观测。

### 3. 以连续介质力学为理论基础的研究阶段

二十世纪三十年代至五十年代是这个阶段的代表时期。由于开采深度和开采规模加大，开始感到仅仅研究巷道周围局部地区岩石状况变化的理论和方法（如拱形理论、建筑力学方法等），不能完全反映开掘巷硐所引起的周围岩体中应力变化的真实过程，于是出现了把巷道周围直到地表的整个岩体当作连续的、各向同性的弹性体，进行研究和建立假说。主要是用弹性理论研究矿山岩石力学问题，如用比较严密的数学方法得出了在自重作用下计算原岩应力的有关公式，研究了开掘各种形状的垂直和水平单一巷道所引起的自然应力场的变化。其中，比较典型的例子是用弹性理论解决圆形巷道周围的应力分布问题。以后又研究了岩体非均质性和各向异性对理想弹性体的影响，以及把岩层看作是具有不同变形特性的弹性介质，进一步研究岩体层理性的影响。此外还应用了连续介质力学方法研究岩层移动问题。

在进行理论研究的同时，研究矿山压力的实验手段也获得发展。其中，得到广泛应用的是利用光敏材料进行的光弹性模拟方法和利用相似材料进行的相似模型研究方法。

在这个阶段中，矿山压力控制方面出现了一些新的突破，其中比较有代表性的有：井

下巷道中开始采用U形钢拱形可缩性金属支架（1932年，德国），回采工作面中开始采用摩擦式金属支柱（20世纪三十年代，德国等），煤矿中开始应用锚杆支架（1940年，美国），以及采煤工作面中出现第一架自移式液压支架（五十年代初，英国）等。矿井支护技术的这些进步，为现代煤矿井下矿山压力控制技术奠定了基础。

#### 4. 矿山压力研究的近代发展阶段

这个阶段主要是指六十年代至今的近二、三十年。在这个时期内，矿山压力问题的研究在以下几方面取得了新的进展：

（1）在理论研究方面，除了继续应用连续介质力学方法研究与矿山压力有关的问题外，又发展了考虑岩石真实特性的各种矿压理论研究。例如，把岩体看作是受到各种性质的软弱面切割的弱面体的研究，把岩石看作是裂纹体的岩石断裂力学的研究，把岩体变形看作是由于岩块相对位移而引起的非连续介质力学（如块体力学）的研究，把岩体变形看作是随时间发展的岩石流变性研究，以及把极限平衡原理用于解决某些地下巷洞稳定性问题的研究。此外，在利用现代电子计算机的基础上，发展了应用求算各点位移的数值解法——有限元法分析巷洞周围岩体中应力的变化。

在地表岩层移动研究方面，在进行大量现场观测和掌握岩层移动现代概念的基础上，建立了更为完善的因开采造成的地表移动和变形值的计算和预测方法，以及开展了开采工作引起的煤层上覆岩层运动机理及其有关规律的研究。

（2）伴随地下开采技术的发展，开展了一系列与矿山压力问题有关的应用性研究，如回采工作面中矿压显现规律的研究（单体支柱工作面和自移式液压支架工作面中的矿压显现，支架与围岩相互作用等），煤柱护巷和无煤柱护巷条件下支承压力沿煤层倾斜和沿走向的有关显现规律的研究，以及为解决有冲击矿压、煤和瓦斯突出危险煤层的开采进行的一系列研究，从而为改善回采工作面顶板管理状况及合理布置和维护巷道，以及为保证安全生产，提供了科学依据。

（3）进一步改进了进行现场观测和实验室研究的各种仪器和设备，广泛发展了包括电学、声学、光学、磁学、放射性测定等各种常规的和新的测试手段和方法，开展了对岩石和岩体各种力学特性的实验室研究和现场研究，包括利用三轴试验机和刚性试验机对岩石三轴强度和残余强度特性进行的研究，这些都为进一步开展理论研究，提供了必要的原始数据和资料。

除此之外，在矿山压力控制方面，进一步改善了巷道支护技术。如，发展大断面、大缩量 and 重型化的金属支架，广泛应用锚喷支护，使用了树脂锚杆和其他新型锚杆，开始采用化学方法加固松软煤层和围岩。回采工作面中的自移式液压支架日趋完善，架型增多，扩大了适用范围。对于过去难以控制的坚硬顶板，通过高压注水、超前爆破等手段，比较有效地避免了在采空区中突然大面积冒落所造成的危害。对井下冲击矿压的预测和控制的效果也大为提高。因此，在这个阶段中，人们对矿山压力的控制日趋有效，使采煤效率和井下工作的安全程度得到很大提高。

### 三、矿山岩石力学的特点及其研究范围和方法

随着矿山压力问题研究的广泛发展和不断深入，人们越来越多地认识了岩石的力学性质和开采过程中岩体内所发生的自然力学现象和规律，并在此基础上逐渐形成了一个新的学科分支——矿山岩石力学。所谓矿山岩石力学是研究自然和采动影响所造成的矿山应力

场中，有关矿山岩体和矿山工程结构的强度、稳定性和变形的科学。矿山岩石力学既是力学的一个应用学科，也是采矿科学的一个重要分支和重要的基础学科之一，致使目前采矿工业中许多重要问题的解决都离不开矿山岩石力学。

岩石力学萌芽于采矿工程，但是作为研究各种岩石的力学性能及其有关应用问题的一个学科来说，它并非在采矿部门中独立形成，而是伴随水利、工程地质、铁路交通、地下建筑、国防工程等许多工程部门的发展而逐渐形成。所以，矿山岩石力学与这些部门中的同类型学科，有着共同的理论基础和类似的研究方法。然而，矿山岩石力学作为区别于其他工程部门（铁道、建筑、水电……等）的一门独立应用性学科来说，又有自己的特点，这表现在：

1. 其它工程部门在地下挖掘的巷道或硐室大都在离地表不深的浅部。采矿工程的作业地点，常常是在地下几百米深度处。目前我国煤矿最大开采深度已达千米，某些国家煤矿的最大开采深度已达1400米，而且开采深度还在逐年加大。深部岩石的应力状态和变形、破坏特性与地表附近的岩石往往有所不同，矿山岩石力学所研究的问题更为复杂；

2. 地下开采过程中形成的人工支护，大多是服务年限不长或不很长的临时结构物，只要求它在开采期间保证安全生产。多数工程结构物可以随采随废。所以许多计算的精度、安全系数以及岩体加固标准等等可远远低于其他部门的要求；

3. 由于采矿作业地点是根据煤层自然埋藏地点而定，选择地下工程建筑物的位置往往受到很大限制。此外，其他工程部门中研究的对象多是开挖后即不再移动的地下硐室或隧道，而矿井的采掘工作面是不断移动的，这就要求矿山岩石力学必须考虑随时可能发生复杂变化的工程地质条件的影响。大面积开采还会引起采空区上方大量岩层移动和破坏，研究这些岩层的运动、破坏和平衡规律及其控制方法，是矿山岩石力学的重要课题，这也是区别于其它应用性岩石力学学科的重要内容。

矿山岩石力学的研究目的，主要在于通过理论研究、实验研究和现场观测，系统地查明各种矿山地质条件下的矿压显现规律，研究控制矿压的理论和防止矿压危害的措施，并按照矿山岩石力学原理，改善矿井设计、施工和生产工作，以保证在安全、经济的原则下最大限度地采出地下资源。

矿山岩石力学的研究内容很多，一般来说它包括以下一些主要方面：

1. 矿山岩石的物理性质；
2. 矿山岩石的力学性质（变形和强度性质），包括在实验室或现场条件下测定岩石的基本力学参数，煤柱承载性能等等；
3. 岩石破坏机理和岩石强度理论；
4. 地下原岩体中应力状态和巷硐周围岩体中应力重新分布的规律；
5. 岩体中应力测试问题（包括岩体中天然应力测试理论、技术和方法）；
6. 开采后岩体变形、破坏和移动的规律（包括巷硐周边岩体暴露面稳定性）；
7. 准备巷道和回采工作面中矿压显现规律（包括各种矿压现场观测手段和方法）；
8. 矿压控制方法和手段（包括对井下矿山压力动力现象的研究和控制，支架与围岩相互作用等）；
9. 矿山岩石力学实验室模拟试验和方法；
10. 矿山压力假说和理论（包括围岩移动、支架受载等有关的理论和计算）。

矿山岩石力学研究采用了现场观测、理论分析和实验室试验等性质不同的研究方法。这三类研究方法各有其优缺点，因此往往采用综合的研究方法，即对某一问题同时应用上述三类方法，使不同研究方法所得的结果，可以互相补充和验证，从而保证被研究的问题得出更为完整和可靠的结果。

#### 四、我国煤炭部门研究矿山压力的概况及主要成就

建国以来，我国煤炭部门围绕改革采煤方法，改善顶板管理方法，推行矿井新型支架，改善巷道布置和维护，逐步开展了现场矿山压力研究工作。在矿山压力现场观测方面，我国早在五十年代中期就已开始进行回采工作面顶底板移近量和支柱受载观测。六十年代初期，为了配合推广摩擦式金属支柱和金属铰接顶梁，以及推广应用无密集放顶，大规模地开展了回采工作面矿山压力现场观测研究。到1980年为止，全国先后在350个回采工作面中进行了矿山压力观测，初步摸清了单体支柱工作面中顶底板移近量及支柱受载等矿压显现规律。1973年我国发展综合机械化采煤以来，为应用自移式液压支架，先后在一百多个综采工作面中进行了矿山压力现场观测和研究，初步掌握了支撑式、掩护式以及支撑掩护式液压支架对不同地质条件的适应性，研究了各种液压支架的工作性能和合理参数。并在此基础上进行了我国主要矿区回采工作面顶板分类的研究，提出了我国的《缓倾斜煤层工作面顶板分类》试用方案，为今后进一步研究回采工作面的矿压显现和液压支架合理选型打下了初步基础。

除了回采工作面的矿山压力现场观测外，还对一般岩层、松软岩层及应用锚杆支护的各种巷道进行了大量矿压观测。尤其近几年随着无煤柱护巷的应用和发展，许多矿井广泛地进行了沿空掘巷和沿空留巷条件下采区巷道矿压观测，查明了采动后支承压力的显现规律和对采区巷道的影 响。这些成果对于选择合理的巷道位置，改善巷道维护，确定合理的煤柱尺寸，以及推行无煤柱护巷，都起了良好作用。

为了进一步研究开采引起回采工作面上覆岩层移动和破坏的规律，弄清采空区上方形成的冒落带、裂隙带的高度，查明上覆岩层运动机理和回采工作面周围应力重新分布规律，以及上覆岩层移动与工作空间顶板下沉和支架受载的关系，部分矿区在井下巷道内或通过地面打深钻孔，设置深部测点，进行岩层内部移动规律的观测研究。为了查明巷道附近煤层或岩体内的矿压显现规律，曾利用声波仪、钻孔应力传感仪、钻孔油压枕等测压仪器探测了巷道周围松动圈的范围和岩体内的应力状态。有些矿区为了解决坚硬难冒落顶板的管理，铁路下、建筑物下和水体下采煤、水力采煤，和开采有冲击矿压、煤和瓦斯突出危险的煤层等问题，曾采用地音仪进行采空区矿压观测，利用微震仪监测顶板动态，用钻孔电视设备观测岩层移动、难冒落顶板人工爆破处理效果和开采后顶板的断裂、离层、垮落情况，以及利用其他地球物理探测手段进行有关的矿压研究。通过以上一系列现场矿压观测研究，对防治我国煤矿井下冒顶事故，改善顶板安全状况起了良好作用。例如，在西山、枣庄、铜川等矿区，依靠矿压显现的现场观测，曾成功地进行了回采工作面周期来压的预测和预报，实现了矿山压力研究直接为煤矿生产建设服务之目的。

在实验室研究方面，我国从五十年代中期就开始了全国主要煤田煤系岩石物理力学性质研究，除大量进行岩石抗压、抗拉、抗剪和变形参数（弹性模量和泊松比）的常规试验外，也进行过岩石流变试验、三轴试验和利用刚性压力机进行的岩石力学性质研究。1980年制订出我国煤炭部门统一的《煤和岩石物理力学性质试验规程》。在模拟研究方面，煤

炭系统是国内应用相似材料进行模拟研究较早的部门。多年来，许多煤矿院校和研究单位利用相似材料模型，进行过采场矿山压力显现规律、支架与围岩相互作用、巷道支护形式以及锚杆支护作用机理方面的研究。从五十年代至今，我国煤炭部门利用光弹性模型，先后进行过改革采煤方法、改善巷道布置及无煤柱护巷条件下矿压显现的研究；近年来，进一步利用激光全息光弹试验，对矿山岩石力学问题进行了初步探索。此外，为了在实验室条件下研究支架性能和有关参数，我国煤炭科研部门在1975年就已建成具有先进水平的大型自移式液压支架试验台，为研制自移式液压支架及改善其性能创造了良好条件。

在理论研究方面，我国煤炭部门的矿压工作者多年来做了大量工作。1981和1983年召开的两次采场矿压理论讨论会，反映出我国煤炭部门矿压理论研究在回采工作面上覆岩层运动规律，回采工作面围岩应力分布和工作面支架与围岩相互作用方面都取得了新的进展，其中特别是对工作面上覆岩层运动规律的理论研究成果，受到了国内外学术界重视。与此同时，有些研究工作密切结合生产需要，也在实践中得到普遍重视（如顶板来压预报等）。除此之外，许多研究人员对弹性基础梁、悬臂梁、多种支承条件下的薄板、松散介质的压力拱及用能量原理作为支护判据等方面提出了一些新的见解，促进了煤矿矿压理论研究的发展。近几年来不少单位开始应用有限元法计算工作面周围应力场、直接顶稳定性和研究巷道围岩中的应力分布及其变化，并用来分析不同类型支架或不同支护方式对围岩的支护效果，都取得了较好的效果。

我国煤炭部门在研究矿山压力方面所取得的成就，是在党的领导下，由煤炭科研部门、煤矿院校及广大煤矿工程技术人员和工人共同努力的结果；然而应当看到，与国内有关部门和世界先进水平相比，我国煤炭部门的矿压研究工作还比较落后。今后必须根据我国煤炭工业技术发展和煤矿生产实践的需要，继续大力开展矿山压力及其控制的研究工作，不断提高矿山压力研究水平，逐步形成比较完整的、适应于煤矿生产建设需要的矿山岩石力学的科学体系，为我国煤炭事业的发展做出更大的贡献。

# 第一章 矿山岩石和岩体的基本性质

## 第一节 矿山岩石的基本概念

岩石是组成地壳的基本物质，它由各种造岩矿物或岩屑在地质作用下按一定规律（通过结晶联结或借助于胶结物粘结）组合而成。

自然状态下的岩石，按其固体矿物颗粒之间的结合特征，可以分为固结性岩石，粘结性岩石，散粒状岩石，流动性岩石（如流砂）等。所谓固结性岩石是指造岩矿物的固体颗粒之间成刚性联系，破碎后可以保持其一定形状的岩石。在煤矿中遇到的大多是固结性岩石，常见的有砂岩、石灰岩、砂质页岩、泥质页岩、泥页岩、粉砂岩等，比较少见的有砾岩、泥灰岩等。所以对于矿山重点是研究固结性岩石的有关性质。

按照岩石的力学强度和坚实性，常把矿山岩石分为坚硬岩石和松软岩石。一般将饱水状态下单向抗压强度大于50公斤/厘米<sup>2</sup>的岩石叫做坚硬岩石，而把低于该值的胶结岩石（如泥岩，泥质页岩，泥灰岩，硅化粘土等）称为松软岩石（实践中常把单向抗压强度小于100公斤/厘米<sup>2</sup>的岩石看作是松软岩石）。松软岩石具有结构疏松，容重小，孔隙率大，强度低，遇水易于膨胀及有明显流变性等特点。从矿压控制的角度来看，这类岩石往往会给采掘工作造成很大困难。

按照岩石的构成特征，可以区分出岩石的结构和岩石的构造这两个概念。

岩石的结构是指决定岩石组织的各种特征的总合，通常是指岩石中矿物颗粒的结晶程度，颗粒的大小，颗粒的形状，颗粒之间相互联结特征，存在孔隙的情况，以及胶结物的胶结类型等。岩石中颗粒大小差别可能很大，在沉积岩中，有的颗粒小到肉眼难以分辨，如石灰岩、泥岩和粉砂岩中的微细颗粒，有的颗粒可大至几厘米，如砾岩中的粗大砾石。组成岩石的物质颗粒大小差异程度，决定着岩石的非均质性。颗粒愈均匀，岩石的力学性质也愈均匀。颗粒大小也影响到岩石的力学性质，一般来说，组成岩石的物质颗粒愈小，则该岩石的强度愈大。

岩石的构造是指岩石中矿物颗粒集合体之间，以及它与其他组成部分之间的排列方式和充填方式。从矿山岩石力学观点来看，最重要的是以下几种构造：

1. 整体构造——岩石的颗粒互相严密地紧贴在一起，没有固定的排列方向；
2. 多孔状构造——岩石颗粒彼此相接并不严密，颗粒之间有许多小空隙（微孔）；
3. 层状构造——岩石颗粒互相交替，表现出层次迭置现象（层理）。

岩石的构造特征对其力学性质有明显影响，如层理的存在常使岩石具有明显的各向异性。在垂直于层理面的方向上，岩石承受拉力的性能很差，沿层理面的抗剪能力也很弱。受压时，则随加载方向与层理面交角的不同，强度有较大差别。

在大多数岩石力学文献中，所谓岩石一般是指小块岩石，有时称之为岩块，以表示区别于自然状态下的岩体。所以，岩块是指从岩体中取出的、尺寸不大的岩石，如实验室试验过程中所用的岩石试件就属于岩块。

## 第二节 岩石的物理性质

### 一、岩石的比重

岩石的比重就是岩石试件内固体部分实体积（不包括空隙体积）的重量与同体积水重量的比值。岩石的比重可以在实验室内测定，其计算公式如下：

$$\Delta = \frac{G_d}{V_c \cdot \gamma_w} \quad (1-1)$$

式中  $\Delta$ ——岩石的比重；

$G_d$ ——绝对干燥时岩石固体实体积的重量，克；

$V_c$ ——岩石固体部分实体积，厘米<sup>3</sup>；

$\gamma_w$ ——水的容重，克/厘米<sup>3</sup>。

岩石比重的大小取决于组成岩石的矿物比重，而与岩石的空隙和吸水多少无关。一般来说，岩石的比重接近于岩石矿物成分的比重。例如，硅质胶结的石英砂岩比重接近于石英，石灰岩的比重接近于方解石。岩石的比重可用于计算岩石空隙度和空隙比。煤矿中常见岩石的比重见表1-1。

### 二、岩石的容重

岩石的容重是指单位体积（包括空隙体积）岩石的重量。根据试件含水状态的不同，岩石的容重分为天然容重、干容重和饱和容重。天然容重是岩石在天然含水状态下的容重。干容重是试件在105~110℃烘箱内烘至恒重的容重。饱和容重是试件在吸水饱和状态下的容重。干容重、饱和容重和天然容重的表达式如下：

$$\left. \begin{aligned} \gamma_d &= \frac{G_d}{V} \\ \gamma_{\text{sat}} &= \frac{G_{\text{sat}}}{V} \\ \gamma &= \frac{G}{V} \end{aligned} \right\} \quad (1-2)$$

式中  $\gamma_d$ 、 $\gamma_{\text{sat}}$ 、 $\gamma$ ——岩石的干容重、饱和容重和天然容重，克/厘米<sup>3</sup>；

$G_d$ 、 $G_{\text{sat}}$ 、 $G$ ——分别是干燥岩石、水饱和岩石和天然含水状态下岩石的重量，克；

$V$ ——岩石的体积，厘米<sup>3</sup>。

岩石的容重不仅与组成岩石的矿物成分有关，而且与岩石的空隙度和其中的含水量有关。当岩石中能进入水的空隙不多时，岩石的三种容重之间差值很小。实验室测定一般只提供干容重指标；而且，如果不说明含水状态时，通常即指干容重。对于遇水易于膨胀的某些松软岩石，区分干容重和湿容重有重要意义。

岩石容重是研究矿山压力问题常用的指标，根据比重和干容重可计算岩石的空隙度和空隙比。煤矿常见岩石的容重如表1-1所示。

### 三、岩石的空隙性

岩石的空隙性是指岩石中孔隙和裂隙的发育程度，常用空隙度表示。所谓空隙度是岩石中各种孔隙、裂隙体积的总和与岩石总体积之比。其值可按下式计算：



表 1-1 煤矿中常见岩石的比重和容重

岩石种类	比 重	容重( $\gamma_d$ ), 克/厘米 <sup>3</sup>
砂 岩	2.6~2.75	2~2.6
页 岩	2.57~2.77	2~2.4
石 灰 岩	2.48~2.85	2.2~2.6
煤		1.2~1.4 (一般1.3~1.35)

$$n = \left( 1 - \frac{\gamma_d}{\Delta} \right) \times 100\% \quad (1-3)$$

式中  $n$ ——岩石的空隙度（也称空隙率）；

$\gamma_d$ ——岩石的干容重值；

$\Delta$ ——岩石的比重值。

有时，岩石的空隙性也用空隙比表示。空隙比是指岩石中各种孔隙和裂隙体积的总和与岩石内固体部分实体积之比。其关系式如下：

$$e = \frac{V_o}{V_c} \quad (1-4)$$

式中  $e$ ——岩石的空隙比；

$V_o$ ——岩石内各种孔隙和裂隙体积的总和；

$V_c$ ——岩石内固体部分实体积。

空隙比与空隙度之间有如下关系：

$$e = \frac{n}{1 - n} \quad (1-5)$$

岩石的空隙性对岩石的其他性质也有显著影响。一般来说，空隙度增大可使岩石容重和强度降低，同时使塑性变形和透水性增加。煤矿中常见岩石的空隙度和空隙比见表1-2。

表 1-2 煤矿中常见岩石的空隙度和空隙比

岩石种类	空隙度 $n$ , %	空隙比 $e$
板 岩	0.1~1.0	0.001~0.0101
石 灰 岩	5~20	0.053~0.25
砂 岩	3~30	0.031~0.429
页 岩	10~35	0.111~0.538

#### 四、岩石的碎胀性和压实性

岩石破碎以后的体积将比整体状态下增大，这种性质称为岩石的碎胀性。岩石的碎胀性可用岩石破碎后处于松散状态下的体积与岩石破碎前处于整体状态下的体积之比来表示，该值称为碎胀系数。其关系式如下：

$$K_p = \frac{V'}{V} \quad (1-6)$$

式中  $K_p$ ——岩石的碎胀系数；

$V'$ ——岩石破碎膨胀后的体积；