

高等学校教学用书

井巷工程

(修订本)

中国矿业学院 等编

煤炭工业出版社

TD26
J-378:1

高等学校教学用书

井巷工程

(修订本)

中国矿业学院 等编

煤炭工业出版社

内 容 提 要

本书是煤炭高等学校采矿工程专业《井巷工程》课程通用教材，内容介绍岩石力学、钻眼爆破及井巷设计与施工的基本知识，基本理论，施工方法，施工技术，施工设备、器材及构筑物，以及施工组织管理等内容。在井巷设计与施工部分，本书以岩石平巷为主进行系统的阐述，对其它巷道及井筒亦作了介绍。对一些具体施工方法，注意进行综合概括的论述，以期减少篇幅。

本书也可供函授、业余大学和矿建工程技术人员参考。

责任编辑：莫 国 震

高 等 学 校 教 学 用 书

井 巷 工 程

(修 订 本)

中国矿业学院 等编

*

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787×1092¹/₁₆ 印张 22¹/₄

字数 532千字 印数18,501—46,620

1984年12月第2版 1984年12月第3次印刷

书号15035·2678 定价3.20元

再 版 前 言

本书1980年8月初版，1982年4月第二次印刷。现在，经修改补充，再版发行，以满足教学及有关方面的需要。这次修改过程中，征求了使用本书的部分煤炭高等院校的意见，并考虑了近几年来井巷工程的发展，进行内容的增删、更新与进一步加工，力求较初版时有所提高，有所前进。

本书由中国矿业学院主编，参加编写单位有：山东矿业学院、山西矿业学院、西安矿业学院、阜新矿业学院、焦作矿业学院。

参加初版编写人员有：丁克宽、马光弟、刘会文、杨铁春、和心顺、袁传国、高树棠。最后由刘会文、高树棠进行统编与总审校。

这次修改再版时，主编单位与参加单位同前。

主编：刘会文、高树棠

编写人员为：

绪论 刘会文；第一章 刘会文；第二章 高树棠；第三章 丁克宽；第四章 桂美堃；第五章 马光弟；第六章 刘会文、高树棠；第七章 马光弟；第八章 袁传国；第九章 袁传国；第十章 桂美堃；第十一章 杨铁春；第十二章 杨铁春。

在这次修改时，承蒙吴秀文、潘静兰等老师提出了宝贵意见，在此谨致谢意。

由于我们水平有限，加之时间仓促，错漏之处，在所难免，欢迎批评指正。

目 录

再版前言

绪 论	1
第一章 岩石性质与工程分级	3
第一节 岩石与岩体的基本概念	3
第二节 岩石的物理性质	5
第三节 岩石的变形特性	6
第四节 岩石的强度特性	8
第五节 岩体的强度	14
第六节 岩石的工程分级	15
第二章 巷道地压	18
第一节 概述	18
第二节 原岩应力与巷道围岩应力分布	19
第三节 巷道地压显现	25
第四节 巷道地压计算	29
第五节 支架压力和围岩位移测量	34
第三章 钻眼爆破	37
第一节 钻眼机械	37
第二节 钻眼工具	54
第三节 炸药与爆炸概论	60
第四节 工业炸药及起爆材料	71
第五节 破岩原理与爆破技术	83
第六节 电爆网路及爆破事故	88
第四章 巷道断面设计	96
第一节 巷道断面形状	96
第二节 巷道断面尺寸	97
第三节 巷道断面内水沟和管线布置	112
第四节 巷道断面设计示例	114
第五章 水平岩石巷道施工	118
第一节 巷道施工中的钻眼爆破法	118
第二节 掘进通风与综合防尘	132
第三节 岩石的装运工作	135
第四节 钻装机及联合掘进机	155
第六章 巷道支护	159
第一节 支架材料	159
第二节 锚杆支护	174
第三节 喷射混凝土与喷浆支护	185

第四节	锚喷支护类型及其优越性	203
第五节	棚式支架	206
第六节	石材整体式支架	211
第七章	巷道施工组织与管理	215
第一节	一次成巷及其作业方式	215
第二节	一次成巷的施工组织	217
第三节	劳动组织和施工管理	221
第八章	采区巷道和采区煤仓施工	224
第一节	概述	224
第二节	采区巷道掘进顺序及定向方法	224
第三节	煤巷施工	228
第四节	半煤岩巷道施工	236
第五节	上下山施工	238
第六节	采区巷道地压特征及支护工作	244
第七节	采区巷道施工的技术安全措施	245
第八节	采区煤仓施工	246
第九章	松软岩层巷道施工及巷道的修复	251
第一节	松软岩层巷道施工	251
第二节	巷道的修复	261
第十章	硐室及交岔点	268
第一节	硐室施工	268
第二节	交岔点设计	272
第三节	交岔点施工	290
第十一章	井筒施工	295
第一节	概述	295
第二节	立井井筒断面设计	296
第三节	立井基岩施工	303
第四节	井筒表土施工	321
第十二章	立井井筒延深	331
第一节	利用辅助水平延深井筒	331
第二节	利用延深间延深井筒	337
第三节	利用反井延深井筒	341
第四节	立井井筒延深的保护设施	347
第五节	井筒延深方案的选择	349

绪 论

党的第十二次全国代表大会确定了我国经济建设的战略目标,规定了能源和交通是经济发展的战略重点之一。我国煤的储量极为丰富,煤炭是我国的主要能源,大力发展煤炭工业,对实现党制定的我国经济建设的宏伟目标,具有极为重要的意义。

为了将煤从地下采出,首先要从地表开始,作大量井巷工程到达煤层,这便是矿井基本建设;移交生产后,随着采煤工作面和采区的不断推进,还要继续不断地及时准备好巷道,以保证采煤工作面与采区的正常接续;在上一生产水平煤层采完之前,就要着手进行井筒延深和新水平的开拓,以保证水平的及时接替。在煤炭工业中,采煤以掘进为条件,掘进又服务于采煤。这种相互依存关系,贯穿于采掘的全过程,即从新井建设开始到投入生产后的全过程,都离不开井巷工程。实践证明,只有及时地作好矿井基本建设与开拓延深工作,才能使煤炭工业不断发展,满足国民经济不断增长的需要。

建国以来,煤炭工业矿井建设有了很大发展,恢复和改造老矿井,建设了几十个新矿区,为我国煤炭产量从三千多万吨猛增到几亿吨,跃居世界第三位,奠定了基础。与此同时,井巷施工技术也得到了显著提高。近年来已取得了深井施工经验,建井平均深度由第一个五年计划的187.6米,提高到五五期间的436米,最大成井深度已达1056米。在穿过不稳定表土流砂层的井筒施工方面,冻结法、钻井法、沉井法、帷幕法等均相继取得重大突破与显著进展。冻结法已施工了191个井筒,最大深度为415米;钻井法施工了29个井筒,最大深度为513米;沉井法施工了118个井筒,最大深度为192.75米;混凝土帷幕法施工了22个井筒,最大深度为80米;注浆法施工了82个井筒,最大深度为630米。在立井井筒基岩掘进方面,1974年以来,研制出一批大型凿井绞车、大型抓岩机、钻架、高扬程吊泵等凿井设备,为立井机械化配套施工创造了条件。目前立井井筒普通施工法,以单行作业为主,平行作业、混合作业也有相当多的实践。最高月进度,单行作业为160.9米,平行作业为134.3米,短段掘喷混合作业为174.82米,短段掘砌混合作业为92米。斜井井筒施工方面,自1970年组织机械化配套以来,已形成以大箕斗、大扒斗、深孔光爆、锚喷支护、激光指向为主要内容的机械化作业线,先后有八个单位十二次超过日本岩石斜井352米的世界纪录,最高月进度705.3米,达到了世界先进水平。在岩石巷道施工方面,冶金系统达到了最高月进1403.6米的世界先进水平,煤炭系统岩巷最高月进独头作业为829.4米,多头交替作业为1303米。消耗大量木材、钢材的井巷支护,进行了重大的改革,光面爆破、锚喷支护已由重点试验到全面推广,取得了多快好省的效果,现在锚喷已成为煤炭系统的主要支护形式。在软岩和煤巷掘进中采用部分断面掘进机,也已取得较好效果。

为了到本世纪末实现工农业年总产值翻两番,煤炭产量需要增加到年产12亿吨。要实现这一任务,必须依靠科学技术进步,科学技术工作必须面向经济建设,这是一个根本性的原则问题。我国井巷施工的平均月进度还低,建井周期还长,如不改变这种状况,上述任务与目标就会落空。因此,必须充分发挥科学技术的巨大作用,把建设规模搞上去,把建设速度搞上去,把工程质量搞上去,把建设周期降下来,把工程造价降下来,以实现到本

世纪末工农业年总产值翻两番，煤炭产量翻一番的宏伟目标。

《井巷工程》是一门专业课程，它包括有岩石的稳定与破碎原理，施工方法，施工技术，施工设备、器材和结构物，以及施工组织管理等内容，是一门有理论但实践性强、涉及面较广的综合性课程。在学习和研究这门课程时，要注意理论联系实际；要学习、研究技术理论知识与学习、研究科学组织管理并重；要学知识与培养分析问题、解决问题能力并重。

第一章 岩石性质与工程分级

井巷施工最基本的过程，就是把岩石从岩体上破碎下来，形成设计所要求的井筒、巷道及硐室等空间，接着对这些地下空间进行必要的维护，防止围岩继续破碎或垮落。因此，破岩与井巷维护就成为井巷工程的主要问题。为了有效、合理地进行破岩与井巷维护，就要对岩石与岩体的物理力学性能有所了解，并在此基础上制定出岩石的工程分级方法。这样才能在不同的条件下，使所选用的破岩和井巷维护方法有一个科学的依据。

第一节 岩石与岩体的基本概念

一、岩石

岩石是由一种或多种矿物组成的。因为每一种矿物都具有一定的物理性质和固定的化学成分，所以岩石的矿物成分及其含量，在一定的条件下能对岩块的物理力学性质发生重要影响。一般来说，岩块中含硬度大的粒状和柱状矿物，如石英、长石、角闪石、辉石和橄榄石等愈多，岩块的强度就愈高；含硬度小的片状矿物，如云母、绿泥石、滑石、蒙脱石及高岭石等愈多，岩块的强度就愈低。

岩石中的矿物成分及其含量，与岩石的成因类型密切相关。岩浆岩中多以硬度大的粒状、板状和柱状矿物为主，所以岩浆岩的力学性能，一般都比较良好。变质岩中的千枚岩、片岩，沉积岩中的泥岩、页岩，因其矿物成分中含硬度低的片状矿物较多，所以力学性质往往不良。变质岩中的石英岩、大理岩、片麻岩，沉积岩中的石灰岩、白云岩等，其矿物成分也是以硬度大或硬度较大的粒状、板状及柱状矿物为主，所以力学性能也比较好。沉积岩中砾岩和砂岩的力学性能，除了与砾石、砂粒的矿物成分有关外，还与胶结物的性质有很大的关系，硅质、钙质以及铁质胶结的强度较大，泥质和易溶盐类胶结的强度较差。

岩石的结构、构造，对岩块的物理力学性能也产生重要影响。就岩石的结构而言：矿物晶体颗粒的大小对岩块性质具有一定影响。当矿物成分一定，呈现细晶、微晶或隐晶结构时，往往岩块的强度较大，反之亦然。同时，除了特殊条件下的粘土矿物以外，矿物晶体颗粒愈小，愈不易形成定向排列，因此，如果没有微观构造的作用，细粒岩块多不呈现各向异性特征。矿物颗粒的形状对岩块的性质也有一定影响。粒状矿物较片状矿物不易形成定向排列，所以当其它条件相同时，含片状矿物较多的岩块，往往呈现较强的各向异性；含粒状矿物较多的岩块，则常呈各向同性。岩石的构造，对其力学性质具有显著的影响。岩浆岩的流纹构造，沉积岩的层理构造，变质岩的片状构造，以及各种岩石中发育的定向微裂隙，均可使岩块在力学性质上呈现显著的各向异性。此外，喷出岩的多孔构造、岩块中发育的微裂隙，以及其它空隙空间，均可使岩块的力学性质不连续。

根据上述可知，岩石的结构和构造不同，在力学性质上表现出来的各向异性和不连续程度，也不尽相同。在研究岩石的力学性质时，必须注意到岩块的各向异性和不连续问题。但岩块是不包含有显著弱面的岩石块体，而当问题扩大到研究岩体规模时，多数岩体的各向异性和不连续性更为显著，因此可以相对地把岩块近似地视为均质、各向同性的连

续介质。

二、岩体

岩体是指在一定工程范围内的自然地质体。由于各种地质作用，岩体中往往具有明显的地质遗迹，如假整合、不整合、褶皱、断层、节理、劈理等。这些地质界面与所研究岩体的岩块比较，具有强度低和易变形的特点，常称为弱面。岩体被这些弱面切割成既连续又不连续的裂隙体。

岩体结构包括两个基本要素：结构面和结构体。结构面就是上述的弱面，即岩体内具有一定方向，延展较大，厚度较小的两维面状地质界面，包括物质的分异面和不连续面。由不同产状的结构面组合切割而形成的单元块体就称为结构体。也可称它为岩块。

岩体不同于其它材料，它是具有天然应力的。岩体也不同于岩块，二者既有联系又有区别。岩体与岩块相比，岩体强度低，易变形。从力学属性上看，岩块可以当作均质、各向同性的连续介质来处理，而岩体则不能。除了少数岩体外，一般岩体均属于非均质、各向异性的不连续介质。岩体和岩块的渗透性，也存在着显著差别。产生这些重大差别，几乎都与岩体中存在弱面（结构面）有关。

结构面按其成因可分为：

1. 原生结构面。原生结构面是在岩体形成过程中形成的，如岩浆岩的流动构造面、冷缩形成的原生裂隙面、侵入体与围岩的接触面；沉积岩体内的层理面、不整合面；变质岩体内的片理面，以及片麻构造面等。
2. 构造结构面。构造结构面，是在岩体形成后的构造运动过程中产生的各种破裂面，如断层面、层间错动面、以及构造裂隙面等。
3. 次生结构面。次生结构面，是岩体在外营力作用下产生的，如风化裂隙面、卸荷裂隙面等。

三、研究岩石（岩块）的实际意义

岩块的力学性能一般都比岩体的力学性能好得多。如岩体强度，因软弱面的存在，要远低于岩石强度。因而对开凿在岩体中的井巷工程所关心的围岩稳定问题来说，起决定作用的是岩体强度，而不是岩石强度，即是说井巷围岩稳定与否，是由岩体强度大于或小于围岩应力而决定的。那研究岩块有无实际意义？从以下看，回答是肯定的。

1. 在对岩石作建筑材料适宜性的评价时，应当研究岩石的物理力学性能。
2. 在研究岩石的可钻性，以及如何有效地破碎岩石时，岩块的研究是重点。
3. 岩块是岩体的组成部分。岩块性质的研究，必将有助于更全面更深入了解岩体性能。
4. 在特定条件下，如当岩体中软弱面仅为稀少的不连续裂隙，也就是当岩体完整性良好时，岩体的力学性质就非常接近于岩块的力学性质。又如当软弱面的强度接近于岩块的强度时，岩体的强度也很接近于岩块的强度。再如当岩体在垂直于软弱面方向受到剪切力作用时，其剪切强度，也非常接近于岩块的剪切强度。这些情况表明，在一定条件下，岩块与岩体存在着统一性。这也就是说，研究特定条件下的岩体力学问题时，可以根据岩块的研究成果，经过适当处理，用于评价实际岩体的稳定性，以减少复杂、时间长而又费用昂贵的岩体性能的测试工作。

建井工作者常把覆盖在地壳上部的第四纪沉积物，如黄土、粘土、流砂、淤泥、砾石

等，统称为表土；表土层以下的固结性岩石统称为基岩。在煤系地层中经常遇到的是各种沉积岩，如石灰岩、砂岩、砂质页岩、页岩等，只有局部地段才有岩浆岩的侵入。

第二节 岩石的物理性质

一、岩石的重量指标

岩石由固体、水、空气三相组成，具有比重、容重等指标。

(一) 比重

岩石的比重就是指岩石固体实体积的重量与同体积水的重量之比值。所谓岩石固体实体积，就是指不包括孔隙体积在内的实在体积。其计算公式为：

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

式中 Δ ——岩石比重；

G ——绝对干燥时体积为 V_c 的岩石重量，克；

V_c ——岩石固体实在体积，厘米³；

γ_w ——水的容重，克/厘米³。

岩石的比重取决于组成岩石的矿物的比重。一般已鉴定出岩石的矿物成分后，岩石的比重就可以粗略地进行估计，例如石灰岩的比重与方解石的比重相近，砂岩的比重接近于石英。

(二) 容重

单位体积岩石的重量称为岩石的容重。所谓单位体积就是包括孔隙体积在内的体积。岩石的容重又分为干容重和湿容重。干容重是单位体积岩石绝对干燥后的重量；湿容重是天然含水或饱水状态下的容重。

$$\gamma_c = \frac{G}{V} \quad (1-2)$$

$$\gamma = \frac{G_1}{V} \quad (1-3)$$

式中 γ_c ——岩石的干容重，克/厘米³；

γ ——岩石的湿容重，克/厘米³；

G ——岩石试件烘干后的重量，克；

G_1 ——岩石试件的重量（天然含水或饱水），克；

V ——岩石试件的体积，厘米³。

在一般情况下，岩石干、湿容重的数值差别不大。但对于某些粘土质岩石，区分干、湿容重具有重要意义。岩石容重取决于岩石的矿物成分、孔隙及含水量。当其他条件相同时，岩石的容重在一定程度上与埋藏深度有关，靠近地表的岩石容重往往较小，而深部的致密的岩石一般具有较大的容重。

二、岩石的孔隙性

岩石的孔隙性系指岩石的裂隙和孔隙发育程度，它通常用空隙度 n 和孔隙比 e 来表示。空隙度即岩石试件内各种裂隙、孔隙的体积总和对于试件总体积 V 之比；空隙比即岩石试件内各种裂隙、孔隙的体积总和对于试件内固体矿物颗粒体积 V_c 之比。岩石的空隙度和空隙比通常是根椐岩石的比重 Δ 及干容重 γ_c 计算求得。

$$n = \frac{V - V_c}{V} = 1 - \frac{V_c}{V} = 1 - \frac{V_c}{G} \cdot \frac{G}{V} = 1 - \frac{\gamma_c}{\Delta\gamma_w} = \left(1 - \frac{\gamma_c}{\Delta\gamma_w}\right) \times 100\% \quad (1-4)$$

$$e = \frac{V - V_c}{V_c} = \frac{V}{V_c} - 1 = \frac{\Delta\gamma_w}{\gamma_c} - 1 \quad (1-5)$$

岩石的孔隙性对岩石的其他性质有显著的影响。随着岩石孔隙度的增大,一方面削弱了岩石的整体性,使得岩石的容重和强度随之降低,透水性增大;另一方面由于孔隙的存在,又会加快风化速度,从而进一步增大透水性和降低力学强度。

三、岩石的吸水率

岩石吸水率 w 就是岩石试件在大气压力下吸入水的重量 G_w 与岩石干重量 G_s 之比值

$$w = \frac{G_w}{G_s} \quad (1-6)$$

岩石吸水率的大小,取决于岩石所含孔隙、裂隙的数量、大小、开闭程度及其分布情况,并且与试验条件有关。试验表明,整体岩石试件的吸水率要比同一岩石的碎块试样吸水率小;随着浸水时间的增加,吸水率也会有所增大。

表1-1为某些岩石的比重、容重、孔隙比及吸水率指标。

表 1-1 某些岩石的比重、容重、孔隙比以及吸水率指标

岩石名称		比重 Δ	容重 γ (克/厘米 ³)	孔隙比 e (%)	吸水率 w (%)
岩浆岩	花岗岩	2.50~2.84	2.30~2.80	0.04~0.92	0.10~0.92
	闪长岩	2.60~3.10	2.52~2.96	0.25~3.00	0.30~0.48
	辉绿岩	2.60~3.10	2.53~2.97	0.40~6.38	0.22~5.00
	安山岩	2.40~2.80	2.30~2.70	1.09~2.19	0.29
	玄武岩	2.60~3.30	2.50~3.10	0.35~3.00	0.31~2.69
	凝灰岩	2.56~2.78	2.29~2.50	1.50~4.90	0.12~7.45
沉积岩	砾岩	2.67~2.71	2.42~2.66	0.34~9.30	0.20~5.00
	砂岩	2.60~2.75	2.20~2.71	1.60~2.83	0.20~12.19
	页岩	2.57~2.77	2.30~2.62	1.46~2.59	1.80~3.10
	石灰岩	2.48~2.85	2.30~2.77	0.53~2.00	0.10~4.45
变质岩	片麻岩	2.63~3.01	2.30~3.05	0.70~4.20	0.10~3.15
	片岩	2.75~3.02	2.69~2.92	0.70~2.92	0.08~0.55
	石英岩	2.53~2.84	2.40~2.80	0.50~0.80	0.10~1.45
	大理岩	2.80~2.85	2.60~2.70	0.22~1.30	0.10~0.80

第三节 岩石的变形特性

在荷载作用下,岩石首先发生变形,随后,当作用的荷载不断增大,或者在荷载超过某一数值而保持恒定时,随着这个恒定荷载作用时间的增长,均可导致岩石的破坏。因此,岩石的变形和破坏,只不过是在荷载作用下岩石性能变化过程的两个不同阶段。在变形阶段中也包含有岩石破坏的因素,而岩石的破坏阶段也可以看作是变形不断发展的结果。

地下构筑物上的岩石压力是由于岩石变形和破坏而产生的。因此,研究岩石的变形特性对井巷工程有着重大意义。

一、岩石在单向压缩条件下的变形特性

岩石受单向压缩时的变形性质和其它工程材料一样，用应力-应变曲线、弹性模量（变形模量） E 和泊松比 μ 等表达。

根据实验，岩石单向压缩时的应力-应变曲线可简化为两类。

1. 脆性岩石的应力-应变曲线（图1-1的曲线1）。它的特点是岩石在破坏前，没有明显的塑性变形。在应力达到岩石强度极限 R_a 时，岩石突然破坏。

如果用普通材料试验机对岩块加压，就只能得到岩石破坏前（即图1-1中C点前）的一段应力-应变曲线。如果用刚性试验机来加压，则可测得包括C点前与C点后的完整的应力-应变曲线，称为全过程曲线。

如图1-1的曲线1所示，脆性岩石的应力-应变全过程曲线可分为四个区段：在OA段内，该曲线稍微向上弯曲，是裂隙压密封闭阶段。此段内，岩石中的裂隙因受压而闭合，表现出较大的变形，变形模量较小而且不是一个常数。AB段可视为线性弹性变形阶段，随着荷载增加，其变形基本上是按比例增加的，弹性模量为常数。B点为弹性极限。曲线BC段是破裂发展阶段，达到这一阶段时，应力-应变曲线由直线向曲线转变，变形模量逐渐减小而趋于零。在此段内，自B点开始，岩石内部就有微破裂不断发生，到C点发生破坏，在C点应力达到峰值，称为强度极限，以 R_a 表示。峰值应力后，出现应力随应变的继续增大而下降的现象，到达D点保持某一较小的应力值，称为剩余强度。这条CD曲线的存在，说明岩石应力达到破坏点之后，并不是立即完全失去承载能力。实际上，对于岩体来说，它总是边破坏边使用的，井下围岩尽管一次又一次的出现冒顶、劈裂、片帮等破坏现象，它却依然在承受载荷。

用普通材料试验机得不到曲线CD段的原因，是因为普通材料试验机的刚度小，在试验机对试件加压的同时，它本身的压头也产生了压缩变形。刚度愈小，压缩量就愈大，它所贮存的弹性变形能也愈大。而当试件破坏来临时，这些能量就会突然释放，给试件一个冲力，从而使试件在C点以突然崩溃的方式破坏，有时还会发生巨大声响与试件碎片猛烈飞溅。在这种情况下就做不出CD曲线。反之，如试验机刚性大，使压头内贮存的能量很小，试件就不会破坏成碎片，在试件承载的全过程中，始终需要试验机进一步施加力量，这样就可获得应力-应变全过程曲线。

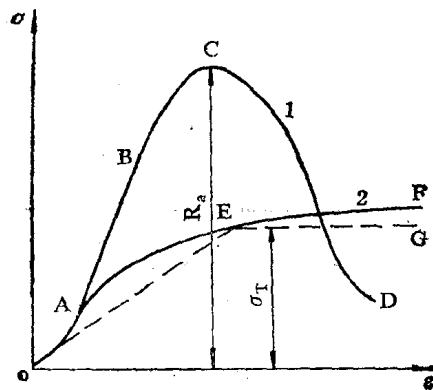


图 1-1 岩石的应力-应变曲线

2. 塑性岩石的应力-应变曲线（图1-1的曲线2）。它的塑性变形比弹性变形大，曲线的斜率开始较陡，以后逐渐平缓。工程上把开始平缓的转折点，即应力增加很少而变形有很大增长时的应力值，称为屈服极限 σ_T 。曲线OEF可简化为OEG折线，将 σ_T 以前的斜直线，看作弹性变形阶段， σ_T 以后的平直线看作塑性流动阶段。

二、岩石在三向压缩条件下的变形特性

地下工程周围的岩体，都是处于双向或三向应力状态之下，受单向应力的岩体是少见的。试验证明，在有侧向压力作用时的岩块变形特性，与单向压缩时的变形特征大不相同。图1-2表示大理岩在三向压缩条件下的应力-应变全过程曲线。由图可见，

1. 由于侧向压力的存在, 岩石破坏时的应变量增加了, 并且随着侧向应力的增大而增加。这说明在大压力下, 岩石可以在发生较大的变形以后才破坏。

2. 随着侧压力的增大, 岩石表现出比较明显的塑性变形。在单向加载时呈现脆性破坏的大理岩 (图1-2中 $\sigma_2 = \sigma_3 = 0$ 的曲线), 当侧向应力达到400公斤/厘米²以上时, 就表现出明显的塑性。这说明岩石的脆性和塑性不是不可变的, 而是相对的。它不仅取决于岩石本身, 而且也取决于岩石所处的应力状态。

3. 岩石在三向压缩条件下应力-应变全过程曲线的获得, 再一次说明岩石应力达到破坏点之后, 仍然保留一定的承载能力。过去认为岩石的应力达到强度极限, 岩石便解体而完全失去了承载能力, 这是一种误解。因此, 在岩体已经开裂破坏而尚未垮落的情况下, 如果能采取一种措施, 制止或缓和岩体的变形, 则岩体破坏就会停止继续发展, 而仍然保持相当大的承载能力。锚喷支护就是制止岩体变形的十分有效的措施。

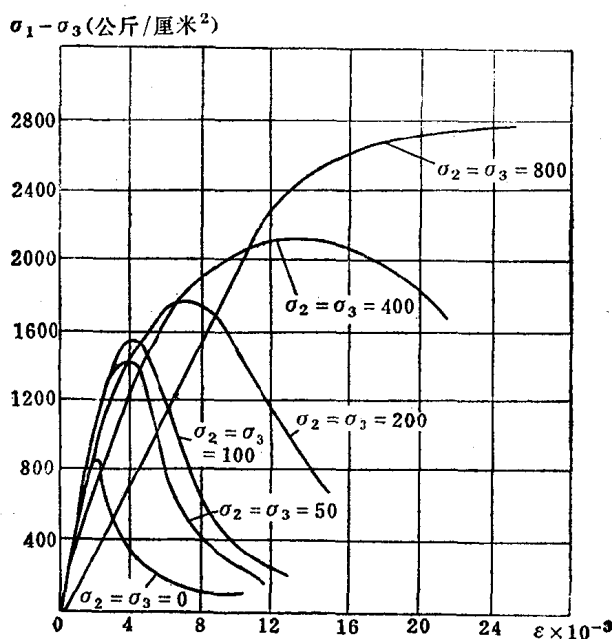


图 1-2 大理岩三向应力状态应力-应变全图

三、岩石的蠕变性

在恒定荷载持续作用下, 岩石变形随时间而增长的特性, 叫做岩石的蠕变性, 表示这一特性的变形-时间曲线, 叫做蠕变曲线。

岩石的典型蠕变曲线如图 1-3 所示。在开始加载时有一个瞬时的弹性应变 $\epsilon_e = \sigma/E$ 。这一段所用时

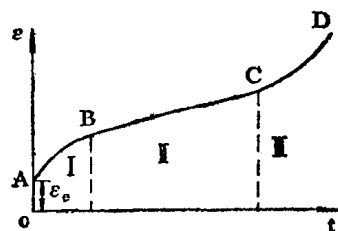


图 1-3 岩石的典型蠕变曲线

间极短, 可看作与时间无关。在A和B之间, 蠕变不断增加, 但蠕变速度逐渐减慢, 称为第一阶段蠕变或过渡蠕变。在B和C之间, 蠕变以恒定速率增长, 称为第二阶段蠕变或稳定蠕变。在C点以后, 蠕变加速增长, 称为第三阶段蠕变或加速蠕变。当到达某一数值D时岩石便破坏。

第四节 岩石的强度特性

一、岩石的各种强度

(一) 岩石的单向抗压强度 (简称抗压强度)

岩石的抗压强度就是岩石试件在单向压力下达到破坏的极限强度, 它在数值上等于破坏时的最大压应力。一般可在实验室内用压力机进行加压试验测定。试件采用正方柱状或

圆柱状，横断面尺寸分别为 5×5 厘米（或 7×7 厘米）以及直径 $D = 5$ 厘米（或7厘米）。试件高度 h 为：

正方柱状试件 $h = (2 \sim 2.5) \sqrt{A}$ ；

圆柱状试件 $h = (2 \sim 3) D$ 。

式中， A 为正方柱试件的横断面积。

试验结果按下式计算抗压强度：

$$R_a = \frac{P}{A} \quad (1-7)$$

式中 R_a ——岩石单向抗压强度，公斤/厘米²；

P ——试件破坏时的荷载，公斤；

A ——试件的横断面面积，厘米²。

岩石单向抗压强度试验最简单，它能反映岩石的基本力学特性，因而在工程上应用最广。

（二）岩石的单向抗拉强度（简称抗拉强度）

岩石的抗拉强度是指岩石试件在单向拉伸条件下试件达到破坏的极限强度，它在数值上等于破坏时的最大拉应力。

目前常用劈裂法测定岩石的抗拉强度。劈裂法是把一个经过加工的圆板状（或正方形板状）岩石试件，横置在压力机的承压板上，并在试件与上下承压板之间各放置一根硬质钢丝作为垫条，加压使试件受力沿直径轴面方向发生裂开破坏，然后计算求其抗拉强度。加置垫条的目的，是为了把所施加的压力变为上下一对线布荷载，并使试件中产生垂直于上下荷载作用方向的张应力。试验装置如图1-4所示。

由弹性理论得知，在这种试验条件下，岩石的抗拉强度 R_t 可由下式确定：

$$R_t = \frac{2P}{\pi Dt} \quad (1-8)$$

式中 P ——试件破坏时的竖向压力；

D ——圆板状试件的直径；

t ——试件厚度。

如试件为正方形板状，则可按下式计算：

$$R_t = \frac{2P}{\pi at} \quad (1-9)$$

式中 a ——正方形边长，其他符号同前。

岩石抗拉强度比抗压强度小得多，不少岩石的抗拉强度小于20公斤/厘米²。一般岩石的抗拉强度为抗压强度的1/10~1/50。

（三）岩石的剪切强度

岩石的剪切强度是指岩石在一定的应力条件下（主要指压应力）所能抵抗的最大剪应力，通常用 τ 表示。

岩石的剪切强度有三种：抗剪断强度、抗切强度及弱面抗剪强度（包括摩擦试验）。这三种试验的受力条件不同，其示意图见图1-5。

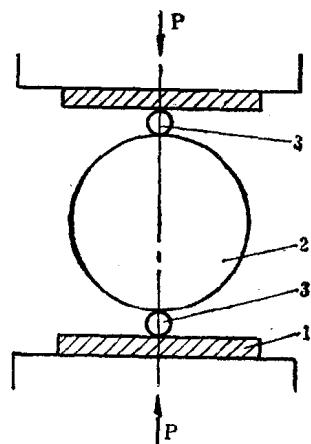


图 1-4 劈裂法试验示意图

1—承压板；2—试件；3—钢丝

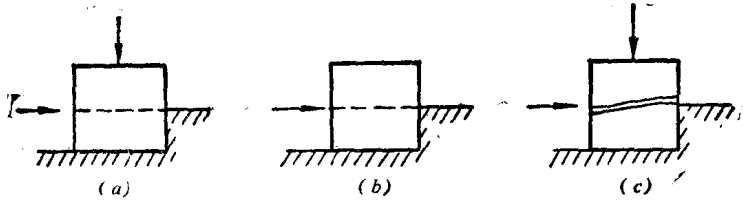


图 1-5 岩石的三种受剪方式示意图

a—抗剪断试验, b—抗切试验, c—弱面抗剪切试验

室内的岩石剪切强度测定, 最常用的是测定岩石的抗剪断强度。把岩石试件置于楔形剪切仪中 (图1-6), 放在压力机上加压, 作用于剪切平面上的法向压力 N 与切向力 Q 可按下列式计算:

$$\left. \begin{aligned} N &= P(\cos\alpha + f\sin\alpha) \\ Q &= P(\sin\alpha - f\cos\alpha) \end{aligned} \right\} \quad (1-10)$$

式中 P ——压力机施加的总垂直压力;
 α ——剪切面与水平面所成的角度;
 f ——圆柱形滚子与上下盘压板的摩擦系数。

以试件剪切面积 F 除以上式, 即可得到受剪面上的法向应力 σ 与剪应力 τ (试件受剪破坏时, 即为岩石的抗剪断强度):

$$\left. \begin{aligned} \sigma &= \frac{N}{F} = \frac{P}{F} (\cos\alpha + f\sin\alpha) \\ \tau &= \frac{Q}{F} = \frac{P}{F} (\sin\alpha - f\cos\alpha) \end{aligned} \right\} \quad (1-11)$$

以不同 α 值的夹具进行试验 (一般是在 $30 \sim 70^\circ$ 之间取数种), 破坏时, 对应每一个 α 值可求得一组 σ 和 τ 值, 然后可以在 σ - τ 座标上作出它们的关系曲线, 如图1-7所示。

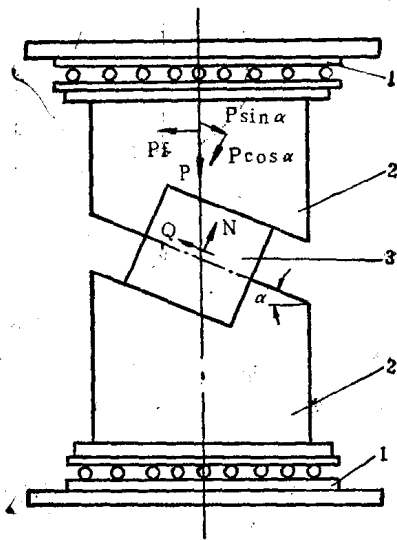


图 1-6 岩石抗剪断试验

1—压力机上的压板; 2—夹具; 3—岩石试件

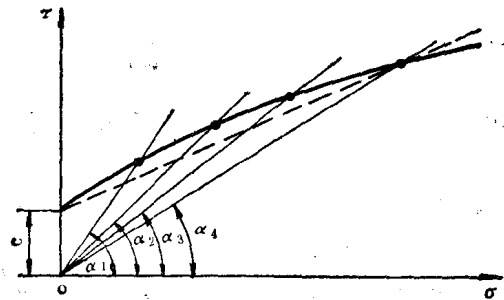


图 1-7 楔形剪切仪剪切试验结果

(四) 岩石的三向压缩强度

岩石试件在三向压应力作用下所能抵抗的最大的最大主应力,称为岩石的三向压缩强度。三向压缩试验有二种方式,一种是 $\sigma_1 > \sigma_2 > \sigma_3$,称为三向不等压试验,另一种是 $\sigma_1 > \sigma_2 = \sigma_3$,这是目前常用的岩石三向压缩试验,也是下面所要介绍的方式。三向压缩试验要用三轴试验机进行,国产的长江-500型岩石三轴试验机的垂直荷载为500吨,侧压力为1500公斤/厘米²,试件尺寸为9×20厘米的圆柱体。

三轴试验不仅可以确定岩石的三向压缩强度,同时也是确定岩石剪切强度的最好方法。

在进行三轴试验时,先将试件施加侧压力,即最小主应力 σ_3 ,然后逐渐增加垂直压力,直至破坏,得到破坏时的 σ_1 (相应此侧压力下的岩石三轴压缩强度)。有了 σ_1 与 σ_3 可以在 τ - σ 座标上绘制一个应力圆^①,如图1-8所示。采用相同的岩样,改变侧压力(即 σ_3'),施加垂直压力直至破坏,得 σ_1' ,从而又得到一个破坏应力圆。重复上述试验,可得数个破坏应力圆。绘制这些应力圆的包络线,即可求得岩石抗剪强度曲线,如图1-9所示。曲线绘成后,如果把它看作是一根近似的直线,则可根据该线在纵轴上的截距求得该岩石的粘结力 c ,并可根据该直线与水平线的夹角求得岩石的内摩擦角 φ 。

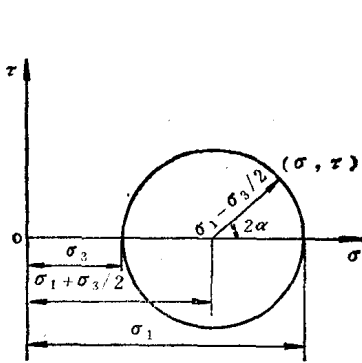


图 1-8 应力圆

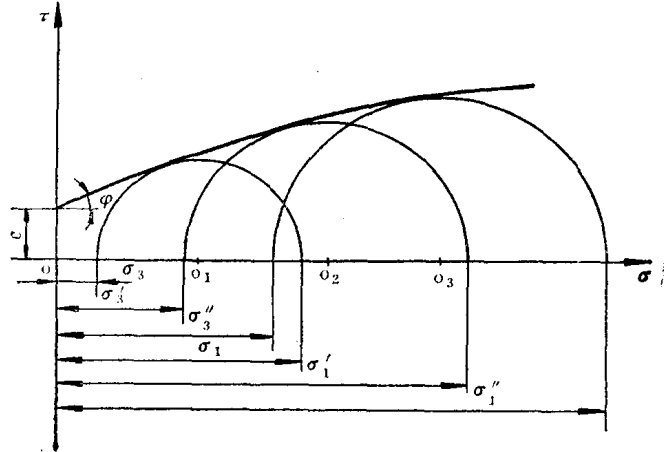


图 1-9 三轴试验的应力圆

岩石的强度与受力状态有关,在三向应力状态下,如各向应力相等,则岩石不会破坏;只有在三向应力不相等时,岩石试件产生破坏,才有相应的力学强度。而且,由图1-2可知,在三向应力状态下,随着侧向压力的增加,岩石的极限强度相应增加,并且在极限破坏时的应变量也相应增大。

上述几种岩石强度,它们因受力状态不同,而存在三向压缩强度>单向抗压强度>剪切强度>单向抗拉强度的规律,这是岩石强度性质的一个很重要的特征。

① 由材料力学可知,单元体在二向应力状态时,主应力与任一斜截面的应力有如下关系, $\left[\sigma - \frac{1}{2} (\sigma_1 + \sigma_3) \right]^2 + \tau^2 = \left[\frac{1}{2} (\sigma_1 - \sigma_3) \right]^2$, 这是一个以 σ - τ 为坐标的圆方程式,圆心坐标为 $\left[\frac{1}{2} (\sigma_1 + \sigma_3), 0 \right]$, 圆的半径为 $\frac{1}{2} (\sigma_1 - \sigma_3)$, 这个圆就是应力圆,或称莫尔应力圆。圆周上任一点横坐标与纵坐标,即为通过该单元体任意斜面上的正应力与剪应力。岩石三向压缩试验时,所加的荷载是主应力状态,所以能绘制应力圆。