

煤矿坚硬顶板控制

靳钟铭 徐林生 著



煤炭工业出版社

煤矿坚硬顶板控制

靳钟铭 徐林生 著

煤炭工业出版社

(京)新登字042号

内 容 提 要

本书在总结多年煤矿坚硬顶板控制研究成果的基础上,较系统地阐述了煤矿坚硬顶板控制理论和测试、工艺技术,主要包括:坚硬顶板的力学特性、矿山压力及其显现规律、采场来压预测预报、采场支架受力分析、顶板处理方法和顶板控制数值分析等。书中还介绍了有关岩石流变性、分形几何学、岩体渗透性、有限元分析等基础理论,以及多种坚硬顶板采场结构力学模型与实例。

本书可作为煤炭大中专院校的教学参考书或研究生参考教材,也可供有关科研工作者、工程技术人员学习使用。

煤矿坚硬顶板控制

靳钟铭 徐林生 著
责任编辑:孙辅权

煤炭工业出版社 出版

(北京安定门外和平里北街21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 $850 \times 1168 \text{mm}^{1/32}$, 印张 $10^{1/2}$,

字数 277 千字 印数 1—910

1994年12月第1版 1994年12月第1次印刷

ISBN 7-5020-1018-1/TD·925

书号 3786 G0301 定价 10.80元



前 言

煤矿坚硬顶板控制是煤矿采场矿山压力研究的重要内容之一。我国煤层赋存条件复杂，属于坚硬顶板的煤层约占三分之一左右，且分布在50%以上的矿区，随着综合机械化采煤技术的发展，有38%的综采工作面属于来压强烈的坚硬顶板，特别是有薄层直接顶的坚硬顶板工作面分布更广。在所统计的33种液压支架架型中，用于坚硬顶板的就有16种，占48.5%，因此研究和掌握坚硬顶板控制理论与技术，具有重要的现实意义。

我国坚硬顶板控制的研究始于50年代，已有近40年历史，不仅在生产实践中积累了丰富的经验，而且在理论研究上也跻身于国内外的先进行列。本书一方面总结了多年来现场工业试验成果，特别是大同矿务局的试验成果，同时系统地归纳了在坚硬顶板控制理论上的研究成果。书中还介绍了有关分形几何学、微震地音测试、有限元分析、双层网格法等基础知识。全书内容贯穿了坚硬顶板下冲击性的矿山压力特点，分析了垂直冲击和水平冲击的机理，以及控制冲击的各种措施和方法。书中也阐述了顶板裂隙分形特征、岩体渗透特性、顶板处理方法适应性分类、覆岩移动刚度分类、矿山压力显现频率分布特征、三维板结构和真三维双层网格数值分析等最新研究成果。

本书由靳钟铭执笔、徐林生修改，由于我们水平有限，书中错误和不妥之处在所难免，恳请广大读者批评指正。

作 者

1994年3月

目 录

前 言

第一章 坚硬岩层的力学特性	1
第一节 坚硬岩石的物理力学性质	1
第二节 坚硬岩石的流变性	15
第三节 坚硬顶板的工程性质	30
第四节 坚硬顶板裂隙分形特征	43
第五节 顶板岩体的渗透性	55
第六节 坚硬顶板分类	66
第二章 坚硬顶板采场矿山压力及其显现规律	80
第一节 坚硬顶板采场矿山压力显现特征	80
第二节 矿山压力显现的频率分布特征	92
第三节 初次来压力学模型	105
第四节 周期来压力学模型	119
第五节 单一长壁采场上覆岩层移动规律	125
第六节 厚煤层分层开采的覆岩移动规律	140
第七节 刀柱法开采覆岩移动规律	148
第三章 采场来压预测预报	164
第一节 初次来压的预测	164
第二节 周期来压的预测	169
第三节 采场来压步距的主要影响因素	170
第四节 长壁采场的来压预报	185
第五节 刀柱法开采大面积来压预报	196
第四章 坚硬顶板采场支架受力分析	203
第一节 现场观测支架受载特征	203
第二节 工作阻力和初撑力确定	212
第三节 液压支架受力分析	220
第四节 坚硬顶板采场支架架型选择	235

第五节 切顶支柱	238
第五章 坚硬顶板的处理方法	246
第一节 概述	246
第二节 强制放顶法	247
第三节 压力注水弱化顶板	257
第四节 坚硬顶板控制的评述	276
第六章 坚硬顶板控制的数值分析	283
第一节 概述	283
第二节 有限元法的基本理论	285
第三节 坚硬顶板二维有限元数值分析	292
第四节 坚硬顶板三维板结构模型的数值分析	306
第五节 双层网格三维有限元数值分析	315
参考文献	329

第一章 坚硬岩层的力学特性

坚硬顶板是指顶板为强度高、节理裂隙不发育、整体性强、自稳能力强的岩层，煤层开采后可大面积悬露而不冒落。一般初采时悬露面积在 $3000\sim 4000\text{m}^2$ 以上。显然，这种顶板不仅与岩石本身的特性有关，而且更重要的是与岩体的特性有关，本章将系统地阐述坚硬岩石和坚硬岩体的力学特性及其分类，为煤矿坚硬顶板的控制提供基础资料和分析依据。

第一节 坚硬岩石的物理力学性质

为了解决坚硬顶板控制的一系列工程问题，必须首先掌握坚硬岩石的力学特性。由于在现场条件下确定岩石的物理力学性质难度较大，所以常常是从岩体中取小块岩样，在实验室加工成各种标准试件（如 $\phi 50\times 100\text{mm}$ 圆柱，或 $50\times 50\times 100\text{mm}$ 方柱试件等），在试验机上观测其力学参数。用于煤矿顶板控制的参数主要有：容重、强度、弹性模量、泊松比、流变性、空隙性、软化性、碎胀性等。本节从顶板控制角度，将对常见的坚硬顶板岩石物理力学性质作进一步分析。

1. 坚硬岩石的强度

坚硬顶板一般是由坚硬岩石组成的岩层。岩石的软与硬是一个相对概念，尤其对顶板控制而言。因为实践中相对强度低的岩层反而悬露面积很大，采场来压猛烈。例如，大同砾岩单轴抗压强度一般为 $30\sim 50\text{MPa}$ ，但其整体性很强，可悬露上万平方米以上，给采场控制造成很大困难，而有些强度相对高的顶板，如霍州矿区9号煤层石灰岩顶板，单轴抗压强度达 $50\sim 80\text{MPa}$ 以上，但其悬露面积仅 4000m^2 左右，且分次冒落，来压并不猛烈，究其原因往往与岩层经历的地质构造变动有关。表1-1列出了山西

几种坚硬顶板岩石的强度特征。一般来说，坚硬岩石的单轴抗压强度大于60MPa，但部分砾岩、粗砂岩、石灰岩等，其平均单轴抗压强度可能低于60MPa，通常在35MPa以上，因此坚硬顶板的岩石是坚硬的。一般来说，岩石的强度与组成岩石的颗粒粒径有关，细砂粒级（粒径大于0.1mm）以上的岩石强度随粒径的减小而增大，即粗砂岩＜中砂岩＜细砂岩；细砂粒级以下的岩石强度随含砂量减少而降低，即粉砂岩＞砂质泥岩＞泥岩等。

坚硬岩石强度的另一特征是抗拉强度差异很大，从1~3MPa可变化到15~20MPa，主要原因是形成岩石的胶结物成分不同。例如大同矿区的砂岩，其部分胶结物为碳酸盐类的方解石、铁白云石，极少数还有铁质、硅质胶结，抗拉强度可达13~17MPa，但大多数粘土类胶结的砂岩仅有2~3MPa。

表征岩石破坏性质的另一种指标是抗压与抗拉强度之比，比值愈大，脆性破坏愈强。坚硬岩石该比值一般为10~40，最大可达50以上，也就是说，坚硬岩石更容易拉断而不易压裂，因此其相应的内摩擦角 ϕ 较大，而内聚力 c 较小。图1-1为大同云岗矿的砾岩和粗砂岩强度包络线图，砾岩 ϕ 为27.6°， c 为8.3MPa，砂岩 ϕ 达41°， c 为18.2MPa。图1-2为砂岩和石灰岩拉压强度应力圆图，其中砂岩的 ϕ 为32°， c 为12.5MPa，石灰岩 ϕ 高达58.9°，而内聚力 c 仅7.26MPa。

2. 坚硬岩石的变形

岩石在加载过程中因应力增大而产生相应的应变，当载荷不断增大，岩石即因变形不断增加而导致破坏。而坚硬岩石在变形很小的情况下就会导致破坏，即称脆性破坏。图1-3为砾岩、砂岩、石灰岩的应力应变曲线，可见其弹性模量多为11.0GPa以上，破坏时的应变都小于5000 $\mu\epsilon$ ，大多为2000~2500 $\mu\epsilon$ ，即变形量不足1%。

岩石的单轴抗压强度与弹性模量之间存在着某种线性相关关系，即随着强度提高，弹性模量增大，其关系为

$$E = a + bR_0. \quad (1-1)$$

表 1-1 坚硬岩石强度特征表

矿区 (矿)	岩石名称	单轴抗压强度 (MPa)	抗拉强度 (MPa)	内聚力 (MPa)	内摩擦角 (°)	弹性模量 (GPa)	泊松比
大同矿区	砂质页岩	38.7~128.6	2.0~5.9			27.4	0.12
	粉砂岩	42.3~161.2	1.7~4.3	16.8	17.3	9.1~37.5	0.25~0.35
	细砂岩	50.2~183.6	1.7~6.1	30.0	35.7	12.5~47.9	0.19~0.39
	中砂岩	29.8~127.4	1.4~5.2			13.5~32.0	0.27
	粗砂岩	25.2~118.9	1.4~3.8	19.2~22.0	32~35	15.2	0.19~0.2
	砂砾岩	24.5~88.3	1.3~4.8			11.8~25.3	0.3~0.39
	砾岩	20.1~48.2	1.3~3.5			17.7~18.5	
云岗矿	砾岩	54.3	2.8	8.3	27.6	23.9	
	粗砂岩	80.9	3.1	18.2	4.1	23.05	
	细砂岩	99.7	1.4			21.8	
四老沟矿	砾岩	34.9					
	粉砂岩	53.8					
	中砂岩	97.5					
阳方口矿	细砂岩	70.7	5.0	12.5	35	10.86	
	中砂岩	69.0	4.7	21	28.5	11.56	
	粗砂岩	48.0	3.33	17	23	8.68	
霍州矿区 (9号煤层)	石灰岩	57.52	6.08			9.886	0.368
晋城矿区 (15号煤层)	石灰岩	52.223	4.042	7.26	58.9	9.124	0.256

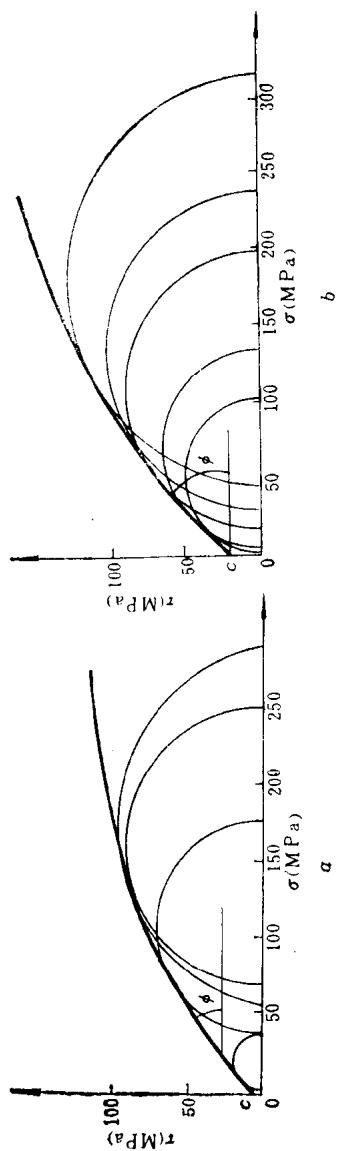


图 1-1 云岗矿砾岩、砂岩强度包络线

a—砾岩；b—粗砂岩

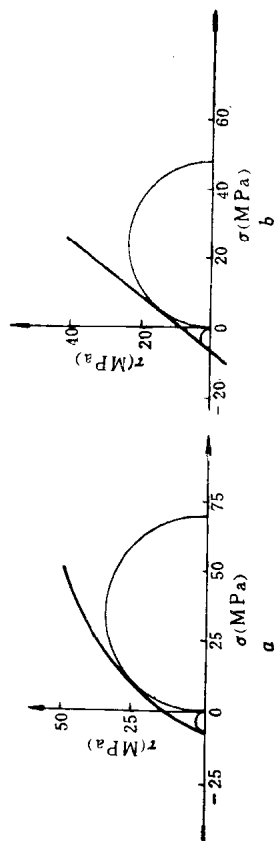


图 1-2 砂岩、石灰岩抗压强度应力圆

a—阳方口煤矿中细砂岩；b—晋城矿区15号煤层顶板石灰岩

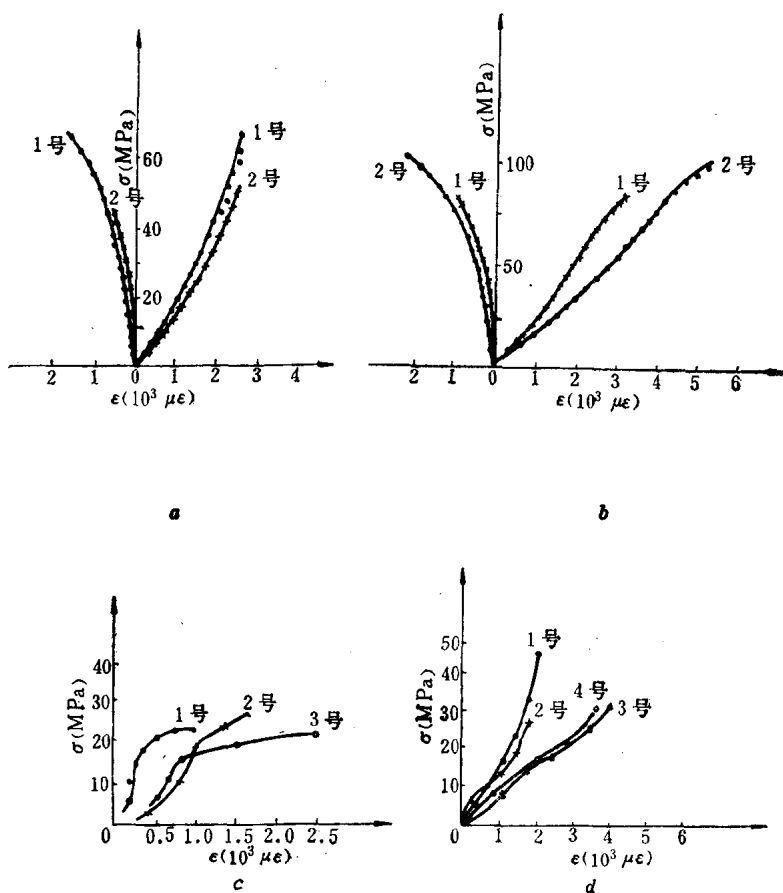


图 1-3 坚硬岩石应力应变曲线

a—砾岩, b—砂岩, c—中砂岩, d—石灰岩

式中 E ——弹性模量, MPa;

R_c ——单轴抗压强度, MPa。

据英国煤矿的测定, $E = 310R_c$ 。霍州矿区顶板岩石测定 $E = 322.58R_c - 6160$ 。坚硬岩石因其变形量小, 弹性模量高, 其强度也高, 因此亦遵循 (1-1) 式的规律。如大同矿区2号煤层的砾岩、粗砂岩、细砂岩的关系为 $E = 320R_c - 4520$ 。可见常数 a 一般为 310~320, 系数 b 变化在 0~6000 之间, 依矿区岩层性质不同而

差异较大。

为了表征顶板岩石抵抗变形的能力，引入岩石刚度的概念，即试件单位纵向变形量所需的单轴抗压强度，即

$$K_s = \frac{R_o}{\Delta l} \quad (1-2)$$

式中 Δl ——岩石试件破坏时的纵向变形量，mm。

显然，刚度 K_s 愈大，变形愈困难，脆性愈大，愈容易积蓄大量弹性能，破断时释放能量愈大，对采场支架的冲击载荷愈高。岩石刚度与抗压强度之间也存在如下关系

$$K_s = c + dR_o \quad (1-3)$$

式中 c 、 d ——常系数。

大同云岗矿2号煤层顶板岩石的刚度与强度回归式为

$$K_s = 12.618 + 1.096R_o$$

相关系数为0.984，可见强度与刚度之间线性显著相关。

3. 坚硬岩石的空隙性

岩石是矿物颗粒的集合体，矿物颗粒间的不严密性差异，就是岩石的空隙性。

表征空隙性的指标主要有孔隙率和空隙比。孔隙率是指岩石中孔隙体积的总和与岩石总体积之比的百分数。其值为

$$n = \left(1 - \frac{\gamma}{\Delta}\right) \times 100\% \quad (1-4)$$

式中 n ——岩石的孔隙率，%；

γ ——岩石的干容重， kN/m^3 ；

Δ ——岩石的重力密度， kN/m^3 。

空隙比是指岩石中各种空隙体积总和与岩石的实体体积之比。空隙比与孔隙率的关系为

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

式中 e ——岩石的空隙比。

一般来说，坚硬岩石的结构致密，空隙少，容重大，但是对

于坚硬顶板而言，孔隙率并不都很小，某些厚层状顶板，虽然孔隙率较高，但因层理不发育，整体性很强，仍可以造成大面积暴露，且一次垮落厚度大，对采场冲击性很强。表1-2列出了几种坚硬顶板岩石的容重、孔隙率、含水率、软化系数的测定值。通常，孔隙率高的岩石，其容重较小，相应的含水率较高，这类岩石的软化系数小，吸水后容易使强度降低。

表 1-2 坚硬岩石空隙性表

矿名	岩石名称	容 重 (kN/m^3)	孔隙率 (%)	自然含水率 (%)	软化系数
云岗矿	砾 岩	24.9	8.68	2.44	0.561
	砾 岩	24.8	9.89	3.81	
	粗 砂 岩	24.3	9.18	2.31	0.705
	细 砂 岩	24.0		2.52	0.797
阳方口矿	细 砂 岩	24.5	7.65	0.42	0.89
	中 砂 岩	24.1	8.80	1.46	0.75
	粗 砂 岩	22.9	11.95	2.77	0.66
四老沟矿	碳酸盐胶结砂岩	25.8	4.50	1.42	0.762
	粘土类胶结砂岩	24.2	9.05	2.73	0.573
	砾 岩	21.7			0.61

岩石的容重、孔隙率与强度之间也存在着线性相关关系。一般情况下，孔隙率高的岩石，容重小，强度也低。而坚硬岩石一般是致密的，容重大。根据对霍州矿区顶板岩石容重与强度关系的研究，它们之间有指数关系

$$R_0 = Ae^{B\gamma} \quad (1-6)$$

式中 γ ——岩石容重， kN/m^3 ；

A ——回归系数，霍州矿区 $A = 1.094$ ；

B ——回归指数系数，霍州矿区 $B = 0.13882$ 。

A 与 B 值与岩石矿物的组分和结构有关。

岩石的空隙性与其微孔结构密切相关。微孔结构包括微孔直径和微孔体积，它是影响渗透性的重要因素。岩石的微孔直径分

为六种，以 $\text{\AA}$ 为单位（ $1\text{\AA} = 10^{-10}\text{m}$ ）分别为

- (1) 大孔 $\phi > 10^6 \text{\AA}$;
- (2) 中孔 $\phi = 10^6 \sim 10^4 \text{\AA}$;
- (3) 过渡孔 $\phi = 10^4 \sim 10^3 \text{\AA}$;
- (4) 微孔 $\phi = 10^3 \sim 10^2 \text{\AA}$;
- (5) 细微孔 $\phi = 10^2 \sim 10 \text{\AA}$;
- (6) 超细微孔 $\phi < 10 \text{\AA}$ 。

不同岩石各种孔径所占比例不同，所以微孔体积不同，利用压汞法测定进入岩石中的汞体积，换算成汞饱和度，即可绘制岩石的微孔体积分布图，依此分析岩石的微孔结构。图1-4为云岗砾岩和砂岩的微孔结构图。由图可知，砾岩中孔径大于 $2500 \text{\AA}$ 过渡孔以上的大孔隙多于砂岩，而小于 $2500 \text{\AA}$ （ $0.25\mu\text{m}$ ）的微孔以下孔隙少于砂岩（图中阴影部分），也就是说砾岩中的大孔隙体积约占50%左右，砂岩中的微细孔径体积约占60%~70%，而且平行层理加工的岩样比垂直层理的大孔隙体积要多，这就是砾岩较砂岩注水软化性能好，软化系数小的主要原因。

4. 坚硬岩石的软化性

岩石受水浸湿后，强度明显降低的性质，称作岩石软化。当岩石在水压作用下，使其裂隙扩展发育的性质，称作岩石弱化。软化与弱化将岩体整体强度降低的性质，统称岩石的软化性。

水对岩石的软化机理表现在以下四个方面：

(1) 矿物颗粒对水的吸附和吸收作用。岩石都是由晶体状和非晶体状的矿物颗粒组成，颗粒间的微细孔隙使岩石具有吸水、储水能力。通过电子显微镜观察，砾岩中砾石与杂基间界面缝隙非常发育，碎屑颗粒间也存在粒间孔和粒内孔，粘土矿物的细鳞片间更有小孔隙和小缝隙，高岭石颗粒很粗，排列松散，其间有较好的孔隙通道等，如图1-5所示。粘土胶结的长石砂岩更是如此，粘土矿物颗粒一般小于 0.005mm ，其比表面积很大，所以能吸附大量水分子，且能以很强的结合力将水吸入其缝隙结构中，形成层间结合水。例如岩石浸水后水溶液中含多水高岭石，

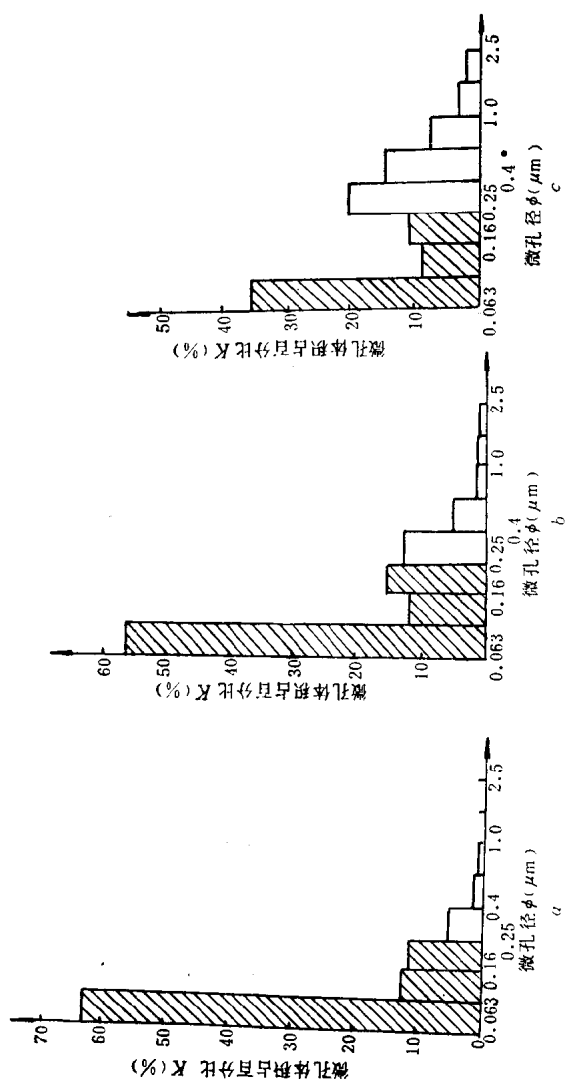


图 1-4 砂岩、砾岩微孔结构图

a —垂直层理的砂岩; b —平行层理的砂岩; c —砾岩

如图1-6所示，它是一种空心的管状晶体，容重和强度都很低，其分子式为 $\text{Al}_2[\text{Si}_4\text{O}_{10}][\text{OH}_8]\cdot 4\text{H}_2\text{O}$ ，是被四个水分子隔离开的高岭石结构。粘土矿物中所含的水有吸附水、化合水和结合水，水量增多可使矿物集合体解体，甚至脱离岩石分散于水中。水在矿物颗粒间的吸附和吸收，显然使岩石内聚力降低，强度就大大降低。

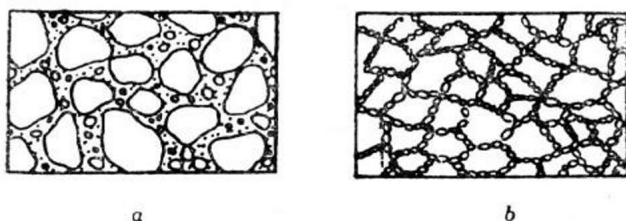


图 1-5 砾岩中的孔隙
a—砾石及其缝隙；b—高岭石及孔隙

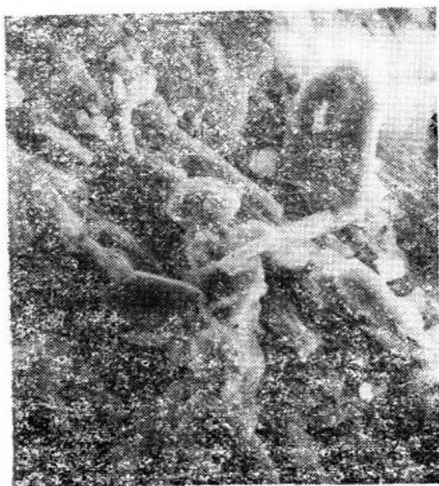


图 1-6 岩石浸水形成的多水高岭石

(2) 矿物颗粒的水合作用。水分子常常有固定的偶极性，即氧原子在一端带负极，氢原子在另一端带正极，如图1-7所示，岩石的矿物颗粒，尤其是粘土矿物在水中多带负电性，所以它吸附水分子后其周围也带负电性，如此多的负电性相互排斥，则破坏了矿物颗粒间的粘结力，造成强度降低。

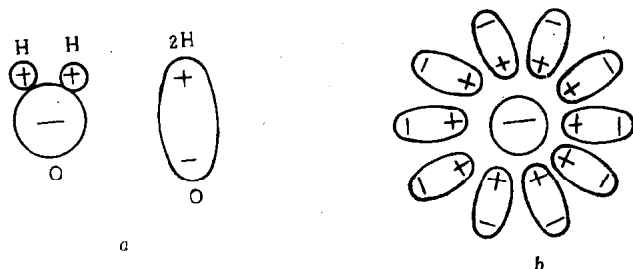


图 1-7 水分子的偶极与水合作用
a—水分子的偶极；b—粘土矿物吸附水分子

通过电子显微镜分析，砂岩浸水后矿物颗粒度变细，其晶体形态更规则，完好程度更高。如高岭石浸水前粒度大于 $1\mu\text{m}$ ，但浸水12天后变为 $0.3\mu\text{m}$ 左右，而且变得松散、成像也不清晰等，这些变化正是水合作用，使粘结力降低所致。

(3) 水的楔入作用。厚度小于 $0.1\mu\text{m}$ 的薄层液体具有形体弹性，接近于固态。岩石内具有许许多多的薄裂缝，沿这些显微裂缝吸入薄层水，则显示出其楔入作用，特别是邻接面间空隙的宽度越小，楔入作用越大，在高压水作用下这种作用更加明显。

格里菲斯理论认为，任何固体的脆性断裂都是由于固体内存在着微裂纹，在外力作用下，这些裂纹的不稳定扩展而导致断裂。裂纹的不稳定扩展是由于裂纹尖端的应力集中，远远大于外力的数百倍之缘故。裂纹不稳定扩展的条件是裂纹扩展所释放的弹性应变能大于形成新表面所吸收的表面能。设裂纹长度为 $2a$ ，