

现代钻爆理论与技术

陈士海 著

煤炭工业出版社

现代钻爆理论与技术

陈士海 著

煤炭工业出版社

图书在版编目 (CIP) 数据

现代钻爆理论与技术/陈士海.-北京:煤炭工业出版社,
1998

ISBN 7-5020-1573-6

I. 现… II. 陈… III. ①凿岩爆破-理论②凿岩爆破-爆
破法 IV. TD23

中国版本图书馆 CIP 数据核字 (98) 第 03823 号

现代钻爆理论与技术

陈士海 著

责任编辑:田克运

*

煤炭工业出版社 出版

(北京朝阳区霞光里 8 号 100016)

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 $7\frac{1}{2}$

字数 195 千字 印数 1—1,000

1998 年 5 月第 1 版 1998 年 5 月第 1 次印刷

书号 4342 定价 19.00 元

版权所有 违者必究

本书如有缺页、倒页、脱页等质量问题,本社负责调换

前 言

近年来，为适应我国经济建设的需要，作者主持、参加了许多土岩爆破、硐室爆破、地下爆破、拆除爆破、特种爆破等工程的爆破设计、科研与爆破实践活动，积累了大量的技术资料，研究探讨了爆破理论，在爆破新技术的开发与应用方面，取得了显著效果。

本书是作者在参加国家攻关项目和主持多项省、部级科研项目中所取得的研究成果、工程实践技术总结，以及为本科生、硕士研究生讲授“工程爆破”、“现代钻爆技术”课程讲义的基础上，参考国内外爆破理论与技术的成果与相关学科的最新理论，包括与课题组同志们们的共同研究成果，编写而成。本书力求理论联系实际，做到使读者既能了解爆破理论又能用爆破理论进行爆破设计并指导实践。适用于研究生教学，以及科研人员与工程爆破技术人员参考。

由于爆破是一门多学科交叉学科，著者水平有限，书中不可避免地存在缺点和错误，敬请读者批评指正。

感谢山东矿业学院工程爆破研究所的全体老师对本书写作与出版给予的支持。书中参考、引用了其他作者的资料，在此一并致谢。

作 者

1997年8月于泰安

目 录

第一章 岩石爆破作用理论	1
第一节 均质岩石的爆破作用	1
第二节 损伤岩石的爆破作用	6
第三节 极破碎富含水岩石的爆破破碎作用	13
第四节 水耦合爆破的增能效应	19
第二章 井巷爆破	23
第一节 井巷掏槽眼参数设计	23
第二节 深孔直眼掏槽爆破排渣过程	30
第三节 立井快速光爆掘进技术	40
第四节 立井深孔光爆配套器材的改进	48
第五节 爆破时炸药的钝化效应	55
第三章 采煤爆破	60
第一节 炮采工作面的微差控制爆破	60
第二节 炮采工作面微差爆破最优参数确定	66
第三节 微差爆破采煤合理微差间隔时间	72
第四节 提高块煤率的技术措施	75
第四章 硐室爆破	77
第一节 硐室爆破的药包布置原则	77
第二节 集中药包硐室爆破参数选择	78
第三节 条形装药硐室爆破	82
第四节 变 n 值药室大爆破设计与实践	98
第五章 深孔水压爆破	103
第一节 水压爆破岩石的破坏特征	103
第二节 水压爆破装药	111
第三节 水耦合光爆炮孔间距	118
第四节 水压爆破在矿山中的应用	122
第六章 溜煤眼一次钻爆成井	131

第一节	溜煤眼一次钻爆成型的设计与计算	131
第二节	实例	139
第七章	台阶爆破	145
第一节	合理台阶高度和炮孔直径	145
第二节	炸药单位消耗量	148
第三节	台阶爆破合理堵塞长度	155
第四节	微差时间与起爆顺序	157
第八章	准光面爆破和预裂爆破	160
第九章	导爆管的起爆传爆机理	169
第一节	导爆管传爆机理	169
第二节	导爆管的起爆机理	176
第三节	激发效应对导爆管起爆的影响	182
第十章	拆除爆破	194
第一节	拆除爆破原理	194
第二节	建筑物拆除爆破	195
第三节	烟囱、水塔拆除爆破	198
第四节	水压爆破	200
第五节	定向倒塌与水压爆破联合控爆技术拆除煤仓	203
第六节	城市石方开挖中的小台阶控爆技术	206
第十一章	冲击凿岩钻进	211
第一节	岩石的动力—凿深曲线	211
第二节	岩石的动态凿入系数	215
第三节	最优力—凿深特性	217
第四节	活塞撞击钎杆引起的弯曲波	220
第五节	降低钎杆内弯曲波的方法	223
第六节	钎杆接头对应力波传播特性的影响	224
第七节	不同形式钎刃的凿入力和破碎效果的实验研究	227
主要参考文献		232

第一章 岩石爆破作用理论

岩石爆破作用机理是爆破工程设计和施工的科学依据，但是炸药的爆炸反应是一个高温、高压和高速过程，能量的转化、释放、传递和作功的过程极为短促，只经几十微秒到几十毫秒就完成了，且岩石本身又具有各向异性和非均质性，这就给揭示岩石爆破规律的研究带来很大困难。随着现代科学技术的发展，应用先进的测试技术，借助于超动态量测和爆破模型试验研究和观察，岩石爆破作用机理的研究取得了积极成果，在一定程度上反映了某些客观规律，对指导爆破设计和施工具有实际意义。

第一节 均质岩石的爆破作用

一、岩石爆破破坏理论

目前，对于岩石爆破破坏的机理，人们从众多的爆破实践中，提出很多假说，归纳起来主要有：

(1) 爆炸气体产物准静压力破坏理论

该理论认为岩石的破坏，主要是由于炸药爆炸后的爆生气体向外膨胀的压力造成。根据弹性力学理论，在爆生气体作用下，装药周围岩石径向受压应力作用，切向受拉应力作用。在切向拉应力作用下，岩体内产生径向裂隙，形成裂隙圈和岩体的破坏。裂隙从爆源附近以放射状伸展。

(2) 反射应力波破坏理论

炸药在岩体内爆炸时产生的压缩应力波向外围传播，遇到自由面以拉伸应力波反射。由于岩石的抗拉强度远小于其抗压强度（仅为抗压强度的 $1/8 \sim 1/16$ ）。因此，岩石在拉应力作用下易产生层裂破坏。从自由面向岩石内部一层层片落下来而形成爆破漏斗。

岩石与空气、水或其它介质的界面叫爆破自由面，它的存在

对爆破效果有很大影响。如何有效利用自由面，一般有如下规律：

①自由面的数目愈多，爆破效果愈好，耗药量也愈少。一般每增加一个自由面，药量减少 15%~20%。

②自由面面积愈大，爆破效果愈好。

③自由面与炮眼方向间的关系，垂直时效果最差，平行时效果最好，斜交时介于中间。

④自由面的位置在炮眼上面爆破效果最差，在下面爆破效果最好，在侧面次之。

⑤自由面与炮眼的间距要适当，以使爆炸能量充分利用。

(3) 应力波和爆生气体的综合破坏作用理论

在应力波作用下，岩体内产生径向裂隙，爆生气体渗入应力波形成的径向裂隙内，起着气楔作用，使应力波形成的裂隙进一步扩展。同时由于气楔作用，增大了裂隙前端岩体内的拉应力，裂隙能继续扩展，应力波传播中遇自由面反射成拉伸波，能使自由面附近岩石发生片落。

一般来说，坚硬岩石的爆破破坏，应力波的作用是主要的；对于软岩的爆破破坏，则爆生气体准静压力的作用是主要的；对坚硬岩石的破坏，是应力波和爆生气体综合作用的结果。

二、影响爆破作用的因素

要想达到预期的爆破效果和进一步改善爆破效果，就必须对影响爆破作用的各种因素作出正确的分析。影响爆破作用的因素，可以归纳为三个方面：炸药性能与装药结构；爆破方法、爆破参数与爆破工艺；岩石性质与地质构造。

1. 炸药性能与装药结构对爆破作用的影响

在炸药的各种性能中，直接影响爆破作用及其效果的，主要是炸药密度、爆热和爆速，因为它们决定着在岩体内激起爆炸应力波的峰值压力、应力波作用时间、热化学压力及传给岩石的比冲量和比能量。

为提高爆破能量利用率，对不同岩石应选择不同性能的炸药，

使炸药波阻抗尽可能与岩石波阻抗相匹配。

试验证明，在一定岩石和炸药条件下，采用空气、水或其它缓冲介质偶合的装药结构，可以增加用于破碎或抛掷岩石的爆炸能量，提高炸药能量有效利用率，降低耗药量。

在球形装药爆破时，其爆轰波作用方向同爆轰气体产物作用方向完全一致，它们都是从爆轰中心向四周传播的，这对于降低炸药单位药量和改善破碎块度都是有利的。因此，炮孔爆破设计采用炮孔集中群药包间隔装药是合理的。

2. 爆破方法、爆破参数与爆破工艺对爆破作用的影响

试验表明，炮眼利用率随起爆点移向装药底部而增加；反向起爆的爆破效果优于正向起爆，因起爆药包放置位置决定着药包爆轰波的传播方向，也决定着应力波和岩石破裂、破坏的发展方向。一般深孔爆破时宜采用反向起爆；浅孔爆破时，正、反向起爆均可。若相邻炮眼分别采用正、反向起爆，岩体内的应力分布均匀，有利于改善爆破块度。

最小抵抗线和炮孔间距的相对大小对爆破作用的影响也很重要。炮孔间距取得过小时，容易造成沿炮孔联心线破裂，而沿最小抵抗线方向的岩石得不到充分的破碎；孔距过大时，又会使相邻两孔之间的岩石爆破不下来。一般对普通爆破，炮孔密集系数取 $1 \sim 1.25$ ；宽孔距、小抵抗爆破，炮孔密集系数取 $2 \sim 8$ 。

为提高炸药能量的有效利用，必须保证炮眼堵塞质量和堵塞长度。

在成组装药爆破时，每个药包起爆的先后顺序也是重要的。先起爆的药包将一部分岩石破碎并抛移到一定距离，给后续起爆的药包创造了新的自由面。

3. 岩石性质、地质构造对爆破作用的影响

岩石由固体颗粒组成，其间有空隙，充填有水、空气或其它杂物。矿物是构成岩石的主要成分，矿物颗粒愈细、密度愈大、愈紧固，则愈难于爆破破碎。

岩体裂隙包括断层、褶曲、层理、解理及不同岩层的接触面。

裂隙等弱面，这些弱面对爆破作用的影响有二重性：一方面，弱面可能导致爆生气体和压力的泄漏，降低爆破能的作用，影响爆破效果；另一方面，这些弱面破坏岩体的完整性，易于从弱面破裂、崩落，而且，弱面又增加了爆破应力波的反射作用，有利于岩石的破碎。

容重大的岩石难以爆破，因为要耗费很大的炸药能量来克服重力，才能把岩石破裂、移动和抛掷。

塑性岩石和弹性岩石受外载作用超过其弹性极限后，产生塑性变形，能量消耗大，将难于爆破（如粘土性岩石），而脆性岩石、弹脆性岩石均易于爆破（如脆性煤炭）。通常在爆破作用下，岩石的脆性破坏是主要的、大量的，所以爆破时应尽可能使岩石处于受拉伸或剪切状态，以利于爆破破碎，提高爆破效果。

岩石波阻抗是岩石动态力学性能的重要参数。一般波阻抗大的岩石，密度大，岩石中的裂隙少，不易爆破；反之，波阻抗小的岩石，裂隙发育，比较松散，易爆破。

三、爆破漏斗

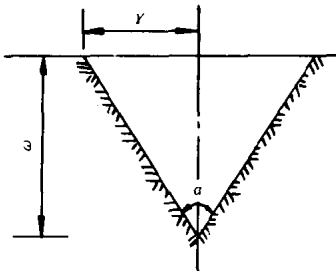


图 1.1 爆破漏斗

如果装药的最小抵抗小于其临界抵抗，当装药爆炸后，除在装药下方岩体内形成压碎圈、裂隙圈和震动圈外，装药上方一部分岩石将被破碎，脱离岩体，形成爆破漏斗（图 1.1）。当形成爆破漏斗的锥顶角较小时，漏斗内破碎的岩石只发生隆起，没有大量岩石的抛掷现象，这样的漏斗

称松动漏斗。当爆破漏斗的锥角增大到一定限度，也即药包离自由面较近，炸药能量不仅使岩石破碎，而且有多余的能量将岩石抛出爆破漏斗之处，此时形成的爆破漏斗称抛掷漏斗。

在炸药和岩石的性质确定后，破碎单位体积的岩石所需的炸药量可由爆破漏斗试验来确定。

爆破漏斗半径 r 与最小抵抗 w 的比值 $n = \frac{r}{w}$ 称为爆破作用指数, 它反映了爆破的类型。根据 n 值的不同, 可将爆破漏斗分为下列几类:

①标准抛掷爆破漏斗: $n=1, r=w$, 漏斗的张开角 $\alpha=90^\circ$, 大量的爆破工程采用抛掷爆破进行药量设计。

②加强抛掷爆破漏斗: $n>1, r>w$, 漏斗张开角 $\alpha>90^\circ$, 加强抛掷爆破设计大量运用于移山填海筑坝工程, 一般使用时 $n \leq 2.5$ 。

③减弱抛掷爆破漏斗: $0.75 < n < 1, \alpha < 90^\circ$, 减弱抛掷爆破又称为加强松动爆破, 是矿山常用的爆破设计方法。

④松动爆破漏斗: $0 < n < 0.75$, 松动爆破时, 只有岩石的破裂, 而没有向外抛掷作用, 即没有明显的可见漏斗出现, 拆除爆破一般采用 $n \leq 0.75$ 。

⑤标准松动爆破漏斗: $n=0.75$ 。

四、装药量

装药量的确定, 与岩石性质、爆破条件、自由面状况、崩落岩石量等因素有关, 其中岩性及爆破条件往往是确定不变的, 只需根据需要爆破的岩石量来求炸药量的大小, 且一般是采用经验公式。

在有一个自由面的条件下, 抛掷爆破装药量一般采用鲍列斯科夫的经验公式:

$$Q = (0.4 + 0.6n^3) kw^3, \text{ kg} \quad (1)$$

$$\text{松动爆破时: } Q = (0.33 \sim 0.6) kw^3 \quad (2)$$

当最小抵抗线大于 25m 时, 采用下列修正公式:

$$Q = (0.4 + 0.6n^3) \sqrt{\frac{w}{25}} kw^3 \quad (3)$$

要得到符合实际而又准确的装药量, 关键在于选取合适的单位药量系数 k 。在工程实际中, 必须根据工程的设计目的, 通过试验去选择适用的 k 值。选取 k 值办法是: ①根据国家对该类岩石规

定的炸药消耗定额；②参照条件相似的工程和岩石条件的实际单位炸药消耗量的统计数据；③根据爆破漏斗试验确定 k 。

爆破漏斗试验的场地要选择相似的地质条件进行。首先初选 k_0 值，取爆破作用指数 $n=1$ ，最小抵抗线 $w=1\sim 3\text{m}$ ，孔径一般 $100\sim 150\text{mm}$ ，装药量 $Q=k\omega^3$ ，堵塞良好。爆破后，测出实际爆破漏斗半径 r_0 的平均值，计算实际的爆破作用指数 n_0 ，再根据 k_0 和 n_0 计算出实际的单位炸药消耗量 k ，即：

$$k = \frac{k_0}{0.4 + 0.6n_0^3}, \text{ kg/m}^3 \quad (4)$$

第二节 损伤岩石的爆破作用

一、岩石损伤分析

1958年，卡钱诺夫 (KACHANOV) 在研究金属蠕变破坏时，为了反映材料内部的损伤，第一次提出“连续性因子”，拉博诺夫 (RABOTNOV) 又引入“损伤因子”概念。70年代，法国勒梅特、英国勒基 (LECKIE)、瑞典赫尔特 (HULT) 等各国学者相继采用连续介质力学，把损伤因子作为损伤变量，逐步形成连续损伤力学基础。80年代中期，能量损伤理论和几何损伤理论相继形成。

用损伤理论分析材料受力后的力学状态时，首先要选择恰当的损伤变量以描述材料的损伤状态。

考虑某杆，其截面面积为 A ，所含节理裂隙等薄弱面的面积为 A^* (损伤面积)，则净面积或有效面积为 $\tilde{A}$ ，得损伤变量为：

$$D = \frac{A^*}{A} = \frac{A - \tilde{A}}{A} \quad (1)$$

式中 $D=0$ ，对应于无损伤状态；

$D=1$ ，对应于完全损伤（断裂）状态；

$0 < D < 1$ ，对应于不同程度的损伤状态。

截面在同样作用力下，应有： $\sigma \cdot A = \tilde{\sigma} \cdot \tilde{A}$

$$\text{所以} \quad \tilde{\sigma} = \frac{\sigma}{1-D} \quad (2)$$

式中 $\tilde{\sigma}$ ——有效应力；

σ ——名义应力。

应变等价原理认为，应力 σ 作用在受损材料上引起的应变与有效应力作用在无损材料上引起的应变等价。受损材料的本构关系可通过无损材料中的名义应力得到，即对一维弹性问题有

$$\epsilon = \frac{\sigma}{E} = \frac{\tilde{\sigma}}{E} = \frac{\sigma}{(1-D)E}$$

或
$$\sigma = E(1-D)\epsilon \quad (3)$$

在多轴应力作用下，有效应力及损伤变量都表示为张量。

至此，装药在有节理裂隙岩石（受损岩石）中爆破时，可通过损伤变量将岩石化为无损岩石进行处理，亦即相当于正常情况下应力波在多组裂隙节理界面上多次往复折射、反射，达到应力波均化。粗细忽略裂隙影响时情况类似，特别是在节理裂隙分布较均匀的岩体中。

二、均匀损伤岩石中应力波的传播、破裂范围

根据应力波理论，偶合装药时，孔壁上应力波初始径向峰值应力 P 为：

$$P = \frac{\rho_0 D^2}{4} \times \frac{2}{1 + \frac{\rho_0 D}{\rho_m C_P}} \quad (4)$$

式中 ρ_0 、 D ——炸药的密度与爆速；

ρ_m 、 C_P ——无损岩石的密度与声波速度。

应力波应力随距离衰减的关系为

$$\sigma_r = \frac{P}{r^\alpha}$$

切向应力为
$$\sigma_Q = b\sigma_r$$

式中 $\bar{r}$ ——对比距离， $\bar{r} = \frac{r}{r_b}$ ；

r_b ——孔半径；

α ——衰减指数， $\alpha = 2 - b$ ， $b = \frac{\gamma}{1 - \gamma}$ ；

γ ——岩石泊松比。

当冲击波衰减为应力波或岩石直接受它的作用时，径向方向

产生压应力，切向产生拉应力。因岩石抗拉强度差，故当拉应力超过岩石动态抗拉强度时，会在径向产生裂缝，因此当岩石无损伤时，设岩石单轴静态抗拉强度为 S_T ，动态强度提高系数 $N=4\sim 6$ ，爆炸作用下岩石爆破裂隙圈范围根据 $\sigma_Q = NS_T$ ，有：

$$r = \left(\frac{bP}{NS_T} \right)^{\frac{1}{\alpha}} \cdot r_b$$

$$\text{岩石受损时: } \tilde{\sigma}_r = \frac{\sigma_r}{1-D}, \quad \tilde{\sigma}_Q = \frac{\sigma_Q}{1-D}$$

可求得裂隙圈半径为

$$\tilde{r} = \left[\frac{bP}{(1-D) NS_T} \right]^{\frac{1}{\alpha}} \cdot r_b \quad (5)$$

可见岩石受损后，爆破的裂隙圈扩大 $\left(\frac{1}{1-D} \right)^{\frac{1}{\alpha}}$ 倍，即在同样爆炸荷载作用下，岩体破坏范围增大，这主要是损伤后岩石的有效承担面积减少所致，说明炮孔爆破中可增大炮孔间距。

也说明，在裂隙中充填有水的岩体中爆破，应力波可传播到相当大的距离，但随传播距离增大，同样存在逸散损失。

在弹性动力学中，各向同性线弹性体中的纵波、横波传播速度为

$$C_P = \sqrt{\frac{E(1-\gamma)}{\rho(1+\gamma)(1-2\gamma)}}, \quad C_S = \sqrt{\frac{E}{2\rho(1+\gamma)}}$$

式中 γ ——岩石泊松比；

E ——岩石弹性模量，受损后 $\tilde{E} = E(1-D)$ 。

所以，受损伤岩石中

$$\tilde{C}_P = \sqrt{\frac{\tilde{E}(1-\gamma)}{\rho(1+\gamma)(1-2\gamma)}} = \sqrt{1-D} C_P \quad (6)$$

$$\tilde{C}_S = \sqrt{\frac{\tilde{E}(1-\gamma)}{\rho(1+\gamma)}} = \sqrt{1-D} C_S \quad (7)$$

这说明，岩石受损伤后其波的传播速度降低，变为均质岩石时的 $\sqrt{1-D}$ 倍。

三、炸药单耗确定

炸药单耗即爆破单位岩石所需炸药量，在确定不同种类岩石的炸药单耗时，往往采用标准爆破漏斗的容积作为检查的依据。根据爆破漏斗理论，形成标准爆破破碎漏斗的条件是：漏斗边缘处入射波产生的切向拉应力和反射拉伸波产生的径向拉应力之和等于岩石的抗拉强度，即

$$\tilde{\sigma}_{Q_i} + \tilde{\sigma}_{r,R} = NS_T \quad \text{或} \quad \frac{1}{1-D} (\sigma_{Q_i} + \sigma_{r,R}) = NS_T$$

式中 $\tilde{\sigma}_{Q_i}$ ——受损岩石中，入射波切向拉应力；

$\tilde{\sigma}_{r,R}$ ——受损岩石中，反射拉伸波产生径向拉应力；

σ_{Q_i} 、 $\sigma_{r,R}$ ——均质岩石中相应的拉应力。

若装药抵抗为 w_0 ，则入射波到达漏斗边缘所经距离为 $\sqrt{2} w_0$ ，

有

$$\tilde{\sigma}_{Q_i} = \frac{bP}{\left(\frac{\sqrt{2} \tilde{w}_0}{r_b} \right)^a}$$

$$\tilde{\sigma}_{r,R} = \frac{RP}{\left(\frac{\sqrt{2} \tilde{w}_0}{r_b} \right)^a}$$

式中 R ——反射系数， $R = \frac{\operatorname{tg} \beta \operatorname{tg}^2 2\beta - \operatorname{tga}}{\operatorname{tg} \beta \operatorname{tg}^2 2\beta + \operatorname{tga}}$ ；

a ——纵波入射角；

β ——横波反射角， $\beta = \sin^{-1} \left[\left(\frac{1-2\gamma}{2(1-\gamma)} \right)^{\frac{1}{2}} \sin a \right]$ ；

$\tilde{w}_0$ ——损伤岩石的有效抵抗；

其它符号意义同前。

$$\tilde{w}_0 = \left[\frac{(R+b) P}{(1-D) NS_T} \right]^{\frac{1}{a}} \frac{r_b}{\sqrt{2}} = \left(\frac{1}{1-D} \right)^{\frac{1}{a}} w_0 \quad (8)$$

说明，受损岩石的最优抵抗增大 $\left(\frac{1}{1-D} \right)^{\frac{1}{a}}$ 倍。

炮眼平行于自由面时，每米炮眼形成标准漏斗体积为 $\tilde{V}_0 = \tilde{w}_0^3$ ，每米炮眼装药量为 $\tilde{q}_i$ 。考虑炮孔直径不变时，损伤岩石中每米炮眼装药量与不损伤岩石中每米炮眼装药量相同，即 $\tilde{q}_i = q_i$ ，则

炸药单耗为

$$\begin{aligned}\tilde{q} &= \frac{\tilde{q}_l}{\tilde{V}_0} = \frac{\tilde{q}_l}{\tilde{w}_0^2} = \frac{q_l}{w_0^2} = \frac{2q_l}{r_b^2} \left[\frac{(R+b)P}{(1-D)NS_T} \right]^{-\frac{2}{\alpha}} \\ &= \left(\frac{1}{1-D} \right)^{-\frac{2}{\alpha}} q = (1-D)^{\frac{2}{\alpha}} q\end{aligned}\quad (9)$$

即受损伤岩石炸药单耗降低为原均质岩石爆破单耗的 $(1-D)^{\frac{2}{\alpha}}$ 倍, 也可以说炸药消耗量降低。

四、损伤张量确定

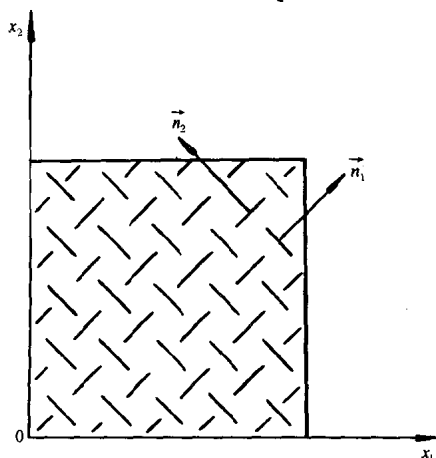


图 1.2 自然裂隙情况

在损伤力学分析中, 确定损伤张量是分析计算的先决条件, 也是影响有效应力计算精度的主要因素, 必须根据具体的裂隙分布情况, 正确计算选取损伤张量。如果岩体内裂隙分布均匀, 则岩体是各向同性损伤; 若岩体裂隙分布不均匀, 则岩体的损伤是各向异性的, 即岩体中各方向的损伤参数是不相同的。

在三维空间中, 损伤张量 $\vec{D}$ 一般总共有三个正交的主方向 $\vec{n}_i$ ($i=1, 2, 3$) 和对应的三个主值 D_i 。于是, 损伤张量 $\vec{D}$ 可写成下式:

$$\vec{D} = \sum_{i=1}^3 D_i \vec{n}_i \otimes \vec{n}_i \quad (i=1, 2, 3) \quad (10)$$

考虑岩体中一单元体, 假设其立方体单元体的三个面的裂隙分布相同 (图 1.2), 对平面应变问题, 可简化为二维问题处理, 即有两组相互正交的裂隙体系, 其主方向分别为 $\vec{n}_1$ 、 $\vec{n}_2$, 与坐标轴

x_1 的夹角分别为 Q 、 $Q+90^\circ$ 。单元体边长 l ，裂隙长度为 l_1 ，沿平行于裂隙面上裂隙数为 m ，裂隙平均间距为 a 。

先讨论主方向为 $\vec{n}_1$ 的一组裂隙，将坐标旋转至 x'_1 与 $\vec{n}_1$ 重合，在 $x'_1ox'_2$ 坐标系中确定损伤张量（图 1.3，图 1.4），则有 $\vec{n} = \vec{n}_1$ ，新坐标系中损伤张量 $\vec{D}'_1$ 为

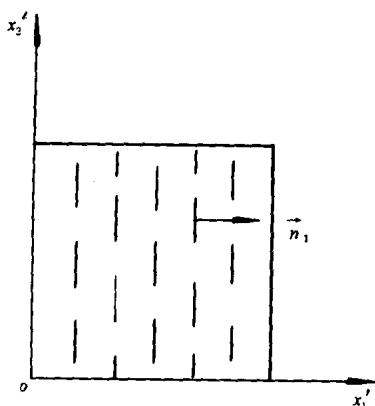


图 1.3 裂隙计算简图

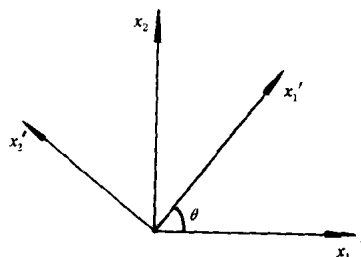


图 1.4 坐标变换关系

$$\vec{D}'_1 = D'_1 \vec{n}_1 \otimes \vec{n}_1 = D'_{ij} = \begin{bmatrix} D'_1 & 0 \\ 0 & 0 \end{bmatrix} \quad (11)$$

式中 $D'_1 = \frac{l_1^2 m a \left(\frac{l}{a} - 1 \right)^2}{l^3}$

$\vec{D}'_1$ 转换为 x_1ox_2 坐标系中的 $\vec{D}_1$ ，需利用坐标变换关系表 1.1。

表 1.1 坐标交换关系式表

	x'_1	x'_2
x_1	$\cos\theta$	$-\sin\theta$
x_2	$\sin\theta$	$\cos\theta$