



岩层控制学

主讲：贾喜荣

2018.1



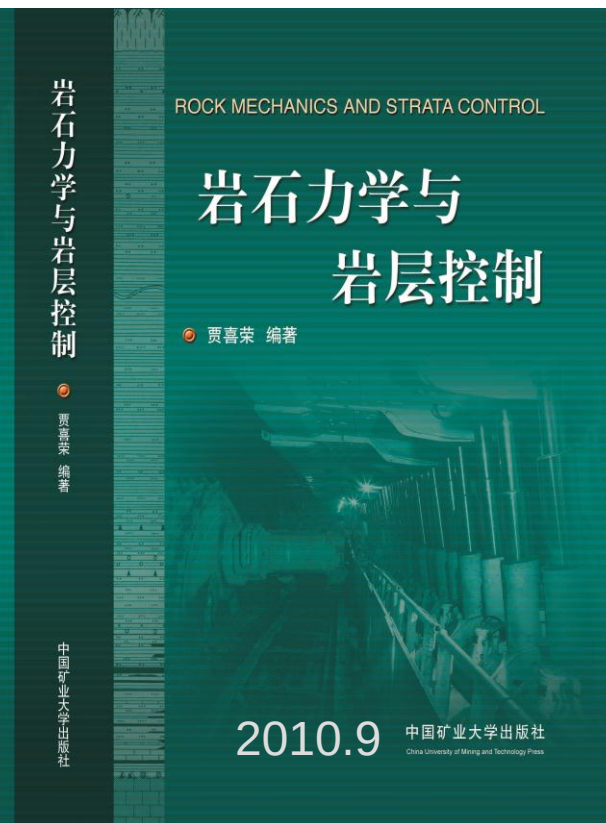
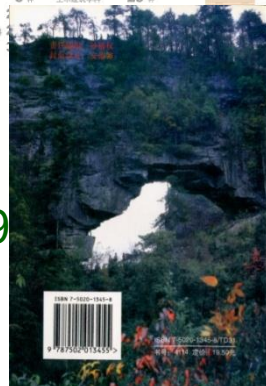
2011.6



2011.6



1997.9



相关资料

网址: www.CMEST.com

高等教育“十二五”规划教材

岩层控制

Yanceng Kongzhi

编著 贾喜荣

中国矿业大学出版社



目 录

绪论

第0章 岩石力学基本知识

第一章 煤层巷道锚固

第二章 长壁工作面采场矿压

第三章 煤层冲击地压

绪论

- 岩层控制：煤层地下开采中的采场岩石力学问题，属岩石地下工程范畴，但由于其独特的工程特性，现已形成矿井岩石力学研究的一个专门领域。

在广义上，岩层控制是指在一定开采技术条件下，为保障地下采矿工程以及受其扰动的地面建筑工程的稳定与安全，所采取的一系列技术措施的统称。如：巷道变形的控制；采煤工作面顶板垮落的控制；开采沉陷的控制；煤和瓦斯突出的控制；… …。

- 工程特点：在工程设计上，地下工程与土木工程同属于工程结构可靠度设计问题，但在问题的难易程度上，两者截然不同。土木工程结构可靠度设计多属定解问题；而地下工程结构可靠度设计往往属于不定解问题。

- 采场矿压：煤矿地下开采中，通常把采场岩层控制又称之为采场矿压。
- 矿山压力与矿山压力显现：煤矿地下开采中，把工程中的载荷与变形（含破坏）两个固体力学基本概念俗称之。
- 矿山压力（载荷）：指采矿时，在巷道和采煤工作面周围岩层内、煤壁和煤柱内，在支承物上，在采空区冒落矸石或充填体上，引起的力的统称。

矿山压力的大小及分布规律，与地质条件、开采深度、巷道和回采工作面的布置，以及巷道断面和回采空间的大小、形状和支护方法等因素有关。

- 矿山压力显现（变形与破坏）：指由于采掘工程扰动引起的，采煤工作面和巷道周围岩层的变形、移动和破坏，煤柱压裂、失稳，支架压缩、破坏，以及声响等力学效应的统称。

- 原岩：未受工程扰动的原始状态下的岩体。

- 围岩：开挖工程扰动范围内的岩体。

如：受巷道开挖扰动范围内的岩体称之为巷道围岩；

受采煤工作面扰动范围内的岩体称之为采场围岩。

- 地下工程结构可靠度研究的三大主题是：物性、结构和载荷；

最核心的问题是支护系统须承担的载荷量值的确定。

1.围岩的物理力学性质指标(物性)：是确定工程可靠度计算参数的依据；

2.围岩的承载结构特征(结构)：是建立理论模型和理论分析的依据；

3.围岩作用于支护系统上的载荷(载荷)：是围岩加固与支护设计的依据。

- 问题的困难在于：围岩的载荷与位移间的关系会存在各种不同状况，而且已不再是经典力学意义上的应力—应变关系，这就为探寻地下工程结构的变形与载荷间的关系（或客观规律）带来极大的困难。

- 采场岩层控制（或采场矿压）研究所涉及的基本问题至少应包括：

1. 巷道煤柱合理尺寸的确定与设计计算；
2. 巷道围岩（顶板、侧帮、底板）加固方案的确定与设计计算；
3. 采煤工作面支架工作阻力的确定与设计计算。

这是目前工程中所面临的实际问题，又是在国家规范范畴内尚未解决的技术问题，也是本课程涉及的主要研究内容。

- 若把工程结构设计的关键归结于可靠度的确定，那么地下工程支护设计中的核心问题是支护系统须承担的载荷量值的确定。

若把土木工程问题在理论意义上比作西医的话（定解问题），那么地下工程问题更类似于中医（不定解问题）。

- 采场岩层控制：回采巷道——围岩变形控制问题；
回采工作面——顶板载荷控制问题。

- 采场矿压课程要把握的三个基本要素：
- 1.基本概念：技术术语及其技术内涵。
- 2.基本原理：固体力学原理和工程结构可靠度的分析方法。
- 3.基本内容：回采巷道和回采工作面支护（围岩控制）问题。

回采巷道——解决巷道围岩变形控制问题，属大变形控制问题；

工程特点：围岩的变形可能超过巷道跨度的10%；

这是任何其他地面工程和地下工程所无法容忍的。

采煤工作面——顶板压力控制，属载荷控制问题；

工程特点：支架的载荷集度不足覆岩荷重的10%；

支架载荷量值的确定是采场矿压理论研究的核心；

这在地面工程中是不可思议的。



第0章 岩石力学基本知识



0.1 引言

- 固体材料的物理、力学性质特征是通过相应的实验来探究和揭示的。

- 固体力学：基本研究内容是固体材料的应力—应变关系。

换言之：揭示固体材料在外力作用下变形或破坏的客观规律。

如：《材料力学》，严格意义上是指低碳钢材料力学。

- 在工程上归结为：工程结构的可靠度问题。

如：《钢结构》、《混凝土结构》

土木工程结构稳定性：工业与民用建筑等；

岩土工程结构稳定性：水电工程等；

地下工程结构稳定性：地下交通等；

采矿工程结构稳定性：煤矿、非煤矿井等。

- 岩石力学：岩石材料力学+岩石工程结构力学的统称。

岩石力学属固体力学范畴。

- 研究内容：岩石材料及岩石工程结构的物性、结构、载荷、可靠度。

研究固体力学的方法都适用于岩石力学研究。

- 在某种意义上，岩石力学是一门试验力学。

岩石物理性质、力学性质、工程性质，都要通过相应的试验来确定。

如：密度、视密度；变形模量、抗压强度、抗拉强度、破坏准则等。

- 采场矿压：采场岩石力学问题。

0.2 岩石试样制备及试验标准

■ 岩石试样尺寸：

抗压强度： $\phi 50 \times 100$ 圆柱体；

$50 \times 50 \times 50$ 立方体；

抗拉强度： $\phi 50 \times 25$ 圆柱体

■ 加工精度： GB/T23561.13—2010

《煤岩物理力学性质测定方法》



0.3 岩石的基本物理性质指标

■ 岩石视密度： 沉积岩 $\rho_{\text{视}} = 2500 \sim 2700 (\text{kg/m}^3)$ ，通常为 $2600 (\text{kg/m}^3)$ ；

煤层 $\rho_{\text{视}} = 1200 \sim 1400 (\text{kg/m}^3)$ ，通常为 $1300 (\text{kg/m}^3)$ 。

0.3 单轴压缩下岩石的变形性质

■ 岩石的模量

$$E = \frac{\sigma}{\varepsilon_e}$$

$$E = \frac{\sigma}{\varepsilon_e + \varepsilon_r}$$

$$E_\varepsilon = \frac{\sigma}{\varepsilon_e + \varepsilon_r + \varepsilon_p}$$

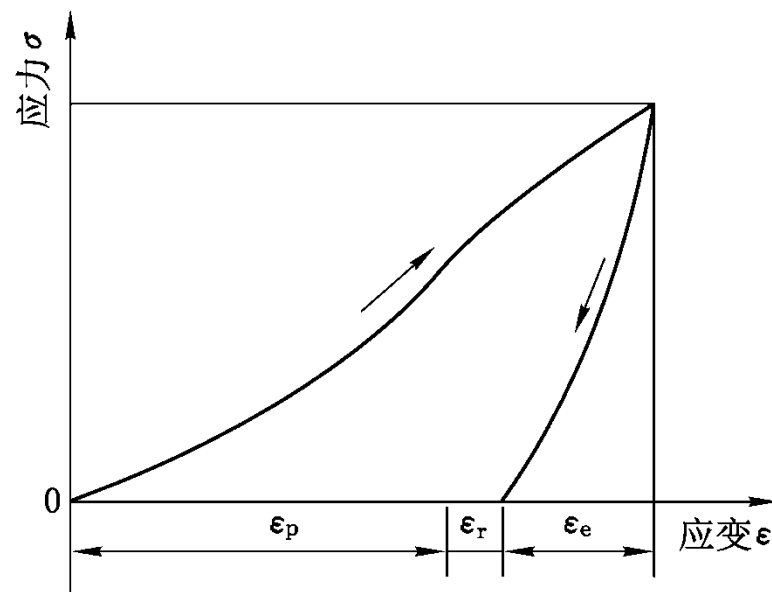
式中：E—岩石的弹性模量， GPa；

E_ε —岩石的变形模量， GPa；

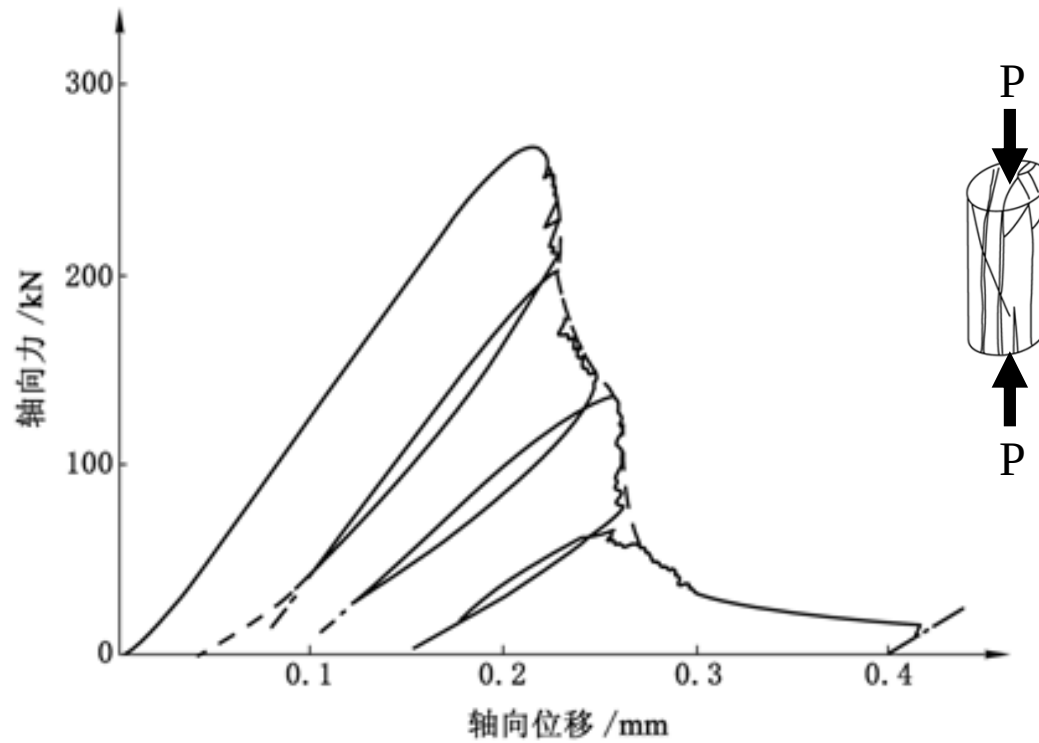
ε_e —瞬时弹性应变；

ε_r —后效弹性应变；

ε_p —塑性应变。

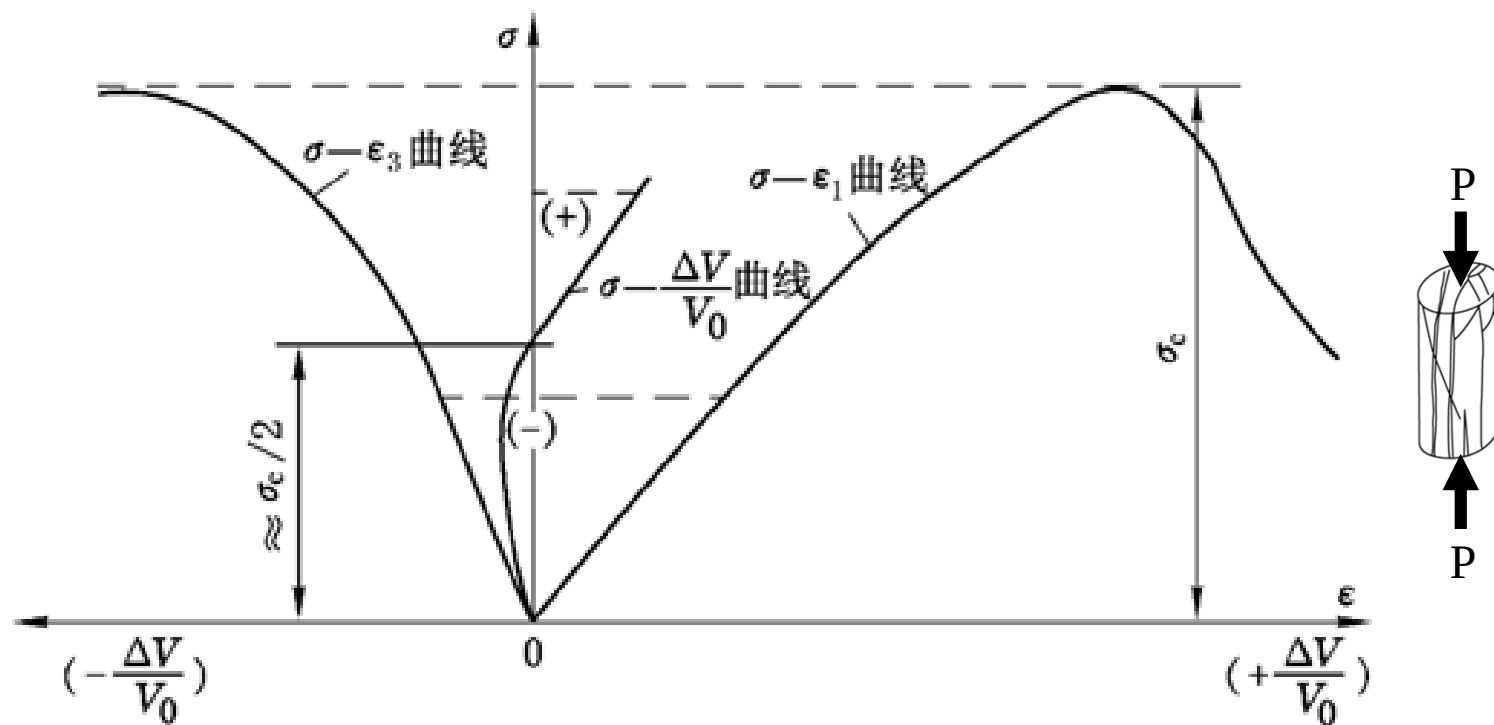


■ 岩石的载荷—位移全程曲线



Tennessee大理石峰后卸载、加载时，载荷—位移关系曲线(岩石全程曲线)
(据Wawersik和Fairhurst, 1970)

■ 岩石的变形特征



- $\sigma-\epsilon_1$: 岩石轴向应力—轴向应变曲线；
- $\sigma-\epsilon_3$: 岩石轴向应力—侧向应变曲线；
- $\sigma-\Delta V/V_0$: 岩石轴向应力—体积应变曲线。

0.4 岩石单轴抗压强度

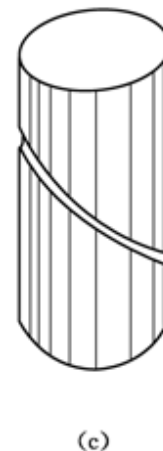
$$\sigma_c = \frac{P}{A} \times 10$$

式中： σ_c ——岩石单轴抗压强度，MPa；
P——试件压缩破坏载荷，kN；
A——试件横截面积，cm²。

试件尺寸： $\phi 50 \times 100$ 圆柱体

■ 岩石坚固性系数(普氏系数) f ：

$$f = \frac{\sigma_c}{10}$$

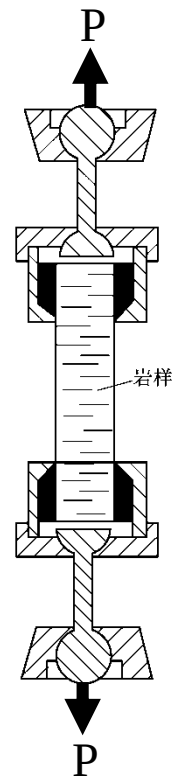


■ 0.5 岩石抗拉强度

1.直接拉伸法

$$\sigma_t = \frac{P}{A} \times 10$$

式中： σ_t ——岩石抗拉强度，MPa；
P——试件拉伸破坏载荷，kN；
A——试件横截面积，cm²。



2. 间接拉伸法（Brazil法）

$$\sigma_t = \frac{2P}{\pi Dt} \times 10$$

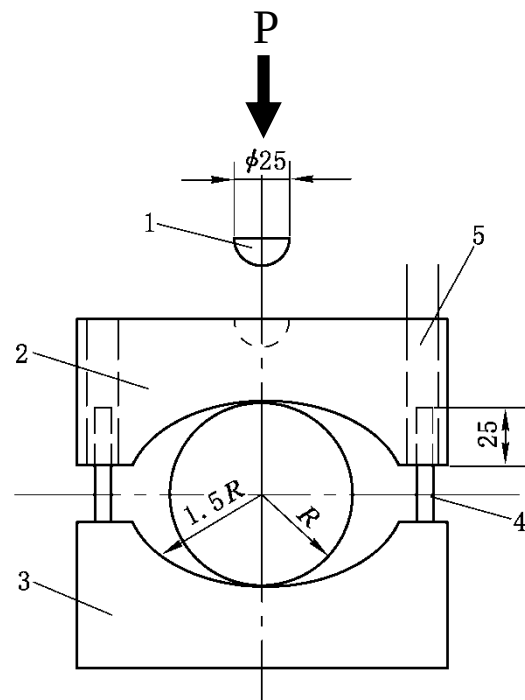
式中： σ_t ——岩石抗拉强度，MPa；

P——试件破坏载荷，kN；

D——试件直径，；

t——试件厚度，cm。

试件尺寸： $\phi 50 \times 25$ 圆柱体



1—半球座；2—上压模；

3—下压模；4—导杆；5—导杆孔。

0.6 岩石变角剪试验

$$\sigma = \frac{N}{A} = \frac{P}{A} \cos \alpha \times 10$$

$$\tau = \frac{T}{A} = \frac{P}{A} \sin \alpha \times 10$$

式中： σ ——剪切面上的正应力，MPa；

τ ——剪切面上的剪应力，MPa；

N ——剪切面上的正压力，kN；

T ——剪切面上的剪切力，kN；

A ——试件剪切面面积， cm^2 ；

P ——试件破坏时的最大载荷，kN；

α ——剪切面与水平面间夹角， $(^\circ)$ 。

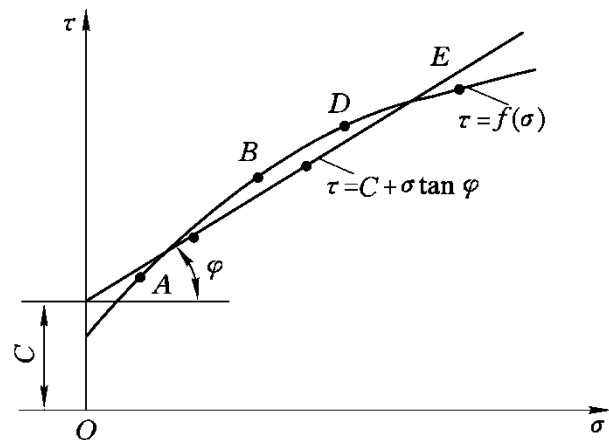
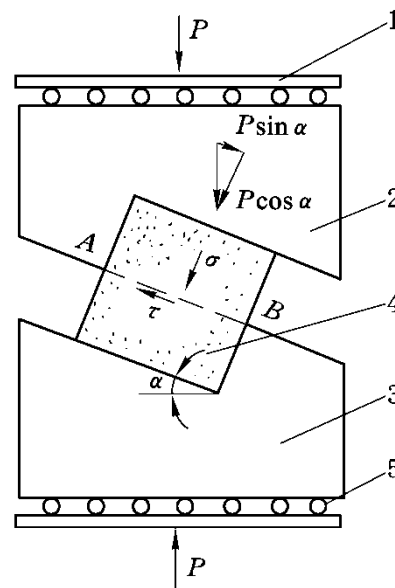
$$\tau = C + \sigma \tan \varphi$$

式中： σ ——剪切面上的正应力，MPa；

τ ——剪切面上的剪应力，MPa；

C ——岩石内聚力（应力单位），MPa；

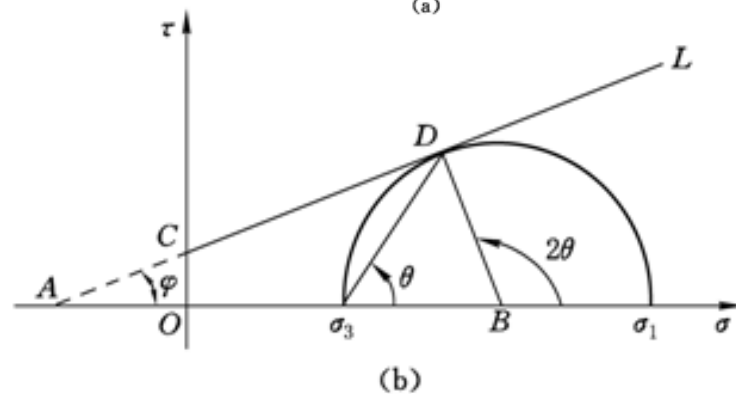
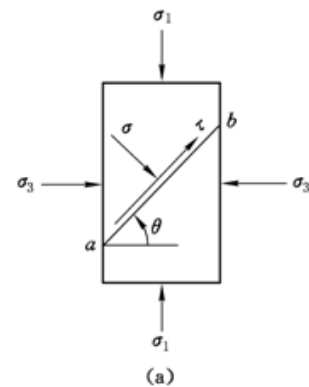
φ ——岩石内摩擦角， $(^\circ)$ 。



1774 年当选为法国科学院院士



Charles Augustin de Coulomb
(1736 - 1806)



$$\tau = C + \sigma \tan \varphi$$

$$\sigma_1 = \frac{1 + \sin \varphi}{1 - \sin \varphi} \sigma_3 + \frac{2C \cos \varphi}{1 - \sin \varphi}$$

0.7 小结

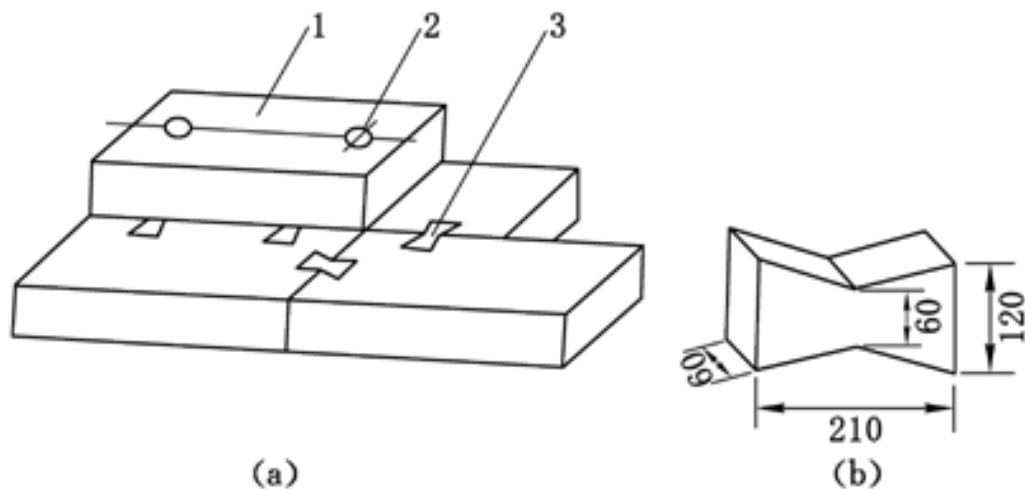
- 强度准则：有关材料破坏的某种假说或理论，是材料或工程结构可靠度的判据。
如：最大正应力强度理论；最大剪应力强度理论；莫尔 (Mohr) 强度理论；
库仑强度准则；郎肯强度准则；巴顿强度准则。
- 岩石的5个强度指标：
单轴抗压强度： σ_c ；
岩石坚固性系数： f ；
抗拉强度： σ_t ；
内聚力（抗剪强度） C ；
内摩擦角： ϕ 。
- $\sigma_c : C : \sigma_t = 8 : 2 : 1$

第一章 煤层巷道锚固



1.1 引言

一千三百多年前



乾陵地宫墓道封石锚固结构

石灰岩条石：1.0 m × 0.4m × 0.7m，约500kg；

铸铁栓板：10.kg；

铸铁锚杆：Φ70mm；

锚固剂：熔铅厚度5~8mm

1966年至1971年发掘显示：

乾陵地宫墓道在梁山主峰东南半山腰部，由甬壕和石洞两部分组成。

甬壕深17m，全部用长1.25m，宽0.4至0.6m的石条填塞。

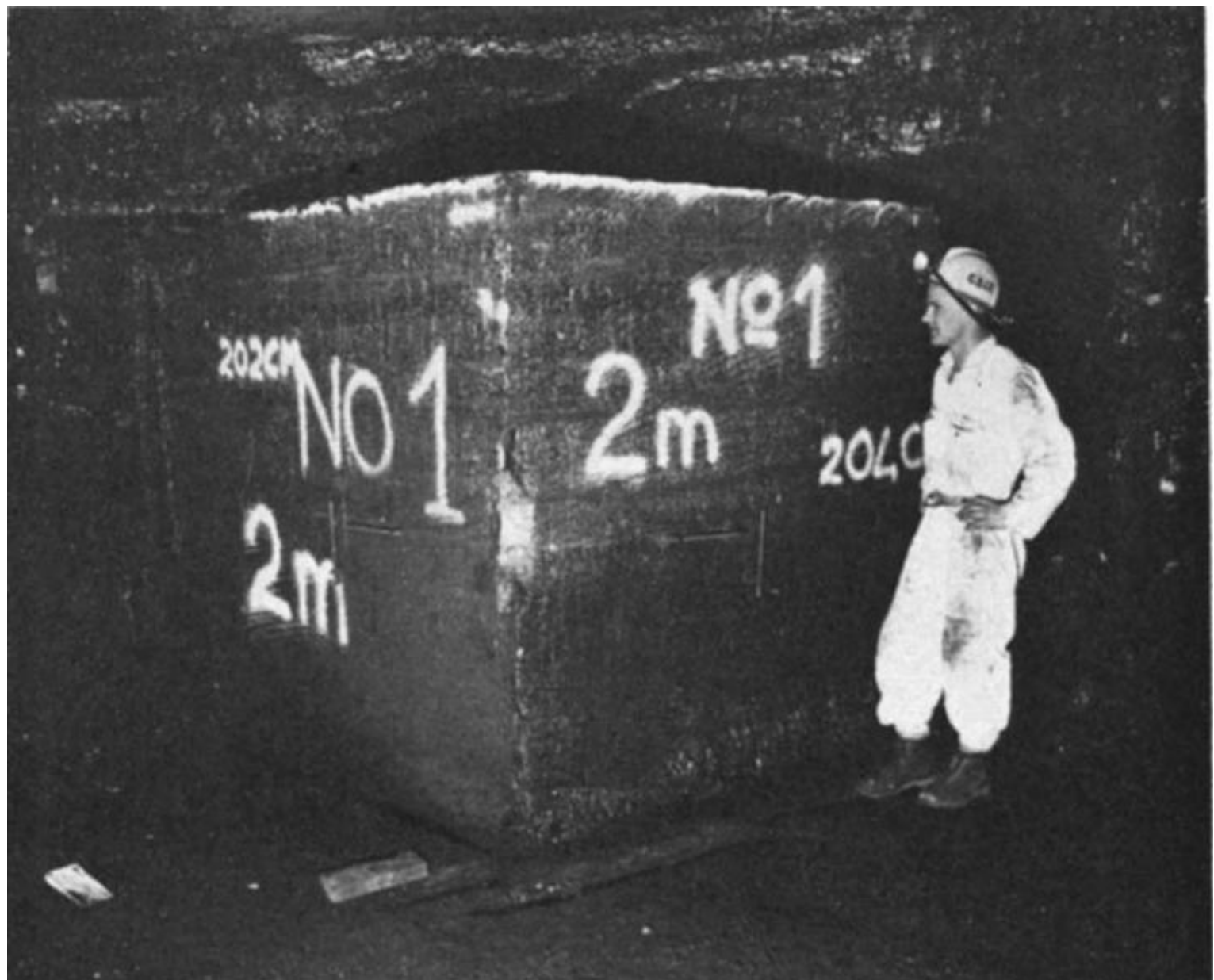
墓道呈斜坡形，全长63.1m，南宽北窄，平均宽3.9m，石条由南往北顺坡层叠扣砌，共39层，平面裸露410块，39层约用石条8000块。

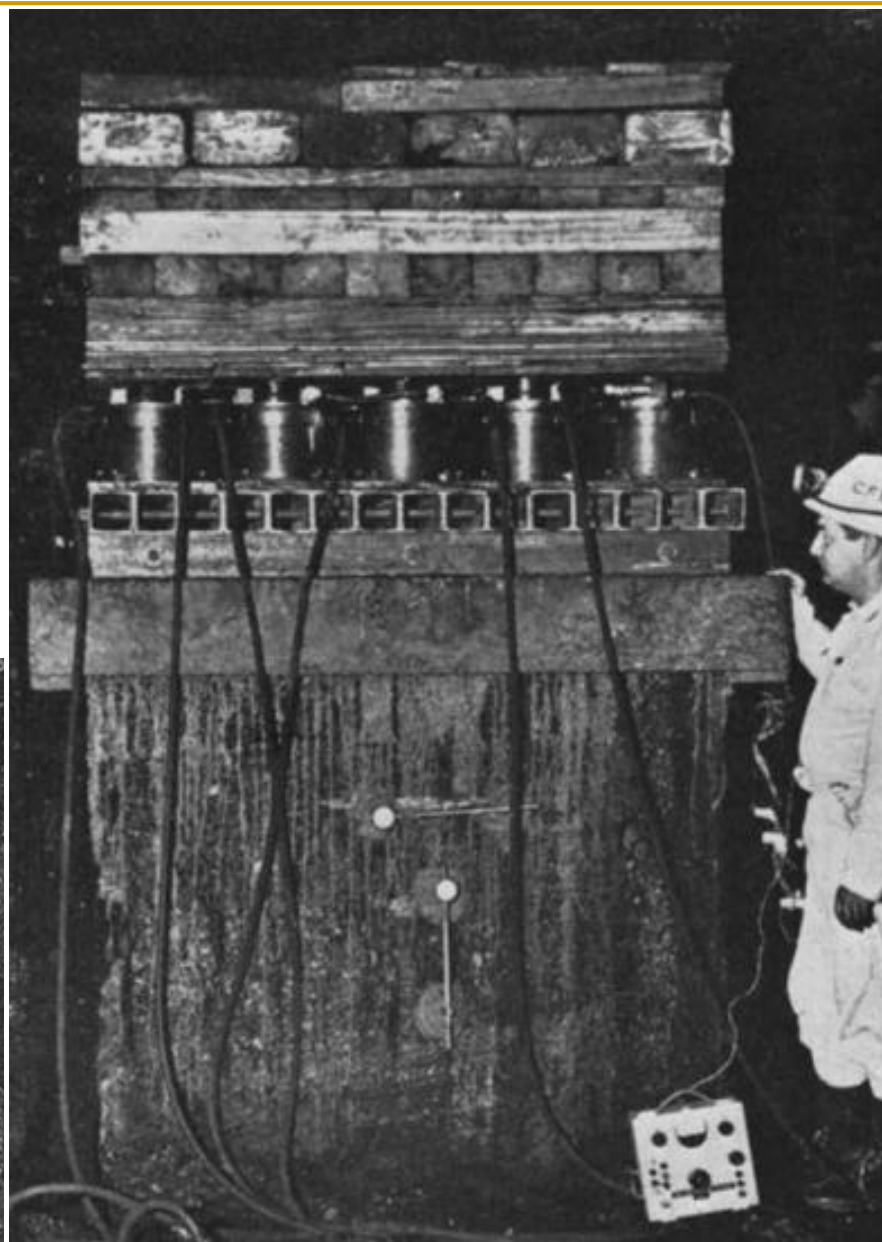
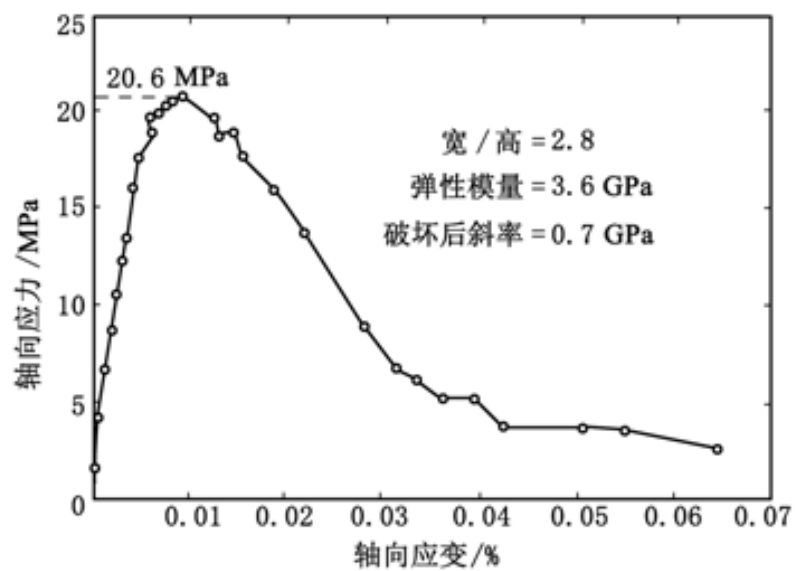
石条之间用燕尾形细腰铁栓板拉固，上下之间凿洞用铁棍贯穿，以熔化锡铁汁灌注，与石条熔为一体。

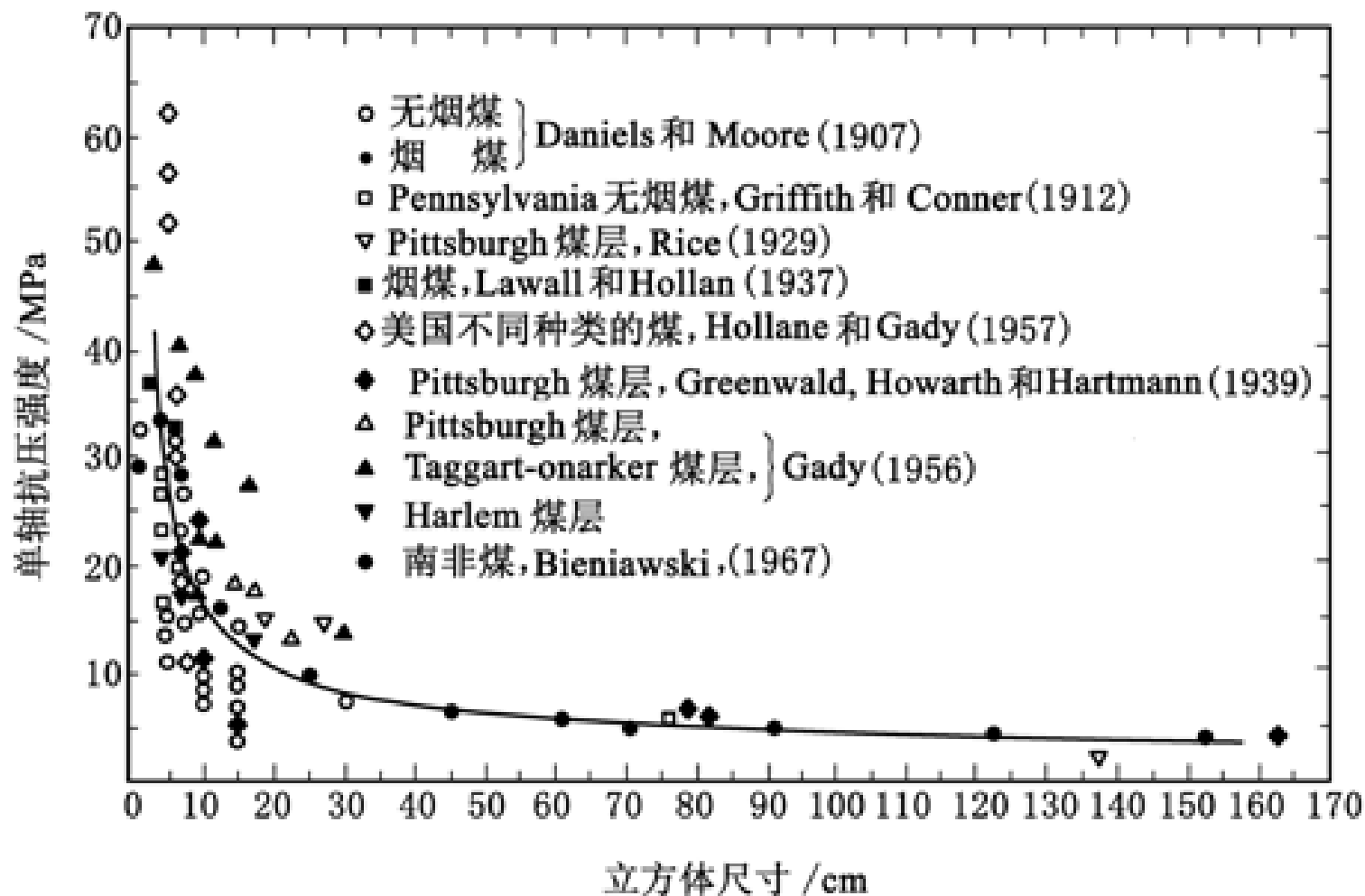
1.2 煤柱

- 1.煤柱是回采巷道的主要支撑结构（柱体、墙体）。
- 2.支护与锚杆起辅助加固作用。
- 3.煤柱强度对巷道稳定性至关重要。
- 4.煤柱强度要通过试验来确定。
- 5.煤柱的原位试验。









立方体试样尺寸对强度的影响（据Bieniawski, 1982）

■ 大尺度煤样试验

- 试件极限尺寸：当试件宽度持续增加，其强度不发生明显降低的试件尺寸。
- 现场临界立方体强度(σ_m)：极限尺寸试件的单轴抗压强度。

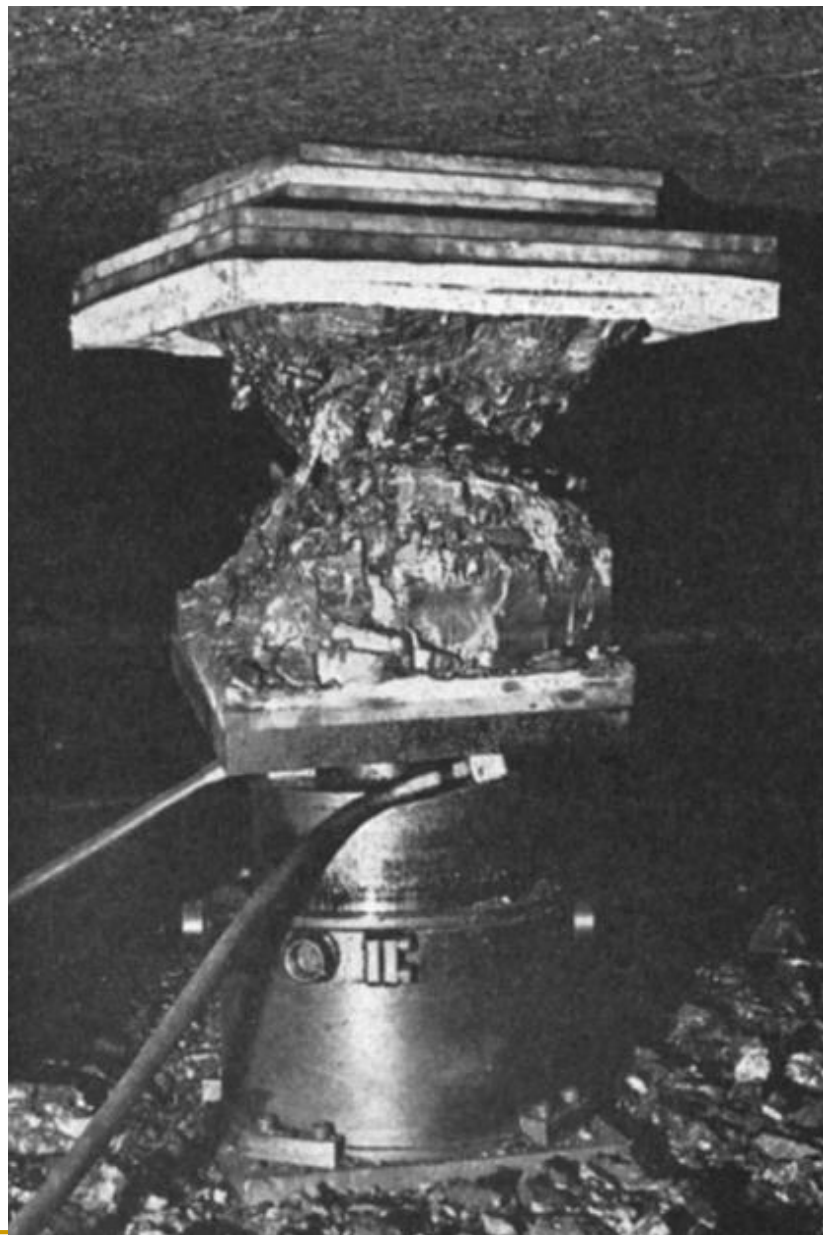
$$\sigma_m = \sigma_c \sqrt{\frac{D}{h}}$$

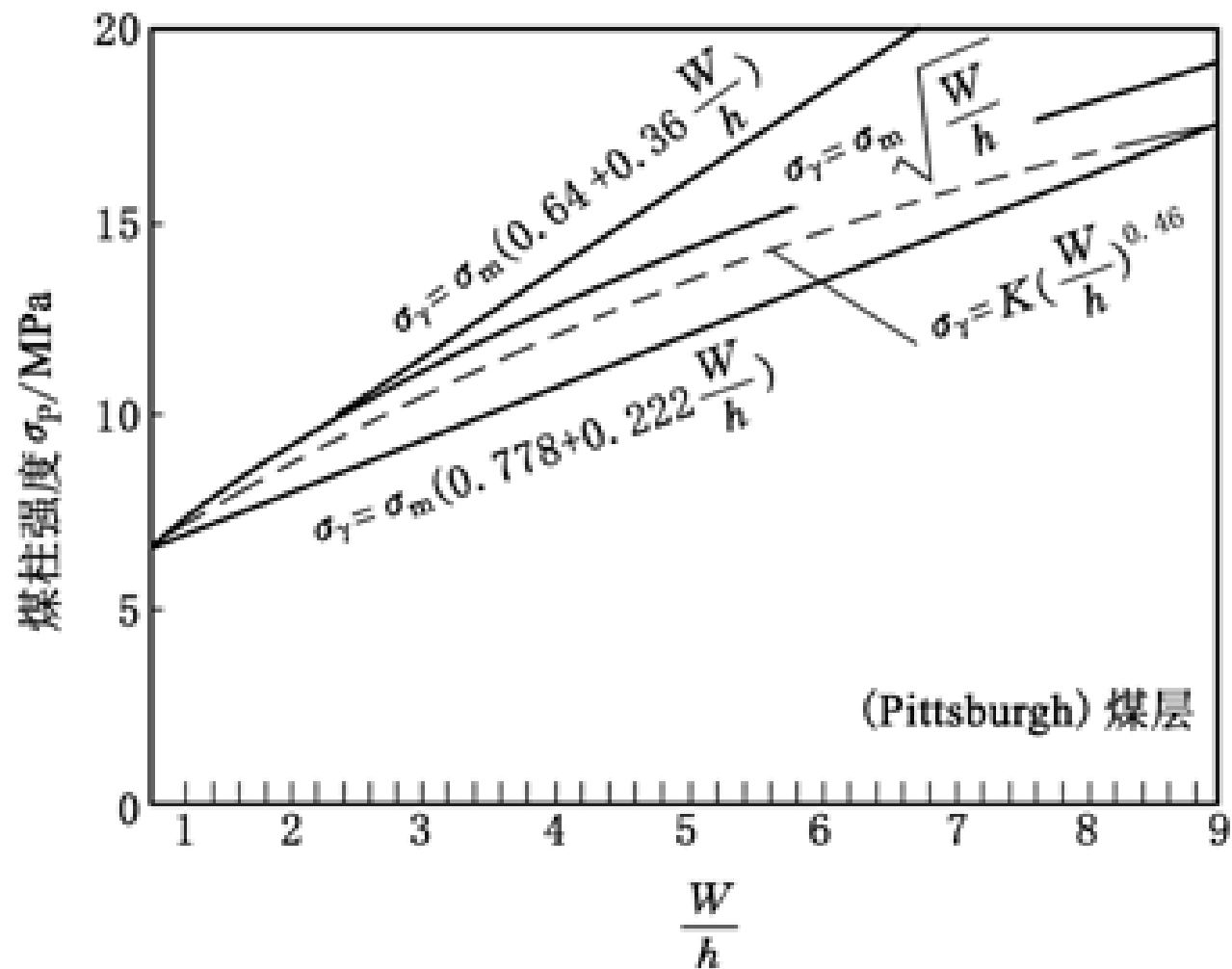
(现场当立方体边长 h 小于0.9m)

$$\sigma_m = \sigma_c \sqrt{\frac{D}{0.9}}$$

(现场当立方体边长大于0.9m)

σ_m ——极限尺寸试件的临界强度，MPa；
 σ_c ——实验室试件单轴抗压强度，MPa；
 D ——实验室试件直径或立方体边长，m。





煤柱强度与宽高比的关系曲线

■ 回采巷道煤柱的强度

- Hustrulid(1976)以Gaddg(1956)煤层试样实验室强度试验指标与现场立方体试件的强度指标换算公式(取D=50mm)：

$$\sigma_m = \sigma_c \sqrt{\frac{D}{0.9}} = \sigma_c \sqrt{\frac{0.05}{0.9}} = 0.2357 \sigma_c$$

- Bieniawski (1975)煤柱强度计算公式：

$$\sigma_p = \sigma_m \left(0.64 + 0.36 \frac{W}{h} \right) = 0.2357 \sigma_c \left(0.64 + 0.36 \frac{W}{h} \right)$$

- 当取 $\sigma_p = \sigma_c$ 时， $W=10h$ ；煤柱宽度的上限。

■ 回采巷道煤柱临界宽度计算公式

$$\sigma_p = \sigma_m \left(0.64 + 0.36 \frac{W}{h} \right) = 0.2357 \sigma_c \left(0.64 + 0.36 \frac{W}{h} \right)$$

$$\sigma_j = \gamma \cdot H + \frac{B \cdot \gamma \cdot H}{W} = \gamma \cdot H \left(1 + \frac{B}{W} \right)$$

令：

$$\sigma_p = \sigma_j$$

有：

$$\gamma \cdot H \left(1 + \frac{B}{W} \right) = 0.2357 \sigma_c \left(0.64 + 0.36 \frac{W}{h} \right)$$

解此方程得下式

$$\frac{0.085\sigma_c}{h}W^2 - (\gamma \cdot H - 0.15\sigma_c)W - \gamma \cdot H \cdot B = 0$$

$$W = \frac{-b + \sqrt{b^2 - 4ac}}{2a}$$

$$a = \frac{0.085\sigma_c}{h} \quad b = -(\gamma \cdot H - 0.15\sigma_c) \quad c = -\gamma \cdot H \cdot B$$

W——煤柱临界宽度（最小宽度），m；

h——巷道高度，m；

B——巷道宽度，m；

σ_c ——煤层标准试件单轴抗压强度，kN/m²；

H——煤层覆岩厚度，m；

γ ——覆岩容重，kN/m³。

【例】

取：

$$H=220\text{m}; \quad B=4.3\text{m}; \quad h=3.0\text{m};$$

$$\gamma=26\text{kN/m}^3; \quad \sigma_c=1300\text{t/m}^2$$

且

$$a = \frac{0.085\sigma_c}{h} \quad b = -(\gamma \cdot H - 0.15\sigma_c) \quad c = -\gamma \cdot H \cdot B$$

则：

$$W = \frac{-b + \sqrt{b^2 - 4ac}}{2a} = 14.76(\text{m})$$

1.3 巷道围岩锚固理论

ICS 73.100.10
D 37



中华人民共和国国家标准

GB/T 35056—2018

煤矿巷道锚杆支护技术规范

Technical specifications for rock bolting in coal mine roadways

2018-05-14 发布

2018-12-01

国家市场监督管理总局 发布
中国国家标准化管理委员会



4.2 锚杆支护设计

4.2.1 现场调查与巷道围岩地质力学评估结果证明锚杆支护可行时,进行锚杆支护设计。

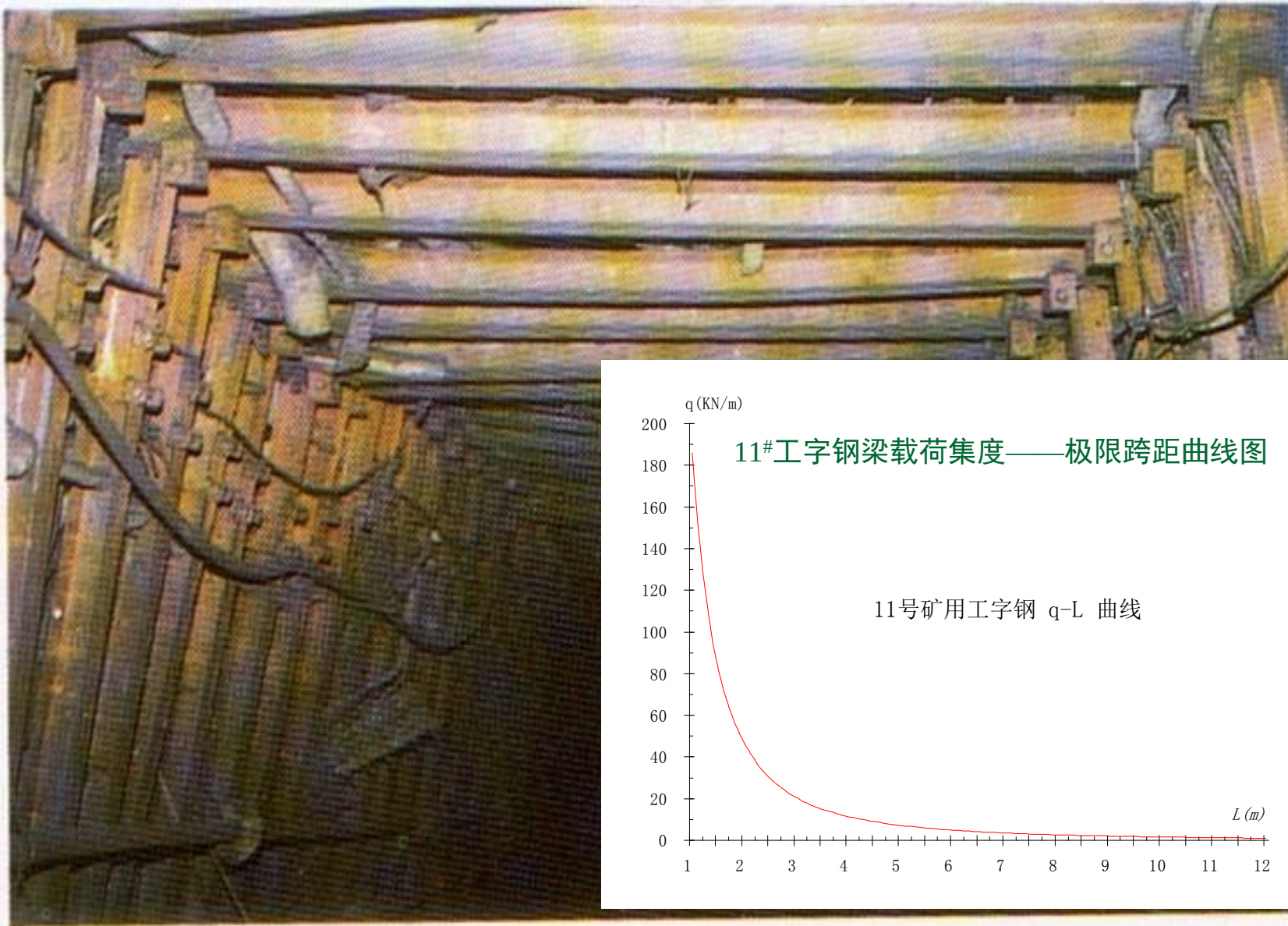
4.2.2 在进行巷道布置时,应尽量考虑原岩应力场对巷道围岩稳定性的影响,使巷道轴线方向与主应力方向处于有利的夹角。

4.2.3 锚杆支护设计应采用动态设计方法。设计应在巷道围岩地质力学评估的基础上,按“初始设计—井下监测—信息反馈—正式设计”的程序进行。

4.2.4 根据现场调查与巷道围岩地质力学评估结果,进行锚杆支护初始设计。初始设计可采用以下一种或多种方法组合进行:

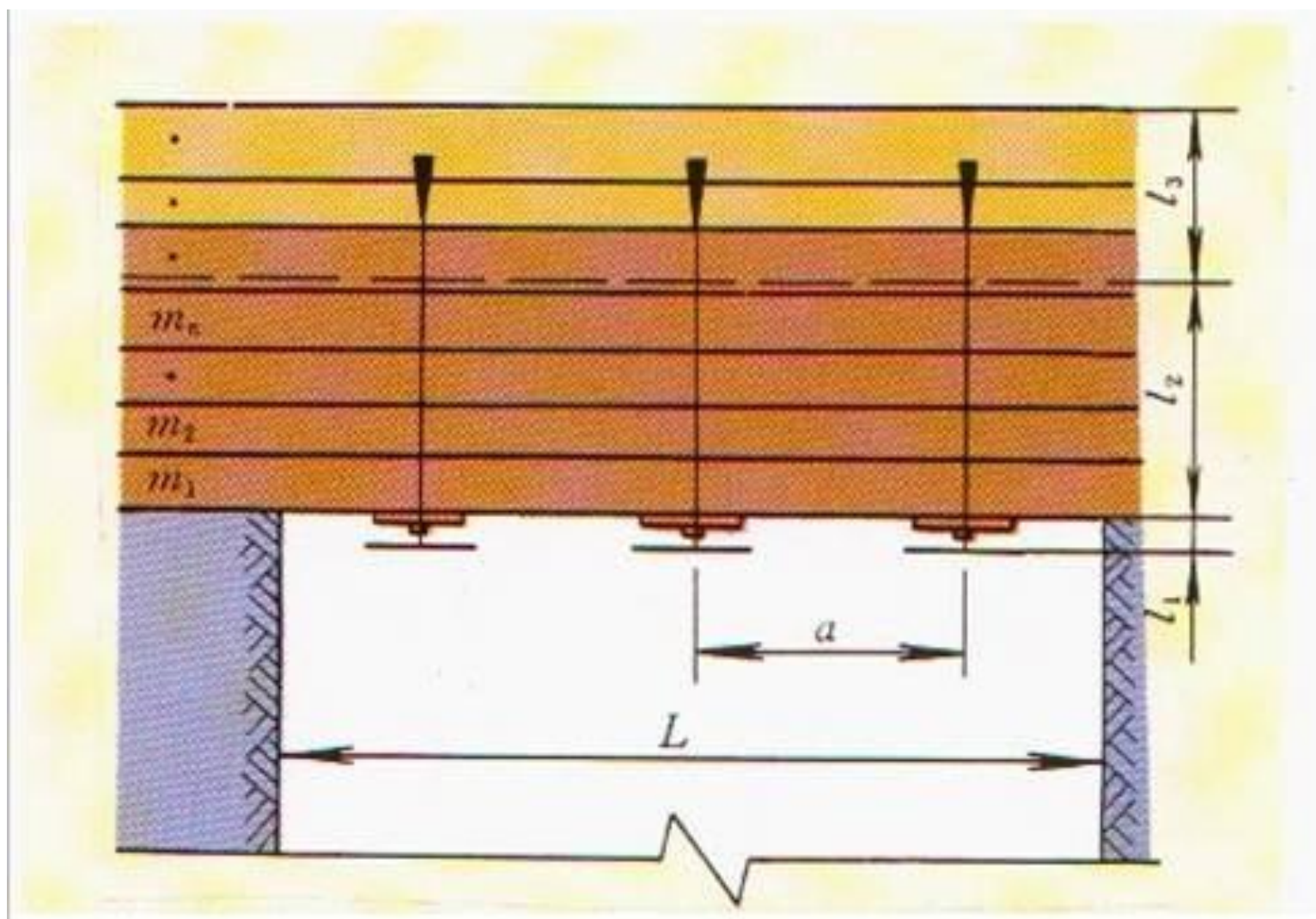
- 工程类比法:根据已经支护巷道的实践经验,通过类比,直接提出锚杆支护初始设计。应保证设计巷道与已支护巷道在地质与生产条件、围岩物理力学性质、原岩应力等方面相似。也可根据巷道围岩稳定性分类结果进行锚杆支护初始设计;
- 理论计算法:选择合适的锚杆支护理论,建立力学模型,测取支护理论所需的围岩物理力学参数,进行理论计算与分析,确定锚杆支护主要参数,提出锚杆支护初始设计;
- 数值模拟法:根据现场调查与巷道围岩地质力学评估结果,采用合适的数值模拟方法,通过数

GB/T 35056—2018

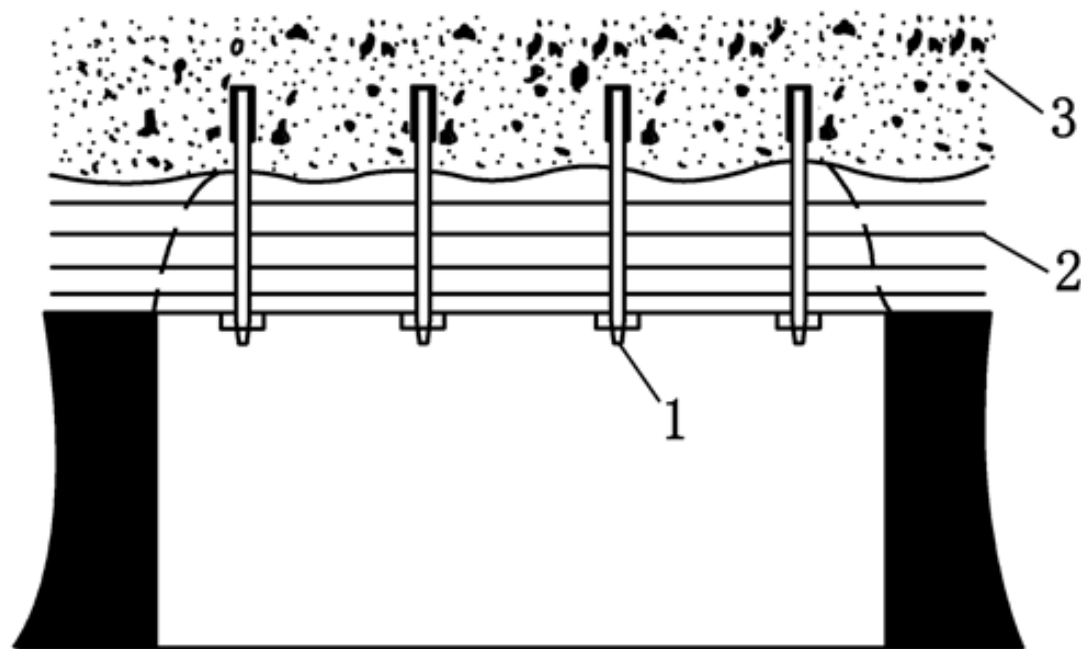




■ 巷道围岩锚固理论力学模型

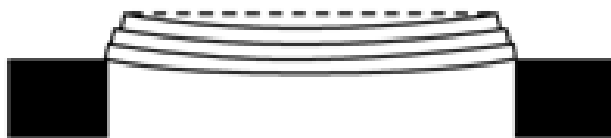


■ 悬吊锚固原理

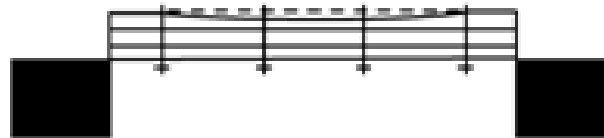


1——锚杆；2——软弱岩层；3——稳固岩层

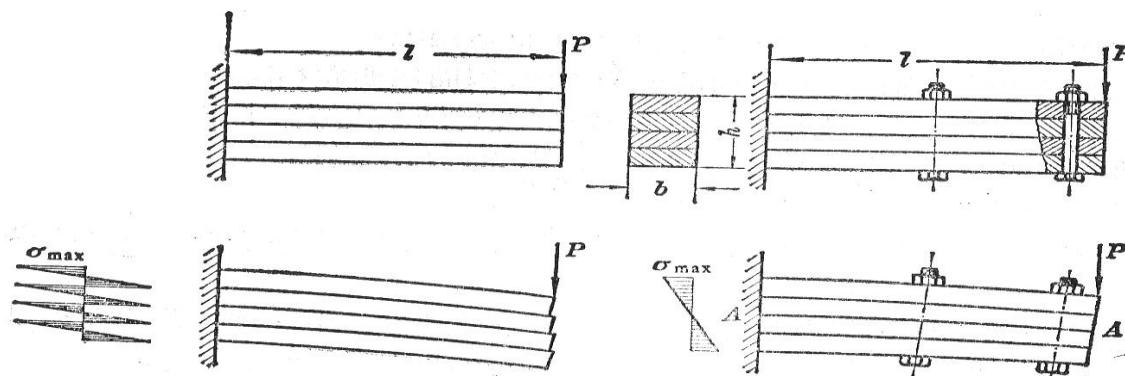
■ 组合梁锚固原理



(a)



(b)



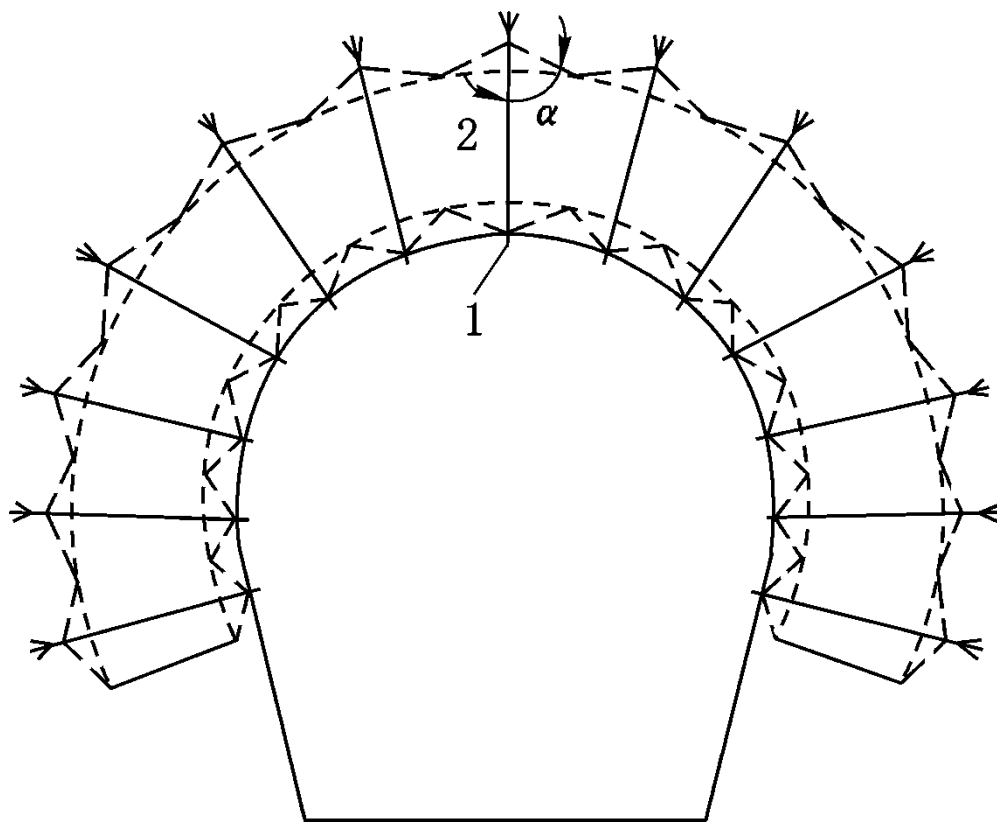
(a)

(b)

(a) — 叠合梁； (b) — 组合梁

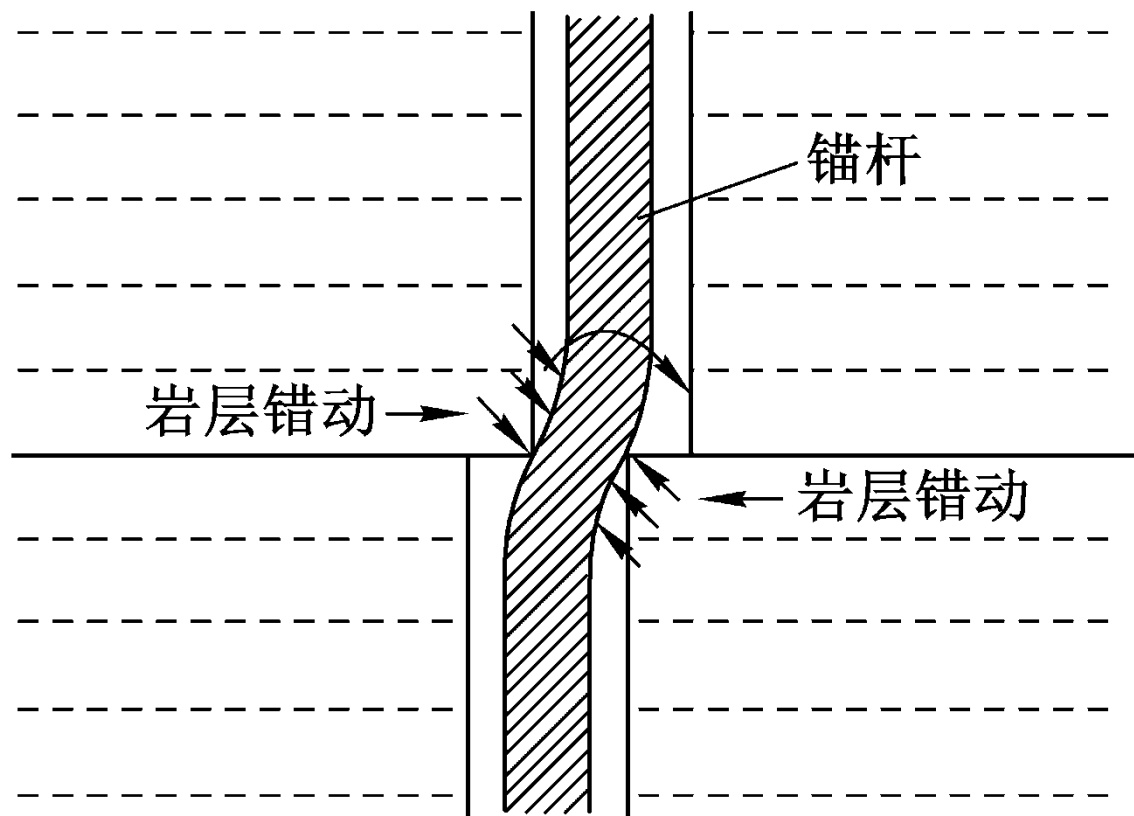
$$(\sigma_{\max})_{\text{叠合梁}} / (\sigma_{\max})_{\text{组合梁}} = n$$

■ 挤压成拱锚固原理

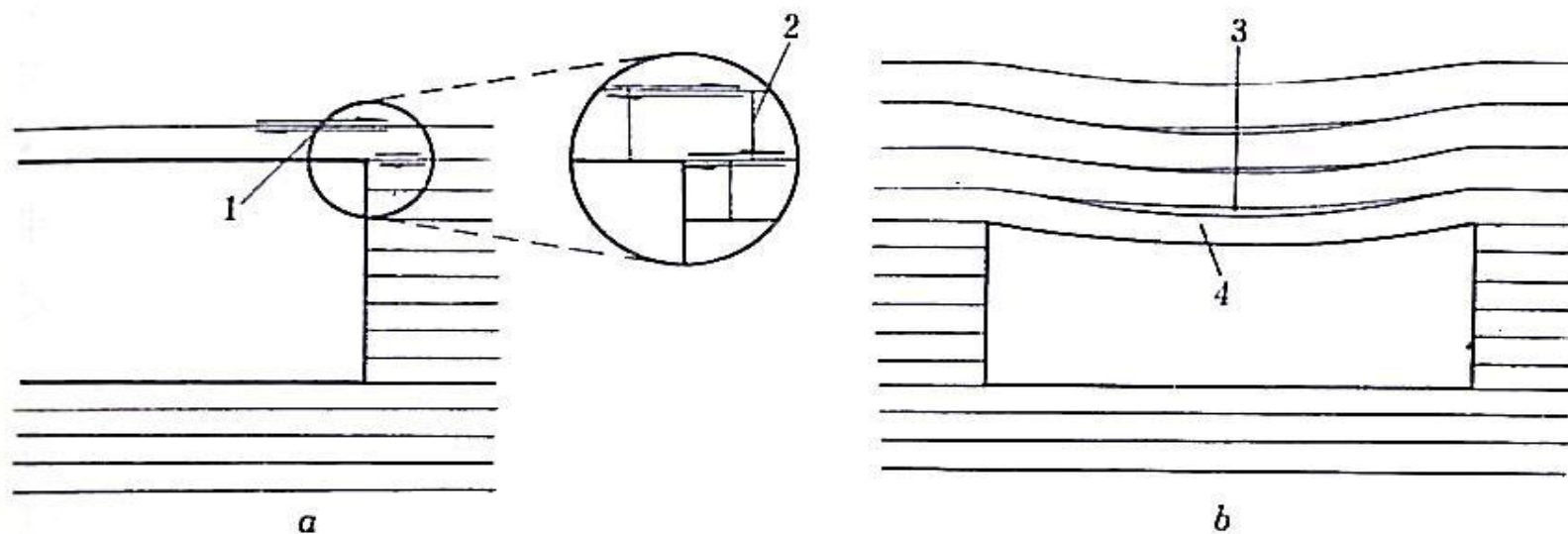


1——锚杆；2——挤压加固带

■ 锚杆与错动岩层间的相互作用

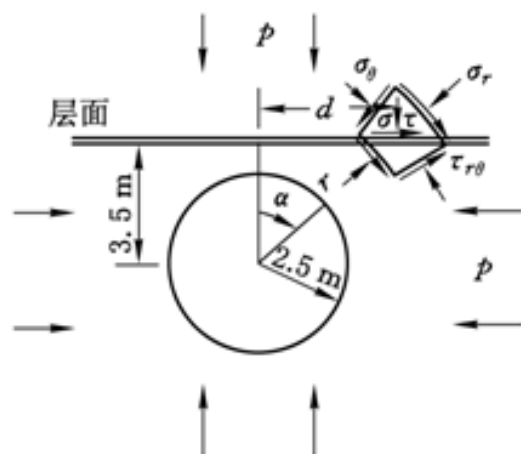


■ 矩形巷道顶板岩层剪切滑移与弯曲下沉

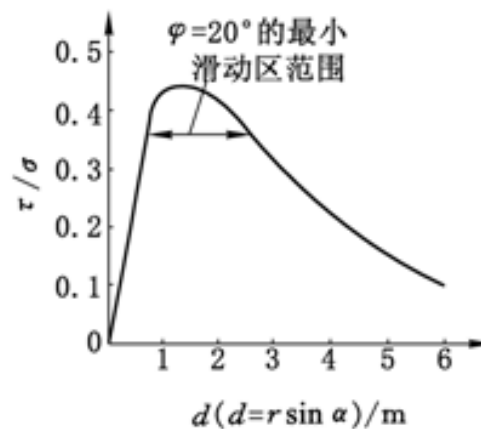


- 1——支承区顶板岩层活动的方向；2——岩层滑动产生的张性裂隙；
3——层面离层；4——脱开的顶板岩层

■ 巷道顶板岩层层面应力分布规律



(a)



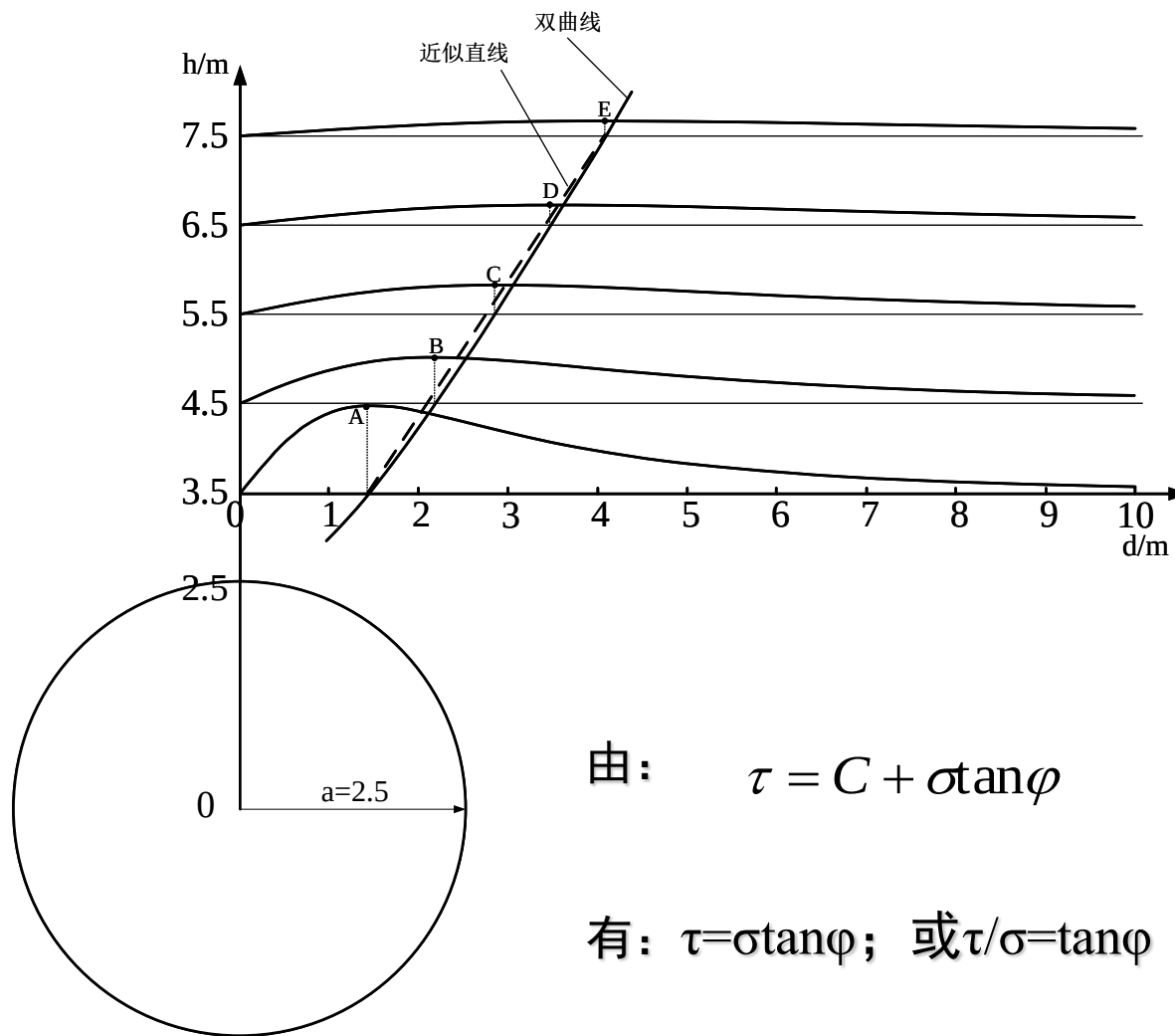
(b)

$$\tau = \frac{\sigma \sin 2\alpha}{\frac{r^2}{a^2} - \cos 2\alpha}$$

$$\tau = \frac{\sigma \sin 2\alpha}{\left(\frac{h}{a \cos \alpha}\right)^2 - \cos 2\alpha}$$

式中： τ —顶板岩层抗剪强度； r —距离；
 σ —顶板岩层法向(锚固)应力； a —巷道半径。
 α —转角；

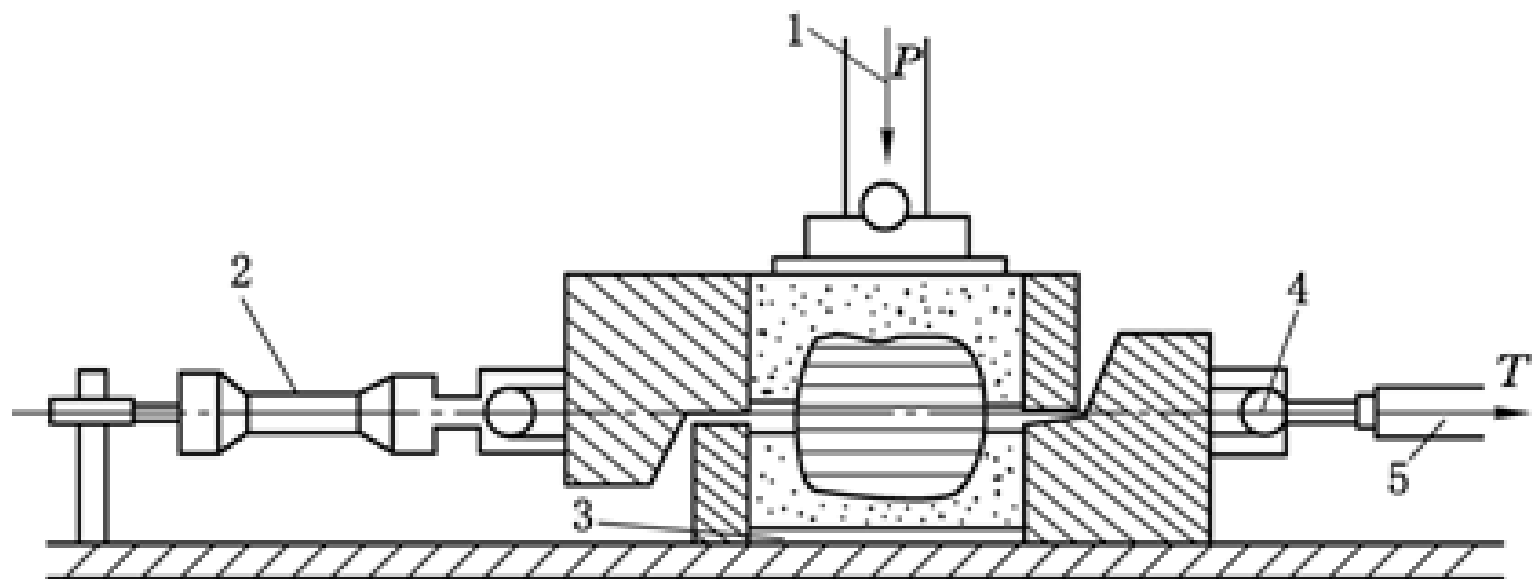
■ 顶板各岩层层面上 τ / σ 分布状况



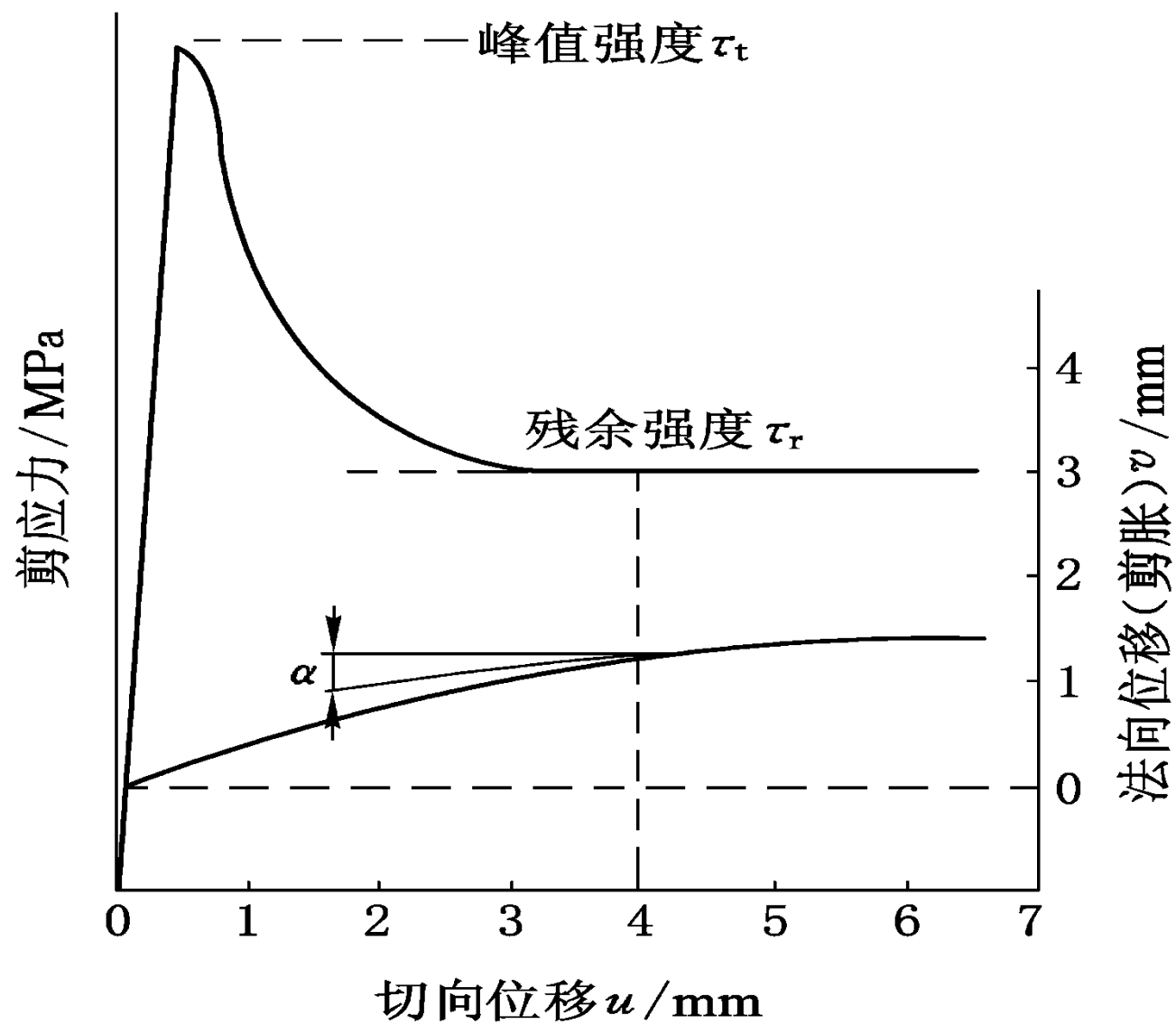
由: $\tau = C + \sigma \tan \varphi$

有: $\tau = \sigma \tan \varphi$; 或 $\tau / \sigma = \tan \varphi$

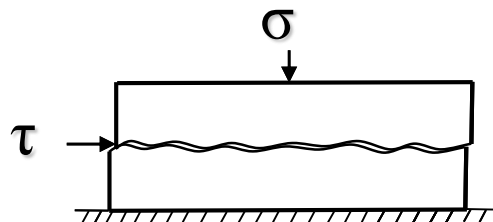
■ 锚固岩层抗剪强度试验



1——正压力；2——测力计；3——粘接剂；4——球形接头；5——剪力



■ N.Barton准则（峰值抗剪强度准则）（1973）



$$\tau = \sigma \tan \left[JRC \cdot \lg \left(\frac{JCS}{\sigma} \right) + \phi_b \right]$$

式中：τ—最大剪应力；

σ—正应力；

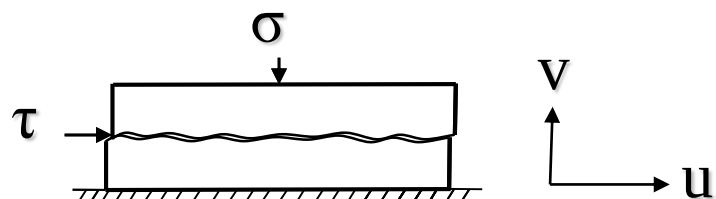
JRC—岩层结构面粗糙度系数；

JCS—岩层结构面表面抗压强度；

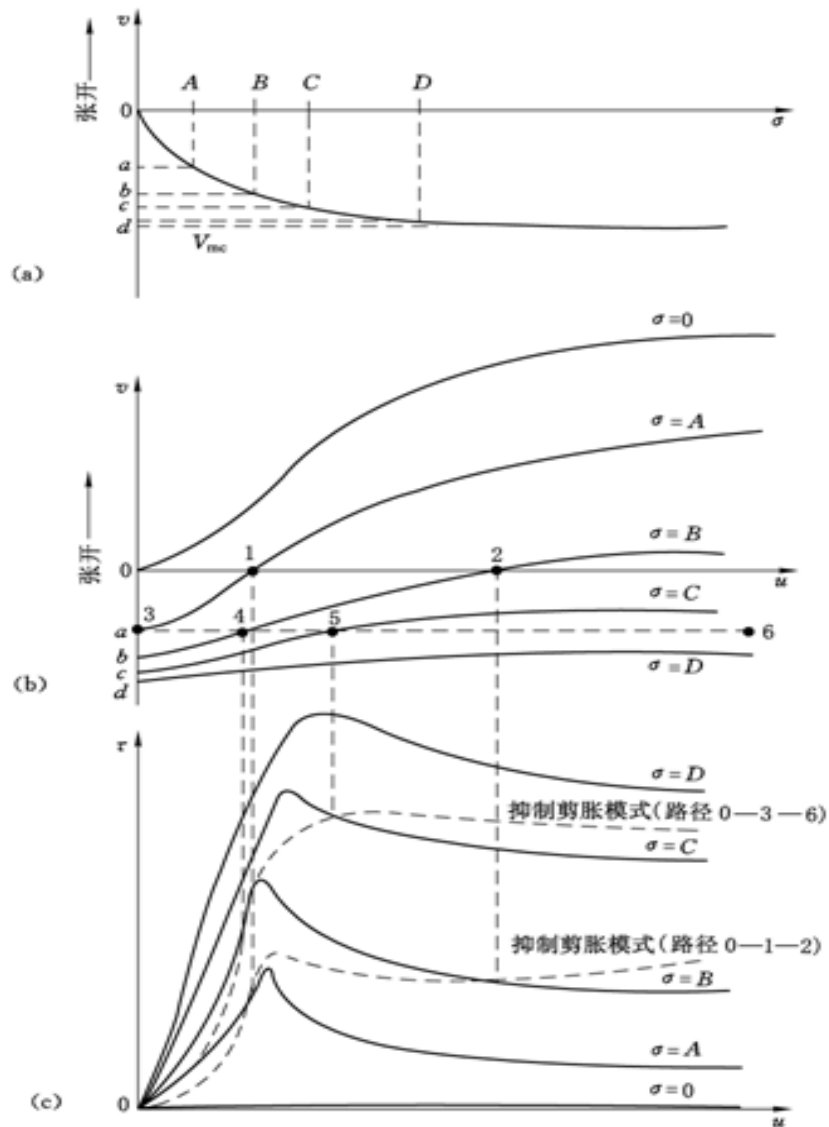
Φ_b—基础摩擦角。

注：当JRC=0时，转化为平滑节理的Coulomb准则。

■ 剪胀锚固理论
的动态平衡力学机制
——R.E.Goodman 曲线



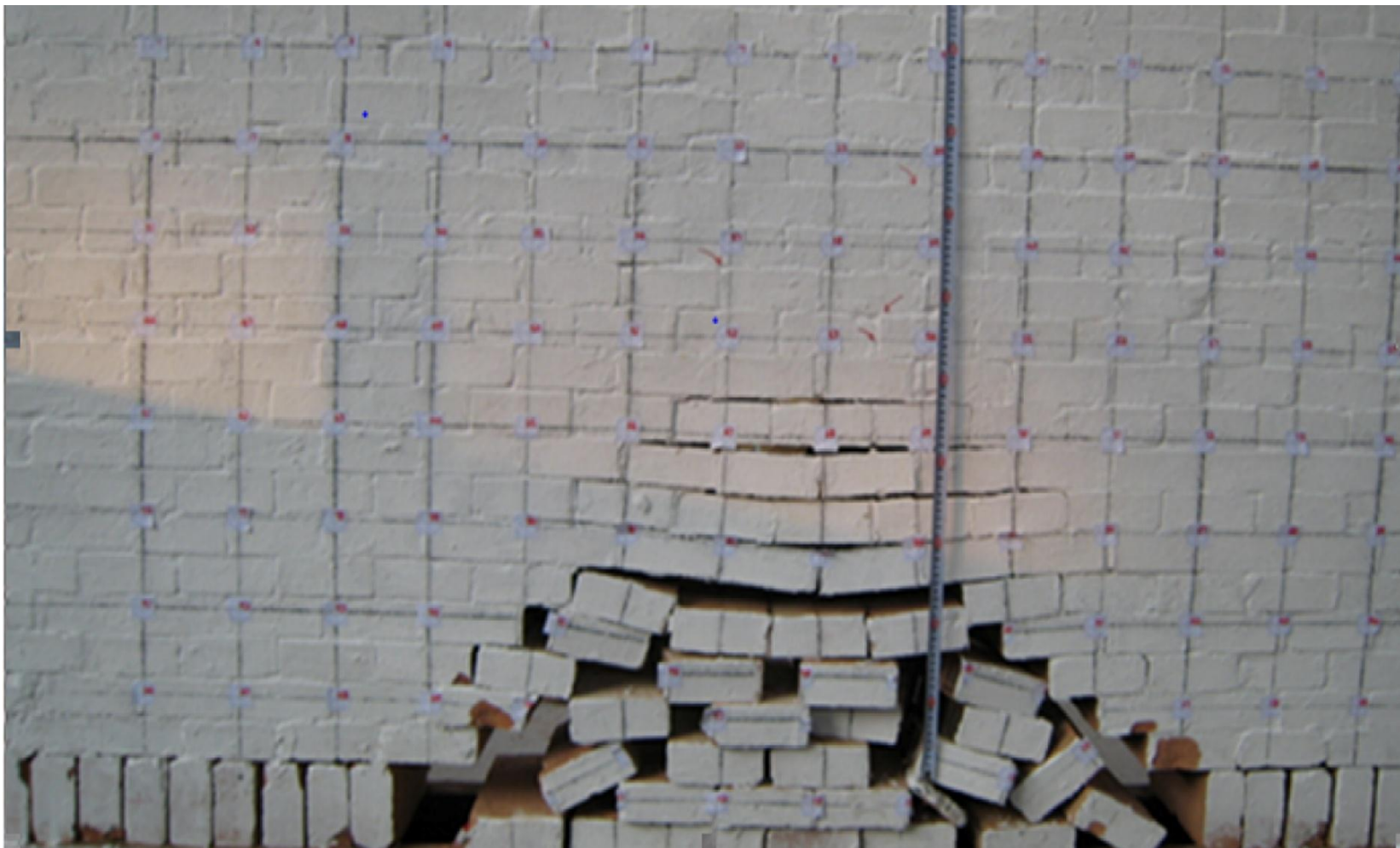
【咀嚼原理】



■ 回采巷道围岩的力学特征

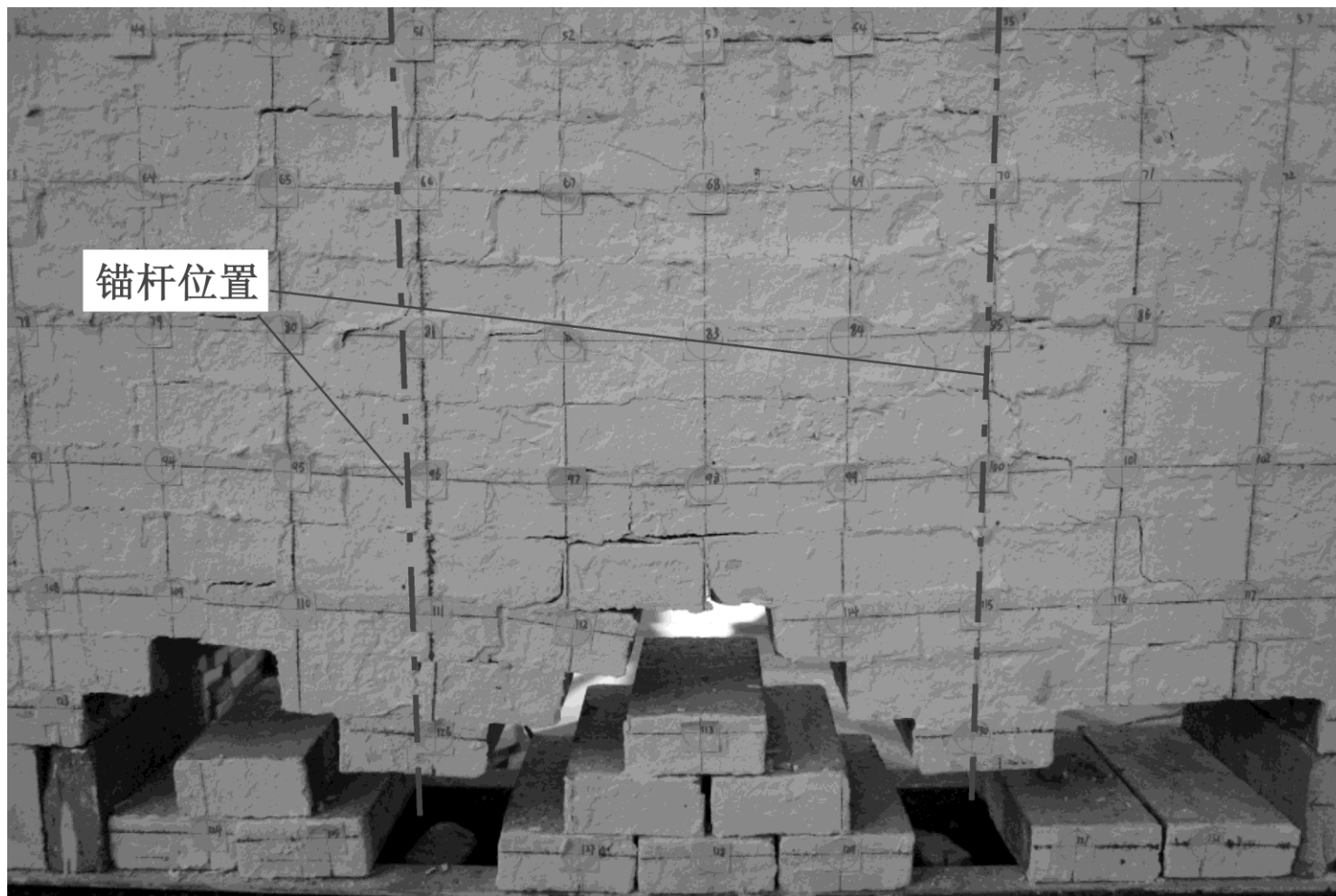
- 物性（3强度）：底板岩层强度；
煤柱（层）强度；
顶板岩层强度。
- 结构（3结构）：底板—基础；
煤帮—墙体；
顶板—组合板。
- 荷载（3荷载）：煤柱荷载—覆岩荷重；
顶板荷载—有限荷重；
底板荷载—半无限体荷重。

■ 层状块体结构顶板岩层模拟试验



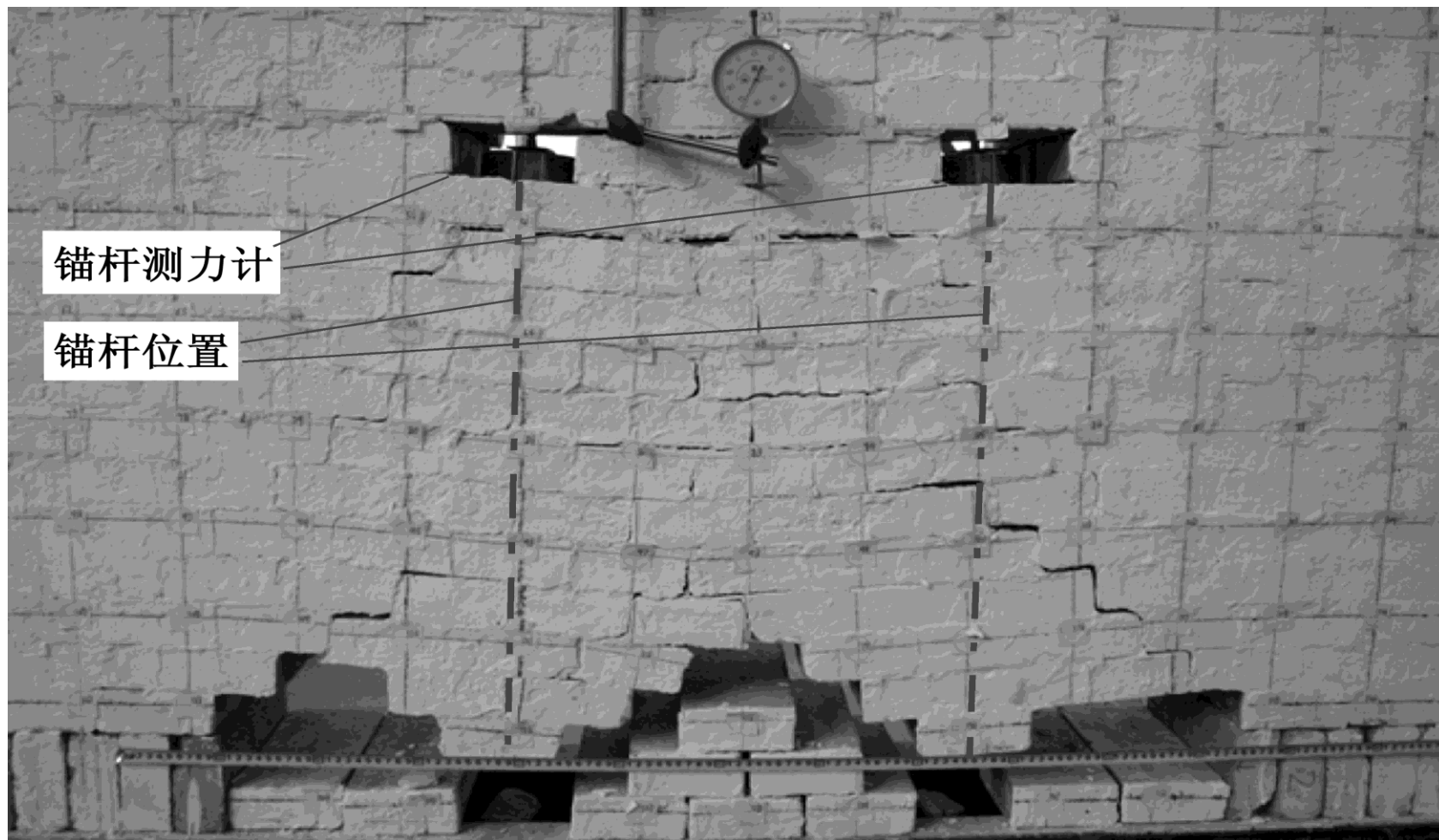
开挖1m，无支护的情况

■ 层状块体结构顶板岩层模拟试验



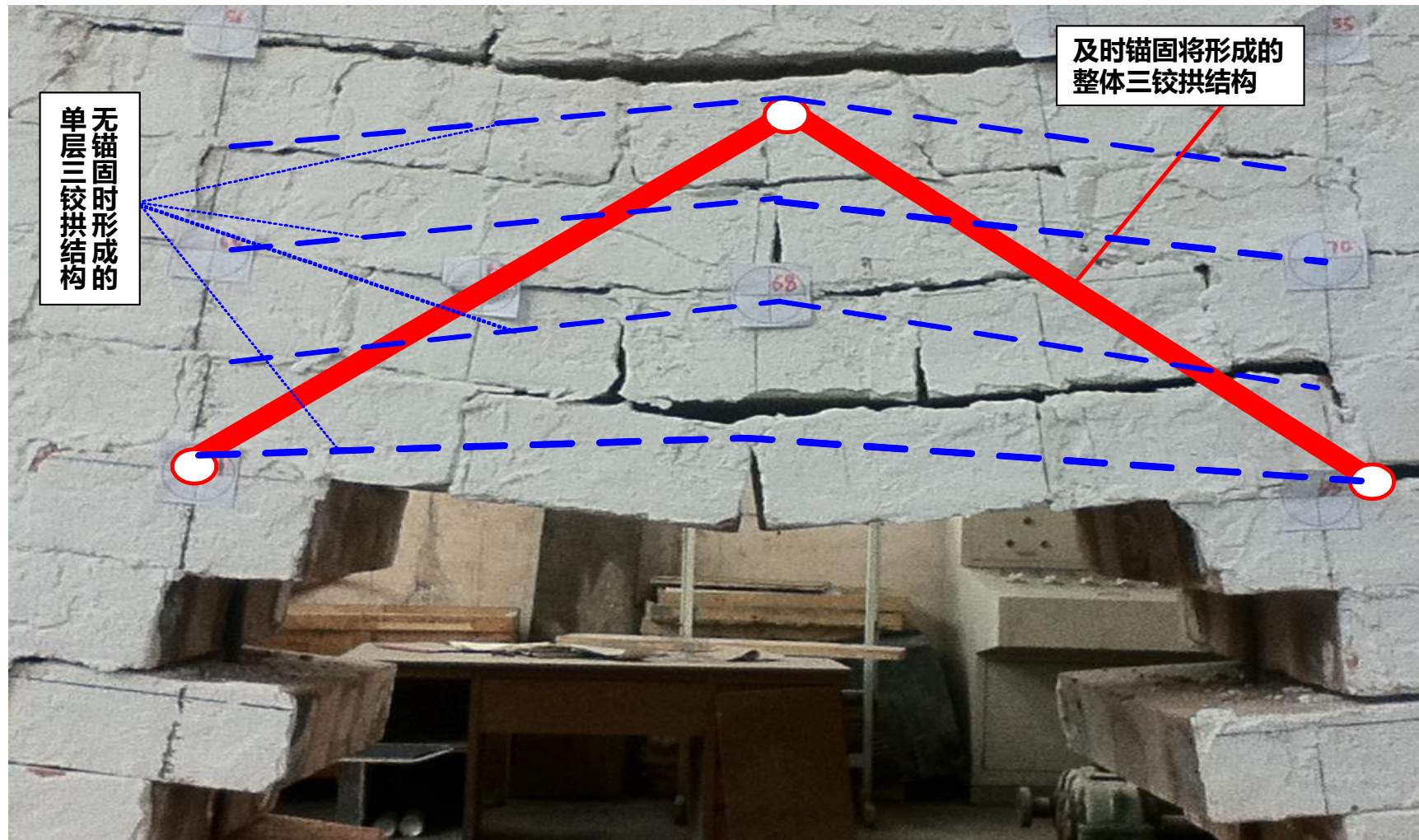
开挖1m，有支护的情况

■ 层状块体结构顶板岩层模拟试验



开挖1m，锚固端发生一定滑移量的情况

■ 单层三铰拱与多层组合三铰拱结构

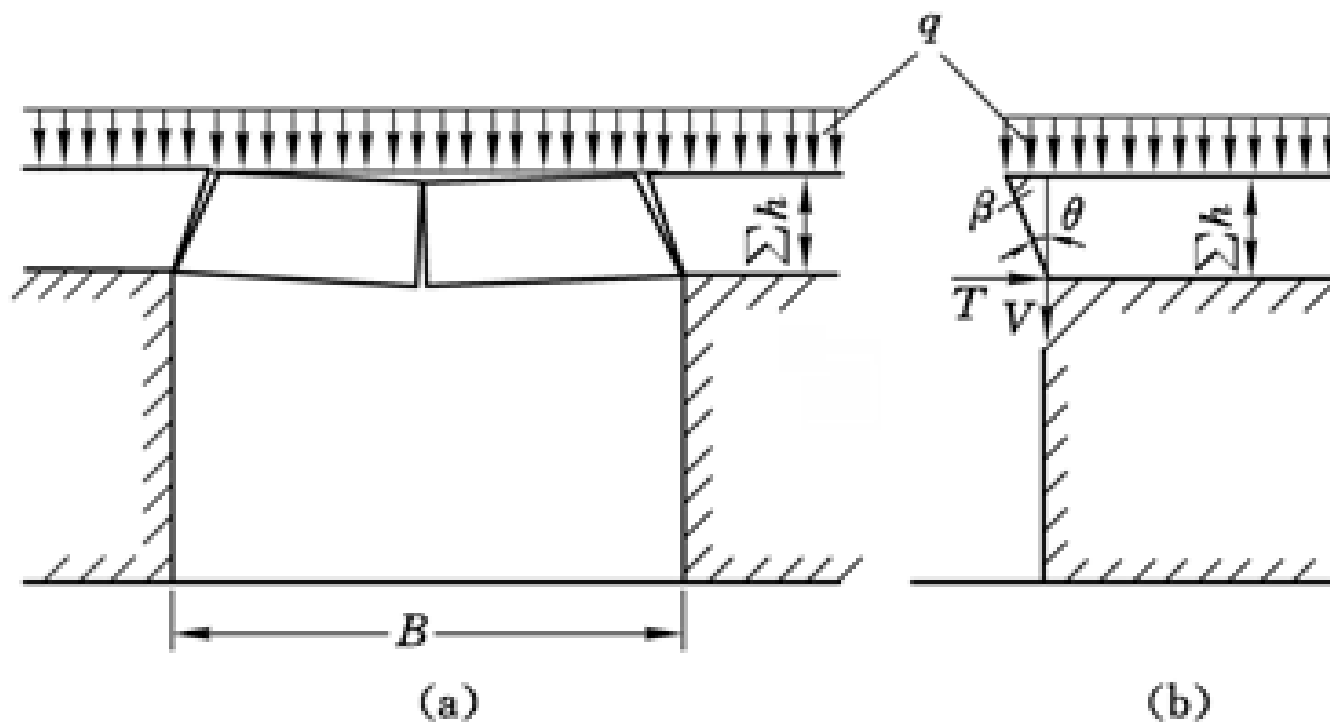


■ 厚层状顶板岩层三铰拱平衡结构

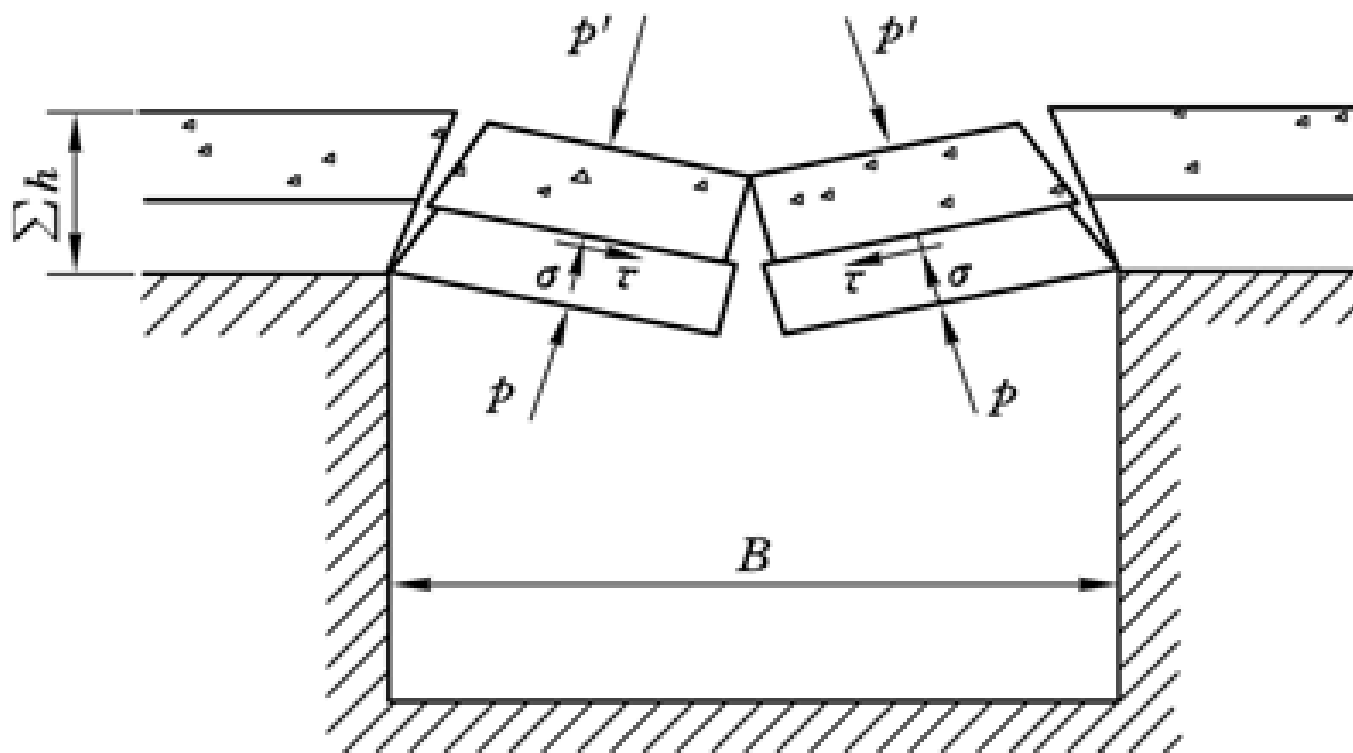
取三铰拱右半拱为力学平衡单元，且对拱脚点取矩=0，则水平推力 T 为：

$$T \cdot \sum h = q \cdot \frac{B}{2} \cdot \frac{B}{4} = \frac{qB^2}{8} = \frac{\gamma \cdot \sum h \cdot B^2}{8}$$

$$T = \frac{\gamma B^2}{8} = 0.125\gamma B^2$$



■ 锚固岩层剪胀平衡力学模型



1. 锚固岩层剪胀平衡力学系统符合R.E.Goodman 试验曲线；
2. 层面法向应力（锚固应力） σ ，随岩层剪切位移量的增加而发生改变；
3. 三铰拱块体的抗剪强度 τ ，随锚固应力和层面滑移量的不同而发生改变。

■ 锚固岩层剪胀平衡理论

岩层层面剪力：
$$T = \frac{\gamma B^2}{8} = 0.125\gamma B^2$$

层面平均剪应力：
$$\tau = \frac{T}{B/2} = \frac{0.125\gamma B^2}{B/2} = 0.25\gamma B$$

层面法向锚固应力：
$$[\sigma] = \frac{0.25\gamma \cdot B}{\tan \Phi}$$

层面剪胀摩擦角：
$$\Phi = \left[JRC \lg \left(\frac{JCS}{\sigma} \right) + \phi_b \right]$$

■ 顶板岩层锚固强度计算公式：

$$p = \sigma + q$$

式中：p——顶板岩层锚固强度；

σ——岩层层面锚固应力；

q——锚固岩层荷重（锚固岩层厚度×容重=γΣh）。

■ 顶板锚固岩层的预应力与自重应力

■ 取：顶板预应力为 p_A ；岩层自重应力为 q ；

则有：当 $p_A < q$ 时，岩层会沿层面发生离层。

■ 结论：

1. 同等预紧力情况下，增加锚固岩层厚度（锚索长度），对锚固效果产生负效应。
2. 锚固岩层厚度越大，要求预紧力越高。

■ 岩层剪胀锚固原理

- 1.试验结果说明：锚固岩层的抗剪强度，随剪切位移的增加而变化。
- 2.锚固岩层剪胀平衡力学系统符合R.E.Goodman 试验曲线。【咀嚼原理】
- 3.预应力、锚固应力是维系锚固岩层抗剪强度的外在条件，岩层结构面物理力学性质是其内在条件；N.Barton准则可作为锚固岩层的稳定性判据。
- 4.峰值强度前（小位移），锚固岩层的抗剪强度随位移的增加而增；
- 5.峰值强度后（大位移），锚固岩层的抗剪强度随位移的增加而降；
- 6.预紧力的增加会提高锚固岩层的峰值强度和残余强度；
- 7.工程中，被锚固岩层一旦发生过量变形，其抗剪强度会从峰值强度降低到残余强度，最终会导致锚固系统失效，巷道失稳。

■ Rankine 准则与巷帮锚固强度计算



■ Rankine 强度准则（1857）：

$$\sigma_3 = \sigma_1 \tan^2\left(\frac{\pi}{4} - \frac{\phi}{2}\right) - 2C \tan\left(\frac{\pi}{4} - \frac{\phi}{2}\right)$$

式中： σ_1 ——竖向应力；

σ_3 ——水平应力；

C ——内聚力；

ϕ ——内摩擦角。

William John Maquorn Rankine
(1820 - 1872)

英国科学家，在热力学、流体力学及土力学等领域均有杰出的贡献

■ 巷道侧帮锚固强度计算公式

由Rankine准则有：

$$\sigma_3 = q_j \tan^2\left(\frac{\pi}{4} - \frac{\phi}{2}\right) - 2C \tan\left(\frac{\pi}{4} - \frac{\phi}{2}\right)$$

式中： σ_3 ——巷帮锚固强度；

q_j ——煤柱静载荷集度；

C ——煤柱内聚力， $C = \frac{\sigma_p}{2} \tan\left(\frac{\pi}{4} - \frac{\phi}{2}\right)$ ；

ϕ ——煤柱内摩擦角。

巷帮锚固强度表达式：

$$\sigma_3 = (q_j - \sigma_p) \cdot \tan^2\left(\frac{\pi}{4} - \frac{\phi}{2}\right)$$

1.4 巷道围岩锚固设计计算实例

【例】顶板岩层锚固强度设计计算

取： $B=4.3\text{m}$ ； $h_{\text{煤}}=2.0\text{m}$ ； $h_{\text{岩}}=3.0\text{m}$ ； $h_{\text{锚}}=5.0\text{m}$ ； 排距 $l=0.8\text{m}$ ；

$\gamma_{\text{煤}}=14\text{kN/m}^3$ ； $\gamma_{\text{岩}}=26\text{kN/m}^3$ ； $JRC=0$ ； $\phi_b=30^\circ$

则： $\gamma_{\text{均}} = (2.0 \times 14.0 + 3.0 \times 26) / 5 = 21.2 \text{ (kN/m}^2\text{)}$

$$q_{\text{总}} = 2.0 \times 14.0 + 3.0 \times 26 = 106.0 \text{ (kN/m}^2\text{)}$$

$$[\sigma] = \frac{0.25\gamma \cdot B}{\tan \Phi} = 39.47 \text{ (kN/m)}$$

顶板锚固应力=有效锚固应力+自重应力，即：

$$P = [\sigma] + q = 39.47 + 106.0 = 145.47 \text{ (kN/m}^2\text{)}$$

取安全系数 $K=1.2\sim 1.3$ ，则顶板岩层锚固强度：

$$[p] = 174.56 \sim 189.11 \text{ (kN/m}^2\text{)}；$$

或：

$$[p] = 600.5 \sim 650.5 \text{ (kN/排)}$$

【前例】煤柱临界宽度计算

取：采深：H=220m；巷宽：B=4.3m；

巷高：h=3.0m；顶板岩层容重： $\gamma=26 \text{ kN/m}^3$ ；

煤柱单轴抗压强度： $\sigma_c=13\text{MPa}=13000\text{kN/m}^2$

由煤柱临界宽度计算公式有：

$$a = \frac{0.085\sigma_c}{h} \quad b = -(\gamma \cdot H - 0.15\sigma_c) \quad c = -\gamma \cdot H \cdot B$$

$$w = \frac{-b + \sqrt{b^2 - 4ac}}{2a} = 14.76(m)$$

■ 此时，煤柱处于极限平衡状态，即巷帮只需低支护强度维护其稳定。

【例】巷帮支护强度计算

取：H=220m； B=4.3m； h=3.0m； $\gamma=26\text{kN/m}^3$ ；

$\sigma_c=13000\text{kN/m}^2$ ； **W=13.0m**； $\varphi=35^\circ$ ； $K_d=1.1$

且：
$$\sigma_p = 0.2357 \sigma_c \left(0.64 + 0.36 \frac{W}{h} \right) = 6741.0 (\text{kN/m}^2)$$

$$q_j = \gamma \times H \left(1 + \frac{B}{W} \right) = 7612.2 (\text{kN/m}^2)$$

则巷帮支护强度：

$$p = \sigma_3 = (K_d \cdot q_j - \sigma_p) \cdot \tan^2 \left(\frac{\pi}{4} - \frac{\phi}{2} \right) = 442.4 (\text{kN/m}^2)$$

式中：p—巷帮支护强度；

σ_p —煤柱强度；

q_j —煤柱静载荷集度；

K_d —动载系数。

【例】巷帮支护强度计算

取：H=220m； B=4.3m； h=3.0m； $\gamma=26\text{kN/m}^3$ ；

$\sigma_c=13000\text{kN/m}^2$ ； **W=12.0m**； $\varphi=35^\circ$ ； $K_d=1.1$

且：
$$\sigma_p = 0.2357 \sigma_c \left(0.64 + 0.36 \frac{W}{h} \right) = 6373.3 (\text{kN/m}^2)$$

$$q_j = \gamma \times H \left(1 + \frac{B}{W} \right) = 7769.5 (\text{kN/m}^2)$$

则巷帮支护强度：

$$p = \sigma_3 = (K_d \cdot q_j - \sigma_p) \cdot \tan^2 \left(\frac{\pi}{4} - \frac{\phi}{2} \right) = 590.83 (\text{kN/m}^2)$$

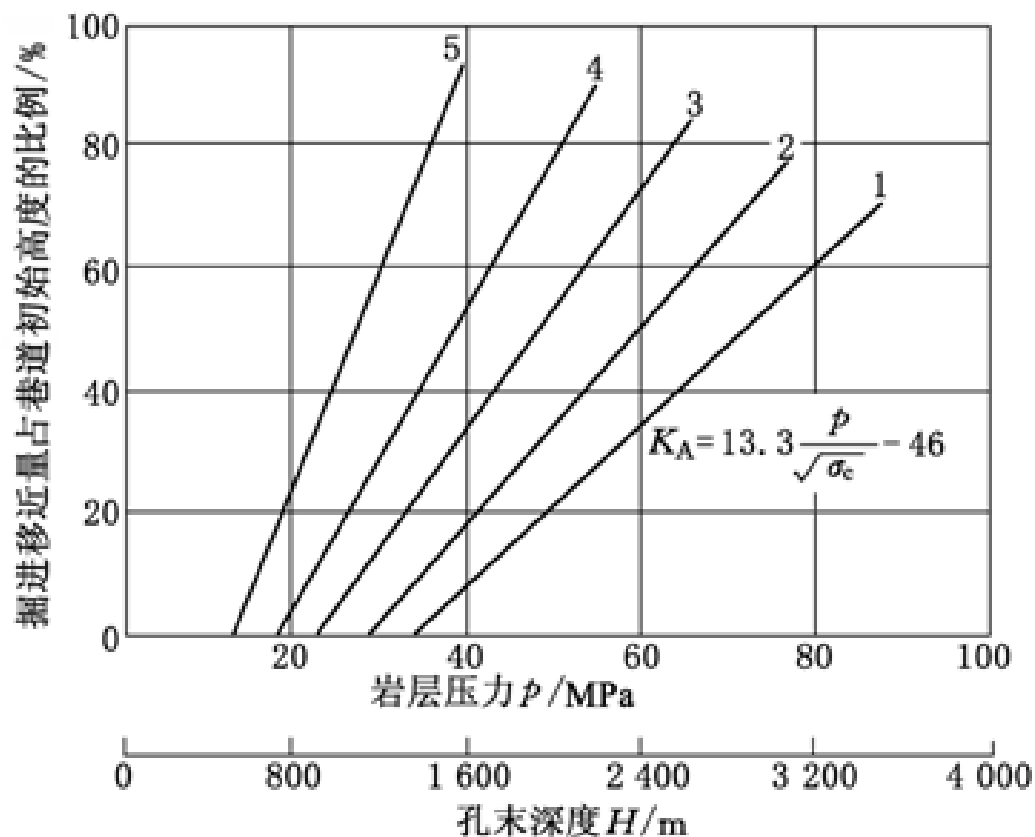
式中：p—巷帮支护强度；

σ_p —煤柱强度；

q_j —煤柱静载荷集度；

K_d —动载系数。

1.5 开采深度对巷道围岩稳定性的影响



1—砂岩： $\sigma_c=97\text{MPa}$ ，临界深度1360m；

2—砂质页岩： $\sigma_c=68\text{MPa}$ ，临界深度1200m；

3—页岩： $\sigma_c=45\text{MPa}$ ，临界深度930m；

4—软岩： $\sigma_c=45\text{MPa}$ ，临界深度732m；

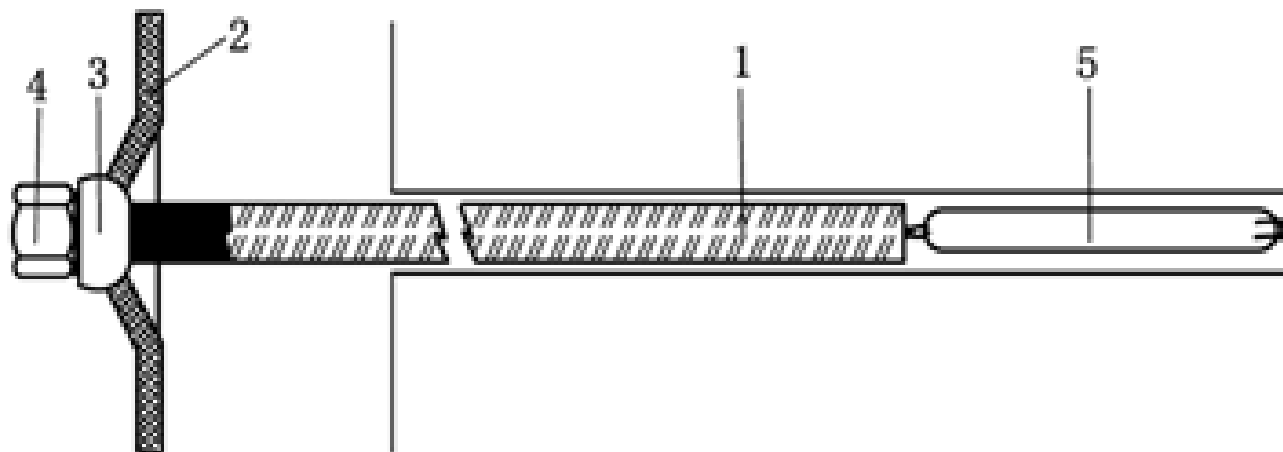
5—煤： $\sigma_c=14\text{MPa}$ ，临界深度512m。

【注】取岩层平均容重为25kN/m³

1.6 锚杆



■ 螺纹钢锚杆组件

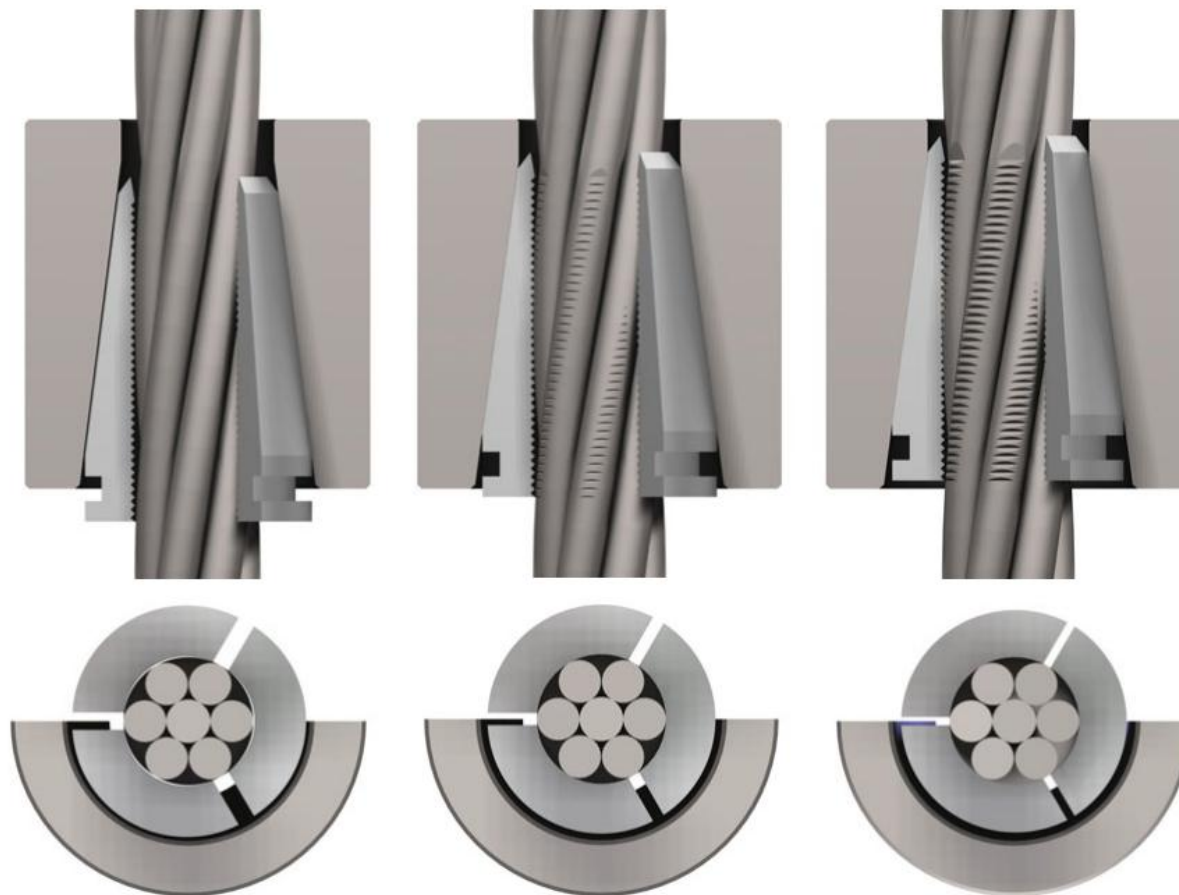


1——杆体；2——托盘；3——穹性球座；4——螺母；5——树脂药卷

■ 圆钢和螺纹钢锚杆技术参数

Q ₂₃₅ 圆钢				20MnSi螺纹钢			
杆体直径 /mm	毛截面积 /mm ²	屈服载荷 /kN	破断载荷 /kN	杆体直径 /mm	毛截面积 /mm ²	屈服载荷 /kN	破断载荷 /kN
16	201.1	48.2	76.4	16	201.1	68.4	106.5
18	254.5	61.1	96.7	18	254.5	86.5	130.7
20	314.2	75.4	119.4	20	314.2	106.8	174.3
22	380.1	91.2	144.4	22	380.1	129.2	209.4

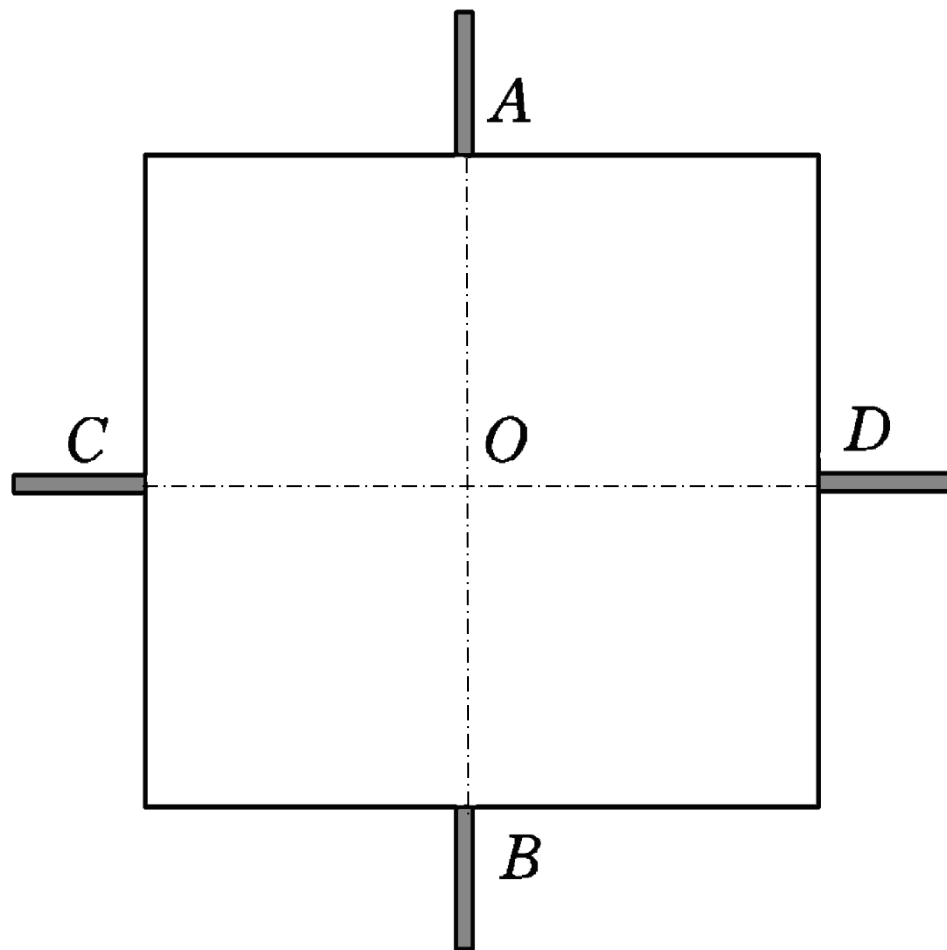
1.7 锚索



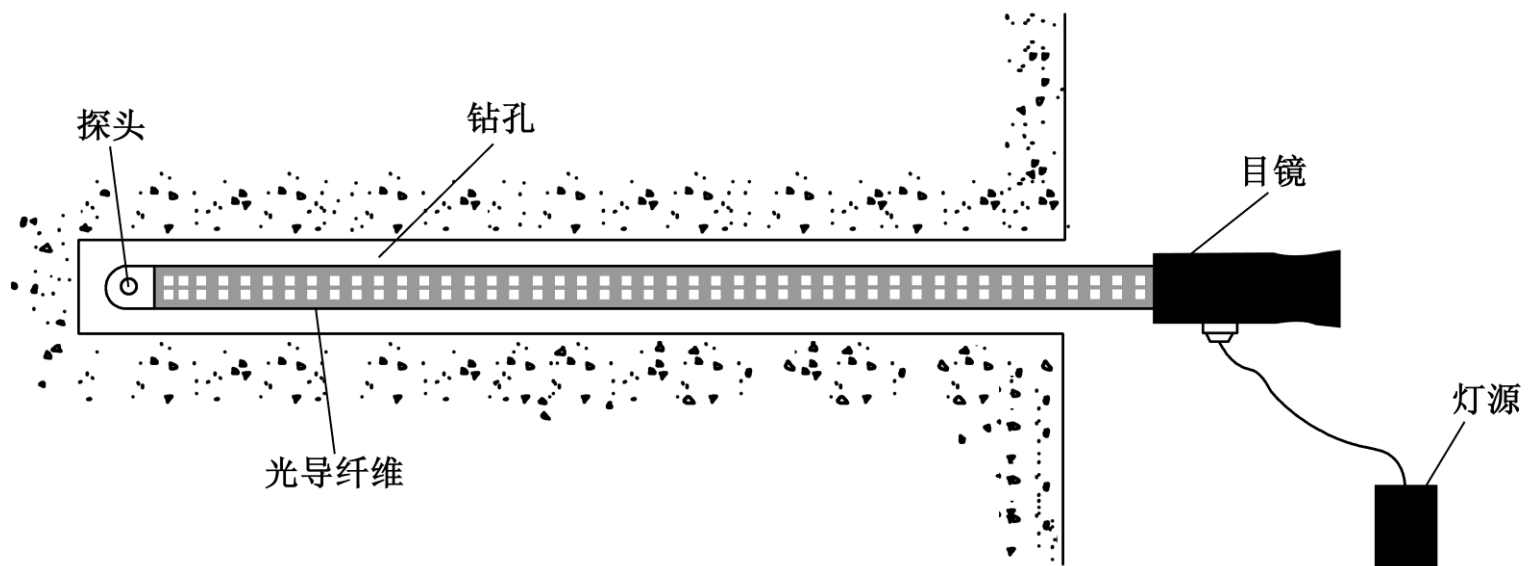
$\Phi 15.24$ 锚索抗拉力：280.0kN； $\Phi 17.8$ 锚索抗拉力：353.0kN.

■ 1.8 煤层巷道矿压观测

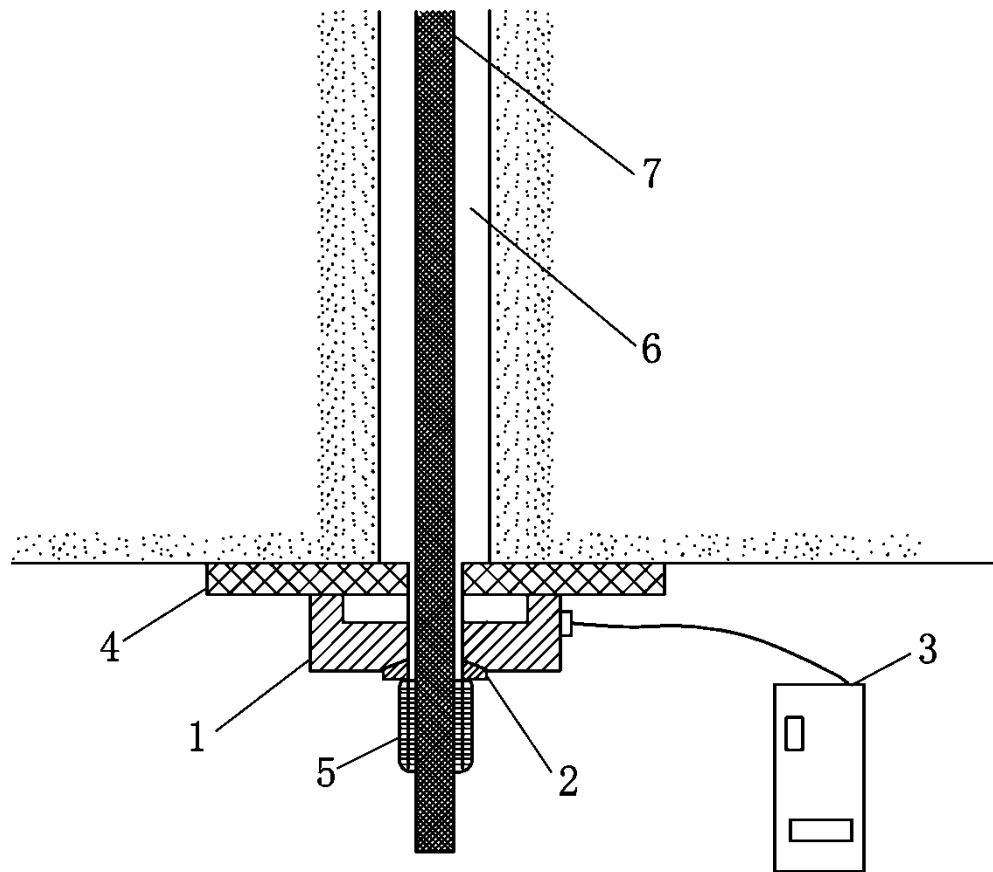
巷道表面位移监测法



■ 光导纤维钻孔窥视仪工作原理图



■ 机械式锚杆（锚索）测力计工作原理

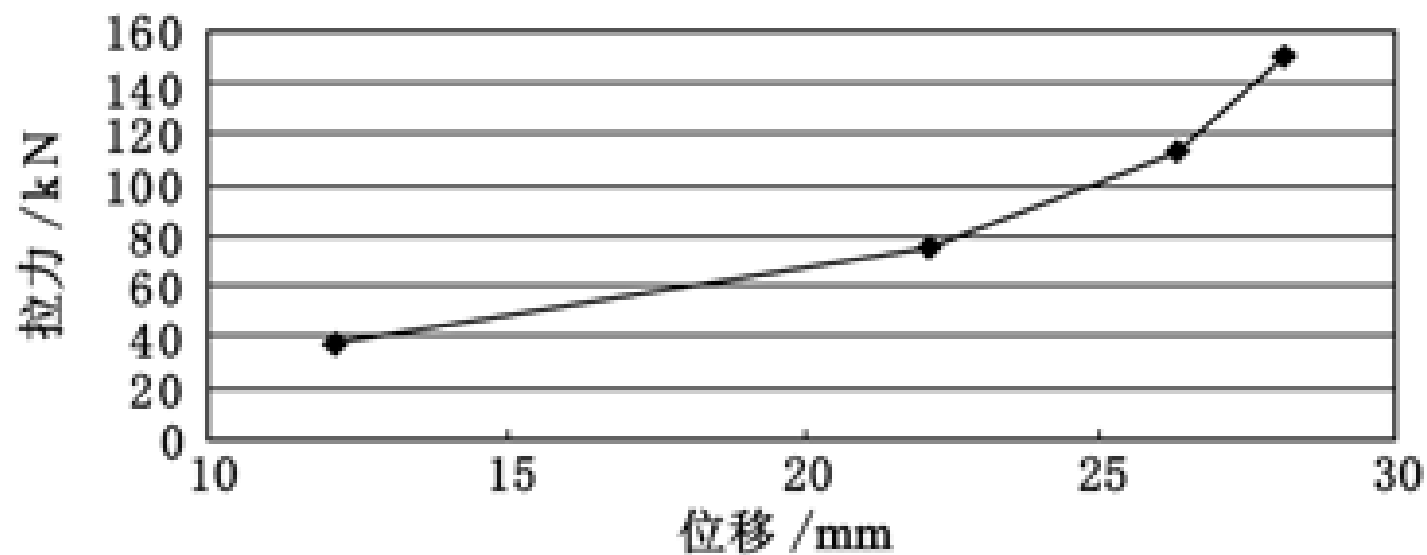


1—弹性压板；2—球形垫块；3—应变仪；4—托板；5—锁具；6—钻孔；7—锚索

■ 测力锚杆



■ 锚索预紧力—变形量实测曲线图



YCD18—200；油压：40MPa；承压面积：37.68 cm²

第二章 长壁工作面采场矿压



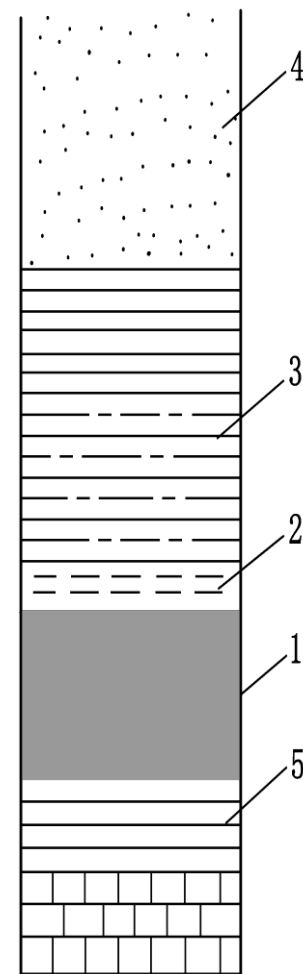
■ 2.1 引言

- 采场矿压——是矿井岩石力学（井巷地压、采场矿压、冲击地压）的组成部分；是最复杂的岩石力学问题。
- 采场围岩——泛指受煤层开采扰动的煤层顶板、底板、煤壁及采空区垮落岩层等空间影响区域。
- 问题关键——顶板岩层的运动（变形、破坏）规律；
顶板岩层作用于支架上载荷的量值。
- 研究对象——顶板岩层的物性、结构、载荷和支架的可靠度。
- 支架——既是承载设备，又是卸载设备。
- 目标——支架选型；工作面顶板控制（GB要求拒用：顶板管理）。

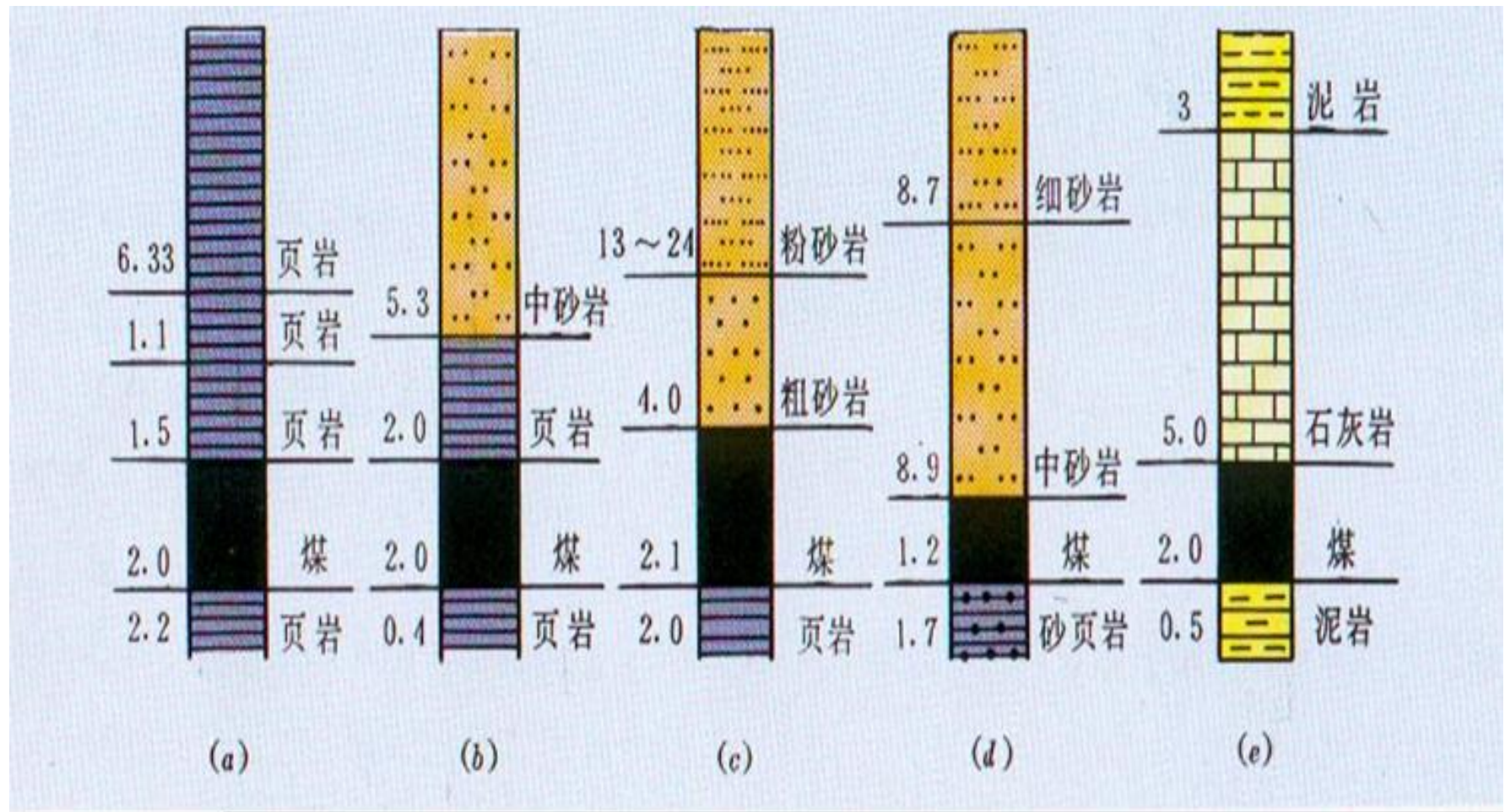


■ 2.2 采场矿压基本概念

- 一种新概念的建立，关系到对研究内容钻研方向的确定。
- 顶板—赋存于煤层之上（一定高度范围内）的邻近岩层。
- 底板—伏存于煤层之下（一定深度范围内）的邻近岩层。
- 伪顶—紧贴于煤层之上的薄(0.3~0.5m)而易碎岩层。
特垮落征：随采煤而冒落。
- 直接顶—位于伪顶或煤层之上的一组有一定强度的稳定岩层。
特垮落征：易于随移架或回柱而自行垮落；
载荷特征：控顶区内岩层荷重全部作用到工作面支架上。
- 基本顶—位于直接顶之上的厚层状坚硬岩层。
垮落特征：滞后于直接顶垮落；断裂后会形成半承载结构；
载荷特征：岩层部分荷重由自身承担，部分作用到工作面支架上。



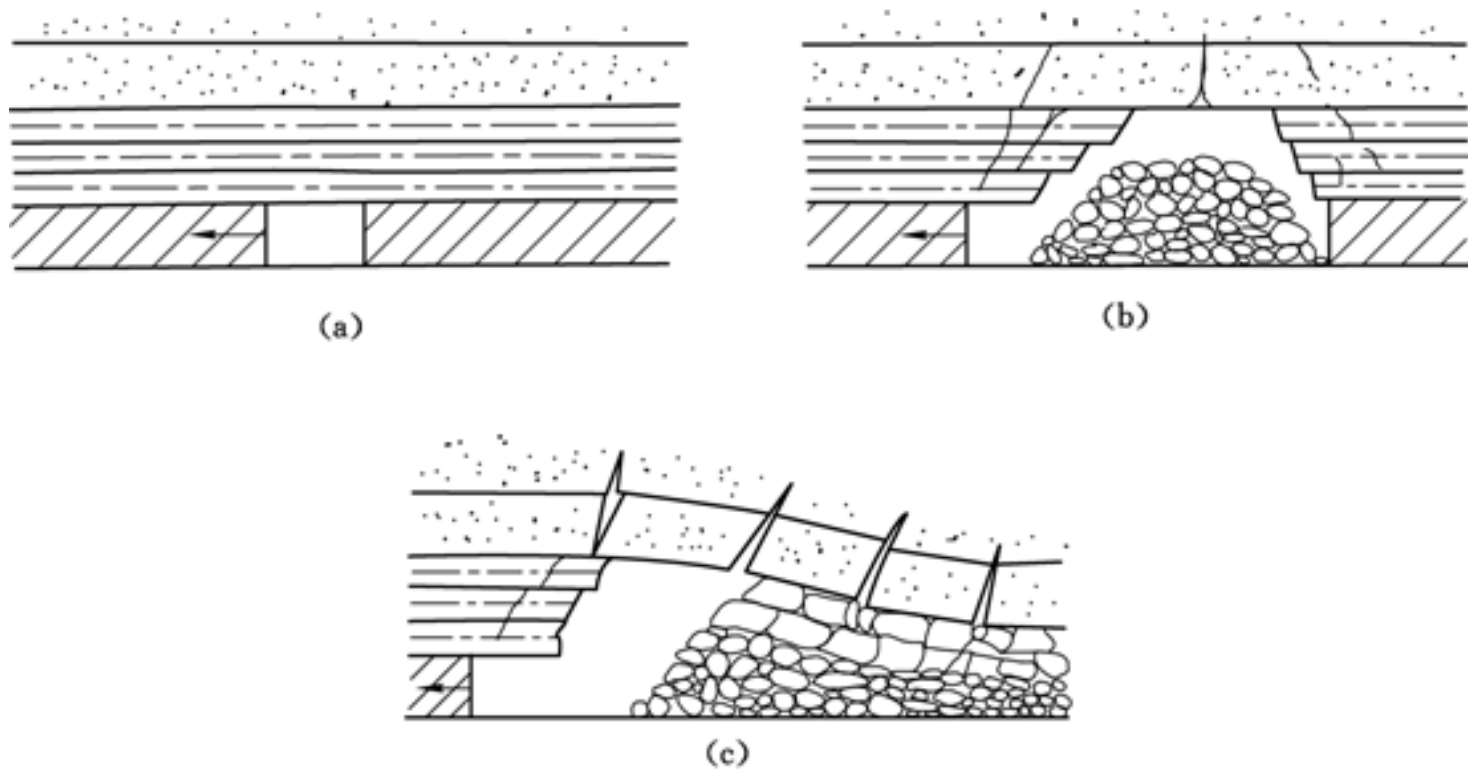
顶板岩层组成结构



1号箱：RQD=80.06%（无直接顶）
闪长岩（9#煤顶板，—2.0m水平）岩芯照片（0 ~ 7.17m）



■ 全部冒落法采煤工作面空间变化过程

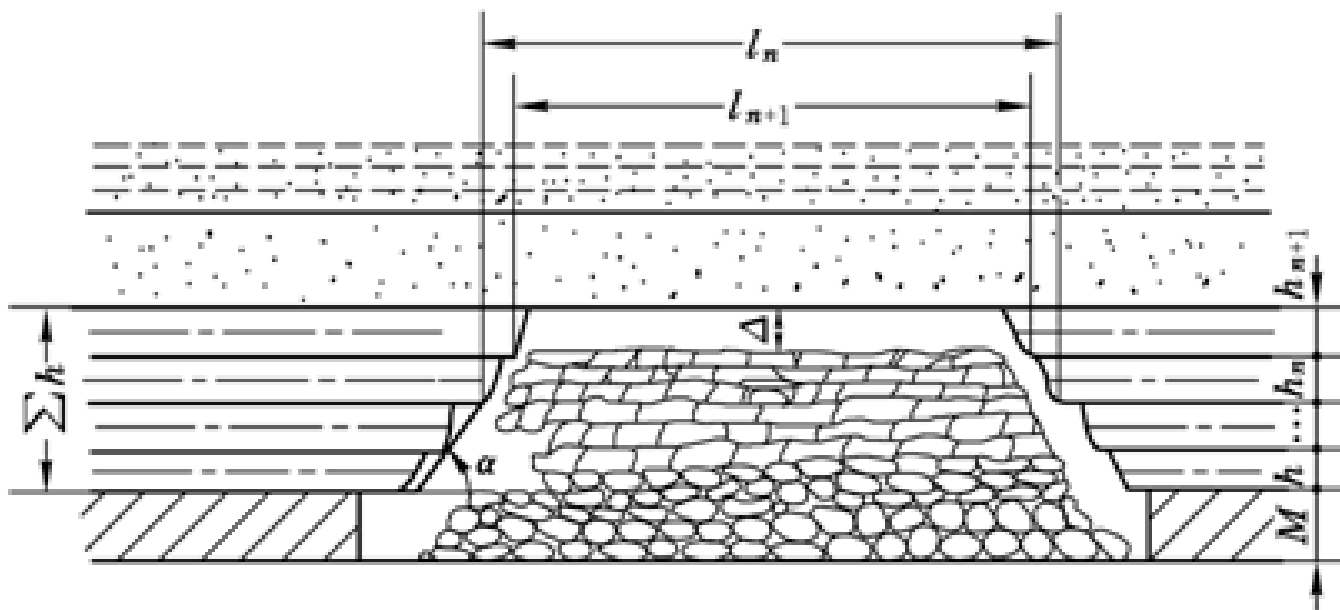


a—初始状态； b—基本顶初次断裂； c—一般状态

■ 直接顶岩层最大厚度

$$\Delta = \sum h + M - K_p \cdot \sum h = M - \sum h(K_p - 1)$$

$$\text{令: } \Delta = 0 \quad \text{有: } \sum h_{\max} = \frac{M}{K_p - 1}$$



- 顶板上覆岩层——泛指顶板岩层以上的全部岩层。

载荷特征：断裂或弯曲下沉后，会形成自承载结构系统。
- 采煤工作面——直接进行采煤作业的场地。
- 采场——采煤工作面以及受其扰动的空间区域。
- 采煤工作面顶板控制对象——直接顶和基本顶的载荷与变形。
- 支架载荷——直接顶全部荷重+基本顶部分荷重。
- 矿压理论——研究基本顶岩层的物性、结构（拱、梁、板）、载荷。
- 工作面顶板支护（控制）——“支”主要针对基本顶；

“护”主要针对直接顶。
- 原岩：未受工程扰动的原始状态下的岩体。【前述】
- 围岩：开挖工程扰动范围内的岩体。【前述】

■ 矿压术语

- 原岩应力——未受开挖工程扰动的原始应力;其包括自重应力和构造应力。
- 围岩应力——开挖工程扰动范围内的应力（或二次应力）。
- 采场矿压——采场岩层控制的统称。

研究内容：矿山压力（载荷）、矿山压力显现（变形与破坏）。

- 矿山压力——顶板压力+支承压力。
- 顶板压力——顶板（直接顶和基本顶）岩层作用于支架上的载荷。
- 支承压力——覆岩作用于煤壁、煤柱、采空区矸石或充填物、巷道围岩上的载荷。
- 矿山压力显现——由矿山压力作用引起的力学效应（简称矿压显现）。

如：煤壁片帮、顶板断裂与声响、支架下缩与损坏、围岩变形与破坏。

- 在广义上：
- 支承压力是覆岩对围岩产生的分布载荷，即开挖引起的围岩应力（或二次应力）。
- 原岩应力是引起地下工程结构二次应力的力源。
- 支护阻力（支架工作阻力）是围岩对支护系统产生的载荷（或支架与围岩间的相互作用力）。
- 地下开挖工程引起的二次应力主要由围岩承担，支架工作阻力只能对工程结构起辅助支护与加固作用。在承担的载荷量级方面，支架与围岩属不同数量级。
- 覆岩对地下工程结构产生二次应力，围岩对支护系统产生支护阻力，覆岩、围岩和支架3种物体被统一于地下工程结构可靠度分析系统中。

2.3 顶板岩层断裂机制及其运动过程

■ 1.直接顶

- 直接顶——类似于板的工作状态（断裂、垮落）。（顶板—正上方的板）
- 初始运动过程——工作面初采.....►直接顶初次垮落。
- 稳定运动过程——直接顶初次垮落.....►工作面终采线。
- 直接顶初次垮落步距——初次垮落时，工作面煤壁到开切眼煤壁距离。
指标：直接顶冒高大于0.5m区域的累计长度，占到工作面采长的50%。
通常直接顶初次垮落步距为：6~30m。
- 工程特征——直接顶的稳定性关系到顶板维护的难易程度。【护】
- 直接顶的荷重全部作用到支架上。
- 顶板控制——解决工作面支护密度问题（综采面机道上方漏顶问题）。

■ 2. 基本顶

- 基本顶(老顶)——类似于板的工作状态(断裂、垮落)。(顶板—正上方的板)
- 初始运动过程——工作面初采....→直接顶初次垮落....→基本顶初次断裂
....→基本顶二次断裂....→基本顶初次垮落。
- 稳定运动过程——基本顶初次垮落....→工作面终采线。
- 基本顶初次垮落步距——初次垮落时，工作面煤壁到开切眼煤壁距离。
- 工程特征——80%以上的支架载荷（顶板压力）来自基本顶。【支】

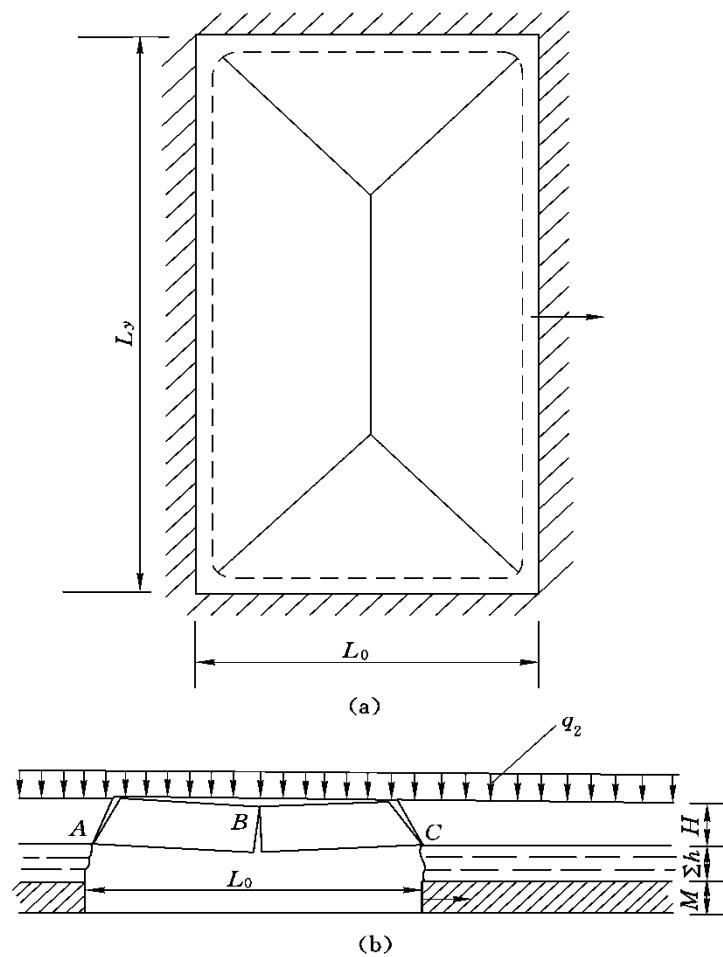
基本顶承担部分自身荷重，剩余部分通过直接顶传到支架上

- 顶板控制——解决工作面支护强度问题（工作面支架失稳问题）。
- 矿压理论——研究基本顶岩层的断裂、垮落及作用到支架上的载荷量值。

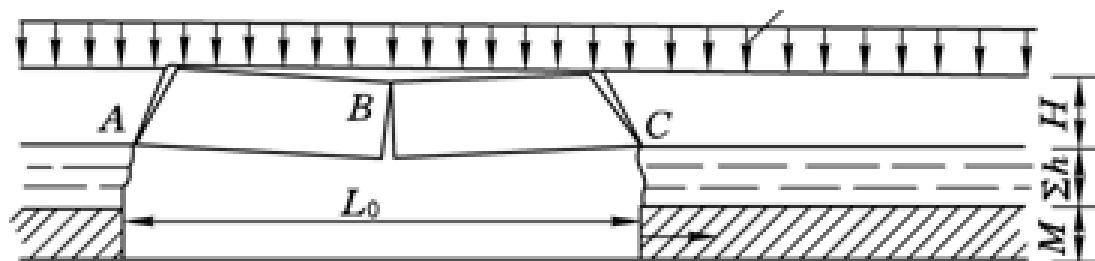
核心：基本顶岩层的物性、结构、载荷“三大主题”。

2.4 采煤工作面矿压特征

■ 顶板（基本顶）初次来压（断裂）力学模型



■ 顶板初次来压步距和初次来压强度



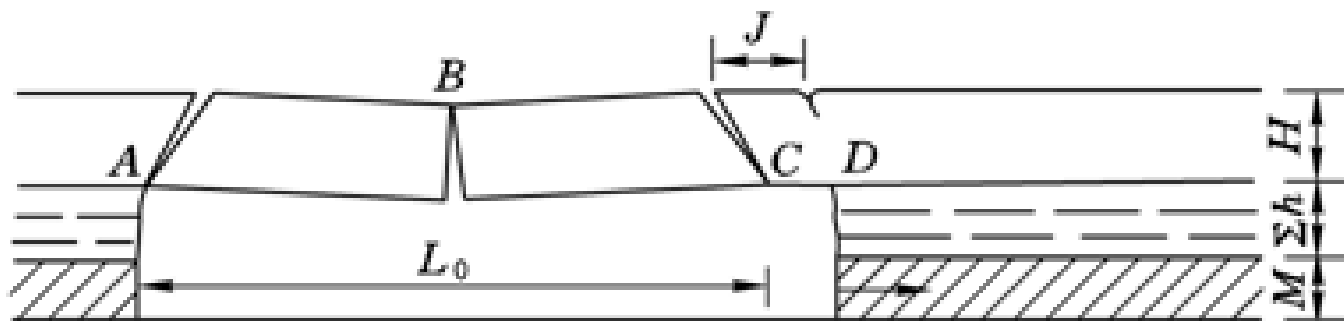
顶板初次来压步距——基本顶发生初次断裂时，开切眼煤壁到工作面煤壁间距离（ L_0 ）。

【此时支架承担初次的、最大的顶板压力】

顶板初次来压强度——基本顶初次断裂时，顶板岩层（直接顶+基本顶）对支架施加的载荷集度。

【三铰拱产生一定的回转，但不发生滑落，为稳定结构】

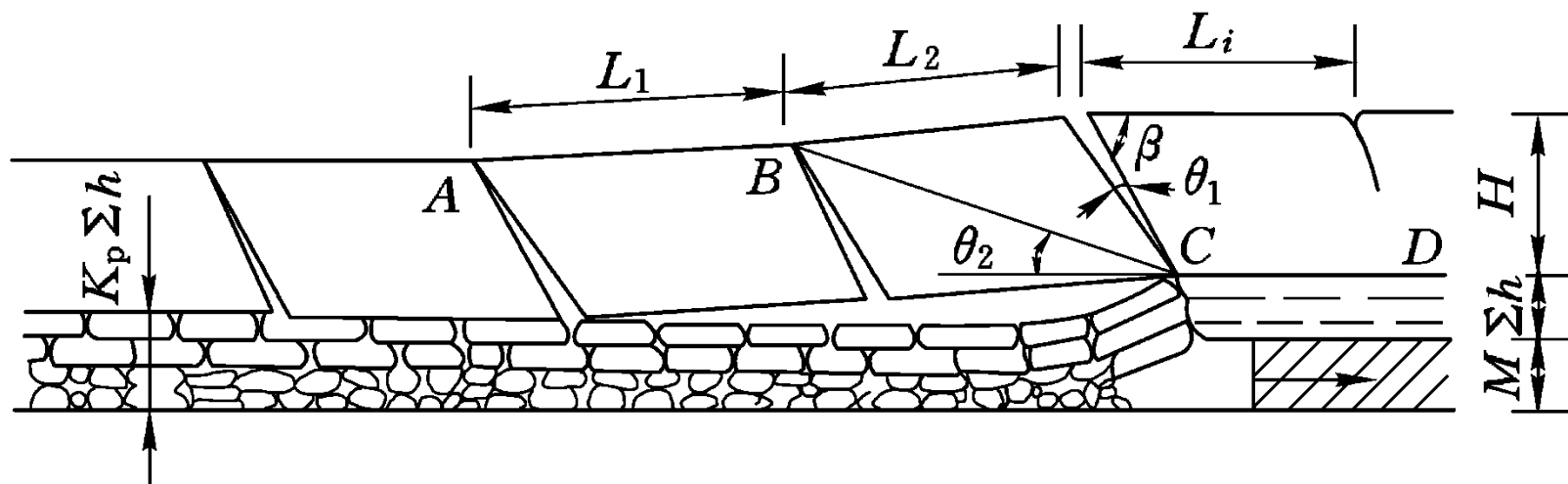
■ 基本顶岩层二次断裂（初次垮落）力学模型



J——基本顶二次断裂步距。【四铰拱，可变结构，失稳】

基本顶初次垮落步距——初次断裂步距 + 二次断裂步距。

■ 基本顶周期来压（断裂）力学模型



周期来压步距——基本顶发生周期断裂时，周期断裂间的距离。

周期来压强度——基本顶发生周期断裂时，顶板岩层（直接顶+基本顶）对支架施加的载荷集度。

【基本顶岩层发生周期断裂后，持续形成不等高拱脚的三铰拱结构】

【基本顶——三铰拱半承载结构】

■ 工作面支架的支护强度（或顶板压力）估算 （设计手册）

$$q=k \times M \times \gamma = (6 \sim 8 \sim 11) M \times \gamma$$

式中：q—支护强度，MPa；

k—支护强度系数；

M—采高，m；

γ —岩层容重，kg/m³。

另外：

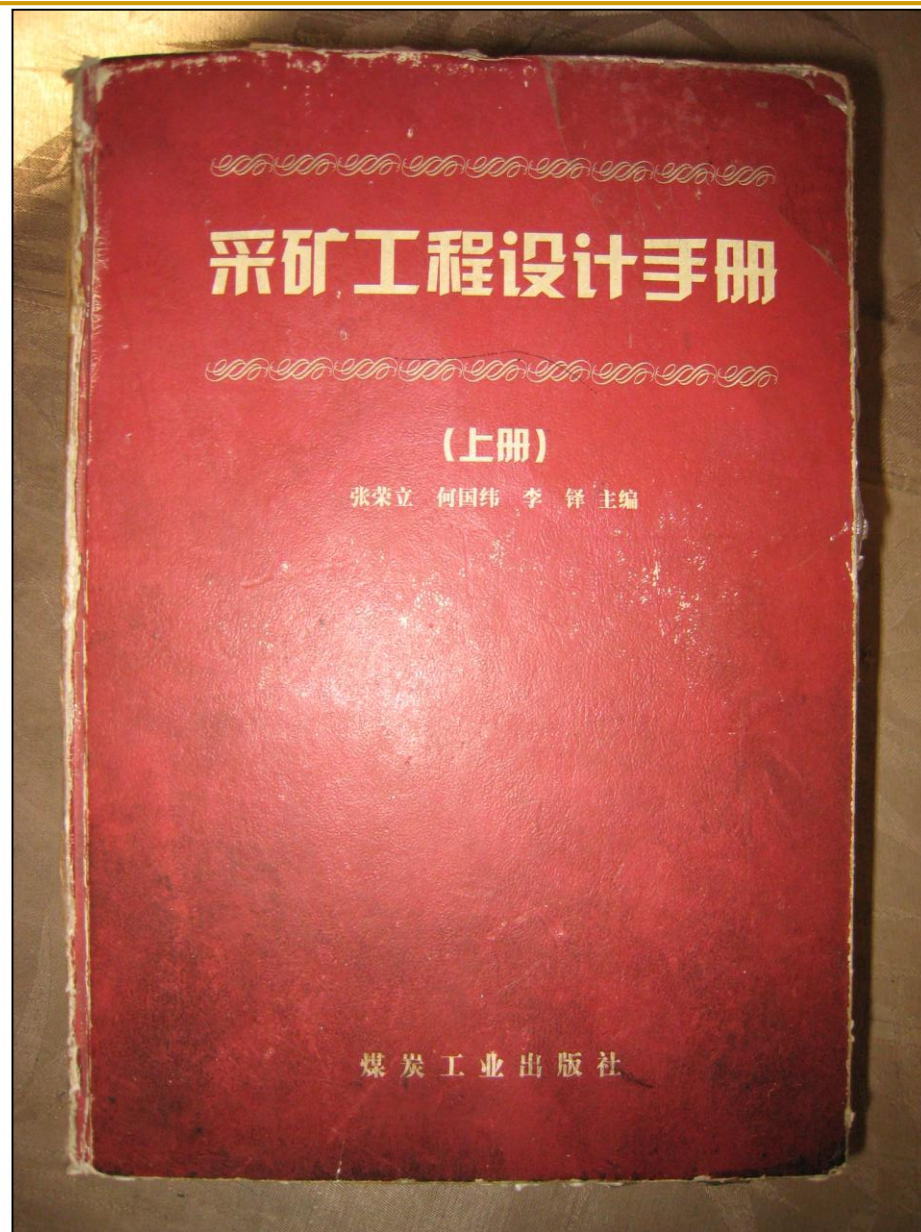
取M=3m；k=10；则载荷高度h=30m。

当采深H=300～600m时，则支护强度：

$$q \approx \gamma \times H \times 5 \sim 10\%$$

即：支护强度占覆岩自重的5～10%。

煤炭工业出版社
2000.3.5
《采矿工程设计手册》



(2) 支架阻力的选择。

液压支架的阻力是支架设计中最基本的参数, 支架所有结构的强度都由此决定。它在一定程度上显示支架工作的能力和特征。所以, 根据地质条件和煤层赋存状况, 合理地选择支架的工作阻力是很重要的。

支架阻力主要指支架的初撑力和工作阻力。目前主要采用现场观测, 然后根据观测数据进行估算或折算。

估算法首先考虑支撑冒落带岩层的重量:

$$P = 9.8SY\Sigma h \cos \alpha \quad (3-2-3)$$

式中 P ——支架承受的荷载, kN;

S ——支架支护的顶板面积, m^2 ;

γ ——顶板岩石视密度, t/m^3 ;

Σh ——冒落带岩石的高度 (直接顶厚度), m;

$$\Sigma h = \frac{M}{K-1}$$

M ——采高, m;

K ——岩石碎胀系数, 取 1.25~1.5;

α ——煤层倾角, $(^\circ)$ 。

上式可写成:

$$P = (2 \sim 4) \times 9.8SYM \cos \alpha$$

一般用上限, 即

$$P = 4 \times 9.8SYM \cos \alpha$$

计算中再考虑支架受力不均衡衡量的安全系数 1.5~2, 则

$$P = (6 \sim 8) \times 9.8SYM \cos \alpha \quad (3-2-4)$$

一般情况下, 支架承受的荷载可取 6~8 倍采高的岩石柱重量。根据现场观察和对观测资料的分析: 以中等稳定、中等坚固的岩石为界, 低者取 6~8 倍, 高者取 9~11 倍。

折算法是按相似条件的回采工作面所用的单体支架的工作阻力, 来确定自移式液压支架所需阻力:

$$P = \frac{n_0 P_0 S}{n} \quad (3-2-5)$$

式中 P ——支架最大工作阻力, kN/根;

n_0 ——单体支柱支护密度, 根/ m^2 ;

P_0 ——单体支柱平均最大工作阻力, kN/根;

n ——液压支架的柱数, 根;

S ——液压支架的支护面积, m^2 。

上述折算法和估算法均为近似计算, 在最后确定时都应考虑到支架的力学特性, 支架反复支撑、卸载、移架的特点, 周期来压以及煤层倾角等对支架载荷的影响, 采取必要的安全系数。

由液压支架工作面的实测可知, 液压支柱工作于增阻期占很大比重。因此, 提高支柱初撑力, 并使支架很快达到工作阻力, 从而减少顶板下沉, 改善顶板维护状况, 如能将初撑力提

料的分析：以中等稳定、中等坚固的岩石为界，低者取 6~8 倍，高者取 9~11 倍。

折算法是按相似条件的回采工作面所用的单体支架的工作阻力，来确定自移式液压支架所需阻力：

$$P = \frac{n_0 P_0 S}{n} \quad (3-2-5)$$

式中 P ——支架最大工作阻力，kN/根；

n_0 ——单体支柱支护密度，根/m²；

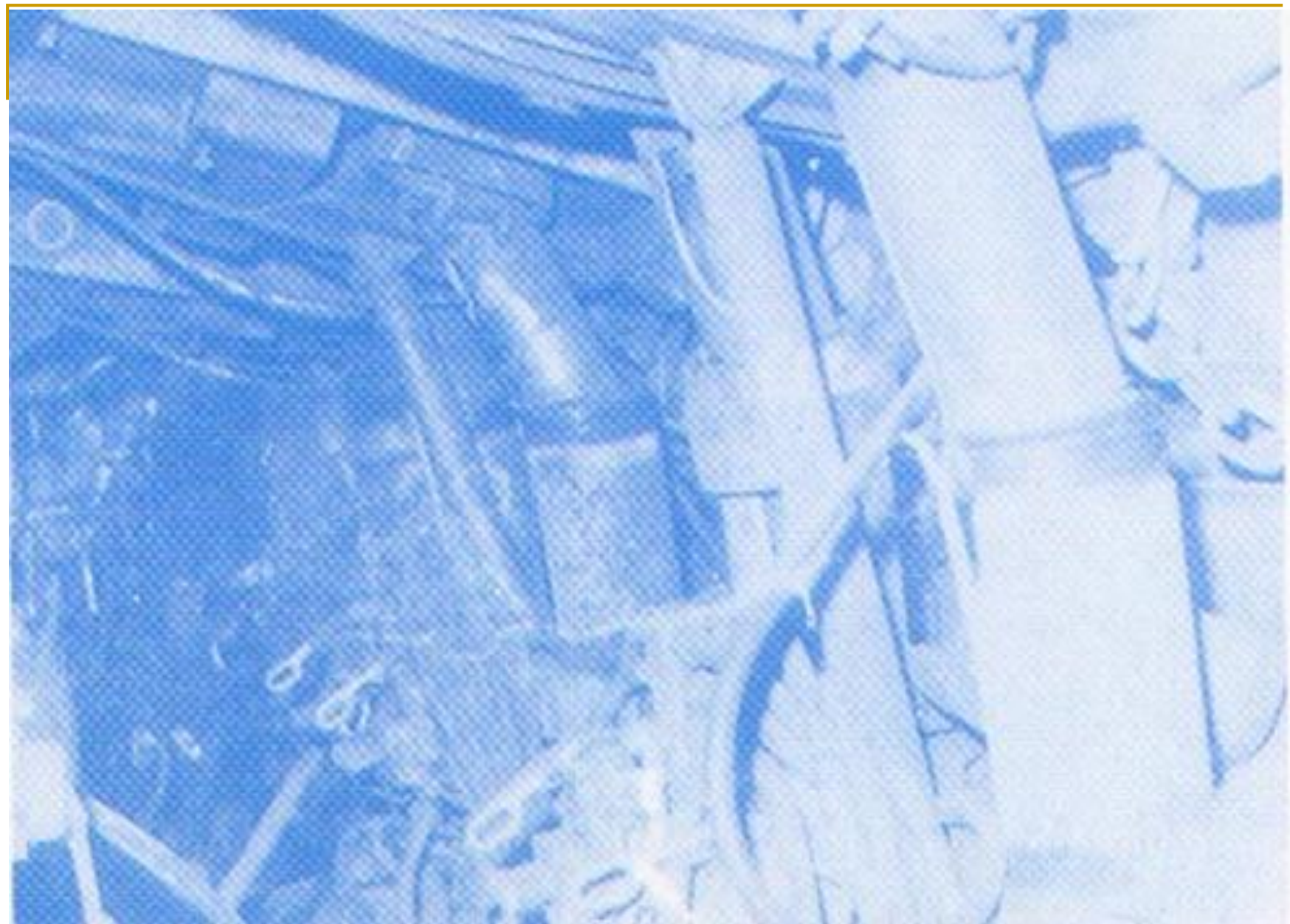
P_0 ——单体支柱平均最大工作阻力，kN/根；

n ——液压支架的柱数，根；

S ——液压支架的支护面积，m²。

上述折算法和估算法均为近似计算，在最后确定时都应考虑到支架的力学特性，支架反复支撑，卸载、移架的特点，周期来压以及煤层倾角等对支架载荷的影响，采取必要的安全系数。

由液压支架工作面的实测可知，液压支柱工作于增阻期占很大比重。因此，提高支柱初撑力，并使支架很快达到工作阻力，从而减少顶板下沉，改善顶板维护状况，如能将初撑力提



2.5 采煤工作面顶板分类

- 长壁工作面顶板控制（支护）对象：直接顶和基本顶。
- 考虑到工程管理的难易程度、便于支护设备（支架）选型技术要求，对顶板岩层的工程类级进行划分，即直接顶稳定性分类；基本顶来压显现分级。
- 【身高、体重】

1996年颁发的[MT 554—1996]《缓倾斜煤层采煤工作面顶板分类》

直接顶稳定性分类

类别	1类		2类	3类	4类
	1a	1b			
名称	不稳定		中等稳定	稳定	非常稳定
基本指标 (m)	$l_r \leq 4$	$4 < l_r \leq 8$	$8 < l_r \leq 18$	$18 < l_r \leq 28$	$28 < l_r \leq 50$
岩性和结构	泥岩、泥页岩， 节理发育、松散	泥岩、碳质泥岩， 节理发育	致密泥岩、粉砂岩， 节理不发育	砂岩、石灰岩， 节理很少	致密砂岩、石灰岩，节 理极少

l_r —直接顶初次垮落步距，m。

1996年颁发的[MT 554—1996] 《缓倾斜煤层采煤工作面顶板分类》

基本顶压力显现分级

级别	Ⅰ级	Ⅱ级	Ⅲ级	Ⅳ级	
				Ⅳa	Ⅳb
压力显现	不明显	明显	强烈	非常强烈	
分级指标	$P_e \leq 895$	$895 < P_e \leq 975$	$975 < P_e \leq 1075$	$1075 < P_e \leq 1145$	$P_e > 1145$

$$P_e = 241.3 \ln(L_f) - 15.5N + 52.6h_m$$

式中： P_e ——基本顶初次来压当量， kN/m^2 ；

L_f ——基本顶初次来压步距， m ；

N ——直接顶充填系数（直接顶厚度与采高的比值）；

h_m ——煤层采高， m 。

采煤工作面顶板来压强度分级方案

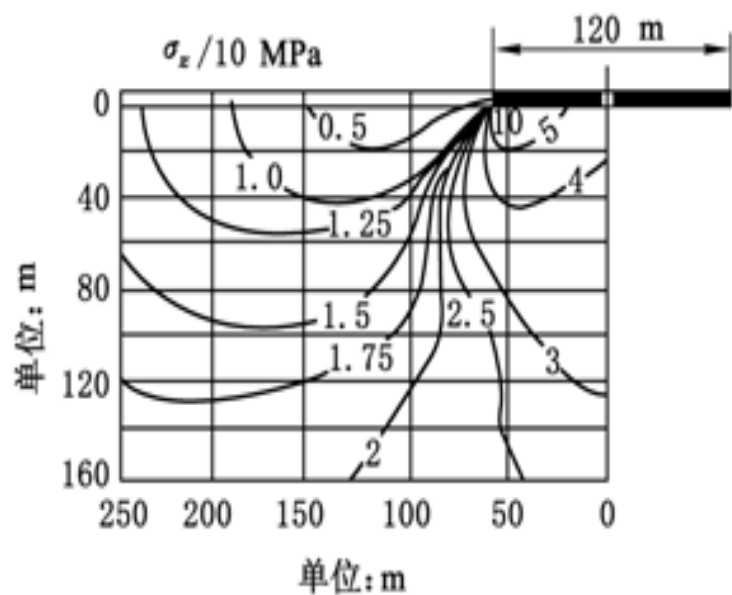
(贾喜荣1992)

代 号	1级	2级	3级	4级	5级
名 称	来压强度 低	来压强度 较低	来压强度 中等	来压强度 高	来压强度 非常高
分级指标 (kN/m)	$p \leq 2500$	$2500 < p \leq 3000$	$3000 < p \leq 3500$	$3500 < p \leq 4000$	$p > 4000$
分级指标 (kN/架)	$P \leq 3750$	$3750 < P \leq 4500$	$4500 < P \leq 5250$	$5250 < P \leq 6000$	$P > 6000$

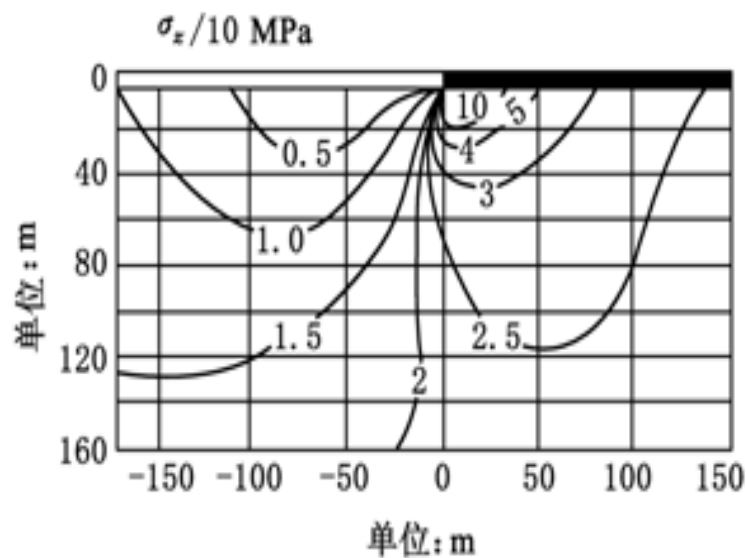
P——基本顶（初次）来压强度，kN/m；或kN/架。

2.6 采煤工作面底板岩层力学性质及其分类

- 开采后煤层底板应力分布规律数值模拟计算结果（德国，亚可毕）
采深 $H=800\text{m}$ ； $\gamma=25\text{kN/m}^3$ ；等应力线2相当于原岩应力；
等应力线大于2者为增压区（煤体下）、小于2者为减压区（采空区下）



(a)

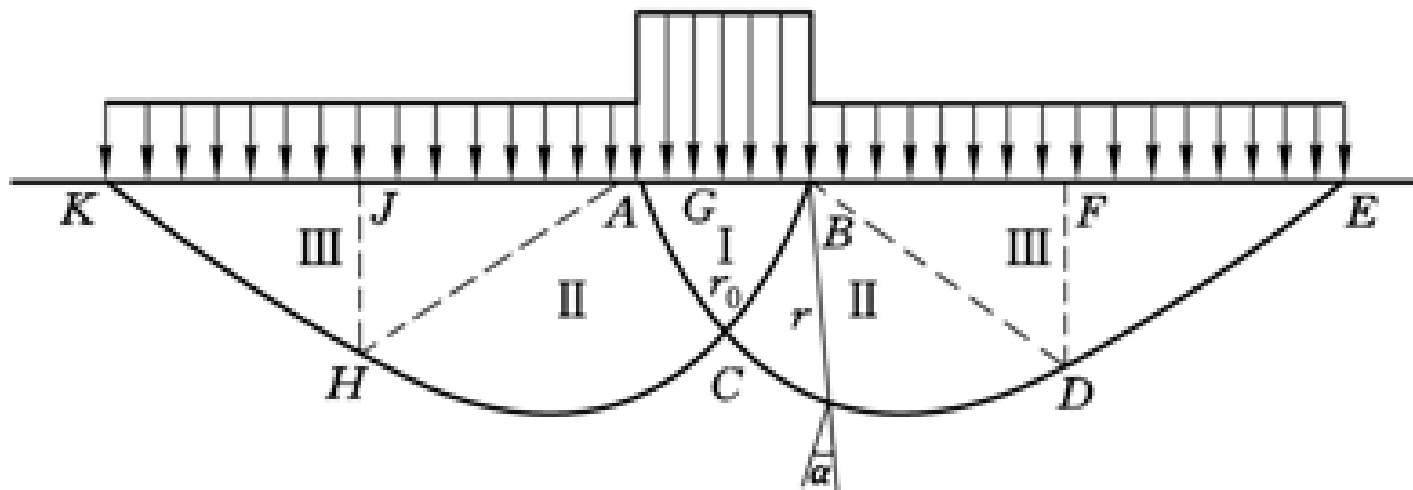


(b)

(a) 煤柱下的 σ_z 等应力线； (b)煤体下的 σ_z 等应力线

■ 开采引起的煤层底板破坏深度——地基极限平衡理论

■ 载荷均匀分布情况（煤柱下）：



I ——主动应力区： $\angle CBG = \angle CAG = 45^\circ + \varphi/2$

III ——被动应力区： $\angle FED = \angle JKH = 45^\circ - \varphi/2$

II ——过渡区：曲线CH和AC为对数螺线，原点分别为B和A，且 $r = r_0 \cdot e^{\alpha \cdot \tan \phi}$

式中： φ —底板岩层内摩擦角；

r —以A、B为原点，与 r_0 成 α 角处的螺线半径；

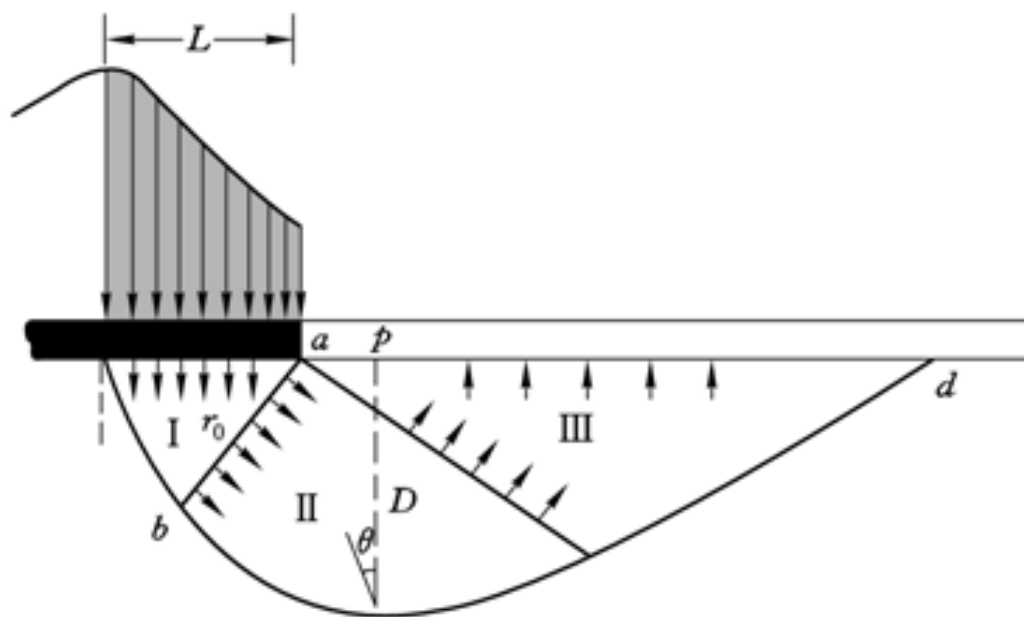
r_0 —BC、AC的长度；

α — r 与 r_0 的夹角。

■ 分布载荷情况（支承压力下）：

$$D_{\max} = \frac{L \cos \theta}{2 \cos \theta \left(\frac{\pi}{4} + \frac{\phi}{2} \right)} e^{\left(\frac{\pi}{4} + \frac{\phi}{2} \right) \tan \phi}$$

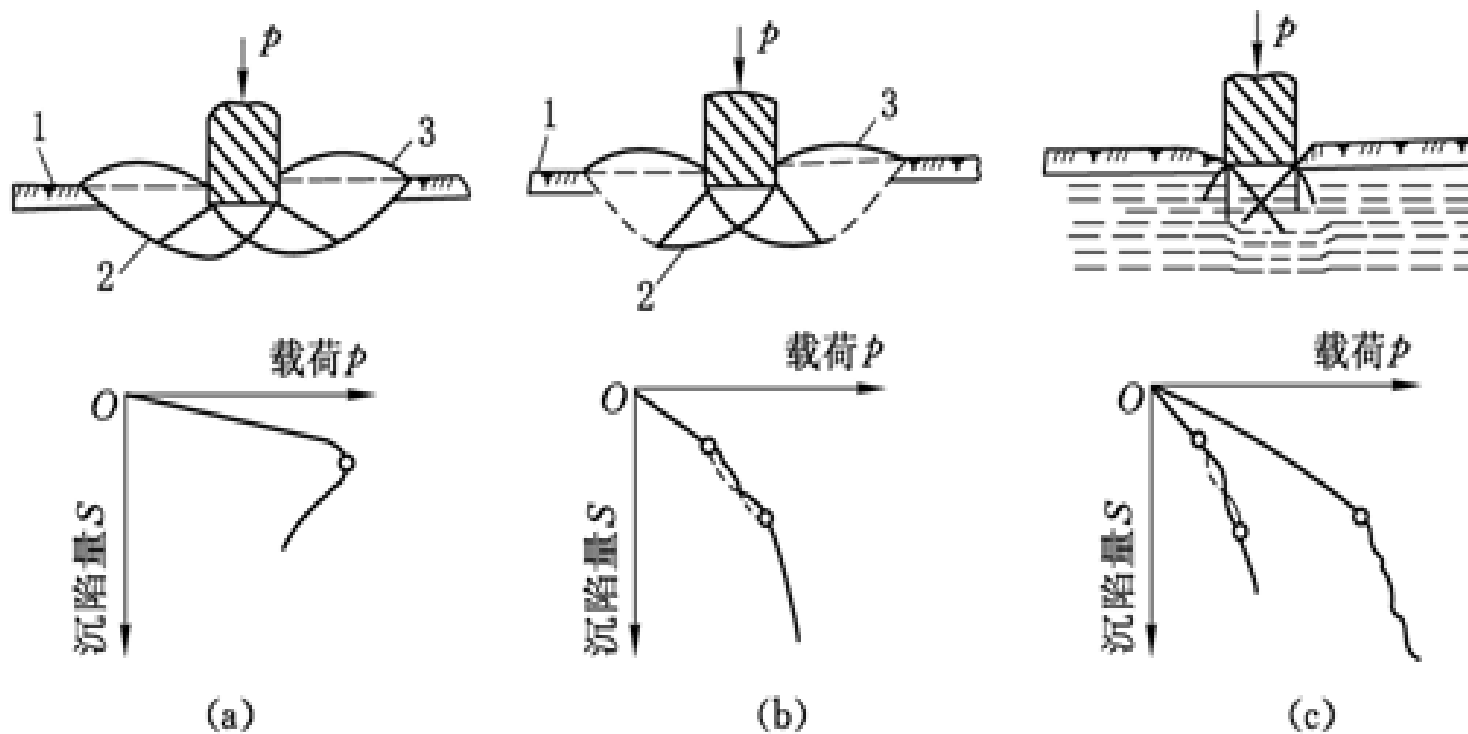
$$ao = \frac{L \sin \theta}{2 \cos \theta \left(\frac{\pi}{4} + \frac{\phi}{2} \right)} e^{\left(\frac{\pi}{4} + \frac{\phi}{2} \right) \tan \phi}$$



I ——主动应力区； II ——过渡区； III ——被动应力区

$D_{\max}$ ——最大破坏深度； ao ——最大破坏深度位置

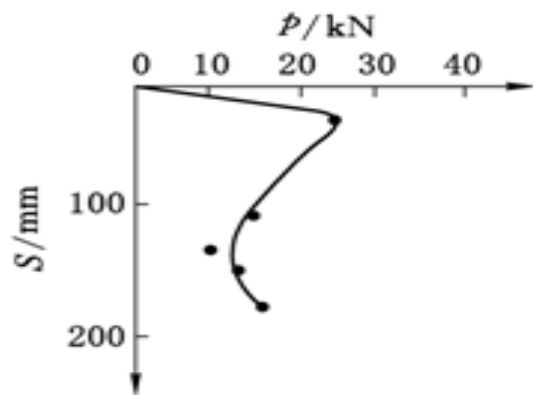
■ 圆柱形载荷作用下，砂模型的破坏试验



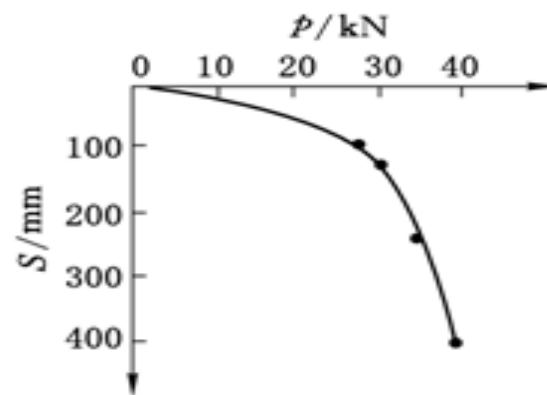
(a) 致密砂，整体剪切破坏； (b) 中密砂，局部剪切破坏； (c) 极松散砂，冲剪破坏

1——原层面； 2——剪切滑移面； 3——隆起面

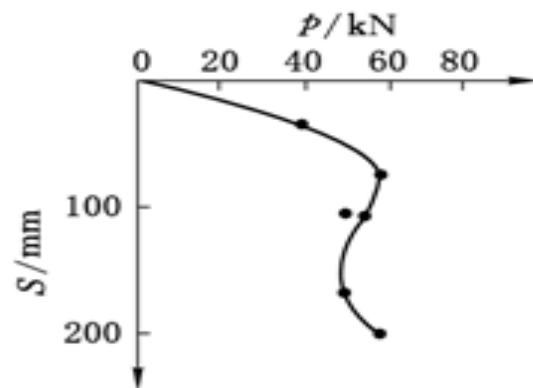
■ 底板岩层的支柱载荷——钻底量试验曲线



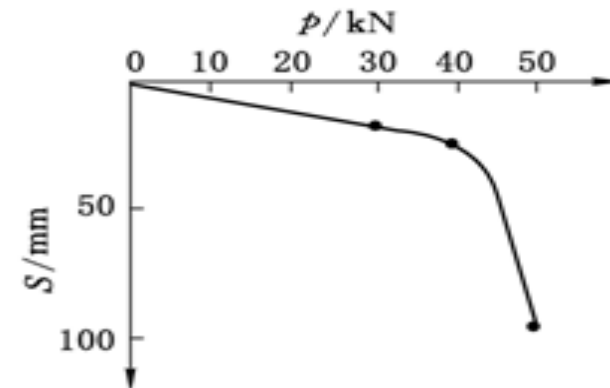
(a)



(b)



(c)



(d)

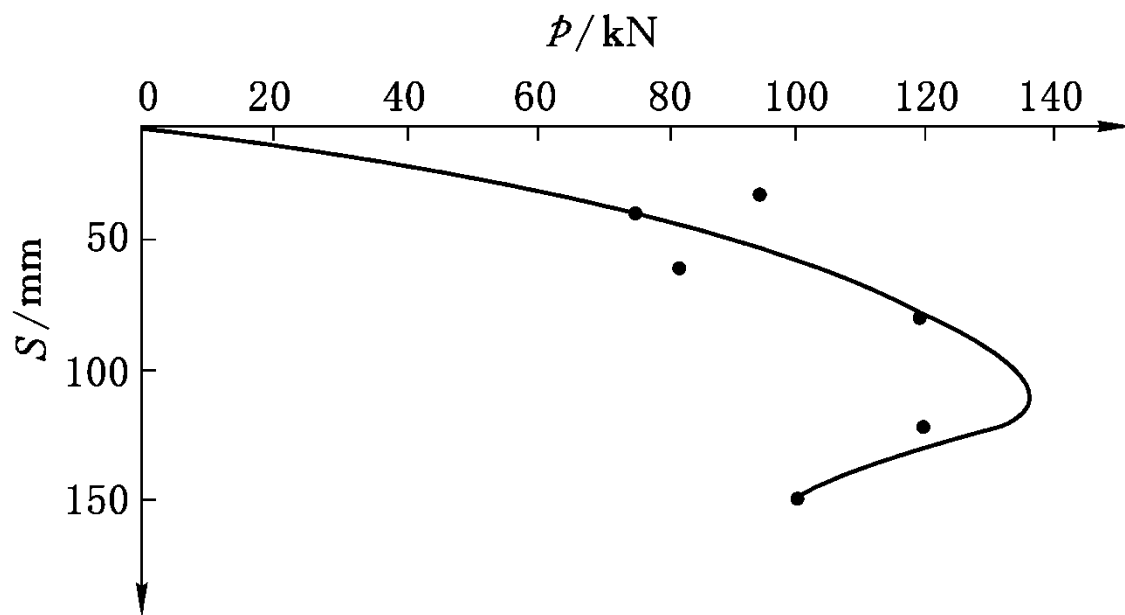
(a) 整体剪切破坏； (b) 局部剪切破坏； (c)、(d) 其他形式

- 1. 底板岩层是为工作面支架提供反作用力的基础，其力学性能直接影响到支架支撑效率的正常发挥。【载重量与路基关系】
- 2. 底板分类的基本指标是允许底板载荷强度，其表达式为

$$P_p = 0.75P_{\text{aver}}$$

式中： P_p ——允许底板载荷强度，MPa；

P_{ave} ——平均极限底板载荷强度，MPa。



1996年颁发的[MT 553—1996] 《缓倾斜煤层采煤工作面底板分类》

各类底板的指标界限及参考岩性

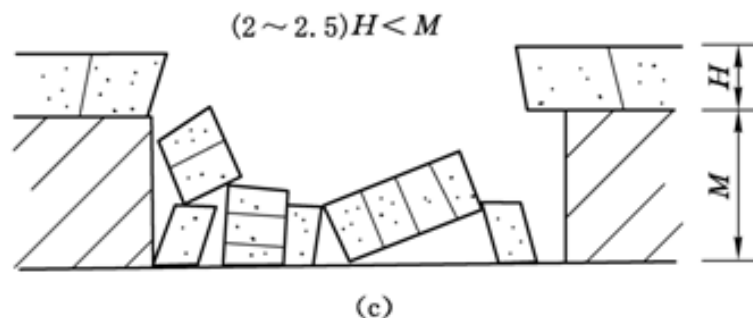
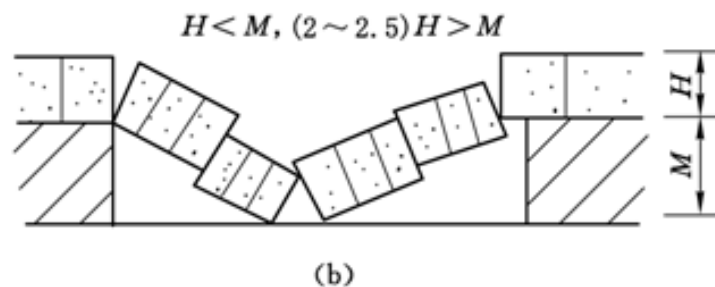
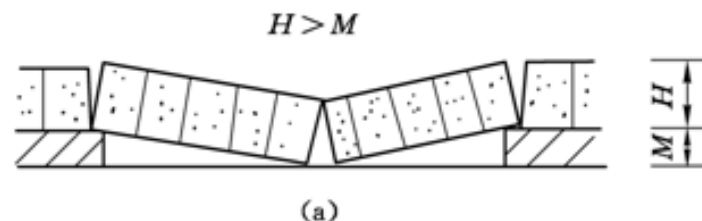
底板类别		基本指标	辅助指标	参考指标	参考岩性
名称	代码	允许底板载荷强度 P_p/MPa	允许底板刚度 $S_p/\text{MPa} \cdot \text{mm}^{-1}$	允许底板抗压强度 σ_c/MPa	
极软	I	$P_p \leq 3.0$	$S_p \leq 0.3$	$\sigma_c \leq 8.5$	充填砂、泥岩、软煤
松软	II	$3.0 < P_p \leq 6.0$	$0.3 < S_p \leq 0.7$	$8.5 < \sigma_c \leq 13.2$	泥页岩、煤
较软	III	III _a $6.0 < P_p \leq 10.0$	$0.7 < S_p \leq 1.2$	$13.2 < \sigma_c \leq 19.6$	中硬煤、薄层状页岩
		III _b $10.0 < P_p \leq 16.0$	$1.2 < S_p \leq 2.0$	$19.6 < \sigma_c \leq 29.1$	硬煤、致密页岩
中硬	IV	$16.0 < P_p \leq 32.0$	$2.0 < S_p \leq 4.1$	$29.1 < \sigma_c \leq 54.6$	致密页岩、砂质页岩
坚硬	V	$P_p > 32.0$	$S_p > 4.1$	$\sigma_c > 54.6$	厚层砂质页岩、粉砂岩、砂岩

2.7 库兹涅佐夫铰接岩块矿压假说

库兹涅佐夫
铰接岩块矿压假说
(1950~1954)
(Г.Н.Кузнецов)

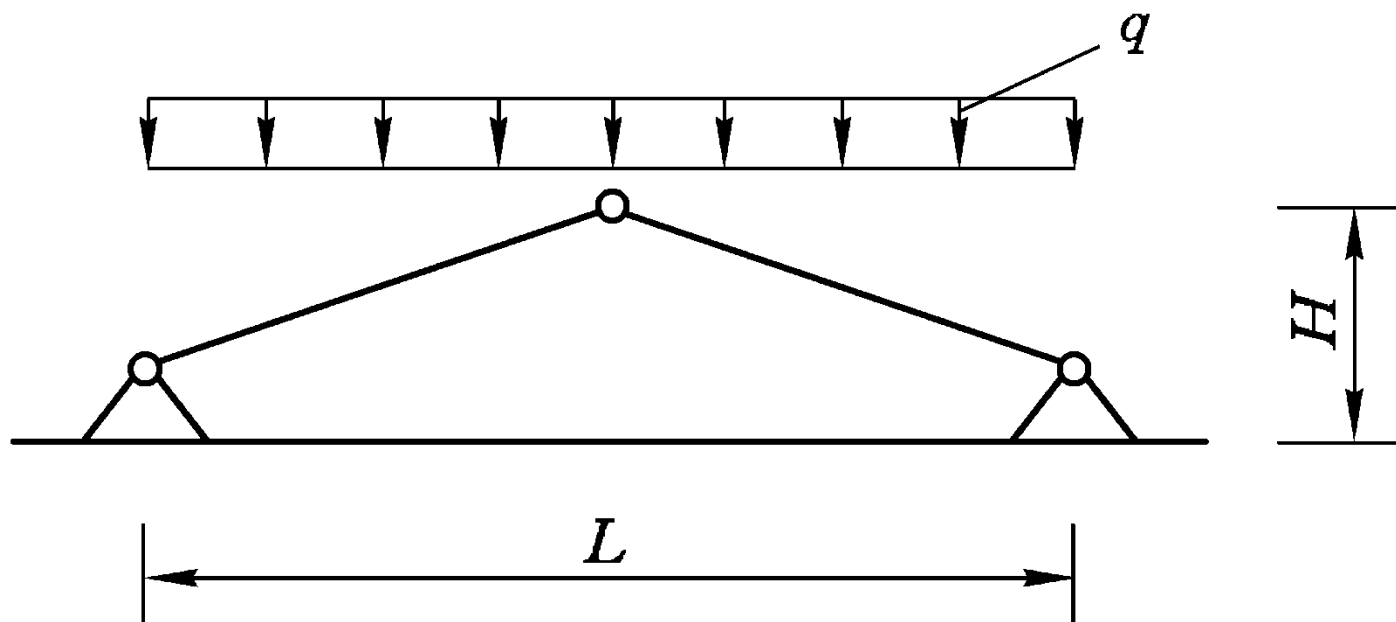
基本顶岩层判据——能否形成三铰拱结构；
支架给定载荷工作状态（非三铰拱结构）；
支架给定变形工作状态（三铰拱结构）。

《采煤学》，煤炭工业出版社，1959年。



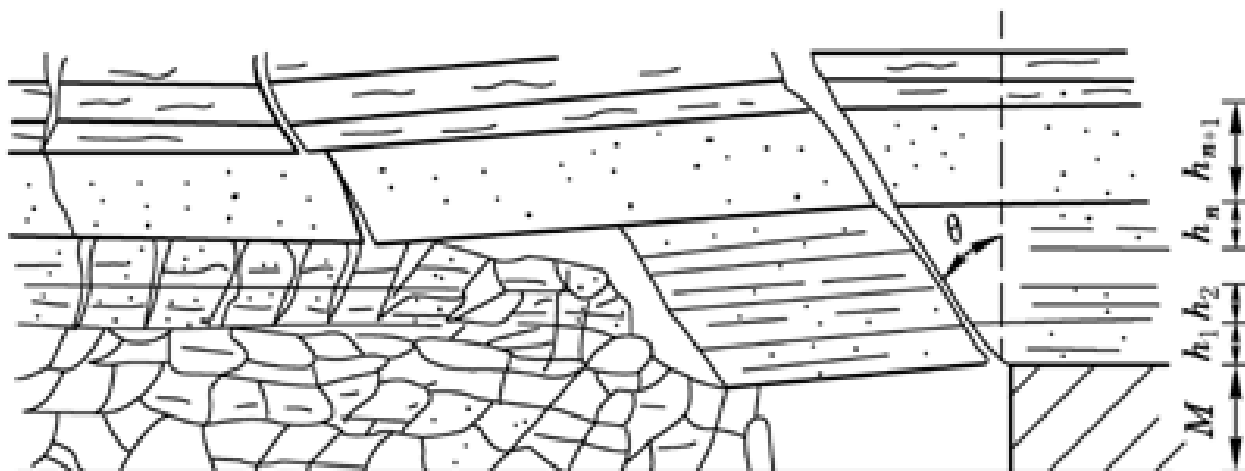
a—规则移动； b—无翻转垮落； c—翻转垮落

■ 铰接岩块矿压假说三铰拱结构力学模型



成拱条件: $H > M$

■ 铰接岩块矿压假说力学模型



传递岩梁假说

——宋振骐 中国科学院院士



$$A \leq P_T \leq A + h_E \cdot \gamma_E \cdot L_A / 2L_k$$

式中：

P_T ——顶板给支架的作用力， kN/m^2 ；

A ——直接顶给支架的作用力， kN/m^2 ；

h_E ——岩梁的厚度， m ；

γ_E ——岩梁的容重， kN/m^3 ；

L_k ——采场控顶距， m ；

L_A ——来压完成时该岩梁的悬伸跨度， m 。



砌体梁假说

——钱鸣高 中国工程院院士

$$P_2 > R_{0-0} - T \cdot \tan(\phi - \theta)$$

式中：

P_2 ——支架给于老顶的力；

R_{0-0} ——结构中A于B块间的滑移力（待确定）；

T ——岩块咬合时的水平推力（待确定）；

ϕ ——岩块间摩擦角；

θ ——岩块破断面与垂直面的夹角。

《中国煤矿采场围岩控制》（p63）中国矿业大学出版社，1994

■ 2.8 采场薄板矿压理论

第二届煤矿采场矿压 理论与实践讨论会论文汇编



煤炭工业部矿山压力科技情报中心站

浅论坚硬顶板的下沉与断裂

贾喜荣 (山西矿业学院)



简历: 贾喜荣, 男, 1953年生, 助理工程师。1976年毕业于山西矿院采矿系采煤专业, 曾从事教学工作, 现在实验室工作。

提 要

本文将坚硬顶板简化为弹性薄板问题, 根据薄板小挠度理论, 用W. Ritz法对工作面的初次放顶、初采工作面与孤岛工作面、一侧相邻采空区工作面、无煤柱工作面等四类问题进行求解, 给出了相应顶板下沉的挠曲面方程。根据顶板的应力分布和结合采场矿压的普遍规律, 对坚硬顶板的破坏机理进行了阐述, 提出了处理坚硬顶板的方法和原则。

采场矿压中的岩体结构力学问题, 无论在研究方法上或是在工程实践中都与其它地下工程结构一样, 已将岩体的力学属性归结为三大类——连续介质力学、块体力学与松散介质力学。我国第三纪煤系地层褐煤开采中的采场矿压问题主要以松散介质力学作为其矿压理论的基础; 目前的砌体梁平衡理论与传递岩梁理论是从块体力学着手来研究采场矿压的, 这种理论正在有效地指导中等稳定岩层中采场矿压的实践; 对于坚硬顶板条件下的采场矿压问题与前两者又有所不同。由于坚硬顶板具有整体性强、岩石结构致密、岩体弱面一般不发育、岩体强度高等特点, 在岩体结构力学中常简化为连续介质力学问题, 通过建立相应的力学模型, 借助于弹性理论来研究其采场矿压问题。

这里我们将坚硬顶板看作弹性薄板并通过建立不同支承条件下的力学模型来分析坚硬顶板的下沉规律、应力分布规律及其断裂过程。

所谓薄板, 通常指满足以下条件的板:

$$\left(\frac{1}{80} \sim \frac{1}{100}\right) \leq \frac{h}{a} \leq \left(\frac{1}{5} \sim \frac{1}{8}\right)$$

其中 a 为板的较小的边长, h 为板的厚度。对于薄板可用小挠度(最大挠度与板厚之比约

• 182 •

■ 单向板与双向板

对于四边支承或者三边支承板，当满足条件

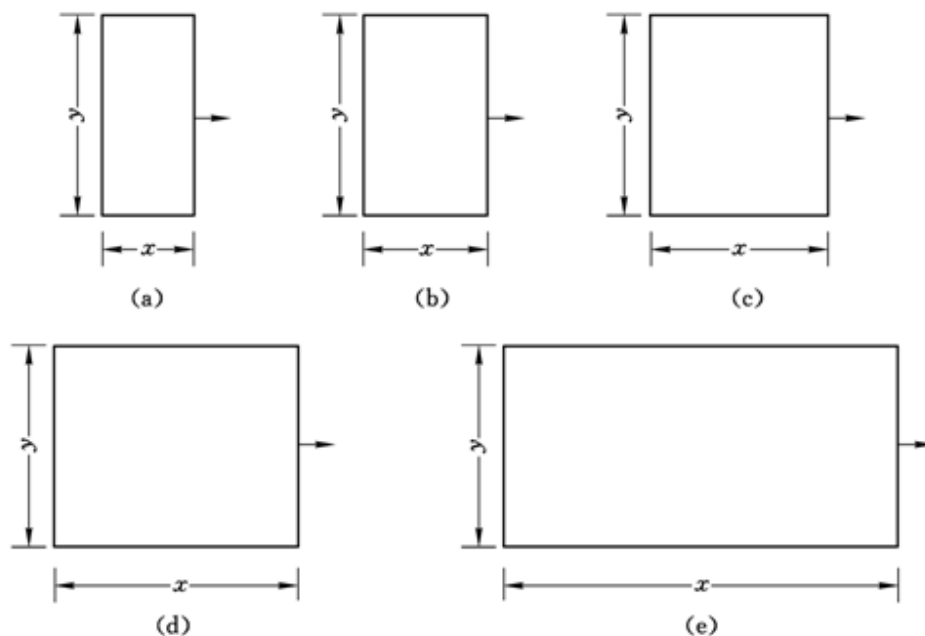
$$\frac{1}{2} \leq \frac{L_x}{L_y} \leq 2 \quad (\text{按弹性计算})$$

$$\frac{1}{3} \leq \frac{L_x}{L_y} \leq 3 \quad (\text{按塑性计算})$$

时，为双向板。

此时，板上的载荷就不能再认为只沿短跨方向传递至支承边界上，即板上的载荷分别向长跨和短跨两个方向传递至支承边界上。

■ 顶板岩层的边长比随工作面推进的变化过程



(a)— $2x < y$; (b)— $2x > y$; (c)— $x = y$; (d) — $x > y$; (e) — $x \geq 2y$
 x ——工作面推进距离; y ——工作面采长

情况(e): 如果岩层的抗弯刚度足够大, 则要经历:

单向板 $\longrightarrow$ 双向板 $\longrightarrow$ 等边矩形板 $\longrightarrow$ 双向板 $\longrightarrow$ 单向板全过程,
并最终进入短跨保持恒定的单向板稳定工作状态。

■ 板的破裂线理论

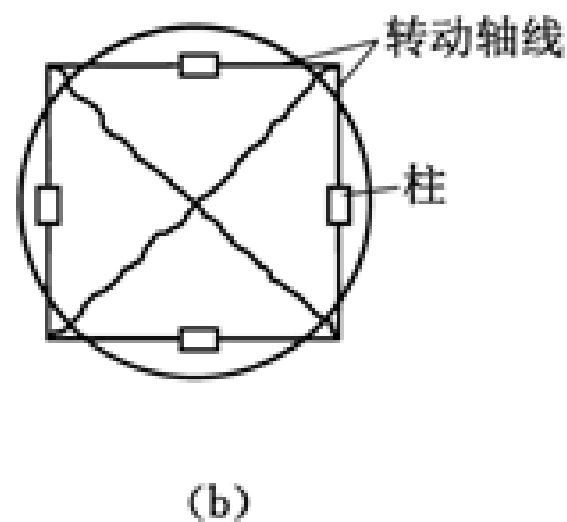
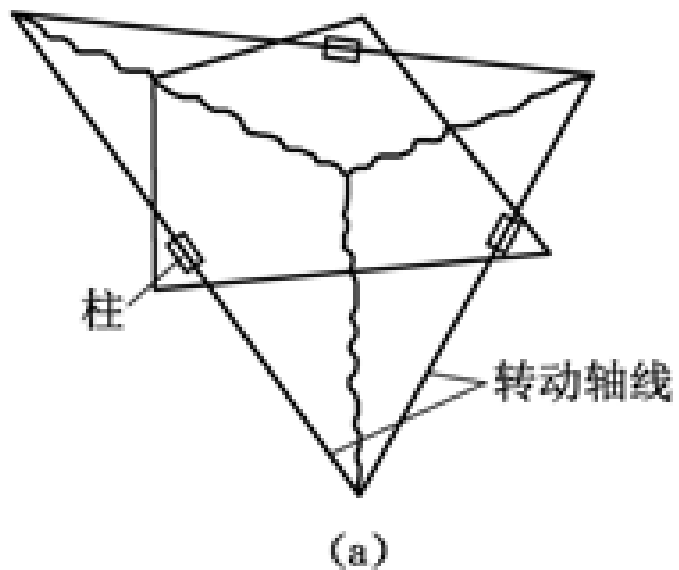
基本假定：

- (1) 板在即将破断时，在最大弯矩处形成破裂线（塑性铰线），且可以只用直线线段来描述。
- (2) 沿破裂线只有值为常数的弯矩作用，即扭矩和横剪力均略而不计。
- (3) 破裂线之间板块的弹性变形与板块的转动量相比很小，可略去不计。
- (4) 在各种可能的破坏机构中，总会给出一个较接近实际的破坏机构。

一般规律：

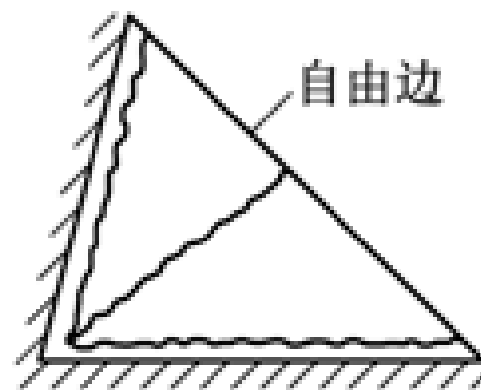
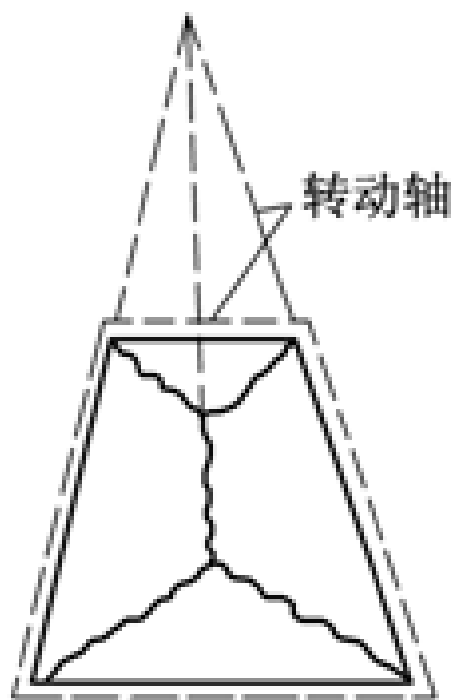
- (1) 最大正弯矩的位置，一般就是正破裂线的起点。
- (2) 沿固定边界形成负破裂线。
- (3) 板的支承线，一般就是转动轴线。
- (4) 破裂线过转动轴的交线。

- 板的转动轴线——板的支承线，一般就是转动轴线

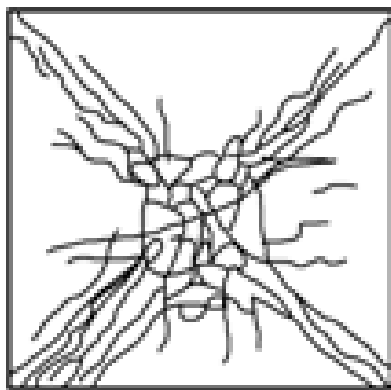


(a) 三柱支承四边形板； (b) 四柱支承圆板

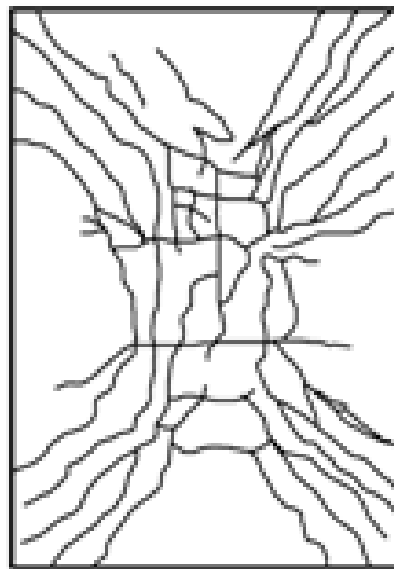
■ 板的破裂线——破裂线过转动轴的交线



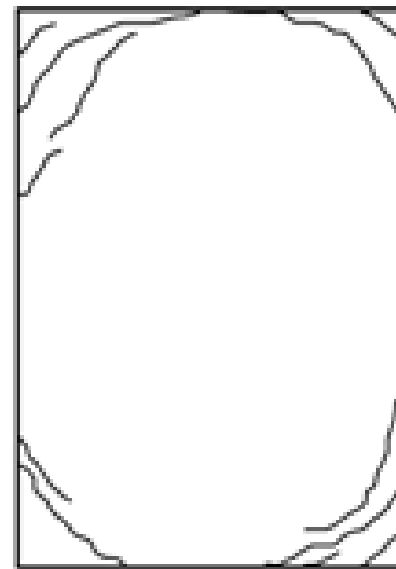
■ 均布载荷作用下砧板的断裂试验



(a)

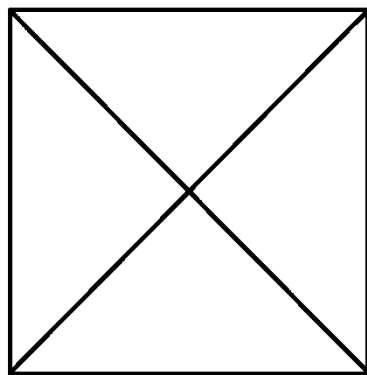


(b)

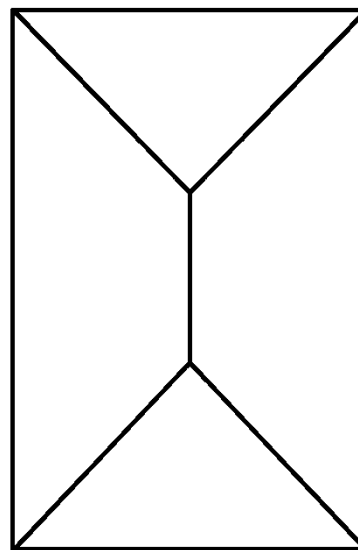


(c)

■ 矩形板破裂线的简化形式



(a)



(b)

■ 采场矿压基本原理

■ 顶板岩层结构力学特征

- 基本顶岩层 —— 半承载结构；
- 直接顶岩层 —— 非承载结构；
- 顶板上覆岩层——自承载结构。

■ 矿压理论研究的核心

- 基本顶岩层的结构力学模型；
- 基本顶岩层作用于支架上的载荷。

■ 采场矿压理论解决的基本问题（矿压规律）

1 、顶板岩层极限跨距（来压步距）： $L_i=?$

2 、顶板岩层作用于支架的载荷（来压强度） $P_i =?$

3 、在支架选型和顶板管理中力求达到：

“安全可靠，经济合理”

■ 单向板（梁）的极限跨距

按材料力学方法，取

梁的高度为： h ；

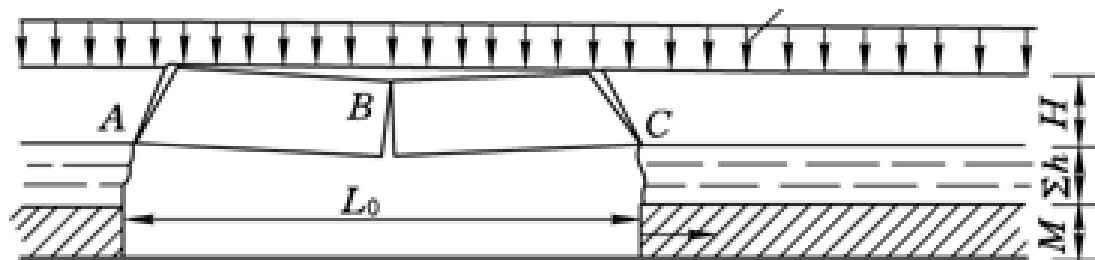
梁的厚度为： $b=1$ ；

中性面距梁表面的距离： $y=h/2$ ；

正应力与弯矩的换算公式： $\sigma = \frac{y}{J} M$

梁的截面惯矩： $J = \frac{bh^3}{12}$

可得：

$$\sigma = \frac{y}{J} \cdot M = \frac{h}{2} \cdot \frac{12}{h^3} \cdot M = \frac{6}{h^2} \cdot M$$


■ 两端固支梁：

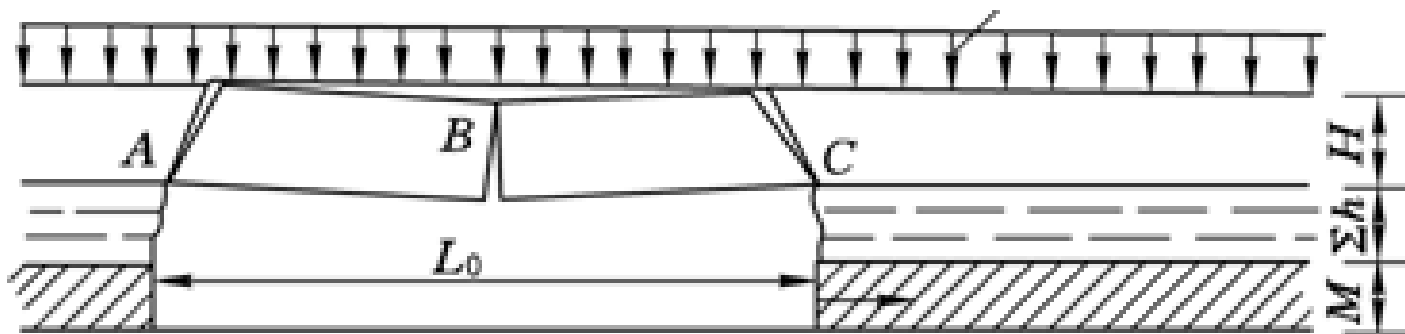
$$M_{\max} = \frac{qL^2}{12}$$

令： $\sigma_t = [\sigma]$ ， 有：

$$\sigma_t = \frac{6}{h^2} \cdot M = \frac{6}{h^2} \cdot \frac{qL^2}{12} = \frac{qL^2}{2h^2}$$

$$L^2 = \frac{2h^2 \sigma_t}{q}$$

可求得两端固支梁的极限跨距： $L = h \sqrt{\frac{2\sigma_t}{q}}$



■ 悬臂梁：

$$M_{\max} = \frac{1}{2}ql^2$$

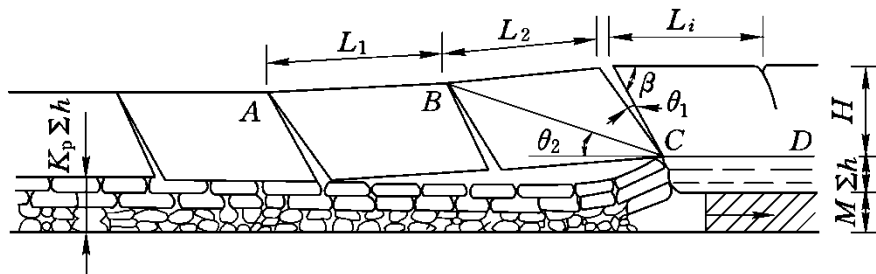
令： $\sigma_t = [\sigma]$ ， 有：

$$\sigma_t = \frac{6}{h^2} \cdot M = \frac{6}{h^2} \cdot \frac{ql^2}{2} = \frac{3ql^2}{h^2}$$

$$l^2 = \frac{h^2 \sigma_t}{3q}$$

可求得悬臂梁的极限跨距：
$$l = h \sqrt{\frac{\sigma_t}{3q}}$$

由此可得：
$$\frac{l}{L} = \sqrt{\frac{\sigma_t}{3q} \frac{q}{2\sigma_t}} = \frac{1}{\sqrt{6}} = \frac{\sqrt{6}}{6} = \frac{1}{2.449} \approx 41\%$$



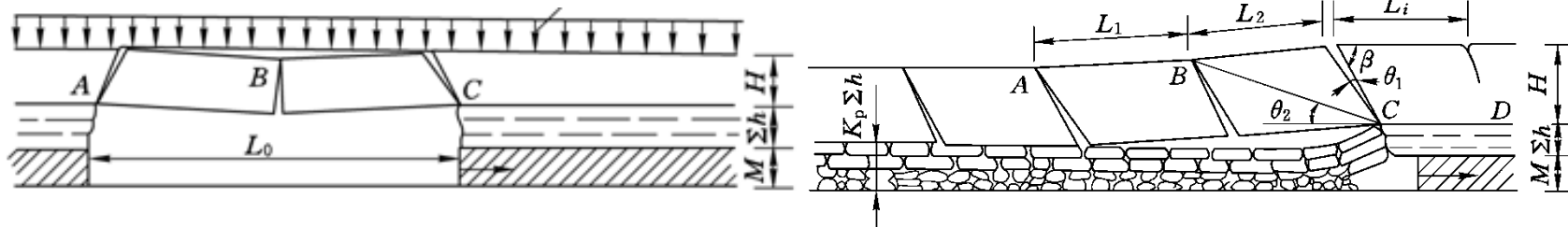
■ 直接顶、基本顶岩层极限跨距

■ 直接顶初次垮落步距：
$$l_0 = h \sqrt{\frac{2K_1 \sigma_t}{q_1}}$$

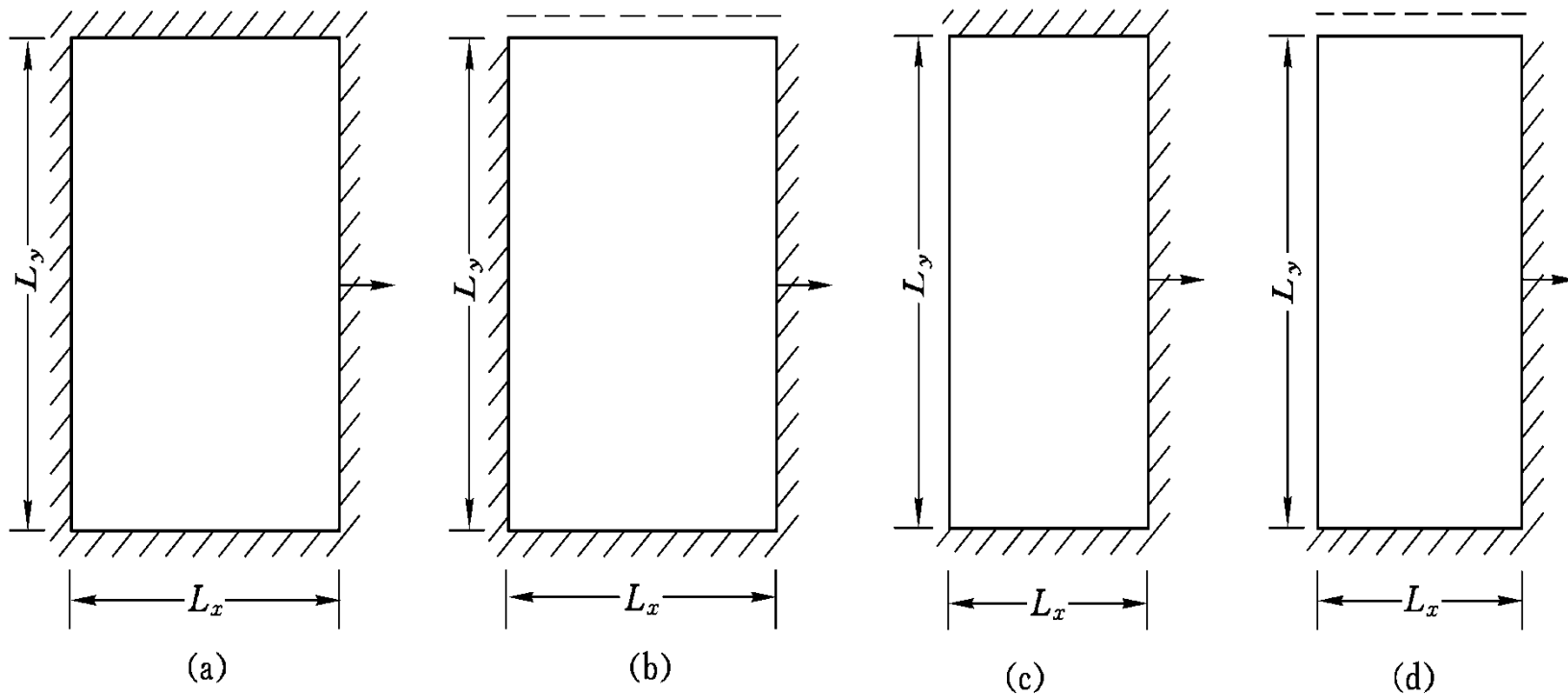
■ 直接顶周期垮落步距：
$$l_1 = \frac{\sqrt{6}}{6} l_0$$

■ 基本顶初次来压（断裂）步距：
$$L_0 = H \sqrt{\frac{2K_2 \sigma_t}{q_2}}$$

■ 基本顶周期来压（断裂）步距：
$$L_i < \frac{\sqrt{6}}{6} L_0$$



■ 采场薄板矿压理论的力学模型



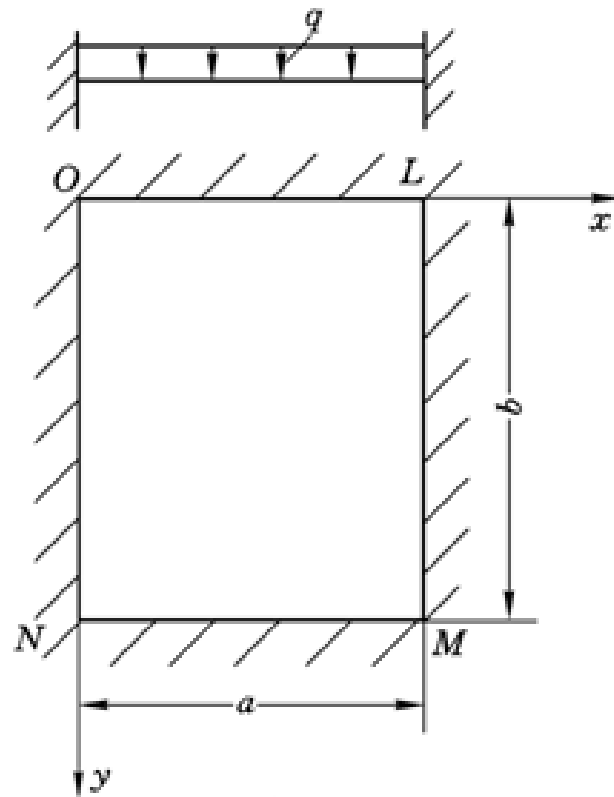
a— 四边固支板；

c— 一边自由，三边固支板；

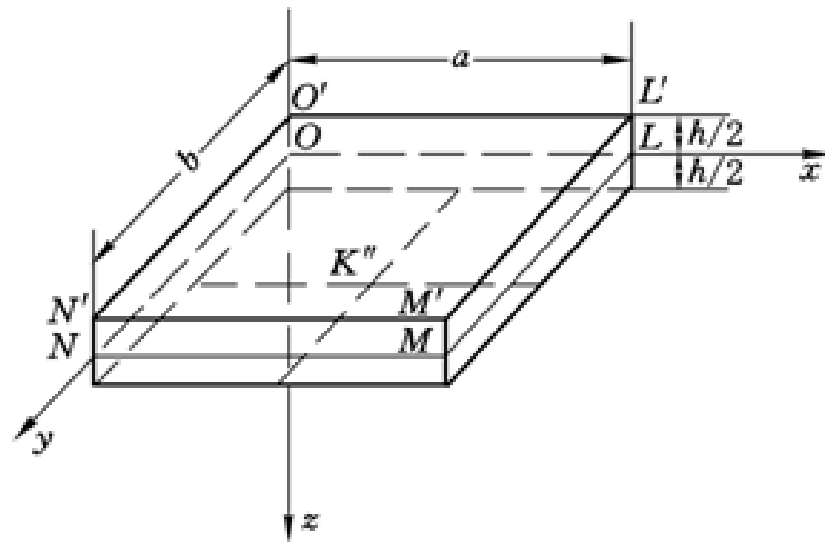
b— 三边固支，一边简支板；

d— 一边自由，一边简，两边固支板

■ 四边固支板力学模型

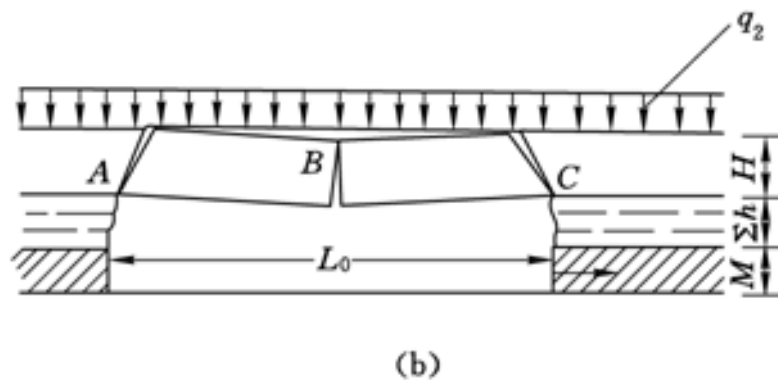
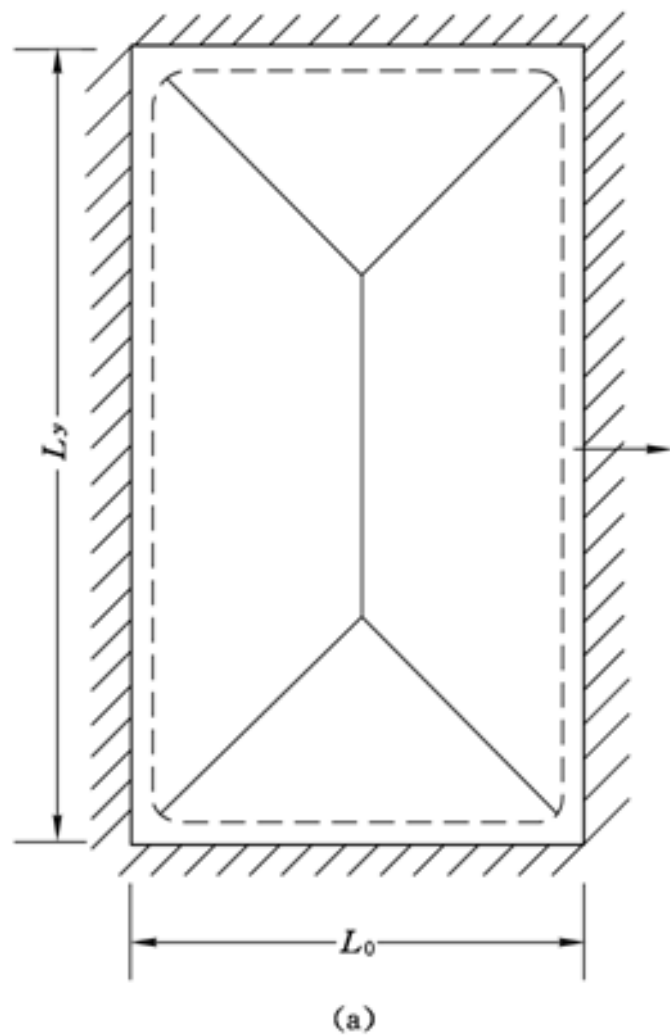


(a)

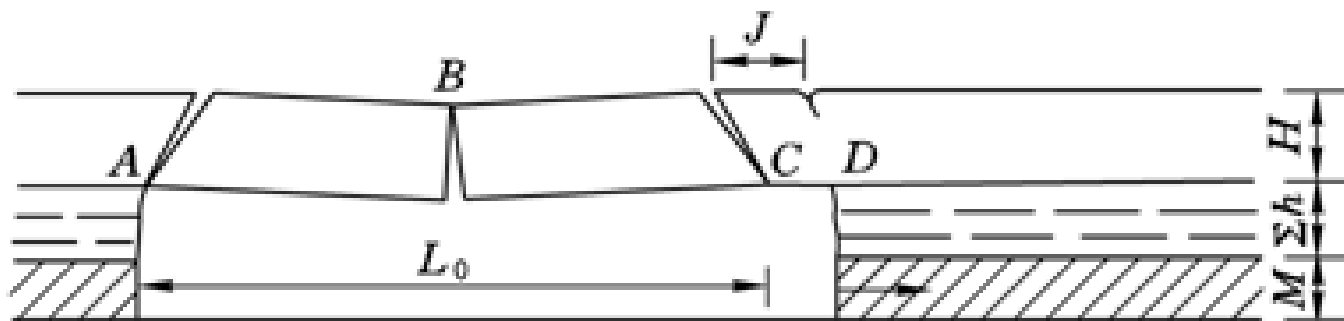


(b)

■ 顶板（基本顶）初次来压（断裂）力学模型

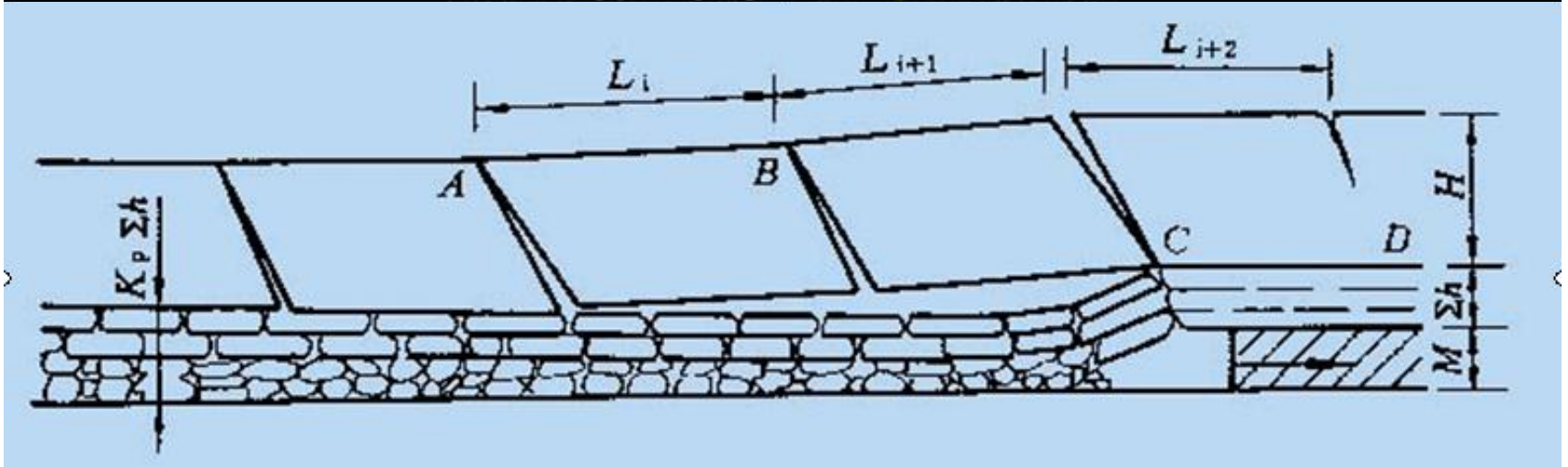


■ 基本顶岩层二次断裂（初次垮落）力学模型



J——基本顶二次断裂步距。【四铰拱，可变结构，失稳】

基本顶初次垮落步距——初次断裂步距 + 二次断裂步距。

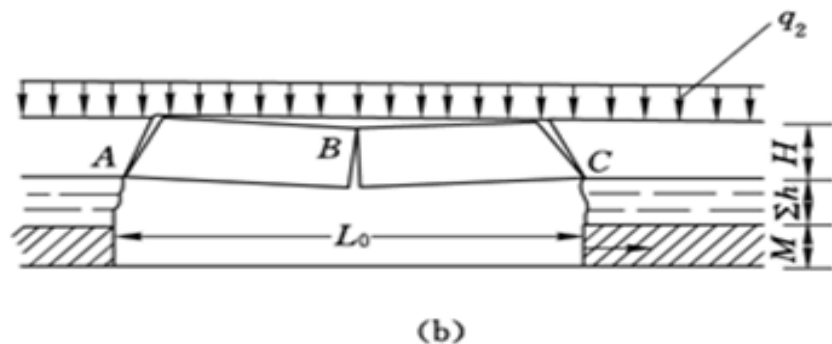
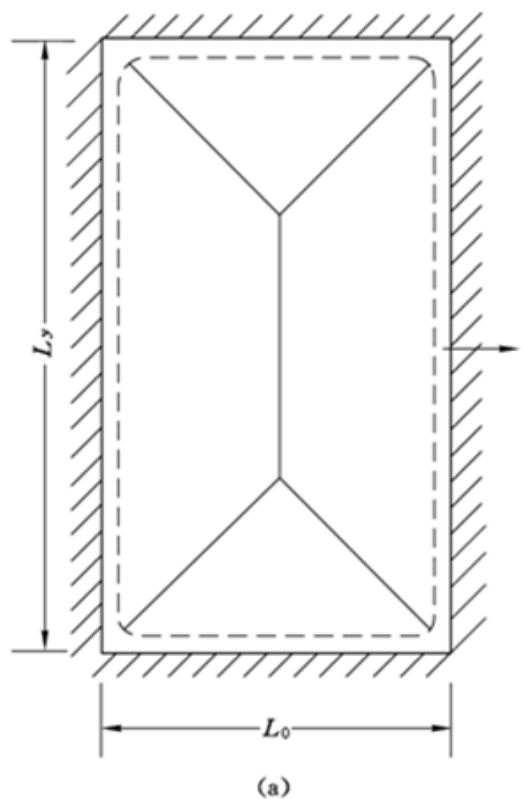


顶板（基本顶）周期来压（断裂）力学模型

■ 采场薄板矿压理论的立论依据与主要结论

■ 理论模型(1983)：弹性板与铰接板结构

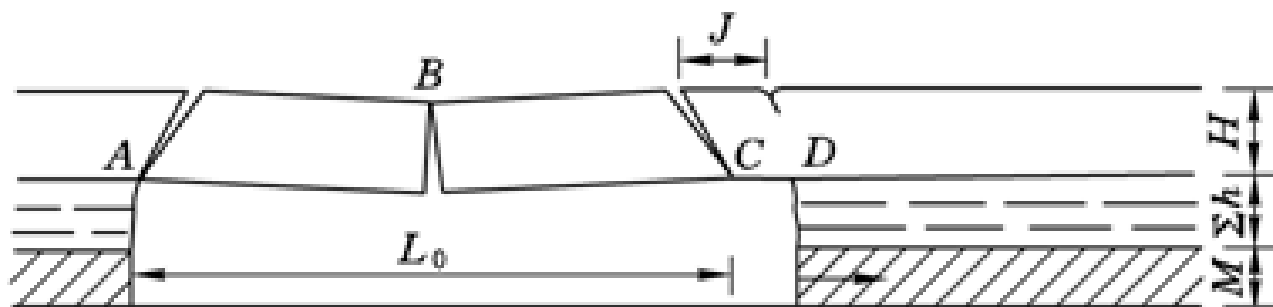
■ 初次断裂步距(弹性板极限跨距)： L_1 =根据薄板理论量化计算



$$L_0 = H \sqrt{\frac{K_2 \cdot \sigma_t}{6q_2(m'_x + \mu \cdot m'_y)}} \quad (L_x < L_y)$$

$$L_0 = H \sqrt{\frac{K_2 \cdot \sigma_t}{6q_2(m'_y + \mu \cdot m'_x)}} \quad (L_x > L_y)$$

■ 二次断裂步距J:



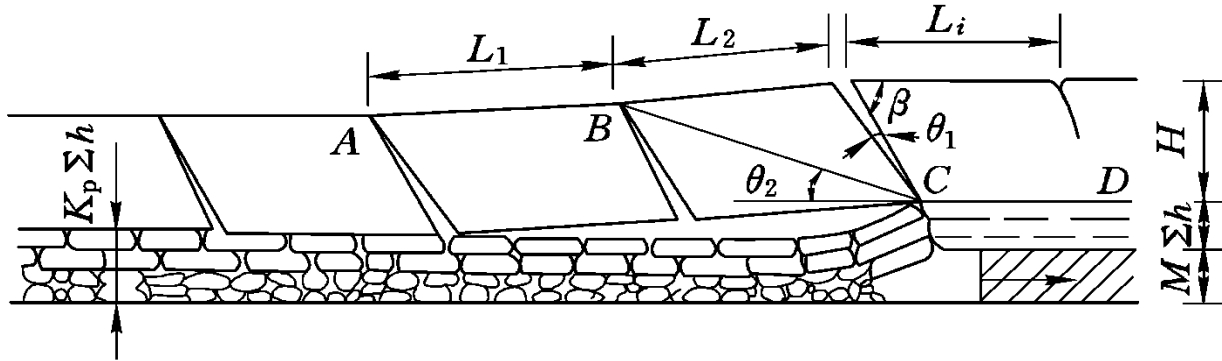
$$J = \frac{1}{2} \left(\sqrt{L_0^2 - 4C} - L_0 \right)$$

式中: $C = \frac{1}{3q^2} (2TH - 3TGH - K_2 \cdot \sigma_t \cdot H^2 - 6P_0 \cdot L_z \cdot K_z)$

$$T = \frac{q_2 L_0^2}{8H(1-G)}$$



周期断裂步距 L_i :



$$L_i = \frac{1}{2} \left(\sqrt{B^2 - 4C} - B \right)$$

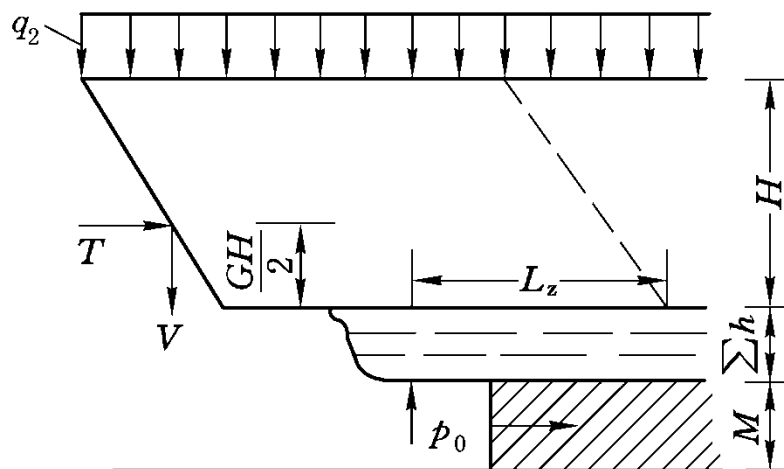
式中: $C = \frac{1}{3q^2} (2TU - TU^2 K_2 \cdot \sigma_t - 3TGH - 6P_0 \cdot L_z \cdot K_z);$

$$U = H(1 - G/2); \quad B = 2V / q^2$$

$$T = \frac{Q \cdot X_c (1 + S)}{2Y - X \cdot \operatorname{tg} \theta_2}; \quad V = \frac{Q_2}{2} - T \cdot \operatorname{tg} \theta_2$$



顶板岩层作用于支架的载荷 P :



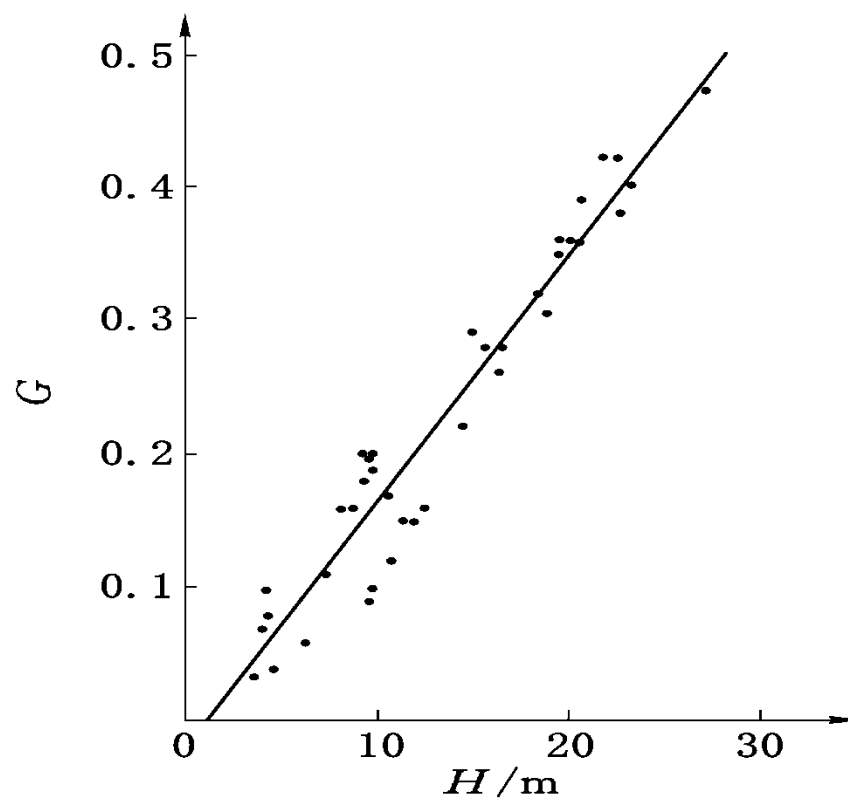
$$P = V - Tf + P_1$$

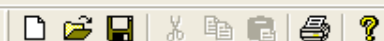
$$\text{式中: } f = \operatorname{tg} \left(JRC \cdot \lg \frac{G \cdot H \cdot JCS}{T} + \phi_b + \beta - \frac{\pi}{2} \right)$$

【注】工作面顶板来压（来压步距、来压强度）计算举例见教材中对应章节。

■ 顶板初次来压时，基本顶挤压高度系数

$$G=0.018H-0.0195$$





采场矿压RST软件系统

Dialog



简支边数

0

矿名、层:新泊村煤矿.inb

返回

基本顶岩石容重 γ (T/m³)

2.7

工作面采高 M(m)

2.57

刷新

基本顶岩层厚度 H(m)

8.0

直接顶厚度 Σh (m)

2.0

存盘

基本顶加载层厚度 h(m)

0

直接顶岩层容重 ρ (T/m³)

2.7

基本顶岩石抗拉强度 σ_t (T/m²)

1086

工作面控顶距 S_k (m)

3.5

基本顶岩层粗糙度系数 JRC

10

直接顶岩层碎胀系数

1.25

基本顶岩层表面抗压强度 JCS(T/m²)

8728

基本顶岩层泊松比

0.2

工作面采长 L_m (m)

110

基本顶岩层强度系数

0.8

基本顶岩层基础摩擦角 ϕ_b (度)

30

基本顶初次来压挤压高度系数

0.1245

基本顶岩层破断角 (度)

70

基本顶周期来压挤压高度系数

0.06

工作面支架初撑力 P_0 (T/m)

100

煤层倾角 (度)

0

RST 顶板来压计算与实测结果对比工程实例

资料来源	矿压名称	数值类别	初次来压	二次来压	周期来压
大同云岗矿3#煤层8305长壁工作面，厚层状砾岩基本顶（1984.5）	顶板来压步距（m）	计算预测值	84.5	9.4	16.45~18.10
		实测值	83.3	11.2	10.7~24.30
	顶板来压强度（kN/m）	计算预测值	3961.0	3817.0	3600.4~3721.3
		实测值	>3667.0	3667.0	≥3667.0
阳泉南庄煤矿15#煤层8505放顶煤工作面（1994.7）	顶板来压步距（m）	计算预测值	31.26~35.57	6.31~6.46	9.70~11.40
		实测值	33.0	6.20	5.40~11.00
	顶板来压强度（kN/m）	计算预测值	1464.4~1513.4	1100.2~1125.8	1115.3~1163.3
		实测值	1505.1	793.8	589.8~1017.5
晋城泊村煤矿15#煤层15101长壁工作面，厚层状石灰岩基本顶（2005.10）	顶板来压步距（m）	计算预测值	50.90~65.93 平均58.61	6.46~7.40 平均6.94	10.48~16.73 平均12.82
		实测值	52.00~60.00 平均56.41	3.0~8.0 平均5.30	9.0~12.0 平均10.86
	顶板来压强度（kN/m）	计算预测值	2091.4~2175.0 平均2139.1	1866.0~2166.0 平均2104.4	1860.4~2419.9 平均2104.4
		实测值	1780~2960 平均2460.0	1790~2580 平均2162.9	1560~2400 平均2114.3

平寿康教授指出：“早于1983年贾老师提出的‘多种支承条件下的弹性薄板结构’是首创的；研究成果达到国内外先进水平”。

史元伟教授级高工指出：“本文是作者多年来矿压研究的重要成果，所建立的‘弹性薄板与铰接板结构’理论模型有重要的现实意义和理论意义”。

——长壁工作面顶板来压计算预测方法及实用计算程序研究项目鉴定书，1993年9月20日。

任德惠教授指出：“板结构首先是由山西矿业学院贾喜荣提出来”。

——任德惠编著，《井工开采矿山压力与控制》p61，重庆大学出版社，1990年。

■ 采煤工作面支架初撑力

- 支架初撑力——工作面支架对顶板岩层的（初始）主动作用力。

作用：控制顶板离层；提高顶板岩层的稳定性；增强支架的抗冲击能力；
采煤工作面顶板控制的最关键的技术环节。



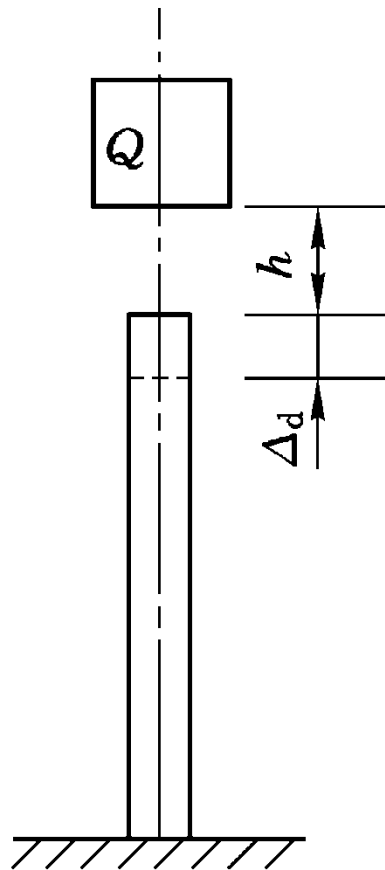
支架初撑力问题？



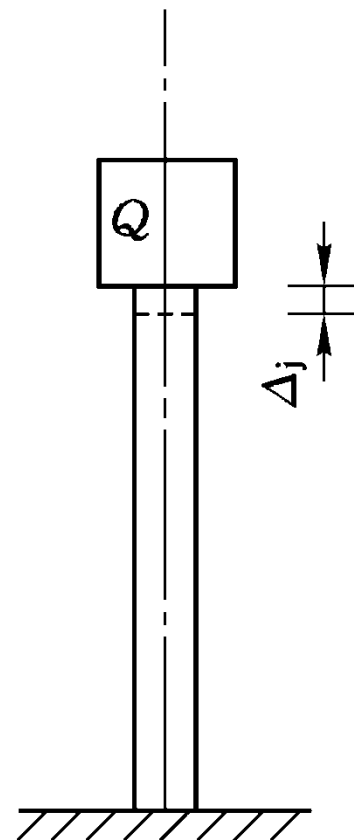
■ 支架的动载系数

$$K_d = 1 + \sqrt{1 + \frac{2h}{\Delta j}}$$

式中： K_d ——动载系数；
 h ——顶板离层高度；
 Δj ——支架静变形。

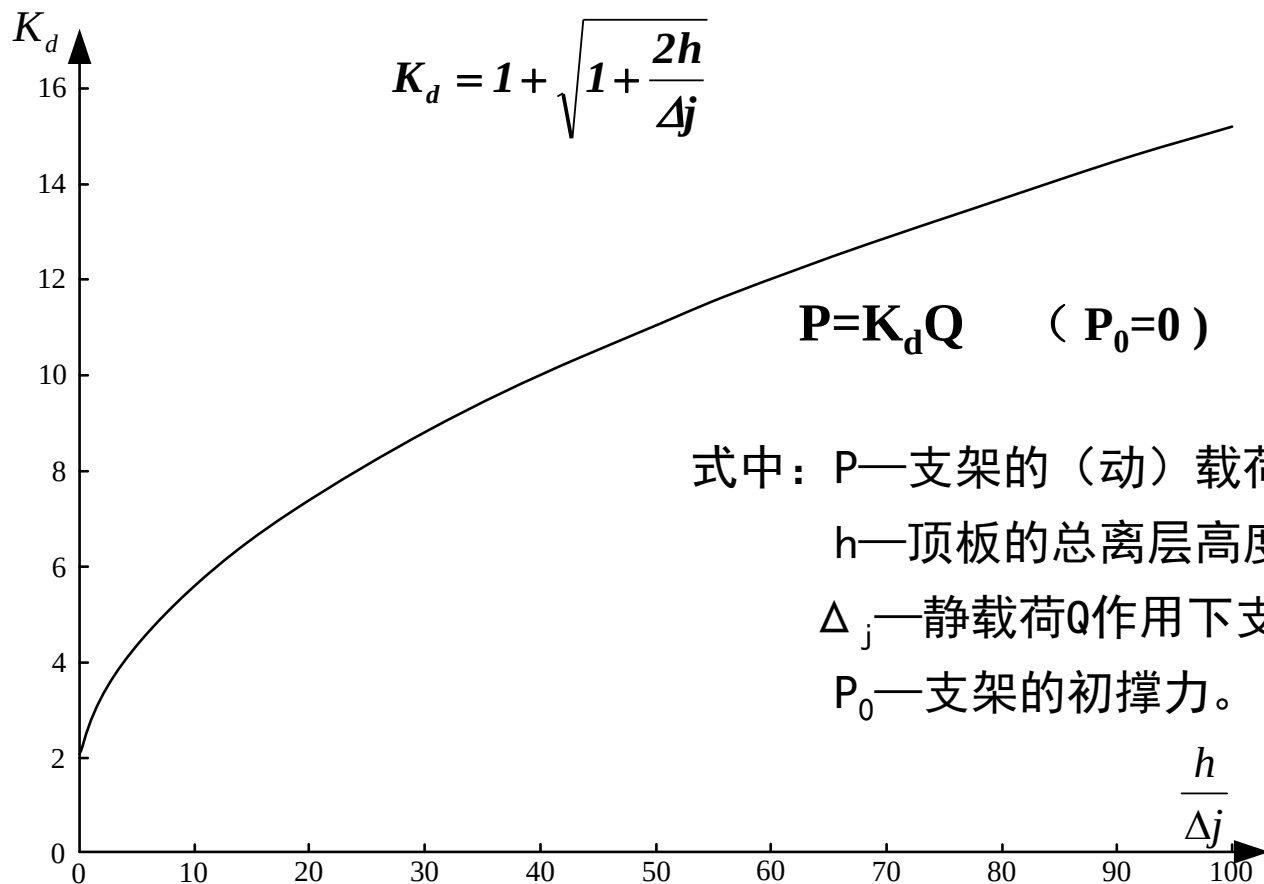


(a)



(b)

顶板离层高度对动载系数的影响



■ 初撑力对支架冲击载荷的影响

由： $K_d = 1 + \sqrt{1 + \frac{2h}{\Delta j}}$

有：当 $h=0$ 时

$$P = 2Q - P_0$$

式中：P—支架的载荷；

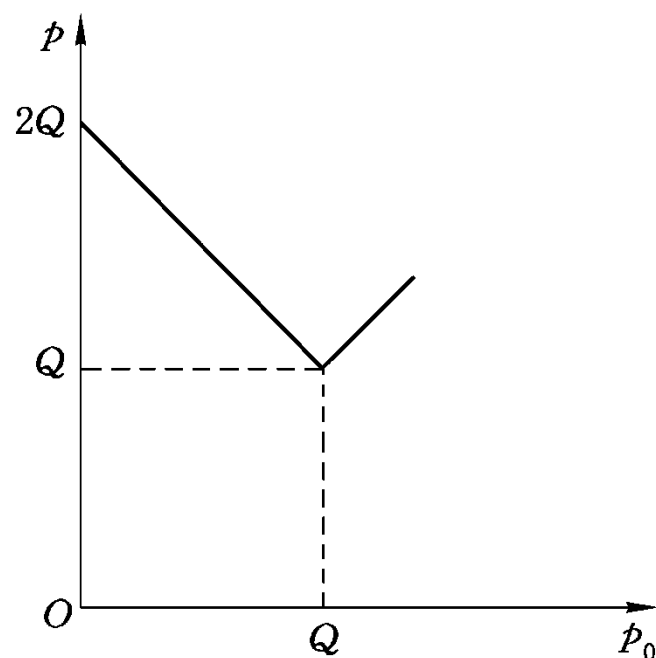
h—顶板的总离层高度；

Δj —静载荷Q作用下支架的变形；

P_0 —支架的初撑力。

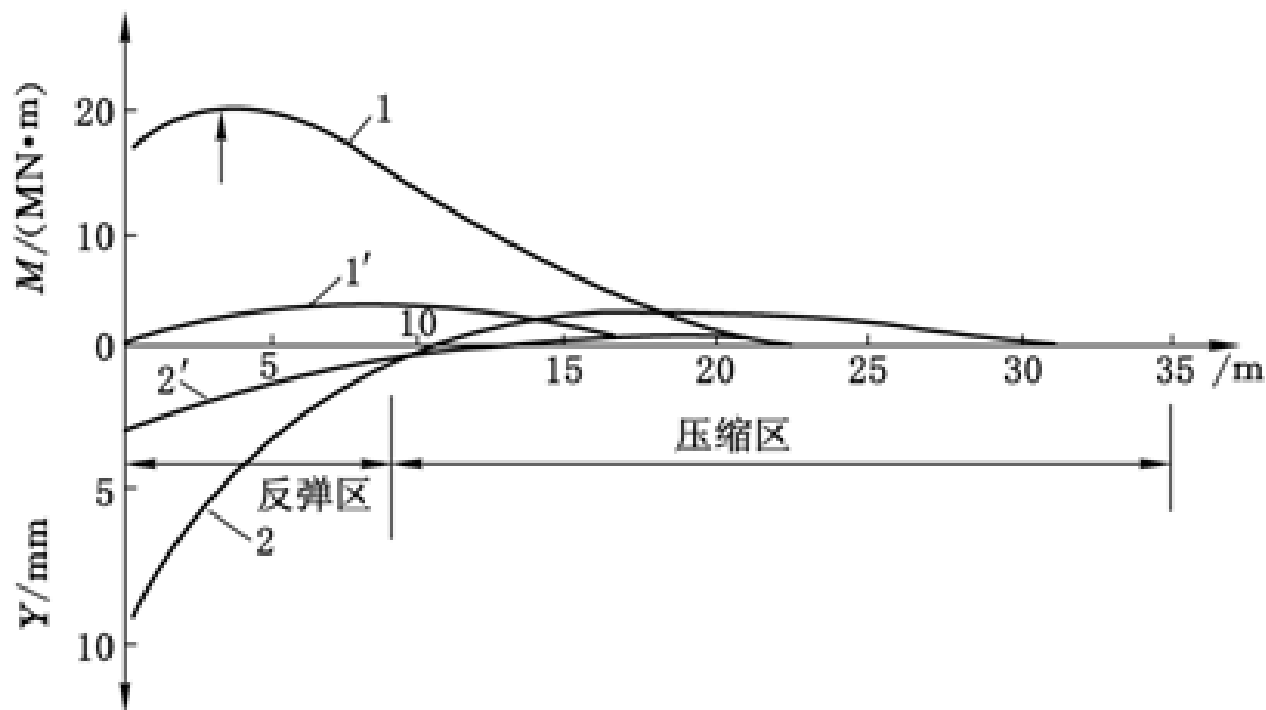
K_d —动载荷系数；

Q—静荷重



■ 长壁工作面矿压（载荷、变形）观测

■ 基本顶的断裂与反弹



1、1' ——基本顶断裂前、后弯矩变化曲线；

2、2' ——基本顶破断前、后位移变化曲线

顶板压力（支架载荷）数据采集及处理系统



大同国投塔山煤矿2#煤层10203工作面支架工作特性曲线

请选择日期: 2008 年 10 月 21 日

分机编号 7

整面

单位 兆帕

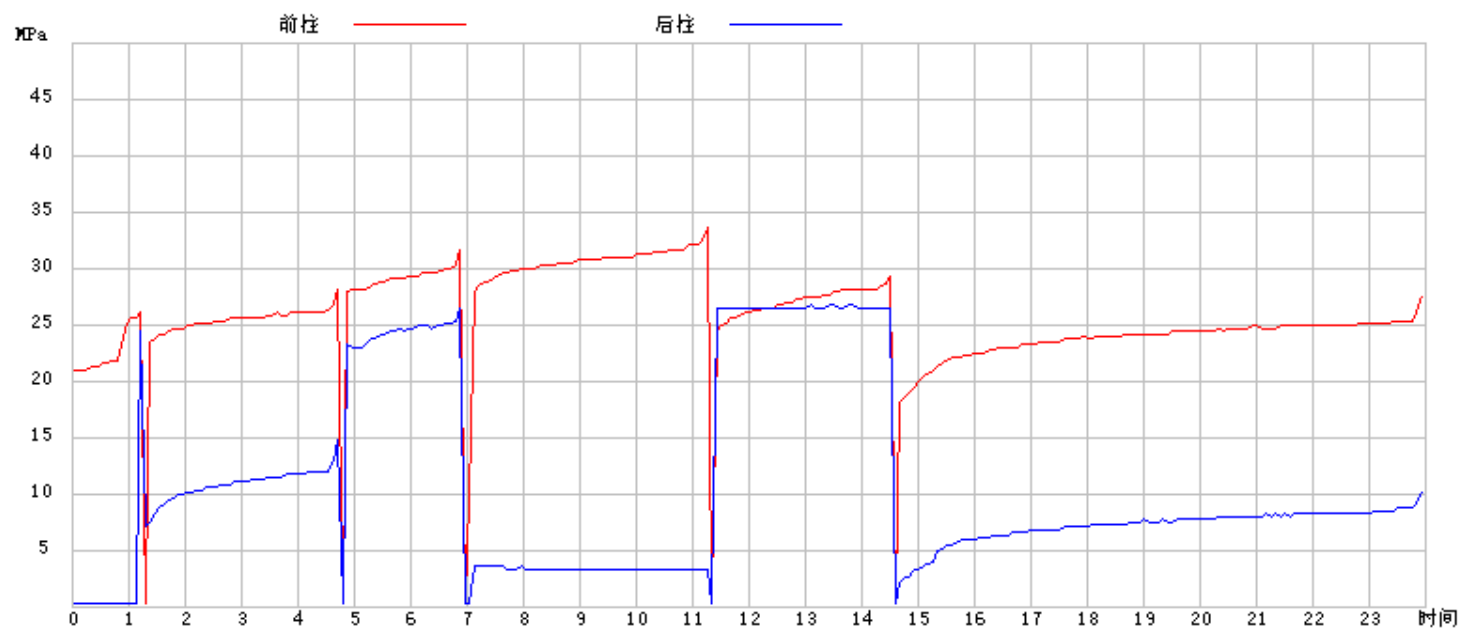
打印

前柱: 最大: 33 最小: 0 平均: 25

后柱: 最大: 26 最小: 0 平均: 10

对应时间: 11:16 1:18

13:51 0:3

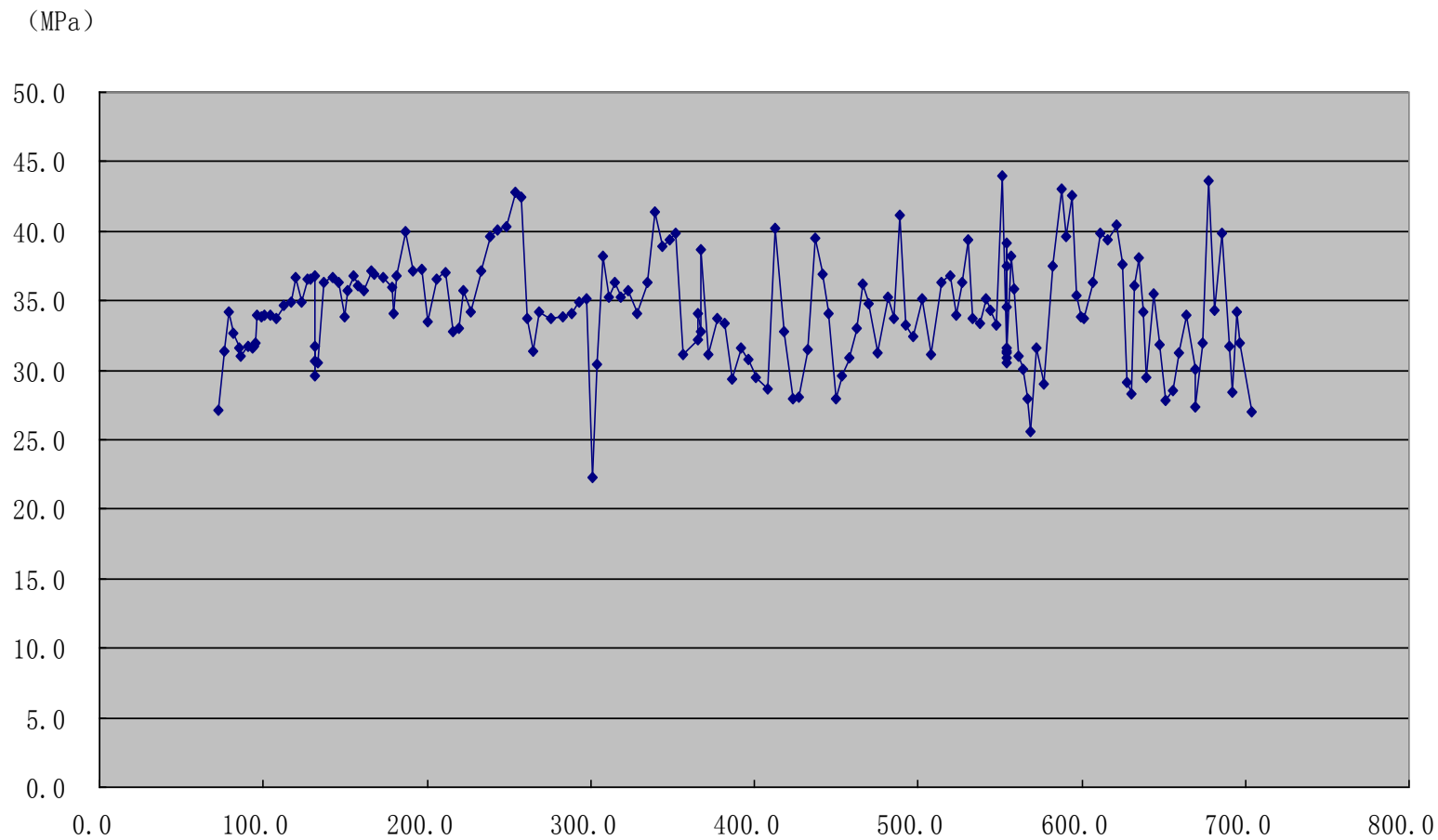


距离(米): 150.75

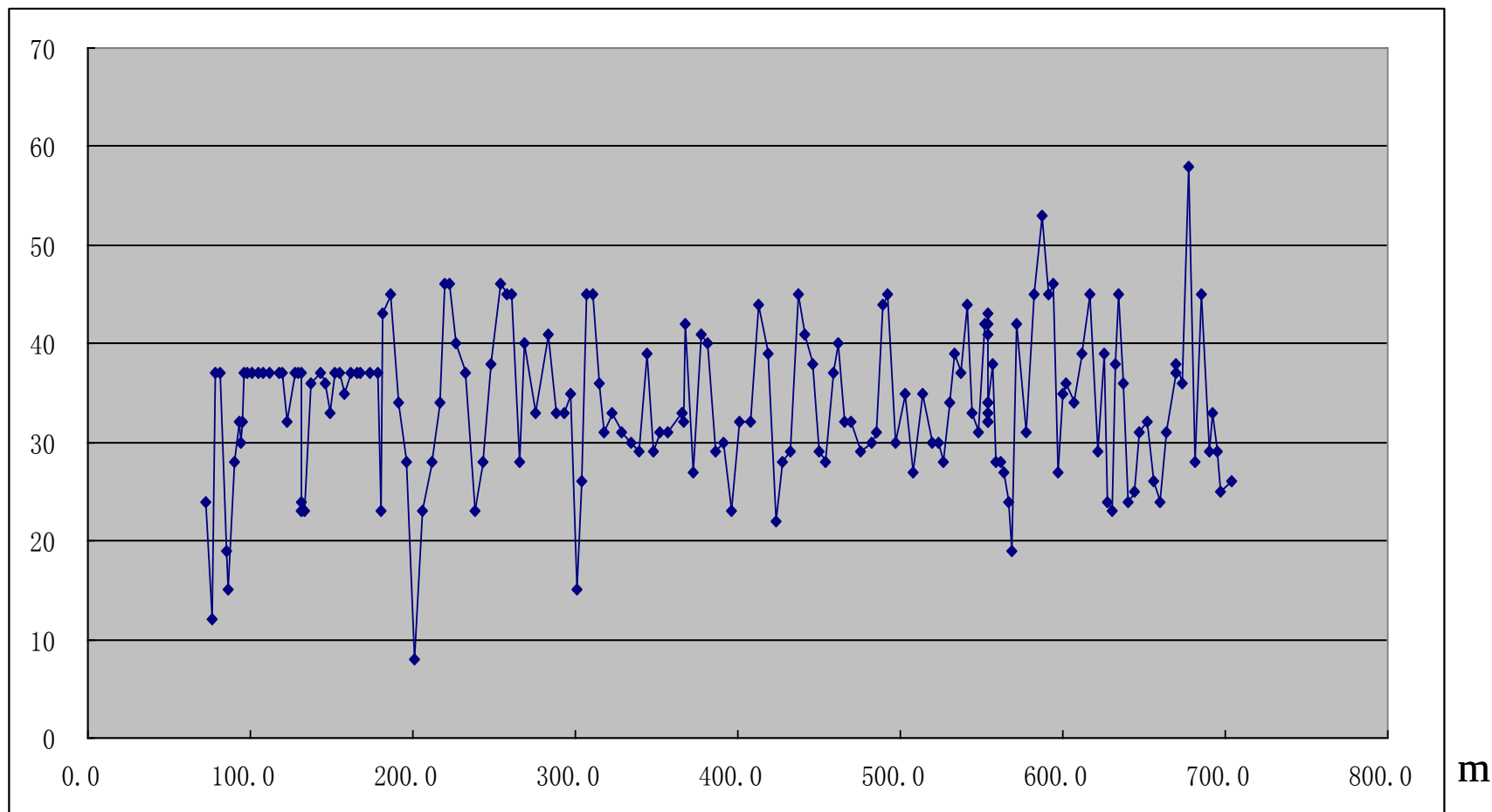
运顺(米): 145.5

轨顺(米): 156

10201综采工作面实测矿压曲线

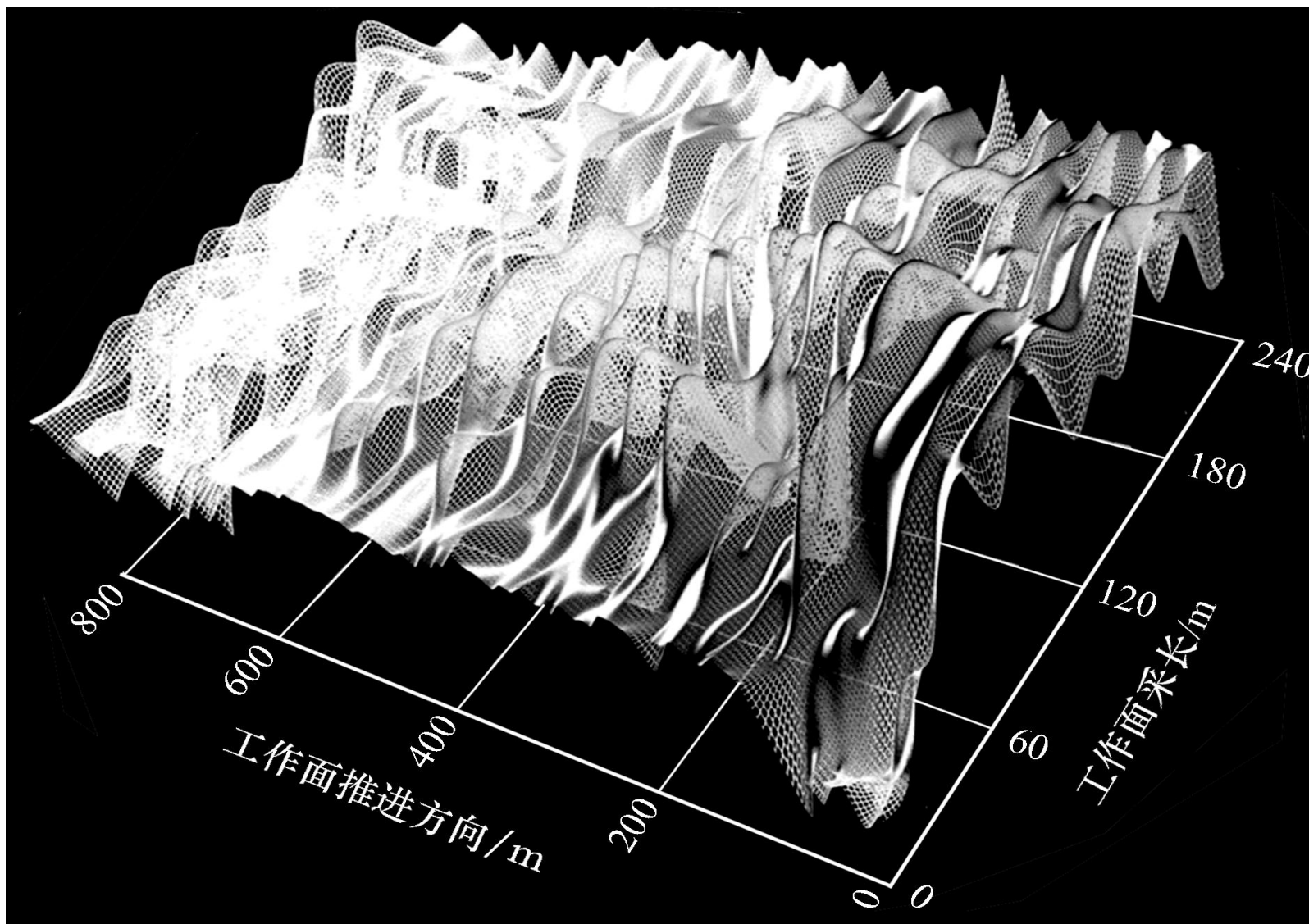


MPa



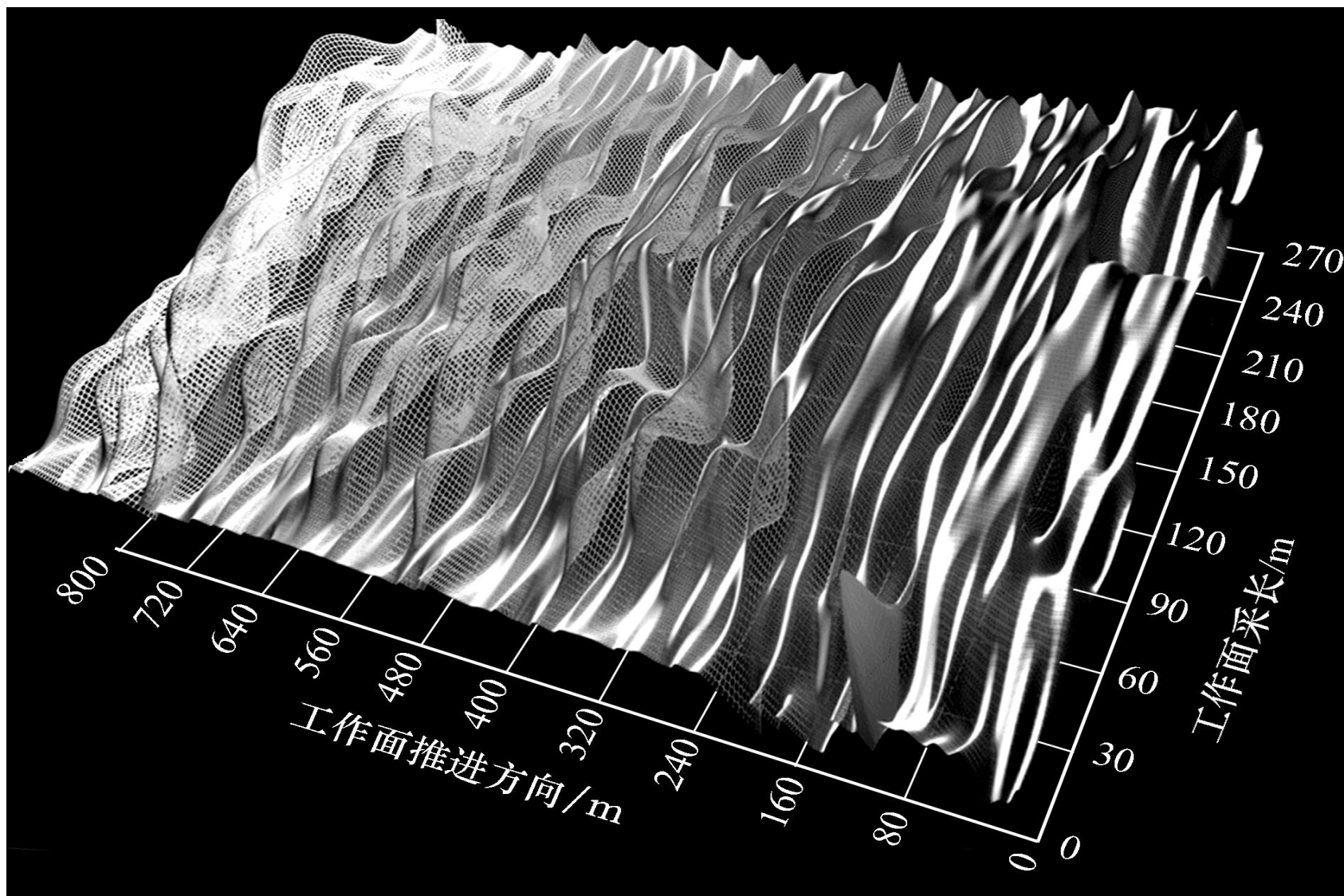
安全阀工况对支架工作阻力的影响

10201综采工作面顶板压力实测三维动态分布图

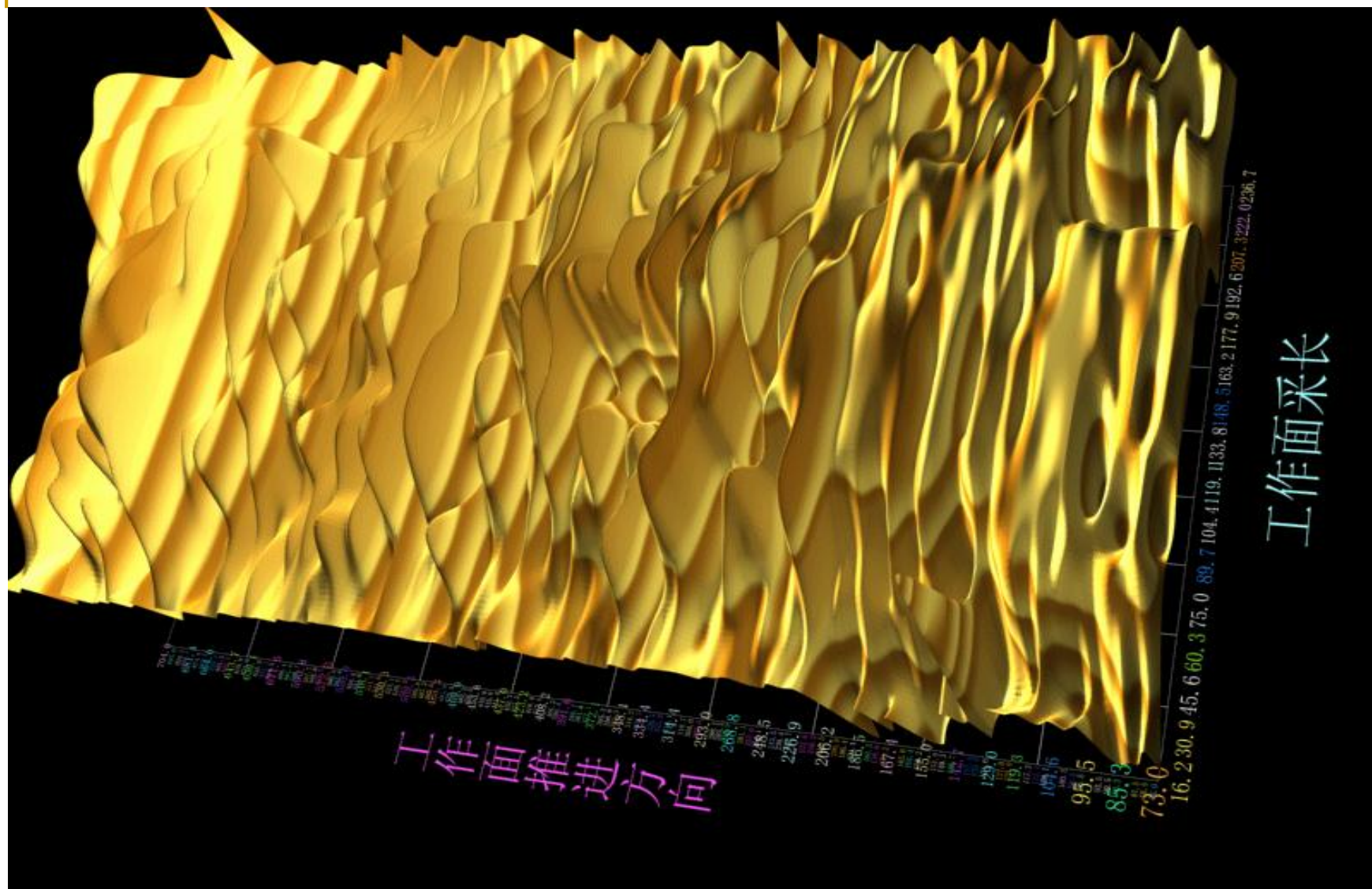


贾喜荣, 刘明银, 太原理工大学学报, 2010年第3期

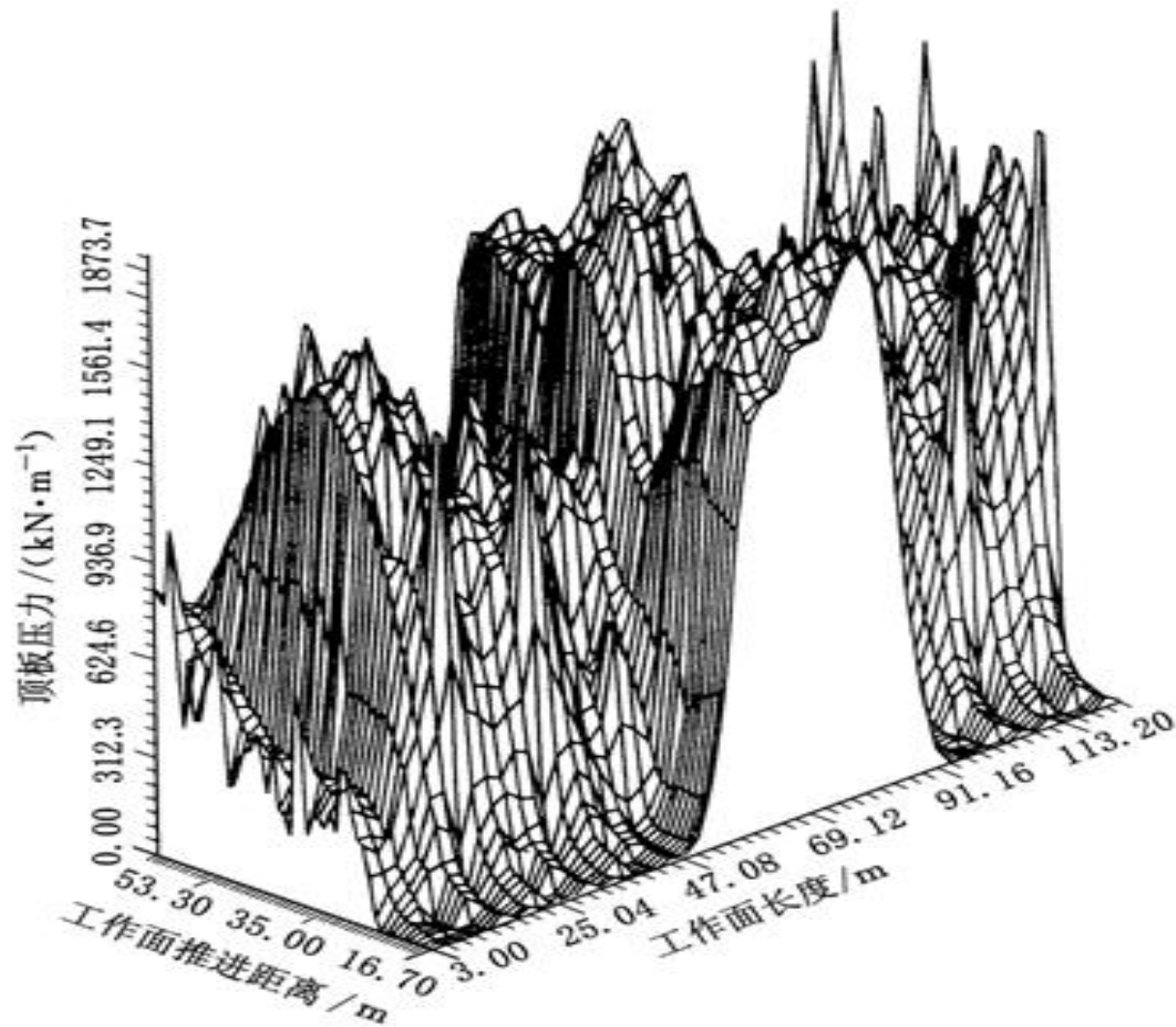
10201综采工作面顶板压力实测三维动态分布图



10201综采工作面顶板压力实测三维动态分布图



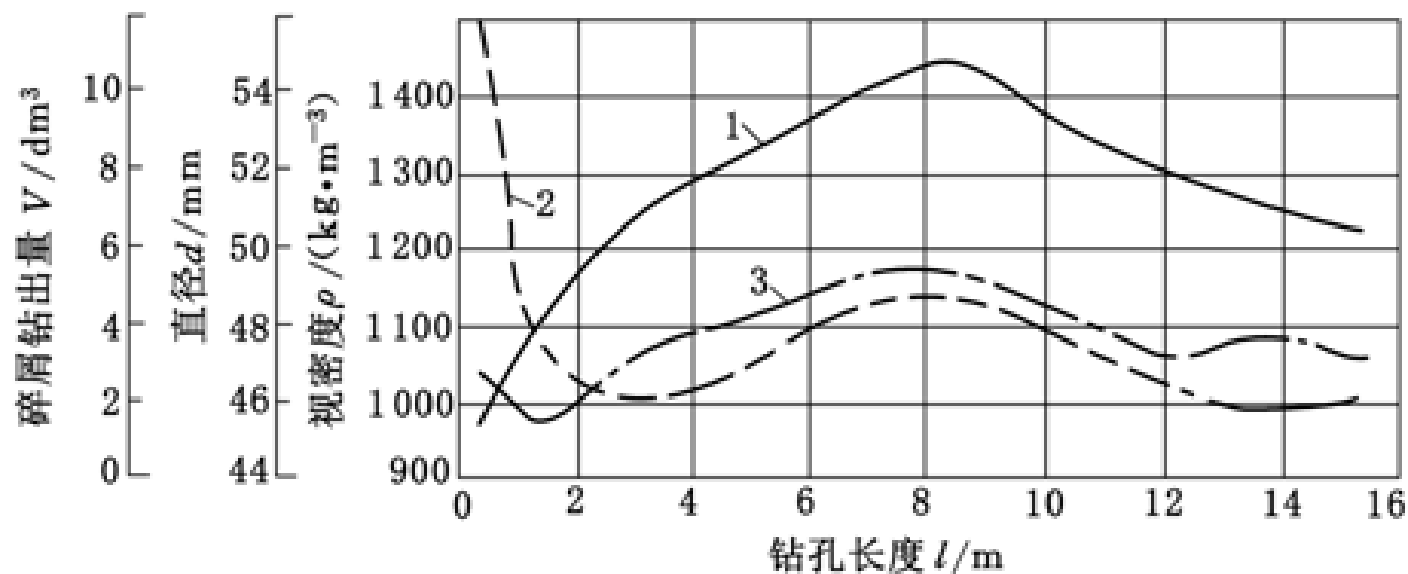
阳泉矿区煤矿15#煤层顶板压力实测三维动态分布图





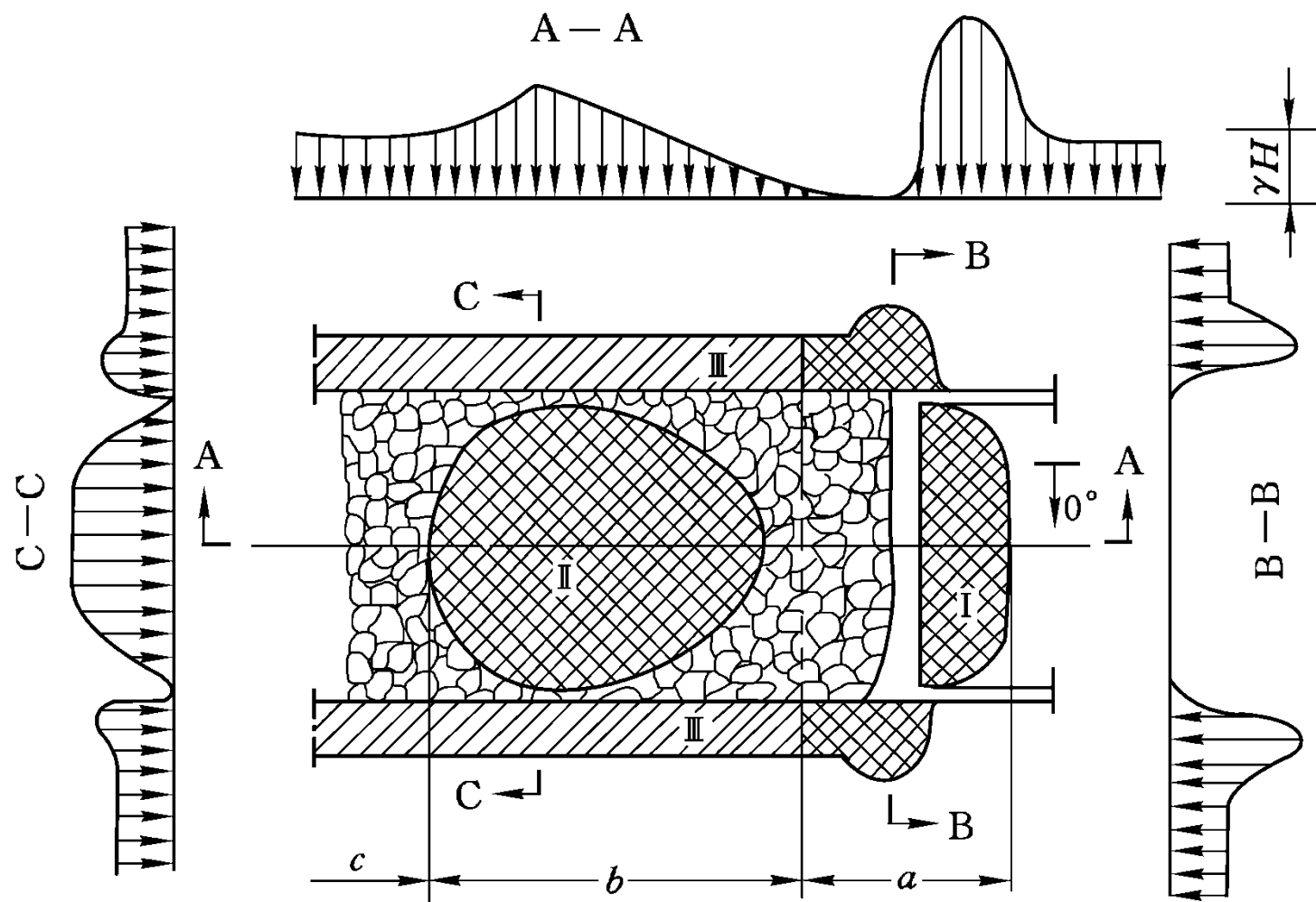
2.9 采场支承压力

■ 钻屑法探测工作面煤壁支承压力分布规律

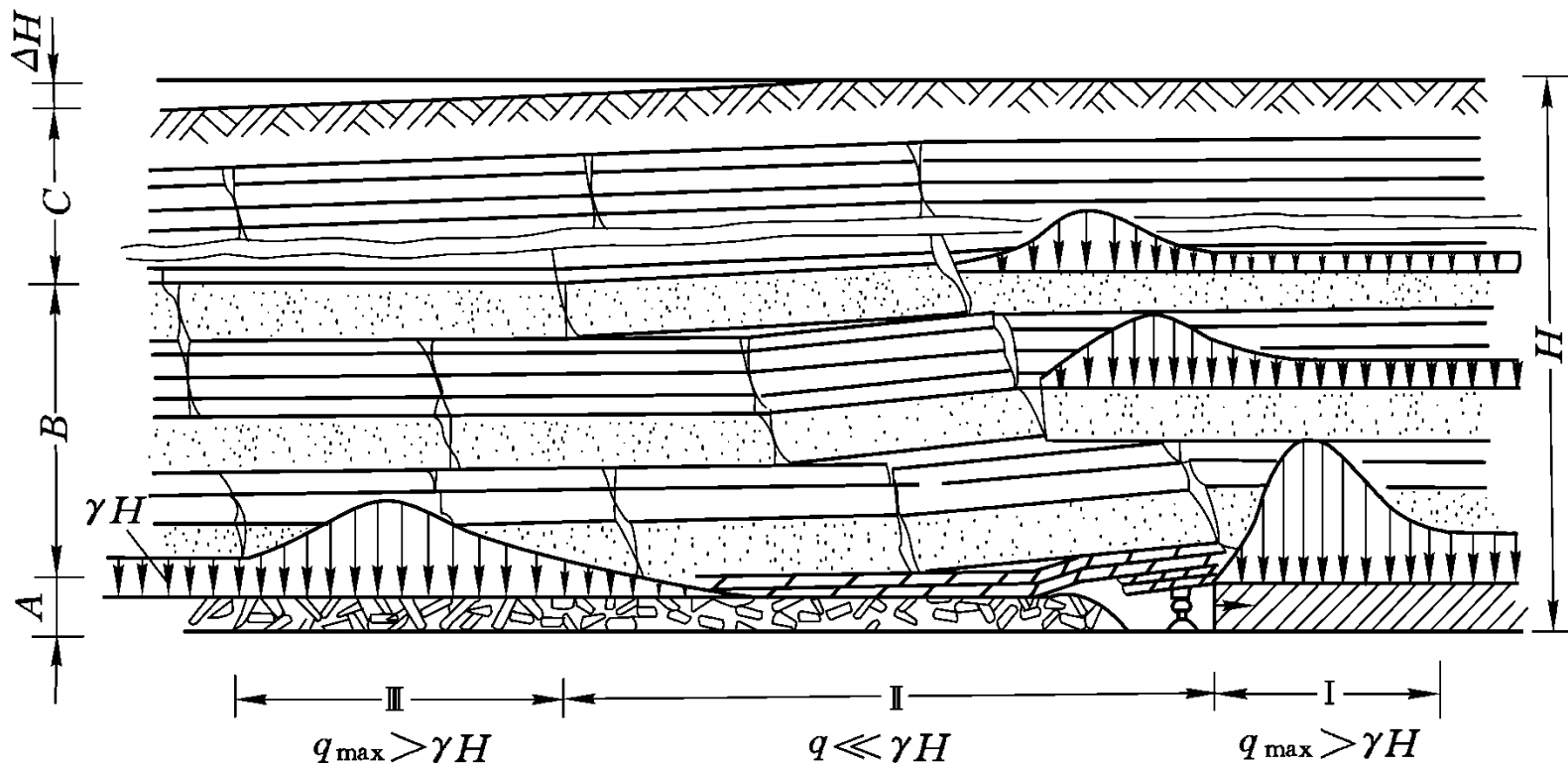


1——煤层视密度变化曲线；2——钻孔直径变化曲线；3——钻屑量变化曲线

■ 采场支承压力分布规律

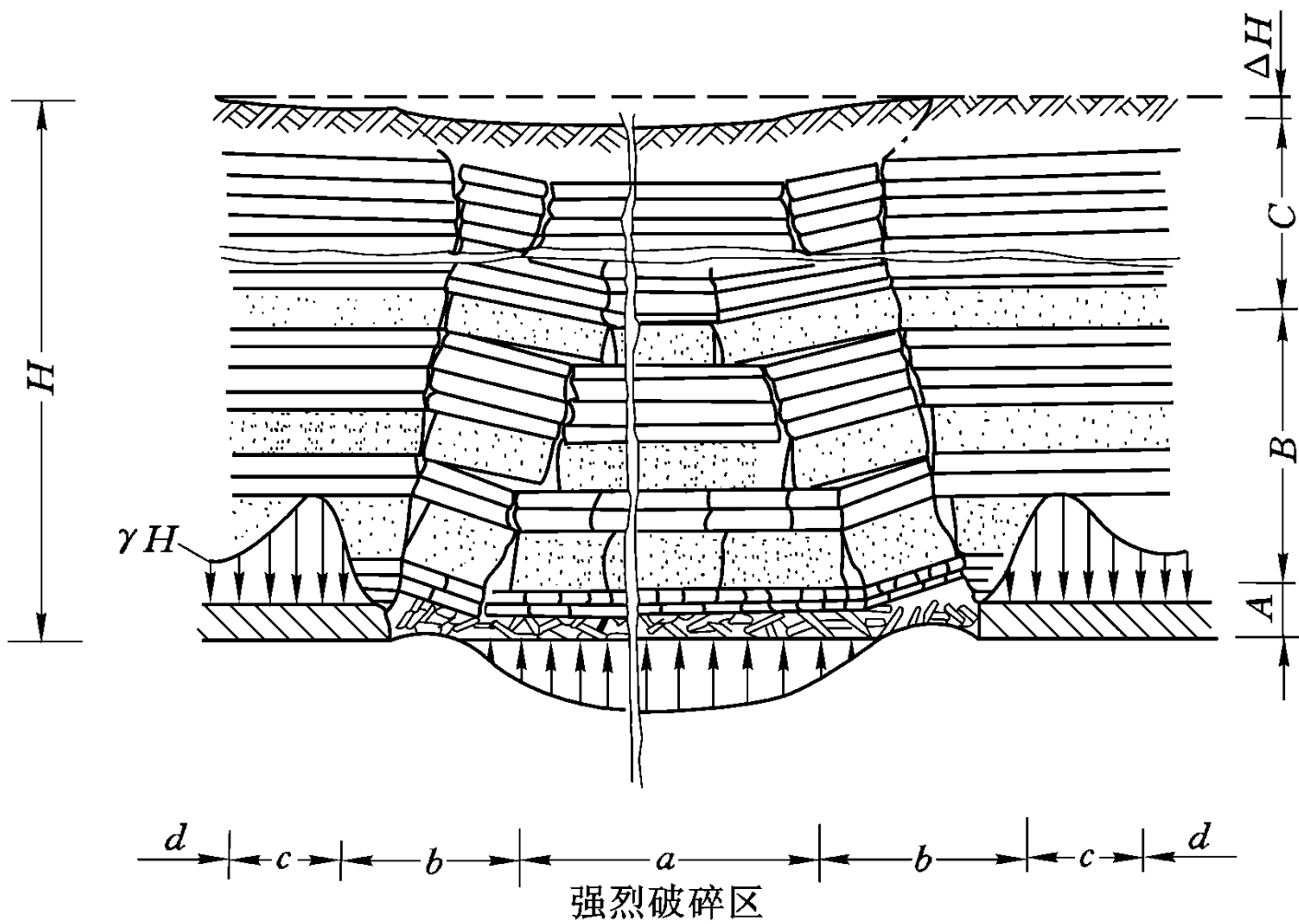


■ 采场三区三带（沿走向）划分示意图

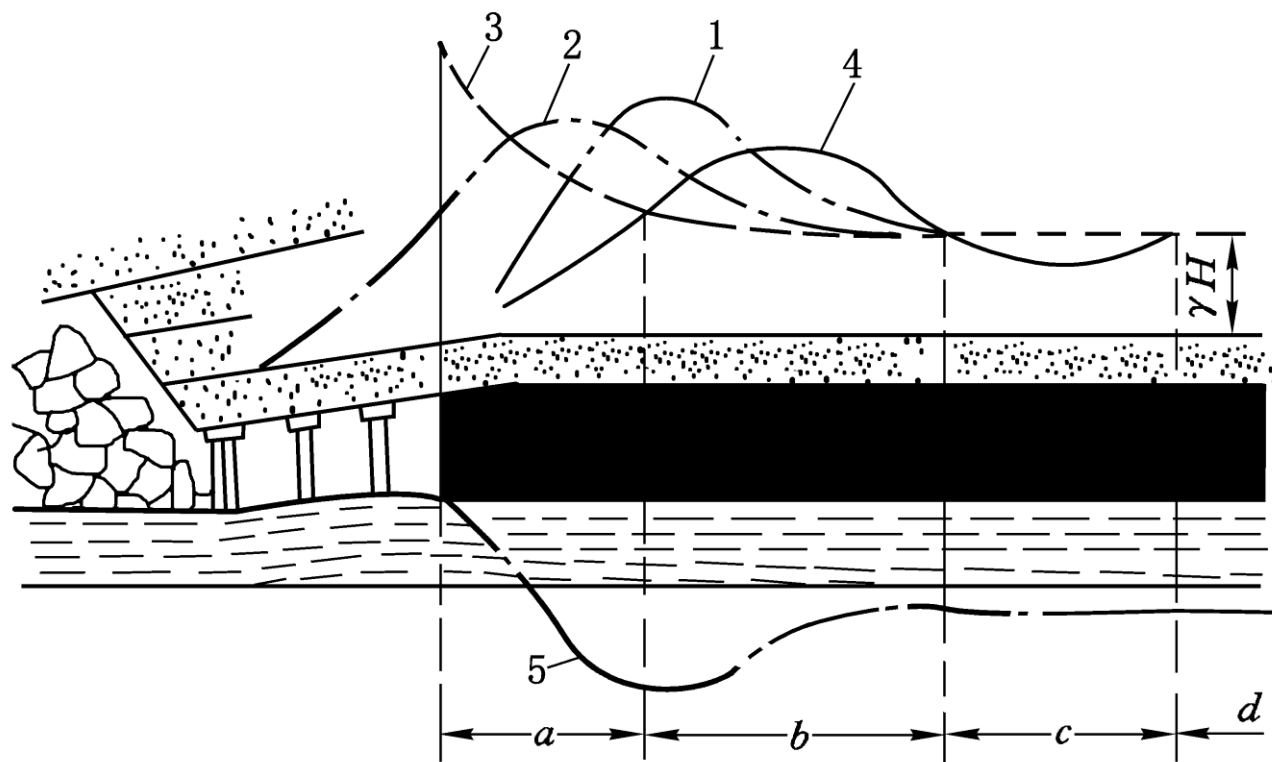


A——垮落带； B——裂缝带； C——弯曲带；
H——采深； ΔH ——地表沉降量； γH ——原岩压力值

■ 采场三区三带（沿采长方向）划分示意图

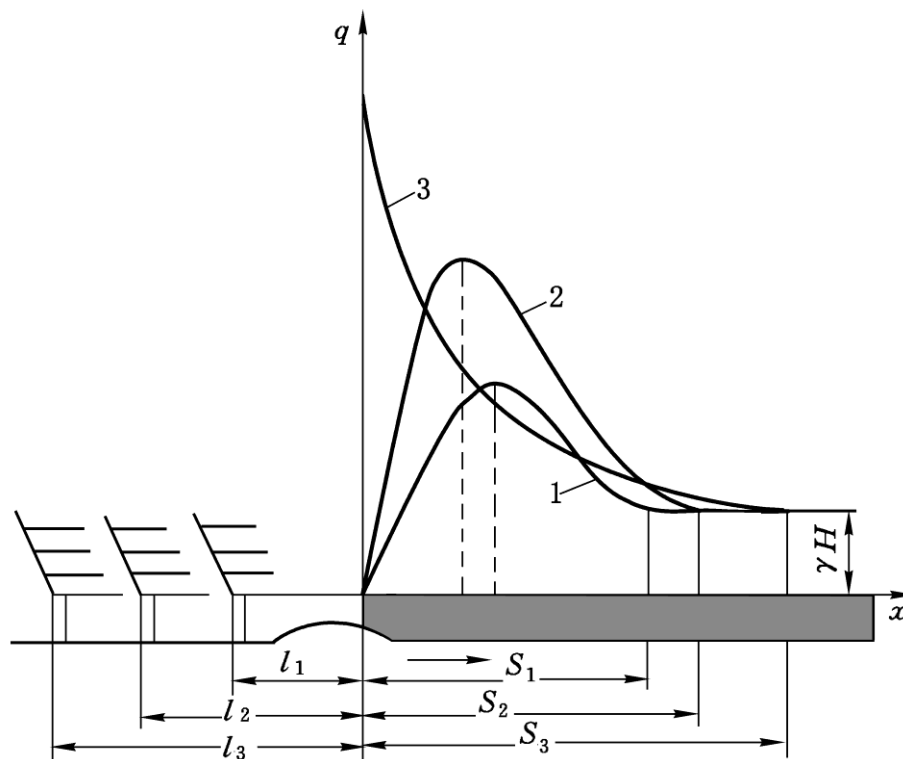


■ 工作面前方支承压力分布规律



1——据前苏联资料； 2——据现场实测资料； 3——据压力集中理论；
4——据弹性基础梁理论； 5——煤层底板中的支承压力

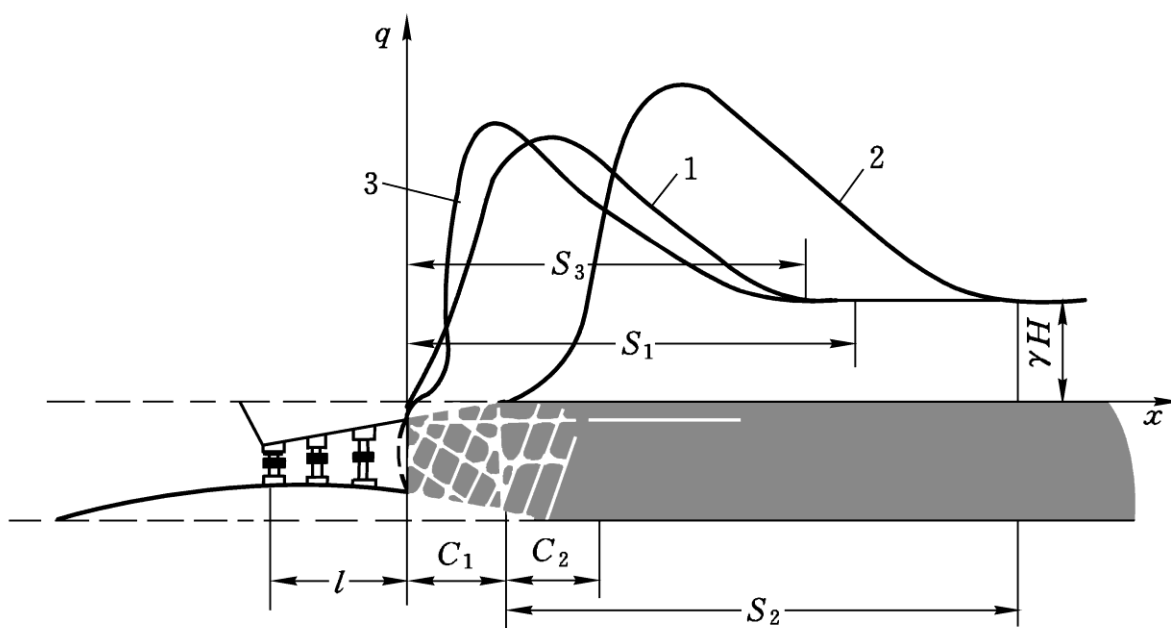
■ 工作面煤壁边缘未被压裂（完整强度）时，采空区悬顶距间对前方支承压力分布规律的影响



(1) 曲线1、2、3, 分别与悬顶距 l_1 、 l_2 、 l_3 相对应;

(2) 影响距离 S_1 、 S_2 、 S_3 对应于悬顶距 l_1 、 l_2 、 l_3

■ 工作面煤壁边缘被压裂（残余强度）时，
工作面前方支承压力的动态变化规律



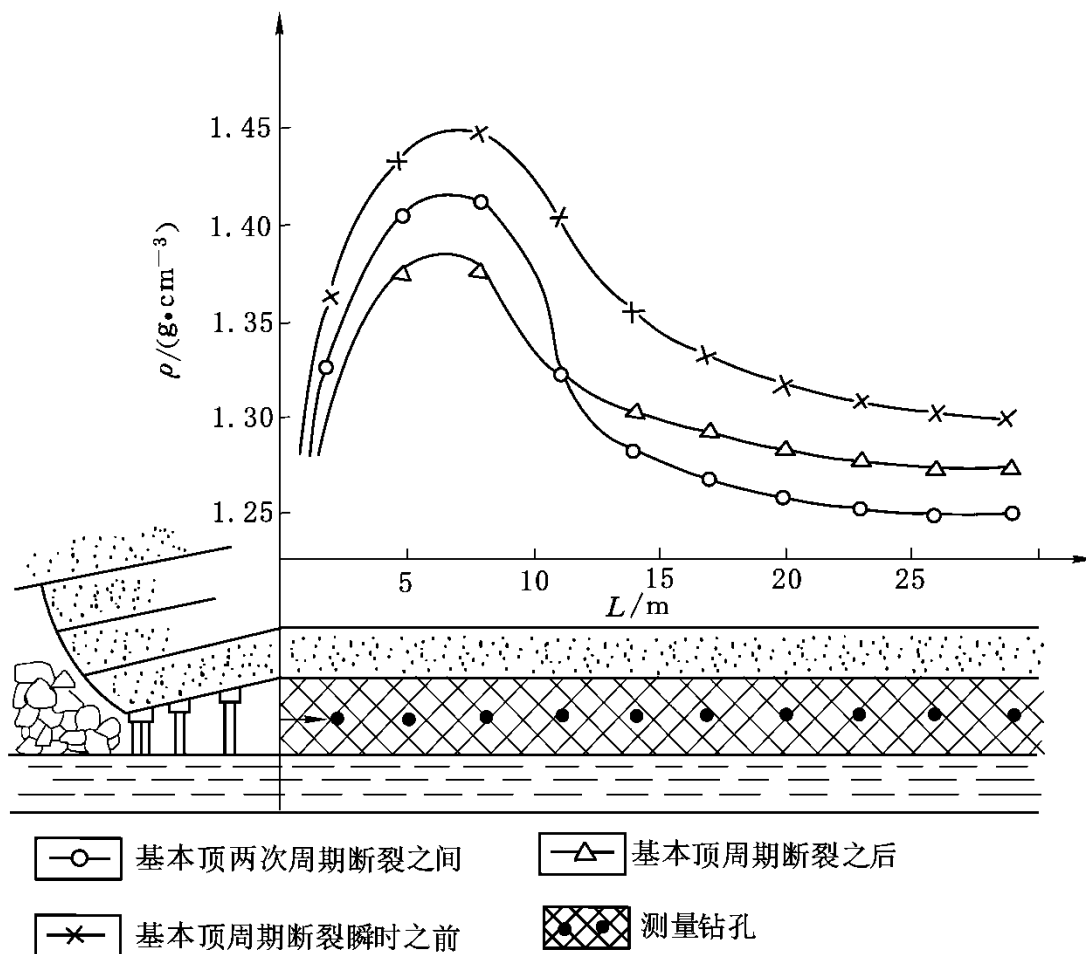
C_1 ——破裂区； C_2 ——压实区

1——煤壁边缘区未被压裂前的支承压力分布曲线；

2——煤壁边缘区被压裂后的支承压力分布曲线；

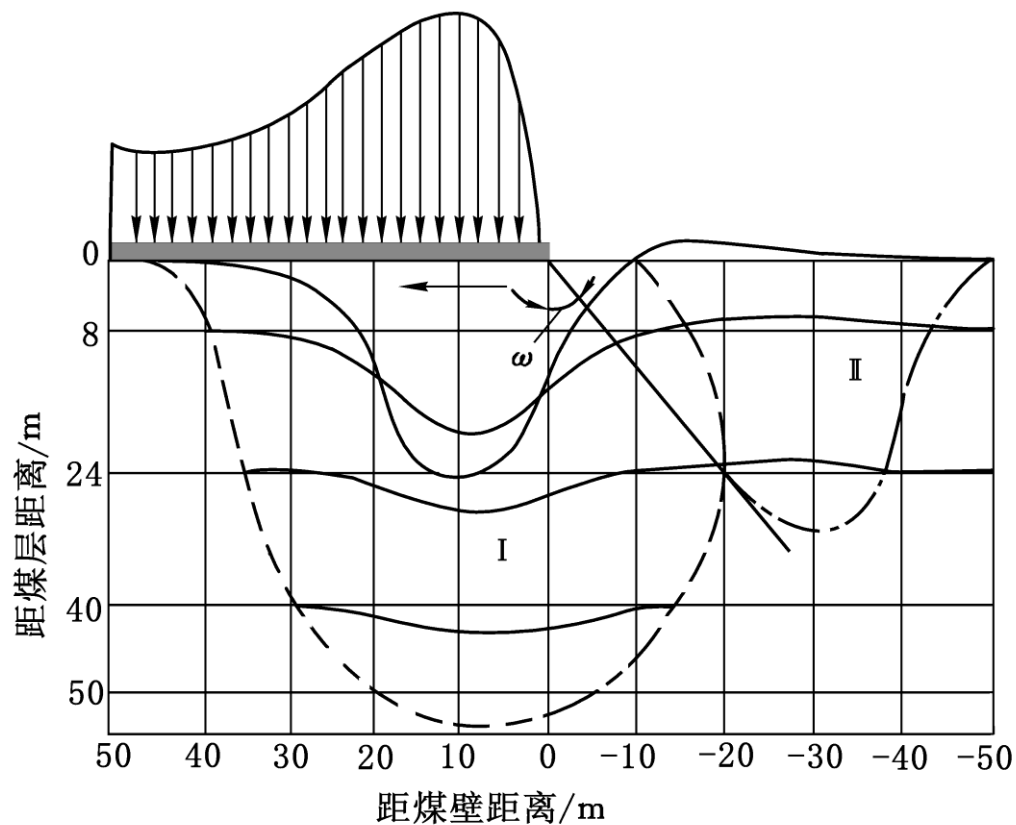
3——煤壁边缘区被压实，但未发生破裂情况下的支承压力分布曲线

■ 通过测量煤体视密度来确定工作面前方支承压力分布规律



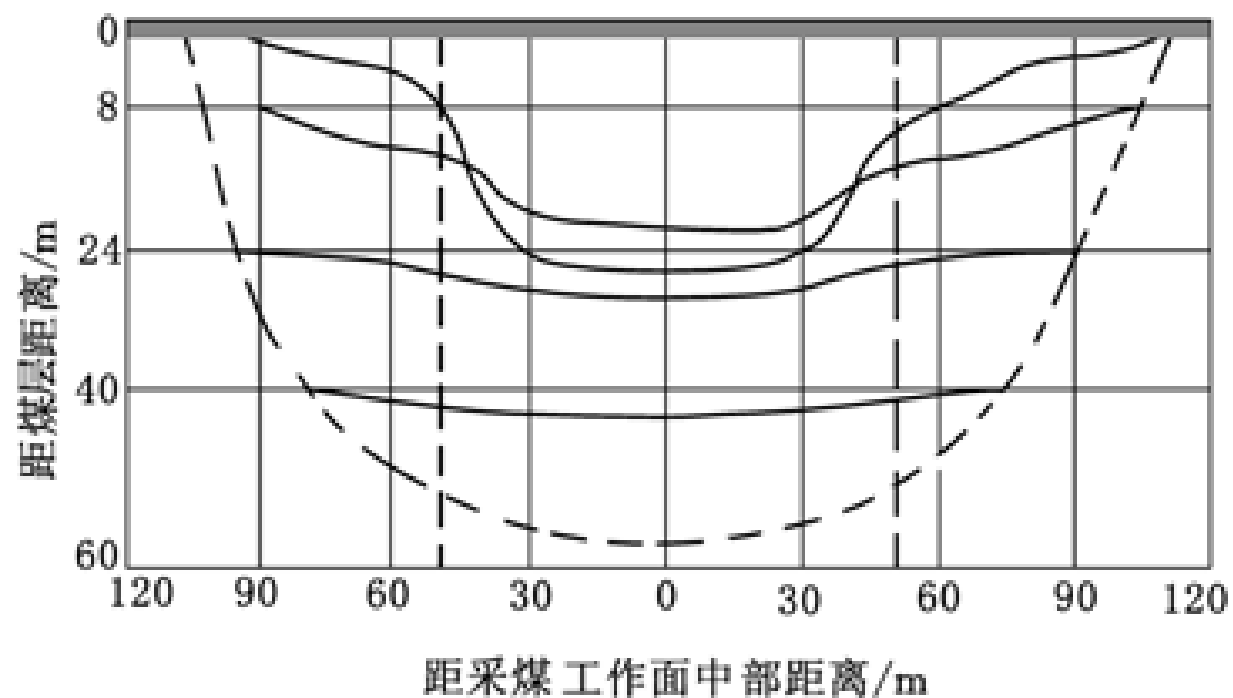
■ 支承压力在底板岩层中的传递规律

■ 支承压力作用下，煤层底板的变形特征



I —— 煤壁下方底板岩层压缩变形区； II —— 采空区下底板岩层变形恢复区

■ 工作面前方10m处，底板岩层在不同层位的变形特征

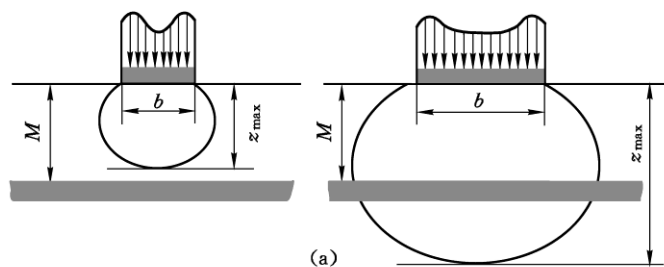


■ 上方采空区煤柱支撑压力的动态传递过程

(a) 煤柱支撑压力影响区

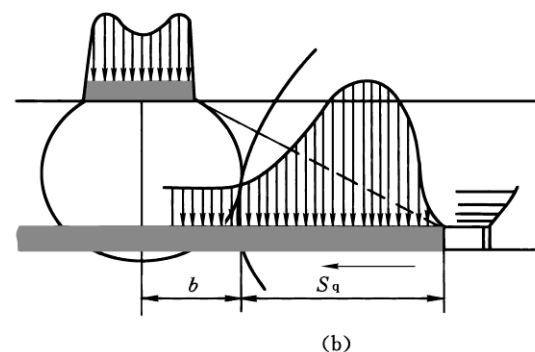
$Z_{\max}$ —煤柱支撑压力影响深度

(其是煤柱宽度的函数)。



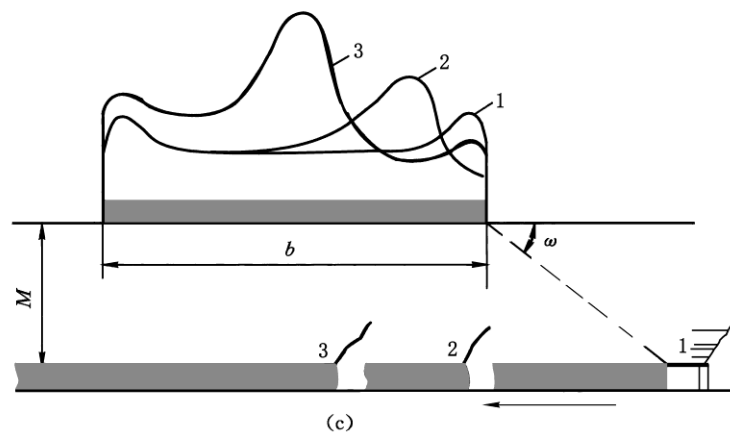
(b) 煤柱支撑压力与工作面

支撑压力相互影响的始点

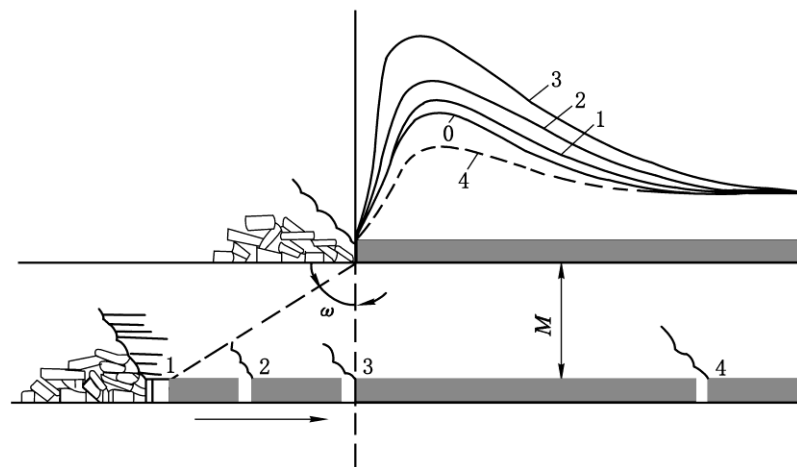


(c) 煤柱支撑压力随工作面

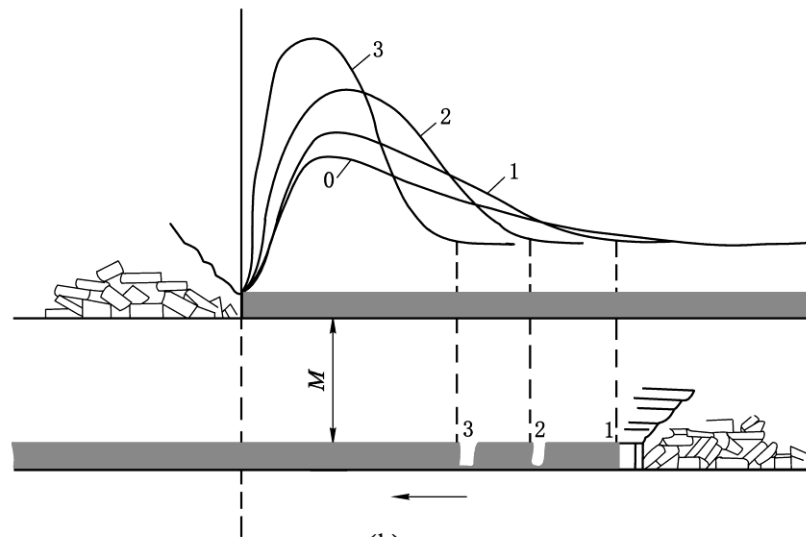
推进的动态变化过程



■ 推进方向对工作面顶板控制的影响

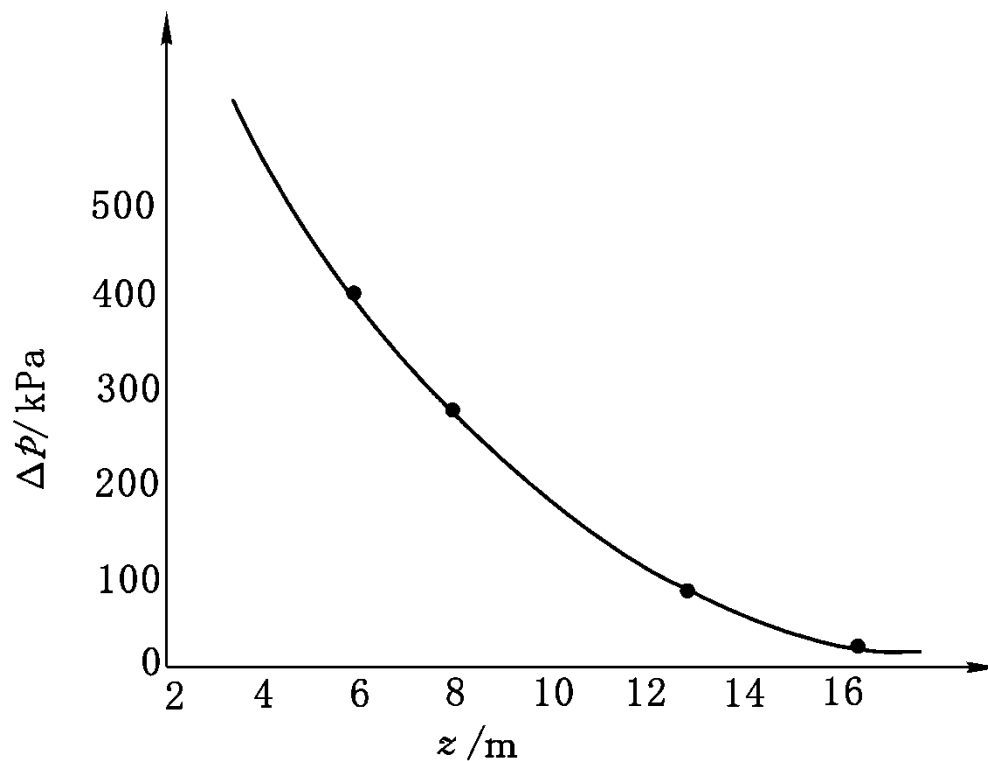


(a)



(b)

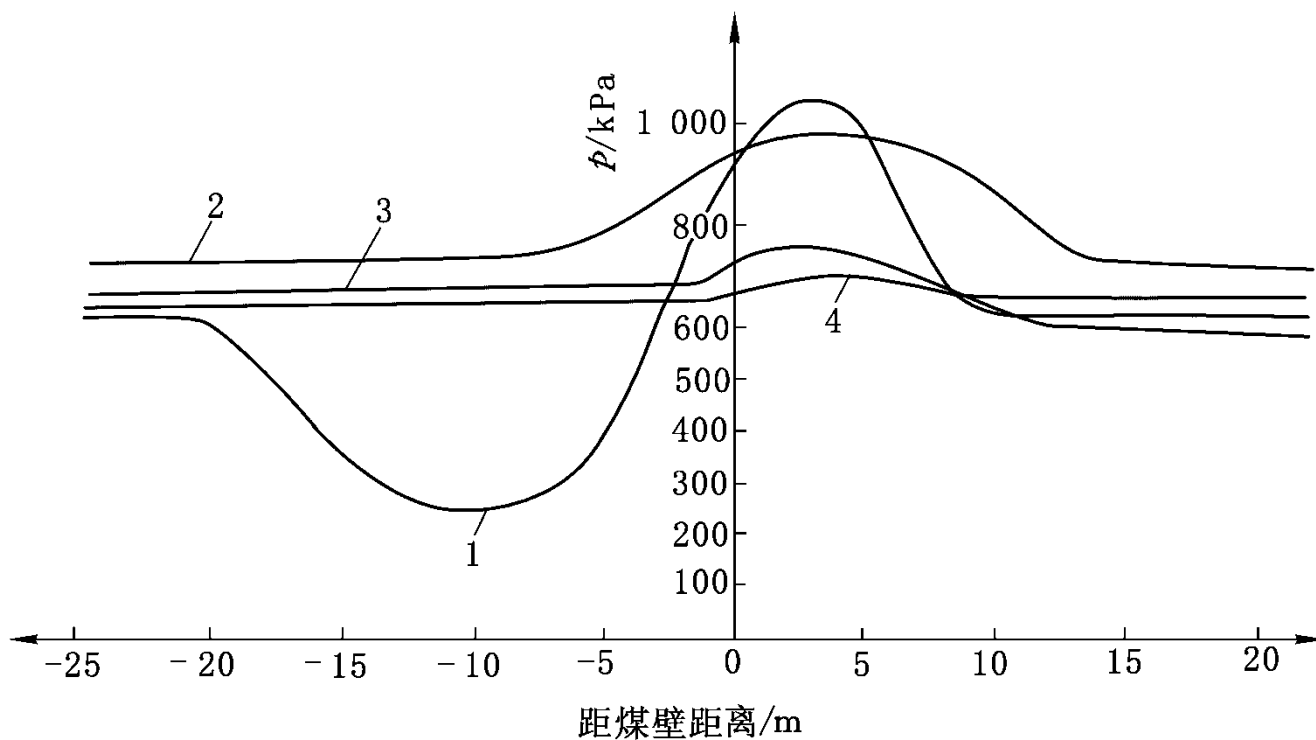
■ 上方采空区垂距对（下方）巷道支架载荷增值的影响



Z ——底板巷道距上方采空区垂距；

$Z_{\max}$ ——上方采空区煤壁支承压力最大影响深度（该例中， $Z_{\max}=18\text{m}$ ）。

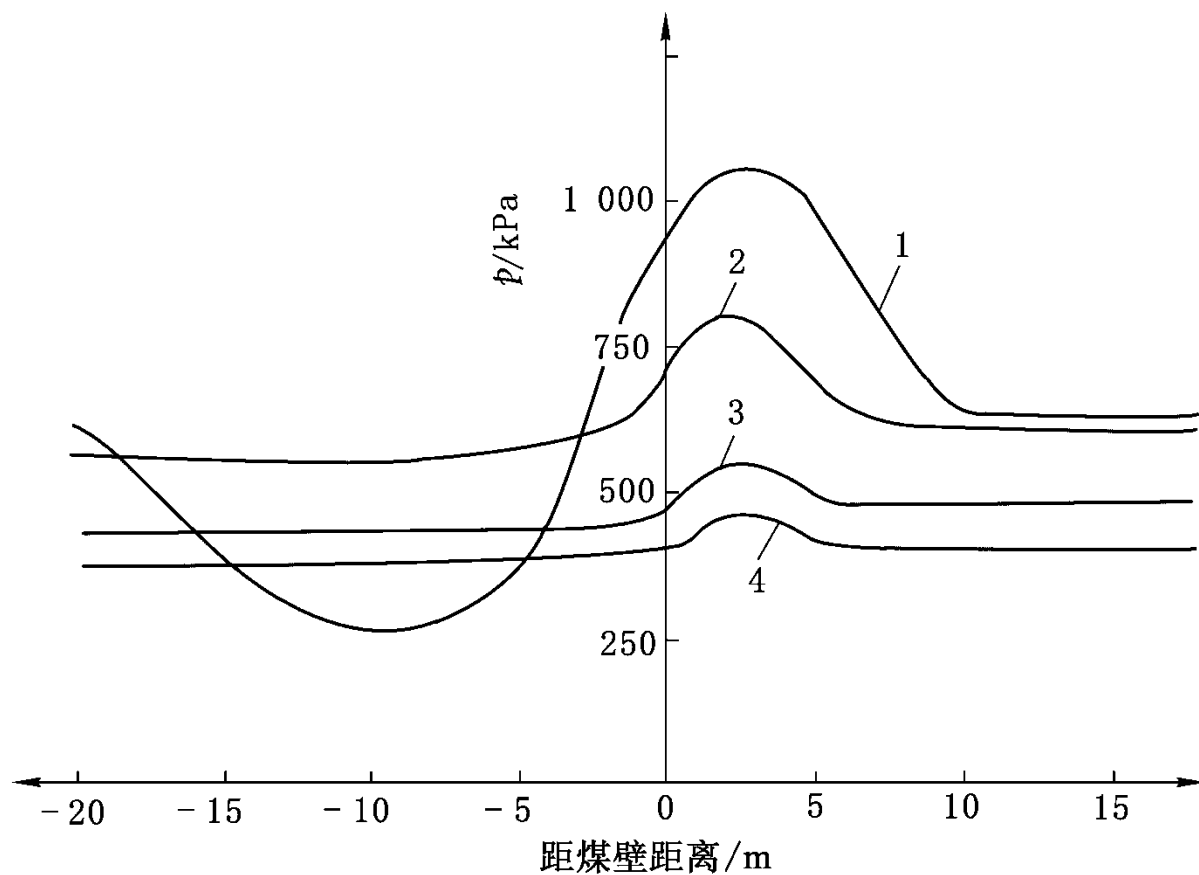
■ 采空区煤壁下方，底板巷道位置对支架载荷增量的影响



1—— $Z=6\text{m}$; 2—— $Z=9.5\text{m}$; 3—— $Z=13\text{m}$; 4—— $Z\approx Z_{\max}=16\text{m}$

Z ——底板巷道距上方采空区垂距

- 在同等垂距条件下，煤壁水平距离对巷道不同部位支架载荷增量的影响



1——巷道顶板；2——巷道底板；3、4——巷道两帮

2.10 采场上覆岩层的断裂与移动

- 采空区覆岩三带划分（按结构特征划分）：垮落带；断裂带；弯曲带

垮落带——由采煤引起破断并在采空区垮落的顶板岩块堆积区域。

断裂带——垮落带上方的产生断裂或裂缝并保持原有层位的岩层范围。

导水裂缝带——将垮落带和断裂带合称之。

水体下采煤，或考虑上方采空区积水对下方煤层开采的安全隐患。

弯曲带——断裂带之上直至地表的产生弯曲下沉的岩层范围。

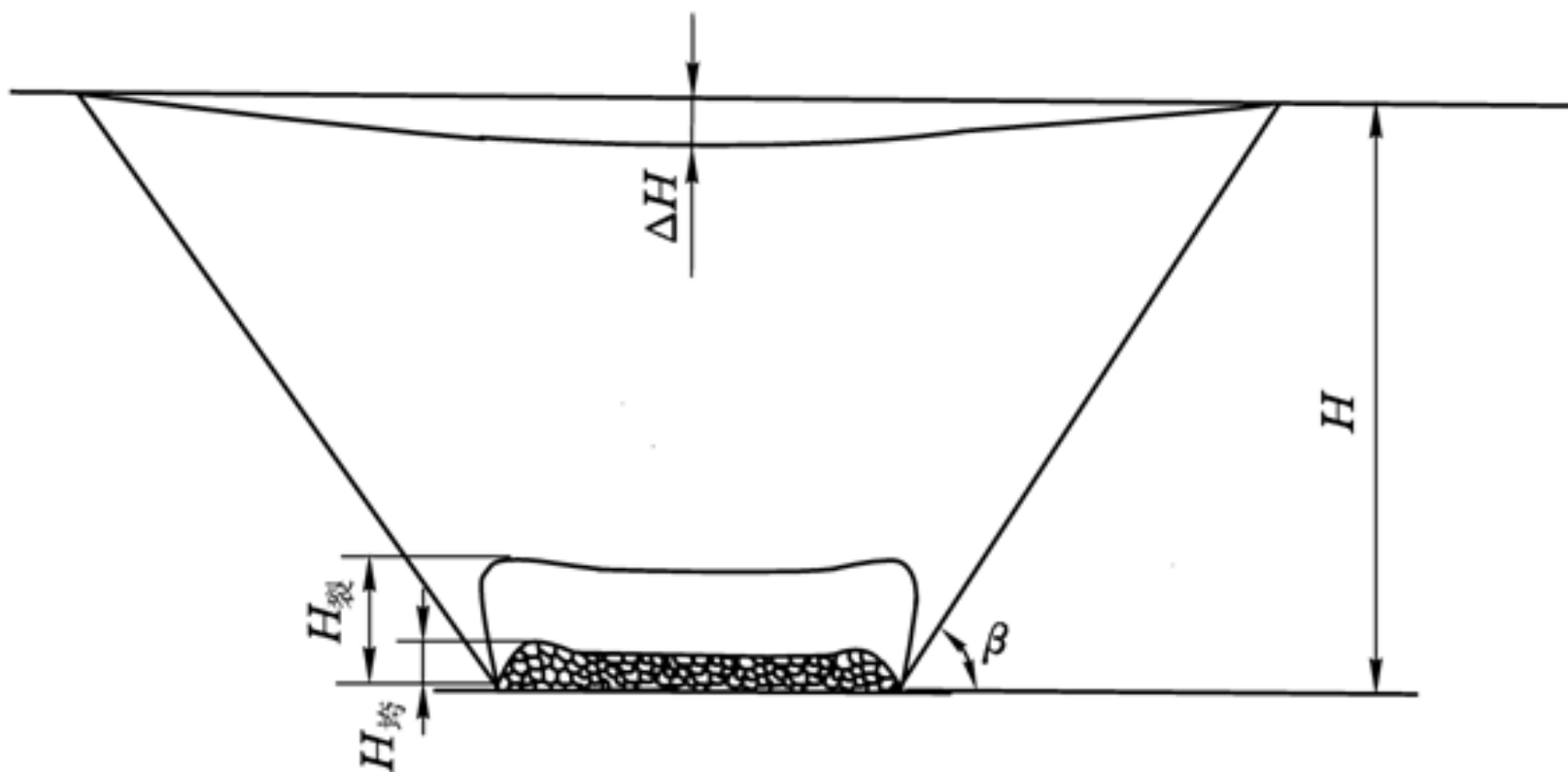
- 地表最大下沉量： $W_{\text{wax}} = \eta \cdot m \cdot \cos \alpha$

式中： η ——下沉系数； m ——采高； α ——煤层倾角。

- 主要影响角 β ： $\tan \beta = D + 0.0032H$

式中： D ——岩性影响系数； H ——采深。

■ 水平煤层覆岩垮落带、导水裂缝带分布特征



H —采深； ΔH —地表下沉量； $H_{\text{垮}}$ —垮落带高度； $H_{\text{裂}}$ —导水裂缝带高度； β —影响角

■ 垮落带最大高度计算表达式

坚硬覆岩： $H_{\text{垮}} = \frac{100M}{2.1M + 16} \pm 2.5(m)$

中硬覆岩： $H_{\text{垮}} = \frac{100M}{4.7M + 19} \pm 2.2(m)$

软弱覆岩： $H_{\text{垮}} = \frac{100M}{6.2M + 32} \pm 1.5(m)$

风化覆岩 $H_{\text{垮}} = \frac{100M}{7.0M + 63} \pm 1.2(m)$

■ 断裂带最大高度计算表达式

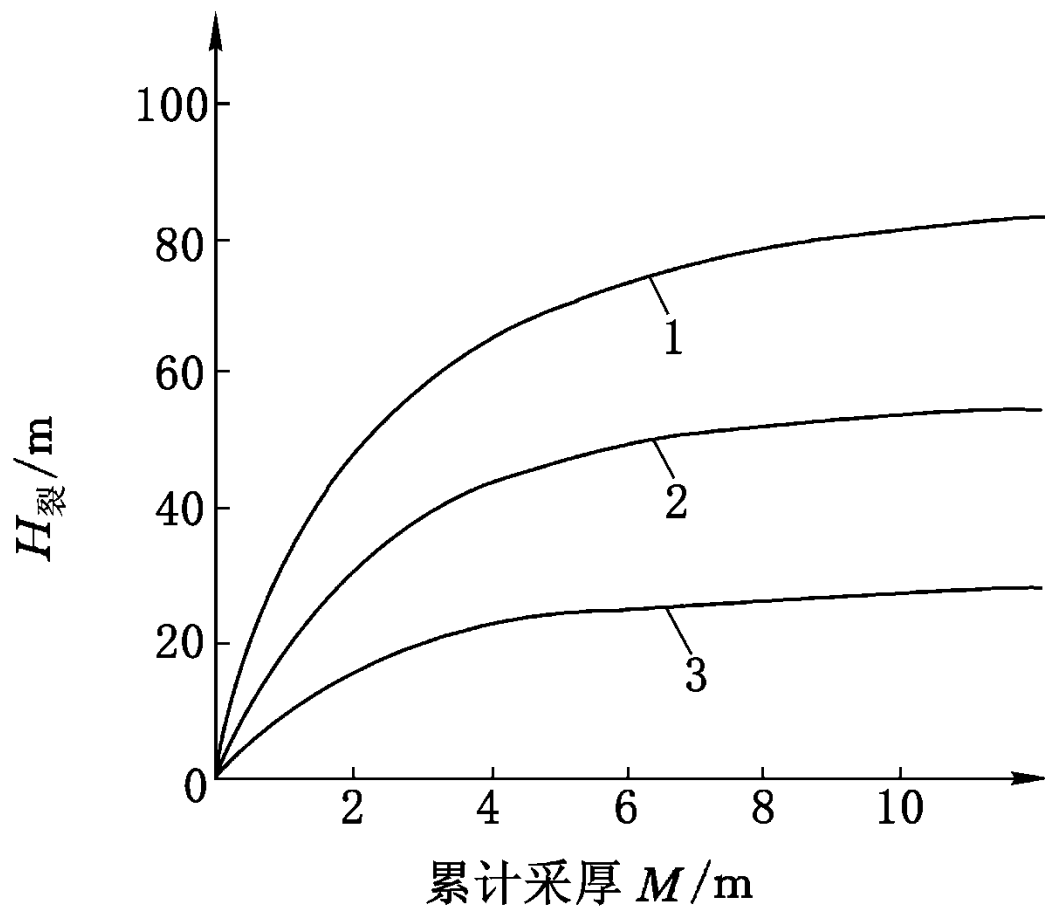
坚硬覆岩:
$$H_{\text{裂}} = \frac{100M}{1.2M + 2.0} \pm 8.9(m)$$

中硬覆岩:
$$H_{\text{裂}} = \frac{100M}{1.6M + 3.6} \pm 5.6(m)$$

软弱覆岩:
$$H_{\text{裂}} = \frac{100M}{3.1M + 5.0} \pm 4.0(m)$$

风化覆岩
$$H_{\text{裂}} = \frac{100M}{5.0M + 8.0} \pm 8.0(m)$$

■ 导水裂缝带最大高度与采厚的关系曲线

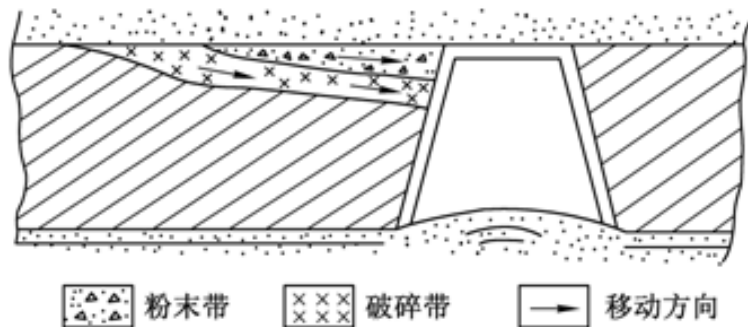


1—坚硬岩层；2—中硬岩层；3—软弱岩层

第三章 煤层冲击地压



4.1 煤层冲击地压危害



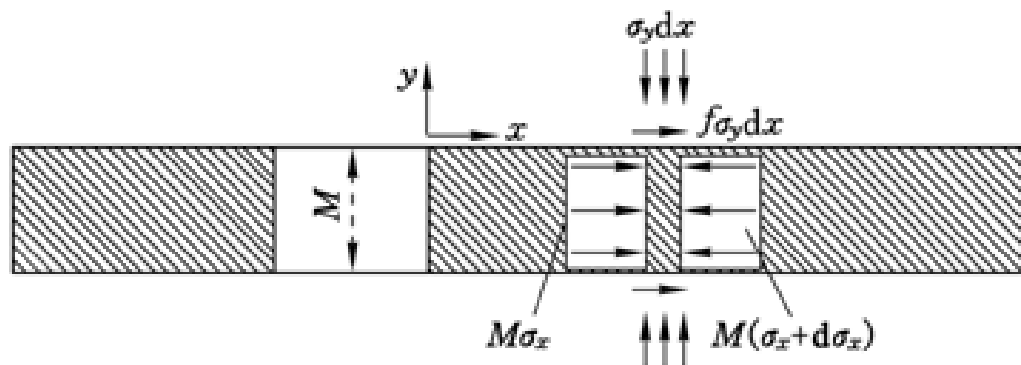
陶庄煤矿2512煤柱工作面5次冲击地压情况

序号	位置	煤爆时间	震级	擦痕情况	震动灾害	触发原因
I	切眼掘进 5 m 处	7 月 1 日 21 时 32 分	1.4	擦痕垂直巷道轴向, 显示出煤的压出方向。顶板下煤层为粉末状, 厚 20 mm	损坏 7 架木棚, 挤出煤 3 t, 片帮深度 1.5 m	掘进爆破
II	切眼掘进 13 m 处	7 月 14 日 8 时 42 分	1.4	煤层由巷道正面挤出, 擦痕与巷道轴向大致平行, 煤壁内 3~4 m 有擦痕	损坏 17 架一梁四柱棚, 挤出煤 7 t, 抛出煤块 4~5 m 远	爆破
III	材料巷 100 m 处	7 月 31 日 13 时 21 分	1.4	顶板破碎, 未见擦痕	损坏 57 架棚, 顶板岩层碎落堵住 4 人, 经抢救全部脱险	清理老硐触发
IV	回采面推进 3.2 m, 距上出口 15 m	8 月 25 日 14 时 03 分	1.6	煤壁内 17 m 都有擦痕, 宽 13~14 m, 顶板下煤层变为粉末状, 厚 20~30 mm, 原结构破碎厚度达 200 mm	损毁木垛 3 个, 上出口巷道损坏 15 m, 震倒金属支柱近 100 根, 44 型溜槽有 15 m 侧立, 并侧移 1 m 远	回采爆破
V	中间出口距工作面 32 m	8 月 29 日 16 时 48 分	1.6	擦痕垂直巷道轴向, 两侧煤壁破坏	损坏 21 架台棚, 由中间出口波及运输机卷, 冲击波将 20 m 之外的风墙推倒	不详

4.2 冲击地压力学机理

- 冲击地压：煤（岩）层发生突然失稳的动力现象。
- 瓦斯的孔隙应力降低了煤层的有效应力。
- “固化”在煤层内的高压瓦斯始终处于动态平衡状态。
- 煤层的载荷增加（支承压力），或强度降低（煤层破裂），都会破坏煤和瓦斯耦合的力学平衡系统。
- 力学系统失去平衡，势必导致“固化”在煤层内的高压瓦斯会将失衡的煤体“分解”为粉末抛出。
- 原理：煤层破裂是固体材料弹性能的释放；瓦斯突出是流体材料压强能量的释放；煤和瓦斯突出是一种瓦斯夹持煤粉喷射的动力现象。
- 【爆米花原理】

4.3 煤层发生冲击地压的力学系统



$$\sigma_x = \frac{1 - \sin \varphi}{1 + \sin \varphi} (\sigma_y - \sigma_c)$$

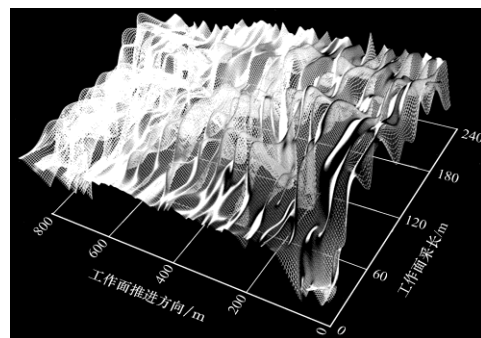
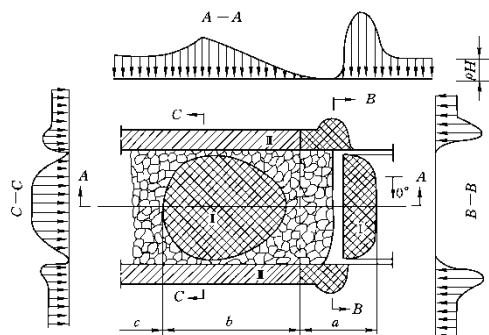
$$\sigma_y = \sigma_c e^{\frac{1 + \sin \varphi}{1 - \sin \varphi} \frac{2f}{M} x}$$

σ_x —水平应力； σ_y —竖向应力； σ_c —煤层单轴抗压强度；

φ —煤层内摩擦角； f —煤层与岩层间摩擦系数； M —采高。

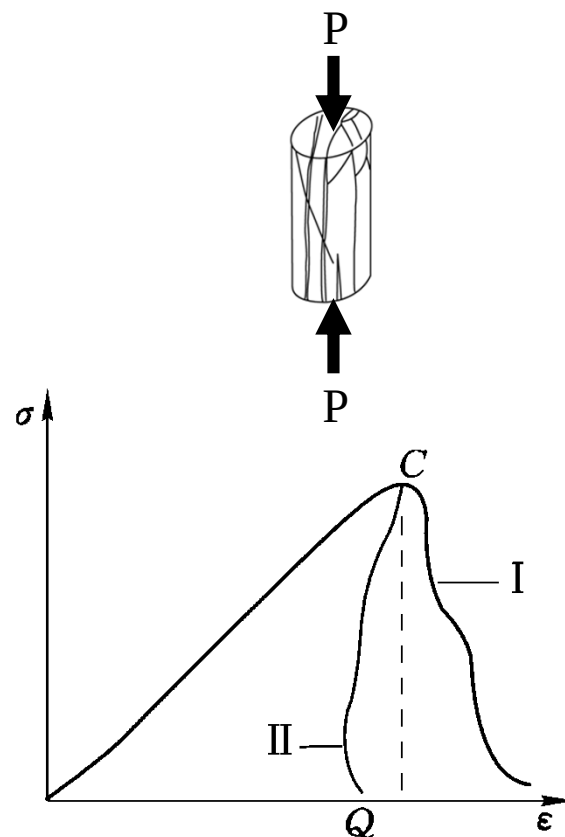
4.4 煤层发生冲击地压的影响因素

- 在采掘工程引起的能量转换过程中，会产生的3种逆反应形式：
 1. 动静应力的叠加，可能超过煤层的强度；
 2. 层面上法向应力的减小，降低了结构面的抗剪能力，可能导致结构面的滑动；
 3. 工程扰动引起的拉应力，会导致煤层结构的局部松动。包括爆破扰动；顶板岩层卸载引起的反弹。
- 3种逆反应形式，都可能使矿场周边围岩的应力平衡系统恶化。
- 其他因素。

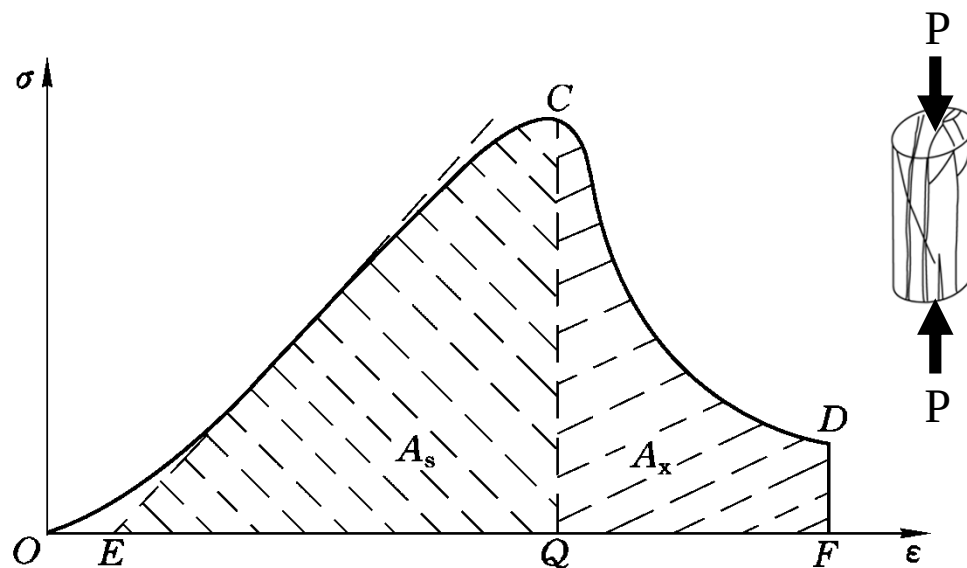


4.5 煤层冲击倾向性测定及其分类

- 岩石的两种典型的（峰后）破坏形式：
 - I —— 稳定破坏形式；
 - II —— 非稳定破坏形式。
- 煤的冲击倾向性测定与分类，以有GB。
- 煤的冲击倾向性分类中规定，具有II 型特征者，属于强冲击倾向性煤层。



■ 冲击能量指数



$$K_E = \frac{A_s}{A_x}$$

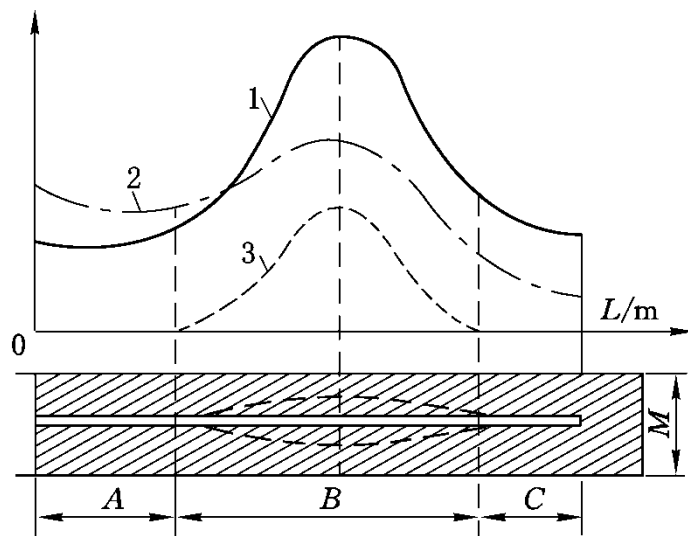
式中： K_E ——冲击能量指数；

A_s ——峰值前积聚的变形能，等于OC曲线下的面积；

A_x ——峰值后耗损的变形能，等于CD曲线下的面积。

4.6 煤层冲击地压现场探测

■ 煤壁支承压力分布规律与钻屑排量的对应关系

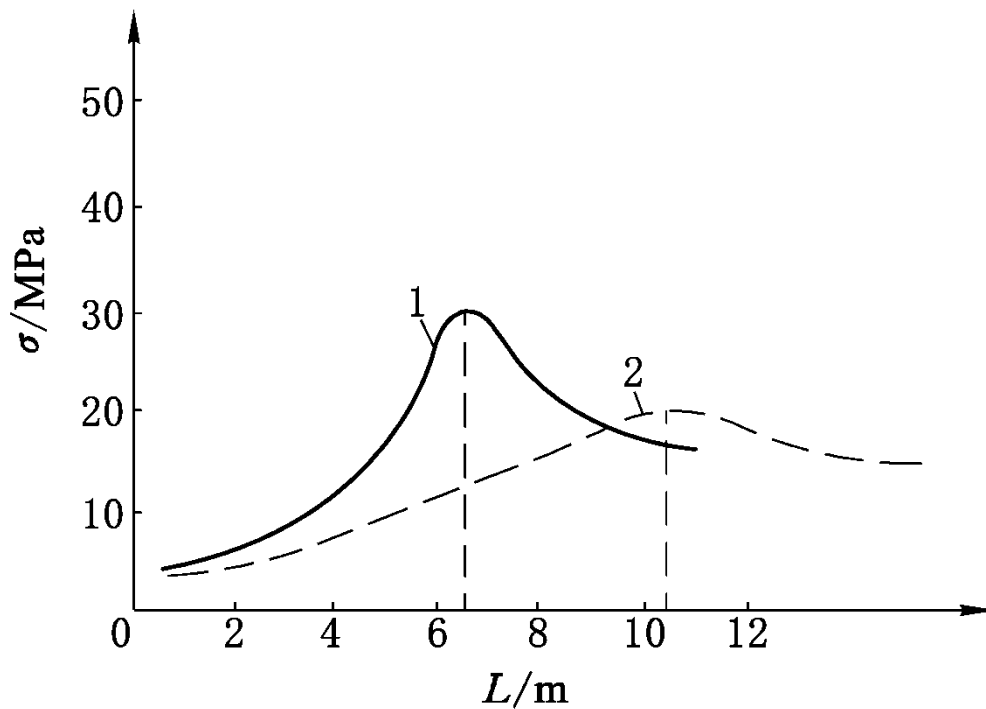


钻孔力学效应示意图

- 1——钻屑排量变化曲线；
- 2——大粒度 ($\phi \geq 3\text{mm}$) 钻屑含量的百分比变化曲线；
- 3——打钻过程中声响强度变化曲线

4.7 煤层冲击地压控制措施

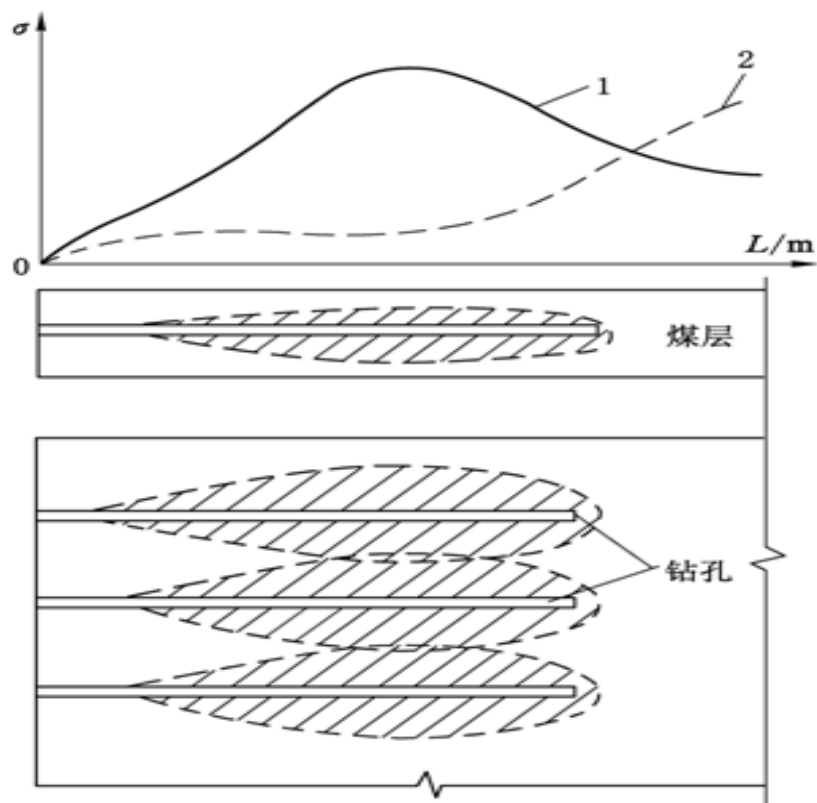
- 工作面煤层预注水，降低煤层的强度和刚度。



煤层注水前后支承压力分布的变化规律

1——注水前；2——注水后

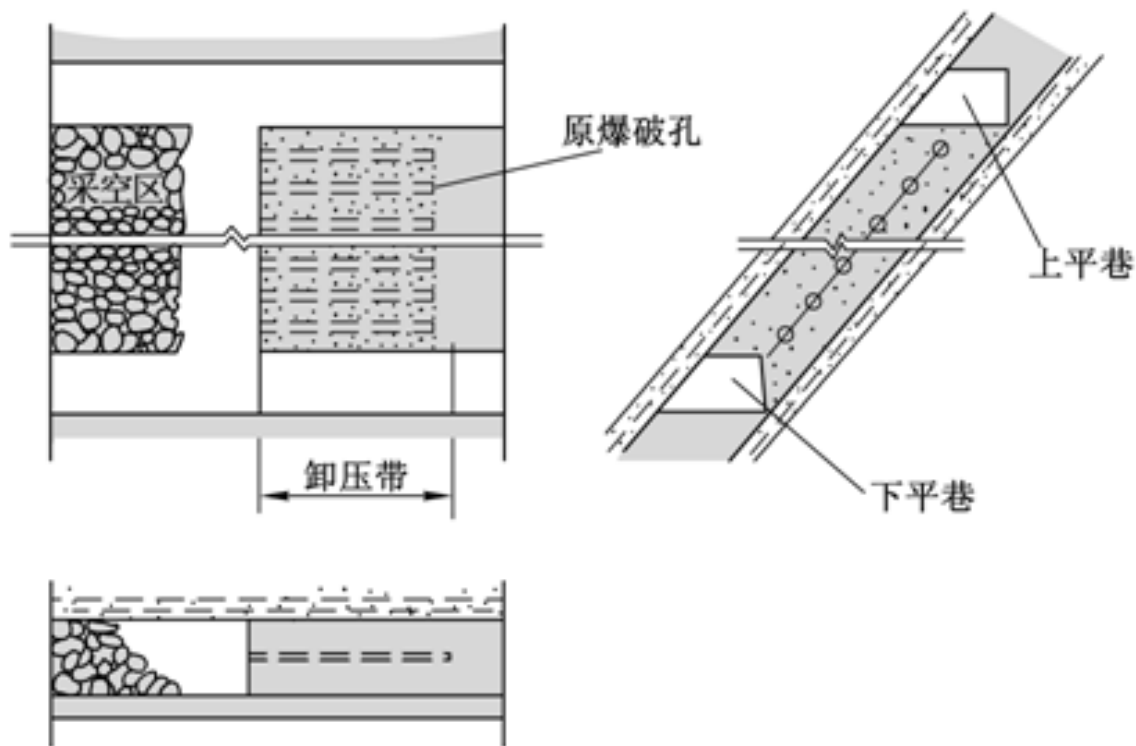
■ 煤层钻孔卸压（降低煤层的强度和刚度）



煤层钻孔卸压与支承压力分布变化示意图

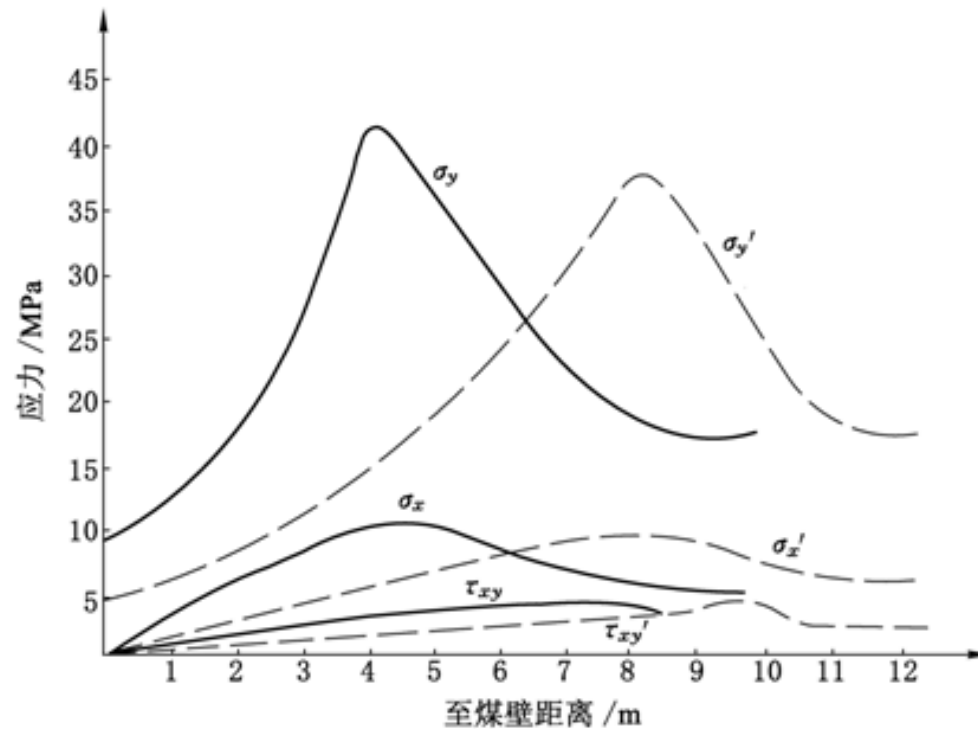
1——卸压前；2——卸压后

■ 松动爆破卸压（降低煤层的强度和刚度）



煤层松动爆破卸压钻孔布置示意图

■ 松动爆破卸压（降低煤层的强度和刚度）



煤层松动爆破卸压与支承压力分布变化规律示意图

σ_x 、 σ_y 、 τ_{xy} —— 爆破前； σ_x' 、 σ_y' 、 τ_{xy}' —— 爆破后