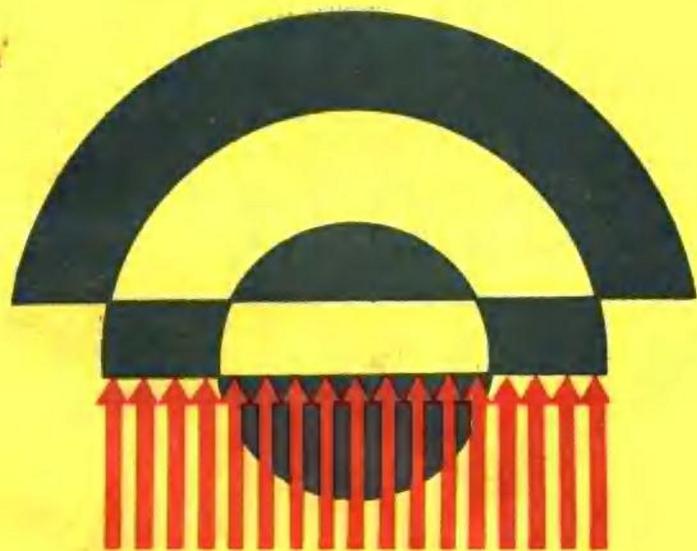


煤矿顶板事故的防治

毕华照 宋振骐 乔福祥 等编著



煤 炭 工 业 出 版 社

11327.2

3

3

煤矿顶板事故的防治

编著者：毕华照 宋振骐 乔福祥 史国华

何国光 宋 杨 蒋宇静

审校者：平寿康 乔福祥

煤炭工业出版社

中国煤炭工业劳动保护科学技术学会 第一届顶板防治专业委员会委员名单

名誉主任委员	贾悦谦
主任委员	宋振骐
副主任委员	邢兆铭 尹士奎 杨松
	乔福祥 邓铁六
顾问委员	平寿康 毕华照 钱鸣高
秘书长	史国华
委员	(按姓氏笔划为序)
	王成龙 王庆康 王振铎 王祥麟
	方烈 史元伟 刘正修 刘义学
	任德惠 宋杨 沈光寒 何国光
	李鸿昌 张怀林 吴兆坤 杨瑞楚
	罗寿丹 岳翰 辛雨霖 陈孟伯
	汤学亮 赵本钧 赵宏珠 赵全贵
	陆家梁 陆宝琛 徐林生 斯忠铭
	隋振忠

前　　言

多年来，矿井顶板事故一直频繁发生，顶板事故造成的伤亡占煤矿各类事故的首位，不仅造成严重的经济损失，同时也产生不良的政治影响。近些年由于原煤炭部领导的重视，狠抓安全生产，加强了顶板管理，使顶板事故有较大幅度下降。但是问题仍然不少，至今还不能说，顶板事故已经得到根本控制。为了使顶板事故得到根本控制，提高管理人员和技术人员的顶板管理素质，顶板防治专业委员会在1986年7月的第一次年会上，遵照原煤炭部领导和生产司、安监局的指示精神，决定组织编写《煤矿顶板事故防治》一书。

1987年原煤炭部生产司有关领导在全国统配煤矿顶板管理座谈会上，分析了当前的情况，着重对下一步顶板管理工作提出了几点要求：

1. 继续贯彻煤炭部加强顶板管理的有关指示和文件，如1986年的《顶板管理若干规定》(19条)、《加强回采工作面事故多发地点技术管理若干规定》(30条)、《采煤工作面质量标准及检查评比办法的补充规定》(20条)、《关于编制回采工作面初次放顶和掘进巷道贯通安全的技术措施的若干规定》、《加强掘进顶板管理严禁空顶作业的通知》等文件，切实加强领导，认真地落实责任制。

2. 继续大搞质量标准化。
3. 继续狠抓技术基础工作，加强作业规程的管理，以及严格事故多发地点的顶板管理和加快支护改革。

4. 继续狠反“三违”。

5. 加强干部和职工的培训。顶板事故要得到控制，关键在于提高人员的素质。

为配合做好顶板管理工作，围绕防治煤矿顶板事故曾出版过不少图书、资料、文集等，都为普及和提高顶板管理科学技术知识起到良好的作用。本书主要是在继承和发扬以往成果的基础上，结合当前新技术的发展状况和任务，认真总结顶板事故防治方面的经验和教训，贯彻理论联系实际的原则，进一步加强对问题阐述的正确性，在提高对顶板事故预见性和防治能力方面作出新贡献。为此，本书分八章撰写，主要内容有矿山压力原理和计算、常见局部冒顶和大面积冒顶事故的原因和发生条件的分析、顶板事故防治的基本实践等。

本书在审校过程中得到了煤炭部矿山压力科技情报中心站同志的协助。

由于作者水平所限，书中不妥之处在所难免，欢迎读者批评指正。

编著者

1988.5

目 录

第一章 矿山压力基础	1
第一节 工作面矿山压力的基本概念	1
第二节 影响矿山压力的地质和生产技术因素	40
第三节 工作面大冒顶事故的技术分析举例	52
第二章 统计法确定不同顶板条件下工作面的合理支护	59
第一节 顶板分类	59
第二节 不同顶板条件下支架与围岩系统的刚度	73
第三节 单体支柱工作面的合理支护	75
第四节 液压支架的合理选型和额定支护强度的确定	84
第三章 采场支护的定量计算法	94
第一节 影响采场矿压显现的岩层范围及其确定	94
第二节 采场支柱特性及有效实际支撑能力的确定	116
第三节 采场顶板控制设计	127
第四节 采场支护方式选择	171
第四章 局部冒顶事故的防治	179
第一节 嵌形顶板局部冒顶事故的分析及防治	179
第二节 脆性支护突然折断造成的局部冒顶事故的分析及防治	186
第三节 局部空顶（空洞）冒落冲击造成的局部冒顶事故的分析及防治	193
第四节 断层带处局部冒顶事故的分析及防治	208

第五节 端头冒顶事故的分析及防治	239
第五章 大型冒顶事故的防治	256
第一节 复合型顶板条件下冒顶事故的分析及防治	256
第二节 金属网下推垮型冒顶事故的分析及防治	276
第三节 坚硬性顶板冒顶事故的防治	286
第四节 因控顶距决定不当引起的大型冒顶事故 的防治	310
第六章 急倾斜煤层回采工作面顶板事故的 防治	325
第一节 急倾斜煤层回采工作面矿压显现特征	325
第二节 急倾斜煤层回采工作面顶板事故的分类及 原因分析	340
第三节 急倾斜煤层回采工作面顶底板事故的 防治措施	354
第七章 巷道常见顶板事故发生的原因与防治	380
第一节 巷道矿山压力及其显现	380
第二节 巷道常见顶板事故发生的原因与条件	396
第三节 巷道常见顶板事故防治措施	435
第八章 采场来压的预测预报及顶板控制状况 的判断	463
第一节 采场来压的预测预报	463
第二节 采场顶板挠曲离层的观测	494
第三节 顶板控制效果的判断	501
本书常用单位与法定计量单位换算表	522
参考文献	523

第一章 矿山压力基础

顶板事故和其它任何事物一样都有它的规律性。管好顶板是防治顶板事故的有效措施之一，但管好顶板首先必须认识顶板的力学性质以及变形、破坏、移动和失稳的自然规律，并且运用这些规律采取合理的支护措施预防冒顶，达到安全生产的目的。所以，要从根本上解决顶板事故问题不仅应具有丰富的生产实践经验、过硬的操作技能，而且还应掌握一定的矿山压力基础知识。

第一节 工作面矿山压力的基本概念

一、顶板岩层分析

要合理地控制顶板，首先应分析顶板岩层，习惯上按其垮落性质分为直接顶和老顶。

众所周知，煤系岩层均为沉积岩，具有明显的层理和各种弱面，其力学强度远小于岩浆岩和变质岩。

回采空间位于力学强度相对不大的顶底板岩层中。顶板岩层由一系列岩性不同、厚度各异的岩层所组成。直接位于煤层之上的一层或几层岩层，通常为泥质页岩、页岩和砂质页岩等，随支柱回撤呈悬露状态，且面积不大时就易垮落，这些岩层称为直接顶。位于直接顶之上的厚而坚固难以垮落的岩层，通常为强度高的砂岩、石灰岩和砂砾岩等，称为老顶。

直接顶厚度 Σh 和冒落岩石在采空区中的碎胀系数 K_p ，以及煤层采高 m ，三者因素在工作面矿山压力显现程度方面

是起重要作用的。

岩层破碎的块度愈小，碎胀系数 K_p 愈大；破碎的岩块排列愈整齐，则因岩块之间的空隙减少，其碎胀系数愈小。

在满足下列方程（式1-1）时，直接顶垮落后的岩石可以填满整个采空区。此时，老顶即被碎石所支撑。

$$m - \Sigma h(K_p - 1) = 0 \quad (1-1)$$

如果直接顶厚度 Σh 不够大，即 $m - \Sigma h(K_p - 1) > 0$ 时，直接顶垮落后的岩石不能填满采空区。但在老顶折断并发生下沉回转时，在采空区一侧老顶破断岩块一端接触到这些破碎岩石时，将阻止或减缓回转，也就是减少了老顶的回转度。

由此可知，采空区垮落的直接顶岩石可以减缓老顶的挠曲下沉，又可支撑老顶，对管理顶板起着良好的作用。

二、矿山压力的几个概念

1. 定义

井下采掘工作破坏了原岩应力的平衡状态，将引起岩体内应力的重新分布。这种由于地下进行采掘活动而在巷道及回采工作面周围岩体中，以及在支架上所引起的力，叫做“矿山压力”（西方一些文献中称之为“岩层压力”、“地压”等）。

在矿山压力作用下，即当重新分布的地应力超过顶底板岩石和煤层的强度时，就会使围岩变形、破坏、顶板下沉、底鼓、片帮、岩层移动和离层、支柱受载和折损、冒顶以及其它各种现象。这些由于矿山压力作用，使围岩、焊体和支架产生的种种力学现象，统称为“矿山压力显现”。

2. 支承压力的形成和分布

支承压力泛指岩体中的应力集中，凡应力超过厚岩应力大小的区域称为支承压力带。

支承压力的形成大致是这样的：煤层开采后，工作空间上覆岩层的绝大部分重量转移至工作面周围煤（岩）体上，煤岩体上的压力增大，形成压力增高区，而回采工作空间的压力减小，形成压力降低区。工作面周边的垂直应力集中，使煤体边缘破碎产生塑性变形，致使煤层边缘承受的压力迅速降低而处于极限平衡状态，支承压力峰值内移，这时已第二次改变了工作面周围的应力分布。支承压力的峰值可为上覆岩层载荷的2~20倍，工作面前方和侧面煤壁支承压力的影响范围达30~400m，一般情况下为20~60m。图1-1是在采深为470m和工作面长度为210m条件下的支承压力分布情况。

工作面周围支承压力的分布是有一个发展过程的。工作面始采时，推进距 W 对支承压力大小及其分布范围起决定作用。例如，在采深 H 为800m， W 仅为10m时的一个工作面，实测得到支承压力峰值为 26MN/m^2 ，是原岩压力 $(\rho g H)$ 的1.3倍；随着工作面推进距的增大，采空区形状由初采时的矩形变为方形，支承压力峰值也不断增加。

工作面长度也是影响支承压力峰值的一个因素，工作面长度越大，支承压力峰值越高。

虽然支承压力的含义是岩体中的应力集中，一般是指煤层的法向应力，但是顶板岩体中的水平应力是受垂直应力影响的，水平应力对顶板稳定性和岩层控制也产生一定的影响。此外，工作面端头处顶板岩层中形成的最大拉应力，会使顶板破碎、失稳，矿压显现剧烈，这在对冒顶事故可能性的分析中是不容忽视的。

工作面前方支承压力随工作面推进而向前移动。一方面超前支承压力压酥煤壁，有利于落煤工作；另一方面易于造

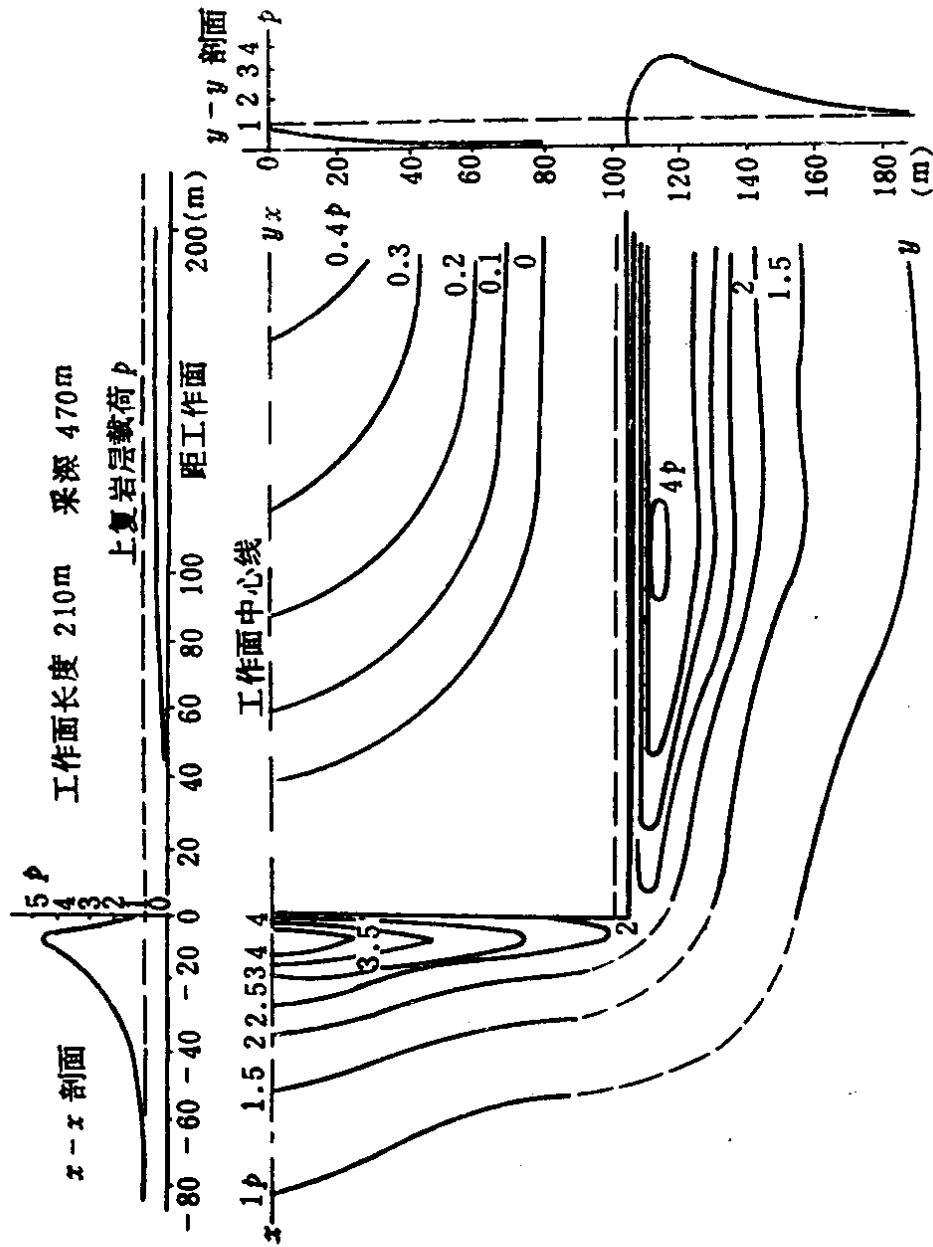


图 1-1 长壁工作面周围支承压力分布
(据Whittaker B.N.)

成煤壁片帮不利于顶板管理。

回采工作面处于压力降低区，对控制矿山压力是很有利的。压力降低区的存在，对于布置巷道也是很重要的。为了便于巷道维护，巷道的位置应尽量避开高应力集中区，即布置在减压区内。

3. 初次来压和周期来压

工作面的顶板压力不是固定的，矿压显现也时强时弱。回采工作面由开切眼向前推进，经过一段距离后，工作空间第一次呈现矿山压力显现异常剧烈的现象，称为“初次来压”。初次来压之后，工作面继续向前推进的过程中，工作空间周期性地出现矿山压力显现剧烈的现象，称为“周期来压”。一般顶板在初次来压和周期来压时的压力最大，故在计算采场所需支护强度 (kN/m^2) 时，应以初次来压和周期来压为标准，以保障安全。

1) 来压步距

老顶应看作为板的结构，但在一般情况下，工作面倾斜长度远大于老顶沿走向的断裂和垮落步距，因此可将老顶视为两端固支梁。根据这种假说，可推算回采工作面的初次来压步距和周期来压步距。

根据材料力学可知，两端固支梁在均布载荷 q 的作用下，有下式

$$\sigma_{\max} = \frac{qL^2}{2h^2}$$

$$\therefore \text{初次来压步距 } L_{\max} = h \sqrt{\frac{2\sigma_{\max}}{q}} \quad (1-2)$$

式中 h —— 老顶岩梁的厚度，m；

σ_{\max} —— 老顶岩梁的极限抗拉强度，Pa。

在关系式(1-2)中，载荷 q 往往不是仅指一个岩梁的自重，一般煤层上方的坚硬岩层之上还有好几层岩层。通常，软岩层跟着硬岩层、薄岩层跟着厚岩层一起下沉挠曲，最终一起折断垮落。因此，由煤层向上第一层坚硬岩层（即老顶）的极限跨距应考虑载荷 q 的大小，它须根据各岩层之间的互相影响来定。下式表示 n 层岩层对第一层老顶产生影响所形成的载荷 $(q_n)_1$ 。

$$(q_n)_1 = \frac{E_1 h_1^3 (\rho_1 g h_1 + \rho_2 g h_2 + \dots + \rho_n g h_n)}{E_1 h_1^3 + E_2 h_2^3 + \dots + E_n h_n^3} \quad (1-3)$$

式中 E_1, E_2, \dots, E_n ——由下向上各层岩层的弹性模量， n 为一起运动的岩层数；
 h_1, h_2, \dots, h_n ——各岩层的厚度；
 $\rho_1, \rho_2, \dots, \rho_n$ ——各岩层的密度；
 g ——重力加速度。

根据岩层柱状图，当计算到 $(q_{n+1})_1 < (q_n)_1$ 时，则以 $(q_n)_1$ 为作用于老顶第一层岩层的单位面积上的载荷。式(1-3)的组合梁载荷，可分别计算各岩层的挠度。

周期来压是由老顶悬臂梁的周期性折断所引起的。当老顶暴露跨距过大，老顶将沿煤壁发生悬梁式的折断。据材料力学可知，悬梁折断的条件有下式：

$$\sigma_{\max} = \frac{3qL^2}{h^2}$$

$$\therefore \text{周期来压步距 } L_{\max} = h \sqrt{\frac{\sigma_{\max}}{3q}} \quad (1-4)$$

以式(1-2)与式(1-4)相比，

$$\frac{L_w}{L_m} = \frac{h \sqrt{\frac{2\sigma_{max}}{q}}}{h \sqrt{\frac{\sigma_{max}}{3q}}} = \sqrt{\frac{2}{3}} = 2.45$$

即初次来压步距为周期来压步距的2.45倍。

就控制老顶来压来说，预测老顶来压步距是很重要的。以前来压步距主要凭经验确定，近年来不少矿区开始运用来压预测预报的方法来确定。

虽然岩体不是均质体，并下出现的矿压现象不完全是弹性的，但实践表明如果岩体力学参数选择恰当，边界条件考虑周全，用材料力学和弹性力学方法估算直接顶初次垮落步距、老顶来压步距所得的结果，是可以作为生产应用参考数据的。

铜川矿务局使用两端固支梁极限跨度公式(1-2)，计算了4个工作面的初次来压步距，计算结果与实际值相比，只差1m左右。

平板理论计算岩块极限跨度的公式如下：

$$\sigma_x = \frac{0.324q}{h^2} \times \frac{b^2 + \mu a^2}{1.74\left(\frac{b}{a}\right)^2 - 1 + 1.74\left(\frac{a}{b}\right)^2} \quad (1-5)$$

$$\sigma_y = \frac{0.324q}{h^2} \times \frac{a^2 + \mu b^2}{1.74\left(\frac{b}{a}\right)^2 - 1 + 1.74\left(\frac{a}{b}\right)^2}$$

式中 σ_x 、 σ_y ——岩块中心最大挠度 W_{max} (图1-2) 处的拉应力；

μ ——泊松比；

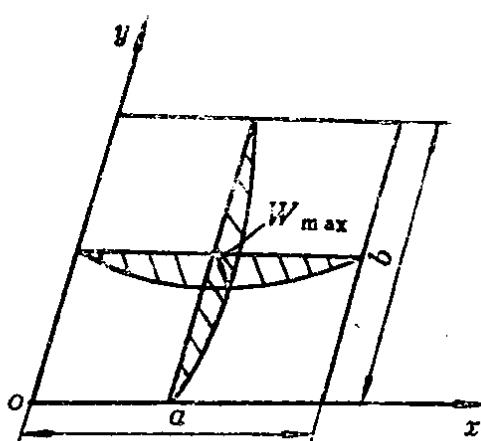


图 1-2 平板的双向挠曲和最大挠度

a —— 极限跨度；
b —— 工作面长度；
q、*h* —— 含义同前。

计算时选 σ_x 、 σ_y 两者计算值中较大的一个为准，使其等于岩体的抗拉极限强度 R_t ，即岩块极限跨度 *a* 符合 σ_x （或 σ_y ）= R_t 的条件。

用式(1-5)的平板理论计算式（据斯米诺夫 A.I）和岩体的抗拉极限强度数据（表1-1），计算大同四老沟煤矿 D 层煤和兖州南屯煤矿 3_上 煤层回采工作面的初次来压步距，计算值与实际值也相当接近。

表 1-1 岩体单向抗拉强度（日本资料）

岩石名称	页 岩	砂质页岩	砂 岩	石 灰 岩
岩体单向抗拉强度 R_t (kN/m ²)	500	833	1170	1330

兖州南屯矿 3_上 煤层 73_上04-1 工作面，老顶为中细粒石英砂岩，厚 12.7m。计算所取参数， $h = 12.7m$ ， $q = \rho \cdot g \cdot h = 317.5 \text{ kN/m}^2$ ， $\mu = 0.3$ ， $R_t = 1170 \text{ kN/m}^2$ 。

(1) 当 $b/a = 1$ ，此时 $\sigma_x = \sigma_y$ ，则

$$\sigma_x = \frac{0.324q}{h^2} \cdot \frac{b^2 + a^2\mu}{1.74\left(\frac{b}{a}\right)^2 - 1 + 1.74\left(\frac{a}{b}\right)^2}$$

$$= \frac{0.324 \times 317.5}{(12.7)^2} \cdot \frac{a^2(1+0.3)}{3.48-1}$$

$$= 0.335a^2$$

按 $\sigma_x = R_t$ 的条件，可得岩板的极限跨度 a_0 为：

$$a_0 = \sqrt{\frac{R_t}{0.335}} = \sqrt{\frac{1170}{0.335}} = 59.1\text{m}$$

(2) 当 $b/a = 2$ ，此时计算得：

$$\sigma_x = 0.428a^2, \sigma_y = 0.22a^2$$

$\sigma_x > \sigma_y$ ，故取 $\sigma_x = R_t$ ，计算可得 $a_0 = 52.3\text{m}$

(3) 当 $b/a = 3$ ，此时计算得：

$$\sigma_x = 0.399a^2, \sigma_y = 0.158a^2$$

$\sigma_x > \sigma_y$ ，计算可得 $a_0 = 54.08\text{m}$

从上述计算可知，73±04-1工作面的老顶初次来压步距在52~59m之间，现场实测的老顶初次来压步距为60m。

2) 周期来压

周期来压表现为工作面顶底板移近量增加，顶板出现裂隙、剥落，支架载荷急增，单体支柱折损增加，有时产生滴水、散落岩粉及岩层破裂和运动的声响等。周期来压一般经历1~3d。周期来压显现在空间的分布是不均匀的，可能先由工作面局部开始，然后其它部分相继出现，也可能局限在工作面某一范围内。如果措施不当，可能引起冒顶事故。

周期来压现象是煤层上部岩层变形、破坏和移动的结果。由开掘开切眼起岩体平衡即被破坏，开始了新的运动。随着工作面的推进，通常紧靠煤层的几层顶板岩石先行离层垮落，在其上部的岩层开始借助本身的支承能力而维持平衡。双支岩梁与破碎垮落的岩块之间留有相当大的空隙或自由空间，随着工作面的推进，岩桥的跨度增加，超过一定极限时

即发生断裂而垮落，并在工作面引起剧烈的矿山压力显现，这就是通常说的初次来压。

当工作面继续推进时，邻近煤层的属于中等稳定程度的顶板依然离层垮落。紧随回柱放顶以后，冒落的顶板高度为采厚的2~3倍，不超过5倍。这些离层的顶板可能一次冒下或分批冒落（图1-3），这与顶板岩层的组成有关。冒落岩层的块度是由下向上逐渐增大的。这时，较大岩块呈周期性垮落，形成周期来压。

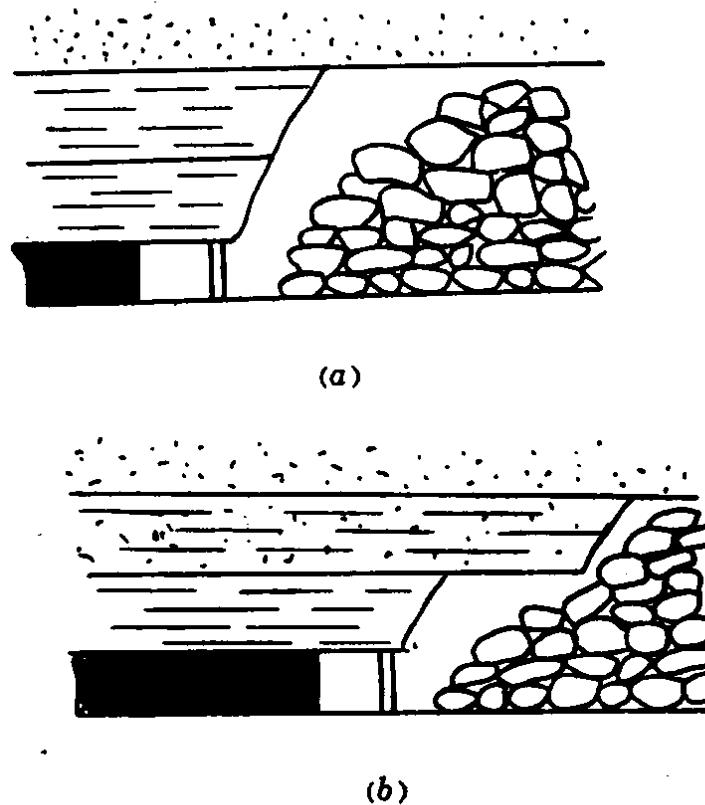


图 1-3 直接顶垮落示意图

(a) 初次垮落圈内岩层一次冒下；(b) 初次垮落圈内岩层分批冒落

周期来压可能是由于上覆岩层中有一层坚硬的岩层（老顶）断裂破坏形成的，或者是上覆岩层中并无特殊坚硬岩层