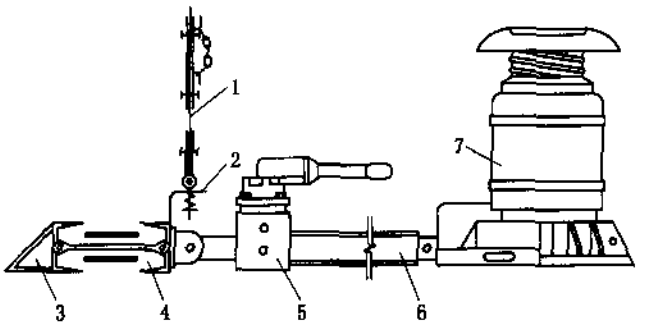
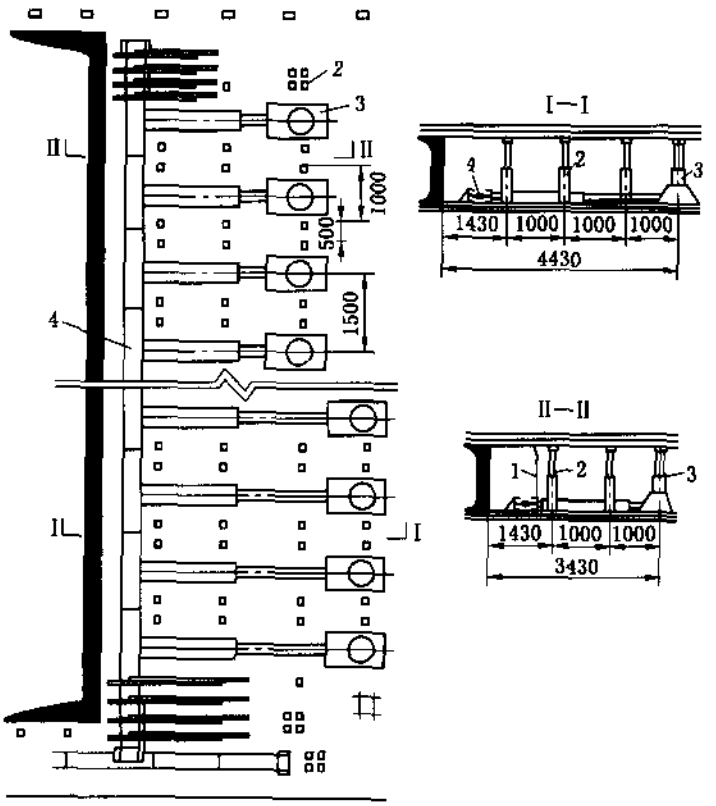
兖州唐村煤矿开采16号和17号两个薄煤层，研制并使用了柔性挡煤板（图4-2-4）。胶带挡煤板沿工作面全长设置，其下部通过螺栓弹簧连接装置与铁护板连接，允许在爆破时摆动，上部用链环挂钩与固定在机头、机尾的钢丝绳相连接，防止挡煤板在爆破落煤时向采空区翻转，为增加挡煤板的刚性，在其上下固定部分钢板。其工作面布置如图4-2-5所示。唐村煤矿薄煤层采煤工作面月产1.7×10^4t以上，回采工效5.2~5.4t/工，最高工效达8.21t/工，而且挡煤板防止炮崩金属支柱，经济效益显著。



1—胶带挡煤板；2—铁护板；3—铲煤板；4—刮板输送机；5—操作阀；6—千斤顶；7—切顶支柱（墩柱）

图4-2-4 柔性挡煤板



1—柔性挡煤板；2—金属支柱；3—放顶支柱；4—刮板输送机

图4-2-5 炮采输送机铲装工作面布置

2.2.2　普通机械化采煤工艺

1. 单滚筒采煤机普采

普采配套设备有单滚筒采煤机、刮板输送机、单体液压支柱（或悬移支架）、金属铰接顶梁及推移输送机千斤顶。

单滚筒采煤机普采工作面布置如图 4－2－6 所示。

单滚筒采煤机的缺点是对采高较大的工作面要分顶底刀两次截割，增加了顶板悬露面积与时间。

2. 双滚筒采煤机普采

双滚筒采煤机基本机型为 SGZCF－630/220 和 SGZCF－630/180。采用新型单体液压支柱和铰接顶梁（或加金属长托梁）支护工作面，同时，可根据顶板条件配用切顶支柱。对于采高较大（2.5m 以上）的工作面可选用轻型合金单体支柱。

这种新一代普采设备性能适用于采高为 1.2～3m、煤层倾角为 0°～25°的煤层，工作面长度可达 200m，机身窄短的采煤机适应于破碎顶板条件。

与单滚筒采煤机普采相比，双滚筒采煤机普采工作面的产量和效率可提高 20%～30%。峰峰矿区采用这种工艺方式的普采队年产一般可达 0.4Mt，有的可达 0.8Mt。

3. 普采工作面支架布置

普采工作面支架布置，按梁的排列特点分为齐梁式和错梁式两种，如图 4－2－7 所示。

4. 普采工作面的支护密度及间距

普采工作面的支护工作，除了合理选择支架布置方式外，还要正确确定工作面支护密度、排距和柱距。支护密度是控顶范围内单位面积顶板所支设的支柱数量。支护密度 n（根/m^2）可用下式表示

$$n = \frac{P_t}{\eta R_t} \tag{4-2-1}$$

式中　P_t——工作面支护强度，kPa；

R_t——支柱额定工作阻力，kN/根；

η——支柱额定工作阻力实际利用系数。

在普采和炮采工作面，当排距小于 0.8m 时，行人困难，会降低工人的生产效率。因此根据采煤机截深的不同，排距主要有 3 种规格：0.8、1.0、1.2m。根据采煤作业的需要，最少需要 3 排柱，在工作面形成 3 条道：机道、人行道和堆放支柱、顶梁及其他材料的材料道。当排距小或工作面所需支护材料较多时，一条材料道不能满足需要，工作面最少就需要 4 排柱，即最小控顶距为 4 排。

可根据工作面所需支护密度 n 和排距 b，求出柱距 a：

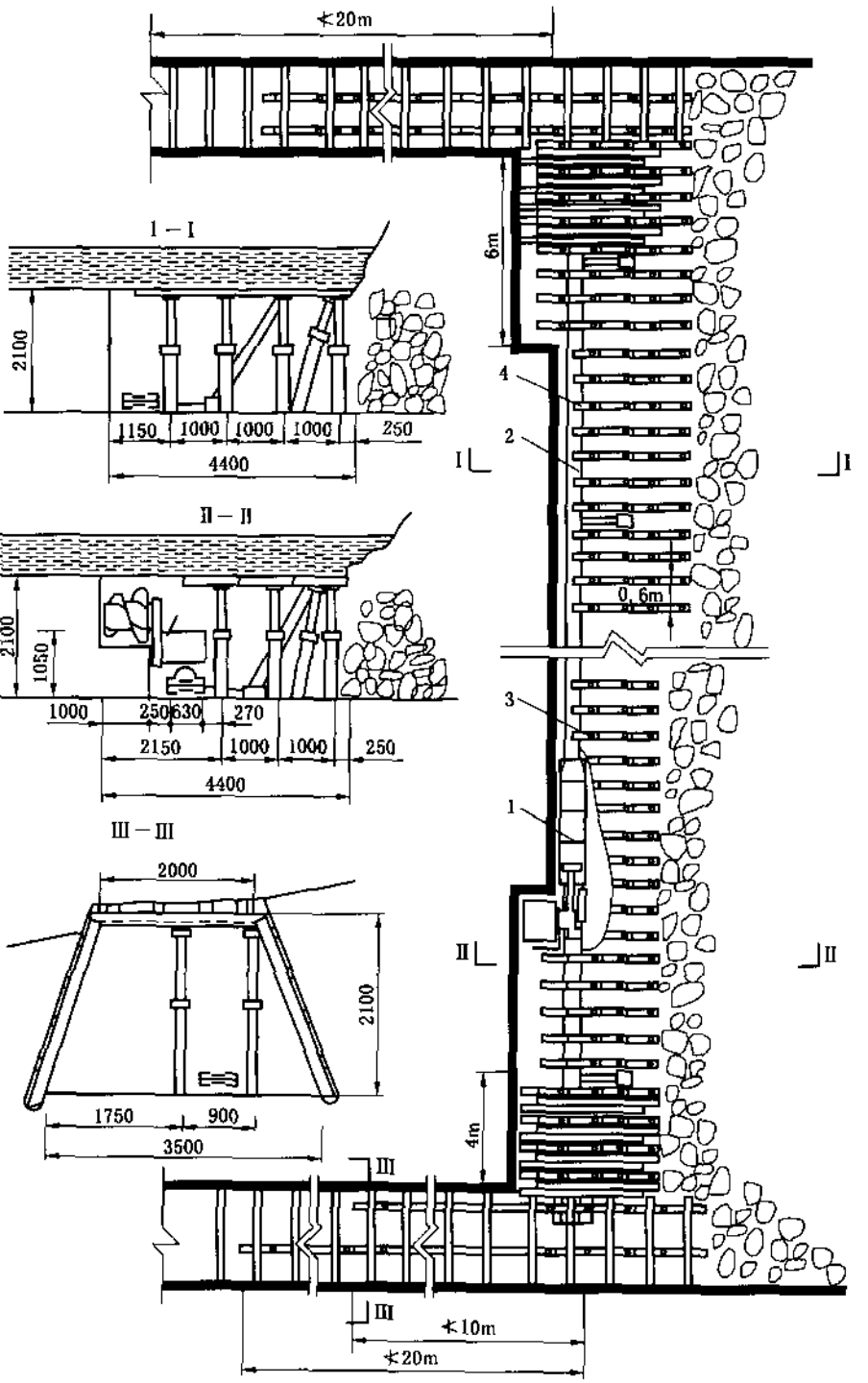
$$a = \frac{NS}{Nb + F} = \frac{N}{(Nb + F)n} \tag{4-2-2}$$

式中　N——工作面支柱排数；

F——机道上梁端至煤壁距离，m；

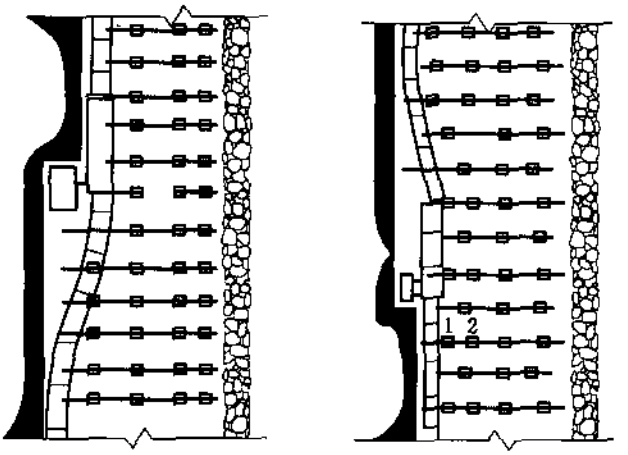
S——每根支柱的支护面积，m^2。

S 是支护密度 n 的倒数，因此柱距计算公式可改写为



1—采煤机；2—刮板输送机；3—单体液压支柱；4—铰接顶梁

图4-2-6 单滚筒采煤机普采工作面布置图



(a) 齐梁直线柱式　　(b) 错梁直线柱式

1—临时柱；2—固定柱

图4-2-7　普采工作面支架布置

$$a = \frac{\eta R_t N}{(Nb + F)P_t} \tag{4-2-3}$$

5. 空顶（端面）距

生产实践表明，工作面冒顶多发生在其前方未支护的空顶区内，因此，缩小工作面前方空顶面积是机采工作面的重要问题之一。空顶宽度与采煤机机道宽度、支架布置形式及顶梁悬臂长度有关。当截深等于顶梁长度，正悬臂（悬臂与后肩之比为7∶3）齐梁齐柱支护时，不同截深的空顶宽度见表4-2-1。

表4-2-1　齐梁齐柱布置时不同截深的空顶宽度

采煤机截深/mm	顶梁悬臂长/mm	采煤机机道宽/mm	割煤挂梁后空顶宽/mm	割煤后未挂梁前空顶宽/mm
1200	840	1242	402	1602
1000	700	1242	542	1542

当顶梁长度等于2倍截深时，一般采用错梁齐柱或错梁错柱支护方式，能使空顶宽度大为减小（图4-2-8）。由表4-2-1和图4-2-8可知，在梁长均为1200mm，截深600mm时，割煤后未挂梁前的空顶宽度为1002mm；而截深为1200mm时，割煤后未挂梁前的空顶宽度却为1602mm，前者的空顶宽度仅为后者的62%。

为了缩小端面距，管理好机道上方顶板，特别是当顶板较破碎时，可以在铰接顶梁的梁端挂上活动短梁，当端面距较大而又挂不上一根无立柱顶梁时，也可先挂上一根短梁，割完下一刀煤挂上顶梁后，短梁又可取下，重新挂到新的梁端。

6. 铰接顶梁与长钢梁配合支护

肥城查庄煤矿工作面采用1.0m铰接顶梁与2.6m长钢梁联合支护方式，如图4-2-9

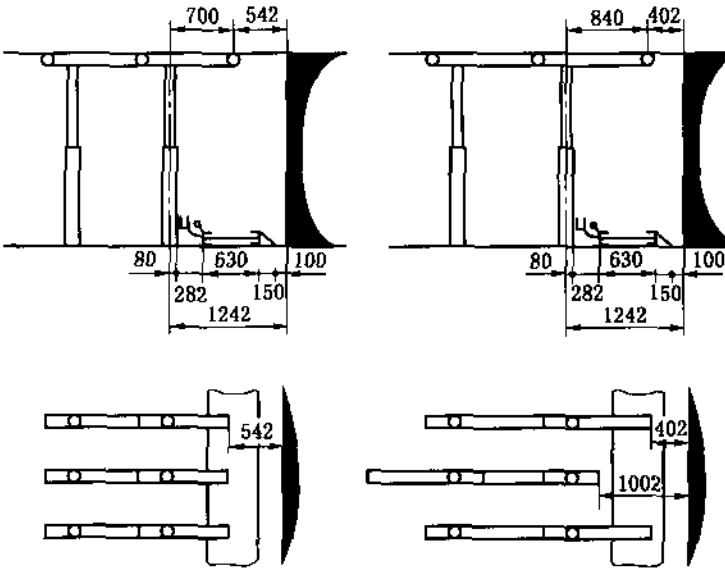


图4-2-8 不同支护方式的空顶宽度

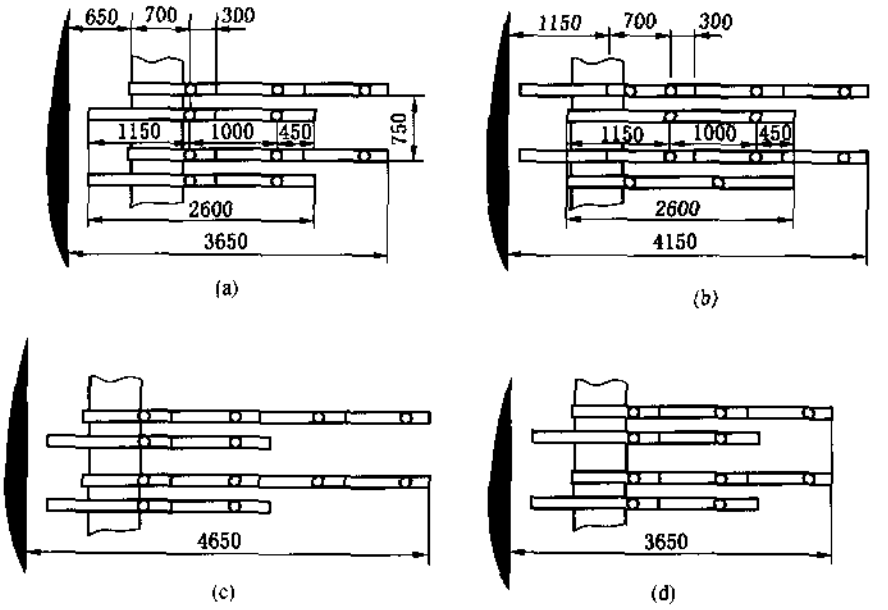


图4-2-9 铰接顶梁与长钢梁联合支护

所示。这种支护方式保持了铰接顶梁适应性强、承载力大的优点，同时兼有长钢梁利于支护机道上方顶板的优势。为适应1.0m铰接顶梁的长度，截深由0.6m改为0.5m。图4-2-9a为初始状态；图4-2-9b为割煤一刀（0.5m），挂1m铰接顶梁；图4-2-9c为割煤一刀(0.5m)，前移长钢梁1m；图4-2-9d为回一排柱(1.0m)后，恢复到初始状态。

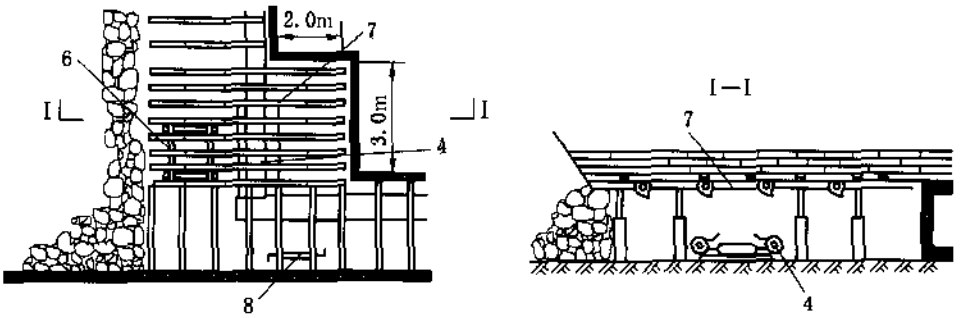
这种支护方式的优点：工序较简单，割第一刀时只需挂梁（每节溜槽挂梁2根），移

输送机 0.5m，靠输送机挡煤板支设少量临时支柱；割第二刀时，根据顶板条件，可先支柱后移梁，或先移梁后支柱，顶板均能得到及时支护；排距由 0.6m 扩大为 1.0m 后，行人、运料、回柱均较方便；支、回柱工作量小；对顶板适应性强，铰接顶梁和长钢梁相互配合，使顶板管理条件大大改善；减小了煤壁前空顶距，挂梁和移梁工序均在输送机靠采空区侧。

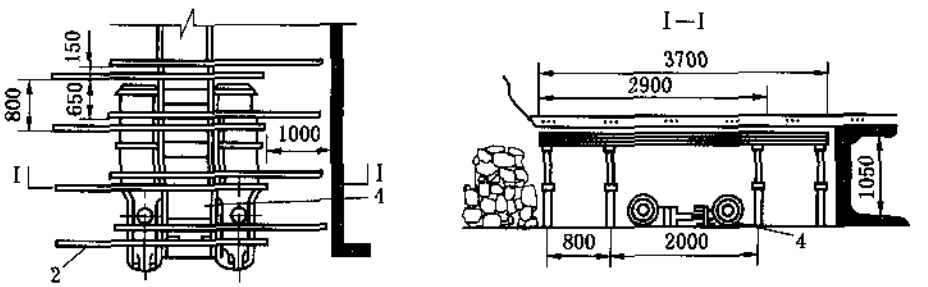
7. 普采工作面端头支护

端头支护主要有以下几种：

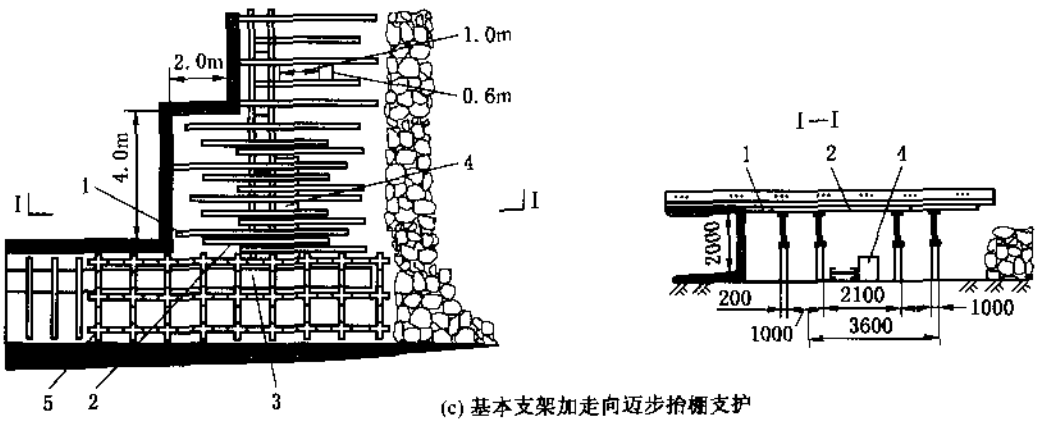
（1）单体支柱加铰接顶梁支护（图 4－2－10a）。为了在跨度大处固定顶梁铰接点，可采用双钩、双楔梁，或将普通铰接顶梁反用，使楔钩朝上。



(a) 双钩、双楔铰接顶梁支护



(b) 迈步走向抬棚支护



(c) 基本支架加走向迈步抬棚支护

1—基本架；2—抬棚长梁；3—转载机；4—输送机机头；5—十字铰接顶梁；6—木垛；7—双钩双楔梁；8—绞车

图 4－2－10　普采面端头支护

（2）用4～5对长梁加单体支柱组成的迈步走向抬棚支护（图4-2-10b）。

（3）用基本支架加走向迈步抬棚支护（图4-2-10c）。除机头、机尾处支护外，在工作面端部原平巷内可用顺向托梁加单体支柱或“十”字铰接顶梁加单体支柱支护。

2.2.3 综合机械化采煤工艺

2.2.3.1 采煤机割煤方式

1. 单向割煤，往返一次进一刀

通常采煤机按推进方向，采煤机前滚筒割顶煤、后滚筒割底煤。具体工艺过程是采煤机割煤，滞后采煤机2～3架支架开始移架，至端头后采煤机调转行进方向反向清理浮煤，滞后采煤机15～35m推移输送机，采煤机沿工作面往返一次进一个截深。

2. 双向割煤，往返一次进两刀

采煤机上行割煤，滞后采煤机2～3架，支架开始移架，滞后采煤机15～35m，顺序推移输送机到工作面上端头；在完成采煤机进刀后，采煤机下行割煤，滞后采煤机2～3架，支架顺序移架，滞后采煤机15～35m，推移输送机至下端头，采煤机往返一次进两刀。

3. 端部斜切进刀单向割煤与端部斜切进刀双向割煤工艺比较

端部斜切进刀单向割煤时，工作面内的割煤、移架与移输送机、移机头、端头处理等工序实行平行作业，工序间干扰少，窝工少，特别是端头条件较差，移机头（尾）困难时，优点更明显；采煤机空行时可以把浮煤装净，便于推移输送机，对保证工作面工程质量有利；减少了采煤机滚筒和挡煤板的调转次数及往返运行次数，简化了操作程序。

当采用采煤机在下端斜切进刀单向割煤工艺时，可以保证采煤机司机、移架工及推输送机工等追机作业，始终处于新鲜风流中工作，有利于工人的身体健康。单向割煤工艺的缺点是单向割煤，设备的无功磨损大；当液压支架与刮板输送机的配合尺寸不允许及时支护时，空顶时间长，顶板破碎时，容易片帮冒顶。在工作面长度较短，工作面端头作业时间长的条件下，应优先选用单向割煤方式。

对于工作面长度较大，顶板条件为中等稳定以上，端头支护状况良好，移机头顺利的工作面，应选用端部斜切进刀双向割煤工艺。

我国大多数综采工作面均采用双向割煤方式，随着大功率电牵引采煤机、电液控制液压支架的出现，单向割煤方式的使用有增多的趋势。

2.2.3.2 滚筒采煤机进刀方式

滚筒采煤机每割一刀煤之前，必须使其滚筒进入煤体，这一过程叫做进刀。目前，常用的进刀方式有端部斜切进刀、中部斜切进刀。

1. 端部斜切进刀

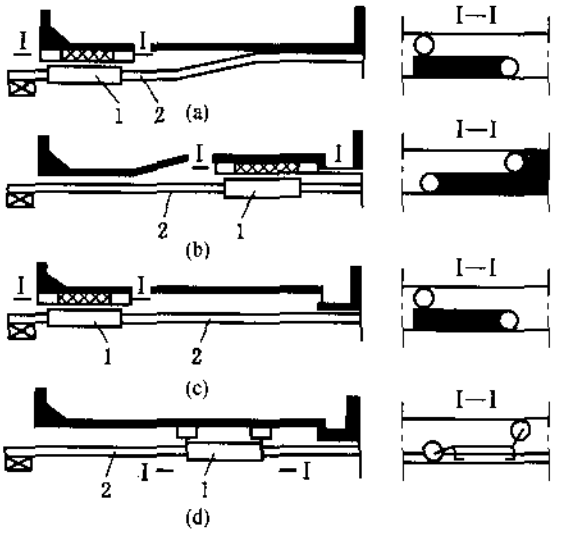
端部斜切进刀又可分为割三角煤进刀和留三角煤进刀两种方式。

1）割三角煤进刀

双滚筒采煤机端部割三角煤进刀过程如下：

（1）当采煤机割至工作面端头时，其后的刮板输送机槽已移近煤壁，采煤机机身处尚留有一段下部煤（图4-2-11a）。

（2）调换滚筒位置，前滚筒降下、后滚筒升起，并沿刮板输送机弯曲段反向割入煤



1—滚筒采煤机；2—刮板输送机

图 4－2－11　双滚筒采煤机工作面端部割三角煤斜切进刀

壁，直至刮板输送机直线段为止，然后将刮板输送机移直（图 4－2－11b）。

（3）再调换两个滚筒上、下位置，重新返回割煤至刮板输送机机头处（图 4－2－11c）。

（4）将三角煤割掉，煤壁割直后，再次调换上、下滚筒，返程正常割煤（图 4－2－11d）。

2）留三角煤进刀

双滚筒采煤机工作面端部留三角煤斜切进刀过程（图 4－2－12）如下：

（1）当采煤机割至工作面下端头时，其后的输送机槽已移近煤壁，形成弯曲段，采煤机机身处尚留有一段下部煤。

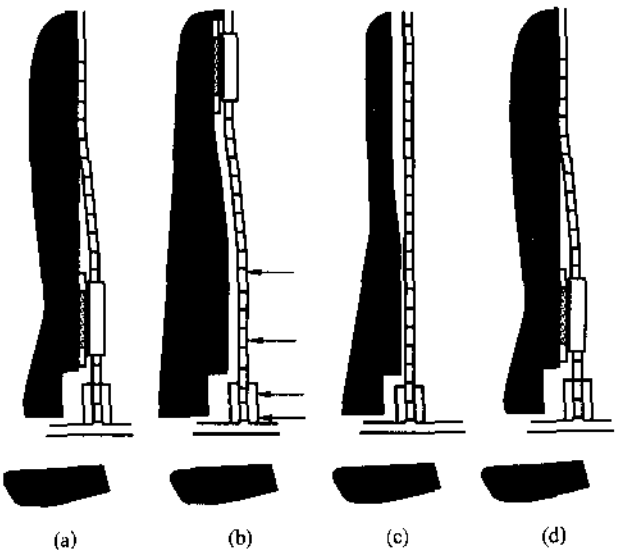


图 4－2－12　双滚筒采煤机工作面端部留三角煤斜切进刀

（2）调换滚筒位置，前滚筒降下、后滚筒升起并沿输送机弯曲段反向割入煤壁，直至工作面上端头，并将下端头输送机移直，暂留下下端头的三角煤。

（3）再调换两个滚筒上、下位置，采煤机向下跑空刀清浮煤，其后推移输送机、割下端头三角煤至输送机下端头处，完成一个循环。

综采工作面斜切进刀，要求运输及回风平巷有足够宽度，工作面输送机机头（尾）尽量伸向平巷内，以保证采煤机滚筒能割至平巷的内侧帮，并尽量采用侧卸式机头。

2. 中部斜切进刀

中部斜切进刀的特点是在工作面中部刮板输送机弯曲段进刀。

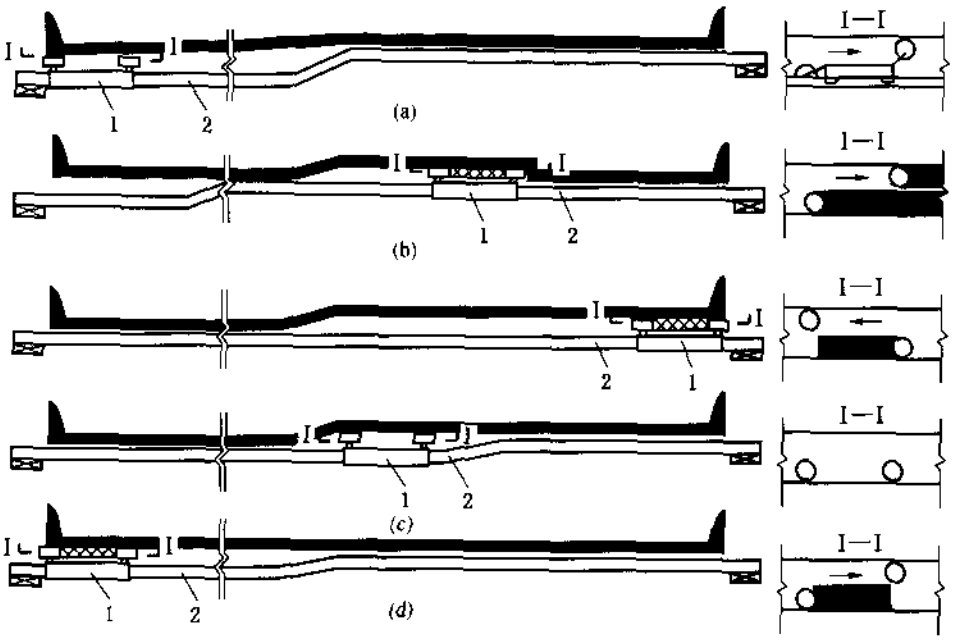
其进刀过程为：

（1）采煤机割煤至工作面左端后（图4－2－13a）。

（2）空牵引至工作面中部，并沿刮板输送机弯曲段斜切进刀，继续割煤至工作面右端（图4－2－13b）。

（3）移直刮板输送机，采煤机空牵引至工作面中部（图4－2－13c）。

（4）采煤机自工作面中部开始割煤至工作面左端，工作面右半段刮板输送机移近煤壁，恢复初始状态（图4－2－13d）。



1—采煤机；2—刮板输送机

图4－2－13 双滚筒采煤机中部斜切进刀

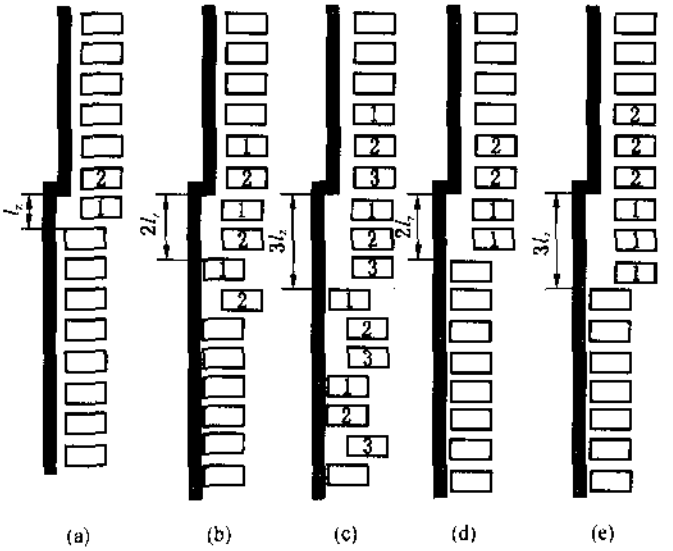
2.2.3.3 综采工作面支护方式

采煤机割煤后，支架依次或分组随机立即前移支护顶板，输送机随移架逐段移向煤壁，推移步距等于采煤机截深。

1. 移架方式

我国较多采用的移架方式有3种，如图4－2－14所示。

（1）单架依次顺序式，又称单架连续式（图 4－2－14a）。支架沿采煤机牵引方向依次前移，移动步距等于截深，支架移成一条直线，该方式操作简单，容易保证规格、质量，能适应不稳定顶板，应用较多。



l_z—支架宽度；1～3—移架顺序

图 4－2－14　液压支架的移架方式

（2）分组间隔交错式（图 4－2－14b、图 4－2－14c）。该方式移架速度快，适用于顶板较稳定的高产综采工作面。

（3）成组整体依次顺序式（图 4－2－14d、图 4－2－14e）。该方式按顺序每次移一组架，每组 2～3 架，一般由大流量电液阀成组控制，适用于煤层地质条件好、采煤机快速牵引割煤的综采工作面。

2. 移架方式对移架速度的影响

移架速度取决于泵站流量及阀组和管路的乳化液通过能力，支架所处状态及操作方便程度，人员操作技术水平等因素。但当这些因素相同时，决定移架速度的关键因素是移架方式。移架速度 V_z（m/min）可用下式表示：

$$V_z = \frac{Nl_z}{t_z} = \frac{Nl_z}{t_c + Nt_d} \tag{4－2－4}$$

式中　l_z——支架宽度，m；

t_z——移一架支架或一组支架的总时间，min；

t_c——移一架支架的操作调整时间，min；

t_d——移一架支架的供液时间，min；

N——采用分组间隔交错式和成组整体依次顺序式移架方式时，N 表示同时移动的架数；分段依次顺序移架时，N 表示所分段数。

实测表明，移架中操作调整时间占移架总时间的 60% ～70%。当泵站流量不变时，同时前移的支架数增加到 N，供液时间也相应增加，但调整操作时间 t_c 仍等于单架的调整

操作时间，由于 t_e 远大于 t_d，故移架速度加快。若同时前移的支架数增加到 N，泵站流量也增加到 N 倍，即多架支架同时前移时的供液时间没有增加，使移架速度进一步提高。兖州南屯煤矿综采工作面采用分段移架方式，同时移架的段数与乳化液泵站开动的台数相一致，大大加快了移架速度，并保证了支架移架后的额定初撑力，这是该矿综采工作面年产量创高产的关键技术措施之一。

3. 移架方式对顶板管理的影响

选择移架方式不仅要考虑移架速度，还要考虑对顶板管理的影响。一般来说，单架依次顺序移架虽然速度慢，但卸载面积小，顶板下沉量比后两种小，适用于稳定性差的顶板。即使顶板稳定性好，采用后两种移架方式时，同时前移的支架数 N 也不宜大于 3，以防顶板情况恶化。

（1）依次顺序移架时沿工作面支架工作阻力分布如图 4－2－15 所示。图 4－2－15 中 1—2 段对应未采煤段，支架为恒阻；2—3 段对应割煤段，支架工作阻力稍有下降；5 表示支架卸载；4—5 段对应该段支架在原位置的阻力下降；5—6—7 段表示支架移置后工作阻力的逐渐上升；7—8 段又达到恒阻。在采煤机工作范围内移架，虽可防止伪顶垮落，但割煤和移架同时进行，悬顶面积剧增，下沉速度增大，有可能管不住顶板。这种情况下，采煤和移架要保持合理距离。

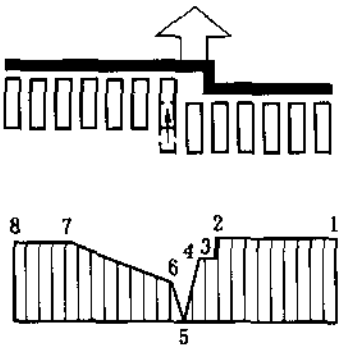


图 4－2－15 依次顺序移架时沿工作面支架工作阻力分布

（2）在某些特定顶板条件下，尽管设备和顶板条件完全相同，依次顺序式移架要经过较长时间，支架才能达到额定工作阻力，而分组间隔交错式移架则能较快地达到额定工作阻力，矿压显现比前者缓和。

（3）与单、双向割煤相适应的单、双向移架，对顶板管理效果影响很大。单向移架时，先移的支架先达到额定工作阻力，支架阻力沿煤壁方向分布大致相同，有利于顶板管理；双向移架时，工作面端部支架短时间内移动两次，长时间处于初撑状态，不利于顶板管理。

（4）全卸载移架对顶板管理影响较大；部分卸载带压移架，有利于控制顶板。

（5）采用分段依次顺序式移架时，由于段与段之间的接合部位在时间与空间上交叉，致使顶板下沉量叠加，容易造成顶板破碎、煤壁片帮和倒架。

4. 提高液压支架移架速度的方法

移架速度受支架的移支方式、泵站的供液量、乳化液胶管管径大小、工人操作熟练程度等因素的影响。

在使用交错移支方式时限制移架速度的因素是供液量，支架的移架速度 V_z 与泵站的供液量 Q(L/min) 之间的关系为

$$V_z = \frac{1000QLk}{n_1h_1(S_1 + S_2) + n_2h_2S_3} \qquad (4-2-5)$$

式中 L——支架中心间距，m；

k——操作时间的影响系数；

n_1——移架时同时升降的立柱数；

h_1——移架时立柱的升降高度，cm；

n_2——移架时同时工作的千斤顶数；

h_2——支架移动步距，cm；

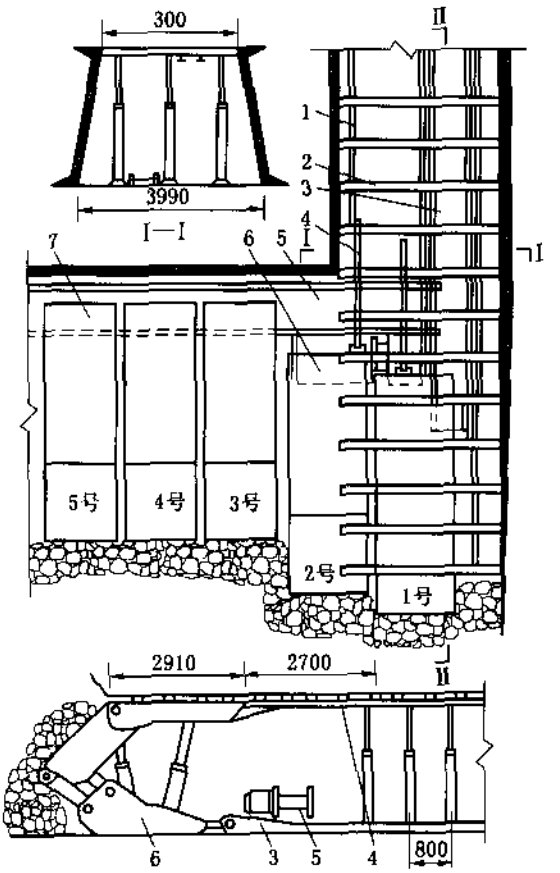
S_1，S_2——每根立柱活塞腔和活塞的面积，cm^2；

S_3——推移千斤顶工作腔面积，cm^2。

由上式可知，移架速度与泵站流量成正比，提高泵站的流量可以提高移架速度。如晋城古书院煤矿采用双乳化液泵并联供液，使每架支架的移架时间由32s缩短到26s，使采煤机的牵引速度由过去的2.8m/min，提高到3.5m/min，循环时间缩短了11.5min，有效地挖掘了采煤机的潜力。增加乳化液胶管及操作阀的过流断面，是增加供液流量的措施之一。提高移架速度的发展方向是采用电液控制支架，我国已研制了支架电液控制系统，使每架支架的移架时间控制在10s左右。

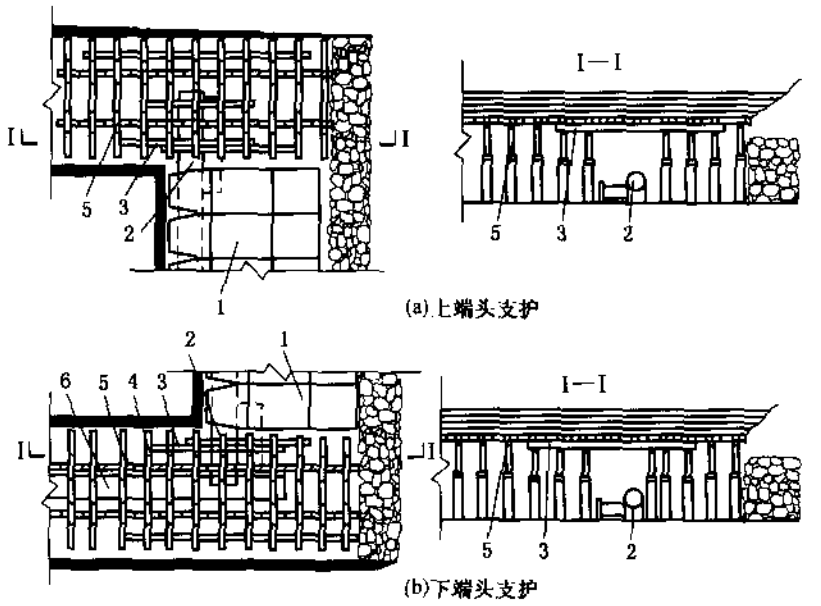
2.2.3.4　综采工作面的端头支护

综采工作面端头支护方法，归纳起来有以下3种：一是用单体支柱与托梁支护（图4-2-16）；二是用单体液压支柱与十字铰接顶梁配合支护（图4-2-17）；三是用端头液压支架支护（图4-2-18）。



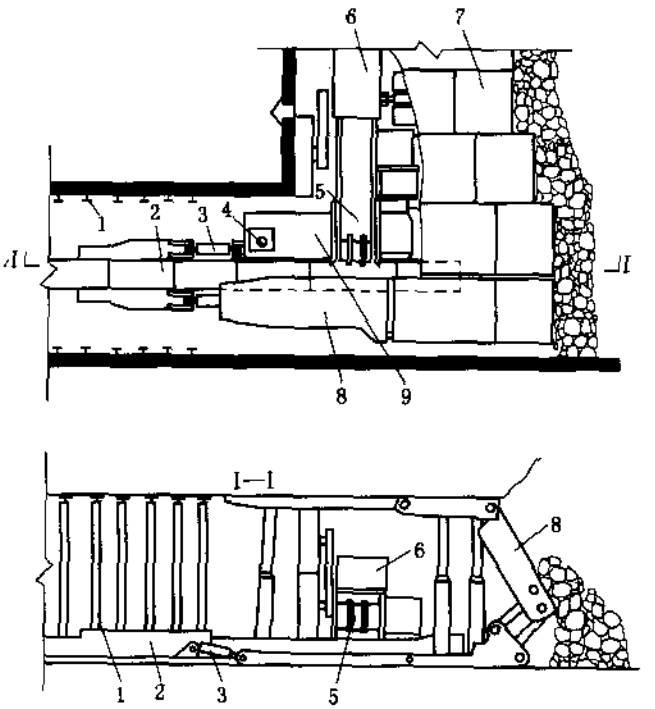
1—铰接顶梁；2—木板梁；3—转载机；4—工字钢托梁；5—刮板输送机机头；6—端头支架；7—基本支架

图4-2-16　单体支柱与托梁维护端头布置图



1—液压支架；2—刮板输送机；3—木托梁；4—铰接顶梁；5—十字铰接顶梁；6—转载机

图4-2-17 单体液压支柱配十字顶梁端头支护布置图



1—巷道支架；2—转载机；3—推移千斤顶；4—前柱；5—刮板输送机；6—采煤机；7—基本液压支架；8—端头液压支架；9—滑移底座

图4-2-18 潞安王庄煤矿1205工作面端头支架布置图

潞安王庄煤矿设计制造了“端头”、“端尾”支架。端头支架是以 ZY－35 型支架为基本架，将前梁加长 800mm，支架底座前加装了滑移底座，通过千斤顶和转载机机尾的推拉座连接，如图 4－2－18 所示。支架在工作状态时，左右两根千斤顶同时伸出，推动转载机前移定位，然后降其中一架端头支架，缩千斤顶，实现端头支架移步，为防止拉架时滑移座移动，滑移座前端安设了带有柱帽的前柱。下端头支架与上端头支架相比，两种支架的区别在于前移支点不同，其他结构基本相同，下端头支架的前移支点在转载机上，而上端头支架则以两架底座互为支点。

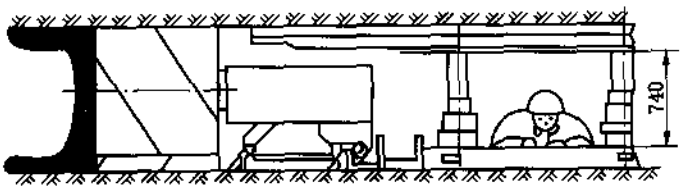
回采巷道支护形式对端头支护也有较大影响。如工作面运输平巷顶板用锚杆、钢板梁和塑料网支护，两帮用聚氨酯锚杆配以托板支护，形成一种锚杆、铺梁、梁托网、网护顶的支护形式，大大简化工作面下出口的维护工作，改善端头安全作业条件，给工作面安装使用端头支架创造良好条件。

2.2.4　薄煤层、大倾角、大采高综采工艺

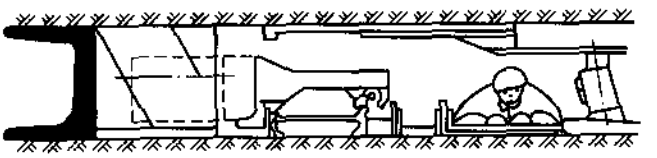
2.2.4.1　薄煤层综采工艺

1. 薄煤层滚筒采煤机开采工艺特点

薄煤层工作面采高低，要求采煤机机身高度低，要有足够的功率，通常功率不应低于 100～200kW；机身尽可能短，以适应煤层的波状起伏；要有足够的过煤和过机空间、高度；尽可能实现工作面不用人工切口进刀；要有较强的破岩过地质构造能力；应具有结构简单、可靠，便于维护和安装的特点。根据这些要求，薄煤层采煤机分为骑输送机式和爬底板式两类。骑输送机式采煤机由输送机机槽支承和导向（图 4－2－19a），一般用于开采厚度为 0.8～0.9m 煤层。爬底板式采煤机机身位于滚筒开出的机道内（图 4－2－19b），机面高度低，当采高相同时，与骑输送机式相比，过煤空间大，电机功率可增大，具有较大生产能力，并且工作面过风断面大、工作安全。



(a) 骑输送机式



(b) 爬底板式

图 4－2－19　薄煤层采煤机

我国主要薄煤层滚筒采煤机的技术参数见表 4－2－2。

薄煤层工作面矿压显现相对缓和，故支架工作阻力和初撑力相对较低；支架在最低状

表4-2-2 我国主要薄煤层滚筒采煤机的技术参数

型 号	BM-100	MG150-B	5MG200-B	MG344-PWD	MG250-BW	MG200/450-BWD	MG250/550-BWD
装机功率/kW	100	150	180（200）	300+2×22	250	2×200+2×25	2×250+2×25
采高范围/m	0.75~1.3	0.8~1.5	1.0~1.8	0.9~1.6	0.85~1.5	1.0~1.7	1.0~1.7
牵引速度/(m·min^{-1})	0~6	0~5	0~6	0~6/7.8	0~6	0~6	0~6
牵引力/kN	120	160	180	350/262	300	440	440
滚筒直径/mm	750，800	800，900，1000	1000，1250	900，1000，1250，1400	850，1000	1000，1250，1400（1500）	1000，1250，1400（1500）
截深/mm	600	600~1000	800	800	800	800	800
机身布置方式	骑输送机	骑输送机	骑输送机	爬底板	骑输送机	骑输送机	骑输送机

态时，必须保证顶梁下有高400mm、宽600mm的人行道；支架调高范围大，伸缩比应达到2.5~3.0；顶梁和底座的厚度小，但应有足够强度，并且底座一般为分体式结构，便于排矸；为减小控顶距，一般采用滞后支护式；通常采用单向或双向邻架控制，以保证安全，减小劳动强度。

薄煤层工作面一般使用轻型、边双链、矮机身可弯曲刮板输送机。

无论是骑输送机式还是爬底板式采煤机，均要保持机采工作面人行道、输送机道和割煤道的畅通，最大限度地缩小控顶距。

2. 刨煤机采煤工艺特点

刨煤机采煤工艺是利用带刨刀的煤刨（图4-2-20）沿工作面往复落煤和装煤，煤刨靠工作面输送机导向。刨煤机类型很多，目前国内外使用的主要是静力刨，即刨刀靠锚链拉力对煤体施以静压力破煤。静力刨按其结构特点主要分为拖钩刨（图4-2-20a）、滑行刨（图4-2-20b）及拖钩—滑行刨（图4-2-20c）3类。

刨煤机的适用条件：

（1）煤层厚度在2m以下，倾角较小。

（2）煤质中硬及中硬以下，不黏顶板，不含大块硬夹矸。

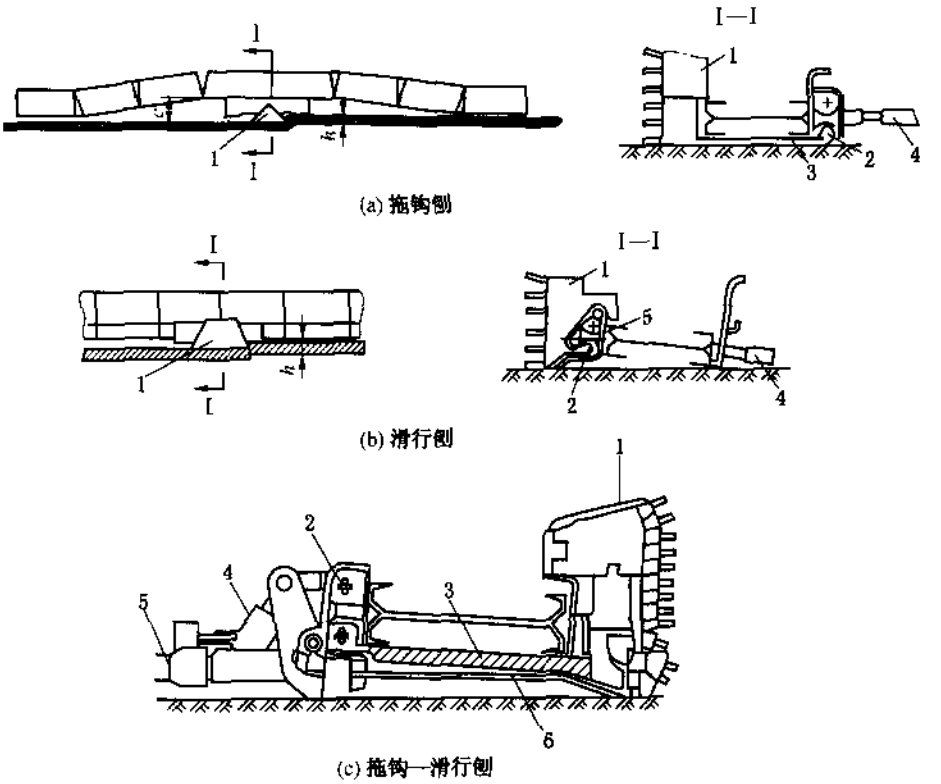
（3）底板平整，硬度较大。

（4）煤层沿走向及倾斜方向无大的断层及褶曲构造。

铁法小青煤矿在薄煤层条件下，采用刨煤机综采全自动化控制技术，工作面实现无人操作，并取得了成功，对我国薄煤层开采及自动化控制技术的发展具有重要意义。

3. 螺旋钻机采煤工艺特点

在巷道中，利用螺旋钻杆钻入煤层采煤，并通过螺旋钻机钻杆将采落的煤装运出工作面。钻杆每节长1.2~1.9m，可以不断地接长或拆除，钻孔深可达35~40m。钻头直径一般小于煤厚50~100mm，一般适用于薄煤层或极薄煤层。图4-2-21为双轴螺旋钻机，该钻机在采煤时钻孔之间（最窄处）留有厚度不小于0.2m的小煤柱，以临时支撑顶板。

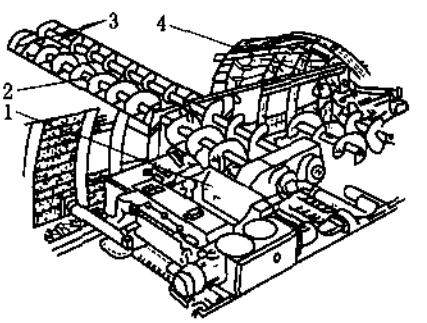


1—煤刨；2—牵引链；3—掌板；4—千斤顶；5—滑架；6—滑板

图4-2-20　刨煤机类型

图4-2-22所示为螺旋钻机、刮刨机联合无人采煤工艺系统。螺旋钻机采出部分煤炭并使煤体松动。钻孔间的煤柱尺寸应保证顶板缓慢平稳下沉而又不致煤柱整体破坏。钻机在工作面巷道中的工作状态，如图4-2-23所示。

发展螺旋钻机采煤工艺，为厚度在0.7m以下的极薄煤层的安全、高效开采提供了一种新途径。



1—螺旋钻机；2—分节式螺旋钻杆；3—钻头；4—单轨吊

图4-2-21　双轴螺旋钻机采煤

2.2.4.2　大倾角综采工艺

倾角大于12°的工作面的采煤设备一般应加装防滑装置，并采取相应的措施。

1. 输送机防滑

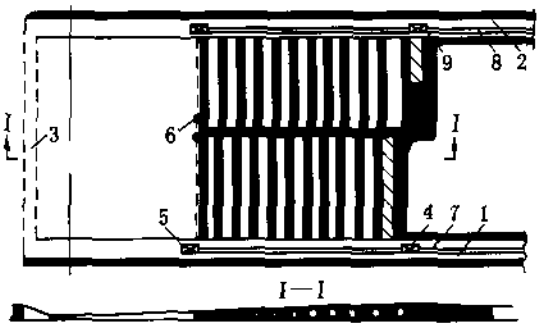
防止输送机下滑可采取以下措施：

(1) 防止煤、矸等进入底槽，以减少底链运行阻力。

(2) 工作面采用封底式刮板输送机加焊防滑钢筋棱条，增大摩擦力。

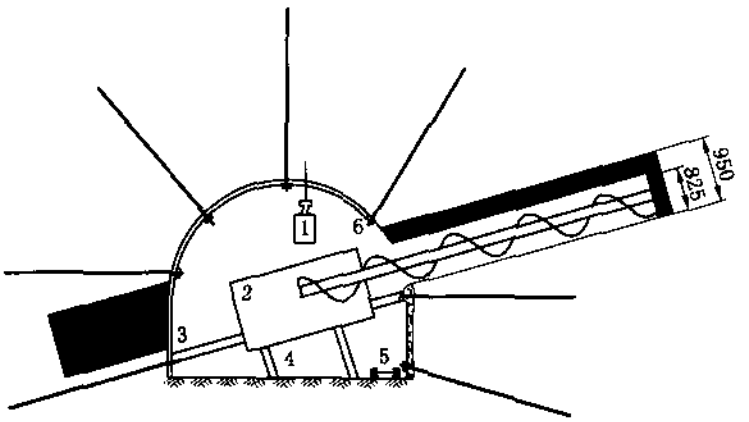
(3) 液压支架底座间加焊限位装置，减小推移杆的摆动幅度。

(4) 工作面适当调为煤层伪斜方向布置。



1—运输平巷；2—回风平巷；3—开切眼；4，9—钻机；5—刨煤机牵引站；6—刮斗刨；7，8—输送机

图4-2-22 螺旋钻机、刮刨机联合采煤工艺



1—单轨吊；2—螺旋钻采煤机；3—固定油缸；4—调斜油缸；5—刮板输送机；6—节式钻杆

图4-2-23 钻机在工作面巷道中的工作状态

（5）严格把握移输送机顺序，下滑严重时可采取双向割煤、单向移输送机；或单向割煤，从工作面下端开始自下而上移输送机。

（6）用单体液压支柱顶住机头（尾），推移时，将首先移完的机头（尾）锚固后，用单体支柱斜支在底座下侧，然后再继续推移。

（7）在移输送机时，不能同时松开机头和机尾的锚固装置，移完后应立即锚固，必要时在机头（尾）架底梁上用单体液压支柱加强锚固。

（8）煤层倾角大于18°时，应安装防滑千斤顶。

2. 液压支架防倒防滑

防止支架失稳宜采取以下措施：

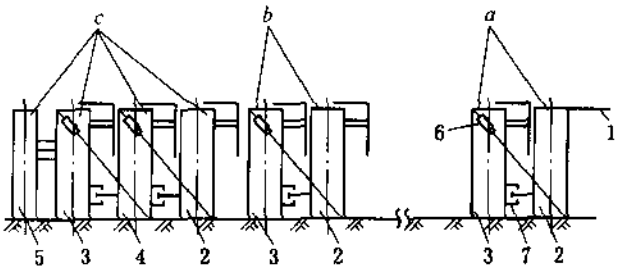
（1）始终自工作面下部向上移架，以防采空区滚动矸石冲击支架尾部。

（2）为防止新移设支架处于初撑力阶段与顶底板的摩擦力小可能产生下滑，可采取间隔移架，并使支架保持适当迎山角，以抵消顶板下沉时的水平位移量。

（3）要严防输送机下滑牵动支架下滑。

（4）工作面下端头的排头支架是稳定中间支架的关键因素之一，要采取特殊支护措施，确保排头支架的稳定，如排头支架与运输巷之间留设 2m 左右煤垛，以防排头支架架脚下方蹬空，导致排头支架倒架。该段煤垛在生产过程中，超前管理，人工采煤，单体液压支柱配合铰接顶梁支护顶板。

倾角较大时，支架一般要增设防滑装置，防滑装置的形式较多，图 4－2－24 所示为其中的一种。在靠近回风巷、运输巷处分别设标准支架作为防滑和锚固用，各支架用导轨—滑槽连在一起，互为导向和防滑，同时用防倒千斤顶将支架互相拉在一起，用于防倒和倒架时扶架。一般支架为三架一组，互相导向。移架时不使用拉架—推移输送机千斤顶，而是先由左右两架将中间支架推出，待中间支架撑紧之后再移上架，最后移下架。支架组与组之间的移设顺序是由下向上。其端头支架一般水平装设于上下平巷内，并有可靠锚固装置。



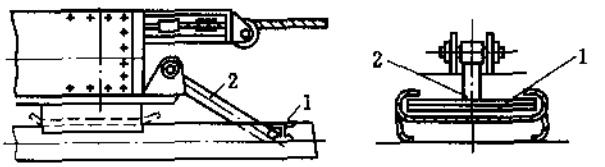
a—上平巷处一组防倒滑支架；b、c—下平巷处两组锚固支架

1—侧顶梁；2—高基准架；3—低基准架；4—中间支架；5—二柱支架；6—防倒支架；7—导向装置

图 4－2－24　大倾角支架防倒防滑装置

3. 采煤机防滑

根据《煤矿安全规程》规定，煤层倾角大于 15°时，链牵引采煤机必须有可靠的防滑装置。无链牵引采煤机，装备了可靠的制动器，可用于 40°～54°以上煤层而无需其他防滑装置。有的轻型采煤机装有简易防滑杆（图 4－2－25）。当煤层倾角较小时，虽不会出现由自重而引起的下滑现象，但可能出现大块煤矸或物料在输送机刮板链带动下，推动采煤机下滑的现象，因此新型采煤机牵引部都具有下滑闭锁功能。



1—输送机刮板；2—防滑杆

图 4－2－25　采煤机防滑杆

4. 大倾角综采工艺实例

1）兖州东滩煤矿大倾角综采工艺实例

兖州东滩煤矿 1301 工作面，地质条件复杂，断层发育、落差大，主采山西组 3、3 上煤层，煤层结构复杂，为二类自然发火煤层，煤层厚度为 6.8～9.1m，$f=2～3$，煤层倾角为 0°～42°。直接顶为粉砂岩，厚 3.0m；基本顶为中、细砂岩，厚 26.0m；直接底为粉砂岩，厚 4.74m。工作面主要设备配套见表 4－2－3。

表 4－2－3 工作面主要设备配套

设备名称	设备型号	主要技术特征
采煤机	SL 300	最大采高 3.94m，截深 800mm，卧底量 250mm，适应煤层硬度 $f\leqslant4$，煤层倾角 25°以内
液压支架	ZFS 6200/18/35	架高 1.8～3.5m，中心距 1500mm，质量 25t，工作阻力 6000～6250kN，适应煤层倾角≤15°
刮板输送机	SGZ－1000/1400	输送量 2000t/h，链速 1.2m/s，功率 1400kW

应用综放开采技术，除采用上述设备稳定性控制技术及措施外，另外还采取了如下措施：

（1）支架按自下而上顺序安装，运输平巷第一组支架位于开切眼内，回风平巷多安一组支架。

（2）工作面伪斜布置。

回采期间共安全采煤 2.4Mt，平均月产量 4.984×10^5t，平均月进尺 208m，最高月产量 556182t，最高日产 25869t，回采工效 114.7t/工，技术经济效果显著。

2）淮南潘北煤矿大倾角综采工艺实例

淮南矿业集团潘北煤矿 1111（3）工作面为典型的大倾角厚煤层、“三软”复杂条件综采工作面，煤层厚度 3.5～5.0m（平均 4.2m），含有 1～2 层夹矸。工作面倾角 30°～49°（平均 40°）。工作面内共发育有 15 条断层，落差大于 5.0m 的有 5 条，其中 DF10 断层落差为 10m、fx2 断层落差为 18m、DF5 断层落差为 6.5m、DF6 断层落差为 10.0m、f1 断层落差为 12.0m。工作面采用走向长壁一次采全高综合机械化采煤法，采区内采用后退式回采方式，全部垮落法处理采空区。工作面采用 ZZ 6400/22/45 型液压支架、MG 500/1130－WD 型电牵引采煤机和 SGZ－800/1050 型刮板输送机，封底板加焊防滑钢筋棱条。

为防止输送机因自重下滑，设置工作面刮板输送机防滑装置，如图 4－2－26 所示。

（1）工作面采用封底式刮板输送机加焊防滑钢筋棱条，增大摩擦力。

（2）工作面调整为伪仰斜开采，机头超前机尾 10～12m。

（3）液压支架底座间加焊限位装置，减小推移杆的摆动幅度。

（4）机头安装一个防滑千斤顶，防滑千斤顶上端安在支架底座千斤顶的锚固连接头上，通过连接装置与千斤顶实现钢性连接；另一端通过圆环和 SGZ－800/1050 型溜槽耳鼻连接。工作面向上每隔 20 架安装一个防滑千斤顶，共安装 5～7 个。

为防止支架因自重下滑，对支架防倒防滑装置进行改造：

（1）第 1 架支架与运输巷之间留设 2m 左右煤垛。

（2）防倒装置：1 号架—3 号架—5 号架，安装在支架顶梁上。

（3）加固改造：用 7 根钢丝绳进行加固，如图 4－2－27 所示。

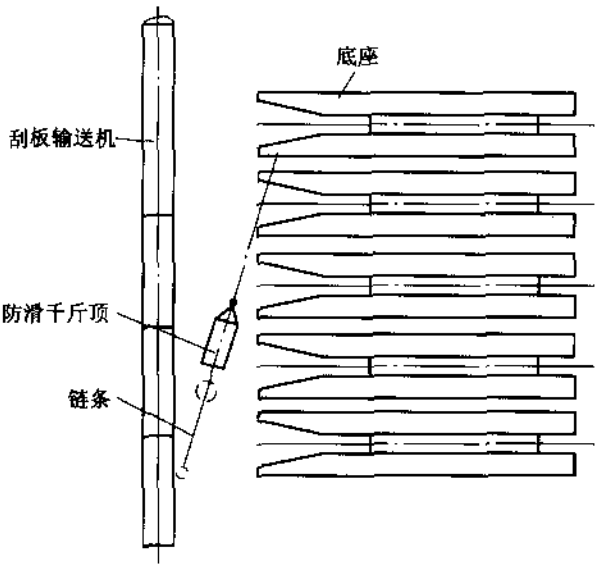


图 4－2－26　刮板输送机防滑装置示意图

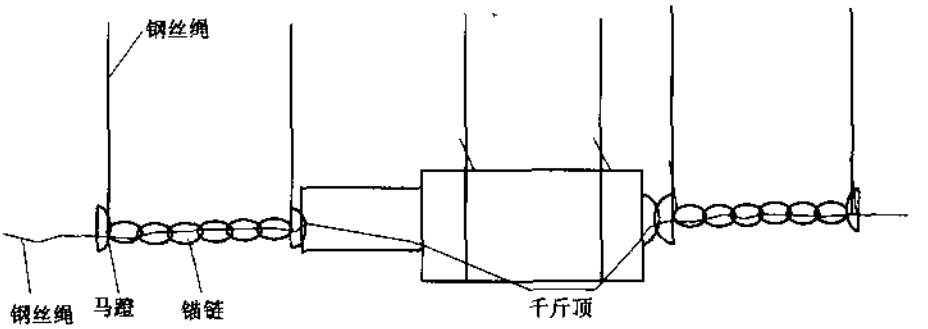


图 4－2－27　钢丝绳防倒装置示意图

千斤顶用 2 根钢丝绳加固：一端用钢丝绳、绳卡捆绑千斤顶，另一端固定在支架顶梁上。

锚链与马蹬的连接处加固：一端用钢丝绳、绳卡加固连接，另一端固定在支架顶梁上。

用一根钢丝绳贯穿整个防倒装置，即贯穿马蹬、锚链、千斤顶，两端分别固定在支架顶梁上。

钢丝绳与顶梁连接位置的选取：根据现场实际情况而定，在马蹬、锚链断裂时，钢丝绳能有效控制防倒装置远距离甩出，尽可能地降低防倒装置甩出后产生的动量。

（4）移架时先移第二架，再移第一架、第三架，排头三架定位、固定后，再按顺序移架。

2008 年该综采工作面安全生产原煤 1.5285Mt，工作面平均日产原煤 4246t，平均月产原煤 127382t，最高日产原煤 6785t，最高月产原煤 177206t。

2.2.4.3 大采高综采工艺

1. 大采高综采设备技术要求

（1）应采用长摇臂采煤机，采煤机应具有足够的卧底量，以便使采煤机能够跨上输送机过渡槽进行采煤，输送机过渡槽要装备有特殊的挡煤板、管状导轨及相应的齿轨。

（2）采煤机机体应具有调斜功能，以便适应大采高综采工作面地质、开采条件的变化，及俯采、仰采的要求。

（3）输送机的机头、机尾及过渡槽应安装有与支架推移机构相连接的托架及耳板，以便实现机头、机尾及过渡槽处的顺利推移。

（4）大采高综采工作面采落的煤炭块度一般较大，采煤机和输送机应有大块煤的机械破碎装备，以保证采煤机和输送机正常工作。

（5）大采高液压支架应具有良好的横向与纵向稳定性和承受偏载的能力。

（6）大采高液压支架的结构和性能应具有较好的防片帮能力，为此应提高支架的初撑力，加强支架对顶板下沉的控制能力，利用伸缩或折叠式前探梁对端面顶板及时支护，减小端面空顶距；支架应具有完善的护帮装置，可伸缩护帮板应能平移至顶梁端部以外，且具有足够的护帮面积和护帮阻力；支架可采用液压前连杆，当片帮深度较深时，可将液压前连杆缩短，使立柱前倾和支架顶梁前移一段距离，以便缩小端面距，达到超前支护的目的。

（7）大采高工作面开采后形成的自由空间较大，上覆岩层活动范围和规模也较大，工作面矿压显现强烈，支架所承受的载荷也比普通工作面显著增大，因此，大采高液压支架应具有较大的支护强度和自身强度。

2. 使用大采高配套设备的优缺点

1）优点

（1）神东集团上湾煤矿工作面两巷使用的超前维护支架改进了常用的单体柱支护方式，维护简单、安全可靠，工人劳动强度降低。

（2）工作面自动化可靠性程度提高，操作简单，维护方便。

（3）有效遏制了刮板输送机的上窜下滑，减少工人劳动强度。

（4）没有了放煤工序，采煤工艺更加简化。

（5）大采高配套设备生产能力日产可达 4×10^4t，可确保正常日产 3×10^4t 以上。

（6）增大综采工作面通风断面，从而可以有效稀释工作面瓦斯浓度。

（7）大采高设备采煤工艺为一次采全高，可有效提高资源采出率。

（8）工作面装机总容量增大，工作面电压等级提高到3300V，可以有效降低电缆载流量、减小电缆截面。

（9）设备可靠性增强，事故率降低，减少了更换大件次数。

2）缺点

（1）大采高设备对底板要求较高；煤墙容易片帮，片帮一旦发生，处理困难较大。

（2）设备吨位、体积都较大，工作面设备损坏后运输和更换都比较困难。

随着我国近几年煤炭行业的持续走好，采煤机械制造行业取得了长足的发展，部分煤机产品接近或已超过世界先进水平。郑煤集团已研制成功世界第一高支架，创造世界之最；天地奔牛和山西煤机厂制造的三机运输能力也接近世界领先水平，装机功率达到3×

1000kW，运量3000t以上，适用于切眼300m、长度3000m以上超大工作面回采。目前在神东、晋城等矿区已率先在$f=1.5\sim5$的厚煤层中成功使用大采高综采设备，且采出率达到96%以上，极大地提高了煤炭市场的竞争能力。内蒙古鄂尔多斯伊泰集团、安徽淮南集团、神华集团、山西晋煤集团等先后都采用了大采高综采技术。

3. 晋城煤业寺河煤矿实例

（1）煤层顶、底板特征：基本顶为细粒砂岩，深灰色，中厚层状，成分以石英、长石为主，分选磨圆好，厚4.70m。直接顶为粉砂岩，灰色，层状，成分以石英，长石为主，厚6.74m。伪顶为砂质泥岩，灰黑色，中厚层状，含砂质较多，呈砂泥互层状，局部细砂岩化，可见植物化石，随采掘脱落，厚0.30m。直接底为砂质泥岩，灰黑色，中厚层状，含砂质较多，呈砂泥互层状，局部细砂岩化，可见植物化石，厚0.37m。基本底为粉砂岩，深灰色，中厚层状，上部砂质较多，下部泥质较多，含碳质，厚4.8m。

（2）配套设备：郑煤集团生产的ZY9400/28/62型支架和ZY9400/25.5/55型端头支架，美国JOY公司生产的刮板输送机，ELCK OFF公司生产的SL500型采煤机，晋煤集团煤机厂生产的带宽为1.4m的带式输送机，2500kV·A移动变电站。

（3）主要经济技术指标：采高为5.5m，采出率为93%，在册人数为169人，全员工效为190t/工。

4. 神东煤炭集团上湾煤矿实例

（1）煤层顶、底板特征：基本顶为中、细、粉砂、砂质泥岩，浅灰—深灰色，巨厚层状，水平层理，泥质接触式胶结，厚8.52～27.02m。直接顶为粉砂、砂质泥岩，深灰、灰白色，致密巨厚状，水平层理，裂隙不发育，厚度在2.02～13.59m之间。没有伪顶。直接底为砂泥岩、粗、粉砂岩，深灰、灰白色，巨厚层状，砂泥质结构，厚4～9.27m。老底为细砂、砂泥岩，深灰色，中厚～巨厚层状，细粒砂状结构，厚3.25～11.04m。

（2）配套设备：郑煤集团生产的ZY10800/28/63型支架和ZY10800/28/55型端头支架，德国DBT公司生产的大输送量刮板输送机，ELCK OFF公司生产的SL1000型采煤机，上海煤科院生产的SSJ160/3×500型带式输送机，4000kV·A大容量移动变电站。

（3）主要经济技术指标：采高为5.8m，采出率为96%，在册人数为76人，全员工效为1383t/工。

5. 淮南矿业集团潘一矿实例

（1）煤层顶、底板特征：伪顶为碳质泥岩，厚0.4～1.2m（平均0.7m），局部地段底部含0.2～0.4m的灰色砂质泥岩，伪顶裂隙较发育。直接顶为砂质泥岩，厚2.5～7.0m（平均4.7m），灰—深灰色，含植化碎片，裂隙较发育，基本顶为中细砂岩，厚0～3.9m（平均1.5m），灰白色，局部发育。直接底为泥岩与12煤，厚4.6～10.7m（平均7.1m），灰—深灰色，含植化碎片，局部含砂。

（2）配套设备：ZZ9200/24/50型液压支架，MGTY750/1715－3.3D型电牵引采煤机，SGZ－1000/1400型刮板输送机。

（3）主要经济技术指标：潘一矿1521（3）工作面走向长度1048m，倾斜长189m，煤层倾角5°～23°（平均20°），煤层厚度3.4～5.0m（平均4.3m）；13－1煤层结构复杂，底部含一层厚0.17～0.69m的夹矸，煤层硬度系数小于1。工作面平均日产原煤8380t，平均月产量251400t；2007年7月份生产原煤301159t，创下了矿井投产以来，工

作面月产最高记录。

6. 神东煤炭集团补连塔煤矿实例

2009 年 12 月 31 日，世界上首个 7m 大采高综采工作面在神华神东煤炭集团补连塔矿 22303 综采工作面投入试生产，目前，该工作面运行顺利。

补连塔矿 22303 工作面长 301m，推进长度为 4971m，煤层平均厚度为 7.55m。

该工作面安装了由神华集团和河南郑州煤矿机械集团合作研制的世界首套 7m 大采高液压支架，采用电液控制和双通道、大流量立柱阀组，保证了移架速度，支架宽度由原来的 1.75m 增加到 2.05m，提高了支架的稳定性；支架工作阻力 16800kN，支护强度提高到 1.43MPa，能够安全有效地控制顶板。

此工作面投产后，每刀可割煤 2600t，每天按 18 刀计算，月单产达到 1.4Mt 左右。

7m 大采高综采工作面的科技创新点主要有以下两点：

（1）改变了三角区回采工艺，煤炭回收量可增加 0.26Mt。

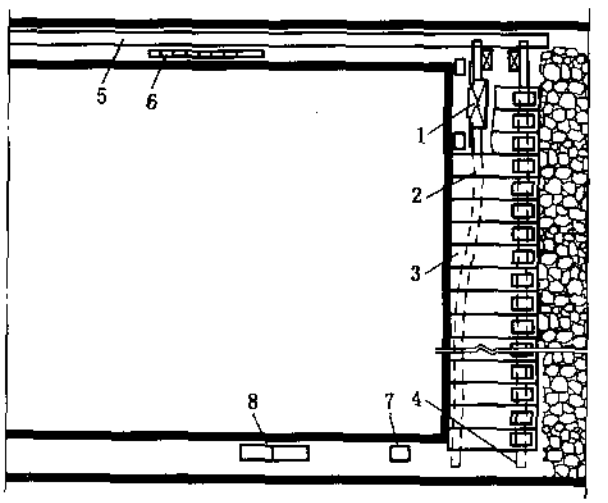
（2）对两端过渡支架设计独特，使工作面两端过渡段由平缓过渡方式改为一次台阶式过渡。为了解决井下大吨位支架整架搬运问题，神东煤炭集团与煤炭科学研究总院太原分院及江苏天明公司合作，研制出两种 80t 支架搬运车，解决了支架的下井运输问题；将上湾煤矿与补连塔煤矿井下巷道打通，由上湾煤矿向补连塔煤矿 22303 工作面进行整架运输。

7m 以上大采高工作面一次全采成套技术的研究，也把我国厚煤层开采技术与装备提升到了世界先进水平。

2.2.5 综采放顶煤工艺

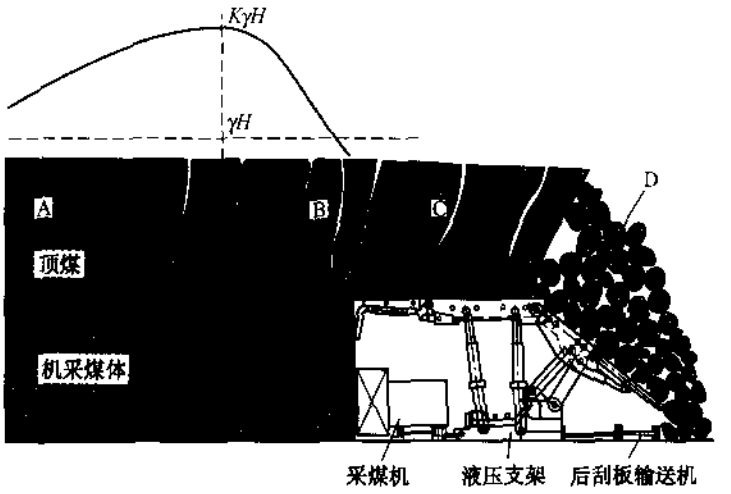
2.2.5.1 基本特点及类型

综采放顶煤工艺的特点是在特厚煤层中，沿煤层底部布置工作面，在工作面上方留有顶煤，在工作面回采的同时，利用矿山压力的作用或辅以人工松动方法，使工作面上方的顶煤破碎，在工作面支架后方（或上方）放落，运出工作面，如图 4-2-28 所示。综采放顶煤工艺顶煤破碎和放落过程如图 4-2-29 所示。



1—采煤机；2—前输送机；3—液压支架；4—后输送机；5—带式输送机；6—配电设备；7—绞车；8—泵站

图 4-2-28 综采放顶煤工作面设备布置



A—初始碎裂区；B—碎裂发展区；C—裂隙发育区；D—垮落冒放区

图 4－2－29　综采放顶煤工艺顶煤破碎过程

根据煤层及围岩的赋存条件，放顶煤采煤法可以沿煤层全厚放顶煤（图 4－2－29），也可以先预采顶分层。我国目前主要采用前者，一般用在缓倾斜、厚度为 5～10m、坚固性系数小于 3 的煤层。预采顶分层的放顶煤采煤法（图 4－2－30）是先沿顶板在煤层中布置一个长壁工作面，回采一个顶分层，而后再沿底板布置放顶煤工作面，并将底分层上部的顶煤放出。预采顶分层的作用是：对没有直接顶或直接顶很薄的煤层，其坚硬基本顶需采取人工措施进行强制放顶，为防止底部放煤时发生混矸现象，需在采顶分层时铺设隔离网，使顶煤在网下放出；当煤层中瓦斯含量较大或有突出危险时，预采顶分层可起到预先释放瓦斯作用，便于进行瓦斯抽放工作。采用这种方法的煤层厚度须在 8m 以上，但该方法将减弱矿山压力对顶煤的一次破碎作用。

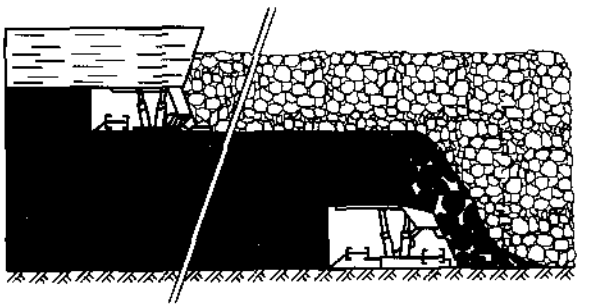


图 4－2－30　预采顶分层放顶煤采煤法

2.2.5.2　放顶煤长壁采煤工艺

放煤工艺需注意初末采放煤工艺、放煤步距、放煤方式和端头放煤等问题。

1. 初末采放煤工艺

工作面初采推进后，在顶板未冒落前，在掩护梁上保留一定的散煤垫层，防止顶板大块矸石冒落砸坏掩护梁，将冒落的煤部分放出。对于不易冒落的顶煤，当工作面推进3～5m后（总控顶距不超过10m），应向顶煤打眼爆破，强制落煤和放煤，炮眼深度、倾角和装药量可根据顶煤稳定性确定；也可在工作面开切眼上方预掘切顶巷，在切顶巷两帮内打眼爆破，扩大切顶效果。

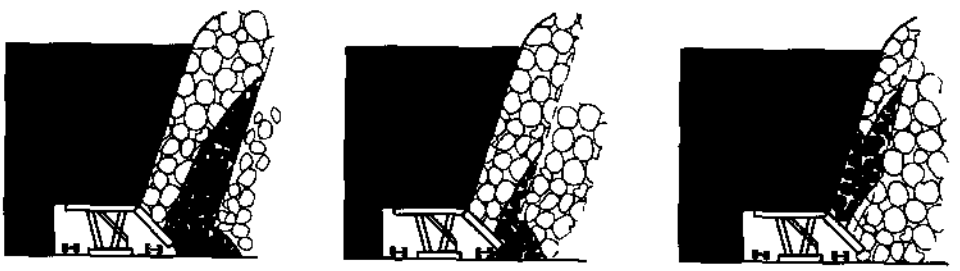
工作面末采收作业时，为利于回撤支架，应提前铺网控制顶板。

2. 放煤步距

放煤步距和放煤方式是决定工作面采出率和含矸率的两个最重要因素。阳泉一矿对放煤步距与采出率、含矸率的关系作了实测统计见表4－2－4。从表4－2－4中可以看出，放煤步距太大及太小都将使煤损过多和含矸率过高。放煤步距太大，顶板方向的矸石将先于采空区后方的煤到达放煤口，迫使放煤口关闭，采空区方向未放出的煤将被关在放煤口外（图4－2－31a），造成煤损；放煤步距太小，采空区方向的矸石将先于上部顶煤到达放煤口，而使上部顶煤的一部分被关在放煤口外（图4－2－31c）；只有合理的放煤步距才能得到较高的采出率（图4－2－31b）。确定放煤步距时，至少应使第二次放煤时放煤口上方全部为煤炭，即放煤步距应大于放煤口的水平投影长，放煤步距还必须是采煤机割煤步距（移架步距）的整倍数。

表4－2－4 阳泉一矿8604工作面放煤步距与采出率、含矸率的关系

割煤刀数	放煤步距/m	工作面采出率/%	含矸率/%	备注
1	0.5～0.6			打开放煤口即混入矸石
2	1.0～1.2	86.5	11.45	
3	1.5～1.8	72.93	12.27	
4	2.0～2.4	70.48	16.99	
5	2.5～3.0	59.6		未统计含矸率



(a) 大放煤步距　(b) 合理的放煤步距　(c) 小放煤步距

图4－2－31 不同放煤步距的煤炭损失

3. 放煤方式

放煤方式不仅对工作面采出率、含矸率有重大影响，还影响总的放煤速度和工作面单产。我国综采放顶煤工作面采用的放煤方式，主要有3种（图4－2－32）：

（1）单轮顺序放煤（图4－2－32a），目前已较少使用。

（2）多轮顺序放煤（图4－2－32b），每架支架的放煤口每次只放部分煤量，例如放1/3煤。目前主要用于顶煤厚度较大的放顶煤工作面。

（3）单轮间隔放煤（图4－2－32c），按每隔一架支架的顺序进行放煤，一次放完。该种放煤方式是当前使用较多的放煤方式。

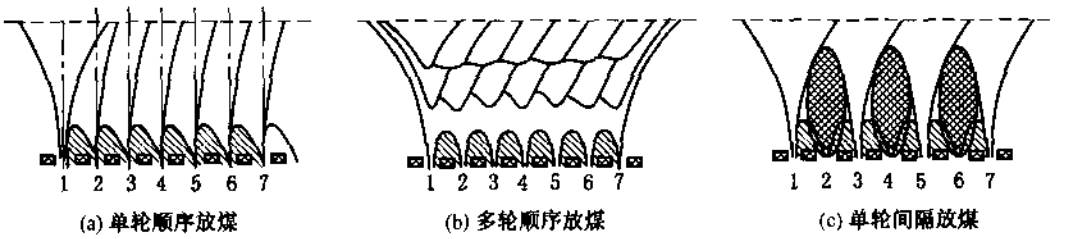


图4－2－32　放煤方式

4. 采放平行作业

为了提高工作面产量，可采用采煤和放煤平行作业的劳动组织，使近煤壁的前部刮板输送机和后部刮板输送机同时出煤。图4－2－33为其正规循环作业图表。采煤工作面实行四六工作制，昼夜4个班，每班6h，三班生产，一班检修。每班割煤两刀，工作面全长放煤一次，完成一个循环可出煤1000t左右。

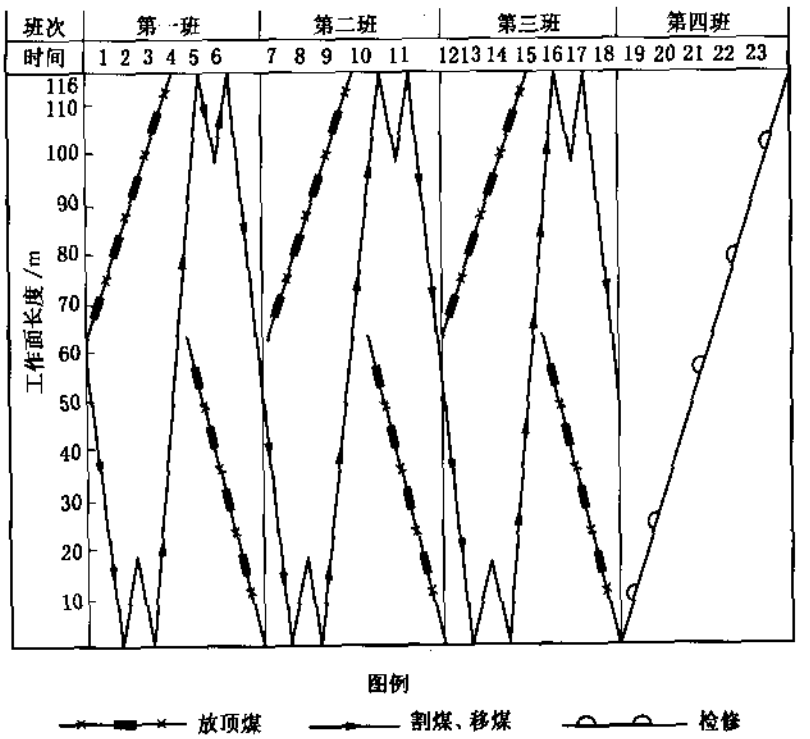


图4－2－33　放顶煤采放平行作业循环作业图表

2.2.5.3 提高工作面的采出率

1. 减少工作面初采和末采损失

煤质较松软时，工作面开切眼沿底板布置，推出开切眼6m，不等直接顶初次来压即强制放顶煤；煤质较硬时，利用架间间隙向顶煤打2.0m深的顶眼和刷帮眼，进行深孔预裂爆破，可使顶煤松动，尽早冒落，以减少初采损失。

2. 减少放煤工艺的顶煤损失

当煤厚为5m左右时，可采用单轮间隔放煤工艺；当煤厚大于7m时，可采取多轮顺序放煤工艺。煤层较厚时，多轮顺序放煤工艺较其他几种放煤工艺的顶煤采出率都高。表4-2-5为ZFS 4000型插板式支架不同放煤工艺顶煤采出率试验结果。

表4-2-5 ZFS 4000型插板式支架不同放煤工艺顶煤采出率

煤层厚度/m	顶煤采出率/%			
	单轮间隔	单轮顺序	多轮顺序	多轮间隔
4.8	76.62	64.41	81.62	75.17
6.9	77.85	64.95	89.42	86.74

放煤步距过大，顶煤易超过放煤口丢弃在采空区；放煤步距过小，则煤矸同时到达放煤口，混矸过多。不同放煤步距顶煤回收情况见表4-2-6。

表4-2-6 不同放煤步距顶煤回收情况

放煤方式	低位放煤			
放煤步距/m	0.5	0.8	1.2	1.5
采出率/%	84.2	86.9	82.1	76.8
含矸率/%	18.3	13.1	10.7	8.8

3. 减少浮煤损失

低位放顶煤支架收尾梁放煤时，顶煤常溢出后部输送机两侧，移输送机后在采空区形成300mm厚的浮煤，约占工作面采出率的2%。因此，将后部输送机推移千斤顶的铰点上移200mm，改变拉移受力状态，可使后部输送机推进时产生向下的分力，将部分浮煤铲入机槽。

4. 工作面合理的推进方向

放顶煤倾斜长壁仰采与俯采对比如图4-2-34所示。当工作面仰采时，散体煤块重力倾斜的分力指向采空区，促使顶煤向采空区运动，如果煤层倾角变大，则顶煤放出效果变差。当工作面俯采时，顶煤重力的倾斜分力指向煤壁，促使顶煤向放煤口方向运动；随着煤层倾角加大，顶煤放出效果更佳。因此，俯采有利于提高顶煤采出率。但是俯采时采空区侧的矸石向放煤口的运动也比较顺利，若放顶煤步距较小时，矸石可能先于顶煤到达放煤口，增大顶煤的含矸率和降低煤炭采出率，因此俯采时应适当增大放煤步距，而仰采时应适当减小放煤步距（表4-2-7）。采用走向长壁开采时，正确的放煤方向即从工作

面下端头向上端头方向依次放煤，与相反的放煤方向相比可获得较高的采出率和较低的含矸率。潞安矿区部分综放工作面采出率统计见表4-2-8。



(a) 仰采　　(b) 俯采

图4-2-34　放顶煤倾斜长壁仰采与俯采对比

表4-2-7　不同推进方向的相似模拟顶煤采出率

项　目	仰采10°		走　向		俯采10°	
	一刀一放	二刀一放	一刀一放	二刀一放	一刀一放	二刀一放
纯顶煤采出率/%	83.9	76.9	84.8	78.0	81.9	86.2
含矸率/%	5.5	7.5	7.8	8.8	5.4	3.9

表4-2-8　潞安矿区部分综放工作面采出率统计

项　目	王庄煤矿			漳村煤矿			五阳煤矿	
工作面编号	4309	4304	6111	1403	1416	1408	4402	4404
推进方向	走向	俯采	走向	走向	俯采	走向	俯采	俯采
煤层倾角/(°)	5~7	5~7	2~6	3~5	3~6	3~6	3~6	5
支架类型	开天窗	开天窗	低位插板式	开天窗	开天窗	开天窗	低位插板式	低位插板式
采出率/%	82.1	85.0	88.2	85.3	85.9	84.0	92.2	90.4

5. 减少工作面端头损失

综放工作面运输巷、回风巷一般沿底板布置，为保护出口安全，工作面两端头支架上的顶煤不放而形成端头损失。但只要有合理的端头支架和排头架（过渡架），以及相应的保护措施，不仅出口安全有保证，而且可以减少端头损失。如潞安王庄煤矿6111和4318工作面装备了ZF 19200型端头支架与ZPT 8750型过渡支架，改革了端头管理，顺利放出端头顶煤，使工作面割煤和放煤等长，取得了良好的效果。

2.3　短壁采煤法

2.3.1　短壁采煤法的基本特点及使用条件

2.3.1.1　短壁采煤法的基本特点及应用情况

短壁采煤法是柱式体系采煤法的总称，一般以短工作面采煤为其主要标志。

短壁采煤法包括：房式采煤法、房柱式采煤法、巷柱（切块）式采煤法及在特定条

件下的短壁式采煤法（如我国过去曾用过的大同短壁法和美国在一些矿井应用的短壁法）。根据不同的矿山地质条件和开采技术条件，每类采煤方法又有多种变化。

房式及房柱式采煤法的实质是在煤层内开掘一系列宽为 5～7m 的煤房，煤房间用联络巷相连，形成近似于长条形的煤柱，煤柱宽度由数米至十多米不等。回采在煤房中进行。煤柱可根据条件留下不采，或在煤房采完后再将煤柱按要求尽可能采出，前者称为房式采煤法，后者称为房柱式采煤法。由于房式采煤法与房柱式采煤法巷道布置基本相似，因此美国现在将这两种方法统称为房柱式采煤法，前者称为房柱式采煤法的“部分回采”方式，后者在煤柱回收相对较彻底时称为“全部回采”方式。

巷柱（切块）式采煤法的实质，是在采区（盘区）范围内，首先开掘大量沿走向及倾斜的巷道，将煤层切割成较大的方形或矩形煤柱，如（20～30）m×（20～30）m，然后有计划地回采这些煤柱。随着机械化水平的不断提高和连续采煤机的应用，巷道断面不断加大，巷与房已无差别。过去的巷柱式采煤法，现在在美国也统称为房柱式采煤法。因此，典型的柱式体系短壁采煤法主要指的是房柱式采煤法，即上述 3 种方法的总称。

柱式体系采煤法中的美国短壁法（short wall system）是不同于房柱式采煤法（room and pillar system）的一种短工作面采煤法。这种采煤方法的巷道布置、通风系统和工作面液压支架等均与长壁式采煤法相似，不同的是工作面短（30～75m），采煤设备采用房柱式采煤法使用的连续采煤机，有时也使用梭车。因此，这种方法实质是柱式与壁式体系相结合的一种采煤方法。

柱式体系采煤法在美国、澳大利亚、加拿大、印度、南非等国获得广泛的应用。美国经过多年对机械化采煤设备的不断改进，已形成一整套适应房柱式采煤法的以连续采煤机为中心的设备体系。

在美国房柱式采煤法的基础上，澳大利亚、南非引进美国连续采煤机，结合其具体条件试验成功了一种采煤方法，这种采煤方法在澳大利亚称为“汪格维里”采煤法，在南非称为“西格玛”采煤法，均获得良好的技术经济效果。

2.3.1.2 短壁采煤法的主要优缺点及使用条件

1. 短壁采煤法的主要优点

（1）设备投资少。一般一套短壁采煤设备的价格为长壁综采设备的 1/6～1/5（均按进口设备对比）。

（2）采掘合一，建设期短，出煤快。特别对于用平硐开拓的中、小型矿井，在一年左右或更短的时间内即可很快投入生产。

（3）设备运转灵活，搬迁快。由于利用煤柱来维护顶板，采场压力小，支护较简单，为设备搬迁创造了有利条件。

（4）巷道压力小，便于维护，出矸量少。少量矸石即在井下处理不外运，生产系统简单，地面也无矸石山，有利于环境保护。

（5）全员效率较高。特别是中、小型矿井，生产效率比一般机采、炮采高，井上下人员少，易于管理。

2. 短壁采煤法的主要缺点

（1）采出率低。在美国，矿井采出率一般为 50%～60%，损失率高达 40% 以上。在某些条件下，若采用全部回采方式尽可能回采煤柱，采出率也可达 70% 以上。

（2）通风条件差。进、回风巷并列，通风建筑物多，漏风大。掘进及回收煤柱时多头串联通风，有采空区串风现象，与长壁采煤法相比通风条件较差。

3. 短壁采煤法适用条件

（1）埋藏深度较浅的煤层。

（2）煤厚适中、赋存较为稳定的煤层。

（3）近水平煤层。

（4）顶板中等稳定、底板不易软化的煤层。

（5）井田范围内不适宜布置综采工作面的边角煤块段。

2.3.2　柱式体系采煤方法

柱式体系采煤方法根据煤柱留设、回采特点可分多种类型。

按留设煤柱起的作用，可分为：

（1）部分回采方式——煤柱起永久支承作用，用以支承上覆岩层，留设煤柱尺寸根据具体情况确定。

（2）全部回采方式——回收大煤柱时，有时局部留小煤柱，小煤柱起暂时支承作用，以利安全采煤。回采后，小煤柱随即被压垮、顶板及上覆岩层相继冒落。

按是否回收房间煤柱，可分为：

（1）房式——不回收房间煤柱。

（2）房柱式——回收房间煤柱（包括部分回收房间煤柱）。

按工作面布置及顶板管理方式，可分为：

（1）房柱式（房式、房柱式采煤法）。

（2）短壁式（介于柱式、壁式体系之间的采煤法）。

2.3.2.1　连续采煤工艺

1. 连续采煤机—梭车工艺

连续采煤机—梭车工艺如图 4－2－35 所示，该工艺有两道主要工序：连续采煤机破、装煤，梭车运煤；锚杆机支设顶板锚杆。

采用连续采煤机—梭车工艺时，一般使用横滚筒连续采煤机。采煤房时，连续采煤机切割进刀深度不超过 6～7m，使连续采煤机司机座位不进入无支护空间。横滚筒宽一般为 3m 左右，一般切割两次，才能达到预定房宽，如图 4－2－36 所示。连续采煤机退出并至另一煤房采煤，锚杆机进入支设锚杆（图 4－2－37），采一个切割块即完成一个小循环。

2. 连续采煤机—连续运输工艺

该工艺主要适用于近水平薄煤层（图 4－2－38），采煤房或掘进时既不挑顶，也不卧底。

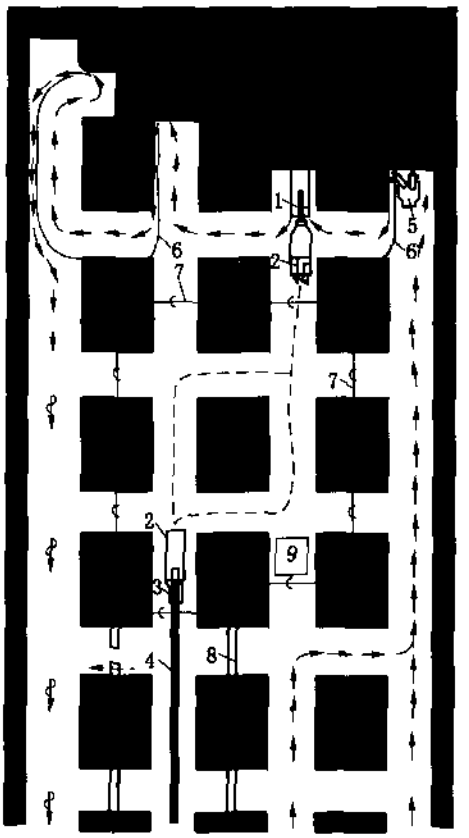
薄煤层一般采用纵螺旋滚筒连续采煤机，其工艺顺序如图 4－2－39 所示。

2.3.2.2　柱式体系采煤法类型

1. 房式采煤法

房式采煤法是只采煤房，不回收房间煤柱的采煤方法。房宽 5～9m，成组推进。柱宽 3～10m 不等，按煤柱尺寸及形状的不同，可分为块状煤柱房式采煤法和条状煤柱房式采煤法。

（1）块状煤柱房式采煤法如图 4－2－40 所示。房间留设宽为 8m 的块状煤柱支撑顶板。



1—连续采煤机；2—梭车；3—转载破碎机；4—带式输送机；5—锚杆机；6—纵向风障；7—风帘；8—风墙；9—电源中心

图 4-2-35 连续采煤机—梭车工艺

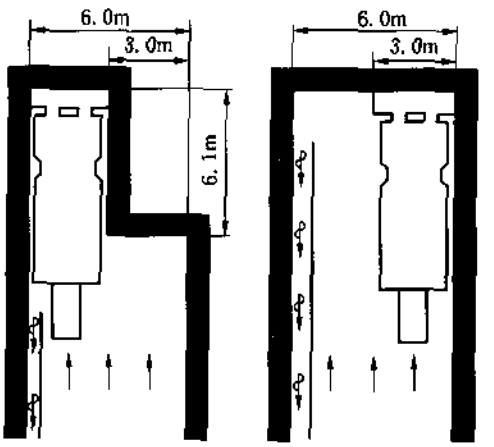
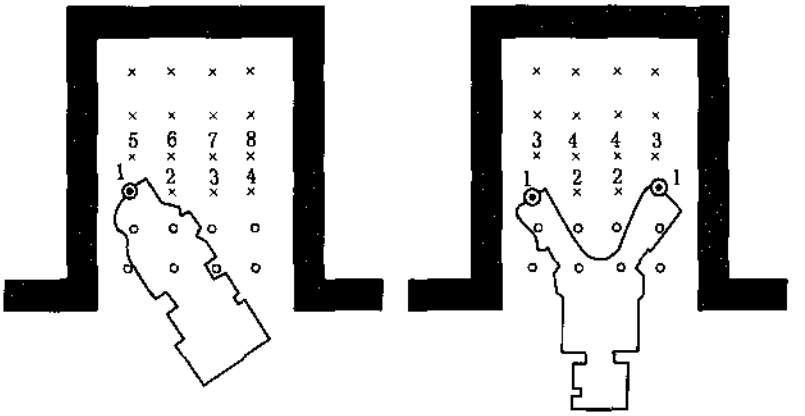


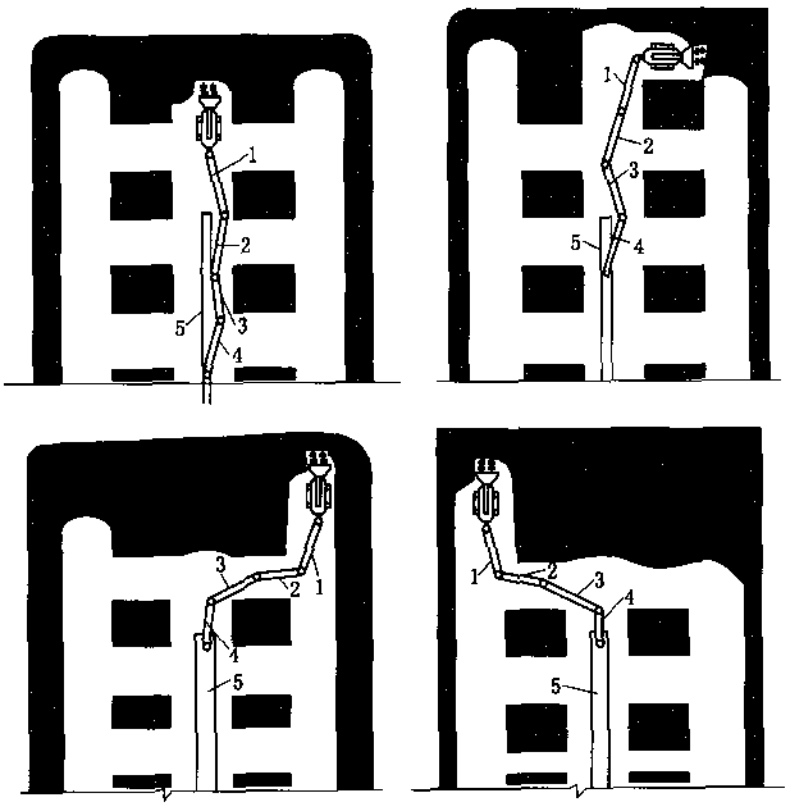
图 4-2-36 横滚筒连续采煤机进刀割煤



(a) 单臂锚杆机　　(b) 双臂锚杆机

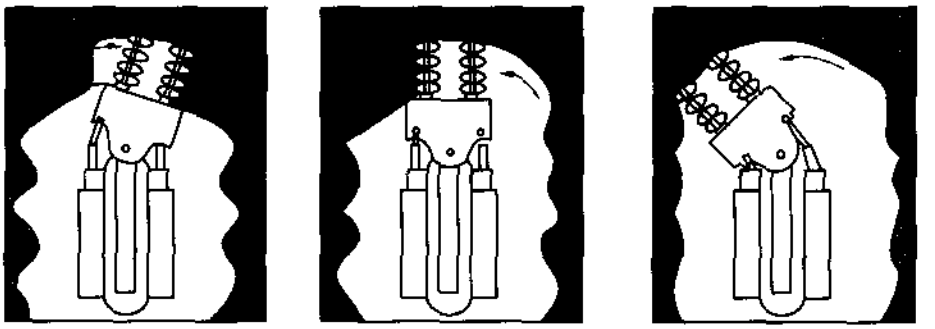
1～8—锚杆支设顺序号

图4-2-37　锚杆机支设锚杆顺序



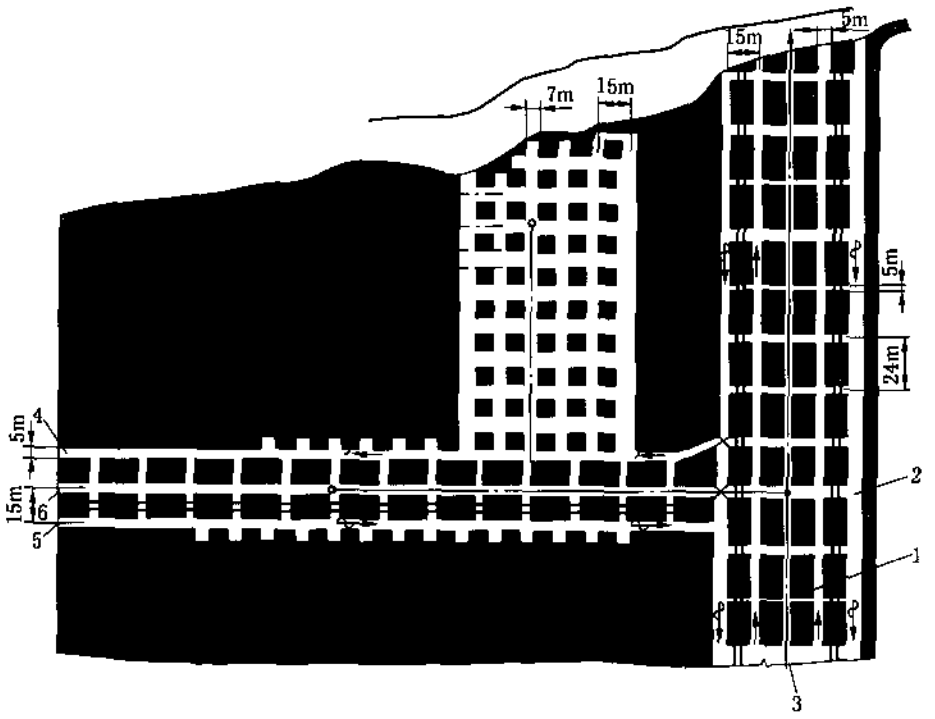
1—桥式转载机；2～4—万向转载机；5—特低带式输送机

图4-2-38　连续采煤机—连续运输工艺



(a) 采煤机钻进后向右截煤　(b) 采煤机清煤回中位　(c) 采煤机向左截煤

图 4-2-39 薄煤层连续采煤机割煤顺序



1—进风大巷；2—回风大巷；3—主带式输送机巷；4—盘区进风巷；5—盘区回风巷；6—盘区带式输送机巷

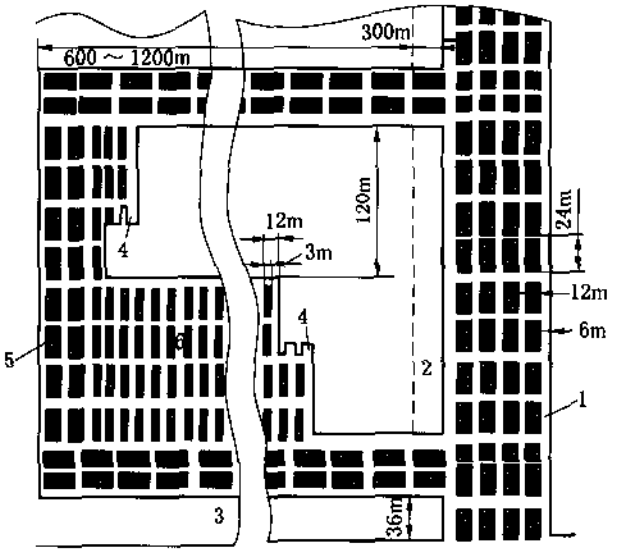
图 4-2-40 块状煤柱房式采煤法

(2) 条状煤柱房式采煤法如图 4-2-41 所示。房间留设宽度为 3m 的条状煤柱，以支撑顶板。

房式采煤法适用于近水平薄或中厚煤层，瓦斯含量小，开采深度浅，一般在 300m 以内，顶板坚硬或顶板中等稳定以上，或地面建筑设施需保护等条件下。

2. 房柱式采煤法

房柱式采煤法也可分为块状煤柱房柱式采煤法和条状煤柱房柱式采煤法。



1—平硐；2—护巷煤柱；3—边界煤柱；4—煤房工作面；5—边界回风巷；6—采空区

图4-2-41　条状煤柱房式采煤法

1）块状煤柱房柱式采煤法

如图4-2-42所示，房间暂留设块状煤柱。矿井煤层大巷为5条，其中3条逆风，两侧各1条回风。在大巷两侧直接布置煤房，5房为一组，形成盘区。图中Ⅰ盘区已经采完，Ⅱ盘区后退回收煤柱，Ⅲ盘区前进采煤房。房宽5m，房间每隔一定距离用联络巷贯通，构成生产系统，并形成24m×24m块状煤柱。盘区宽度即为一组房、柱的总宽度，盘区间留设宽为24m的隔离煤柱。盘区长度即房长，以铺设一台带式输送机为准，可达600～1200m。

采房工艺采用连续采煤机采装煤，在运距150m以内，采用梭车运煤，转载到煤房中的可伸缩带式输送机运出。回收煤柱时，5个煤房中，靠近新盘区一侧的一条煤房保留，其护房的一列煤柱暂不回收。回风道7与盘区上部边界专用风道相连，以便回风。

2）条状煤柱房柱式采煤法

如图4-2-43所示，房间暂留设宽度为9m的条状煤柱，可在盘区两侧直接布置煤房和条状煤柱。一组房、柱宽度为15m，长度为65～90m。盘区内一翼前进式开采，另一翼后退式开采。

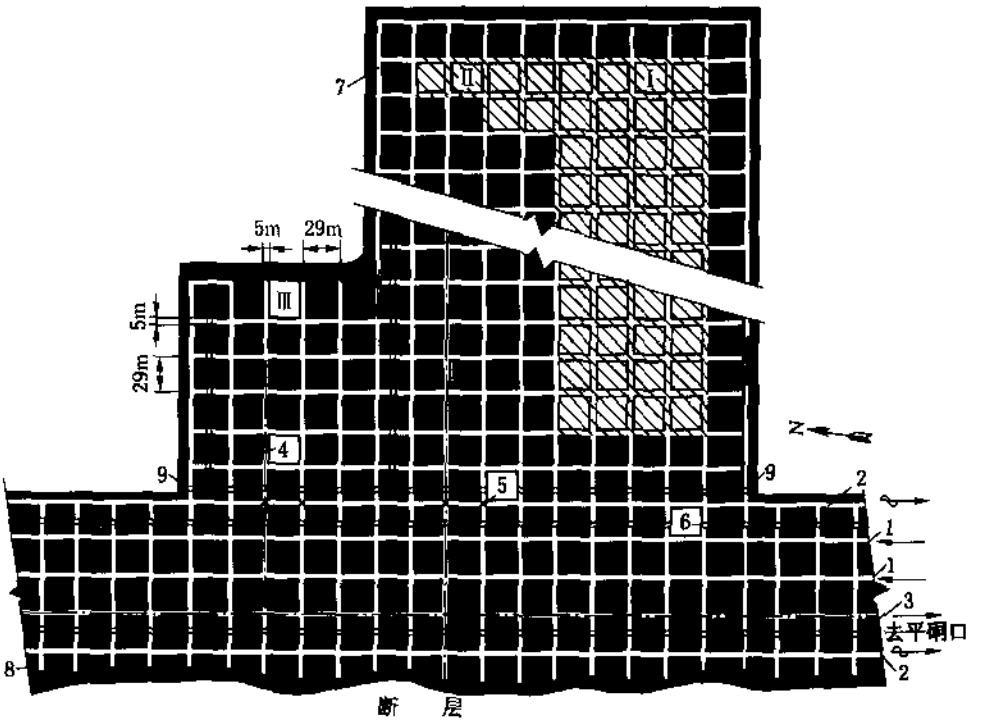
这种采煤方法主要特点是单房独进，然后后退回收条状煤柱。

3）房柱与长壁相配合的采煤法

房柱与长壁相配合采煤法的实质是利用连续采煤机及其配套设备多巷机械化快速掘进、回采煤房的优势，为长壁综采工作面掘进回采及准备巷道。图4-2-44为长壁与房柱相配合的长壁后退回采布置图。

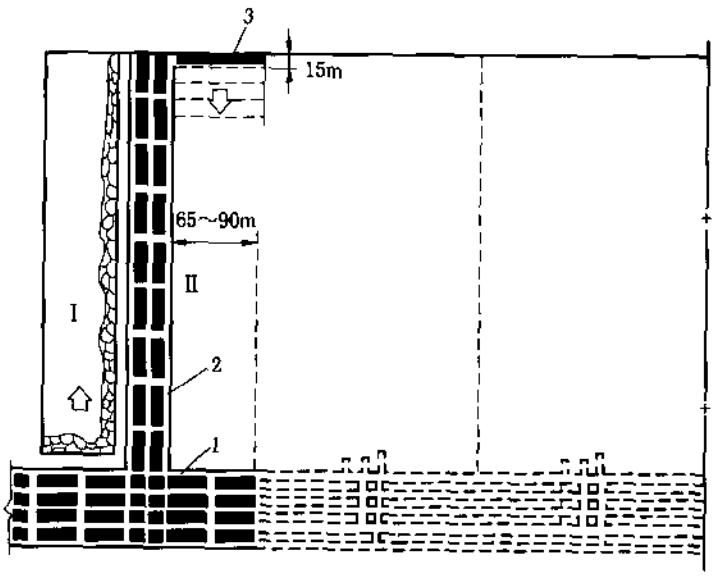
3. 澳大利亚“汪格维里”采煤法

传统的房柱式采煤法要求有较好的地质条件、埋藏浅和顶板稳定。但随着采深增加，地压增大，煤炭采出率下降。所以，在采深大于300m时，澳大利亚在美国肋条法基础上发展了“汪格维里”采煤法。这种采煤方法因首先在“汪格维里”煤层中试采成功，故



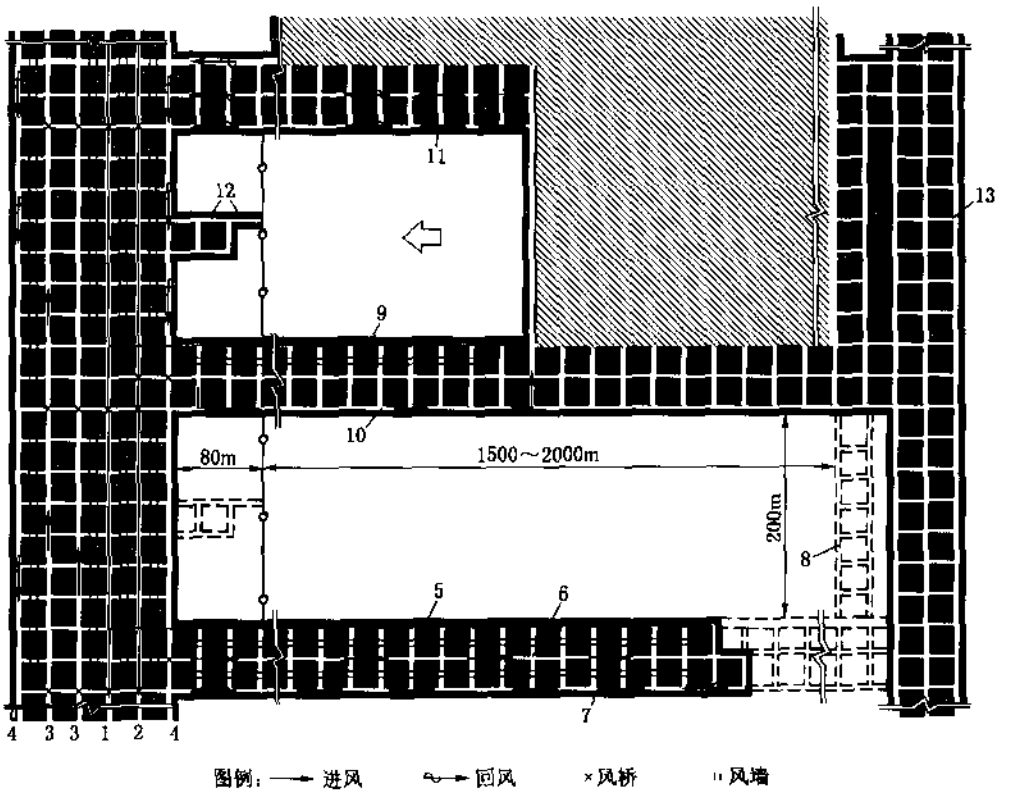
1—进风大巷；2—回风大巷；3—主带式输送机大巷；4—盘区带式输送机巷；5—风桥；6—风墙；7—回风道；8—堆放矸石的独头平巷；9—调节风门

图 4-2-42 块状煤柱房柱式采煤法



1—大巷；2—盘区准备巷；3—条状煤柱

图 4-2-43 条状煤柱房柱式采煤法



1—主带式输送机巷；2—主轨道巷；3—主进风巷；4—主回风巷；5，9—盘区带式输送机巷；6，10—盘区进风巷；7，11—盘区回风巷；8—开切眼；12—设备搬运巷；13—专用回风道

图4-2-44　长壁与房柱相配合的长壁后退回采布置

而得名为“汪格维里”（Wongawill）采煤法。这种方法区别于传统的房柱式采煤方法，主要是采区区段划分和区段内煤体切割及回收方法的不同，煤柱回收后，顶板似长壁式工作面一样充分冒落，使房、柱的回采避开支承压力高峰区。

1）汪格维里采煤法巷道布置

汪格维里采煤法巷道布置采用最多的有两种形式：

（1）单翼后退汪格维里巷道布置，类似于长壁工作面的巷道布置形式，上下巷均为双巷布置，支巷垂直于两巷，如图4-2-45所示。

当工作面巷道掘进到位后，开始后退式回采。依次掘进支巷，每2条支巷间距为10～20m，支巷掘成后即可单翼进刀回采。这种巷道布置方式适用于工作面瓦斯涌出量较大的煤层开采，通风系统简单、可靠，易于管理。

（2）双翼对拉汪格维里巷道布置，在采煤区段集中布置2条巷道，即1条主运输巷和1条辅助运输巷，2条巷道构成全负压通风系统，2条巷道间距为20m左右。从2条巷道向两翼分别以60°夹角掘进支巷和联络巷，每回采完一定数量的支巷留设20～30m宽的隔离煤柱。这种布置方式可前进式也可后退式回采。双翼对拉汪格维里巷道布置如图4-2-46所示。

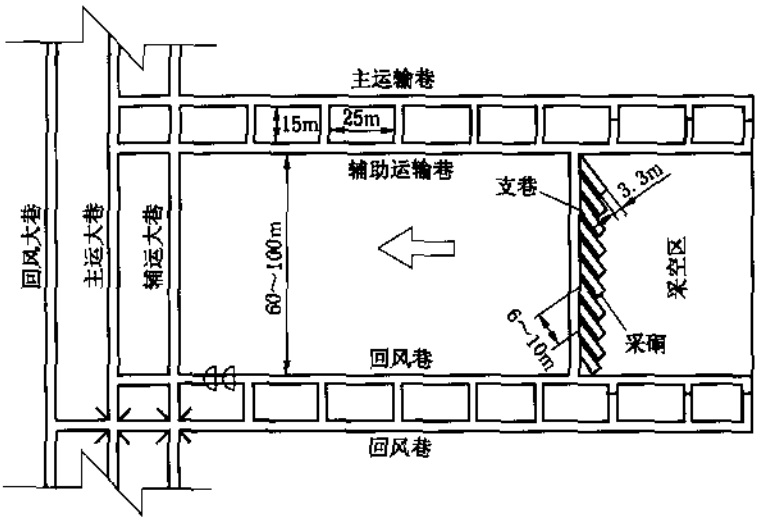


图 4-2-45 单翼后退汪格维里巷道布置

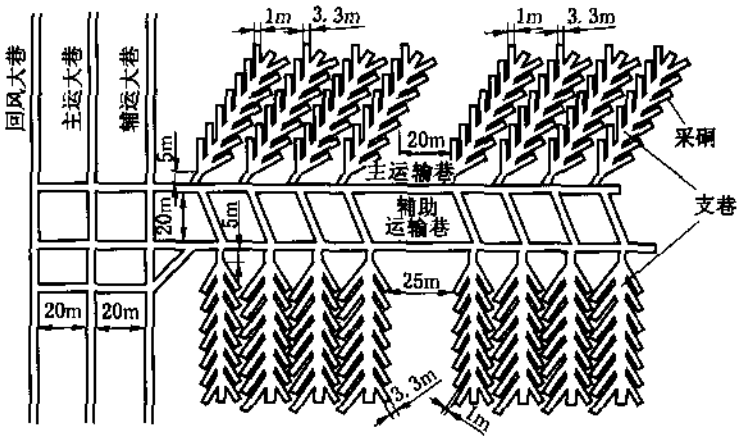


图 4-2-46 双翼对拉汪格维里巷道布置

2）设备配置

连续采煤机短壁机械化开采工作面设备配置，按工作面运输方式一般分为两种：

（1）间断式运输方式。配置有连续采煤机、运煤车或梭车、给料破碎机、锚杆机、铲车、履带行走液压支架及带式输送机。

（2）连续运输方式。配置有连续采煤机、锚杆机、连续运输系统、铲车、履带行走式支架及带式输送机等。

3）采煤工艺

短壁机械化采煤工艺包括单翼短壁机械化采煤工艺和双翼短壁机械化采煤工艺。

（1）单翼短壁机械化采煤工艺。单翼短壁机械化采煤工艺如图 4-2-47 所示，这种采煤工艺与房柱式采煤工艺相比，采用斜切进刀由内向外单向回收煤柱，每两次进刀之间

留设 0.9m 厚的煤柱支撑顶板。单翼短壁机械化采煤工作面采出率可达 65% 左右，比传统的房柱式采煤工艺提高了 25% 以上。

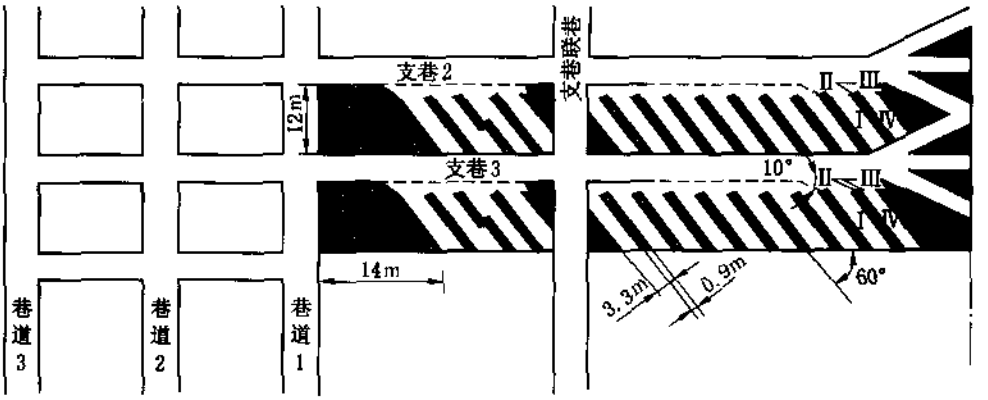


图 4-2-47　单翼短壁机械化采煤工艺示意图

（2）双翼短壁机械化采煤工艺。双翼短壁机械化采煤工艺如图 4-2-48 所示，采用履带行走式液压支架与连续采煤机配套生产，回采支巷煤柱时采用双翼斜切进刀方式，进刀宽度为 3.3m，角度为 60°，进刀深度一般以割透支巷煤柱为准，深度约 17m。

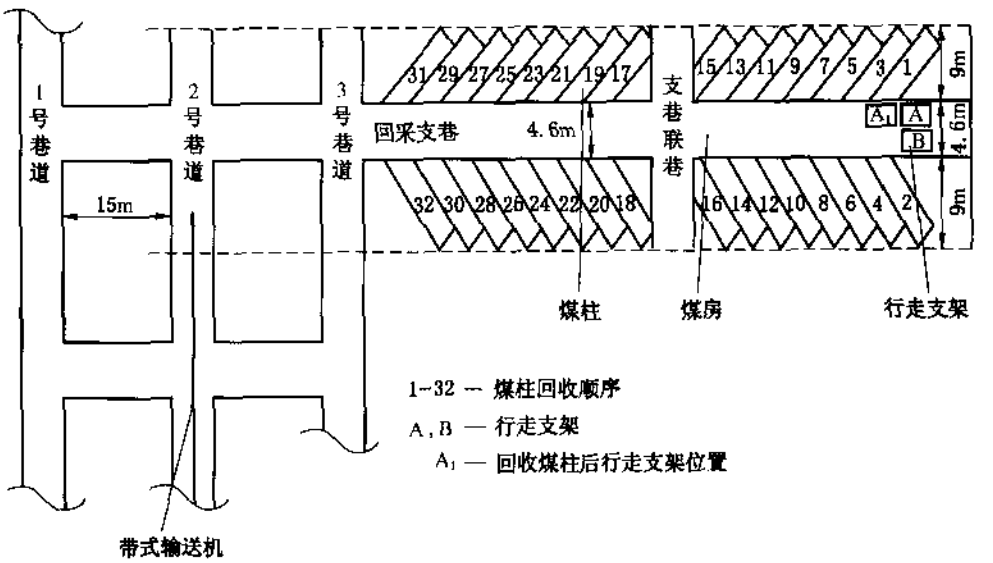


图 4-2-48　双翼短壁机械化采煤工艺示意图

4）煤柱回收工艺

当支巷掘进到位后即可进行煤柱回收。煤柱回收一般分为双翼进刀回收和单翼进刀回收两种方式。

（1）双翼进刀回收是连续采煤机从支巷一端后退式依次按45°角斜切进刀回收支巷左右两侧煤柱，2台履带行走式液压支架在支巷内交替逐步向前移动，及时支护连续采煤机后方的悬空顶板。双翼进刀的进刀方式与进刀顺序如图4-2-49所示。

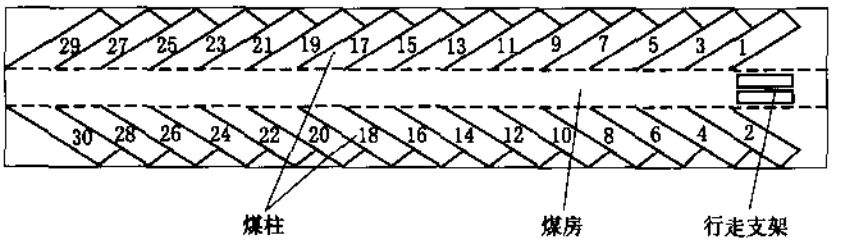


图4-2-49 双翼进刀煤柱回收方式示意图

该采煤法与单翼短壁采煤法的区别在于：在回收条带煤柱时采用双翼切割煤柱，并采用履带行走式液压支架支护顶板，取消了0.9m宽的煤皮，改留设3.3m×3.3m的正方形煤柱，使采出率由单翼进刀回收的65%提高到75%以上，比传统房柱式工作面采出率平均提高了45%以上。

采用双翼开采工艺以后，采空区残留煤柱如图4-2-50所示。在工作面后退回撤时，再将护巷煤柱进一步进行回收，这样工作面煤炭采出率可高达87%以上。

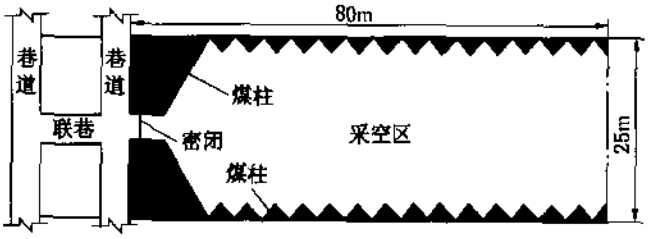
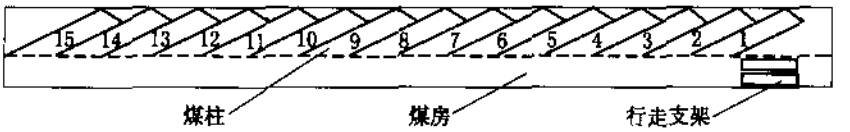


图4-2-50 双翼进刀短壁开采采空区残留煤柱示意图

连续采煤机与履带行走式液压支架配合，采用进刀不留煤皮双翼后退式回收方法，左右交替、45°斜切进刀，回收煤房左右两侧煤柱，斜切进刀深度为9.50m，连续采煤机每进一刀，行走支架及时前移一个步距。2台履带行走式液压支架在煤房内迈步式向前移动，及时支护连续采煤机后方的悬空顶板，每条煤房的回采宽度约25m（含煤房宽度）。

（2）单翼进刀回收是连续采煤机从采空区一侧依次按45°角斜切进刀回收支巷一侧煤柱，并与采空区间留小三角煤柱，2台履带行走式液压支架在支巷中及时逐步向前移动，支护连续采煤机后方支巷悬空顶板。单翼进刀的进刀方式与进刀顺序如图4-2-51所示，斜切进刀回收煤柱，并与采空区割透。2台履带行走式液压支架在煤房中及时跟进，支护顶板，每条煤房的回采宽度约15m（含煤房宽度）。

4. 房柱式采煤回收边角煤实例

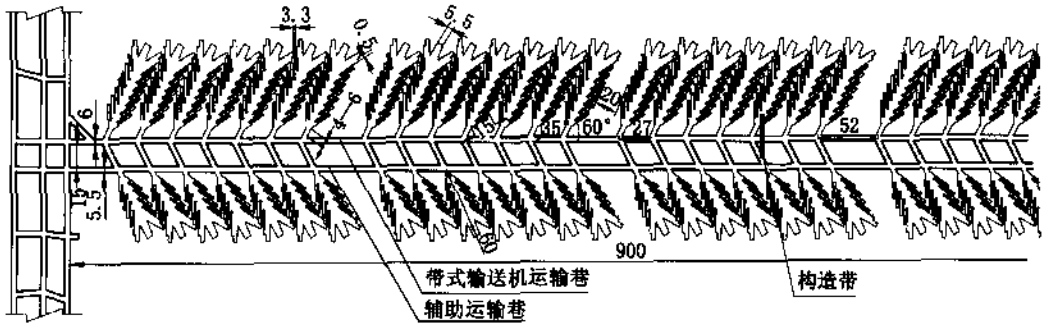


1～15—进刀顺序

图 4－2－51　单翼进刀煤柱回收方式示意图

神东煤炭集团对矿井、盘区的边角区域，构造附近以及大巷煤柱等不能布置长壁综采地段的资源回收探索采用房柱开采，提高煤炭资源采出率。自 1996 年以来，先后使用了煤柱支撑房柱式采煤法、汪格维里单翼回采采煤法、双翼对拉汪格维里采煤法、使用线性支架房柱式采煤法等不同的连采房柱式采煤方法，共采出煤炭近 50Mt。

神东矿区探索提高资源采出率的全部垮落法房采工艺，开发了第二代线性支架，取得了成功，如图 4－2－52 所示。


3.3
5.5
6
6
6

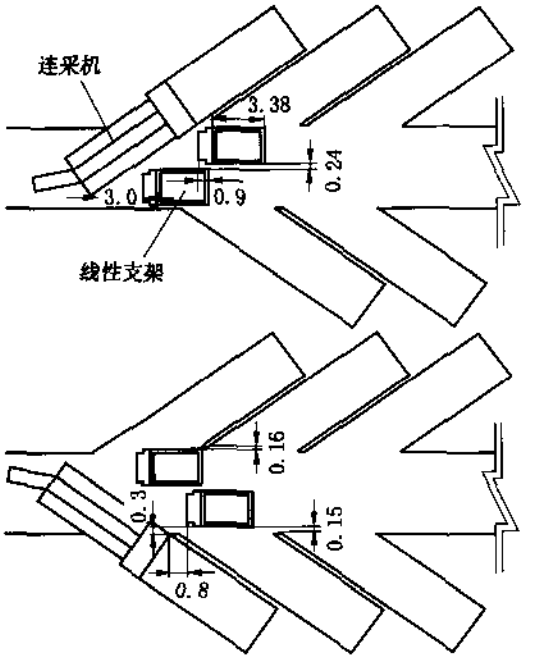


图4-2-53 连采机和线性支架在回采巷道中布置

2.4 急倾斜煤层采煤方法

急倾斜煤层采煤方法的主要特点如下：

（1）采煤工作面采下的煤块能自动下滑，从而简化了工作面的装运工作，但下滑的煤块和矸石容易冲倒支架，砸伤人员，给生产带来不安全因素。

（2）急倾斜煤层顶板压力垂直作用于支架或煤柱上的分力比缓倾斜煤层要小，而沿倾斜方向作用的分力要大，煤层顶底板都有可能沿倾斜方向滑动，支架稳定性差，因而增加了回采和支护工作的复杂性。

（3）采煤工作面的行人、运料、落煤、支护、采空区处理等各项工序的操作都比较困难，增加了采煤机械化的难度。

为了克服这些困难，采用了多种多样的工作面布置形式和推进方向，因而构成了各种各样的采煤方法。

2.4.1 急倾斜煤层走向长壁采煤法

1. 普通机械化走向长壁采煤法

普通机械化走向长壁采煤法适用于煤层倾角不超过50°，煤厚小于2m，顶板中等稳定的条件。

资兴矿业集团宇宇煤矿，在煤层平均厚1.8m、煤层平均倾角47°的工作面中，使用了普通机械化采煤，取得了较好的技术经济效果。

2. 综合机械化走向长壁采煤法

京煤集团大台煤矿试验了全部充填综合机械化走向长壁采煤法。工作面按伪倾斜布

置，与下平巷夹角为70°。工作面长50m，走向长450m，采高1.44m。综采配套设备包括双滚筒采煤机、支撑式液压支架、乳化液泵等。

采煤机由液压绞车牵引沿导轨运行。首先在工作面下端斜切进刀，随后单向上行割煤，一般是前滚筒割底煤，后滚筒割顶煤，割落的煤自溜至运输平巷，由刮板输送机运出。

采煤机导轨与液压支架铰接，用千斤顶推移。移架顺序是自下而上逐架移置。

工作面采用矸石自溜充填法管理顶板，矸石来自地面或井下掘进工作面，用侧卸式矿车运至工作面上平巷充填到采空区。随工作面向前推进，在上平巷要移设天轮架和天轮，以便进行下一次割煤，天轮架用绞车移架。试验结果表明：急倾斜薄及中厚煤层使用综合机械化采煤能显著降低工人劳动强度，提高劳动生产率；在液压支架下工作，不易发生冒顶事故，安全可靠；能提高工作面产量，降低材料消耗；能提高煤质和工作面采出率，因而在急倾斜煤层使用综合机械化采煤是今后的发展方向，但目前在设备研制及应用上仍存在不少问题，有待进一步改进。

在落煤机械化方面，我国曾试验过钢丝绳煤锯、刨煤机和滚筒采煤机。为解决支护机械化问题，近年来开始试验综采液压支架和气垛（气囊）支架。

2.4.2　伪倾斜柔性掩护支架采煤法

伪倾斜柔性掩护支架采煤法具有走向长壁采煤法的某些特点，采煤工作面是直线形，按伪倾斜方向布置，沿走向推进，用柔性掩护支架隔离采空区，工人在掩护支架下进行采煤。

1. 采煤系统及工艺特点

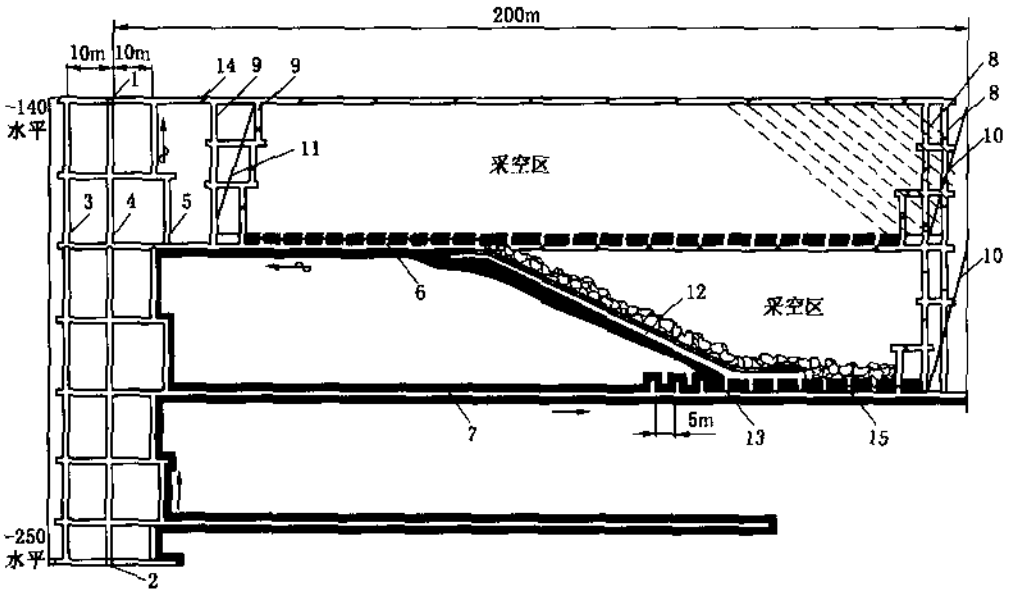
该采煤法的巷道布置如图4－2－54所示。其工作面长度取决于区段高度、煤层倾角大小、沿倾斜变化情况以及采煤技术条件。区段垂高一般为30m左右，当煤层沿倾斜赋存稳定，构造简单，区段高度可加大到40～60m。在区段范围内，工作面运输平巷和回风平巷掘到边界后，距采区边界5m处掘进开切眼。开切眼一般应开两条，相距5～8m，并沿倾斜每隔10～15m用联络平巷贯通。开切眼贯通回风平巷后，在回风平巷中安装掩护支架。利用这两条开切眼逐步把水平铺设的掩护支架下放到与水平面成25°～30°夹角的伪倾斜位置，即形成伪倾斜采煤工作面，如图4－2－55所示。然后在掩护支架下进行正常回采工作，工作面采用爆破落煤，自溜运煤，先挖沟后扩帮，自重下放支架。

正常回采过程中，不断在回风平巷中接长支架，同时在工作面下端掩护支架放平地点拆除一段支架。为保证工作面的运煤和通风，随着工作面的推进，在工作面运输平巷内沿走向每隔5～6m掘进溜煤小眼。工作面采下的煤，沿工作面铺设的搪瓷溜槽，经溜煤小眼到区段运输平巷的输送机。为了使溜煤、通风和行人互不干扰，同时维持的溜煤小眼应不少于3个。当工作面推进到采区上山眼附近时，在该处开掘一对收作眼，逐步将掩护支架下放成水平位置，然后全部回收，如图4－2－56所示。

回采时，新鲜风流自采区运输石门进入，经行人眼到区段运输平巷，再经溜煤小眼到工作面；回风从工作面经回风平巷到采区回风石门排出。支架材料可由运输石门运进，经采区运料眼提到区段回风平巷，再用运料小车运到支架安装地点。

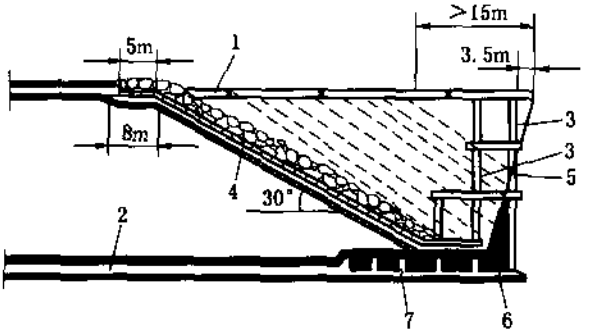
2. 掩护支架的结构

平板型掩护支架是使用最早和最广的一种，主要由钢梁及钢丝绳构成。钢梁可用矿用



1—采区回风石门；2—采区运输石门；3—运料眼；4—溜煤眼；5—行人眼；6—区段回风巷；
7—区段运输巷；8—开切眼；9—收作眼；10—架尾移动轨迹线；11—架头移动轨迹线；
12—工作面；13—溜煤小眼；14—永久封闭墙；15—小眼临时封闭

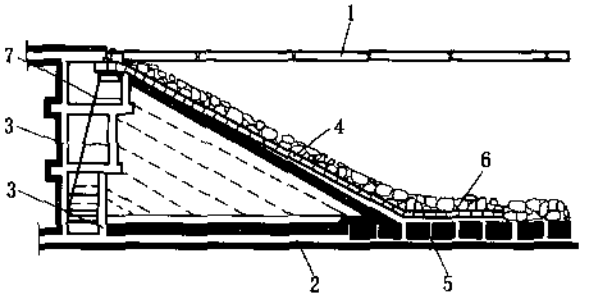
图 4-2-54 伪倾斜柔性掩护支架采煤法巷道布置



1—回风平巷；2—运输平巷；3—开切眼；4—掩护支架；
5—架尾移动轨迹线；6—支架放平位置；7—溜煤小眼

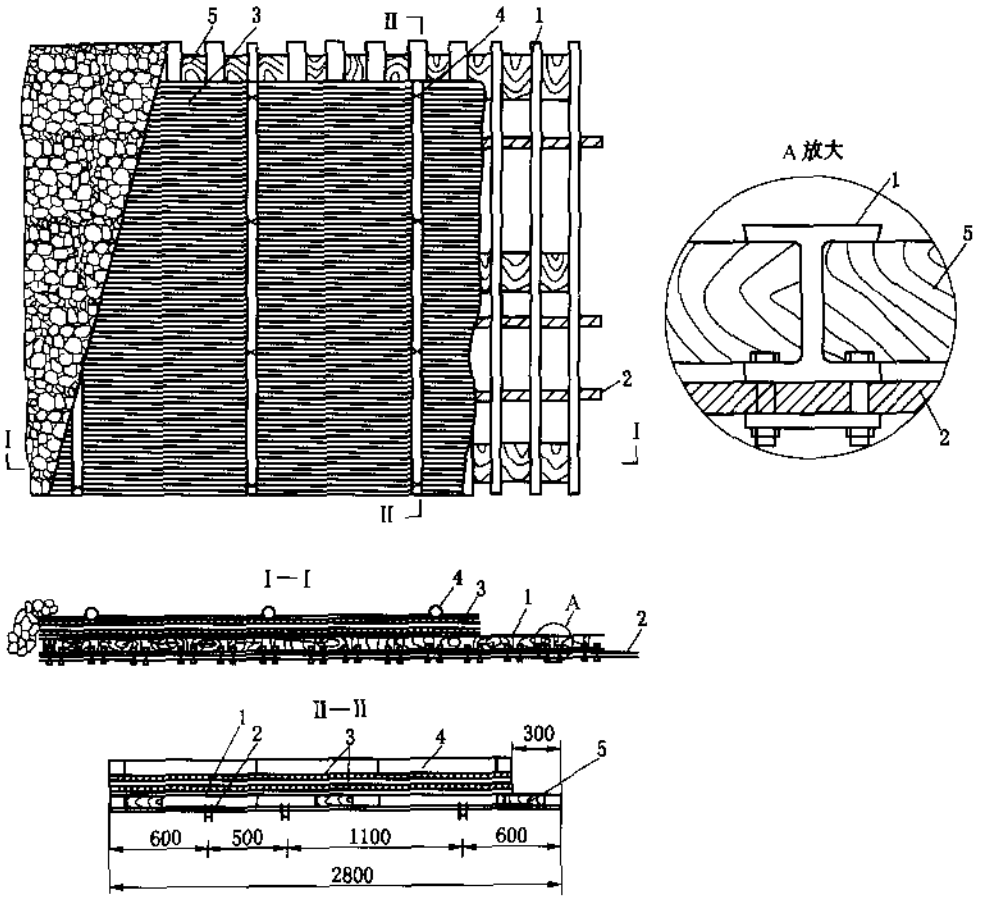
图 4-2-55 掩护支架的调斜

工字钢、U 型钢或旧钢轨。钢梁的长度比煤层厚度小 0.2～0.4m，以利于支架下放。为了便于运输，每根钢梁的长度不宜超过 3.0～3.2m。当煤层厚度大于 3m 时，可将两根钢梁搭接，构成一个大于 3m 的钢梁，以组成掩护支架；煤层更厚时，可使用将两根钢梁对接加肩梁加固的方法，构成组合梁再组成支架。钢丝绳可用直径为 25～35mm 的旧钢丝绳。为了便于安装和拆卸，可将钢丝绳加工成 20～30m 一段，两端做好封头，以防松捻。掩护支架上钢丝绳的根数，应根据支架宽度而定，根据开滦赵各庄和淮南大通煤矿的经验，架宽在 3m 以下时用 2～3 根，架宽在 3m 以上时用 4～5 根。柔性掩护支架的结构如图 4-2-57



1—区段回风平巷；2—区段运输平巷；3—收尾上山眼；4—掩护支架；
5—溜煤眼；6—支架放平位置；7—架头移动轨迹线

图4-2-56　回采收尾



1—钢梁；2—钢丝绳；3—竹笆；4—压木；5—撑木

图4-2-57　柔性掩护支架结构

所示。钢梁垂直于煤层顶底板放在钢丝绳上，沿走向每米布置4～5根。钢梁之间夹以方木或荆条捆，使钢梁保持200mm×300mm的间距，然后用螺栓和夹板将钢梁和钢丝绳连

接成一整体。夹板用60mm×12mm的扁铁。螺帽用圆钢做成，螺栓的长度根据钢丝绳直径大小，以能将钢丝绳夹紧、螺杆外露于螺帽不超过3~5mm为准。钢梁上交错铺设2~3层竹笆（或金属网与荆笆），并用铁丝与钢梁联紧，以隔离采空区的矸石。竹笆的宽度应比钢梁的长度稍短，以避免支架下放时，竹笆挂住顶底板矸石被拉开而发生漏矸现象。

当煤层厚度较大（如6~8m）时，可采用两根或多根钢梁对接或搭接，构成多根钢梁组合平板形掩护支架。

伪倾斜柔性掩护支架采煤方法一般适用于开采倾角大于60°，厚度为2~6m、埋藏稳定、煤厚变化不大的煤层。

2.5 采煤方法的选择

2.5.1 选择采煤方法的原则

选择采煤方法应当结合具体的矿山地质和技术条件，必须符合安全、经济开采和煤炭采出率高的基本原则。

选择的采煤方法应利于建立妥善的通风、运输、行人以及防火、防尘、防瓦斯积聚、防水和处理各种灾害事故的系统，防止冒顶、片帮、支架倾倒、机械事故，以及避免其他可能危及人身安全和正常生产的各种事故发生。同时要求：①工作面单产高；②劳动效率高；③材料消耗少，减少工作面的各种材料消耗；④煤炭质量好；⑤成本低；⑥采出率高。

2.5.2 采煤方法选择的影响因素

1. 地质因素

直接影响采煤方法选择的主要地质因素有以下几个方面：

（1）煤层倾角。煤层倾角小于12°，有利于采用系统简单的倾斜长壁采煤法。

（2）煤层厚度。薄及中厚煤层通常为一次采全厚开采，厚及特厚煤层可采用大采高综采、放顶煤综采或分层开采的方法。

（3）煤层及围岩的特征。煤层的软硬及其结构特征（含夹矸的情况等）、围岩的稳定性等，都直接影响到采煤机械、工艺以及采空区处理方法的选择。煤层及围岩性质还直接影响巷道布置及维护。

（4）煤层的地质构造情况及采区内可布置工作面的煤层块段的大小。

（5）煤层的含水性、瓦斯涌出量及煤的自燃情况。

2. 技术因素

选择采煤方法还应考虑工艺技术、装备能力、顶板管理手段、支护技术、环境要求等因素。

3. 经济与管理因素

正确选择采煤方法，是矿井高效率生产的前提，高投入必须高产出。

选择采煤方法还要考虑设备供应、配件供应的保障系统及能力，当地租赁站的服务水平等因素；材料供应情况及一些材料能否就地取材也影响采煤方法的选择；管理水平及职工素质对采煤方法的选择也会产生一定影响。

2.6 综采工作面技术管理

2.6.1 工作面过断层地质构造

1. 判定断层可否通过的条件

判定断层可否通过的两个主要条件是断层线与工作面夹角，以及断层落差。

工作面与断层线斜交时，夹角越大，处于断层带的采区面积越小，过断层工程量越小，过断层时间越长；反之其夹角越小，过断层工程量就越大，过断层时间越短。一般来说，对于中等稳定以上顶板，工作面与断层线夹角以20°～30°为宜；对不稳定顶板，工作面与断层线夹角可在30°～45°之间。

断层落差较小时，剩余煤层厚度小于液压支架的最小支撑高度，不影响机组通过；落差较大时，则影响机组通过，需要因地制宜地采取措施（挑顶卧底）过断层。当由于落差过大、机组通过困难时，就应考虑工作面搬迁或绕过断层。

在上述断层的破碎带内，煤的破坏程度较岩层严重，块度小。当采煤工作面通过断层时，与保留岩顶相比，保留煤顶要困难得多。

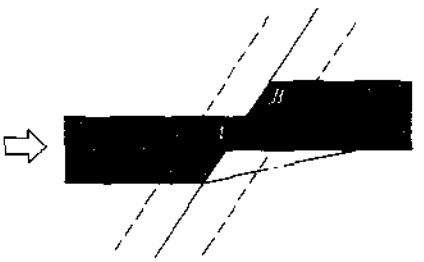


图4-2-58　综采工作面从上盘向下盘推进过正断层

2. 过断层时的情况分析

综采工作面从上盘向下盘推进过正断层，如图4-2-58所示。当工作面还在断层的上盘，快通过断层面时，断层破碎带弱变区*A*范围内的煤层由于破坏严重，*A*区的煤沿断层面有下滑力，因而煤层保留不住，会发生片帮。工作面煤壁片帮后，端面空顶范围增大，破碎的顶板岩层可能会发生冒顶，从而影响生产。

当工作面从上盘推进到下盘时，因支架不能直上直下，需割底板、留顶煤推进，而这部分顶煤处在断层破碎带弱变区*B*范围内，破坏严重，顶煤保留不住，端面就会发生冒顶。

工作面过正断层，从下盘向上盘推进；工作面过逆断层，从上盘向下盘推进和从下盘向上盘推进时，均存在与上述类似的不利情况。

在综采工作面过断层时，必须消除断层破碎带内弱变区的影响，尽量防止工作面端面冒顶的发生和煤层片帮的产生。若已发生端面冒顶，必须立即组织人员勾顶，护好顶板，尽快通过断层破碎带。

3. 改善断层区支护的技术措施

（1）锚杆支护。在液压支架顶梁端部和煤壁之间的顶板打锚杆。

（2）留煤皮护顶。当煤层坚硬，直接顶松软，采煤时可在顶板处留一层15～20cm的煤皮护顶。

（3）铺金属网护顶。使用铺金属网护顶可使破碎岩石不冒落。

（4）背顶。在采煤机割煤后，用风镐或其他工具在煤壁掏梁窝，并在梁窝和顶梁上搭上厚木板，背好顶板。

（5）减少截深，使梁端距缩短，同时在采煤机过后3m之内及时移架。

（6）加长顶梁，增设架间的掩护板。

（7）化学法固结顶板。移架之前，把化学剂注入破碎顶板，使其固结，如注水泥浆、马丽散等材料。

4. 综采工作面快速过断层技术

1）综采工作面快速过断层消除弱变区技术

为了安全、快速地通过断层，就必须消除弱变区的影响，尽量减少端面冒顶事故的发生。下面以正断层，采面从上盘向下盘推进为例来加以说明。

设断层的落差为 h，断层面的倾角为 α，如图 4-2-59 所示。当工作面由断层的上盘向下盘推进，顶板处距断层面 L_1，底板处距断层面 L_2 时，工作面顶板以 γ 的仰角仰采，割顶板岩层，留底煤，使工作面推进到断层下盘时，其顶板与下盘煤层的顶板一致，此后工作面再俯采，恢复到沿煤层底板正常回采。这样就消除了断层下盘弱变区的影响。

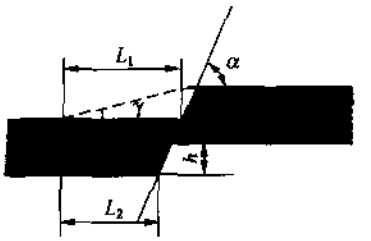


图 4-2-59 工作面由断层的上盘向下盘推进

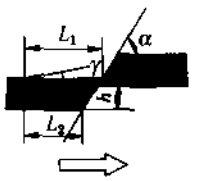
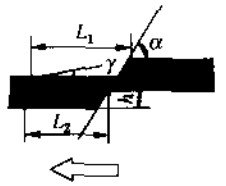
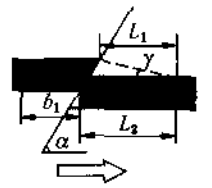
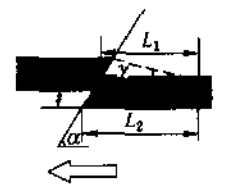
其中：

$$L_1 = h\left(\frac{1}{\tan\gamma} - \frac{1}{\tan\alpha}\right) \tag{4-2-6}$$

$$L_2 = L_1 - \frac{m}{\tan\alpha} \tag{4-2-7}$$

为过断层消除弱变区的影响，针对不同的过断层方式采取的技术措施见表 4-2-10。

表 4-2-10 过断层消除弱变区影响的技术措施

断层类型	正断层		逆断层	
推进方向	由上盘到下盘	由下盘到上盘	由上盘到下盘	由下盘到上盘
推进方式	先仰后俯	先俯后仰	先俯后仰	先仰后俯
L_1 计算式	$L_1 = h\left(\frac{1}{\tan\gamma} - \frac{1}{\tan\alpha}\right)$	$L_1 = \frac{h}{\tan\gamma}$	$L_1 = \frac{h}{\tan\gamma}$	$L_1 = h\left(\frac{1}{\tan\gamma} + \frac{1}{\tan\alpha}\right)$
L_2 计算式	$L_2 = L_1 - \frac{m}{\tan\alpha}$	$L_2 = L_1 - \frac{m}{\tan\alpha}$	$L_2 = L_1 + \frac{m}{\tan\alpha}$	$L_2 = L_1 + \frac{m}{\tan\alpha}$
图例				

注：h—断层落差，m；α—断层面倾角，(°)；γ—工作面在顶板方向的仰角或俯角，(°)；m—采高，m；L_1—顶板处仰斜或俯斜开采时见煤点的位置，m。

2）综采工作面快速过断层的施工方法与措施

当工作面揭露断层时，断层上盘向输送机机尾延伸方向提前 5～10 组支架刹刀或平推，保证采煤机顺利通过；如果下盘片帮严重，必须采取在每架前梁上方沿走向安 2 根半圆木至煤帮。

如工作面断层落差较大，岩石硬度大，普氏系数大于 4，上盘顶板下移，下盘顶煤上翻，采煤机无法通过时，应采取措施挑顶或破底，确保采煤机顺利通过。可以采取爆破方

式挑顶或破底，炮眼布置方式根据现场矸石硬度而定，可布置单排眼，也可布置三花眼，一次装药一次起爆，每次爆破不超过 15 架支架，以防止压住输送机。爆破时，采煤机放在爆破区域以外，尽量放在爆破地点的输送机机尾侧，以利于出矸。

当断层落差小，岩石硬度小，普氏系数小于 4 时，可采用采煤机直接截割，采煤机割岩速度要慢。

过断层期间，应加强设备检修，重点是采煤机、支架、输送机、转载机、破碎机及电缆管线，确保设备处于完好状态，保证设备的正常运行。

由于断层带顶板破碎，过断层时必须加强顶板管理，及时移架护顶，顶板冒漏时要及时护顶，保证顶板完整，支架不能留有大错茬。对于隐伏断层要根据现场情况，控制好采高，保证采煤机顺利通过，减少破矸量。

一旦发生冒顶，要立即停开输送机，等护好顶、封住流矸口后，方可开动输送机。运完煤后还必须及时加固冒顶区，以防冒顶再次发生。

护顶可采取工字钢加长段上放棚梁，打顶垛接顶，或在支架前梁上方架走向木棚梁（冒顶区边缘），每架两块间距 1m，一端搭在梁上 400mm，另一端插入煤壁梁窝内。

在冒顶不大但需及时封口处，可采取在对准顶梁的煤壁处挖梁槽窝的方法，及时将支架顶进煤壁梁槽窝。

护顶顺序应先护好冒顶比较轻的边缘部分，然后用带尖的钢管打入冒顶比较严重的中心地带，使钢管两端置于邻近支架顶梁上的走向木板梁上。最后在钢管的掩护下，逐步排空矸石、护好顶板，加固冒顶区。

2.6.2　综采工作面调斜与旋转

2.6.2.1　工作面调斜、旋转的条件

如图 4－2－60a 所示，工作面进行了 4 次折向，有利于运输，避免了巷道积水，并能回收采区边界和终采线附近的煤柱。

如图 4－2－60b 所示，采区上部最后一个工作面采到上山附近后，为回收上山煤柱，工作面不搬家，通过旋转 90°回收上山保护煤柱。

通常转角小于 45°时，称工作面调斜或调采；大于 45°时，称工作面旋转。

综采工作面调斜和旋转前提是要有良好的地质条件，煤层赋存稳定，顶板中等稳定以上，不受相邻工作面的采动影响，煤层倾角最好在 12°以下，采高不宜过大，否则支架稳定性将变差。

2.6.2.2　工作面调斜方法

工作面调斜分为实中心调斜和虚中心调斜两种。

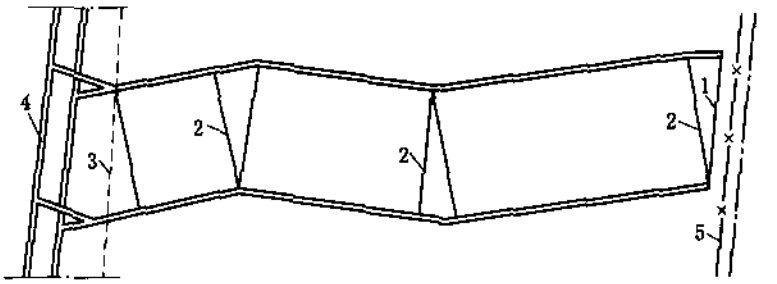
确定旋转中心时应考虑以下因素：

（1）最好以工作面输送机机头为旋转中心旋转机尾端，以保证旋转期间工作面输送机机头与回采巷道转载机机尾能正常搭接，运输畅通。若以输送机机尾为旋转中心时，则应采取措施，保证运输正常进行。

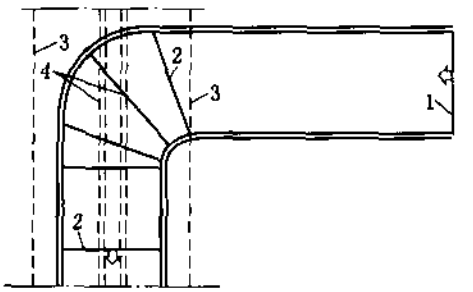
（2）旋转中心处顶板要稳定，无地质构造，不受周围其他工作面的采动影响。

1. 实中心调斜

实中心调斜（图 4－2－61）的工艺过程为：采煤机割完调斜前的最后一刀煤时，旋转中心端停移输送机，另一端则移够一个截深，并将输送机调成一条直线，然后采煤机割



(a) 工作面调斜



(b) 工作面旋转

1—原工作面位置；2—旋转后的工作面位置；3—煤柱边界线；4—上山；5—断层

图 4-2-60 工作面调斜与旋转

煤，其所割的每一刀煤都是一个小扇形。

实中心调斜对设备损坏少，工艺简单，调斜范围较小。由于旋转端至中心的移架步距逐步变小，支架对顶板反复支撑次数逐渐增多，中心附近顶板管理困难。因此，实中心调斜主要适用于顶板稳定、调斜角度小的工作面。为顺利调斜，有时可将旋转中心附近的煤壁预先加固，如采取灌注黏结剂或打木锚杆等措施。

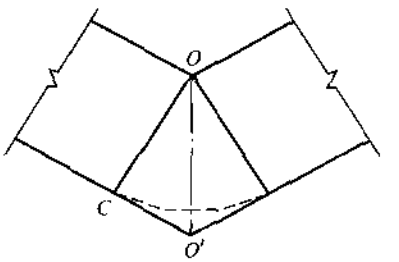


图 4-2-61 实中心调斜

2. 虚中心调斜

为改善旋转中心附近的顶板管理状况，可采用虚中心调斜，如图 4-2-62 所示。虚中心调斜的划分及进刀安排如图 4-2-63 所示。

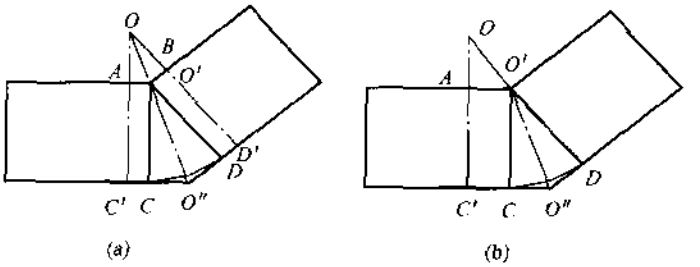


图 4-2-62 虚中心调斜

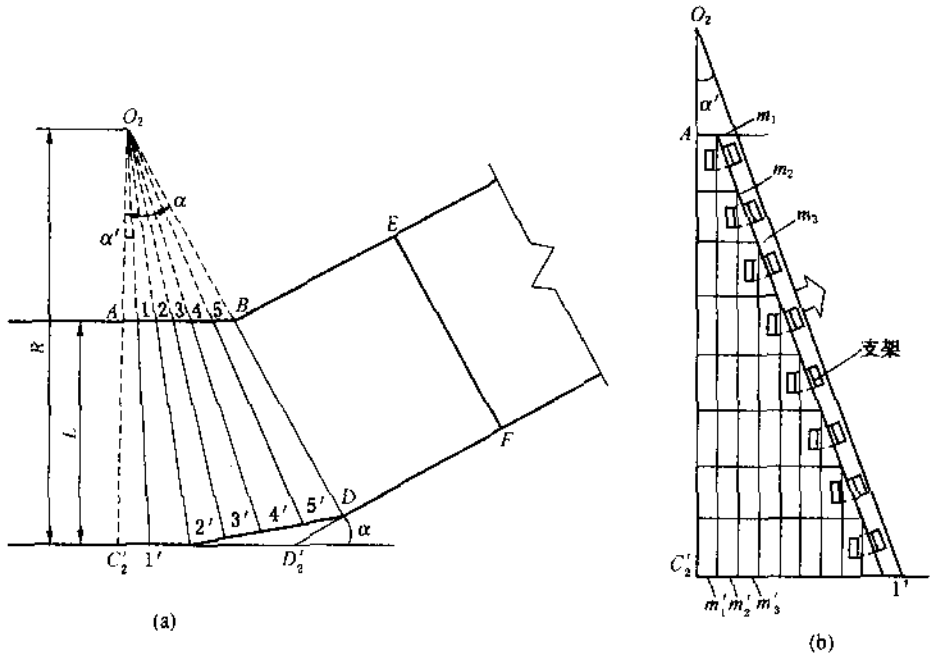


图 4－2－63　虚中心调斜的划分及进刀安排

长短刀相结合的切割顺序如图 4－2－64 所示。图 4－2－64 中 ag 段的长度为旋转内侧每进一刀，旋转外侧推进距离，是采煤机有效截深的整数倍。为了保证切割质量，每一短刀的切割线平行于长刀切割线，而每次切割之后必然在工作面出现拐点，每个拐点的弯曲角度应不大于刮板输送机设计允许的弯曲角度，拐点的弯曲角度与整个切割循环的转角相等，因此切割循环的转角 β 应为

$$\beta = \tan^{-1}\frac{L_{af}}{L} = \tan^{-1}\frac{(N-1)b}{L} < \alpha' \tag{4-2-8}$$

式中　N——循环内刀数；

b——采煤机截深，m；

L_{af}——图 4－2－64 中 af 段长度，m；

L——工作面长度，m。

$$N \leqslant \text{int}\left(\frac{L}{b}\tan\alpha' + 1\right) \tag{4-2-9}$$

图 4－2－65 为工作面以输送机机头为中心设拐点调斜工艺过程图。

调斜工艺的要点：

（1）割煤方式与移输送机顺序相适应。

（2）割短刀时支架的移架方向保持不变，待割长刀时，将输送机沿全工作面调直并割齐煤壁，全工作面支架排成直线，为下一 α' 转角打好基础。

机采工作面调斜是通过推移刮板输送机，使其弯曲段逐次位于工作面不同位置处，采煤机滚筒沿刮板输送机不同弯曲段割入煤壁来实现的。每调斜循环的宽段割煤刀数可近似

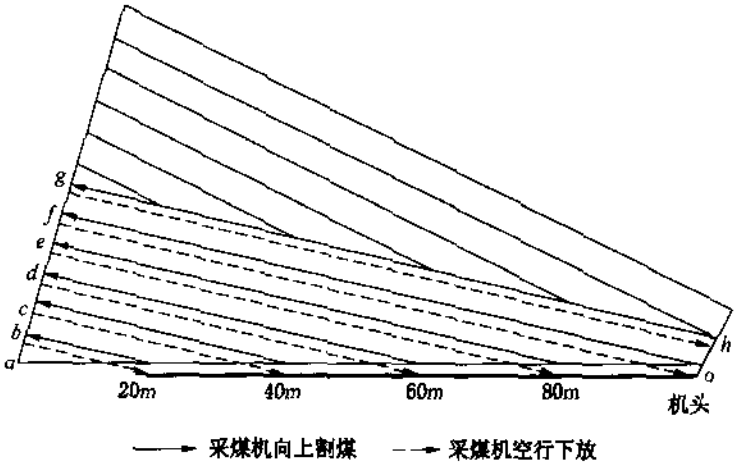


图4-2-64 长短刀相结合的切割顺序

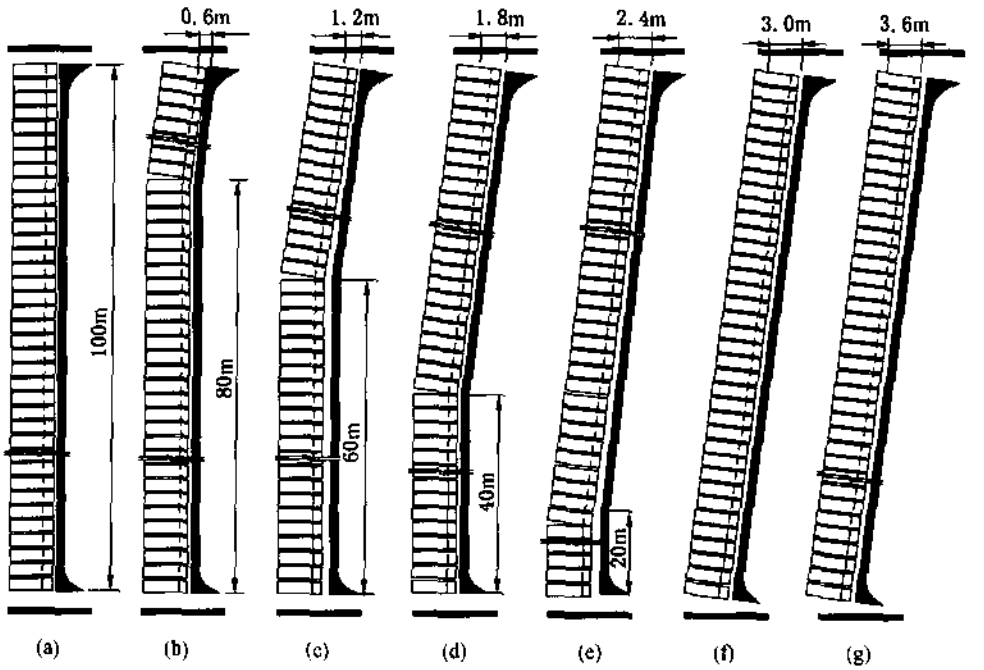


图4-2-65 工作面以输送机机头为中心设拐点调斜工艺过程图

用工作面长度除以相邻两刀煤的错距来确定，相邻两刀煤的错距应大于输送机容许的最小弯曲段长度，输送机最小弯曲段长度与采煤机截深有关，一般截深0.6m时为15m，截深0.8m时为20m，截深1.0m时为25m。

2.6.3 综采工作面搬迁

近年来随着我国煤矿开采技术的高速发展和采掘机械化程度的迅速提高，一批新型的、拥有百万吨生产能力的综采工作面的现代化煤矿相继出现，一些大型煤矿开始推出千

万吨生产能力的综采工作面，矿井总产和工作面单产都已接近或超过世界发达国家的先进水平。回采推进速度的提高，要求综采工作面接续时间越来越短，由以前的一年左右搬家 1 次缩短到一年 2 次或 3 次以上，煤矿对搬家所耽误的非出煤生产时间越来越关注。事实上，由于搬家时间过长给煤矿造成的非生产性损失也非常大。因此，缩短综采工作面设备搬家时间、提高采区接续率和综采设备开机率是现代化矿井必须面对的问题之一。

2.6.3.1 综采工作面快速搬家设备与技术

国外使用综采工作面快速搬家设备，起始于 20 世纪 70 年代。在美国由于综采工作面快速搬家成套装备的使用，在采用先进的回撤工艺的基础上，实行“面到面”快速搬迁，综采工作面的搬家已由早期的 4 ~ 6 周缩短到现在的 1 周以内。近几年来，综采工作面快速搬家的成套装备和根据各矿区地质条件采用的多点、双点、单点回撤工艺技术已经在美国、澳大利亚、南非等国得到普及应用，并取得了显著的经济效益。经过多年的发展，国外一些技术先进的煤机厂商也相继推出了各自有代表性的产品，如 BOATLONGYEAR 的框架式车、DBT 的多功能车、SANDVIK 的铲板式车等。

20 世纪 90 年代，我国神华集团开始引进国外先进的综采工作面快速搬家成套装备用于综采工作面设备搬家，并配合先进的辅巷多通道回撤工艺，取得了非常明显的效果，使我国煤矿综采设备快速搬迁技术实现了飞跃式发展。在其影响带动下，国内其他煤矿，如晋城寺河煤矿、朔州安家岭煤矿、兖州济三煤矿等先后引进以支架搬运车为主的综采工作面快速搬家装备，均取得了显著效果。

我国综采工作面设备总重已发展到 8500t 以上。其中，液压支架质量已发展到 43t（采高 6.3m），工作面端头支架重已达 46t，工作面长度已由 100 ~ 150m 提高到 300m。支架数量由 100 架左右提高到近 180 架，支架总重由 1500t 提高到 7500t，如此重量级的设备采用原始的搬家工艺和搬家设备进行 5000 ~ 10000m 的搬运是难以想象的。因此，必须根据科学的回撤工艺技术，采用先进的综采工作面快速搬家成套装备对综采工作面液压支架、刮板运输机、采煤机、转载机、破碎机、移变列车等设备，进行“面到面”的快速搬迁。

1. 综采液压支架的搬运

液压支架占综采工作面设备总重的 80% 以上，液压支架的搬迁是综采工作面回撤搬家的关键工序，其搬迁时间占到工作面全部设备搬家时间的 70%，并且其技术难度和风险性也是最大的。在以无轨胶轮辅助运输的现代化矿井中，支架的搬迁通常采用专用支架搬运车来实现。支架搬运车是在煤矿井下专门用于搬运液压支架、以发动机为动力的特种运输车辆，是实现工作面快速搬家的有效设备，具有载重能力大、运行速度快、机动灵活、爬坡能力大等优点，可以实现不转载运输，节约大量辅助运输人员，极大地提高运输效率。

支架搬运车按承载结构形式分为铲板式、平板拖车式和 U 形框架式 3 类。铲板式支架搬运车的特点是以铲板为承载单元，装卸灵活，不仅可以搬运支架，而且可以搬运其他物料，属于多功能车类；缺点是机身长、自重大、重心高，所以运行稳定性较低。铲板式支架搬运车主要用于支架短距离运输和摆放，不太适合长距离搬运作业。

U 形框架式支架搬运车，以带四轮驱动的 U 形框架作为支架承载单元，采用 4 套起吊装置将支架直接悬挂并用夹紧机构固定，具有自重轻、重心低、运行平稳、装卸方便快捷、转运速度快、井下适应性好的优点，是目前主要支架搬运设备，特别适合于长距离搬运作业。

平板拖车式支架搬运车结合了铲板式和U形框架式支架搬运车的特点，由牵引车和拖车组成。拖车是带承载桥的封底箱式结构，是支架承载体。该车的主要缺点有3点：

（1）由于拖车底板高，所以支架重心高，运行稳定性较差。

（2）拖车本身无驱动装置，在重载情况下牵引车容易打滑，所以爬坡能力受限。

（3）由于拖车底板高，支架装卸必须依靠绞车牵引的方式，所以从安全性和方便性方面都不及前面2种方式。

但该车的优点是在牵引车前端配置了能够方便拆卸的铲板装置，在不搬运支架的情况下，可以作为搬运其他设备的多功能车辆使用。

2. 采煤机和移变列车的搬运

采煤机是综采工作面单机吨位最大的设备，也是搬运最困难的设备。在传统的综采工作面搬迁中，一般采用铺设轨道的方式，或铺设地面铁轨或临时架设单轨吊车，为此需要大量的准备工作，耗费大量工时和材料费用。随着目前采煤机吨位的逐渐加大，单轨吊运输方式已经不现实，地面临时轨道运输很低的效率也让许多现代化矿井逐步放弃。

在神华等大型现代化矿井中，目前普遍采用无轨胶轮辅助运输的方式搬运采煤机。

目前国内外专用于采煤机搬运的设备还没有，我国神华集团各煤炭公司采用以蓄电池为动力的铲板式支架搬运车搬运采煤机。采煤机的搬家工艺是将采煤机前后摇臂和破碎机拆掉，采用两台蓄电池铲板式支架搬运车将采煤机及其下面的5节中部槽从头尾两点整体抬出工作面并直接转移到新工作面。已拆卸的摇臂和破碎机采用铲板式支架搬运车铲运到新工作面。这样不仅避免了铺设轨道的准备工序，节约了成本，而且实现了采煤机的不转运搬迁。一般情况下，采煤机的搬运时间最长不超过2个班，在神华集团神东煤炭公司，大部分矿井只需要1个班就可完成搬家，仅相当于传统搬运方式耗时的1/10。

移变列车拆解以后的移变、乳化液泵、乳化液箱、开关等以及综采工作面转载机、破碎机、带式输送机等，均可采用WC25EJ型铲板式支架搬运车铲运。新型系列化产品WC40Y（B）型封底式多功能运输车，在满足液压支架长距离运输的基础上，可满足除采煤机以外的所有综采工作面设备与物料的搬迁。

3. 刮板输送机的搬运

综采三机的搬家时，先应将刮板输送机撤出，撤出方式为首先将机头、机尾拆解，然后采用WC25EJ型铲板式支架搬运车分别铲运到新工作面。中部槽的搬运受到终采线附近顶板支护方式的局限。目前终采线附近顶板大多采用单体支柱配合钢梁或垛式支架支护方式。因此，撤中部槽的设备应充分考虑到支护设备的影响，外形尺寸应尽量小型化，满足移动灵活、方便、适应性强的要求。

为此专门开发了WC4EJ型4t多功能叉车，该叉车结构小巧，具备装载、铲叉、举升、放输送带（电缆）等功能，可以在较小的空间内完成各种作业，可以很方便地将中部槽从工作面转移出去。移出工作面的中部槽采用普通运料低污染胶轮车再转运到新工作面。

4. 回撤工艺及其适应性

目前国内综采工作面搬家速度最快的是回撤辅巷加回撤通道的多点回撤工艺，采用5台支架搬运车及成套快速搬家设备，平均240m长工作面搬家时间为8天。鲁能煤业柴沟煤矿采用单点回撤工艺，采用单台支架搬运车及成套快速搬家设备，120m工作面搬家时间

为 18 天，若该矿采用双点回撤工艺即运输巷和轨道巷同时回撤，搬家时间可缩短约 1/3。

一般来说，采用何种搬家工艺要看矿井的地质条件和瓦斯含量。顶板条件好、低瓦斯矿井适合多点回撤工艺；对于高瓦斯矿井，采用多点回撤工艺无法形成一个封闭的进风与回风闭合通道，因此必须采用单点回撤或双点回撤工艺。

2.6.3.2　工作面设备回撤方法和步骤

首先分解刮板运输机并使用叉车回撤中部槽，低污染车辆运输中部槽，同时分解机头、机尾，使用支架搬运车运输机头、机尾；同时回收运输巷道与工作面的电缆和水管；分解采煤机摇臂与破碎机，使用电瓶车运输摇臂与破碎机，使用两台电瓶车将采煤机机身连同机身下 5 节中部槽整体抬运出通道；分解移动变电列车，使用支架搬运车搬运移动变电列车；将支架由原永久泵站供液改为临时泵站向两头供液，为了加快支架的回撤速度，从中间联络巷分开分两头向工作面回风巷和运输巷回撤，撤架方法采用顺序双掩护撤架和抽芯双掩护撤架。一般先回撤联巷口支架，支护利用双掩护支架推拉杆上安设的滑轮连接被回撤的支架，拉到联络巷口时，再利用支架车拖移调向后，利用支架搬用车通过联络巷及回撤辅巷将支架运到所需地方。

神东矿区提出了辅助巷道多通道回撤技术，并极大地提高了搬家倒面的速度。

在工作面设备拆除前，要先拆除运输巷中的可伸缩带式输送机、桥式转载机和破碎机。综采工作面一般先拆除输送机的机头或机尾，而后是采煤机和输送机中部槽，这些工作能在液压支架正常掩护下进行，且设备的尺寸和质量相对较小，拆除容易。

拆除液压支架时，一般是先将前探梁降下或拆除，然后用绞车将支架拉出前移、调向 90°，由回风巷绞车沿底板拖至出口处，装平板车外运。

回撤巷道布置形式如图 4－2－66 所示。

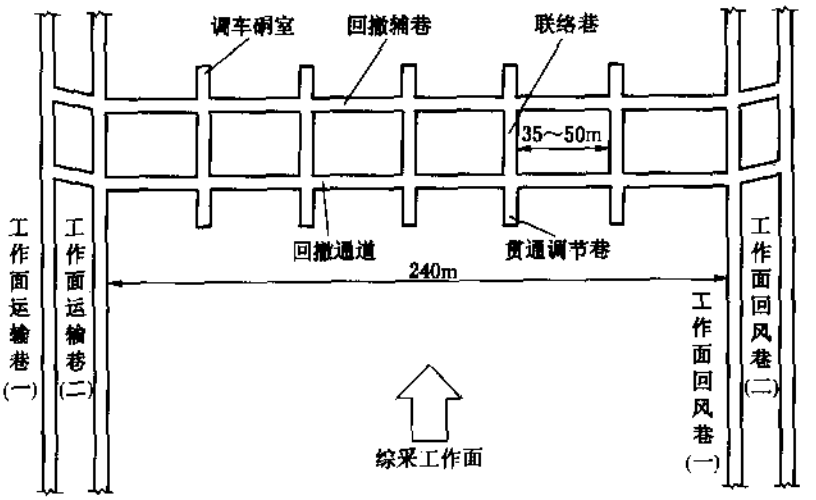


图 4－2－66　综采工作面回撤通道布置

2.6.3.3　神东矿区综采工作面快速搬家技术实例

1. 广泛应用回撤通道

经过几年来的综采实践，神东煤炭公司摸索出了一套适应本矿区特点的快速回撤安装方法，即通过在综采工作面终采线位置处提前设置回撤通道与回撤辅运通道的方式，通过多联络巷相互沟通、联络，以实现快速回撤。

1）回撤通道技术参数及支护方式

回撤通道是指综采工作面终采后，为确保工作面设备安全、顺利回撤而提前预留的回撤空间。其主要作用是确保在回撤工作面液压支架及采煤机有足够的回撤空间。

回撤通道的设计规格通常为3.6m×5.0m，要求回撤通道在铺设混凝土底板及支设工字钢梁后的净高达到3.6m。支护通道所用单体液压支柱通常有3.8m和3.5m两种。回撤通道一般铺设200mm厚的混凝土底板。

2）回撤辅运通道及联络巷设计

回撤辅运通道是为了能够实现多点平行作业、快速回撤工作面设备而专门设置的辅助运输通道。神东矿区的各生产矿井根据自身条件的不同，有的设置两条回撤辅运通道，有的设置一条回撤辅运通道，辅运通道与回撤通道间以同样断面的联络巷来相互连接。综采工作面辅巷多通道如图4-2-67所示。

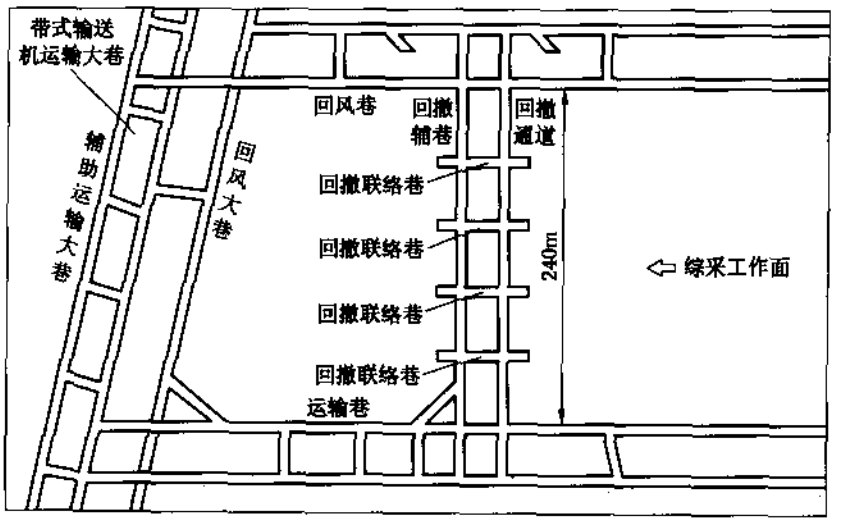


图4-2-67 综采工作面辅巷多通道示意图

2. 人为调节控制周期来压

在相同开采条件下，周期来压的步距是基本恒定的。而周期来压的位置和强度将直接决定回撤条件的优劣，能否通过人为的调节手段有效地控制周期来压的位置及强度，是能否实现快速安全回撤的关键因素。通过对矿区几个生产矿井综采工作面矿压显现曲线的分析和现场的实际观测，发现工作面周期来压有大小之分，且不同的煤层、不同的开采区域，其周期来压的步距亦有所区别。为了控制周期来压步距，采取降低采高的办法来进行人为的调节，从距回撤通道28m处开始将采高由原来的4.5m降为3.6m，直至回采到距回撤通道12m时，再按回撤通道对应高度回采直至贯通。

3. 简化施工工序

先进的科技手段，不仅大大降低了职工的劳动强度，而且也极大地提高了管理质量和管理效益。在搬家倒面的过程中，不断地引入新工艺，采用新方法，将为实现快速搬家倒面注入新的活力。

1）搬运设备及搬运方式

在设备的回撤安装过程中，尽可能采用整件整体搬运的方式，减少设备拆分和对接工序，加快搬家速度。在活鸡兔煤矿 12205 综采工作面回撤与 12207 工作面安装过程中，通过对运输路线拐点半径、设备承重能力、运输路径折返方向等制约因素的计算，将采煤机只分解为左、右摇臂及滚筒和机身 3 部分，机身与机身下部的 7 节中部槽整体运输与安装，免去了摇臂与滚筒之间及机身 3 大部分之间的分解和安装工序。采煤机机身的搬运只用了 3h，与将采煤机解体为 5 部分的旧工艺相比，节约了 36 个小班，减少工时 1224 个；中部槽和挡煤板采取了整体运输的方式，减少了中部槽与挡煤板的拆、装工序，节约了大量的人力和时间；输送机、转载机的刮板与链条也采取了整体搬运的方式；同时将 26m 长的转载机只解体为 6 部分，为快速搬家倒面赢得了大量宝贵的时间，回撤工作面液压支架仅用 20 个小班，从旧工作面设备回撤到新工作面安装完毕并试运转成功仅用了 28 个小班，实现了综采工作面“安全、快速、优质”的回撤安装。

2）支架与中部槽的安装顺序

根据多年来使用胶轮车搬家倒面的实践经验，通常，在安装新工作面时，多采用先安装工作面刮板输送机后安装工作面液压支架的办法，而且曾创造了工作面从安装刮板第一节中部槽起到设备一次性试运转成功并正式开始出煤只用了 6 天零 2 个小班的记录。在特殊条件下，也成功地尝试过先安装工作面液压支架的办法。

在安装补连塔煤矿 3202 工作面设备时，由于该工作面需使用大柳塔煤矿 20605 工作面回撤的三机、移动变电站、泵站，如果按正常顺序安装（先中部槽后支架）的话，届时会出现两矿同时使用支架搬运车，势必会影响回撤安装工期。在这种情况下，通过对 JOY 支架和矿区所有安装中部槽的各种型号叉车的几何尺寸以及开切眼安装条件的研究，决定先安装支架、后安装刮板输送机，使补连塔煤矿在大柳塔煤矿 20605 工作面回撤前便利用时间差将备用配套支架提前安装就位，从而确保了两矿以最短的停产时间同时完成回撤、安装任务。大柳塔煤矿 20605 工作面支架因其运行状况良好，无需升井检修，直接搬到 20607 工作面进行安装，仅运输费用一项就节约 25 万元。

3）转载机机头的快速安装

转载机机头的安装曾是综采工作面安装的一个难点。最初在使用最原始的吊装工具进行安装时，由于转载机机头与马蒂尔系统的对孔连接存在一定难度，需要有足够的起吊高度与可以灵活左右摆动的安装空间，而原始的吊链、单体液压支柱及木垛相配合的起吊对接既不安全又不易实现对孔连接，补连塔煤矿在安装 2211 工作面转载机时曾花费一个班的时间才将其安装就位。在安装 3202 工作面转载机机头时，革新安装工艺，采用道木垫成斜坡，用 912 铲车将转载机机头端起，沿着斜坡爬上去，将转载机机头放在马蒂尔系统上，然后铲车、吊链和单体液压支柱相互配合使用，仅用 3h 便完成了转载机机头的安装。

4）带式输送机安装的新尝试

根据多年来带式输送机安装的实践及经验发现，平行安装法优于顺序安装法。在安装过程中，将托辊、H 架、纵梁等主体结构件与输送带一次性运送到安装地点，分段安装，

分段调整，不仅可以实现平行作业，而且也有利于特殊条件下灵活机动地进行局部调整。经补连塔煤矿与榆家梁煤矿的安装试验，均实现了一次性安装成功。补连塔煤矿3202带式输送机的安装采用分段安装、分段调试的方法，仅用16天时间便完成了长为5000m的带式输送机的安装敷设。同时，在安装过程中尝试了采用支架搬运车牵引输送带的方法，改变了原来单一的绞车牵引方式，极大地提高了安装效率。

4. 充分完善的准备工作

为确保大吨位搬家车辆运行，回撤通道必须提前一个月铺设混凝土底板，其强度应达到C25以上。施工前必须清净底板浮煤和淤泥，施工时必须使用震动棒，防止贯通时单体液压支柱穿底或支架压坏混凝土底板，影响设备回撤。

（1）回撤通道贯通侧混凝土底板抹成45°斜角，非贯通侧用混凝土补齐。

（2）对于机尾电机垂直布置的综采工作面，由于机尾质量大，推进过程中容易下扎，推进到回撤通道时，容易破坏混凝土底板。因此距离回撤通道10m范围内的工作面巷道应提前铺设150mm厚的混凝土底板，并应适当拉底，保证混凝土面与工作面巷道底板持平。

（3）工作面运输巷、回风巷距离回撤通道10m以内的范围应提前铺菱形金属网，工作面贯通期间所铺设的金属网与其连接，可以解决每茬网两端拿拉，影响铺网和安全的弊端。

5. 贯通期间的质量与安全保证措施

1）现场跟班观测顶板压力及来压步距

在距离终采线50m开始，专业技术人员现场指挥、监督、协调工作面生产组织和贯通措施的落实情况，并观测记录工作面基本顶周期来压范围、显现及步距，为工作面实现低压力贯通提供资料。

2）贯通铺网期间的劳动组织

为了避免回撤期间顶板掉矸伤人，保证回撤安全，在距离终采线12m开始，需要在支架前梁铺设顶网护顶。工作面贯通期间工序繁杂，生产和铺网工作交叉，劳动组织显得尤其重要。

3）调整工作面参数

（1）控制贯通高度，防止出现顶板台阶。从开始贯通前50m开始，在回撤通道每15m探测一次顶煤厚度及通道高度，并将探测结果对应工作面支架贯通位置绘制成图，使采煤机司机知道工作面各处的顶煤厚度；在工作面每10台支架上标明该支架对应的通道顶底煤厚度及巷道高度。从距离贯通位置20m起，每刀煤探测一次顶煤厚度及采高，以便煤机司机及时调整顶底板及采高。

（2）在调节小联络巷设立2条导线，导线距回撤通道底板分别高1.8m和2.3m。从工作面与调节联络巷贯通时起，每刀煤测量一次采高及导线距刮板输送机底封板的高度，使采高和底板高度时刻处于控制状态，最终确保顶底板的平整贯通。

（3）加强基本顶周期来压步距的观测及控制，确保低矿压贯通，确保支架初撑力达到要求。贯通期间安排技术熟练的采煤机司机和支架工进行操作，确保工作面高质量贯通。

（4）加强设备检修力度，合理组织生产，加快推进度，实现低压贯通。临贯通前，

设备故障导致长时间停产会发生如死架、大面积漏顶、单体损坏等情况，将严重影响设备回撤速度和生产安全。

2.6.4　采煤工作面作业规程编制

每一个采煤工作面，必须在开采前，按照一定程序、时间和要求，编制工作面作业规程。规程编写人员在编写前应做到以下几点：

（1）明确施工任务和计划采用的主要工艺。

（2）熟悉现场情况，进行相关的分析研究。

（3）熟悉有关部门提供的技术资料。

规程一般应具备下列图纸：

（1）工作面地层综合柱状图。

（2）工作面运输巷、回风巷、开切眼素描图。

（3）工作面及巷道布置平面图。

（4）采煤方式图（采煤机进刀示意图或炮眼布置图等）。

（5）工作面设备布置示意图。

（6）工作面开切眼、运输巷、回风巷及端头支护图（平面、剖面图）。

（7）通风系统示意图、运输系统示意图、防尘系统示意图、注浆系统示意图、注氮系统示意图、安全监测监控系统（设备）布置示意图和避灾路线示意图。

（8）工作面供电系统示意图。

（9）工作面正规循环作业图表。

《煤矿安全规程》、煤矿技术操作规程、上级文件中已有明确规定的，且又属于在作业规程中必须执行的条文只需在作业规程中写上该条文的条、款号，在学习作业规程时一并贯彻其条文内容；未明确规定的而在作业规程中需要规定的内容，必须在作业规程或施工措施中明确规定。

特殊开采、“三下”开采以及开采有冲击地压的煤层，必须编制专门开采设计和安全技术措施。

采煤工作面在以下情况下需编制专项安全技术措施：

（1）采煤工作面遇顶底板松软、过断层、过老空、过煤柱、过冒顶区，以及托伪顶开采。

（2）采煤工作面初次放顶及收尾。

（3）采煤工作面进行安装、撤面。

（4）采用水砂充填法清理因跑沙堵塞的倾斜巷道前。

（5）试验新技术、新工艺、新设备、新材料。

（6）《煤矿安全规程》等规定中要求的其他需要编制的专项安全技术措施。

采煤工作面在以下情况下需对原作业规程选行修改和补充：

（1）现场地质条件与提供的地质说明书不符。

（2）现场需要采用与作业规程规定不同的工艺。

（3）采煤工作面以及运输巷、回风巷加强支护的支护方式、支护强度需要进行变更。

（4）发现作业规程有遗漏。

（5）《煤矿安全规程》等规定的其他需要修改、补充的内容。

编制专项安全技术措施，要参照采煤工作面作业规程的编制、审批、贯彻程序进行。编制的专项安全技术措施要按照先后顺序进行编号，作为采煤工作面作业规程的文件。

出现下列情况之一时必须重新编写作业规程：

（1）地质条件和围岩有较大变化。

（2）改变了原采煤工艺和主要工序安排。

（3）原作业规程与现场不符，失去可操作性。

3　矿山压力与控制

3.1　采场矿山压力及控制

3.1.1　长壁工作面矿山压力显现规律

3.1.1.1　长壁工作面支承压力分布规律

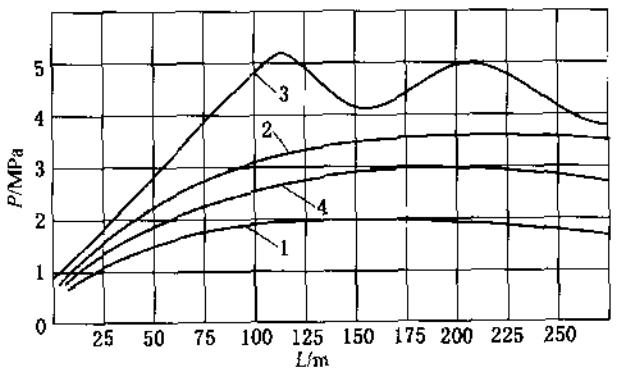
1. 采煤工作面前方的支承压力

采掘空间附近应力增高区内的应力称为支承压力。支承压力的特征一般可用应力集中系数、峰值位置及支承压力范围等参数来说明。

采煤工作面前方煤体内，支承压力的分布范围通常从工作面前方 1 ~ 3m 处开始，直到 30 ~ 40m，甚至有时在距煤壁约 100m 时开始变形，最大应力的位置距煤壁 5 ~ 15m。应力集中系数 K 为支承压力与原岩应力的比值，其变化范围一般为 1.25 ~ 5.00。

2. 采煤工作面后方的支承压力

根据原苏联对某煤矿的已采空间支承压力测定数据资料，采煤工作面后方采空区内已冒落矸石上的支承压力分布情况如图 4 - 3 - 1 所示。从煤层倾斜方向看，工作面中部测点的支承压力值最大，其他各点的最高压力值都未达到原岩应力。可见，在工作面后方冒落矸石上的压力仅能恢复到原岩应力或比原岩应力稍大一点的程度。

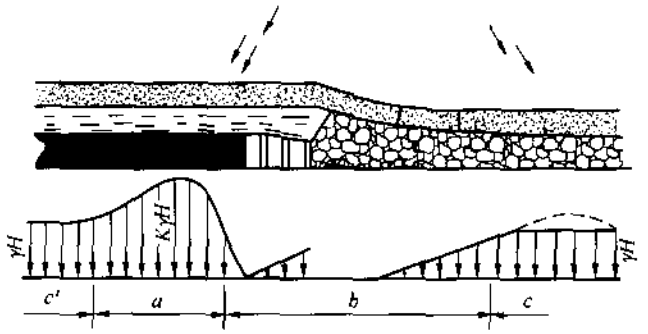


1—测点距离运输巷 10m 处；2—测点距离运输巷 30m 处；
3—测点处于工作面中部；4—测点距离回风巷 20m 处

图 4 - 3 - 1　已采空间支承压力分布曲线

3. 采煤工作面前后方支承压力的特点

采煤工作面前后方支承压力的分布形态如图 4 - 3 - 2 所示。由图 4 - 3 - 2 可知，采煤工作面附近的应力可分为应力降低区、应力增高区（支承压力区）和应力不变区（原岩应力区）。其分布特点是：



a—应力增高区；b—应力降低区；c—稳压区；c'—原岩应力区；
K—应力集中系数；γ—上覆岩层的平均容重；H—开采深度

图4-3-2 工作面前后支承压力的分布

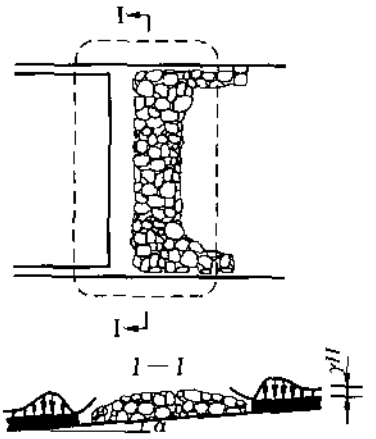
（1）采煤工作面前方煤壁一端几乎支撑着采煤工作空间上方断裂带及其上覆岩层大部分重量，即工作面前方支承压力远比工作面后方支承压力大。

（2）采煤工作面煤壁及采空区垮落带是随着时间向前移动的，因而工作面前后方支承压力带也随着时间向前移动。

（3）由于断裂带内形成了以煤壁及采空区垮落带为前后支承点的拱式平衡结构，所以采煤工作空间处于减压带范围内。

4. 采煤工作面的侧向支承压力

随着采煤工作面的推进，除在工作面前后方产生支承压力区外，在采空区两侧煤柱或煤体中也将产生支承压力区，如图4-3-3所示。在采空区上方岩层冒落稳定后，这种支承压力逐渐趋于固定值，如工作面两端煤柱或煤体不足以抵抗此支承压力时，煤帮或煤柱将产生变形或破坏。在此支承压力区内的巷道因长期受到影响，而难以维护。



α—煤层倾角；γ—上覆岩层的平均容重；
H—开采深度

图4-3-3 采煤工作面的侧向支承压力

5. 支承压力在煤层底板中的传递

采煤工作面采动后，承受支承压力的煤柱或煤体将把支承压力传递给底板。底板内各点应力与施力点的距离成反比，随底板岩层与煤柱之间垂直距离的增加而迅速降低。同时应力以煤柱中心为最大，并向煤柱外侧一定角度扩展。

底板岩层内的应力与煤柱上方支承压力成正比，即与煤层厚度、倾角、埋藏深度、顶板岩层性质、煤层的采动状况和煤柱的宽度等密切相关。若煤柱两侧都已采动，则支承压力叠加，应力在底板内的传播深度和大小均比单侧开采煤柱时大得多。随着煤柱宽度的减小，支承压力在底板内的传递深度和应力值将显著增大。

底板岩层性质对支承压力在底板内的传递范围有很大影响。坚硬的底板岩层可使传递的应力迅速减弱，但应力向煤柱外侧的扩展角度增大。相反，在松软的岩层内，支承压力

传递的深度要比在坚硬岩层内大得多，其强烈影响范围往往可达20～30m。

3.1.1.2　长壁工作面顶板活动规律

1. 直接顶的垮落

煤层开采后，将首先引起直接顶的垮落。直接顶的第一次大面积垮落称为直接顶初次垮落。直接顶初次垮落的标志：直接顶垮落高度超过1m，范围超过全工作面长度的1/2。直接顶初次垮落的跨距称为初次垮落距。初次垮落距的大小由直接顶岩层的强度、分层厚度、直接顶内节理裂隙的发育程度所决定，它是直接顶稳定性的一个综合指标。

直接顶初次垮落前，其一般比上覆基本顶变形大，容易出现直接顶与基本顶间的离层。此时若支架没有足够的初撑力，则直接顶在支架上呈离层状态，极不稳定，很易形成初次放顶期间的推垮型事故。例如，湖南牛马司矿业公司水井头煤矿，其直接顶为2～4m的砂质泥岩，基本顶为18m厚的层砂岩，在初次放顶期间经常发生直接顶冒顶事故。

随着基本顶的初次断裂，基本顶破断岩块的变形迫使直接顶变形，而向支架方向加载荷，此时，直接顶就不再形成初次放顶时可能发生的离层状态。但是，基本顶破断岩块形成的变形失稳与滑落失稳将对直接顶的稳定性产生影响。

2. 基本顶的断裂形式

1）基本顶的梁式破断

采煤工作面自开切眼推进过程中，直接顶发生初次垮落。由于基本顶的强度较大，因而继续呈悬露状态。

由于采煤工作面沿倾斜方向的长度远大于基本顶沿走向悬露的跨距。因此，可将基本顶视为一端由工作面煤壁支撑，另一端由边界煤柱支撑的固定梁。若基本顶之上的岩层强度较低，则上覆岩层的重量将通过基本顶"梁"传递至两端的支撑点上，即煤壁和煤柱上。

2）基本顶的板破断

随着采煤工作面自开切眼的推进，根据已采空面积的情况，如我国华北地区基本顶岩层厚度为2～4m，按薄板理论假设，当基本顶厚度 h 与宽度 a 的比值为1/15～1/7时，可视基本顶岩层为薄板。当基本顶与上部岩层形成离层后，更是如此。根据开采条件及采区边界煤柱的大小，又可将基本顶岩层假设为如图4－3－4所示的情况。

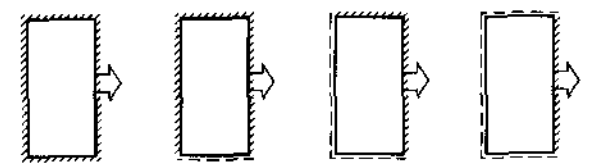


图4－3－4　基本顶支撑条件的简化示意图

3. 基本顶的初次断裂步距

基本顶达到初次断裂时的跨距称为极限跨距，也称为初次断裂步距。掌握基本顶的初次断裂步距，对采场顶板来压的预测预报、岩层移动的计算与控制具有重要的作用。

1）梁式断裂时的极限跨距

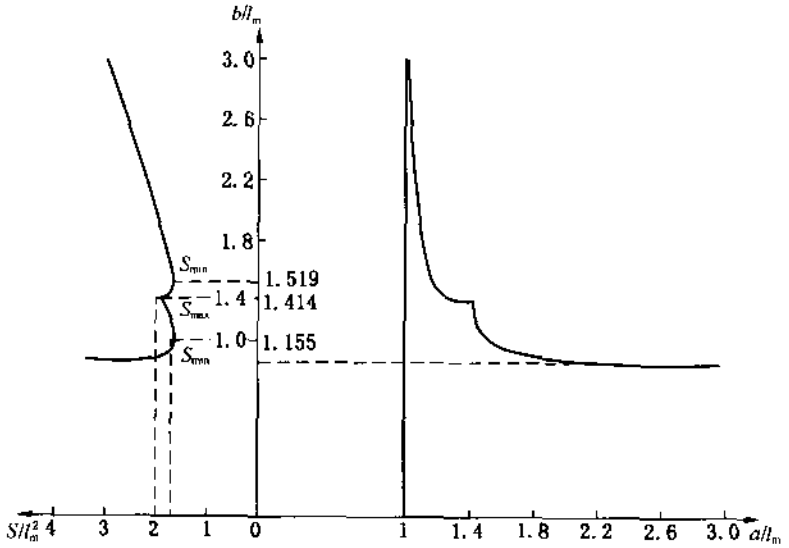
基本顶梁式断裂时的极限跨距可以用材料力学的方法求得，但在什么条件下应按简支梁计算或按固定梁计算，需根据煤层赋存深度及边界煤柱两侧采空的情况来定。

2）板式断裂时的断裂跨距

基本顶初次破断前板的边界支撑条件有4种形式，即四周均为实体煤固支的板；一边采空区或断层简支、三边固支的板；两邻边简支、两邻边固支的板；三边简支、一边固支，即俗称孤岛工作面条件下的板。因此，我们可以按照不同的边界条件来计算初次断裂步距。

在顶板条件一定的情况下，无论采用哪种开采边界条件，初次断裂步距 a_i 总是由相同的 l_m 与相应的 ω_i（$i=1$，2，3，4分别表示图4-3-4的四类边界条件）之积构成。而 l_m 值就是四边固支无限长板条的极限跨距，即 $a_1=l_m$（$b\to\infty$，$\omega_1\to1$），它仅由岩层自身性质（σ_s、μ、h、q）决定，而与工作面长和边界条件无关，故称 l_m 为顶板的步距准数。ω_i 主要由采空区几何形状系数 λ 和边界约束条件决定，它反映了工作面长度和开采边界对初次断裂步距的影响，故称 ω_i 为“边—长”系数。

由于基本顶初次断裂步距是由反映其自身稳定性的步距准数 l_m 和反映开采边界条件与工作面长度影响的“边—长”系数 ω_i 构成的。对于顶板条件相似的邻近工作面，其步距准数是相同的，基本顶初次断裂步距仅随“边—长”系数不同而变化。而顶板岩性的变化，将导致步距准数的改变。工作面长度对基本顶初次断裂步距和极限悬露面积的影响如图4-3-5所示。



a—工作面推进距离；b—工作面长度；S_{min}—基本顶极限悬露面积的最小值；S_{max}—基本顶极限悬露面积的最大值；S—基本顶极限悬露面积；l_m—顶板的步距准数

图4-3-5 工作面长度对基本顶初次断裂步距和极限悬露面积的影响图

由图4-3-5可知，工作面长度对基本顶初次断裂步距及其极限悬露面积的影响均呈“W”形曲线关系，且以 l_m 为渐近线。这表明，在顶板性质和开采边界条件一定的情况下，初次断裂步距总是随工作面长度增减而在同一条“W”形曲线上变化。这就从顶板

岩性角度出发，为确定合理工作面长度提供了科学依据，同时也说明了工作面推进距离接近工作面长度时，坚硬顶板极易出现初次垮落的原因。

3.1.1.3　长壁工作面矿山压力显现规律

1. 基本顶的初次来压

当基本顶悬露达到极限跨距时，基本顶断裂形成三铰拱式的平衡，同时已破断的岩块发生回转失稳（变形失稳），有时可能伴随滑落失稳（顶板的台阶下沉），如图 4－3－6 所示，从而导致工作面顶板的急剧下沉，此时，工作面支架受力普遍加大，即称为基本顶的初次来压。基本顶初次来压时，由开切眼到工作面推进的距离称为基本顶的初次来压步距。一般情况下，基本顶的初次来压步距与基本顶初次断裂的极限跨距相当。

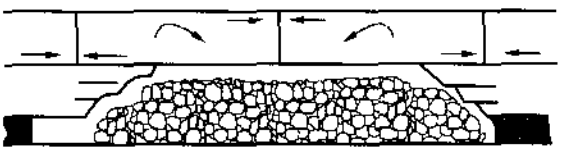
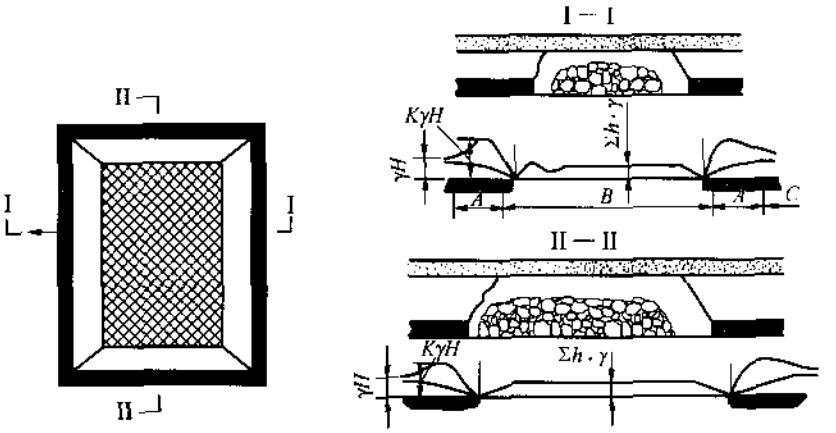


图 4－3－6　基本顶断裂成岩块后的转动

基本顶初次来压前，由于上覆岩层结构中有“梁”或“拱”式结构存在，因此，整个采空区周围的岩体可视为一个结构系统，这个系统的顶部是基本顶岩层，四周则是直接顶加煤柱，采煤工作面就处在这样的结构系统保护之下。其四周岩层的应力分布，沿走向及倾斜方向如图 4－3－7 所示。



A—增压区；B—减压区；C—稳压区；K—应力集中系数；

H—煤层埋深；h—直接顶厚度；γ——上覆岩层平均容重

图 4－3－7　初次来压前四周围岩的支承压力分布状态

显然，采煤工作面煤壁上所承受的支承压力将随着基本顶跨度的加大而增加。即在开切眼推进时最小，在初次来压前达到最大，从而把各个不同的应力区划分为增压区、减压区及稳压区。

基本顶来压前，采煤工作面的顶板压力并不大，但煤壁内的支承压力却达到了最大值。所以，煤帮的变形与塌落（片帮），常常是预示工作面顶板来压的一个重要标志。另外，由于煤壁前方强大的支承压力，可能导致直接顶在煤壁前方形成剪切破坏，从而形成预生裂隙，这对采煤工作空间的顶板管理显然也是不利的。

基本顶初次来压比较突然，来压前，回采工作空间上方的顶板压力较小，因而往往容易使人疏忽大意。初次来压时，基本顶跨距比较大，影响的范围也比较广，工作面易出现事故。因此，在生产过程中应严加注意。例如，西山煤电集团某煤矿煤层在初次来压前，工作面顶板下沉速度 1～1.5mm/h，当工作面推至距开切眼 30m 左右时，基本顶垮落，地表也随之开始移动，采煤工作面顶板下沉速度增至 3mm/h。

由于基本顶初次来压对工作面的影响较大，因此必须掌握初次来压步距的大小，以便及时采取对策。在来压期间，必须加强支架的支撑力，尤其要加强支架的稳定性，一般可采用木垛、斜撑、抬棚等特种支架，加强采煤工作空间的支护。

如前所述，基本顶初次来压步距与来压强度、基本顶岩层的力学性质、厚度、破断岩块之间互相咬合的条件等有关，同时也与地质构造等因素有关。

据大量实测资料统计，我国现有的生产工作面中，初次来压步距为 10～30m 的约占 54%，30～55m 的约占 37.5%，其余为大于 55m 的情况。有的可达到 160m，如同煤集团在砾岩及砂砾岩顶板条件下的采煤工作面。

一般条件下，基本顶初次来压步距越大，工作面来压显现越剧烈，相应的动压系数（支架在来压时的载荷与平时载荷之比）也越大。但在一定条件下，即使基本顶初次来压步距不大，采煤工作面来压显现也会很剧烈，甚至造成工作面支架被压死的现象。如我国神府矿区风积沙浅埋煤层及华东部分矿井在开采浅部煤层时曾遇到过这种情况。

2. 基本顶的周期来压

随着采煤工作面的推进，在基本顶初次来压后，裂隙带岩层形成的结构将始终经历“稳定—失稳—再稳定”的变化，这种变化将呈现周而复始的过程。由于结构的失稳导致了工作面顶板的来压，这种来压也将随着工作面的推进而呈周期性出现。因此，由于裂隙带岩层周期性失稳而引起的顶板来压现象称之为工作面顶板周期来压。

工作面顶板周期来压的主要表现形式：顶板下沉速度急剧增加，顶板的下沉量变大；支柱所受的载荷普遍增加；有时还可能引起煤壁片帮、支柱折损、顶板发生台阶下沉等现象。如果支柱参数选择不合适或单体支柱稳定性较差，则可能导致局部冒顶，甚至顶板沿工作面切落等事故。

在基本顶初次来压及周期来压期间，基本顶的作用力通过直接顶而作用在支架上，同样，支架的支撑力也是通过直接顶而对基本顶进行控制。因此，保证直接顶的完整性有十分重要的意义。但由于基本顶岩层的变形及其与支架的相互作用，常常导致直接顶破碎。

为预防基本顶来压造成的事故，应准确地判断基本顶来压的预兆，及时采取加强支护措施。尤其要保证支架的规格质量，一定的支架密度及支架稳定性。为了控制剧烈的基本顶来压，可将工作面与开切眼斜交，此时基本顶悬板呈梯形，根据顶板达极限跨距时破断的原理，基本顶的破断将不至于造成工作面全面来压，而是呈局部来压状态。例如，枣庄矿业集团枣庄煤矿、徐矿集团三河尖煤矿等都因采取了工作面与开切眼斜交的措施，而减弱了工作面来压的剧烈程度。

3. 顶板压力的估算

目前，有两种确定顶板压力的办法：一种是估算法，即根据现有矿山压力的研究成果，对工作面可能出现的顶板压力进行估算；另一种是实测法，即根据对大量工作面的实测及统计数据，确定工作面顶板压力。

3.1.1.4　影响长壁工作面矿压显现的主要因素

影响长壁工作面矿山压力显现的主要因素是围岩性质、采深、采高、倾角及推进速度。

1. 采高与控顶距的影响

在一定地质条件下，采高是影响上覆岩层破坏状况的最重要因素之一。众所周知，采高越大，采出的空间越大，必然导致采场上覆岩层破坏越严重。根据淮南、淮北矿区，枣庄矿业集团柴里等煤矿的实际测定，在单一煤层或厚煤层第一分层开采时，垮落带与断裂带的总厚度与采高基本上成正比关系。

显然，采高越高，在同样位置的基本顶处于平衡状态的概率越小。而且，在支承压力的作用下，工作面煤壁也越来越不稳定，易于片帮。因此，采高越大的工作面，矿压显现也越严重；采高越低，顶板活动越缓和，煤壁也较为稳定。

应注意的是，上述顶板下沉量是从基本顶形成结构的形式出发进行估算的：对于采煤工作空间的顶板下沉量，假若直接顶与基本顶之间无任何离层，而且直接顶本身也不碎胀，则上述关系式存在。否则，工作空间的下沉量将大于上述估算的下沉量。从顶板管理的角度出发，控制顶板下沉量应以接近或稍小于上述下沉量为佳。

2. 工作面推进速度的影响

工作面推进速度对顶板下沉量的影响，也可用顶板下沉量 s 与时间 t 的坐标关系表示。显然，在一定的生产条件下，时间 t 本身与工作面推进速度有关，且在实际测定中也常常反映出顶板下沉量是时间的函数。因而，有些人认为：既然顶板下沉量与时间有关，若加快推进速度，缩短工作面每个循环的时间，必然可使顶板下沉量减少，这样就能把顶板压力甩掉。但国外资料证明，随着采煤工作面推进速度的加快，顶板下沉速度也明显加快。因此，在什么条件下加快推进速度，可以减少顶板下沉量必须从原理上进行分析。

由分析可知，由于支承压力对煤壁的压裂过程及在采空区的压实过程，均为时间过程，并且上覆岩层破断后，岩块间的相互咬合也经常要经历失稳阶段及处于极限平衡状态。因此，反映在工作面的顶板下沉也是一个时间过程。

3. 开采深度的影响

开采深度对巷道矿山压力显现的影响比较明显，如在松软岩层中开掘巷道，随着深度的增加，巷道围岩的“挤、压、鼓”现象将更为严重。据德国有关资料统计，当开采深度达 1400m 以上时，估计有 30% 的巷道不能采用现有的维护方法，这是因为随着开采深度的增加，巷道围岩的变形与支架上承受的压力都将增加。但开采深度对采场顶板压力的影响并不突出，尤其是对顶板下沉量的影响不明显。这是由于采场顶板的挠曲情况及支架所受载荷的大小，与裂隙带形成“结构”的条件有关，因此主要应视煤层采高、直接顶和基本顶的力学性质、厚度等因素而定，而开采深度对这些参数的影响不太大。在目前的开采深度（600～800m）条件下，实际测定表明，采场顶板下沉量与采深之间并无直接关系。

随着采深的增加，支承压力必然增加，从而导致煤壁片帮及底板鼓起的几率增加，由

此，也可能导致支架载荷的增加。

4. 煤层倾角的影响

实际观测证明，煤层倾角对采煤工作面矿山压力显现的影响也是很大的。例如，随着煤层倾角的增加，顶板下沉量将逐渐变小。众所周知，急斜工作面的顶板下沉量比缓斜工作面要小得多。另外，由于煤层倾角的增加，采空区顶板冒落的矸石不一定能在原地停留，很可能沿着底板滑移，从而改变上覆岩层的运动规律。

5. 分层开采时的影响

开采第一分层时，矿山压力显现规律与普通单一煤层开采没有任何区别。但当开采以下各分层时，工作面顶板就变成了在第一分层开采时冒落的岩块。这样，破碎的顶板必然给顶板管理工作带来新的困难。

开采第二分层时，顶板垮落时的碎胀系数可能小一些，形成的垮落带高度比开采第一分层时可能要高一些。即第一分层开采时形成的断裂带岩层，此时可能有一部分转化为垮落带。但若原断裂带中有一层比较厚而坚硬的岩层，则垮落带的高度也可能变化不会太大。在开采第一分层时，基本顶岩层经历了一次悬露、破裂与折断的过程，而且岩块与岩块的咬合处也经历了一次变形过程，使其完整性受到破坏。因此，在开采第二分层时，某些矿山压力现象可能减弱，而另一些矿山压力现象则可能加剧。一般来说，下分层的矿山压力显现与上分层相比有以下特点：

（1）基本顶来压步距小、强度低。

（2）支架载荷变小。大量统计资料表明，无论采用液压自移支架还是单体支柱，第二分层的支架载荷要比第一分层小，有时可低 40% 左右。其原因是开采第一分层时，顶板来压表现的“动载荷”（即基本顶折断时对支柱形成的载荷）较大，而在开采第二分层时，则主要表现为“静载荷”。另外，在开采第一分层时，“支架—围岩”系统形成的刚度要比以下各分层大。

（3）顶板下沉量变大。有资料显示，下分层顶板下沉量均比上分层大，再生顶板又比非再生顶板增长的幅度大。

由于上述原因，在开采中、下分层时常遇到单体支柱压死、歪倒和破网窜柱等现象。因而在这种情况下，要求支架必须具有适应顶板大变形的能力。

为了控制分层开采时顶板中坚硬岩层运动带来的危害，有时可采用改变开采顺序的方法。例如，枣庄矿业集团山家林煤矿，先开采顶分层，并铺以假顶，当顶板冒落后，再采取洒水、注泥浆等办法，促使其胶结；而后开采底分层，使中分层的煤成为下分层的顶板，缓和了开采底分层时的顶板压力；最后再开采中分层，中分层虽经破坏，但压实后仍可作为开采对象，该试验已获成功。

综上所述，对分层开采中的矿山压力显现规律，应根据具体条件进行分析。

3.1.2 长壁工作面围岩控制

3.1.2.1 支架与围岩相互作用原理

1. 支架与围岩相互作用体系

采煤工作面的支架与其支撑的围岩是一对相互作用着的矛盾统一体。支架结构及性能的设计必须符合采煤工作面围岩的运动规律，只有这样，才能使支护结构设计既经济又合理。同时也只有支架的支撑力分布合适，护顶装置可靠，才有可能维护好顶板，以保证矿

工的安全和生产的正常进行。因此，研究支架和围岩关系，实质上就是要分析支架性能、结构对支架受力及围岩运动的影响，以及在各种围岩状态下支架呈现什么状态，从中分析支架应具有的最合理的结构及参数。

2. 支架与围岩相互作用的特点

从已有的资料分析，采煤工作面支架与围岩关系的特点如下：

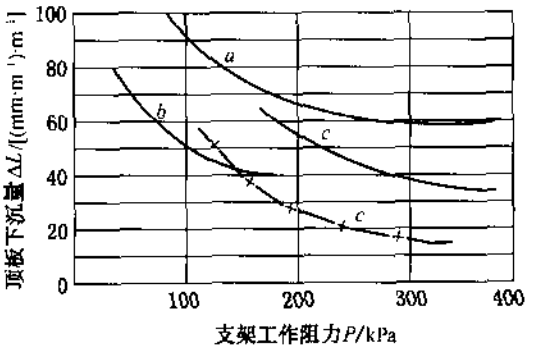
（1）支架与围岩是相互作用的一对力。在小范围内，围岩形成的顶板压力可看做是一个作用力，支架可以视为一个反力，两者应互相适应，大小相等，而且尽可能地作用在一个作用点上。

（2）支架受力的大小及其在采煤工作面的分布规律与支架性能有关。事实证明，刚性、急增阻式、微增阻式或恒阻式支架在工作面上的受力分布状态是不一致的，恒阻式支架的受力比较均匀。

（3）支架结构及尺寸对顶板压力有一定的影响。实际生产中证明，在支架架型选择合适时，可以用最小的工作阻力维护好顶板。例如，在有些条件下，使用短梁的掩护式支架（工作阻力仅 800kN）却能取得比使用四柱垛式（工作阻力 2400kN）更好的维护效果。

3. 支架工作阻力与顶板下沉量的关系

支架工作阻力与顶板下沉量的关系在一定程度上反映了支架与围岩的相互作用关系。国内外研究人员通过实测统计到“$P-\Delta L$”曲线，如图 4-3-8 所示（图中纵坐标为每米采高每米推进度的下沉量）。



a—前苏联；b—英国；c—联邦德国鲁尔矿区

图 4-3-8　实测统计所得“$P-\Delta L$”曲线

所有上述的统计及试验结果均证明了一个事实，即在一定支架工作阻力以上，支架工作阻力增加对顶板下沉量影响较小，但低于此值则影响极大。

由此，可以得到这样的结论，即采场支架的工作阻力并不能改变上覆岩层的总体活动规律。

4. 支架与围岩体系的刚度模型

在支架与围岩体系的组成中，基本顶岩层为厚而坚硬的岩层，可视基本顶岩层为刚性体，而且是支架围岩体系的上部边界。因此，支架与围岩体系可视为由具有一定刚度的直

接顶、支架和底板组成的。

1）支架的刚度

根据支架的工作特性，支架的刚度一般是指支架增阻阶段的刚度。支架刚度越大，支架单位活柱缩量的增阻量越大，对保持顶板稳定所起的作用越好。支架的刚度特征是由立柱的刚度特征决定的，它反映了工作液体的压缩性、立柱活柱和柱体壁变形的综合特性。在支架架型及工作液一定的情况下，其刚度与立柱的密封程度有关。因此，提高支架刚度，则应从增大立柱缸径、改善工作液的物理特性及提高立柱的密封质量入手。

2）直接顶的刚度

直接顶的刚度反映了其承载特性，也表明了其整体力学特性。在中厚煤层回采工作面，由于直接顶为岩层，且一般视其为刚性体，因此，支架的承载状况取决于基本顶的稳定性和采空区冒落矸石的充填程度。随着放顶煤开采的广泛应用，顶煤作为直接顶的一部分，其刚度特性及其对支架围岩体系的影响更为明显。

直接顶在不同的硬度和赋存条件下具有不同的刚度特征，可表现为似刚性、似零刚度和中间型刚度3种类型。不同刚度类型的直接顶对支架围岩体系有着不同的影响。

3）底板的刚度

底板对支架围岩系统的影响主要体现在当底板刚度较小时，支架活柱在下缩增阻的同时，底板也被压缩，相当于立柱增阻量一定时增大了活柱缩量，从而减小了支撑系统的刚度，由此可造成顶板下沉量增大，顶板稳定状态变差。

不同岩性的底板具有不同的刚度，因而对支架围岩体系的影响也不同。

4）支架与围岩体系的刚度

支架与围岩体系的刚度 K 由直接顶、支架和底板的刚度共同决定，可由下式表示：

$$\frac{1}{K}=\frac{1}{K_r}+\frac{1}{K_s}+\frac{1}{K_f} \tag{4-3-1}$$

式中 K_r——直接顶的刚度，GPa；

K_s——支架的刚度，GPa；

K_f——底板的刚度，GPa。

坚硬和中硬底板刚度较大，对支架围岩系统的影响较小；当底板较软时，其刚度较小，这时可通过增大支架底座面积，改变底座的比压分布，以减小底座对底板的比压，降低底板对支架围岩体系的影响。从这一意义上讲，可以认为在支架与围岩系统中，底板的影响是有限的，主要是直接顶和支架的相互作用。因此，上式可简化为

$$\frac{1}{K}=\frac{1}{K_r}+\frac{1}{K_s} \tag{4-3-2}$$

根据上述分析，若直接顶的刚度 $K_r\to\infty$，即直接顶为似刚性体，则 $K\approx K_s$，此时支架的刚度即为系统的刚度；若直接顶的刚度 $K_r\to 0$，即直接顶为似零刚度，则 $K=0$，此时系统的刚度为零；若直接顶的刚度 $0<K_r<\infty$，即直接顶为中间型刚度，则系统的刚度由直接顶刚度和支架的刚度共同决定。

5. 采场支架的工作状态

采场支架的受力状况、工作状态及顶板下沉量，决定于支架与直接顶刚度的相对大小。另外，支架的工作状态是处于“给定变形”状态还是处于“给定载荷”状态，是由

直接顶刚度和支架刚度的相对变化决定的。当支架处在“给定变形”工作状态时，支架应具有足够的支护强度和可缩量；当支架处在“给定载荷”工作状态时，支架应具有足够的稳定性。

3.1.2.2　采场支架选型

1. 综采工作面液压支架选型

综采工作面液压支架架型及其主要参数的选择，必须与矿山地质条件相适应。

液压支架选型不仅包括支架的架型及额定工作阻力、支护强度等参数，而且涉及顶梁、护帮、底座、侧推及阀组等主要部件的选型及其参数的确定。

在选型前必须搜集足够的矿山地质资料，并掌握类似条件下的矿山压力实测数据，尽可能地考虑各种矿山地质条件对液压支架工况的影响，从而更好地做好液压支架选型工作。

2. 综采工作面液压支架选型原则

液压支架应有良好的结构功能和支护性能，能及时维护顶板，防止端面顶板的冒漏，同时能有效地支撑顶板，适应所开采煤层的赋存条件和矿压特点。

液压支架选型要考虑的主要因素：直接顶类型、基本顶来压等级、底板特性、采高、截深、煤层倾角、煤层强度、矿井瓦斯涌出量、局部地质构造情况、顶板岩层含水情况、周围和邻近煤层的采动情况及开采深度等。

目前，用于综采的液压支架主要有支撑式、支撑掩护式和掩护式 3 种形式。其中支撑式支架由于其稳定性差、挡矸性能差，目前已被淘汰；其他两种形式为常用架型。

3. 选型方法

1）分析比较法

根据矿山地质条件来分析、比较及决定支架各部分的类型及参数。其选型原则为：

（1）主要根据直接顶、基本顶的厚度及其物理性质，层理和裂隙发育情况及类级，结合采高、开采方法等因素，确定支架的额定工作阻力、初撑力、几何形状、立柱数量及位置、移架方式、顶板覆盖率。

（2）对于“三软”煤层，目前采取的架型有两种：一种是短顶梁的支撑掩护式托梁掩护支架，可采用插底式支架；另一种是对顶板采取全封闭方式的支顶式掩护支架，可采用长侧护板的整体顶梁加伸缩梁支架。

（3）根据煤层厚度、变化范围及其规则程度，确定支架最大和最小高度、活柱伸缩段数、加高装置。结合煤层的强度和节理发育程度，确定是否采用护帮装置及装置的形式和尺寸。当煤层厚度小于 2.7m 时，一般不使用护帮装置。

（4）煤层倾角数据主要用于确定支架稳定性，如防倒、防滑装置，锚固站及调架装置。

（5）底板抗压人强度及平整程度用于确定底座类型。

（6）依据煤层的瓦斯含量及释放方式，确定支架的最小过风断面是否满足通风要求。

（7）矿井地质构造情况，特别是断层的落差、影响范围，陷落柱的分布范围和规律。

根据以上原则，对可供选择的支架架型及各部件的几个方案进行比较后，决定采取某种支架架型及其参数。

2）综合评分法

综合评分法的步骤如下：

（1）支架选型要素及评价。已知开采地质和技术条件，进行支架选型时，必须考虑各种支架对围岩的适应性及力学特性，即反映支架对围岩的适应能力、支架的力学特性和工作特性。根据对上述要素的分析和评价，可初步进行支架选型，进一步对支架和结构选择，可按专家评分法进行。

（2）确定重要性系数。不同的架型结构与地质技术条件并非同等重要，因此，应合理地确定重要性系数。

（3）选择架型和结构要遵循的程序：按 $Q_i = \sum W_i \cdot R_i$（Q_i——综合评价得分；W_i——重要性系数；R_i——支架对各种条件适应性得分）计算给定地质、技术条件下的各种架型和结构的 Q_i 值；对所有 Q_i 值进行比较，取 Q_i 的最大值 Q_{max}（Q_{max}——综合评价得分），即当 $Q_i = Q_{max}$ 时，则该结构和架型在给定条件下为最优。

支架型式和结构选定后，需进一步完成的工作：确定支架初撑力和工作阻力；以结构件内力最小为目标函数，进行结构参数优化选择，优化支架结构参数。

4. 矿用单体液压支柱的选型

矿用单体液压支柱的选型包括单体液压支柱的选型与顶梁的选型。

1）矿用单体液压支柱及选型

单体液压支柱属于恒阻式支柱，具有恒定不变的工作阻力，适应于不同的采煤工作面、不同的顶板条件和不同的工作面矿山压力。它和金属铰接顶梁配合，可适用于煤层倾角在35°以下的任何采煤工作面。对于有冲击地压的采煤工作面，可以更换大流量的三用阀，使单体液压支柱满足支护要求。

单体液压支柱按供液方式分成两大类，即外供液式单体液压支柱（简称外注式）和内供液式单体液压支柱（简称内注式）。

外注式单体液压支柱是以泵站为动力源，通过管路系统和注液枪来实现升柱。支柱回收时，通过卸载手把打开三用阀中的卸载阀，腔内液体喷入采空区，实现回柱。支柱通常使用的工作液为含2% ~3%乳化剂的乳化液。

压力指示式矿用单体液压支柱是在原矿用单体液压支柱的基础上，增加了压力指示器，以显示该支柱所承受顶板压力的大小；增加了支柱内腔清理系统，以保持支柱内腔的清洁；用新型油缸密封活塞替代原密封活塞，以增加支柱密封的可靠性；采用电弧喷涂长效防腐工艺，可以使用水介质为工作液；活柱表面经过增强处理，可以达到防炮崩的目的。

内柱式单体液压支柱所使用的工作液为专用的5号液压油，其升柱是靠自身的手摇泵来实现。支柱回收时，用卸载手把打开卸载阀，5号液压油回到储油腔，完成内部循环，实现回柱。

单体液压支柱型号的确定，主要是依据支柱所需支护的最大、最小高度来确定。而单体液压支柱最大支护高度 H_{max} 和最小支护高度 H_{min} 分别按下式计算，即

$$H_{max} = M_{max} - b \tag{4-3-3}$$

$$H_{min} = M_{min} - \Delta h - b - a \tag{4-3-4}$$

式中 M_{max}——煤层最大采高，mm；

b——顶梁高度，mm；

M_{min}——煤层最小采高，mm；

Δh——最大控顶距处顶底板移近量，mm；

a——卸载高度，一般取 50mm。

根据上面计算出的最大、最小支护高度的要求，并考虑一定的富余量，选择相应的液压支柱支护采煤工作面。常用外注式单体液压支柱的主要技术特征见表 4－3－1，压力指示式单体液压支柱主要技术特征见表 4－3－2，常用内注式单体液压支柱主要技术特征见表 4－3－3。

2）顶梁的选型

单体液压支柱顶梁主要有铰接顶梁和 Π 型长钢梁两种。HDJC 型金属铰接顶梁的基本参数和尺寸见表 4－3－4。Π 型长钢梁是用两根热轧矿用 Π 型钢焊接而成，并与单体液压支柱配套使用。

铰接顶梁的长度根据工作面采煤机的截深确定，其顶梁长度等于截深或等于 2 倍截深。

当截深为 0.8m、1.0m 时，一般采用顶梁长度等于截深的铰接顶梁；当截深为 0.6m 时，可采用顶梁长度等于截深，也可采用顶梁长度为 2 倍截深的铰接顶梁。

3.1.2.3　单体液压支柱工作面顶板控制

1. 顶板控制的目标

对单体液压支柱工作面，从当前技术水平出发，其合理的顶板控制目标有：能最大限度地消除压、漏、推冒顶隐患，防止发生各种类型的冒顶事故；能保持顶底板移近量、台阶下沉量及端面冒高等顶板状态参数在一定限度之内，以保证顶板处于良好状态；所需的费用最少。

2. 顶板控制的原则

从顶板控制的目标出发，单体液压支柱工作面的顶板控制原则如下：

（1）对垮落带岩层采取“支”，采场支柱的工作阻力应能平衡工作空间及采空区上方垮落带岩层的重量，采场支柱的初撑力应能平衡工作空间及采空区上方垮落带直接顶的岩重。

（2）对断裂带岩层采取“让”，采场支柱的可缩量应能适应断裂带岩层的下沉。

（3）当直接顶厚度不足 1 倍采高，尤其是煤层上就是厚度不大的基本顶时，可用“切”的原则切断采空区上方的基本顶。

（4）当直接顶厚度不足 1 倍采高时，对厚层难冒顶板，应松动碎裂 3 倍采高顶板岩层，或在工作面前方采取钻眼爆破或高压注水的措施，进行松动弱化，或在采空区挑顶 3 倍采高，这些措施也可统称为“挑”。

（5）不论哪一种顶板，都要针对直接顶的稳定性采取“护”。

（6）不论哪一种顶板，如果是复合顶板，应使支柱的初撑力本身就能起到防推作用。为此，支柱初撑强度 p_c（kPa）应满足下式要求，即

$$p_c \geqslant \gamma h\left(\cos\alpha - \frac{1}{f}\sin\alpha\right) \tag{4-3-5}$$

式中　γ——复合顶板下位软岩层平均体积力，kN/m^3；

h——复合顶板下位软岩层厚度，m；

表 4-3-1 常用外注式单体液压支柱主要技术特征

型号	支撑高度/mm		伸缩行程/mm	额定工作阻力/kN	额定工作液压/MPa	初撑力/kN	泵站压力/MPa	油缸直径/mm	底座面积/cm^2	全程降柱速度/(mm·s^{-1})	实际工作液	支柱质量/kg	
	最大	最小										有液	无液
DW06-250/80	630	450	180	250	50	75~100		80	113	>40	含 M10 乳化剂 1%~2% 的乳化液	20	19
DW08-250/80	800	545	255									23	22
DW10-250/80	1000	655	345									28	26
DW12-250/80	1200	765	435									31.5	30
DW14-250/80	1400	870	530									34.5	32
DW16-250/80	1600	980	620									37.5	35
DW18-250/80	1800	1080	720									40.7	38
DW06-300/100	630	485	145	300	38.2	118~157	15~20	100	109			26	25
DW08-300/100	800	578	222									28	27
DW10-300/100	1000	685	315									33	32
DW12-300/100	1200	792	408									38	36
DW14-300/100	1400	900	500									42	40
DW16-300/100	1600	1005	595									45	43
DW18-300/100	1800	1110	690									49	47
DW20-300/100	2000	1240	760									56	52
DW22-300/100	2240	1440	800									60	55
DW25-250/100	2500	1700	800	250	31.8	142~190		110	120			63	58
DW28-250/100	2800	2000	800									75	70
DW28-250/110	2800	2000	800									80.4	76.4
DW31.5-250/110	3150	2350	800									87.8	82.8
DW35-250/110	3500	2700	800									94.2	88.2

表4-3-2 压力指示式单体液压支柱主要技术特征

型号	支撑高度/mm		伸缩行程/mm	额定工作阻力/kN	额定工作液压/MPa	初撑力/kN	泵站压力/MPa	油缸直径/mm	底座面积/cm^2	全程降柱速度/($mm \cdot s^{-1}$)	工作液	压力指示精度	支柱质量/kg	
	最大	最小											有液	无液
DW06-250/80Z	630	450	180	250	50	75~100		80	113	>40	中性水或含M10乳化剂1%~2%的乳化液	10%	20	19
DW08-250/80Z	800	545	255										23	22
DW10-250/80Z	1000	655	345										28	26
DW12-250/80Z	1200	765	435										31.5	30
DW14-250/80Z	1400	870	530										34.5	32
DW16-250/80Z	1600	980	620										37.5	35
DW18-250/80Z	1800	1080	720										40.7	38
DW06-300/100Z	630	485	145	300	38.2	118~157	15~20	100	109				26	25
DW08-300/100Z	800	578	222										28	27
DW10-300/100Z	1000	685	315										33	32
DW12-300/100Z	1200	792	408										38	36
DW14-300/100Z	1400	900	500										42	40
DW16-300/100Z	1600	1005	595										45	43
DW18-300/100Z	1800	1110	690										49	47
DW20-300/100Z	2000	1240	760										56	52
DW22-300/100Z	2240	1440	800										60	55
DW25-250/100Z	2500	1700	800	250	31.8	142~190		110	120				63	58
DW28-250/100Z	2800	2000	800										75	70
DW28-250/110Z	2800	2000	800										80.4	76.4
DW31.5-250/110Z	3150	2350	800										87.8	82.8
DW35-250/110Z	3500	2700	800										94.2	88.2

α——煤层倾角，(°)；

f——复合顶板软硬岩层之间的摩擦因数。

表 4-3-3 常用内注式单体液压支柱主要技术特征

型号	支撑高度/mm		工作行程/mm	工作阻力/kN	初撑力/kN
	最大	最小			
DN06	650	510	140	250	40
DN08	800	590	210	250	50
DN10	1000	720	280	250	50
DN12	1200	870	330	250	50
DN14	1400	1000	400	250	70～80
DN16	1600	1100	500	250	70～80
DN18	1800	1250	550	250	70～80
DN20	2000	1360	640	300	70～80
DN22	2200	1540	700	300	70～80

表 4-3-4 HDJC 型金属铰接顶梁的基本参数和尺寸

型号	外形尺寸/mm						许用弯矩/(kN·m)	
	长度	梁身长	最大长度	梁身宽	梁身高	铰接部高度	梁身	铰接部
HDJC～800	800	642	904					
HDJC～900	900	742	1004					
HDJC－1000	1000	842	1104	100/83	70	80	35	18
HDJC－1100	1100	942	1204					
HDJC－1200	1200	1042	1304					

型号	梁身端面系数/cm^3		各向调整角度/(°)				质量/kg
	W_x	W_y	上	下	左	右	
HDJC～800							17.35
HDJC～900							18.95
HDJC－1000	44.02	32.25	≥9	≥9	≥3	≥3	20.55
HDJC－1100							22.13
HDJC－1200							23.73

(7) 支护参数应保证顶板处于良好状态。一般情况下，应保持工作面控顶范围内顶底板移近量每 1m 采高不大于 100mm，顶板不出现台阶下沉，端面冒高不大于 200mm。

3. 工作面支护强度的确定

与工作面支护强度密切相关的支护参数有支柱初撑力、支柱密度和支护系统刚度。

1) 支柱初撑力

顶板控制设计中，应使单位支柱初撑力尽量能达到额定值。目前，在使用单体液压支柱的工作面中，主要的问题就是初撑力偏小，从而产生了推垮型冒顶事故。因此，现阶段应尽可能设法提高支柱的实际初撑力。一般条件下，支护设计中的支柱初撑力不应低于其

额定初撑力的 70% ~80% 。

2）支柱密度

一般合理支柱密度可用下式表示，即

$$n = \frac{p_r}{R_T} = \frac{1}{ab} \tag{4-3-6}$$

式中　n——工作面合理的支柱密度，根/m^2；

p_r——工作面合理的支护强度，kPa；

R_T——工作面支柱的实际（有效）支撑能力，kN/柱；

a——排距，m；

b——柱距，m。

支柱密度确定的关键是如何确定合理的支护强度 p_r 和支柱实际（有效）的支撑能力 R_T。

（1）合理支护强度的确定。合理支护强度取决于顶板的控制要求，包括防止直接顶离层、破碎、减小煤壁片帮、防止可能发生的顶板事故等。煤层的顶底板不同，控制的要求也不同。支架控制垮落顶板所需合理支护强度 p_z 为

$$p_z = A f_z = h_z \gamma_z f_z \tag{4-3-7}$$

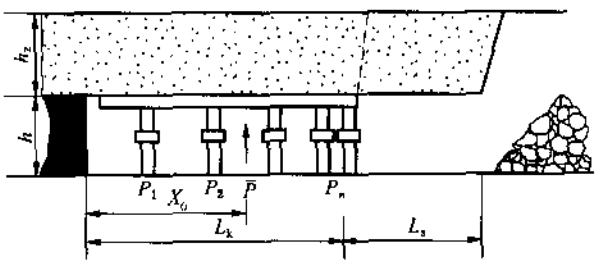
式中　p_z——合理支护强度，kPa；

h_z——垮落顶板厚度，m；

f_z——垮落顶板悬顶系数，$f_z = \frac{1}{2} n_i (1 + L_s/L_k)^2$；$n_i = X_0/L_k$，无悬顶（即 $L_s = 0$）时，$f_z = 1$（图 4-3-9）；

γ_z——直接顶岩层容重，kN/m^3；

A——直接顶压力，$A = h_z \gamma_z$，kPa。



$P_1 \cdots P_n$—支柱支撑力；$\bar{P}$—支柱支撑合力；L_k—控顶长度；L_s—悬顶距

图 4-3-9　悬顶周期性垮落

支架控制基本顶（断裂带）所需合理支护强度，主要考虑支架处在“给定变形”状态下工作所需的合理支护强度为

$$p_r = A + \frac{h_E \gamma_E L}{2L_k} \tag{4-3-8}$$

式中　L——基本顶岩梁断裂步距，m；

h_E——岩梁厚度，m；

γ_E——岩梁容重，kN/m^3；

L_k——控顶长度，m。

（2）支柱在井下有效支撑能力的确定。多年来的现场实践与理论研究表明，支柱在井下的有效支撑能力可以按以下几种情况计算确定：

支柱不钻底、支护质量正常时，支柱在井下有效支撑能力为

$$R_T = K_B K_Z R_B \tag{4-3-9}$$

式中 K_B——支柱承载不均匀系数；

K_Z——增阻系数；

R_B——支护回撤前所能达到的理论工作阻力，kN/柱。

通过对一些矿区进行观测，上式中几个参数取值范围见表4-3-5。

表4-3-5 有关参数取值范围

支柱类型	K_B	K_Z	R_B
单体液压支柱	0.8~0.9	0.9~0.95	250~300

当底板抗压入能力低于支柱的支撑能力时，支柱的有效支撑能力将取决于底板抗压入能力，即

$$R_T = K_B K_Z R'_B \tag{4-3-10}$$

式中 R'_B——与底板抗压入强度相对应的支柱工作阻力，kN/柱；

K_B，K_Z——分别为考虑支柱钻底时的承载不均匀系数和增阻系数。

确定支柱密度后，应换算为具体的排距和柱距。下面以使用单体支柱和铰接顶梁支护的工作面为例来说明。

通常，支柱的排距是采煤工作面每次采煤进度或采煤机截深的整倍数，是在综合考虑最有利的采煤进度或采煤机截深、顶梁长度、顶板状况等因素后确定的。

考虑到机道的宽度往往大于排距，因此应引进一个修正系数 K。当排距为0.8m时，取 $K \approx 1.2$；当排距为1m时，取 $K = 1.1$；当排距为1.2m时，则取 $K = 1$。这样，柱距 b 的计算公式为

$$b = \frac{1}{Kna} \tag{4-3-11}$$

式中 n——工作面合理的支柱密度，根/m^2；

a——排距，m。

使用单体支柱与铰接顶梁的工作面，柱距都不应小于0.5m，否则，将造成生产工作的困难。此外，即使在顶板非常完整的条件下，柱距也很少超过1m。

在破碎顶板下采煤或在金属网下采煤时，不论是采用单体支柱铰接顶梁支护，还是采用Ⅱ型长钢梁对棚迈步支架支护，柱距一般都不宜超过0.7m，否则，将形成局部漏冒或网兜。

3）支护系统刚度

支护系统刚度，是指单位顶底板移近量所对应的支柱工作阻力增量，单位为kN/mm。

单位顶底板移近量中包含有顶梁与背顶材料的压缩量，支柱本身的下缩量及支柱钻底量等。由此可见，在一定矿山压力下，如果顶梁与背顶材料的压缩量很小，则支柱缩量和钻底量较小，支护系统的刚度将较大。即支护系统刚度取决于顶梁与背顶材料的刚度、支柱本身的刚度以及底板岩层的刚度。

如果采用金属顶梁，一般认为其是不可压缩的。目前所使用的背顶材料，其压缩率可达 50% 左右，而且背顶材料的压缩在支柱工作阻力达 50kN 以前已经完成，若支柱工作阻力再增加，就表现出很大的刚度。采煤工作面中普遍使用的单体液压支柱，在支柱初撑时已基本完成背顶材料的压缩全过程。单体液压支柱如能保持其本身的工作特性，其刚度还是较理想的。从底板岩层的刚度看，含有砂页岩、砂岩等中硬或坚硬的底板，其刚度较大，能保持整个支护系统较大的刚度；而含有煤、泥岩、页岩等较软或很软弱的底板，由于本身刚度太小，导致整个支护系统刚度降低，对控顶极为不利。因此，如工作面底板比较松软，为了控制顶板，保证正常生产，就必须穿铁鞋，以保证支柱钻底量不超过一定限度。此外，浮煤必须打扫干净，否则，会降低底板的刚度。

当前，可暂以支柱钻底量作为控制支护系统刚度的指标。一般情况下，支柱钻底量不得超过 100mm，否则，就要穿铁鞋。

在进行工作面控顶设计时，为保证工作面有一定的支护强度，支柱初撑力（或平均工作阻力）、支柱密度、支护系统刚度这三者都作为互相影响的因素而被综合考虑。多数情况是在一定的支护系统刚度的情况下（确定是否穿铁鞋、铁鞋的面积多大），先确定支柱初撑力（或平均工作阻力），再确定支柱密度。有时是在一定的支护系统刚度下，先确定支柱密度，再确定支柱初撑力。个别情况下，由于底板特别松软，可以在降低支柱初撑力、加大支柱密度的前提下，保证支柱钻底不超过一定限度。

应当指出，顶底板移近量、端面冒高、顶板台阶下沉量等，都与工作面支护强度有关。实践表明，支护强度越大，这些参数的数值就越小。也就是说，为了使顶板处于良好状态，就要把支护强度提高到一定的水平。提高支柱初撑力、支柱密度、支护系统刚度这 3 个支护参数之一，即可提高支护强度。因此，在生产过程中，如果出现顶板状态参数过大，就要调整一个或几个支护参数，从而使工作面顶板处于良好状态。

3.1.2.4　综采工作面顶板控制

综采工作面的顶板控制主要表现在支架与围岩的适应性上，当适应性好时，顶板事故率低，可实现工作面高产、高效生产。适应性主要表现在 3 个方面：液压支架的架型及主要参数，支架在煤层特殊赋存条件下的适应性，工作面处于特殊地点及时期的控顶技术。

对液压支架起决定作用的力学参数是工作阻力和初撑力。

1. 液压支架工作阻力

决定液压支架合理工作阻力的方法主要有载荷估算法、实测统计法及理论分析法等。

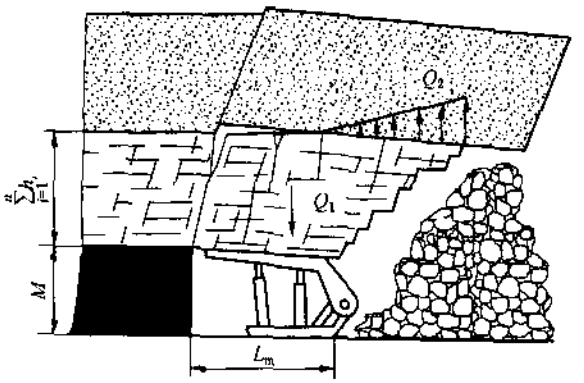
1）载荷估算法

支架的合理工作阻力 P 应能承受控顶区内及悬顶部分的全部直接顶岩重 Q_1，还要承受当基本顶来压时形成的附加载荷 Q_2（图 4－3－10），即

$$P = Q_1 + Q_2 = \sum h_i l_i \gamma_i + Q_2 \qquad (4-3-12)$$

式中　h_i，l_i，γ_i——分别为第 i 层直接顶的厚度、悬顶距及体积力。

由此可知，工作面的合理支护强度 p 应为



M—采高；L_m—控顶距；h_i—第 i 层直接顶的厚度

图 4-3-10 支架受力图

$$p = \sum h\gamma + \frac{Q_2}{L_m} = n\sum h\gamma \tag{4-3-13}$$

式中 n——来压时的动载系数；

h——直接顶岩层厚度，m；

γ——直接顶容重，kN/m^3；

Q_2——基本顶来压时形成的附加载荷，kN；

L_m——控顶距，m。

即 $p=(4\sim8)M\gamma$。显然，在顶板条件较好，周期来压不明显时可取低倍数，而周期来压比较剧烈时，则可用高倍数。

经对实测资料的分析，Q_2 与基本顶初次来压步距 L_0 具有明显的线性关系，进行回归可得 $Q_2=8L_0L_m$。故 p 也可用下式表示，即

$$p = 200 + 8L_0 \tag{4-3-14}$$

式中，200 大致相当于 $h\gamma$ 值；L_0 为基本顶初次来压步距。

2）实测统计法

经过对我国近 30 年来的实测统计，由煤炭科学研究总院提出，原煤炭部发布列为国家煤炭行业标准的综采工作面支护强度的经验公式为：

（1）Ⅰ～Ⅲ级基本顶的额定支护强度下限的计算公式如下：

$$p_H = 72.3h_m + 4.5L_p + 78.9B_c - 10.24N - 62.1 \tag{4-3-15}$$

式中 p_H——额定支护强度，kPa；

h_m——工作面煤层采高，m；

L_p——基本顶周期来压步距，m；

B_c——控顶高度，m；

N——直接顶厚度与采高之比。

（2）Ⅳ级基本顶的沿米支护阻力下限计算公式如下：

$$r_H = (241\ln L_f + 52.6h_m - 15.5N - 455)B_cC_k \tag{4-3-16}$$

式中 L_f——基本顶初次来压步距，m；

C_k——备用系数，Ⅳa 级基本顶，取 $C_k = 1.2 \sim 1.3$；Ⅳb 级基本顶，取 $C_k = 1.4 \sim 1.6$。

基本顶初次来压步距与周期来压步距按下式进行换算，即

$$L_f = 2.45L_p \tag{4-3-17}$$

额定支护强度和沿米支护阻力下限公式的计算结果，经调整后列入表 4-3-6。

表 4-3-6　各级基本顶必需的支护强度和沿米支护阻力下限

参数名称		额定支护强度/kPa					沿米支护阻力下限/(kN·m^{-1})	
基本顶级别		Ⅰ	Ⅱ	Ⅲ	Ⅳa	Ⅳb	Ⅳa	Ⅳb
采高 h_m/m	1	390	420	470	610	750	2745	3375
	2	440	490	530	720	800	3240	3600
	3	500	550	580	830	970	3735	4365
	4	570	680	680	935	1050	4200	4810

（3）液压支架额定阻力。已知支护强度，则必需的支架额定阻力为

$$Q_S = p_H B_c S_c / K_S \tag{4-3-18}$$

式中　Q_S——液压支架额定阻力，kN/架；

S_c——液压支架中心距，m；

K_S——液压支架支撑效率，一般支撑式支架，取 0.90～0.95；支掩式掩护支架，取 0.65～0.75；支顶式掩护支架，取 0.80～0.90；支撑掩护式支架，取 0.80～0.95。

3）理论分析法

砌体梁学说认为，工作面支架的作用应及时支撑控顶区内直接顶岩层，避免直接顶和基本顶离层而破碎。同时，要对上覆可能形成砌体梁结构的基本顶岩层施加作用力，以平衡其部分载荷，不让其沿工作面形成切顶及大量的台阶下沉。

上覆岩层断裂时的受力情况如图 4-3-11 所示。A 岩块前端断裂瞬间，为协助 B 岩块实现平衡结构，其支护强度关系式为

$$p_H = \frac{\sum h_i \gamma_i + \left[2 - \dfrac{L_z \tan(\varphi - \theta)}{2(H - \delta)}\right] Q}{L_m} \tag{4-3-19}$$

式中　p_H——支护强度，kPa；

h_i——第 i 层直接顶的厚度，m；

γ_i——第 i 层体积力，kN/m^3；

φ——岩块间摩擦角，(°)；

θ——岩块破断角，(°)；

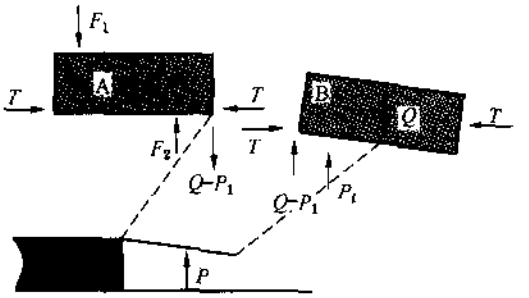
H——基本顶岩层厚度，m；

δ——B 岩块回转下沉量，m；

Q——B 岩块的重量及载荷，kN；

L_z——周期来压步距，m；

L_m——控顶距，m_c。



T—岩块两侧的水平力；P—支架的工作阻力；P_1—支架通过直接顶对基本顶的作用力；F_1—上位岩层的阻力；F_2—煤壁对A岩块的支撑力；Q—B岩块的载荷

图4-3-11 上覆岩层断裂时的受力情况

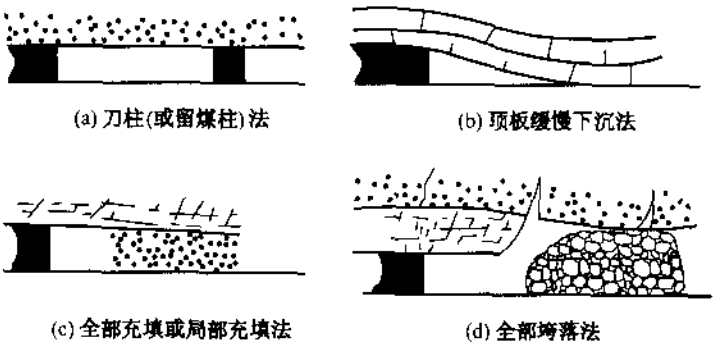
2. 初撑力

初撑力在支架参数中具有重要地位，其对顶板控制的重要性已得到普遍认同。提高支架初撑力，可以减少顶板离层，增强顶板自身强度，增加顶板的稳定性；提高支架对机道顶板的支撑能力，减少工作面顶板端面破碎度及煤壁片帮；压实顶梁上及底座下浮矸，提高支撑系统刚度；充分利用支架额定支撑能力，减少顶底板相对移近量。

为提高初撑力，要使用高压乳化液泵、高压软管，以及与其相适应的液压系统和阀件。目前我国部分矿区使用了电液控制系统，这些为提高初撑力创造了条件。根据对44个综采工作面的统计，实测初撑力和额定初撑力之比为0.714，均方差为0.11。因此，设计时应考虑设计初撑力的利用率，一般设计初撑力高一些较好。

3.1.2.5 采空区处理技术

为了维护好采煤工作面，必须对采煤工作面进行支护，并对采空区进行处理。目前主要的几种采空区的处理方法，如图4-3-12所示。



(a) 刀柱(或留煤柱)法　(b) 顶板缓慢下沉法

(c) 全部充填或局部充填法　(d) 全部垮落法

图4-3-12 采空区的处理方法

采用刀柱（或留煤柱）法、顶板缓慢下沉法或全部垮落法处理采空区时，从技术上与现场实施工艺上都比较简单。而采用充填法处理采空区时，对充填材料、充填系统与充填工艺都有特殊的要求，其技术难度较大。

充填法处理采空区可以缓和工作面支承压力产生的矿压显现，改善采煤工作面和巷道维护状况，有效减少地表下沉和变形，提高采出率，保护地面建筑物、构筑物、生态环境和水体。

根据充填材料的不同，目前充填法主要有水砂充填、矸石充填与似膏体充填。充填法可用的充填材料较多，有河砂、矸石、粉煤灰、废油母页岩等。由于充填材料耗量大，成本相差较大，直接影响充填费用，因此，充填材料是决定充填成本的重要因素。充填材料选择的原则：数量和质量基本上能满足所用充填方法的要求，且价格低廉，便于输送，有利于安全生产和当地环境保护。

3.1.2.6　采场初采、末采及端头顶板控制

1. 单体液压支柱工作面初采顶板控制

采煤工作面的顶板事故大多数发生在初次放顶期间。据抽样调查统计资料，1981—1987 年期间，全国统配煤矿在基本顶初次来压前发生的顶板事故，约占工作面顶板事故总数的 85%，距开切眼小于 10m 范围内发生的顶板事故约占顶板事故总数的 69%。因此，控制好初次放顶期间的顶板，是保证工作面顶板安全的重点。

1）直接顶初次垮落阶段的顶板控制

直接顶初次垮落阶段的顶板事故，主要发生在工作面顶板为复合顶板和坚硬直接顶条件下，为此，重点分析这两类顶板的控制措施。

具有复合顶板的煤层，特别容易在顶板初次垮落阶段发生冒顶，应加强这个阶段的顶板控制，应主要采取以下措施：

（1）进行现场调查研究，制定切实有效的初次放顶措施。

（2）推行采掘机械化和爆破新技术，减少采掘过程对软顶的震动破坏影响程度。

（3）加强护顶支护，提高支架初撑力及稳定性。

（4）必要时采用沿工作面分段锚固软顶支护方法。

（5）确定适当的控顶距和放顶距。

（6）适当降低采高或充填放顶区。

坚硬直接顶初次放顶，一般经过初次垮落和周期垮落两个阶段。这两个阶段顶板控制应主要采取以下措施：

（1）合理估算直接顶初次垮落阶段的支护强度。

（2）正确进行支护选型及支柱密度估算。

（3）加强新放顶排的特种支护。

（4）合理确定初次垮落阶段的控顶距。

2）基本顶初次来压阶段的顶板控制

基本顶初次来压阶段顶板控制的主要措施如下：

（1）掌握 8 倍采高内顶板岩层的基本情况，包括直接顶岩性及分层厚度、基本顶岩性及分层厚度、底板岩性和抗压人强度。

（2）坚持初次放顶期间支护质量与顶板动态的监测和预报。

（3）对Ⅰ级基本顶，由于直接顶厚度在采高3倍以上，直接顶垮落后基本能充满采空区，基本顶初次来压不明显，工作面支护强度应能平衡3倍采高的顶板岩层重量；对Ⅱ、Ⅲ级基本顶的工作面支护强度，应按Ⅰ级基本顶的支护强度分别乘以1.3及1.6的动压系数，再对照矿压监测数据确定，同时放顶排支柱的工作阻力应能支撑冒落带顶板岩重；对Ⅳ级基本顶的支护强度，应根据采空区处理方法具体研究确定。

（4）对Ⅱ、Ⅲ、Ⅳ级基本顶，应根据基本顶初次来压步距及来压显现程度、下伏直接顶类别及厚度、煤层采高及倾角等因素，在来压前沿放顶线增设不同数量和规格的特种支架。

（5）初次来压期间，应采取浅截多循环方式，加快工作面进度，保持较完整煤壁的支撑作用，有片帮危险时应增设贴帮柱。

（6）当控顶区内基本顶或坚硬直接顶出现台阶下沉时，应适当加大控顶距，加强台阶下沉采空区侧的支护。

（7）基本顶初次来压强烈，有大面积切顶预兆时，应迅速撤出工作面所有人员。

3）金属网下初次放顶期间的顶板控制

金属网下初次放顶期间顶板控制的主要措施如下：

（1）对上分层顶板的垮落状况进行详细的探查与分析。

（2）在直接顶坚硬或直接顶较薄，而其上为坚硬基本顶的条件下，沿开切眼采空区侧煤壁处，向顶板打1.5～2.0倍采高的深孔，进行人工放顶，向煤壁打3m以上深孔，进行爆破落煤，但不装运。

（3）适当增大第一次放顶距及控顶距。

（4）上、下分层开切眼一般应重叠布置。

（5）通过强化支护、人工挑顶或弱化顶板，及回清采空区支柱等措施，尽可能增大第一分层采高，迫使第一分层的垮落高度增大，以增大下分层再生直接顶的厚度。

（6）当煤层倾角较大时，应适当加大控顶距，使工作面人员活动空间位于有效和稳定的支护区域内。

2. 综采工作面初采顶板控制

综采工作面初采时围岩控制的全过程包括开切眼支护、安装设备过程中的围岩控制及开始采煤直至顶板初次垮落期间的顶板控制。为了便于运输及安装综采设备，综采开切巷的断面通常较大，且力求支护简单可靠，故开切巷支护应尽可能采用锚、梁、网，或配合支架进行联合支护。为提高综采设备安装效率，一般应采取由下向上、整体一次安装就位的方式。工作面初采期间，是事故多发时期，顶板容易发生突发性冒落，应采取相应的围岩控制方法。

1）坚硬顶板的控制

在综采工作面初采期间，为减少因坚硬岩层初次垮落形成沿煤壁切顶而造成的支架压坏事故的发生数量，常采取沿开切巷拉槽的方法，使固支端成为简支悬臂，从而缩短坚硬岩层的初次垮落步距，减小顶板移动时对支架施加的沿层面推力及冲击力。

通化矿业集团松树镇煤矿利用ZY－35型支撑掩护式支架俯斜开采厚度为3.2m，倾角为11°的煤层，采煤工作面顶板为砂岩及砾岩组成的坚硬岩层。当工作面推进至10.4m时，沿工作面全长对顶板实行强制放顶，其初采时对顶板拉槽爆破如图4－3－13所示。

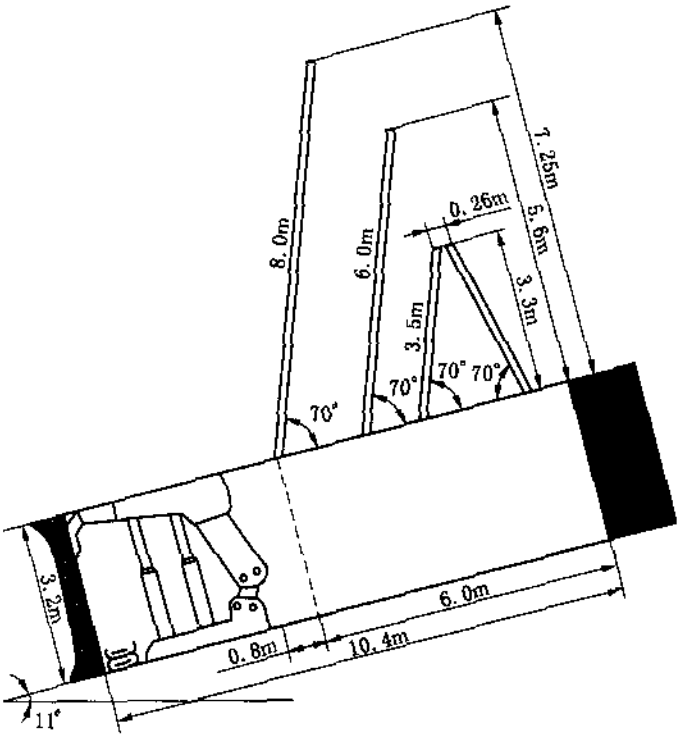


图4-3-13　松树镇煤矿初采时对顶板拉槽爆破

强制放顶后，下位坚硬岩层推进至15.1m时，初次垮落，其后周期来压步距为12～20.5m。正常推进阶段支架阻力增长较慢，一般为0.2～1.5MPa/h，来压时支架阻力最大增长速度为2.5～3MPa/h，支架前柱阻力平均为1043kN，后柱阻力平均为1714kN，平均为额定值的70.4%，支架实行带压移架，工作正常。

此外，也可在工作面回风巷、运输巷用小型钻机（如TUX-75型）向工作面斜上方钻孔。钻孔分组按扇形布置，每班3～5个孔，孔深为20～40m，倾角为20°～40°，水平转角根据顶板条件确定，每孔装药量为25～40kg，封孔用煤泥，其长度不小于孔长的1/3，当炮眼在支架后侧1m以外，即可引爆。

2）复合顶板的控制

复合顶板有软、弱、薄的特点，顶板岩层上硬下软，软硬层间含泥或煤线的弱面。软岩层厚度一般为0.5～2.0m，易离层下沉，下沉后易沿倾斜方向或顶板断裂部位产生很大的水平推力，从而推垮工作面。虽然综采工作面支架的整体性强、支护强度高、护顶面积大，但采高较大时，也要防止倒架、咬架事故发生。在开切巷支架更替时更要加强顶板的维护工作。因此，开切巷应尽量使用锚杆支护，防止离层。也可根据条件采用工作面俯采的方法，使回风巷、运输巷出口的顶板完整，防止局部冒顶。

3）人工顶板下的顶板控制

初采前，要根据上分层的开采记录，了解分析上分层垮落情况，如有垮落很大的岩块，则易导致顶板压力不均，有推倒支架的可能，在易垮落的部位要加强支架的防倒措

施，对破网处要及时补网，移架或调架时应防止将网扯破，端面有网兜时要用前探梁或大板挑起。综采下分层工作面初次放顶时要随采随放，并要求采空区不留悬顶。

4）放顶煤开采初采时的顶板控制

整个放顶煤采煤过程划分为顶煤初垮阶段、顶板初垮阶段和充分采动阶段。

工作面自开切巷推进到顶煤第一次全部垮落为顶煤初垮阶段。此阶段由于顶板压力较小，顶煤多呈大块垮落，垮落的顶煤绝大部分留在采空区，造成顶板悬露。

为使支架及早处于煤岩加载状态，一般在开切巷部位打挑顶眼及后帮眼进行爆破，以扩大采空面积并使煤顶拉沟，以利于顶板尽早垮落。阜新矿业集团东梁煤矿，由于煤质较硬，采用如图 4－3－14 所示的顶板控制方法，当支架前移 3m 后，煤顶垮落高度达 3m 以上，即可从放煤口中放出煤炭。此后放煤量逐渐增多，随着割煤移架，顶煤能自行垮落，顶煤破断线大约处于顶梁中部，垮落角为 80°～90°。一般在顶板初次来压前顶煤垮落不充分，顶板基本不垮落，此阶段放煤量不大。

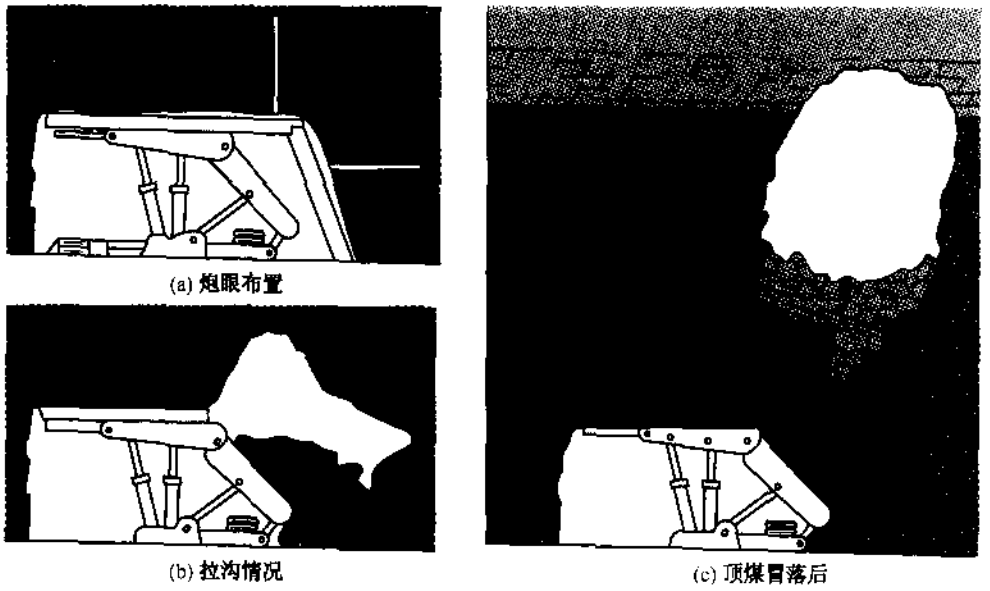


图 4－3－14 开切巷挑顶煤爆破

潞安集团王庄煤矿，为了促使顶煤早垮，减少顶板初垮的威胁，在煤层内平行开切巷靠煤柱侧沿顶板掘进一条副开切巷，将该巷两帮的顶煤用爆破法崩落，眼深 2m，在开切巷机组安装试车后爆破。

另外，为了使顶板初次垮落不损坏支架，应在支架上方及采空区内保留一定厚度的煤炭。

3. 采场末采顶板控制

当综采工作面采完停止推进后，围岩移近量会有所增加，顶板变得破碎，片帮加剧，而回收支架要求有较大的安全作业空间，这就削弱了对围岩的控制能力。为此，在工作面将推至终采线附近而进行末采时，需要做一系列准备工作，如预铺金属网保护撤架空间，

采取适宜的撤架方向及次序，利用掩护支架维护足够的工作空间，为安全、高效地回收支架创造条件。尤其在大倾角煤层及分层开采的网（如金属网）下工作面，更应重视撤架后的围岩活动规律。

1）末采撤架时的顶板控制

当综采工作面停采前，应控制采高，使活柱具有足够的伸出量，以防止支架压死，保持工作面平直畅通。顶板稳定、底板平整、倾角不大时，可用工作面小绞车调整支架方位，使调向后的支架与煤壁平行，然后在出口处用绞车将支架沿底板拖出。末采时顶板一般都比较破碎，顶板随支架回撤而垮落。可采用铺顶网撤架方式或掩护式撤架方式，对末采时的顶板进行控制。

（1）铺顶网撤架。为了保证安全撤架，加快撤架速度，通常在距工作面终采线 10m 时，沿工作面支架顶梁上铺金属网，直至顶网压入采空区 1～2m。网一般宽 1.0m，长 4～5m。在顶网下平行工作面每隔 0.6m 铺一根旧钢丝绳，其直径为 21.5mm。在回风巷和运输巷，钢丝绳用锚杆固定在巷道外侧煤壁上，钢丝绳与网之间用 14 号铁丝连接，扣距 200mm。到停采时每架顶梁上垂直工作面放两根 3000mm × 160mm × 180mm 的木梁，探出支架 1.4m 以托住顶网，以保证撤架的通道。为了防止煤壁片帮，在煤帮侧每隔 1.0m 打一根贴帮柱，在贴帮柱的煤壁侧挂网并使之与顶网相连。

另外，在金属网下不铺钢丝绳，只铺木梁，用 3000mm × 260mm 的半圆木，先沿倾斜方向铺设，直到终采线前一刀，再沿走向方向铺设，木梁间距为 0.6～1.0m，靠煤壁打贴帮柱，煤壁与柱间挂金属网并与顶网相连。

（2）掩护式撤架。撤架时，将工作面上出口第 1 架、第 2 架调向架作掩护支架用，液压泵站输油管路引入工作面的方向与支架的撤出方向相反，使所有支架在撤出过程中始终与泵站保持连通。然后，在掩护下回撤支架，撤架次序一般先将第 3 架、第 4 架撤出，然后用绞车对第 1 架、第 2 架调向，使调向后的支架平行于煤壁，并共同向前移动，靠近第 5 架。在撤出第 5 架后，再将掩护架下移，直至整个工作面撤完。

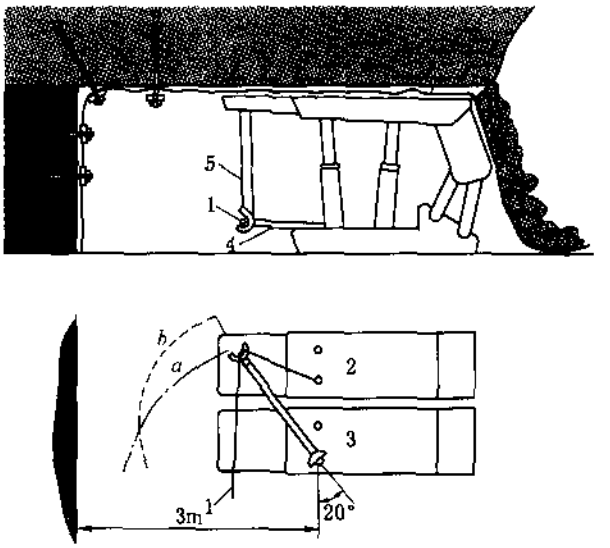
具体支架调向方法：先在煤壁侧打一固定柱安设导向轮，然后用安设在回风巷煤柱缺口内的 JH－14 型回柱绞车转向。以后每组支架的调向，靠煤壁侧支架前柱底部的导向轮来实现。

调向前，先将支架降至最低位置，收前探梁，随即拆去供液管。工作面支架是利用钢丝绳通过导向轮先由原地向前拖行 1.6m，再调向。调向时将钢丝绳系在支架底座上，使支架旋转 90°后与工作面平行。

晋城王台铺煤矿采用的是绳杠直接调向法撤架（图 4－3－15）。其方法是，先将钢丝绳拖至被撤支架位置，并拖出 2m 左右，把绳头和底座系在一起，然后用一根长约 2.4m 的叉头铁杠（叉头叉在钢丝绳上）叉住支架一端，另一端顶在相邻支架底座前柱中间推拉千斤顶伸缩处，铁杠与底座前沿约呈 20°夹角。铁杠正上方再用一根叉头杠顶住被撤支架顶梁，然后将钢丝绳渐渐收紧，逐步使支架按叉杠头的运动曲线转向，直至支架和工作面平行时止。

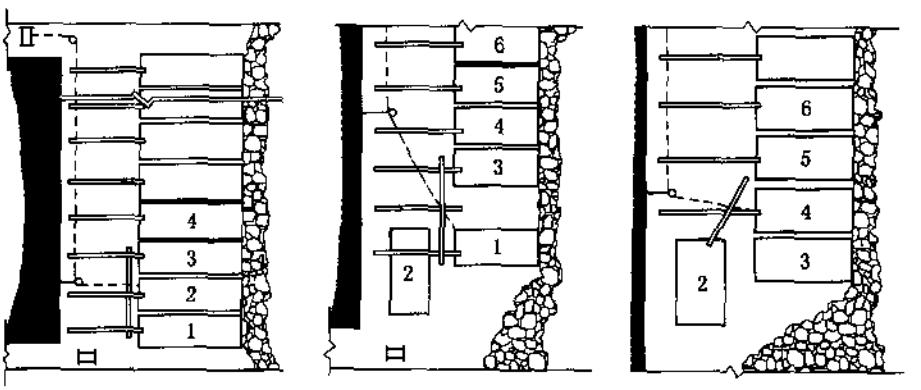
另一种撤架方法是利用抬棚控制拉出支架处的顶网，由下向上回撤支架，如图 4－3－16 所示，其撤架方法如下：

（1）在 2 号架前设抬棚，托住通道棚梁，用单体支柱作抬棚腿，利用绞车将卸压的 2



a—绳杠连接处运动轨迹；b—梁端运动曲线
1—钢丝绳；2—调向架；3—支设架；4—叉杠；5—顶杠

图4-3-15 绳杠直接调向法撤架



(a)初始状态 (b)移动2号架位置，回撤1号架 (c)先回撤4号架，后回撤3号架

图4-3-16 利用抬棚掩护回撤法撤架

号架拉出，或用2根单体柱将支架推出。用绞车和单体柱配合，将2号架调转90°，用下部运输巷绞车移动支架，使2号架到达1号架前方后升架，作为回撤其他支架的掩护架，并撤出下部运输巷绞车。

（2）利用绞车拉出卸压的1号架，拖至上部回风巷，装车外运。2号掩护架及时前移到3号架前方。

（3）先在4号架前方架设抬棚，抬棚顶梁的一端用单体支柱支撑，另一端用2号掩护架支撑，使4号架卸压后拉出，再回收3号架。

（4）其余支架回撤的方法同前，每两架一组，先回撤双数架，后回撤单数架，再前

移2号掩护架。

在瓦斯不大，顶板较完整情况下应采用由上向下回撤的方法。

2）大倾角综采工作面末采时的顶板控制

大倾角（30°以上）综采工作面末采时的顶板控制有其特殊性，以开滦集团唐山煤矿6091采煤工作面为例，其控制措施为：

（1）支架拆除前的准备工作。当工作面推进到距停采线12m时，沿顶板铺设双层网，工作面每进一刀铺一次网，网片压茬0.6m，形成鱼鳞结构，以增加网片强度。在工作面推进至距停采线8.3m时，开始顺工作面倾斜方向平行铺设钢丝绳，钢丝绳间距0.6m，每隔200mm用铅丝将网拧紧，随着采煤工作的进行，及时把网与钢丝绳托在顶梁上。距终采线2m时，停止移架，但继续割煤，移输送机。割第一刀时，用支架前探梁支护所暴露的顶板；割第二刀时，在支架梁上均匀挑起2根3m长的木梁，再用单体液压支柱推输送机，使输送机前移；割第三刀时，逐架将长梁前串至煤壁，再将顶网沿煤壁铺至底板，网外用单体支柱每隔1.0m打好靠帮柱。为控制梁端与煤壁间顶板离层，对梁端顶板打锚杆，锚杆长2.0m，直径为18mm，间距、排距均为0.8m。为防止煤壁片帮，也可用聚氨酯木锚杆加固，锚杆长1.6m，采用三花眼布置。

（2）工作面拆除设备时的顶板控制。首先，应根据现场条件，确定拆除设备运出的方式和程序。一般在工作面停采后，采煤机停在工作面上出口附近，输送机从煤壁拉回0.6m，这样采煤机和输送机都能在支架的掩护下进行拆卸。为拆卸、运输方便，首先拆采煤机，然后拆输送机，均由上出口运出。

（3）工作面支架的拆除顺序。采用由下向上逐架拆除支架的方式时，操作人员始终在采空区上方工作，不受采空区串矸的威胁，容易维护顶板；冒顶矸石不会掩埋支架。

当由下向上撤架时，如果支架拆除后，其上顶板垮落，顶板就会沿倾斜方向抽冒，会造成上方支架顶部空虚失去支撑而发生下滑倒架事故，给支架拆除工作带来困难和危险。因此，在拆除支架后，必须对顶板进行支护，防止顶板垮落。

拆架前，先在工作面下口打两个木垛，然后工作面每拉出一架都要在空顶空间离煤壁1m处和采空区边各打1个1.6m×1.6m的木垛，以有利于控制顶板和工作面通风。

拆支架时，先沿支架下侧用木支架或抬棚将顶网及钢丝绳托住。用绞车绳拴好支架，使支架降柱，当侧护板降到最小宽度和闭合位置时，用绞车将支架拉出。为了减少拉移支架的摩擦阻力，在输送机拆除后的工作面中铺加密钢轨滑道，一直铺至装车地点。

拉架前，在支架前预先放置一个滑橇，滑橇用20mm厚钢板做成，长3m，宽1.5m，支架拉入滑橇后，利用3台绞车牵引，达到既可增大牵引力，又可调整牵引方向的目的。利用滑橇底面的卡爪与铺设的滑道导向。

当支架从采空区拉出后，工作面停止其他工作，立即在拉出支架的空间打木垛和斜撑柱，打完后才可将支架上运至工作面出口。为防止发生意外事故，运输支架时，人员都要躲入液压支架行人空间内，在支架的保护下进行跟运。当把支架牵引至装车站装车后，再开始拆运下一架支架。

3）利用撤架辅助巷控制顶板

阳煤集团四矿曾在终采线处提前掘出带有宽度为3.8m地沟撤架辅助巷（图4－3－17），在地沟内设铺轨道，使平板车的车面与底板相平。当工作面采至离终采线30m处

时，工作面上部开始调斜，当工作面尾部与撤架巷道相遇时，随着工作面的继续推进，可将支架由上而下逐架将支架拉上平车、转向，再用绞车拖出，运至新工作面，进行安装。

由于采煤工作面前支承压力的影响，常使撤架辅助巷内顶板冒落、支架损坏，造成拆架作业环境恶劣，影响拆架速度和安全。因此，徐矿集团将撤架辅助巷改为提前在终采线处掘宽度为2.5m的辅巷，辅巷采用锚、网联合支护，帮与顶锚杆间距、排距均为0.7m，使用快硬水泥锚杆，锚杆锚固长度必须大于0.5m，煤壁用木锚杆，由38mm，长1.6m。当液压支架推进至此巷时，形成支架拆除空间。据测定，自巷道开掘至停采期间，顶板下沉量平均为54mm，最大为143mm，底板鼓起量平均为212mm，最大为416mm，巷道顶板良好，为撤架创造了有利条件。

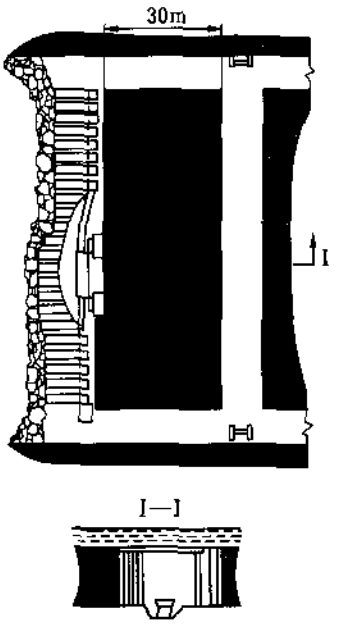


图4-3-17 利用撤架辅助巷控制顶板

4. 采场端头顶板控制

1）单体液压支柱工作面端头顶板控制

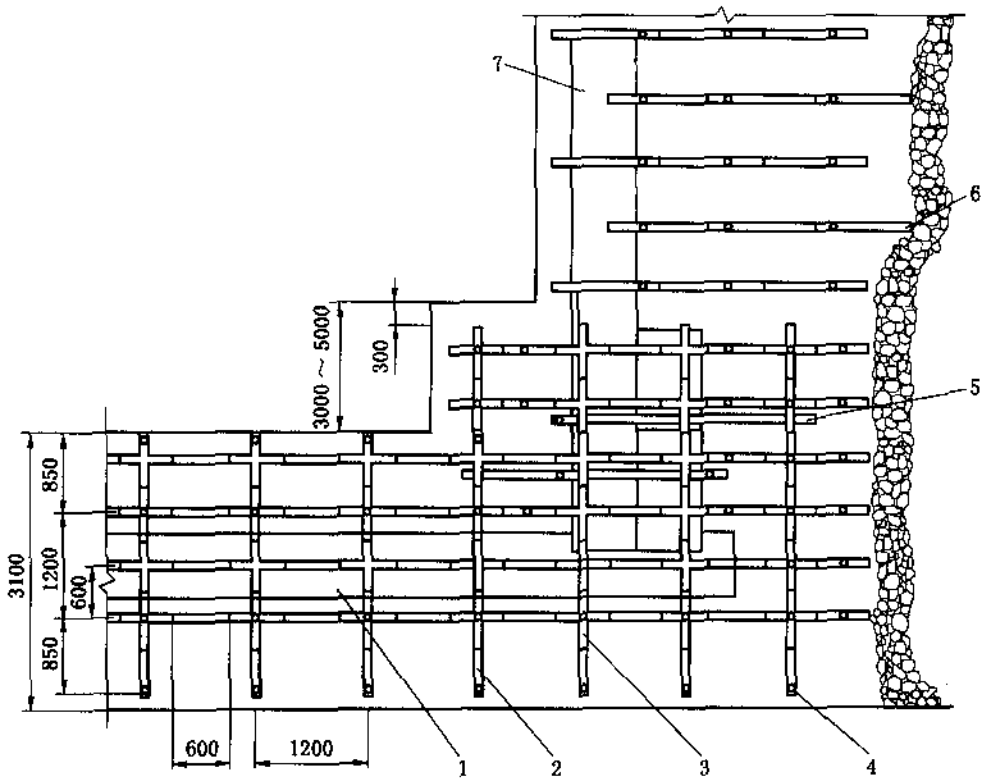
工作面端头是设备集中和人员进出繁忙的地点，也是采煤工作面顶板控制的重要地点之一。单体液压支柱工作面端头的支护方式，包括十字铰接顶梁端头支护、端头迈步长梁支护及双楔铰接顶梁端头支护等。

（1）十字铰接顶梁端头支护方式。开滦集团自1984年5月开始试用十字铰接顶梁，目前已广泛应用。该顶梁是用2根500～700mmHDJA型金属铰接顶梁，在同一平面上互相正交扣接或对接构成，其技术特征见表4-3-7。它可用于各类顶板，尤其是地质构造复杂、顶板破碎及支护困难的单体支柱工作面的上下端头及平巷超前于安全出口的地段。

表4-3-7 十字铰接顶梁技术特征

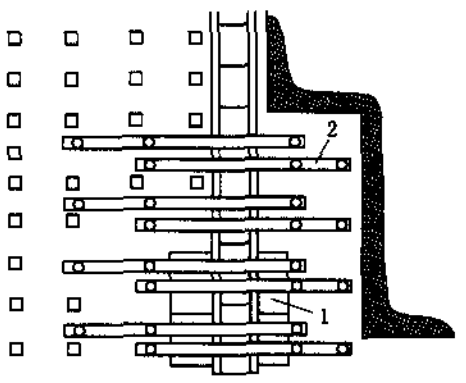
型 号	销孔中心距/mm	许用弯矩/(kN·m)		整体调质后普氏硬度（1～18）	调整角度/(°)		设计质量/kg
		梁 体	铰接部		上下	左右	
SJD600－1	600	24.5	112.7	290～340	>7	>3	35.7
HSJD600～2	600						18.9

根据工作面上、下端头顶底板稳定情况，十字铰接顶梁有两种使用方式：一是全“十”字梁方式，即沿走向及倾向全部采用十字顶梁铰接布置，这种方式适用于顶板极为破碎，难于管理的上下端头及出口超前地段；另一种是半十字梁方式，即沿走向用一字梁（长为0.6m、1.0m或1.2m）与十字梁交替铰接，沿倾向全为十字梁铰接布置，在工作面输送机机头、机尾上方的十字顶梁用长钢梁撑住。用十字顶梁构成的网状支护，能提高网状支护的支护能力，增加其支护的稳定性，有利于加快移置工作面输送机机头、机尾和缩



1—工作面巷道输送机；2—0.6m长的铰接梁；3—十字梁铰接梁；4—单体液压支柱；
5—长钢梁；6—1.2m长的铰接梁；7—工作面输送机

图4-3-18　普采工作面上、下端头十字铰接顶梁布置



1—机头；2—长钢梁支护

图4-3-19　下端头4对8根长钢梁布置

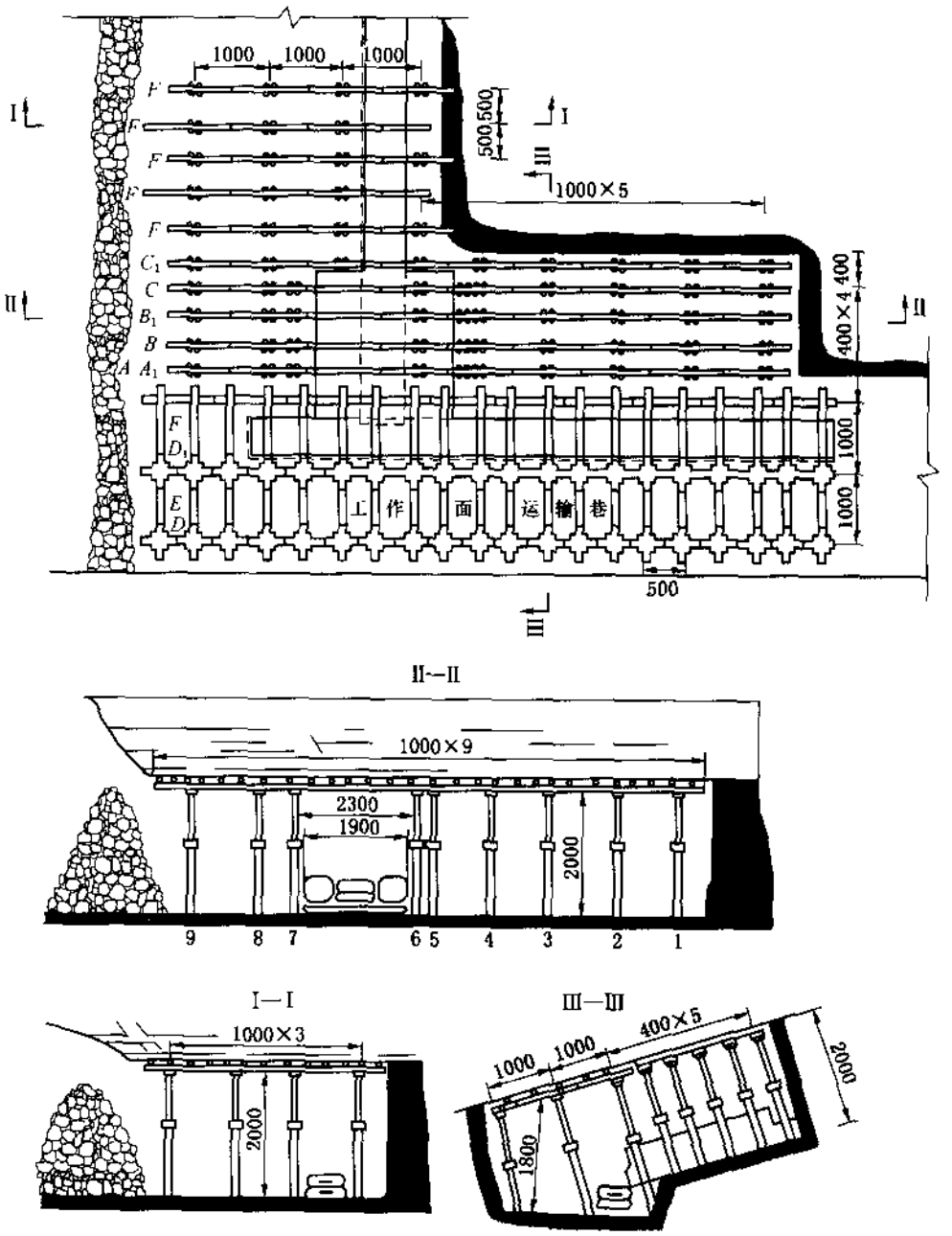
短平巷输送机机尾的移动时间。普采工作面上、下端头十字铰接顶梁布置如图4-3-18所示。

（2）端头迈步长梁支护方式。由于工作面输送机的机头、机尾尺寸，以及上下两巷断面的不同，机头及机尾进入上下巷的位置不同，按照端头支护应支护输送机机头及机尾处顶板的原则，4对8根长钢梁的支护位置也有所不同。当上下平巷断面较小，上下切口较长时，在上、下切口内布置4对8根长钢梁，如图4-3-19所示。

（3）HDJS1型双楔铰接顶梁端头支护方式。峰峰集团研制的HDJS1型双楔铰接顶梁具有质量轻、结构合理、使用方便等优点，自1990年开始在邯郸、平顶山、鹤岗等矿业集团推广使用，经济效益较好。

该顶梁铰接部结构为三点式铰接结构，采用双楔一销的三点定面法，使两柱间铰接顶

梁具有一定刚性。它能在输送机机头部铰接成跨度达2.5～3.3m的长梁，形成较大的无支柱支护空间，减少输送机机头部位支柱反复支撑的次数，改善该处的安全状况，并且能超前悬臂支护顶板，较好地控制冒顶事故的发生。该顶梁具有上下和左右摆角，具有正反两向承载性能，能一节一节地铰接，可适应一定程度的顶板变化，它在工作面下端头的布置如图4－3－20所示。



$AA_1BB_1CC_1$—HDJS1型双楔铰接顶梁；DD_1—十字顶梁（500×500）；

E—HDJA500型铰接顶梁；F—HDJA1000型铰接顶梁；1～9—支柱排的序号

图4－3－20 HDJS1型双楔铰接顶梁下端头支护布置

双楔铰接顶梁应覆盖输送机机头部位，在工作面上、下切口超前采煤工作面 3 ~ 5m 内挂设。一般平行下平巷输送机布置 6 趟双楔铰接顶梁，每趟 9 ~ 10 根支柱，上、下两趟柱距为 0.4m，使用时，在煤壁侧挂设，从采空区侧回收，可以重复利用。另外，在使用时需要在挂梁时预先打紧水平、竖角调角楔，放顶前预先取下竖角调角楔。移机头时，按照预计前移的位置，再次打紧打牢竖直、水平调角楔，撤掉机头靠煤壁侧支柱。待机头到位后，支设机头靠采空区侧的支柱，使之与工作面排距对齐。

2）综采工作面端头顶板控制

工作面端头由于顶板暴露面积大，处于采煤工作面沿走向和倾斜支承压力叠加处，维护困难，且作业交叉，支护结构复杂，人员往来频繁，因此，工作面端头是顶板控制的薄弱环节，是顶板事故多发地段，约占工作面顶板事故的 15% ~30% ，是顶板控制的重点。

综采工作面端头支架的支护功能要求：

（1）要提供较大的无立柱空间，以放置和移设输送机机头、转载机等大型设备。端头支架与各种设备间的配置关系要合理，要求在空间三个自由度内有足够的摆角及移动量，以增大其灵活性和适应性。

（2）支架结构简单、支卸灵活、移设方便，能为其他设备前移提供足够的动力和可靠的支点。如拉架力不小于 500kN，推输送机机头和转载机的总力不小于 800kN，还要适应采煤机自开缺口的需要。

（3）要有足够的初撑力及支护强度，有侧向抗力和护帮能力，有相应的可缩量，支设可靠，能保证足够的断面及人行通道。

（4）能与原巷道支架及工作面排头支架之间形成良好的配合关系，尽可能减少丢失顶底煤和工作面下端的三角底煤。能根据条件控制端头支架的前移方向，防止工作面设备的下滑及倾倒。

综采工作面端头支架支护参数：

（1）支护强度。实测表明，工作面上、下区段内支护强度为全工作面支护强度平均值的 80% ，为工作面中段的 70% 。端头支架的安全阀基本不开启，这是因为端头一般处于基本顶“弧形悬板”的保护之下。

按端头矿压显现特点，端头支架支护强度为

$$p = \gamma_1 h_1 + k\gamma_2 h_2 \tag{4-3-20}$$

式中 γ_1，h_1——分别为“悬板”下位岩层的容重及总厚；

γ_2，h_2——分别为形成稳定的“弧三角形悬板”岩层的容重和厚度；

k——安全系数，取 2 ~ 4。

一般综采工作面端头支架的支护强度以不低于工作面支架的支护强度为宜。

（2）初撑力和稳定性。工作面端头支架支设和移置频繁，具有临时支护的性质，且端头处顶板既有稳定的弧三角悬板，也有碎裂直接顶，因此，要求支架有较高的初撑力和增阻特性，以保证及时支护。一般初撑力以不低于工作阻力的 80% 为宜，同时要求有完备的锚固装置，以保证端头支架的稳定性。

（3）结构特点。由于工作面端头位置和支护条件的特殊性，使端头支架的顶梁、立柱布置及推移机构等均有各自的特点。

端头支架的顶梁长度 l 应保证有足够的无立柱空间（图 4 - 3 - 21），其计算公式为

$$l = a_1 + a_2 + b_1 + b_2 + c \tag{4-3-21}$$

式中 a_1，a_2——前探梁、后探梁长度，m；

b_1——采煤机自开缺口宽度，m；

b_2——行人、移架所需宽度，m；

c——输送机机头宽度，m。

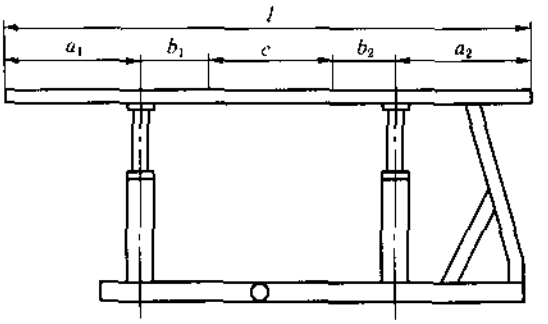


图4-3-21 端头支架顶梁长度结构图

由于顶梁较长，同时为了适应不平整的顶板，一般采用前、后铰接顶梁方式，以保证顶梁在大跨度条件下具有足够的抗弯强度。

立柱一般为分列式布置，前、后柱距较大，当端头顶板较稳定时，也可取消四连杆机构，但必须加强底座的锚固装置，因为支架底座既是工作面输送机和平巷转载机搭接、推移、锚固的基础，又是工作面支架倾倒、滑移的支撑物。

液压端头支架分类：

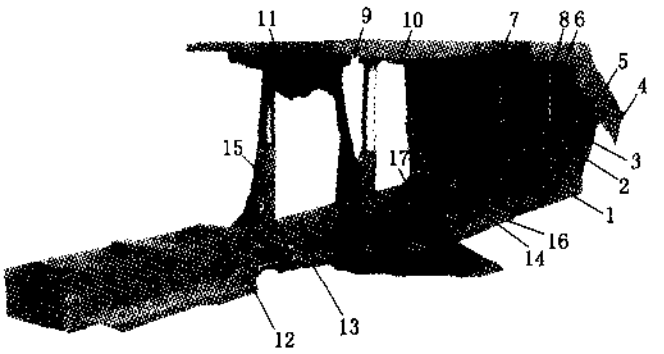
液压端头支架的种类很多，根据支架相对于巷道中心线的位置，可分中置液压端头支架与偏置液压端头支架，但偏置液压端头支架可以更好地利用巷道下帮断面。

支撑掩护式端头支架以支撑掩护式支架为基础，即后部顶梁下方为双排立柱。其中，属中置布置的有 DIZY35 型、BT 型；偏置布置的有 PDZ 型，这类支架是目前应用最多，效果较好的端头支架。

（1）DIZY35 型端头支架。每组端头支架由结构对称的左右两架组成，每架分 4 个部分，即由前探梁、顶梁、掩护梁、底座、滑移座和前拖座等构件组成的架体部分；由立柱、侧推千斤顶、锚固千斤顶、调架千斤顶等组成的工作机构；由组合操纵阀、单向锁、平面截止阀、安全阀、测压阀等组成的液压控制阀组；由高、低压软管组成的输液管路系统。DIZY35 型端头支架如图 4-3-22 所示。

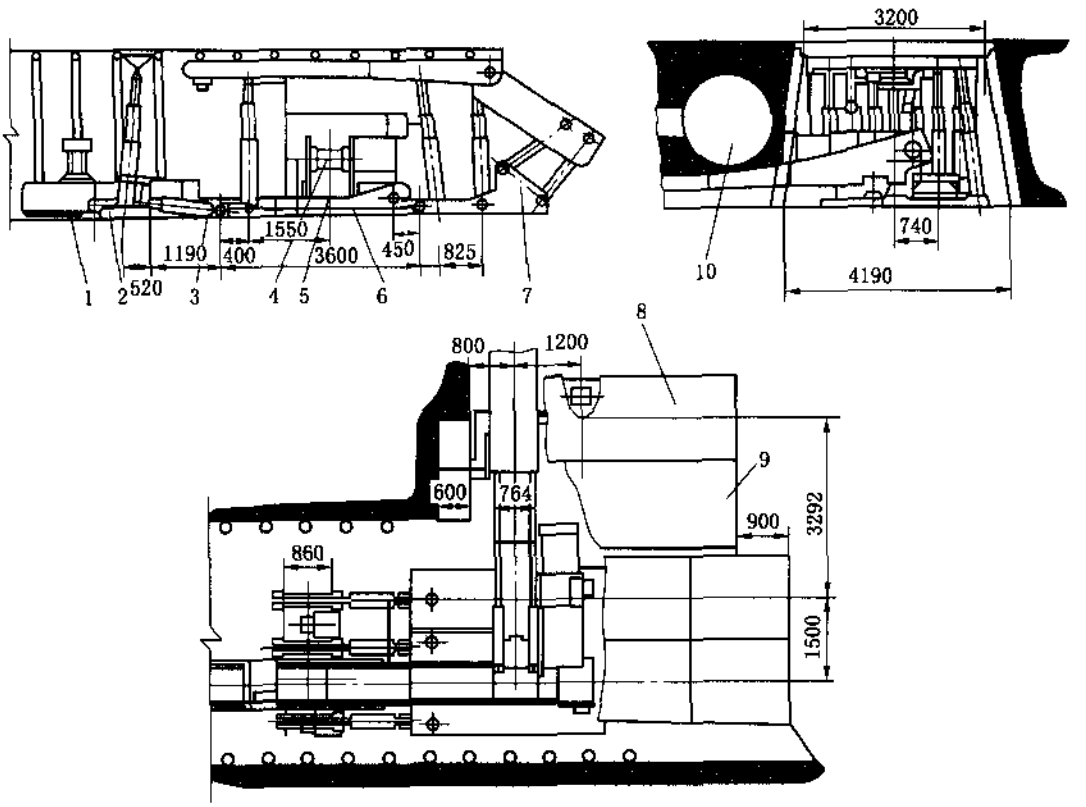
前探梁后端与顶梁铰接，可上下摆动，以适应顶板变化和回收巷道支架的需要。转载机铺设在前拖座和两个滑移座的中间凹槽中，并由锚固千斤顶压住其机尾。工作面输送机机头放置在靠上帮的滑移座中。利用调架千斤顶调节两架间距。每组端头支架有 8 根立柱，每架 4 根，呈 1、1、2 对称布置。

（2）PDZ 型端头支架是一种偏置支撑掩护式支架（图 4-3-23）。该支架上帮架与下帮架结构有所不同。工作面输送机机头用万向接头连接在上帮架的滑移座上（图 4-3-24），



1—底座；2—前连杆；3—后连杆；4—掩护梁；5—掩护梁侧护板；6—顶梁侧护板；7—顶梁；
8—侧推千斤顶；9—锚固千斤顶；10—前探梁；11—调架千斤顶；12—前拖座；
13—推移千斤顶；14—操纵阀；15—立柱；16—滑移座；17—推机头千斤顶

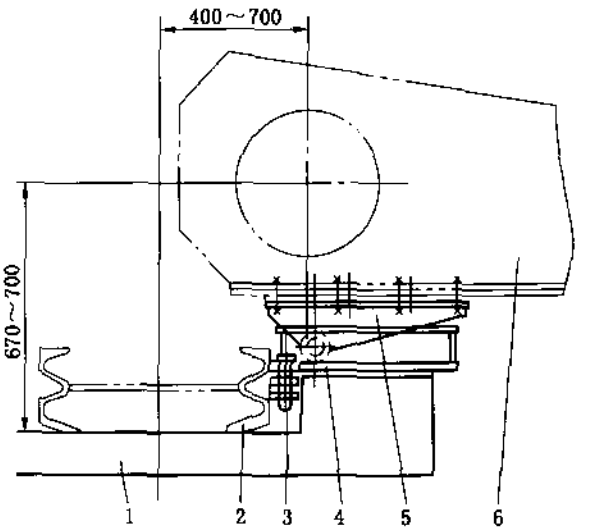
图4-3-22　D1ZY35型端头支架



1—挡块；2—锚固座；3—推移千斤顶；4—工作面输送机；5—转载机；6—滑移座；
7—基本架；8—工作面支架；9—过渡架；10—采煤机滚筒

图4-3-23　PDZ型端头支架

机头可在水平面内摆动，又可在铅垂平面0°～30°内转动，以适应煤层倾角的变化，同时输送机机头还可沿工作面方向上下窜动200mm，使机头“固而不死”。



1—滑移座；2—转载机输送槽；3—水平转动轴；4—连接座；5—窜动滑块；6—工作面输送机机头

图4-3-24 输送机机头与滑移架的连接

下帮架的滑移座分左右两部分，通过连接板连成一体。两部分之间构成宽为1050mm的槽，转载机机尾和输送槽置于槽内，对转载机移动起导向作用，同时保证输送机和转载机的相对位置。两支架之间装有调架千斤顶，以调节架间距。PDZ端头支架除前探梁、滑移座和推移千斤顶外，其他零部件均可与ZY35型支架互换。

（3）SDA型端头支架是一种偏置掩护式端头支架（图4-3-25），即支架后部基本架为单排柱的掩护支架。

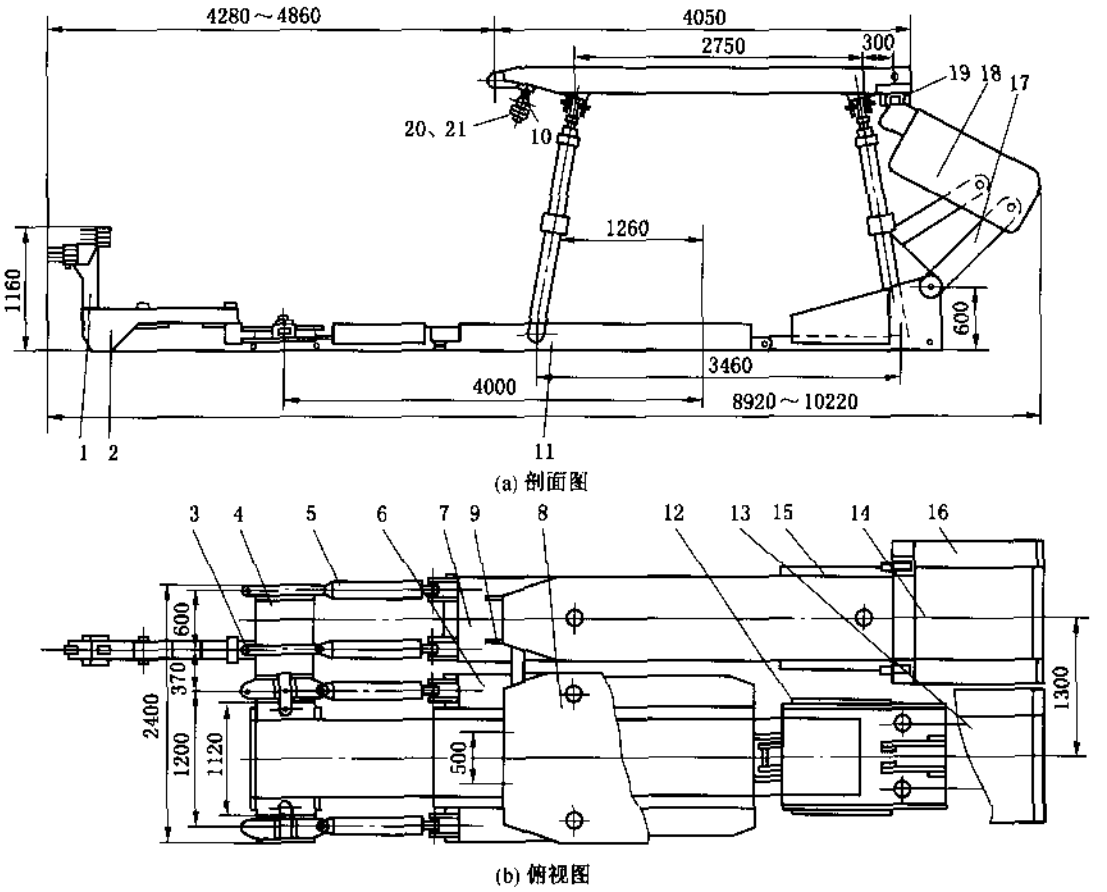
该支架由主架和副架组成。每架有两个推移千斤顶设置在前底座前方，由一个推移梁连在一起。操纵台安设在顶梁前方4m以外，转载机安放在推移梁和底座Ⅰ上方940mm宽的槽内，通过两个销轴和连板将转载机与推移梁连接起来。工作面输送机机头通过机头底架、导轨与转载机相连。推移时，4个推移千斤顶同时动作，将推移梁连同转载机一起推向前方，转载机再通过导轨和机头底架将机头带走，然后两架再互为支点，迈步前移。

端头支架在多个矿区的使用结果表明，其可大大减轻工人劳动强度，节省人工处理端头区控顶所需时间，安全可靠，加快工作面推进速度，提高综采效率。因此，凡围岩条件和巷道断面允许的综采工作面应积极推广使用端头支架。条件复杂的综采工作面，如地质构造复杂，工作面长度变化大等，可采用比较灵活的轻型端头支架。

3.1.3 厚煤层长壁综放工作面矿山压力及控制

3.1.3.1 综放采场支架与围岩力学系统模型

综放开采与单一煤层开采在围岩性质方面的差异就是支架上方存在着一层破碎、强度低的顶煤，该顶煤的存在，不仅增大了直接顶（包含顶煤）厚度，而且改变了直接顶的整体力学特性。当采场上覆岩层及其结构所形成的载荷在通过直接顶（包含顶煤）传递



1—操纵台；2—加长顶；3—连板；4—推移梁；5—推移千斤顶；6—前底座（Ⅰ）；7—前底座（Ⅱ）；8—顶梁（Ⅰ）；9—顶梁（Ⅱ）；10—调架千斤顶；11—底座（Ⅰ）；12—底座（Ⅱ）；13—掩护梁（Ⅰ）；14—掩护梁（Ⅱ）；15—底座（Ⅲ）；16—掩护梁活动侧护板；17—后连杆；18—前连杆；19—连接块；20—中间耳座；21—十字头

图 4－3－25　SDA 型端头支架

到支架上时，将引起支架与围岩力学体系特性的改变。因此，基本顶活动对采场及支架的影响程度取决于直接顶与顶煤性质、顶煤破坏发展程度及支架刚度。根据支架—围岩体系各组分的受力状态和相互影响程度，建立如图 4－3－26 所示的综放采场支架—围岩整体力学模型，其基本单元与一般长壁开采工作面是相同的。

根据综放采场支架—围岩整体力学模型中各单元的受力状态和结构特性，可将各单元简化为相应的受力体。基本顶为刚体，在整体力学模型中起主动力作用，给定整个系统转动和滑移变形。直接顶可简化为损伤或破碎体，其作用有两个，一是给支架加载，二是传递基本顶给支架的作用。在考虑到支架安全阀启动的情况下，支架可作为弹性—滑移体支架，并作为采煤工作面矿压控制的主体。底板为弹性体或刚体，如用数值方法分析力学模型，可将其视为弹性体，如作理论分析，可将其简化为刚体。

在综放采场支架—围岩整体力学模型分析中，基本顶单元和直接顶单元是关键，基本顶单元作为覆岩中的第一关键层，要形成稳定的砌体梁结构。

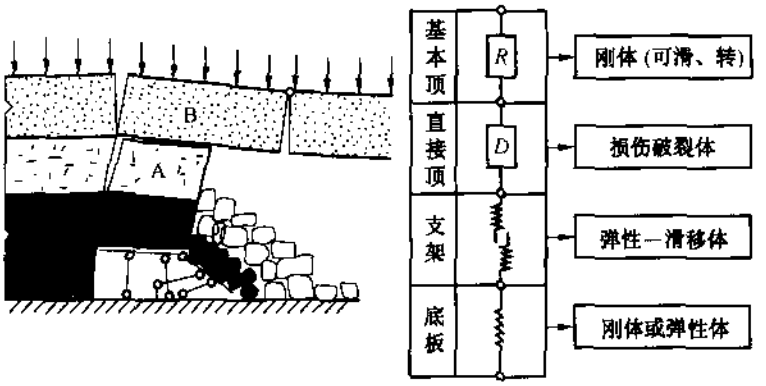


图4-3-26 综放采场支架—围岩整体力学模型与单元简图

对于直接顶单元，在综放开采情况下，考虑到顶煤的可放性，其部分介质必定进入破碎状态，破碎状态直接顶的力学特性对于综放采场支架与围岩体系具有重要的影响。

1. 直接顶（包含顶煤）的整体力学特性

综放采场条件下，把顶煤和其上的直接顶岩层统一视为直接顶。在经历工作面前方超前支承压力的作用后，该直接顶一般进入塑性状态。因此，处在采场支架上方的直接顶，其力学状态是处于 $\sigma-\varepsilon$ 全程曲线的峰后区。直接顶成为具有一定刚度的可变形介质，而非完全刚性体。其作用一方面是作为施力介质，将其自身的重量作用于支架上，另一个方面是作为传力介质，传递基本顶回转变形产生的回转变形压力。直接顶传递基本顶回转产生的作用力的能力取决于其承载特性。对采煤工作面直接顶承载特性的研究结果表明，直接顶的承载具有区域性，由煤壁向采空区方向分为弱承载区、承载区和非承载区，直接顶越软，区域性越明显。根据直接顶承载的区域性特征和刚度特征，从便于分析支架与围岩的关系出发，按刚度可将直接顶分为似刚性直接顶、似零刚度直接顶和中间型刚度直接顶。不同类型刚度的直接顶表现出不同的力学特性，对支架与围岩关系的影响机制不同。

2. 综放采场支架的工作状态

支架受力的大小及其载荷分布取决于直接顶的整体力学特性及直接顶与支架的相互作用。因此，支架的工作状态与直接顶的刚度特性相关。当直接顶处在似刚性条件下时，顶板的下沉量与基本顶的位态有关，而不取决于支架的工作阻力。由于基本顶的位态取决于采空区矸石的充填程度和压实程度，且基本顶的回转变形为给定变形，因此，支架此时处于给定变形工作状态。当直接顶为似零刚度条件时，基本顶回转作用于直接顶的回转变形压力为零，支架的载荷与基本顶的位态无关，只取决于直接顶的重量。此时，支架处在给定载荷工作状态，顶板的下沉量取决于支架的刚度。当直接顶为中间型刚度时，基本顶回转过程中的变形量介于似刚性和似零刚度直接顶之间，支架的载荷由直接顶的重量和基本顶的回转变形压力两部分组成。此时，支架工作阻力与顶板下沉量呈近似双曲线关系。

3.1.3.2 *工作面矿压显现的基本规律*

（1）与开采单一煤层相比，在顶板煤层条件、力学性质相同的情况下，综放开采的支承压力分布范围大，峰值点前移，但支承压力集中系数没有显著变化。

综放工作面支承压力的分布同时受到煤层强度、煤层厚度的影响。煤层越软，支承压力分布范围越大，峰值点距煤壁越远。一般来说，对于软煤层，峰值点为15～25m，分布范围为40～50m；对于硬煤层，峰值点为5～8m，分布范围为20～30m。煤层越厚，支承压力分布范围越大，峰值点距煤壁越远。如果顶煤中存在一层较厚且强度较大的夹矸层时，夹矸层除影响到顶煤冒落形态外，还会影响到综放工作面支承压力的分布，使其显现出较硬煤层的支承压力分布特征。

由于顶煤强度低，因此，在直接顶与基本顶载荷作用下，靠近工作面的顶煤首先发生破坏，进入塑性区，破坏的顶煤刚度迅速降低，顶煤变成弹塑性介质。当载荷继续增加，大于顶煤残余强度时，顶煤不再具有抗载能力，致使顶板载荷向远处逐渐转移，煤体内形成塑性区的范围变大，载荷向前方转移的距离变大。煤层强度越低，转移的距离越大，支承压力峰值处越远离工作面。放顶煤开采与单一煤层开采的支承压力分布对比如图4－3－27所示。

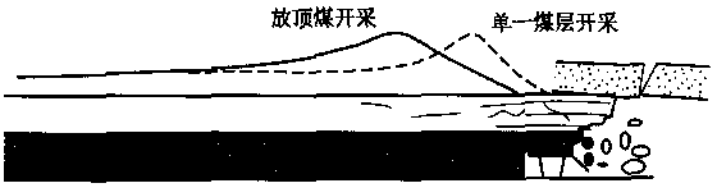


图4－3－27　放顶煤开采与单一煤层开采的支承压力分布对比

（2）支架受载并不因采高加大而增加，仅和煤的强度有关，煤的强度越大，则顶煤的完整性越好。

在正常采煤阶段，采空区已由垮落矸石充满，上覆岩层规则垮落带中形成的砌体平衡结构，离采场较远，不规则垮落带悬梁周期性垮落，以及采空区内矸石对悬岩侧向挤压形成的拱式平衡，在跨度增加时也要失稳，而引起小规模的压力波动。

（3）放顶煤工作面的煤壁及端头顶板的维护显得特别重要。因为顶煤容易破碎，尤其当煤壁片帮、顶煤节理和裂隙比较发育、遇有局部断层、褶曲构造、基本顶来压时，加上放顶煤工作面推进速度较慢，容易产生端部冒顶。因此，改善支架端部结构，加大支架的实际端面初撑支护强度就十分重要。

（4）放顶煤工作面的端头压力和两端平巷压力并不大。虽然一次采全高会增加支承压力，但回采巷道的矿压显现较分层多次开采缓和。

（5）综放支架前柱的工作阻力大于后柱工作阻力。放顶煤工作面综放支架前柱的工作阻力普遍大于后柱，一般为10%～15%，最高的可达到37%。受放煤工序的影响，支架后立柱的工作阻力在放煤后会有所下降，甚至会降为零，造成支架支护强度下降，稳定性和可靠性降低。对于软煤而言，顶煤破碎和放出较充分，支架顶梁后部上方的顶煤较少，不利于传递上覆岩层的作用，因此，相对硬煤而言，支架前柱工作阻力大于后柱工作阻力这一特点表现得更加明显。同时，支架承受冒落煤矸冲击造成的动载荷影响明显。

（6）为了排放瓦斯的需要或提高厚煤层煤炭采出率，采取了先用综采方法预采顶分层，综放开采下部煤层的技术。下分层综放开采时的矿压显现规律仍具有一般开采时的矿

压显现规律，但矿山压力显现程度有所减弱，见表4-3-8。

表4-3-8 预采顶分层和一次采全高轻放工作面矿山压力显现比较

开采方法	初次来压		周期来压		平均初撑力/kN	工作阻力/kN
	步距/m	增载系数	步距/m	增载系数		
预采顶分层	26~28	1.22	7~8	1.08~1.20	1332	1438
采全高	26~28	1.37	8~10	1.11~1.28	1118	1305

3.1.3.3 支架的合理工作阻力

直接顶垮落高度与采高有关。放顶煤支架因一次采高在6m以上，支架必须支撑住由此产生的静压和动压。支架工作阻力的增加，可有效地控制顶板，但阻力过大，往往阻力利用率不高，甚至还会增加支架重量，使经济效益降低。因此，必须合理选择支架的工作阻力。根据已有的试验，缓斜放顶煤工作面支架的工作阻力情况见表4-3-9。

表4-3-9 缓斜放顶煤工作面支架工作阻力

矿区	架 型	初撑力 P_0/kN	平均阻力 P_t/kN	末阻力 P_m/kN	支护强度/kPa	动压系数
阳泉	FD440-1.65/2.6	540	1433	1704	262	1.4
潞安	ZFD4000-17/33	1237	1784	2059	233	1.15
平顶山	FD440-16	1800	2040	2232	385	1.3
阜新	BYC400-16/28	358	1011	1360	200	1.23

由表4-3-9可见，虽然表中所列测定结果是在不同放煤高度、架型、支护强度等条件下的矿压显现，但是，支架的实际支护强度一般为200~380kPa。基本顶来压强度对支架受载的变化影响并不大，采放高度对支架受载影响也不大。

3.1.4 厚煤层大采高长壁工作面矿山压力及控制

3.1.4.1 大采高工作面矿压显现的基本规律

1. 大采高综采工作面的矿压显现特征

(1) 支护强度高。表4-3-10为大采高工作面支护强度统计表。由表可知，大采高工作面支护强度平均达到832kN/m^2，较我国顶板分类所要求的支护强度高10%~30%。

表4-3-10 大采高工作面支护强度统计

煤矿名称	工作面	采高/m	最大平均支护强度 Q_d/(kN·m^{-2})	顶板分类支护强度 Q_p/(kN·m^{-2})	Q_d/Q_p
大柳塔	1203	4.0	780	715	1.09
大柳塔	20604	4.3	833	715	1.17
活鸡兔	12205	3.5	727	660	1.10
沙曲	24101	4.0	846	798	1.06

表 4－3－10（续）

煤矿名称	工作面	采高/m	最大平均支护强度 Q_d/(kN·m^{-2})	顶板分类支护强度 Q_p/(kN·m^{-2})	Q_d/Q_p
康家滩	88101	4.5	857	715	1.20
寺河	2302	5.5	930	715	1.30
寺河	2301	4.5	858	715	1.20

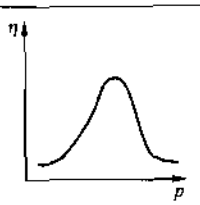
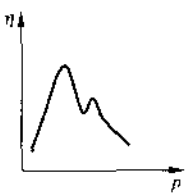
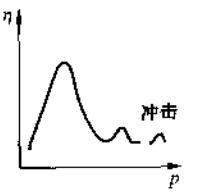
（2）动载系数小。表 4－3－11 为大采高工作面来压动载系数统计表。由表可知，虽然统计工作面的顶板类型不同，但动载系数差别不大，一般为 1.2～1.3，均较普通综采的动载系数小。

表 4－3－11　大采高工作面动载系数统计

煤矿名称	工作面	采高/m	动载系数	顶板分类级别	动载系数范围
大柳塔	1203	4.0	1.26	Ⅱ	1.3～1.5
大柳塔	20604	4.3	1.28	Ⅱ	1.6～1.7
活鸡兔	12205	3.5	1.20	Ⅰ	1.1～1.3
沙曲	24101	4.0	1.26	Ⅱ～Ⅲ	1.6～1.7
康家滩	88101	4.5	1.20	Ⅱ	1.3～1.5
寺河	2302	5.5	1.43	Ⅱ	1.3～1.4
寺河	2301	4.5	1.52	Ⅱ	1.3～1.5

（3）支架载荷分布以正态为主。由工作面支架阻力直方图（图 4－3－28 和图 4－3－29）可知，大采高支架工作阻力分布虽有双正态叠加趋势，但第二峰值很低，近似于正态特征。对于普通综采工作面，随着顶板级别不同，会出现正态、双正态叠加、双正态和双正态加冲击 4 种不同分布，见表 4－3－12。

表 4－3－12　支架载荷频率分布图

顶板级别	Ⅰ	Ⅱ	Ⅲ	Ⅳ
频率分布图				
分布名称	正态	双正态叠加	双正态	双正态加冲击

（4）来压时煤壁片帮，但并不严重。

2. 大采高支架—围岩关系

（1）支架载荷和现行的顶板类别关系不明显。根据我国现行工作面顶板的分类，顶

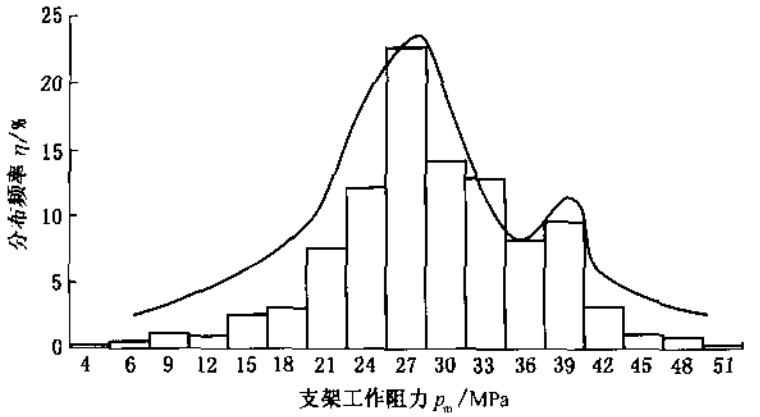


图 4-3-28 康家滩煤矿工作面支架阻力频率分布图

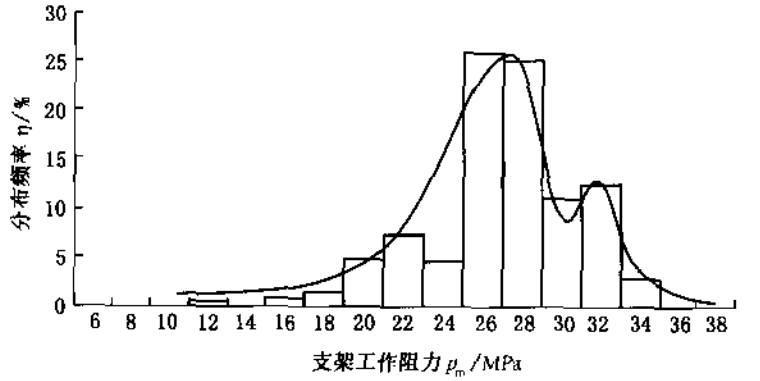


图 4-3-29 沙曲煤矿工作面支架阻力分布直方图

板的支护强度随基本顶的级别增大呈线性增大，这是因为采场来压的强度与顶板岩体结构失稳和来压步距大小相关。但对于大采高综采，这一关系不明显。表 4-3-10 中大柳塔煤矿 1203 工作面直接顶为厚 5m 的泥岩和砂质泥岩，基本顶为 16m 厚的砂岩层，Ⅱ级顶板在普通综采条件下，支护强度应不超过 715kN/m^2，但实际上达到 780kN/m^2。沙曲煤矿 24101 工作面顶板为厚层状砂岩顶板，近似Ⅲ级基本顶，支护强度应为 880kN/m^2，但实际支护强度为 846kN/m^2，与大柳塔煤矿 2 号煤层相当。又如，寺河煤矿 2301 工作面直接顶为 8m 厚的砂质泥岩、泥岩和煤顶，基本顶为 4m 厚的砂岩，近似Ⅰ级基本顶，但其实际所需支护强度达 858kN/m^2，与沙曲煤矿、大柳塔煤矿相近。

（2）支架初撑力与工作阻力呈线性关系。有关矿区的初撑力与工作阻力关系曲线表明，初撑力与工作阻力曲线呈线性关系，它与普通综采的对数关系不同，普通综采支架在达到临界初撑力后工作阻力的增长速度变慢，但大采高综采初撑力与工作阻力则是继续呈线性增长，这一关系显示了支架以静载为主的特性，且岩体结构的失稳对采场支架无明显影响。

（3）采高与支护强度呈正比关系。图 4-3-30 为统计的 7 个工作面采高与支架工作

阻力关系变化图。由图可知，采高与支架阻力成正比关系，这一关系为选择支架阻力参数提供了参考依据。

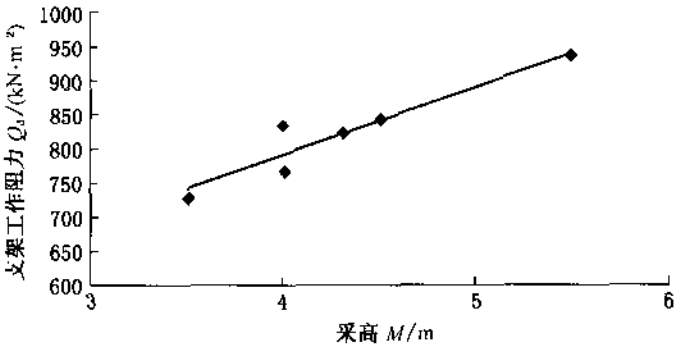


图4-3-30　采高与支架阻力关系

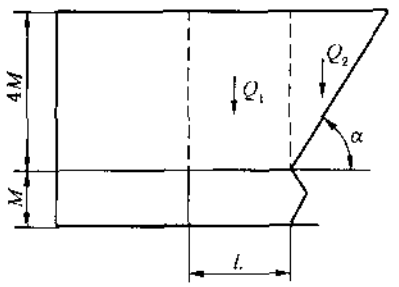


图4-3-31　载荷计算力学模型

（4）支架受力以围岩静载为主。由于控制的顶板层位高，所以其上岩体结构失稳的动载对支架本身的影响不大，即使有较大的动载荷，也由于有4倍采高厚的破碎矸石作垫层，也很难传递给支架，因此，虽然载荷大，但动载系数很小，以静载即顶板的重力加在支架上。

3. 大采高顶板控制力学模型

综合以上分析，可根据矿压实测资料，确定大采高综采工作面支架载荷。顶板控制的机理：按4倍采高的岩层厚度加上其悬顶重力作为支架应承受的载荷，载荷计算力学模型如图4-3-31所示。岩层破断角随岩层角度而变化，一般情况下，软弱薄层顶板取70°~75°，中硬顶板取60°~65°，坚硬顶板取50°~55°。

计算公式为

$$p = Q_1 + Q_2 = 4MB\gamma(L + 2M\cot\alpha) \qquad (4-3-22)$$

式中　Q_1——顶梁正上方4倍采高岩层厚度的重量，kN；

Q_2——伸向采空区4倍采高岩层厚度的重量，kN；

M——采高，m；

L——控顶距，m；

B——截深，m；

γ——容重，kN/m^3；

α——破断角，(°)。

4. 实例验证

表4-3-13为采用计算载荷与实测支架来压平均载荷的比较表。由表可知，公式计算值和实测值的误差为9.9%。可见，公式计算是可信的。

表 4-3-13 支架计算载荷与实测值比较表

煤矿名称	煤层号	采高/m	控顶距/m	支护宽度/m	破断角 α/(°)	计算值/(kN·架$^{-1}$)	实测值/(kN·架$^{-1}$)
大柳塔	1—2	4.0	3.5	1.5	70	3847	3600
大柳塔	1—2	4.3	4.33	1.75	65	6276	6200
活鸡兔	1—2	3.5	4.67	1.75	60	5335	5600
沙曲	3—4	4.0	4.24	1.75	60	5315	5367
康家滩	8	4.5	5.06	1.75	60	8077	7666
寺河	3	4.5	5.49	1.75	75	6223	6700
寺河	3	5.5	5.49	1.75	75	8121	7574

3.1.4.2 大采高支架稳定性控制

大采高综采工作面由于采高较大，煤壁片帮的概率增大，煤壁片帮后端面距加大，极有可能造成端面冒顶，出现顶板事故。端面冒顶导致支架接点到煤壁的距离加大，使支架受力状态恶化，迫使液压支架平衡千斤顶被拉坏、顶梁抬头，也会导致液压支架立柱、顶梁、护帮构件出现严重的损坏。在地质条件复杂的情况下，还有可能出现顶梁出现台阶、倾倒现象，甚至大规模的倒架事故。如东庞煤矿使用 BY320－23/45 型和 BY360－25/50 型支架，由于生产地质条件复杂和端面冒顶严重，液压支架经常出现顶梁台阶和支架倾倒现象。此外，大采高支架本身高度大、质量大，其结构的稳定性要比普通采高支架差，对煤层倾角、地质构造变化较为敏感。如神东煤炭集团补连塔煤矿开采 5～6m 的厚煤层，煤层赋存稳定，2000 年，该矿引进 JOY8670－2.4/5.0 型支架，支架运行过程中，当采高达到 4.0m 时，立柱向侧护板打开方向（机头方向）倾倒，立柱倾斜角度为 0°～10°，当调面或输送机下滑时支架立柱倾倒严重；当人工控制调架时或调整电液控制程序后，支架出现立柱向反方向（机尾方向）倾倒现象；由于立柱倾倒，立柱与底座连接销损坏严重；护帮板过短，煤壁片帮严重，起不到护帮作用；由于支架无底调装置，在工作面调向或底座偏斜时，无法调整底座方向。

1. 大采高支架稳定性事故分类

大采高支架的稳定性问题可分为两大类，即横向稳定性和纵向稳定性。

横向不稳定是指支架顶梁相对底座偏离原横向设计位置，有以下 3 种情形：

（1）顶梁与底座发生相对角位移，即支架在走向方向上扭歪。

（2）顶梁与底座发生相对线位移，即大采高支架沿倾向倾倒。

（3）顶梁平面相对底座平面有一横向夹角，顶梁与底座不平行。

纵向不稳定是指支架顶梁相对底座偏离原纵向设计位置，有以下 3 种具体情况：

（1）支架向煤壁方向倾倒。

（2）支架向采空区方向倾倒。

（3）顶梁平面与底座平面不平行，存在一个纵向夹角。

由此可见，大采高支架的稳定性问题是一个空间问题，属于三维稳定性问题。

2. 影响大采高支架稳定性的主要因素

综采工作面支架稳定性问题影响因素众多，可归纳为两大类，即地质条件与支架结构设计。地质条件，如煤层倾角、复杂的地质构造、煤层强度（煤壁片帮程度）等，均不同程度地影响支架稳定性。就支架结构而言，架型、初撑力、工作阻力、支架重心位置、支架的防倒防滑装置的配置均影响支架稳定性。

3. 大采高支架横向稳定性控制条件

（1）支架在支护状态下，翻倒极限角与重心高度呈双曲线关系。相同采高情况下，重心越高，极限角越小。当重心高度小于2.5m时，重心微量降低，可使极限角有较大的增加。因此，降低重心高度是防止支架翻倒的重要措施之一。

（2）支架呈支护状态时，支架翻倒不仅与重心高度有关，同时与支架实际支撑高度 h 有关，h 与极限角 α 呈曲线关系，总的规律是支架高度越大，极限角越小。

（3）支架与采高、极限角的关系受顶板外载荷影响。当支架升架到初撑状态时，支架受到顶板垂直于顶梁对支架的作用力，此力有助于防止支架翻倒；当支架处于被动支撑状态时，支架由于受到顶板重力沿平行于顶梁倾向分力的影响，极限角 α 值随采高的变化有不同的变化规律。当采高小于4.2m时，随顶板压力的增加，α 值呈降低趋势，但 α 值降低的幅度越来越小。可见，支架抗翻倒的能力排序：支架受垂直于顶梁的作用力（初撑力）＞支架不受顶板力（自由状态）＞支架受顶板重力（被动支护状态）。支架达到工作阻力后的支护过程中，翻倒的倾向性最大，但由于有邻架挤靠力的作用，反而不易翻倒。当采高大于4.2m时，极限角随顶板压力的增大而角增大，且采高越高，极限角随外载荷增大幅度越大，在此情况下，自由状态（不接顶）最易翻倒。因此，接顶移架是必须的。

（4）在支架宽度取1.75m，重心高度取支架高度的0.4倍情况下，不同采高的极限角变化情况如下：采高4.0m时，$\alpha<12.3°$，支架不会翻倒；当 $\alpha>28.7°$ 时，支架翻倒；当 $12.3°<\alpha<28.7°$，为支架敏感区域，与顶板重力、支架自重比值 λ 有关，顶板压力越大，越易翻倒。另外，随着采高的加大，其上下限角均变小，且范围也变小，这从另一个角度说明大采高支架对角度很敏感，很易从稳定状态转化为不稳定状态，因此，防止支架翻倒的主要措施是接顶移架。

（5）支架宽度是影响支架翻倒的又一因素，采高越大，增加支架宽度越能有效提高支架高度的上限值。换言之，支架宽架适应煤层倾角的范围较大。因此，在大采高情况下，增加支架宽度有其实际意义。在现有支架宽度下，增设架间连接千斤顶，相当于增加底座宽度，能有效防支架翻倒。

（6）支架重量在支架不接顶时与翻倒特征无关，但当支架受顶板重力时，翻倒特征与支架重量有关。当 $h>4.2$m时，自重越大，λ 值越小，极限角变小，支架易翻倒；当 $h<4.2$m时，自重越大，λ 值越大，极限值变大，对防止支架翻倒有利。因此，$h>4.2$m时，应设法减轻支架重量，$h<4.2$m时，可增大支架重量，但由于重量因素影响较小，因而通过提高支架重量而提高支架抗翻倒能力是不合理的。

综上所述，从抗翻倒支架能力角度分析，大采高支架结构应为低重心，宽底座，轻重量；从适应地质条件来看，顶板应为中等稳定，顶底板起伏变化小；从操作上分析，移架时应低降架，快移架，快升架。

3.1.4.3　大采高工作面煤壁片帮控制

首先，大采高工作面采高较大，易发生煤壁片帮事故，煤壁片帮严重影响职工的人身

安全与生产的正常进行。据寺河煤矿现场观测，在地质构造复杂地带，片帮非常严重，片帮宽度从几米至几十米，甚至整个工作面。片帮深度也达到了3～5m，片帮的块度可达到5～20m^3，片落的大块煤体经常把工作面刮板输送机砸变形，甚至进入支架内人行道，使采煤机无法通过，影响正常割煤。

其次，煤壁片帮后，空顶距增大，引起端面漏冒，导致顶板条件恶化。而顶板条件恶化又导致支架接顶差，支架受力不均，容易引起支架部件损坏，进一步导致支架与围岩关系恶化而引起顶板事故。

因此，防治煤壁片帮是大采高工作面生产技术管理的重要工作之一，也是大采高工作面取得良好经济效益的重要保证。

3.1.5 浅埋煤层长壁工作面矿山压力及控制

浅埋煤层可分为两种类型，即典型的浅埋煤层和近浅埋煤层。

对于基岩比较薄、松散载荷层厚度比较大的浅埋煤层，其顶板破断运动表现为整体切落形式，易于出现顶板台阶下沉。此类厚松散层浅埋煤层称为典型的浅埋煤层，其特征可以概括为埋藏浅、基载比小、基本顶为单一关键层结构的煤层。

对于基岩厚度较大、松散载荷层厚度较小的浅埋煤层，其矿压显现规律介于普通工作面与浅埋煤层工作面之间，顶板结构呈现两组关键层，存在轻微的台阶下沉现象，可称为近浅埋煤层。

3.1.5.1 浅埋煤层长壁工作面覆岩结构及稳定性

浅埋煤层长壁工作面在开采过程中，顶板关键层（俗称基本顶）将产生周期性破断，破断后形成的岩块也将相互铰接形成砌体梁结构。根据破断岩块的几何特征和铰接形态，浅埋煤层工作面顶板主要形成“短砌体梁”和“台阶岩梁”两种结构。

1. 基本顶的“短砌体梁”结构分析

1）基本顶“短砌体梁”结构模型

根据现场实测分析和模拟实验研究，浅埋煤层工作面顶板关键层周期性破断后，形成的岩块比较短，岩块的块度i接近于1，形成的铰接岩梁可以形象地称为“短砌体梁”结构。按照砌体梁结构关键块分析方法，建立基本顶“短砌体梁”结构关键块模型如图4－3－32所示。

2）“短砌体梁”结构关键块的受力

“短砌体梁”结构关键块的受力公式为

$$T=\frac{4i\sin\theta_1+2\cos\theta_1}{2i+\sin\theta_1(\cos\theta_1-2)}P_1 \tag{4-3-23}$$

$$Q_A=\frac{4i-3\sin\theta_1}{4i+2\sin\theta_1(\cos\theta_1-2)}P_1 \tag{4-3-24}$$

式中 i——块度，即岩块厚度与长度之比；

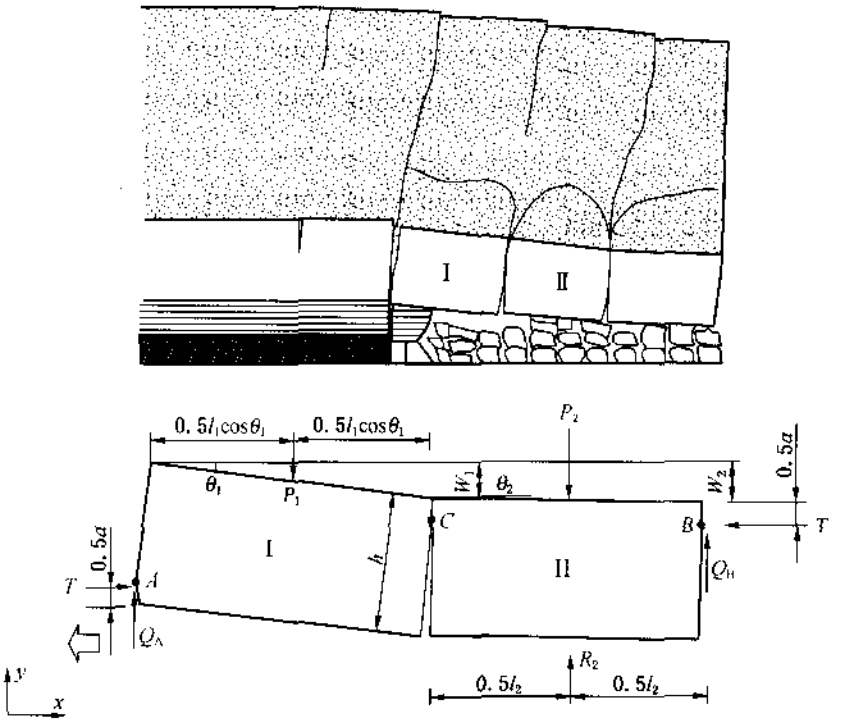
Q_A——基本顶岩块与前方岩层间的剪力，kN；

T——水平力，kN；

θ_1——Ⅰ块体的转角，(°)；

P_1——Ⅰ块体承受的载荷，kN。

浅埋煤层工作面顶板周期破断的块度较大，水平力T随块度i的增大而减小，随回转



P_1，P_2—Ⅰ、Ⅱ块体承受的载荷；R_2—Ⅱ块体的支承反力；θ_1，θ_2—Ⅰ、Ⅱ块体的转角；a—接触面高度；Q_A，Q_B—A、B 接触铰上的剪力；l_1，l_2—Ⅰ、Ⅱ岩块长度

图 4-3-32　“短砌体梁”结构关键块的受力

角 θ_1 的增大而减小。当 $i=1.0\sim1.4$ 时，剪力 $Q_A=(0.93\sim1)P_1$，工作面上方岩块的剪切力几乎全部由煤壁之上的前支点承担，这是顶板“短砌体梁”结构的一个突出特点。当浅埋煤层工作面周期来压期间 i 在 1.0 以上时，顶板易出现滑落失稳。

2. 基本顶“台阶岩梁”结构模型及其稳定性分析

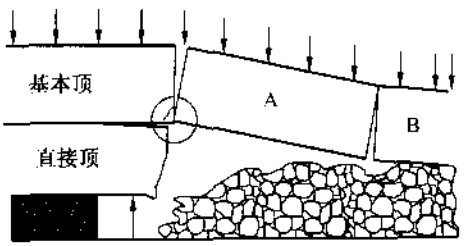
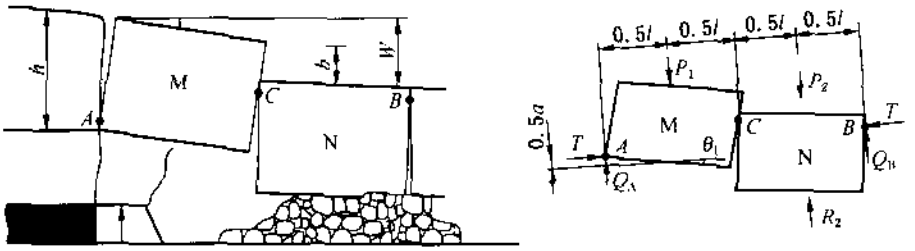


图 4-3-33　关键块架后切落前的状态

根据浅埋煤层工作面现场实测和模拟实验研究，开采过程中顶板存在架后切落（滑落失稳）现象。架后切落前，基本顶关键块的前铰点位于架后（图 4-3-33），基本顶悬伸岩梁端角受水平力和向下剪切力的复合作用，端角挤压系数仅为 0.13。根据“S—R”（S 为 sliding 的缩写，代表滑落失稳；R 为 rotation 的缩写，代表回转变形失稳）稳定条件，此时更容易出现滑落失稳，说明浅埋煤层工作面架后切落并不是偶然现象。

基本顶架后切落形成的结构模型如图 4-3-34 所示，可以形象地称之为“台阶岩梁”结构。结构中 N 岩块完全落在垮落岩石上，M 岩块随工作面推进回转，并受到 N 岩块在 C 点的支撑。此时 N 岩块基本上处于压实状态。



P_1，P_2—块体承受的载荷；R_2—N 块体的支承反力；θ_1—M 块体的转角；T—水平力；a—接触面高度；Q_A，Q_B—A、B 接触铰上的剪力；l—岩块长度；W—N 岩块的下沉量；b—M 与 N 岩块的下沉差

图 4-3-34 基本顶“台阶岩梁”结构模型

“台阶岩梁”结构不发生滑落失稳条件为

$$i \leqslant 0.5 + 2\sin\theta_{1max} - \sin\theta_1 \quad (4-3-25)$$

式中 i——块度。

按照浅埋煤层工作面一般条件，取 $\theta_{1max} = 8° \sim 12°$，滑落失稳定，与 θ_1 及 i 的关系如图 4-3-35 所示，只有在块度 i 小于 0.9 时，才不出现滑落失稳。浅埋煤层基本顶周期破断块度 i 一般在 1.0 以上，所以“台阶岩梁”也容易出现滑落失稳。

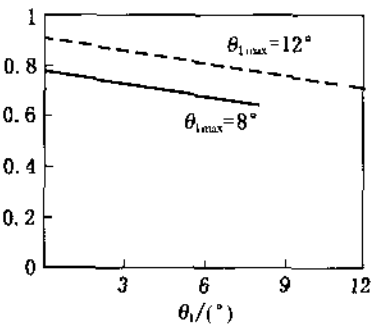


图 4-3-35 滑落失稳与 θ_1 及 i 的关系

3. 控制基本顶结构滑落失稳的支护力

根据对浅埋煤层“短砌体梁”和“台阶岩梁”结构分析，两种结构形态都难以保持自身稳定而出现滑落失稳，这是浅埋煤层工作面顶板来压强烈和存在顶板台阶下沉现象的根本原因。

控制浅埋煤层基本顶周期来压的基本任务是控制顶板滑落失稳。必须对顶板结构提供一定的支护力，才能控制滑落失稳。

由于以上两类结构所需的支护力都随基本顶块度的增大而增大；“短砌体梁”结构所需的支护力随回转角的增大而减小，而“台阶岩梁”结构则相反。总体上，“台阶岩梁”的顶板压力比较大。

鉴于“台阶岩梁”结构和“短砌体梁”结构都有可能存在，为了确保工作面生产安全进行，确定顶板支护力时，应分别按两种结构考虑，取其最大值作为控制滑落失稳的支护力。对于典型的浅埋煤层工作面，一般可以按照“台阶岩梁”结构进行分析。

3.1.5.2 浅埋煤层采煤工作面顶板控制

1. 浅埋煤层采煤工作面支架围岩动态作用关系

根据浅埋煤层采场周期来压的结构分析，顶板主要有“短砌体梁”和“台阶岩梁”两种结构形状。两种结构都属于滑落失稳类型，支架主要承受结构失稳形成的压力，最危险状态的载荷可以说是“给定”的，支架工作处于“给定失稳载荷”状态。因此，必须提供必要的支护力，才能维持顶板结构稳定，即由支架和顶板结构共同作用，来平衡顶板的滑落失稳力，从而维持顶板结构的稳定性。

虽然浅埋煤层工作面支架处于“给定失稳载荷”状态，但控制顶板结构稳定所需的支护阻力不是恒定值，而是随岩块的回转运动而变化的。此外，在顶板切落运动过程中，关键块上的载荷层作用于关键块上的载荷也不是上方岩柱的静态重量，而是存在载荷传递效应。因此，必须提供足够的支护阻力，以控制顶板的初始切落运动，才能防止顶板结构进一步恶化所引起的失稳载荷增大，达到以最小支护阻力控制顶板的目的，这就是浅埋煤层周期来压期间的“支架—围岩”动态作用关系。

2. 合理支护阻力的确定

浅埋煤层工作面周期来压时顶板最危险的状态如图 4－3－36 所示，工作面支架的支护阻力 P_m 由直接顶岩柱重量和基本顶滑落失稳所传递的压力 R_D 组成，即

$$P_m = l_k b\gamma \sum h + R_D \tag{4-3-26}$$

式中　l_k——控顶距，m；

b——支架宽度，m；

γ——直接顶容重，kN/m³；

$\sum h$——直接顶厚度，m；

R_D——基本顶滑落失稳作用于支架上的压力，kN。

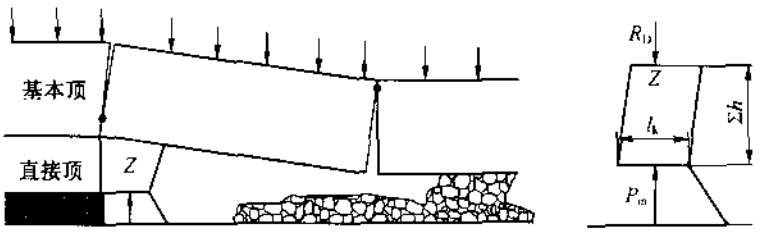


图 4－3－36　“短砌体梁”结构的“支架—围岩”关系

基本顶结构滑落失稳作用于支架的压力为

$$R_D \geqslant \frac{4i(1-\sin\theta_1)-3\sin\theta_1-2\cos\theta_1}{4i+2i\sin\theta_1(\cos\theta_1-2)} bP_1 \tag{4-3-27}$$

$$P_1 = P_G + P_Z$$

$$P_G = hl\gamma$$

$$P_Z = K_G h_1 l\gamma_1$$

$$K_G = K_r K_1$$

式中　i——基本顶岩块的块度，$i = \dfrac{h}{l}$；

h——基本顶岩块的厚度，m；

l——关键块的长度（周期来压步距），m；

θ_1——基本顶岩块的回转角，(°)；

b——支架宽度，m；

P_1——基本顶关键块载荷，kN；

γ——基岩容重，kN/m³；

γ_j——载荷平均体积力，kN/m³；

K_G——载荷传递系数，其值小于或等于1；

K_r——载荷传递岩性因子；

P——载荷层的内摩擦角，(°)

λ——载荷层侧应力系数；

K_t——载荷传递的时间因子。

周期来压期间对基本顶关键块上载荷层的计算，仍然借鉴太沙基岩土压力计算原理，周期来压期间顶板载荷 P_1 的构成如图4-3-37所示。

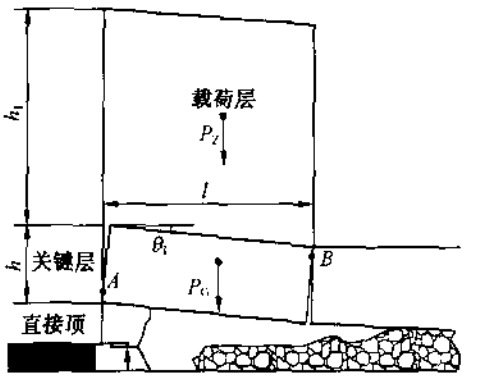
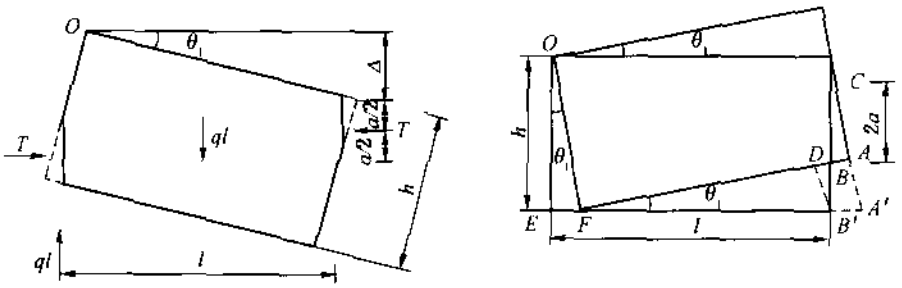


图4-3-37 周期来压期间顶板载荷

回转岩块的分析如图4-3-38所示，基本顶关键块上的载荷层处于采场上覆岩层的离层区，该区的载荷层处于非压实状态。实测大柳塔煤矿1203工作面地表最大下沉速度点滞后采煤工作面约30m，表明浅埋煤层工作面关键块上的载荷也不是载荷层的全部重量，而是存在一个载荷传递效应。



(a) 岩块回转后的状态　　(b) 岩块回转时的几何关系

T—水平推力；h—岩块厚度；l—岩块长度；a—接触面高度；
Δ—岩块的下沉量；q—岩块单位长度上允许承受的载荷

图4-3-38 回转岩块的分析图

“短砌体梁”结构条件下控制顶板所需的支护阻力为

$$P_m \geqslant l_k b \sum h\gamma + \frac{4i(1-\sin\theta_1)-3\sin\theta_1-2\cos\theta_1}{4i+2i\sin\theta_1(\cos\theta_1-2)} bP_1 \qquad (4-3-28)$$

式中 l_k——支架顶梁长度，m；

b——支架宽度，m；

P_1——基本顶关键块的载荷，kN；

γ——直接顶体积力，kN/m³；

i——基本顶岩块的块度，$i=h/l$；

$\sum h$——直接顶的厚度，m；

l——基本顶的长度，m；

θ_1——基本顶岩块的回转角，(°)。

“台阶岩梁”结构条件下控制顶板所需的支护阻力为

$$P_m \geqslant l_k b \sum h\gamma + \frac{i-2\sin\theta_{1max}+\sin\theta_1-0.5}{i-2\sin\theta_{1max}+\sin\theta_1} bP_1 \tag{4-3-29}$$

式中　$\sum h$——直接顶厚度，m；

θ_{1max}——块体回转角的最大值，(°)；

θ_1——块体的回转角，(°)。

考虑支架的支护效率、工作面支架的工作阻力为

$$P_G = \frac{P_m}{\mu} \tag{4-3-30}$$

式中　μ——支架的支护效率。

3. 浅埋煤层工作面支护设计基本方法

为了说明支护阻力的确定方法，针对工作面实际参数给出实例进行说明，在此基础上，总结出了浅埋煤层工作面支护设计的基本方法。

以神东煤炭集团补连塔煤矿2211工作面（1997年12月完成观测）为例，验证周期来压工作阻力计算公式的可靠性和准确性。该工作面基本顶岩块厚度 $h=14$m，基岩容重 $\gamma=24$kN/m^3，工作面中测区周期来压步距平均为 $l=9.2$m，载荷层厚度 $h_1=40$m，荷载层平均容重 $\gamma_1=18$kN/m^3，直接顶厚度 $\sum h=5.8$m，采高 $m=4.5$m。采用国产ZY600025/50型液压支架支护，支架宽度 $b=1.5$m，两柱掩护式支架支护效率 $\mu=0.9$，控顶距 $l_k=2.2$m。

1）支架工作阻力

（1）按“短砌体梁”结构进行计算：

岩块回转角：$\theta_1=\arcsin\frac{W_1}{l}=17.5°$；岩块块度：$i=\frac{h}{l}=1.52$。其中，$W_1$ 为岩块的下沉量，h 为岩块的厚度；l 为岩块的长度。

根据神东煤炭集团补连塔煤矿2211工作面载荷层条件，取砂土层平均参数 $\varphi=27°$，$\lambda=1-\sin\varphi=0.65$，得 $K_G=0.35K_t$。取 $K_t=0.85$，求得 $K_G=0.3$。

将相关参数代入“短砌体梁”结构下支护阻力公式，可得周期来压期间的支护阻力为 $P_m\geqslant 2488$kN/架；考虑支架的支护效率时，控制顶板所需的支架工作阻力为 $P_G\geqslant 2764$kN/架。

（2）按“台阶岩梁”进行计算。取回转角 $\theta_1=6°$，将 $\theta_{max}=17.5°$ 及相关参数代入“台阶岩梁”支护阻力计算公式，可得周期来压期间的合理支护阻力为 $P_m\geqslant 5145$kN/架；考虑支架的支护效率时，控制顶板所需的支架工作阻力为 $P_m\geqslant 5717$kN/架。

根据“短砌体梁”和“台阶岩梁”两种结构，得出的支架工作阻力计算结果分别为2764kN/架和5717kN/架，差别比较大。

2211工作面采用的支架额定工作阻力为6000kN/架，顶板没有出现台阶下沉的现象。实测4次周期来压时，中测站支架最大工作阻力为5581～5941kN/架，平均工作阻力为5798kN/架，来压期间各测站总平均工作阻力为5330kN/架。可见，“台阶岩梁”计算结果与实测情况比较吻合。

2）工作面顶板控制的基本方法

工作面的实例分析表明，周期来压一般以“台阶岩梁”结构进行计算比较安全。实例分析又说明，顶板结构模型基本能反映支架与围岩的关系，应用顶板结构理论可实现顶板控制的定量化分析。

实践证明，浅埋煤层工作面顶板的台阶下沉是可以控制的。在神府浅埋煤层条件下，顶板台阶下沉可在支架工作阻力为7000kN/架（架宽1.5m）左右时得到控制。

根据顶板结构理论和生产实践，工作面一般采用高强度、高支护阻力的支架。鉴于顶板切落靠近煤壁，大多选用顶梁比较短的重型支顶式掩护支架，如WS－1.7等型号。合理工作阻力确定的基本方法如下：

（1）判断关键层。根据顶板赋存情况和力学性质判断关键层的位置和厚度。

（2）确定来压步距。未采工作面可按照初次来压和周期来压步距的计算公式（必要时配合模拟研究），来确定来压步距，已采工作面可通过实测确定。

（3）确定合理的工作阻力。分别计算初次来压和周期来压的工作阻力，取其最大值作为工作面支护设计的依据。

3.1.6 短壁工作面矿山压力及控制

目前，我国采用的短壁工作面主要有两种，即房柱式开采工作面和连续采煤机短壁工作面。

房柱式开采，随着采空区面积逐步增大，也会发生长壁式采煤法类似的基本顶初次垮落和周期性垮落事故。但只要煤柱尺寸合理，基本顶的垮落一般对生产不会造成威胁。

连续采煤机短壁开采，是将连续采煤机用于壁式采煤工作面而出现的一种既不同于长壁式，又不同于房柱式的新采煤方法，其基本特征更接近于长壁式采煤方法。这种采煤方法的采准系统，即采煤工作面及其关联巷道的布置方式，与长壁式采煤法相同，只是采煤工作面较短，只有20～30m。这种短壁工作面机道空顶宽度大、空顶时间长、下出口顶板暴露面积大，给短壁工作面顶板控制带来困难。

短壁机械化开采技术始创于美国，其主要设备有连续采煤机、锚杆钻机、运煤车等。目前，美国、澳大利亚、南非、印度及加拿大等国均广泛采用短壁机械化采煤，取得了较好的经济效益，但是采空区煤柱回收没有得到很好的解决，采出率一般为60%左右，有自移支护设备的回收率可达80%以上。

从1979年开始，我国先后引进了多种型号的连续采煤机，并在条件适合的矿区进行了试验。

3.1.6.1 短壁工作面矿压显现规律

1. 房柱式开采矿山压力显现特点

房柱式开采，采区（盘区）内煤层由一系列巷道（煤房）切割成许多方形、矩形或菱形的煤柱。因此，其矿压显现特点主要表现在巷道（煤房）围岩及煤柱的应力分布、变形及破坏等方面。

连续采煤机房柱式开采的巷道（煤房）矿山压力显现，从总体上也服从一般煤矿巷道矿山压力显现的规律。但由于连续采煤机及其采煤工艺的特殊性，使得房柱式开采的巷道（煤房）矿山压力显现有其本身的特点。

由于连续采煤机组房柱式开采方法“采掘合一”，故采准巷道存在时间较短；连续采

煤机只切割煤层，不破顶底板岩层，巷道断面形状有别于长壁式开采。尤其当煤层较薄时，采准巷道常形成高度小而宽度大的断面形状，再加上连续采煤机组均用于顶板岩层中等稳定性以上的煤层，所以这种采煤方法下的巷道（煤房）矿山压力显现一般都比较缓和。

开掘巷道（煤房）破坏了岩层（煤层）原有的应力平衡状态，引起巷道（煤房）的应力重新分布。在巷道（煤房）周边一定范围内，某些部位围岩应力升高和另一些部位围岩应力降低。集中应力引起围岩的破坏，造成应力再一次重新分布，直至形成新的平衡状态为止。

正常情况下，巷道（煤房）顶板是按“梁”的形式来实现其应力平衡的，因此，一般按“固支梁”考虑，但在某些特殊条件下，可按“简支梁”考虑。

在巷道（煤房）掘进工作面端头，由于连续采煤机切割推进速度很快，刚暴露出来的顶板以高于平时几倍的速度下沉。当巷道（煤房）即将相互贯通时，顶板下沉速度也有在极短时间内急剧升高现象。

巷道（煤房）顶板的下沉是由岩层的膨胀和弯曲构成的，并且自顶板表面向围岩深处逐渐减小。因此，可以设想，在顶板一定深度，围岩是“不动的”（弯曲、膨胀很微小，可以忽略不计），只有“不动”岩层下方的岩体才对巷道支架施加载荷作用。

从支护的角度来看，保证巷道（煤房）顶板的稳定性，使之不产生断裂垮落，是最主要的问题。

保证顶板岩梁不因最大拉应力和最大剪应力超过极限抗拉和抗剪强度而破坏的巷道极限宽度 B 分别为

$$B = h\sqrt{\frac{2\sigma_t}{q}} - 2a \tag{4-3-31}$$

$$B = \frac{4h\tau_c}{3q} - 2a \tag{4-3-32}$$

式中　σ_t，τ_c——考虑安全以后的许用抗拉强度与抗剪强度，MPa；

h——岩梁厚度，m；

q——岩梁单位面积上所承受的载荷，$q = h\gamma$，kN/m^2；

γ——岩梁的容重，kN/m^3；

a——煤壁片帮深度，m。

当顶板由不同岩性的几个岩层构成时，上位岩层对下位岩层的作用，将直接影响下位岩层的极限跨度。按下式可以考虑上位第 n 层对下位第一层的综合影响，即

$$(q_n)_1 = \frac{E_1 h_1^3(\gamma_1 h_1 + \gamma_2 h_2 + \gamma_n h_n)}{E_1 h_1^3 + E_2 h_2^3 + \cdots + E_n h_n^3} \tag{4-3-33}$$

式中　E_1，E_2，…，E_n——顶板各岩层的弹性模量，GPa；

h_1，h_2，…，h_n——顶板各岩层的厚度，m；

γ_1，γ_2，…，γ_n——顶板各岩层的容重，kN/m^3。

分别计算 $(q_1)_1$、$(q_2)_1$、$(q_3)_1$…，当 $(q_n)_1 < (q_{n-1})_1$ 时，说明第 n 层顶板岩层已经对第 $(n-1)$ 层及其以下的各顶板岩层不再施加作用。即可以将 $(q_{n-1})_1$ 代入巷道极限宽度计算公式中的 q，计算巷道顶板的极限宽度。只要巷道宽度小于此极限宽度，顶板即可保持稳定。

当有纵向裂隙切割巷道（煤房）顶板，且不能形成铰接平衡时，应按悬臂梁考虑，其最大弯矩截面位于煤壁处。分析表明，纵向裂隙切割而成的两悬臂梁，当纵向裂隙位于巷道中部时，两悬臂梁的最大弯矩大于固定梁；当纵向裂隙位置偏向一侧时，另一侧的悬臂梁跨度更大。所以，不管裂隙位于何处，它都能使巷道顶板的稳定性明显降低。

随着煤房间的煤柱被采掉，采空区逐次增大。当采空区顶板跨度增大到一定限度时，顶板岩层将全面垮落。当初次垮落的岩石不足以填满采空区时，随着采空区的扩大，还会有两次甚至多次顶板垮落，使相应煤房的矿山压力显现增强（下沉量增大、支架载荷增大等），这类似于长壁式开采的初次来压和周期来压现象。当煤层顶板是厚度很大的坚硬岩层，悬空大面积以后才垮落时，则需要在采空区留下切顶煤柱（“刀柱”），以隔离来压时对采煤工作面的危害。

2. 连续采煤机短壁采煤法矿压显现特点

由于采煤工作面短，采空区宽度小，直接顶特别是基本顶岩层的运动（位移、变形、破坏）与平衡状态有其自身的特点，但总体上仍服从长壁式采煤方法的矿压显现规律。因此，这里仅简要说明连续采煤机短壁采煤方法矿压显现与长壁式采煤方法的不同之处。

首先，由于采用连续采煤机采煤，而且要等连续采煤机退出之后，才能进行支护工作，所以采煤工作面采煤后，机道空顶宽度很大（达3.0m左右），而且空顶时间长（割完工作面全长，加上连续采煤机完全退出工作面所用的时间）。这样暴露的顶板，虽然也受到已有支架的支护作用，但由于空顶跨度较大，有可能产生直接顶挠曲，而使直接顶岩层下沉量和下沉速度增大，甚至破碎冒落，形成局部或大面积冒顶。

其次，工作面煤壁下端必须做成弧形，以便于采煤机（有时还有梭车）进出工作面。这样使采煤工作面与运输巷连接处（即通常所说的“下出口”）的顶板暴露面积比普通采煤方法大很多。再加上支承压力的影响，有可能使下出口的矿山压力显现相当强烈。

但是，连续采煤机采煤速度快，采煤工作面长度短，完成一个循环所需时间较短，采煤工作面推进速度很快。因此，在正常生产情况下，使用连续采煤机的短壁式采煤法工作面的矿压显现一般是不强烈的、甚至是不明显的。

3.1.6.2 短壁工作面顶板控制

1. 房柱式开采短壁工作面顶板控制

1）煤柱尺寸的确定

确定煤柱的合理尺寸，首先要考虑煤柱将要承受的载荷。用简单的附属面积理论可以确定煤柱平均应力，附属面积理论认为，一个煤柱所支撑的范围，既包括位于煤柱上方的岩层，又包括煤柱四周巷道（煤房）跨度1/2的顶板岩层（图4-3-39）。

煤柱的平均应力为

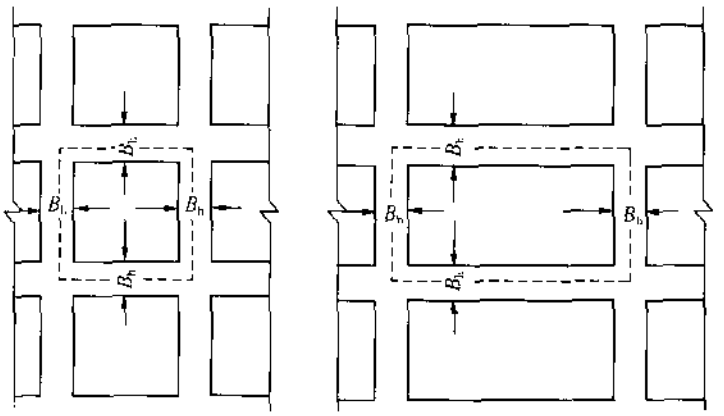
$$\sigma_p = \left(1 + \frac{B_h}{B_z}\right)\left(1 + \frac{B_h}{L_z}\right)\sigma_y \tag{4-3-34}$$

式中 B_z，L_z——分别为煤柱的宽度和长度，正方形煤柱时，$B_z = L_z$；

B_h——巷道（煤房）的宽度；

σ_y——深度为H的地层内开掘前的原始应力。

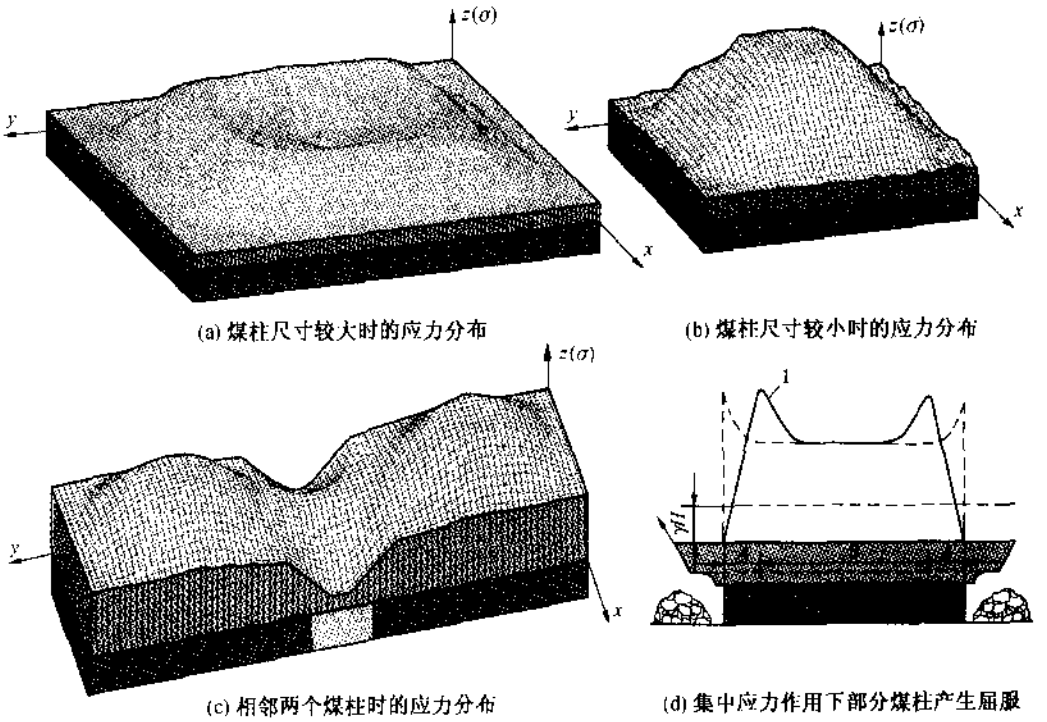
理论研究和生产实践证明，煤柱的应力分布是不均匀的。煤柱四周边缘部分，当其刚刚暴露时，存在很大的集中应力，该集中应力常常等于原始应力的2～4倍，甚至更大，



(a) 方形煤柱　　(b) 矩形煤柱

图 4－3－39　煤柱的支撑面积

因而常超过该处煤层强度，而导致煤柱边缘部分破坏，随之集中应力向煤柱内部转移，这样就形成了图 4－3－40 所示的煤柱内垂直应力分布状态。图 4－3－40a 表示煤柱尺寸较大时的应力分布，图 4－3－40c 则表示相邻两个煤柱的应力分布。



(a) 煤柱尺寸较大时的应力分布　　(b) 煤柱尺寸较小时的应力分布

(c) 相邻两个煤柱时的应力分布　　(d) 集中应力作用下部分煤柱产生屈服

1—煤柱应力曲线；A—屈服区；B—核心区

图 4－3－40　煤柱内垂直应力分布状态

显然，在此集中应力作用下，部分煤柱将产生屈服（图 4－3－40d）。若煤柱尺寸较小，煤柱两侧屈服区合二为一，则集中应力将转移到相邻煤柱或煤体中去，而使此煤柱获得某种程度的卸载。

还应指出，位于采空区边缘的煤柱，除了支撑前述的顶板压力，还要承受由于采煤而产生的支承压力，确定煤柱尺寸时也应加以考虑以上压力的影响。

确定煤柱尺寸时应考虑的另一个因素是煤柱强度。煤柱强度取决于煤本身的强度和煤层弱面的分布与性质。当根据煤块强度确定煤柱强度时，必须考虑尺寸与形状效应。

尺寸较小的试块，测得的强度值较高。随着试块尺寸的增大，试块强度按指数规律递减。试块尺寸与强度之间的关系为

$$S_1 = K_1 d^{-\alpha} \tag{4-3-35}$$

式中 S_1——试块强度，MPa；

K_1——系数；

d——试块尺寸，m；

α——指数。

用若干不同尺寸的立方体试块，测定其单轴抗压强度，代入式（4－3－35），即可确定式中系数 K_1 与指数 α 的数值，并得到拟合曲线。国外学者研究发现，当试块尺寸大于一定数值后，强度曲线渐渐趋近于一固定的强度值，该固定值即可代表现场煤层的单轴抗压强度。

煤的强度受形状的影响更大一些。国外某些学者通过实验室试验发现，煤的强度同煤柱宽度及煤柱（试块）高度的关系式为

$$S_z = K_z(B_z^b/h_z^c) \tag{4-3-36}$$

式中 S_z——宽度 B_z 和高 h_z 的煤柱单轴抗压强度，MPa；

K_z——立方体煤柱的强度，可通过试验按式（4－3－35）得 $K_z = S_1$，MPa；

b，c——常数，可能的数值为 0.33～0.67。

上式表明，随着宽高比的增大，煤柱强度也增高。有人认为，当宽高比超过 10 时，煤柱可经久不坏。

煤柱强度还与所受的约束条件有关，侧向压力越大，煤柱强度越高，即

$$\sigma_1 = R_c + \sigma_3 \tan\beta \tag{4-3-37}$$

$$\tan\beta = \frac{1+\sin\varphi}{1-\sin\varphi} \tag{4-3-38}$$

式中 σ_1——受到侧向压力 σ_3 作用时煤的强度，MPa；

R_c——煤的单轴（$\sigma_3 = 0$ 时）抗压强度，MPa；

σ_3——侧向压力，MPa；

$\tan\beta$——σ_1 与 σ_3 关系曲线的斜率；

φ——煤（岩）内摩擦角，(°)。

当煤层仅受重力影响时，σ_3 的最大值可能等于地层垂直应力 γH，而不能超过此值。此时，煤柱最大强度为

$$\sigma_1 = R_c + \gamma H \tan\beta \tag{4-3-39}$$

煤柱尺寸的确定，可按极限强度理论或者逐步破坏理论进行设计。由于煤柱高度一般

等于煤层厚度，是不可变的已知条件。煤柱沿巷道（煤房）纵向的长度，一般按生产工艺来确定。所以，煤柱设计就只剩下确定煤柱宽度的问题。

根据极限强度理论确定煤柱尺寸的方法，仅用于确定护巷煤柱和房间留置不采煤柱时的尺寸，其步骤为：

（1）确定立方体煤柱的强度。

（2）确定不同宽高比的煤柱强度。

（3）用试算法求出一种煤柱宽度值，在此宽度下，煤柱强度等于煤柱平均应力乘以安全系数，安全系数一般为 2。

根据逐步破坏理论确定煤柱尺寸的步骤：

（1）首先确定煤柱四周屈服区的宽度，该宽度可在现场直接测定，也可按下式计算，即

$$X_0 = \frac{h_z}{\sqrt{\tan\beta(\tan\beta - 1)}} \ln \frac{K\gamma H}{\sigma_k} \tag{4-3-40}$$

式中　K——支承压力峰值处的应力集中系数；

σ_k——煤柱周边的抗压强度，MPa；

h_z——煤柱高度，m；

$\tan\beta$——σ_1 与 σ_3 关系曲线的斜率；

γ——上覆岩层平均体积力，kN/m^3；

H——巷道埋深，m。

当 $K=4$，且大多数煤层 $\tan\beta=4$，式（4-3-40）可简化为

$$X_0 \approx \frac{h_z}{6} \ln \frac{4\gamma H}{\sigma_k} \tag{4-3-41}$$

（2）确定煤柱核心区尺寸。对于护巷煤柱，核心区宽度等于（1～2）h_z；对于房间煤柱和巷道煤柱，为了使煤柱整体屈服，以便使煤房（巷道）顶板集中压力转移到其他煤柱或煤体中去，使巷道（煤房）处于压力拱的保护之下，核心区宽度可取零，使煤柱两侧屈服区连在一起。

（3）确定煤柱宽度，需要保持稳定的核心区的煤柱宽度为

$$B_z = 2X_0 + (1 \sim 2)h_z \tag{4-3-42}$$

对于要求整体屈服的煤柱宽度为

$$B_z \leqslant 2X_0 \tag{4-3-43}$$

隔离采空区边界煤柱的宽度也可按在煤柱中央保持一个稳定的核心区的准则确定。

2）锚杆支架及其布置

由于连续采煤机机组运行的需要，房柱式开采只能用锚杆作为基本支护手段，仅在个别地点使用单体支柱作为补充支护。

原则上讲，楔缝式、倒楔式、缝管式、涨壳式金属锚杆及树脂药包式、快硬膨胀水泥药包式锚杆，均可用于房柱式开采。但由于巷道（煤房）宽度较大，要求的锚固力较大，所以，房柱式开采一般选用便于机械化安装、且锚固力较大的树脂药包锚杆和涨壳式锚杆。锚杆在房柱式开采中，可以单独使用，也可以与钢带、钢梁（或木梁）、拉杆等构成锚杆支架。

在房柱式采煤法中，锚杆对巷道（煤房）顶板岩层的作用，一般有两种：当直接顶厚度较薄时，锚杆锚固在上方坚固岩层中，此时，锚杆发挥承重作用，即所谓悬吊作用；当直接顶较厚，锚杆无法锚固到基本顶中时，锚杆发挥结构作用，将直接顶岩层夹紧成为整体，即所谓组合梁作用。

因悬吊作用而使锚杆承受的载荷较易确定，设巷道（煤房）直接顶岩层厚度为 h，容重为 γ，锚杆间距为 a，排距为 b，则每根锚杆的悬吊载荷为

$$P = abh\gamma \tag{4-3-44}$$

实际上，直接顶的重量由锚杆和巷道两帮承担。为使悬吊可靠，锚固在基本顶岩层内的深度至少应在 0.2m 以上。

锚杆无论处于悬吊还是组合梁工作状态，都是靠锚杆产生的张力来发挥支护作用。当锚杆拧紧垫板螺母后，锚杆即产生一初张力（预紧力）。以后，随着矿山压力与锚杆张力的平衡，顶板处于稳定状态。

在很多情况下，由于操作的原因，锚杆的初张力很小，甚至完全没有初张力。这时，锚杆的张力主要靠顶板的移动来形成。但在形成足够张力的过程中，顶板岩层由于过度下沉、内部破裂而严重削弱其自稳能力，对保持顶板稳定性十分不利。因此，应改进安装锚杆的操作方法，保证锚杆有相当的初张力（预紧力），使顶板岩层在“夹紧”的状态下移动。

房柱式开采时的锚杆支护参数应按地质条件，以及悬吊作用或组合梁作用原理进行设计。

当直接顶岩层薄，上方有坚硬厚岩层时，应用悬吊原理设计。房柱式开采锚杆支护参数设计步骤：

（1）首先确定锚杆长度。

（2）按直接顶重量全部由锚杆承担并考虑安全系数，确定锚杆载荷，按标准锚杆的强度确定锚杆间距和排距；也可根据经验确定锚杆的间距和排距，确定每根锚杆的载荷，再选择合适的锚杆。

当直接顶很厚，且具有中等以上稳定性时，应按组合梁原理进行设计。其步骤为：

（1）确定每根锚杆的悬吊载荷。

（2）按下式确定锚杆长度，即

$$h = (L_s - 2a)\sqrt{\frac{q}{2\sigma_t}} \tag{4-3-45}$$

式中 L_s——巷道（煤房）宽度，m；

a——片帮深度，m；

q——直接顶单位面积上所承受的载荷，kN/m^2；

σ_t——直接顶岩层单轴抗拉强度，MPa。

注意：当锚杆垂直岩层时，h 为锚杆垫板到锚固端的长度；当锚杆与岩层倾斜布置时，则应根据锚杆的倾角换算出组合梁厚度为 h 时应有的锚杆长度。

（3）根据直接顶载荷集度和所用锚杆强度，确定锚杆间距，或者根据经验，选定锚杆间距（一般取锚杆长度的 1/2 以下），再根据每根锚杆载荷，确定相应的锚杆强度和直径。

应该说明，锚杆张力决定于锚固点处岩层与顶板下表面的位移差。如果按组合梁作用来选择锚杆，由于组合梁整体移动，其上下两端的位移差不会很大。只要锚杆能够将各岩层夹紧成整体的组合梁，该直接顶岩层即可保持自身的稳定，并非将重量完全加在锚杆上。因此，锚杆载荷不会很大，按上式确定的锚杆参数就能保证应有的支护效果。

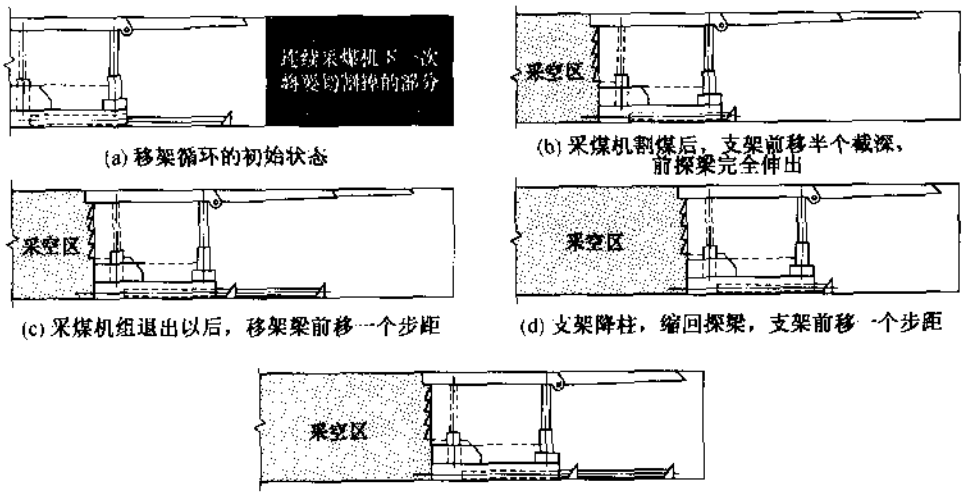
对于直接顶裂隙发育的煤层，巷道（煤房）容易漏顶而使锚杆失效。这时，可以采用厚约 2mm，宽 100mm 左右的钢带或“W”形断面钢带与锚杆配合支护，能取得较好地防止顶板掉块漏顶的效果。

2. 连续采煤机短壁工作面顶板控制

连续采煤机短壁工作面与长壁工作面使用相同的液压支架，只是短壁工作面使用的支架要在顶梁的前端加装一较长的可伸缩探梁，以便及时支护采煤后暴露的顶板，减小机道的空顶宽度。短壁工作面一般用于顶板坚固的煤层，所以，其液压支架的架型多选用支撑式液压支架。连续采煤机采一刀煤之后，暴露的顶板一部分可以靠液压支架来完成支护，而靠近煤壁的悬露顶板则需要用前探梁来完成支护。因此，探梁的伸出长度必须接近连续采煤机的半个截深，才能满足要求。

短壁工作面液压支架的移架步骤如图 4－3－41 所示，共有 4 个移架步骤。移架工作循环的第 1 步（图 4－3－41b）是连续采煤机割出 3.0m 左右的煤体以后，支架前移约半个截深，前探梁完全伸出，然后升柱将支柱撑紧。第 2 步是采煤机组退出以后，将移架梁推移一个步距，为移架作准备（图4－3－41c）。第 3 步是支架降柱，缩回探梁，液压支架前移一个步距，升柱撑紧（图 4－3－41d）。第 4 步是将移架梁向前推移一个步距（图 4－3－41e），恢复到移架循环的初始状态（图 4－3－41a），从而完成了一个移架工作。由此可见，连续采煤机每切割一刀，液压支架需要移架两次，其中，第一次移架是随着采煤机的采煤逐步进行的，而第二次则是在采煤机采完工作面全长并退出工作面之后进行的。因此，工作面的液压支架大部分时间处于图 4－3－41b 的状态。

由于采煤机机组运行的需要，工作面煤壁下端要抹角，成弧形，工作面与运输平巷连



(a) 移架循环的初始状态

(b) 采煤机割煤后，支架前移半个截深，前探梁完全伸出

(c) 采煤机组退出以后，移架梁前移一个步距

(d) 支架降柱，缩回探梁，支架前移一个步距

(e) 移架梁向前推移一个步距，恢复到移架循环的初始状态

图 4－3－41　短壁工作面液压支架的移架步骤

接处形成顶板暴露面积很大的交叉点。为了减小此处的顶板跨度，移架梁应与工作面呈一斜角布置，液压支架按此角度逐架向前移架（图4-3-42）。

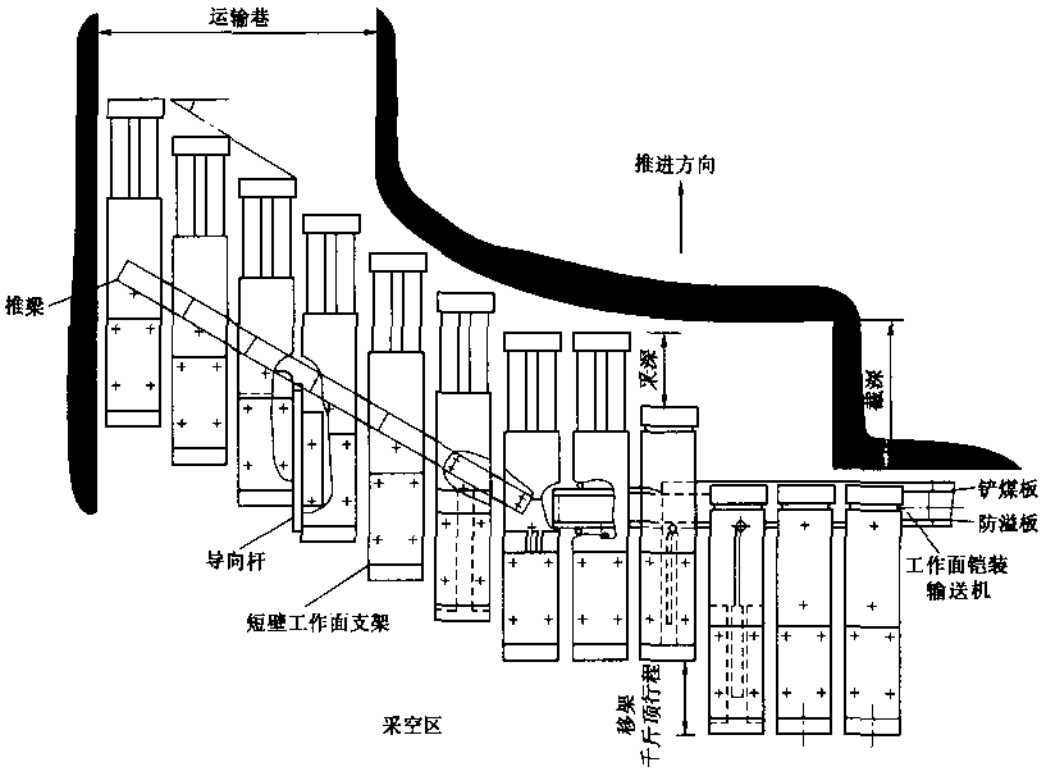


图4-3-42 短壁工作面的弧形下出口支护

运输平巷和回风平巷在掘进时，当接近采煤工作面时，通常在采煤工作面前方一段距离内沿巷道侧帮支设单体液压支柱，也可补打锚杆，加强支护。

单体液压支柱连续采煤机短壁工作面，一般采用煤柱支撑法处理采空区，沿工作面推进方向，每隔一定距离留设煤柱，以隔绝采空区顶板垮落对采煤工作面的影响。但煤柱间距要小于顶板初次垮落步距。

3.1.7 采场岩层移动与控制

3.1.7.1 岩层移动引起的采动损害

煤层开采后必然引起岩体向采空区内移动。岩层移动将造成采动损害及相关问题，主要表现为：

（1）形成矿山压力显现，引起采场和巷道顶板的下沉、垮落和来压，甚至引发冲击地压等强烈的矿压显现现象，危及井下人员和设备的安全。

（2）形成采动裂隙，引起周围煤体中水与瓦斯的流动，导致井下瓦斯事故与突水事故。

（3）岩层移动发展到地表，引起地表沉陷，导致农田、建筑设施的毁坏。当地面潜水位较高时，地表沉陷盆地内大量积水，农田无法耕种，村庄被迫搬迁，引发一系列环境、经济、社会问题。

3.1.7.2　岩层控制的关键层理论

1. 关键层的概念

在直接顶上方存在厚度不等、强度不同的多层岩层。实践表明，其中一层至数层厚硬岩层在采场上覆岩层活动中起主要的控制作用。将对采场上覆岩层局部或直至地表的全部岩层活动起控制作用的岩层称为关键层，前者称为亚关键层，后者称为主关键层。也就是说，关键层的断裂将导致全部或部分上覆岩层产生整体运动。覆岩中的亚关键层可能不止一层，而主关键层只有一层。基本顶是对采场矿山压力显现产生影响的下位亚关键层。采场上覆岩层中的关键层一般为相对厚而坚硬的岩层。

采场上覆岩层中的关键层有如下特征：

（1）几何特征。相对其他同类岩层单层厚度较厚。

（2）岩性特征。相对其他岩层较为坚硬，即弹性模量较大，强度较高。

（3）变形特征。关键层下沉变形时，其上覆全部或局部岩层的下沉量同步协调。

（4）破断特征。关键层的破断将导致全部或局部上覆岩层的同步破断，引起较大范围内的岩层移动。

（5）承载特征。关键层破断前以“板”（或简化为“梁”）的结构形式作为全部岩层或局部岩层的承载主体，破断后则成为砌体梁结构，其继续成为承载主体。

由于成岩时间及矿物成分不同，煤系地层形成了厚度不等、强度不同的多层岩层，其中，覆岩关键层将对采场上覆岩层活动起主要的控制作用。为了弄清岩层移动由下往上传递的动态过程，并对岩层移动过程中形成的采场矿压显现、煤岩体中水与瓦斯的流动和地表沉陷等状态变化进行有效监测与控制，需要弄清关键层的变形破断和运动规律，以及在运动过程中与软岩层间的相互耦合作用关系。关键层理论的提出，实现了矿山压力、岩层移动与地表沉陷、采动煤岩体中水与瓦斯流动研究的有机统一，为更全面、深入地解释采动岩体活动规律与采动损害现象奠定了基础。

2. 覆岩关键层位置的判别

直接顶初次垮落后，随着采煤工作面的继续推进，将引起覆岩关键层的破断与运动。为了研究具体条件下覆岩关键层的破断运动规律，首先应对覆岩中的关键层位置进行判别。

根据关键层的定义与变形特征，在关键层变形过程中，其所控制上覆岩层随之同步变形，而其下部岩层不与之协调变形，因而它所承受的载荷已不再需要其下部岩层来承担，岩层载荷计算如图4-3-43所示。在图中，第一层岩层为第一层关键层，它的控制范围达第 n 层，则第 $n+1$ 层成为第二层关键层，必然满足：

$$q_{n+1} < q_n \qquad (4-3-46)$$

式中　q_{n+1}，q_n——计算到第 $n+1$ 层与第 n 层时，第一层关键层所受载荷，kN。

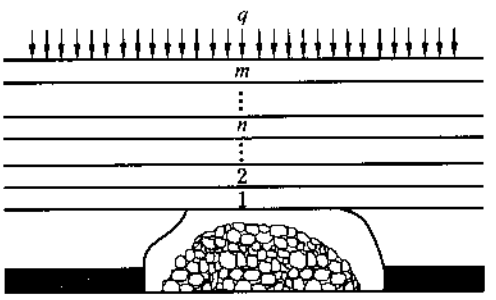


图4-3-43　岩层载荷计算图

按上式的原则，由下往上逐层判别，直至确定出最上一层可能成为关键层的硬岩层

位置，设覆岩共有 k 层硬岩层满足上式的要求。

按上式确定出的硬岩层还必须满足关键层的强度条件，即满足下层硬岩层的破断距小于上层硬岩层的破断距，即

$$l_j < l_{j+1} \qquad (j=1,\ 2,\ \cdots,\ k) \tag{4-3-47}$$

式中 l_j——第 j 层的破断距，m；

k——确定的硬岩层层数。

若第 j 层硬岩层不满足破断距的要求，则应将第 $j+1$ 层硬岩层所控制的全部岩层载荷作用到第 k 层上，重新计算第 k 层硬岩层破断距后再继续判别。之后，按照破断距公式的要求，由下往上逐层判别，最终确定出所有关键层位置。

3. 关键层复合破断规律

关键层理论发现，一定条件下相邻两层硬岩层产生同步破断。将出现同步破断的现象称为关键层复合破断。当产生复合破断的关键层邻近开采煤层而成为基本顶时，由于复合破断关键层一般一次破断岩层厚度相对较厚，作用在砌体梁岩块上载荷较大，容易出现滑落失稳，因而会引起采场来压显现的增强。在薄基岩厚表土层条件下，更容易出现关键层复合破断现象，并对采场来压造成强烈影响。

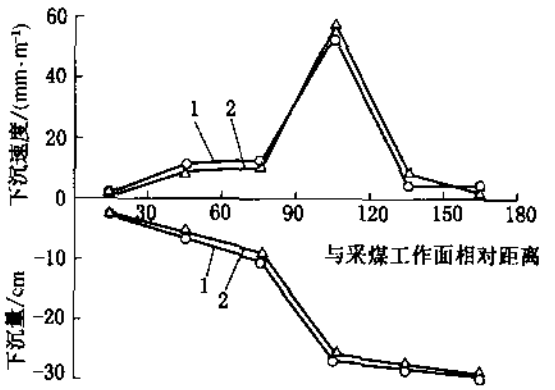
假设覆岩中仅有两层硬岩层，则两层硬岩同步破断的条件为 $l_1 \geq l_2$。

3.1.7.3 *采场上覆岩层移动规律*

1. 关键层运动对岩层移动的影响

岩层移动是如何由下往上逐步传递到地表的呢?

图 4-3-44 所示为关键层对岩层移动控制作用的实验结果。由图 4-3-44 可知，关键层与其上方 82m 处岩层几乎同步运动，采过测点 105m 之前，关键层与上覆 82m 处岩层下沉速度都较小；采过测点 105m 后，关键层破断急剧下沉，并导致其上覆 82m 岩层同步下沉。



1—距煤层 30m、距开切眼 90m 处关键层下沉量和下沉速度与工作面相对位置的关系曲线；

2—该层关键层上方 82m 处对应点下沉量和下沉速度与工作面相对位置的关系曲线

图 4-3-44 关键层对岩层移动控制作用的实验结果

实验与实测证明，岩层移动由下向上成组运动，岩层移动的动态过程受控于覆岩关键层的破断运动。当第一层为亚关键层（基本顶岩层）时，它所控制的上覆岩层组与之同

步破断运动，如此向上发展，直至覆岩主关键层。主关键层的破断导致上覆所有岩层直至地表的同步破断下沉。

对关键层理论的进一步研究还发现，覆岩关键层不仅对地表动态下沉过程起控制作用，还对地表移动曲线特性产生影响，地表下沉是关键层与表土层耦合作用的结果。一方面，关键层破断块度越大，其对地表下沉曲线特征的影响越显著，相应地表下沉曲线的非正态分布特征越显著；另一方面，表土层起着消化关键层非均匀下沉的作用，表土层越薄，地表下沉的非均匀、非正态特征越显著，反之亦然。因此，对于表土层较薄或覆岩中有很厚、很硬的关键层（即其破断块度很大）时，地表下沉的预计必须考虑表土层与关键层的耦合关系，并充分考虑关键层破断对地表下沉曲线特征的影响。

2. 岩层移动中的离层与裂隙分布

煤层开采后将引起上覆岩层的移动与破断，从而在覆岩中形成采动裂隙。覆岩采动裂隙场分布与水体下采煤、卸压瓦斯抽放及覆岩离层区充填减沉等工程问题密切相关。

（1）关键层运动对离层及裂隙的产生、发展与时空分布起控制作用。

（2）沿工作面推进方向，关键层下的离层动态分布呈现两阶段发展规律：关键层初次破断前，随着工作面的推进，离层量不断增大，最大离层位于采空区中部；关键层初次破断后，关键层在采空区中部趋于压实，而在采空区两侧仍各自保持一个离层区。工作面侧的离层区是随着工作面开采而不断前移的，其最大宽度及高度仅为关键层初次破断前的1/3左右。从平面看，在采空区四周存在如图4-3-45所示的一沿层面横向连通的离层发育区，称之为采动裂隙“O”形圈。关键层下的离层量可由“砌体梁”位移拟合方程来计算。

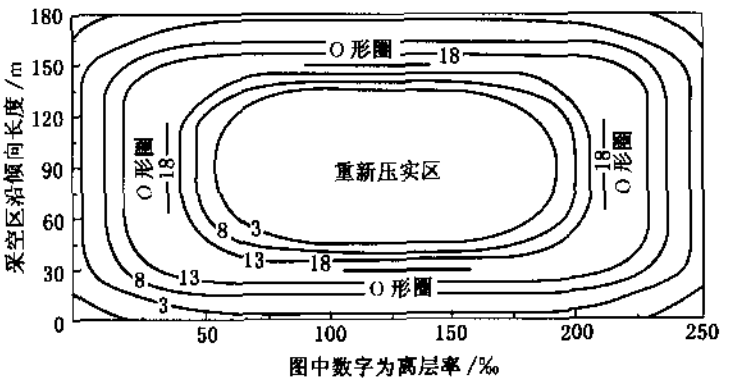


图4-3-45　采动裂隙分布的“O”形圈

（3）沿顶板高度方向，随工作面推进，离层呈跳跃式由下向上发展。首先，第Ⅰ亚关键层下出现离层，当亚关键层破断后，其下离层呈“O”形圈分布。此时，上部第Ⅱ亚关键层下出现离层，当亚关键层破断后，其下层呈“O”形圈分布，如此发展直至主关键层。

（4）贯通的竖向裂隙是水与瓦斯涌入工作面的通道，故也称其为“导水、导气”裂隙。“导水、导气”裂隙仅在覆岩一定高度范围内发育，其最大发育高度与采高和岩性有

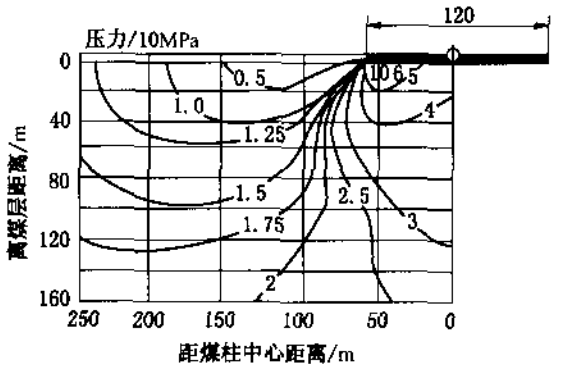
关。对“导气”裂隙发育动态过程的研究表明，在开采初期，下位关键层的破断运动对“导气”裂隙从下向上发展的动态过程起控制作用，“导气”裂隙高度由下向上发展是非均速的，随关键层的破断而突变。当采空区面积达一定值后，“导气”裂隙的分布也同样呈“O”形圈特征，它是正常采煤期间邻近层卸压瓦斯流向采空区的主要通道。

3.1.7.4 采场底板破坏与突水

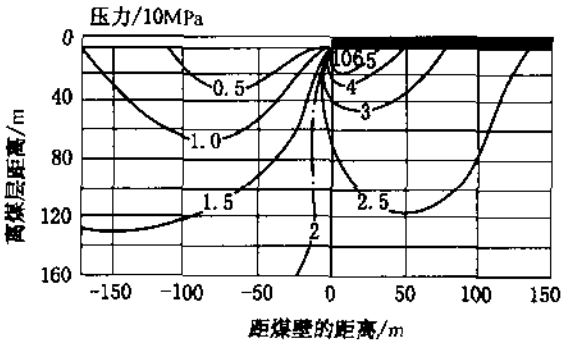
1. 采场底板破坏深度

煤层开采后不仅引起顶板岩层的移动和破坏，也将导致底板岩层在一定范围内的移动和破坏。煤层开采后引起的底板破坏，其范围将与开采范围及采空区周围的支承压力分布有关。由于底板的破坏可能导致地下水分布的变化，因此，煤层开采后底板的变形破坏可能引起突水等事故。事实上，采动底板突水事故是采动底板破坏及底板承压水共同作用导致的。因此，底板突水的防治应重视研究采动底板破坏规律。

图4-3-46所示为800m采深条件下煤层开采后底板岩层内的应力分布。由图可知，在采空区形成了应力降低区，煤柱与底板的关系类似于建筑物的基础与地基的关系。



(a) 煤柱下的 Q_z 等应力线



(b) 煤体下的 Q_z 等应力线

图4-3-46 800m采深条件下煤层开采后底板岩层中的应力分布

开采引起的底板岩体破坏深度，一般可采用土力学中地基的计算方法。根据塑性理论，可得出有关计算公式：

最大破坏深度

$$D_{max}=\frac{L\cos\varphi}{2\cos\left(\frac{\pi}{4}+\frac{\varphi}{2}\right)}e^{\left(\frac{\pi}{4}+\frac{\varphi}{2}\right)\cdot\tan\varphi} \tag{4-3-48}$$

最大深度位置

$$\alpha_0=\frac{L\sin\varphi}{2\cos\left(\frac{\pi}{4}+\frac{\varphi}{2}\right)}e^{\left(\frac{\pi}{4}-\frac{\varphi}{2}\right)\cdot\tan\varphi} \tag{4-3-49}$$

式中　L——煤体边缘塑性区的宽度，m；

φ——岩石内摩擦角，(°)。

在工作面大面积采空情况下，底板的坚硬岩层也可能引起弯曲或拉伸破坏，此种破坏常发生在采空区的四周。

2. 应用关键层理论分析采场底板破坏与突水

将底板采动破坏带以下及含水层以上承载能力最大的一层岩层称为底板关键层，类似于采场覆岩中的关键层，在底板隔水层中起关键控制作用。

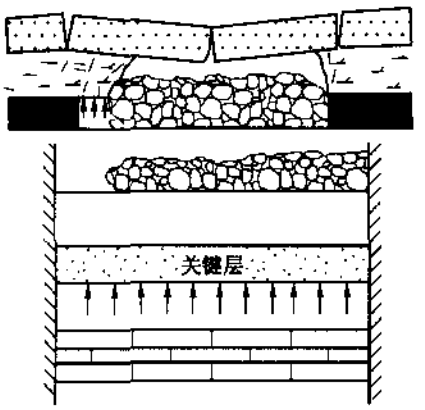


图 4－3－47　初次来压时底板关键层上的覆岩结构与载荷特征

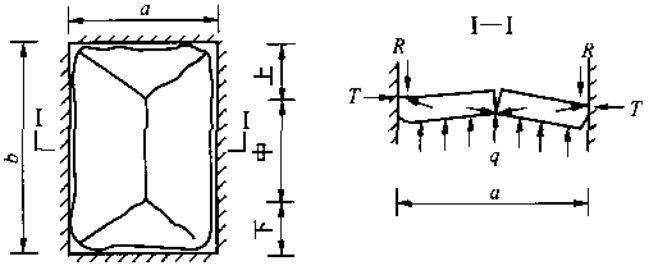
在底板关键层上的载荷可分为正向载荷和负向载荷。正向载荷包括关键层的自重及关键层以上底板岩层和覆岩垮落岩层的自重。负向载荷即为承压水的水压，对底板关键层起变形破坏作用。

图 4－3－47 所示为初次来压时底板关键层上的覆岩结构与载荷特征。

根据关键层的板结构特征和采空区卸载空间的边界条件，在没有断层构造条件下，底板岩体的关键层结构模型便简化为在均布荷载下四周固支的矩形薄板；在有断层构造条件下，则视断层性质，关键层结构模型可简化为均布荷载下三边固支、一边自由或三边固支、一边简支的矩形薄板。因此，对采场底板突水机理的研究就简化为对底板关键层破断条件及破断后各岩块平衡关系的研究。

当底板关键层达到破断垮距时，随着采煤工作面的推进，只要工作面基本顶的极限破断步距大于底板关键层的破断垮距，底板关键层就要产生 OX 型断裂，断裂后的一般状态如图 4－3－48 所示，将工作面底板分为上、中、下 3 个区，破断的岩块由于相互挤压形成水平力，从而使岩块间产生摩擦力。卸载空间底板的上、下两区是圆弧形破坏，岩块间的咬合呈一个立体咬合关系，而中部剖面 Ⅰ—Ⅰ 则可能形成反三铰拱式平衡结构。因此，并不是关键层刚一达到断裂极限发生断裂就产生突水，关键层的破断还取决于岩块之间的相互咬合与平衡关系。

已往突水理论认为，底板突水的前兆——底鼓，是由于承压水先沿构造裂隙进入采空区底板浅部的离层裂隙，在水压、矿压甚至地应力的共同作用下，塑性较强的岩层产生底鼓，然后通过适合的通道，形成突水。而事实上，既然采空区浅部为采动导水裂隙带，且岩石材料多为塑性差的脆性材料，因此，它不可能在采空区底板浅部形成离层区域。用关



a—工作面推进距离；b—工作面长度；T—水平推力；R—剪切力；q—岩块的孔隙水压力

图4-3-48 底板关键层破断后的一般状态

键层结构模型分析可知，在断层构造条件下，底鼓是由于断层两盘的关键层在水压作用下产生上挠而形成的，在没有断层构造条件下，底鼓是由于底板关键层在产生“OX”型破坏后形成反三铰拱结构而产生的。

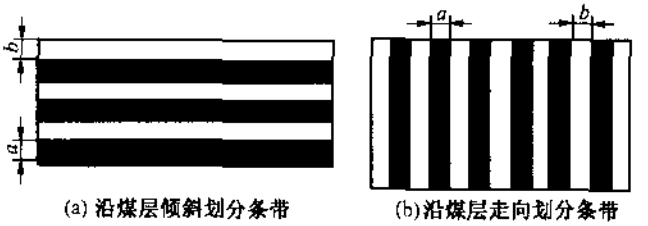
3.1.7.5 采场上覆岩层移动控制技术

岩层移动控制技术可分为留设煤柱控制岩层移动、充填法控制岩层移动、调整开采工艺及参数，控制岩层移动。

1. 留设煤柱控制岩层移动

留设煤柱控制岩层移动的方法有部分开采和留设保护煤柱。

（1）部分开采包括条带开采和房柱式开采。条带开采法是沿煤层的走向或倾向，将开采区划分为若干个宽度相等或不相等的条带，开采一条，保留一条，利用留下的条带煤柱支撑顶板，以达到减小地表沉陷的目的。条带开采法按其条带长轴的方向，可划分为走向条带开采和倾向条带开采（图4-3-49）。



(a) 沿煤层倾斜划分条带　(b)沿煤层走向划分条带

a—保留条带宽度；b—采出条带宽度

图4-3-49 条带开采的类型

条带开采成功的关键在于合理设计条带采宽 a 与留宽 b。

（2）留设保护煤柱。有时采用留设保护煤柱的方法来避免开采后岩层移动影响地面。重要建（构）筑物。保护煤柱的留设主要根据矿井条件、岩层移动角来进行设计。

水体下采煤必须在煤层与水体之间留设一定高度的起隔水作用的煤层和岩层，通常称之为防水煤岩柱。留设防水煤岩柱的目的，是不允许导水断裂带波及水体。

2. 充填法控制岩层移动

1）采空区充填

充填开采就是用充填材料来充填已采空间，这相当于减小了煤层开采厚度，从而减少采空区上覆岩层的变形与破坏。按照充填材料和输送方式的不同，可将矿山充填分为水力充填、干式充填和胶结充填。

2）覆岩离层区充填

覆岩离层区充填是利用岩移过程中覆岩内形成的离层空洞，从钻孔向离层空洞充填材料，以支撑覆岩，从而减缓覆岩移动向地表的传播。覆岩离层区充填与采空区充填的不同在于，其充填区不在采空区而在上部岩层，充填工作不会干扰井下工作面的生产。

通过对关键层理论研究，对覆岩离层区充填技术的基本认识可归纳如下：

（1）确定具体矿井覆岩中的关键层位置，掌握其下沉破断及离层特征参数，是离层区充填减沉技术应用可行性分析、钻孔布置设计及减沉效果评价的基础。

（2）离层区充填减沉技术是有其适用条件的，要取得好的注浆减沉效果，覆岩中必须存在典型的关键层，并能形成较长的离层区。当覆岩中无典型关键层或关键层间复合破断时，覆岩离层不发育，离层注浆减沉技术不适用。此外，如果覆岩的主关键层因邻近开采煤层而处于断裂带内或垮落带内，也不适于采用离层区充填减沉技术。

（3）合理布置注浆钻孔是离层区充填减沉技术成功应用的关键技术措施之一。钻孔位置及最佳的注浆减沉效果可以保证关键层始终不发生初次破断。长壁开采覆岩内离层主要出现在关键层下，注浆钻孔的注浆层位应选择在关键层下，且主关键层下部将是离层区充填的最佳层位，而亚关键层下部也能形成较为明显的离层区，在其下部注浆，既能起到保护主关键层的作用，又能起到地表减沉的效果。

（4）注浆工艺的优化是离层区充填减沉技术成功应用的另一关键技术。该技术主要包括注浆材料选择、合理注浆压力、注浆孔孔径与单孔最大注浆能力的选择等。

3.2　采准巷道矿压规律及其控制

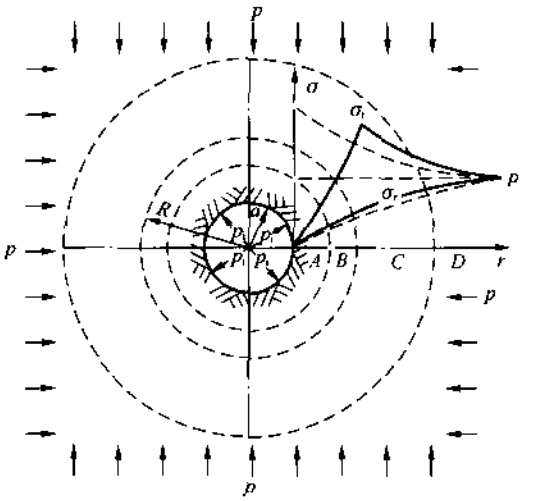
3.2.1　采准巷道围岩应力及变形规律

3.2.1.1　巷道掘进引起的围岩应力

在岩体内开掘巷道后，会发生应力重新分布，即巷道围岩内出现应力集中。如果围岩应力小于岩体强度，这时岩体物性状态不变，围岩仍处于弹性状态。如果围岩局部区域的应力超过岩体强度，则岩体物性状态就要改变，巷道周边围岩就会产生塑性变形，并从周边向岩体深处扩展到某一范围，在巷道围岩内出现塑性变形区，同时引起应力向围岩深部转移。圆形巷道围岩塑性变形区及应力分布如图 4－3－50 所示。在塑性区内圈（A），围岩强度明显削弱，低于原始应力 γH，围岩发生破裂和位移，称破裂区，也称卸载和应力降低区。塑性区外围（B）的应力高于原始应力，它与弹性区内应力增高部分均为承载区，也称应力增高区。再向围岩深部即为处于稳定状态的原岩应力区。

实验表明，当岩体应力达到岩体强度极限后，围岩强度并未完全丧失，而是随着变形的增加而逐渐降低，直至降到残余强度。因此，在围岩应力和变形的计算中，应注意围岩强度在弱化过程中塑性区物性参数的变化。

运用极限平衡理论，在各向等压的情况下，圆形巷道塑性区半径 R 和周边位移 u 的计算式为



p—原始应力；σ_t—切向应力；σ_r—径向应力；p_i—支护阻力；a—巷道半径；R—塑性区半径；A—破裂区；B—塑性区；C—弹性区；D—原始应力区

图 4-3-50 圆形巷道围岩塑性变形区及应力分布

$$R = a\left[\frac{(p + c\cot\varphi)(1 - \sin\varphi)}{p_i + c\cot\varphi}\right]^{\frac{1-\sin\varphi}{2\sin\varphi}} \tag{4-3-50}$$

$$u = \frac{a\sin\varphi}{2G} \cdot \frac{(p + c\cot\varphi)^{\frac{1}{\sin\varphi}}(1 - \sin\varphi)^{\frac{1-\sin\varphi}{2\sin\varphi}}}{(p_i + c\cot\varphi)^{\frac{1-\sin\varphi}{2\sin\varphi}}} \tag{4-3-51}$$

式中 p——原岩应力，MPa；

p_i——支护阻力，MPa；

a——圆形巷道半径，m；

φ——围岩的内摩擦角，(°)；

c——围岩的黏聚力，MPa；

G——剪切弹性模量，GPa。

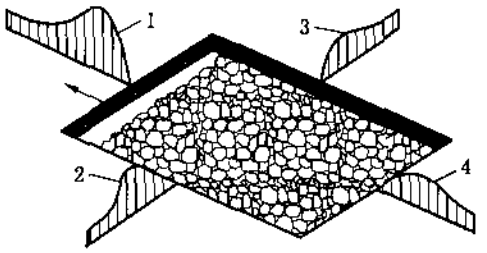
由上式可知，巷道的塑性区半径和周边位移主要取决于原岩应力 p、围岩的内摩擦角 φ 和黏聚力 c 等。它们之间的关系为：

(1) 巷道的周边位移，随巷道所在处原岩应力的增大，呈指数函数关系迅速增长；指数的大小取决于 φ、c 的变化，φ、c 值越小，指数越高，u 值增长越迅速。且 p 值越大，φ、c 的影响越大。

(2) 内摩擦角和黏聚力越小，即围岩强度越低，则周边位移值越显著增大。

3.2.1.2 回采引起的支承压力分布

煤层开采过程破坏了原岩应力场的平衡状态，引起应力重新分布。对于受到采动影响的巷道，它的维护状况除了受巷道所处位置的自然因素影响以外，主要取决于采动影响。煤层开采后，采空区上部岩层重量将向采空区周围新的支撑点转移，从而在采空区四周形成支承压力带（图 4-3-51）。工作面前方形成超前支承压力，它随着工作面推进而向前移动，称为移动性支承压力或临时支承压力。工作面沿倾斜和仰斜方向及开切眼一侧煤体



1—工作面超前支承压力；2、3—工作面倾斜、仰斜方向残余支承压力；4—工作面后方采空区支承压力

图 4－3－51　采空区应力重新分布概貌

上形成的支承压力，在工作面采过一段时间后，不再发生明显变化，称为固定支承压力或残余支承压力。工作面推过一定距离后，采空区上覆岩层活动将趋于稳定，采空区内某些地带冒落矸石逐渐被压实，上部未冒落岩层在不同程度上重新得到支撑。因此，在距工作面一定距离的采空区内，也可能出现较小的支承压力，称为采空区支承压力。

支承压力的显现特征通过支承压力分布范围、分布形式和应力峰值来表示。应力增高系数 K 是支承压力峰值与原岩铅直应力的比值；支承压力分布参数有煤体边缘的破裂区宽度 x_0'、塑性区宽度（支承压力峰值距离）x_0、支承压力的影响距离 x_1。

3.2.1.3　回采空间周围的应力分布

图 4－3－52 所示为上区段已经采空，下区段正在开采的回采空间周围三维垂直正应力分布图。由图可知：

（1）回采空间周围的应力分布十分复杂。在应力增高系数等于 1 的范围内为未受回采影响的原岩应力区，在大于 1 的范围内为回采引起的支承压力影响区，支承压力影响范围近者为 50～60m，远者达 100m。在开采深度和围岩性质一定的条件下，围岩应力的变化主要取决于采动状况（周围采空区的分布及采动是否趋向稳定）、相邻煤柱尺寸等因素。采煤工作面前、后或左、右方，距离工作面越近，与回采的间隔时间越短，受采动影响越大，煤柱或煤体的应力也越高。因此，回采引起的围岩应力（σ）大小，主要取决于采煤工作面前、后或左、右方与采煤工作面之间的距离（L）和回采间隔时间（t），即 $\sigma=f(L,t)$。

（2）沿采煤工作面推进方向，与工作面直交的剖面是常见的回采巷道。其中：

① 剖面Ⅰ通常是回风巷的位置。这种巷道长期处于侧向支承压力引起的应力增高区内（剖面Ⅰ中 ab），它的应力增高系数与护巷煤柱宽度有关，在煤柱宽度为 20m 左右的条件下，一般为 1.5～1.8。巷道临近采煤工作面时，由于回采引起的支承压力与侧向支承压力叠加（剖面Ⅰ中 bc），在工作面前方 50～100m 处，应力增高系数就显著增长，在工作面附近通常要高达 4～5，巷道维护一般较困难。

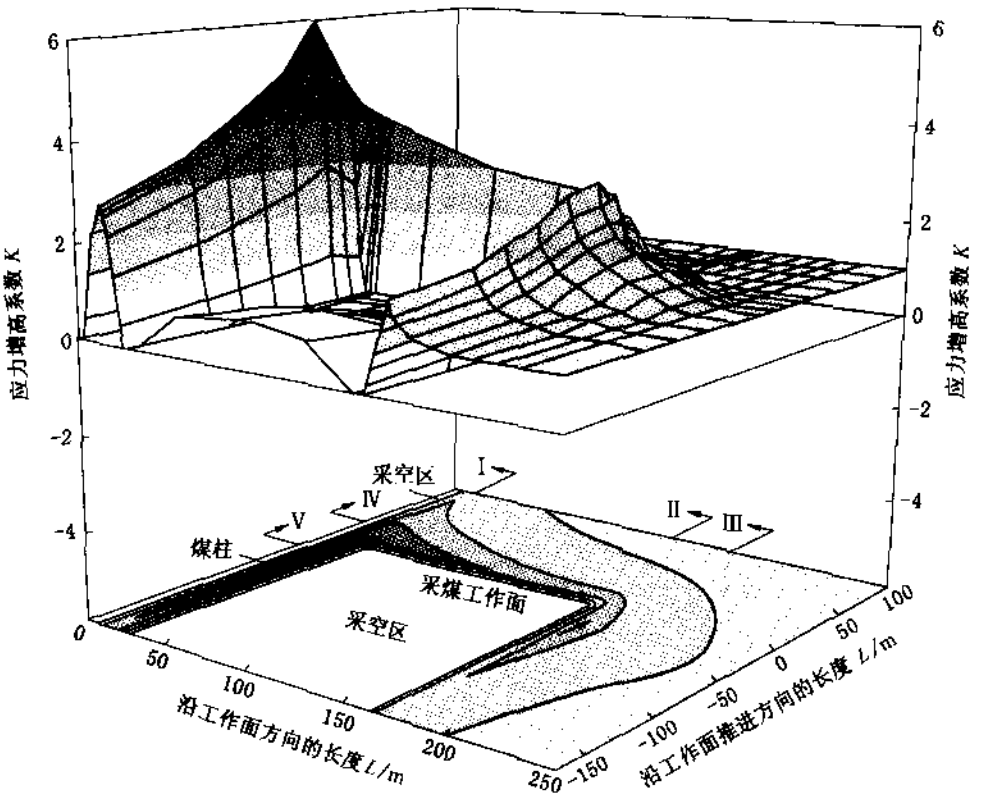
② 剖面Ⅱ通常是运输巷的位置。这种巷道长期处于原岩应力场内（剖面Ⅱ中 ab），只在临近采煤工作面时处于应力增高区内（剖面Ⅱ中 bc），它的应力增高系数通常为 2.5～3，在工作面后方部分则处于应力降低区内，由于巷道随工作面开采而报废，在应力增高区内的维护时间一般仅为 20～30 天，所以巷道维护较容易。

③ 剖面Ⅲ是上区段正在回采，为下区段准备的回风巷的应力分布图。这种巷道在上区段工作面前方的围岩应力场类似于巷道Ⅱ。在工作面后方约 20m 处，应力增高系数达到最大，其值取决于煤柱宽度，一般为 2.5～3（剖面Ⅲ中 c 点）。在工作面后方约 100m 以外，应力增高系数逐渐下降到 1.5～1.8（剖面Ⅲ中 de）。巷道在下区段工作面前方的围岩应力场与巷道Ⅱ相同。由于巷道Ⅲ受到二次采动影响，长期位于应力增高区内，所以比

巷道Ⅱ更难维护。

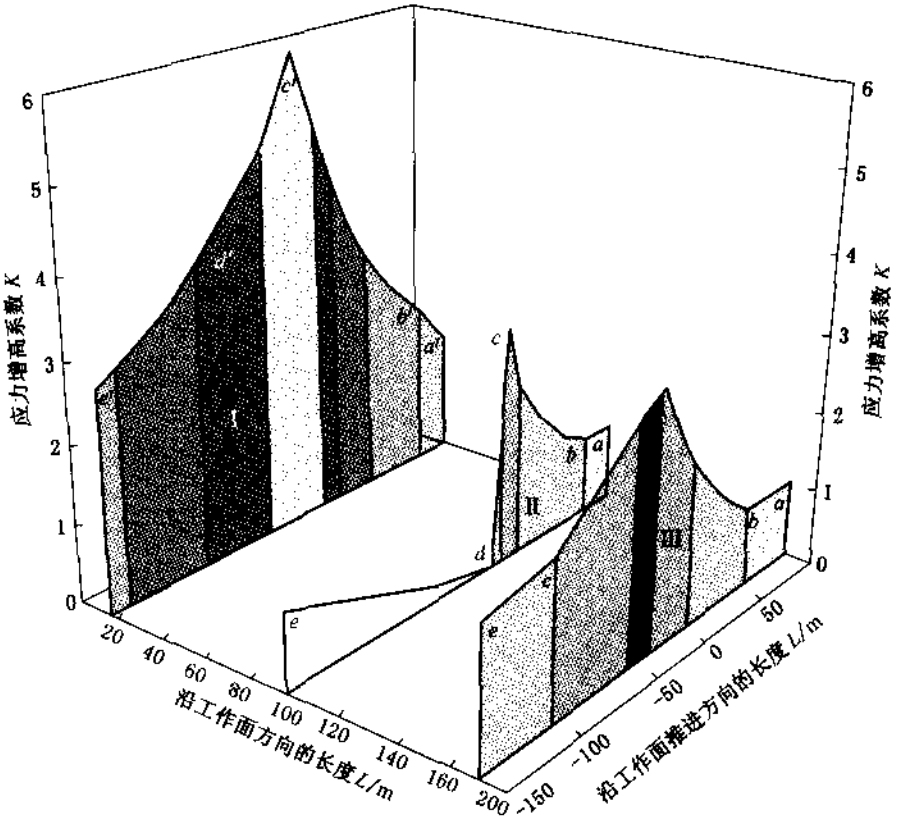
④ 上部煤层回采空间周围的应力分布，对位于底板内的岩巷和邻近煤层巷道的围岩应力影响很大。如将岩巷布置在图4－3－52a中Ⅱ的位置，上部煤层跨巷开采之前，巷道只在临近采煤工作面时处于应力增高区内（剖面Ⅱ中 *bc*），它的应力增高系数通常为2.5～3。上部煤层在底板岩巷和邻近煤层巷道上方跨采之后，巷道将长期位于应力降低区（剖面Ⅰ中 *de*）下方。如将岩巷和邻近煤层巷道布置在图4－3－52a中Ⅰ的位置，则在工作面前方，巷道长期受到上区段采空区引起的侧向支承压力影响（如剖面Ⅰ中 *ab*），在工作面附近，由于支承压力叠加（如剖面Ⅰ中 *abc*），应力增高系数可达5～6，远离工作面后，巷道所处位置的应力增高系数长期维持在3～5（剖面Ⅰ中 *de*）。这种巷道长期位于应力增高系数很大的高应力区内，巷道维护十分困难。

（3）与工作面平行的剖面是常见的位于本煤层、邻近煤层或底板岩层内的上（下）山位置的应力分布图，其中：

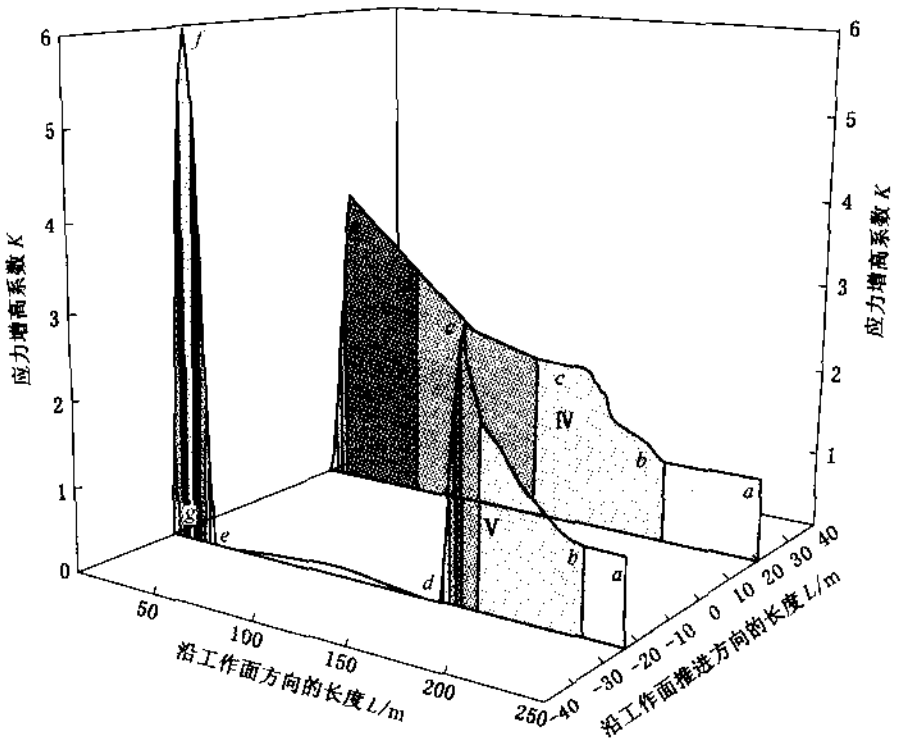


(a) 垂直正应力等值线分布与三维应力对照

应力增高系数 K	应力降低区	原岩应力区	应力增高区				
	0～<1	1	>1～2	>2～3	>3～4	>4～5	>5～6
图中颜色							



(b) 与采煤工作面直交的应力分布



(c) 与采煤工作面平行的应力分布

图 4-3-52　回采空间周围三维垂直正应力分布

① 剖面Ⅳ通常是用煤柱保护，一侧正在采动时的采区上（下）山的位置应力分布图。上（下）山煤柱的应力分布主要取决于煤柱宽度和煤柱周围的采动状况。沿上山方向上段（剖面Ⅳ中 *de*），由于支承压力叠加，应力增高系数比下段（剖面Ⅳ中 *bc*）要高得多。在巷道与采空区之间的煤柱宽度不小于50m的条件下，应力增高系数分别为3～4和2～3。当采区上（下）山两侧均采空后，在煤柱宽度不小于100m的条件下，应力增高系数比一侧采动时约增高1倍。巷道维护一般都很困难。

② 剖面Ⅴ通常是上部工作面跨采后，位于底板岩层或邻近煤层内的上（下）山位置的应力分布图。在跨采之前，上（下）山经历如剖面Ⅳ的应力分布。跨采之后，上（下）山长期位于应力降低区（剖面Ⅴ中 *de*），巷道维护一般比较容易。但上部煤层已采区遗留的区段煤柱对它的应力分布影响很大，区段煤柱的应力增高系数可达5～6，位于区段煤柱下方的巷道维护都十分困难。

（4）在巷道围岩性质和支护等条件变化不大的情况下，巷道的围岩变形主要取决于围岩应力分布。采动引起的应力分布规律是正确布置巷道和选择维护方法的重要基础。

3.2.1.4 *采准巷道的围岩变形*

1. 巷道围岩变形量的构成

巷道围岩变形量包括巷道顶板下沉量、底板鼓起量、巷帮移近量、深部围岩移近量、巷道剩余断面积等。巷道顶底板移近量是指巷道中心线高度减少值，两帮移近量是指巷道沿腰线水平的减少值。巷道围岩变形量主要由掘进引起的变形、回采引起的变形及采掘影响趋向稳定后的围岩流变组成。由于开采深度、围岩力学性质和结构，以及支护等巷道边界条件的不同，巷道围岩变形量和变形速度有很大差异。

2. 巷道围岩变形量

采准巷道从开掘到报废，由于采动影响造成围岩应力重新分布，巷道围岩变形会持续增长和变化。以受到相邻区段回采影响的工作面回风巷为例，围岩变形要经历5个阶段，如图4-3-53所示。

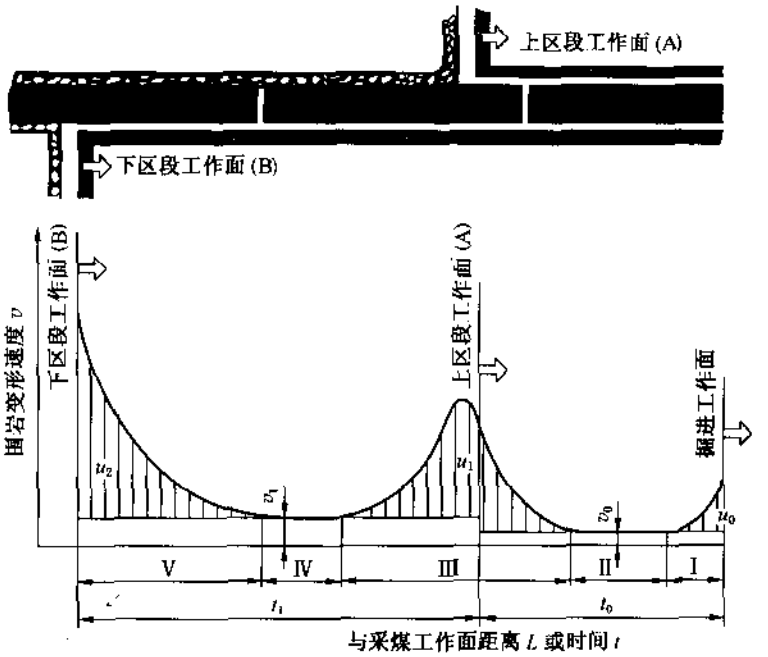
（1）巷道掘进影响阶段。在煤体内开掘巷道后，巷道围岩出现应力集中，在形成塑性变形区的过程中，围岩向巷道空间产生显著位移。随着开掘时间的延长，围岩变形速度将日趋缓和，在煤体内掘进巷道的周边位移量取决于开采深度和巷道周围围岩性质。

（2）掘进影响稳定阶段。掘巷引起的围岩应力重新分布趋向稳定后，由于煤层一般都具有流变性质，即使应力不变，围岩变形还会随时间而不断缓慢地增长，但其变形速度比刚掘巷期间要小得多。

（3）采动影响阶段。巷道受上区段工作面（A）的回采影响后，随着回采引起的支承压力的增长，巷道围岩应力再次重新分布，塑性区显著扩大，围岩变形急剧增长。在工作面（A）后方附近，回采引起的支承压力和巷道的围岩变形速度都达到最大值。远离工作面后，随着支承压力的降低，巷道围岩变形速度会逐渐衰减。巷道的围岩性质和煤柱宽度对该时期的围岩变形有很大影响。

（4）采动影响稳定阶段。回采引起的应力重新分布趋向稳定后，巷道围岩的变形速度再一次显著降低，但仍然高于掘进影响稳定阶段时的变形速度，围岩变形量仍按流变规律不断缓慢地增长。

（5）二次采动影响阶段。巷道受本区段工作面（B）的回采影响时，由于上区段残余



Ⅰ—掘进影响区；Ⅱ—掘进影响稳定区；Ⅲ—回采影响区；
Ⅳ—回采影响稳定区；Ⅴ—下区段回采影响区

图4-3-53　区段平巷围岩变形

支承压力和本区段超前支承压力的相互重叠，使巷道围岩应力急剧增高，引起围岩应力又一次重新分布，塑性区进一步扩大，应力的反复扰动使围岩变形比受一次采动影响时更加强烈。

整个服务期间的围岩变形量 u 为上述5个时期变形量之和。为了便于计算，将5个影响时期的围岩变形量划分为由采动引起的附加变形量和采动影响稳定期间的变形量两部分。则巷道围岩的总变形量为

$$u = u_0 + v_0 t_0 + u_1 + v_1 t_1 + u_2 \tag{4-3-52}$$

式中　u_0——掘巷引起的附加变形量，mm；

v_0——掘巷影响稳定后的围岩变形速度，mm/d；

t_0——巷道从掘进至工作面（A）回采时的维护时间，d；

u_1——一次采动影响引起的附加变形量，mm；

v_1——回采影响稳定后的变形速度，mm/d；

t_1——上、下区段工作面开采的间隔时间，d；

u_2——二次采动影响引起的附加变形量，mm。

3.2.2　无煤柱护巷与煤柱护巷的矿压规律

3.2.2.1　沿空留巷

1. 采动时期的受力状况

沿空巷道位于采空区边缘，巷道顶板的下沉、破坏必然受到采空区上覆岩层沉降总规

律的制约。沿空留巷从开掘到报废，由于采动影响和围岩应力重新分布，其围岩变形经历5个阶段。上区段工作面采过后，沿空巷道经历基本顶岩层从即将断裂前的极限状态到发生断裂失稳，然后到回转下沉压实采空区的过程。在这个过程中，由于基本顶的剧烈活动，引起沿空巷道煤帮和巷道支护体发生剧烈变形。由于沿空留巷处于两种不同的介质中，巷道煤帮属于弹塑性介质，另一侧垮落岩石属松散介质，受力状况与用煤柱维护的巷道有明显的差别。围岩应力除与煤帮的支承压力和直接顶的载荷有关外，主要取决规则移动带岩层中块体B取得平衡之前，引起的附加载荷（图4-3-54）。

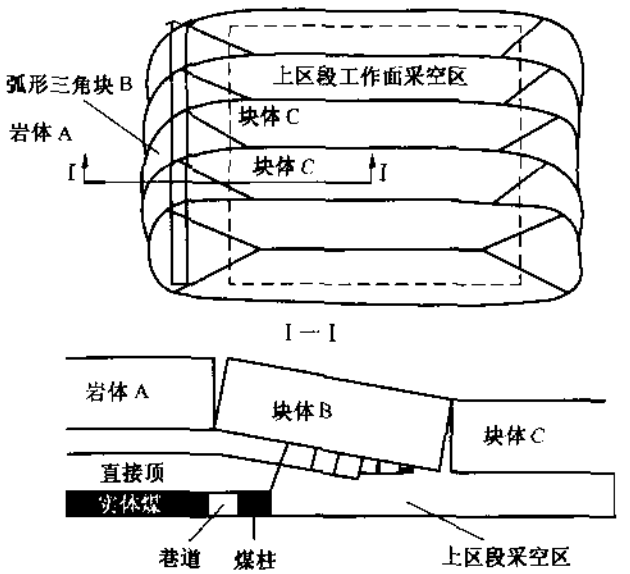


图4-3-54 沿空巷道的受力状况

2. 沿空留巷的顶板下沉规律

采煤工作面推进引起的上覆岩层运动，其发展是自下而上的，上部具有明显的滞后现象，沿空留巷的顶板会在较长时间内受到基本顶上覆岩层运动的影响。

（1）采煤工作面前方20～40m处，煤层上覆岩层开始运动，但下沉速度很小，为岩层起始沉降期。

（2）煤层开采后，垮落带岩层冒落，规则垮落带岩层及上覆岩层急剧沉降，在上工作面后方10～20m处，下沉速度最大。在工作面后方0～60m范围内，下沉量占最终下沉量的80%左右，称为岩层强烈沉降期。

（3）在工作面后方约60m以外，规则垮落带及上覆岩层沉降速度逐渐衰减，在工作面后方100m左右，岩层运动基本稳定。这个时期内岩层的下沉量约占最终下沉量的15%，称为岩层沉降衰减期。

（4）如果直接顶冒落能填满采空区，使基本顶处于平衡状态，则采动期间沿空留巷的顶板下沉与煤层采厚呈正比关系，一般为采高的10%～20%，基本上属于“定变形”。煤层采高越小，顶板下沉越小。

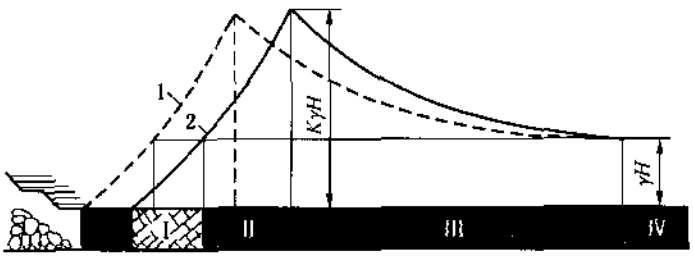
(5) 沿空留巷的顶板下沉量，靠采空区一侧比靠煤帮侧大，巷道顶板往往明显地向采空区方向倾斜，倾角一般约为3°~6°。

3.2.2.2　沿空掘巷

1. 沿空掘巷的围岩应力和围岩变形

沿空掘巷和沿空留巷，虽然都是位于采空区边缘的巷道，但它们的受力状况和围岩变形却有明显差别。回采期间沿空留巷，采空区岩层正在剧烈沉降，巷道围岩应力处于迅速增长和重新分布阶段，无论是顶板和两帮都处于强烈变形时期。沿空掘巷时，采空区岩层活动已经终止，回采引起的应力重新分布已趋稳定，巷道位于应力降低区内，无论是顶板和两帮的变形都处于稳定时期。

沿空掘巷之前，岩层运动已经稳定，采空区附近的煤体处于极限平衡状态下，其残存支承压力分布如图4-3-55中曲线1所示。沿空掘巷破坏了原有平衡，在巷道边缘的煤体会出现新的破裂区、塑性区，支承压力向煤体深部移动（图4-3-55中曲线2），移动距离一般等于巷道的宽度。由于应力场扰动不大，一般经过10天左右，变形速度就趋向稳定。巷道受本工作面回采影响后，处于支承压力的重叠区内，围岩变形会显著增长，一般为200~400mm，巷道维护不太困难。

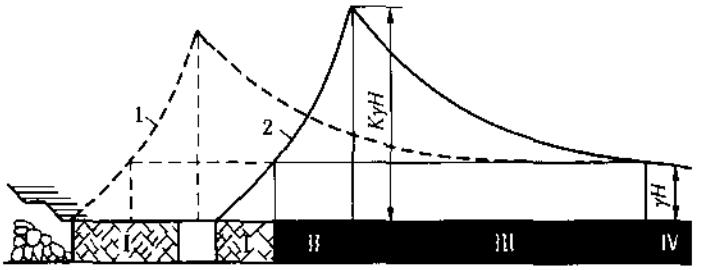


1—掘巷前应力分布；2—掘巷后应力分布；Ⅰ—破裂区；
Ⅱ—塑性区；Ⅲ—弹性区应力增高部分；Ⅳ—原岩应力区

图4-3-55　沿空掘巷引起煤帮应力重新分布

2. 窄煤柱巷道的围岩应力和围岩变形

窄煤柱巷道是指巷道与采空区之间保留宽2~5m的煤柱，采空区附近煤体的应力分布（图4-3-56中曲线1）与图4-3-55中曲线1完全一样，但两者在掘巷后引起的应力分布和围岩变形则完全不同。窄煤柱巷道一般刚好处于残存的支承压力峰值下，掘巷后窄煤柱遭到破坏而卸载，引起煤柱向巷道方向产生显著位移。巷道另一侧的煤体，由原来承受高压的弹性区，衍变为破裂区、塑性区；随着支承压力向煤体深部转移，煤体也向巷道内产生显著位移。与此同时，伴随着顶板强烈下沉和底板鼓起，最终应力分布状态如图4-3-56中曲线2所示。巷道围岩不仅在掘巷期间强烈变形，而且由于煤柱破坏后处于塑性流变状态，巷道掘出后很长时间围岩仍保持较大速度持续变形。巷道压力主要来自窄煤柱侧，窄煤柱实际上已遭到严重破坏，不但对顶板支承作用有限，而且使巷道实际跨度和悬顶距增加。因此，窄煤柱护巷的围岩变形要比沿空巷道大约一倍。



1—掘巷前应力分布；2—掘巷后应力分布；Ⅰ—破裂区；
Ⅱ—塑性区；Ⅲ—弹性区应力增高部分；Ⅳ—原岩应力区

图 4-3-56 窄煤柱巷道引起煤帮应力重新分布

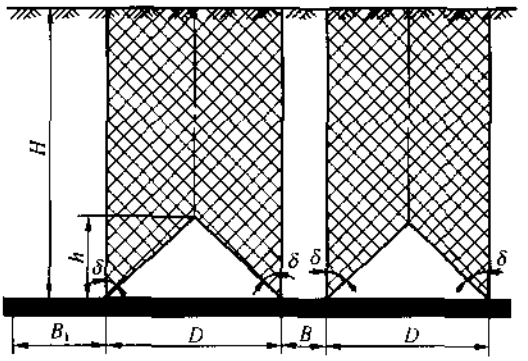


图 4-3-57 计算煤柱载荷示意图

3.2.2.3 煤柱护巷

留设煤柱一直是煤矿中传统的护巷方法，主要是在上区段运输平巷和下区段回风巷之间留设一定宽度的煤柱，使下区段平巷避开固定支承压力峰值区。煤柱宽度一般为10~30m。

1. 煤柱载荷的估算

国内外研究认为，护巷煤柱上的载荷，是由煤柱上覆岩层重量及煤柱一侧或两侧采空区悬露岩层转移到煤柱上的部分重量引起的，如图 4-3-57 所示。

一个单位长度煤柱上的总载荷 P 为

$$P=\left[(B+D)H-\frac{D^2\cot\delta}{4}\right]\cdot\gamma \qquad (4-3-53)$$

式中 B——煤柱宽度，m；

D——采空区宽度，m；

H——巷道埋深，m；

δ——采空区上覆岩层垮落角，(°)；

γ——上覆岩层平均容重，kN/m^3。

煤柱单位面积的载荷，即平均应力为

$$\sigma = \frac{P}{B} = \frac{[(B+D)H - D^2\cot\delta/4]}{B} \cdot \gamma \qquad (4-3-54)$$

上述计算公式建立在以平面问题代替空间问题，以均质的上覆岩层代替复杂的岩层，且未考虑煤柱受载的动态特性的基础上。

2. 煤柱宽度计算

护巷煤柱宽度的理论计算有多种方法。但各种方法的基本观点都认为，煤柱宽度必须保证煤柱的极限载荷 σ 不超过它的极限强度 R。因此，煤柱宽度 B 应满足下式：

$$\frac{\gamma}{1000B}\left[(B+D)H - \frac{1}{4}D^2\cot\delta\right] = R_c\left(0.778 + 0.222\frac{B}{h}\right) \qquad (4-3-55)$$

$$\frac{\gamma}{1000B}\left[(B+D)H - \frac{1}{4}D^2\cot\delta\right] = R_{c1}\left(0.64 + 0.36\frac{B}{h}\right) \qquad (4-3-56)$$

式中　R_c——煤岩柱原位临界立方体单轴抗压强度，MPa；

R_{c1}——岩柱临界尺寸的强度，MPa；

h——采空区岩层垮落高度，m；

B——煤柱宽度，m；

D——采空区宽度，m；

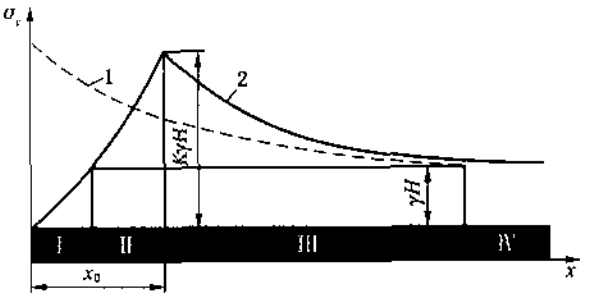
H——巷道埋深，m；

γ——上覆岩层平均容重，kN/m^3。

3. 煤柱的应力分布

（1）一侧采空煤柱（体）的弹塑性变形区及垂直应力的分布。假设采空区周围的煤柱（体）处于弹性变形状态，则煤柱垂直应力 σ_y 的分布如图 4－3－58 中曲线 1 所示，随着与采空区边缘之间距离的增大，σ_y 按负指数曲线衰减。在高应力的作用下，从煤体（煤柱）边缘到深部，都会出现塑性区（靠采空区侧应力低于原岩应力的部分称为破裂区）、弹性区及原岩应力区（图 4－3－58）。在弹塑性变形状态下，煤柱（体）的垂直应力 σ_y 如图 4－3－58 中曲线 2 所示。

煤柱的承载能力，随着远离煤体（煤柱）边缘而明显增大。在距离煤体边缘一定宽度内，煤柱（体）的承载能力与支承压力处于极限平衡状态。运用岩体的极限平衡理论，



x_0—塑性区宽度；K—应力集中系数；H—巷道埋深；γ—上覆岩层平均容重；

1—弹性应力分布；2—弹塑性应力分布；Ⅰ—破裂区；

Ⅱ—塑性区；Ⅲ—弹性区应力增高部分；Ⅳ—原岩应力区

图 4－3－58　煤柱的弹塑性变形区及垂直应力分布

塑性区的宽度，即支承压力峰值与煤体（柱）边缘之间的距离 x_0 为

$$x_0 = \frac{m}{2\xi f}\ln\frac{K\gamma H + c\cot\varphi}{\xi(p_1 + c\cot\varphi)} \tag{4-3-57}$$

$$\xi = \frac{1+\sin\varphi}{1-\sin\varphi} \tag{4-3-58}$$

式中 K——应力集中系数；

p_1——支架对煤的阻力，MPa；

m——煤层开采厚度，m；

H——巷道埋深，m；

γ——上覆岩层平均容重，kN/m^3；

c——煤体的黏聚力，MPa；

φ——煤体的内摩擦角，(°)；

f——煤层与顶底板接触面的摩擦因数；

ξ——三轴应力系数。

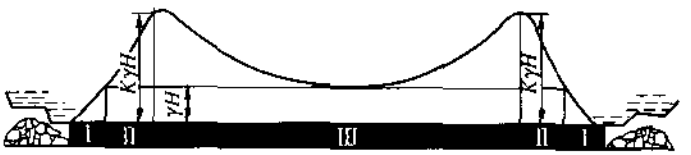
在生产实际中，x_0 的变化范围为 3～20m，一般为 5～12m。在应力降低区内，x_0 的变化范围为 2～7m，一般为 3～5m。

（2）两侧采空煤柱的弹塑性变形区及垂直应力的分布。两侧均已采空的煤柱，其应力分布随着回采引起支承压力的影响距离 L 及煤柱宽度 B 而变化，主要有以下 3 种类型：

① $B>2L$ 时（图 4-3-59），煤柱中央的载荷均匀分布，且为原岩应力。由于煤柱边缘应力集中，煤柱从边缘到中央，一般为破碎区、塑性区、弹性区及原岩应力区。

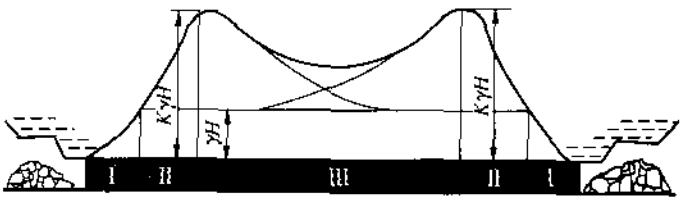
② $2L>B>L$ 时，支承压力在煤柱中央产生叠加，应力大于原岩应力，沿煤柱宽度方向，应力呈马鞍形分布，弹塑性变形区及应力分布如图 4-3-60 所示。

③ $B<L$ 时，两侧边缘的支承压力峰值重叠在一起，煤柱中部的载荷急剧增大，应力趋于均匀分布（图 4-3-61），在煤柱中央，可能因长期处于塑性流动状态而遭到破坏。



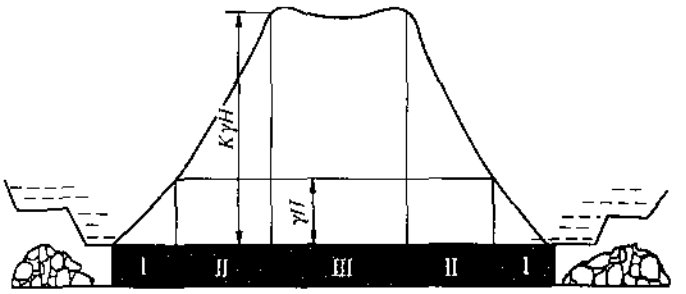
Ⅰ—破裂区；Ⅱ—塑性区；Ⅲ—应力升高的弹性区（弹性核）

图 4-3-59 煤柱宽度很大时，弹塑性变形区及铅直应力分布（$B>2L$）



Ⅰ—破裂区；Ⅱ—塑性区；Ⅲ—应力升高的弹性区（弹性核）

图 4-3-60 煤柱宽度较大时，弹塑性变形区及铅直应力分布（$2L>B>L$）



Ⅰ—破裂区；Ⅱ—塑性区；Ⅲ—弹性区（弹性核）

图 4－3－61　煤柱宽度较小时，弹塑性变形区及铅直应力分布（$B<L$）

4. 护巷煤柱的稳定性

是否采用护巷煤柱取决于煤柱的稳定性。煤柱的稳定性由煤柱的力学性质及几何尺寸决定。煤柱高度越大，要求煤柱稳定性所需要的宽度也越大。由于回采和掘进巷道过程中，会在煤柱边缘处出现数倍于 γH 的集中应力，而在边缘处煤柱的抗压强度比较低。因此，煤柱边缘部分都会遭到不同程度的破坏，使集中应力向煤柱深部转移，直到煤柱深处。煤柱的承载强度与支承压力达到极限平衡时，煤柱才处于稳定状态。保持稳定状态时煤柱的弹塑性变形区及应力分布如图 4－3－62 所示。

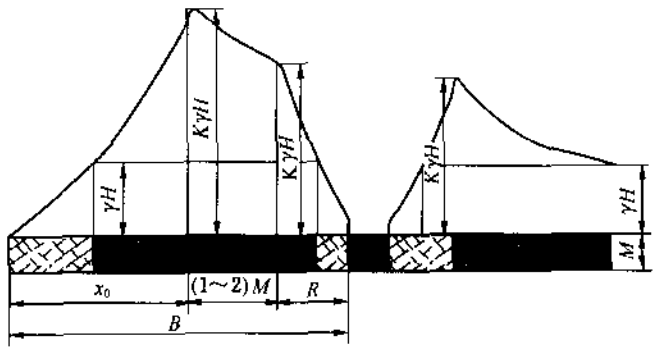


图 4－3－62　煤柱的弹塑性变形区及应力分布

回采空间和采准巷道在护巷煤柱两侧形成各自的塑性变形区（宽度分别为 x_0 和 R），煤柱中央仍处于弹性应力状态，即煤柱中央保持一定宽度的弹性核，弹性核的宽度不应小于煤柱高度的 2 倍，故煤柱保持稳定状态的宽度为

$$B = x_0 + 2M + R \tag{4-3-59}$$

式中　x_0——回采空间在护巷煤柱侧形成的塑性区宽度，m；

M——煤柱的高度，m；

R——采准巷道在护巷煤柱侧形成的塑性区宽度，m。

这种煤柱在塑性变形区形成后，随着采动影响的减弱，支承压力降低，煤柱周边和巷道围岩的变形趋于稳定。否则，煤柱在采动影响期间会遭到破坏。采动影响后，煤柱处于

塑性流变状态，煤柱周边和巷道围岩仍会持续变形。

保持煤柱稳定的最小宽度 B，随着开采深度 H 和应力集中系数 K 的增加，而呈近似线性增大，随着煤柱强度降低而迅速增大。在采深 300m 左右、围岩比较稳定的中厚和厚煤层中，B 值分别为 15m 和 20m；若围岩比较松软，煤柱边缘破裂区的范围将显著增大，护巷煤柱宽度即使达到 30m，巷道围岩变形仍较强烈。采深在 600～700m 的中等稳定围岩，30m 左右宽的煤柱就能够保持稳定；若围岩比较松软，50m 的煤柱也未必能够保持稳定。开采深度对无煤柱护巷的巷道的影响比较小，当开采深度增大以后，无煤柱护巷更加显示其优越性。

3.2.3 支承压力在煤层底板中的传播与采准巷道布置

3.2.3.1 支承压力在煤层底板中的传播

煤层开采引起回采空间周围形成支承压力，不仅在回采空间周围煤体（柱）上引起应力集中，还会向底板深部传递，在底板岩层一定范围内应力重新分布，成为影响底板巷道布置和维护的重要因素，因此，掌握支承压力在煤层底板岩层中的传播，对于正确选择围岩巷道的位置，改善底板巷道的维护状况有重要意义。

按照在集中载荷、均布载荷、三角形载荷作用下，计算半无限平面体内应力的有关公式，经计算可得三种典型的煤柱载荷作用下底板岩层的应力分布（图 4－3－63）。图 4－3－63a 为一侧采空煤柱，应力分布 abc 近似三角形，应力增高系数为 3。图 4－3－63b 和图 4－3－63c 均为两侧采空煤柱，煤柱宽度分别为 B 和 $2B$，应力分布 abc 分别呈钟形和马鞍形，应力增高系数分别为 5 和 3.5。

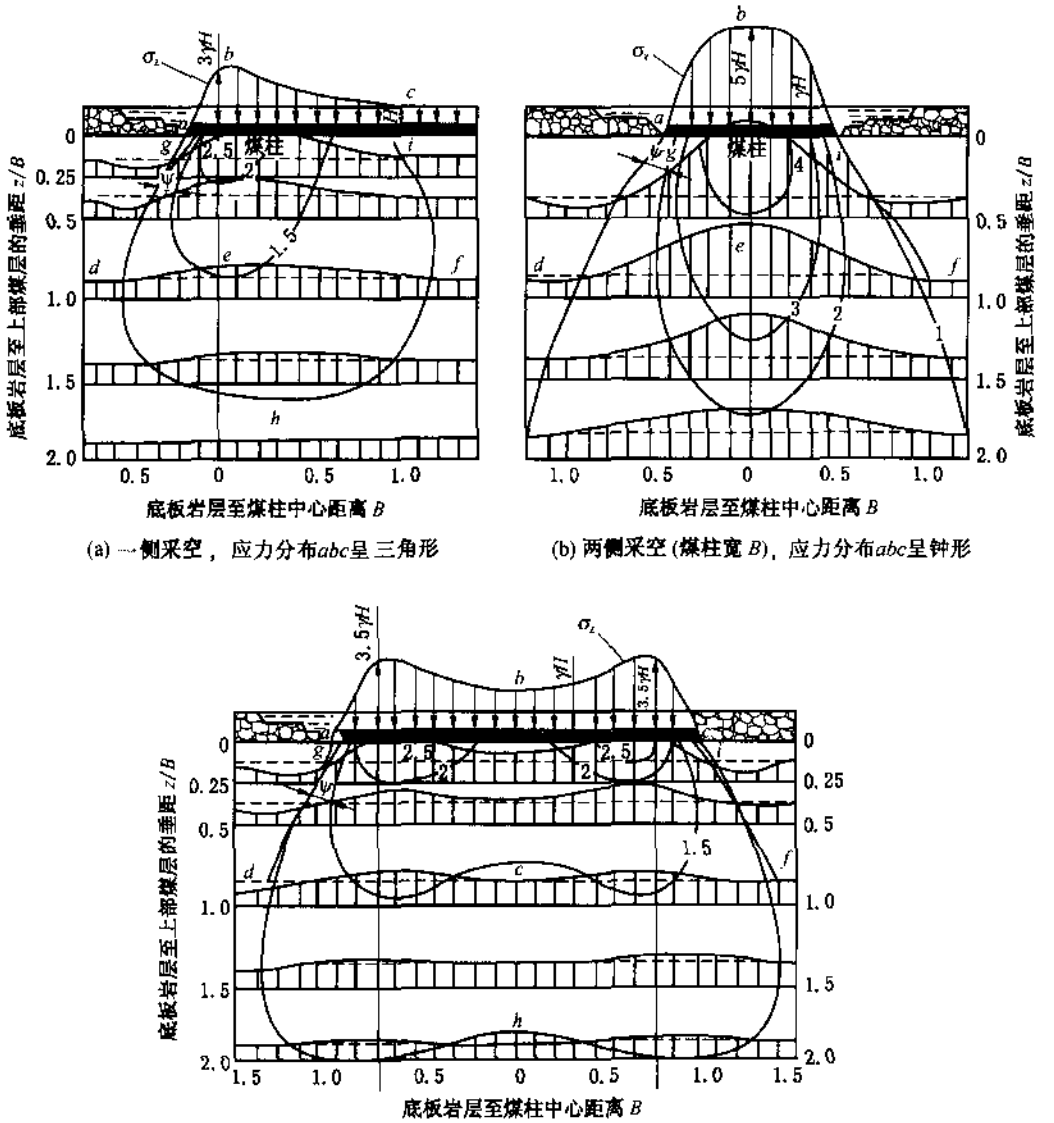
（1）底板岩层内任一点的应力，主要取决于上部煤柱（体）的载荷、该点与煤柱（体）的垂直距离、该点与煤柱（体）边缘或中心线的水平距离。

（2）一侧采空及两侧采空、宽度较大的煤柱，作用于煤柱上的支承压力的影响深度为 $1.5B$～$2B$；两侧采空、宽度较小的煤柱，作用于煤柱上的支承压力的影响深度为 $3B$～$4B$。

（3）两侧采空、宽度较小的煤柱，底板岩层内同一水平面上，σ_z 在煤柱中心线处最大。一侧采空煤体，底板岩层内同一水平面上，σ_z 最大值在煤体下方，且距采空区边缘数米。两侧已采、宽度较大的煤柱，底板岩层内同一水平面上，σ_z 在煤柱中心线处最小，靠近煤柱边缘出现峰值。

（4）无论在何种形式煤柱载荷作用下，底板岩层内应力分布都呈扩展状态。$\frac{\sigma_z}{\gamma H}=1$ 的曲线，即为煤柱在底板岩层内的影响范围，该线与煤柱边缘垂线的夹角即为煤柱载荷在底板岩层内的影响角 ψ，一般为 30°～40°。

沿工作面推进方向或沿工作面倾斜方向取一纵向剖面，煤层底板岩层仍相当于一个半无限体，按平面应变问题处理，计算覆岩在煤体和已压实冒落矸石上的支承压力引起的底板岩层应力，其最大主应力 σ_{max} 的增高系数等值线分布如图 4－3－64 所示。由图可知，除了在煤柱下方底板岩层一定范围内形成应力增高区外，位于煤柱附近采空区下方底板岩层一定范围内形成应力降低区。底板岩层受采动影响，随工作面推进，σ_z 在高度集中后急剧卸压，在铅直方向产生压缩和膨胀，伴生着水平方向的压缩和膨胀，出现水平应力升高区和卸压区。采空区下方底板浅部卸压层甚至出现拉应力，岩层强度大为减弱。同时，



(a) 一侧采空，应力分布*abc*呈三角形　(b) 两侧采空 (煤柱宽 *B*)，应力分布*abc*呈钟形

(c) 两侧采空 (煤柱宽 2*B*)，应力分布*abc*呈马鞍形

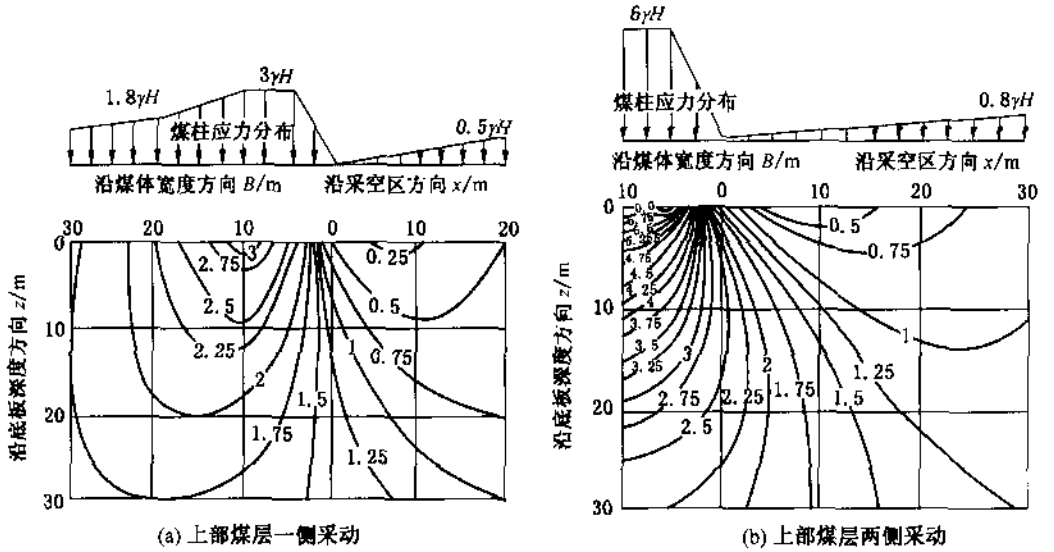
abc—煤柱铅直应力分布；*def*—底板岩层不同深度水平截面上的铅直应力分布；
ghi—底板岩层内煤柱载荷的影响区边界（不超过原岩应力值的5%）

图 4-3-63　三种典型的煤柱载荷作用下底板岩层的应力分布

考虑到煤柱的压缩作用，位于应力降低区内的底板巷道，与上部采空区及煤柱边缘之间应保持一定距离。

3.2.3.2　采准巷道位置参数的选择

巷道位置参数既确定了巷道所在的层位，也决定着巷道受采动影响的程度。因此，在距开采空间合理距离范围内，巷道应布置在相对稳定的岩层中。本煤层巷道与开采空间在同一层面内，它的位置参数是巷道与采空区边缘的距离，即保护煤柱的宽度。底板巷道与



(a) 上部煤层一侧采动　　(b) 上部煤层两侧采动

图 4-3-64　上部煤层采动遗留保护煤柱引起底板岩层内应力分布

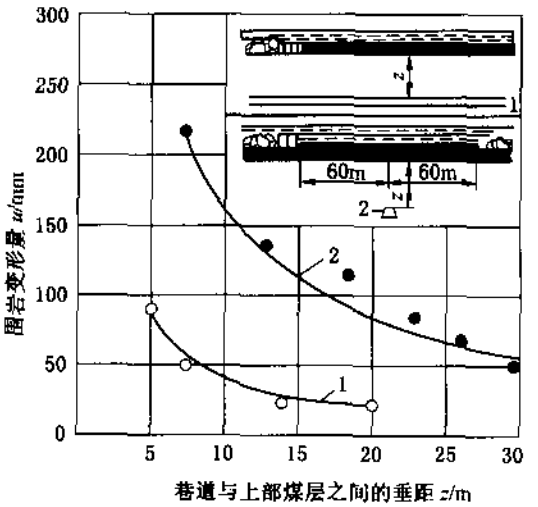
开采空间不在同一层面内，它的位置参数是巷道与上部煤层之间的垂直距离 z、巷道与上部煤柱（体）边缘之间的水平距离 x 和煤柱的合理宽度 B。

1. 巷道围岩变形与 z、x 值的关系

现场实测表明，在巷道围岩性质、开采深度和上部煤层采动状况等相同条件下，巷道围岩变形量 u 与 z 值的关系曲线如图 4-3-65 所示，巷道围岩变形量 u(mm)与巷道与上部煤层之间的垂距 z(m)值之间的关系为

$$u = az^{-b} \tag{4-3-60}$$

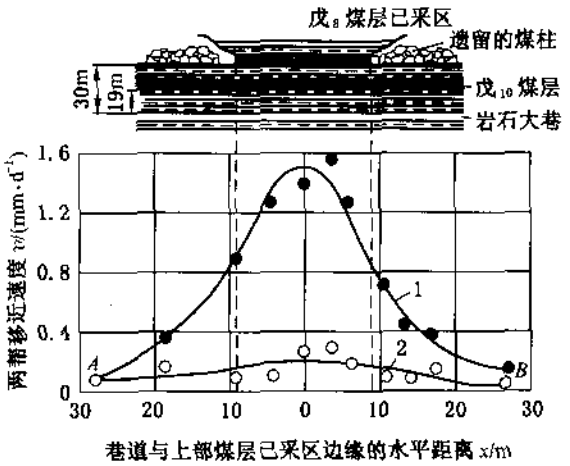
式中　a，b——系数，取决于上部煤层采动状况、围岩性质、开采深度等因素。



1—区段集中巷；2—盘区上山

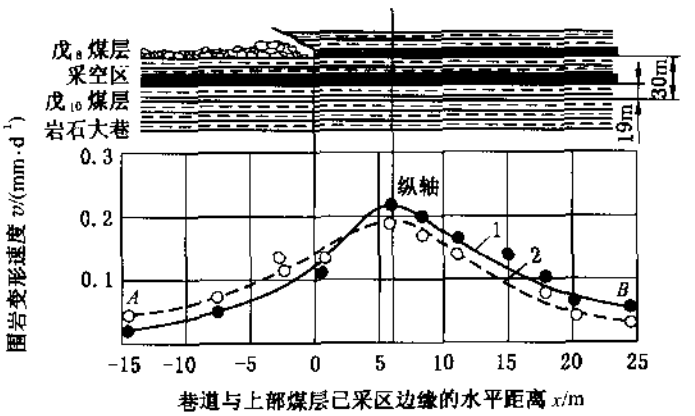
图 4-3-65　巷道围岩变形量 u 与 z 值的关系曲线

在巷道围岩性质、开采深度、上部煤层采动状况和巷道至上部煤层之间的垂距等相同条件下，巷道与上部煤柱（体）边缘之间的水平距离 x 决定着上部煤层跨采后，巷道是位于采空区下方的应力降低区内，还是处于上部煤柱引起的应力增高区内。巷道围岩变形速度与上部两侧已采煤柱边缘之间水平距离的关系曲线如图4-3-66所示，巷道围岩变形速度与上部一侧已采煤体边缘水平距离的关系曲线如图4-3-67所示。



1—两帮移近速度；2—顶底移近速度

图4-3-66　巷道围岩变形速度与上部两侧已采煤柱边缘之间水平距离的关系曲线



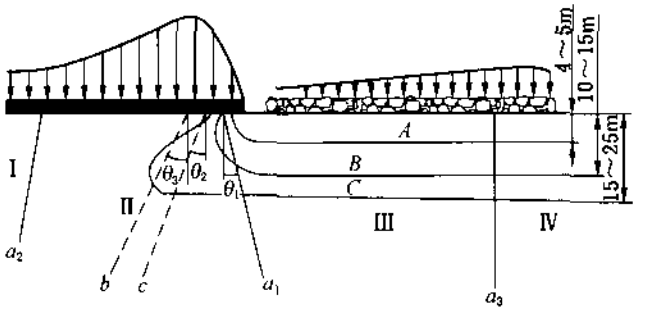
1—两帮移近速度；2—顶底移近速度

图4-3-67　巷道围岩变形速度与上部一侧已采煤体边缘之间水平距离的关系曲线

2. 巷道位置参数的选择

（1）底板岩层中的应力分布区域。底板巷道矿压显现表明，底板中除铅直应力外，水平应力、剪应力也是影响巷道矿压显现的重要因素。采用物理试验、数值模拟和现场实

测等方法，进行多方面研究，在煤体与采空区交界地区，采动引起的底板岩层应力分为原岩应力区、应力集中区、卸压区、应力恢复区，底板岩层应力分布区域如图 4－3－68 所示。卸压区中拉伸破裂和剪切滑移区应是布置底板巷道的理想区域，而且该区离煤层底板和煤体边界都应有合适的距离。



A—拉伸破裂区；B、C—剪切滑移区；a_1、a_2、a_3—原岩应力等值线；b—高峰应力传播线；c—危险剪切破坏线；θ_1—原岩应力传播角，在 10°～20°之间；θ_2—危险剪切破坏方向与法线夹角，在 20°～25°之间；θ_3—高峰应力传播角，在 20°～25°之间

Ⅰ—原岩应力区；Ⅱ—应力集中区；Ⅲ—卸压区；Ⅳ—应力恢复区

图 4－3－68 底板岩层应力分布区域

（2）巷道稳定性。在影响巷道稳定性的诸多因素中，最重要是围岩应力、围岩强度及两者之间的相关关系。在实际应用中，巷道开掘前所处位置的最大主应力与巷道围岩单轴抗压强度的比值为巷道稳定性指数。巷道稳定性指数与巷道稳定程度的关系见表 4－3－14。因此，巷道稳定性指数可以作为确定巷道位置的参数依据。

表 4－3－14 巷道围岩稳定性指数

围岩稳定程度	巷道稳定性指数	围岩移近量/mm
稳定	<0.25	<50
中等稳定	0.25～0.4	50～200
不稳定	0.4～0.65	>200

（3）底板巷道位置参数。上部煤层跨采过后，为了确保巷道获得卸压效果，需要综合考虑巷道与上部煤层之间的垂直距离 z 及巷道与上部煤体边缘之间的水平距离 x（图 4－3－69）。巷道应布置在较坚硬的岩层内，且其与上部跨采煤层间的垂直距离，应尽可能选择在距煤层不小于表 4－3－15 所规定的距离内，但通常不超过 50m。已知巷道与上部煤层之间垂直距离情况下，巷道与上部煤层边缘之间合理的水平距离见表 4－3－16。

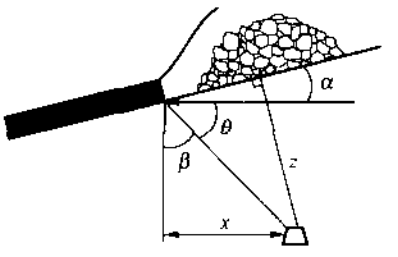


图 4－3－69 应力降低区内底板巷道位置参数

表 4－3－15　巷道与跨采煤层间的最小垂直距离

巷道埋深/m	巷道围岩强度/MPa		
	<30	30～60	>60
	最小垂直距离/m		
300	20	10	10
600		20	15
900			20

表 4－3－16　巷道与上部煤层边缘之间合理的水平距离

巷道埋深/m	围岩强度/MPa	巷道与上部煤层边缘之间的水平距离/m					
		10	15	20	30	40	50
300	<30			25（0.12）	30（0.15）	35（0.16）	40（0.19）
	30～60	15（0.07）	15（0.11）	20（0.10）	25（0.11）	30（0.12）	35（0.13）
	>60	10（0.08）	10（0.12）	12（0.12）	15（0.11）	17（0.12）	20（0.12）
600	30～60			25（0.13）	30（0.16）	35（0.17）	40（0.17）
	>60		17（0.13）	20（0.14）	25（0.16）	30（0.15）	35（0.15）
900	>60			25（0.12）	30（0.17）	35（0.18）	40（0.17）
1000	>60			25（0.14）	30（0.18）	35（0.19）	45（0.19）

注：表中括号内的数据为相应的巷道稳定性指数。

（4）煤层顶板巷道位置参数。我国煤层赋存条件复杂，为了减轻或消除上部煤层煤与瓦斯突出或冲击矿压的危险，先开采下部煤层作为保护层，布置顶板巷道更有利。目前，我国主要使用保护煤柱维护顶板巷道，如图 4－3－70 所示。图 4－3－70 中 γ、β、δ 为岩层移动角，x_0 为巷道一侧保护煤柱宽度，一般不小于20m。前苏联煤矿巷道布置规程中规定：布置在尚未开采的煤层顶部，要经历下部煤层开采影响的顶板巷道，z 值不小于采煤工作面顶板断裂带的高度；用全部垮落法时，z 值不小于 12 倍采高。巷道与下部煤体边缘水平距离 $x=z+2L$，且 x 大于 50m，L 为下部煤层工作面周期来压步距。下部煤层（跨采）顶板巷道示意图如图 4－3－71 所示。

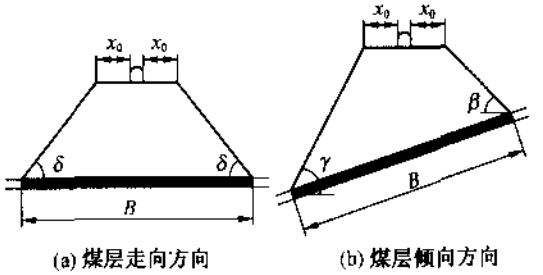


图 4－3－70　保护煤柱维护顶板巷道示意图

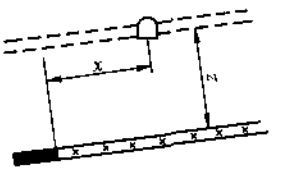


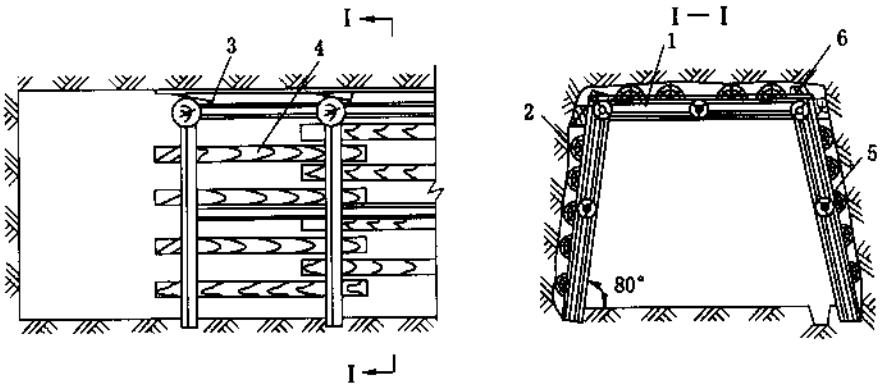
图 4－3－71　下部煤层（跨采）顶板巷道示意图

3.2.4 采准巷道矿压控制技术

将巷道布置在采动影响小、岩性好的围岩内，是确保巷道维护良好的基本条件，所以，合理的巷道布置是控制巷道围岩压力的首要手段。但巷道位置的选择，往往受地质条件和开采条件的限制，通常还需采用巷道支护来控制围岩压力。

3.2.4.1 木支护

巷道常用梯形木支架进行支护，木支架结构如图 4－3－72 所示，其由一根顶梁、两个棚腿以及背板、木楔等组成的。



1—顶梁；2—棚腿；3—木楔；4—背板；5—撑柱；6—楔子

图 4－3－72 木支架结构

木支架一般可用在地压不大、巷道服务年限不长、断面较小的采区巷道中，有时也用作巷道掘进中的临时支架。

3.2.4.2 U 型钢可缩性金属支架

1. U 型钢断面及主要参数

U 型钢具有良好的断面形状和几何参数，U 型钢搭接后易于收缩，是制造巷道可缩性金属支架的主要型钢，在国内外广泛使用。目前，我国生产的 U 型钢型号主要有 U18、U25、U29、U36 四种，断面主要参数见表 4－3－17。

表 4－3－17 国产 U 型钢断面主要参数

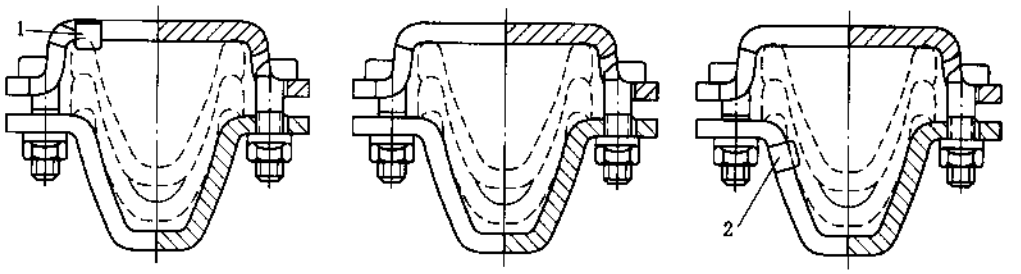
型号	截面面积/cm^2	理论质量/kg	断面主要参数						主要对比参数		
			I_x/cm^4	J_x/cm^4	W_x/cm^4	I_y/cm^4	J_y/cm^4	W_y/cm^4	$\frac{W_x}{G}$	$\frac{W_y}{G}$	$\frac{W_x}{W_y}$
U18	24.10	18.90	288.8	284.2	57.40	333.2	331.3	54.30	3.0	2.9	1.06
U25	31.54	24.76	455.1	451.7	81.68	506.0	508.7	75.92	3.3	3.1	1.08
U29	37	29	612.1	616	94	770.7	775	103	3.2	3.6	0.91
U36	45.7	35.87	955.5	972	137	1237.0	148	148	3.8	4.1	0.93

2. U 型钢可缩性连接件

（1）螺栓连接件。螺栓连接件依靠拧紧螺母提供锁紧力，常用的有双槽形夹板式连

接件。双槽形夹板式连接件有耳定位和腰定位方式之分，又有上限位连接件、中间连接件和下限位连接件3种形式（图4-3-73）。上、下限位连接件的限位块分布安装在两型钢连接处的两端，型钢滑移时推动连接件一起滑动，上、下限位连接件总处于型钢连接处的端部，受力条件好。

（2）楔式连接件。楔式连接件通过楔子或具有斜面的零件而楔紧。楔式连接件的种类很多，但目前国内使用并不多。



(a) 上限位连接件　　(b) 中限位连接件　　(c) 下限位连接件

1—上限位块；2—下限位块

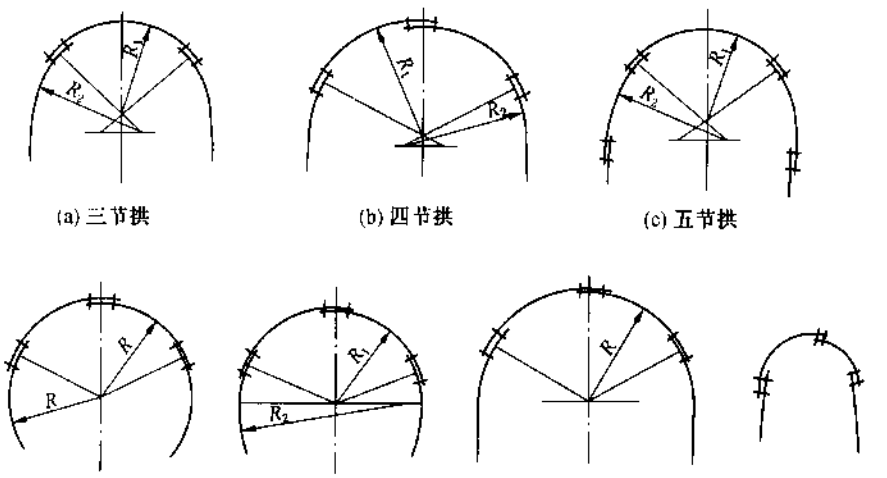
图4-3-73　双槽形夹板式连接件的类型

3. U型钢拱形可缩性支架

1）拱形支架的分类

U型钢拱形可缩性支架一般由拱形顶梁、柱腿、连接件、架间拉杆和背衬材料组成。

拱形支架按支架节数分类，有三节拱、四节拱、五节拱；按柱腿曲、直情况分类，有直腿式和曲腿式两种；按拱的形状可分为三心拱和半圆拱；按支架对称与否，可分为对称形支架和非对称形支架。各种类型的可缩性金属支架如图4-3-74所示。



(a) 三节拱　(b) 四节拱　(c) 五节拱

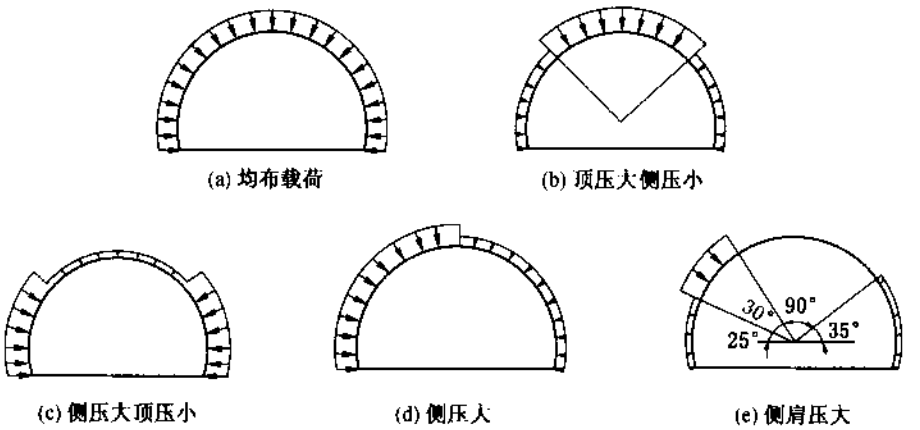
(d) 曲腿拱（梁腿相同）　(e) 曲腿拱（梁腿不同）　(f) 半圆拱　(g) 非对称拱

图4-3-74　各种类型的可缩性金属支架

2）U 型钢拱形可缩性支架承载能力

可缩性金属支架的承载能力有极限承载能力和实际承载能力之分。前者是支架处于刚性状态下所允许的最大承载能力，超过此值支架将产生塑性变形，甚至破坏而不能使用；后者是指支架在使用过程中所表现出的承载能力，它是由连接件的工作阻力和支架的工作状态等决定的。实际承载能力应小于并且接近于极限承载能力。

根据对多条拱形巷道支架载荷观测结果的研究，支架承受的载荷可简化为沿巷道周边均匀分布、顶压大侧压小、侧压大顶压小、一侧压力大和一侧肩压大 5 种典型情况，如图 4－3－75 所示。



(a) 均布载荷　(b) 顶压大侧压小　(c) 侧压大顶压小　(d) 侧压大　(e) 侧肩压大

图 4－3－75　拱形支架载荷分布情况

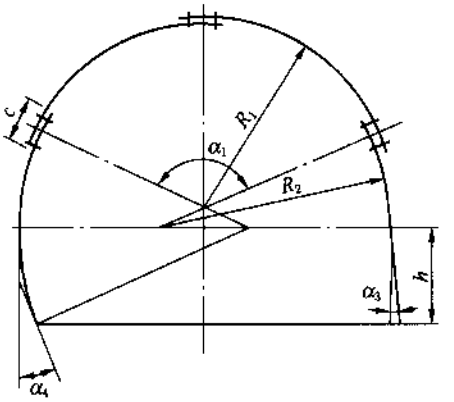
3）支架断面参数的合理确定

合理确定拱形支架断面参数的前提是分析并掌握这些断面参数与支架承载能力的关系。支架承载能力与载荷的不同分布关系已如前所述，而断面参数对支架承载能力的影响也是很重要的。拱形支架断面的基本参数如图 4－3－76 所示。

我国拱形支架断面基本参数推荐值，见表 4－3－18。

表 4－3－18　我国拱形支架断面基本参数推荐值

基本参数	选择范围	备注
R_2/R_1	1.0～1.4	$R_2-R_1\leqslant 800$mm
$\alpha_1/(°)$	90～140	支架节数增加，相应增大
h/mm	≤100	
$\alpha_3/(°)$	0～15	
$\alpha_4/(°)$	<16	
c/mm	400	巷道净断面面积≤10 m²
	450	巷道净断面面积 10～15m²
	500	巷道净断面面积 >15 m²
l/mm	2000～3500	每节尽量相等



R_1—拱梁曲率半径；R_2—柱腿弧形段曲率半径；α_1—拱梁圆心角；h—直腿式支架直线段长度；α_3—直腿式支架柱腿外扎角；α_4—内曲腿式支梁内曲角；c—型钢搭接段长度

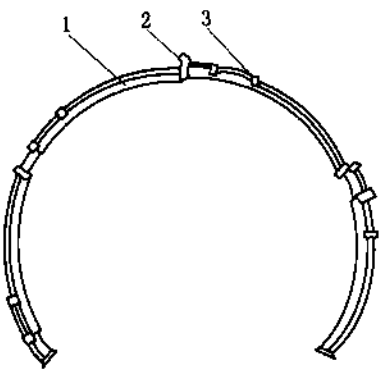
图 4－3－76　拱形支架断面基本参数

4）多铰摩擦 U 型钢拱形可缩性支架

多铰摩擦 U 型钢拱形可缩性支架是我国研制成功的一种新型曲腿拱形支架，多铰摩擦 U 型钢拱形可缩性支架将多铰支架与 U 型钢拱形可缩性支架合成一体，兼具两者的优点（图 4－3－77）。多铰结构能适当调整支架断面形状，以适应围岩不均匀载荷和变形，使支架受力均匀；铰结构能减少支架弯矩，以提高支架承载能力。同时，铰结构靠近型钢可缩接头，使型钢搭接位置处弯矩减小，轴力增大，改善支架的可缩性能。

4. U 型钢梯形可缩性支架

U 型钢梯形可缩性支架有垂直可缩和垂直、侧向双向可缩两种架型。U 型钢拱梯形可缩性金属支架（图 4－3－78）既具有梯形支架接顶好的优点，又具有拱形支架承载能力高的特点，同时侧向、垂直可缩性能均较好。



1—U 型钢；2—铰接点；3—耳卡式连接件

图 4－3－77　四节多铰摩擦 U 型钢拱形可缩性支架结构

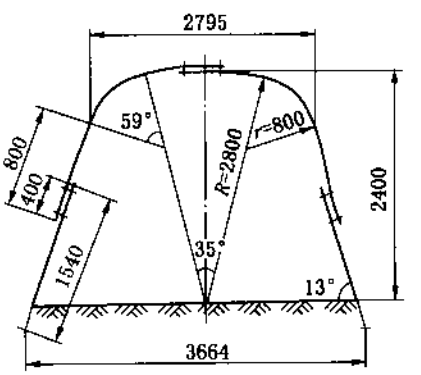


图 4－3－78　U 型钢拱梯形可缩性金属支架断面参数

5. U 型钢封闭形可缩性支架

封闭形可缩性支架又称环形可缩性支架，支架各节连接后形成一个封闭的环形。封闭形支架与拱形、梯形支架不同之处是其底部是封闭的，因此，有其自身的优点，其优点如下：

（1）由于支架本身是一个闭合体，其承载能力较拱形、梯形支架有较大提高，支架变形损坏小；

（2）对巷道底鼓有良好的控制作用，对巷道两帮也有较强的控制能力。但封闭形支架结构较复杂，钢材消耗较多，通常只是在围岩松软、采深大、压力大、底鼓严重、两帮移近量很大的巷道才使用这种支架。封闭形可缩性支架的主要架型有马蹄形、圆形、方（长）环形可缩性支架，如图 4－3－79～图 4－3－81 所示。

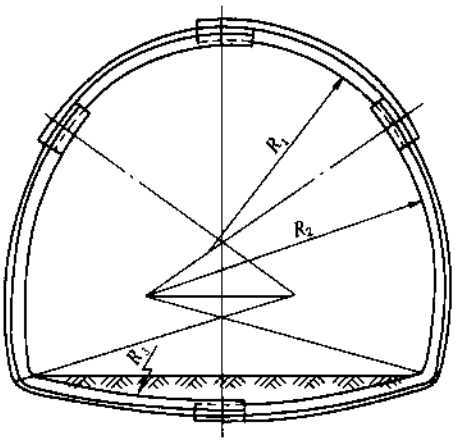


图 4－3－79 6 节马蹄形可缩性支架

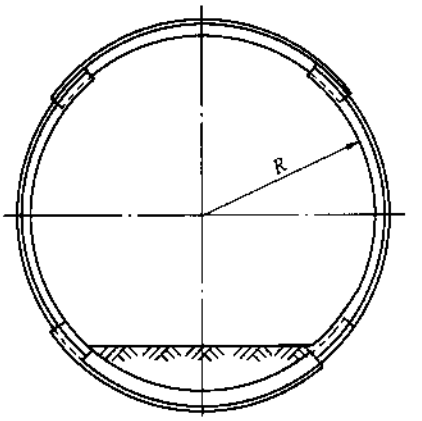
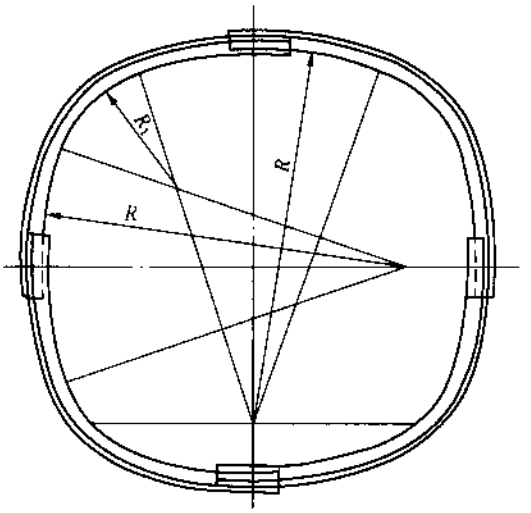
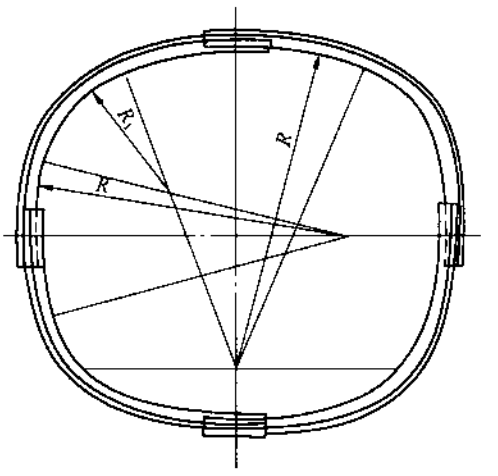


图 4－3－80 圆形可缩性支架



(a) 方环



(b) 长环形

图 4－3－81 封闭形可缩性支架

6. 巷道支架选型

根据巷道可缩性金属支架的工作原理，通过改变支架的形状、结构和力学特性，调节载荷的分布情况，以适应和控制围岩变形，可取得良好的支护效果。目前，我国巷道实际使用效果较好的金属支架可归纳为 8 种形式，它们的力学特性及其使用条件见表 4－3－19。

表 4－3－19　各种金属支架架型的力学特性及其使用条件

支架架型	主要力学特性	使用条件
梯形可缩性支架	垂直、侧向均可缩，承载能力较小	围岩较稳定，变形量中等，巷道净断面面积小于 10m^2，K 在 10% ~25% 之间
半圆拱可缩性支架	承载能力较大，特别是在均压时	围岩压力较大，特别是在压力较均匀或有一定侧压时，K 在 10% ~35% 之间
三心拱直腿可缩性支架	承载能力较大，特别是在顶压时	围岩压力较大，特别是在顶压大时，K 在 10% ~35% 之间
三心拱曲腿可缩性支架	承载能力较大，抗侧压能力较大	围岩压力较大，压力较均匀，顶压大及侧压较大时，K 在 10% ~35% 之间
多铰摩擦可缩性支架	承载能力较大，能适应各方面来压	围岩压力大，能适应不对称、多变压力，K 在 10% ~35% 之间
马蹄形可缩性支架	承载能力较大，有一定的抗底鼓和两帮移近的能力	围岩松软，移近量大，特别是在底鼓和两帮移近较严重，使用封闭支架时，K 在 30% ~35% 之间
圆形可缩性支架	承载能力较大，抗底鼓和两帮移近的能力大，特别是在均压时	围岩松软，移近量大，底鼓和两帮移近较严重，使用封闭支架时，K 在 30% ~35% 之间，更适合压力较均匀的情况
方（长）环形可缩性支架	承载能力较大，抗底鼓和两帮移近的能力大，特别是在肩压大、压力不均匀时	围岩松软，移近量大，底鼓和两帮移近较严重，使用封闭支架时，K 在 30% ~35% 之间，更适合压力不均匀的情况

3.2.4.3　锚杆支护

1. 锚杆的分类

目前，适用于不同地质条件、具有不同功能和用途的锚杆有数百种，锚杆支架的分类方法也遵循不同原则和分类标志，最基本的分类方法是按锚杆的锚固方式划分。按锚固方式，锚杆可分为：

（1）机械锚固式，包括胀壳式锚杆、倒楔式锚杆、楔缝式锚杆。

（2）黏结锚固式，包括树脂锚杆、快硬水泥卷锚杆、水泥砂浆锚杆。

（3）摩擦锚固式，包括缝管式锚杆、水胀式管状锚杆等。

同时，按杆体锚固段长短，可分为端头锚固、全长锚固和加长锚固。按锚杆杆体的工作特性，分为刚性锚杆、有限可拉伸及可拉伸锚杆。按锚杆作用特点，可分为主动式锚杆和被动式锚杆。按制造锚杆杆体的材料，可分为木锚杆、竹锚杆、金属锚杆、（钢筋）混

凝土锚杆以及聚酯锚杆等。

2. 锚杆的锚固力

1）根据锚杆对围岩的约束方式定义锚固力

托锚力：托锚力包括安装锚杆时，通过拧紧螺母产生的锚杆托板对围岩的预紧力，水胀式管状锚杆体纵向收缩，使托盘对围岩产生预紧力，及锚杆托板阻止围岩向巷道内位移时，对围岩施加的径向支护力。

黏锚力：黏结剂将围岩与锚杆黏结成整体，由于围岩深部与浅部变形的差异，锚杆通过黏结剂对围岩施加黏结力来抑制围岩变形。黏锚力就是锚杆杆体的轴力。摩擦锚固式锚杆通过杆体与围岩之间的摩擦力对围岩施加锚固力来抑制围岩变形。

切向锚固力：围岩的变形大多从岩体的弱面开始，在围压作用下，围岩沿弱面滑动或张开。锚杆体贯穿面，限制围岩沿弱面滑动或张开，这种限制力称为切向锚固力。

2）根据锚杆的锚固作用阶段定义锚固力

初锚力：安设锚杆时，对锚杆进行拉张而使其具有的作用于围岩的力。

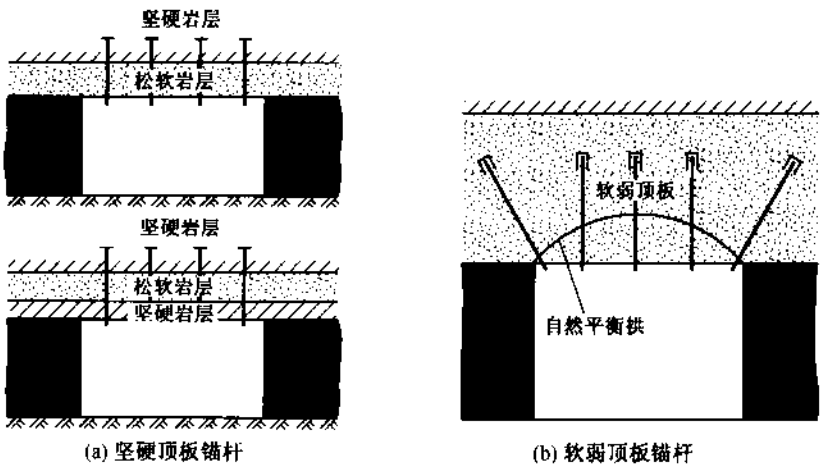
工作锚固力：锚杆安设后，围岩变形，锚固剂发挥黏结作用，或者杆体与围岩之间摩擦力制约围岩变形，此时锚杆对围岩的作用力为工作锚固力。

残余锚固力：当围岩表面和深部的相对变形量超过锚固剂的极限变形量后，锚固剂被破坏，工作锚固力丧失。但由于已破坏的锚固剂仍具有残存黏结强度，钻孔围岩、破坏的锚固剂、锚杆杆体之间存在摩擦力，锚杆对围岩仍具有约束力，称为残余锚固力。

3. 锚杆支护理论

1）悬吊理论

悬吊理论认为，锚杆的支护作用是将巷道顶板较软弱岩层悬吊在上部稳定岩层上，增强较软弱岩层的稳定性。对于回采巷道经常遇到的层状岩体，锚杆支护的悬吊作用如图4－3－84a所示。如果巷道浅部围岩松软破碎，顶板出现松动破裂区，锚杆的悬吊作用是将这部分易冒落岩体锚固在深部未松动的岩层上（图4－3－82b）。



(a) 坚硬顶板锚杆　　(b) 软弱顶板锚杆

图4－3－82　锚杆支护悬吊作用

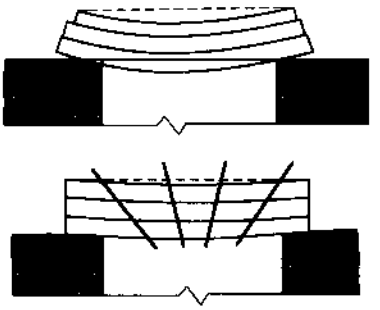


图4-3-83　层状顶板锚杆组合梁

2）组合梁理论

组合梁理论认为，如果顶板岩层中存在若干分层，锚杆一方面提供锚固力，阻止岩层沿层面继续滑动，避免出现离层现象；另一方面，锚杆杆体可增加岩层间的抗剪刚度，阻止岩层间水平错动，从而将巷道顶板锚固范围内的几个薄岩层组合成一个较厚的岩层，如图4-3-83所示。

3）压缩拱理论

压缩拱理论认为，在拱形巷道围岩的破裂区中安装预应力锚杆，从杆体两端形成圆锥形分布的压应力区，如果锚杆间距足够小，各个锚杆形成的压应力圆锥体相互交错，在岩体中形成一个均匀的压缩带，即压缩拱。压缩拱内岩石径向、切向均匀受压，处于三向应力状态，围岩强度得到提高，支承能力相应增大（图4-3-84）。

4）最大水平应力理论

该理论认为，矿井岩层的水平应力通常大于铅直应力，巷道顶底板的稳定性主要受水平应力的影响。围岩层状特征比较突出的回采巷道开挖后引起应力重新分布时，铅直应力向两帮转移，水平应力向顶底板转移。铅直应力的影响主要显现在两帮，导致两帮的破坏；水平应力的影响主要显现在顶底板岩层上（图4-3-85）。锚杆的作用是沿锚杆轴向约束岩层膨胀和在垂直锚杆轴向方向约束岩层剪切错动。

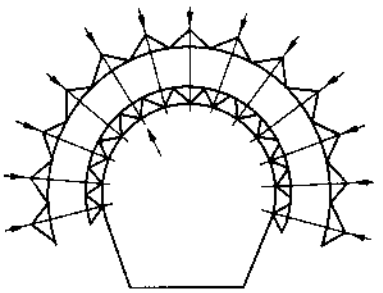


图4-3-84　锚杆压缩拱原理图

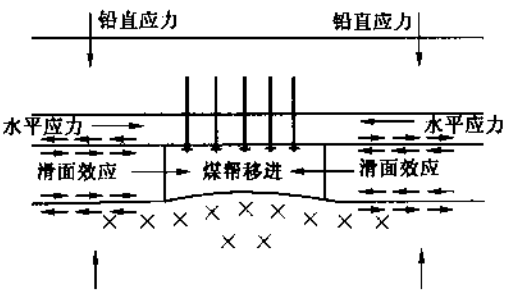


图4-3-85　最大水平应力原理图

5）围岩强度强化理论

围岩强度强化理论是针对软岩煤巷特点提出的，通过巷道围岩锚固前后围岩力学参数相似材料模拟试验、有无锚固节理岩体力学参数关系（表4-3-20和表4-3-21），以及理论分析可知，围岩强度强化理论的要点如下：

（1）巷道锚杆支护的实质是锚杆和锚固区域的岩体相互作用形成统一的承载体。

（2）巷道锚杆支护可提高锚固体的力学参数（E、c、φ），改善被锚固岩体的力学性能。

（3）巷道围岩存在破碎区、塑性区和弹性区，锚杆锚固区的岩体则处于破碎区或处于上述2~3个区域中，相应锚固区的岩石强度处于峰后强度或残余强度。锚杆支护使巷

道围岩特别是处于峰后区围岩强度得到强化，提高峰值强度和残余强度。

（4）煤巷锚杆支护可以改变围岩的应力状态，增加围压，从而提高围岩的承载能力。

（5）巷道围岩锚固体强度提高以后，可减少巷道周围破碎区、塑性区的范围和巷道的表面位移，控制围岩破碎区、塑性区的发展，从而有利于保持巷道围岩的稳定。

表 4-3-20 巷道围岩锚固前后围岩力学参数相似模拟试验结果

锚杆布置密度/(根·400cm^{-2})		0	2	4	6	8
弹性模量 E/MPa		280.8	282.58	288.24	299.69	310
软化模量 M/MPa		32.00	32.63	39.25	43.15	46.32
锚固体破坏前	等效内聚力 c/MPa	0.3466	0.3568	0.3677	0.3773	0.3869
	等效内摩擦角 φ/(°)	31.51	31.53	35.57	38.8	40.4
锚固体破坏后	等效内聚力 c/MPa	0.0168	0.0182	0.0184	0.0194	0.021
	等效内摩擦角 φ/(°)	31.51	31.53	35.57	38.8	40.4
单向加载	极限强度/MPa	1.238	1.257	1.43	1.575	1.675
	残余强度/MPa	0.060	0.065	0.0715	0.081	0.089
平面应变加载	极限强度/MPa	1.65	1.725	1.928	2.17	2.275
	残余强度/MPa	0.525	0.588	0.668	0.75	0.82

表 4-3-21 锚固节理岩体与无锚固节理岩体力学参数之间关系

节理倾角	锚杆根数	0	1	2	4	6	8
70°	抗压强度	1	1.073	1.128	1.192	1.261	1.299
	弹性模量	1	1.152	1.313	1.466	1.418	1.748
	泊松比	1	0.932	0.77	0.75	0.8	0.714
	扩容初始应力	1	1.068	1.184	1.316	1.368	1.605
	残余强度	1	1.072	1.184	1.273	1.337	1.369

4. 单体锚杆

1）机械式锚杆

机械式锚杆锚固一般为端头锚固式，安装锚杆时需要施加预紧力，属于主动式锚杆。常见锚头类型包括胀壳式、倒楔式和楔缝式。

2）摩擦式锚杆

摩擦式锚杆是通过钢管与孔壁之间的摩擦作用达到锚固的目的，多为全长锚固式。摩擦式锚杆主要包括缝管式锚杆和水力膨胀锚杆。

（1）缝管式锚杆(图 4-3-86)的杆体是一根全长纵向开缝的长钢管，锚尾端部焊有

直径为6～8mm圆钢弯成的挡环。杆体直径为30～45mm，开缝宽10～15mm，壁厚2～3mm。钢管打入比管径小1～3mm的钻孔后，钢管的弹性使其外壁与钻孔岩壁挤紧，并产生沿管全长的径向应力和轴向摩擦力，以阻止围岩变形。为便于冲击安装，锚头部分制成

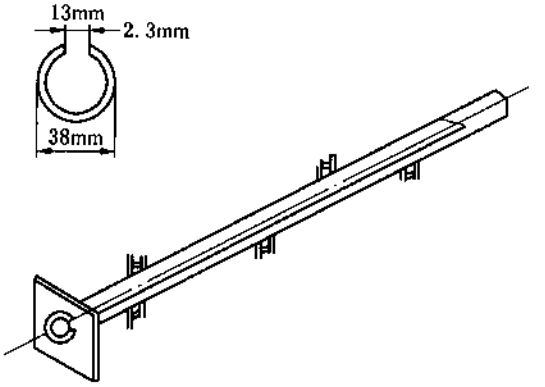


图4-3-86　缝管式锚杆

圆锥形。缝管式锚杆的锚固力主要取决于开缝管的长度、开缝管与锚孔的径差、钻孔直径、开缝管材质和安装质量，锚固力一般为50～70kN。

（2）水力膨胀锚杆（图4-3-87）是一种由壁厚2mm，直径41mm的钢管被折叠成直径为25～28mm的异形钢管，装入直径33～39mm的钻孔内，高压水注入钢管内，使钢管沿全长膨胀并压紧钻孔孔壁，依靠管壁与孔壁的摩擦力和挤压力，实现支护巷道的目的。与此同时，管体的膨胀伴随着纵向收缩，使托盘紧贴岩面产生预紧力。

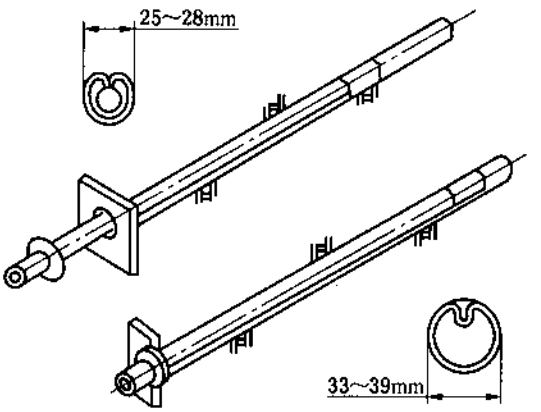


图4-3-87　水力膨胀锚杆

3）黏结式锚杆

黏结式锚杆主要分为树脂锚杆、快硬水泥卷锚杆和水泥砂浆钢筋锚杆。

（1）树脂锚杆由锚固剂（树脂胶囊）、杆体、托盘和螺母等组成。

① 锚固剂将杆体与围岩黏结在一起，在围岩深部与浅部不一致的变形过程中，锚固剂将围岩变形传递给杆体，同时将杆体对围岩变形的约束传递给围岩。我国煤矿常用的树脂锚固剂的凝胶时间、技术参数、黏结强度见表4-3-22～表4-3-24。

表4-3-22 不同型号锚固剂的凝胶时间

型 号	特 快	凝胶时间/min	固化时间/min	备 注
CK	超快	0.5～1.0	≤5	在（20±1）℃环境温度下测定
K	快速	1.5～2.5	≤7	
Z	中速	3.0～4.0	≤12	
CM	超慢	60～120	≤150	

表4-3-23 树脂锚固剂主要技术参数

性 能	指 标	性 能	指 标
抗压强度/MPa	≥60	震动疲劳寿命/$\times10^4$次	>800
剪切强度/MPa	≥35	泊松比	≥0.3
密度/($g\cdot cm^{-3}$)	1.9～2.2	贮存期/月	≥9
弹性模量/MPa	$\geq1.6\times10^4$	适用环境温度/℃	-30～60
黏结强度/MPa	混凝土>7，螺纹圆钢>16		

表4-3-24 树脂锚固剂与常见岩石间的黏结强度

岩 石	砂 岩	页 岩	煤
黏结强度/MPa	5～8	3.5～5.5	1～2

② 锚杆杆体是锚杆的主体，杆体材质及表面结构直接影响锚固范围内锚杆对围岩的支护阻力。依照杆体屈服强度σ_s，将锚杆分为3类：$\sigma_s<340$MPa，普通锚杆；340MPa≤$\sigma_s<600$MPa，高强度锚杆；$\sigma_s\geq600$MPa，超高强度锚杆。

普通锚杆杆体大多采用Q235圆钢端头锚固。为保证树脂与锚头的锚固强度，将锚头压扁并拧成反麻花状。内锚头设置挡圈，以防树脂锚固剂外流。

高强度螺纹钢锚杆杆体为20MnSi螺纹钢，杆体屈服强度$\sigma_s\geq340$MPa。锚尾螺纹部分经强化热处理后，其强度高于杆体强度。此锚杆既可用于端头锚固又可用于全长锚固。

超高强度螺纹钢锚杆是将整根普通螺纹钢锚杆，通过合理的工艺方式和工艺参数，进行整体强化热处理；或者采用变截面等强技术，实现锚杆等强加工。超高强度螺纹钢锚杆杆体屈服强度可达703MPa，极限强度高达811MPa。

锚杆杆体表面粗糙程度直接影响锚杆与围岩之间的剪切特征和相互作用力的传递。螺纹钢杆体表面有波纹节，杆体表面凸纹与黏结体间发生相对变形，产生剪切力；黏结体楔

块的变形产生膨胀作用，使垂直于杆体的约束力增大，也导致锚杆剪锚力增大。

③ 托板是产生托锚力的主要构件，同时对剪锚力也有一定影响。常用的托板有圆形托板、四方形托板、三角形托板、矩形托板及压制成形的球面和锥形托板（图 4－3－88），国外还专门研制了拱形球体托板、高强度偏心托板、蝶形托板等。

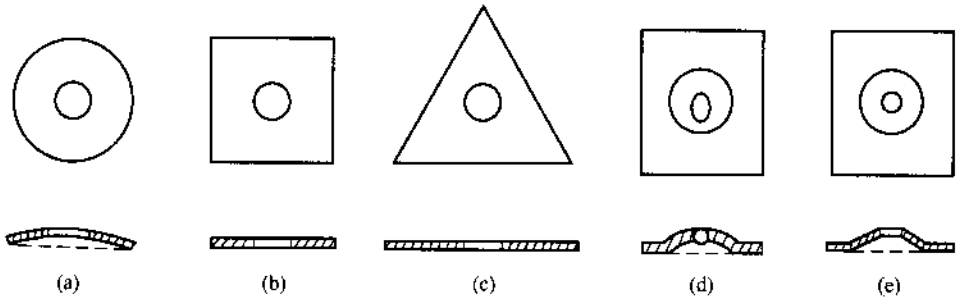


图 4－3－88　各种托板形式示意图

托板通过挤压围岩表面提供托锚力，使围岩处于三向受力状态，明显改善巷道围岩受力环境。尤其是托锚力在锚杆施加预紧力后立即发挥作用，约束围岩变形。

托板受载后将力传递给锚杆杆体，增大锚杆剪锚力，限制围岩节理面的相对错动，充分发挥锚杆对围岩节理面的加固作用。

④ 螺母。为了满足锚固体对锚杆高性能要求，实现锚杆树脂搅拌与安装一体化，国内外普遍采用扭矩螺母与锚杆钻机配套快速安装锚杆。扭矩螺母有钢片充填式螺母、树脂充填式螺母、销钉式扭矩螺母、外销钉式扭矩螺母。

（2）快硬水泥卷锚杆是以快硬水泥卷代替树脂胶囊，其黏结方式也分端头锚固和全长锚固两种。

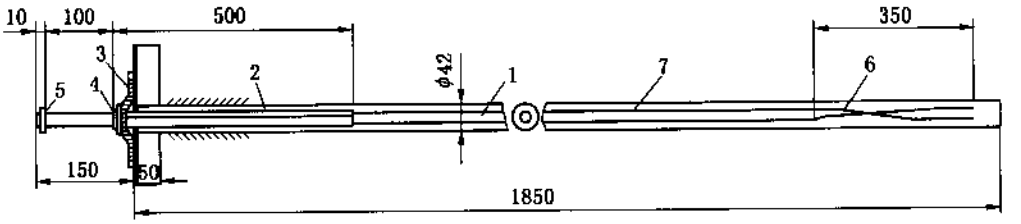
（3）水泥砂浆钢筋锚杆是一种全长锚固式锚杆，这种锚杆依赖水泥砂浆凝固后的强度，将锚杆和钻孔壁黏结在一起，岩体发生变形时，锚杆起锚固作用。

4）可延伸和可切割、可回收锚杆

（1）可延伸锚杆。理论分析和实践经验均表明，在松软、破碎、膨胀性围岩和采动压力影响条件下，锚杆应具有一定的延伸量，以便于围岩有一个卸压过程。可延伸锚杆按其工作原理可分为结构可延伸式和杆体可延伸式两种。前者是对杆体内锚头、外锚头及托板等构件采用特殊结构，实现可延伸目的。套筒摩擦式可延伸锚杆（图 4－3－89）的杆体为钢管，外端套以开缝套管，可产生相对位移并保持一定的锚固力。

（2）可切割、可回收锚杆。可切割锚杆和可回收锚杆是在木锚杆、竹锚杆控制围岩效果较差和煤帮金属锚杆影响采煤机正常割煤的情况下研制出来的。玻璃纤维可切割锚杆杆体材质为玻璃纤维，锚头采用树脂锚固剂锚固，锚尾为与普通圆钢锚杆相同的金属螺栓结构。双楔胀壳式锚杆可回收杆体及托盘，两节式镦头锚杆和对接式锚杆也可以回收杆体及托盘。

5. 组合锚杆



1—钢管；2—滑动套管；3—A 形托板；4—套管挡环；5—杆体挡环；
6—快硬水泥；7—水泥砂浆

图 4-3-89 套筒摩擦式可延伸锚杆

1）锚梁网联合支护

使用单体锚杆不能有效控制围岩时，常采用组合锚杆支护。将锚杆与掩护网、托梁联合使用，组成一个以锚杆为主的整体承载机构。锚杆一般为树脂锚杆，金属菱形网、金属经纬网、塑料网、钢筋网均可用作掩护网。国内使用的托梁和钢带主要有 4 种：

（1）W 型钢带由薄钢板（厚 2.5～3mm、宽 250～300mm）轧成“W”型的横截面，如图 4-3-90 所示。W 型钢带抗弯强度高，护顶（帮）面积大，适合于顶板裂隙比较发育，压力不大的条件，主要用于顶板支护系统。

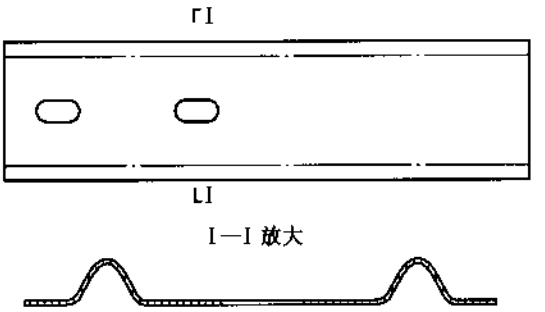


图 4-3-90 W 型钢带形状

（2）钢筋梯子梁一般由两根直径 12～18mm 的圆钢焊接而成，外形类似梯子形状，如图 4-3-91 所示。钢筋梁加工简单，使用方便，价格便宜。但抗弯强度和覆盖面积不如 W 型钢带，顶板压力较大时，钢筋梯子梁焊接处容易开裂，实际强度较低。

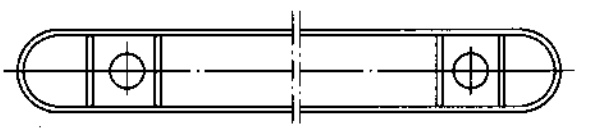


图 4-3-91 钢筋梯子梁形状

（3）M 型钢带断面形状如图 4－3－92 所示。其主要特点：钢带凹变，抗弯截面模量为凸变抗弯截面模量的 2.75 倍，安装钢带时易于紧贴顶板岩面，顶板下沉变形时，钢带与围岩形成一体。

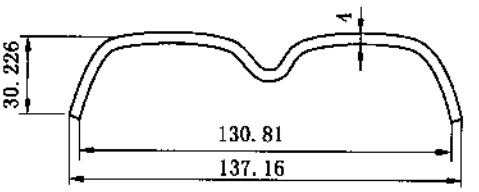


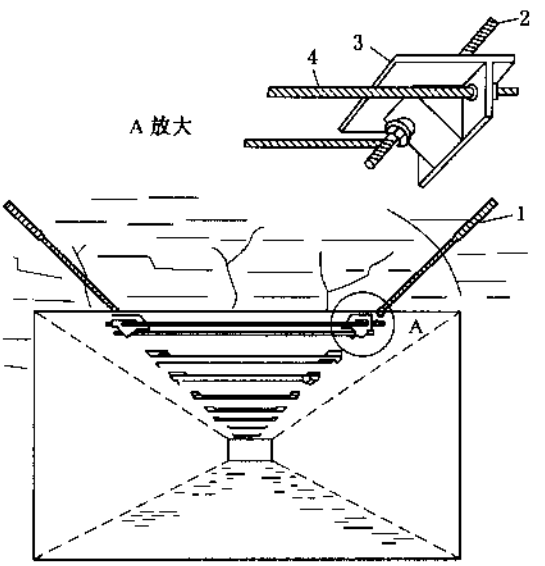
图 4－3－92　M 型钢带断面形状

（4）Π 型轻型钢带是针对钢筋梯子梁焊点不牢，整体性差，与围岩接触不良的缺点而开发的。该钢带整体力学性能好，用料省，适合巷帮支护。

锚梁网联合支护使锚杆沿巷道纵向、横向相互联系，形成整体性的支护结构。锚杆与梁、网共同作用使巷道围岩整体性得到加强，利用钢带和托梁的高抗拉作用，将锚杆的托锚力转化为钢带和托梁对围岩的顶托力。协调锚杆受力，使围岩表面所受锚杆的托锚力相对均匀，同时增加锚杆的支撑面积，防止锚杆间小块松石冒落。

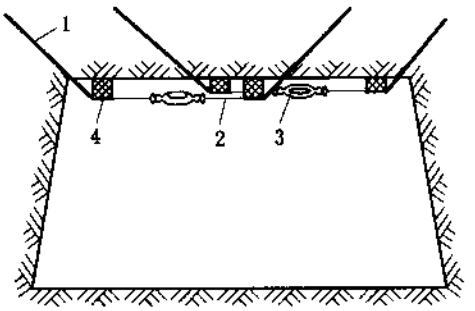
2）桁架锚杆支护

常见的桁架锚杆由锚杆、拉杆、拉紧器、热块组成。桁架锚杆的主要形式有单式桁架锚杆（图 4－3－93）、复式桁架锚杆（图 4－3－94）、交叉式桁架锚杆（图 4－3－95）、连续桁架锚杆等。桁架系统以巷道两肩窝深部岩体作为锚固点和支护结构的基础，通过高强度的预应力钢绞线传递张拉力，简化了普通锚杆桁架所必需的复杂结构。



1—锚头；2—锚杆；3—托架；4—水平拉杆

图 4－3－93　单式双拉杆桁架锚杆



1—锚头；2—锚杆；3—托架；4—水平拉杆

图4-3-94 复式双拉杆桁架锚杆图

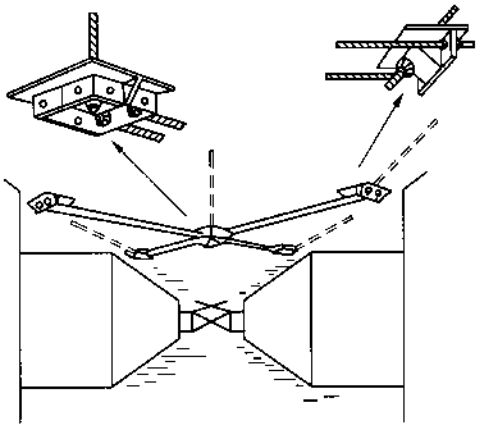


图4-3-95 交叉式桁架锚杆

无论采用单式或复式桁架锚杆，在顶板岩层内都会形成水平和铅直方向的挤压应力区(图4-3-96)。锚杆的锚固力和拉杆的预紧力，使顶板“中性轴”下移，增加了顶板岩层的抗弯能力，减小顶板内部及其表面的张应力。对于破碎顶板，桁架锚杆提供的水平压力增大了沿巷道横向一组裂隙的摩擦因数，提高裂隙梁的“完整性”，有利于顶板梁的成拱作用。通过拉杆可以协调锚杆之间的受力，将同一拉杆的若干根锚杆构成整体支护结构。当顶板弯曲变形和弯曲下沉时，拉杆和倾斜锚杆的共同作用，使顶板内部及其裂隙体中产生更大的挤压应力和摩擦力，减少甚至抵消巷道顶板中部可能产生的拉应力，可阻止顶板的进一步弯曲和下沉，使顶板更快趋于稳定。

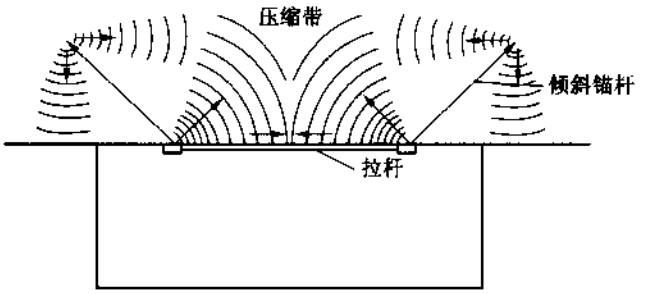


图4-3-96 桁架锚杆支护作用力

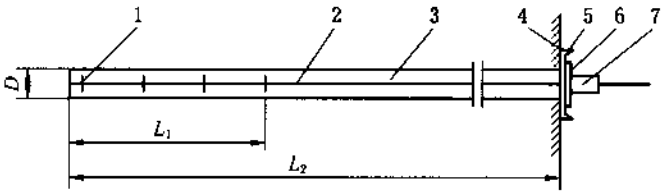
桁架锚杆起关键作用的是拉杆及拉杆中产生的预紧力，因此，拉杆的设计至关重要。拉杆一般由圆钢制成，能提供预紧力，可分为接顶与不接顶两类。

6. 预应力锚索

预应力锚索与普通锚杆相比，锚索长度较长，能锚入深部较稳定岩层中，同时施加较大的预应力。目前，我国煤矿已广泛使用自己研制的小钻孔、树脂药卷加长锚固、单根钢

绞线的小口径预应力锚索。预应力锚索锚固技术简化了施工工艺和施工设备，缩短了锚固体养护和施工时间，实现了锚索快速承载。

小口径预应力锚索由内锚固段、钢绞线自由段、外锚固段组成，如图 4－3－97 所示。内锚固段是锚索锚固在岩体内提供预应力的基础。钢绞线既要有一定刚度，又要有一定柔性，适合在空间尺寸较小的巷道弯曲使用，并能实现自身搅拌树脂药卷快速安装功能。目前，较为广泛采用的是 7 股 ϕ5mm 高强度钢绞线。外锚固段包括锁具、垫板、槽钢。



1—毛刺；2—钢绞线；3—钻孔；4—巷道断面；5—槽钢；
6—钢垫板；7—锁具；L_1—内锚固长度；L_2—锚索有效长度；D—杆体直径

图 4－3－97　小口径预应力锚索结构

7. 巷道锚杆支护设计

1）工程类比法

工程类比法由直接类比法和间接类比法组成。直接工程类比法是建立在已有工程设计和大量工程实践成功经验的基础上，在地质和生产技术条件及各种影响因素基本一致的情况下，根据已有经验，进行待建工程锚杆支护类型和参数设计。为了在巷道锚杆支护设计中取得系统化、定量化经验，便于将不同工程实践抽象为地质力学模型，在围岩稳定性分类基础上的巷道锚杆支护设计是实用而经济的方法，这是一种间接工程类比法。1988 年，原煤炭工业部颁布试用《我国缓倾斜、倾斜煤层回采巷道围岩稳定性分类方案》以来，经过十余年的应用，该分类方案进一步充实、完善，发展为包括全部采准巷道围岩稳定性分类方案，在此基础上推荐的煤巷顶板锚杆基本支护形式与主要支护参数见表 4－3－25。

表 4－3－25　煤巷顶板锚杆基本支护形式与主要支护参数

巷道类别	巷道围岩稳定状况	基本支护形式	主要支护参数
Ⅰ	非常稳定	整体砂岩、石灰岩类岩层，不支护	端锚，杆体直径≥16mm，杆体长度 1.6～1.8m，间排距 0.8～1.2m，设计锚固力≥64～80kN
		其他岩层，单体锚杆	
Ⅱ	稳定	顶板较完整，单体锚杆	端锚，杆体直径≥16～18mm，杆体长度 1.6～2.0m，间排距 0.8～1.0m，设计锚固力≥64～80kN
		顶板较破碎，锚杆＋网	
Ⅲ	中等稳定	顶板较完整，锚杆＋网	端锚，杆体直径≥16～18mm，杆体长度 1.6～2.2m，间排距 0.6～1.0m，设计锚固力≥64～80kN 全长锚固，杆体直径≥18～22mm，杆体长度 1.8～2.4m，间排距 0.6～1.0m
		顶板较破碎，锚杆＋W 钢带（或钢筋梁）＋网，桁架＋网，或增加锚索	

表 4-3-25（续）

巷道类别	巷道围岩稳定状况	基本支护形式	主要支护参数
Ⅳ	不稳定	锚杆+W钢带+网，或增加锚索桁架+网，或增加锚索	全长锚固，杆体直径≥18~22mm，杆体长度1.8~2.4m，间排距0.6~1.0m
Ⅴ	极不稳定	顶板较完整，锚杆+金属可缩支架，或增加锚索；顶板较破碎，锚杆+网+金属可缩支架，或增加锚索；底鼓严重，锚杆+环形可缩支架	全长锚固，杆体直径≥18~24mm，杆体长度2.0~2.6m，间排距0.6~1.0m

注：1. 巷帮锚杆基本支护形式与主要参数视地应力、巷帮煤（岩）强度、节理状况、护巷煤柱尺寸、巷道断面等因素，参照顶板锚杆确定。

2. 对于复合顶板、破碎围岩、易风化、潮解、遇水膨胀围岩，可考虑在基本支护形式基础上，增加锚索加固或注浆加固、封闭围岩等措施。

3. “顶板完整”指节理、层理分级的Ⅰ、Ⅱ、Ⅲ级，“顶板较破碎”指Ⅴ、Ⅵ级，见表4-3-26。

表 4-3-26 节理、层理发育程度分级

节理、层理分级	Ⅰ	Ⅱ	Ⅲ	Ⅳ	Ⅵ
节理、层理发育程度	极不发育	不发育	中等发育	发育	很发育
节理间距 D_1/m	>3	1~3	0.4~1	0.1~0.4	<0.1
分层厚度 D_2/m	>2	1~2	0.3~1	0.1~0.3	<0.1

2）理论计算法

按悬吊理论，锚杆长度可由下式计算：

$$L = L_1 + L_2 + L_3 \tag{4-3-61}$$

式中 L_1——锚杆外露长度，一般取 $L_1 = 0.15$m；

L_2——锚杆有效长度，m；

L_3——锚杆锚固长度，由拉拔试验确定，m。

当直接顶需要悬吊的范围易于划定时，L_2 应大于或等于它们的厚度；巷道围岩存在松动破碎带时，L_2 应大于或等于松动破碎区的高度，即

$$L_2 \geqslant \frac{(100 - \mathrm{RMR})B}{100} \tag{4-3-62}$$

式中 RMR——CSIR地质力学分级岩体总评分；

B——巷道宽度，m。

用普氏自然平衡拱理论确定松动破碎区的高度时，L_2 应等于普氏免压拱的高度：

当 $f \geqslant 3$ 时

$$L_2 = \frac{B}{2f} \tag{4-3-63}$$

当 $f \leqslant 2$ 时

$$L_2 = \frac{1}{f}\left[\frac{B}{2} + h\cot\left(45° + \frac{\varphi}{2}\right)\right] \tag{4-3-64}$$

式中 f——普氏岩石坚固性系数；

h——巷道掘进高度，m；

φ——岩体内摩擦角，(°)。

根据杆体承载力与锚固力等强度原则，计算杆体直径计算式为

$$D = 35.52 \times \sqrt{\frac{Q}{\sigma_t}} \tag{4-3-65}$$

式中　Q——由拉拔试验确定的锚固力，kN；

σ_t——杆体材料的抗拉强度，MPa。

根据每根锚杆悬吊的岩重，计算锚杆的间排距 s_1、s_2(m)，通常按锚杆等距排列计算，即

$$s_1 = s_2 = \sqrt{\frac{Q}{K\gamma L_2}} \tag{4-3-66}$$

式中　K——锚杆安全系数，一般取 1.5～2；

γ——岩石容重，kN/m^3。

按组合梁理论计算，得

$$L_2 \geqslant 0.5 \times B \sqrt{\frac{K_1 q}{\sigma_t}} \tag{4-3-67}$$

式中　K_1——安全系数，一般取 3～5；

q——均布载荷，kN/m^2。

在考虑了岩层蠕变的影响及顶板各岩层间摩擦作用的影响后，得

$$L_2 = 0.0193 \times B \sqrt{\frac{K_1 q}{\xi(\sigma_t + \sigma_x)}} \tag{4-3-68}$$

式中　σ_x——原岩水平应力，MPa；

ξ——反映与梁应力和弯曲有关的各岩层间摩擦作用的惯性矩折减系数（表 4-3-27）。

表 4-3-27　由组合梁岩层数目决定的惯性矩折减系数

组合梁岩层数目	1	2	3	≥4
ξ	1	0.75	0.7	0.65

根据组合梁的抗剪强度，计算锚杆的间排距 s_1、s_2(m)，通常按锚杆等距排列，即

$$s_1 = s_2 \leqslant 0.0458 \times D \sqrt{\frac{L_2 \tau}{K_2 B q}} \tag{4-3-69}$$

式中　τ——杆体材料抗剪强度，MPa；

K_2——顶板抗剪安全系数，一般取 3～6；

q——均布载荷，kN/m^2。

3）系统设计法

对于大量工程岩石力学问题，只有少数能得到解析解，这是由于岩体的非匀质、各向异性等特征，造成岩体本构关系的非线性，以及控制偏微分方程的非线性。而且，边界条件常常不能表示为简单的数学函数。因此，当力学模型建立后，设计分析和反馈分析阶段

通常要采用数值方法得出近似解。利用有限元法、有限差分法、边界元法和离散元法等工程数值方法，使我们有可能选择更精确的力学模型，处理锚固体的复杂力学特征。

我国巷道锚杆支护系统设计的基本思想：认为地质调查、设计、施工、监测、信息反馈等是相互关联、制约和影响的有机整体，巷道支护系统是一个复杂的系统工程。系统设计方法包括6个基本部分：

（1）地质力学评估，主要是评估围岩应力状态和岩体力学性质。

（2）初始设计，以有限差分数值模拟分析为主要手段，辅以工程类比和理论计算法，对初始设计选定的方案进行定性分析。

（3）按初始设计选定的方案进行施工。

（4）现场监测，主要有锚杆受力和巷道围岩表面及深部位移的监测。

（5）信息反馈与修改，完善设计，选用巷道表面及深部位移、全长锚固锚杆的受力分布、端部锚固锚杆的载荷、锚固区内和区外的离层值作为反馈指标，提出修改方案。

（6）重复进行由初始设计至信息反馈与修改，完善设计步骤，直到满意为止。

3.2.5 采准巷道矿压的观测与监控

3.2.5.1 矿压观测的目的及内容

1. 巷道矿压观测的目的

进行巷道矿压观测的主要目的是为了摸清不同地质条件和生产技术条件下的巷道矿压规律，使巷道在服务期限里能处于良好状态，达到既能减少煤炭损失，降低生产成本，又能不影响煤矿正常生产的目的。通过矿压观测，将为确定巷道布置方案、选择开采程序、确定合理煤柱尺寸、设计巷道支护参数等提供科学依据。

2. 巷道矿压观测的内容

巷道矿压观测的内容较多，应根据所需研究的问题，进行适当的选择。巷道矿压观测的主要内容：

（1）巷道围岩变形和位移观测；

（2）巷道支架载荷测定；

（3）巷道围岩松动圈测定；

（4）受采动影响时的压力超前距和滞后距的观测；

（5）巷道围岩应力测定；

（6）巷道围岩强度测定；

（7）锚杆支护质量测定。

3.2.5.2 巷道矿压观测测站布置

1. 测站的布置方式

（1）每一条观测巷道内测站的数目不得少于3个，各测站的间距不得小于40m，且各站距力求一致。

（2）每个测站的观测断面不少于3个，其间距不得小于1～2m，一般取3～5m。

（3）测站基点布置方式很多，可根据不同需要进行选择。

2. 测站基点的安设要求

（1）巷道刚掘成后，立即布置测点。

（2）应保证测点安装质量，免遭破坏，如被破坏，应立即补上。

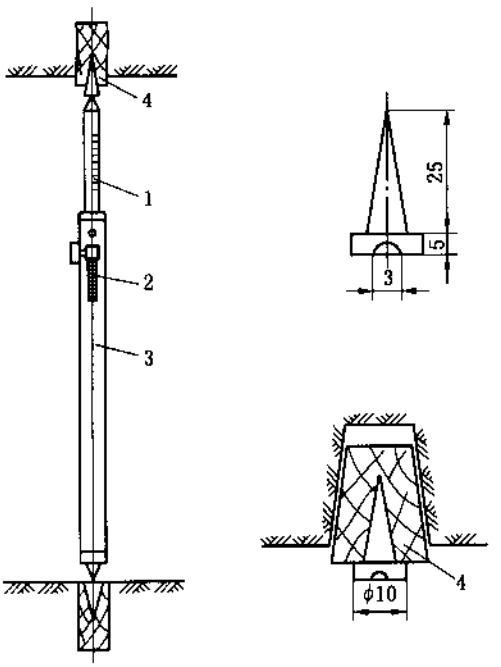
3.2.5.3　观测方法及仪表

1. 巷道周边位移观测

（1）测点的布置。测点是量测的基准点，应安设在基岩内，保证测点与围岩同步位移，测杆与基准点布置如图 4－3－98 所示。

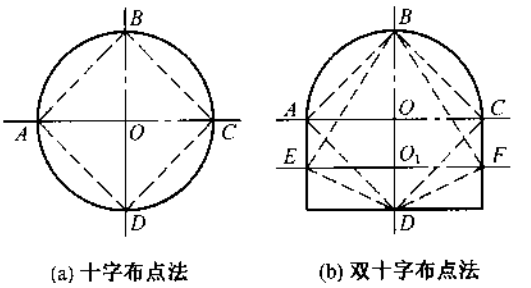
为设置测点，通常在围岩上打一个深 100～200mm 的钻孔，如果围岩比较破碎，钻孔可深一些。钻孔直径为 40mm，在孔中打入木楔，木楔上钉有作为测量基准点的基钉（也可以用水泥基钉），在测量过程中要保护好测点，避免松动和损坏，以保证测量精度。

（2）测量方法。一般采用十字布点法或双十字布点法，如图 4－3－99 所示。



1—活杆；2—弹簧；3—套管；4—基准点

图 4－3－98　测杆与基准点布置



(a) 十字布点法　　(b) 双十字布点法

图 4－3－99　表面位移测点布置示意图

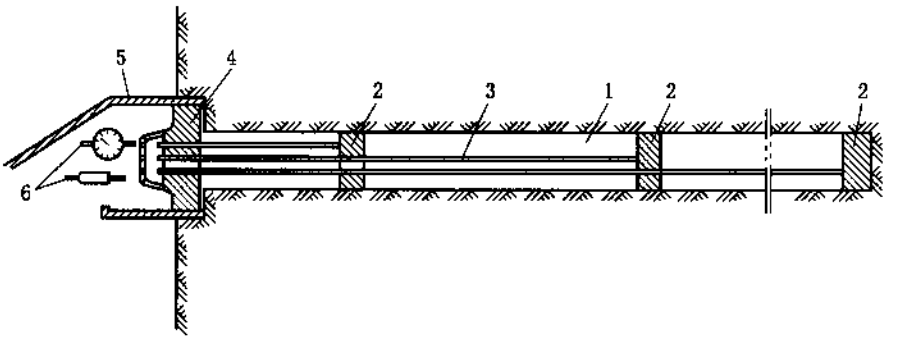
2. 巷道围岩深部位移观测

为了探明巷道围岩深部的稳定状况，进一步研究支架—围岩的相互作用关系，需要对围岩深部岩体的破坏和位移变化进行观测。

为进行深部岩体位移观测，通常在围岩内钻孔，在孔内设多个测点，以观测不同深度的岩体位移。在钻孔内布设测点进行观测时，通常假定以孔底的测点作为基准点，以观测各测点的相对位移变化。在钻孔内布设的测量装置为钻孔位移计。当需要布设多个测点时，一般布置钻孔多点位移计（图 4－3－100）进行测量。

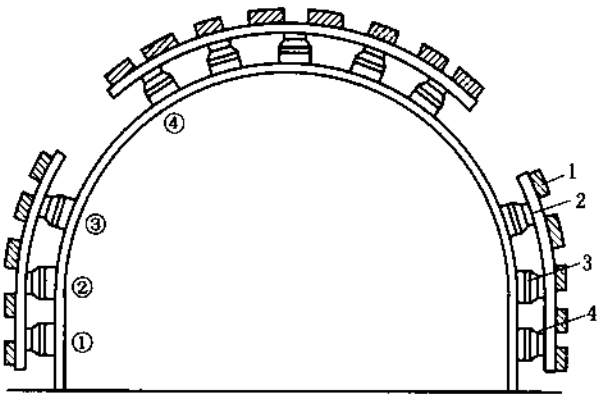
3. 巷道支架载荷测定

一般情况下，支架载荷测站与围岩移近测站布置在同一断面，以便对同一观测断面的围岩移近值与支架载荷值进行比较。但由于所用的仪表、地质条件及支护形式的不同，测



1—钻孔；2—测点锚固器；3—连接件；4—量测头；5—保护盖；6—测量计

图 4-3-100 钻孔多点位移计

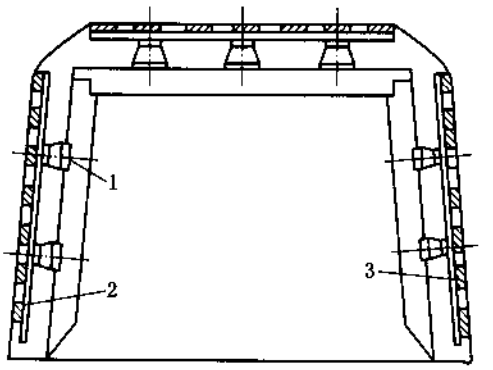


1—木背板；2—测力计护板；3—测力计；4—测力计保护盖；
①、②、③、④—测力计编号

图 4-3-101 拱形巷道支架测力计的布置

站的安装方式也不同。

（1）拱形巷道支架受载观测。拱形巷道支架受载观测测力计的布置如图 4-3-101 所示。在架设支架过程中，将测力计均匀地安设在支架上，避开梁腿搭接处；为防测力计下滑并使其受力均匀，在测力计与支架之间放好测力计底托，在测力计上边用护板盖好，护板厚 8～10mm，宽 200mm，长 1000mm，呈弧形，用钢板制成，护板上面用半圆木木板插严背实。测力计编号一般由某一底部起顺序排列。



1—测力计；2—金属板；3—木背板

图 4-3-102 梯形巷道支架测力计的布置

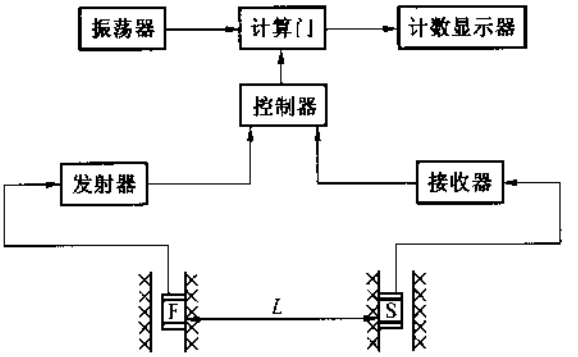
（2）梯形巷道支架受载观测。梯形巷道支架受载观测测力计的布置如图 4-3-102 所

示。一般在支架顶梁上安设机械式或钢弦式测力计，在支架侧帮安设液压枕（或测力计）。为防液压枕下滑，可在棚腿上安一个铁板固定座或砍一个凹槽。液压枕或顶梁上的测力计与围岩之间要用金属板隔开。

4. 巷道围岩松动圈的测定

松动圈的大小及松动圈内围岩变形特征，对研究围岩稳定及支护措施有实际意义。多点位移计，可观测不同深度的围岩位移，测点位置较多时，也可正确判断破坏圈的范围。此外，还可以使用声波测定法。声波测定法需测定声波的速度和。

（1）声波速度的测定。测定声波在岩体内传播速度的测量系统如图 4－3－103 所示。



F—发射换能器；S—接收换能器

图 4－3－103　声波速度测量系统框图

在岩体的钻孔内设置发射换能器 F，同时在相距 L 的钻孔内或岩体表面设置接收换能器 S。发射换能器 F 向岩体内发射声波，将计数电子门开启，使振荡器的计时脉冲进入计数器，并计数显示。当接收换能器 S 接收到声波信号后，将计数电子门关闭，计数器停止计数。这时，技术显示数码为发射换能器 F 至接收换能器 S 之间声波经过距离 L 所需的时间 t，则声波的传播速度即为 $v_p = L/t$(m/s)。

（2）声波幅度衰减测定。声波在岩体内传播过程的振幅与频谱的改变，与岩体的结构特征及力学性态的改变密切相关，据此可以获得更多声学参数，提高判释能力的可靠性。声波采集和处理系统如图 4－3－104 所示。

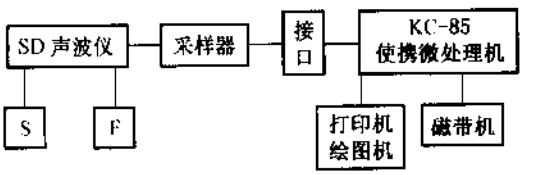


图 4－3－104　声波采集和处理系统

该系统通过 SD 声波仪发射和接收声波信号，由 KC－85 型微处理机采集波列，存入磁带或绘图打印输出，并可进行频谱分析。该系统内的仪器为便携型，可以用于现场测

量。其声波衰减可用衰减系数表示，即

$$\alpha = -\frac{1}{L}\ln\frac{A_L}{A_0} \tag{4-3-70}$$

式中 A_0——初始发射振幅；

A_L——通过 L 间距后的振幅。

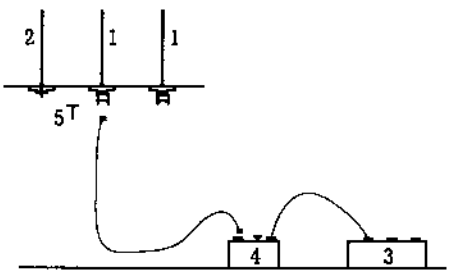
5. 锚杆支护质量监测方法

锚杆支护巷道围岩的活动状况具有一定的隐蔽性，围岩的破坏失稳一般无明显预兆，破坏往往具有突发性。因此，所有采用锚杆支护的巷道都应进行锚杆支护质量监测，以保障安全生产。锚杆支护质量监测的主要监控指标有锚杆受力及分布状况、锚固区内外离层值。

1）测力锚杆

测力锚杆是测量锚杆全长锚固工作状态下受力大小及分布情况的专用锚杆（测力锚杆采用与巷道支护使用相同的锚杆加工而成，在杆体上相隔一定距离布置一对电阻应变片），安装测力锚杆的目的有：①分析锚杆和围岩的相互作用关系，研究全长锚固机理；②实测锚杆受力，确定支护强度，分析围岩的强化程度，为锚杆设计提供依据；③根据锚杆受力变化，判断锚杆是否屈服，对顶板稳定性作出预测，当锚杆受力突然增加并大范围屈服时，提示人们及时采取措施，避免顶板冒落事故的发生。

（1）测力锚杆结构。KDL－1 型测力锚杆结构如图 4－3－105 所示，其主要由杆体、保护接头、静态电阻应变仪通道转换开关、安装接头、连接导线等部分组成。



1—测力锚杆；2—普通锚杆；3—静态电阻应变仪；4—多通道转换开关；5—安装器

图 4－3－105 KDL－1 型测力锚杆结构

（2）测力锚杆安装与测试。测力锚杆应尽可能靠近掘进工作面安装，但与掘进工作面距离不得小于 0.5m，以防掘进时损坏测力锚杆。测力锚杆的安装与普通锚杆的安装基本相同，但需要注意以下几点：①安装测力锚杆前，应先测出测力锚杆的初始读数；②测力锚杆两个槽组成的平面最终要垂直于巷道轴线，帮锚杆上的槽成铅垂方向；③搅拌器上应有与测力锚杆应变片方向一致的标记，以便在搅拌过程中容易掌握锚杆的方向性；④测力锚杆上的销钉剪切扭矩要大于锚杆钻机的额定扭矩，以防在搅拌过程中切断销子；⑤引出导线上的插头应用塑料胶封严，避免在安装过程中损坏；⑥在所使用的托盘边缘开一个小缺口，使测量导线、插头从巷道顶板与托盘边缘缺口处引出。

安装后，立即用静态电阻应变仪观测锚杆一次，在工作面掘进开始，每掘进 1 个循环观测 1 次，以后每掘进 10m 观测一次，直到数据稳定。在开采阶段，测力锚杆距工作面距离为 100m、50m、20m、10m、5m、3m、2m、1m、0m 时，各测一次。

观测时，将测力锚杆应变片插头与多通道转换开关接好，再接通多通道转换开关与静态电阻应变仪。打开应变仪开关，预热 5min 后开始测量，将多通道转换开关上的转换开关置于“开”的位置，自读数窗口读取读数。逐一转动转换开关，即可测得一根测力锚

杆上的所有应变值，并逐一记录。记录的数据还应包括测量日期、测点与掘进工作面或采煤工作面的距离等。

2）锚杆拉力计、液压枕

图 4－3－106 所示为 MLJ－10 型锚杆拉力计。拉力计工作时，用高压油管将手压泵、油压表和千斤顶连接在一起，通过手压泵，将手动机械能转化为液压能，带动千斤顶的活塞移动，并将锚杆向外拉，此时油压表所显示的载荷就反映了锚杆的锚固力变化情况。

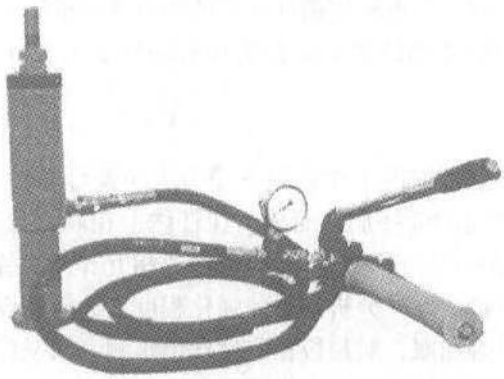
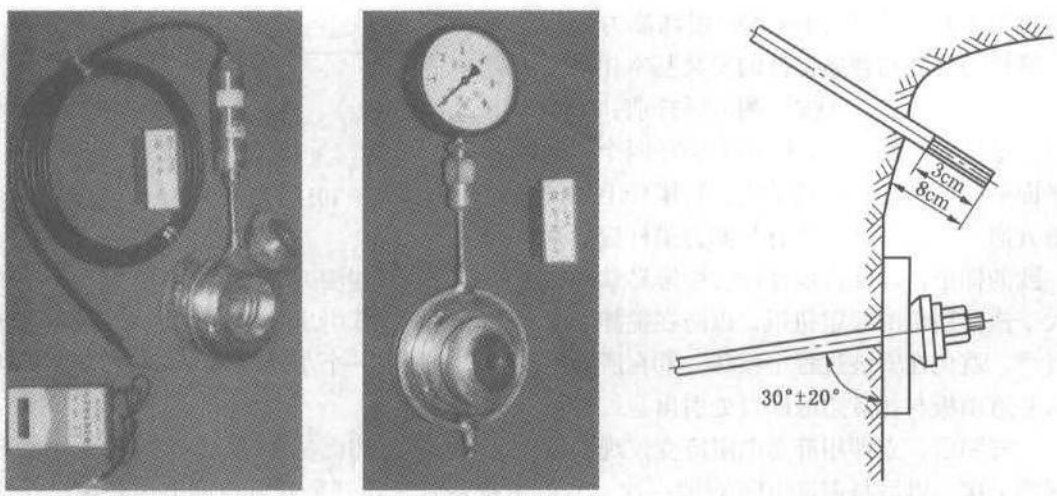


图 4－3－106　MLJ－10 型锚杆拉力计

图 4－3－107 所示为锚杆液压枕。使用时，首先对锚杆施加预紧力，记下压力盒指示的压力值，此后，定时量测锚杆压力与时间变化之间的关系。



(a) GML-3A 型结构　(b) GML－3B 型结构　(c) 安装情况

图 4－3－107　锚杆液压枕

3）顶板离层指示仪

顶板离层指示仪是监测顶板锚固范围内及锚固范围外离层值变化趋势的一种监测装置。通过对顶板离层情况提供连续的直观信息显示，能及早发现顶板失稳的征兆。顶板离层指示仪实质上是钻孔两点巷道围岩位移计，一个测点设置在围岩深部，另一个安装在锚固范围内靠近锚杆的前锚固端部（图 4－3－108）。顶板离层指示仪分为两类，一类是结构较为简单的纯机械式顶板离层指示仪，另一类是借助电气元件，以声光方式报警的顶板离层报警仪。顶板离层界限是指锚杆支护巷道在正常情况下所允许的顶板离层范围，超过该范围意味着顶板将处于非稳定状态中，应及时采取补救措施。

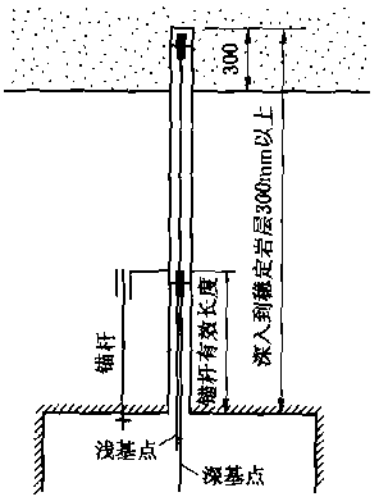


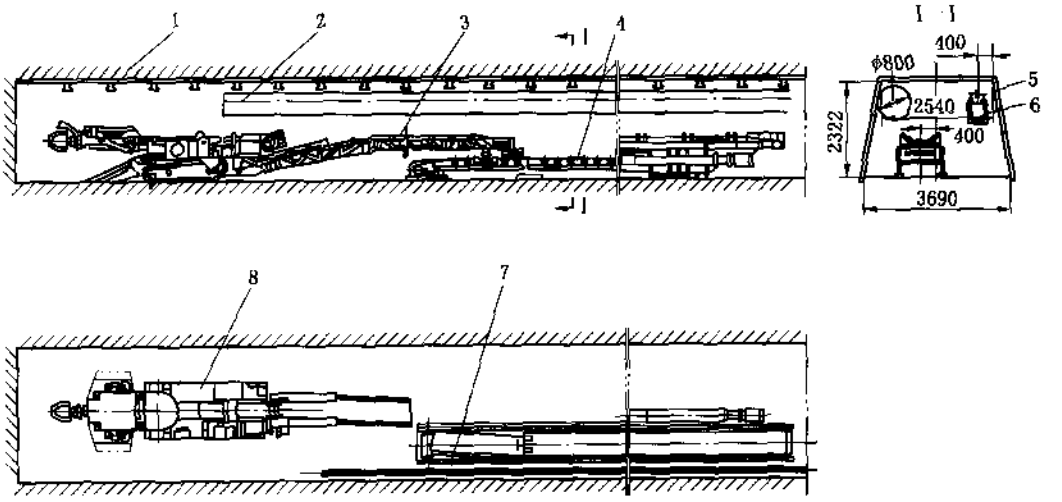
图 4－3－108 顶板离层指示仪的安装

4　综合机械化掘进装备

4.1　综掘设备配套与掘进机选型原则

4.1.1　综掘设备配套原则

综合掘进机械化工作面由掘进机、转载机和运输设备完成落、装、转、运作业，还需要配置辅助运输设备，以便运输支护材料和其他器材。煤与半煤岩掘进工作面的主要设备布置如图4-4-1所示。完整的综合机械化掘进作业线，配置的主要设备应包括：掘进机、转载机、运输设备、支架机（或锚杆机）、激光指向仪、瓦斯断电仪、除尘器、辅助运输设备和电气系统等。其中，运输设备是按具体工程条件配置的，一般根据运输设备的不同，分为不同类型(或形式)的综合机械化掘进作业线，基本上有四种类型：掘进机+刮板转载机+可伸缩带式输送机作业线；掘进机+刮板转载机+刮板输送机作业线；掘进机+梭车作业线；掘进机+吊挂式转载机+矿车作业线。



1—支架；2—风筒；3—转载机；4—可伸缩带式输送机；5—电缆；
6—防爆特殊型蓄电池单轨吊；7—供排水管路；8—掘进机

图4-4-1　煤与半煤岩掘进工作面主要设备布置

综掘机械化成套设备配套应遵循以下原则：

（1）配套单机的主要技术特征和参数必须满足掘进巷道的地质条件及巷道掘进工艺的要求。

（2）综掘机械化成套设备的综合生产能力，应以掘进机的生产能力为主要依据。

（3）其他配套设备，如刮板转载机、可伸缩带式输送机的生产能力应稍高于掘进机

的生产能力。

综合机械化掘进作业线主要类型是用悬臂式掘进机、带式转载机和可伸缩带式输送机组成的作业线，简称综掘。与炮掘相比，其主要优点是连续掘进，掘进工序少、效率高、速度快、施工安全、劳动强度低，以及掘进过程中对巷道围岩不发生震动破坏，易维护。在施工综采工作面巷道时，只有综掘才能实现快速掘进。

4.1.2 悬臂式掘进机选型原则

正确选择悬臂式掘进机机型是非常重要的，选择机型的决定因素有煤岩的种类及特性，巷道断面大小和形状，巷道支护形式，巷道底板和倾角，巷道水平弯曲等。

1. 煤岩特性

考虑煤岩的可切割性，必须掌握以下几种岩石特性：

（1）煤岩的抗压强度。根据岩石的抗压强度可将煤岩分成若干等级。

（2）煤岩的抗拉强度。某些矿物具有较低的抗压强度，而有高的抗拉强度。

（3）煤岩的比能耗。开采单位体积岩石所做的功，它代表切割效率，小的比能耗意味着高的切割效率，即在给定的输入功率下，具有高的掘进速度。同时，在给定的切割深度和切割间距条件下，比能耗与切割成正比。

（4）煤岩的抗磨蚀性。石英含量、颗粒大小及结晶体等决定岩石的抗磨蚀性，它直接影响刀具的消耗和岩尘的多少，岩石抗磨蚀性强，其结果是比能耗增高。

（5）煤岩的坚硬系数（普氏系数f），它主要反映岩石的抗压强度。

还有煤岩的层理、断层、岩层厚度等都是影响切割速度的因素。如果岩石呈薄层状、层理发达，则容易切割。反之，如岩石呈不均匀团状，则影响并降低切割速度。

当切割硬岩时，要选择机器质量较大的机型，因为机重对切割时震动和工作稳定性起重要作用。

综合煤岩特征，在煤岩坚硬系数$f\leqslant 5$时，可选用煤巷掘进机；在煤岩坚硬系数为$6\leqslant f\leqslant 8$时，可选用半煤岩巷掘进机；在煤岩坚硬系数$f\geqslant 9$时，可选用全岩巷掘进机。

2. 巷道断面

各种机型都有切割尺寸范围，其切割断面大小应满足下列条件：

$$S_{1\min}\leqslant S_2\leqslant S_{1\max} \tag{4-4-1}$$

式中 $S_{1\min}$——机型可掘最小断面；

$S_{1\max}$——机型可掘最大断面；

S_2——巷道断面。

煤巷掘进断面形状通常为梯形或矩形，各种掘进设备均可在煤巷中使用。但由于矿井深部开采或围岩较弱，从支护角度考虑，需要较大的支撑强度，则巷道应布置为拱形断面，因此，有必要选用能切割出大小不同的拱形断面巷道的机型。现有的连续采煤机或掘锚机组只能切割出矩形断面巷道。

3. 巷道支护

掘进机必须具有装备适合支护系统的结构和与支护系统相适应的切割工艺。如巷道支护为锚杆支护系统，那么，掘进机应当装备有供锚杆钻机作业的动力源，如果是金属支架，掘进机必须切割出正确的巷道断面形状，以利于支护支架的安装。此外，掘进机应配备有助于支护金属梁的机构（如在切割悬臂上附加托梁器等），最好采用掘锚机组，它本

身具有掘支运综合功能。

4. 巷道底板和倾角

掘进机非作业状态的履带接地比压称为公称比压，即计算平均比压，但在机器作业时的真实比压常常是公称比压的3～5倍。所以，在设计中应按机器作业情况校验其真实比压，使它小于或等于工作巷道底板允许的最大比压值。按MT138—91标准规定，一般接地比压量不大于0.14MPa。否则，遇到松软底板，应向掘进机制造厂提出特殊要求，选择加宽履带带板的机型。

底板条件：轻型掘进机的接地比压为0.04～0.1MPa，中型掘进机的接地比压为0.1～0.14MPa，重型掘进机接地比压为0.14～0.2MPa，部分特重型掘进机接地比压超过0.2MPa。用户应根据巷道底板的坚硬程度，在合适的接地比压范围内选择机型。

掘进机要适合掘进上、下山的坡度，在不同倾角下作业，按我国有关标准，要求掘进机爬坡能力在±16°范围内，若超过此值，掘进机行走马达的功率要特殊设计，并且要校核马达工作稳定性。

5. 巷道弯曲半径

巷道的拐弯半径必须与所选机型能达到的拐弯半径相吻合。

在初始掘进的80m巷道长度内，掘进机后的物料输送不能配用伸缩带式输送机，所以，在初始80m巷道中只能采用矿车或其他简易的输送方式。当巷道长度超过80m时，方能安装伸缩带式输送机，或者其他输送设备。

综掘工作面掘进机的选型还应考虑矿区电压等级、井口尺寸、运送能力，以及操作、维护人员的技术水平等多方面因素。

4.2　煤和半煤岩巷道掘进装备

4.2.1　悬臂式掘进机类型及技术参数

悬臂式掘进机根据其工作原理、结构和用途的不同有多种分类方法，常见的有以下几种：

根据经济截割岩石硬度可分为：

（1）煤巷掘进机：经济截割岩石普氏系数$f \leqslant 5$；

（2）半煤岩掘进机：经济截割岩石普氏系数$6 \leqslant f \leqslant 8$；

（3）岩巷掘进机：经济截割岩石普氏系数$f \geqslant 9$。

根据适用巷道断面大小可分为：

（1）小断面掘进机：适用巷道断面面积$<7m^2$；

（2）中断面掘进机：适用巷道断面面积$7 \sim 20m^2$；

（3）大断面掘进机：适用巷道断面面积$>20m^2$。

根据整机质量可分为：

（1）轻型掘进机：整机质量$<20t$；

（2）中型掘进机：整机质量$20 \sim 60t$；

（3）重型掘进机：整机质量$>60t$。

根据掘进机结构可分为：

（1）全断面掘进机。掘进机的截割机构在平行于工作面迎头平面内绕掘进机的纵向

表 4-4-1 国产悬臂式掘进机技术参数（1）

型　　号	EBZ55	EBZ100E	EBZ120	EBZ132Z	EBZ135	EBZ150C	EBZ160A	EBZ200MJ	EBZ230	EBZ260	EBZ300	EBZ350
总质量/t	22	28	34	40	38.5	42	55	59	72	85	102	125
机长/m	8.0	8.7	9.3	10.6	8.92	9.34	9.96	14.3	10.44		12.25	
机高/m	1.33	1.48	1.48	1.48	1.48	1.65	1.65	2.97	1.72	1.82	2	2.2
机宽/m	2.2	2.8/2.5	2.8	2.2	2.8/2.5	2.9	3.2/2.9	3.6	3.2/3.6		3.2/3.6	
总功率/kW	100	155	195	207	210	225	250	335	368	370	447	555
切割功率/kW	55	100	120	132/75	135	150/80	160	200/110	230	260	300	350
接地比压/MPa	0.12	0.127	0.14	0.14	0.135	0.14	0.14	0.16	0.17	0.14	0.198	0.19
运输形式	边双链	边双链	边双链	中单链	中双链	边双链	边双链	三链刮板	边双链	边双链	边双链	边双链
龙门高/m	0.32	0.357	0.38	0.4	0.42	0.45	0.40	0.39	0.4	0.4	0.5	0.5
定位截割高度/m	3.2/3.73	4.63	4.5	3.8	4.5/4.0	4.8	4.5/4.7	5.1	4.46	4.5	5.2	6.0
定位截割宽度/m	4.2/4.86	5.3	5.5	4.5	5.5/5.1	5.4	5.2/5.5	6.5	5.67	5.7	6.0	7.0
截割伸缩量/m	0.5	0.51	0.51	0.5	0.5	0.55	0.55	0.70	0	0	0	0.65
截割轴形式	纵轴	纵轴	纵轴	纵轴	纵轴	纵轴	纵轴	纵轴	纵轴	纵轴	纵轴	纵轴
截割硬度/MPa	≤40	≤60	≤65	≤70	≤70	≤65	≤80	≤65	≤85	≤65/100	≤100	≤120
行走速度/（m·min^{-1}）	2.6～7	7.8/3	0～8	0～6.6	0.66	0～6	0～7	7.8/4.2	0～6.2	0～6.2	0～6.5	0～7.28
履带板宽/m	0.38	0.45	0.45	0.45	0.52	0.52	0.60	0.60	0.62	0.62	0.62	0.75
爬装形式	星轮式	星轮式	星轮式	星轮式	星轮式	星轮式	星轮式	星轮式	星轮式	星轮式	星轮式	星轮式
爬坡能力/（°）	±16	±18	±18	±20	±18	±16	±18	±16	±18	±18	±18	±18
喷雾形式	外喷雾	内外喷雾	内外喷雾	内外喷雾	内外喷雾	内外喷雾	内外喷雾	内外喷雾	内外喷雾	内外喷雾	内外喷雾	内外喷雾
供电电压/V	660	1140/660	AC1140	1140/660	1140/660	1140/660	1140/660	1140/660	1140	1140	1140	1140

中心轴线旋转，对整个巷道断面同时进行截割，主要用于截割圆形、拱形断面的岩石巷道。

（2）悬臂式掘进机（部分断面掘进机）。它的截割机构仅能同时截割工作面煤岩断面的一部分。为截割破落整个工作面的煤岩，必须在断面内多次连续地移动安装在悬臂上的截割头，悬臂可沿工作面的水平或垂直方向做左右或上下摆动。

根据工作机构的运动形式可分为纵轴式和横轴式悬臂式掘进机。

国产悬臂式掘进机型号及技术参数见表4-4-1～表4-4-3。

表4-4-2　国产悬臂式掘进机技术参数（2）

型　　号	EBZ55	EBZ100	EBZ132	EBZ160	EBZ220	EBZ315
外形尺寸/(m×m×m)	7.95×2.2×1.36	8.72×2.8×1.5	8.95×2.8×1.48	9.44×2.9×1.65	10.4×3.2×1.72	10.74×3.3×1.83
截割范围/(m×m)	3.3×4.3	4.6×5.3	4.0×5.1	4.8×5.4	4.5×5.6	5.0×5.85
地隙/mm	170	180	210	260	190	190
爬坡能力/(°)	±17	±18	±19	±18	±18	±16
接地比压/MPa	0.12	0.129	0.135	0.14	0.16	0.17
喷雾形式	内外喷雾	内外喷雾	内外喷雾	内外喷雾	内外喷雾	内外喷雾
截齿形式	镐形	镐形	镐形	镐形	镐形	镐形
液压电机/kW	45	55	75	75	90	132
星轮形式	四齿星轮	四齿星轮	四齿星轮	四齿星轮	四齿星轮	四齿星轮
输送机链速/($m \cdot min^{-1}$)	60	70	61	61	55	43
总质量/t	21	28.8	40	45	63.5	86
卧底深度/mm	180	220	200	200	180	190
龙门高/mm	380	350	420	450	420	450
经济截割硬度/MPa	≤50	≤60	≤70	≤75	≤85	≤90
截割头转速/($r \cdot min^{-1}$)	44	46	44	46/23	23/46	46
内喷雾压力/MPa	3.0	3.0	3.0	3.0	3.0	3.0
切割功率/kW	55	100	132	160/80	220/132	315
装载能力/($m^3 \cdot min^{-1}$)	2.4	3.0	3.4	3.4	4.0	4.5
行走速度/($m \cdot min^{-1}$)	3.2/6.4	3.2/6.4	0～6.0	0～6.0	0～6.0	0～5.0
供电电压/V	AC660	AC1140/660	AC1140/660	AC1140/660	AC1140	AC1140

表4-4-3　国产悬臂式掘进机技术参数（3）

型　　号	EBZ75A	EBZ120	EBZ132A	EBZ180	EBZ220	EBZ300
外形尺寸/(m×m×m)	8.04×2.5×1.56	8.28×1.92×1.5	9.7×3.2×1.58	10.4×3.0×1.62	10.86×3.6×1.97	11.72×3.8×2.36
总质量/t	23.6	35	42	51	52	85

表4-4-3(续)

型号		EBZ75A	EBZ120	EBZ132A	EBZ180	EBZ220	EBZ300
掘进巷道	最大高度/m	3.55	4.2	4.4	4.54	5.28	5.66
	最大宽度/m	5.34	5.8	6.0	6.3	6.7	7.14
	断面面积/m^2	6~17	7~17	7~17	10~22	10~33	10~43
最大单向抗压强度/MPa		≤50	≤60	≤60	≤80	≤100	≤130
泵站电机功率/kW		55	55	110		90	110
切割电机功率/kW		75	120	132	180	220/132	300/220
切割头伸缩量/mm		500	550				
装机总功率/kW		130	186	264	266	321	421
卧底深度/mm		250	350	230	150	365	450
行走速度/(m·min^{-1})		2.84/5.8	3.12/7.13	2.63/7.87	4.05/7.95	3.5/7.9	3.9/7.9
供电电压/V		660/1140	660/1140	660/1140	660/1140	1140	1140
接地比压/MPa		0.14	0.13	0.14	0.13	0.14	0.18
地隙/mm		180	260	250	220	298	280
爬坡能力/(°)		±16	±16	±16	±16	±16	±16

4.2.2 煤巷掘进机及配套作业线

EBJ-120TP型掘进机属中型悬臂式掘进机，可经济截割的煤岩单向抗压强度小于或等于60MPa，适应巷道断面面积9~18m^2、坡度±16°的中型断面。

4.2.2.1 EBJ-120TP型掘进机特点

(1) 机身矮，结构紧凑，适合于中等断面巷道的掘进。

(2) 采用小直径的截割头，单刀力大，破岩能力强，切割稳定性好。

(3) 采用新工艺生产的截齿，其强度高、耐磨、损耗小。

(4) 采用液压马达直接驱动星轮装载机构，取消了减速器，提高了装载机构的可靠性。

(5) 采用无支重轮履带行走机构，性能可靠，维护量小。

(6) 液压系统采用自动补油系统、全封闭油箱，确保了油液清洁度。

(7) 电气系统采用可编程控制器(PLC)，并采用电子保护和断路器保护相结合的方式，保护功能强。

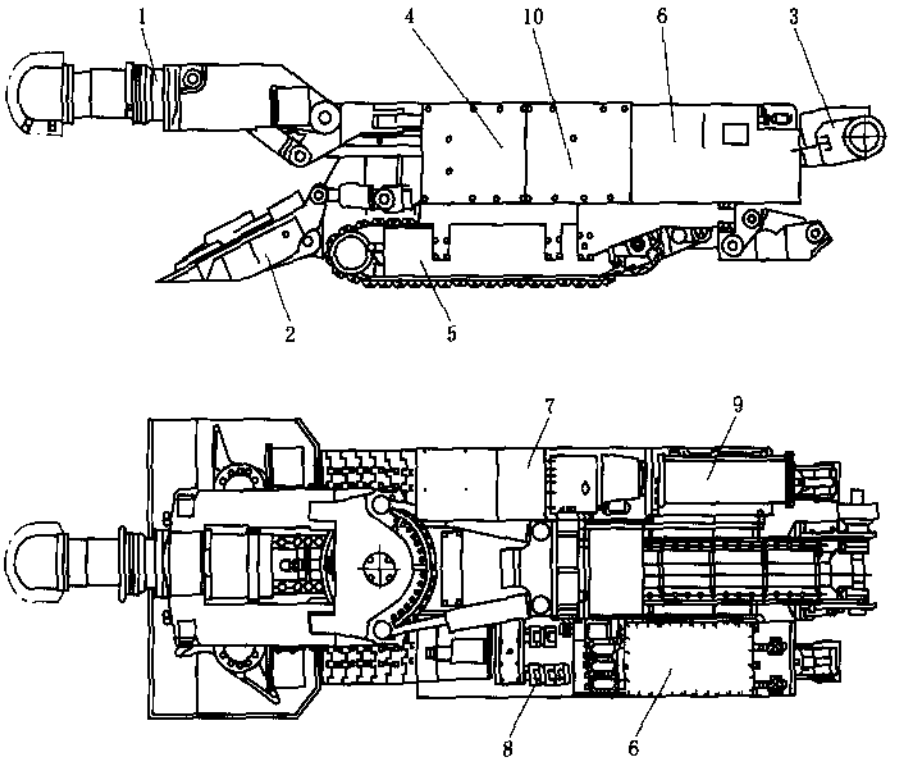
4.2.2.2 EBJ-120TP型掘进机组成

图4-4-2所示的EBJ-120TP型掘进机主要由截割部、装载部、刮板输送机、机架和回转台、履带行走部、油箱、操作台、泵站及电控箱等组成，其总体参数见表4-4-4。

1. 截割部

截割部又称工作机构，主要由截割电机、叉形架、二级行星减速器、悬臂段、截割头(截割头有大、小两种规格，可供选择)组成。

截割部为二级行星齿轮传动，截割部由120kW的水冷电动机输入动力，经齿轮联轴



1—截割部；2—装载部；3—刮板输送机；4—机架和回转台；5—履带行走部；
6—油箱；7—操作台；8—泵站；9—电控箱；10—护板总成

图4-4-2　EBJ-120TP型掘进机总体结构

表4-4-4　EBJ-120TP型掘进机总体参数

参数名称	参数值	参数名称	参数值
机长/m	8.6	机重/t	35
机宽/m	2.1	总功率/kW	190
机高/m	1.55	可经济截割煤岩硬度/MPa	≤60
地隙/mm	250	可掘巷道断面/m^2	9~18
截割卧底深度/mm	240	适应巷道坡度/（°）	±16
接地比压/MPa	0.14	供电电压/V	1140

节传至二级行星减速器，经悬臂段主轴，将动力传给截割头，从而达到破碎煤岩的目的。小截割头最大外径为ϕ700，在其周围安装有27把强力镐形截齿，由于其破岩过断层能力强，所以主要用于半煤岩巷的掘进；大截割头设计为截锥体形状，最大外径为ϕ960，在其周围安装有33把强力镐形截齿，适用于煤巷的掘进。两种截割头可互换，可根据需要选用。

整个截割部通过一个叉形框架、两个销轴铰接于回转台上。借助于安装在截割部和回转台之间的两个升降油缸，以及安装在回转台与机架之间的两个回转油缸，来实现整个截割部的升、降和回转运动，由此截割出任意形状的断面。

2. 机架和回转台

机架是整个机器的骨架，它承受着来自截割部、行走部和装载部的各种载荷。机架中的各部件均用螺栓、销轴及止口与机架连接，机架为焊件。回转台主要用于支撑、连接并实现切割机构的升降和回转运动。回转台座在机架上，通过大型回转轴承用止口、高强度螺栓与机架相连。

工作时，在回转油缸的作用下，带动切割机构水平摆动。截割机构的升降通过回转台支座上左、右耳轴铰接相连的两个升降油缸实现。左、右后支撑腿是通过后支撑油缸及销轴分别与后机架连接，它的作用有四点：

（1）切割时使用，以增加掘进机的稳定性；

（2）窝机时使用，以便履带下垫板自救；

（3）履带链断链及张紧时使用，以便操作；

（4）卧底时使用，抬起掘进机后部，以增加卧底深度。

3. 装载部

装载部主要由铲板及左右对称的驱动装置组成，通过低速大扭矩液压马达直接驱动三爪转盘向内转动，从而达到装载煤岩的目的。铲板有宽（2.8m）、窄（2.5m）两种规格，用户可根据需要选用。

装载部安装在掘进机的前端。通过一对销轴和铲板左右升降油缸铰接在主机架上，在铲板油缸的作用下，铲板绕销轴上、下摆动，可向上抬起360mm，向下卧底250mm。当掘进机截割煤岩时，应使铲板前端紧贴底板，以增加掘进机的截割稳定性。

4. 刮板输送机

刮板输送机主要由机头部、机尾部、驱动装置、边双链刮板、张紧装置和脱链器等（改向轮组装在装载部上）组成。

刮板输送机位于掘进机中部，前端与主机架和铲板铰接，后部托在机架上。机架在该处设有可拆装的垫块，根据需要，刮板输送机后部可垫高，以增加刮板输送机的卸载高度。

刮板输送机采用低速大扭矩液压马达直接驱动，刮板链条的张紧通过在输送机尾部的张紧油缸来实现。

5. 行走部

EBJ－120TP型掘进机采用履带式行走机构，左、右履带行走机构对称布置，分别驱动，并通过高强度螺栓与机架相连。左、右履带行走机构各由液压马达经三级圆柱齿轮和二级行星齿轮传动减速后，将动力传给主动链轮，驱动履带运动。

现以左行走机构为例，说明其结构组成及传动系统。左行走机构主要由导向张紧装置、左履带架、履带链、左行走减速器、液压马达、摩擦片式制动器等组成。摩擦片式制动器为弹簧常闭式，当掘进机行走时，泵站向行走液压马达供油的同时，向摩擦片式制动器提供压力油，推动活塞，压缩弹簧，使摩擦片式制动器解除制动。

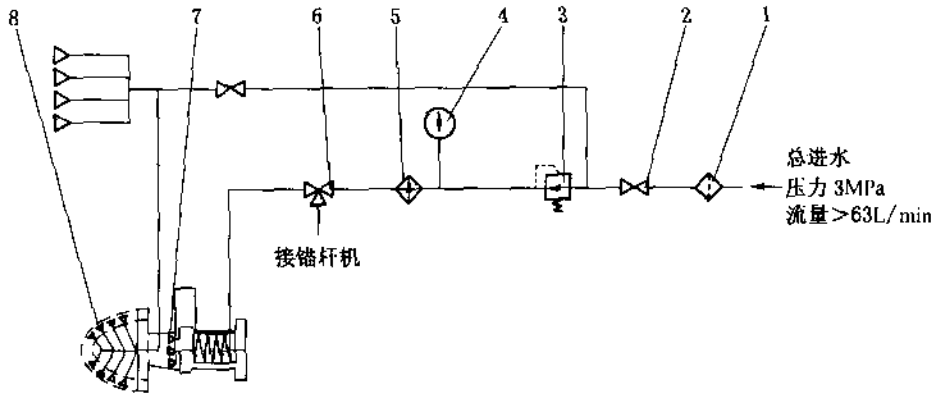
EBJ－120TP型掘进机工作行走速度为3m/min，调动行走速度为6m/min。通过使用黄油枪向安装在导向张紧装置油缸上的注油嘴注入油脂，来完成履带链的张紧（油缸张紧行程120mm）。调整完毕后，装入适量垫板及一块锁板，拧松注油嘴螺塞，泄除油缸内压力后再拧紧该螺塞，使张紧油缸活塞杆不承受张紧力。

6. 液压系统

EBJ－120TP 型掘进机除截割头是由电机驱动外，其余各部分均采用液压传动。主泵站由一台 55kW 的电动机通过同步齿轮箱驱动一台双联齿轮泵和一台三联齿轮泵（转向相反），同时分别向油缸回路、行走回路、装载回路、输送机回路、转载机回路供压力油，主系统由 5 个独立的开式系统组成。该掘进机还设有液压锚杆钻机泵站，可同时为 2 台锚杆钻机提供压力油，另外，还设置了文丘里管补油系统为油箱补油，避免了补油时对油箱的污染。

7. 内、外喷雾冷却除尘系统

EBJ－120TP 型掘进机内、外喷雾冷却除尘系统起到灭尘，截齿降温，消灭火花，冷却掘进机截割电机及油箱，提高工作面能见度，改善工作环境，消除安全隐患的作用。EBJ－120TP 型掘进机内、外喷雾冷却除尘系统如图 4－4－3 所示。



1—粗过滤器；2—球阀开关；3—减压阀；4—压力表；5—油温冷却器；
6—球阀开关；7—雾状喷嘴；8—喷嘴

图 4－4－3　EBJ－120TP 型掘进机内、外喷雾冷却除尘系统

压力为 3MPa 的水通过粗过滤后，进入总进液阀 2 后，一路经减压阀减压至 1.5MPa 后，冷却油箱和截割电机，再引至前面雾状喷嘴架处喷出。另一路不经减压阀的高压水，引至悬臂段上的配水盘，经旋转水密封进入主轴，经截割头上的内喷雾喷嘴喷出，当没有内喷雾时，此路水引至叉形架前方左右两边的加强型外喷雾处的喷嘴喷出。

8. 电气系统

电气系统向掘进机提供动力，驱动和控制掘进机中的所有电动机、电控装置、照明装置等，并可实现电气保护。

电气系统由前级馈电开关、KXJ250/1140EB 型隔爆兼本质安全型掘进机用电控箱、CZD24/8 型矿用隔爆型掘进机电控箱用操作箱、XEFB－127（36）/150 隔爆型蜂鸣器、DGY35/48（36）B（B）型矿用隔爆型机车照明灯、BZA－5/127－2 型矿用隔爆型控制按钮、KDD2000 型瓦斯断电仪，以及驱动掘进机各工作机构的防爆电动机和连接电缆组成。电气设备明细见表 4－4－5。

4.2.2.3　配套施工作业线实例

表4-4-5 电气设备明细

序号	设备名称	数量	型号	序号	设备名称	数量	型号
1	电控箱	1	KXJ250/1140EB	6	瓦斯断电仪	1	KDD2000
2	操作箱	1	CZD24/8	7	截割电动机	1	YBUS3-120
3	隔爆型蜂鸣器	1	XEFB-127（36）/150	8	液压泵电动机	1	YB250M-4
4	控制按钮	1	BZA1-5/127-2	9	锚杆电动机	1	YB160L-4
5	机车照明灯	3	DGY35/48（36）B（B）	10	备用电动机	1	7.5kW/11kW

兖矿集团济宁二号煤矿掘进一队工作面配备 EBJ-120TP 型掘进机 1 台，QZP-160R 刮板转载机 1 部，SSJ-800A 型带式输送机 1 部，DSFA5.6-2×15 型局部通风机 1 台，ZMJC-Ⅱ-C 除尘风机 1 台，RTM3 型锚杆钻机 3 台，YT-27 型风钻 2 台，KFD-4 型瓦斯断电仪 1 台，22kW 排水泵 2 台（1 台使用，1 台备用）。巷道掘进断面为矩形断面，巷道宽度为 4.2m，高度为 3.2m，断面面积为 13.4m^2。巷道支护采用锚网梁加锚索支护形式。顶部用 6 根 ϕ20×2200mm 的树脂锚杆支护，两帮用 8 根 ϕ20×2200mm 的树脂锚杆支护。在巷道中每隔每 12m 打一根 ϕ8×6000mm 的锚索加强支护。遇断层等破碎带时，加打一根锚索。

该工作面实行“三·八”工作制，即三个班生产，抽时间检修，其中早班为强制检修。每班配备有班长、掘进机司机、输送机司机、支护工、机修工、验收员、运料清理工等，三个班共配备 56 人。2005 年 12 月，取得了煤巷月进尺 462m、最高日进尺 19.2m、最高班进尺 7.2m 的好成绩。

4.2.3 半煤岩巷道掘进机及配套作业线

EBZ135 型掘进机具有整机的可靠性、先进性、适用性的特点，是煤和半煤岩掘进工作面优选的机型。

4.2.3.1 EBZ135 型掘进机主要技术特征

EBZ135 型掘进机在机械、液压、电控等方面，具有如下特点：

（1）截割实践证明，EBZ135 型掘进机破岩能力较强，截割效率高，机器稳定性好，掘进速度明显提高。

（2）铲板采用双面倾角，利于装运和清底，侧铲板留有开口，便于观察星轮马达的运行状态，有利于及时检修。

（3）第一输送机采用中双链输送机构，底部呈直线形状，使输送流畅，并提高了中部槽及刮板使用寿命。刮板输送机由两台低速大扭矩液压马达直接驱动，装载能力明显增大，运输效果明显改善，效率显著提高。

（4）行走部采用减速机构与液压马达高度集成机构，体积小、可靠性高。张紧装置采用张紧油缸与调整垫板组合式结构，履带支架形式采用摩擦板滑动摩擦式，故障率明显降低。

（5）电气部分采用本安型操作箱，综保采用新型系统模块，具有编程控制、液晶汉字显示、系统故障自动检测、自动记忆等功能，便于及时查找故障点，提高了电机的使用寿命。

（6）液压部分采用恒功率控制，具有压力切断、负载敏感功能，实现了两个马达同时工作，掘进速度明显提高。

（7）第一输送机张紧采用丝杠加弹簧的结构，提高了刮板输送机头的稳定性。

（8）EBZ135 型掘进机整机高度降低，重心低，提高了该机组移动灵敏性及工作稳定性。

综掘工作面设备配套见表 4－4－6。

表 4－4－6　综掘工作面设备配套

序　号	设 备 名 称	规 格 型 号	数　量
1	掘进机	EBZ135	1 台
2	局部通风机	ZXF－11×2kW	2 部
3	闭锁开关	KBDZ－400	1 台
4	总开关	DW－350	1 台
5	局部通风机开关	QC83－80	2 台
6	信号综保	XL－2.5	1 台
7	风煤钻	ZMS－60	1 部
8	风钻	YT－24	1 部
9	带式输送机	SPJ－800/125	1 部
10	断路器	DW－225	1 台
11	锚杆钻机	MQT－120	2 台

4.2.3.2　配套施工效果实例

2006 年 3 月，在山东新汶协庄煤矿 11108E 运输巷使用 EBZ135 型掘进机，进行施工作业。在半煤岩掘进施工作业期间，有半个月升井检修，累计 130 个工作日，掘进总进尺 1560m，平均月进尺 360m。

除上述实例外，2006 年 8 月，在同煤集团晋华宫煤矿巷道施工中使用 EBZ135 型掘进机，工作巷道道宽 4.2m、高 2.5m、属半煤岩，平均月进尺 200m，无机器故障发生，现场使用效果良好。

4.2.4　掘进机的使用及维护

目前，掘进机法进行巷道掘进所占掘进巷道的比例越来越大。如何使掘进机更好地发挥效能，加快巷道掘进速度，是用户十分关注的问题。掘进机性能的正常发挥，不仅取决于掘进机的质量，更主要的是取决于用户对掘进机的正确操作和良好的日常维护。

4.2.4.1　拆运安装

1. 掘进机的拆卸和搬运

掘进机的质量及体积较大，一般情况下，不能够整体入井。因此，下井前应根据井下实际装运条件，视掘进机的具体结构、质量和尺寸，最小限度地将其分解成若干部分，以便运输、起重和安装。从掘进机设计和制造的角度上，设计人员已经考虑到向井下运输时的分解情况。解体时，如果井下条件允许，应尽可能地保持掘进机整体性，解体的数量越少越好，这样，能够减少井下掘进机的安装量。

掘进机拆卸及井下运输注意事项：

（1）拆装前，必须在地面对所有操作方式进行试运转，确保运转正常。

（2）拆卸人员应根据随机技术文件，熟悉机器的结构，详细了解各部位连接关系，并准备好起重运输设备和工具，确保拆卸安全。

（3）根据所要通过的巷道断面尺寸（高和宽），决定设备的分解程度。

（4）机器各部件下井的运输顺序尽量与井下安装顺序相一致，避免频繁搬运。

（5）对于液压系统及配管部分，必须采取防尘措施。

（6）所有未涂油漆的加工面，特别是连接表面，下井前应涂润滑脂；拆后形成的外露连接面应包上保护物，以防碰坏。

（7）小零件（销子、垫圈、螺母、螺栓、U形卡等）应与相应的分解部分一起运送。

（8）下井前，应在地面仔细检查掘进机各部件，发现问题要及时处理。

（9）应充分考虑到用平板车运送时，平板车的承重能力、运送中货物的窜动，以及用钢丝绳固定时防止设备损坏及划伤人员。

（10）为了保证电气元件可靠的工作，电控箱运输时必须装设在掘进机的减震器上。

2. 掘进机井下安装

安装前做好准备工作：应根据掘进机的最大尺寸和部件的最大质量准备一个安装场地，该场地要求平整、坚实，巷道中铺轨、供电、照明、通风、支护良好，在安装巷道的中顶部装设满足要求的起吊设备（足够的起吊能力、起吊高度），在安装巷道的一端安装绞车、两个千斤顶及其他必要的安装工具。安装前应擦洗干净零部件连接的结合面，认真检查机器的零部件，如有损坏应在安装前修复。

将掘进机各组件按照一定顺序运送到安装地点卸下后，按井下装配顺序依次进行安装。一般安装顺序：分别将左、右履带行走机构与机架连接在一起→安装装载部及其升降油缸→安装刮板输送机及刮板链→安装油箱→安装电控箱→安装截割机构及升降油缸→安装液压操纵台→安装液压泵站及锚杆机泵站→敷设液压管路及电缆，最后将护板安装好，加注液压油和润滑油。

掘进机在安装过程中需注意的事项：

（1）液压系统和供水系统各管路和接头必须擦拭干净后方可安装。

（2）安装各连接螺栓和销轴时，螺栓和销轴上应涂少量油脂，防止锈蚀后无法拆卸，各连接螺栓必须拧紧，重要连接部位的螺栓拧紧力矩应按规定的拧紧力矩进行紧固。

（3）安装完毕按注油要求，加润滑油和液压油。

（4）安装完毕必须严格检查螺栓是否拧紧，油管、水管连接是否正确，U形卡、必要的管卡是否齐全，电动机进线端子的连接是否正确等。

（5）检查刮板输送机链轮组，应保证链轮组件对中、刮板链的松紧程度合适。

（6）安装完毕后，对电控箱的主要部位再进行一次检查。

掘进机安装完毕后，按规定的操作程序启动电动机并操纵液压系统，进行空运转。同时注意以下几点：

（1）空运转中应随时注意检查各部分有无异常声响，检查减速器和油箱的温升情况。

（2）检查各减速器分割面和伸出轴处是否漏油。

（3）试运转的初始阶段，应注意把空气从液压系统中排出，检查液压系统是否漏油。

（4）油箱及各减速器内的油位是否符合要求。

（5）各部件的动作是否灵活可靠等。

在上述各种情况符合设计要求后，则可进行正常工作。

3. 检查喷雾、冷却系统安装的正确性