内、外喷雾及冷却系统各元部件连接应正确无泄漏，内、外喷雾应畅通、正常。冷却电机及油箱的水压应达到规定值1.5MPa。

掘进机在安装和使用过程中，还需要对行走部履带链松紧、中间刮板输送机刮板链的松紧及液压系统的压力、供水系统的压力作经常检查，发现与要求不符时，应及时作适当调整。

4.2.4.2　淮南矿业（集团）公司掘进作业规程

综掘机操作规程、检修及维护保养要求如下：

1. 综掘机操作规程

（1）掘进机司机必须经过专门培训，并经考试合格，持有合格证。严禁无证人员操作掘进机。

（2）每次施工前必须检查掘进机周围及迎头的安全情况，发现问题及时处理，否则，不得启动掘进机。遇下列情况之一时不得开机：①无防尘水或喷雾冷却系统不能工作时；②油箱中油位低于油标范围时；③截齿损坏5把以上时；④掘进机各连接部位的紧固螺栓松动时；⑤电气闭锁和防爆性能遭到破坏时。

（3）必须先启动油泵电动机，然后启动截割电动机。

（4）截割电动机启动前必须发“报警”信号，“报警”鸣响后的5～18s截割电动机才能启动，截割电动机启动后，报警自动停止。超过此时间，则必须重新按警铃后，才能启动截割电动机。

（5）截割电动机的高低速不得同时启动。

（6）试车时，应注意电机的旋转方向，如反转要重新接线，要特别注意高低速转向必须一致。

（7）掘进机启动前，必须发出警报，只有在铲板前方和截割臂附近无人时，方可开动掘进机。

（8）在掘进机非司机侧，必须装有能紧急停止运转的按钮。

（9）掘进机作业时，必须使用喷雾降尘装置。

（10）在掘进机运行范围内，严禁进行其他工作和行人。

（11）掘进机截割顺序为自上而下、自右向左呈“S”形截割，每次进刀深度不准超过0.5m。

（12）掘进机掘进半煤岩时应先割煤后割矸石，按“先软后硬”的原则进行。

（13）截割电动机应空载启动，在截割时注意不要堵转，如堵转时应马上停机。

（14）司机离开操作台时，必须断开掘进机上的电源开关。停机后应将所有操作阀、按钮置于零位，松开离合器，切断电源，关好供水开关。

（15）掘进机停止工作、检修及交接班时，必须将截割头落地，并断开机器上的隔离开关，并将供电开关打到停电闭锁位置。检修时还应在供电开关上挂停电牌。

（16）综掘机工作时必须使用前照明灯和后警示灯。

2. 检修注意事项

（1）检修掘进机时，严禁其他人员在截割臂和转载桥下方停留或作业。

（2）在工作面有危险或支护不到位的顶板下，不得进行掘进机的维修。

（3）更换截齿时，必须断开掘进机电气控制回路开关，打开隔离开关，切断掘进机供电电源，并在巷道开关箱上挂停电牌后再进行更换。

(4) 需要打开开关箱或上盖时，必须先停电，并把煤尘打扫干净，方可打开紧固螺栓，打开前门或上盖。电气元件之间的电缆，不要连接过紧，特别要注意电源电缆不能压在履带下或卷在履带内侧。

(5) 必须定期检查各导线的连接部是否有松动现象，否则会由于松动而带来异常发热现象。

(6) 各电缆引线入口处的密封橡胶圈、金属垫圈压板等是防电缆脱松装置，安装电缆时不得残缺，内外接地必须牢固。

(7) 掘进机必须实行风电、瓦斯电闭锁。

3. 维护保养措施

(1) 应尽量避免频繁启动各电机。

(2) 掘进机必须实行风电、瓦斯电闭锁。

(3) 定期清除外壳的污垢、煤尘。

(4) 检查外壳有无损坏，紧固件是否松动。

(5) 电缆引入装置是否完好，电缆是否松动。

(6) 检查操作按钮是否灵活可靠，显示灯是否正常工作。

(7) 定期对电气设备进行绝缘检查。

4.2.4.3 故障及处理

不同型号的掘进机的故障表现形式及处理方法不尽相同，表4-4-7所列为掘进机故障判断，仅供参考。

**表4-4-7 掘进机故障判断**

| 部件名称 | 故障 | 原因 | 处理方法 |
|---|---|---|---|
| 截割部 | 截割头堵转或电动机温升过高 | 过负荷，截割部减速器或电动机内部损坏 | 减小截割头的截深，检修内部 |
| | 截齿损耗量过大 | 钻入深度过大，截割头移动速度过快 | 降低钻进速度，及时更换补齐截齿，保持截齿转动 |
| | 截割振动过大 | 截割岩石硬度大于60Mh；截齿磨损严重、缺齿；悬臂油缸铰轴处磨损严重；回转台紧固螺栓松动 | 减少钻进速度或截深；更换补齐截齿；更换铰轴套；紧固螺栓；铲板落地，使用后稳定器支撑 |
| 装运部 | 刮板链不动 | 链条太松，两边链条张紧后长短不等造成卡链，或煤岩异物卡链 | 调整紧链卡阻，检查液压系统及元件 |
| | 转盘转速快慢不均或不能移动 | 分流器故障，液压系统及元件故障 | 维修或更换故障元件 |
| | 断链 | 链条节距不等；刮板链过松或过紧；链轮中卡住岩石或异物，链环过度磨损 | 拆检更换链条；正确调整张力；排除卡阻 |
| 行走部 | 驱动链轮不转 | 液压系统故障；液压马达损坏；减速器内部损坏；制动器打不开 | 排除液压系统故障；检查减速器内部；检查液压马达及制动器 |
| | 履带速度过低 | 液压系统流量不足 | 检查液压油油位、油泵、马达及溢流阀 |
| | 驱动链轮转动而履带跳链 | 链条过松 | 调整液压张紧油缸，以得到合适的张紧力 |
| | 履带断链 | 履带板或销轴损坏 | 更换履带板或销轴 |

表4-4-7（续）

| 部件名称 | | 故　障 | 原　因 | 处理方法 |
|---|---|---|---|---|
| 液压系统 | 系统 | 溢流阀压力上不去或达不到规定值 | 调整弹簧变形；锁紧螺母松动；密封圈损坏；阀内阻尼孔有污物 | 更换高压弹簧；拧紧锁紧螺母；更换密封圈；清洗有关零件 |
| | | 多路换向阀滑阀不能复位；定位装置不能复位 | 复位、定位弹簧变形；定位套损坏；阀体与阀杆间隙内有污物挤塞；阀杆生锈；阀上操纵机构不灵活；连接螺栓拧得太紧，使阀体产生变形 | 更换定位、复位弹簧；更换定位套；清洗阀体内部；更换多路阀调整阀上操纵机构；重新拧紧连接螺栓 |
| | | 外泄漏 | 阀体两端O型密封圈损坏；各阀体接触面间O型密封圈损坏；连接各阀片的螺栓松动 | 更换O形密封圈；拧紧螺栓 |
| | | 滑阀在中间位置时工作机构明显下降 | 阀体与滑阀间磨损间隙增大 | 更换换向阀 |
| | 元件 | 执行机构速度过低或压力上不去 | 各阀间的泄漏大；滑阀行程不对；安全阀泄漏大或补油阀未复位 | 拧紧连接螺栓；或更换密封件；检查安全阀 |
| | | 油箱发热 | 溢流阀长时溢流；油量不足；冷却水未接通 | 检查溢流阀是否失灵；加油；检查有无冷却水 |
| | | 滤油器不畅 | 油液污染严重，使用时间过长 | 更换相同牌号的液压油；清洗或更换滤芯 |
| 供水系统 | 系统 | 压力脉动大，管道跳动噪声大 | 进水系统有残余空气，进液过滤器阻塞，引起吸度不足 | 检查系统，放尽空气；清洗过滤器，清除杂物 |
| 液压系统 | 系统 | 系统流量不足或系统压力不足 | 油泵内部零件磨损严重，油泵效率下降或内部损坏；溢流阀工作不良；油位过低，油温过高；吸油过滤器或油管堵塞；油管破裂或接头漏油 | 检查泵的性能，更换损坏零件；调整溢流阀；油箱加油，检查油温过高原因，进行相应处理；更换过滤器，清理油箱；检查油管和接头 |
| | | 系统温度过高，油箱发热 | 冷却供水不足；油箱内油量不足，油污染严重；溢流阀封闭不严；回油过滤器脏；油泵有故障 | 检查冷却器，油箱加油或换油；清洗有关溢流阀及过滤器；检查油泵内部，并更换有关零件 |
| | | 各执行机构爬行 | 有关部位润滑不良，摩擦阻力增大；空气吸入系统，压力脉动较大或系统压力过低；吸油口密封不严或油箱排气孔堵塞；油缸平衡阀背压过低 | 改变润滑情况，清除脏物；检查油箱油位并补加相同牌号的油液；检查溢流阀并调整压力值；排除系统内空气，并更换密封件；检查吸油管及其卡箍 |
| | 元件 | 油泵吸不上油或流量不足 | 油温过低，油泵旋转方向不对；漏气，吸油滤油器堵塞；吸油管路进气；油泵损坏 | 提高油温，更正油泵旋向；拧紧或更换吸油管卡箍；更换吸油管、清洗或更换吸油滤油网；换泵 |
| | | 油泵压力上不去 | 溢流阀调定压力不符合要求；压力表损坏或堵塞，油泵损坏；溢流阀故障 | 调整溢流阀压力；更换或清洗压力表，检修油泵；清洗检修溢流阀 |

表4-4-7（续）

| 部件名称 | | 故 障 | 原 因 | 处理方法 |
|---|---|---|---|---|
| 液压系统 | 元件 | 产生噪声 | 吸油管及吸油滤油器堵塞；油黏度过高；吸油管吸入空气；电动机、齿轮箱、油泵三者安装不当 | 清洗吸油管及吸油滤油器，使吸油畅通；更换同牌号的液压油；更换吸油管密封圈；调整三者的安装位置 |
| | | 严重发热 | 轴向间隙过大或密封环损坏，引起内泄漏，压力太高 | 拆检，调整间隙及压力，更换密封环 |

4.2.4.4 维护保养与检修

减少机器的停机时间的最重要因素是及时和规范进行机器的维护保养，维护保养好的机器工作可靠性高，使用寿命长，操作也更有效。下列检查是针对一般条件的维护保养，如果遇到恶劣的运行条件，应根据情况增加需要维护保养的次数。如果需要修理或调整，应立刻进行，否则，小问题能导致大修和停机。

1. 机器的日常维护保养

（1）按照机器的润滑图及润滑表对需要每班润滑的部位加注相应牌号的润滑油。

（2）检查油箱的油位，油量不足应及时补加液压油，油液如严重污染或变质，应及时更换。

（3）检查各减速箱润滑油池内的润滑油是否充足、污染或变质，不足应及时添加，污染或变质应及时更换。检查各减速箱有无异常振动、噪声和温升等现象，找出原因，及时排除。

（4）检查液压系统及喷雾冷却系统的工作压力是否正常，并及时调整。

（5）检查液压系统及外喷雾冷却系统的管路、接头、阀和油缸等是否泄漏，发现问题，及时排除。

（6）检查油泵、油马达等有无异常噪声、温升和泄漏等，发现问题，及时排除。

（7）检查截割头截齿是否完好，齿座有无脱焊现象，喷雾喷嘴是否堵塞等，并及时更换或疏通。

（8）检查各重要连接部位的螺栓，若有松动必须拧紧。

（9）检查左右履带链条的松紧程度，并适时调整。

（10）检查输送机刮板链的松紧程度，并及时调整。

2. 定期维护保养

定期维护保养主要包括：小修、中修、大修。

（1）小修。在每日的维修班进行，也就是在日常维护保养中完成。小修周期一般为一个月。主要包括更换个别零件和注油，事故隐患及临时性故障处理。

（2）中修。指掘进机完成掘进一个工作面后，整机升井后在煤矿地面修理厂在地面工厂中进行，对掘进机进行检查和调试。检查、调试内容包括：机器解体清洗、零部件检查，需要更换的及时更换；液压系统元件及管路检查，根据情况进行更换处理；截割头、齿座修复；电控箱的检验和修理；整机调试，合格后入井。

（3）大修。机器工作一年半以上要进行一次大修。大修主要由加工制造能力较强的机电厂来完成，机电厂有关人员对整机进行一次全方位、由内而外、彻底的检修和保养。

3. 检查维修内容

掘进机定期检查维修内容详见表4-4-8。

表4-4-8　掘进机定期检查维修内容

| 检修部位 | | 检修内容 | 检修周期 |
|---|---|---|---|
| 截割部 | | 解体检查整个截割部内部 | 1年 |
| | | 截割行星减速箱更换润滑油 | 半年 |
| 装载部 | | 检查转盘密封 | 1个月 |
| | | 检查转盘的磨损情况并修补 | 半年 |
| | | 检查铲板的磨损程度 | 半年 |
| 刮板输送机 | | 检查输送机主、从动链轮的磨损情况 | 3个月 |
| | | 检查刮板输送机底板的磨损情况 | 3个月 |
| | | 检查链条及刮板的磨损情况 | 3个月 |
| 行走部 | | 检查履带板组件 | 3个月 |
| | | 检查张紧油缸的运动情况 | 3个月 |
| | | 检查驱动轮、导向轮并及时加油 | 半年 |
| | | 行走部减速箱更换润滑油 | 半年 |
| 液压系统 | 系统 | 更换液压油 | 3个月 |
| | | 清洗或更换吸油滤油器和回油滤油器的滤芯 | 1个月 |
| | 元件 | 检查油缸密封并及时更换 | 半年 |
| | | 检查油缸内有无明显划伤或生锈，并清洗、修整 | 1年 |
| 供水系统 | | 调整减压阀的压力 | 3个月 |
| | | 检查进水过滤器滤芯并及时更换 | 1个月 |

## 4.3　全岩巷道掘进设备

### 4.3.1　全断面掘进机

全断面掘进机的功能和破岩原理详见第3篇第4章相关内容。

国内外部分全断面岩巷掘进机技术特征分别见表3-6-36、表3-6-37。

### 4.3.2　挖掘装载机

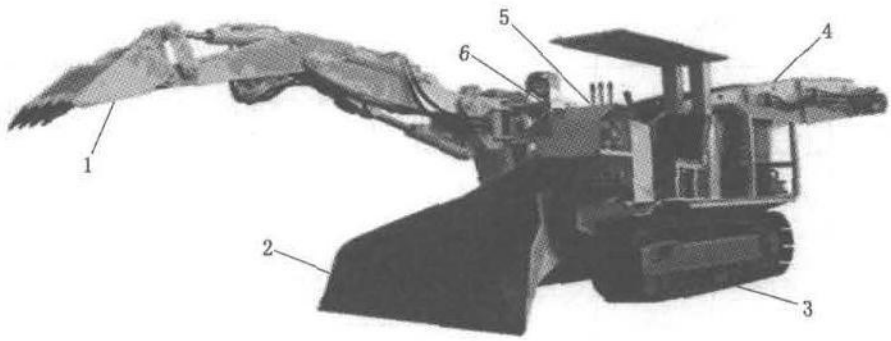
世界各国煤矿在巷道岩石硬度$f\geqslant12$的全岩掘进时，重型悬臂式掘进机截割产生剧烈震动无法进刀，全断面掘进机破岩又受到许多条件限制无法使用。因此，在今后一段时间内，硬岩巷道的掘进施工仍然采用钻爆法，尤其在我国更为明显。

为了提高煤矿岩巷掘进速度，降低工人劳动强度，提高机械化装备水平，在钻爆法工作面，装载效率是最大难题，下面介绍一种新型高效装载设备——挖掘装载机。

挖掘装载机是煤矿耙斗机、侧卸装岩机、立爪装载机的理想换代产品。它具有效率高、耙装能力强、爬坡能力强、可靠性高，适合中、大断面作业的特点。它采用整体和分体结构，可在井下组装使用，适应斜巷和水平巷道的各种断面，现场岩石装满1~3t的矿车或$4m^3$、$6m^3$侧卸矿车，只需不到2min，其适应坡度小于或等于36°的工作面。

4.3.2.1　ZWY－80/48L 型履带式挖掘装载机

ZWY－80/48L 型履带式挖掘装载机（图 4－4－4）是一种连续高效的装载设备，主要用于煤矿井下岩巷全断面爆破后的施工和装载作业。适用于断面为 2.3m×2.3m 以上的中小型巷道。该装载机的最佳工作条件是岩石的普氏硬度($f$)小于或等于 12，块度小于或等于 450mm。




1—挖掘部分；2—装载部分；3—行走部分；4—输送机；5—液压部分；6—电气部分

图 4－4－4　ZWY－80/48L 型履带式挖掘装载机

ZWY－80/48L 型装载机靠履带推进扒取岩石送入自身的刮板输送机，输送机从尾部将岩石卸入自卸汽车或梭式矿车，同时可利用反铲挖掘臂扒取远处的岩石，也可以用铲斗来清理工作面。

装载机采用电动全液压传动，结构紧凑，推进力大，扒取范围广，可以全断面装岩，不留死角，不需人工辅助清理工作面。

装载机主要动作采用先导阀控制，操作轻松简便，工作平稳无冲击，性能可靠，维修方便。

装载机具有优良的人性化设计，液压系统采用风冷方式，有坐椅，有驾驶棚，有行程超限、油温超高、油路堵塞、电机过载等报警系统，极大地减轻了工人的劳动强度。司机操作时安全、轻松、舒适。

国产部分挖掘装载机及其相关性能参数见表 4－4－9。

**表 4－4－9　国产部分挖掘装载机相关性能参数**

| 型　号 | ZWY－80/48L | | ZWY－100/48L | | ZWY－120/58L | | ZWY－150/58L | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | 平巷型 | 斜井型 | 平巷型 | 斜井型 | 平巷型 | 斜井型 | 平巷型 | 斜井型 |
| 技术生产率/($m^3 \cdot h^{-1}$) | 80 | | 100 | | 120 | | 150 | |
| 工作机构装载方式 | 反铲 | | 反铲 | | 反铲 | | 反铲 | |
| 动力形式 | 电液 | | 电液 | | 电液 | | 电液 | |
| 主泵形式 | 齿轮泵 | 柱塞变量泵 | 齿轮泵 | 柱塞变量泵 | 齿轮泵 | 柱塞变量泵 | 齿轮泵 | 柱塞变量泵 |
| 液压操作和控制方式 | 手动控制方式 | 先导 | 手动控制方式 | 先导 | 手动控制方式 | 先导 | 手动控制方式 | 先导 |

表4-4-9（续）

| 型　号 | ZWY-80/48L | | ZWY-100/48L | | ZWY-120/58L | | ZWY-150/58L | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | 平巷型 | 斜井型 | 平巷型 | 斜井型 | 平巷型 | 斜井型 | 平巷型 | 斜井型 |
| 刮板输送机传动形式 | 单链 | 双链双驱动 | 单链 | 双链双驱动 | 单链 | 双链双驱动 | 单链 | 双链双驱动 |
| 最大装渣宽度/mm | 3000 | | 3200 | | 4200 | | 4600 | |
| 最大挖掘高度/mm | 2100 | | 2014 | | 2800 | | 3400 | |
| 最大卸渣高度/mm | 1760 | | 1700 | | 1800 | | 2300 | |
| 最大下挖深度/mm | ≥300 | 720 | 500 | 760 | 500 | 900 | 500 | 900 |
| 铲斗最大挖掘力/kN | 43 | 65 | 48 | 80 | 48 | 80 | 56 | 96 |
| 行走速度/（km·h$^{-1}$） | 低：0~2；高：1.2~7 | | 低：0~2；高：1.2~7 | | 低：0~2；高：1.2~7 | | 低：0~2；高：1.2~7 | |
| 履带内侧宽度/mm | 1150 | 1050 | 1140 | 1040 | 1240 | 1140 | 1240 | 1140 |
| 履带接地比压/MPa | 0.07 | | 0.062 | | 0.047 | | 0.050 | |
| 最小离地间隙/mm | 280 | 370 | 280 | 400 | 300 | 410 | 300 | 410 |
| 集料板宽度/mm | 1850 | | 1940 | | 2040 | | 2040 | |
| 卸载距离/mm | 2500 | | 2900 | | 3000 | | 3200 | |
| 爬坡能力/（°） | 16 | 23 | 16 | 31.5 | 16 | 26 | 16 | 28 |
| 刮板链速度/（m·s$^{-1}$） | 0.2~0.7 | | 0.2~0.7 | | 0.2~0.7 | | 0.2~0.7 | |
| 主电机功率/kW | 37 | 45 | 45 | 45 | 45 | 55 | 55 | |
| 最高使用压力/MPa | 16 | 31.5 | 16 | 31.5 | 16 | 31.5 | 16 | 31.5 |
| 工作油温/℃ | 65 | 80 | 65 | 80 | 65 | 80 | 65 | 80 |
| 整机外形尺寸/（mm×mm×mm） | 6750×1700×2216 | | 7950×1940×2350 | | 7750×2040×2350 | | 8500×2040×2350 | |
| 整机质量/kg | 7600 | 8300 | 8630 | 9150 | 9800 | 10720 | 11800 | 12600 |
| 适用巷道/（m×m） | 2.3×2.3 | | 2.6×2.6 | | 2.8×2.8 | | 3.5×3.5 | |
| 装渣巷道最佳宽度/m（+0.3~0.5m） | 2.3 | | 2.6 | | 2.8 | | 3.5 | |

4.3.2.2 ZWY－180/78L 型挖掘装载机

ZWY－180/78L 履带式挖掘装载机主要适用于煤矿、非煤矿山、铁路隧道的掘进装载作业。它是煤矿耙斗机、侧卸装岩机、立爪装载机升级换代产品，具有效率高、耙装能力强、爬坡能力强、可靠性高、适合大断面作业的特点。

该装载机采用整体和解体井下组装结构，适应斜井、立井各种断面巷道，现场装岩用 1～3t 矿车，适应工作面坡度小于或等于 36°，现场使用最大坡度达到 42°。

该装载机采用反铲系统（包括铲斗、小臂、大臂、动臂）来扒取（挖掘）岩石，并通过自身的刮板输送机运输机构将煤炭输送到梭式矿车、侧卸式矿车、1～3t 矿车。整体结构紧凑、性能可靠，可以全断面装岩，不留死角，并且可以开挖巷道两边的水沟，无须人工辅助清底装岩。ZWY－180/78L 型挖掘装载机性能参数见表 4－4－10。

**表 4－4－10 ZWY－180/78L 型挖掘装载机性能参数**

| 参数名称 | 参数值 | | 参数名称 | 参数值 | |
|---|---|---|---|---|---|
| | 平巷型 | 斜井型（A） | | 平巷型 | 斜井型（A） |
| 技术生产率/（$m^3 \cdot h^{-1}$） | 180 | | 履带接地比压/MPa | 0.082 | 0.046 |
| 工作机构（装载方式） | 反铲 | | 最小离地间隙/mm | 430 | 600 |
| 动力形式 | 电液 | | 集料板宽度/mm | 2800 | |
| 主泵形式 | 齿轮泵 | 柱塞变量泵 | 卸载距离/mm | 3400 | |
| 液压操作和控制方式 | 手动或先导 | 先导 | 爬坡能力/（°） | 16 | 36 |
| 刮板输送机传动形式 | 单链 | 双链双驱动 | 刮板链速度/（$m \cdot s^{-1}$） | 0.2～0.7 | |
| 最大装渣宽度/mm | 6400 | | 主电机速度/kW | 55 | 75 |
| 最大挖掘高度/mm | 4200 | | 最高使用压力/MPa | 16 | 31.5 |
| 最大卸渣高度/mm | 2100 | | 工作油温/℃ | ≤65 | ≤80 |
| 最大下挖深度/mm | 950 | | 整机外形尺寸/（mm×mm×mm） | 9600×2650×2700 | |
| 铲斗最大挖掘力/kN | 56 | 128 | 整机质量/kg | 15650 | 16800 |
| 行走速度/（$km \cdot h^{-1}$） | 低：0～2；高：1.2～7 | | 适用巷道/（m×m） | ≥4.0×4.0 | |
| 履带内侧宽度/mm | 1300 | 1250 | 装渣巷道最佳宽度/m（+0.3～0.5m） | 4.0 | |

4.3.2.3 挖掘装载机配套方案

方案一：煤矿用挖掘式装载机＋单台（多台）梭式矿车＋转载机＋多矿车＋牵引机车

在立井下开拓主平巷，全断面爆破后，煤矿用挖掘式装载机将梭矿组及转载机拖至工作面，电机车将矿车组推至与梭式矿车组平行的轨道上，装载机连续将矸石装入梭式矿车组后，通过转载机连续将矸石侧卸入矿车组，用电机车将装满的矿车组拖走。将最后一车矸石装入梭式矿车组后，再由煤矿用挖掘式装载机将梭式矿车组向后推出一定距离，把工作面腾出，进行下套工序。梭式矿车组的矸石等矿车过来后再转载，这就是仓储式运输方式中的一种。整套装备可与液压多臂钻车联合使用。

目前国内最先进的全液压煤矿用挖掘式装载机，装矸快，不留死角。通过梭式矿车组

连接转载机，实现连续性卸入多个矿车的目的。同时梭式矿车组强大的储矸功能使爆破后的矸石连续性装完，改善了工序间的平衡作业，从而大幅度提高月进尺和机械化装备水平。

应用案例：新汶矿业集团孙村煤矿、龙固煤矿、鄂庄煤矿、华恒矿业，安徽淮北矿业集团孙疃煤矿。

方案二：煤矿用挖掘式装载机 + 单台（多台）梭式矿车 + 多矿车 + 牵引机车

在立井下开拓主平巷，全断面爆破后，煤矿用挖掘式装载机拖着梭式矿车组驶向工作面，先将离工作面 4 ~ 5m 的矸石装净，同时清理轨道面，轨道两旁的矸石暂不装运，将工作面腾出进行下一道工序。扒渣机将梭式矿车组退至一定距离，通过临时错车道将梭式矿车组的矸石每次侧卸入两个矿车，卸完后再开至前面将剩余矸石运完。与方案一相比较，方案二配套方式更简单，不需铺设双轨，不需转载机转载，但劳动强度偏大，不能连续装入矿车组。

应用案例：兖矿集团东滩煤矿、赵楼煤矿，淄博矿业集团葛亭煤矿。

### 4.3.3 重型悬臂式掘进机破岩及作业线实例

重型悬臂式掘进机可实现硬岩巷道掘进。该掘进机能准确地控制巷道的设计轮廓，减少了对围岩的破坏和超挖量，故能减少支护工作量，特别是混凝土的消耗量显著减少。掘进速度可提高 1 ~ 2 倍，降低巷道的施工费用。而且，成本较低的悬臂式掘进机与全断面掘进机相比，外形尺寸小，运转灵活。

我国引进的重型悬臂式掘进机有德国的 WAV33 型、奥地利 AHM105 型、英国 MK3 型。

采用重型悬臂式掘进机可实现全岩巷高效掘进，但存在拱形巷道成形比较困难和湿式除尘器使用效果不好等问题。

EBZ300 型悬臂式硬岩掘进机主要用于煤岩硬度小于或等于 100MPa 的硬岩巷道的掘进。通过第二输送机，可与自卸车、梭车、带式输送机等配套，实现掘进、运输连续作业，该掘进机最大定位截割断面可达 $30m^2$，可截割岩石最大单向抗压强度 120MPa，纵向工作坡度小于或等于 ±18°。EBZ300 型悬臂式掘进机总体结构如图 4 - 4 - 5 所示。

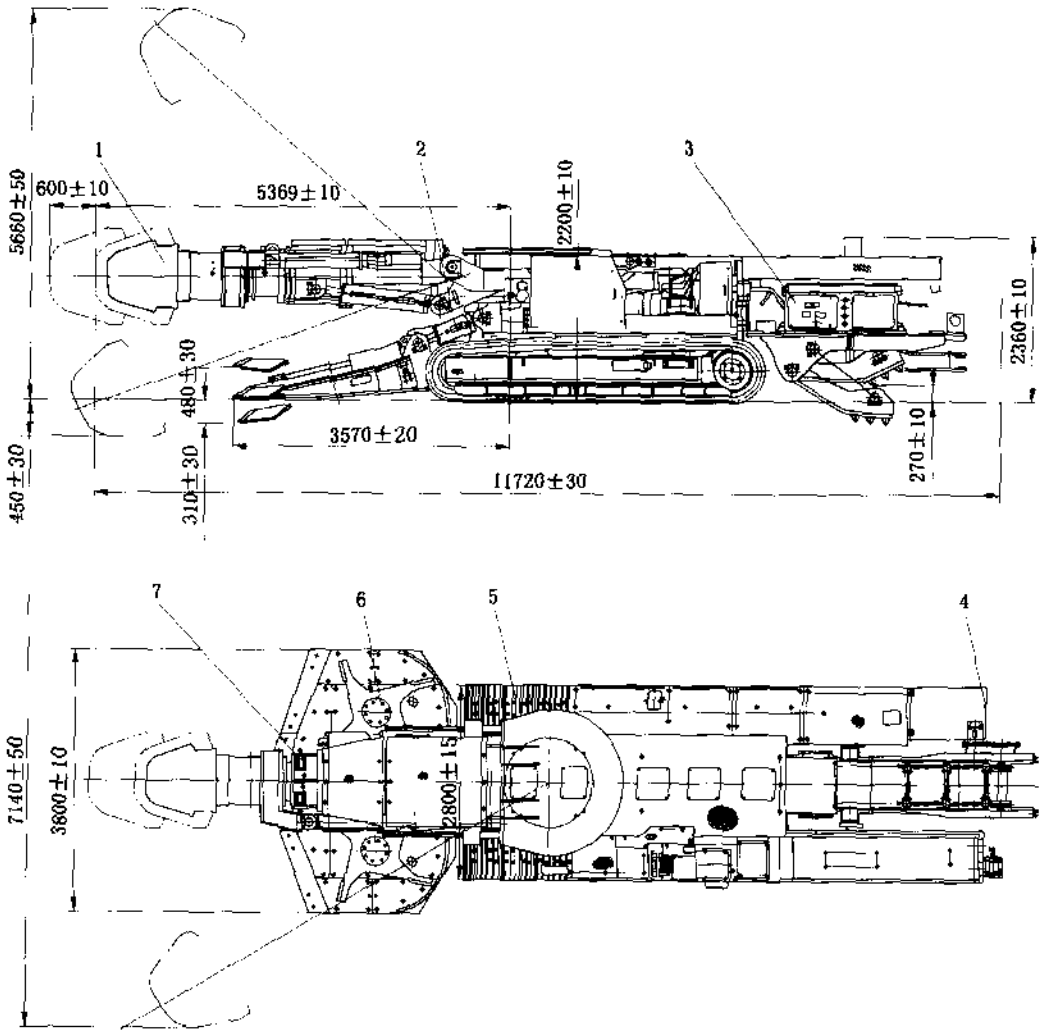
EBZ300 型悬臂式硬岩掘进机由截割部、装运部、行走部、本体部、后支撑部五大部分，以及液压、电气、水路三大系统组成：

（1）截割部。截割部由截割头、截割臂（伸缩部）、截割减速器、截割电动机、推进油缸、盖板等组成。

截割头采用圆锥台形截割头，截割头圆周上分布 33 把镐形截齿。截割头通过花键套和 2 个 M30 的高强度螺栓与截割头轴连接在一起。截割臂位于减速机和截割头组件中间，通过截割头轴进行传动。截割减速器为二级行星齿轮减速器，传动比为 35.54，输入转速为 1475r/min，输出转速为 41.5r/min。截割电机为 300kW 水冷电机，额定转速为 1470r/min，通过定位销和 40 个 M30 的高强度螺栓与减速器箱体相连接。

（2）装载部。装载部是由主铲板、侧铲板、铲板驱动装置、从动装置等组成。通过两个低速大扭矩马达直接驱动弧形三齿星轮，完成物料的装载。

（3）第一输送机。第一输送机（刮板输送机）为边双链刮板式。主要由从动链轮、机槽架、刮板链、主动链轮等组成。刮板链条的松紧可通过张紧装置调整。




1—截割部；2—装载部；3—电控系统；4—液压系统；5—履带行走装置；6—星轮机构；7—铲板

图 4-4-5 EBZ300 型悬臂式掘进机总体结构

（4）行走部。行走部由定量马达、减速机、履带链、张紧轮组、张紧油缸、履带架等组成，定量液压马达通过行走减速器传递给驱动轮，驱动轮拖动履带运动，进而实现整台掘进机的行走。

支重形式采用滑动摩擦式。履带的松紧可由张紧油缸调整，履带的松紧程度靠张紧油缸推动张紧轮组来调节。张紧油缸为单作用形式，伸出后靠卡板固定，张紧油缸、卡板均在履带外侧安装。行走减速机用高强度螺栓与履带连接。履带架采用挂钩形式与本体连接，用 32 个 M36 高强度螺栓紧固在本体的两侧。

（5）本体部（主机架）。本体部包括前架、后架、回转台、回转轴承，是掘进机的骨架。

（6）后支撑部。后支撑支架通过 M30 的高强度螺栓与本体相连，后支撑部的后部与

第二输送机连接。电控箱、泵站固定在后支撑支架上。

（7）液压系统。液压系统的动力由一台132kW电机供给，132kW电机通过齿轮分动箱驱动两台AllVL0260组合变量泵，通过阀组将压力分别送到截割部、铲板部、第一输送机、行走部、后支撑的各液压马达和油缸。

（8）喷雾冷却系统。喷雾冷却系统分为冷却、引射喷雾及内、外喷雾。

东庞煤矿是全岩快速掘进工作面作业线生产实例之一，该煤矿于2008年10月试用了EBZ300岩巷重型掘进机，在先后穿过2号煤顶板（层厚0.6m，普氏硬度$f=6\sim8$）和灰岩层(厚度1.4m,普氏硬度$f=10\sim12$)情况下,11月份最高日进尺9.6m，月进尺154.2m，创造了东庞煤矿大断面岩巷进尺最好成绩，综掘工作面主要配套设备见表4-4-11。

**表4-4-11　综掘工作面主要配套设备**

| 序号 | 设备名称及型号 | 数量 | 备　注 | 序号 | 设备名称及型号 | 数量 | 备　注 |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 1 | EBZ300掘进机 | 1 | | 8 | 转子-V型喷浆机 | 2 | 备用1台 |
| 2 | MQT-85型锚杆机 | 4 | 备用2台 | 9 | DSB40-4型输送机 | 2 | |
| 3 | JP-Ⅱ型搅拌机 | 1 | | 10 | JYB-40×1.25型绞车（55kW） | 1 | |
| 4 | 7655型风动凿岩机 | 3 | 备用2台 | | | | |
| 5 | BZ-60型耙斗装岩机 | 1 | | 11 | JD-11.4kW型绞车 | 3 | |
| 6 | 8t蓄电池机车 | 1 | | 12 | MQS50/1.9型气动帮锚杆机 | 2 | |
| 7 | 5t蓄电池机车 | 5 | | 13 | KCS-220型除尘风机 | 2 | |

## 4.4　综掘锚杆支护装备

### 4.4.1　机载临时支护

与掘进机配套的机载临时支护装置LZ4、LZ3，用以缓解不同地质条件下煤矿掘进与支护速度不同步的矛盾，以提高掘进迎头安全保障系数和掘进生产效率。

#### 4.4.1.1　LZ4临时支护装置

LZ4临时支护装置的作用是对已截割区域进行防护，保证打锚杆眼时工作人员的安全，同时，又不影响掘进机的工作。因此，护板为可折叠形式，支臂可伸缩，台车可在轨道上前后移动，当需要支护时，操纵液压阀，使台车移到机身最前段，支臂伸出，护板打开到最大，将护网等放置到护板上，这时操纵支臂升降油缸控制护板高度，使护板到达截割区顶部，工作人员就可以在护板底下通过护板上的孔安全进行打锚杆作业，这样就完成了一次支护工作。图4-4-6为LZ4临时支护装置工作状态。

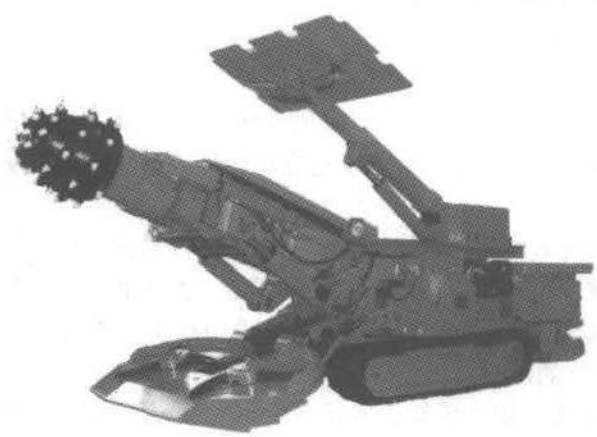


图4-4-6　LZ4临时支护装置工作状态

1. 技术特点

（1）整个装置放置在掘进机机体上，工作时护板可完全超出截割头，实现了掘进、支护一体化，大大提高了生产效率。

（2）易于装备，无须对掘进机进行结构改动。

（3）防护面积大，承载力高。

（4）采用主机液压系统操纵控制，结构简单，操作方便。

2. 技术参数

LZ4 临时支护装置技术参数见表 4－4－12。

**表 4－4－12　LZ4 临时支护装置技术参数**

| 参数名称 | 参数值 | 参数名称 | 参数值 |
|---|---|---|---|
| 防护面积（长×宽）/（m×m） | 1.4×2.4 | 总高/m | 0.9 |
| 额定承载/t | 2 | 总宽/m | 1.57 |
| 最大承载/t | 4 | 机重/t | 3.0 |
| 锚杆（前后、左右）间距/m | 0.6～1 | 台车前后移动距离/m | 2.2 |
| 总长/m | 4.14 | 适用巷道高度/m | 2.8～5 |

4.4.1.2　LZ3 临时支护装置

在掘进机工作时 LZ3 临时支护装置放到截割部板上，当需要支护时，将截割头放低到与底板接触，在油缸的作用下将护板翻转，翻转后推至截割头前方，放上护网后在高度油缸作用下调整护板高度，使护板达到截割区顶部，工作人员就可以在护板底下通过护板上的孔安全进行打锚杆作业。打锚杆作业完成后，收回临时支护装置，这样就完成了一次支护工作。图 4－4－7 为 LZ3 临时支护装置工作状态。

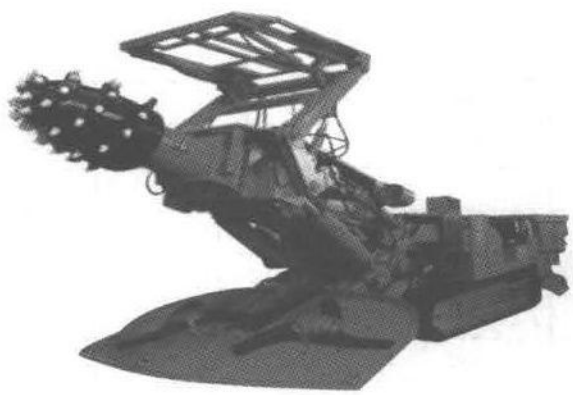


图 4－4－7　LZ3 临时支护装置工作状态

1. 技术特点

（1）整个装置放置在掘进机截割部上，工作时护板可超出截割头，收回时可完全放到截割臂盖板上方。

（2）易于装备，无须对掘进机进行结构改动。

（3）采用主机液压系统操纵控制，结构简单，操作方便。

2. 技术参数

LZ3 临时支护装置技术参数见表 4－4－13。

**表 4－4－13　LZ3 临时支护装置技术参数**

| 参数名称 | 参数值 | 参数名称 | 参数值 |
|---|---|---|---|
| 防护面积（长×宽）/（m×m） | 1.9×1.8（EBZ150JA） | 总长/m | 2 |
| | 1.9×1.8（EBZ135） | 增加高度/m | 0.3 |
| | 1.9×1.68（EBZ100E） | 总宽/m | 1.8 |
| 额定承载/t | 1.5 | 增加质量/t | 1.2 |
| 最大承载/t | 3 | 适用巷道高度/m | 3～4.5 |
| 锚杆间距/m | 0.8～1 | | |

### 4.4.2　锚杆钻机

#### 4.4.2.1　液压锚杆钻机

液压锚杆钻机是通过液压马达驱动旋转切削破岩的，通常都附带泵站，由泵站提供动力，带动液压马达转动。现多采用低速转动结构，省去齿轮传动结构，直接带动钻机。液压钻机的特点是噪声小、钻孔速度快、钻孔质量好、自带动力源，但由于泵站质量大，移动不方便。目前，国内常见的液压锚杆钻机型号和参数见表 4－4－14。

**表 4－4－14　液压锚杆钻机型号和参数**

| 型　　号 | MYS－50/320 | MYT－120/320C | MYT－150/320C |
|---|---|---|---|
| 泵站额定压力/MPa | 6.5 | 15 | 18 |
| 额定工作流量/（$L \cdot min^{-1}$） | 36 | 36 | 36 |
| 额定转矩/（N·m） | 50 | 120 | 150 |
| 额定转速/（$r \cdot min^{-1}$） | 320 | 320 | 320 |
| 推进工作压力/MPa | | 0.6～3 | 0.6～3 |
| 支腿推进力/kN | | 1.5～13 | 1.5～13 |
| 一级支腿推动力/kN | | 2.5～13 | 2.5～13 |
| 二级支腿推动力/kN | | 1.5～7 | 1.5～7 |
| 噪声/dB（A） | <92 | ≤95 | ≤92 |
| 钎套尺寸/mm | | $S$=19（22） | $S$=19（22） |
| 整机最大高度/mm | | 1620，2580，3070，3550 | 1620，2580，3070，3550 |
| 整机最小高度/mm | | 950，1280，1440，1600 | 950，1280，1440，1600 |
| 主机质量/kg | 16 | 55，52，49 | 48，52，54 |
| 泵站质量/kg | | 366（一泵双机） | 320（一泵单机） |
| 油箱容积/L | | 199（一泵双机） | 130（一泵单机） |

表4-4-14（续）

| 型　　号 | MYS-50/320 | MYT-120/320C | MYT-150/320C |
|---|---|---|---|
| 电机功率/kW | | 15（一泵双机） | 11（一泵单机） |
| 电机电压/V | | 380/660 | 380/660 |
| 尺寸/（mm×mm×mm） | 400×220×345（主机 Bolter） | 1200×500×920（泵站） | 泵站：1220×500×920（一泵单机）；1480×570×990（一泵双机） |

以 QYM30A 型液压锚杆钻机为例，介绍 QYM30A 型液压锚杆钻机的适用范围，主要技术特征、结构及工作原理等。

1. 适用范围

围岩抗压强度小于等于 80MPa（$f \leqslant 8$）；巷道断面形状为矩形、斜顶矩形、梯形；巷道高度：1.8～3.2m。

2. 主要技术特征

（1）钻机：

| | |
|---|---|
| 额定压力 | 10MPa |
| 额定转矩 | 40N·m |
| 额定转速 | 430r/min |
| 最大推力 | 6000N |
| 一次推进行程 | 1000mm |
| 最小外形尺寸 | 1050mm×200mm×360mm |
| 质量 | 47～48kg |

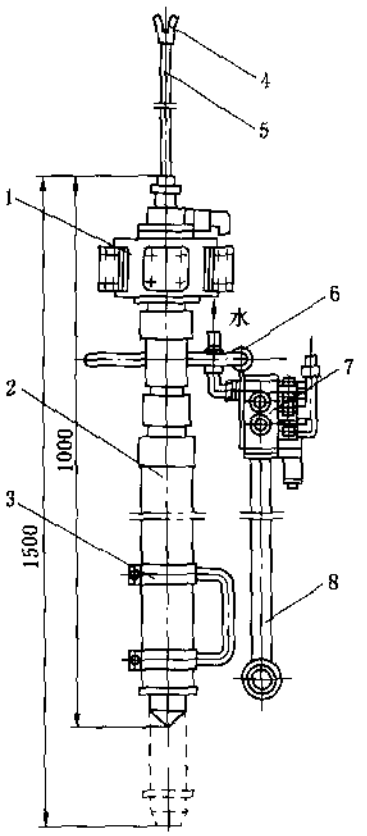
（2）液压泵站：

| | |
|---|---|
| 额定压力 | 13MPa |
| 额定流量 | 15L/min |
| 电动机 | YB112M-4 型，4kW（380V、660V） |
| 外形尺寸 | 840mm×490mm×540mm |
| 油箱容积 | 45L |
| 工作介质 | 68 号普通液压油、68 号机械油 |
| 质量 | 175kg（含油） |

3. 主要结构及工作原理

QYM30A 型液压锚杆钻机采用全液压传动，由钻机和专用配套动力源液压泵站组成。泵站输出的压力油经两根进、回油软管送至钻机，软管用快速接头连接。压力油通过组合阀分配到液压马达和推进液压缸，实现钻孔所需的各种动作程序。湿式钻孔用水由工作面的水管引至钻机，水路的开关通过组合阀控制。

（1）钻机。钻机由液压马达、推进液压缸、组合阀、操纵架等主要部件组成，如图 4-4-8 所示。钻机的回转机构液压马达为径向柱塞式低速大扭矩液压马达。为适应不同高度巷道的使用要求，推进液压缸有单级和双级伸缩两种结构型式。组合阀由两个滑阀和一只减压阀组合而成。组合阀的功能包括控制液压马达的开启、系统卸载、液压缸升降和调节推进力的大小。操纵架是钻机开钻前的扶持机构和钻孔中的操纵机构。




1—液压马达；2—液压缸；3—操手；4—钻头；5—钻杆；6—机架；7—组合阀；8—操纵架

图 4－4－8　QYM30A 型液压锚杆钻机结构型式示意图

（2）液压泵站。液压泵站由隔爆电动机、齿轮泵、溢流阀、压力表、油箱、机架等部分组成，如图 4－4－9 所示。

（3）电气设备。泵站的隔爆电动机需要与隔爆型磁力启动器配套使用。

4. 施工程序

QYM30A 型液压锚杆钻机的施工程序如下：

（1）将钻机搬运到工作地点，泵站置于后面巷道的任一帮，把引自泵站的出油管和回油管通过快速接头与钻机对接好，再将工作面的水管与钻机相连接。

（2）检查油箱的油位（不得低于最低油面线），接通电源，启动电动机，检查其转向并使之符合规定，关闭电源。

（3）调整泵站最高输出油压力，程序为：暂时断开泵站出油管与钻机对接的快速接头，启动电动机，调节溢流阀，使压力表指示的压力值在 13MPa 上；关闭电源，重新把油管上的快速接头对接好。

（4）竖起钻机，插上短钻杆，一人握持操纵架，一人辅助扶稳钻机后，左手向内转动旋转套、启动液压马达，右手向外转动旋转套，及时打开水路，液压缸升起开始推进钻孔。钻杆至行程终点时，左手向内转动旋转套，液压缸系统卸载，马达停转，换上长钻杆，重复以上动作便完成一个锚杆孔的钻进。拔出长钻杆，插上搅拌连接头，升起液压缸，启动液压马达，搅拌锚固剂，完成黏结型锚杆安装。左手向内转动旋转套，液压缸系统卸载。两人将钻机移位，进行下一个钻孔循环。

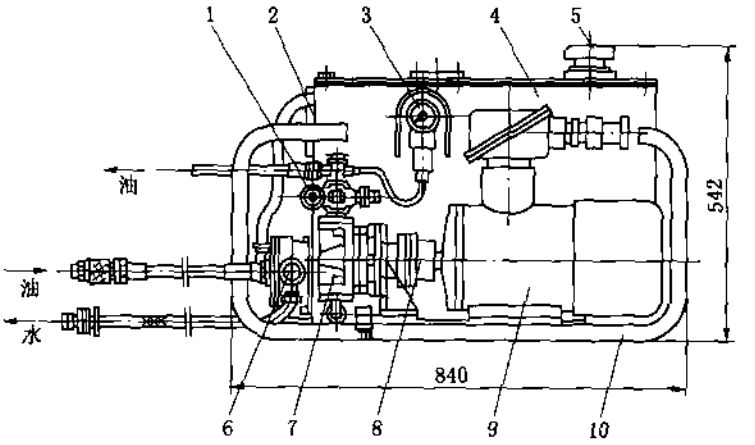
（5）钻孔工作结束后，关闭电源，拆掉钻机上的主油管和水管，将钻机冲洗干净后撤出工作面，放置在安全地点。

#### 4.4.2.2　电动锚杆钻机

电动锚杆钻机是由专用防爆电动机驱动，实现旋转切削，其结构型式多为便携式。这类钻机多采用电动机和液压缸相结合的形式，电动机安装在液压缸顶端，通过齿轮减速带动钻孔主轴旋转。电动锚杆钻机的特点是动力源单一，不需要二次能量转换，能耗低，效率高，特别适用于煤巷和回采巷道的支护；其主要缺点是功率小，这是因为其功率的增加受到电动机质量的限制。

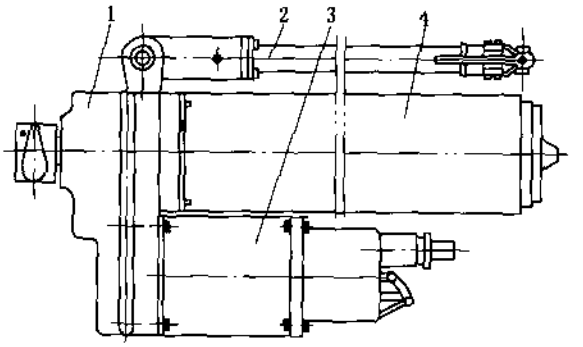
1. MDS3 型电动锚杆钻机

MDS3 型电动锚杆钻机结构型式如图 4－4－10 所示。其采用电动旋转湿式钻孔，以井下压力水作为双级缸推进动力，主要用于煤巷、半煤岩巷钻顶板锚杆孔及安装水泥锚杆和




1—溢流阀；2—液位计；3—压力表；4—油箱；5—空气滤清器；6—冷却器；7—齿轮泵；8—联轴器；9—隔爆电动机；10—机架

图4-4-9 GBZ-15/13型液压泵站结构型式示意图




1—减速箱；2—操作手把；3—动力机构；4—推进机构

图4-4-10 MDS3型电动锚杆钻机结构型式示意图

树脂锚杆。

（1）适用范围：围岩普氏硬度$f \leqslant 8$；巷道断面形状为矩形、梯形；巷道高度为1.9～2.8m。

（2）主要技术参数见表4-4-15。

**表4-4-15 MDS3型电动锚杆钻机主要技术参数**

| 参数名称 | 参数值 | 参数名称 | 参数值 |
|---|---|---|---|
| 额定转速/(r·min$^{-1}$) | 444 | 电动机功率/kW | 3 |
| 额定转矩/(N·m) | 66 | 主机高度/mm | 1080(收缩状态)，2540(伸长状态) |
| 推力/N | 4166～8332(水压在0.5～1MPa时) | 主机质量/kg | 48 |

2. MGJ－1型锚杆打眼安装机

1）适用范围

适用于断面面积为8～14m$^2$，岩石普氏硬度$f$≤8的巷道。在锚杆支护的巷道中，该机完成钻眼、安装锚杆、注浆和台车行走等工序。

2）主要技术特征

MGJ－1型锚杆打眼安装机主要技术参数见表4－4－16。

**表4－4－16　MGJ－1型锚杆打眼安装机主要技术参数**

| 参数名称 | 参数值 | 参数名称 | 参数值 |
|---|---|---|---|
| 生产能力(包括打眼、安装、注浆)/(根·h$^{-1}$) | 8～10 | 推进力/kN | 7 |
| 外形尺寸(收缩时)/(mm×mm×mm) | 4532×1200×1815 | 锚杆安装速度/(m·min$^{-1}$) | 4.2 |
| 最大工作高度/mm | 4000 | 注浆罐容积/L | 10 |
| 回转后最大宽度/mm | 3580 | 注浆风压/MPa | 0.4～0.45 |
| 工作机构前倾、后仰角/(°) | 60 | 行走速度/(m·s$^{-1}$) | 0.74 |
| 工作机构水平回转角/(°) | 左右各45 | 轨距/mm | 600 |
| 岩石电钻功率/kW | 2 | 总功率/kW | 8 |
| 打眼深度/mm | 1700 | 总重/kg | 2600 |
| 钻进速度/(m·min$^{-1}$) | 1.18 | | |

3）结构与工作原理

MGJ－1型锚杆打眼安装机由工作机构、大臂、仰角油缸、支撑油缸、液压泵站、电控系统、操作台、注浆罐、台车体等部分组成。

工作机构是完成钻锚杆眼和安装锚杆的主要部件，它与大臂顶部铰接。大臂装有旋转油缸，可驱使工作机构做扇形回转。工作机构由导轨、立轴、钻眼装置、注浆装置、随动连杆机构、推进油缸和转角油缸等组成。导轨是工作机构的骨架，其上下各安装两个链轮。当推进油缸伸长或收缩时，链轮组便上下移动，岩石电钻和注浆管滑座也随之上下移动，完成钻眼、退钻、送注浆管和拔注浆管等动作。立轴是工作机构的回转中心，它通过曲柄与转角油缸连接。当岩石电钻打完眼，转角油缸带动导轨以立轴为圆心顺时针转动102°34′，注浆管滑座正好移到原来打眼的位置，进行装送锚杆体和灌注砂浆。

4.4.2.3　气动锚杆钻机

气动锚杆钻机以压气为动力，按破岩方式可分为旋转冲击式和旋转式。气动旋转冲击式钻机又称凿岩机，该类钻机采用气动冲击凿岩，钻孔速度快，特别适合在中硬岩石中钻孔，并且动力单一，质量轻，搬运方便，操作简单。其缺点是噪声大，工作环境较为艰苦，影响工人的身心健康，在气压低时会影响钻孔效率。

目前，国内生产的气动锚杆钻机性能达到20世纪90年代国际水平，而且价格仅为国外钻机的1/3，现在国内生产厂家生产的气动锚杆钻机集钻孔、搅拌、锚杆安装于一体，具有一机多用、操作简单、维护方便等特点。气动锚杆钻机按用途主要分为气动顶板锚杆钻机和气动帮锚杆钻机两大类。

1. 气动帮锚杆钻机

气动帮锚杆钻机主要用于打煤巷帮部的钻孔及安装锚杆，有手持式和支腿式2种。

手持式气动帮锚杆钻机主要由马达、减速箱、水控制阀、马达控制阀、扶手把及消音器组成。在工作中工人可以双手握住钻机扶手，钻孔的切削推力来自使用者两臂所提供的推力。该型锚杆钻机结构简单、体积小、质量轻、使用灵活方便，在岩石硬度较低的巷道中普遍采用。

支腿式气动帮锚杆钻机结构特点是马达安装在气动支腿上，支腿起到支撑和推进的作用，降低了使用者的劳动强度。与手持式气动帮锚杆钻机相比，支腿式气动帮锚杆钻机扭矩比较大、凿岩效率高、运转平稳、可靠性高，适用于硬岩及大断面巷道。

2. 气动顶板锚杆钻机

气动顶板锚杆钻机主要用来钻煤巷顶板孔及安装锚杆、锚索。钻机由驱动机构、推进机构和控制机构组成。驱动机构功能是完成钻机的旋转切削运动，其由马达、减速箱、消音器等构成。推进机构是钻机切削推进的主要动力，与马达旋转扭矩共同作用来切削破碎岩石，主要由多级伸缩式气缸组成。控制机构用来控制马达旋转及支腿的伸出，主要由阀体、T形把手、销轴等组成。其技术参数见表4-4-17。

**表4-4-17 气动顶板锚杆钻机的主要型号、性能参数**

| 型 号 | 额定扭矩/(N·m) | 空转转速/(r·min$^{-1}$) | 推进力/kN |
|---|---|---|---|
| MQT-50 | 50 | 630 | 6.2 |
| MQT-60 | 65 | 720 | 6.2 |
| MQT-70 | 70 | 720 | 6.2或8 |
| MQT-85 | 85 | 680 | 7 |
| MQT-90 | 90 | 680 | 8 |
| MQT-100 | 100 | 680 | 8 |
| MQT-110 | 110 | 570 | 9.3 |
| MQT-120 | 120 | 550 | 9.3 |
| MQT-130 | 130 | 420 | 9.3 |

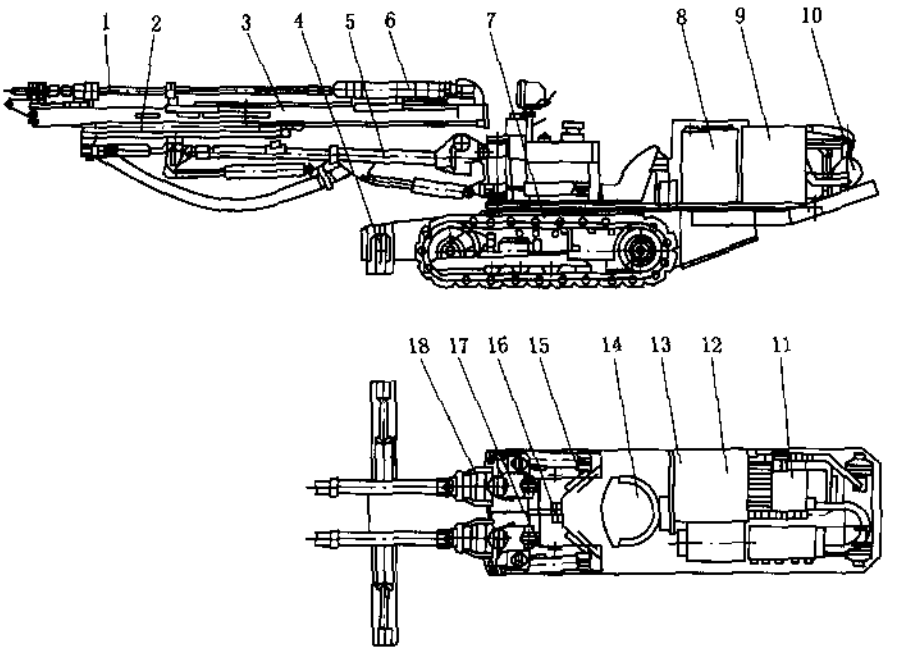
#### 4.4.2.4 台车型锚杆钻机

台车型锚杆钻机有机械化程度高，输出功率大，破岩能力强，作业环境好，易于实现自动控制，一机多用（既能钻炮眼，又能钻锚杆孔，并可安装锚杆）的特点。台车型锚杆钻机一般选用液压冲击回转式凿岩机或气动冲击回转式凿岩机，适应普氏系数$f \geq 8$，具有钻孔速度快、安全可靠等特点。但台车型锚杆钻机体积大，比较笨重，行走机构大部分为履带式或胶轮式。因此，只适用于巷道断面面积大于等于12m$^2$，并使用铲斗或侧卸式装岩机的巷道。我国80%以上的掘进巷道采用只进不退的耙斗式装岩机装岩，台车型钻机无法进入掘进工作面，无法实现钻炮眼、钻锚杆孔和安装锚杆平行作业，使台车型钻机的应用受到一定限制。相对而言，单体型锚杆钻机体积小、质量轻、搬运方便，并能与耙斗机配套使用，因而在我国得到了广泛应用。CMJ17型钻车主要技术参数见表4-4-18。

CMJ17 型钻车外形结构如图 4－4－11 所示。

表 4－4－18　CMJ17 型钻车主要技术参数

| 参数名称 | 参数值 | 参数名称 | 参数值 |
|---|---|---|---|
| 外形尺寸/(mm×mm×mm) | 7200×1030×1600 | 钻孔速度/(m·min$^{-1}$) | 0.8～2 |
| 凿孔直径/mm | 27～42 | 适用断面/(m×m) | 2×2～5×3.5 |
| 钎杆长度/m | 2.475 | 总功率/kW | 45 |
| 钻孔深度/mm | 2130 | 总质量/t | 8 |




1—钎具；2—滑道补偿定向装置；3—推进器；4—液压支腿；5—钻臂；6—液压凿岩机；7—履带机构；8—副油箱；9—矿用隔爆电控箱；10—水油冷却系统；11—隔爆电动机；12—主、副油泵，气泵，水泵；13—润滑装置；14—司机坐椅；15—行走操纵机构；16—液压操纵机构；17—凿岩操纵机构；18—钻臂回转马达

图 4－4－11　CMJ17 型钻车外形结构

4.4.2.5　机载锚杆钻机

1. 机载锚杆钻机主要特点

目前已有多家研究单位与煤炭企业合作，在吸收引进国外掘锚一体化设备基础上，针对不同煤矿的特殊地质条件，自主研发出多款适合具体条件下使用的机载锚杆钻机。机载锚杆钻机主要具有如下特点：

（1）降低了工人劳动强度，改善了锚护工作环境。在综掘巷道中，当掘进机割煤、出煤后，掘进机后撤 3～5m，然后依靠人工将单体锚杆钻机移至工作面，进行打眼作业，

打眼作业完成后，还需将单体锚杆钻机移出工作面。使用机载锚杆钻机可避免工人反复搬动单体锚杆钻机，打眼时无需人工搬动锚杆钻机，只需简单操纵阀柄即可完成。

（2）割煤、出煤后，不需后撤掘进机就可完成锚护作业，因此，减少了掘进机反复倒退、前进过程中对煤巷底板造成的影响，改善了煤巷底板环境。

（3）可满足不同形状巷道和一般作业规程对大部分顶锚杆和帮锚杆的打设要求，与连续采煤机和掘锚机相比，适应巷道高度和宽度相对较小。

（4）机载锚杆钻机设计灵活，针对性、适应性强。可根据不同掘进机机型、地质条件和巷道断面要求，将机载锚杆钻机设计成单臂或双臂机载锚杆钻机形式。

（5）掘进机加装机载锚杆钻机后体积相对较小，可以为井下工人提供较为宽松的作业环境，便于井下工人生产，同时也便于掘进头通风。

（6）机载锚杆钻机对悬臂式掘进机性能影响小，如对掘进机司机操作，安装机载锚杆钻机后的重心位置及接地比压改变，配套后的维检难度等影响小。

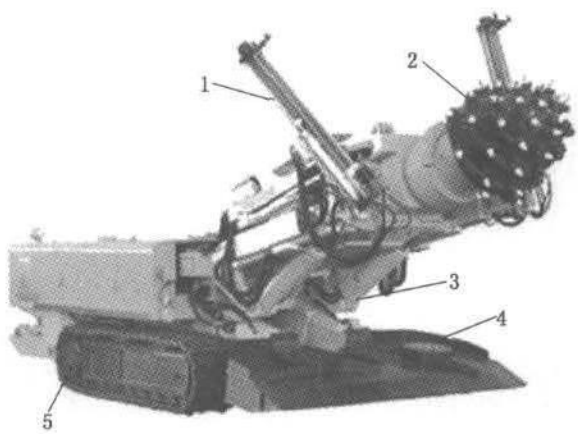
（7）采用机载液压锚杆钻机与悬臂式掘进机的配套方式，简化了系统结构。液压锚杆钻机与掘进机液压系统集成，共用一套液压系统，这样可省去为锚杆钻机另配置独立的动力源所带来的额外开支。

（8）掘进机机载锚杆钻机与综掘作业方式相比，所需工作人员较少，除更换钻杆、装锚杆、装药工序外，其余所有操作均可由一人完成。

（9）机载锚杆钻机结构相对简单，故障检查、维修容易。

2. EBZ160－JM 型掘锚机组

EBZ160－JM 型掘锚机组结构如图 4－4－12 所示。




1—锚杆钻机；2—截割部；3—回转台；4—装载部；5—行走部

图 4－4－12 EBZ160－JM 型掘锚机组

1）组成特点

其主要由锚杆钻机、截割部、装载部、行走部、机架、回转台、液压系统、电气系统等组成，其特点如下：

（1）掘进机上增设了两部机载液压锚杆机，同时具有临时支护装置，实现巷道掘锚

护机械一体化。

（2）机载锚杆机安装于掘进机截割部两侧，支护机安装在截割部上面，锚杆机工作前，支护装置实现对顶板的临时支护，确保锚杆操作的安全性。

（3）锚杆机具有前后伸缩、垂直水平调整、锚杆机左右旋转（-10°~30°）等功能，掘进机工作时，锚杆机收缩折叠，最大限度地缩小锚杆机的空间尺寸。

（4）锚杆机利用掘进机泵站液压驱动，采用遥控器控制操作，实现了掘进开采与锚杆支护机械化连续性工作。

2）性能参数

EBZ160-JM型掘锚机组主要性能参数见表4-4-19。

**表4-4-19　EBZ160-JM型掘锚机组主要性能参数**

| 参数名称 | 参数值 | 参数名称 | 参数值 |
|---|---|---|---|
| 锚高范围/m | 2.6~3.6 | 一次最大钻孔深度/m | 2.2 |
| 巷道宽度/m | 3.5~5.0 | 额定转速/（$r \cdot min^{-1}$） | 360 |
| 锚杆机数量 | 2 | 钎尾六方尺寸（$S$）/mm | 22或19 |
| 排锚杆数量 | ≤8 | 锚杆机推进力/kN | 20 |
| 锚杆间距/m | 0.6~1.0 | 锚杆自身旋转角度/（°） | -10~+30 |
| 顶板岩石单向抗压强度/MPa | ≤80 | 锚杆机前后伸缩调整行程/mm | 800 |
| 锚杆机扭矩/（N·m） | 200 | 机组总重/t | 48 |
| 爬坡能力/（°） | ±18 | | |

# 5 综合机械化采煤装备

## 5.1 综采设备选型原则

### 5.1.1 采煤机选型原则

1. 综采工作面对采煤机基本要求

综采工作面对采煤机的基本要求见表4-5-1。

表4-5-1 综采工作面对采煤机的基本要求

| | |
|---|---|
| 基本功能 | 1. 足够的落煤、装煤能力；<br>2. 能调整高度；<br>3. 能量消耗少；<br>4. 割煤的煤块度大；<br>5. 工作时产生的粉尘少；<br>6. 可以自开缺口等 |
| 适应性 | 必须适应给定煤层的煤质、煤层厚度、倾角及顶底板的要求 |
| 性 能 | 采煤机的性能应满足工作面设计的要求。例如，生产率必须满足工作面产量的要求，具有足够的牵引力和牵引速度；截割速度应满足煤的块度及降尘的要求；截深应满足控顶距及支架结构的要求 |
| 安全及劳动保护 | 电气设备须防爆；采煤机须有内外喷雾系统，以降低粉尘；机器应有完善的保护装置，如电动机恒定功率自动调速、油温保护、冷却水保护装置，甚至装设故障检测装置；煤层倾角较大时，应有防滑安全措施；采煤机械的各种操作按钮、手把的布置必须利于司机操作，必要时应有闭锁装置，以免误操作 |
| 经济性可靠性 | 采煤机是机械化采煤的关键设备。工作时受力大，生产条件恶劣；能耗及截齿、油脂与易损件的消耗占工作面吨煤成本的比例较大，因此采煤机必须有良好的可靠性和经济性 |

2. 采煤机选型要素

采煤机选型要素见表4-5-2。

表4-5-2 采煤机选型要素

| 选型原则 | 地 质 条 件 | 采煤机类型 |
|---|---|---|
| 煤的坚硬度 | $f$=1.8~2.5的中硬煤层 | 中等功率采煤机 |
| | 黏性煤以及$f$≥2.5~4的中硬以上的煤层 | 大功率采煤机 |
| 煤层厚度 | 极薄煤层，煤层厚度小于0.8m，最小截高在0.65~0.80m | 爬底板式采煤机 |
| | 薄煤层，煤层厚度0.8~1.3m，最小截高在0.75~0.90m | 骑槽式采煤机 |
| | 中厚煤层，煤层厚度为1.3~3.5m | 中等功率或大功率采煤机 |
| | 厚煤层，煤层厚度在3.5m以上 | 大功率采煤机 |

表4-5-2（续）

| 选型原则 | 地　质　条　件 | 采煤机类型 |
| --- | --- | --- |
| 煤层倾角 | 水平煤层，倾角<8°；<br>缓倾斜煤层，倾角8°~25°；<br>倾斜煤层，倾角25°~45°；<br>急倾斜煤层，倾角>45° | 倾角增大，牵引力加大，采煤机要突出解决防滑问题 |
| 煤层顶、底板性质 | 不稳定顶板，控顶距应当尽量小 | 选用窄机身采煤机 |
| | 底板松软时 | 骑槽式采煤机 |

### 5.1.2　液压支架的选型原则

（1）支护强度应与工作面矿压相适应。支架的初撑力和工作阻力要适应直接顶和基本顶岩层移动产生的压力，将空顶区的顶底板移近量控制到最低限度。

（2）支架结构应与煤层赋存条件相适应。支架的结构形式和支护特性要适应直接顶下部岩层冒落特点，尤其要注意顶板在暴露后无立柱空间的破碎状态，要尽量保持该处的完整性。支架的底座要适应底板岩石的抗压强度，以防止支架底座压入底板内，影响支架的移步。支架的支撑高度要适应工作面采高，一般要求采高大时不丢煤，采高小时支架不被压死。煤层倾角大时，支架应设有防滑装置。

（3）支护断面应与通风要求相适应。综采工作面产量大，需要风量大，尤其是在高瓦斯矿井中，要保证充分的稀释，必须有足够的风量，而且风速不得超过《煤矿安全规程》有关规定的要求。

（4）液压支架应与采煤机、刮板输送机等设备相匹配。支架的宽度应与刮板输送机中部槽长度相一致，推移千斤顶的行程应较采煤机截深大100~200mm。支架沿工作面的移架速度应能跟上采煤机的工作牵引速度，移架速度还应满足生产指标的要求。支架的梁端距应为350mm左右。

### 5.1.3　刮板输送机的选型原则

刮板输送机输送能力应大于采煤机最大生产能力，一般为采煤机最大生产能力的1.2倍。

（1）根据链条负荷情况决定链条数目，结合煤质硬度选择链条结构型式。煤质较硬、块度较大时优先选用双边链；煤质较软时可选用单链和双中心链。

（2）输送机中部槽的结构，一般应选用开底式。封底式中部槽主要用于底板较松软的条件下。中部槽宽度尺寸应尽可能相同，并应考虑能与采煤机底托架和行走机构尺寸相匹配；中部槽的长度要与支架的宽度相匹配。中部槽与液压支架的推移千斤顶连接装置间距和配合结构要匹配。

当前高产高效综采工作面选用的输送机中部槽均为持造、封底式。中部槽宽度尺寸应尽可能选用通用尺寸，并考虑能与采煤机底托架和行走机构尺寸相匹配。

（3）在传动装置布置方式、电动机台数和铺设长度方面，综采工作面刮板输送机通常采用多电动机驱动，一般为2~4台，应优先选用双电机双机头驱动方式。为了便于采煤机工作，应尽量将传动装置布置在采空区一侧。当顶板条件较好时，为了供电方便，也可选用单机头双电机布置方式。采用多台电动机驱动时，为了均衡各电动机之间的负荷，

一般在传动装置中使用液压耦合器。电动机功率大小及台数应根据工作面倾角、输送机铺设长度及输送量大小而定，输送机铺设长度可根据刮板输送机技术特征、输送量、链速和工作面倾角等因素确定。

（4）为了配合滚筒采煤机斜切进刀不开切口，应优先选用短机头和短机尾，但机头架和机尾架中板的升角不宜过大，以减少通过压链块时的能耗。

（5）与无链牵引的采煤机配套时，机身附设结构型式相应的齿条或铺轨与采煤机的行走轮齿相咬合。为了配合采煤机有链牵引或钢丝绳牵引的需要，在机头和机尾部应附设采煤机牵引链的张紧装置及其固定装置。此种牵引方式很不安全，现已很少采用。

（6）为了防止重型刮板输送机下滑，应在机头、机尾处安装防滑锚固装置。

（7）刮板输送机中部槽两侧应附设采煤机滑靴或行走滚轮跑道，为防止采煤机掉道，还应设有导向装置。在输送机靠煤壁一侧附设铲煤板，清除机道的浮煤。

（8）为了配合采煤机行走时能自动铺设拖移电缆和水管，应在输送机靠采空区一侧附设电缆槽（一般与挡煤板制成一体）。

### 5.1.4 综采“三机”配套选型原则

为了实现综采工作面最大生产能力和安全生产，采煤机、刮板输送机和液压支架之间在性能参数、结构参数、工作面空间尺寸以及相互连接部分的形式、强度和尺寸等方面，必须互相匹配协调，保证适用。此外，综采工作面辅助设备也要根据工作面的生产条件进行匹配选型。

#### 5.1.4.1 生产能力配套

工作面生产能力主要取决于采煤机落煤能力，而刮板输送机、液压支架及平巷转载机、可伸缩带式输送机等设备的能力都要大于采煤机的生产能力，通常按富余20%考虑。要实现工作面高产，刮板输送机输送能力应大于采煤机的最大落煤能力，转载机和带式输送机的运输能力应大于刮板输送机的输送能力。另外液压支架移架速度应与采煤机的行走速度相匹配，否则采煤机后面的空顶面积将增大，易造成顶板的冒落。

（1）采煤机生产能力与工作面生产任务要求相适应。

（2）转载机的输送能力要大于工作面输送机的输送能力。

（3）工作面刮板输送机的输送能力应大于采煤机的生产能力。

（4）破碎机的破碎能力与工作面生产中可能出现的大块煤、岩等状况相适应。

（5）带式输送机的输送能力应大于转载机的输送能力。

（6）液压支架的移架速度与采煤机的行走速度相适应。

（7）乳化液泵站输出压力与流量应满足液压支架初撑力及其动作速度要求。

#### 5.1.4.2 性能配套

性能配套主要解决各设备性能间互相协调与制约的问题，从而充分发挥设备性能，以满足生产的需要。如采煤机底托架应与输送机中部槽相匹配，采煤机摇臂与输送机头、机尾的匹配应满足不开切口斜切进刀的需要，输送机挡煤板与支架推移千斤顶的连接方式应配套。

1. 输送机与采煤机性能配套

工作面输送机的结构形式及附件必须与采煤机的结构形式相匹配。例如，应根据采煤机的牵引机构、行走机构、底托架及滑靴的结构，电缆及水管的拖移方法，自开缺口以及

是否连锁控制等，考虑输送机与采煤机的性能配套。

2. 输送机与液压支架性能配套

输送机的中部槽与液压支架的推移千斤顶连接装置的间距和连接机构相匹配。

3. 采煤机与液压支架性能配套

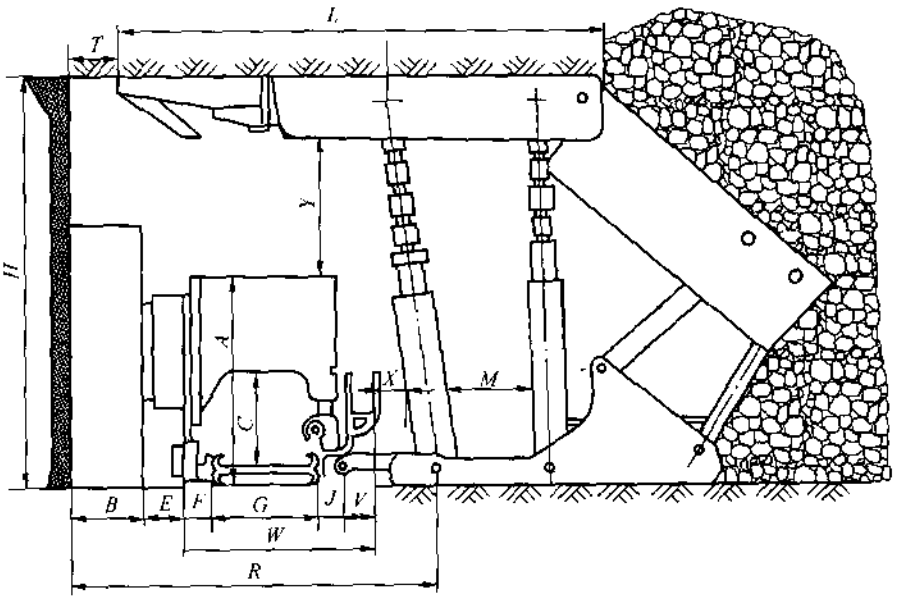
（1）采煤机的采高范围与支架最大和最小结构尺寸相适应。

（2）采煤机截深与支架推移步距相适应。

5.1.4.3　液压支架、采煤机、输送机几何关系与空间位置配套

1. “三机”配套

“三机”配套关系如图 4－5－1 所示。




*H*—支架最小高度；*L*—顶梁长度；*T*—梁端距；*Y*—采煤机机身上部空间高度；*A*—采煤机机身高度；*C*—过煤空间；*X*—前柱与电缆槽间距；*M*—前柱与后柱间距；*B*—截深；*E*—铲煤板空距；*F*—铲煤板宽度；*G*—中部槽宽度；*J*—导向槽宽度；*V*—电缆槽宽度；*W*—输送机宽度；*R*—无立柱空间宽度

图 4－5－1　“三机”配套关系

2. 计算公式

$$R = B + E + W + X + D/2 \tag{4-5-1}$$

式中　*R*——无立柱空间宽度，mm；

*B*——截深，mm；

*E*——铲煤板空距，规定为 50～100mm；

*W*——输送机宽度，mm；

*X*——前柱与电缆槽间距，mm；

*D*——前柱外径，mm。

$$W = F + G + J + V \tag{4-5-2}$$

式中 $F$——铲煤板宽度，取 $F=150\sim240$mm；

$G$——中部槽宽度，mm；

$J$——导向槽宽度，mm；

$V$——电缆槽宽度，$mm$。

3. 要求

（1）从安全的角度出发，工作面无立柱空间越小越好。

（2）为防止移架后支架前柱与电缆相碰和保证采煤机司机的人身安全，前柱与电缆槽之间必须留有间隙 $X=150\sim200$mm。

（3）梁端距 $T$ 一般为 150～300mm，以保证割煤时不割打顶梁，同时有利于端面支护。

（4）推移千斤顶行程应比采煤机截深大 100～200mm。

（5）保证过煤高度大于 250～300mm，以便煤流顺利从采煤机底托架下通过。

（6）过煤空间的最小值应在 90～250mm 之间，最小值适于底板清理良好及采煤机机身较短的场合。

*5.1.4.4 寿命配套*

寿命配套是指各种设备的大修周期理论上应当相接近，否则在工作面生产过程中交替的更换设备进行大修或设备“带病”运转，将对工作面的正常生产和对设备造成极大的影响或损坏。通常，液压支架在井下工作面使用 1～2 年后上井大修，则相应的采煤机、刮板输送机可同时大修。

## 5.2 中厚煤层及厚煤层综采设备

### 5.2.1 中厚煤层电牵引滚筒采煤机

1. MG132/320－WD 型采煤机

MG132/320－WD 型采煤机适用于中厚煤层综采或高档普采工作面，采高 1.3～2.86$m$。该机型对中厚煤层特别是中厚偏薄煤层的适应性很强。

MG132/320－WD 型采煤机采用先进的开关磁阻电动机调速方式，工作可靠性高；可实现电液互换，即通过更换中间箱和牵引部的牵引电动机就可以由电牵引采煤机变为液压牵引采煤机；调高液压缸与液压锁采用分体式设计，方便处理故障及零部件的更换；拖缆架采用可翻转式设计，有效地解决了较薄煤层工作面出现的电缆弯转与拖缆架相互干扰的问题；行走箱内的行走轮采用了可实现自润滑的轴承代替原钢套或铜套的结构，可不用注油润滑，减少了维护的工作量，提高了可靠性。

2. MG160/390－WD 型采煤机

MG160/390－WD 型采煤机适用于煤层倾角小于 35°，煤质中硬，顶板中等稳定，底板起伏不大的综合机械化采煤工作面或高档普采工作面，采高 1.3～2.9$m$。

MG160/390－WD 型采煤机采用机载交流变频调速，齿轮销轨行走；设备运行状态的监测、检测及有关参数可实现中文显示；具备完善的保护及诊断、记忆功能；截割部电动机装有离合装置和弹性扭矩轴，提高了安全性。

3. MG300/701－WD 型采煤机

MG300/701－WD 型采煤机适用于中厚煤层综采工作面，采高 1.6～3.2m，具有电机横摆、结构先进、运行可靠、爬坡能力强等特点。该型采煤机可通过更换行走部和支撑组

件，实现一机多型，以适应不同的煤层地质条件。MG200/475 - W、MG200/501 - WD、MG250/575 - W、MG250/601 - WD 都是其派生的系列机型。机身各部件之间采用液压拉杆和高强度螺栓连接；体积小，装机功率大，具备一定的割硬煤、夹矸和过断层能力。

4. MG300/730 - WD 型采煤机

MG300/730 - WD 型采煤机最主要的特点是派生机型多，其系列机型包括：MG200/490 - W、MG250/590 - W、MG300/690 - W、MG400/890 - W、MG200/500 - WD、MG200/530 - WD、MG250/600 - WD、MG250/630 - WD、MG300/700 - WD、MG300/775 - WD和 MG300/730 - WD 等。该机适用于中厚煤层综采工作面，采高 2.2 ~ 4.2m。

MG300/730 - WD 型采煤机在机械设计方面采用电动机横摆布置，高效率、高可靠性的液压系统，可实现电液互换，具有一机派生机型多、爬坡能力强等特点；在电气控制方面则采用了自动控制、传感器技术、计算机技术、设备工况监测及故障诊断技术、采煤机自动调高技术（自动操纵）、远程通信和集中控制技术等。

5. MG400/940 - WD 型采煤机

MG400/940 - WD 型采煤机适用于中厚煤层综采工作面，采高 2.4 ~ 4.3m。其派生系列机型为 MG450/1040 - WD 和 MG450/1200 - WD 两种。

MG400/940 - WD 型采煤机截割部为整体弯摇臂形式，摇臂壳体带有冷却水套，内部装有强迫润滑和冷却装置；行走部采用直立箱体结构，左右行走部通用；液压系统采用三联齿轮泵、单独油箱、左右独立执行系统、分离式操作元件；电控系统采用工业控制计算机结合 PLC 组成上、下位机复合形式，可以方便地设定或屏蔽各种监测、检测及显示和保护项目；可大屏幕集中显示和左、右操作站简要显示机器的运行工况；控制方式为机身中段集中操作，机身两端操作站控制及无线电离机遥控；具备适应现代化矿井所需的各种检测和监测功能和远程传输接口。

6. MG500/1180 - WD 型采煤机

MG500/1180 - WD 型采煤机（其派生系列机型分别为矮型和高型两种）是针对神东煤质及地质条件而研制的新型大功率低采高的交流电牵引采煤机。主要适用于工作面倾角小于 30°，煤层倾角小于 12°，含有夹矸等硬煤质，年产 5Mt 以上的中厚煤层综采工作面，采高 1.9 ~ 5.0m。

7. MG420/1020 - WD 型采煤机

MG420/1020 - WD 型采煤机采用交流变频调速，无链多电动机驱动，电动机横向布置，总装机功率 1020kW，机面高度 1150 ~ 1200mm，适用于采高 1.65 ~ 3.1m，煤层倾角 ≤15°的中厚煤层综采工作面，要求煤层顶板中等稳定，底板起伏不大、不过于松软，煤质硬或中硬，能截割一定的矸石夹层。工作面长度 200m 左右。

MG420/1020 - WD 型采煤机装备有监测装置，可对运行工况参数进行监测、显示、报警，对摇臂、牵引箱具有温度监测、自诊断功能；具有就地控制和无线遥控功能，实现对采煤机的操作，遥控器的有效控制距离不小于 30m；设有紧急停机开关，在紧急情况下能立即停止采煤机工作；电动机预埋有温度传感器，实现对电动机的温度监测和保护；采煤机电控装置具有过载、过流、过压和欠压保护及接地漏电保护；采煤机设有 TCP/TP 通讯接口或 MODBUS485 接口，具备数据传输功能，能将数据传输给支架，并能通过矿井监控系统将数据传送到地面控制中心。采煤机的数据传输装置要与支架的接收装置相匹配，

方可实现采煤机和支架的联动。采煤机可根据刮板输送机运行功率自动调速，防止当刮板输送机过载时被压死。采煤机具有采高显示功能，设有滚筒截割工况照明装置。

8. MG610/1400－WD型电牵引采煤机

MG610/1400－WD型电牵引采煤机适用于中厚煤层综采工作面，采高2.1～5.0m。

中厚煤层电牵引滚筒采煤机主要技术参数见表4－5－3。

**表4－5－3 中厚煤层电牵引采煤机主要技术参数**

| 型 号 | MG132/320－WD | MG160/390－WD | MG300/701－WD | MG300/730－WD |
|---|---|---|---|---|
| 采高/m | 1.3～2.86 | 1.3～2.9 | 1.6～3.2 | 2.2～4.2 |
| 截深/m | 0.6 | 0.6 | 0.63，0.66 | 0.63，0.8 |
| 适应倾角/（°） | ≤35 | ≤35 | ≤40 | ≤40 |
| 滚筒直径/m | 1.25，1.4，1.6 | 1.25，1.4，1.6 | 1.4，1.6，1.8 | 1.6，1.8，2.0 |
| 滚筒转速/($r \cdot min^{-1}$) | 46，52 | 46，52 | 49.6，46.3，40.2 | 42，40，35，29 |
| 摇臂长度/mm | 1700 | 1700 | 2055.5 | 2160 |
| 摇臂摆动中心距/mm | 5800 | 5813 | 6700 | 6970，7575 |
| 牵引力/kN | 313 | 408 | 液压牵引500，417；电牵引590，490 | 620，510 |
| 行走速度/($m \cdot min^{-1}$) | 0～8.3 | 0～7 | 液压牵引0～5.7，0～6.9；电牵引0～7.5，0～9.0 | 液压牵引0～5.4，0～6.6；电牵引0～7.1，0～8.7 |
| 牵引型式 | 销轨式无链电牵引 | 交流变频电牵引 | 电液互换无链销轨 | 电液互换无链销轨 |
| 机面高度/mm | 969（1069） | 1100 | 1137，1237 | 1460 |
| 最小卧底量/mm | 121，196，296 | 167，242，294（268） | 301（机面高1100mm），195（机面高1200mm） | 260，360，460 |
| 灭尘方式 | 内外喷雾 | 内外喷雾 | 内外喷雾 | 内外喷雾 |
| 装机功率/kW | 2×132+2×25+11 | 2×160+2×30+11 | 2×300+2×45+11 | 2×300+2×50+30 |
| 电压/V | 1140 | 1140 | 1140，3300 | 1140，3300 |
| 设计生产能力/($t \cdot h^{-1}$) | 450 | 600 | 1436 | 1400 |
| 最大不可拆卸件尺寸/(mm×mm×mm) | 2720×940×650 | 2455×940×700 | 3100×1200×680 | 3250×1290×890 |
| 主机质量/t | 22 | 25 | 36 | 46 |
| 配套输送机 | SGZ630/220 | SGD630/220<br>SGZ764/400<br>SGZ730/320 | SGZ830/630<br>SGZ764/500<br>SGZ730/320 | SGZ730/320<br>SGZ764/400<br>SGZ830/630 |

表4-5-3（续）

| 型　　号 | MG400/940－WD | MG500/1180－WD | MG420/1020－WD | MG610/1400－WD |
|---|---|---|---|---|
| 采高/m | 2.4～4.3 | 2.3～4.5 | 1.7～3.3 | 2.1～4.1 |
| 截深/m | 0.8，1.0 | 0.8，1.0 | 0.865 | 0.8 |
| 适应倾角/（°） | ≤35 | ≤35 | ≤15 | ≤25 |
| 滚筒直径/m | 1.8,2.0,2.24,2.5 | 1.8,2.0,2.24,2.3,2.5 | 1.6，1.8 | 2.0，2.24 |
| 滚筒转速/($r \cdot min^{-1}$) | 29，35，40 | 35 | 43 | 37.1，32.4，28.2 |
| 摇臂长度/mm | 2510 | 2579（直摇臂） | 2551 | 2606 |
| 摇臂摆动中心距/mm | 7790 | 8245 | 8500 | 7960 |
| 牵引力/kN | 748 | 975，800，667 | 650 | 785/490，650/410，540/340 |
| 行走速度/($m \cdot min^{-1}$) | 0～8.69 | 0～8.3，0～10.1，0～12.5 | 0～11 | 0～10，0～12.5，0～14.5 |
| 牵引型式 | 电牵引（交）无链销轨　链轨 | 电牵引（交）无链销轨　链轨 | 电牵引、销轨 | 电牵引（交）无链销轨　链轨 |
| 机面高度/mm | 1561 | 1569 | 1150～1200 | 1542 |
| 最小卧底量/mm | 467 | 556 | 175 | 380 |
| 灭尘方式 | 内外喷雾 | 内外喷雾 | 内外喷雾 | 内外喷雾 |
| 装机功率/kW | 2×400+2×55+30 | 2×500+2×75+30 | 1020 | 2×610+2×75+30 |
| 电压/V | 3300 | 3300 | 1140 | 3300 |
| 设计生产能力/($t \cdot h^{-1}$) | 2170 | 2800 | 1500 | 1745 |
| 最大不可拆卸件尺寸/(mm×mm×mm) | 3200×1665×1462 | 3000×1680×1320 | 3350×1550×790 | 3000×1580×760 |
| 主机质量/t | 60 | 68 | 61.4 | 69.6 |
| 配套输送机 | SGZC880/800<br>SGZ1000/1050 | SGZ800/1050<br>SGZ900/2×525<br>SGZ1000/1050 | SGZ1000/1400<br>SGZ1000/1050<br>SGZ800/800<br>SGZ960/900 | SGZ1000/1050<br>SGZ900/960 |

### 5.2.2　厚煤层电牵引采煤机

1. MG700/1660－WD型电牵引采煤机

MG700/1660－WD型电牵引采煤机适用于厚煤层综采工作面，采高2.2～4.6m总装机功率1660kW，具有性能可靠、智能化、截割硬煤、夹矸和过断层能力强等特点。同时，液压系统、电气系统和机械传动系统的高配置，提高了整机的可靠性和使用寿命；在电控系统方面，采用CAN现场总线组成网络式电控系统，方便地实现了整个系统内数据资源共享。

2. MG800/2040 - WD 型电牵引采煤机

MG800/2040 - WD 型电牵引采煤机适用于厚煤层综采工作面，采高 2.9 ~ 5.4m，可满足年产 6Mt 以上工作面需要，装机功率大，具备很强的割硬煤、夹矸和过断层能力。

3. MG1000/2630 - WD 型交流电牵引采煤机

MG1000/2630 - WD 型交流电牵引采煤机的最大采高可达 6.5m，具有较强的割硬煤（$f \leqslant 6$）、夹矸和过断层能力，可满足年产 8Mt 工作面的需要。

厚煤层电牵引采煤机主要技术参数见表 4 - 5 - 4。

**表 4 - 5 - 4 厚煤层电牵引采煤机主要技术参数**

| 型　　号 | MG700/1660 - WD | MG800/2040 - WD | MG1000/2630 - WD |
|---|---|---|---|
| 采高/m | 2.3 ~ 4.6（$\phi$2.25 滚筒） | 2.9 ~ 5.4 | 4.5 ~ 6.5 |
| 截深/m | 0.865 | 0.865，1.0 | 0.865，1.0 |
| 适应倾角/（°） | ≤12 | ≤12 | ≤12 |
| 滚筒直径/m | 2.25，2.5 | 2.5，2.7 | 3.2，3.3 |
| 滚筒转速/（$r \cdot min^{-1}$） | 29.7，33.7，38.1 | 22.737，26.179，29.995 | 22.16 |
| 摇臂长度/mm | 2822 | 2947.5 | 3300 |
| 摇臂摆动中心距/mm | 8636 | 8480 | 9600 |
| 牵引力/kN | 938/532，809/460 | 1250/785，1040/656，865/545 | 1718/1053，1483/960，1360/906 |
| 行走速度/（$m \cdot min^{-1}$） | 0 ~ 12.5/22，0 ~ 14.5/25.5 | 0 ~ 10/16，0 ~ 12/19，0 ~ 14.5/21.5 | 9.5/15.5，11/17，12/18 |
| 牵引型式 | 电牵引（交）无链销轨　链轨 | 电牵引（交）无链　销轨 | 销轨 |
| 机面高度/mm | 1691 | 2202（不含顶护板） | 3480 |
| 最小卧底量/mm | 470 | 483，580 | 732 |
| 灭尘方式 | 内外喷雾 | 内外喷雾 | 内外喷雾 |
| 装机功率/kW | 2×700 + 2×110 + 2×20 | 2×800 + 2×120 + 160 + 40 | 2×1000 + 2×160 + 2×55 + 200 |
| 电压/V | 3300 | 3300 | 3300 |
| 设计生产能力/（$t \cdot h^{-1}$） | 2000 | 2600 | 2640 |
| 最大不可拆卸件尺寸/（mm×mm×mm） | 3320×1600×925 | 4050×1715×1000 | 3380×1840×1565 |
| 主机质量/t | 90 | 128 | 160 |
| 配套输送机 | SGZ1000/1400 SGZ1000/1050 | SGZ1000/1400 SGZ1000/1050 | SGZ1250、SGZ1350 |

其他电牵引采煤机主要技术参数见表 4 - 5 - 5，美国久益采矿设备公司采煤机主要技术参数见表 4 - 5 - 6。

表4-5-5 其他型号电牵引采煤机技术参数

| 型号 | 最大计算生产能力/(t·h⁻¹) | 采高/m | 煤层倾角/(°) | 装机功率/kW | 供电电压/V | 滚筒直径/mm | 截深/mm | 牵引力/kN | 行走速度/(m·min⁻¹) | 灭尘方式 | 拖电缆方式 | 主机外形尺寸/(mm×mm×mm) | 主机质量/t | 最大不可拆卸尺寸/(mm×mm×mm) | 最大不可拆卸质量/t | 配套输送机中部槽宽/mm |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| MG200/500-AWD1 | 1600 | 1.4~3.5 | ≤40 | 2×200+2×40+20=500 | 1140 | 1400,1600,1800 | 630,800 | 550~325 | 0~10.3~17.1 | 内外喷雾 | 自动拖缆 | 12500×2200×1200(1030) | 43 | 3000×1100×700 | ≤5.0 | 730,764 |
| MG200/500-WD1 | 1800 | 1.8~4.0 | ≤40 | 2×200+2×40+2×11≈500 | 1140 | 1600,1800,2000 | 630,800 | 500~300 | 0~8.3~13.9 | 内外喷雾 | 自动拖缆 | 12900×2245×1422.5 | 50 | 3000×1200×730 | ≤6.5 | 730,764,800 |
| MG200/530-AWD1 | 1600 | 1.4~3.5 | ≤40 | 2×200+2×55+20=530 | 1140 | 1400,1600,1800 | 630,800 | 550~325 | 0~10.3~17.1 | 内外喷雾 | 自动拖缆 | 12500×2200×1200(1030) | 43 | 3000×1100×700 | ≤5.0 | 730,764 |
| MG200/530-WD1 | 1800 | 1.8~4.0 | ≤40 | 2×200+2×55+2×11≈530 | 1140 | 1600,1800,2000 | 630,800 | 680~410 | 0~8.3~13.9 | 内外喷雾 | 自动拖缆 | 12900×2245×1422 | 50 | 3000×1200×730 | ≤6.5 | 730,764,800 |
| MG250/600-AWD1 | 1600 | 1.4~3.5 | ≤40 | 2×250+2×40+20=600 | 1140 | 1400,1600,1800 | 630,800 | 550~325 | 0~10.3~17.1 | 内外喷雾 | 自动拖缆 | 12500×2200×1200(1030) | 43 | 3000×1100×700 | ≤5.0 | 730,764 |
| MG250/600-WD1 | 1800 | 1.8~4.0 | ≤40 | 2×250+2×40+2×11≈600 | 1140 | 1600,1800,2000 | 630,800 | 500~300 | 0~8.3~13.9 | 内外喷雾 | 自动拖缆 | 12900×2245×1422.5 | 50 | 3000×1200×730 | ≤6.5 | 730,764,800 |
| MG250/630-AWD1 | 1600 | 1.4~3.5 | ≤40 | 2×250+2×55+20=630 | 1140 | 1400,1600,1800 | 630,800 | 550~325 | 0~10.3~17.1 | 内外喷雾 | 自动拖缆 | 12500×2200×1200(1030) | 43 | 3000×1100×700 | ≤5.0 | 730,764 |
| MG250/630-WD1 | 1800 | 1.8~4.0 | ≤40 | 2×250+2×55+2×11≈630 | 1140 | 1600,1800,2000 | 630,800 | 680~410 | 0~8.3~13.9 | 内外喷雾 | 自动拖缆 | 12900×2245×1422 | 50 | 3000×1200×730 | ≤6.5 | 730,764,800 |

表 4-5-5（续）

| 型　号 | 最大计算生产能力/（t·h$^{-1}$） | 采高/m | 煤层倾角/（°） | 装机功率/kW | 供电电压/V | 滚筒直径/mm | 截深/mm | 牵引力/kN | 行走速度/（m·min$^{-1}$） | 灭尘方式 | 拖电缆方式 | 主机外形尺寸/（mm×mm×mm） | 主机质量/t | 最大不可拆卸尺寸/（mm×mm×mm） | 最大不可拆卸质量/t | 配套输送机中部槽宽/mm |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| MG300/700－AWD1 | 1600 | 1.4～3.5 | ≤40 | 2×300+2×40+20=700 | 1140 | 1400，1600，1800 | 630，800 | 550～325 | 0～10.3～17.1 | 内外喷雾 | 自动拖缆 | 12500×2200×1200(1030) | 43 | 3000×1100×700 | ≤5.0 | 730，764 |
| MG300/700－AWD2 | 1600 | 1.4～3.5 | ≤40 | 2×300+2×40+20=700 | 3300 | 1400，1600，1800 | 630，800 | 550～325 | 0～10.3～17.1 | 内外喷雾 | 自动拖缆 | 12500×2200×1200(1030) | 43 | 3000×1100×700 | ≤5.0 | 730，764 |
| MG300/700－WD1 | 1800 | 1.8～4.0 | ≤40 | 2×300+2×40+2×11≈700 | 1140 | 1600，1800，2000 | 630，800 | 500～300 | 0～8.3～13.9 | 内外喷雾 | 自动拖缆 | 12900×2245×1422.5 | 50 | 3000×1200×730 | ≤6.5 | 730，764，800 |
| MG300/700－WD2 | 1800 | 1.8～4.0 | ≤40 | 2×300+2×40+2×11≈700 | 3300 | 1600，1800，2000 | 630，800 | 500～300 | 0～8.3～13.9 | 内外喷雾 | 自动拖缆 | 12900×2245×1422.5 | 50 | 3000×1200×730 | ≤6.5 | 730，764，800 |
| MG400/930－AWD | 1600 | 1.6～3.5 | ≤40 | 2×200+2×55+20=930 | 3300 | 1600，1800，2000 | 800 | 670～400 | 0～8.5～14.2 | 内外喷雾 | 自动拖缆 | 14700×2550×1250 | 60 | 2500×2200×750 | ≤7.5 | ≥800 |
| MG400/930－WD | 2100 | 2.0～4.5 | ≤40 | 2×400+2×55+20=930 | 3300 | 2000，2240 | 800 | 680～410 | 0～8.3～13.8 | 内外喷雾 | 自动拖缆 | 14600×2290×1535 | 65 | 3150×1350×900 | ≤7.9 | ≥800 |
| MG400/970－AWD | 1600 | 1.6～3.5 | ≤40 | 2×400+2×75+20=970 | 3300 | 1600，1800，2000 | 800 | 670～400 | 0～8.5～14.2 | 内外喷雾 | 自动拖缆 | 14700×2550×1250 | 60 | 2500×2200×750 | ≤7.5 | ≥800 |
| MG400/1130－GWD | 4000 | 2.7～5.3 | ≤15 | 2×400+2×75+30+150=1130 | 3300 | 2500，2750 | 800，1000 | 927～550 | 0～10.35～17.18 | 内外喷雾 | 自动拖缆 | 15000×2495×2080 | 90 | 2830×1982×970 | ≤9.6 | ≥900 |

表4-5-5（续）

| 型　号 | 最大计算生产能力/（t·h⁻¹） | 采高/m | 煤层倾角/（°） | 装机功率/kW | 供电电压/V | 滚筒直径/mm | 截深/mm | 牵引力/kN | 行走速度/（m·min⁻¹） | 灭尘方式 | 拖电缆方式 | 主机外形尺寸/（mm×mm×mm） | 主机质量/t | 最大不可拆卸尺寸/（mm×mm×mm） | 最大不可拆卸质量/t | 配套输送机中部槽宽/mm |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| MG500/1130－WD | 2100 | 2.0～4.5 | ≤40 | 2×500+2×55+20=1130 | 3300 | 2000，2240 | 800 | 680～410 | 0～8.3～13.8 | 内外喷雾 | 自动拖缆 | 14600×2290×1535 | 65 | 3150×1350×900 | ≤7.9 | ≥800 |
| MG500/1330－GWD | 4000 | 2.7～5.3 | ≤15 | 2×500+2×75+30+150=1330 | 3300 | 2500，2750 | 800，1000 | 927～550 | 0～10.35～17.18 | 内外喷雾 | 自动拖缆 | 15000×2495×2080 | 90 | 2830×1982×970 | ≤9.6 | ≥900 |
| MG500/1330－WD | 3000 | 2.3～4.5 | ≤30 | 2×500+2×75+30+150=1330 | 3300 | 2240，2500 | 865，1000 | 927～550 | 0～10.35～17.18 | 内外喷雾 | 自动拖缆 | 15000×2495×1615 | 85 | 2830×1982×970 | ≤6.7 | ≥800 |
| MG550/1230－WD | 2100 | 2.0～4.5 | ≤40 | 2×550+2×55+20=1230 | 3300 | 2000，2240 | 800 | 680～410 | 0～8.3～13.8 | 内外喷雾 | 自动拖缆 | 14600×2290×1535 | 65 | 3150×1350×900 | ≤7.9 | ≥800 |
| MG650/1480－GWD | 4000 | 2.7～5.3 | ≤15 | 2×650+2×70+30=1480 | 3300 | 2500，2750 | 800，1000 | 927～550 | 0～10.35～17.18 | 内外喷雾 | 自动拖缆 | 15000×2495×2080 | 90 | 2830×1982×970 | ≤9.6 | ≥900 |
| MG650/1480－WD | 3000 | 2.3～4.5 | ≤30 | 2×650+2×75+30=1480 | 3300 | 2240，2500 | 865，1000 | 927～550 | 0～10.35～17.18 | 内外喷雾 | 自动拖缆 | 15000×2495×1615 | 85 | 2830×1982×970 | ≤6.7 | ≥800 |
| MG650/1510－WD | 3000 | 2.3～4.5 | ≤30 | 2×650+2×90+30=1510 | 3300 | 2240，2500 | 865，1000 | 927～550 | 0～10.35～17.18 | 内外喷雾 | 自动拖缆 | 15000×2495×1615 | 85 | 2830×1982×970 | ≤6.7 | ≥800 |

表4-5-5（续）

| 型　号 | 最大计算生产能力/（t·h⁻¹） | 采高/m | 煤层倾角/（°） | 装机功率/kW | 供电电压/V | 滚筒直径/mm | 截深/mm | 牵引力/kN | 行走速度/（m·min⁻¹） | 灭尘方式 | 拖电缆方式 | 主机外形尺寸/（mm×mm×mm） | 主机质量/t | 最大不可拆卸尺寸/（mm×mm×mm） | 最大不可拆卸质量/t | 配套输送机中部槽宽/mm |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| MG650/1630-GWD | 4000 | 2.7~5.3 | ≤15 | 2×650+2×75+30+150=1630 | 3300 | 2500，2750 | 800，1000 | 927~550 | 0~10.35~17.18 | 内外喷雾 | 自动拖缆 | 15000×2495×2080 | 90 | 2830×1982×970 | ≤9.6 | ≥900 |
| MG650/1630-WD | 3000 | 2.3~4.5 | ≤30 | 2×650+2×75+30+150=1630 | 3300 | 2240，2500 | 865，1000 | 927~550 | 0~10.35~17.18 | 内外喷雾 | 自动拖缆 | 15000×2495×1615 | 85 | 2830×1982×970 | ≤6.7 | ≥800 |
| MG650/1660-GWD | 4000 | 2.7~5.3 | ≤15 | 2×650+2×90+30+150=1660 | 3300 | 2500，2750 | 800，1000 | 927~550 | 0~10.35~17.18 | 内外喷雾 | 自动拖缆 | 15000×2495×2080 | 90 | 2830×1982×970 | ≤9.6 | ≥900 |
| MG650/1660-WD | 3000 | 2.3~4.5 | ≤30 | 2×650+2×90+30+150=1660 | 3300 | 2240，2500 | 865，1000 | 927~550 | 0~10.35~17.18 | 内外喷雾 | 自动拖缆 | 15000×2495×1615 | 85 | 2830×1982×970 | ≤6.7 | ≥800 |
| MG650/1710-AWD | 4500 | 2.7~5.3 | ≤15 | 2×650+2×110+40+150=1710 | 3300 | 2500，2750，3000 | 865，1000 | 1360~680，1000~500 | 0~11.5~23 | 内外喷雾 | 自动拖缆 | 17150×2950×2120(1670) | 131 | 3220×2520×1100 | ≤18 | ≥1000 |
| MG750/1860-GWD | 4000 | 2.7~5.3 | ≤15 | 2×750+2×90+30+150=1860 | 3300 | 2500，2750 | 800，1000 | 927~550 | 0~10.35~17.18 | 内外喷雾 | 自动拖缆 | 15000×2495×2080 | 90 | 2830×1982×970 | ≤9.6 | ≥900 |
| MG750/1860-WD | 3000 | 2.3~4.5 | ≤30 | 2×750+2×90+30+150=1860 | 3300 | 2240，2500 | 865，1000 | 927~550 | 0~10.35~17.18 | 内外喷雾 | 自动拖缆 | 15000×2495×1615 | 85 | 2830×1982×970 | ≤6.7 | ≥800 |
| MG750/1910-AWD | 4500 | 2.7~5.3 | ≤15 | 2×750+2×110+40+150=1910 | 3300 | 2500，2750，3000 | 865，1000 | 1360~680，1000~500 | 0~11.5~23 | 内外喷雾 | 自动拖缆 | 17150×2950×2120(1670) | 131 | 3220×2520×1100 | ≤18 | ≥1000 |

表4-5-5（续）

| 型　号 | 最大计算生产能力/（$t \cdot h^{-1}$） | 采高/m | 煤层倾角/（°） | 装机功率/kW | 供电电压/V | 滚筒直径/mm | 截深/mm | 牵引力/kN | 行走速度/（$m \cdot min^{-1}$） | 灭尘方式 | 拖电缆方式 | 主机外形尺寸/（mm×mm×mm） | 主机质量/t | 最大不可拆卸尺寸/（mm×mm×mm） | 最大不可拆卸质量/t | 配套输送机中部槽宽/mm |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| MG750/1910－GWD | 4500 | 3.2～6.5 | ≤15 | 2×750+2×110+40+150=2290 | 3300 | 2500，2750，3000 | 865，1000 | 1360～680，1000～500 | 0～11.5～23 | 内外喷雾 | 自动拖缆 | 17150×2950×2710 | 150 | 3220×2520×1100 | ≤20 | ≥1000 |
| MG750/1910－WD | 4500 | 2.7～5.3 | ≤15 | 2×750+2×110+40+150=1910 | 3300 | 2500，2750，3000 | 865，1000 | 1360～680，1000～500 | 0～11.5～23 | 内外喷雾 | 自动拖缆 | 17150×2950×2120(1670) | 131 | 3220×2520×1100 | ≤18 | ≥1000 |
| MG900/2210－AWD | 4500 | 2.7～5.3 | ≤15 | 2×900+2×110+40+150=2210 | 3300 | 2500，2750，3000 | 865，1000 | 1360～680，1000～500 | 0～11.5～23 | 内外喷雾 | 自动拖缆 | 17150×2950×2120(1670) | 131 | 3220×2520×1100 | ≤18 | ≥1000 |
| MG900/2210－GWD | 4500 | 3.2～6.5 | ≤15 | 2×900+2×110+40+150=2290 | 3300 | 2500，2750，3000 | 865，1000 | 1360～680，1000～500 | 0～11.5～23 | 内外喷雾 | 自动拖缆 | 17150×2950×2710 | 150 | 3220×2520×1100 | ≤20 | ≥1000 |
| MG900/2210－WD | 4500 | 2.7～5.3 | ≤15 | 2×900+2×110+40+150=2210 | 3300 | 2500，2750，3000 | 865，1000 | 1360～680，1000～500 | 0～11.5～23 | 内外喷雾 | 自动拖缆 | 17150×2950×2120(1670) | 131 | 3220×2520×1100 | ≤18 | ≥1000 |
| MG900/2290－GWD | 4500 | 3.2～6.5 | ≤15 | 2×900+2×150+40+150=2290 | 3300 | 2500，2750，3000 | 865，1000 | 1360～680，1000～500 | 0～11.5～23 | 内外喷雾 | 自动拖缆 | 17150×2950×2710 | 150 | 3220×2520×1100 | ≤20 | ≥1000 |
| MG900/2290－WD | 4500 | 2.7～5.3 | ≤15 | 2×900+2×150+40+150=2290 | 3300 | 2500，2750，3000 | 865，1000 | 1360～680，1000～500 | 0～11.5～23 | 内外喷雾 | 自动拖缆 | 17150×2950×2120(1670) | 131 | 3220×2520×1100 | ≤18 | ≥1000 |

表4-5-6 美国久益采矿设备公司采煤机主要技术参数

| 型　号 | 6LS5 | 7LS1 | 7LS2 | 7LS3 | 7LS4 | 7LS5 | 7LS6 |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 截割高度/m | ≤5.2 | ≤3.2 | 1.42～3.2 | 1.42～4.1 | ≤4.78 | ≤4.78 | 5.5 |
| 滚筒直径/mm | 1830～2750 | 1422～1575 | 1422～1575 | 1422～1829 | 1780～2800 | 1780～2800 | 1780～2800 |
| 滚筒转速/（$r \cdot min^{-1}$） | 26，32，38，48 | 37，44，54 | 37，44，54 | 37，44或29，35，43 | 31，36，43 | 31，36，43 | 31，36，43 |
| 滚筒宽度/mm | 980～1220 | 876～1220 | 876～1220 | 876～1220 | 1000～1220 | 1000～1220 | 1000～1220 |
| 截深/mm | 865～1220 | 813～1156 | 813～1156 | 813～1156 | 930～1156 | 930～1156 | 930～1156 |
| 机器高度/mm | 1500～1985 | 1067～1320 | 1067～1320 | 1143～1397 | 1500～1930 | 1500～1930 | 1500～1930 |
| 机器厚度/mm | 673 | 500 | 492 | 492 | 590 | 590 | 690 |
| 牵引力（仅直流）/kN | | 560 | 560 | 560 | 800 | 800 | 800 |
| 牵引力（交流）/kN | | | 572 | 572 | | | |
| 最大行走速度/（$m \cdot min^{-1}$） | | 20 | 20/28（直流/交流） | 20/28（直流/交流） | 26 | 26 | 26 |
| 机器长度（滚筒中心距）/m | 13.45 | 12.19 | 12.35 | 12.35 | 13.92 | 13.92 | 14.52 |
| 机器质量/t | 75 | 46.82 | 48.08 | 56.7 | 63.5 | 81.65 | 98 |
| 油箱容量/L | 380 | 2×95 | 2×95 | 2×95 | 2×150 | 2×150 | 2×150 |
| 截割电动机（直流）/kW | 2×610 | 2×375 | 2×375 | 2×525 | 2×610 | 2×610 | 2×750 |
| 牵引电动机（直流）/kW | 2×75 | 2×50 | 2×50 | 2×50 | 2×110 | 2×110 | 2×110 |
| 牵引电动机（交流）/kW | 2×110 | | 2×80 | 2×80 | | | |
| 泵电动机（交流）/kW | 30 | 2×11 | 2×11 | 2×11 | 2×20 | 2×20 | 2×20 |
| 工作电压/V | 3300 | | | | | | |

### 5.2.3　中厚及厚煤层液压支架

中厚煤层液压支架适应于煤层厚度 1.3 ~ 3.5m。厚煤层液压支架适应于煤层厚度 3.5m 以上，即所谓的大采高支架。

#### 5.2.3.1　高产高效液压支架

1. 高产高效工作面对液压支架的要求

（1）支架结构简单、可靠性高。

（2）支架在操作中，辅助时间应尽量短。采用手动快速移架系统单机操作，每架操作时间应不大于 10s；采用电液控制系统，应实现工作面支架成组程序控制。

（3）支架适应能力强。对小的断层、地质构造，支架不需采取特殊措施即可移架、行走、支护顶板；对支架前的少量浮煤不需处理，支架即可顺利行走；对于进入架内的得煤，支架不需特殊处理即可正常操作。

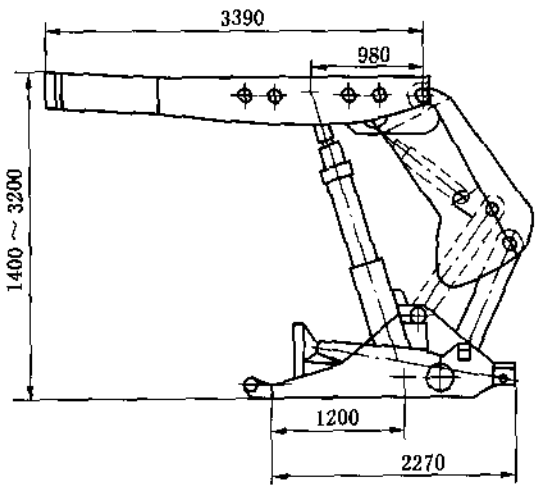



图 4-5-2　ZY4000/14/32 型掩护式支架结构

2. ZY4000/14/32 型掩护式支架结构特点

ZY4000/14/32 型掩护式支架结构如图 4-5-2 所示，其结构特点如下：

（1）采用整体顶梁，以增加靠近煤壁处的支护能力。但由于运输长度要求，整体顶梁无法下井，因此将顶梁设计成双销式机械连接的整体顶梁。刚性顶梁运输时可将铰接梁前销拆下，使铰接的梁下重，减少支架运输长度。顶梁前端设计有潜入式伸缩梁，伸缩量为 600mm。

（2）在支架工作高度内掩护梁与水平线夹角为 33° ~ 72°。前连杆设计成单杆和立柱重合布置，这样既可减少运输长度又可提高下柱窝断面处的强度。

（3）底座前端采用封底式，适应软底板。为了提高抗扭能力，底座前部设计有大过桥。为了增加刚性，底座后部中间设计成箱型结构，将左、右两部分连成整体。

（4）支架底座后部设计有后调千斤顶，当支架后部下滑时，通过后调千斤顶可以把支架调正。

（5）支架设计有抬底千斤顶，个别支架底座陷底时，可用抬底千斤顶将底座抬起前移。

（6）支架设计有防倒、防滑预留耳座和必要的附件，当有需要时可以安装防倒、防滑装置。

（7）采用短推杆结构。千斤顶和推杆前后布置，千斤顶采用浮动活塞或差压原理实现拉架力大、推刮板输送机力小的要求。

#### 5.2.3.2　大采高液压支架

1. 大采高液压支架性能要求

最大高度大于或等于 3800mm，用于一次采全高工作面的液压支架称为大采高液压支

架。大采高液压支架的性能要求是应保证支架的稳定性和对大采高煤层的适应性。

（1）支架四连杆机构销轴与销孔配合间隙是影响支架横向稳定性的重要因素。销轴与销孔最大配合间隙小于1.7mm。在空载条件下，支架处于最大高度时，顶梁水平状态相对底座中心线最大偏移量应小于80mm。

（2）大采高液压支架必须设置防倒调架装置或预留连接耳座。可将工作面排头3架支架组成“锚固站”，作为全工作面支架保持横向稳定性的基础。排头支架组一般应具有3个功能：前调，第1、2架和第2、3架的底座前端分别用前调千斤顶连接，以保持支架底座前部的位置正确；防倒，第1、2架和第2、3架的顶梁分别用防倒千斤顶连接，以控制排头支架不倾倒；防滑，第1架底座下侧面与第3架底座后端用防滑千斤顶和牵引链连接，以确保第1架底座不下滑。

（3）大采高液压支架一般应设置双向可调的顶梁和掩护梁活动侧护板，侧推力应大于支架重力。侧护板弹簧筒应有足够的推力，或者在千斤顶液压管路上安设限压阀，以保证大采高支架受横向水平力时保持相邻顶梁之间的正常距离。侧护板限压阀应具有立柱升柱时闭锁和降柱时自动卸载的功能，以保证顺利移架。

（4）大采高液压支架应设置底座调架机构。工作面支架每架设置一组调架机构，一般安装在底座后部。底调装置的推力应大于支架的重力。当支架支撑时，用底调装置顶住邻架底座，防止支架横向滑移；当支架移架时，用底调装置调整支架与邻架的间距。

（5）当支架最大高度大于4.5m时，在矿井运输和配套条件允许的情况下，应优先采用中心距为1.75m的支架。底座宽度在保证移架时不咬架的前提下，应尽可能加宽，以提高支架的横向稳定性。底座宽度一般为中心距减去100～150mm。当中心距为1.5m时，底座宽度一般取1350～1400m；当支架中心距为1.75m时，底座宽度一般取1600～1650mm。

（6）大采高支架必须设置护帮装置，护帮高度不小于800mm。必要时可设置二级护帮板，最大护帮高度可达2m以上。

2. ZY6000/25/50型掩护式液压支架结构特点

ZY6000/25/50型掩护式液压支架可配套大截面刮板输送机和滚筒采煤机，截深1m，配套生产能力日产$1.5\times10^4$t。其结构如图4－5－3所示，其主要结构特点：

（1）整体顶梁，结构简单可靠。

（2）双180缸径的平衡千斤顶，调节力矩大。

（3）底分式刚性底座，有利于排矸和浮煤。

（4）反向推拉长推杆式推移机构，拉架力大。

（5）采用双向可调的活动侧护板，4个80缸径的侧推千斤顶，调架力较大。

（6）采用320缸径的双伸缩立柱。

（7）结构件采用高强度钢板，按高可靠性原则设计。

（8）采用350L/min级快速移架系统。

5.2.3.3 铺网液压支架

1. 铺网液压支架特点

液压支架中带有铺网机构的支架称为铺网液压支架，简称铺网支架。铺网支架在厚煤层分层开采时使用，是在普通支撑掩护式或掩护式液压支架的基础上发展起来的，因此在

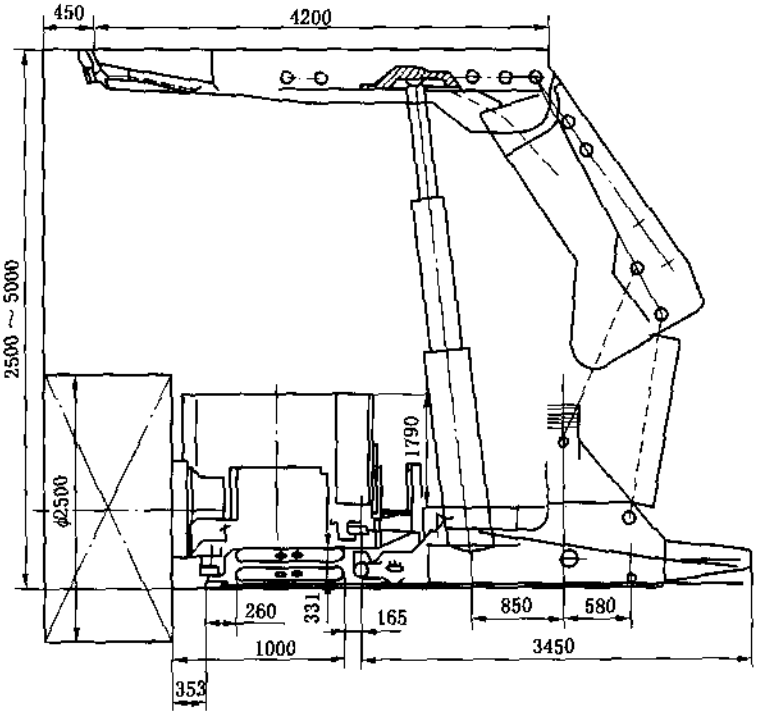



图 4 - 5 - 3　ZY6000/25/50 型掩护式液压支架结构

支架的结构上与普通支架有很多相同之处，区别主要在支架后部。铺网支架后部带有尾梁、摆杆、铺网机构等，在支架的后部要提供铺联网作业的空间。

铺网支架与普通支架相比，具有如下特点：

（1）普通支架的高度是根据煤层的厚度来确定的，铺网支架高度的确定主要考虑 3 个因素：

① 要考虑煤层厚度因素。在对支架选型和设计时，要使支架的截高与煤层的厚度相匹配，支架的截高应与煤层的总厚度成整数倍关系，再考虑 200mm 的富裕量即为支架的最大高度。

② 要使工作面易于管理。一般铺网支架的截高多为 3.3m 左右。在这种高度下，工作面容易管理，易提高产量。支架的最大高度为 3.5m。

③ 要考虑支架的整体运输方便性。支架在井下应能够整体运输，搬家方便。

（2）支架的后部有足够的安全空间。由于工人铺联网作业是在支架的后部进行的，因此支架的后部要有足够的安全空间。后部空间是由掩护梁和尾梁形成和维护的，一般要求后部空间的高度不小于 1.1m，宽度不小于 1.0m，以便工人进行铺联网作业。铺网支架尾梁的控制方式有两种，即千斤顶控制和四连杆控制。

（3）架间有足够的行人运网空间。由于运送金属网和行人都要从相邻两架间通过，因此要求相邻两架之间要有足够的行人空间，一般相邻两架间的距离要大于 400mm。为了增加架间的空间，可以采取减少底座的宽度、后连杆采用单连杆、前连杆采用“Y”形连杆等措施。

（4）架间距不变。保证架间距不变的作用有两个：一是保证网槽和网卷不与相邻支架底座干涉，以免碰坏网槽或网卷；二是保证金属网有足够的搭接量，以保证铺网的质量。

2、ZYP3200/17/35 型铺网液压支架结构特点

ZYP3200/17/35 型铺网液压支架为两柱掩护式铺网支架，如图 4－5－4 所示，其主要结构特点有：

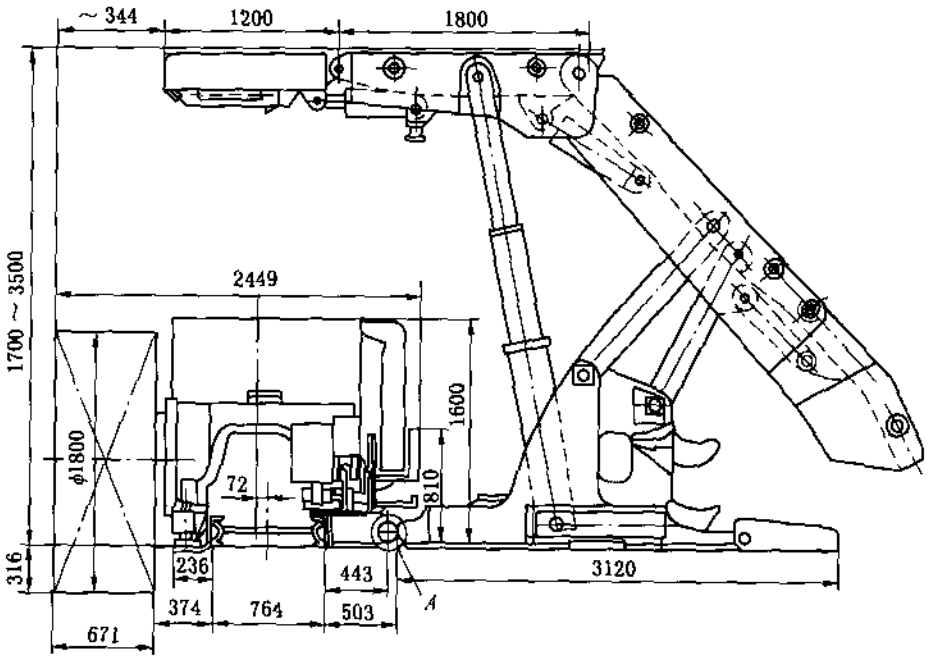



图 4－5－4 ZYP3200/17/35 型铺网液压支架

（1）铺网机构采用宽网结构，相邻两架网槽采用上下错列式布置，每个支架一片网，联网工作量比一般铺网支架减少一半。网卷的搭接量仅为 182mm，搭接损耗仅为 12.1%。

（2）铺网工艺简单，只要网卷放入网槽内，将网端从网槽引出便可以联网。

（3）为了在支架后部安设网槽，提高后部铺网空间，该支架采用高架式底座，底座后铰点的高度达 1100mm，缩短了掩护梁和连杆的长度，提高了支架的整体刚度。

（4）该支架的尾梁由一组四连杆控制，四连杆由掩护梁、尾梁和后连杆的一部分及摆杆组成。当支架升架时，尾梁向采空区方向摆动；当降架时，尾梁向采煤工作面方向摆动；简化了支架的结构，提高了可靠性。

（5）为了防止由于支架后端压力过大造成顶梁和掩护梁间夹角过大，损坏平衡千斤顶，在支架的顶梁和掩护梁之间安设有机械限位装置。当掩护梁和顶梁间夹角达 170°时，机械限位装置动作以保护平衡千斤顶。

（6）采用两柱掩护式为基本架型，支架的拉顶距比四柱支撑掩护式铺网支架明显缩短，比较适合于中等或不稳定顶板；支架的质量比四柱铺网支架减少 20%。

（7）采用快速移架系统，所有和支架移架速度有关的液压元件都加大了通道，减少了回液阻力，使支架升降一个循环在 12s 内即可完成。

5.2.3.4　大倾角液压支架

1. 大倾角液压支架特点

支架最大高度不大于3.2m，使用倾角为35°～55°；或最大高度在3.2m以上、4.5m以下，使用倾角在20°～40°的液压支架，称为大倾角液压支架。大倾角液压支架作业环境比普通支架恶劣，因此，大倾角液压支架与普通支架相比有以下特点：

（1）受力状态复杂。当煤层倾角为30°时，顶板对支架的合力作用点已经依于底座的外边，此时支架的掩护梁受侧向力非常大，因此大倾角支架在设计和制造过程中要保证支架有足够的强度，尤其是掩护梁要有较大的安全系数。

（2）支架自由状态失稳。支架安装在倾角大于20°的工作面时，在非支撑状态或自由状态时，自身会失去稳定性。为了增加支架的稳定性，大倾角液压支架在设计时，应尽量增加支架的底座宽度，降低支架本身的重心。

（3）作业环境恶化。支架在倾角20°～55°条件下工作时，顶板冒落碎石或片帮煤块在重力作用下会产生很大的加速度，将威胁工人安全。工人在倾斜的支架通道内行走和作业，应有完善的防护装置。

2. 大倾角液压支架特殊要求

大倾角液压支架除了应满足普通支架的技术要求之外，还应满足以下特殊要求：

（1）为了防止升、降架时矸石伤人，液压系统应采用邻架控制。

（2）严格控制四连杆机构销孔的间隙，四连杆机构销孔与销轴的间隙应小于1.6mm，连接耳座轴向最大配合间隙应小于12mm。

（3）支架应有足够的初撑力，初撑力与工作阻力之比不小于83%；并应配备初撑力保持阀，使支架保证达到足够初撑力。

（4）移架机构在收回位置时，推移机构与底座前端单边侧向间隙不应小于30mm。

（5）在支架设计最大使用角度时，应保证支架的一侧活动侧护板推出和收回后，支架最大和最小总体宽度满足工作面最大倾斜角对宽度的要求。

（6）支架的活动侧护板应为双侧活动侧护板。侧护板应满足相邻两支架前、后错动一个步距时，保证移架方向不小于200mm的重合量；相邻两架高差200mm时，顶梁侧护板在高度方向上有不小于200mm的重合量。

（7）当工作面倾角大于35°时，支架的人行道处应设有可靠的人行梯子和扶手。在采煤机机道与人行作业空间之间，支架上应有隔离装置，以防止煤块或矸石伤人。

（8）支架的纵向设有可安装防护板的吊钩。

（9）在工作面的下端口应布置有由特殊支架构成的下排头支架组，并按有关试验条款进行防倒、防滑、移架、调架等性能试验，要求支架操作方便，动作灵活。

3. ZYD3400/23/45型大倾角液压支架结构特点

ZYD3400/23/45型大倾角液压支架如图4－5－5所示，主要结构特点如下：

（1）严格控制四连杆轴与孔的配合间隙，使支架初撑时不会造成较大的横向偏斜，改善支架的受力状况。

（2）顶梁有伸缩梁、前梁、向上翻转的护帮板，可对不平顶板支护，也给处理顶板事故带来方便。

（3）设有二级护帮装置，加大了维护煤壁的面积，可有效地防止煤壁片帮和顶板冒空。

（4）采用大缸径的平衡千斤顶，两个平衡千斤顶的推拉力分别为904kN和1260kN，提高了平衡千斤顶对支架的调节能力。

（5）在支架的顶梁和掩护梁间设有机械限位装置。当顶梁和掩护梁间的夹角达到170°时，机械限位起作用，保护平衡千斤顶。

（6）在工作面下端配有3架一组的排头支架，这3架支架顶梁用防倒千斤顶相连，防止支架歪倒，并配有防滑机构。

（7）工作面中部支架也设有防倒、防滑机构，支架的顶梁上配有防倒千斤顶，底座上设有导向梁。

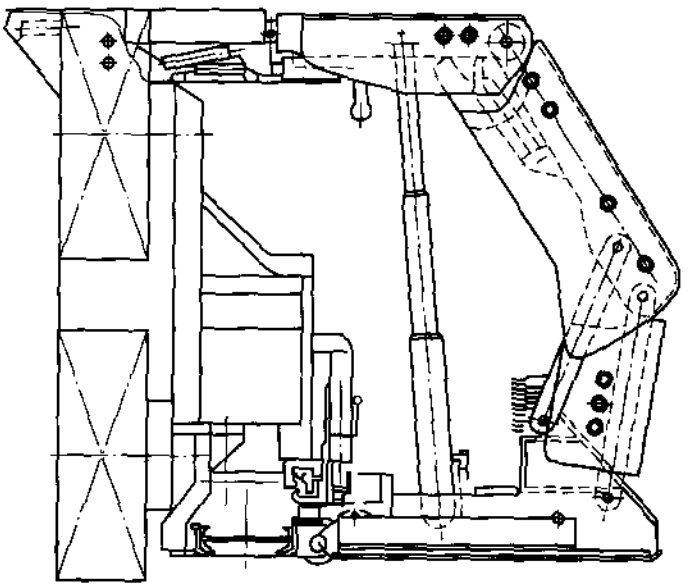


图4-5-5 ZYD3400/23/45型大倾角液压支架

#### 5.2.3.5 端头支架

端头支架分普通工作面端头支架、放顶煤端头支架和特种端头支架。普通工作面端头支架是指和普通掩护式或支撑掩护式支架配套使用的端头支架，按端头支架与转载机的配套关系可分为中置式、偏置式和后置式端头支架。放顶煤端头支架是指和放顶煤支架配套使用的端头支架，根据转载机与端头支架的配套关系可分为偏置式和中置式端头支架。特种端头支架包括用于铺网分层开采工作面的铺网端头支架和应用于拱形巷道或大倾角工作面的横向移动式端头支架等。

端头支架的作用主要表现在以下几个方面：

（1）维护巷道与工作面交叉口的顶板，保证足够的工作空间，保证工人生产安全及人行道的顺利畅通。

（2）为端头区刮板输送机和转载机的连接提供条件，保证运输设备的正常运转。

（3）可以自身移动，并为刮板输送机的机头、机尾及转载机的前移提供动力，保证综采工作面正常推进。

（4）对于大倾角综采工作面，端头支架与工作面支架紧靠，能防止工作面支架的倾倒。

（5）综采工作面上、下端头均是采煤机进刀打回头的地方，端头支架为采煤机自开切口创造有利条件。

（6）随着综采工作面的推进，工作面回风巷和运输巷的棚梁及棚腿要不断回收利用，采用端头支架将为棚梁和棚腿的回收创造有利条件。

（7）使用端头支架可提高工作面端头区的安全程度，减轻工人的劳动强度，提高劳动效率，为工人提供了良好的工作环境。

5.2.3.6　液压支架技术参数

两柱掩护式液压支架技术参数见表4－5－7，四柱掩护式液压支架技术参数见表4－5－8。

**表4－5－7　两柱掩护式液压支架技术参数**

| 分　类 | 架型主要特征 | 额定工作阻力/kN | 支架型号及高度 | 备　注 |
|---|---|---|---|---|
| 经济型 | 工作阻力<2400kN；支架中心距为1.5m | 1800 | ZY1800/06/16 | 双伸缩立柱 |
| | | 2000～2200 | ZY2000/5.5/17<br>ZY2000/09/20<br>ZY2000/11/25<br>ZY2000/12/28<br>ZY2000/13/32<br>ZY2200/14/32 | 双伸缩立柱 |
| 一般型 | 工作阻力为2400～5000kN；支架高度≤3.5m；支架中心距为1.5m | 2400～2600 | ZY2400～2600<br>/06/16<br>/07/18<br>/08/20<br>/09/22<br>/10/24 | 双伸缩立柱 |
| | | 3000～3400 | ZY3000～3400<br>/07/16<br>/08/18<br>/08/20<br>/10/22<br>/11/25<br>/12/28<br>/13/32 | 双伸缩立柱 |
| | | 3600～4000 | ZY3600～4000<br>/08/18<br>/09/21<br>/10/23<br>/11/25<br>/12/27<br>/13/30<br>/14/34<br>/15/36 | 双伸缩立柱 |
| | | 4400～5000 | ZY4400～5000<br>/8.5/18<br>/09/20<br>/10/22<br>/11/24<br>/12/26<br>/13/28<br>/14/31<br>/15/33<br>/16/35 | 双伸缩立柱 |

表4-5-7（续）

| 分　类 | 架型主要特征 | 额定工作阻力/kN | 支架型号及高度 | 备　注 |
|---|---|---|---|---|
| 强力型 | 工作阻力为5600～6800kN；支架高度≤3.5m；支架中心距为1.5m | 5600～6800 | ZY5600～6800<br>/09/20<br>/10/21<br>/11/23<br>/12/25<br>/13/28<br>/14/30<br>/15/32<br>/17/35 | 双伸缩立柱 |
| 大采高型 | 工作阻力为3200～10800kN；支架高度≤3.8m；支架中心距为1.5m或1.75m | 3200～3400 | ZY3200～3400<br>（$S$=1.5m）<br>/17/38<br>/19/40<br>/20/38 | 双伸缩立柱 |
| | | 3600～4000 | ZY3600～4000<br>（$S$=1.5m）<br>/17/37<br>/18/38<br>/19/40<br>/20/42 | 双伸缩立柱 |
| | | 4400～5000 | ZY4400～5000<br>（$S$=1.5m）<br>/17/37<br>/18/38<br>/19/40<br>/20/42<br>/21/45 | 双伸缩立柱 |
| | | 5600～6800 | ZY5600～6800<br>（$S$=1.5/1.75m）<br>/17/36<br>/18/37<br>/19/40<br>/20/42<br>/21/44<br>/22/45<br>/23/47<br>/24/50 | 双伸缩立柱 |
| | | 7000～8600 | ZY7000～8600<br>（$S$=1.5/1.75m）<br>/15/33<br>/16/35<br>/17/36<br>/18/37<br>/19/39<br>/20/42<br>/21/44<br>/22/45<br>/23/47<br>/24/50<br>/25/53<br>/26/55 | 双伸缩立柱 |

表4-5-7（续）

| 分　类 | 架型主要特征 | 额定工作阻力/kN | 支架型号及高度 | 备　注 |
|---|---|---|---|---|
| 大采高型 | 工作阻力为3200～10800kN；支架高度≤3.8m；支架中心距为1.5m或1.75m | 8800～10800 | ZY8800～10800<br>（S=1.5/1.75m）<br>/20/43<br>/22/45<br>/23/47<br>/24/50<br>/25/52<br>/26/55<br>/27/60<br>/28/62（63）<br>/29/65s | 双伸缩立柱 |
| 强力发展型 | 工作阻力为14000～16000kN；支架高度>5m；支架中心距为2m | 14000～16000 | ZY14000～16000<br>（S=2.0m）<br>/24/50<br>/25/52<br>/26/55<br>/27/60<br>/28/62<br>/29/65s | 双伸缩立柱 |

表4-5-8　四柱掩护式液压支架技术参数

| 分　类 | 架型主要特征 | 额定工作阻力/kN | 支架型号及高度 | 备　注 |
|---|---|---|---|---|
| 一般型 | 工作阻力为3000～5000kN；支架高度>5m；支架中心距为2m | 3000～3200 | ZZ3200/11/24<br>ZZ3000/12/26<br>ZZ3200/12/27<br>ZZ3200/14/28 | 双伸缩立柱 |
| | | 3600 | ZZ3600/14/30 | 双伸缩立柱 |
| | | 4000～5000 | ZZ4000～5000 | |
| | | | /11/22 | 机械加高段 |
| | | | /11/24 | 双伸缩立柱 |
| | | | /12/25 | 机械加高段 |
| | | | /12/26 | 双伸缩立柱 |
| | | | /13/26 | 机械加高段 |
| | | | /13/28 | 双伸缩立柱 |
| | | | /14/28 | 机械加高段 |
| | | | /14/30 | 双伸缩立柱 |
| | | | /15/30 | 机械加高段 |
| | | | /15/32 | 双伸缩立柱 |
| | | | /16/32 | 机械加高段 |
| | | | /16/35 | 双伸缩立柱 |
| | | | /17/35 | 机械加高段 |
| | | | /17/36 | 双伸缩立柱 |
| | | | /18/38 | 机械加高段 |

表4-5-8（续）

| 分　类 | 架型主要特征 | 额定工作阻力/kN | 支架型号及高度 | 备　注 |
|---|---|---|---|---|
| 强力型 | 工作阻力为>5000kN；支架高度≤3.6m；支架中心距为1.5m | 5600～6800 | ZZ5600～6800 | |
| | | | /12/19 | 单伸缩立柱 |
| | | | /12/25 | 机械加高段 |
| | | | /12/26 | 双伸缩立柱 |
| | | | /13/21 | 单伸缩立柱 |
| | | | /13/26 | 机械加高段 |
| | | | /13/28 | 双伸缩立柱 |
| | | | /14/23 | 单伸缩立柱 |
| | | | /14/28 | 机械加高段 |
| | | | /14/30 | 双伸缩立柱 |
| | | | /15/24 | 单伸缩立柱 |
| | | | /15/30 | 机械加高段 |
| | | | /15/32 | 双伸缩立柱 |
| | | | /16.5/26 | 单伸缩立柱 |
| | | | /16/34 | 机械加高段 |
| | | | /16/35 | 双伸缩立柱 |
| | | | /17/28 | 单伸缩立柱 |
| | | | /17/35 | 机械加高段 |
| | | | /17/36 | 双伸缩立柱 |
| | | | /18/29 | 单伸缩立柱 |
| | | | /19/31 | |
| | | | /20/33 | |
| | | | /21/34 | |
| | | | /22/35 | |
| | | 7000～8000 | ZZ7000～8000，S=1.5m | |
| | | | /14/22 | 单伸缩立柱 |
| | | | /14/28 | 机械加高段 |
| | | | /14/30 | 双伸缩立柱 |
| | | | /15/24 | 单伸缩立柱 |
| | | | /15/30 | 机械加高段 |
| | | | /15/32 | 双伸缩立柱 |
| | | | /16.5/26 | 单伸缩立柱 |
| | | | /16/34 | 机械加高段 |
| | | | /16/35 | 双伸缩立柱 |
| | | | /17/35 | 机械加高段 |
| | | | /17/36 | 单伸缩立柱 |

表4-5-8（续）

| 分　类 | 架型主要特征 | 额定工作阻力/kN | 支架型号及高度 | 备　注 |
|---|---|---|---|---|
| 大采高 | 工作阻力为4000～5000kN；支架高度>3.5m；支架中心距为1.5m或1.75m | 4000～5000 | ZZA4000～5000 | |
| | | | /23/36 | 单伸缩立柱 |
| | | | /18/37 | 机械加高段 |
| | | | /18/38 | 双伸缩立柱 |
| | | 5600～6800 | ZZ5600～6800 | |
| | | | /23/38 | 单伸缩立柱 |
| | | | /18/37 | 机械加高段 |
| | | | /18/38 | 双伸缩立柱 |
| | | | /19/39 | 机械加高段 |
| | | | /19/40 | 双伸缩立柱 |
| | | | /20/40 | 机械加高段 |
| | | | /20/41 | 双伸缩立柱 |
| | | | /21/40 | 机械加高段 |
| | | | /21/42 | 双伸缩立柱 |
| | | | /22/42 | 机械加高段 |
| | | | /22/44（45）<br>/23/46（47）<br>/24/48（49）<br>/25/52 | 双伸缩立柱 |
| | | 7000～8000 | ZZ7000～8000 | |
| | | | /23/36 | 单伸缩立柱 |
| | | | /18/37 | 机械加高段 |
| | | | /18/38 | 双伸缩立柱 |
| | | | /19/39 | 机械加高段 |
| | | | /19/40 | 双伸缩立柱 |
| | | | /20/40 | 机械加高段 |
| | | | /20/41 | 双伸缩立柱 |
| | | | /21/40 | 机械加高段 |
| | | | /21/42 | 双伸缩立柱 |
| | | | /22/42 | 机械加高段 |
| | | | /22/44（45）<br>/23/46（47）<br>/24/48（49）<br>/26/53 | 双伸缩立柱 |
| | | 8500～10000 | ZZ8500～10000 | |
| | | | /20/40 | 机械加高段 |
| | | | /20/41 | 双伸缩立柱 |

表 4-5-8（续）

| 分 类 | 架型主要特征 | 额定工作阻力/kN | 支架型号及高度 | 备 注 |
|---|---|---|---|---|
| 大采高 | 工作阻力为 4000～5000kN；支架高度 >3.5m；支架中心距为 1.5m 或 1.75m | 8500～10000 | /21/40 | 机械加高段 |
| | | | /21/42 | 双伸缩立柱 |
| | | | /22/42 | 机械加高段 |
| | | 11000～13000 | ZZ11000～13000，S=1.75m | |
| | | | /24/48 | 双伸缩立柱 |
| | | | /25/51 | |
| | | | /26/53 | |
| | | | /27/56 | |
| | | | /28/58 | |
| | | | /29/60 | |

### 5.2.4 刮板输送机

1. 刮板输送机特点

刮板输送机在采煤工作面运输中得到广泛应用，具有以下优点：运输能力不受煤的块度和湿度的影响；机身高度小，便于装载；机身伸长或缩短方便，移置容易；机体坚固，能用于爆破装煤的工作面，也能与采煤机和自移式液压支架组成综采工作面。刮板输送机的缺点是：工作阻力大，耗电量大，中部槽磨损严重，维修和使用不当时易断链，运输距离也受到一定限制。

由于其自身结构特点，刮板输送机向上运输最大倾角一般不得超过 25°，向下运输最大倾角一般不得超过 20°。兼作采煤机轨道的刮板输送机，适用的煤层倾角一般不超过 10°，倾角大时，要采取防滑措施。此外在工作面巷道和联络眼、采区平巷、上下山也可使用刮板输送机运送煤炭。

SGWD－250 型矿用刮板输送机如图 4－5－6 所示。

2. 刮板输送机分类及组成

刮板输送机的类型很多，按中部槽的相对位置和结构分，有重叠式、并列式、斜置式；按牵引链的结构、链条数及布置方式分，有板式套筒链、可拆模锻链及焊接圆环链刮板输送机或中单链、中双链和边双链刮板输送机。各种类型的刮板输送机因其运输能力和结构特点不同，可适用于不同的工作面。

刮板输送机的类型很多，但它们的基本组成是相似的，主要由机头部、中间部、机尾部、刮板链 4 部分组成，除此之外还包括过渡段、电缆槽、垫架、推移座或推移梁等。

3. 刮板输送机技术参数

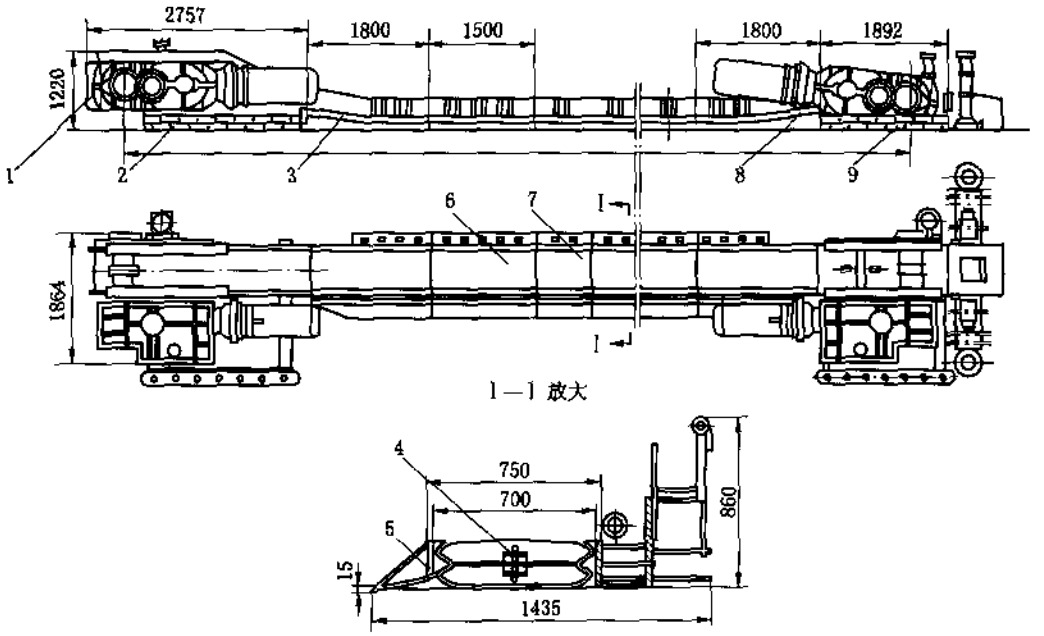
可弯曲刮板输送机技术参数见表 4－5－9 和表 4－5－10。

### 5.2.5 中厚煤层“三机”配套实例

#### 5.2.5.1 淮南矿业集团谢桥煤矿综采 13118 工作面设备配套方案

1. 工作面条件

工作面推进长度为 1800m，煤层厚度为 2.9m，煤质硬度 $f$≈3，割矸厚度为 0.8～1.0m，




1—机头；2—机头支撑推移装置；3—机头过渡槽；4—刮板链；5—铲煤板；
6—中部槽；7—调节槽；8—机尾过渡槽；9—机尾

图4-5-6　SCWD-250型矿用刮板输送机

**表4-5-9　可弯曲刮板输送机技术参数**

| 型　号 | 设计长度/m | 输送量/($t \cdot h^{-1}$) | 链速/($m \cdot s^{-1}$) | 电机功率/kW | 中部槽规格($L \times W \times H$)/(mm × mm × mm) | 圆环链规格 | | 刮板链形式 |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | | 规格/(mm × mm) | 强度/kN | |
| SGB630/150 | 200 | 450 | 0.9～1.1 | 2×75 | 1500×590×190 | φ18×64 | 510 | 边双链 |
| SGD630/180 | 180 | | | 2×90 | 1500×590×222 | φ26×92 | 850 | 中单链 |
| SGZ630/220 | 180 | | | 2×110 | 1500×590×252 | φ26×92 | 850 | 中双链 |
| SGZ630/264 | 180 | | | 2×132 | 1500×590×252 | φ26×92 | 850 | 中双链 |
| SGZ730/320 | 180 | 700～900 | | 2×160 | 1500×688×275 | φ26×92 | 850 | 中双链 |
| SGZ730/400 | 200 | | | 2×200 | 1500×688×275 | φ26×92 | 850 | 中双链 |
| SGZ764/400 | 200 | | | 2×200 | 1500×722×275 | φ26×92<br>φ30×108 | 850<br>1130 | 中双链 |
| SGZ764/500 | 200 | | | 2×250 | 1500×722×275 | φ26×92<br>φ30×108 | 850<br>1130 | 中双链 |
| SGZ764/630 | 200 | | | 2×315 | 1500×722×275 | φ30×108 | 1130 | 中双链 |
| SGZ830/630 | 230 | 1200～1500 | 1.0～1.3 | 2×315 | 1500×770×310 | φ34×126 | 1450 | 中双链 |
| SGZ830/800 | 250 | | | 2×400 | 1500×770×310 | φ34×126 | 1450 | 中双链 |
| SGZ830/1050 | 250 | | | 2×525 | 1500×770×310 | φ34×126 | 1450 | 中双链 |
| SGZ800/630 | 200 | | | 2×315 | 1500×800×310 | φ34×126 | 1450 | 中双链 |
| SGZ800/800 | 250 | | | 2×400 | 1500×800×310 | φ34×126 | 1450 | 中双链 |
| SGZ800/1050 | 250 | | | 2×525 | 1500×800×310 | φ34×126 | 1450 | 中双链 |

表4-5-9（续）

| 型 号 | 设计长度/m | 输送量/(t·h⁻¹) | 链速/(m·s⁻¹) | 电机功率/kW | 中部槽规格/(mm×mm×mm) | 圆环链规格 | | 刮板链形式 |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | | 规格/(mm×mm) | 强度/kN | |
| SGZ900/800 | 200 | 1800～2500 | 1.0～1.3 | 2×400 | 1500×900×310 | φ34×126 | 1450 | 中双链 |
| SGZ900/1050 | 250 | | | 2×525 | 1500×900×310 | φ34×126 | 1450 | 中双链 |
| SGZ900/1400 | 250 | | | 2×700 | 1500×900×345 | φ38×137 | 1810 | 中双链 |
| SGZ1000/1400 | 300 | | 1.25～1.3 | 2×700 | 1500×1000×345 | φ42×146 | 2220 | 中双链 |
| SGZ1000/1400 | 300 | | | 2×700 | 1750×1000×365 | φ42×146 | 2220 | 中双链 |
| SGZ1000/2000 | 300 | | | 2×1000 | 1750×1000×365 | φ48×152 | 2900 | 中双链 |
| SGZ1000/2565 | 300 | | | 3×855 | 1750×1000×365 | φ48×152 | 2900 | 中双链 |
| SGZ1000/3000 | 300 | | | 3×1000 | 1750×1000×365 | φ48×152 | 2900 | 中双链 |
| SGZ1200/1400 | 300 | | | 2×700 | 1750×1200×345 | φ42×146 | 2220 | 中双链 |
| SGZ1200/2000 | 300 | | | 2×1000 | 1750×1000×365 | φ48×152 | 2900 | 中双链 |
| SGZ1200/2565 | 300 | | | 3×855 | 1750×1000×365 | φ48×152 | 2900 | 中双链 |
| SGZ1200/3000 | 300 | | | 3×1000 | 1750×1000×365 | φ48×152 | 2900 | 中双链 |

表4-5-10 其他可弯曲刮板输送机技术参数

| 型 号 | 槽宽/mm | 输送量/(t·h⁻¹) | 设计长度/m | 装机功率/kW | 链速/(m·s⁻¹) | 链条规格/(mm×mm) | 链条破断负荷/kN | 中部槽规格/(mm×mm×mm) |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| SGD630/180 | 630 | 400 | 180 | 2×90 | 0.92 | φ26×92 | 850 | 1500×630×222 |
| SGB630/180 | 630 | 400 | 180 | 2×90 | 1 | φ22×86 | 610 | 1500×630×222 |
| SGB630/220 | 630 | 450 | 180 | 2×110 | 1.01 | φ22×86 | 610 | 1500×630×222 |
| SGD630/220 | 630 | 450 | 180 | 2×110 | 1.07 | φ26×92 | 850 | 1500×630×222 |
| SGZ630/220 | 630 | 450 | 180 | 2×110 | 1 | φ22×86 | 610 | 1500×630×222 |
| SGD630/220（铸） | 630 | 450 | 150 | 2×110 | 1 | φ26×92 | 850 | 1500×590×252 |
| SGZ630/220（铸） | 630 | 450 | 150 | 2×110 | 1 | φ22×86 | 610 | 1500×590×257 |
| SGB630/220（铸） | 630 | 450 | 150 | 2×110 | 1.07 | φ22×86 | 610 | 1500×590×240 |
| SGB630/264 | 630 | 450 | 180 | 2×132 | 1.18 | φ22×86 | 610 | 1500×630×222 |
| SGZ630/264（铸） | 630 | 450 | 180 | 2×132 | 1.18 | φ22×86 | 610 | 150×590×257 |
| SGB730/160（铸） | 730 | 450 | 150 | 160 | 0.94 | φ26×92 | 850 | 1500×680×290 |
| SGZ730/320 | 730 | 600 | 200 | 2×160 | 0.91 | φ26×92 | 850 | 1500×730×222 |
| SGZ730/320（铸） | 730 | 600 | 200 | 2×160 | 0.94 | φ26×92 | 850 | 1500×680×290 |
| SGB730/320（铸） | 730 | 600 | 200 | 2×160 | 0.95 | φ26×92 | 850 | 1500×680×290 |
| SGZ730/400（铸） | 730 | 700 | 200 | 2×200 | 1.1 | φ26×92 | 850 | 1500×680×290 |
| SGZ764/264 | 764 | 600 | 200 | 2×132 | 0.95 | φ22×92 | 850 | 1500×764×222 |
| SGB764/264 | 764 | 600 | 200 | 2×132 | 1.12 | φ22×86 | 600 | 1500×764×222 |
| SGZ764/320 | 764 | 700 | 200 | 2×160 | 0.95 | φ26×92 | 850 | 1500×764×222 |
| SGZ764/320（铸） | 764 | 700 | 200 | 2×160 | 0.95 | φ26×92 | 850 | 1500×724×290 |

表4-5-10（续）

| 型　号 | 槽宽/mm | 输送量/(t·h⁻¹) | 设计长度/m | 装机功率/kW | 链速/(m·s⁻¹) | 链条规格/(mm×mm) | 链条破断负荷/kN | 中部槽规格/(mm×mm×mm) |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| SGZ764/400 | 764 | 800 | 200 | 2×200 | 1.1 | φ26×92 | 850 | 1500×764×222 |
| SGZ764/400（铸） | 764 | 800 | 200 | 2×200 | 1.17 | φ26×92 | 850 | 1500×724×290 |
| SGZ764/500 | 764 | 900 | 200 | 2×250 | 1.07 | φ30×108 | 1130 | 1500×730×222 |
| SGZ764/500（铸） | 764 | 900 | 200 | 2×250 | 1.1 | φ30×108 | 1130 | 1500×724×290 |
| SGZ764/630 | 764 | 1000 | 200 | 2×315 | 1.03 | φ30×108 | 1130 | 1500×764×222 |
| SGZ764/630（铸） | 764 | 1000 | 200 | 2×315 | 1.03 | φ30×108 | 1130 | 1500×764×290 |
| SGZ800/500 | 800 | 1200 | 200 | 2×250 | 1.3 | φ34×126 | 1450 | 1500×800×333 |
| SGZ800/630（铸） | 800 | 1200 | 200 | 2×315 | 1.31 | φ34×126 | 1450 | 1503×800×308 |
| SGZ800/750（铸） | 800 | 1500 | 250 | 2×375 | 1.3 | φ34×126 | 1450 | 1500×800×333 |
| SGZ830/630（铸） | 830 | 1200 | 200 | 2×315 | 1.03 | φ30×108 | 1130 | 1500×780×290 |
| SGZ880/800（铸） | 880 | 1500 | 250 | 2×400 | 1.1 | φ34×126 | 1450 | 1500×800×344 |
| SGZ900/1050 | 900 | 2000 | 200 | 2×525 | 1.25 | φ38×137 | 1810 | 1500×900×320 |
| SGZ900/630 | 900 | 1800 | 200 | 2×315 | 1.3 | φ34×126 | 1450 | 1500×900×303 |
| SGZ900/750（铸） | 900 | 1800 | 200 | 2×375 | 1.31 | φ34×126 | 1450 | 1500×900×320 |
| SGZ1000/1050 | 1000 | 2000 | 200 | 2×525 | 1.25 | φ38×137 | 1810 | 1750×1000×340 |
| SGZ1000/1125 | 1000 | 2000 | 250 | 3×375 | 1.31 | φ34×126 | 1450 | 1500×1000×303 |
| SGZ1000/1400（后部） | 1200 | 2500 | 250 | 2×700 | 1.3 | φ42×126 | 2220 | 1500×1200×355 |
| SGZ1000/1400（前部） | 1000 | 2500 | 250 | 2×700 | 1.3 | φ42×126 | 2220 | 1500×1000×352 |
| SGZ1000/2100（前部） | 1000 | 3000 | 350 | 3×700 | 1.4 | φ48×152 | 3550 | 1750×1000×352 |
| SGZ1000/2650 | 1000 | 3500 | 350 | 3×855 | 1.6 | φ48×152 | 3550 | 1750×1000×372 |

工作面长度为209.7m，可采期为10个月，采煤方式为走向长壁综采一次采全高。煤层倾角为0°～12°、平均7°，俯采极限条件为15°。

2. 主要配套设备

工作面主要配套设备见表4-5-11。

表4-5-11　工作面主要配套设备

| 序号 | 设备名称 | 型　号 | 序号 | 设备名称 | 型　号 |
|---|---|---|---|---|---|
| 1 | 采煤机 | MG610/1400-WD | 3 | 液压支架 | ZZ6400/18/38 |
| 2 | 刮板输送机 | SGZ91000/1400 | 4 | 转载机 | SZZ1000/400 |

3. 工作面技术经济效果

该工作面生产期间平均日产1600t，月产0.4Mt。

5.2.5.2　*神东矿区综采设备配套方案*

神东矿区综采工作面按三机尺寸配套、性能配套、生产能力配套、输送设备配套、供

电系统配套、成套系统寿命配套及工作面外围环节配套等原则确定的千万吨级综采工作面典型设备配套方案，见表4-5-12。

表4-5-12 千万吨综采工作面设备配套方案

| 设备名称 | 设备型号 | 主要技术参数 |
|---|---|---|
| 采煤机 | SL500 | 生产能力2800~3000t/h，截割高度2.7~5.4m，牵引速度0~26m/min，截割功率2×750kW，截深0.865m，电压3300V，牵引功率（交流）2×90kW，破碎机功率160kW，泵功率35kW，装机总功率1875kW |
| 刮板输送机 | 3×855kW | 输送能力3500t/h，配置TTT软启动装置，槽内宽1000mm，链速1.68m/s，$\phi$48×152，双中链，装机总功率3×855kW，电压3300V |
| 转载机 | 375kW | 输送能力3500t/h，长度25.8m，槽宽1350mm，链速2.18m/s，$\phi$38×126mm，双中链，功率375kW，电压1140V |
| 破碎机 | 375kW | 破碎能力3500t/h，输出粒度<300m，功率375kW，电压1140V |
| 液压支架 | 2×4319kW | 支护高度2.55~5.5m，支架中心距1.75m，工作阻力8638kN，移架速度8s/架，推移行程960mm |
| 带式输送机 | 3×375kW | 运输能力3000t/h，运输长度3000m，带宽1400mm，带速4m/s，提升高度30m，带强1800kN/m，功率3×375kW，驱动装置3×CST420KS |
| 乳化液泵站 | S300 | 额定流量4×318L/min，额定压力37.5MPa，电动机功率4×224kW，电压1140V |
| 喷雾泵 | S200 | 额定流量4×423L/min，额定压力14.3MPa，电动机功率3×112kW，电压1140V |
| 移动变电站 | 3150kV·A | 额定容量3150kV·A，10kV/3.3kV，频率50Hz |
| 开关 | CHP33/9 | 额定电压3.3kV，额定电流9×450A，频率50Hz，出线回路9路 |

1. 工作面设备技术特点

1）采煤机

采煤机选用JOY公司的7LS-6型采煤机及Eickhoff公司的SL500系列采煤机。采煤机由多电动机驱动，装机功率大，总装机功率超过1800kW，由交流变频牵引调速，采用微机控制，具有自诊断功能，可以实行遥控操作。

2）液压支架

神东煤炭集团在充分认识浅埋煤层长壁采场矿压显现规律，掌握支架—围岩相互作用关系特点的基础上，先后与DBT公司和JOY公司合作，研制出了适应神东矿区长壁采场矿压特点、满足高产高效综采工作面顶板支护要求的高性能综采液压支架。

支架基本结构形式采用强力两柱掩护式。根据顶板基岩发生全厚破断易引发工作面沿煤壁切落和煤壁易片帮的特点，在支架设计中提高了支架顶梁前端的支护能力，并将人行通道改在了立柱后。

3）可弯曲刮板输送机

工作面刮板输送机选用JOY公司生产的系列产品，链速高，功率大，刮板输送机链

速提高到1.68m/s，装机功率达3×855kW。

2. 配套设备的技术经济效果

技术经济效果是综采工作面设备选型的重要指标之一。综采工作面的主要技术经济指标见表4-5-13。

**表4-5-13　千万吨综采工作面主要技术经济指标**

| 项　目 | 指　标 | 项　目 | 指　标 |
|---|---|---|---|
| 工作面长度/m | 240~300 | 每刀产量/t | 1420 |
| 推进长度/m | 6000 | 日循环数/个 | 22~30 |
| 截割高度/m | 4.5~5.3 | 回采功效/（t·工$^{-1}$） | 893 |
| 采煤班开机率/% | 90 | 日产量/t | 31240 |
| 进刀方式 | 端部斜切进刀 | 工作面月产量/Mt | 0.937 |
| 割煤方式 | 双向割煤 | 年产量/Mt | 10 |
| 平均牵引速度/（m·min$^{-1}$） | 7.0 | 搬家倒面次数/（次·a$^{-1}$） | 1 |
| 搬家倒面影响工作时间/d | 15 | | |

5.2.5.3　淮南矿业集团顾桥矿综采设备配套方案

综采工作面系统设备布置如图4-5-7所示，工作面主要配套设备参数见表4-5-14，工作面技术经济指标见表4-5-15。

**表4-5-14　工作面主要配套设备参数**

| 序号 | 设备名称 | | 型　号 | 数　量 | 技术参数 |
|---|---|---|---|---|---|
| 1 | 采煤机 | | 7LS6 | 1台 | 滚筒直径：2.5m；采高范围：2.5~5m；<br>总装机功率：1750kW；电压等级：3.3kV |
| 2 | 液压支架 | 过渡支架 | ZYG9200/21/42D | 6架 | 支架型式：掩护式；<br>支架高度：2.5~5.0m；<br>支架宽度：1.66~1.86m；<br>中心距：1.75m；<br>支护强度：1MPa；<br>支护初撑力：7916kN；<br>支护工作阻力：9200kN；<br>操作方式：电液控制 |
| | | 中间支架 | ZYG9200/25/50D | 127架 | |
| | | 控制器 | PM32 | 133台 | |
| 3 | 工作面输送机 | | SGZ1000/1710 | 1部 | 输送能力：2500t/h；<br>装机功率：2×700kW；<br>电压等级：3.3kV；<br>链速：1.3m/s |
| 4 | 转载机 | | SZZ1000/400 | 1部 | 输送能力：3000t/h；<br>装机功率：400kW；<br>电压等级：3.3kV；<br>链速：1.83m/s |

表4-5-14（续）

| 序号 | 设备名称 | 型 号 | 数 量 | 技 术 参 数 |
|---|---|---|---|---|
| 5 | 破碎机 | PCM250 | 1部 | 通过能力：2200t/h；<br>锤头冲击速度：22m/s；<br>装机功率：250kW；<br>最大输入块度（宽×高）：1000mm×900mm |
| 6 | 带式输送机 | DSJ120/200/3×355 | 1部 | 输送能力：2000t/h；<br>装机功率：3×355kW；<br>电压等级：1.14kV；<br>带速：4m/s；<br>带宽：1200mm |
| 7 | 负荷中心 | 8SKC9215/3150 | 2台 | 容量：3150kV·A；<br>频率：50Hz；<br>回路：6个动力回路，1个照明回路；<br>额定电压：3.3kV |
| | | 1400kV·A/10/1.14 | 1台 | 容量：1400kV·A；<br>频率：50Hz；<br>回路：7个动力回路，1个照明回路；<br>额定电压：1.14kV |
| 8 | 乳化泵站（供支架） | RMIS300 | 四泵两箱 | 额定工作压力：31.5MPa；<br>公称流量：318L/min；<br>柱塞数量：3；<br>电机功率：224kW；<br>重量：2650kg |
| 9 | 乳化泵站（供单体） | BRW200/31.5×4A（两泵一箱） | 2台 | 额定工作压力：31.5MPa；<br>公称流量：200L/min；<br>柱塞数量：3；<br>电机功率：125kW |
| 10 | 喷雾泵 | BPW400/16 | 2台 | 额定工作压力：16MPa；<br>公称流量：400L/min；<br>柱塞数量：3 |
| 11 | 转载带式输送机 | DTL120/200/2×200 | 1部 | 输送能力：2000t/h；<br>装机功率：2×200kW；<br>电压等级：1.14kV；<br>带速：4m/s；<br>带宽：1200mm |

表4-5-15 工作面技术经济指标

| 项 目 | 指 标 | 项 目 | 指 标 |
|---|---|---|---|
| 工作面走向长度/m | 2472.2 | 日产量/t | 12961.5 |
| 煤层厚度/m | 0.7～5.2 | 月产量/t | 388845 |
| 煤层倾角/（°） | 5 | 年产量/Mt | 4.666 |
| 采高/m | 4.2 | | |

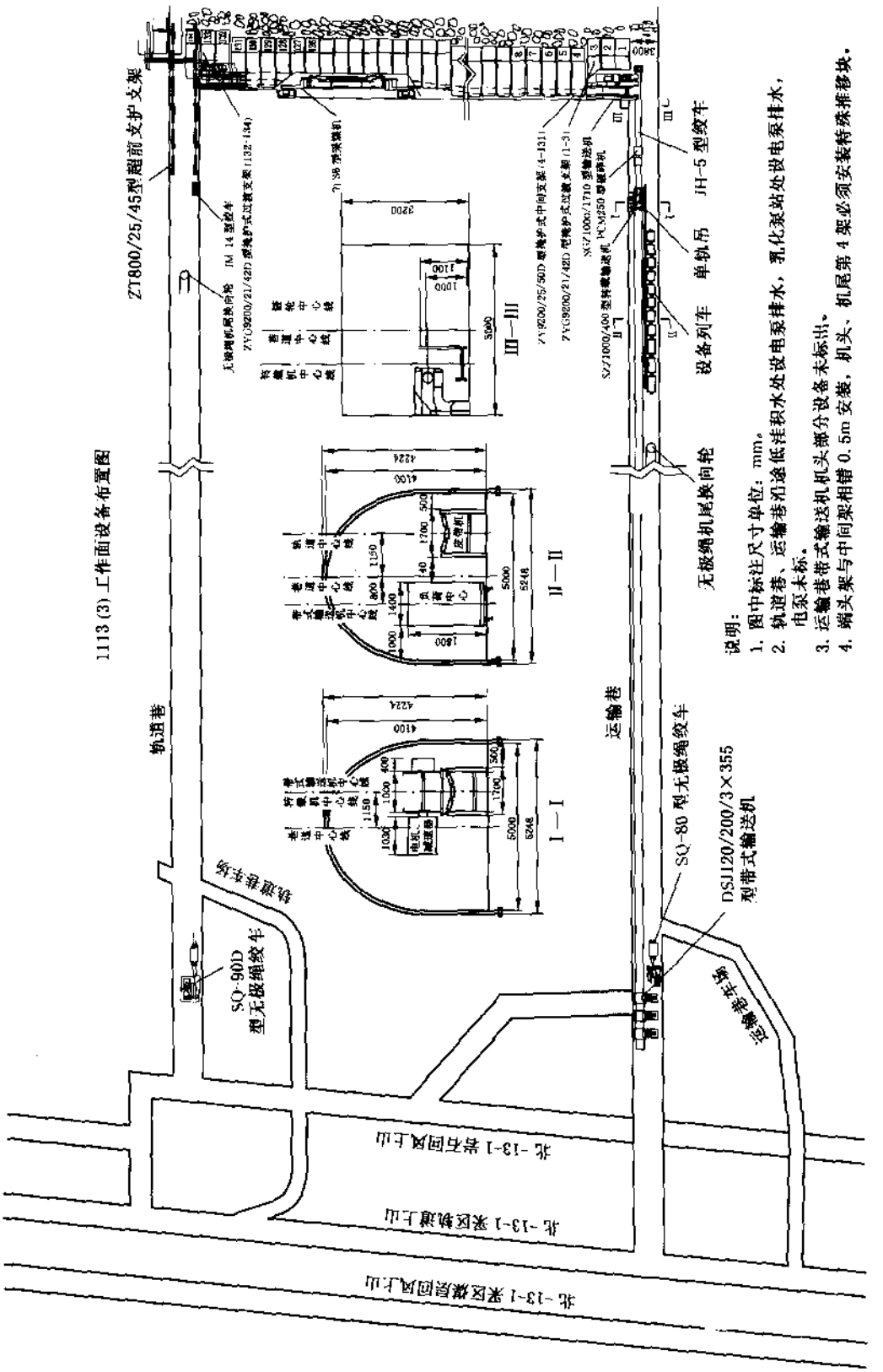



图4-5-7　综采工作面系统设备布置示意图

## 5.3 放顶煤综采设备

### 5.3.1 放顶煤可行性分析

采用综放开采首先必须正确地分析地质条件的适应性和选择液压支架架型。为了分析煤层地质条件是否适应综放开采，并为设备选型和工作面布置提供可靠地科学依据，必须全面准确地收集地质资料，配合必要的巷道手段，详细搞清地质构造，查明煤层厚度、倾角、顶底板岩性以及煤的硬度等。综放开采煤层地质条件适应性及影响工作面设备选型的地质因素主要有以下几个方面：

（1）在顶煤硬度相近的情况下，煤层倾角越大，顶煤的冒落性越好。煤的冒落性主要取决于煤层节理的发育程度和煤的硬度。煤层节理发育，即节理间距小，则组成煤体的块度小，易于落煤。煤层松软，顶煤易垮落，但工作面不好管理，而煤层坚硬时可放性差。一般硬度系数$f \leqslant 3$的煤层可采用综放开采；$f > 3$，但节理发育的煤层也可采用综放开采。

煤层倾角越大，原生煤体受地壳运动影响产生的挤压剪切变形量越大，节理越易发育。另外，急倾斜厚煤层为切层开采（缓倾斜厚煤层是沿层开采），煤层中各小分层的完整性被人为切割破坏，而沿层作用的矿山压力又有利于顶煤的压裂和原生裂隙的扩张。因此，急倾斜煤层水平分层综放开采一般比缓倾斜厚煤层综放开采容易放出顶煤。

（2）不同的煤层地质条件下，顶煤对支架的合力作用位置不同。急倾斜特厚煤层水平分层开采及软煤层顶煤垮落呈“片状”形式，垮落角大，破断线距煤壁近，顶煤合力位置靠前。一般缓倾斜煤层开采，顶煤垮落呈倒台阶状，垮落角小，破断线距煤壁较远，因而顶煤合力位置较为偏后，支架在选型时对此应予以考虑。

（3）单就设备而言，综放开采的关键取决于液压支架与围岩的适应性。为是综放工作面支架工作状态良好，保持顶煤相对稳定，放煤具有良好基础，应根据地质条件分析各种液压支架的结构特点，选择组合出相对合适的架型。

### 5.3.2 放顶煤主要设备选型

#### 5.3.2.1 采煤机

采煤机应依据煤层赋存条件和工作面参数进行选型，生产能力应能够达到工作面设计能力的要求，并与刮板输送机、液压支架相配套。

选择采煤机时，根据采高、截深、牵引速度和功率进行选型，同时采煤机应能满足并实现工作面两端斜切进刀自开缺口的要求。

1. 采煤机滚筒的选择

采煤机应选择双滚筒采煤机，可以双向采煤，也可以自开缺口。滚筒直径一般为采高的0.55～0.6倍。

2. 采煤机牵引速度的选择

工作面进刀方式一般采取端部斜切进刀双向割煤方式。采煤机的牵引速度必须满足工作面产量的要求，并与液压支架循环动作相协调。

3. 采煤机功率

采煤机的截割功率和工作面采高、煤层结构、煤质硬度等因素有关，一般采用理论计算与经验相结合的方式确定。采煤机实际装机功率的确定方法是在截割功率的基础上增加30%～50%，以增强采煤机过地质构造时的破岩能力，即实际功率为截割功率的1.3～

1.5倍。

5.3.2.2　刮板输送机

工作面刮板输送机是综放工作面的关键设备。由于放顶煤开采支架架型不同，且煤厚、采放比不等，在综放工作面总体配套设计中对刮板输送机的选型应遵循如下原则：

（1）刮板输送机的输送能力应满足综放工作面设计生产能力的需要，并且与采煤机生产能力及放煤能力相匹配。

（2）为便于双输送机放顶煤工作面过渡支架的配套设计和输送机的维护、使用，尽可能选用短机头和短机尾输送机。

（3）工作面输送机应能适应工作面倾角要求，倾角大时应配备有防滑装置。

（4）输送机的结构应能保证采煤机的运行配套要求。

（5）输送机应符合转载机对卸载方式的配套要求。

（6）输送机要根据刮板链的负荷情况决定链条数目，结合煤质硬度选择链条结构形式。煤质较硬、块度较大时优先选用双边链，煤质较软时可选用单链或双中心链。

5.3.2.3　综放液压支架

放顶煤液压支架是综采放顶煤工艺的核心技术。我国放顶煤液压支架的发展历史有20多年，原来高位、中位放顶煤支架由于受结构、产量、安全等限制，基本上都已淘汰，现在使用最广泛的是四柱支撑掩护式低位放顶煤支架。但是四柱式支架普遍存在的问题是前后排立柱受载不均匀，对于较松软的不稳定顶板，由于后部顶煤放空，顶梁后部不接顶时会出现后柱受力较小，甚至会出现后柱受拉现象，导致支架支撑能力降低；电液控制系统复杂，支架质量相对较大。而两柱掩护式支架作为世界主导架型已成为放顶煤支架新的发展方向，其对围岩的适应性优于四柱放顶煤支架，能克服四柱放顶煤支架的缺陷。两柱放顶煤支架与四柱放顶煤支架比较见表4-5-16。

**表4-5-16　两柱放顶煤支架与四柱放顶煤支架比较**

| 序号 | 项　目 | ZFY8500型两柱放顶煤支架 | ZFS9200型四柱放顶煤支架 |
|---|---|---|---|
| 1 | 架型应用情况及发展前景 | 个别工作面已成功使用，技术先进，是自动化工作面的发展方向 | 全国普遍使用，技术成熟，适用于普通放顶煤工作面 |
| 2 | 适应煤层条件 | 硬、中硬、软煤 | 硬、中硬煤 |
| 3 | 支架稳定性 | 四连杆机构保持稳定性 | 四连杆机构保持稳定性 |
| 4 | 顶梁结构特点 | 可实现整体顶梁，结构简单，前端支撑力大，防止片帮、冒顶 | 整体顶梁前、后柱受力不均；铰接顶梁结构复杂，前端支撑力小 |
| 5 | 顶梁长度 | 4750mm | 5065mm |
| 6 | 切顶力 | 6476kN（相当） | 6605kN（相当） |
| 7 | 顶梁前端力 | 2609kN 前端支撑力大，防止片帮、冒顶 | 447kN |
| 8 | 调节顶梁合力作用点位置 | 通过平衡千斤顶调节，合力点在柱窝前后约200mm内 | 不可调，前后立柱受力不均，以牺牲支护力来改变合力作用点 |
| 9 | 立柱受力状态 | 不存在前、后柱受力不均问题，支护效率高 | 前、后柱受力不均，支护效率低 |

表4-5-16（续）

| 序号 | 项 目 | ZFY8500型两柱放顶煤支架 | ZFS9200型四柱放顶煤支架 |
|---|---|---|---|
| 10 | 对顶煤（板）管理效果 | 较好 | 如顶梁后部顶煤松软，后立柱容易顶空，造成顶梁不水平 |
| 11 | 底板前端比压 | 2.8MPa，较大 | 1.6MPa，较小 |
| 12 | 控制系统 | 简单，便于自动控制 | 复杂，自动控制难度大 |
| 13 | 支架质量 | 较小 | 较大 |
| 14 | 对600万t自动化工作面适应性 | 好 | 较好 |

综放支架与综采支架从支架的受力分析来讲，两者既有相似点又有不同点，相似之处是顶煤对支架顶梁的作用机理基本相似；所不同的是综放支架设有放煤尾梁机构，顶煤冒落和放出过程中，对支架产生了附加力。实际使用两柱支架过程中，几乎没有出现支架顶梁“低头”问题，普通综采面支架常常出现的问题是顶梁上翘成“高射炮”状态，因此，从这个角度讲两柱支架用于放顶煤工作面比用于普通一次采全高工作面更有利于使顶梁保持正确的状态。

综上所述，两柱掩护式放顶煤支架的主要特点可归纳为：支架结构简单，操作方便，容易实现自动控制；顶梁短，减小了控顶距离，支架支护强度高；顶梁可设置为整体顶梁，提高顶梁前端承载能力，减小了煤壁压力，可防止片帮冒顶；两柱支架支撑顶板时具有指向煤壁方向的水平力，有利于保持顶板的稳定，控制顶板的断裂和冒落，防止煤壁片帮和冒顶；单排立柱，带平衡千斤顶可适应顶板合力作用点的变化；与电液控制系统配套性能好。

5.3.2.4 典型低位放顶煤液压支架

我国的低位放顶煤液压支架经过多年的发展，现在主要代表架型为四柱正四连杆放顶煤液压支架、四柱反四连杆放顶煤液压支架、单摆杆轻型放顶煤液压支架和两柱掩护式放顶煤液压支架。目前这些架型在不同的地质条件下，都发挥了较好的使用效果。

1. ZFS6800/18/35型放顶煤液压支架

ZFS6800/18/35型放顶煤液压支架（图4-5-8）是一种低位放顶煤支架。

表4-5-17为ZFS6800/18/35型放顶煤液压支架技术参数表。

表4-5-17 ZFS6800/18/35型放顶煤液压支架技术参数

| 参数名称 | 参数值 | 参数名称 | 参数值 |
|---|---|---|---|
| 高度/mm | 1800～3500 | 操作方式 | 电液控制 |
| 中心距/mm | 1500 | 截深/mm | 1000 |
| 宽度/mm | 1410～1580 | 前后部输送机中心距/mm | 6033 |
| 初撑力/kN | 5707（$p$=31.5MPa） | 支架质量/kN | 23000 |
| 工作阻力/kN | 6800（$p$=37.5MPa） | 立柱 | 前立柱，后立柱 |
| 支护强度/MPa | 0.83 | 缸径/mm | 250，230 |
| 底板比压/MPa | 2.3 | 推移缸径/mm | 180/95 |
| 适应煤层倾角/（°） | ≤20 | 行程/mm | 1100 |

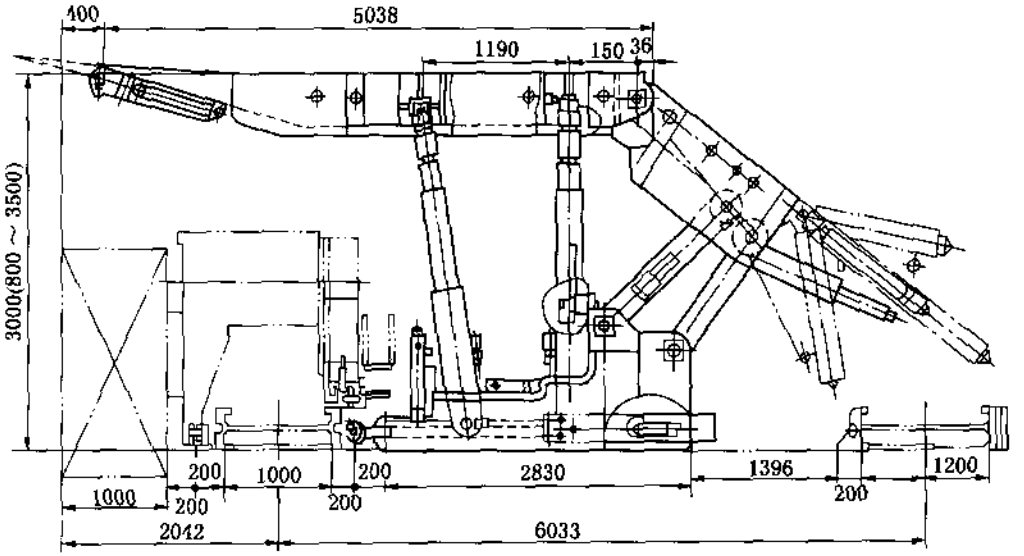



图4-5-8　ZFS6800/18/35型放顶煤液压支架

ZFS6800/18/35型放顶煤液压支架主要特点：

（1）支架的前连杆为双连杆，比Y型连杆抗扭能力大大提高，为提高支架可靠性提供了保证。

（2）支架采用大截深，加大开采强度，为提高工作面单产创造条件。

（3）该支架的控制系统采用电液控制系统，可以实现单架、双向、成组程序控制及采煤机过后自动移架，移架速度为12s，首次把电液控制系统用于放顶煤支架。

（4）顶梁采用整体顶梁结构型式，并带有可挑平的护帮板，顶梁前端支撑能力大大提高，可以有效地支护机道上方的顶板，防止工作面片帮冒顶。

（5）通过调整立柱的倾斜角度，使支架的合力前移，前端支撑能力增大，同时提高了支架对顶板向前的水平推力，使支架受力更加合理，连杆力明显减小。

（6）根据工作面矿压观测结果分析，前立柱比后立柱压力一般高20%～30%左右，调整前后立柱的缸径，可使该支架有更强的适应性。

（7）底座采用开底式，配备抬底机构，提高了拉架速度，减少了清理浮煤的工作量，降低了工人的劳动强度。

（8）支架具有较大的后部放煤空间，提高了后部输送机的过煤高度。

（9）增大了尾梁插板行程，加大了放煤尺寸，提高了放煤速度。

（10）调整支架的工作阻力，提高了支架对顶板的支撑能力，同时可以减小顶煤的冒落块度。

2. ZFS13000/25/38型强力放顶煤液压支架

ZFS13000/25/38型强力放顶煤液压支架（图4-5-9）是在吸收了传统的支撑掩护式放顶煤支架优点的基础上，进行优化设计的强力放顶煤液压支架。

ZFS13000/25/38型四柱支撑掩护式强力放顶煤液压支架主要技术参数见表4-5-18。

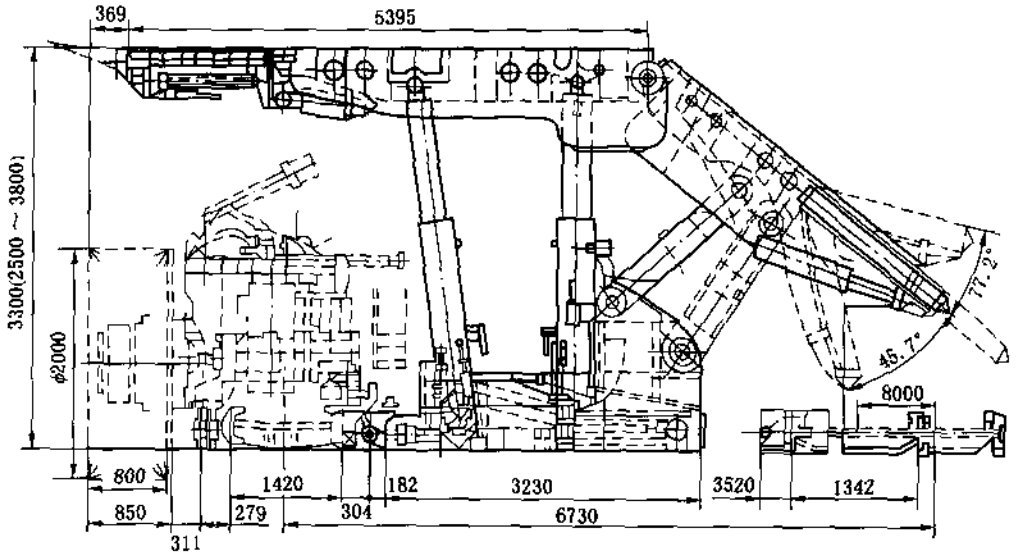



图 4－5－9 ZFS13000/25/38 型强力放顶煤液压支架

**表 4－5－18 ZFS13000/25/38 型四柱支撑掩护式强力放顶煤液压支架主要技术参数**

| 参数名称 | 参数值 | 参数名称 | 参数值 |
|---|---|---|---|
| 高度/m | 2.5～3.8 | 对底板压力/MPa | 2.64 |
| 宽度/m | 1.66～1.86 | 运输尺寸（长×宽×高）/(mm×mm×mm) | 8411×1660×2500 |
| 中心距/m | 1.75 | 推移步距/mm | 800 |
| 初撑力/kN | 10096 | 质量/t | 37.1 |
| 工作阻力/kN | 13000（$p$=40.43MPa） | 立柱缸径/mm | 320 |
| 支护强度/MPa | 1.23 | 推移缸径/mm | 180 |

3. 新型两柱掩护式放顶煤液压支架

目前我国使用的放顶煤液压支架均为四柱式，存在结构和控制复杂、体积庞大，前后立柱受力不均衡、工作阻力利用率低等问题，尤其是与电液控制系统配套适应性差。而美国、德国、澳大利亚等先进产煤国普遍应用两柱掩护式电液控制的液压支架，而且均为单一煤层支架。两柱掩护式放顶煤液压支架能有效地提高顶梁前端对顶板的支护能力，改善支架对顶煤的支护效果，便于采用电液控制，可为综放工作面自动化打下良好的基础。

目前我国放顶煤液压支架主要为手动控制，劳动强度大，移架速度慢，因此不能有效地维护顶板安全，也影响了工作面的快速推进，与高效采煤机快速推进极不协调。采用放顶煤支架电液控制系统和平巷控制自动化工作面系统，必将极大地提高煤炭生产环节的自动化程度，降低工人的劳动强度，提高劳动生产率，提高作业环境和安全性；自动调整生产设备和运输设备的能力，可保证设备运行在最佳状态，减低事故率，提高开机率；提高

移架速度，可加快工作面的推进速度。

两柱掩护式放顶煤支架的研究是提高综放开采技术，实现煤炭高效集约化综放开采关键装备之一，是实现综放工作面自动化控制的前提。尽管我国在综放开采技术与装备方面已经取得了长足的发展，并具备了一定的基础。但是，国产液压支架的可靠性与国外先进水平还存在较大差距，特别是国产液压支架的一些关键元件质量可靠性差距很大。为了进一步提高综放开采技术的生产效率，并与发达采煤国家开采装备相适应，最终实现综放技术的装备出口，必须攻关研制电液控制的高可靠性两柱掩护式放顶煤支架，从而使我国综放设备技术水平跨上一个新的台阶，对改善煤炭企业经济状况，提高煤炭企业综合经济效益起重大的推进作用，对提高我国的煤炭设备制造水平，提高综放成套设备在国内外竞争力也将产生一定的推动作用。

图 4－5－10 是 ZFY6800/18/35 型两柱掩护式放顶煤液压支架，它在国内首次将两柱掩护式支架架型应用于放顶煤设计中，开创了国内放顶煤支架设计的思路，丰富了放顶煤开采的开采类型，其主要技术参数见表 4－5－19。

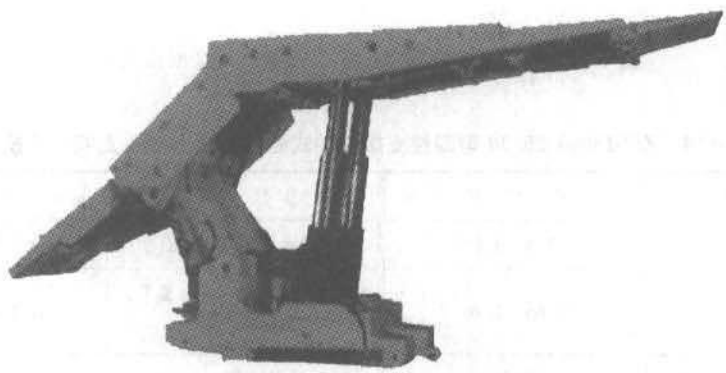


图 4－5－10　ZFY6800/18/35 型两柱掩护式放顶煤液压支架

ZFY6800/18/35 型两柱掩护式放顶煤液压支架主要特点：

（1）支架采用整顶梁和挑梁结构，顶梁前端支护力大，有利于保持梁端顶板的完整、防止冒顶；挑梁用小四连杆机构连接，实现挑起和收平，挑梁上挑角度大。

**表 4－5－19　ZFY6800/18/35 型两柱掩护式放顶煤液压支架主要技术参数**

| 参数名称 | 参数值 | 参数名称 | 参数值 |
|---|---|---|---|
| 高度/mm | 1800～3500 | 底板前端比压/MPa | 1.37～2.57 |
| 宽度/mm | 1410～1580 | 适应采高/m | 2.5～3.2 |
| 中心距/mm | 1500 | 适应煤层倾角/（°） | 20 |
| 初撑力/kN | 5064（$p$=31.5MPa） | 立柱缸径/mm | $\phi$320，$\phi$230 |
| 工作阻力/kN | 6800（$p$=42.3MPa） | 推移缸径/mm | $\phi$180 |
| 支护强度/MPa | 0.93～0.98 | 行程/mm | 900 |

（2）单排立柱，操作简单，移架速度快，生产效率高。

（3）支架采取双前连杆、单后连杆结构，支架稳定性好，可靠性高。由于后部采用单连杆，使得支架后部空间相对变大，底座铰点较高，增大了后部空间，便于后部设备安装及维修。

（4）双侧活动侧护板，灵活方便，适应性强；侧推千斤顶采用内进液式，保证了支架较高的结构强度。

（5）底座为分体式刚性底座，底座上有抬底机构。抬底机构可整体拆卸，结构简单方便。

（6）在相同配套尺寸条件下，该支架比四柱支掩式支架顶梁长度减小约600mm，减小了支护面积，可以以较小的工作阻力达到要求的支护强度。

（7）支架选用电液控制系统，立柱配有双安全阀和快速回液阀，提高了移架速度。

反向四连杆大插板低位放顶煤支架技术参数见表4－5－20，其他低位放顶煤液压支架技术参数见表4－5－21。

**表4－5－20 反向四连杆大插板低位放顶煤支架技术参数**

| 支架型号 | 工作阻力/kN | 支护强度/MPa | 对底板比压/MPa | 使用矿区 |
|---|---|---|---|---|
| ZFSB4000/17/28 | 4000 | 0.61 | 0～0.73 | 靖远、梁北 |
| ZFSB4800/17/28 | 4800 | 0.65 | 0～1.1 | 阳泉、铜川 |
| ZFSB4200/17/28 | 4200 | 0.64 | 0～0.77 | 阳泉 |
| ZFSB4800/17/28H | 4800 | 0.72 | 0.5 | 铜川、崔家沟 |
| ZFSB4400/16/28 | 4400 | 0.62 | 0.78～0.83 | 大屯 |
| ZFSB4000/14/26A | 4000 | 0.62～0.64 | 0～0.9 | 贵州水城 |
| ZFSB4400/17/30H | 4400 | 0.62～0.68 | 0.98～1.1 | 济北、运河 |
| ZFSB3000/15/26 | 3000 | 0.5～0.52 | 0.35～0.9 | 徐州 |
| ZFSB4000/16/26 | 4000 | 0.59～0.62 | 0～1.1 | 韩城 |
| ZF4600/17/28H | 4600 | 0.73～0.74 | 0.7 | 彬县、华亭 |
| ZF5000/17/28H | 5000 | 0.65～0.68 | 0.87 | 华亭 |
| ZFS4000/16/26 | 4000 | 0.5～0.54 | 0.6～1.5 | 乌鲁木齐 |
| ZF3600/17/28H | 3600 | 0.52～0.53 | 0～0.55 | 硫北 |
| ZF4400/17/28H | 4400 | 0.67 | 0.85 | 淮南、龙口 |
| ZF6400/17/30H | 6400 | 0.84 | 1.1 | 铜川、崔家沟 |
| ZF7200/18/32H | 7200 | 0.91 | 1.53 | 铜川、铁法 |
| ZF5600/17/28 | 5600 | 0.75 | 1.3 | 平朔、国阳 |
| ZF12000/17/28 | 12000 | 1.0 | 1.15 | 华亭 |
| ZFG8000/26/37 | 8000 | 1.02 | 1.48 | 平朔、淄博 |
| ZFG5200/17/28 | 5200 | 0.76 | 1.35 | 平顶山、开滦 |

表 4-5-21　其他低位放顶煤液压支架技术参数

| 分　类 | 架型主要特征 | 额定工作阻力/kN | 支架高度/m | 支架型号 | 备　注 |
|---|---|---|---|---|---|
| 轻型 | 单摆杆，支架中心距：1.25m或1.5m | 1800～2400 | 1.6～2.4 | ZF1800/16/24<br>ZF2000/16/24<br>ZF2200/16/24<br>ZF2400/16/24 | 单伸缩立柱 |
| | 正四连杆小尾梁或反四连杆大摆梁，支架中心距：1.5m | 1800～2800 | 1.4～2.8 | ZF1800/16/24<br>ZF1800/17/28 | 单伸缩立柱 |
| | | | | ZF1800/15/28<br>ZF2400/15/28 | 机械加高段 |
| | | | | ZF2600/17/28 | 单伸缩立柱 |
| | | | | ZF2600/15/28 | 机械加高段 |
| | | | | ZF2800/16/26 | 单伸缩立柱 |
| | | | | ZF2800/14/26<br>ZF2800/15/28 | 机械加高段 |
| 普通型 | 正四连杆小尾梁或反四连杆大摆梁，支架中心距：1.5m | 3000～5000 | 1.5（1.4）～3.3 | ZF3000/16/24 | 单伸缩立柱 |
| | | | | ZF3000/15/28 | 机械加高段 |
| | | | | ZF3000/17/28<br>ZF3200/16/24 | 单伸缩立柱 |
| | | | | ZF3200/15/28 | 机械加高段 |
| | | | | ZF3200/17/28<br>ZF3600/16/24 | 单伸缩立柱 |
| | | | | ZF3600/15/28 | 机械加高段 |
| | | | | ZF3600/17/28<br>ZF4000/16/26 | 单伸缩立柱 |
| | | | | ZF4000/16/30<br>ZF4000/14/28 | 机械加高段 |
| | | | | ZF4000/17/28 | 单伸缩立柱 |
| | | | | ZF4400/15/28 | 机械加高段 |
| | | | | ZF4400/19/30 | 单伸缩立柱 |
| | | | | ZF4400/16/32<br>ZF4800/15/28<br>ZF4800/16/32 | 机械加高段 |
| | | | | ZF4800/17/28 | 单伸缩立柱 |
| | | | | ZF5000/15/28<br>ZF5000/16/32 | 机械加高段 |
| | | | | ZF5000/17/28 | 单伸缩立柱 |
| | | | | ZF5000/17/33 | 机械加高段 |

表 4-5-21（续）

| 分 类 | 架型主要特征 | 额定工作阻力/kN | 支架高度/m | 支架型号 | 备 注 |
|---|---|---|---|---|---|
| 强力型 | 正四连杆小尾梁或反四连杆大摆梁，支架中心距：1.5m 或 1.75m | 5200～8000 | 1.6～3.5 | ZF5200～6400，S=1.5m /16/26 /17/28 /18/30 /19/31 /20/32 /21/34 /22/35 | 单伸缩立柱 |
| | | | | /15/28 /16/32 /17/32 /18/35（33） | 机械加高段 |
| | | | 1.6～3.7 | ZF7000～8000 /18/30 /19/31 /20/32 /21/34 /22/35 | 单伸缩立柱 |
| | | | | /16/32 /17/33 /17/35 /18/33 /18/34 /18/35 /19/37 | 机械加高段 |
| 特强力型 | 正四连杆小尾梁，支架中心距：1.5m 或 1.75m | 9000～13000 | 1.8～3.7 | ZF9000～10000 /20/32 /21/34 /22/35 /23/37 | 单伸缩立柱 |
| | | | | /18/33 /18/34 /18/35 /19/37 | 机械加高段 |
| | | | 2.2～3.7 | ZF11000～13000 /22/35 /23/37 | 单伸缩立柱 |
| | | | 1.8～4.0 | /18/33 /18/35 /19/37 /19/38 /20/40 | 机械加高段 |

### 5.3.3 综放工作面设备总体配套实例

综放工作面设备的总体配套，是指综放工作面生产系统中工作面参数、工作面巷道尺寸和支护方式和采煤机、液压支架（包括端头支架、过渡支架）、前后部刮板输送机、转

载机、破碎机、带式输送机以及辅助运输等设备之间的能力匹配和相互连接关系。设备总体配套的好坏，直接影响综放工作面的生产能力和各设备能力的发挥。合理的工作面设备总体配套，在单个设备性能优良、运行正常、外部系统合理的前提下，应能保证工作面的开机率最高，工作面各设备之间相互适应，不会发生相互干涉、互相影响的现象，能最大限度地发挥工作面的生产效能，实现高产高效。

国内若干高产高效综放工作面主要参数及主要设备配套见表4－5－22。

**表4－5－22　国内若干高产高效综放工作面主要参数及主要设备配套**

| 项　目 | 山西平朔1号井 | 山西大同塔山煤矿 | 兖矿集团东滩煤矿 | 淄博集团唐口煤矿 | 陕西彬县下沟煤矿 |
|---|---|---|---|---|---|
| 产量/（Mt·a$^{-1}$） | 6～7 | 6 | 6 | 6 | 3 |
| 工作面长度/m | 240 | 230 | 230 | 210 | 180 |
| 采高/m | 3.2～3.5 | 3.3～3.5 | 3 | 3 | 2.8 |
| 中心距/m | 1.5 | 1.75 | 1.5 | 1.5 | 1.5 |
| 工作面支架 | ZFS8000/23/37 | ZF10000/25/38 | ZFS6200/18/35 | ZF7500/20/38 | ZF7200/18/33 |
| 过渡支架 | ZFG8000/23/37 | ZFG10000/25/38 | ZFG6500/19/32 | ZFG7500/20/32.5 | ZFG7200/19/32 |
| 端头支架 | — | ZFTZ20000/25/35 | — | — | ZFTZ9500/21/32 |
| 采煤机 | MGTY400/930－3.3D | SL500 | MGTY400/930－3.3D | MGTY400/930－3.3D | MXG300/700DA |
| 前部输送机 | SGZ1000/1400 | PL6/1142 | SGZ1000/1400 | SGZ1000/1000 | SGZ800/750 |
| 后部输送机 | SGZ1200/1400 | PL6/1342 | SGZ1000/1400 | SGZ1000/1000 | SGZ800/750 |
| 转载机 | SZZ1200/400 | PL6/1542 | SZZ1200/400 | SZZ1200/525 | SZZ900/375 |
| 破碎机 | PCM400 | 进口 DBT | PCM200 | PCM200 | PLM2200 |

## 5.4　短壁综采设备

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。与长壁采煤法相比，短壁采煤法的主要特点是：

（1）设备投资少。一般一套短壁综采设备的价格为长壁综采设备的1/6～1/5，而其单产一般为长壁的1/3～1/2。因此建设一个规模相同的矿井，短壁采煤法的设备投资较低。

（2）采掘合一，建设期短，出煤快。由于短壁采煤法在采煤、掘进过程中使用同一类型的机械设备，采掘基本合一，多巷（房）掘进即为采煤，矿井开拓及准备工作量很小，建井期短，出煤快。特别对于用平硐开拓的中、小型井，在1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，这就为设备搬迁创造了有利条件。短壁采煤设备多用履带或胶轮，可自行行走，移动十分方便灵活，提高了搬迁、拆、装效率。因此，可以在不规则地带、综采不宜连续推进的条

件下采用短壁采煤法。

（4）巷道压力小，便于维护，出矸量少。短壁采煤法通常为单一煤层开采，开采速度快，加之巷道压力，巷道变形小，用锚杆即可支护顶板，一般不使用昂贵的U型钢支护，也不开岩巷，矸石量很小，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）留设煤柱保护地表农田水利设施及建筑物时，可减少总的生产费用。在部分地区采后地面造田、有关建筑物搬迁费用昂贵，如果采用短壁式采煤法，有时可使总的吨煤成本下降。

（6）全员效率较高。特别是在中、小型矿井，生产效率比一般机采、炮采高，且井上井下人员少，易于管理。

（7）回收率低，通风条件差。

### 5.4.1 短壁工作面适用条件与设备选型

短壁工作面的适用条件：

（1）开采深度较浅，一般不宜超过300～500m。

（2）煤层倾角较缓（倾角<5°）及中厚煤层（0.8～4.0m）。

（3）顶板中等稳定以上。

（4）底板较平整，不太软且保持干燥，无积水。

（5）煤质较硬。

（6）瓦斯含量小，为低瓦斯矿井或高瓦斯矿井的低瓦斯煤层。

（7）煤层不易自燃。

短壁工作面设备主要有连续采煤机系统和短壁滚筒采煤机系统。

### 5.4.2 连续采煤机系统

连续采煤机是装有截割臂和截割滚筒，能自行行走，具有装运功能，适用于短壁开采和长壁综采工作面采准巷道掘进，并具有掘进与采煤两种功能的设备，在房柱式采煤、回收边角煤以及长壁开采的煤巷快速掘进中得到了广泛的应用。

由于连续采煤机具有截割能力强、装运能力大、工作效率高等优点，在单产、单进作业过程中创出了历史水平，效益十分可观，为煤炭行业所公认，已成为现代煤矿机械化开采的必备设备。

#### 5.4.2.1 EML340型连续采煤机

1. EML340型连续采煤机适用条件及技术参数

EML340型连续采煤机（图4－5－11），主要适用于顶板较好，允许一定空顶距，矩形全煤巷道的掘进和采煤。

EML340型连续采煤机适用条件：

（1）单向抗压强度≤40MPa的煤岩，单向抗压强度<100MPa的夹矸。

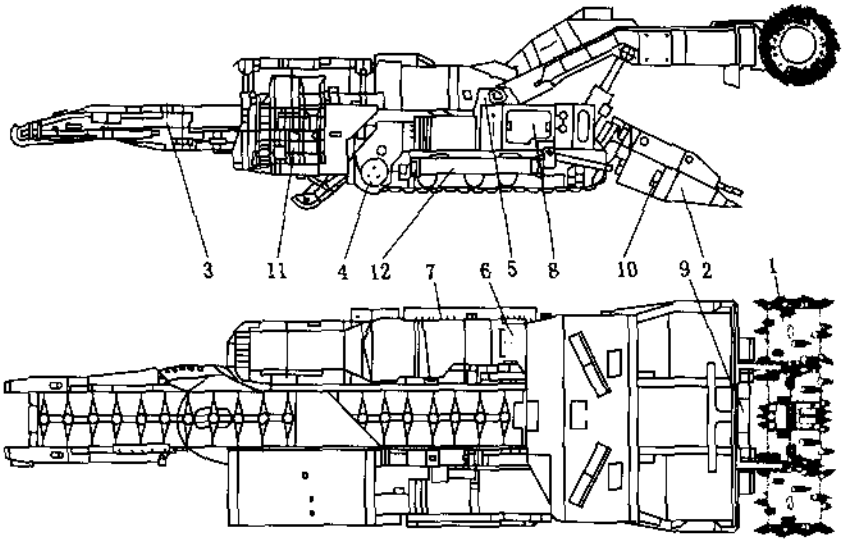
（2）适用坡度≤17°。

（3）顶板较好，允许一定空顶距，矩形全煤断面巷道。

EML340型连续采煤机主要技术参数见表4－5－23。

2. EML340型连续采煤机的主要组成及结构

EML340型连续采煤机主要由截割机构、装运机构、行走机构、主机架、稳定靴、集




1—截割结构；2—装载机构；3—输送机；4—行走机构；5—机架；6—集尘系统；7—电气系统；8—液压系统；9—水冷却喷雾系统；10—润滑系统；11—驾驶操纵；12—附件

图4-5-11　EML340型连续采煤机总体布置

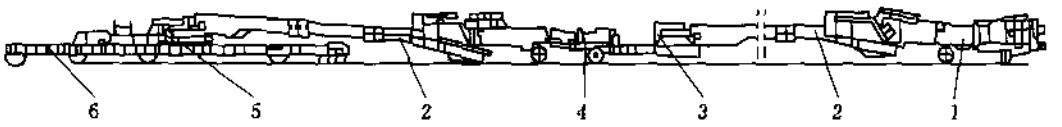
**表4-5-23　EML340型连续采煤机主要技术参数**

| 参数名称 | 参数值 | 参数名称 | 参数值 |
|---|---|---|---|
| 机长/mm | 11310 | 机总质量/t | 65 |
| 机宽/mm | 3300 | 总装机功率/kW | 597 |
| 机高/mm | 2050 | 截割煤的单向抗压强度/MPa | ≤40 |
| 地隙/mm | 305 | 理论生产能力/（$t \cdot min^{-1}$） | 15~27 |
| 卧底深度/mm | 205 | 最大采高/mm | 4650 |
| 接地比压/MPa | 0.19 | 最小采高/mm | 2600 |
| 适应巷道坡度/（°） | ≤17 | 截割宽度/mm | 3300 |

尘系统、液压系统、电气系统、水冷却喷雾系统、润滑系统、驾驶操纵及附件等组成。该机器动力设备有8台电动机，装机总容量为587kW。

5.4.2.2　LY1500/865-10型连续运输系统

连续运输系统是一种新型的连续采煤机后配套运输设备，也是短壁机械化高产高效连续采煤作业的关键设备之一，主要用于短壁机械化煤炭开采、边角煤回收及长壁工作面煤层平巷的巷道掘进。其连续运输的特点，较好地发挥了连续采煤机的回采和掘进能力，显著地提高了短壁机械化采煤的效率和巷道掘进的速度。连续运输系统具有行走、运输、破碎、转载、自移、伸缩、弯曲等功能，是机、电、液一体化的设备，与连续采煤机配套不仅可实现从受料、破碎、转载至带式输送机的煤炭连续运输，而且能满足带式输送机对块度的要求。图4-5-12为LY1500/865-10型连续运输系统基本组成。




1—给料破碎机单元；2—跨骑桥式转载机单元；3—搭接小车；4—行走桥式转载机单元；5—卸料小车；6—刚性结构架

图 4-5-12 LY1500/865-10 型连续运输系统基本组成

LY1500/865-10 型连续运输系统主要由给料破碎机、行走桥式转载机及跨骑桥式转载机等 10 个独立的单元组成，包括搭接小车、卸料小车以及为卸料小车提供滑行轨道、替代带式输送机机尾的刚性结构架。每个单元就是一台短的刮板输送机，各单元之间通过球形滑动轴承及连接销铰接成一体构成整个连续运输系统，如图 4-5-12 所示。连续运输系统可跟随连续采煤机行走，把连续采煤机采出的煤炭通过给料破碎机破碎后由随后铰接的若干台行走桥式转载机及跨骑桥式转载机直接运到运输巷带式输送机上，实现了煤炭的连续输送。

1. LY1500/865-10 型连续运输系统主要技术参数

LY1500/865-10 型连续运输系统主要技术参数见表 4-5-24。

**表 4-5-24 LY1500/865-10 型连续运输系统主要技术参数**

| 参数名称 | 参数值 | 参数名称 | 参数值 |
|---|---|---|---|
| 设计长度/m | 99~106 | 输送能力/（$t \cdot h^{-1}$） | 1500 |
| 最大宽度/mm | 3140 | 破碎能力/（$t \cdot h^{-1}$） | 1500 |
| 最大高度/mm | 2200 | 行走速度/（$m \cdot min^{-1}$） | 0~16 |
| 总装机功率/kW | 865 | 总质量/t | 260 |
| 供电电压/V | 1140 | 配套输送机宽度/mm | 1200，1000 |

2. LY1500/865-10 型连续运输系统适用条件

（1）煤层倾角 5°~16°。

（2）巷道宽度 6m。

（3）配套连续采煤机（12CM18-10D）：采高为 2.5~4m，生产能力为 8~23t/min，牵引速度为 0~9.1m/min，最大调动速度为 18.4m/min。

（4）配套带式输送机：带宽 1000mm 或 1200mm；带速 3.15~4m/s；输送能力 2000t/h。

（5）采煤方法：汪格维里采煤法。

3. LY1500/865-10 型连续运输系统性能与特点

（1）结构紧凑，布置合理。

（2）运输能力大、破碎能力强、工作稳定性好。

（3）牵引力大，行走速度 0~16m/min，并可无级调速，可以满足连采作业的随动和长距离调动。

（4）转载点采用铰接结构，转动灵活，适应性强。

（5）行走机构采用无支重轮履带行走系统，接地比压小，履带导向轮黄油缸张紧调整块锁定装置，结构简单，操作方便。

（6）驾驶室采用人机工程学设计，易于操作。

（7）运输系统采用闭式液压系统和低速大扭矩马达直接驱动链轮轴，系统发热少、效率高，提高了运输机构的可靠性。

（8）给料破碎机采用盘式破碎结构型式，硬化处理的截齿使用寿命长且更换方便。

（9）套筒滚子链，降低了机身高度，满足短距离运输的要求，并且拆装方便。

（10）链条与履带张紧，均采用双作用润滑脂油缸，带有锁紧垫片，操作方便，安全可靠。

（11）液压系统采用集成回路，多级过滤，减少中间环节，安全可靠。

（12）电气系统采用了可编程序控制器（PLC）作为核心控制单元，具有运行状态及故障原因中文液晶显示，保护齐全，操作方便，故障率低。

（13）关键元器件均选用进口优质产品，元器件参数选择富裕度大，可靠性高。

5.4.2.3　间断运输设备

目前，作为连续采煤机后配套的间断运输设备主要有梭车、蓄电池运煤车和内燃机运煤车。

1. 梭车的主要特点

目前，全球各主要梭车生产商生产的梭车外形及结构布置大同小异，并且随着新技术的应用，这种差别还在进一步缩小。总的来说，梭车具有以下特点：

（1）车架采用整体式结构，卸料部可升降。

（2）采用全轮驱动形式，动力分别由两台牵引电动机提供，单台电动机驱动同侧的两个车轮。

（3）为有效减小转向半径，采用全轮转向形式。

（4）转载全部采用输送机，原理与刮板输送机原理类似，输送减速器使用涡轮蜗杆来提高减速比，刮板链为双边滚子链条。

（5）为完成梭车行驶过程中的电缆收放，一般都装有卷电缆装置。

2. WD13 型梭车主要结构及工作原理

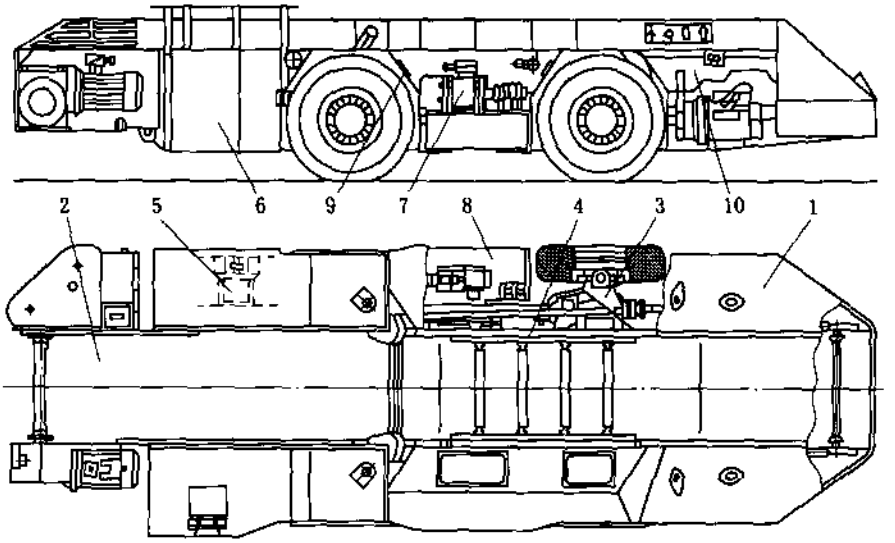
WD13 型梭车的外形及结构组成如图 4－5－13 所示。

WD13 型梭车适用于煤层倾角≤6°，煤巷宽度不小5m，巷道高度不小于3m，采用斜井或平硐的矿井。一般用于短壁工作面，作为连续采煤机后配套运输设备使用，也可作为综采工作面巷道掘进的后配套运输设备使用。其主要技术参数见表 4－5－25。

根据结构和功能划分，WD13 型梭车主要由 10 大部件或系统组成：受料部、卸料部、行驶转向系统、转载输送系统、卷电缆装置、驾驶操作系统、液压系统、电气系统、集中润滑系统、强制循环水冷系统等组成。

5.4.2.4　履带行走式液压支架

履带行走式液压支架，主要用于配套连续采煤机进行房柱式开采或回采煤柱时对巷道顶板的支护。履带行走式液压支架用于短壁工作面机械化开采创始于美国，为配合短壁工作面机械化开采顶板管理需要，国外一些公司相继研制出多种类型的履带行走式液压支




1—受料部；2—卸料部；3—行驶转向系统；4—转载输送系统；5—卷电缆装置；6—驾驶操作系统；7—液压系统；8—电气系统；9—集中润滑系统；10—强制水循环系统

图 4-5-13 WD13 型梭车整车结构

**表 4-5-25 WD13 型梭车主要技术参数**

| 参数名称 | | 参数值 |
|---|---|---|
| 外形尺寸 | 全长/mm | 9260 |
| | 总宽/mm | 3120 |
| | 总高/mm | 1650（不带护帮板高度） |
| 空载最大行驶速度/（$km \cdot h^{-1}$） | | 9.5（理论） |
| 满载最大行驶速度/（$km \cdot h^{-1}$） | | 8.5（理论） |
| 整车质量/kg | | 26500 |
| 额定装载量/kg | | 13600 |
| 最大满载爬坡度（在干硬路面上）/（°） | | 6 |
| 驾驶操纵方式 | | 横向驾驶 |
| 驱动方式 | | 4×4 全轮驱动 |
| 制动器形式 | | 多盘湿式安全型制动器 |
| 转向方式 | | 空间连杆机构全轮转向 |
| 最小转弯半径/m | | 2.95（内） 7.20（外） |
| 最小离地间隙/mm | | 340 |
| 轴距/mm | | 2690 |
| 电源电压/V | | 1140（AC）50Hz |
| 行走电机 | 额定功率/kW | 2×45 |
| | 调速方式 | 变频调速 |
| | 冷却方式 | 强制循环水冷 |

表 4-5-25（续）

| 参数名称 | | 参数值 |
|---|---|---|
| 轮胎形式 | | 填充式 |
| 空载最大制动距离/m | | 不大于 2（在水平干硬路面、最高车速） |
| 满载紧急制动距离/m | | 不大于 2（在水平干硬路面、最高车速） |
| 转载机 | 电机功率/kW | 30 |
| | 链道宽/mm | 1220 |
| | 链速/（$m \cdot s^{-1}$） | 0.377 |
| 液压系统 | 泵站电机功率/kW | 22 |
| | 泵类型 | 双联齿轮泵 |
| | 过滤方式 | 回油过滤 |
| 驾驶室顶棚高度调节范围/mm | | 1750～1970 |
| 卸料部调节范围/mm | | 526～1176 |
| 电缆储存量/m | | 175 |

架。目前美国应用履带行走式液压支架的支护技术进行短壁工作面机械化开采占采煤量的45%左右，澳大利亚、南非、印度等国家利用该项技术都取得了很好的经济效益。

XZ7000/24/45 型履带行走式液压支架，进行短壁连续采煤机工作面房柱式开采和回收煤柱的顶板支护，取得很好经济效益，煤柱也可全部回收。短壁机械化开采的采出率可由原来的不到 70% 提高到 87%。该型号的履带行走式支架在大同塔山煤矿的救灾中起了关键作用。因此，短壁机械化开采中使用履带行走式液压支架对顶板控制、提高资源采出率、避免顶板事故的发生，有重要的意义。XZ7000/24/45G 型履带行走式液压支架，主要用于配套连续采煤机进行房柱式开采或回采煤柱时对巷道顶板的支护，每架支架宽度为2300mm，成对使用，每组两架，每巷一组。从结构上看，该支架主要由履带驱动式底座、顶梁、掩护梁、前后连杆、立柱和千斤顶等组成，驱动装置所需的电机、泵站、油箱等各种液压元件及电气设备均装在履带驱动式底座上，该机行走及对顶板的支护主要通过使用手持式遥控器进行。支架在正常支护状态时，其中一架支架比另一架支架稍超前放置，当连续采煤机割完一刀之后，采空区侧支架降架，使顶梁脱离顶板并向前移动约半个机身长度，然后重新升架，另一支架也降架前移同样的距离，然后重新升架支护顶板，完成一个支护循环。这一过程连续进行，直到采完支架一侧（单侧法）或双侧煤柱（双翼法）。XZ7000/24/45G 型履带行走式液压支架具有提高煤炭采出率，提高连续采煤机开机率，降低采煤成本，保障安全生产，支架可重复使用的特点。

1. 适用范围

履带行走式液压支架是配合连续采煤机在采煤工作面或巷道对顶板进行支护的设备，它是一种新型矿井支护设备，适用条件为在基本顶坚硬、直接顶较稳定的顶板条件下的房柱式开采或回采煤柱，单翼和双翼截割的连续采煤机的配套设备，应具有大吨位强力支架的支护性能，具有较大的牵引力及行走速度。为确保操作人员的安全和操作系统的可靠性，操作方式可以采用本机、离机和遥控 3 种方式。

2. 行走支架（整机）对环境条件的要求

（1）海拔不超过2000m。

（2）周围环境温度范围为－5～＋40℃。

（3）周围空气相对湿度不大于95%（＋25℃）。

（4）在有瓦斯爆炸性混合物矿井中。

（5）无强烈振动和冲击的地方，与垂直面倾斜度不超过15°。

（6）无破坏性气体或蒸汽的环境中。

（7）无长期连续滴水的地方。

（8）污染等级为3级。

（9）安装类别为Ⅰ类。

（10）额定工作制为8h工作制。

3. 履带行走式液压支架的主要技术参数

（1）支架型式：履带行走支撑掩护式液压支架。

（2）支撑高度：2400～4500m。

（3）工作阻力：7000kN（$p$=28.42MPa）。

（4）初撑力：4187kN（$p$=17.0MPa）。

（5）支护强度：0.725MPa。

（6）支架在最高工作高度工作时，顶梁左右摆角±10°，前后摆角±25°。

（7）支护接地比压：支撑时2.4MPa，行走时0.13MPa。

（8）顶梁支护面积9.65m$^2$，履带接地面积3.01m$^2$。

（9）行走驱动方式：左右液压马达分别驱动。

（10）行走速度：工作8.0m/min，调动13.8m/min。

（11）履带板中心距：1750mm；履带链接地长度：3100mm。

（12）泵站：液压泵形式，双联叶片泵；压力等级17MPa（可根据顶板条件调节）；功率110kW。

（13）支撑液压缸（立柱）：4根/架，双伸缩双作用液压缸，缸径$\phi$280mm，总行程，2190mm。

（14）犁煤板液压缸：2根/架，缸径，$\phi$125mm；犁煤板抬起高度，150mm。

（15）液压系统控制方式：有线离机操作/遥控操作/本机手动。

（16）外形尺寸（长×宽×高）：6175mm×2300mm×2400mm。

（17）整机质量：45t。

4. XZ7000/24/45G型履带行走式液压支架

XZ7000/24/45G型履带行走式液压支架主要由机械系统、液压控制系统、电气控制系统三部分组成，如图4－5－14所示。

### 5.4.3 短壁滚筒采煤机

1. 短壁滚筒采煤机特点及应用范围

短壁滚筒采煤机是一种外形独特、性能良好、用途广泛的特殊单滚筒采煤机。它有别于其他采煤机的基本特点如下：

（1）采煤机机身短，一般3m左右，滚筒可完全进入平巷内，可随机推刮板输送机满

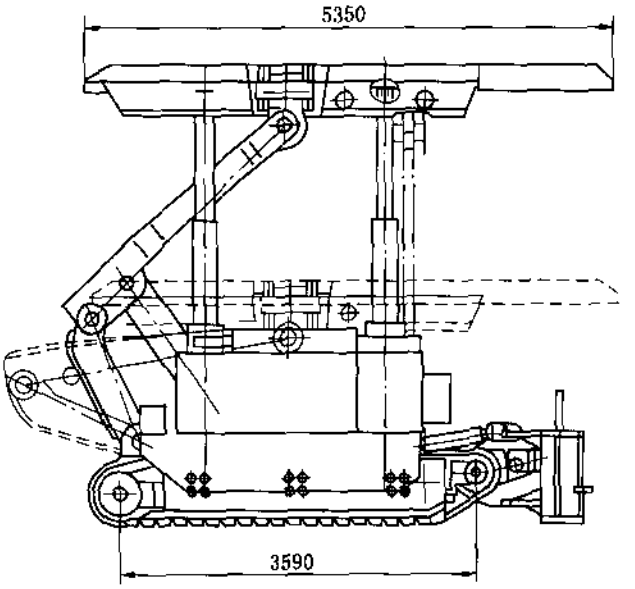



图4-5-14　XZ7000/24/45G型履带行走式液压支架

刀切割，而不用斜切进刀。

（2）摇臂布置在机身中部，采用可靠的齿条油缸调高系统，不能360°回转，但可以向上方或下方摆动，摆动范围310°。

（3）通过改变摇臂长度和机面高度来适应不同的采高要求。

由于短壁采煤机独特的特点，决定了它具有特殊的应用范围，主要应用在：①急倾斜特厚煤层水平分层放顶煤开采；②“三下一上”采煤；③煤柱和边角煤回收；④短壁工作面双巷或单巷开采；⑤长壁工作面开切口；⑥煤巷掘进。

2. 短壁滚筒采煤机的总体结构

2000年以来，我国研制开发出系列短壁采煤机，其总体特点如下：

（1）截割电机横向布置在机身上而不是摇臂回转轴上，提高了电机和整机的可靠性和可维修性，总体结构优于国外同类产品。

（2）摇臂轴用关节轴承取代三层复合材料滑动轴承，大大提高了摇臂轴的可靠性和使用寿命，性能优于国内原有产品。

（3）采用简单可靠的齿条液压缸调高系统，摇臂可以向上方或下方摆310°。

（4）更换电机，可以实现截割功率150kW、200kW或250kW。

（5）可以用多电机电牵引，牵引功率50kW，装机功率200kW、250kW、300kW；也可以用单电机液压牵引，牵引力250kN，牵引速度0～11m/min，装机功率150kW、200kW、250kW。

（6）电牵引短壁采煤机按原理可分为交流变频调速和开关磁阻调速，按系统可分为准机载低压（有非机载牵引变压器、牵引电缆、机载低压变频器或低压功率变换器），机载低压（无牵引电缆、有机载牵引变压器、有机载低压变频器或低压功率变换

器）和机载中压（无牵引变压器、无拖曳牵引电缆、机载中压变频器或中压功率变换器）。

（7）采用可编程控制器、状态检测、故障诊断和无线电遥控。

（8）采用 Eicotrack 无链牵引，可靠性高、控顶距小。

（9）可自带调高泵，也可拖曳乳化液管调高，简化系统。

这种单电机横向布置的液压牵引短壁采煤机系列，性能比原有的单电机纵向布置的液压牵引短壁采煤机更好；多电机横向布置的电牵引短壁采煤机系列技术上居国际领先水平。

电牵引短壁滚筒采煤机系列，见表4－5－26。

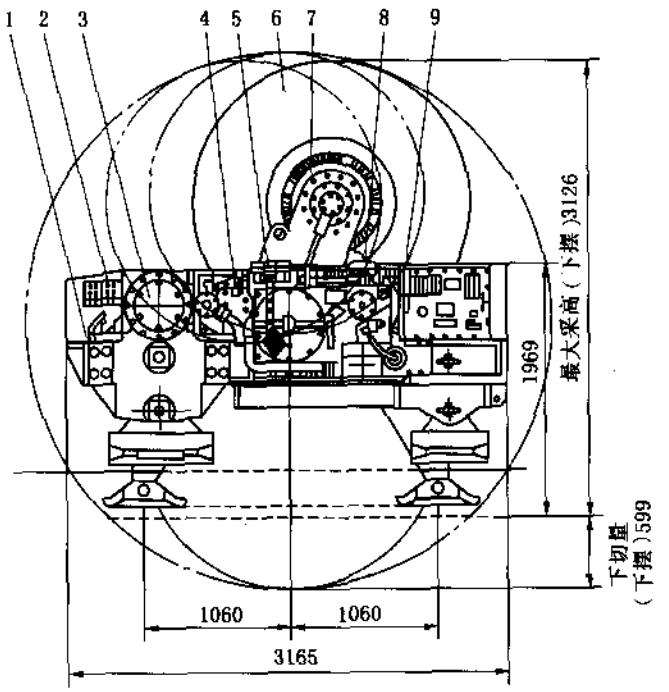
**表4－5－26 MG－NWD电牵引短壁采煤机**

| 型　号 | MG150/200－NAWD<br>MG200/250－NAWD<br>MG250/300－NAWD | MG150/200－NWD<br>MG200/250－NWD<br>MG250/300－NWD | | MG150/200－NGWD<br>MG200/250－NGWD<br>MG250/300－NGWD |
|---|---|---|---|---|
| 截割高度/m | 1.8～2.5 | 2.5～3.2 | | 2.5～3.5 |
| 煤层倾角/（°） | ≤18 | | | |
| 总功率/kW | 200，250，300 | | | |
| 截割功率/kW | 150，200，250 | | | |
| 牵引功率/kW | 50 | | | |
| 电压等级/V | 600，114 | | | |
| 上摆最大采高/mm | 2473 | 3111 | 3211 | 3567 |
| 下摆最大采高/mm | 2415 | 3026 | 3216 | 3445 |
| 上摆下切深度/mm | 399 | 414 | 514 | 361 |
| 下摆下切深度/mm | 457 | 499 | 599 | 483 |
| 滚筒直径/mm | 1700 | 1800 | 2000 | 2240 |
| 滚筒转速/（$r \cdot min^{-1}$） | 35.6，40.1 | 29.32 | | 29.32 |
| 截深/mm | 630.8 | | | |
| 摇臂摆角/（°） | 310 | | | |
| 摇臂长度/mm | 616 | 902 | | 902 |
| 机面高度/mm | 1396 | 1696 | | 1932 |
| 机身长度/mm | 3150 | 3165 | | 3165 |
| 调速方式 | 交流变频调速 | | | |
| 牵引方式 | 齿轮销轨式 | | | |
| 电压等级/V | 380 | | | |
| 牵引力/kN | 250～150～0 | | | |
| 牵引速度/（$r \cdot min^{-1}$） | 0～10～17 | | | |
| 喷雾与冷却 | 喷雾形式：内外喷雾；配套喷雾泵型号：PB－200/6.3；<br>供水管型号：KJR25－150 | | | |

表4-5-26（续）

| 型　号 | MG150/200-NAWD<br>MG200/250-NAWD<br>MG250/300-NAWD | MG150/200-NWD<br>MG200/250-NWD<br>MG250/300-NWD | MG150/200-NGWD<br>MG200/250-NGWD<br>MG250/300-NGWD |
|---|---|---|---|
| 配套电缆 | UCPQ0.66/1.443×70+1×16+4×16 | | |
| 配套输送机 | 型号：SGZ764/200-W<br>中部槽尺寸：1500mm×814mm×300mm | | |
| 质量/t | 约22 | | |

电牵引短壁采煤机部件按功能划分为截割机构、行走机构、辅助装置、辅助液压系统和电气控制系统，如图4-5-15所示。截割机构包括截割电动机、小齿轮箱、摇臂和滚筒等。行走机构包括牵引电动机、牵引轴组和行走箱等。辅助装置包括底托架、拖缆装置和喷雾冷却系统等。液压系统包括调高泵站和油管系统等。电气控制系统包括调速箱、电控箱、电阻箱及控制装置。




1—机身传动部；2—电气控制箱；3—行走箱；4—喷雾冷却系统；5—拖缆装置；6—截割滚筒；7—摇臂；8—辅助液压系统；9—变频调速箱

图4-5-15　电牵引短壁采煤机

采煤机总体采用多电动机横向布置的形式，由机身传动部把各部件组合成一台完整的采煤机。摇臂紧固在摇臂回转套上，通过关节轴承支撑在机身传动部上；行走箱体与机身传动部相连，通过机座止口与定位平面固定；采用液压螺母与高强度螺栓紧固；电气控制

箱和变频调速箱通过螺钉分别固定在机身传动部的两侧。

### 5.4.4 短壁滚筒采煤机的应用实例

MG 250/300 - NWD 短壁采煤机是国内首次采用多电机横向布置，机载式交流变频调速的新型电牵引短壁采煤机。装机功率300kW，截割功率250kW，牵引功率50kW。适用于煤层厚度为1.8～3.1m，煤层倾角小于16°，煤质中硬或硬及复杂地质条件的短壁和短、长壁综采，综放工作面使用，也能适用于三下开采，煤柱回收和边角煤开采及急倾斜特厚煤层水平分层开采。该机型目前已广泛用于大同、兖州、青海、乌鲁木齐、靖远等地，使用效果良好，共计数十台。

大同四台煤矿307盘区11号煤层北翼，受地质构造及小窑破坏的影响，只能布置可采走向长度270～350m、工作面长度50～80m的短壁工作面，不宜上长壁综采，但可采储量较大，约2.7Mt，采用MG250/300NWD型短壁电牵引采煤机开采。下面简要介绍综采情况。

1. 巷道布置

工作面采用双巷布置，两平巷皆为矩形断面，工作面运输巷、回风巷采用锚杆、锚索联合支护。

2. 工作面条件

工作面走向长度420m，可采走向长度为330m，倾向长度75.5m，采高3.1m。工作面10号与11号煤层大部分合并，平均结构为1.10(0.65)～3.36m，煤层赋存较稳定，煤层总厚5.41m，倾角43°～58°。煤质硬度$f \leqslant 4$。基本顶为粉砂岩，厚度11.16m；直接顶为粉细砂岩，厚度5.77m；无伪顶；直接底为粉砂岩，厚度0.45m；基本底为粉细砂岩，厚度3.69m。盘区属高瓦斯盘区，煤尘爆炸指数30%，煤的自然发火期为3～6个月。

3. “三机”配套设备

设备配套及“三机”配套设备分别如图4－5－16，表4－5－27所示。

表4－5－27 配 套 设 备

| 设备名称 | 型 号 | 功 率 | 备 注 |
|---|---|---|---|
| 采煤机 | MG250/300 - NWD | 250 + 50 | 采高2.3～3.1m |
| 液压支架 | ZZ6000 - 2.1/3.5 | | 工作阻力6000kN |
| 工作面输送机 | SGZ764/200 | 200 | 单机驱动 |
| 带式输送机 | SJ－80 | 2×40 | |
| 乳化液泵 | MRB－200/31.5 | 90 | 压力31.5MPa |

4. 使用效果

山西大同煤田地质条件具有“两硬”（煤层顶板岩性坚硬、煤质坚硬）的实际情况。2002年5月17日，在同煤集团四台沟煤矿11号煤层307盘区8722工作面进行工业性试验，开采长度75.5m，推进长度330m，采高3.1m。经过两个月的生产试验，累计出煤100489t（截至8月13日）。目前，已成功地在多个短壁综采工作面进行了推广开采，最高月产达59453t，采煤工效22t/工，工作面采出率达到95%以上，达到日平均生产原煤

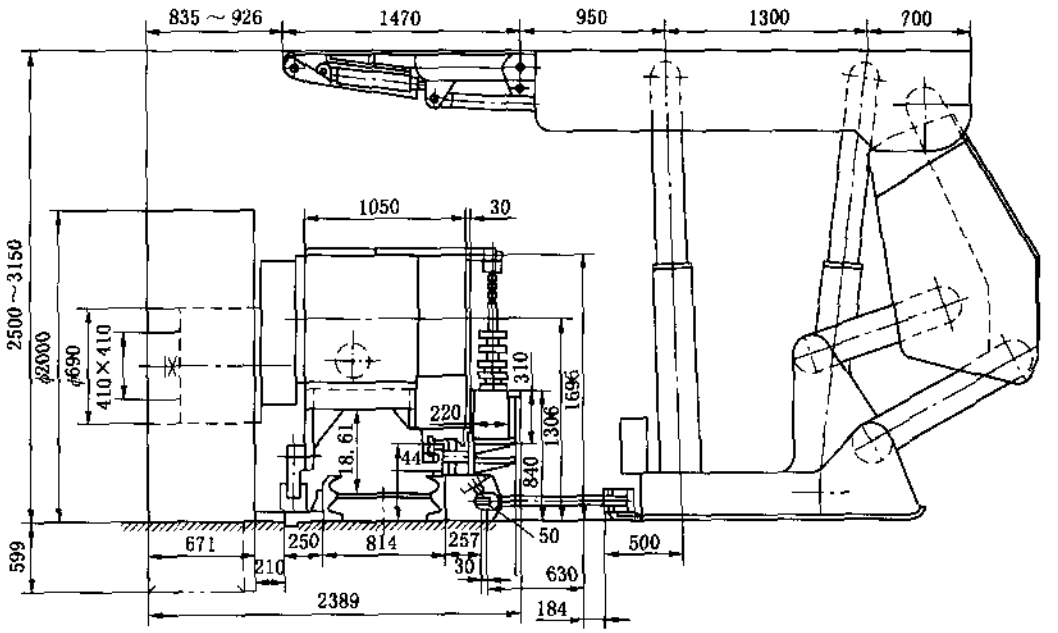



图4-5-16　设备配套

1000～1500t，月产原煤 $3\times10^4$t 以上，获得较好的经济效益和社会效益。

## 5.5　薄煤层综采设备

### 5.5.1　薄煤层滚筒采煤机及其设备配套

滚筒采煤机由于适应性强，效率高，便于实现综合机械化采煤而发展迅速，整体结构、性能参数、适应能力、可靠性等诸多方面都有较大创新和提高。薄煤层滚筒采煤机是在中厚煤层滚筒采煤机的基础上发展起来的，具有以下特点：

（1）积木式无底托架结构、液压螺母紧固、多台截割电动机横向布置、抽屉式部件安装等技术的应用，使滚筒采煤机机构简单，安装轻便。

（2）整体结构和传动方式的改进，使滚筒采煤机机身窄而低。

（3）加大装机功率，采用电气调速行走和远程无线控制技术，使滚筒采煤机能适应较复杂的开采地质条件。

（4）特别适合小型煤矿的综合机械化开采。

5.5.1.1　*薄煤层采煤机使用范围和性能特点*

（1）MG2×40/102－TWD 型采煤机适用于极薄煤层普采或高档普采工作面，采高0.65～1.05m。机身尺寸短、窄、薄，对薄煤层工作面的适应性强，是目前国内无链牵引最矮的机型，也是目前国内薄煤层多电机横向布置采煤机的最矮、最小机型。为解决机身薄与装机功率较大的矛盾，截割部采用双电机驱动，电机输入端和滚筒输出端油封，均采用国际上性能最先进的、零泻漏、寿命极长的磁力机械油封；主机身为整体箱体结构，强度高。

（2）MG100/230－BWD 型采煤机是采用多电机驱动、横向布置，无链非机载交流电

牵引滚筒采煤机，它适用于采高0.9～1.33m，煤层倾角小于或等于35°，煤质中硬，顶板中等稳定，底板起伏不大，不过于松软的薄煤层高档普采工作面，完成落煤与装煤作业。

各部件之间采用大直径圆柱销、螺钉及楔铁的紧固方式，最大限度地增加过煤高度。为使该机型与煤矿常用输送机相配套，同时最大限度地降低机面高度，该机型与输送机配套采用了交错布置形式，即输送机销轨占用采煤机机身部分空间，调高油缸位置进入输送机外槽帮以下。为压缩机身体积，采用了1140V直接供电的非机载交流变频调速技术，通过改变牵引电机的供电频率，实现牵引无级调速。牵引部的机械传动采用双行星双浮动结构型式，用过轴连接牵引驱动轮，且牵引驱动轮直接与输送机销轨啮合传动，不但增大了过煤空间，还省去了行走部，使机构大为简化，同时缩小了牵引部体积。由于采用非机载交流变频调速和机身不设泵站，所以，减小了机身的体积，同时减少了机体自身上的故障点，便于维护、检修。

（3）MG132/310－BW型采煤机适用于薄煤层综采或高档普采工作面，采高0.85～1.55m，是一种由多电机驱动的大功率薄煤层横向布置、无链双驱动液压牵引采煤机。其工作方式是一种沿长壁采煤工作面全长穿梭式采煤的骑刮板输送机式薄煤层采煤机。该采煤机由三部电机驱动，其中左、右截割电机功率均为132kW，牵引电机功率为45kW，总装机功率为309kW。

（4）MG80/200－BW型采煤机适用于薄煤层综采或高档普采工作面，采高0.76～1.4m（配$\phi$0.76m滚筒）。

该机型功率较大，机身短、窄、薄，对于薄煤层适应性大，采用多电机横向布置，抽屉式安装，机械传动系统各自独立，液压马达和油缸外置，便于维护、检修。机身主体为一个箱体，无对接面，避免了以往采煤机对接螺栓松动问题，因此故障点、漏油点少，故障率低。无底托架，从而加大了机身下面的过煤高度。液压锁和油缸进行分体设计，便于故障查找，维护和更换。牵引末级采用两级双浮动行星传动，结构紧凑、体积小。采用弯摇臂设计，加大过煤空间，提高装煤效果。电气系统设有过热、过流保护装置，保护齐全。该采煤机中间和两端都设有手把和按钮，可实现多点控制，便于操作。

（5）MG2×65/312－WD型采煤机适用于薄煤层综采或高档普采工作面，采高1.1～2.0m。机身为无底托架积木式组合结构，三大部件之间使用高强度T形螺栓和楔形哑铃销，以及定位销连接，使三大部件成为一个整体；具有四象限运行功能，并可根据截割电机载荷，自动调节牵引速度，并设有快速调车功能，供用户选择使用；为解决机身薄与装机功率大的矛盾，截割部采用双电机驱动。机械传动链高速端设有扭矩轴过载保护装置；在低速端采用四行星双浮动结构。牵引部的机械传动采用双行星双浮动结构型式，用过轴连接牵引驱动轮，且牵引驱动轮直接与输送机销轨啮合传动，不但增大了过煤空间，还省去了行走部，使机构大为简化，同时缩小了牵引部体积。

（6）MG2×150/700－WD型采煤机适用于薄煤层综采或高档普采工作面，采高1.2～2.05m，煤层倾角小于或等于30°。该机型是采用多电机驱动、横向布置，用以开采较薄煤层的无链牵引采煤机，机面高度低，装机功率大，具备截割硬煤、夹矸、爬坡的能力和过断层能力。

#### 5.5.1.2 薄煤层滚筒采煤机主要技术参数

薄煤层滚筒采煤机主要技术参数见表4－5－28。

表 4－5－28　薄煤层滚筒采煤机主要技术参数

| 型　　号 | MG2×40/102－TWD | MG100/230－BWD | MG132/310－BW |
|---|---|---|---|
| 采高/m | 0.65～1.05(φ0.65 滚筒) | 0.9～1.33 | 0.85～1.55 |
| 截深/m | 0.6,0.8 | 0.6 | 0.63,0.7,0.8 |
| 适应倾角/(°) | ≤35 | ≤35 | ≤30 |
| 滚筒直径/m | 0.65,0.85,1.0 | 0.9,1.0,1.1 | 0.85,0.9,0.95,<br>1.0,1.15 |
| 滚筒转速/(r·min$^{-1}$) | 92.6 | 86.3 | 84 |
| 摇臂长度/mm | 1569 | 1569 | 1285 |
| 摇臂摆动中心距/mm | 3045 | 3370 | 3900 |
| 牵引力/kN | 180 | 200 | 220 |
| 牵引速度/(m·min$^{-1}$) | 0～6 | 0～7 | 0～5 |
| 牵引形式 | 无链电牵引 | 无链电牵引 | 摆线轮　销轨<br>液压无链电牵引 |
| 机面高度/mm | 550 | 600 | 720 |
| 最小卧底量/mm | 70(φ0.65 滚筒) | 140(滚筒 φ900,槽帮高<br>170,销排中心高 293) | 75(φ0.85 滚筒) |
| 灭尘方式 | 内外喷雾 | 内外喷雾 | 内外喷雾 |
| 装机功率/kW | 2×2×40+2×12.5 | 2×100+2×15 | 2×132+45 |
| 电压/V | 1140 | 1140 | 1140 |
| 设计生产能力/(t·h$^{-1}$) | 200 | 400 | 395 |
| 最大不可拆卸件尺寸/<br>(mm×mm×mm) | 3235×1000×520 | 3335×1324×500 | 4120×1000×492 |
| 机重/t | 9 | 13 | 13.5 |
| 配套输送机 | SGZ－630/150CT<br>(配专用挡煤板) | SGZ－630/150CT<br>(配专用挡煤板) | SGB630/150C<br>(配专用挡煤板) |
| 型　　号 | MG80/200－BW | MG2×65/312－WD | MG2×150/700－WD |
| 采高/m | 0.76～1.4<br>(φ0.76 滚筒) | 1.1～2.0 | 1.2～2.05 |
| 截深/m | 0.63,0.7,0.8 | 0.6 | 0.6,0.8 |
| 适应倾角/(°) | ≤30 | ≤35 | ≤30 |
| 滚筒直径/m | 0.76,0.8,0.85,0.9,1.0 | 1.1,1.25,1.4 | 1.15,1.25,1.4 |
| 滚筒转速/(r·min$^{-1}$) | 90.8 | 57.49,69.78 | 66.96,77.6 |
| 摇臂长度/mm | 1406 | 1800 | 2060 |
| 摇臂摆动中心距/mm | 3800 | 4620 | 5787 |
| 牵引力/kN | 150 | 306.2 | 456 |
| 牵引速度/(m·min$^{-1}$) | 0～5 | 0～7.07 | 0～9.01 |
| 牵引形式 | 液压无链牵引 | 交流变频电牵引 | 电牵引(交)无链销轨 |

表 4-5-28（续）

| 型　号 | MG80/200-BW | MG2×65/312-WD | MG2×150/700-WD |
|---|---|---|---|
| 机面高度/mm | 640 | 871 | 860 |
| 最小卧底量/mm | 60(φ0.76 滚筒) | 147,222,297 | 176,226,301 |
| 灭尘方式 | 内外喷雾 | 内外喷雾 | 内外喷雾 |
| 装机功率/kW | 2×80+40 | 4×65+2×22+7.5 | 2×150×2+2×40+20 |
| 电压/V | 1140 | 1140 | 3300,380 |
| 设计生产能力/(t·h$^{-1}$) | 437 | 400 | 800 |
| 最大不可拆卸件尺寸/(mm×mm×mm) | 3990×1000×432 | 2230×1030×480 | 2973×1530×510 |
| 机重/t | 12 | 18 | 35 |
| 配套输送机 | SGB630/150CT（配专用挡煤板） | SGB630/220 | SGZ800/800 |

5.5.1.3 薄煤层滚筒采煤机配套实例

曹窑煤矿薄煤层开采，采高为1.1～1.9m的综采工作面设备配套方案见表4-5-29。

表 4-5-29 曹窑煤矿采高为 1.1～1.9m 的综采工作面设备配套方案

| 设备名称 | 设备型号 | 设备数量 | 主要技术参数 |
|---|---|---|---|
| 采煤机 | MG200-BWI | 1台 | 功率200kW；采高1.1～2.0m |
| 液压支架 | ZY2400/10/19 | | 工作压力2400kN，支撑高度1.0～1.9m |
| 刮板输送机 | SGZ-630/220 | 1台 | 电机功率2110kN，运输能力450t/h |
| 桥式转载机 | SZB-730/40 | 1台 | 电机功率40kN，运输能力630t/h |
| 乳化液泵 | MRB-125/31.5 | 2台 | 额定流量125L/min，额定压力31.5MPa |

该套方案已在与曹窑煤矿薄煤层地质条件相近的枣庄矿区田陈煤矿缓倾斜不稳定薄煤层中进行了试验和应用，并已取得平均月产$5.0\times10^4$t，最高月产$8.5\times10^4$t的生产纪录。

曹窑煤矿薄煤层开采，采高为0.8～1.4m的综采工作面配套方案见表4-5-30。

表 4-5-30 曹窑煤矿采高为 0.8～1.4m 的综采工作面设备配套方案

| 设备名称 | 设备型号 | 设备数量 | 主要技术参数 |
|---|---|---|---|
| 采煤机 | MG300-BW | 1台 | 功率300kW |
| 液压支架 | ZZ2000-0.7/1.35 | | 工作压力2200kN，支撑高度0.7～1.35m |
| 刮板输送机 | SGZ-630/150 | 1台 | 电机功率275kN，运输能力450t/h |
| 乳化液泵 | XRB2B-80/350 | 2台 | 额定流量80L/min，额定压力30MPa |
| 刮板输送机 | SGW-80T | 1台 | |

目前，该配套设备已在松藻煤电公司 6 对高瓦斯矿井中使用，2007 年薄煤层工作面平均月产达到 $3.4\times10^4$t，平均工效 16.68t/工，最高月产达 $4.5\times10^4$t，实现了薄煤层的安全高效开采。

### 5.5.2 刨煤机及其设备配套

#### 5.5.2.1 刨煤机适用条件

煤层适刨性是衡量刨煤机能否有效适应煤层的一个重要指标，是影响刨煤机能否高效开采的一个重要因素。煤层抗刨削力的大小是判断能否正确采用刨煤机开采的一个重要因素。目前，我国是按煤层的抗压强度 $f$ 值（即普氏系数）来衡量煤层硬度的。但实践证明，把 $f$ 值作为刨煤机适刨性的指标并不可靠。实际上，$f$ 值只是用煤岩抗压强度的相对量来表示其在各种受力破坏时所具有的强度，并不真实地代表煤岩的坚固性程度，即使是同一种煤质，由于裂隙度、层节理、含水率等不同，同一种指标测定值的差别也会很大。刨煤机的破煤方式充分利用了地压和煤层的层节理，有自身特点。目前我国的刨煤机工作面在正式选定机型之前，均缺乏必要的前期论证。近年来，国外的一些主要采煤国家经过多年实践和试验研究，为了比较准确、全面地衡量刨煤机工作机构工作时承受的载荷大小，已不再使用普氏系数 $f$ 值来衡量煤层的抗截割特性，而是代之以适刨性指标，这个指标来源于煤或岩石在标准工况下被标准刀具截割时的抗截割强度（称为截割阻抗）。

#### 5.5.2.2 煤层可刨性

煤层可刨性是指煤层的可破碎特性，是刨煤机设计计算的基础和重要依据之一。不同煤层的可刨性，对刨煤机工作影响很大。因此，煤层可刨性的研究与刨煤机的计算、研究和设计有直接关系。对于煤层可刨性，国内尚未进行深入的研究工作，目前还没有制定出统一的标准，只是根据刨煤机的使用情况和井下开采的难易程度，得出了一些经验总结。在实际应用中，煤层可刨性不仅取决于煤层的硬度，而且还与其他很多因素有关。在国外，尤其在德国，煤层可刨性的研究已经非常深入，并且已研制出煤层可刨性的测试装置，用于刨煤机的设计和使用。德国矿冶技术公司（DMT）研制的切割力测试仪，已被 DSK（德国鲁尔煤炭公司前身）用于井下工作面布置和刨煤机系统设计。

根据平均刨削力，再结合刨煤机工作面中已得出的生产结果，就能用可刨性测试装置确定出刨煤机工作面所需的开采设备，并计算出所能达到的开采效率。利用这种测试装置，可以通过对刨煤机系统的各种驱动配置（电动机功率和刨煤速度）、地质参数（煤层厚度和倾角）以及工作面长度等的计算，求出可行的刨削深度。此外，还能为工作面和巷道输送机确定出所需的装机功率、刨链直径和运送能力。由此可见，煤层可刨性对刨煤机设计至关重要，非常有必要对其进行深入研究，并加快研制可刨性测试装置的步伐。

煤层可刨性是刨煤机设计的基础，决定着刨煤机设计的合理性。单从煤层的自身条件出发，影响可刨性的主要因素如下：

（1）煤层硬度。煤层硬度是可刨性的决定因素，煤质越硬，刨煤机所受的刨削阻力和挤压力越大，刨头运行的稳定性越差，功率消耗越大，刨刀磨损越严重。

（2）煤层中的夹矸状况。煤层夹矸有层状、间断层状，也有结核状，而对刨煤机使用影响较大的是结核状的夹矸。

（3）煤层节理。煤层节理对刨煤机使用有利，可提高煤层的可刨性。

（4）煤层倾角。煤层倾角不是影响可刨性的重要因素，它与煤岩性质和地质构造无

直接联系，但煤层倾角过大，一方面会使刨煤机上行阻力增大，机组容易下滑；另一方面使处理地质构造和控制顶板的难度增大。因此，倾角较大的煤层，其可刨性差。目前，世界各国的刨煤机多用在缓倾斜煤层中。

（5）煤层地质构造。影响煤层可刨性的地质构造主要是断层。断层形状不同，对刨煤机的影响也不同。其中断层落差和断层分布对刨煤机的使用影响较大。

（6）煤岩成分和物理性质。对煤的可刨性有直接影响的是煤层的硬度和脆度。煤的硬度大，可刨性差；煤的脆度大，对刨煤有利，可刨性好。

（7）煤层厚度。煤层厚度与可刨性无直接关系，但是决定刨煤机的高度，从而影响刨煤机的刨削性能。

5.5.2.3 自动化刨煤机采煤工作面开采工艺与配套设备

全自动刨煤机系统采煤是薄煤层开采较理想的一种采煤工艺，世界上许多国家，如德国、法国、波兰、西班牙、俄罗斯都广泛采用这种采煤工艺，有些国家使用刨煤机开采的煤炭产量占总产量的50%以上。

自动化刨煤机工作面采煤工艺如图4-5-17所示。

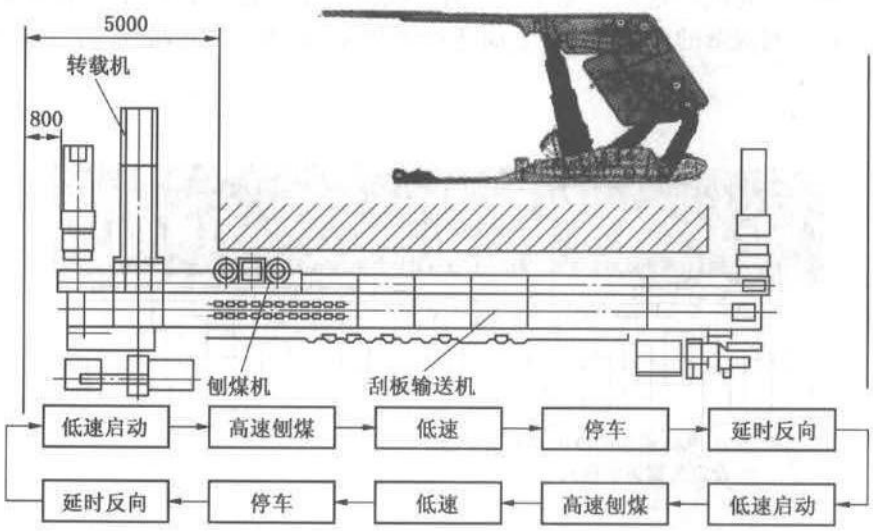



图4-5-17 自动化刨煤机工作面采煤工艺图

自动化刨煤机工作面采煤工艺流程为：刨煤机工作时，刨头在无级圆环链（即刨链）的牵引下，沿着安装在输送机中部槽上的导轨（滑架）上运行，刨刀将煤刨落，刨落的煤在刨头犁形斜面的作用下被装入输送机，运出工作面。自动化刨煤机刨头工作过程可参见图4-5-18。传统采煤机截深较大，采煤工艺要求十分严格，而刨煤机刨深远小于采煤机截深，从而减小了刨煤机在采煤工艺上的局限性。刨煤机工作时，通常工作面两端均采用端头斜切进刀，刨头沿工作面往返刨煤，然后合理调整工作面两端头和中部段刨深，使工作面输送机始终处于平直状态。在刨头运行轨道采空区一侧，安装在液压支架推移杆上的调斜千斤顶可用来实现底刨刀的调斜，在正常生产中调斜千斤顶可人工操作，使刨头




图 4－5－18　自动化刨煤机刨头工作示意图

下切或上仰，以适应工作面在纵向上的起伏不平。

刨头在工作面的往返自动运行，液压支架的各种动作和输送机的推移均由计算机远程控制系统进行控制。工作面内每 3 个支架上安装一台 PM4 支架控制单元，每台支架上配有电磁阀和推移测控杆，以实现支架的各种动作；每个 PM4 控制单元均有自身的地址和编码。当刨头通过当前支架一段距离后，PM4 开始控制工作面支架，进行相应动作，当推移千斤顶剩余行程小于下次刨深时，液压支架就会自动前移。输送机的推移距离由上行和下行刨深决定，每次输送机的推移量即为下次的刨深。通过 PM4 单元对支架的控制，可以实现刨煤机对煤壁的定量刨削，从而达到整个刨煤机系统的定量刨煤，其具体过程可参见图 4－5－19。

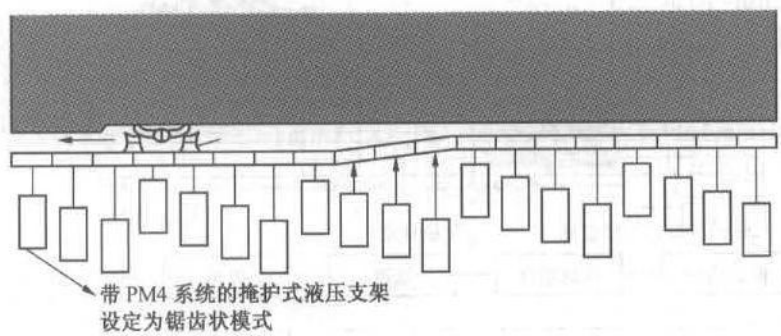



图 4－5－19　刨煤机定量刨煤示意图

5.5.2.4　刨煤机选型

1. 刨煤机结构型式

刨煤机的主要结构型式有拖钩式、滑行式、拖钩滑行式等，近年来国内刨煤机生产厂家主要发展滑行式和拖钩式刨煤机，这种型号的刨煤机与刮板输送机、液压支架、电液控制定量推进系统和电气控制系统相配合，可以实现综采工作面生产自动化。尤其是从德国进口的全自动滑行式刨煤机，目前在我国很多煤矿得到广泛应用，并取得了良好的经济和社会效益。

（1）拖钩式刨煤机。该类型刨煤机适用于极薄煤层工作面开采。拖钩刨煤机通常采用后牵引方式，即刨链位于工作面采空侧，该刨煤机的主要优点：牵引部分在采空侧，便

于维护和操作，且检修刨链比较方便，易磨损部件在井下便于更换；其缺点主要是刨煤机刨头本身由位于输送机中部槽下面的底拖板牵引，因此运行阻力大，消耗功率多，并对煤层地质构造和底板条件要求较高。但同时由于底拖板的存在，使刨煤机在工作面一侧不需要运行导轨，降低了刨煤机自身的高度。

（2）滑行刨煤机。该类型刨煤机适用于薄煤层和中厚煤层的工作面开采。根据刨链与刨头连接位置不同，滑行刨煤机主要有上链牵引和下链牵引两种形式。上链牵引是指刨头与滑架内部的上侧刨链相连接，这种牵引方式产生的附加扭矩较小，但滑架不易封闭，落入滑架内的煤粉不易排出，易导致刨头卡死；下链牵引是指刨头与滑架内部的下侧刨链相连接，在这种牵引方式下，滑架易做成封闭型，有利于排煤和装煤，但产生的附加扭矩较大。

2. 国产与国外刨煤机主要技术特征

国产刨煤机主要技术参数见表4－5－31。国外刨煤机主要技术参数见表4－5－32。

**表4－5－31 国产刨煤机主要技术参数**

| 型号 | | MBJ－2A | BH26/2×75 | BH30/2×132 | BH30/2×160 | BH34/2×200 | BH38/2×200 | BH38/2×315（400） |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 设计长度/m | | 200 | 200 | 200 | 200 | 200 | 200 | 300 |
| 出厂长度/m | | 200 | 150 | 200 | 180 | 150 | 150 | |
| 生产能力/(t·h$^{-1}$) | | 200 | 250 | 250 | 80～290 | 264～990 | 264～990 | 1000 |
| 供电电压/V | | 660 | 660 | 660 | 1140 | 1140 | 1140 | 1140 |
| 机组总质量/t | | 100 | 130 | 175 | 235 | 245 | 255 | |
| 适应工作面条件 | 煤层厚度/m | 0.8～1.3 | 0.7～1.5 | 0.8～1.3 | 0.7～1.5 | 0.85～1.8 | 0.85～1.8 | 1.0～2.0 |
| | 煤层倾角/(°) | <25 | <25 | <25 | <25 | <25 | <25 | <25 |
| | 煤层硬度 | 中硬偏下 | 中硬偏下 | 中硬偏下 | $f$≤2.5 | $f$≤3 | $f$≤3 | $f$≤3.5 |
| | 工作面长度/m | ≤200 | ≤200 | ≤200 | ≤200 | ≤200 | ≤200 | ≤300 |
| | 设备配套作业方式 | 普采或高档普采 | 普采或高档普采 | 普采或高档普采 | 普采或高档普采 | 综采工作面 | 综采工作面 | 综采工作面 |
| 刨煤部分 | 功率/kW | 2×40 | 2×75 | 2×132 | 2×160 | 2×200 | 2×200 | 2×315(400) |
| | 截深/mm | 50～80 | 40～80 | 35～60 | 35～60 | 60 | 60 | ≤120 |
| | 刨速/(m·s$^{-1}$) | 0.42 | 0.67 | 0.5～1.5 | 0.75～1.5 | 0.56～1.7 | 0.56～1.7 | 0.88～1.76 |
| | 刨链规格/(mm×mm) | φ24×86 | φ26×92 | φ30×108 | φ30×108 | φ34×126 | φ38×137 | φ38×137 |
| 输送部分 | 功率/kW | 2×40 | 2×75 | 2×75 | 2×110 | 2×132 | 2×200 | 2×400 |
| | 链速/(m·s$^{-1}$) | 0.86 | 1.07 | 1.07 | 1.07 | 0.95 | 1.1 | 1.32 |
| | 刮板链规格/(mm×mm) | φ18×64 | φ18×64 | φ18×64 | φ26×92 | φ26×92 | φ26×92 | φ34×126 |
| | 中部槽规格/(mm×mm×mm) | 1500×630×190 | 1500×630×190 | 1500×630×190 | 1500×630×222 | 1500×764×222 | | 1500×800×222 |

表4-5-31（续）

| 型　号 | | MBJ-2A | BH26/2×75 | BH30/2×132 | BH30/2×160 | BH34/2×200 | BH38/2×200 | BH38/2×315(400) |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 液压推进系统 | 流量/(L·min⁻¹) | 45 | 80 | 80 | 80 | | | |
| | 工作压力/MPa | 10 | 10~15 | 10~15 | 10~15 | 10~15 定压常开 | 10~15 定压常开 | |
| | 功率/kW | 13 | 55 | 55 | 55 | | | |
| | 液压缸推力/kN | 77 | 79~118 | 79~118 | 79~118 | | | |
| | 液压缸行程/mm | 700 | 700 | 700 | 700 | | | |

表4-5-32　国外刨煤机主要技术参数

| 型　号 | | 8/30 滑行刨（德国） | KHS-2 滑行刨（德国布朗） | H-300 拖钩刨（西班牙） | CH75 滑行刨（俄罗斯） | GH9-34Ve/4.7（德国 DBT） | GH9-38Ve/4.7（德国 DBT） |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 设计长度/mm | | 200 | 200 | 100 | 150 | 250 | 257.65 |
| 出厂长度/mm | | 200 | 150 | 80 | 125 | 200.5 | 260 |
| 生产能力/(t·h⁻¹) | | 630 | 900 | 250 | 250 | 900 | 750 |
| 供电电压/V | | 1140 | 1140 | 660 | 660 | 1140 | 1140 |
| 机组总质量/t | | 147 | | 175 | | | |
| 适应工作面条件 | 煤层厚度/m | 0.6~0.16 | 0.8~0.8 | 0.8~1.3 | 0.85~1.2 | 0.85~1.8 | 0.75~1.8 |
| | 煤层倾角/(°) | <6~7 | <25 | <25 | <20 | <25 | 0 |
| | 煤层硬度 | 中硬偏下 | $f$≤3.5 | 中硬偏下 | $f$≤2.5 | $f$≤3 | |
| | 工作面长度/m | ≤160 | ≤200 | ≤80 | ≤125 | ≤200.5 | ≤260 |
| | 设备配套作业方式 | 综采工作面 | 综采工作面 | 普采或高档普采 | 普采或高档普采 | 自动综采工作面 | 自动综采工作面 |
| 刨煤部分 | 功率/kW | 2×200 | 2×200/65 | 2×55 | 2×110 | 2×315 | 2×400 |
| | 截深/mm | 70 | 30~60 | 35~60 | 60 | 90 | |
| | 刨速/(m·s⁻¹) | 1.78 | 0.74/1.42 | 0.45 | 0.67~1.67 | 0.88~1.76 | 0.96~1.92 |
| | 刨链规格/(mm×mm) | $\phi$30×108 | $\phi$38×137 | $\phi$24×87.5 | $\phi$26×92 | $\phi$34×126 | $\phi$38×137 |
| 输送部分 | 功率/kW | 2×110 | 2×110 | 2×55 | 2×110 | 2×315 | 2×400 |
| | 链速/(m·s⁻¹) | 0.63 | 0.74 | | 0.61 | 1.32 | 0.66~1.32 |
| | 刮板链规格/(mm×mm) | $\phi$26×92 | $\phi$26×92 | $\phi$22×86 | $\phi$18×64 | $\phi$30×108 | $\phi$34×126 |
| | 中部槽规格/(mm×mm×mm) | 1500×764×222 | 1500×643×222 | 1500×630×190 | 1500×642×190 | 1500×732×190 | 1505×822×244 |

表 4-5-32（续）

| 型号 | | 8/30 滑行刨（德国） | KHS-2 滑行刨（德国布朗） | H-300 拖钩刨（西班牙） | CH75 滑行刨（俄罗斯） | GH9-34Ve/4.7（德国 DBT） | GH9-38Ve/4.7（德国 DBT） |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| 液压推进系统 | 流量/(L·min$^{-1}$) | | 80 | 80 | | 自动控制 | 自动控制 |
| | 工作压力/MPa | 10~15 定压常开 | 10~15 定压常开 | 10~15 | 10~20 | | 32 |
| | 功率/kW | | | 55 | | | |
| | 液压缸推力/kN | | | 79~118 | 56.5 | | 160 |
| | 液压缸行程/mm | | | 700 | 700 | | 750 |
| 使用时间，地点 | | 1979 年，徐州夹河、旗山 | 1992 年，四川松藻 | 1989 年，四川新胜 | 1993 年，河北开滦 | 2000 年，辽宁铁法 | 2004 年，沈阳 3 矿 |

3. 薄煤层全自动化刨煤机成套设备

其主要由刨煤机、输送机、转载机、破碎机和自动控制系统组成。刨头沿运行导轨，由刨链牵引，通过机头、机尾传动部在工作面往复运动，依靠刨刀对煤壁形成的静压力将煤刨落，在刨头和导轨犁形斜面的作用下，将煤装入输送机运至工作面下端口。底刨刀和液压支架定量推进系统控制刨削深度，电气自动控制系统及电液控制系统控制刨头，驱动电动机减速、停机、反向和液压支架的推刮板输送机、降架、拉架和升架。如此循环往复，实现全自动化连续采煤。图 4-5-20 是刨煤机工作面煤层开采示意图。图 4-5-21 为我国某煤炭生产企业自动化刨煤机工作面配套设备示意图。

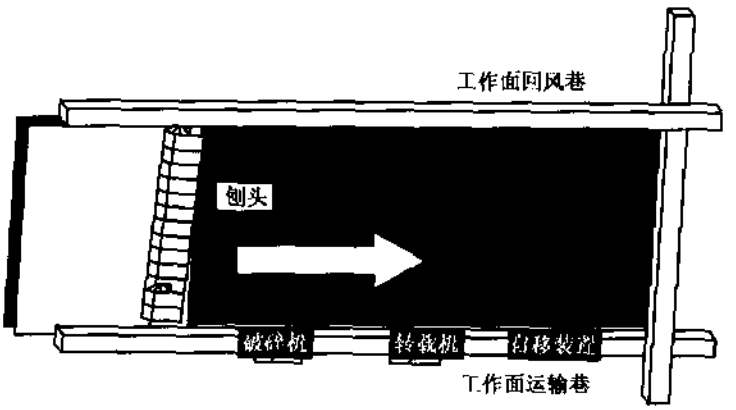
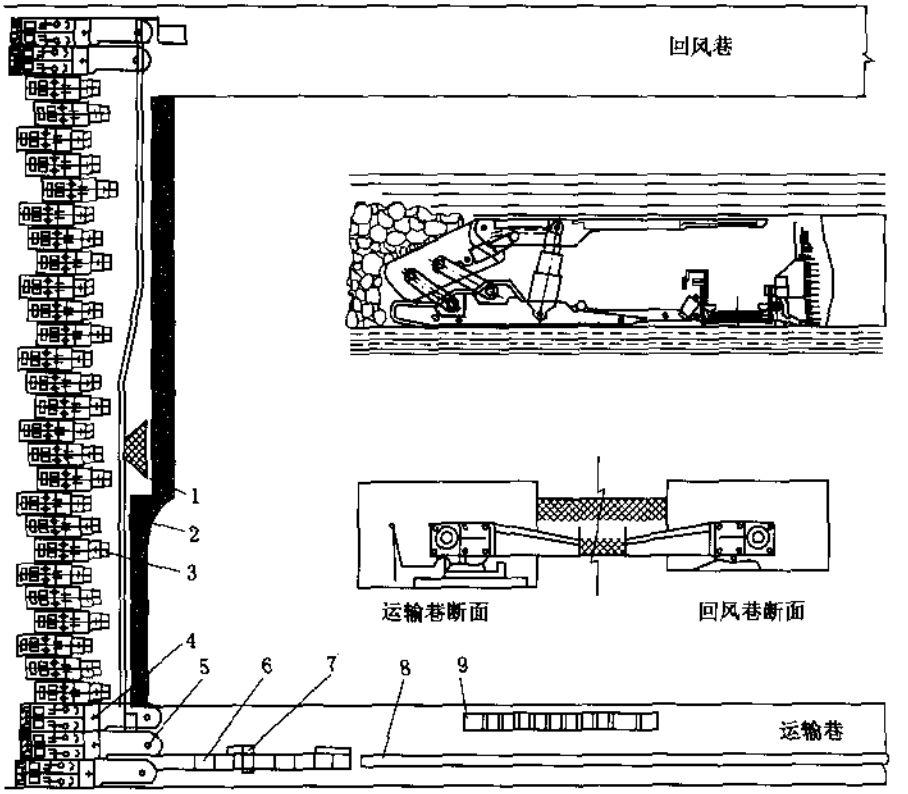



图 4-5-20 刨煤机工作面煤层开采示意图

5.5.2.5 刨煤机工作面液压支架

1. 液压支架技术特征

液压支架是综采工作面的主要设备之一，与采煤机、刮板输送机并称为“三机配套”，液压支架是综采工作面实现安全高效生产的关键设备。近几十年来，液压支架的发




1—刨煤机；2—刮板输送机；3—液压支架；4—调节支架；5—端头支架；
6—转载机；7—破碎机；8—带式输送机；9—变电列车

图4-5-21　自动化刨煤机工作面配套设备示意图

展趋势是向两柱掩护式和四柱掩护式两种架型发展，架型结构进一步完善，设计方法更加先进，参数向高工作阻力、大中心距发展，结构件材料越来越多地采用高强度钢材，有些支架生产公司还要求支架的耐久性试验循环次数达50000次，支架的使用寿命达14年以上。

经过近几十年的努力，我国在液压支架方面已取得一定的成绩，但与国外先进国家的技术相比，还存在着明显的差距。

对于综采液压支架的研究，目前英国、澳大利亚和德国等采矿行业发达的国家进行的较多，尤其是德国在这一领域的研究比较突出。德国DBT公司生产的液压支架在国际上具有较强的竞争力，在设计、制造过程中，注重液压支架的电液控制技术和高强度板材的使用。国外薄煤层液压支架的架型及技术参数见表4-5-33。

**表4-5-33　国外薄煤层液压支架架型及技术参数**

| 序号 | 支架架型 | 连杆形式 | 立柱工作阻力之和/kN | 支架高度/m | 立柱形式 |
|---|---|---|---|---|---|
| 1 | 三柱垛式 | | 2058 | 0.65～1.35 | 双伸缩 |
| 2 | 六柱支撑掩护式 | 反四连杆 | 1764 | 0.68～1.16 | 双伸缩 |

表 4-5-33（续）

| 序号 | 支架架型 | 连杆形式 | 立柱工作阻力之和/kN | 支架高度/m | 立柱形式 |
|---|---|---|---|---|---|
| 3 | 四柱支撑掩护式 | 反四连杆 | 3136 | 0.79～1.47 | 双伸缩 |
| 4 | 四柱支撑掩护式 | | 3920 | 0.82～1.65 | 双伸缩 |
| 5 | 四柱支撑掩护式 | | 5488 | 1.02～2.14 | 双伸缩 |
| 6 | 三柱支撑掩护式 | | 3275 | 0.5～1.5 | 双伸缩 |
| 7 | 四柱支撑掩护式 | | 3632 | 0.5～1.5 | 双伸缩 |
| 8 | 三柱支撑掩护式 | | 3275 | 0.7～2.1 | |
| 9 | 掩护式 | | 3200 | 0.6～1.8<br>0.5～1.5 | 双伸缩 |
| 10 | 掩护式 | | 3200 | 1.08～2.2 | |
| 11 | 掩护式 | | 3600～4000 | 0.5～1.5<br>0.6～1.5<br>0.7～1.8 | 双伸缩 |

近年来，我国采煤机综合机械化水平有所提高，薄煤层开采也被日益重视，作为薄煤层主要开采设备的液压支架的设计，在提高开采技术方面起着举足轻重的作用。我国薄煤层液压支架主要架型及主要技术参数见表 4-5-34。

表 4-5-34 我国薄煤层液压支架主要架型及主要技术参数

| 序号 | 支架架型 | 立柱工作阻力之和/kN | 支架高度/m | 支护强度/($kN \cdot m^{-2}$) | 支架质量/t |
|---|---|---|---|---|---|
| 1 | TZIB 型垛式 | 3920 | 0.92～1.35 | 746.66 | 3.46 |
| 2 | $HB_4$-160 型垛式 | 1568 | 0.68～1.295 | 364.56 | 2.5 |
| 3 | BY200-06/15 | 1960 | 0.6～1.5 | 283.2～346.9 | 5.2 |
| 4 | KX280-07/18 支撑式 | 2744 | 1.0～1.8 | 457.6～584.1 | 7.3 |
| 5 | $ZB_4$×280-6/15 支撑式 | 2744 | 0.6～1.5 | 273.2～459.4 | 5 |
| 6 | F120/07/17 掩护式 | 1176 | 0.7～1.7 | 282.2 | 4 |

ZY5200/08/18D 型两柱掩护式电液控制支架主要技术参数见表 4-5-35。

表 4-5-35 ZY5200/08/18D 型两柱掩护式电液控制支架主要技术参数

| 参数名称 | 参数值 | 参数名称 | 参数值 |
|---|---|---|---|
| 支架型号 | ZY5200/08/18D 型两柱掩护式支架 | 立柱 | 双伸缩 |
| 支架高度/mm | 800～2000 | 缸径/mm | $\phi$280/$\phi$200 |
| 初撑力/kN | 3880 | 柱径/mm | $\phi$260/$\phi$185 |
| 工作阻力/kN | 5200 | 行程/mm | 735 |

表4-5-35（续）

| 参数名称 | 参数值 | 参数名称 | 参数值 |
|---|---|---|---|
| 推移步距/mm | 600 | 推移千斤顶 | DBT公司产品（同ZYD6400/09/20D型两柱掩护式支架） |
| 支护强度/MPa | 0.46～0.79 | 平衡千斤顶/mm | 缸径 $\phi$180 |
| 操作方式 | 电液控制 | | 杆径 $\phi$105 |
| 支架质量/t | 14.4 | | 行程780 |

2. 薄煤层液压支架选型原则

由于薄煤层综采工作面采高相对较低，这就要求液压支架在选型时应考虑到以下几方面因素：

（1）架型的选择。在确定架型时应考虑到薄煤层的特点。

（2）应具有高强度。高强度可保证液压支架在薄煤层工作面中安全、平稳地运行而不发生损坏。

（3）应具有高工作阻力。支架具有高工作阻力，可保证支架能够适应较大顶板压力，而不发生“死架”现象。

（4）应具有高可靠性。支架具有高可靠性，主要是考虑到薄煤层工作面采高较低，支架操作及维修困难，这就要求液压管路布置合理、有序，具有可维修性及可操作性；液压管路连接件密封性能要安全、可靠。

（5）应具有高自动化程度。高自动化程度可使液压支架能够自动完成降架、移架、升架、推刮板输送机等工作循环，可大幅度提高工作面单产及减轻工人劳动强度。

（6）应具有较大的伸缩比。支架具有较大的伸缩比，可使支架适应较大的高度变化。

（7）应满足快速移架需求。快速移架是与工作面安全高效的要求相适应的，同时也是与支架具有较高的自动化程度相适应的。

（8）防漏矸性能要好。支架在使用过程中，架内及架间不能漏矸，否则有可能损坏液压管路或液压元件，使支架失去自动控制功能。

此外，应保证有足够的通风断面，从而满足稀释有害气体、保证人员呼吸等安全方面的要求。要有合适宽度的人行通道，以便于支架的操作及维修。

对于工作面支架来讲，用量最多的主要有支撑式、掩护式和支撑掩护式三种，选型的主要依据是工作面顶板的地质条件，除此之外还需考虑以下因素：

（1）煤层宽度（采高）。对于煤层厚度 $H<1.3$m 的薄煤层，应优先选用伸缩比较大的支撑掩护式支架；对于煤层厚度 $H=2.5\sim2.8$m 的厚煤层应优先选用掩护性好、抗侧向力强的支撑掩护式支架。

（2）煤层倾角。主要影响支架的工作面稳定性，在大倾角煤层工作的支架，应防止支架发生倾倒和下滑。当煤层倾角 $\alpha=10°\sim15°$时，最好选用顶梁及掩护梁带有侧板的掩护式和支撑掩护式支架；若采用支撑式支架，必须带有调架装置，以及时调整支架的位置。当煤层倾角 $\alpha>18°$时，各种架型均带有防倒和防滑装置。

（3）瓦斯含量。瓦斯涌出量大的工作面应优先选用支撑式和支撑掩护式支架，并应验算通风断面能否满足通风量的要求。

（4）设备成本。应优先选用价格较便宜的架型，以降低工作面设备成本。在支撑式和掩护式支架都能使用的工作面，应优先选用支撑式支架，在掩护式和支撑掩护式都能使用的工作面，应优先选用掩护式支架。

5.5.2.6 刨煤机工作面刮板输送机

刮板输送机是以牵引构件和溜槽为支承机构的连续运输机械。刮板输送机布置如图4-5-22所示，其由机头部机头架、传动装置和链轮组件等部件组成。机头架的作用除卸载外，还对传动装置、链轮组件、盲轴和其他附属件等起到支撑和装配的作用。传动装置包括电动机、减速器和液力联轴器。电动机均采用三相异步防爆电动机，减速器已大量采用大功率行星减速器。当前多数刮板输送机采用液力偶合器作为联轴器。现在双速电机的应用也越来越广，与之配套的是弹性联轴节。链轮组件多由牵引链轮和盲轴组成，中间部主要由溜槽和刮板链组成。当前刮板输送机的溜槽包括中部槽、过渡槽、开口槽；刮板链由刮板、圆环链和连接环等组成，其可分为单链、双边链和双中链几种形式。

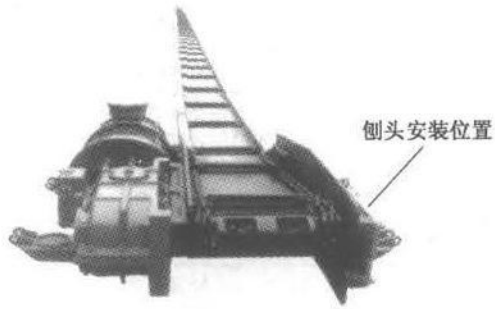



图4-5-22 刮板输送机布置

刮板输送机选型的主要原则是保证采煤工作面运煤的生产能力，采煤工作面输送机应以采煤工作面最大生产能力作为基数，输送量应与采煤机最大生产能力相适应，并保持有一定的备用能力，结合煤质、硬度、块度、运输量来综合确定刮板输送机类型。

刮板输送机输送能力计算：

$$Q = 3.6q_l v = 3600Av\rho\psi$$

式中 $q_l$——输送机每米长度上货载质量，kg/m；

$v$——刮板链运行速度，m/s；

$A$——输送机中部槽装载断面面积，$m^2$；

$\rho$——散体密度，$t/m^3$；

$\psi$——输送机中部槽装满系数，0.65～0.9。

当货载沿溜槽均匀分布，连续不断地匀速运行时，通常用上式计算刮板输送机输送能力。

5.5.2.7 自动化刨煤机采煤工作面配套实例

自动化刨煤机采煤工作面配套设备主要有输送机一部、转载机一部、破碎机一部、电液控制系统一套、电气控制操作台一套，以及与刨煤机配套、带有液压/电磁控制系统的工作面液压支架。

表4-5-36为我国某煤炭企业配套的自动化刨煤机工作面成套设备表。

### 5.5.3 螺旋钻机及其配套

螺旋钻采煤法在我国刚刚起步，主要用于薄煤层开采，它属于无人工作面开采方法。其最大特点是在巷道中仅用螺旋钻机，即可将两侧50～70m范围内的煤采出；工人在支护条件良好的巷道中工作，彻底地改变了工人在薄煤层采煤工作面内爬行的工作状况，安全有了可靠保障。

表4-5-36　某煤矿企业配套的自动化刨煤机工作面成套设备

| 序　号 | 名　称 | 规格型号 | 备　注 |
|---|---|---|---|
| 1 | 液压支架 | ZY6 400/09/20D | 国产 |
| 2 | 刨煤机 | GH9.34Ve/4.7 | 进口 |
| 3 | 刨头运行轨道 | PF2.30/732 | 进口 |
| 4 | 工作面巷道转载机 | SZZ-764/160 | 国产 |
| 5 | 破碎机 | PEM650×1000 | 国产 |
| 6 | 带式输送机 | SSJ1000-2×160 | 国产 |
| 7 | 乳化液泵站 | GRB315/31.5 | 国产 |
| 8 | 喷雾泵站 | WPB-320/2.5 | 国产 |
| 9 | 移动变电站 | KSGZY-1250/6 | 国产 |
| 10 | 终端开关 | KEJ004 | 进口 |
| 11 | 馈电开关 | KBZ-630/1140<br>KBZ-400/1140 | 国产 |
| 12 | 多功能组合开关 | QJZ-4×315/1140 | 国产 |
| 13 | 双速开关 | QJZ-2×200/1140 | 国产 |
| 14 | 真空磁力启动器 | QJZ-300/1140 | 国产 |

5.5.3.1　*薄煤层螺旋钻机*

该BSHK-2DM型采煤机适用于薄煤层开采，是提高煤炭资源采出率的新型采煤设备。采煤工艺是将采煤机布置在工作面巷道中，向一帮煤层打钻，钻头钻进切割煤，螺旋钻杆运煤，煤直接落在工作面巷道的输送机上。该采煤机的一次采宽为1.9m，采深可达85m，适用于煤层厚度为0.5~0.9m，煤层倾角为-15°~15°，煤层走向倾角小于8°的各种硬度的薄煤层，煤炭单日产量可达250~350t。通风方式是使用局部通风机，把新鲜风流通过钻杆送到钻采工作面，避免由于瓦斯积聚而发生事故。另外，在钻机上附有水管，可把清水喷到钻头上，达到降尘、降灰效果。

该采煤机主要具有可实现无人工作面开采和安全生产，随着煤层变化，可做到只采煤不采矸，采出率高，成本低，工效高等优点。

BSHK-2DM型螺旋钻机机组总装示意图如图4-5-23所示。

5.5.3.2　BSHK-2DM型螺旋钻机

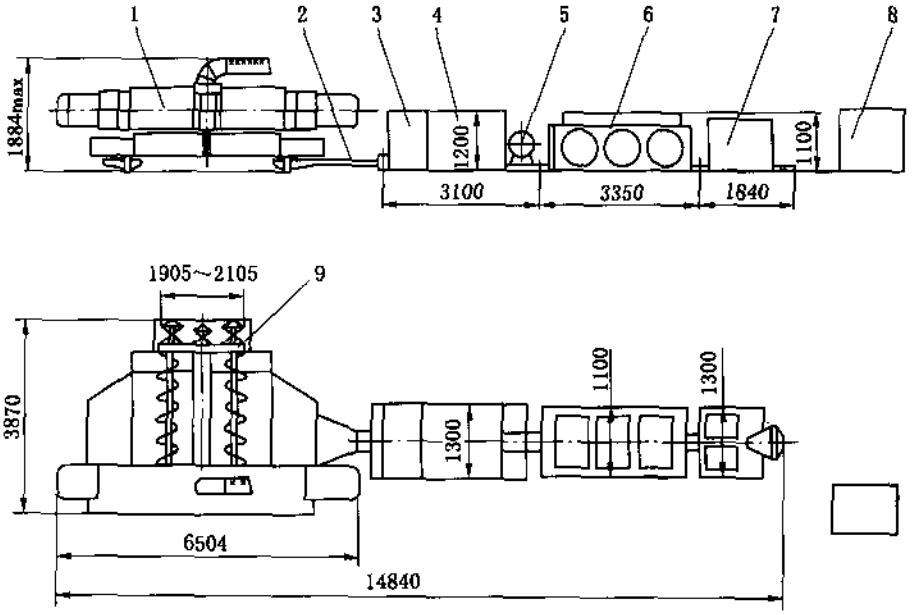
1. 主要技术参数

BSHK-2DM型螺旋钻机主要技术参数见表4-5-37。

2. 机组工作原理

螺旋钻机机组传递扭矩给螺旋钻，并完成送钻和退钻的采煤过程。螺旋钻由一个左旋、一个右旋的两节钻杆和它们中间的风管组成。钻头的切割部分是一个执行机构，它由3个钻头组成。右边的螺旋钻通过减速箱传扭矩给中间钻头。

通过风管不间断地向工作面通风，并用ATZ-1型瓦斯测量器测控。通过放置在风管边的软管向执行机构的喷头供水，保证降尘。两个单独的传动装置带动钻杆组的旋转。




1—螺旋钻机组主机；2—托架；3—操作台；4—液压支架；5—动力装置；6—CYB－350AB 型控制台；7—APSH.1 型矿用接线开关；8—采用 BMCH－4.5 型风机的通风系统；9—钻具

图 4－5－23 BSHK－2DM 型螺旋钻机机组总装示意图

**表 4－5－37 BSHK－2DM 型螺旋钻机主要技术参数**

| 参数名称 | 参数值 | 参数名称 | | 参数值 |
|---|---|---|---|---|
| 生产率/(t·min$^{-1}$) | ≥1.5 | 额定总功率/kW | | 235 |
| 厚度(采高)/m | 0.6～0.9 | 进给作用力/kN | 向前 | ≤390 |
| 煤的切割阻力/(kN·m$^{-1}$) | 350 | | 向后 | ≤290 |
| 倾角/(°) | －15°～＋15° | 采煤机总重/t | | 54.5～57.5 |
| 钻头直径/mm | 625/725/825 | 钻机质量/t | | 31.3～34.3 |
| 采宽/mm | 1905～2105 | 钻具质量/t | | 19～19.3 |
| 采深/m | 85 | 整个机组尺寸/(mm×mm×mm) | | 14840×3600×2240 |
| 主轴转速/(r·min$^{-1}$) | 55～60 | 钻机外形尺寸/(mm×mm×mm) | | 6540×3870×1884 |

为锁紧和开启钻杆的连接，需把钻杆连接用的带有凸轮的离合器调整到合适的位置，用有旋转传动装备的翻转机构来对正。

用固定在传动架上的传动装置沿导向进行液压推进，螺旋钻机下面有滑板，滑板支撑在底板上，利用滑板在巷道内移动螺旋钻机。定向机构保证螺旋钻机的传动架沿着煤层角度进行钻进。

机组对巷道壁的水平侧推力是用液压缸来保证的。机组机械化接钻杆和撤钻杆时有一个校正装置，用它来找准定位需要钻进或撤出的，在钻采带里的钻杆和风管。钻杆的安装、拆卸、储存是由安装在巷道的单轨吊完成的。

机组采下来的煤由巷道里的刮板输送机运出。螺旋钻机、操作台和动力装置连接在一起，沿巷道一起移动。

5.5.3.3　螺旋钻机生产实例

安徽省刘桥一矿应用乌克兰生产的薄煤层三轴螺旋钻机实例：

刘桥一矿位于安徽省濉溪县境内，煤系地层为华北晚生古生界二叠系下石盒子组及山西组地层，含 3 号、4 号、6 号煤层及 3 ~ 4 层发育不全的极薄煤线。煤系地层主要由粒度不等的碎屑岩及泥岩组成，地层的最上部分为 126.6m 左右的第四系地层，下分界为 K1 一灰顶界面，铝质泥岩至一灰总厚度为 115m，K3 砂岩、K2 铝质泥岩、K1 一灰为标志层。4 号煤及 6 号煤为该矿区主采煤层，其中，4 号煤位于下石盒子组下部，下至铝质泥岩 35.05m，平均厚度为 2.0m；6 号煤位于山西组中部，上距铝质泥岩 48.48 ~ 69.35m，平均距离为 60.51m，下距太原组第一层灰岩 46.95 ~ 62.61m，平均距离为 51.79m，煤层平均厚度为 2.78m。3 号煤位于下石盒子组下部，上距 K3 砂岩平均值为 183.5m，煤层结构简单，以单一薄煤层为主，煤层厚度为 0 ~ 1.75m，平均厚度为 0.82m，可采性指数为 0.59，变异系数为 80%，平均倾角为 14°，局部可采，为极不稳定煤层。3 号煤储量主要分布在 II46 上山采区东翼及六采区，可采储量合计为 $14.88 \times 10^5$t。由于 3 号、4 号煤间距过小，并且变化不均，若 3 号煤采用走向长壁全部冒落采煤法采煤，将对主采 4 号煤层产生严重影响，为了在不影响 4 号煤层安全开采的前提下顺利采出 3 号煤，首先应选择合理的采煤工艺。

1. 设备的配置

螺旋钻机选用乌克兰制造的薄煤层三轴螺旋钻机，电机功率为 220kW，钻进速度为 0 ~ 1.0m/min；运输设备为 SGW - 40T 刮板输送机一部，电机功率为 40kW，运输能力为 150t/h；运送和安装钻具的设备为单轨吊车一部，起吊速度为 3m/min，运行速度为 20m/min，起吊高度为 3m；辅助运输设备为 SGW - 40T 型转载机、STJ80012 ×4D 型带式输送机和 SD - 150F 型带式输送机。

2. 生产能力

工作面按照一个螺旋钻采工作面布置，工作面每班钻进 30m，每天钻进深度为 90m，钻孔高度为 0.65m，实际采高为 1m，钻孔宽度为 2.0m，钻煤时采出率为 0.95，年生产能力为 $8.75 \times 10^4$t。

3. 螺旋钻机开采优点

与传统开采相比，螺旋钻机开采优点如下：

（1）在采煤工作面实现无人操作，有利于安全生产。

（2）可以减少伤亡事故，减少职业病患者。

（3）可在螺旋钻具上安装 3 种不同直径的钻头，增加在不同厚度煤层上的采出率。

（4）实现薄煤层采煤，其中包括从煤柱上采煤，增加采煤量。

（5）只采煤不采矸石，煤质较好。

（6）由于不需要支撑，可节约大量木材。

（7）工作效率提高一倍以上。

（8）由于留煤柱代替了支护，可降低采煤成本。

（9）设备维护、检修方便，可避免重体力劳动。

（10）人工工效提高，螺旋钻机每班6人操作，可大大减轻工人的劳动强度。

使用螺旋钻机采煤解决了刘桥一矿3号煤层长期以来无法开采的难题（3号煤层可采储量为$14.88\times10^5$t）。螺旋钻机采煤工艺用人少，效率高，可多回收煤炭资源，延长矿井的服务年限，经济效益十分可观。但利用该采煤工艺时，要在钻孔间留煤柱，当钻孔不能达到设计深度时，会造成钻孔间部分煤炭损失，因此，应不断完善螺旋钻机采煤技术和开采工艺。

# 6　开采沉陷及三下采煤技术

## 6.1　开采沉陷规律

### 6.1.1　采动岩体变形破坏规律

#### 6.1.1.1　岩体移动过程与形式

1. 岩层移动过程

在地下开采前，岩体在地应力场作用下处于相对平衡状态。当局部矿体采出后，在岩体内部形成一个采空区，导致周围岩体应力状态发生变化，引起应力重新分布，从而使岩体产生移动变形和破坏，直至达到新的平衡。随着采矿工作的进行，这一过程不断重复。这是十分复杂的物理、力学变化过程，也是岩层产生移动和破坏过程，这一过程和现象称为岩层移动。

对于近水平煤层，当地下煤层开采后，采空区直接顶岩层在自重应力及上覆岩层重力的作用下，产生向下的移动和弯曲。当其内部应力超过岩层的应力强度时，直接顶首先断裂、破碎，相继垮落，而基本顶岩层则以梁、板形式沿层面法向方向移动、弯曲，进而产生断裂、离层。随着工作面的向前推进，受采动影响的岩层范围不断扩大。当开采范围足够大时（$0.2H \sim 0.3H$，$H$ 为采深），岩层移动发展到地表，在地表形成一个比采空区范围大得多的下沉盆地，如图 4-6-1 所示。

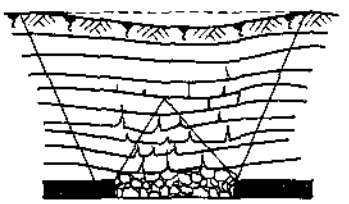


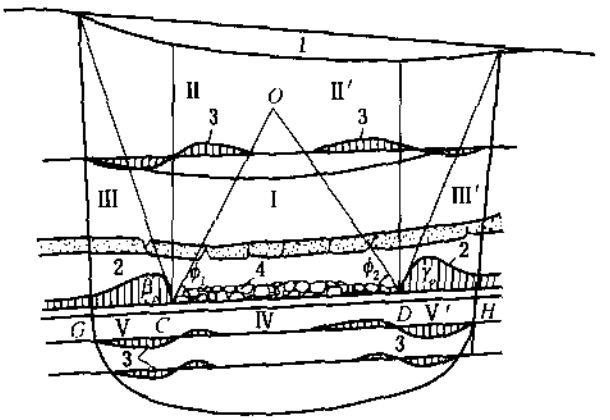
图 4-6-1　采空区上方岩层移动示意图

由于岩层移动、破坏的结果，使采空区周围应力重新分布，形成增压区（支承压力区）和减压区（卸载压力区）。在采空区边界煤柱及其边界上、下方的岩层内形成支承压力区，其最大压力为原岩应力的 3～4 倍。由于支承压力的作用，该区煤柱和岩层被压缩，有时被压碎，煤层挤向采空区，此现象称为片帮。由于增压的结果，煤柱部分被压碎，支承载荷的能力减弱，于是支承压力峰值向煤壁深处转移。在采煤工作面的顶、底板岩层内形成减压区，其应力小于采前的正常压力。由于减压的结果，下部岩层发生弹性恢复变形；上部岩体由于受下部岩体向采空区移动的影响，在顶板岩层内可能形成离层，而底板岩层在采空区范围内卸压，在煤柱范围内增压，两种压力作用的结果，可出现采空区底板隆起的现象。

根据岩层移动和变形特征及应力分布情况，在岩层移动过程终止后岩层大致可划分为三个移动特征区（图 4-6-2），即充分采动区（减压区）、最大弯曲区、岩石压缩区（支承压力区）。

充分采动区 *COD* 位于采空区中部上方，其移动特征是：煤层顶板在上覆岩体重力作用下，先向采空区方向弯曲，然后破碎成大小不一的岩块向下垮落，而充填采空区。此

后，岩层呈层状向下弯曲，同时伴随有离层、裂隙、断裂等现象。呈层状弯曲的岩层下沉，使垮落破碎的岩块逐渐被压实。移动结束后，此区内下沉的岩层仍平行于它的原始层位，层内各点的移动向量与煤层法线方向一致，在同一层内的移动向量彼此相等。




Ⅰ—充分采动区（减压区）；Ⅱ、Ⅱ′—最大弯曲区；Ⅲ、Ⅲ′—岩石压缩区（支承压力区）；Ⅳ—底板减压区；Ⅴ、Ⅴ′—底板增压区；1—地表下沉曲线；2—支承压力曲线；3—采动底板应力曲线；4—垮落岩石

图4-6-2 采空区影响范围内的影响带划分示意图

岩石压缩区（支承压力区）位于采空区边界煤柱上方 *GC* 和 *HD* 范围内。在支承压力区之上的岩层内，不仅有沿层面方向的拉伸变形，而且还出现沿层面法线方向的压缩变形。

在最大弯曲区Ⅱ、Ⅱ′，此范围内岩层向下弯曲的程度（曲率）最大。由于岩层弯曲，在层内产生沿层面方向的拉伸变形和压缩变形。

以上是水平煤层开采时岩层的移动特征。在倾斜煤层和急倾斜煤层开采条件下，岩层移动的主要特征是岩石沿层面的滑移。在采空区边界上方，岩层和煤柱在自重应力的作用下，顶板岩层在产生法向弯曲的同时，受沿层面分力的作用而产生沿层面向采空区方向的错动和滑落。当煤层倾角接近或大于50°时，这种现象可扩展到煤层底板岩层。若顶、底板岩层的强度均较小，则可同时产生沿层面的下滑。

2. 岩层移动的形式

根据观测和研究的结果，开采空间周围岩层的移动形式可归结为以下几种：

（1）弯曲——岩层移动的主要形式。当地下开采后，从直接顶开始沿层面法线方向弯曲，直到地表。

（2）岩层的垮落（或称垮落）——当煤层采出后，采空区附近上方岩层弯曲而产生拉伸变形。当拉伸变形超过岩层的允许抗拉强度时，岩层破碎成大小不一的岩块，垮落充填采空区，此时，岩层不再保持其原有的层状结构。岩层的垮落是岩层移动过程中最剧烈的形式，通常只发生在采空区直接顶岩层中。

（3）煤的挤出（片帮）——采空区边界煤层在支承压力作用下，有一部分被压碎，挤向采空区，这种现象称为煤的挤出。由于增压区的存在，煤层顶、底板岩层在支承压力作用下产生竖向压缩，从而使采空区边界以外的上覆岩层和地表产生移动。

（4）岩石沿层面的滑移——在开采倾斜煤层时，岩石在自身重力的作用下，除产生沿层面法线方向的弯曲外，还会产生沿层面方向的移动。岩层倾角越大，岩层沿层面滑移就越明显。沿层面滑移的结果，使采空区上山方向的部分岩层受拉伸，甚至剪断，而下山方向的部分岩层受压缩。

（5）垮落岩石的下滑（或滚动）——煤层采出后，采空区被垮落岩块充填。当煤层倾角较大，而且开采按自上而下顺序进行，下山部分煤层继续开采而形成新的采空区时，采空区上部垮落的岩石可能下滑而充填新采空区，从而使采空区上部的空间增大，下部空间减小，使位于采空区上山部分的岩层移动加剧，而下山部分的岩层移动减弱。

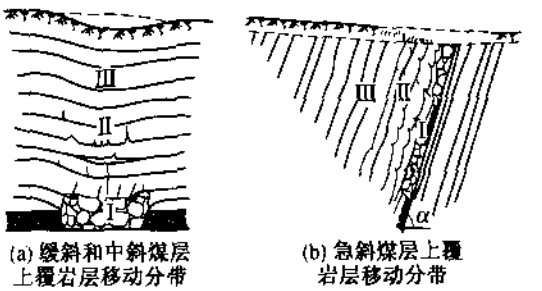
（6）底板岩层的隆起——当底板岩层较软时，在煤层采出后，底板在垂直方向减压，水平方向受压，导致底板向采空区方向隆起。

冲积层的移动形式是垂直弯曲，不受煤层倾角的影响。在水平煤层条件下，冲积层和基岩的移动形式是一致的。

应当指出，以上六种移动形式不一定同时出现在某一具体的岩层移动过程中。

#### 6.1.1.2　上覆岩层的分类

煤层采出后，使周围岩体产生移动，当移动变形超过岩体的极限变形时，岩体发生破坏。由于岩体破坏后的导水性能提高，对水体下采煤至关重要。水体下采煤将上覆岩层分为三带（图 4－6－3），即垮落带、断裂带、弯曲带。水体上采煤将底板以下岩体分为三带（图 4－6－4），即底板采动导水破坏带、底板阻水带、底板承压水导升带。




(a) 缓斜和中斜煤层上覆岩层移动分带　　(b) 急斜煤层上覆岩层移动分带

Ⅰ—垮落带；Ⅱ—断裂带；Ⅲ—弯曲带

图 4－6－3　水体下采煤采空区上覆岩层内移动分带示意图

1. 垮落带

垮落带是指由采煤引起的上覆岩层破裂，并向采空区垮落的岩层范围。垮落带内岩层的破坏特点：

（1）分带性。

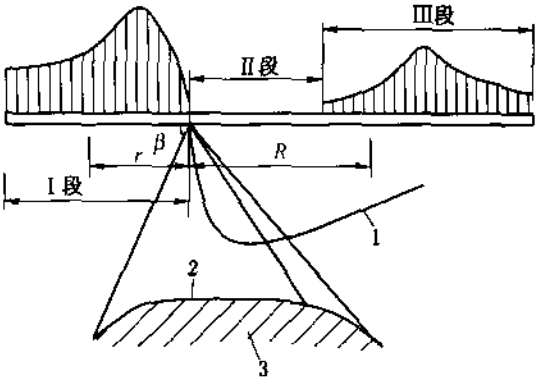
（2）碎胀性。岩石的碎胀系数取决于岩石性质，坚硬岩石碎胀系数较大，软岩碎胀系数较小。碎胀系数值恒大于 1，一般在 1.5～1.80 之间。

（3）可压缩性。

（4）垮落带高度。垮落带高度主要取决于采出厚度和上覆岩层的碎胀系数，通常为采出厚度的 3～5 倍。薄煤层开采时，垮落带高度较小，一般为采出厚度的 1.7 倍左右。顶板岩石坚硬时，垮落带高度为采出厚度的 5～6 倍；顶板软弱时，垮落带高度为采出厚度的 2～4 倍。

2. 断裂带

在采空区上覆岩层中产生裂缝、离层及断裂，但仍保持层状结构的那部分岩层称为断裂带。断裂带位于垮落带和弯曲带之间。断裂带内岩层产生较大的弯曲、变形和破坏，其破坏特征是：断裂带内岩层不仅发生垂直于层理面的裂缝或断裂，而且产生顺层理面的离层裂缝。




Ⅰ段—超前影响段；Ⅱ段—空顶段；Ⅲ段—垮落岩体压实段
1—底板采动导水破坏带；2—底板阻水带；3—底板承压水导升带

图4-6-4 水体上采煤采空区底板岩层内移动分带示意图

在水体下采煤时，垮落带和断裂带合称为导水裂缝带。导水裂缝带高度与岩性有关。软弱岩石条件下，导水裂缝带高度为采厚的9～12倍；中硬岩石条件下，为采厚的12～18倍；坚硬岩石条件下，为采厚的18～28倍。准确地确定导水裂缝带高度，对水体下采煤至关重要。

3. 弯曲带

弯曲带指的是断裂带上方直至地表产生弯曲的岩层范围。其岩层移动特点：移动过程连续而有规律，保持整体性和层状结构，不存在或极少存在离层裂缝。在竖直面内，各部分的移动值相差很小。弯曲带的高度主要受开采深度的影响，当采深较小时，导水裂缝带高度直达地表，不存在弯曲带；当采深较大时，弯曲带高度可大大超过垮落带和断裂带的高度之和。

4. 底板采动导水破坏带

煤层采出后，在煤层上方形成支承压力带，在采空区上方形成减压带，在垮落矸石下方形成压力恢复带，在这些压力作用下，底板向采空区移动，导致底板岩体在采空区边界附近出现破坏。破坏范围在以工作面为零点的－5～＋3m的范围内，破坏一次性达到最大深度，王作宇等人称此破坏为零位破坏，该破坏使底板岩体导水。因此，底板采动导水破坏带即煤层底板岩层受采动影响而产生的采动导水裂隙的范围，其深度为自煤层底板至采动导水裂隙最深处的法线距离。该带的厚度即为“底板导水破坏带深度”。

底板导水破坏带主要与采煤工作面尺寸、开采方法、顶板管理方法、煤层厚度及倾角、岩体结构有关。在煤矿中，采用全部垮落法管理顶板时，最主要的影响因素是工作面尺寸，其次是开采深度，再次是煤层倾角、岩性等。

5. 底板阻水带

底板阻水带是在煤层底板采动破坏带以下，底部含水体或底板承压水导升带以上的隔水层，在底部含水体水压力的作用下不发生破坏的最小厚度，也称为保护层带和完整岩层带。底板阻水带的厚度不一，有时可能不存在。足够厚度的底板阻水带是水体上采煤的必备条件之一。

6. 底板承压水导升带

底板含水层上方岩体，在支承压力和水压力的作用下，使岩体产生裂隙，水位上升，影响矿井安全。底板承压水导升带为煤层底板承压含水层的水在水压力和矿压作用下上升到其底板岩层中的范围。由于该部分岩体在破裂时，位移量较小，有人称此带为原位张裂带。如果底板承压水导升带与底板采动破坏带之间不存在阻水带，则承压水将直接进入矿井，引起底板突水事故。

由于底板岩体所受采动压力不同，底板承压水导升带的上界不平行于煤层底板，一般在采煤工作面前方支承压力变化处和未垮落岩石工作面一侧较高，到工作面垮落岩石堆积段逐渐减小，最终闭合。底板承压导升带高度与水压、底板岩性、矿山压力等有关，目前的研究尚不充分。

### 6.1.2　覆岩移动变形

岩体移动是地表移动的内因，地表移动是岩体移动的外在表现，只有搞清岩体内部移动规律，才能更加清楚地认识地表移动机理，寻求控制地表移动的最佳方法。

#### 6.1.2.1　岩体的竖向移动变形

前苏联根据钻孔监测绘制的岩体内部移动等值线如图4-6-5所示。从图中可见如下规律：

（1）岩体移动具有成组移动特性，同一组岩体内，下沉等值线斜率近乎相同。在岩性变化处，下沉等值线斜率发生变化。

（2）在煤柱上方，基岩面至地表部分，下部下沉小于上部，移动等值线偏向采空区。存在从基岩面至地表下沉相等的竖线，该线上表土层移动是整体的，基本不存在竖向变形。

（3）岩体内部移动边界线不是直线，而是一条凹向煤柱方向的曲线。

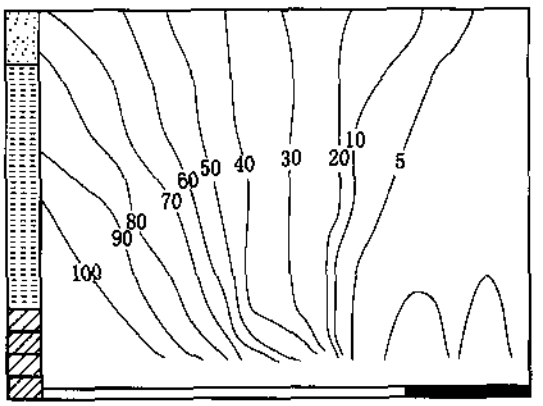



图4-6-5　岩体内部移动等值线

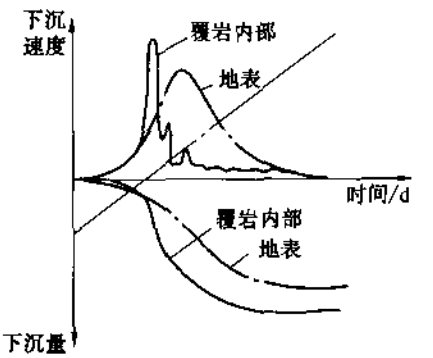



图4-6-6　岩体内部及地表下沉速度与工作面位置关系

岩体内部及地表下沉速度与工作面位置关系如图4-6-6所示。从图中可见，岩层下沉速度与地表点下沉速度从总体规律看是相似的，但岩层下沉速度存在以下特点：

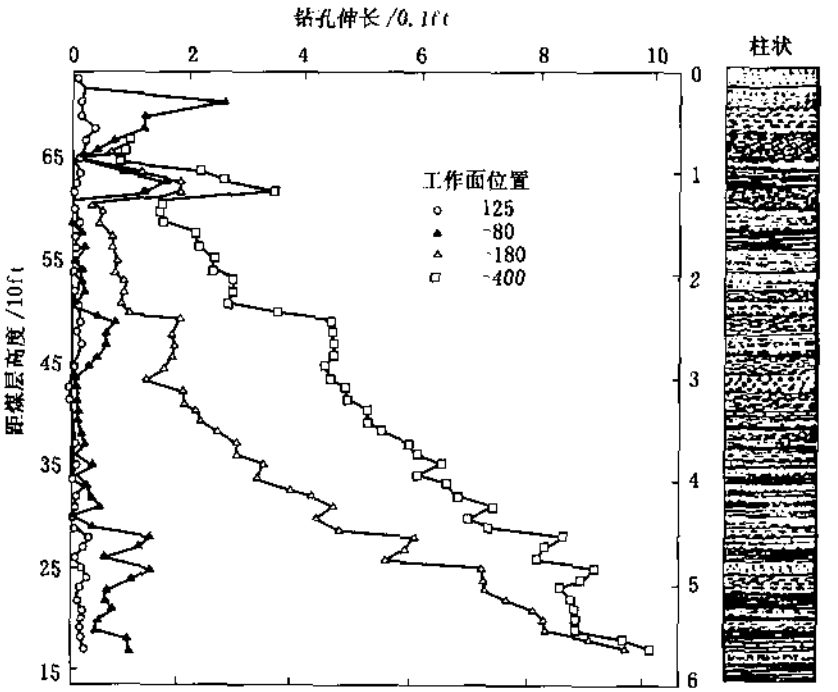
（1）岩层下沉速度存在多峰值，主要是受岩层断裂的影响，当岩层断裂时，下沉速度增大；不断裂时，下沉速度减小。

（2）岩层内部下沉速度大于地表下沉速度，越接近煤层，下沉速度越大；越远离煤

层，下沉速度越小。

（3）岩层内部点的移动时间小于地表点移动时间，越接近煤层，达到稳定阶段的时间越短；越远离煤层，达到稳定阶段的时间越长。

1981 年，Conroy 等采用钻孔伸长仪获得的岩体内竖向变形曲线如图 4－6－7 所示。从图中可见，煤柱上方一定距离，岩体的变形较小，近似整体移动，从下往上岩体变形近似相等。采空区上方，从煤层往上，拉伸变形总体上逐渐减小，但在岩性变化处有变化，主要是在软硬岩变化处出现离层，导致竖向变形局部增大或减小。根据岩体内部变形的剧烈程度，可将岩体内部变形分为两个带，即强拉伸带和弱拉伸带。强拉伸带位于顶板附近，一般位于导水裂缝带之内，弱拉伸带位于弯曲带之内。两带高度与煤层采出厚度、岩体结构、覆岩性质、采煤方法和顶板管理方法等有关。




注：1ft≈0.3048m。

图 4－6－7 岩体内竖向变形曲线

### 6.1.2.2 岩体的横向移动变形

1983 年，Conroy 和 Gyarmaty 采用全剖面钻孔测斜仪获得的岩体内部竖向水平移动曲线如图 4－6－8 所示。从图中可知如下规律：

（1）当钻孔位于煤柱上方时（A 曲线），地表水平移动最大，越往下，水平移动越小。但在煤层附近，出现层面滑移现象。由于层面滑移，使水平位移增大。

（2）当钻孔位于采空区上方时，水平位移在中部最大，在煤层和地表较小。并在地表出现相反方向的水平移动，但量值较小。

（3）在竖向上岩体水平移动分布为波状线，说明存在层间接触面的滑移。层面滑移

出现在软硬岩交界处，如砂岩与页岩、页岩与页岩、粉砂岩与页岩交界处。

（4）距煤层越近，层面滑移量越大。

（5）随着工作面的推进，岩体内部水平移动增加，滑移量增大。

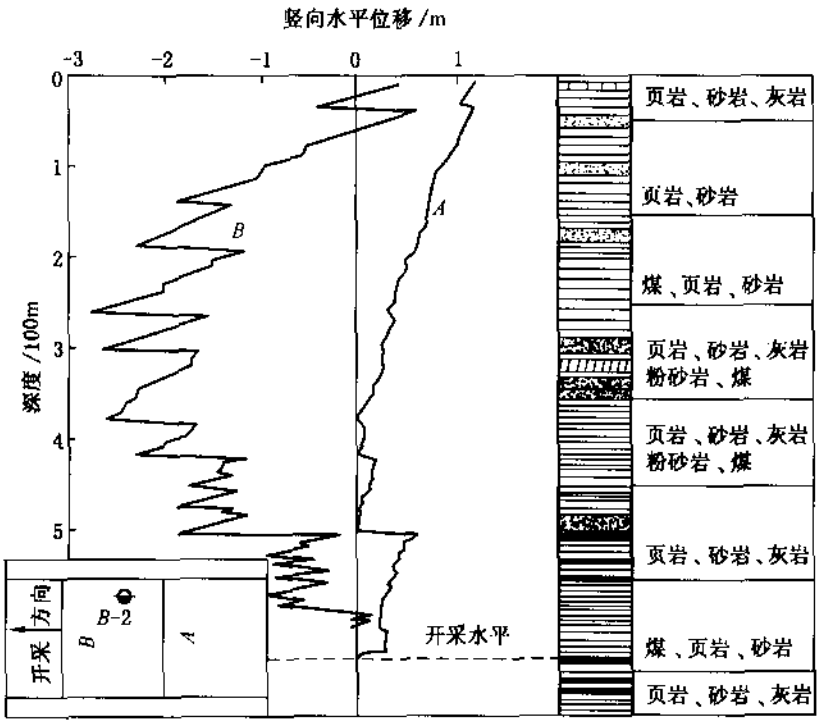



图 4-6-8　岩体内部竖向水平移动曲线

### 6.1.3　覆岩破坏

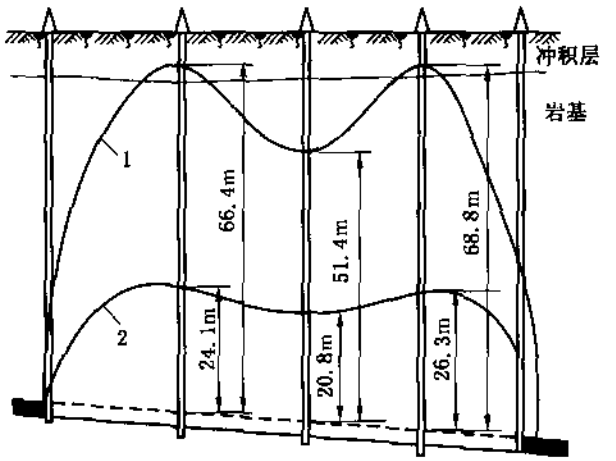
覆岩破坏的最终形态除与采空区大小和顶底板岩性有关外，主要受煤层倾角的影响。水平及倾斜煤层（$\alpha=0°\sim35°$）覆岩破坏的最终形态类似于“马鞍形”，如图 4-6-9 所示；中倾斜煤层（$\alpha=35°\sim55°$）覆岩破坏的最终形态呈上大下小的“抛物线拱形”，如图 4-6-10 所示；在急倾斜煤层($\alpha=55°\sim90°$)开采时，覆岩破坏的最终形态由 $\alpha=55°\sim70°$ 时的“抛物线拱形”，逐步变为 $\alpha=70°\sim80°$时的“不完全椭圆形”（图 4-6-11）和 $\alpha=80°\sim90°$时的“完全椭圆形”（图 4-6-12）。

### 6.1.4　地表移动变形及破坏

#### 6.1.4.1　地表移动的基本形态

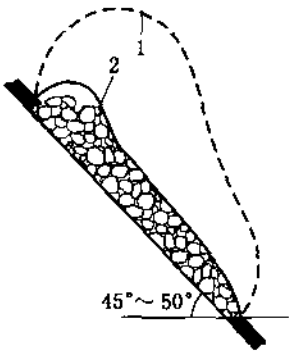
1. 地表移动盆地

当采煤工作面开采达到一定深度（约为采深的 1/4～1/3）后，地下开采波及地表，使受采动影响的地表从原有标高向下沉降，从而在采空区上方地表形成一个比采空区大得多的沉陷区域，这种地表沉陷区域称为地表移动盆地，或称下沉盆地，如图 4-6-13 所示。在地表移动盆地的形成过程中，改变了地表原有的形态，引起地表标高、水平位置发生变化，导致位于影响范围内的建（构）筑物、铁路、公路等损坏。从地表移动的力学



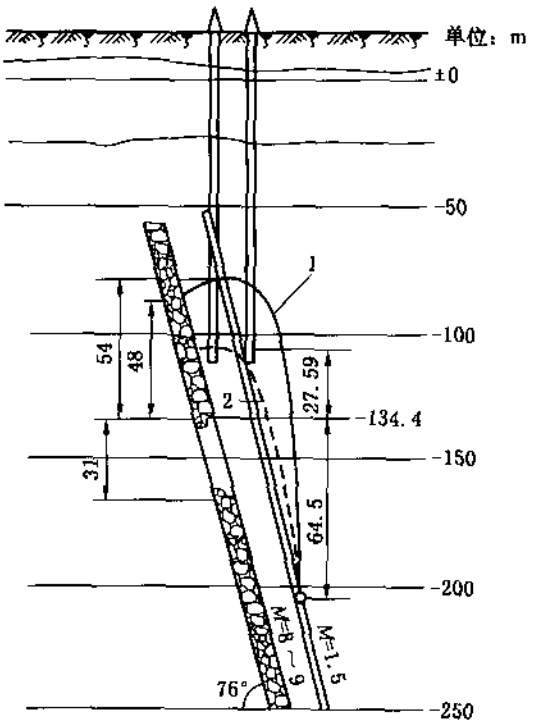

1—导水裂缝带；2—垮落带

图4-6-9 水平及倾斜煤层坚硬覆岩的破坏形态



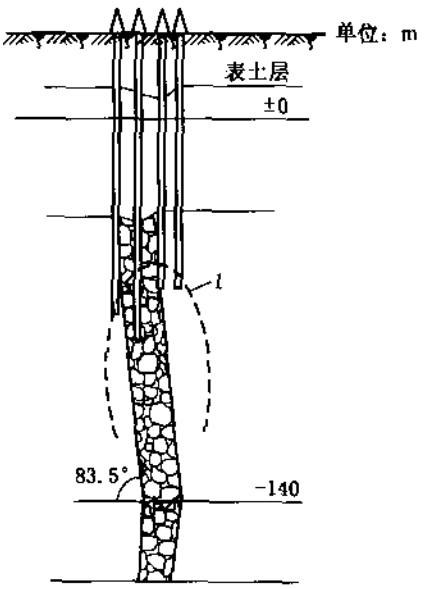

1—导水裂缝带；2—垮落带

图4-6-10 中倾斜煤层坚硬覆岩的破坏形态




1—导水裂缝带；2—垮落带

图4-6-11 急倾斜煤层（α=70°~80°）覆岩的破坏形态




1—导水裂缝带

图4-6-12 急倾斜煤层（α=80°~90°）覆岩的破坏形态

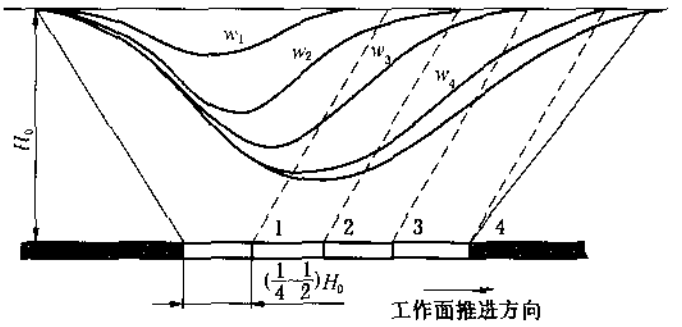



图 4－6－13　地表移动盆地示意图

过程及采用工程技术方法，解决地表移动问题的需要出发，地表移动的状态可用垂直移动和水平移动描述。常用的定量指标有下沉、倾斜、曲率、水平移动、水平变形、扭曲和剪应变。目前，对前五种指标研究得比较充分，而后两种指标使用较少，一般工程中不使用。

2. 充分采动和非充分采动

1）充分采动

充分采动是指地下煤层采出后，地表下沉值达到该地质采矿条件下应有的最大值，此时的采动状态称为充分采动。此后采煤工作面的尺寸再继续扩大时，地表的影响范围相应扩大，但地表最大下沉值不再增加，地表移动盆地将出现平底。为加以区别，通常把地表移动盆地内只有一个点达到最大下沉值的采动状态，称为刚好达到充分采动，此时的开采称为临界开采，地表移动盆地呈碗形，如图 4－6－14 所示。地表有多个点的下沉值达到最大下沉值的采动情况，称为超充分采动，此时的开采称为超临界开采，地表移动盆地呈盆形，如图 4－6－15 所示。

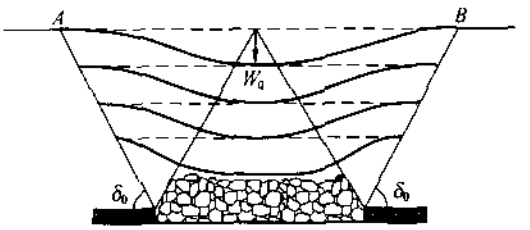
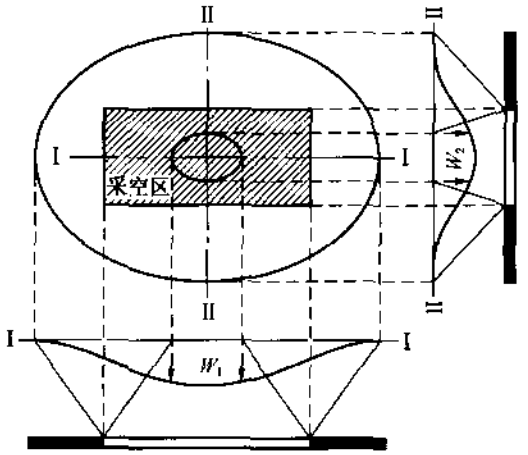



图 4－6－14　充分采动时地表移动盆地呈碗形示意图

现场实测表明，当采空区的长度和宽度均达到和超过 $1.2H_0 \sim 1.4H_0$（$H_0$ 为平均开采深度）时，地表达到充分采动。

2）非充分采动

采空区尺寸（长度和宽度）小于该地质采矿条件下的临界开采尺寸时，地表最大下沉值未达到该地质采矿条件下应有的最大下沉值，这种采动被称为非充分采动，此时地表移动盆地为碗形，如图 4－6－16 所示。




$W_1$—Ⅰ-Ⅰ剖面上的下沉量；$W_2$—Ⅱ-Ⅱ剖面上的下沉量

图4-6-15 水平煤层超充分采动时的地表移动盆地示意图

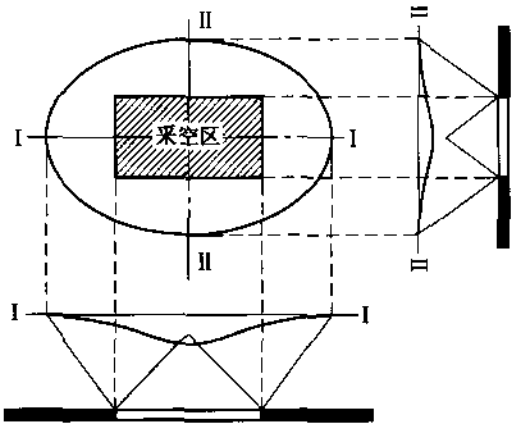



图4-6-16 水平煤层非充分采动时的地表移动盆地示意图

3. 地表移动盆地的主断面

地表移动盆地内各点的移动和变形不完全相同，在正常情况下，移动和变形分布具有以下规律：

（1）下沉等值线以采空区中心为原点，呈椭圆形分布，椭圆的长轴位于工作面开采尺寸较大的方向。

（2）盆地中心下沉值最大，向四周逐渐减小。

（3）水平移动指向采空区中心，采空区中心上方地表几乎不产生水平移动，开采边界上方地表水平移动值最大，向外逐渐减小为零。水平移动等值线也是一组平行于开采边界的线族，如图4-6-17所示。

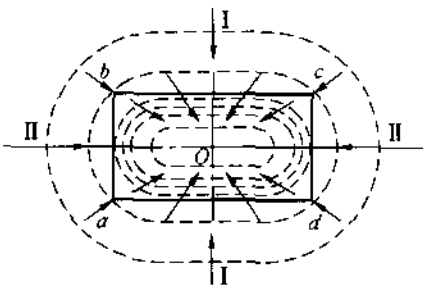



图4-6-17 地表移动盆地下沉等值线图

由于下沉等值线和水平移动等值线均平行于开采边界，移动盆地内下沉值最大的点和水平移动值为零的点都在采空区中心。因此，通过采空区中心与煤层走向平行或垂直的断面上的地表移动值最大，其他断面上地表点几乎不产生垂直于此断面的水平移动。通常将地表移动盆地内通过地表最大下沉点所做的沿煤层走向和倾向的垂直断面称为地表移动盆地主断面，如图4-6-17中的Ⅰ-Ⅰ、Ⅱ-Ⅱ所示。沿走向的主断面称为走向主断面，沿倾向的主断面称为倾向主断面。

从以上定义可以看出，当地表非充分采动和刚达到充分采动时，沿走向和倾向分别只有一个主断面；当地表超充分采动时，地表有若干个最大下沉值，通过任意一个最大下沉值沿煤层走向或倾向的垂直断面，都可称为主断面，此时主断面有无数个。当走向达到充

分采动，倾向未达到充分采动时，可做无数个倾向主断面，但只有一个走向主断面，反之成立。

从主断面的定义可知，水平和缓倾斜煤层开采时，地表移动盆地主断面具有如下特征：

（1）在主断面上地表移动盆地的范围最大；

（2）在主断面上地表移动量最大；

（3）在主断面上，不存在垂直于主断面方向的水平移动。

由于主断面的上述特征，在研究开采引起的地表移动变形分布规律时，为简单明了起见，首先研究主断面上的地表移动变形。在水平煤层条件下，主断面一般位于采空区中心。在倾斜煤层开采条件下，倾向主断面位于采空区中心，走向主断面偏向煤层下山方向，用最大下沉角确定。所谓最大下沉角，就是在倾斜主断面上，由采空区的中点和地表移动盆地的最大下沉点（在基岩面的投影点）的连线与水平线之间在煤层下山方向一侧的夹角，以$\theta$表示。

6.1.4.2　*地表移动盆地边界的确定*

1. 地表移动对建（构）筑物的影响

地下开采引起地表移动变形，使位于移动影响范围内的建（构）筑物产生移动变形。当建（构）筑物移动变形大于其允许值时，建（构）筑物将受到损害。建筑物不需维修仍能保持正常使用所允许的地表最大变形值，称为临界变形值。我国长度小于20m的砖石结构建筑物的临界变形值为：倾斜$i=3\text{mm/m}$，曲率$k=0.2\text{mm/m}^2$，水平变形$\varepsilon=2\text{mm/m}$。如果建筑物所处地表的变形值达到上述临界变形值中的某一个指标，则认为建筑物可能会受到损害。

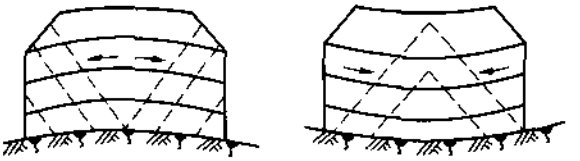
不同类型的建（构）筑物对各种变形反映的敏感程度不同，下面分别介绍各种移动变形对建（构）筑物的影响。

（1）下沉和水平移动对建（构）筑物的影响。地表均匀、平缓的下沉和水平移动可使建（构）筑物位置发生变化，但不会使建（构）筑物内产生较大附加应力，也不会使其损害。在高潜水位矿区，当下沉值较大时，地下水出露地表，使建（构）筑物淹没水中，影响其使用。

（2）地表倾斜对建（构）筑物的影响。地表倾斜会使位于其影响范围内的建（构）筑物歪斜，特别是底面积很小，而高度大的建（构）筑物，如水塔、烟肉、高压线铁塔等。地表倾斜过大，可能使建（构）筑物重心偏离基础底面，使其倾覆。倾斜会使铁路、公路、管线等坡度改变，增加行车阻力，改变水流方向。

（3）地表曲率对建（构）筑物的影响。地表曲率变形使建（构）筑物地基产生弯曲，从而使建（构）筑物产生附加应力。正曲率（地表上凸）使建（构）筑物中间受力大、两端受力小，产生倒八字形裂缝，负曲率使建筑物中间受力小、两端受力大，产生正八字形裂缝，如图4-6-18所示。

（4）地表水平变形对建（构）筑物的影响。地表水平变形通过建筑物基础与周围土体的摩擦力而传递给上部建筑物，使建筑物产生附加拉应力和压应力，导致建筑物拉坏和压坏，在门窗洞口、墙体、基础上产生裂缝。拉伸变形使管道、电缆拉断，使铁路钢轨轨缝加大。压缩变形使轨缝挤死，铁轨上鼓或侧弯，导致行车事故等。



（a）倒八字形裂缝　　（b）正八字形裂缝

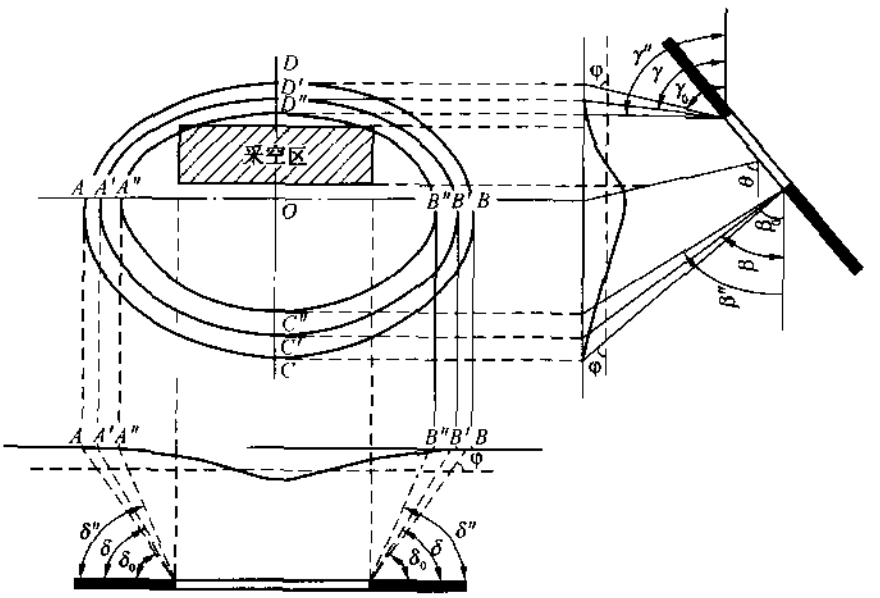
图 4-6-18 曲率变形对建筑物的影响示意图

2. 地表移动边界

按照地表移动变形值大小，对建筑物及地表的影响程度，将地表移动盆地分为三个边界，即最外边界、危险移动边界和裂缝边界。

1）最外边界

移动盆地的最外边界是以地表移动变形为零的盆地边界点所圈定的边界。现场实测中，考虑到观测误差，一般取下沉 10mm 的点为边界点，最外边界实际上是下沉 10mm 的点圈定的边界，如图 4-6-19 中 *ACBD* 所示。近年观测表明，有时水平移动为 10mm 的边界较下沉为 10mm 的边界大，有的学者建议取两者的最外边界作为移动盆地的最外边界。




$\beta_0$，$\beta$，$\beta''$—下山边界角、移动角、裂缝角；$\gamma_0$，$\gamma$，$\gamma''$—上山边界角、移动角、裂缝角；

$\delta_0$，$\delta$，$\delta''$—沿走向移动角；$\varphi$—松散层内的移动角

图 4-6-19 地表移动盆地边界确定示意图

2）危险移动边界

移动盆地的危险移动边界是以临界变形值确定的边界，表示处于该边界范围内的建

（构）筑物将受到损害，而位于该边界外的建（构）筑物将产生不明显的损害。我国一般采用的临界变形值：$i=3\text{mm/m}$，$\varepsilon=2\text{mm/m}$，$k=0.2\text{mm/m}^2$。地表移动盆地边缘附近达到临界变形值的地表点连成的边界，就是地表移动盆地的危险移动边界，如图 4－6－19 中 $A'C'B'D'$ 所示。

要注意的是，不同结构的建（构）筑物能承受最大变形的能力不同，各种类型的建筑物都有相应的临界变形值。如华东地区部分村房，采用泥浆砌筑，当拉伸变形值达到 1～1.5mm/m 时，房屋即被破坏。在确定移动盆地内危险移动边界时，用相应建筑物的临界变形值圈定，会更接近实际。

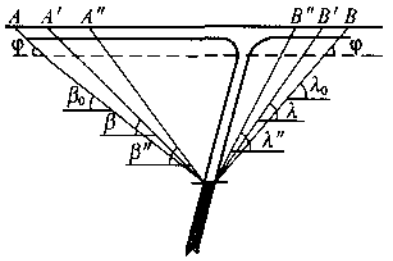



图 4－6－20　地表移动盆地边界确定示意图

3）裂缝边界

移动盆地的裂缝边界是根据移动盆地内最外侧的裂缝圈定的边界。

急倾斜煤层开采后所形成的三个边界，如图 4－6－20 所示。在这个主断面图上，$AB$ 为最外边界，$A'B'$ 为危险移动边界，$A''B''$ 为裂缝边界。

3. 角量参数

描述地表移动盆地形态和范围的角量参数主要有边界角、移动角、裂缝角、松散层移动角、充分采动角。

（1）边界角。在充分采动或接近充分采动的条件下，地表移动盆地主断面上盆地边界点（下沉 10mm）至采空区边界的连线与水平线在煤柱一侧的夹角称为边界角。当有松散层存在时，应先从盆地边界点用松散层移动角画线和基岩与松散层交接面相交，此交点至采空区边界的连线与水平线在煤柱一侧的夹角称为边界角。按不同断面，边界角可分为走向边界角、下山边界角、上山边界角、急倾斜煤层底板边界角，它们分别用 $\delta_0$、$\beta_0$、$\gamma_0$、$\lambda_0$ 表示。

（2）移动角。在充分采动或接近充分采动的条件下，地表移动盆地主断面上三个临界变形中最外边的一个临界变形值点至采空区边界的连线与水平线在煤柱一侧的夹角称为移动角。当有松散层存在时，应从最外边的临界变形值点用松散层移动角画线和基岩与松散层交接面相交，此交点至采空区边界的连线与水平线在煤柱一侧的夹角称为移动角。按不同断面，边界角可分为走向移动角、下山移动角、上山移动角、急倾斜煤层底板移动角，它们分别用 $\delta$、$\beta$、$\gamma$、$\lambda$ 表示。

（3）裂缝角。在充分采动或接近充分采动的条件下，在地表移动盆地主断面上，移动盆地最外侧的地表裂缝至采空区边界的连线与水平线在煤柱一侧的夹角称为裂缝角。按不同断面，裂缝角可分为走向裂缝角、下山裂缝角、上山裂缝角、急倾斜煤层底板裂缝角，它们分别用 $\delta''$、$\beta''$、$\gamma''$、$\lambda''$ 表示。

（4）松散层移动角。松散层移动角以 $\phi$ 表示。它不受煤层倾角的影响，主要与松散层的特性有关。

（5）充分采动角。在充分采动条件下，地表移动盆地主断面上，移动盆地平底的边缘（在地表水平线上的投影点）和同侧采空区边界的连线与煤层在采空区一侧的夹角称为充分采动角。按不同断面，充分采动角可分为走向充分采动角、下山充分采动角、上山

充分采动角，它们分别用 $\psi_3$、$\psi_1$、$\psi_2$ 表示。

6.1.4.3 地表最终移动变形规律

地表移动变形规律是指地下开采引起的地表移动和变形的大小、空间分布形态与地质采矿条件的关系。地表移动变形规律包括地表移动盆地主断面内的移动变形分布规律、地表移动稳定后全盆地移动分布规律等。

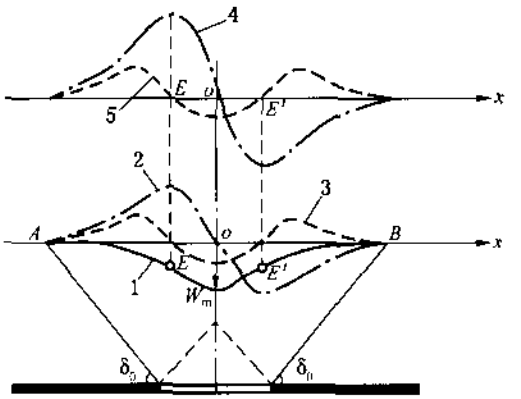
由于地表移动变形规律受地质采矿条件的影响，不同地质采矿条件下，地表移动变形规律存在一定的差异。下面叙述的规律是典型化和理想化的结果，其必须满足以下几个条件：

（1）深厚比 $H/m$（开采深度与开采厚度之比值）大于 30。在这样的条件，地表移动变形在空间和时间上都具有明显的连续性和一定的分布规律。

（2）地质采矿条件正常，无大的地质构造（大断层地下溶洞等），并采用正规循环的采煤作业。

（3）采空区为规则矩形。

（4）不受邻近工作面开采的影响。




1—下沉曲线；2—倾斜曲线；3—曲率曲线；4—水平移动曲线；5—水平变形曲线

图 4-6-21 水平煤层非充分采动时主断面内地表移动和变形分布规律

1. 水平煤层非充分采动时主断面内地表移动和变形分布规律（图 4-6-21）。

1）下沉曲线

下沉曲线表示地表移动盆地内下沉的分布规律。其分布规律为：在采空区中央上方地表下沉值最大，从盆地中心向采空区边缘下沉逐渐减小，在盆地边界点下沉为零，下沉曲线以采空区中央对称。

2）倾斜曲线

倾斜曲线 $i(x)$ 表示地表移动盆地倾斜的变化规律，为下沉曲线的一阶导数。

倾斜曲线分布规律为：盆地边界至拐点间倾斜渐增，拐点至最大下沉点间倾斜逐渐减小，在最大下沉点处倾斜为零，在拐点处倾斜最大，有两个相反的最大倾斜值，倾斜曲线以采空区中央反对称。

3）曲率曲线

曲率曲线 $k(x)$ 表示地表移动盆地内曲率的变化规律，是倾斜曲线的一阶导数。

曲率曲线的分布规律：

（1）曲率曲线有 3 个极值，即两个相等的最大正曲率和一个最大负曲率，两个最大正曲率位于边界点和拐点之间，最大负曲率位于最大下沉点处；

（2）边界点和拐点处曲率为零；

（3）盆地边缘区为正曲率区，盆地中部为负曲率区。

4）水平移动曲线

水平移动曲线表示地表移动盆地内水平移动分布规律。水平移动分布规律与倾斜曲线相似，即盆地边界至拐点间水平移动渐增，拐点至最大下沉点间水平移动逐渐减小，在最

大下沉点处水平移动为零，在拐点处水平移动最大，有两个相反的最大水平移动值，水平移动曲线以采空区中央反对称。

5）水平变形曲线

水平变形是水平移动曲线的一阶导数。水平变形曲线与曲率曲线的分布规律相似，即

（1）水平变形曲线有 3 个极值，即两个相等的最大拉伸变形和一个最大压缩变形，两个最大拉伸变形位于边界点和拐点之间，最大压缩变形位于最大下沉点处。

（2）边界点和拐点处水平变形为零。

（3）盆地边缘区为拉伸区，盆地中部为压缩区。

$$\begin{aligned} &\text{水平移动曲线} && U(x)=B\cdot i(x)=B\cdot\frac{\mathrm{d}w(x)}{\mathrm{d}x} \\ &\text{水平变形} && \varepsilon(x)=B\cdot k(x)=B\cdot\frac{\mathrm{d}^2w(x)}{\mathrm{d}x^2} \end{aligned} \qquad (4-6-1)$$

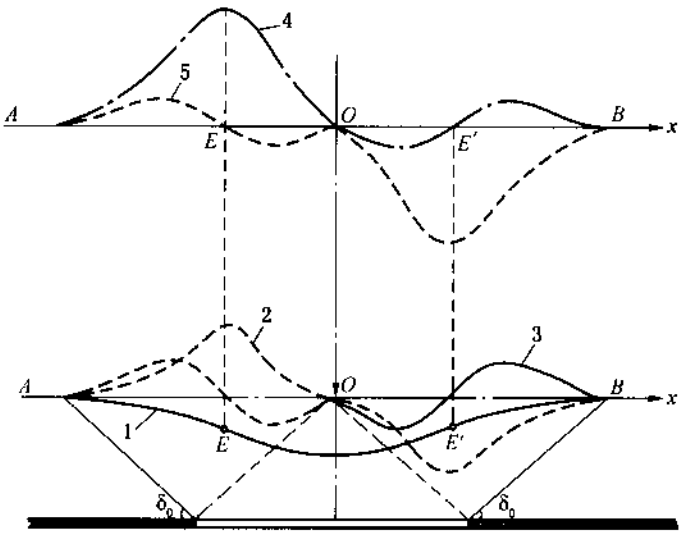
式中　$B$——水平移动系数，实测表明，$B=(0.13\sim0.18)H$；

$w(x)$——下沉曲线；

$x$——离始采线的距离，m。

2. 水平煤层充分采动时主断面内地表移动和变形分布规律（图 4-6-22）

与水平煤层非充分采动时主断面内地表移动和变形分布规律相比，水平煤层充分采动时具有以下特点：




1—下沉曲线；2—倾斜曲线；3—曲率曲线；4—水平移动曲线；5—水平变形曲线

图 4-6-22　水平煤层充分采动时主断面内地表移动和变形分布规律

（1）地表移动盆地的最大下沉值已达到该地质采矿条件下的最大值，即充分采动条件下的地表最大下沉值。

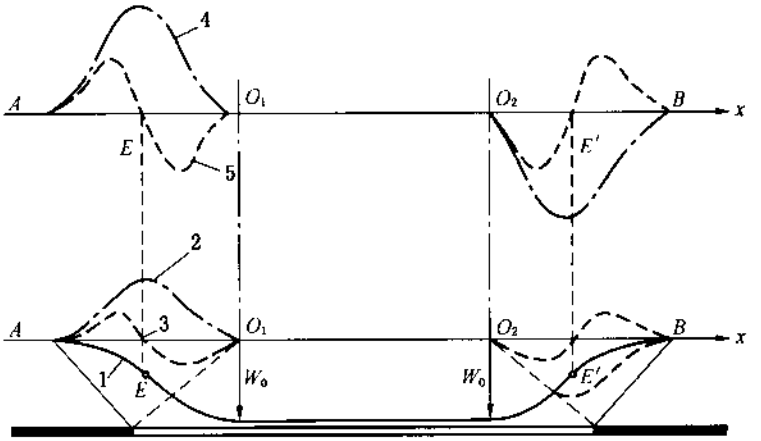
（2）在最大下沉点 $O$ 处，水平变形和曲率变形值均为零，在盆地中心区出现了两个

最大负曲率和两个最大压缩变形值，位于拐点和最大下沉点之间。

（3）拐点处下沉值为最大下沉值的1/2。

（4）水平变形曲线、曲率曲线以拐点反对称。

3. 水平煤层超充分采动时主断面内地表移动和变形分布规律（图4-6-23）




1—下沉曲线；2—倾斜曲线；3—曲率曲线；4—水平移动曲线；5—水平变形曲线

图4-6-23 水平煤层超充分采动时主断面内地表移动和变形分布规律

与水平煤层充分采动时主断面内地表移动和变形分布规律相比，水平煤层超充分采动时具有以下特点：

（1）下沉盆地出现了平底 $O_1-O_2$ 区，在该区域内，各点下沉值相等，并达到该地质采矿条件下的最大值。

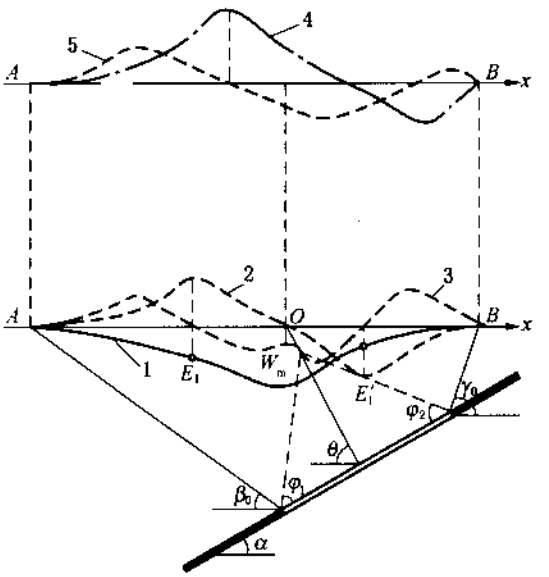
（2）在平底 $O_1-O_2$ 区内，水平变形、倾斜、曲率均为零或接近于零，各种变形主要分布在采空区边界上方附近。

（3）最大倾斜和最大水平移动位于拐点处，最大正曲率、最大拉伸变形位于拐点和边界点之间，最大负曲率、最大压缩变形位于拐点和最大下沉点之间。

（4）盆地平底 $O_1-O_2$ 区内水平移动理论上为零，实际存在残余水平移动。

4. 倾斜煤层（$15°<\alpha<55°$）非充分采动时主断面内地表移动和变形分布规律（图4-6-24）

与水平煤层非充分采动时地表移动分布规律相比，倾斜煤层具有以下特征：




1—下沉曲线；2—倾斜曲线；3—曲率曲线；4—水平移动曲线；5—水平变形曲线

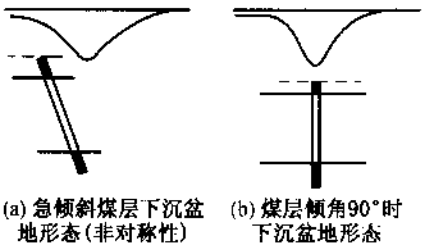
图4-6-24 倾斜煤层非充分采动时主断面内地表移动和变形分布规律

（1）地表移动变形曲线失去对称性和相似性，即下沉曲线、倾斜曲线、曲率曲线、水平变形曲线、水平移动曲线均不关于采空区对称或反对称，移动变形曲线偏向下山方向；水平移动曲线和倾斜曲线、水平变形曲线和曲率曲线已不相似。

（2）最大下沉点偏向下山方向，上山下沉曲线比下山陡，影响范围小。

（3）拐点不与采空区中央对称，偏向下山方向。

（4）指向上山方向的水平移动增加，指向下山方向的水平移动减小，最大拉伸变形在下山方向，最大压缩变形在上山方向。



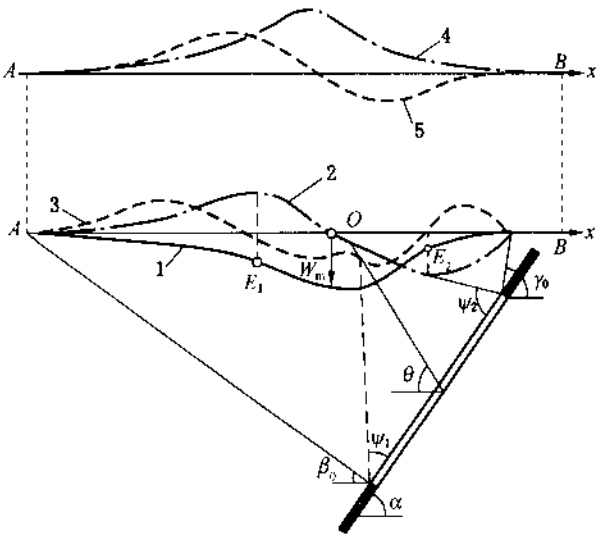
(a) 急倾斜煤层下沉盆地形态(非对称性)　(b) 煤层倾角90°时下沉盆地形态

图 4－6－25　急倾斜煤层非充分采动后下沉盆地形态

5. 急倾斜煤层（$\alpha>55°$）非充分采动时主断面内地表移动和变形分布规律（图 4－6－25、图 4－6－26）

与倾斜煤层非充分采动时地表移动分布规律相比，急倾斜煤层非充分采动时具有以下特征：

（1）下沉盆地形态的非对称性十分明显，下山方向的影响范围远大于上山方向的影响范围。随着煤层倾角的增大，地表下沉曲线由对称的碗形逐渐变为非对称的瓢形。当煤层倾角接近 90°时，下沉盆地剖面又转变为对称的碗形或兜形。




1—下沉曲线；2—倾斜曲线；3—曲率曲线；4—水平移动曲线；5—水平变形曲线

图 4－6－26　急倾斜煤层非充分采动时主断面内移动变形分布规律

（2）随着煤层倾角的增加，最大下沉点位置逐渐移向煤层上山方向，当煤层倾角接近 90°时，在煤层露头上方。

（3）在松散层较薄的情况下，可能只出现指向上山方向的水平移动。

（4）在开采厚度大，采深小时，地表煤层露头处可能出现塌陷坑。

6.1.4.4 地表动态移动变形规律

地下煤层采出后引起的地表沉陷是一个非常复杂的时间和空间过程。随着采煤的进行，不同时间采煤工作面与地表点的相对位置不同，开采对地表点的影响也不同。地表点的移动经历了从开始移动→剧烈移动→移动停止的过程。研究采动过程中的地表移动规律，对于铁路、公路、建（构）筑物下采矿十分重要。

1. 地表点的移动轨迹

当地表点与工作面相对位置不同时，地表点的移动方向和大小不同。

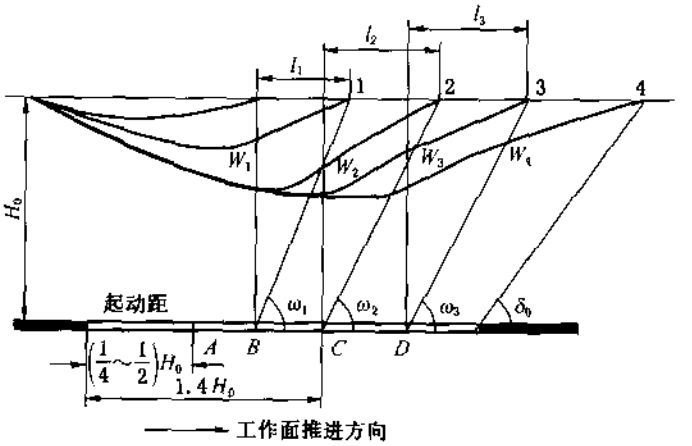
地表点的移动具有以下特点：

（1）移动方向开始都指向工作面，移动稳定后的移动向量均指向工作面中心；

（2）点移动轨迹的弯曲程度与工作面推进速度有关，工作面推进速度越快，点移动轨迹曲线的弯曲程度越小，反之亦然。

2. 采动过程中地表下沉变化规律

采动过程中地表下沉变化规律如图4-6-27所示。在走向主断面上，工作面由开切眼推进到$A$点时，岩层移动开始波及地表。通常把地表开始移动（下沉为10mm）时的工作面推进距离称为起动距（约为采深的$1/4H_0 \sim 1/2H_0$，$H_0$为平均开采深度）。随着工作面的继续推进，地表移动盆地的范围和移动量均增加。当工作面推进到$C$点时，地表达到充分采动，地表移动最大值达到该地质采矿条件下的最大值。工作面再推进到$D$点，地表移动范围增大，但地表下沉量不再增加（$W_3$）。当工作面停止推进后，地表移动范围和移动量较推进过程中有所增大（$W_4$），这说明地表动态移动量和移动范围小于稳定后的移动量和移动范围。




1，2，3，4—分别为地表点

图4-6-27 采动过程中地表下沉变化规律

在图4-6-27中，当工作面推进到$B$点，下沉曲线为$W_1$，地表1点开始受采动影响而下沉；当工作面推进到$C$时，下沉曲线为$W_2$，地表2点开始受采动影响而下沉。由此可见，在工作面推进过程中，工作面前方的地表受采动影响下沉，这种现象称为超前影响。将工作面前方地表开始移动（下沉10mm）的点与当时工作面的连线和水平线在煤柱

一侧的夹角称为超前影响角，用 $\omega$ 表示。开始移动的点到工作面的水平距离 $l$ 称为超前影响距，超前影响角 $\omega$ 和超前影响距 $l$ 有如下关系：

$$\omega = \arctan\frac{l}{H_0} \tag{4-6-2}$$

式中　$H_0$——平均开采深度。

3. 工作面推进过程中的下沉速度

工作面推进过程中地表下沉速度变化规律：

（1）当工作面开采距离达到起动距时，地表开始移动，在地表非充分采动时，随着工作面的推进，地表各点下沉速度逐渐增大，最大下沉速度也增大。

（2）当地表达到充分采动后，地表下沉速度曲线形状不变，随着工作面的推进而向前移动，距工作面水平距离相同的点的下沉速度相同。

4. 地表移动持续时间

地表移动持续时间（移动总时间）是指在充分采动或接近充分采动的情况下，地表下沉值最大的点从移动开始到移动稳定所持续的时间。移动持续时间应根据地表最大下沉点求定，因为，在地表移动盆地内各地表点中，地表最大下沉点的下沉值最大，下沉的时间最长。前苏联阿威尔辛按下沉速度大小及对建筑物的影响程度不同，将地表点的移动过程分为三个阶段：

（1）开始阶段：下沉量达到10mm的时刻为移动开始时刻。从移动开始至下沉速度刚达到1.67mm/d（50mm/月）时刻为移动开始阶段。

（2）活跃阶段：下沉速度大于1.67mm/d（50mm/月）的阶段。由于在该阶段内，地表点的下沉值占总下沉值的85%～95%，地表移动剧烈，是地面建筑物损坏的主要时期，因此，也称该阶段为危险变形阶段。

（3）衰退阶段：下沉速度刚小于1.67mm/d（50mm/月）起至6个月内地表各点下沉累计不超过30mm时为移动衰退阶段。

开始阶段、活跃阶段、衰退阶段这三个阶段的时间总和，称为移动过程总时间或移动持续时间。

影响地表移动持续时间的因素主要是岩石的物理力学性质、开采深度和工作面推进速度。一般规律为：开采深度越大、覆岩越坚硬，地表移动持续时间越长，反之亦然。当采深在100～200m时，地表移动持续时间一般为1～2年，有的可达十几年，但大多数不超过5年。

5. 工作面推进过程中地表移动变形规律

1）水平移动变化规律

工作面推进过程中地表水平移动曲线变化规律如图4-6-28所示。从图中可见，随着工作面的开采，采空区面积不断扩大，水平移动逐渐增大。如当工作面位于 $A$、$B$、$C$、$D$ 处时，水平移动曲线分别为 $U_A$、$U_B$、$U_C$、$U_D$，水平移动值为零的点随着工作面的推进而向前移动，如 $O_1$、$O_2$、$O_3$、$O_4$。当工作面推进到 $E$ 时，地表达到充分采动，此时，开切眼上方的水平移动渐趋稳定，水平移动值等于零的点（如 $O_5$）不再向前移动，水平移动曲线为 $U_E$。当工作面推进到 $F$ 时，水平移动值等于零的区域扩大，零值区域为 $O_5$～$O_6$，水平移动曲线为 $U_F$。$U_F$ 和 $U_E$ 曲线形态基本相似，最大水平移动值基本相等。当工作面

停采后，最大水平移动仍继续增加，直至地表移动稳定为止。曲线 $U_F$ 为移动稳定后的水平移动曲线。地表稳定后增大的水平移动值比工作面推进过程中的地表最大水平移动值大。

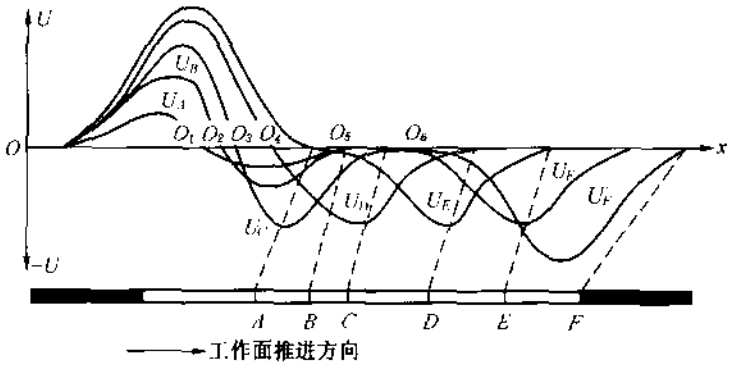



图4-6-28 工作面推进过程中地表水平移动曲线变化规律

工作面推进过程中的倾斜变化规律与水平移动变化规律基本相似。

2）曲率的变化规律

工作面推进过程中地表曲率变形曲线变化规律如图4-6-29所示。从图中可见，工作面开始推进时，随着工作面的推进，地表正、负曲率逐渐增大，曲率影响的范围也增大，此时有2个正曲率和1个负曲率；当工作面推进到一定距离后（如到 $B$），地表负曲率达到最大（只有一个负曲率），随着工作面的继续推进，地表负曲率最大值减小，且出现2个负曲率最大值（$K_C$ 曲线）。当达到充分采动，即采到 $D$ 时，盆地出现2个最大负曲率，盆地中心点 $O_1$ 处曲率值等于零。当达到超充分采动时，推进过程中工作面前后的曲率变形曲线随着工作面的推进均匀向前移动，曲线形状基本相似、最大正负曲率变形值基本相同，曲率变形零值区不断扩大。当工作面停止推进后，工作面上方的地表曲率值和范围均要增大，直到地表移动稳定。

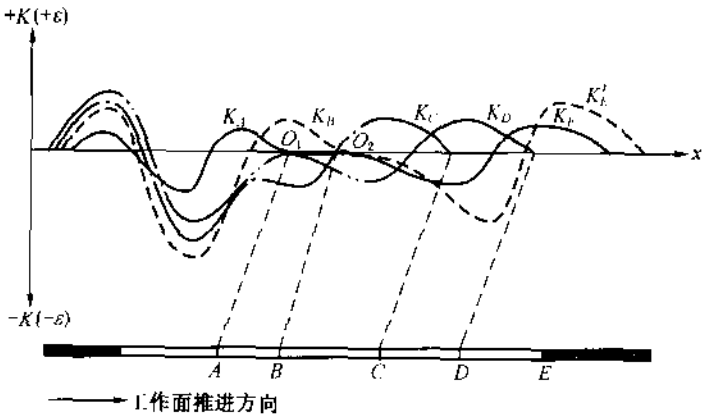


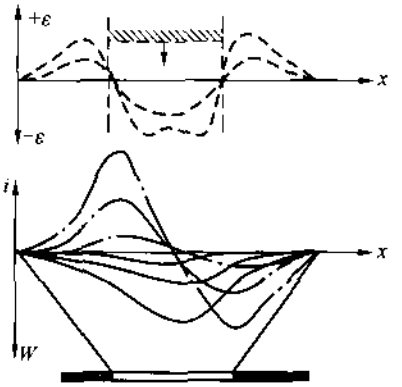

图4-6-29 工作面推进过程中地表曲率变形曲线变化规律

从以上可以看出，工作面推进过程中的地表非充分采动时的负曲率最大值大于充分采动时的负曲率最大值。

工作面推进过程中地表水平移动曲线变化规律与曲率变形变化规律基本相似。

3）垂直于工作面推进方向断面上的地表移动变化规律

与推进方向相比，地表移动过程中的移动变形只有由小到大逐渐增大的过程，没有正负曲率和拉压变形的交替变化的现象。地表下沉、水平移动和水平变形曲线由小到大的变化过程如图4-6-30所示。




注：虚线表示水平变形从小到大的变化过程；点划线表示水平移动从小到大的变化过程；实线表示地表下沉从小到大的变化过程。

图4-6-30　垂直于工作面推进方向的断面上的地表移动曲线变化规律

6.1.4.5　地表破坏规律

地下开采后，地表移动除出现连续移动盆地外，在大多数情况下，地表还会产生非连续破坏现象。这种现象一般有地表裂缝与台阶、塌陷坑和塌陷槽两种形式。

1. 地表裂缝及台阶

在一定条件下，地表移动盆地外边缘拉伸变形区可能产生裂缝，如图4-6-31所示。裂缝的深度、宽度与有无第四系松散层及其厚度、性质和变形值大小有关。国内外观测表明，对于塑性大的黏土，一般是地表拉伸变形值超过6~10mm/m时，地表才发生裂缝。塑性小的黏土的砂质黏土、黏土质砂或岩石，当地表拉伸变形值达到2~3mm/m时就发生裂缝。地表裂缝一般平行于工作面边界发展。但在工作面前方地表可能出现平行于工作面的裂缝。这种裂缝深度和宽度较小，随工作面推进先张开而后逐渐闭合。

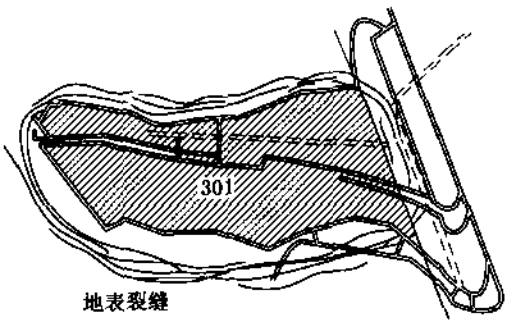



图4-6-31　柴里煤矿301工作面地表裂缝实测图

裂缝的形状一般为楔形，上口大，越往深处越小，到一定的深度尖灭。当地表存在较厚的表土时，地表裂缝深度一般小于5m，对于采厚较大的综采放顶煤开采，地表裂缝深度可达十几米。当地表不存在表土或表土较薄时，地表裂缝深度可达到数十米。当基岩为

坚硬岩层时，这种裂缝可使地表与采空区连通。

在采深和采厚比值较小时，地表裂缝的宽度可达几十毫米，裂缝两侧可能出现落差，形成台阶。台阶落差的大小取决于地表移动值的大小。

地表除出现张口裂缝外，在某些特殊情况下，可能出现剪切式压密裂缝。常见的三种裂缝形成情况为：

（1）断层导致的压密裂缝；

（2）软弱夹层导致的压密裂缝；

（3）重复开采时下沉盆地边缘区主裂缝面导致的压密裂缝。

2. 塌陷坑及塌陷槽

开采缓倾斜煤层和倾斜煤层时，地表破坏主要表现为地表出现裂缝，但在某些特殊地质开采条件下，地表可能出现漏斗状塌陷坑或塌陷槽：

1）浅部不均匀开采引起的塌陷坑

在采深较小或采厚较大时，采用房柱式开采和硐室式水力采煤方法时，由于开采厚度不均匀，导致覆岩破坏高度不同，使地表产生漏斗状塌陷坑。平庄古山煤矿采用水力采煤法开采浅部煤层时地表出现的塌陷坑如图 4－6－32 所示。应当指出，在采深很小、采厚很大时，用长壁采煤法开采，若采厚不一致，地表也可能出现漏斗状塌陷坑。

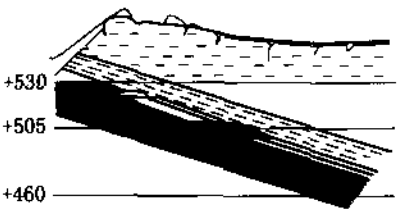



图 4－6－32 平庄古山煤矿浅部开采地表塌陷示意图

2）松散砂层进入井下引起的漏斗状塌陷坑

在有含水的松散层下采煤时，由于开采上限过高，使采煤工作面造成的垮落性破坏到达含水砂层时，会引起水砂溃入采空区，引起地表漏斗状塌陷。肥城杨庄煤矿二号井 3 号煤层 301 工作面，煤厚 4.5m，倾角 14°～15°，回风巷距冲积层底板 16～35m，岩层风化严重。1962 年 3 月，开采到煤层浅部，当垮落性破坏到达冲积层底部时，黄泥进入采空区，地表出现深 11m 和 15.5m 的漏斗状塌陷坑。鹤岗富力煤矿四井开采一上煤层，煤厚 4～6m，倾角 23°～24°，采用倾斜分层下行垮落采煤法，地表未出现塌陷坑，但在采煤工作面上边界以上采用落垛式采煤法采煤时，垮落性破坏达到冲积层底部，地表产生直径 5～6m、深 4～5m 的圆形塌陷坑。

3）急倾斜煤层开采引起的漏斗状塌陷坑

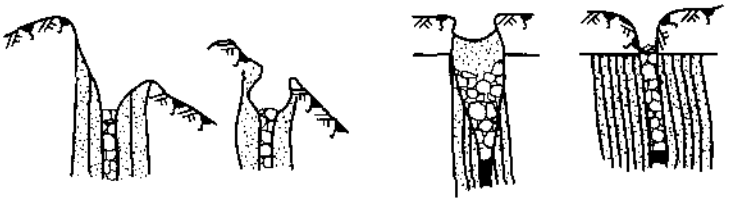
急倾斜煤层开采时，煤层露头处附近出现严重的非连续性破坏，往往也会出现漏斗状塌陷坑。塌陷坑大体位于煤层露头的正上方或略偏离露头位置，偏离的距离与煤层的倾角、顶底板的岩性及基岩的风化程度有关。塌陷坑的形状取决于松散层的性质和厚度。在厚松散层覆盖的情况下，塌陷坑多呈圆形或井形，有时也呈口小肚大的坛式塌陷漏斗，如图 4－6－33 所示。

4）开口大裂缝引起的漏斗状塌陷坑

在有含水松散层覆盖的地区重复开采时，由于覆岩中的裂缝增大，基岩表面产生了开口大裂缝，使松散层的水砂下泄，也可能引起地表漏斗状塌陷坑。

5）导水断层引起的漏斗状塌陷坑

在导水断层附近开采时，由于断层带破碎及突水的原因，同样可引起地表出现漏斗状



(a) 北京大台煤矿地表塌陷漏斗　　(b) 辽宁北票矿区地表塌陷漏斗

图4-6-33　地表塌陷漏斗示意图

塌陷坑。开滦吕家坨煤矿3371工作面，煤层倾角35°左右，煤厚约4.0m，采用水力采煤法采煤。当工作面采到离断层带15m时，由于断层带（宽1.2m）岩层破碎，加上没有控制好水枪的落煤量，使断层破碎带产生宝塔形破坏，冲积层泥砂下泄，地面出现直径14m、深度2m的漏斗状塌陷坑。

6）岩溶塌陷引起的漏斗状塌陷坑

在岩溶发育地区，由于地下开采，使岩溶水疏干，破坏溶洞原有的应力平衡，导致岩溶塌陷，在地表形成漏斗状塌陷坑。如湖南恩口煤矿，地下开采后，地面出现6100多个塌陷坑；湖南斗笠山煤矿地面出现220多个塌陷坑；湖南煤炭坝煤矿出现500多个塌陷坑；江西丰城矿业集团地面出现202个塌陷坑等。

地表出现的裂缝、台阶或塌陷坑，对位于其上的建（构）筑物危害极大，使建筑物破坏，也可能使地表及地下水进入井下，淹没矿井。因此，应尽力避免出现大的裂缝、台阶和塌陷坑。

### 6.1.5　地质采矿因素对覆岩及地表移动破坏的影响

多年的现场实践表明，开采沉陷的分布规律，大小取决于地质采矿因素，只有正确地认识和掌握开采沉陷分布规律的影响因素，才能合理有效地解决生产中所遇到的开采沉陷有关问题。本节重点说明下列的基本地质采矿因素对开采沉陷的影响：

（1）覆岩力学性质、岩层层位的影响；

（2）松散层对地表移动特征的影响；

（3）煤层倾角的影响；

（4）开采厚度与开采深度的影响；

（5）采区尺寸大小的影响；

（6）重复采动的影响；

（7）采煤方法及顶板管理方法的影响。

#### 6.1.5.1　*覆岩力学性质、岩层层位的影响*

1. 覆岩力学性质的影响

组成岩层的岩石可分为坚硬、中硬和软弱三种类型。岩石力学性质对层状矿体开采引起的岩层和地表移动过程影响很大，不同覆岩结构下，岩层及地表移动量大小、形式不同，具体分析如下：

在覆岩坚硬的条件下，岩层及地表移动具有以下特征：

（1）采空区悬顶面积大，地表易产生非连续性变形。由于覆岩坚硬，开采后顶板岩体不垮落形成悬顶，当开采面积达到一定值后，突然垮落，产生切冒型变形，地表则产生突然塌陷的非连续变形。如大同矿区上覆岩层中有强度大而厚的砂岩，采后顶板长期缓慢下沉，甚至不移动。当采空区面积达到几万、十几万平方米时，发生大面积垮落，对该矿区23次大面积切冒统计结果表明，20次的一次性的垮落面积超过 $1\times10^4m^2$，最大的达 $12.8\times10^4m^2$，一般为 $2\times10^4\sim4\times10^4m^2$。切冒发生后，地面多半出现纵横交错的张口裂缝，分布在采空区上方，裂缝宽度最大的为0.1～0.5m，深不见底。又如辽源矿区某煤矿，顶板有厚100～200m的坚硬安山岩，采厚1.5m，全井田开采范围沿走向300m，沿倾向500～600m，顶板一直未垮落。

（2）岩层及地表下沉量小，拐点平移距大。坚硬岩层破裂后碎胀系数大，充填部分采空区，而使岩层及地表下沉量减小。根据国内的统计分析资料表明，坚硬岩层地表下沉量（水平煤层开采）为采厚的27%～54%，中硬岩层为采厚的55%～84%，软弱岩层为采厚的85%～100%。由于岩层坚硬，采空区边界形成的悬顶距大，从而使拐点平移距增大。国内实测数据为：坚硬岩层拐点平移距 $S=(0.31\sim0.43)H_0$（$H_0$为平均采深），中硬岩层平移距 $S=(0.08\sim0.30)H_0$，软弱岩层平移距 $S=(0\sim0.07)H_0$。

（3）急倾斜煤层开采条件下，地表易出现塌陷坑或塌陷漏斗。在急倾斜煤层开采条件下，如果煤层顶底板岩层很坚硬，采煤后，采空区顶底板不垮落，而采空区上方煤层本身却垮落和下滑。煤层的这种垮落和下滑，可能在一定高度上停止，也可能发展到地表，在地表露头处形成塌陷坑。如京煤集团大台煤矿，顶底板岩层均很坚硬，开采后地表出现了不少椭圆形的塌陷坑。如果顶底板中有一个坚硬岩层、一个软弱岩层，则在地表不形成塌陷坑，但地表移动集中在软弱岩层一侧。

（4）移动角大。由于覆岩坚硬，使地表变形量减小，危险移动范围减小，从而使移动角增大。国内观测表明，坚硬岩层走向移动角 $\delta=75°\sim80°$；中硬岩层走向移动角 $\delta=70°\sim75°$；软弱岩层走向移动角 $\delta=60°\sim70°$。表土移动角 $\psi=45°$。

（5）导水裂缝带高度大。由于坚硬岩层断裂，不易重新压实，在采空区边界形成较大悬顶和空洞，形成较好的导水通道，从而使导水裂缝带高度增大。国内实践表明，导水裂缝带高度随覆岩性质变软而逐渐减小。

在覆岩较弱的情况下，有与以上相反的特征。

2. 覆岩组成及层位的影响

覆岩组成及层位对地表移动量、移动规律有较大影响，主要表现为：

（1）直接顶坚硬、基本顶软弱，其地表的下沉量小于直接顶软弱、基本顶坚硬的地表下沉量。

（2）流砂层距采空区近比流砂层距采空区远的地表下沉量大。主要因为流砂层距采空区远，失水、失砂少，地表下沉量小。

（3）地表有软弱覆盖层比无软弱覆盖层时，地表移动更平缓、均匀，连续性更好。

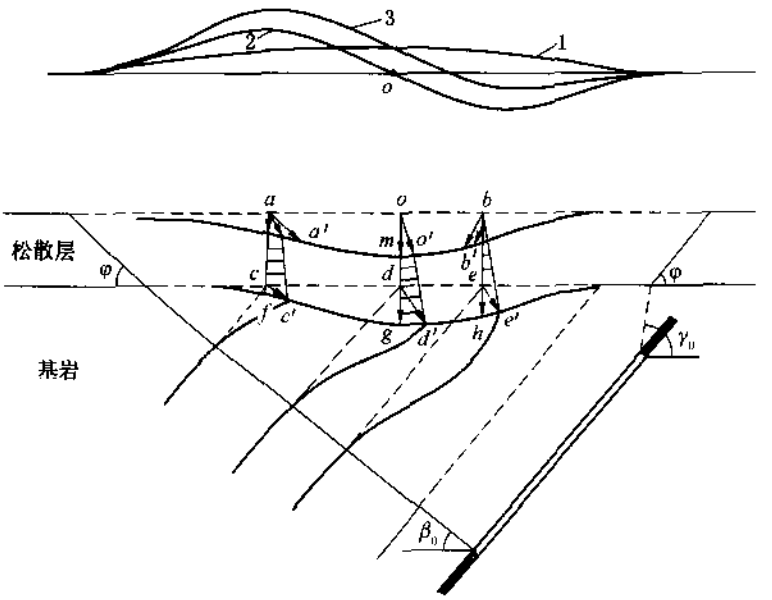
#### 6.1.5.2 松散层对地表移动特征的影响

地表有没有松散层覆盖，对地表移动特征有很大影响。特别是对地表水平移动变形分布规律的影响十分明显。这里仅介绍松散层对水平移动分布的影响，并说明为什么在倾斜煤层开采时，指向上山方向的水平移动增大，而指向下山方向的水平移动减小。

基岩的下沉引起松散层的下沉，使松散层产生弯曲形式的移动，松散层移动可分为下列两种情况：

（1）当基岩为水平或近水平（$\alpha < 10°$）时，松散层移动形式和基岩移动形式基本一致，两者都呈垂直弯曲的形式，移动向量都指向采空区中心，因此，水平移动呈对称分布。

（2）当岩层倾斜时，基岩移动形式发生变化，其移动向量有指向煤层上山方向的特点，因此，基岩的水平移动均指向上山方向。由于摩擦力的作用，基岩移动带动松散层产生指向上山方向的水平移动，这种移动在松散层中由下往上逐渐衰减，如图 4－6－34 所示。




o—移动盆地中心；1—基岩水平移动引起的松散层水平移动曲线；2—松散层垂直弯曲引起的松散层水平移动曲线；3—地表最终水平移动曲线；φ—表土移动角；$\gamma_0$—基岩移动角；$\beta_0$—采空区下边界移动角

图 4－6－34　松散层对水平移动的影响

图中 $c$、$d$、$e$ 表示基岩面上点移动前的位置，$c'$、$d'$、$e'$ 表示移动后的位置，其移动向量为 $cc'$，$dd'$，$ee'$，这几个移动向量可分解为垂直移动分量 $cf$、$dg$、$eh$ 和水平移动分量 $fc'$、$gd'$、$he'$。由于基岩移动产生的摩擦力的作用，此水平移动分量带动松散层产生指向上山方向的水平移动。

$a$、$o$、$b$ 代表地表 3 个点，$o$ 点为移动盆地中心，松散层移动形式为垂直弯曲，因此，地表点的水平移动分量对称于盆地中心点。于是 $a$ 点的水平移动指向上山方向，$b$ 点水平移动指向下山方向，$o$ 点只有垂直移动，水平移动为零。

由以上分析可以看出，地表点 $a$、$o$、$b$ 承受了两种水平移动，即松散层水平移动和基岩水平移动的影响。在地表点 $a$ 处，由于基岩水和松散层水平移动方向一致，$a$ 点的水平移动值为两者之和，指向上山方向；在地表点 $b$ 处，由于两者方向相反，其值是两者之

差；在地表点 $o$ 的水平移动，仅是基岩面上 $d$ 点的水平移动，指向上山方向。

从图 4-6-34 的曲线 3 可以看出，在倾斜煤层开采的情况下，地表移动盆地内的水平移动曲线呈不对称分布，增大了指向上山方向的水平移动，减小了指向下山方向的水平移动，随着岩层倾角的增大，此特征表现得更加明显。

当松散层很厚时，基岩移动产生的水平移动在松散层内传递时衰减而达不到地表，这时地表就只有由于松散层垂直弯曲而引起的水平移动。根据经验，当松散层厚度大于 $75W_m\tan\alpha$（$W_m$ 为地表最大下沉值，$\alpha$ 为煤层倾角）时，基岩移动产生的水平移动就不能到达地表。

6.1.5.3 煤层倾角的影响

煤系地层倾角变化，对上覆岩层的移动和破坏形式有很大的影响。煤层倾角不同，覆岩移动形式、破坏形态、地表移动盆地的形态均有较大的差异。

1. 对地表移动盆地形态的影响

在水平和近水平煤层开采条件下，地表移动盆地是以采空区中心对称的椭圆。在倾斜煤层开采条件下，地表移动盆地为偏向下山方向的非对称椭圆，形状为碗形或盘形。随着倾角的增大，这种非对称性增大，当煤层倾角接近 90°时，地表移动盆地又成为对称的椭圆，形状为碗形或兜形。

2. 对覆岩移动形式、破坏形态的影响

当煤层倾角在 0°~35°之间时，岩层移动的主要形式是法向弯曲和崩落，垮落带、导水裂缝带形态最终呈马鞍形；当煤层倾角在 35°~55°之间时，岩层移动形式除有法向弯曲外，还伴随有沿层面的剪切移动和岩石的下滑，覆岩破坏形式呈抛物线形态；当煤层倾角超过 55°后，垮落到采空区内的煤和岩块，除了单块滚动外，还会成堆地沿煤层倾斜方向滑动。垮落带、导水裂缝带呈椭圆形。当煤层倾角超过 75°后，底板岩层产生滑移，底板一侧的地表也会出现许多裂缝或形成台阶盆地。

当煤层顶底板特别坚硬，煤层松软情况下，所采煤层本身的垮落更加剧烈，煤层垮落发展到地表，在地表形成塌陷漏斗。如北票台吉煤矿二坑 4 号煤层，在倾角为 63°~75°、走向长约 1270m 的范围内，所采煤层本身垮落表现得最为强烈，垮落达到地表的有 20 多处；有的塌陷坑下面的采煤工作面已停止若干年，地面塌陷坑已被填平，当其下面继续开采后，又引起煤层的垮落，地表出现二次塌陷。

3. 对地表移动参数的影响

煤层倾角对地表移动参数有明显影响。这里主要介绍对下山移动角、边界角、最大下沉角及水平移动值的影响。

（1）对地表移动角、边界角的影响。一般说来，倾角对走向移动角、边界角和上山移动角、边界角的影响较小，对下山移动角、边界角的影响较大。

（2）对最大下沉角 $\theta$ 的影响。随着煤层倾角的增大，最大下沉角 $\theta$ 值减小。

（3）对水平移动值的影响。随着煤层倾角的增大，指向上山方向的水平移动值将增大。

6.1.5.4 开采厚度和开采深度的影响

1. 开采厚度

开采厚度是影响覆岩及地表移动破坏的主要因素。采厚越大，垮落带、导水裂缝带高度越大，地表移动变形值也越大，移动过程表现得越剧烈。岩层及地表移动变形值与采厚

成正比，充分采动时的最大下沉值 $W_0$ 为

$$W_0 = qm\cos\alpha \tag{4-6-3}$$

式中　$q$——下沉系数，与岩层岩性有关，越坚硬，$q$ 越小，反之，越软，$q$ 越大；

$m$——采厚，mm；

$\alpha$——煤层倾角，(°)。

2. 开采深度的影响

随着开采深度的增加，地表各种移动变形值减小，地表移动范围扩大，移动盆地更平缓。各种变形值与采深成反比。

地表移动变形值既与采厚成正比，又与采深成反比，所以，常用深厚比（$H/m$）作为衡量开采条件对地表沉陷影响的估计指标。深厚比越大，地表移动变形值越小，移动变形就越平缓；深厚比越小，地表移动变形就越剧烈。在深厚比很小的情况下，地表将出现大量裂缝、台阶，甚至出现塌陷坑。

6.1.5.5　采区尺寸大小的影响

采区尺寸的大小可影响地表的充分采动程度。当采动程度较小时，随着工作面尺寸的增加，地表移动盆地范围、各种移动变形值均增大；当达到充分采动后，工作面尺寸大小对地表移动变形值大小无影响。

6.1.5.6　重复采动的影响

重复采动是指岩层和地表已经受过一次开采的影响而产生移动、变形和破坏之后，再一次经受开采（开采下部煤层，或下分层，或同一煤层的下一个工作面）的影响，使岩层和地表又一次受到采动，这种采动称为重复采动。

重复采动时地表移动的特点、地表移动和变形分布及其参数值都与初次采动有显著变化，即移动过程剧烈，地表下沉值增大，地表移动速度加大等。这种变化称为重复采动时岩层与地表移动过程的加剧。

1. 地表移动值增大及参数变化

采动破裂岩体的碎胀是地表最大下沉值小于采厚的原因。当岩体初次采动后，产生了破裂碎胀，充填采空区，使地表移动量减小。重复采动时，已破裂碎胀的那部分岩体产生的碎胀量小，同时，在初次采动时，破裂岩体内存在的空隙闭合，使得地表移动量增大。据我国部分矿区的统计，重复采动时，地表移动参数发生如下变化：

(1) 下沉系数：

$$\begin{aligned} q_{复1} &= (1+a)q_{初} \\ q_{复2} &= (1+a)q_{复1} \end{aligned} \tag{4-6-4}$$

式中　$q_{初}$，$q_{复1}$，$q_{复2}$——分别为初采、第一次复采、第二次复采的下沉系数；

$a$——下沉“活化”系数，见表4-6-1。

**表4-6-1　按覆岩性质区分的重复采动下沉活化系数 $a$**

| 岩性 | 一次重采 | 二次重采 | 三次重采 | 四次及四次以上重采 |
|---|---|---|---|---|
| 坚硬 | 0.15 | 0.20 | 0.10 | 0 |
| 中硬 | 0.20 | 0.10 | 0.05 | 0 |

（2）最大下沉角。重复采动时最大下沉角较初次采动增大，其增大值为：坚硬覆岩，增大（0.05～0.20）α；中硬覆岩，增大0.15α；软弱覆岩，增大0.1α。

（3）边界角、移动角。重复采动时，边界角减小5°～10°，移动角减小10°～15°。

（4）充分采动角、超前影响角、最大下沉速度角。重复采动时，充分采动角增大1°～5°，超前影响角减小10°～15°，最大下沉速度角增大5°～10°。

2. 非连续破坏增加

在重复采动时，经受初次开采破坏的岩体可能进一步破碎，使岩层和地表的破坏程度加剧，破坏范围加大，采深不大时地表还会出现裂缝，使地表不连续，甚至出现大断裂或台阶。而且，地表的这种非连续破坏常常是突然出现的，对地面建筑物、铁路等危害极大。因此，在重复采动时要特别注意加强对地表非连续破坏的观测和整治工作。

同一煤层相邻工作面开采的重复采动效应相当于扩大采空区面积，地表移动偏向已采工作面方向。

6.1.5.7 *采煤方法及顶板管理方法的影响*

采煤方法实际上决定了覆岩及地表移动的形式、先后顺序和方向。顶板管理方法决定了采出空间的大小，覆岩及地表破坏程度、移动量大小。

目前国内煤矿大多采用单一长壁采煤法。采用该方法，覆岩属均衡破坏，地表为连续的、大面积的均匀下沉，移动具有较强的规律。如果采用落垛式采煤法、挑煤皮采煤法、仓房式采煤法等，容易造成覆岩不均衡破坏，在地表形成塌陷坑和塌陷漏斗，对地面环境造成大的危害。另外，国内煤矿目前采用综采放顶煤开采，由于一次采厚较大，覆岩及地表移动破坏剧烈，使地表移动规律发生变化。初步研究表明，与一般开采相比，综采放顶煤开采具有以下特征：

（1）覆岩及地表移动更剧烈，最大下沉速度为分层综采的2～3倍，超前影响范围比分层综采大40%，超前影响角比分层综采小近10°，活跃期占移动总时间的71.4%，活跃期下沉量约占总下沉量的95%。

（2）综采放顶煤开采工艺特点使采空区边界附近丢煤多，限制了覆岩的充分垮落和岩层移动向上发展，造成拐点向采空区内侧偏移更大。同时，开切眼和终采线开采工艺的差异，导致终采线一侧的拐点偏移距大于开切眼一侧，使两侧的地表移动规律存在差异。

（3）综采放顶煤开采，地表易出现大的裂缝，裂缝两侧伴随大的台阶。如兖州鲍店煤矿1310工作面，采深378～440m，采厚8.7m，采用综采放顶煤开采，地表出现多条大裂缝，裂缝最大宽度200mm，落差400mm。

（4）综采放顶煤开采使地表变形更集中于采空区上方，表现为：边界角增大，移动角减小。鲍店煤矿1308工作面为综采放顶煤开采工作面，其综合边界角为$\delta_0=68°$，$\beta_0=65°$，移动角$\delta=57.5°$，$\beta=65.5°$。而同一采区1301工作面为分层综采，其综合边界角为$\delta_0=55.25°$，$\beta_0=56.2°$，移动角为$\delta=74.6°$，$\beta=77.6°$。

顶板管理方法有全部垮落法（垮落法）、充填法、煤柱支撑法。全部垮落法是目前国内煤矿普遍采用的顶板管理方法，但该顶板管理方法，使得覆岩及地表移动最剧烈、破坏最严重，地表移动量最大。用充填法管理顶板，对覆岩破坏相对较小，一般不引起覆岩垮落性破坏，能够减小移动量，并使地表变形更加均匀。采用不同的充填方法、充填材料，充填效果不同，覆岩与地表移动量也不同。一般来说，水砂充填充填效果好，地表移动量

最小，风力充填充填体的密实度不高，地表移动量较大。

## 6.2　开采沉陷预计

地表沉陷的预计方法大致可分为概率积分法、剖面函数法、影响函数法、连续介质力学方法、数值模拟及物理模拟法等。预计所需要的参数和资料有：开采几何要素，如采深、采厚、开采面积等；开采沉陷参数，如下沉系数、水平移动系数、拐点偏移距、主要影响角正切、边界角、充分采动角等；地层结构和岩体的物理力学性质参数，如煤层的倾角、断层、褶曲、变形模量及强度参数等。本节重点介绍我国目前用得最多的概率积分法。

### 6.2.1　概率积分法基本原理

概率积分法的理论基础是认为岩体由于受地质构造作用和开采影响，而具有不连续性，可以看成是非连续介质，从而采用非连续介质力学进行研究。

概率积分法的基本假定：

（1）岩体是各向同性、均质、不连续介质，开采引起的各个方向移动与方向无关（等影响原理）；

（2）地表某一点的移动变形可看成单个单元开采引起的该点地表移动变形的线性叠加；

（3）弯曲带内的岩体只产生形变而不发生体积变化；

（4）移动稳定后地表下沉盆地的体积等于采出体积。

### 6.2.2　运用概率积分法进行开采沉陷预计

#### 6.2.2.1　单元下沉和单元水平移动计算式

单元下沉：单元盆地中的下沉称为单元下沉。

单元水平移动：单元盆地中的水平移动称为单元水平移动。

根据以上假定，可推出单元下沉值和单元水平移动值计算式：

$$W_e(x)=\frac{1}{r}\cdot e^{-\pi\frac{x^2}{r^2}}$$

$$U_e(x)=B\frac{\partial W_e(x)}{\partial x} \tag{4-6-5}$$

式中　$W_e$，$U_e$——分别为单元下沉值和单元水平移动值；

$r$——主要影响半径；

$B$——水平移动系数。

#### 6.2.2.2　地表移动的平面问题

所谓地表移动的平面问题，是指平面应变问题，即开采沿某个方向（如 $y$ 轴方向）是无限的，因而与该方向正交的方向上（一般取 $x$ 轴方向），其岩层与地表的移动仅与 $x$ 坐标有关，而与 $y$ 坐标无关。在 $x$ 方向上的开采，又可分为半无限开采与有限开采。半无限开采是指 $x$ 方向上的开采宽度相当大，使计算水平 $z$ 上的岩层或地表的移动达到充分采动，开采宽度继续增大时，工作面上方地表移动和变形不再变化。反之，开采宽度相对比较小，$z$ 水平上岩层或地表移动还不充分，其数值还将随开采宽度增大而改变，这种情况称之为有限开采，即非充分采动。

1. 半无限开采

采深为 $H$，开采厚度为 $m$，取坐标原点通过开采边界，如图 4-6-35 所示。由于垮落顶板岩石的碎胀，顶板的最大下沉量不会等于开采厚度，而只是采出厚度的一部分。实际观测表明，顶板下沉曲线为一条连续曲线，但为了工程应用，可用阶梯形曲线来描述，即

$$W(S)=\begin{cases}0 & S<0\\ mq & S\geqslant 0\end{cases} \tag{4-6-6}$$

式中 $q$——下沉系数，其值由顶板管理方法决定；

$m$——煤层开采厚度，m。

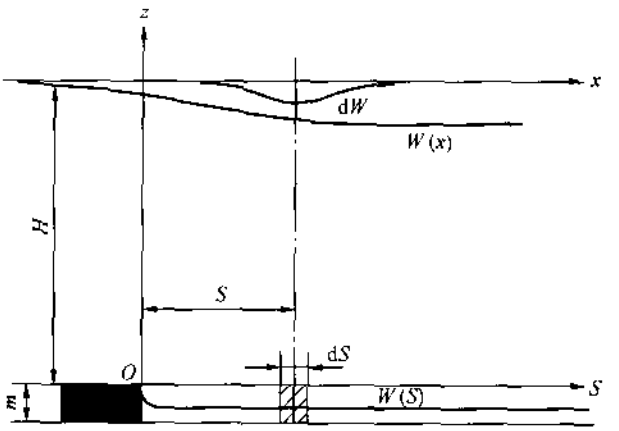



图 4-6-35 半无限开采时地表下沉和水平移动

当煤层自 $S=0$ 开采到 $S=\infty$ 时，地表稳定后的移动变形为

$$\begin{aligned}
W(x)&=\frac{W_0}{2}\left[\operatorname{erf}\left(\frac{\sqrt{\pi}}{r}x\right)+1\right]\\
i(x)&=\frac{\mathrm{d}W(x)}{\mathrm{d}x}=\frac{W_0}{r}\mathrm{e}^{-\pi\frac{x^2}{r^2}}\\
k(x)&=\frac{\mathrm{d}^2W(x)}{\mathrm{d}^2x}=2\pi\frac{W_0}{r^2}\left(-\frac{x}{r}\right)\mathrm{e}^{-\pi\frac{x^2}{r^2}}\\
U(x)&=\operatorname{bri}(x)=bW_0\mathrm{e}^{-\frac{\pi(x-s)^2}{r^2}}\\
\varepsilon(x)&=\operatorname{brk}(x)=2\pi b\frac{W_0}{r}\left(-\frac{x}{r}\right)\mathrm{e}^{-\pi\frac{x^2}{r^2}}\\
W_0&=mq\\
r&=H/\tan B\\
\operatorname{erf}(x)&=\frac{2}{\sqrt{\pi}}\int_0^x\mathrm{e}^{-\lambda^2}\mathrm{d}\lambda
\end{aligned} \tag{4-6-7}$$

式中 $H$——开采深度，m；

$\tan B$——主要影响角正切值；

$m$——煤层开采高度，m；

$q$——下沉系数；

$b$——水平移动系数。

为了应用方便，可给出无因次移动变形量与无因次坐标 $x/r$ 之间的计算用表。

2. 有限开采

在有限开采时，考虑到工作面开采边界附近有一个未压密带 $S_0$（拐点偏移距），因此在进行地表移动变形计算时，应采用计算宽度 $l = l_0 - 2S_0$，$l_0$ 为实际开采宽度，顶板下沉曲线近似为

$$W(S) = \begin{cases} 0 & S < 0 \\ mq & 0 \leqslant S \leqslant l \\ 0 & S > l \end{cases} \tag{4-6-8}$$

有限开采计算示意图如图 4-6-36 所示。

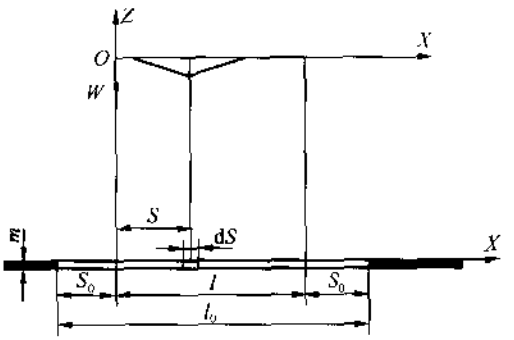



图 4-6-36　有限开采计算示意图

有限开采地表的下沉、倾斜、曲率、水平移动和水平变形为

$$\begin{aligned}
W^{\circ}(x) &= \frac{W_0}{2}\left[1 + \operatorname{erf}\left(\sqrt{\pi}\,\frac{x}{r}\right)\right] - \left[1 + \operatorname{erf}\left(\sqrt{\pi}\,\frac{x-1}{r}\right)\right] = W(x) - W(x-1) \\
i^{\circ}(x) &= \frac{\mathrm{d}W^{\circ}(x)}{\mathrm{d}x} = \frac{W_0}{r}\left[\mathrm{e}^{-\pi\frac{x^2}{r^2}} - \mathrm{e}^{-\pi\frac{(x-1)^2}{r^2}}\right] = i(x) - i(x-1) \\
k^{\circ}(x) &= \frac{\mathrm{d}^2W^{\circ}(x)}{\mathrm{d}x^2} = \frac{2\pi W_0}{r^2}\left[\frac{x}{r}\mathrm{e}^{-\pi\frac{x^2}{r^2}} - \frac{x-1}{r}\mathrm{e}^{-\pi\frac{(x-1)^2}{r^2}}\right] = k(x) - k(x-1) \\
U^{\circ}(x) &= bW_0\left[\mathrm{e}^{-\pi\frac{x^2}{r^2}} - \mathrm{e}^{-\pi\frac{(x-1)^2}{r^2}}\right] = U(x) - U(x-1) \\
\varepsilon^{\circ}(x) &= \frac{\mathrm{d}U^{\circ}(x)}{\mathrm{d}x} = \frac{2\pi bW_0}{r}\left[\frac{x}{r}\mathrm{e}^{-\pi\frac{x^2}{r^2}} - \frac{x-1}{r}\mathrm{e}^{-\pi\frac{(x-1)^2}{r^2}}\right] = \varepsilon(x) - \varepsilon(x-1)
\end{aligned} \tag{4-6-9}$$

式（4-6-9）中，右上角带“°”者代表有限开采。

因此，有限开采的地表移动变形为两个半无限开采的地表移动变形通过几何叠加而得出。

## 6.3　“三下一上”采煤技术

### 6.3.1　矿山开采沉陷控制技术

矿山开采沉陷的控制技术可分为四类：以充填体为核心的岩层控制技术、以部分支撑

煤柱为核心的开采技术、以协调开采为核心的变形控制技术和以建筑物为核心的保护煤柱设计技术，具体如图4-6-37所示。

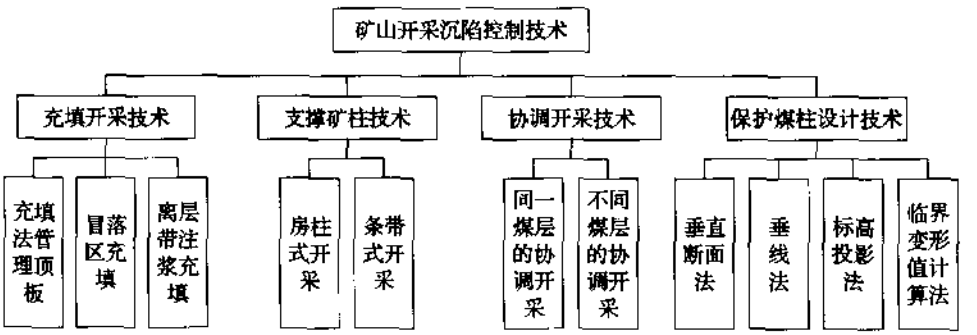



图4-6-37 矿山开采沉陷控制技术框图

6.3.1.1 充填法沉陷控制技术

地表的移动变形值与其最大下沉值成正比，因此，减小煤层的开采厚度就可有效地降低地下开采对建筑物或构筑物的损害程度。充填法沉陷控制技术就是利用充填材料来充填开采产生的空间，这就相当于减小了煤层的开采厚度，它是减小地表沉陷的有效措施之一。

1. 充填法管理顶板

目前充填法管理顶板的主要方法有水砂充填、风力充填、矸石自溜充填、带状充填、边界充填等。

2. 垮落区充填法

垮落区充填法与传统的充填法管理顶板不同的是，工作面后方的采空区不需要保留支护，任其自由垮落。当堆积在采空区内的垮落岩块尚未被上覆岩体压实之前，利用专门的管路系统输入可胶结或不胶结材料，将垮落岩块之间的空隙填满。它充分利用了垮落岩块的碎胀性，减少地表的沉降量。垮落区充填法是德国 *DMT* 近年来开发的技术，其要点是将膏状浆液充填到工作面后方垮落松散的矸石空隙中，与矸石胶结形成的类似于混凝土的支撑体。充填材料由粉煤灰、破碎矸石等骨料以及高分子添加剂混合而成，充填系统与工作面输送机相连，随工作面推进而前移。据国外试验，垮落区充填法减沉效果可达30%～40%。

3. 覆岩离层带注浆充填技术

地下开采引起覆岩移动破坏，在软硬岩层交界处，由于上下岩层硬度不同，上下岩层在移动过程中不协调，出现分离，产生离层，对离层带注浆，控制地表移动方法，发展为离层带注浆充填技术。该技术已在抚顺、大屯、华丰、开滦、兖州等矿区应用，并取得了一定的减沉效果，目前公认的减沉率在40%以下。

6.3.1.2 煤柱法沉陷控制技术

煤柱法控制地表沉陷技术主要有房柱法、条带法、刀柱法等，房柱法在欧美国家采用的较多，我国采用较少；条带法我国常用；刀柱法主要用于控制坚硬顶板，一般不用来减

小地表沉陷。下面主要介绍条带法的有关设计及地表移动计算方法。

自 1967 年以来，我国在抚顺、阜新、蛟河、淄博、峰峰、平顶山等地进行了大量的条带开采试验研究，取得了许多宝贵的经验。目前，条带开采已日益成为建筑物下采煤的一种十分有效的开采技术措施。

目前，条带开采地表移动变形预测主要采用数值计算方法、概率积分法等。在进行概率积分法计算时，计算模型不改变，仅仅改变参数。进行条带开采地表移动变形预测时，概率积分参数主要采用以下方法进行计算：

1. 下沉系数

煤炭科学研究总院开采设计研究分院根据国内外 12 个垮落条带开采，6 个充填条带开采及有限元计算资料，统计给出条带开采参数与全采参数之间的关系。

垮落条带开采：

$$\frac{q_{条}}{q_{全}}=\frac{H-30}{5000\dfrac{a}{b}-200}\qquad(2a\geqslant b\text{ 和 }b<H/3)\tag{4-6-10}$$

充填条带开采：

$$\frac{q_{条充}}{q_{全充}}=\frac{H+100}{5000\dfrac{a}{b}-2000}\qquad(2a>b)\tag{4-6-11}$$

式中 $a$——保留条带（煤柱）的宽度，m；

$b$——采出条带的宽度，m；

$H$——采深，m；

$q_{条}$，$q_{全}$——垮落条带开采和全采的下沉系数；

$q_{条充}$，$q_{全充}$——充填条带开采和充填全采的下沉系数。

2. 拐点偏移距（$S_{条}$）

$$S_{条}=\frac{1.56bH}{a(0.01H_0+30)}\tag{4-6-12}$$

式中 $H_0$——平均采深，m；

$a$——保留条带（煤柱）的宽度，m；

$b$——采出条带的宽度，m；

$H$——采深，m。

3. 主要影响角正切（$\tan\beta_{条}$）

$$\tan\beta_{条}=(1.076-0.0014H)\tan\beta_{全}\tag{4-6-13}$$

式中 $\tan\beta_{条}$，$\tan\beta_{全}$——分别为条带开采和全采的主要影响范围角正切；

$H$——开采深度，m。

水平移动系数：

$$b_{条}=(1.29-0.0026H)b_{全}\qquad(H\leqslant500)\tag{4-6-14}$$

式中 $b_{条}$，$b_{全}$——分别为全采和条带开采的水平移动系数。

根据以上公式和全采的地表移动参数，可计算条带开采地表移动参数，目前，大量工程实践表明，该公式计算值与实践值尚存在差异，应用时要注意。

6.3.1.3 协调开采变形控制技术

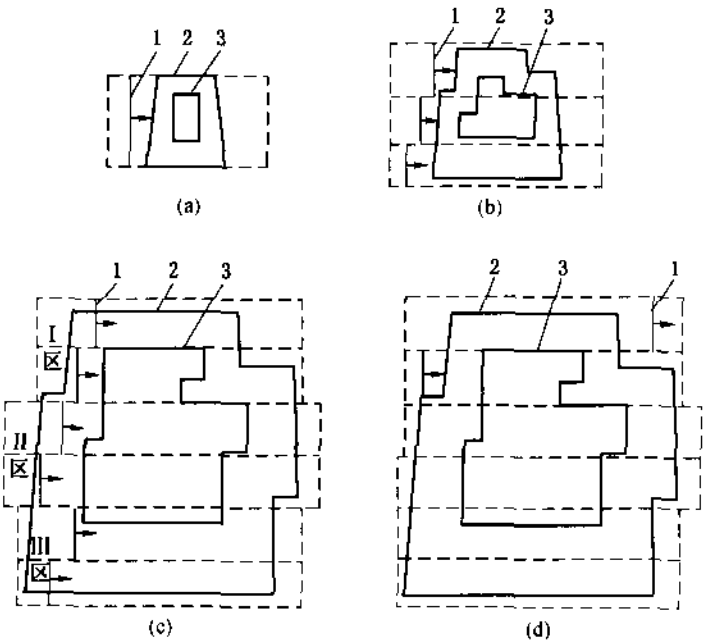
协调开采变形控制技术就是根据不同的受保护对象，通过合理布设开采工作面，如合理设计工作面之间的相对位置、开采顺序等，让各工作面开采的相互影响能够得到有利叠加，使叠加后的变形值小于受保护对象的允许变形值，以达到减小开采对受保护对象影响的目的。

1. 合理设计开采边界和残留煤柱

1）全柱开采

地表移动变形规律表明，地表不均匀下沉和地表变形主要集中在开采边界附近上方的地表处。井下每出现一个永久性的开采边界，地表就出现一个较大的地表变形区。因此，在建筑物、构筑物，甚至整个城市范围内，有效地进行大面积全柱开采，并在煤柱内不形成永久性的开采边界，可最大限度减少地下开采对受保护对象的影响。为了实现全柱开采，可采用长工作面开采和间歇开采。

（1）长工作面开采。长工作面开采的布置方式有：①单一长工作面，它是在煤柱范围内只布置一个工作面，一般仅在煤柱面积较小时采用（图4－6－38a）；②当煤柱面积较大时，可采用台阶状长工作面（图4－6－38b）；③当煤柱面积很大时，可把煤柱划分为若干个区段，然后在每个区段内布置台阶状长工作面，即分区阶梯状长工作面（图4－6－38c）；④顺序开采工作面，它是按煤柱外开采的正常的顺序，逐个工作面进行开采，一般仅在采深大、采厚小时采用（图4－6－38d）。



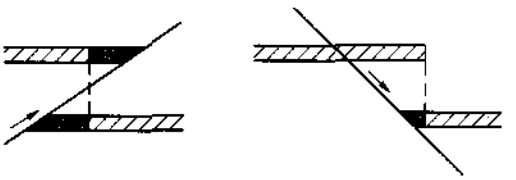

1—采煤工作面；2—建筑群煤柱边界线；3—建筑群边界线

图4－6－38 长工作面开采的布置方式

（2）间歇开采。它是在煤柱内一次只允许开采一个煤层（或分层），开采第二个煤层（或分层）时，要在第一个煤层（或分层）开采结束，地表移动变形稳定后进行，以消除

或减小多个煤层开采的相互影响。

为了实现全柱开采，当在断层两侧采煤时，应注意上下对齐断层两侧的开采边界，不要造成多采或少采现象，如图 4－6－39 所示。



(a) 第一种情况　　(b) 第二种情况

图 4－6－39　断层两侧工作面的布置方式

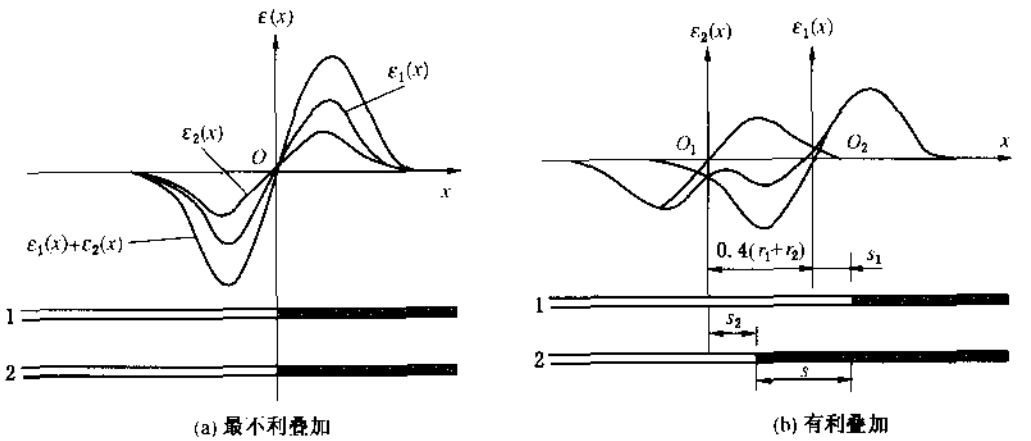
(3) 连续开采。一般情况下，地表的动态变形总是小于静态变形。因此，当开采面积较大的煤柱时，要求一个工作面接一个工作面，一个采区接一个采区，一个阶段接一个阶段连续地开采下去，不应过久地停顿，以免形成永久性开采边界，使本来只承受动态变形值的地方承受静态变形值。

在存在断层和采区边界、阶段边界时，最容易造成工作面停顿。因此，应提前采取相应的措施。

2) 合理设计开采边界

多煤层开采时，应避免开采边界的重叠。当两个煤层的开采边界重叠时，地表变形出现最不利叠加，如图 4－6－40a 所示。反之，若两煤层的开采边界之间的距离为

$$s = 0.4(r_1 + r_2) + s_1 - s_2 \tag{4-6-15}$$




(a) 最不利叠加　　(b) 有利叠加

图 4－6－40　地表变形的叠加

地表出现有利叠加，叠加后地表的水平变形和曲率大大减小，如图 4－6－40b 所示。这里 $s$ 为两煤层之间的错距，$r_1$、$s_1$ 和 $r_2$、$s_2$ 分别为第一煤层与第二煤层的主要影响半径

和拐点偏移距。

3）合理设计残留煤柱

在进行“三下”采煤时，应尽量将工作面煤炭回收干净，不留残留煤柱，若因某些需要而留设残留煤柱时，也应合理设计残留煤柱的尺寸。

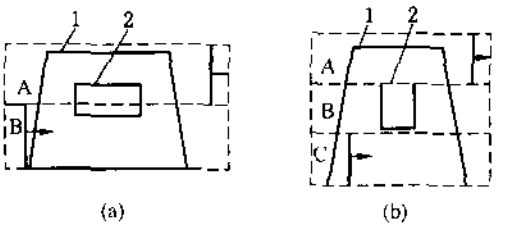
2. 协调开采

1）上、下煤层（或分层）的协调开采

在开采一个厚度较大的煤层时，可以同时在其上面或下面开采一个厚度较小的煤层，以便抵消一部分变形值。当两工作面之间的错距 $s$ 满足图 4－6－40b 时，可以获得最有利叠加。

2）同一煤层（或分层）的协调开采

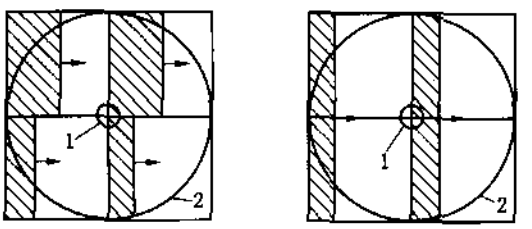
（1）工作面搭配开采。在开采面积较大的煤层时，采用合理布设工作面之间的相对位置和开采顺序，实行短工作面搭配开采，也可达到减小建筑物处地表变形的目的（图 4－6－41a）。还可以先开采建筑物两侧的工作面 A、C，然后再开采建筑物正下方的工作面 B（图 4－6－41b）。此时，由于各工作面的宽度较小，一般为充分采动情况下工作面宽度的 1/5～1/4，工作面 A、C 开采后建筑物处的拉伸变形和工作面 B 开采引起的压缩变形均较小。




1—煤柱边界线；2—建筑物边界线

图 4－6－41 工作面搭配开采

（2）工作面跟随开采，即前后工作面同时开采（图 4－6－42）。如目前井筒煤柱的分区开采即为此法。




1—井筒；2—井筒煤柱边界线

图 4－6－42 工作面跟随开采

3. 平行长轴开采

地下开采后，地表移动变形的主要方向总是指向采空区，即垂直于开采边界。而建筑物的抗变形能力与其平面形状有一定的关系，矩形建筑长轴方向抗变形的能力较小，短轴方向抗变形的能力较强。而且建筑物抵抗压缩变形的能力较强，抵抗拉伸变形的能力较弱；建筑物抵抗扭曲变形的能力最弱。因此，根据此特点，在建筑物下可采用平行长轴开采，即：

（1）当建筑物位于开采区域之内时，工作面推进方向应与建筑物长轴方向垂直，如图4-6-43a所示。

（2）若建筑位于开采区域之外时，工作面推进方向应与建筑物长轴方向平行，如图4-6-43b所示。

（3）应尽量避免工作面与建筑物长轴斜交，如图4-6-43c所示。

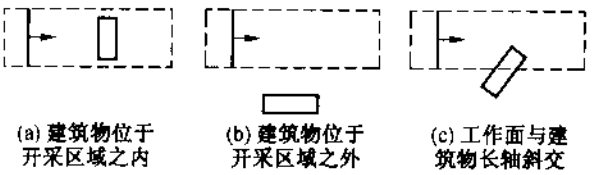



图4-6-43　开采区域与建筑物之间的相对位置

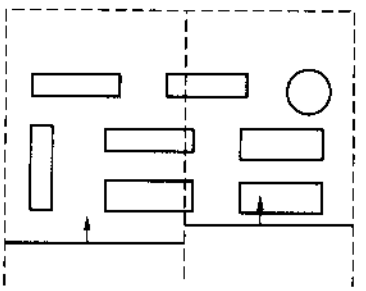


图4-6-44　建筑群下的平行长轴开采

对于建筑群或城市下采煤时，应以大多数建筑物或主要建筑物为准来考虑，建筑群下的平行长轴开采如图4-6-44所示。

4. 对称背向开采

当建筑物（如烟囱等）抵抗压缩变形的能力较强，而对倾斜和拉伸变形又十分敏感，则可采用对称背向开采。其方法有：

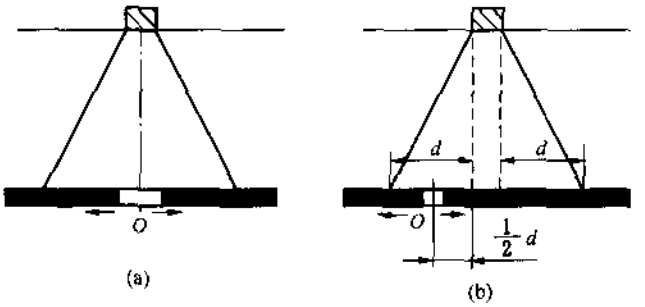
（1）直接在建筑物正下方布置两个背向开采的工作面（图4-6-45a），此时建筑物始终处于压缩变形区内，不承受拉伸变形，也不产生倾斜。

（2）背向开采工作面离建筑物中心有一定的距离，该距离一般为建筑物煤柱临界宽度的1/4（图4-6-45b），此时建筑物所受的压缩变形和拉伸均较小，有利于建筑物的保护。

6.3.1.4　保护煤柱设计技术

采煤引起的岩层与地表移动，使得位于煤矿开采影响范围内的井巷、地面建筑物和构筑物、地表水系及含水层等遭受不同程度的破坏。为了保护有些重要的建筑物、水体等，使其免受采动损害的影响，有时需要在井下留设保护煤柱。

正确选取移动角是保护煤柱设计的关键。移动角是指在充分采动或接近充分采动的条件下，主断面上临界变形值的点和开采边界的连线与水平线在煤柱一侧所夹的角。目前，一般老矿区已有相应的移动角值，新矿区的移动角可由类比法确定。




d—煤柱的临界宽度

图4-6-45 对称背向开采示意图

1）围护带

保护煤柱设计时，由于地质采矿条件的差异、移动角的误差、井上下位置关系的不准确等因素的影响，使得所留设的保护煤柱的尺寸和位置出现偏差。因此，留设的保护煤柱应具有一定的备用尺寸，加备用尺寸的方法如图4-6-46所示。

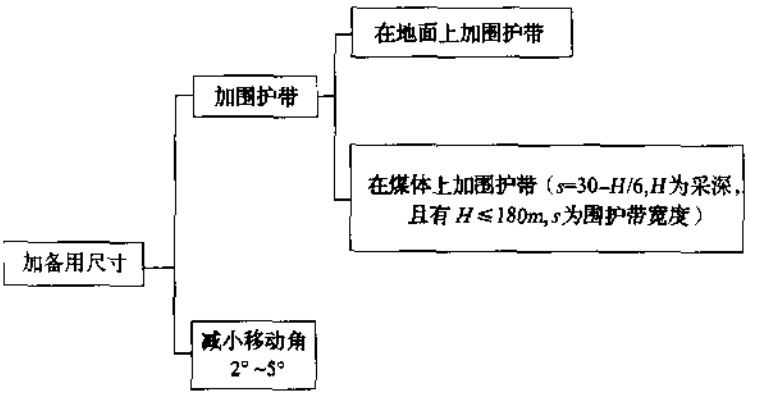



图4-6-46 加备用尺寸的方法

目前，在保护煤柱设计中，一般在地面上加围护带，即根据建筑物不同的保护级别，从建筑物的边界向外扩展一定范围，作为设计保护煤柱的受护边界。矿区建筑物和构筑物的保护等级和相应的围护带宽度见表4-6-2。

表4-6-2 建筑物、构筑物的保护等级和围护带的宽度

| 保护等级 | 主要建筑物和构筑物 | 围护带宽度/m |
|---|---|---|
| I | 国务院明令保护的文物和纪念性建筑物；一级火车站，发电厂主厂厂房；在同一跨度内有两台重型桥式吊车并三班生产的大型厂房、平炉、水泥厂回转窑、大型选煤厂主厂房；特别重要或特别敏感的、采动后可能导致发生重大生产、伤亡事故的建筑物和构筑物；铸铁瓦斯管道干线，大中型矿井主要通风机机房，瓦斯抽放站；高速公路，高层住宅楼 | 20 |

表 4-6-2（续）

| 保护等级 | 主 要 建 筑 物 和 构 筑 物 | 围护带宽度/m |
|---|---|---|
| Ⅱ | 高炉，焦化炉，22 万伏以上超高压输电铁塔，矿区总变电所，立交桥，高频通信干线电缆；钢筋混凝土框架结构的工业厂房，设有桥式吊车的工业厂房、铁路煤仓、总机修厂等较重要的大型工业建筑物；办公楼，医院，剧院，百货大楼，二级火车站，变形缝区段大于 20m 的二层楼房，三层以上住宅楼；输水管干线和铸铁瓦斯管道支线；架空索道，电视塔及其转播塔等 | 15 |
| Ⅲ | 无吊车设备的砖木结构的工业厂房，三、四级火车站，砖木结构的平房或变形缝区段小于 20m 的二层楼房，村庄民房；高压输电铁塔，钢瓦斯管道等 | 10 |
| Ⅳ | 农村木结构承重房屋，简易仓库等 | 5 |

2）安全开采深度

地表移动变形的大小与地质采矿条件有关。在通常的地质采矿条件下，移动变形量与最大下沉值（或采厚）成正比，与开采深度成反比。若采厚一定时，随着开采深度的增加，地表变形减小。因此，对建筑物保护来说，某一深度以下的煤层是可以开采的，因为在这个深度以下开采，引起的地表变形小于建筑物的临界变形值，对建筑物不会造成有害影响，这一深度就称之为安全开采深度。

### 6.3.2　建筑物下采煤技术

1. 开采沉陷对建（构）筑物的影响

地下开采对建筑物的影响主要有垂直方向的移动变形（下沉、倾斜、曲率）和水平方向的移动变形（水平移动和水平变形），及由它们引起的建筑物的扭曲变形、剪切变形。不同性质的移动变形对建（构）筑物的影响是不相同的。

2. 采动区建筑物损害程度评定

在进行建筑下采煤时，一般要根据地质采矿条件预计地表移动变形，然后根据预计的移动变形值的大小评定建筑物的损坏程度，采取相应的建筑物加固措施和井下开采措施，最后确定开采方案。由此可见，采动区建筑物损坏评定指标对建筑物下采煤是非常重要的。

采动区建筑物损坏评定指标涉及地表变形大小、建筑物类型、地基性质、建筑物长度和高度等诸多因素，目前尚没有一个全面考虑这些因素的采动区建筑物损坏评价标准，一般进行近似评定。

3. 建筑物下采煤的防护措施

建筑物下采煤的防护措施主要有两方面：一是减小地表移动变形的开采措施，目的是尽量控制建筑物所在地表的移动变形；一是对建筑物采取结构措施，以增加其抵抗变形的能力。

保护建筑物的结构措施大致可分为两类：一类是提高建筑物的刚度和整体性，增强建筑物抵抗变形的能力，如设置钢拉杆、钢筋混凝土圈梁、基础联系梁等；另一类是提高建筑物适应地表变形的能力，减小地表变形引起的建筑物附加内力，如设置变形缝、地表缓冲沟、滑动层等。

（1）变形缝。在受到相同地表变形条件下，建筑物长度越大，破坏程度越严重。为

减小建筑物的损坏，增强抵抗地表变形的能力，必须减小建筑物的长度。设置变形缝是一项经济而有效的方法，该方法在国内外建筑物下采煤中被广泛采用。

（2）钢拉杆。当建筑物受到地表正曲率作用时，在建筑物的上部产生拉应力，使其损坏。钢拉杆就是为增大地表正曲率变形区建筑物墙体的抗拉能力而设置的。采用钢拉杆保护建筑物墙壁具有施工简单、工作量小，以及地表移动稳定后可以回收钢材等优点。由于钢拉杆不能承受横向力和扭转力的作用，仅能限制横向力所引起的破坏程度，而且，由于钢拉杆与墙壁的共同作用能力较差，所以，钢拉杆的加固效果不如钢筋混凝土圈梁，目前已较少使用。钢拉杆一般设于建筑物外墙的檐口或楼板水平上，并以闭合形式将建筑物外墙箍住。当地表正曲率较大时，应在建筑物内外墙均设置钢拉杆。建筑物内外墙设置钢拉杆时，两侧钢拉杆型号应相同，钢拉杆不应设在门窗洞口水平上，以防建筑物损坏。

（3）钢筋混凝土圈梁。圈梁的作用。设置钢筋混凝土圈梁是提高建筑物抵抗地表变形能力的有效措施。圈梁的作用在于增加建筑物整体性和刚度，提高砖石砌体的抗弯、抗剪和抗拉能力，可在一定程度上防止或减少裂缝等破坏现象的出现。圈梁可分为墙圈梁和基础圈梁两种。

圈梁的设置。对于已有的建筑物，圈梁一般设置在建筑物外墙上，基础圈梁一般设置在地面以下基础的第一个台阶上，墙圈梁设置在檐口以及楼板下部，或窗过梁水平的墙壁上。任何部位的圈梁应在同一水平上连续设置，形成一个水平闭合系统，不应被门窗洞口切断。圈梁设置的数量，应视地表变形的大小及建筑物的状况而言。

对于新建建筑物，圈梁设置在墙内。一般设顶、底圈梁，当变形较大时，还需加设圈梁，圈梁的大小根据地表变形而定。目前，有加大底圈梁高度以抵抗曲率变形的趋势。

（4）水平滑动层。为减少地表水平变形引起的建筑物上部的附加应力，在基础圈梁与基础之间设置水平滑动层。设置水平滑动层的方法是：在砖石基础的顶部用1∶3水泥砂浆抹平压光，然后铺上两层油毡。为增加水平滑动层的效果，可在两层油毡之间和下层油毡与水泥砂浆找平层之间放置云母片或石墨。阳煤集团三矿进行的农村住宅抗变形试验表明，采用双层油毡作为水平滑动层，摩擦因数0.4，可使农村住宅抗变形基础圈梁因地表水平变形产生的附加应力降低70%。

（5）双板基础。当地表变形很大，尤其是地表扭曲和水平剪切变形很大，在建筑物带形基础上设置钢筋混凝土圈梁和水平滑动层仍不能有效地抵抗地表变形引起的附加应力对建筑物的影响时，可采用双板基础。双板基础是保护采动区建筑物的有效结构。但由于双板基础施工复杂，费用高，目前我国用得少，在英国等欧美国家常采用。

（6）基础联系梁。当有柱下独立基础时，为减小基础之间的移动变形差，单独基础之间必须设置基础联系梁。当煤层开采方向与房屋的主轴斜交，建筑物遭受扭曲变形时，还应沿基础平面对角线设置斜向基础联系梁。

对于没有内墙或内墙间距较大的砖混结构建筑物，为减小纵墙基础圈梁所受的侧向附加弯矩，应每隔6～9m设置横向基础联系梁，此时应注意基础联系梁与基础圈梁连接处，以及基础圈梁转角处的加强。

基础联系梁与基础圈梁设置在同一水平上，基础联系梁截面尺寸一般同基础圈梁。基础联系梁底部应铺设30cm厚的砂垫层，砂垫层底部应整平夯实，砂垫层上铺设干油毡两层。

（7）构造柱。在地表曲率变形较大时，为提高墙壁的抗剪强度，增加建筑物的整体刚度，限制裂缝的延长，可在墙内设置钢筋混凝土构造柱。构造柱一般设置在建筑物各单体墙壁的转角处，以及承受较大附加剪力的墙壁位置。构造柱应与各墙壁圈梁连接，其上端和下端应分别锚固在钢筋混凝土楼盖（檐口）圈梁和基础圈梁内。

对于层数较低的砖混结构一般建筑物，地表变形在Ⅲ级以下（不包括Ⅲ级）时，可不设构造柱；地表变形在Ⅲ级以上（包括Ⅲ级）时，建议在每单元的外墙角处设置构造柱。

对于多层砖混结构建筑物，地表变形在Ⅲ级以下时，按抗震设防要求设置构造柱；地表变形在Ⅲ级以上时，楼梯间应增设构造柱，如内墙间距较大，尚应在间距 3 ~ 9m 处加密构造柱。

（8）设置千斤顶调整基础。当受采动影响的地表发生不均匀沉降和倾斜变形较大时，为使建筑物免受超过其承载能力的附加作用力的影响和建筑物调平，可采用千斤顶及时调平基础，消除不均匀降沉引起的建筑物附加内力。

千斤顶一般设置在基础圈梁下部砌体中预留的千斤顶窝内。采用千斤顶调整基础时，应在基础圈梁下部设橡皮垫和工字钢，千斤顶下部亦应有足够大的支座垫板，以保证圈梁和下部基础砌体不因局部受压而破坏。千斤顶调整基础可用于新建建筑物和已有建筑物，国外应用较多。由于调整工作量大，目前一般只应用于重要建筑物，而对一般建筑物应用较少。

（9）钢筋混凝土锚固板。对于已有的建筑物不能像新建建筑物一样设置双板基础，但可采用钢筋混凝土锚固板加固。钢筋混凝土锚固板可以承受地表变形时产生的拉力和压力，保证锚固水平上的建筑物的几何形状不变。但是，由于对现有建筑物增设锚固板的方法，施工困难，造价也高。因此，只用于地表变形达到 12 ~ 15mm/m 地区的重要建筑物的保护。

（10）堵砌门窗洞。建筑物在受到地表压缩和负曲率变形作用时，使墙身产生压缩变形，墙身变形导致门窗洞口应力集中，从而导致其损坏。为减少这种影响，可采用堵砌门窗洞的办法，以提高其抵抗压缩变形的能力。该方法具有简便易行的优点，一般用于加固仓库等建筑物。

（11）变形补偿沟。变形补偿沟是指在建筑物周围的地表挖掘有一定深度的槽沟，用以阻隔地表水平压缩变形的传递，减小建筑物所受的水平变形值，达到保护建筑物的目的。

### 6.3.3　线性构筑物下采煤技术

线性构筑物是指铁路、公路、管线等。这些构筑物由于延伸长度大，留设保护煤柱时压煤量大，必须采取合理的措施进行开采。

1. 地下开采对铁路的影响及防护措施

与一般建筑物下采煤相比，铁路下采煤具有以下特点：

（1）铁路是延伸性建筑物，相互之间为一整体。如果某一区段出现问题，必然会影响全线正常通车，必须全盘考虑。

（2）铁路运输不能中断，必须保证采动过程中列车行车的安全，这就要求铁路维修的质量和效率。

（3）铁路突然、局部的陷落，对列车运行危害极大，可导致列车行车事故，必须加

以防止。

(4) 铁路的移动变形可通过及时维修加以消除。

受我国煤矿区开采影响的铁路主要分为三种：矿区（或厂区、林区等）专用线、铁路支线（国家三级铁路）和铁路干线（国家一、二级铁路）。

矿区专用线服务对象是矿区本身，地下开采的影响只涉及矿区的利益，加之铁路行车速度慢、技术标准要求低，因此，矿区铁路专用线下采煤较易开展。目前，我国的铁路下采煤大多是在矿区专用线下开展。

铁路支线的技术标准和重要程度比专用线高。但与铁路干线相比，其重要程度较低、行车速度慢、车次少。铁路支线下采煤在我国已进行了多次试验，取得了丰富的经验。

铁路干线是国家的交通命脉，列车行车速度快、车次多、线路技术标准高、线路间歇时间短，维修工作不易进行，因此，在铁路干线下采煤是非常困难的。我国已在铁路干线下进行了试采。

除铁路下采煤外，还存在桥涵、隧道、车站等下的采矿。

铁路下采煤的技术措施主要有两类，即开采措施和维修措施。开采措施是为减小地表的移动变形和下沉速度，维修措施是为消除开采对铁路线路的影响，保证铁路的安全运行。

(1) 开采措施。开采措施包括采用充填开采、柱式开采，减小地表移动变形；选取合理的开采方法和顶板管理方法，防止地表突然下沉；合理布置工作面，尽量不让铁路线路与工作面斜交，使线路位于地表移动盆地的有利位置，减小线路的移动变形和维修工作量；控制工作面推进速度，减小地表下沉速度，以便及时维修铁路线路。

(2) 维修措施。维修技术措施主要有：加宽、加高路基，保证路基的稳定性；用起道和顺坡的方法消除地表下沉对线路的影响；用拨道、改道的方法消除横向水平移动对线路的影响；用串道的方法消除纵向水平移动变形对线路的影响，调整轨缝。

根据我国矿区铁路及铁路支线下采煤的经验，在采取以上措施后铁路下开采是安全的。有关车站、隧道、桥梁等下的采煤问题可归结为建筑物下采煤问题，其方法同建筑物下采煤。

2. 地下开采对公路的影响及防护措施

地下开采将对公路造成一定的影响，使公路发生路面损坏、坡度改变等，必须采取相应的保护措施。特别是近年来发展起来的高速公路，具有路面结构特殊、行车速度快、对地表变形敏感、造价高等特点，高速公路下采煤已成为“三下”采煤的新课题，必须加以研究。

我国将公路划分为两类：汽车专用公路和一般公路。汽车专用公路又分为高速公路、一级公路、二级公路。一般公路又分为二级公路、三级公路和四级公路。公路与铁路相比，对地表变形的要求不是太高。

地下开采对公路的影响主要表现为使路面下沉、开裂、坡度发生变化及对附属设施，如桥涵等的影响，其影响规律与铁路类似，不再多述。

公路下采煤与铁路下采矿一样，可采用两种措施：地面维修措施和井下开采措施。

地面维修措施主要有：加高、加宽路基，灌浆处理采动裂缝，调整超限的坡度、竖曲线、平面圆曲线和超高，修理不平整的路面和损坏的涵洞等。在采动前，为减小采动的损

坏，增加路面抗变形能力，在混凝土路面上设置变形缝，减小混凝土路面单体的长度，以增强路面抵抗水平变形的能力。对重要的涵洞进行采前加固或改为管涵，以增加涵洞抗变形的能力。对下沉的桥梁抬高、加大桥墩，以满足发生洪水时的过水断面。

井下开采措施主要有：为减小地表沉陷，可采用柱式开采、充填开采和离层注浆减沉等措施；为减小地表变形，可适当布置工作面，使公路、桥、涵所受变形最小；对特别重要的桥、涵留设保护煤柱等。

总的来说，公路与铁路相比，对采动变形的要求较低，维修更方便。只要采取一定的措施，在公路下采煤是安全和可行的。

### 6.3.4　水体下（上）采煤技术

地下开采导致覆岩移动变形和破坏，当破裂岩体波及地下和地面水体时，使水流入井下，淹没矿井，同时导致含水层水位下降，地面河流、水库干涸。

根据水体位于煤层的位置不同，将近水体煤层开采分为水体下开采和水体上开采。当煤层位于水体下方时，称为水体下开采。当煤层位于承压水体上方时，称为水体上开采。

水体下（上）采煤与建筑物下采煤相比具有自身的特点：

（1）水体下（上）采煤首先要分析开采引起的覆岩中的裂缝是否互相连通，以及互相连通的裂缝是否波及水体。

（2）保护对象一般来说不是水体而是矿井本身。

（3）水体是一个整体，只要破裂带触及水体，就会使水大量溃入井下，淹没矿井，因此，水体必须作为整体加以保护。

#### 6.3.4.1　水体类型

矿区水体主要分为地表水体和地下水体两大类。

1. 地表水体

地表水体有江河湖海、水库、灌渠、山谷冲沟、稻田、洪区、沼泽、坑塘，以及地面沉陷积水区等，属单一型水体。

2. 地下水体

地下水体主要有第三系、第四系冲积层内的砂层水、砂砾岩水及砂石层水（统称松散含水层），基岩内的砂岩、砾岩、砂砾岩、石灰岩岩溶含水层（称基岩含水层）及采空区积水。松散含水层的特点是流速小、流量小。基岩含水层的特点是含水层位于两个隔水层之间并承受静水压力，所以称为承压水。有时承压水位于开采煤层的底板岩层内，承压水上采煤时，承压水对开采构成威胁。

地表水体和地下水体在大多数情况下具有一定的联系，这种具有联系的水体称为复合型水体。根据地表水、松散层水和基岩水三者的联系不同，可分为地表水和松散层结合的水体，松散层水和基岩水结合的水体，地表水和基岩水结合的水体，地表水、松散层水和基岩水结合的水体。

#### 6.3.4.2　覆岩破坏规律

1. 影响覆岩破坏规律的因素

影响覆岩破坏规律的因素有覆岩力学性质及结构，采煤方法和顶板管理方法，煤层倾角，开采厚度和采空区面积，采煤时间，重复采动。

2. 覆岩破坏高度的计算

覆岩破坏高度预测是水体下（上）采煤的关键。由于采动岩体破坏规律的复杂性，目前尚难以采用理论方法进行覆岩破坏高度的计算，只能采用经验的方法，具体计算方法见表4-6-3～表4-6-5。

**表4-6-3 垮落带高度计算经验公式** m

| 覆岩岩性（单向抗压强度及主要岩石名称） | 计算公式 |
|---|---|
| 坚硬（40～80MPa，石英砂岩、石灰岩、砂质页岩、砾岩） | $H_{垮}=\frac{100\sum M}{2.1\sum M+16}\pm 2.5$ |
| 中硬（20～40MPa，砂岩、泥质灰岩、砂质页岩、页岩） | $H_{垮}=\frac{100\sum M}{4.7\sum M+19}\pm 2.2$ |
| 软弱（10～20MPa，泥岩、泥质砂岩） | $H_{垮}=\frac{100\sum M}{6.2\sum M+32}\pm 1.5$ |
| 极软弱（<10MPa，铝土岩、风化泥岩、黏土、砂质黏土） | $H_{垮}=\frac{100\sum M}{7.0\sum M+63}\pm 1.2$ |

**表4-6-4 水平、缓倾斜及中倾斜煤层导水裂缝带高度计算公式** m

| 岩性 | 计算公式一 | 计算公式二 |
|---|---|---|
| 坚硬 | $H_{导}=\frac{100\sum M}{1.2\sum M+2.0}\pm 8.9$ | $H_{导}=30\sqrt{\sum M}+10$ |
| 中硬 | $H_{导}=\frac{100\sum M}{1.6\sum M+3.6}\pm 5.6$ | $H_{导}=20\sqrt{\sum M}+10$ |
| 软弱 | $H_{导}=\frac{100\sum M}{3.1\sum M+5.0}\pm 4.0$ | $H_{导}=10\sqrt{\sum M}+10$ |
| 极软弱 | $H_{导}=\frac{100\sum M}{5.0\sum M+8.0}\pm 3.0$ | |

**表4-6-5 急倾斜煤层垮落带和导水裂缝带高度计算公式** m

| 覆岩岩性 | 垮落带高度 | 导水裂缝带高度 |
|---|---|---|
| 坚硬 | $H_{垮}=(0.4\sim 0.5)H_{导}$ | $H_{导}=\frac{100Mh}{4.1h+133}\pm 8.4$ |
| 中硬、软弱 | $H_{垮}=(0.4\sim 0.5)H_{导}$ | $H_{导}=\frac{100Mh}{7.5h+293}\pm 7.3$ |

注：$M$ 为煤层厚度，m；$h$ 为阶段垂高，m。

在近距离煤层开采时，其垮落带、导水裂缝带高度的计算较为复杂，需要考虑上、下煤层开采时的相互影响，有下面两种情况：

（1）上、下两煤层的垂距 $h$ 大于开采下层煤层引起的垮落带高度 $H_{下冒}$，此时，下层垮落带对上层开采的影响很小，可按上下煤层的厚度分别计算各自的导水裂缝带高度，取其中标高值大者作为两煤层的导水裂缝带高度。垮落带高度取上层煤层的垮落带高度，如图 4－6－47a 所示。

（2）下层煤层的垮落带接触到或完全进入上层煤层时，上层煤层的导水裂缝带高度按本层的厚度计算，下层煤层的导水裂缝带最大高度则采用上、下煤层综合开采厚度计算，取其中标高值大者作为两层煤层的导水裂缝带最大高度，如图 4－6－47b 所示。

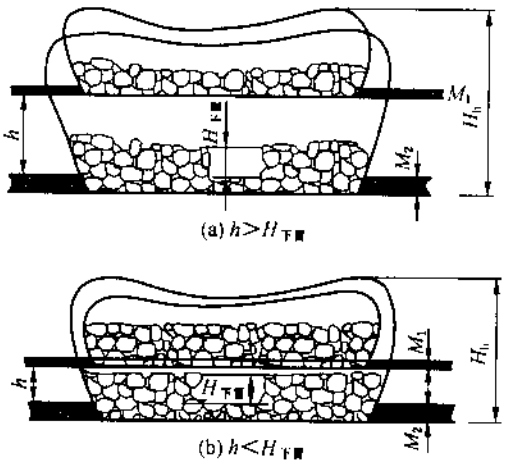



图 4－6－47　近距离煤层开采导水裂缝带和垮落带高度计算

上、下两煤层的综合开采厚度按下式计算：

$$M_{综1-2}=M_1+\left(M_2-\frac{h_{1-2}}{y_2}\right) \tag{4-6-16}$$

式中　$M_1$，$M_2$——煤层厚度，m；

$h_{1-2}$——煤层间距，m；

$y_2$——下层煤层的冒落高度与采厚比。

3. 影响底板突水的主要因素

在采动附加应力和底板水压力作用下，底板岩体产生移动、破坏，在底板形成底板采动导水破坏带、底板阻水带和底板承压水导升带。底板阻水带的厚度、承压水的压力是决定底板突水的关键因素。国内有的学者提出底板突水的“六因素说”，即煤层底板含水层的富水性和水头压力、地质构造、底板隔水层的厚度与结构、采动附加应力以及开采方法有关。

6.3.4.3　水体下（上）采煤的技术措施

水体下（上）采煤的安全技术措施有留设安全煤岩柱、处理水体、开采措施。有时单纯采用一种方法不能解决问题，而必须联合使用多种方法。

1. 留设安全煤岩柱

地下开采后，覆岩及地表产生移动破坏，在覆岩内部产生导水裂缝带，在地表出现裂缝，当导水裂缝带与地表裂缝（或含水层）连通后，地表水体（或含水层水）经采动裂缝进入井下，淹没矿井。留设安全煤岩柱的目的就是使导水裂缝带不触及水体或触及水体但不会使水大量涌入井下，达到安全采煤的目的。在水体和煤层开采上限之间留设一定垂深的岩层区段和煤层，称为安全煤岩柱。根据保护目的不同，安全煤岩柱可分为防水安全煤岩柱、防砂安全煤岩柱和防塌安全煤岩柱。

1）防水安全煤岩柱

在水体底界面至煤层开采上限之间所留设的防止水体中的水溃入井下的煤和岩层区段称为防水安全煤岩柱。防水安全煤岩柱适用于以下条件：

（1）各种水体下采煤；

（2）各类地表水体和第四系、第三系松散含水层下开采急倾斜煤层；

（3）厚度大、富水性强、补给充足的第四系、第三系松散含水层下开采缓倾斜或倾斜煤层；

（4）水体与基岩间无隔水层或隔水层极薄条件下开采缓倾斜或倾斜煤层；

（5）含水丰富、补给充足的基岩含水层特别是岩溶水体下采煤；

（6）在水库、水源、水渠和池塘等生产、生活要求保护的水体下采煤；

（7）矿井排水能力有限或矿井涌水量增加会恶化工作面作业环境的条件下采煤。

防水安全煤岩柱的高度等于预计的导水裂缝带最大高度加上适当的保护层厚度（图4－6－48），即

$$H_{sh} = H_d + H_b \qquad (4-6-17)$$

式中 $H_{sh}$——防水安全煤岩柱的高度，m；

$H_d$——导水裂缝带最大高度，m；

$H_b$——保护层厚度，m。

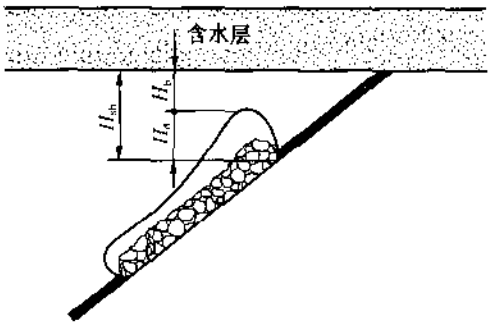



图4－6－48 防水安全煤岩柱（地表无裂缝）

如果上覆岩层无松散层覆盖或采深较小，在留设防水安全煤岩柱时还应考虑地表裂缝的深度，即

$$H_{sh} = H_d + H_b + H_{dili} \qquad (4-6-18)$$

式中 $H_{dili}$——地表裂缝的深度，m，根据经验确定。

如果松散层为强或中等含水层，且直接与基岩接触，而基岩风化带也含水，在留设防水安全煤岩柱时应考虑基岩风化带的厚度，则有

$$H_{sh} = H_d + H_b + H_{fe} \qquad (4-6-19)$$

式中 $H_{fe}$——基岩风化带厚度，m，根据勘探资料确定。

2）防砂安全煤岩柱

在松散弱含水层底界面至煤层开采上限之间为防止流砂溃入井下而保留的煤层和岩层块段称为防砂安全煤岩柱。其作用是防止垮落带进入或接近松散层，确保泥砂不溃入井下，但可允许一部分导水裂缝带进入松散层中的弱含水层或已疏降的松散强含水层。矿井的涌水量可能会增加，但不会发生溃水、溃砂事故。防砂安全煤岩柱等于垮落带高度加上

保护层厚度，即

$$H_s = H_m + H_b \tag{4-6-20}$$

式中　$H_m$——垮落带高度，m。

在开采急倾斜煤层时，一般只留设防水安全煤岩柱。

防砂安全煤岩柱适用条件：

（1）地表仅有规模较小的水体，补给有限，容易疏干或渗入量不大。

（2）地表虽有规模较大的水体，但水体和基岩之间有厚度较大的黏土、亚黏土层等。

（3）第三系、第四系松散层较厚，含水层和隔水层交错沉积。松散层中，下部仅有富水性弱、补给有限的弱含水层，或整个松散层为单一结构的弱含水层。

（4）在基岩中有含水性弱、补给量小的含水层，并且其底界面至开采煤层顶面的隔水层最小厚度大于垮落带高度，小于断裂带高度的情况下，这时的煤岩柱也属防砂安全煤岩柱。

（5）矿井排水能力富裕时，允许矿井涌水量有所增加，但其最大涌水量不超过实际的排水能力。

3）防塌安全煤岩柱

在松散黏土层和已经疏干的松散含水层底界面与煤层开采上限之间，为防止泥砂溃入采空区而保留的煤层和岩层块段称为防塌安全煤岩柱或煤皮煤柱。留设防塌安全煤岩柱时，允许导水裂缝带进入弱含水层或已疏干的松散含水层，同时允许垮落带接近松散层底部，矿井的涌水量会增大。防塌安全煤岩柱的垂高接近或等于垮落带高度，即 $H_s = H_m$。

防塌安全煤岩柱的适用条件：

（1）地表水体小，补给不充分或无经常性补给，且水体与煤层基岩之间全部或底部为厚度大的弱含水层与隔水层互层。

（2）地表水体规模大，为季节性水体，并已对补给水源进行了处理，且水体与基岩之间为厚度大的弱含水层与隔水层互层的松散层。

（3）具有多层结构的松散层，且松散层底部为厚层弱含水层。

（4）当煤层顶板为弱含水层，且补给不足，含水层与煤层的距离接近于垮落带高度。

4）保护层厚度的确定

由于垮落带、导水裂缝带高度预测存在一定的偏差，因此，在留设各类安全煤岩柱时，均要加保护层厚度。现场应用表明，不同性质的覆岩应增加不同的保护层厚度。在缓倾斜煤层开采条件下，保护层厚度可按“三下”采煤有关规定选取。

2. 处理水体

处理水体是水体下（上）采煤的一项有效而又不得已的措施。处理水体的措施主要包括疏降水体和处理水体补给来源。

1）疏降水体措施

在水体下（上）采煤时，有时水体距离煤层很近，不可能采取留设防水煤岩柱和采取开采措施的方法进行开采，必须对水体进行疏降，以降低含水层水压和水量。

疏降水体的方法有钻孔疏降、巷道疏降、联合疏降、开采疏降和多矿井分区排水联合疏降。钻孔（巷道）疏降、就是通过钻孔（巷道）直接抽排含水层中的水，使含水层疏