



河南理工大学

采矿学课程设计说明书

设计人：周赛飞

班 级：采矿单 10-1 班

学 号：311002040106

指导教师：魏锦平

目 录

设计条件.....

第一章 采区巷道布置.....	5
第一节 采区储量与服务年限.....	5
第二节 采区内的再划分.....	7
第三节 确定采区内准备巷道布置及生产系统.....	8
第四节 采区中部甩车场线路设计.....	14
第二章 采煤工艺设计.....	20
第一节 采煤工艺方式的确定.....	20
第二节 工作面合理长度的确定.....	23
第三节 采煤工作面循环作业图表的编制.....	24
采矿学课程设计小结.....	25
参考文献.....	25

设计题目的一般条件

某矿第一开采水平上山阶段某采（带）区自下而上开采 K_1 和 K_2 煤层，煤层厚度、层间距及顶底板岩性如下表所示。该采（带）区走向长度 3000m，倾斜长度 1100m，采（带）区内各煤层埋藏平稳，地质构造简单，无断层， K_1 煤层属简单结构煤层，硬度系数 $f=2$ ， K_2 煤层属中硬煤层，各煤层瓦斯涌出量较低，自然发火倾向较弱，涌水量也较小。设计矿井的地面标高为 +30m，煤层露头为 -30m。第一开采水平为该采（带）区服务的一条运输大巷布置在 K_2 煤层底板下方 25m 处的稳定岩层中，为满足该采（带）区产系统所需的其余开拓巷道可根据采煤方法不同由设计者自行决定。

按照设计要求，本人此次课程设计在遵循原有设计条件下选择采区准备方式进行设计，煤层平均倾角为 16° ，生产能力为 180 万 t/a。

设计采区综合柱状图

厚度 (m)	柱状	岩性描述
8.60		灰色泥质页岩, 砂岩互层
8.40		泥质细沙岩, 碳质页岩互层
0.20		炭质页岩, 松软
6.90		K1煤层, $\gamma=1.30\text{t/m}^3$
4.20		灰色砂质泥岩, 细砂岩互层, 坚硬
7.80		灰色砂质泥岩
2.50		灰色砂质泥岩
3.20		K2煤层, $\gamma=1.30\text{t/m}^3$
24.68		灰白色粗砂岩、坚硬
		灰色中、细砂岩互层

第一章 采区巷道布置

第一节 采区储量与服务年限

1.1.1 采区生产能力

采区生产能力是采区准备方式中重要参数，它不仅对准备巷道布置有较大影响，而且是采煤方法和生产系统等经济技术合理性的集中反应，确定采区生产能力的依据：

- (1) 采区生产能力与煤层赋存条件及地质条件相适应。
- (2) 采区生产能力与采区内的合理的同采数目相适应。
- (3) 采取生产能力与采区储量相适应，以保证采区平衡生产的稳产期。

综上所述，采区生产能力选定为 180 万吨/年。

1.1.2 采区的工业储量、设计可采储量

(1) 采区的工业储量

采区的工业储量是指在采区的范围内，经过地质勘探煤层厚度和质量均符合开采要求，目前即可供开采利用的储量。煤层工业储量计算公式为：

$$Z_c = SL \sum_{i=1}^2 m_i \gamma_i \quad (\text{式 1-1})$$

式中 Z_c -----工业储量 万 t

S -----采区走向长度 3000 米

L -----采区斜长 1100 米

m_i -----第 i 层煤的厚度 6.9 米

γ_i -----第 i 层煤的容重 1.3t/m³

$$Z_c = SL \sum_{i=1}^2 m_i \gamma_i$$

$$= 3000 \times 1100 \times (6.9 + 2.5) \times 1.3 = 4032.6 \text{ (万吨)}$$

(2) 可采储量计算：

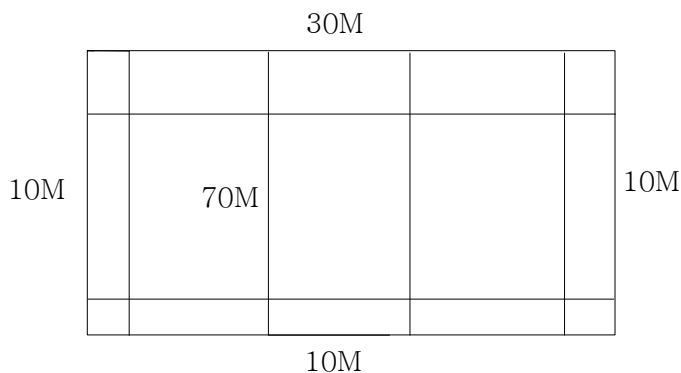
设计储量为采区工业储量减去断层、防水、井田境界、地面建（构）筑物等永久煤柱煤量及因法律、社会、环境保护等因素影响不得开采的煤柱煤量。而在该采区范围内预留的永久保护煤柱只有煤层露头保护煤柱。

表 1-1

煤层名称	矿井工业储量 (万 t)	永久性煤柱损失 (万 t)				矿井设计储量 (万 t)
		断层	矿井境界	煤层露头	其它	
K ₁ 煤层	2960.1	0	0	80.73	无	2879.37
K ₂ 煤层	1072.5	0	0	29.25	无	1043.25
合计	4032.6	0	0	109.98	无	3922.62

注：煤层露头损失煤柱是按 30m 留设

采区留煤柱示意图



可采储量是指采区设计储量减去井下主要巷道及上下山保护煤柱损失量后可以采出的储量后乘以采区回采率。而在该采区范围内预留的可回收的保护煤柱只有采区回采巷道及上下山保护煤柱。

从《煤炭工业矿井设计规范》中查阅各保护煤柱数据于下表：

表 1-2

煤厚情况 位置名称	中厚煤层煤柱宽度 (m)		厚煤层煤柱宽度 (m)	
	巷道一侧	两巷之间	巷道一侧	两巷之间
水平大巷	20~30	—	25~50	—
主要回风巷	20	—	20~30	—
采区上山	20	20~25	30~40	20~25
区段巷道	—	8~25	—	15~20
采区边界	—	10	—	10

综上所述该采区的可采储量为

$$Z_u = (Z_c - \Sigma P) \times C \quad (\text{式 1-2})$$

式中 Z_u -----采区可采储量；

Z_c -----工业储量；

C -----采区采出率，厚煤层不低于 0.75，中厚煤层不低于 0.8，薄煤层不低于 0.85；

ΣP -----煤柱损失由 P_1 、 P_2 、 P_3 、 P_4 构成；

P_1 -----采区上部即井田边界及煤层露头保护留 30 米煤柱；

P_2 -----采区下部留 10 米大巷护巷煤柱；

P_3 -----采区左、右边界煤柱各留 10 米；

P_4 -----采区上方保护煤柱，两条上山间距取 30 米，两边各留 20 米，共计 30+20+20=70 米；

$$Z_u = (Z_g - P) \times C = (Z_{gi} - P_i) \times C_i$$

$$= [3000 \times 1100 \times 6.9 \times 1.3 - (30+10) \times 3000 \times 6.9 \times 1.3 - (2 \times 10 + 70)$$

$$\times 1100 \times 6.9 \times 1.3] \times 0.75 + [3000 \times 1100 \times 2.5 \times 1.3 - (30+10) \times 3000 \times 2.5 \times 1.3 - (2 \times 10 + 70)$$

$$\times 1100 \times 2.5 \times 1.3] \times 0.80$$

$$= 2873.80 \text{ (万吨)}$$

表 1-3 矿井设计可采储量表

煤层名称	工业储量(万吨)	设计储量(含可回收煤量)(万吨)	设计储量(万吨)				采区采出率	可采储量(万吨)
			设计煤柱损失(万吨)			设计储量(万吨)		
			工业广场	井下巷道	采区边界			
K_1 煤层	2960.1	2879.37	0	59.20	46.65	2773.52	75%	2072.74
K_2 煤层	1072.5	1043.25	0	21.45	16.9	1004.9	80%	801.06
合计	4032.6	3922.62	0	80.65	63.55	3778.42		2873.80

1.1.3 计算采区的服务年限

采区的准备时间较长，投资巨大。服务年限短，将造成矿井生产接替困难，采区应保证一定服务年限，以保证矿井能够均衡稳产高产。

$$T = Z_k / (A \times K)$$

Z_k -----采区可采储量；

A -----采区生产能力；

K -----储量备用系数，取 1.3-1.5，此次设计中因地质条件较简单，故取 $K=1.3$

$$T = Z_k / A \times K = 2873.80 / (180 \times 1.3) = 12.28 \text{ 年}$$

1.1.4 验算采区采出率

国家对采出率规定了控制指标，厚煤层不低于 75%，中厚煤层不低于 80%。本采区采用上山布置，双翼开采除去保护煤柱一翼工作面走向长度为 $(3000-70-2\times 10)/2=1455\text{m}$ 倾斜长为 $1100-(10+30+4\times 5)=1040\text{m}$ 若可分为 5 个区段四个小煤柱 10 个工作面单个工作面斜长为 $1040/5=208\text{m}$

采区采出率=采区实际采出量/采区工业储量 $\times 100\%$

验算：

$$\begin{aligned} K_1 \text{ 煤层采出率} &= S_{k1\text{面}} \times L_{k1\text{面}} \times m_1 \times \gamma \times 0.93 \times 10 / SLm_1r \times 100\% \\ &= 1455 \times 208 \times 6.9 \times 1.3 \times 0.93 \times 10 / (3000 \times 1100 \times 6.9 \times 1.3) \times 100\% \\ &= 85.29\% \end{aligned}$$

85.29% > 75%，符合规定。

$$\begin{aligned} K_2 \text{ 煤层采出率} &= S_{k2\text{面}} \times L_{k2\text{面}} \times m_2 \times \gamma \times 0.95 \times 10 / SLm_2r \times 100\% \\ &= 1455 \times 208 \times 2.5 \times 1.3 \times 0.95 \times 10 / (3000 \times 1100 \times 2.5 \times 1.3) \times 100\% \\ &= 87.12\% \end{aligned}$$

87.12% > 80%，符合规定。

第二节 采区的再划分

1.2.1 确定确定采煤工作面长度

由已知条件知：该煤层左右边界各有 10m 的边界煤柱，上部留 30m 防水煤柱，下部留 10m 采区边界煤柱，采区中央留有上山保护煤柱及间距共 70m，采区边界保护煤柱各 10m，故其煤层倾向共有： $1100-40=1060\text{m}$ 的长度，走向长度 $3000-(20+70)=2910\text{m}$ 。地质构造简单，煤层附存条件较好，瓦斯涌出量小。且现代工作面长度有加长趋势，且采煤工艺选取的是较先进的综采。又知，一般而言，考虑到设备选型及技术方面的因素综采工作面长度为 180~250m，巷道宽度为 4m~4.5m，本采区选取 4m，且采区生产能力为 180 万 t/a，一个中厚煤层的一个工作面便可以满足生产要求，采用沿空掘巷方式，巷道间留较小煤柱，取 5 米，如图 1-2：

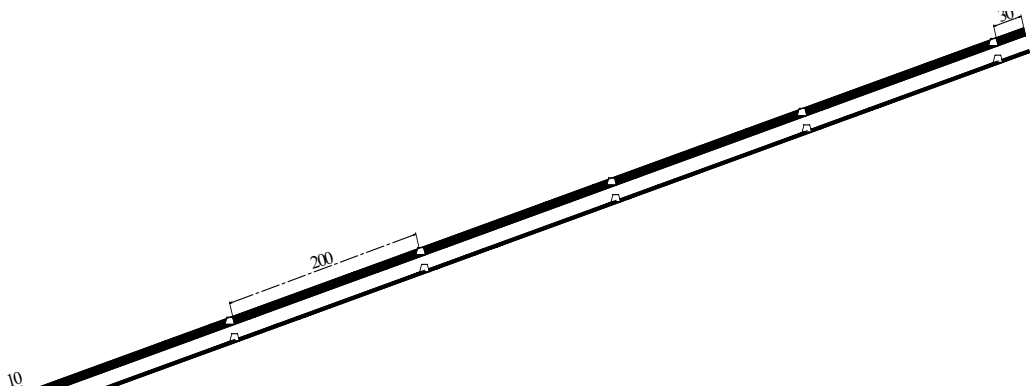


图 1-1 采区工作面划分示意图

$$(I-P_1-P_2) / 5 = (1100 - 10 - 30) / 5 = 208 \text{ 米}$$

设计采用无煤柱护巷中上下区段煤柱宽 5 米，区段平巷宽取 4 米，所以工作面斜长为 $208 - (2 \times 4) = 200$ 米

1.2.2 确定采区内区段数目及工作面数目

合理的工作面长度能为工作面高产高效创造条件，在一定范围内增加工作面长度能获得较高产量并提高效率，降低成本，同时加大工作面长度，可以相对减少区段数目，减少巷道掘进量，本设计采用综采工艺，采出率符合相关规定，因此决定采用 5 个区段 10 个工作面布置。

设计采区为双翼采区，区段每翼走向长度为 $\{3000 - (2 \times 10 + 70)\} / 2 = 1455$ 米

其中 3000m 为采区走向长度，70m 为运输、轨道上山间距和的保护煤柱，10m 为采区左右边界煤柱。

1.2.3 确定工作面生产能力

根据技术进步和煤炭生产和发展的要求，生产集中化、矿井大型化、运输连续化、系统简单化的发展方向，本采区采用一区一面，故该工作面的产量即采区产量 180 万吨/年。

1.2.4 确定采区内同采工作面的个数及接替顺序

现代化矿井生产提倡高产高效，一矿一面，减少工作人员，提高人均产煤量，故本设计采用单面达产，满足矿井的生产需求，采区内各工作面布置如下：

工作面接替顺序：

K₁煤层 11101---11102---11103---11104---11105---11106---
---11107-----11108-----11109-----11110。

K₂煤层 11201---11202---11203---11204---11205---11206---
---11207-----11208-----11209-----11210。

对于 K₂煤层，煤厚 2.5 米，可适当增加进刀数以达产。

K₁煤层

K₂煤层

11101	11102
11103	11104
11105	11106
11107	11108
11109	11110

11 201	11 202
11 203	11 204
11 205	11 206
11 207	11 208
11 209	11 210

第三节

确定采区内准备巷道布

置及生产系

统

1.3.1 完善采区所需的开拓巷道：

在采区上部 K_2 煤层底板 25 米处布置回风大巷，通过回风石门与工作面相连，在采区下部 K_2 煤层底板 25 米处布置运输大巷。

1.3.2 确定采区巷道布置系统，就上山数目、位置提出三个布置方案进行比较：

方案一：两条上山，双岩上山联合布置，运输轨道上山都布置在 K_2 底板下 10 米处。

方案二：两条上山，都布置在煤巷中。

方案三：两条上山，一煤一岩，联合上山布置，轨道上山布置于 K_2 煤层内，运输轨道上山布置于煤层底板下 10 米处。

表 1-5 掘进直接费用表

方案 工程名称	单价	方案一		方案二		方案三	
		工程量	费用 (万元)	工程量	费用 (万元)	工程量	费用 (万元)
岩石上山 (m)	1578	$1100 \times 1.2 \times 2 = 2640$	416.6	0.00	0.00	$1100 \times 1.2 = 1320$	208.3
煤层上山 (m)	1284	0.00	0.00	$1100 \times 1.2 \times 2 =$	338.97 6	$1100 \times 1.2 = 1320$	169.48 8

				2640			
煤仓 (元/m ³)	144	1.2×3.14 ×4 ² ×15/0 .924×5= 4893.506	70.5	0.00	0.00	1.2×3.14× 4 ² ×5/0.924 ×5 =1631.796	23.5
合计		487.1		338.976		401.288	

表 1-6 维护费用表

方案 工程名称	单价	方案一		方案二		方案三	
		工程量	费用 (万元)	工程量	费用 (万元)	工程量	费用 (万元)
岩石上山 (元/年*m)	40	2640×15 =39600	158.4	0.00	0.00	1320×15 =19800	79.2
煤层上山 (元/年*m)	90	0.00	0.00	2640×15 =39600	356.4	1320×15 =19800	178.2
合计		158.4		356.4		257.4	

表 1-7 费用总汇总表

方案 费用项目	方案一	方案二	方案三
掘进费用	487.1	338.976	401.288
维护费用	158.4	356.4	257.4
费用总计	645.5	695.376	658.688

表 1-8 技术比较表

	方案一	方案二	方案三
优点:	两条上山均布置在岩石		兼有方案一和二优点, 维护较容易

以上内容仅为本文档的试下载部分，为可阅读页数的一半内容。

如要下载或阅读全文，请访问：

<https://d.book118.com/088063130044006060>