

に洗炭性が劣るだけで、約25m上位の Intermediate Marker の洗炭性は正常である。LD13 では厚さ29m以上のシルの上位約7mにあるFootwall 4 に焼きつきがみられるが、約22m上位のFootwall 3 には変化がみられない。こゝでは Main Seam, Bottom Marker に焼きつきがみられるが、ドレライトは Main Seam 中に厚さ15cmのものがみられるだけである。

2.5 炭 層

ルブク地域に分布する夾炭層は上位の薄炭層群から成る Upper Coal Zone と、その下位約180mの層準にあり今回の調査対象となった Lower Coal Zone である。稼行対象となる Main Seam を含めて主要炭層は Lower Coal Zone の下部に賦存する。これら主要炭層は地質構造を反映して部分的に緩く褶曲するが、走向は概々南北、傾斜は東へ5°前後である (Drawing 8)。各試錐における主要炭層の概要を Table II-6 に、各炭層の炭柱図を Drawing 7 に示す。

2.5.1 主要炭層の賦存状況

Lower Coal Zone の炭層賦存状況をみると、Top Marker を境にして上部と下部では著しい相異がみられる。上部の炭層は一般に薄く連続性に乏しい上に部分的に尖滅している所もあり、比較的厚い Upper Coal も山丈1.0m以上の部分は著しく局限される。一方、下部は部分的に炭層の厚さ、夾み及び層間距離に変化はみられるが、一般に連続性が良く山丈1.0m以上の炭層が数層みられ、山丈が4.0m以上の部分もある Main Seam を始め主要炭層が賦存している。

この主要炭層 (Top Marker~Footwall 3) について、各炭層の層間距離 (碎屑物の厚さ) と Top Marker からの累積層間距離についてみると次の特徴がある。各炭層間の層間距離頻度分布は Top Marker から Bottom Marker までは概々正規分布を示し安定しているが、Bottom Marker から下位ではバラツキが大きく、Main Seam~Footwall 1~Footwall 2 では各々2つのピークがみられる (Figure II-6)。Top Marker からの累積層間距離の頻度分布はこの特徴を反映して、Bottom Marker までは概々一定しているが Main Seam より下位はバラツキが大きく不規則である (Figure II-7)。

以上の様に Top Marker~Bottom Marker の層間距離は平均約13mで概々安定しており、更に Top Marker のすぐ上位には薄い頁岩層と炭層を伴い、又、層間の碎屑物は

Table II-6a Thickness of Major Coal Seam

	LD1	LD2	LD3	LD4	LD5	LD6	LD7	LD8	LD9	LD10
Elevation of Collar (m)	+298	+284	+280	+297	+273	+300	+284	+267	+285	+282
Depth to Seam (m)		218.95	222.12		351.47	228.75		296.87	349.55	
Seam Thickness (m)	-	1.33	1.38	-	1.23	0.87	-	1.43	1.10	-
Coal Thickness (m)		1.33	1.38		0.62	0.87		1.14	1.07	
Depth to Seam (m)		318.13	310.30	379.40	413.65	254.42		319.57		
Seam Thickness (m)	-	0.55	0.80	0.18	0.89	3.10	-	1.68		-
Coal Thickness (m)		0.36	0.77	0.18	0.89	2.97		1.50		
Depth to Seam (m)		346.82	341.22	406.98	442.41	287.67	314.12	350.74		
Seam Thickness (m)	-	0.83	1.93	1.72	1.30	1.34	1.54	1.81		-
Coal Thickness (m)		0.58	1.43	1.45	1.06	1.34	1.54	1.44		

Table II-6b Thickness of Major Coal Seams

	LD11	LD12	LD13	LD14	LD15	LD16	LD17	LD18	LD19	LD20	
INTERMEDIATE MARKER	Elevation of Collar (m)	+271	+280	+264	+260	+255	+272	+277	+269	+251	+242
	Depth to Seam (m)	133.91	208.27	229.52	305.40		285.07	278.85	316.61	352.50	391.59
MAIN SEAM	Seam Thickness (m)	1.59	1.70	1.08	0.90	-	1.69	1.71	1.86	1.35	1.45
	Coal Thickness (m)	1.59	1.70	1.08	0.55		1.69	1.71	1.86	1.35	1.45
FOOTWALL 3 SEAM	Depth to Seam (m)	171.33	234.90	256.51	333.75	395.86	311.78	307.56	341.89	378.91	415.86
	Seam Thickness (m)	3.06	6.22	2.93	0.39	5.28	0.57	4.88	4.69	5.83	1.64
FOOTWALL 3 SEAM	Coal Thickness (m)	2.25	2.68	2.19	0.29	3.14	0.50	4.43	3.99	3.80	0.86
	Depth to Seam (m)	200.26		276.33	357.17	429.47	325.56	332.98	368.34	407.11	447.88
FOOTWALL 3 SEAM	Seam Thickness (m)	1.37	-	1.01	1.15	1.35	0.47	1.64	1.45	1.44	1.38
	Coal Thickness (m)	1.27		1.01	0.84	1.27	0.47	1.58	1.40	1.38	1.18

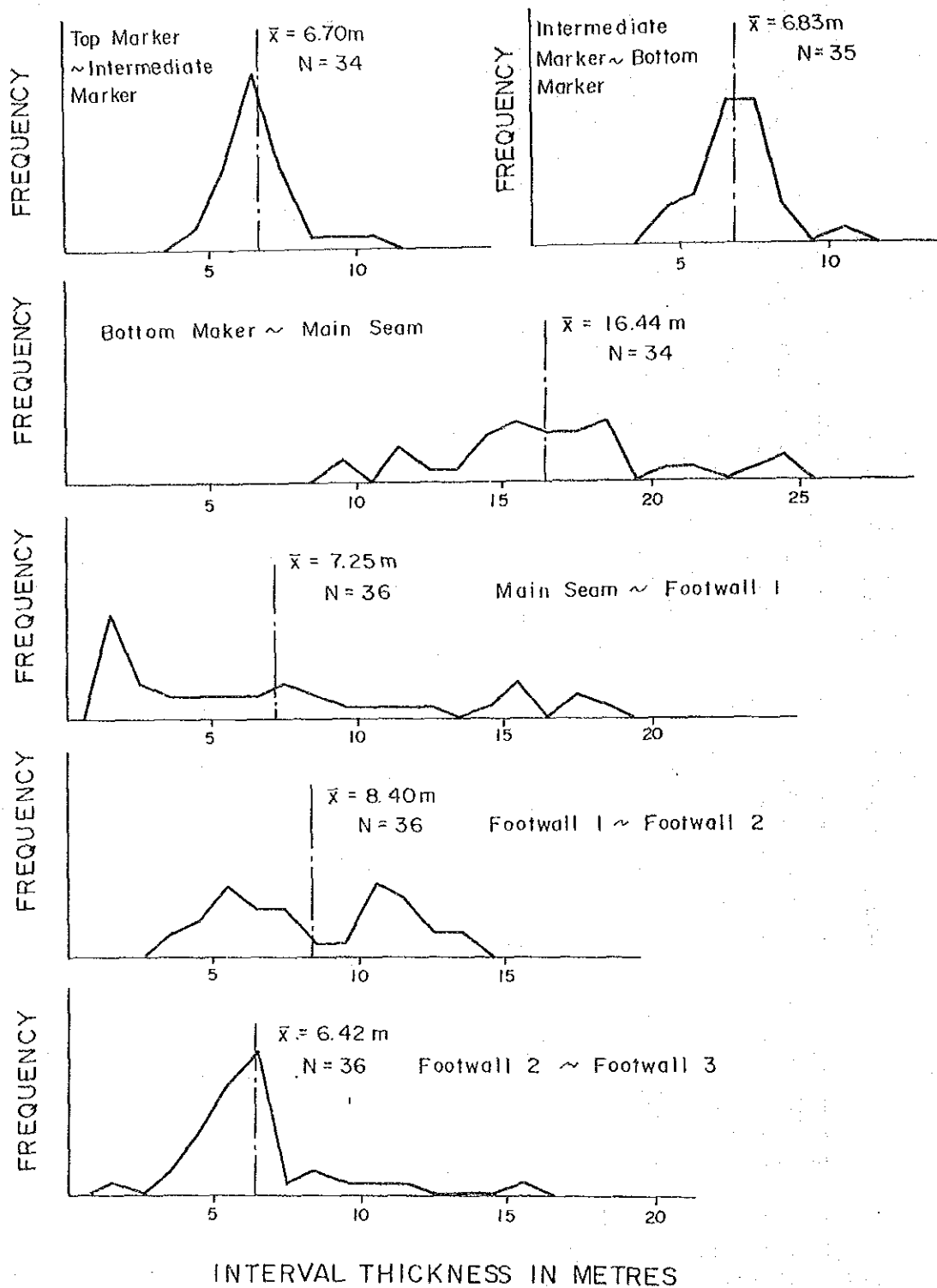


Figure II-6. Frequency Distribution of Individual Clastic Interval Thicknesses Between Major Coal Seams.

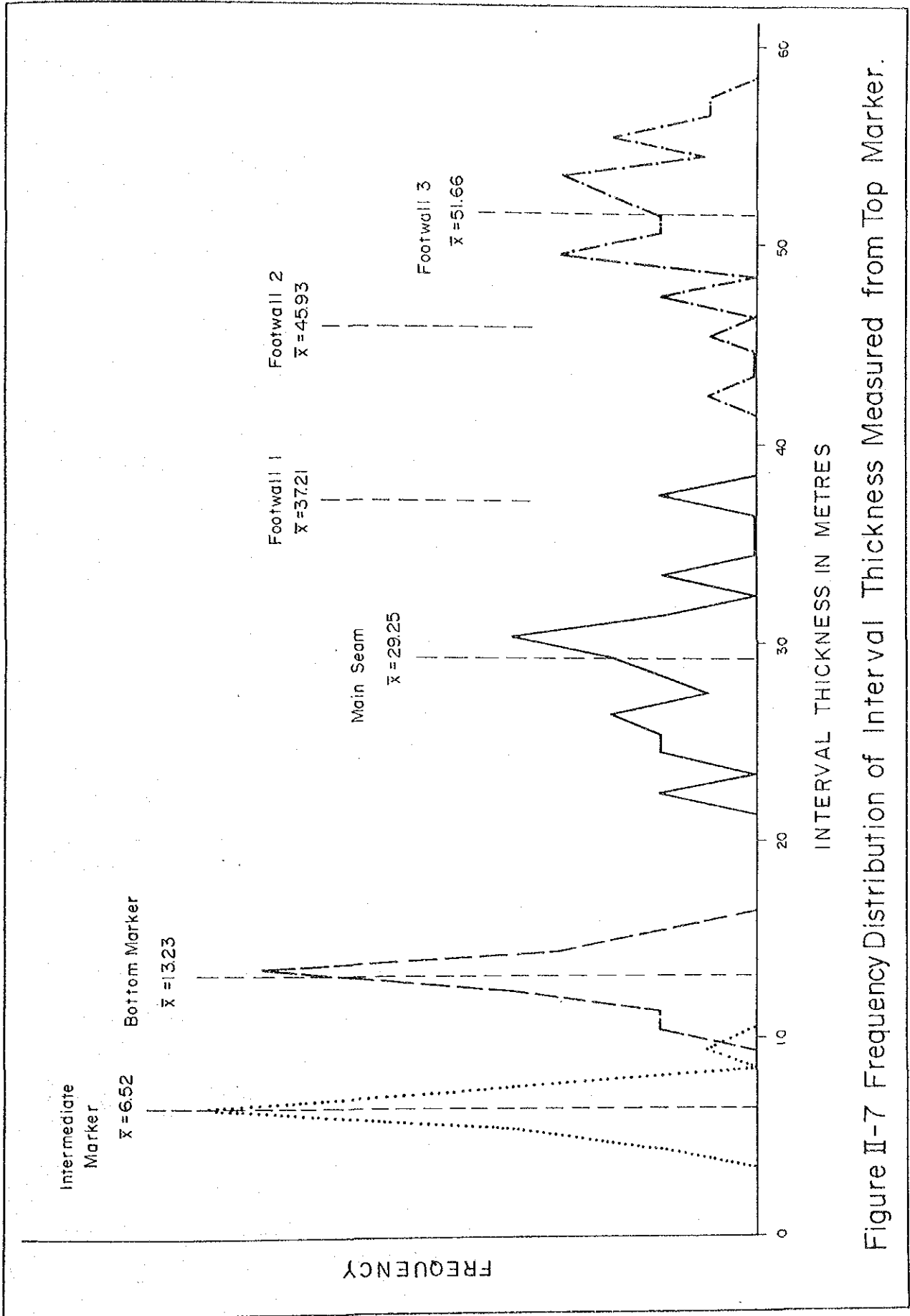


Figure II-7 Frequency Distribution of Interval Thickness Measured from Top Marker.

粗粒砂岩が殆んどである。これらの特徴からこの炭層群は有用な鍵層として各試錐間の岩相層序対比に活用する事が出来る。

各炭層間の層間距離の地域的な変化をみると、層間距離がほぼ安定している Intermediate Marker~Bottom Marker には地域的にも大きな変化はみられない (Figure II-8)。一方、層間距離のバラツキが大きく、2つのピークがみられる Main Seam~Footwall 1 は地域的にも変化が大きく、北部に薄い部分が広く分布しこれを囲む様に厚い部分が散在する (Figure II-9)。又、Footwall 1~Footwall 2 では厚い部分の周りを囲む様に薄い部分が分布し、後述する堆積ユニットを反映して厚い部分は南・北にみられる (Figure II-10)。

尚、主要炭層の賦存状況をみると、炭層の厚さ、連続性等はルブク地域南部よりも今回調査した北部の方が優れており、炭層も安定して発達する傾向がみられる。

2.5.2 Intermediate Marker Seam

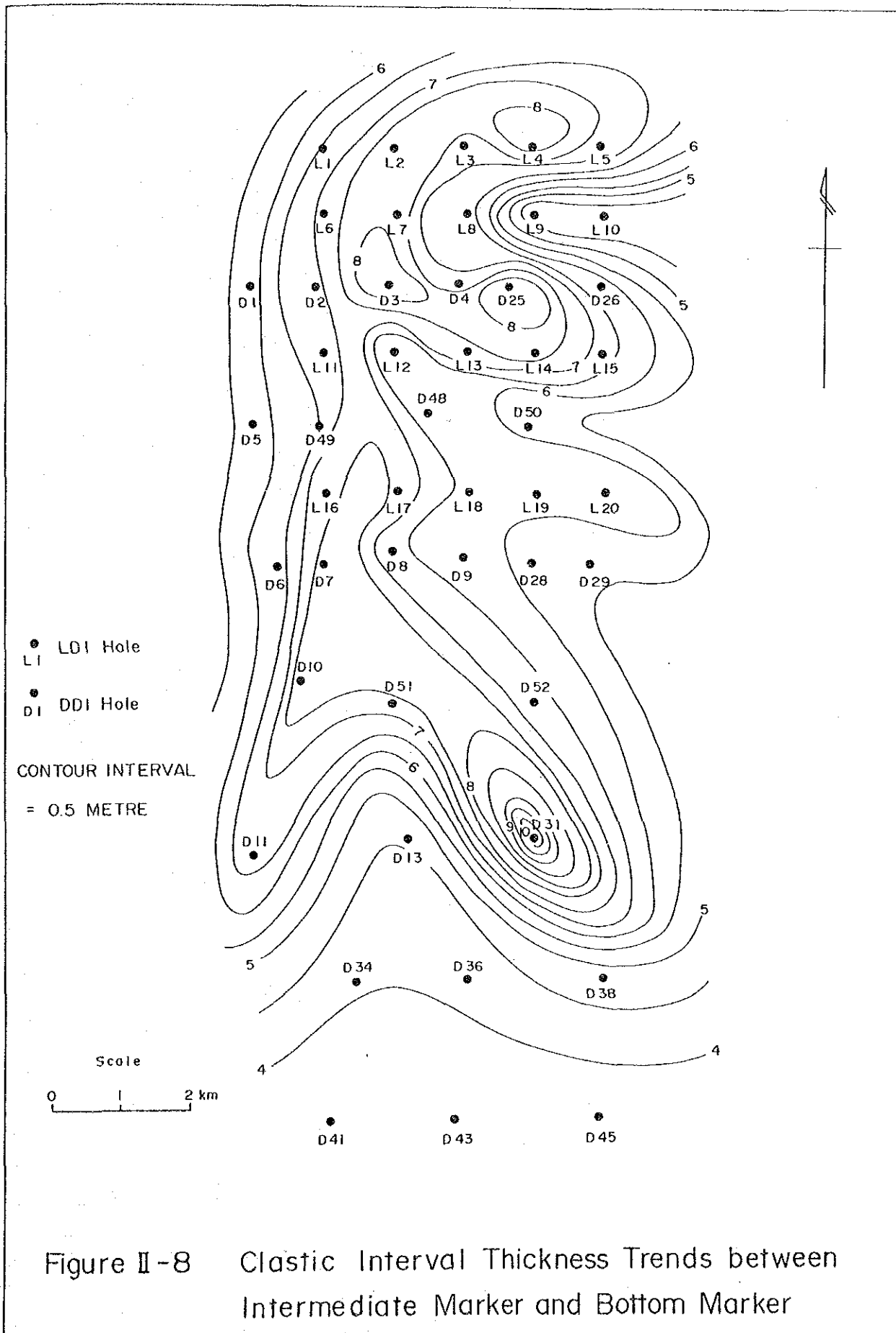
今回の試錐で Intermediate Marker Seam を貫通したのは20試錐孔中、15試錐孔であり、残りはドレライトの貫入によって確認出来なかった。本炭層は調査地域全体にわたって山丈は1.0m以上あり、西南部のDD5で最も厚く山丈2.06m (炭丈1.83m) で周辺に向って漸次薄くなる。最も薄いのは北部のLD6 (山丈・炭丈とも0.87m)、東部のLD14 (山丈0.90m、炭丈0.55m) である (Drawing 9a)。

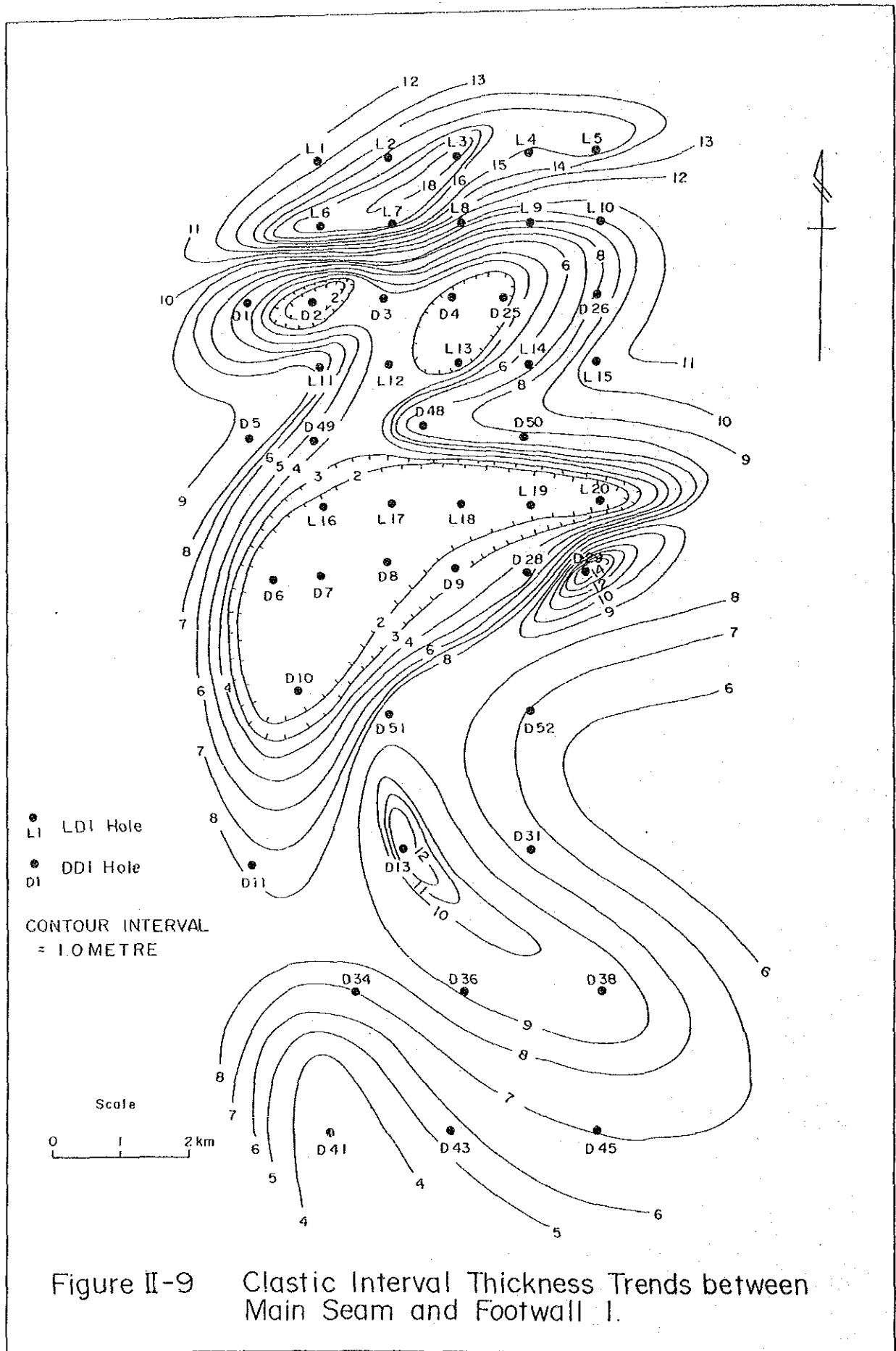
本炭層は局部的に頁岩質石炭を含み、極く一部に砂岩、頁岩、炭質頁岩を伴う他は夾みはみられない。炭層の上盤は殆んど粗粒砂岩であり、下盤は地域によって粗粒砂岩、砂質頁岩、頁岩、炭質頁岩と変化している。

2.5.3 Main Seam

Main Seam は調査地域に分布する夾炭層中最も厚い炭層であり、スワジランドで現在唯一の操業炭鉱であるムパカ炭鉱では本炭層を採炭している。今回の試錐で本炭層に達したのは20試錐孔中17孔であり、残り3孔はドレライトの貫入によって確認出来なかった。本炭層を捕捉した試錐孔でもLD2~LD5ライン、LD14はドレライトの貫入、LD16は断層によって炭層の一部だけを確認した。

本炭層の全般的な発達状況をみると、全体に山丈2.0m以上で調査地域西南部のDD5が最も厚く山丈4.99m (炭丈4.57m) であり、ほぼ周辺に向って漸次厚さを減じている。ドレライトの貫入による影響を除けば北部のDD1で最も薄く山丈1.69m





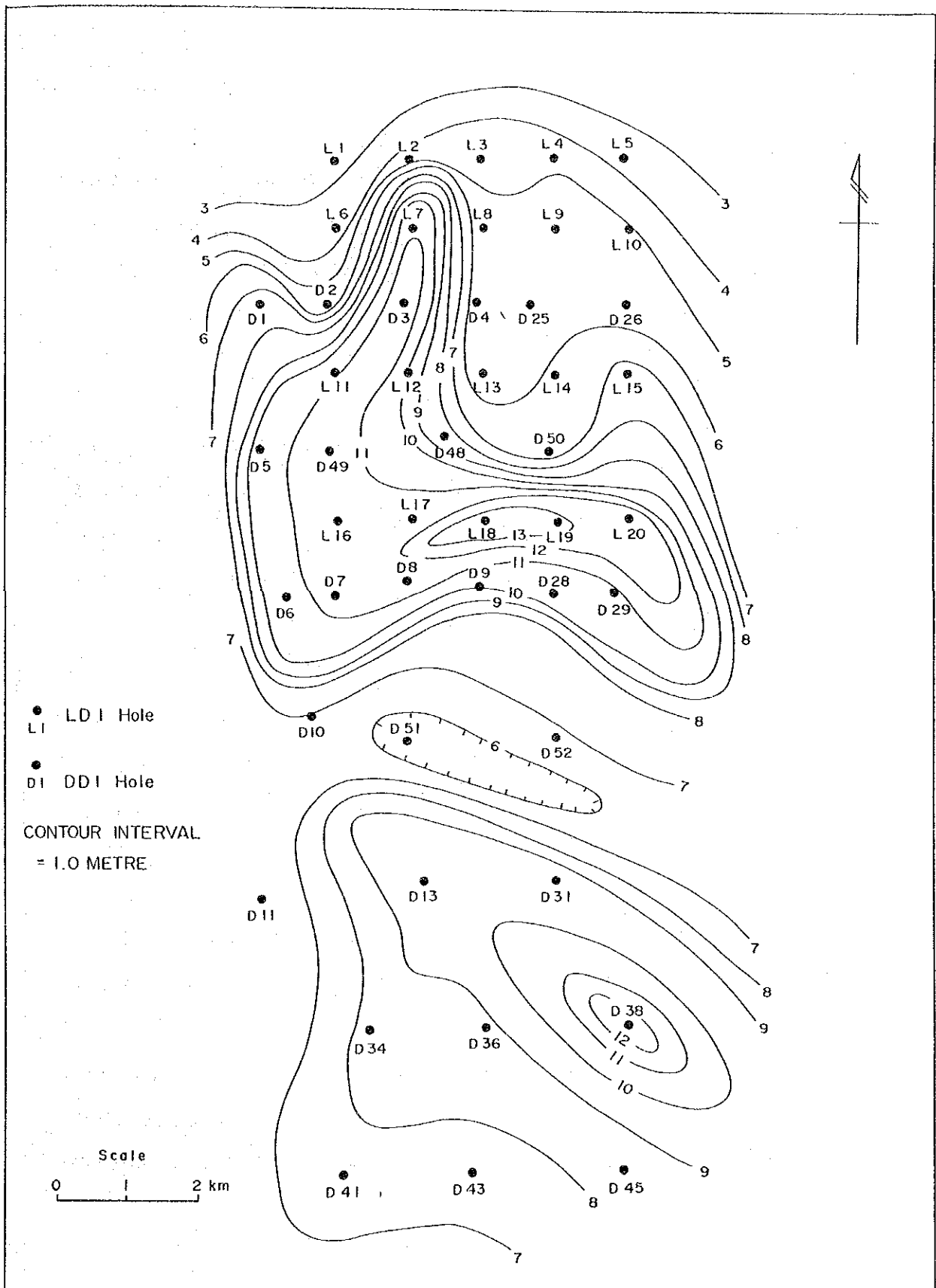


Figure II-10 Clastic Interval Thickness Trends between Footwall 1 and Footwall 2.

(炭丈1.51 m)で、中部ではLD13の山丈2.93 m(炭丈2.19 m)がこれに次ぐ(Drawing 9b)。

本炭層は一般に最上部が厚さ10~60 cmの薄炭層で、厚さ30~70 cmの頁岩乃至炭質頁岩を夾み下部の厚い炭層へと続いている。下部層は部分的に頁岩質石炭、炭質頁岩及び頁岩の薄層を夾む事もある。又、東部では炭層中に頁岩或いは砂岩の夾みが厚くなり、炭層が2~3層に分層する傾向がみられ、特にLD19、LD20でこの傾向が著しい。北部のDD3では局部的に夾みが厚くなっている。本炭層がほぼ安定して連続するのはDD5~DD50ラインである(Drawing 10)。

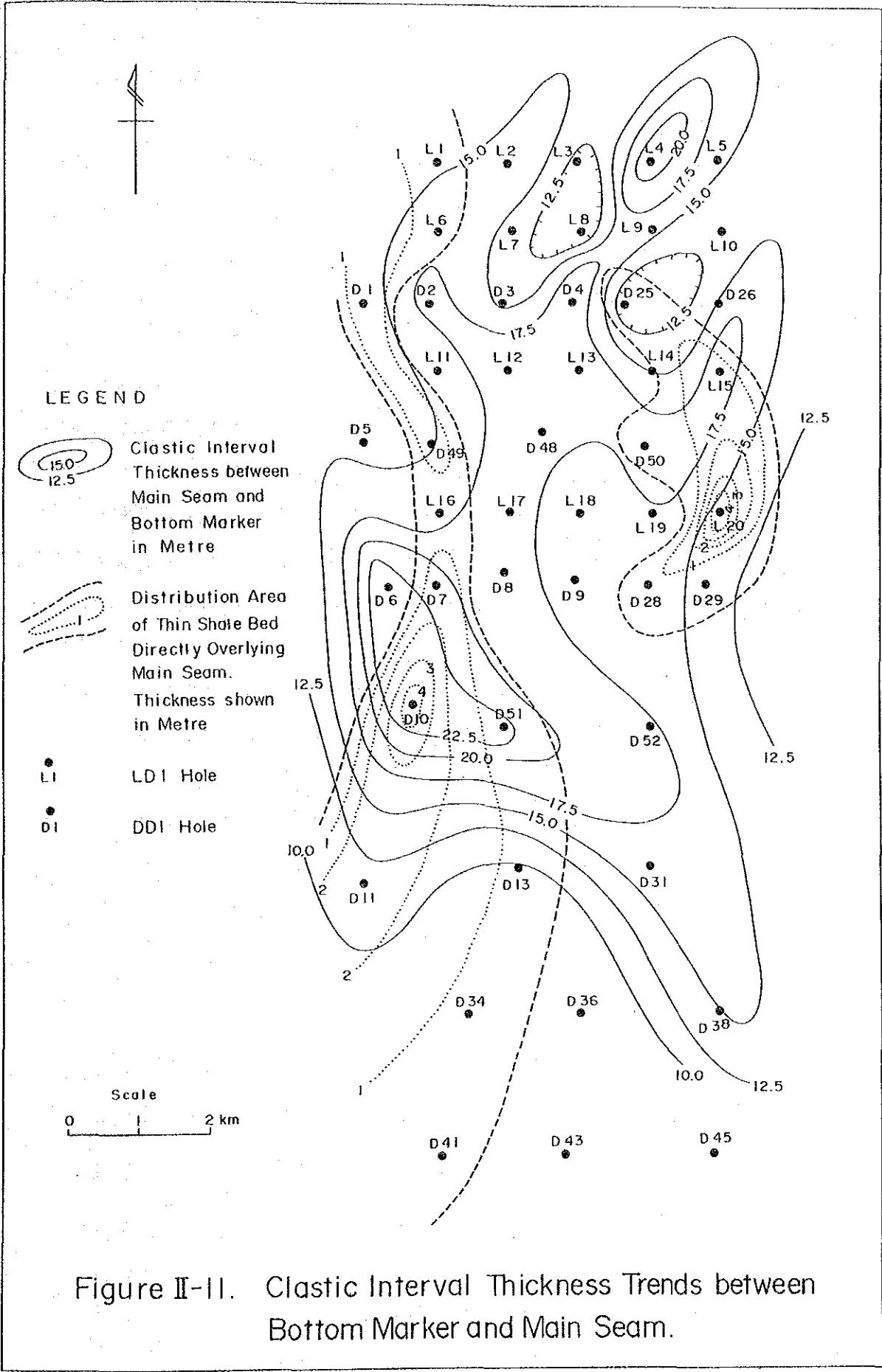
Main Seamの上盤は一般に上位のBottom Marker Seamまで連続する粗粒砂岩であるが、部分的に本炭層の直ぐ上位に薄い頁岩層(厚さ0.5~4.7 m)を伴う事がある。下盤は頁岩乃至砂質頁岩が多く、局部的に砂岩のみられる事もある。Main SeamとBottom Marker Seamとの間の碎屑物の厚さは、調査地域では12~25 mと変化しており、本炭層直上の頁岩薄層は西部と東部にほぼ南北方向の細長い帯状を成して分布する(Figure II-11)。この頁岩層には部分的に石炭の薄層を伴う。

石炭の賦存状況、炭層厚、ドレライト及び断層の分布、天盤岩石等の地質状況からみて、開発対象として最適なMain Seamの分布範囲は、東限：C断層及びドレライト岩脈の多いゾーン、西限：ルブク断層及びB断層、南限：A断層、北限：ドレライト・シル「F」である。

2.5.4 Footwall 3 Seam

Footwall 3 SeamはMain Seamの下位約22 mにあり、一般に山丈1.0 m以上の炭層である。今回の調査では20試錐孔中15試錐孔で本炭層を確認しており、残り5孔はドレライトの貫入によって捕捉出来なかった。

本炭層は層厚の変化が激しく、調査地域ではDD1が最も厚く山丈2.20 m(炭丈1.96 m)で、DD25で最も薄く山丈・炭丈とも0.69 mである(Drawing 9c)。炭層は部分的に頁岩質石炭、炭質頁岩の薄層を夾み、上盤は粗粒砂岩乃至中粒砂岩、下盤は砂質頁岩乃至頁岩である。



2.6 堆積環境

2.6.1 Eccca 層群の堆積環境

Eccca 層群の岩相をみると最下位の下部 Eccca 累層は分級良好な泥質相で、中部 Eccca 累層は砂質相が優勢であるが最下部及び最上部では泥質相が部分的に顕著であり、上部 Eccca 累層は再度泥質相が優勢となる。

下部 Eccca 累層、Lower Transition Beds, Basal Sandstone には活動的デルタ堆積層に特徴的な大規模の上方粗粒化堆積がみられ、各々デルタ底部相、先端相、前面相に相応するとみられる。Lower Coal Zone には小規模な上方細粒化堆積サイクルを有する厚い地層がみられ、安定したデルタ頂部相及び沖積平野堆積相を代表し、幾層もの炭層を生成している。プログラデーションが更に進んで Upper Sandstone, Upper Transition Beds では再び大規模な上方粗粒化堆積がみられ、それぞれデルタ前面相、先端相を代表している。上部 Eccca 累層では再び上方細粒化堆積サイクルを示し、安定した湖成或いは湿地帯の堆積物を代表し、炭層を生成している。

中部 Eccca 累層の砂岩の多くは斜葉理、斜層理が発達し、水流が堆積に重要な役割を演じており、淡水河成～デルタ堆積層を示している。砂岩の構成粒子の淘汰度及び円磨度からみて、堆積物の供給源は比較的近くにあったと考えられる。又、長石類は殆んど新鮮で気候は Dwyka 世の氷期から引続いて寒冷であったとみられる。

Upper Sandstone 及び Upper Transition Beds には局部的に U 字型巣穴の生痕が観察され、上記の堆積環境を示唆する。更に Upper Transition Beds には局部的に石灰質薄層を挟み、極く短期間局部的に海水が浸入したとみられる。

上記の堆積環境をまとめると次の通りである。

地 層 名		堆 積 相
上部 Eccca 累層		湖成、湿地帯堆積相（炭層生成）
中 部 E c c a 累 層	Upper Transition Beds	デルタ先端相
	Upper Sandstone	デルタ前面相
	Lower Coal Zone	デルタ頂部相～沖積平野堆積相（炭層生成）
	Basal Sandstone	デルタ前面相
	Lower Transition Beds	デルタ先端相
下部 Eccca 累層		デルタ底部相

2.6.2 中部Ecca累層の堆積環境

中部Ecca累層の Lower Coal Zone から Upper Transition Beds の地層について、その堆積環境をみると次の特徴が認められる。

先ず砂岩-頁岩比についてみると、Lower Coal Zone では DD10~DD52 ライン附近を境にして南北に各々安定した堆積ユニット（堆積ベースン）が認められる。このユニットの砂岩比は下部（下部境界~ Top Marker）で 85~95%、上部（Top Marker ~ 上部境界）で 75~85% と全般に高いがほぼ一定している。これは構造的に安定したデルタ頂部相~沖積平野堆積相を代表し、炭層の生成に好適な場を提供したものであるが、下部の方がより安定している（Figure II-12, 13）。

この堆積ユニットは Lower Coal Zone 上部でやゝ不安定となり、Upper Sandstone, Upper Transition Beds と上位になる程不規則となって消滅する。Upper Sandstone, Upper Transition Beds の砂岩比は各々 60~90%、30~80% と漸減して頁岩が相対的に増加し、砂岩-頁岩比の地域的変化が著しく、炭層堆積の場はみられない（Figure II-14, 15）。砂岩-頁岩比から判断される堆積物の供給源は西方のスワジランド高地（先カンブリア時代の基盤岩類）とみられる。

次に石炭比（堆積層に対する炭層の割合）についてみると、Lower Coal Zone 下部では今回試錐調査を実施した北部堆積ユニットが 5.5~10% と優勢で、石炭比の高い部分が C 字状に分布する。これは砂岩-頁岩比でみた安定した堆積ベースンを反映しており、こゝでは Main Seam 等の主要炭層が広く発達している。南部堆積ユニットでは石炭比が 4.0~6.5% と相対的に低く、炭層の発達に北部より劣る傾向がみられる（Figure II-16）。一方、Lower Coal Zone 上部では堆積ベースンの不安定化の影響で、両堆積ユニット共に石炭比は 1.5~5.0% と低く、炭層の発達は下部に比べて著しく劣化している（Figure II-17）。

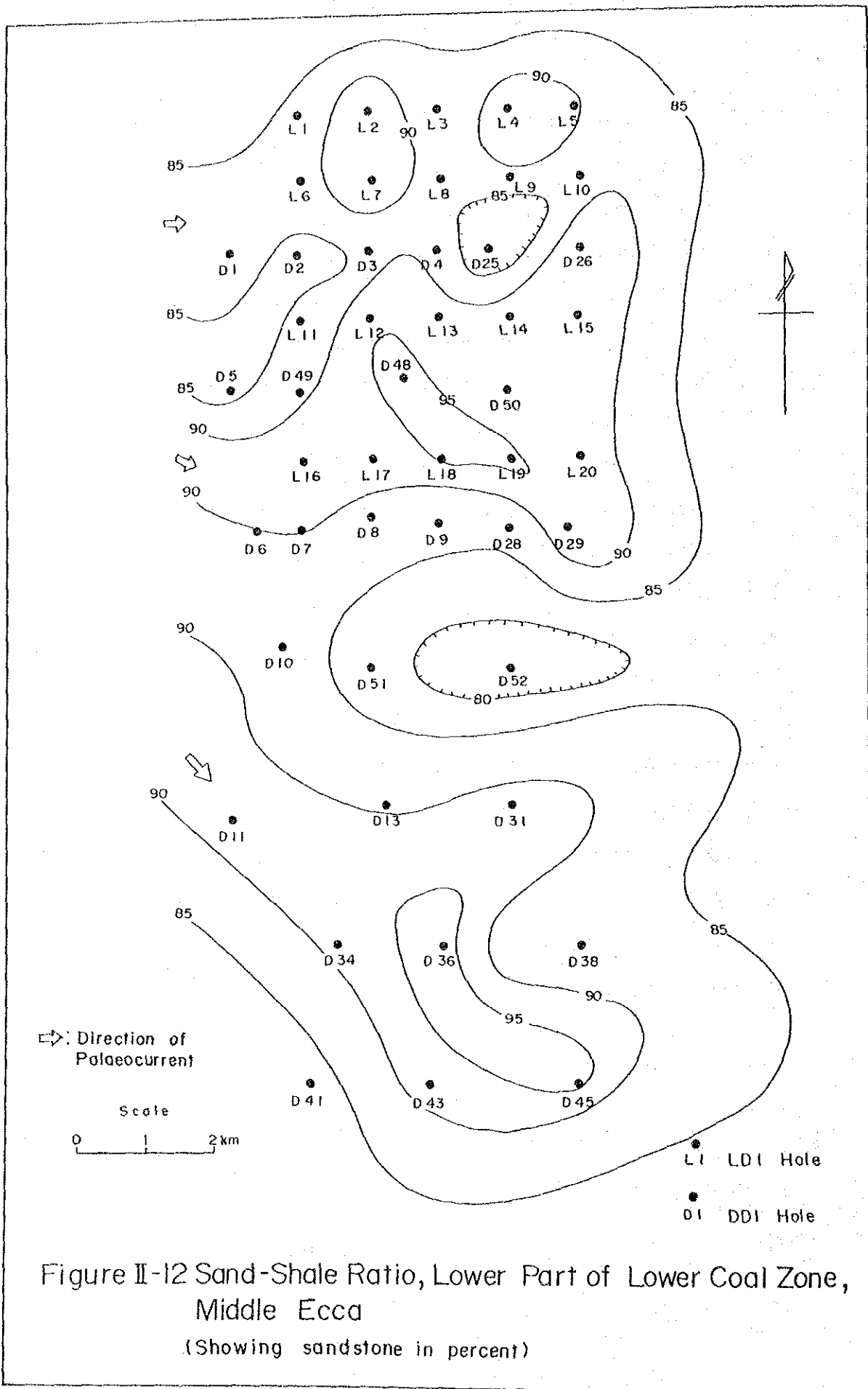


Figure II-12 Sand-Shale Ratio, Lower Part of Lower Coal Zone,
 Middle Ecca
 (Showing sandstone in percent)

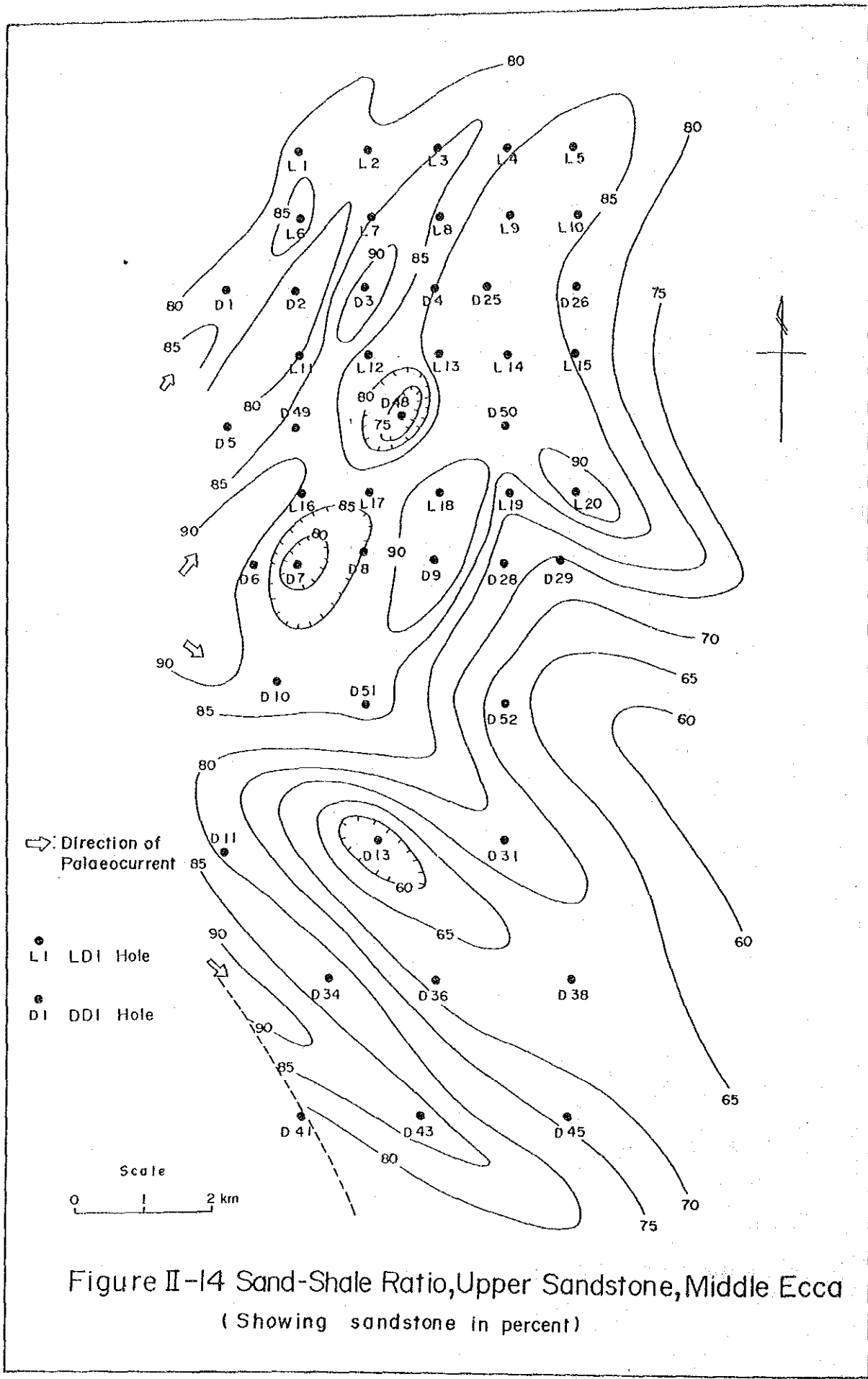
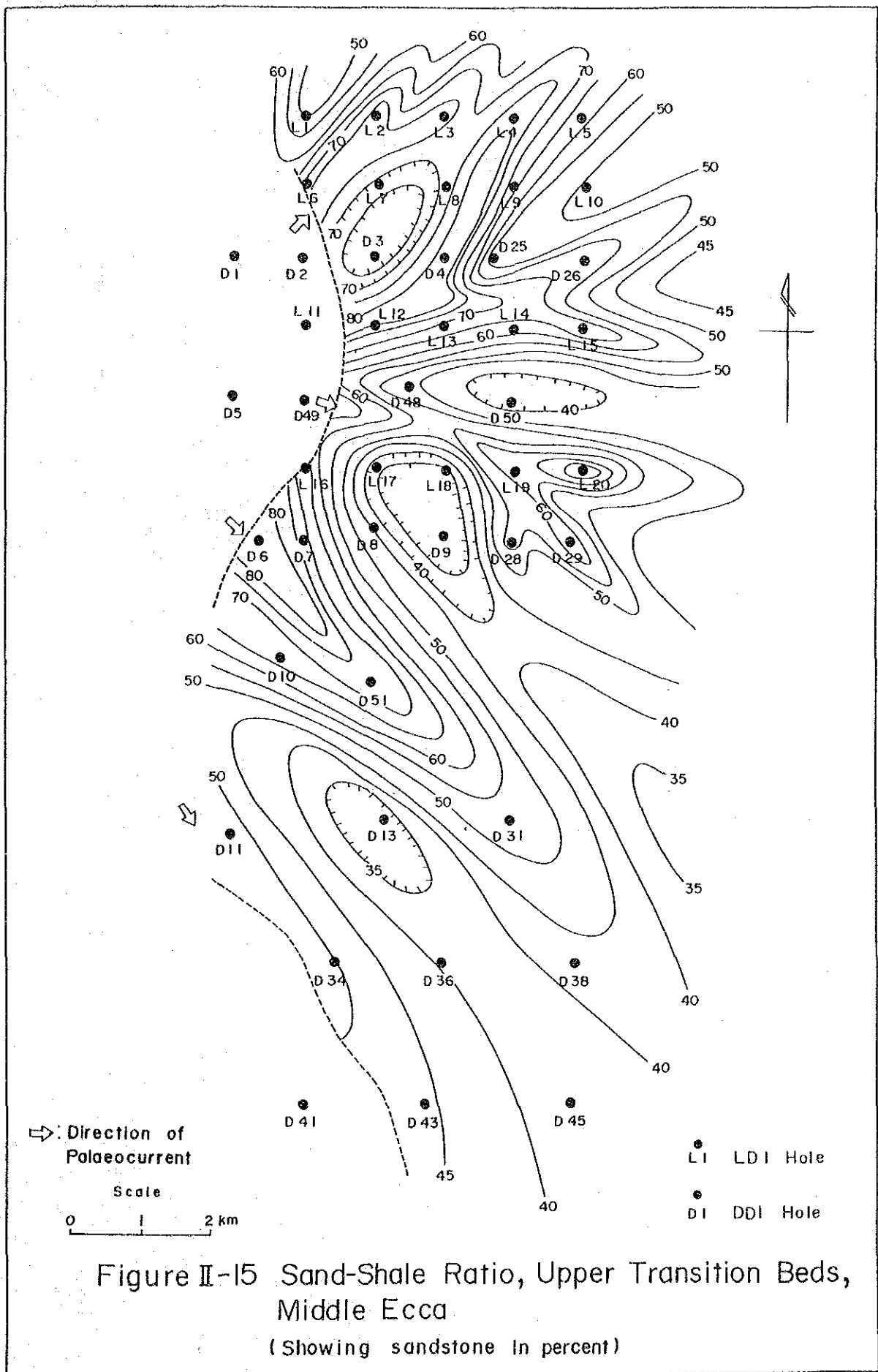


Figure II-14 Sand-Shale Ratio, Upper Sandstone, Middle Ecca
 (Showing sandstone in percent)



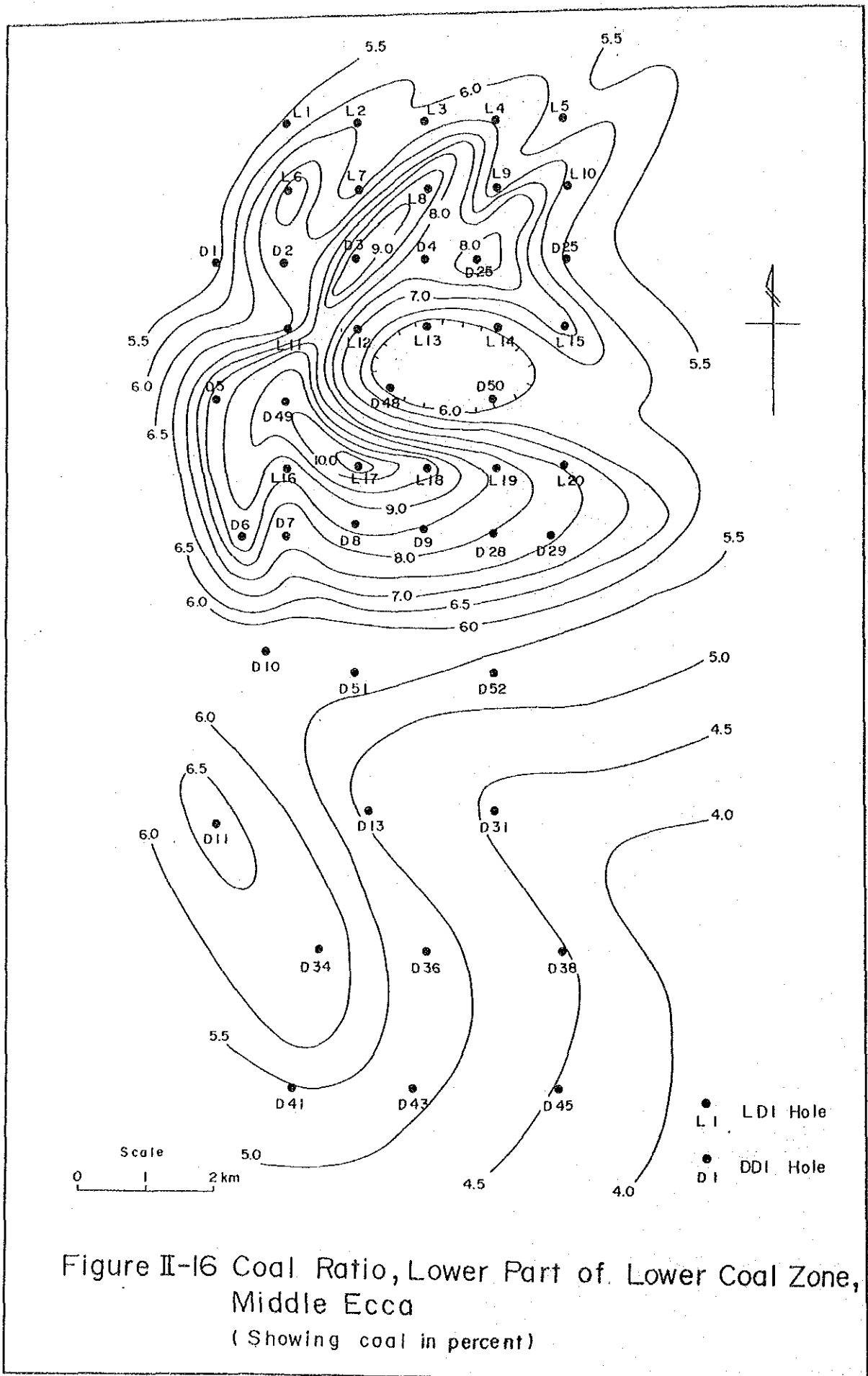


Figure II-16 Coal Ratio, Lower Part of Lower Coal Zone, Middle Ecca
(Showing coal in percent)

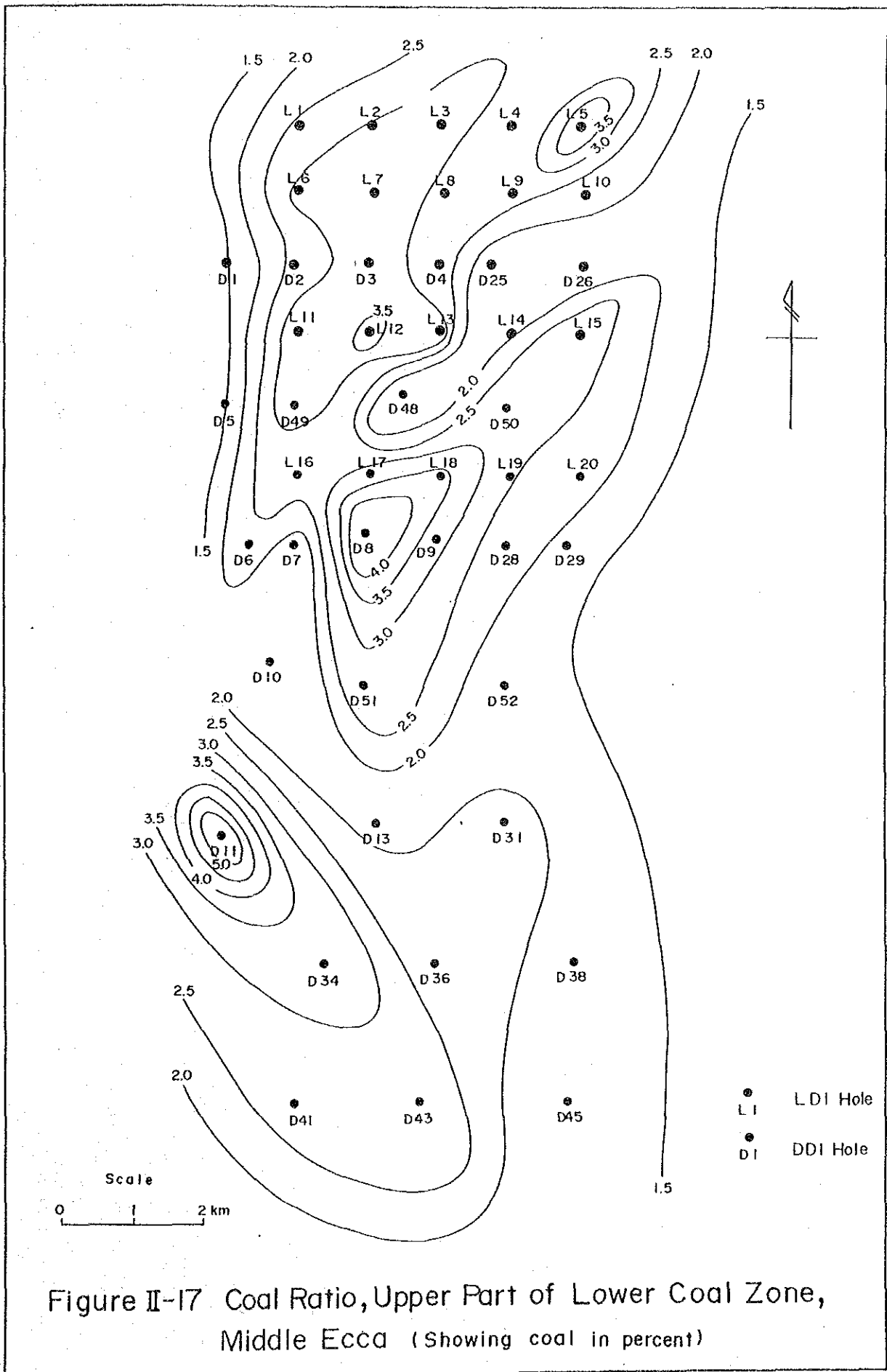


Figure II-17 Coal Ratio, Upper Part of Lower Coal Zone, Middle Ecca (Showing coal in percent)

第3章 磁気探査及び物理検層

第3章 磁気探査及び物理検層

3.1 磁気探査

試錐予定地点を中心にして東西・南北各々200mの測線上で5m毎にChemtron G3プロトン磁力計による磁気測定を行った。予定地点に著しい磁気異常がみられる場合には、測線を50m間隔でずらし同様の方法で磁気測定を実施した。このデータに基づいて、ドレライトの掘削が最少となる様に実際の試錐地点を決定した。

ドレライト岩脈の貫入が予想された為に、当初予定した試錐地点を変更したのはLD3, 5, 11, 14の4孔である。LD5では試錐予定地点にほぼ垂直に貫入するドレライト岩脈が予想されたので、磁気異常のみられない130m西方で掘削した(Figure II-18)。その結果、深度318mまではドレライトに逢着しなかった。LD14では予定位置及び西方約70mに東に急斜する岩脈が予測されたので、100m西方に試錐位置を移して掘削し、深度316mまではドレライトは出現しなかった(Figure II-19)。

一方、地表では殆ど磁気異常がみられなくても、ドレライト貫入岩体が試錐孔に出現した場合もみられた。LD4では深度60~380mに幾つかのドレライト・シル及び小岩脈が、LD7では深度10~280mに厚いドレライト・シルと岩脈が出現している。

今回の調査では東西方向の3つのラインで各々4kmにわたって磁気探査を実施した。西部では大きな磁気異常はみられないが、東部では数本のドレライト岩脈を示唆する磁気異常が認められた(Figure II-20)。一方、試錐では地表近くにドレライト・シルが確認されたLD7周辺に特徴的な磁気異常はみられなかった。

以上の様に、磁気探査によってドレライト・シルの貫入を予測するのは殆ど不可能であるが、地表の岩脈についてはほぼ推測可能であり、組織的磁気探査によって岩脈の分布状況はほぼ把握できる。

3.2 物理検層

試錐終了後、一部の試錐孔について物理検層を実施した(BPB Instruments Ltd. 実施)。測定項目は前回の5種類に比抵抗2種類を加え、Caliper, Gamma ray, Neutron-Neutron, Long spacing density(LSD), Bed resolution density(BRD), Single point resistivity, Micro resistivityの7種類である。

物理検層の結果、炭層及びドレライトについては下記の特徴が認められた。

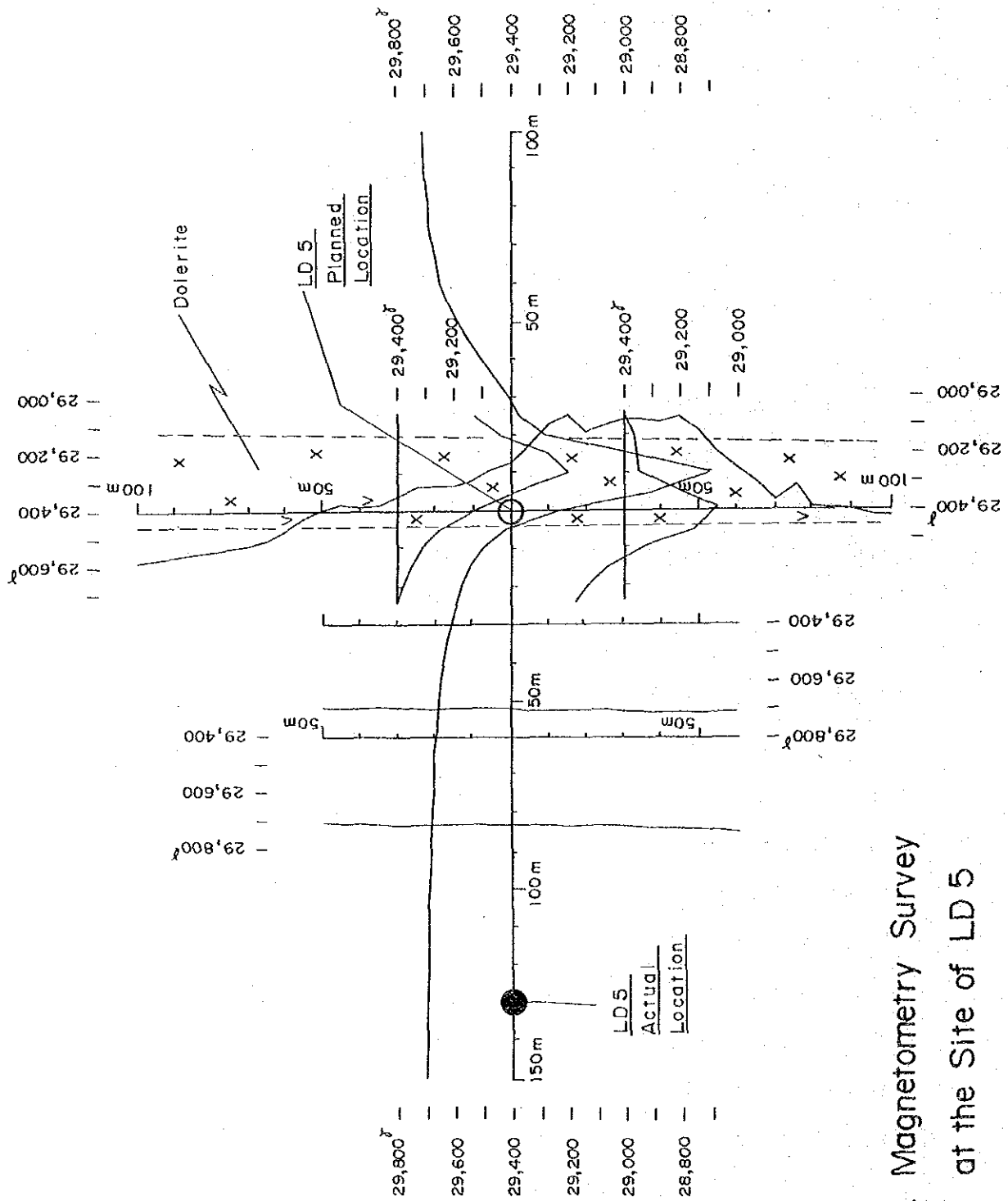


Figure II-18. Magnetometry Survey at the Site of LD 5

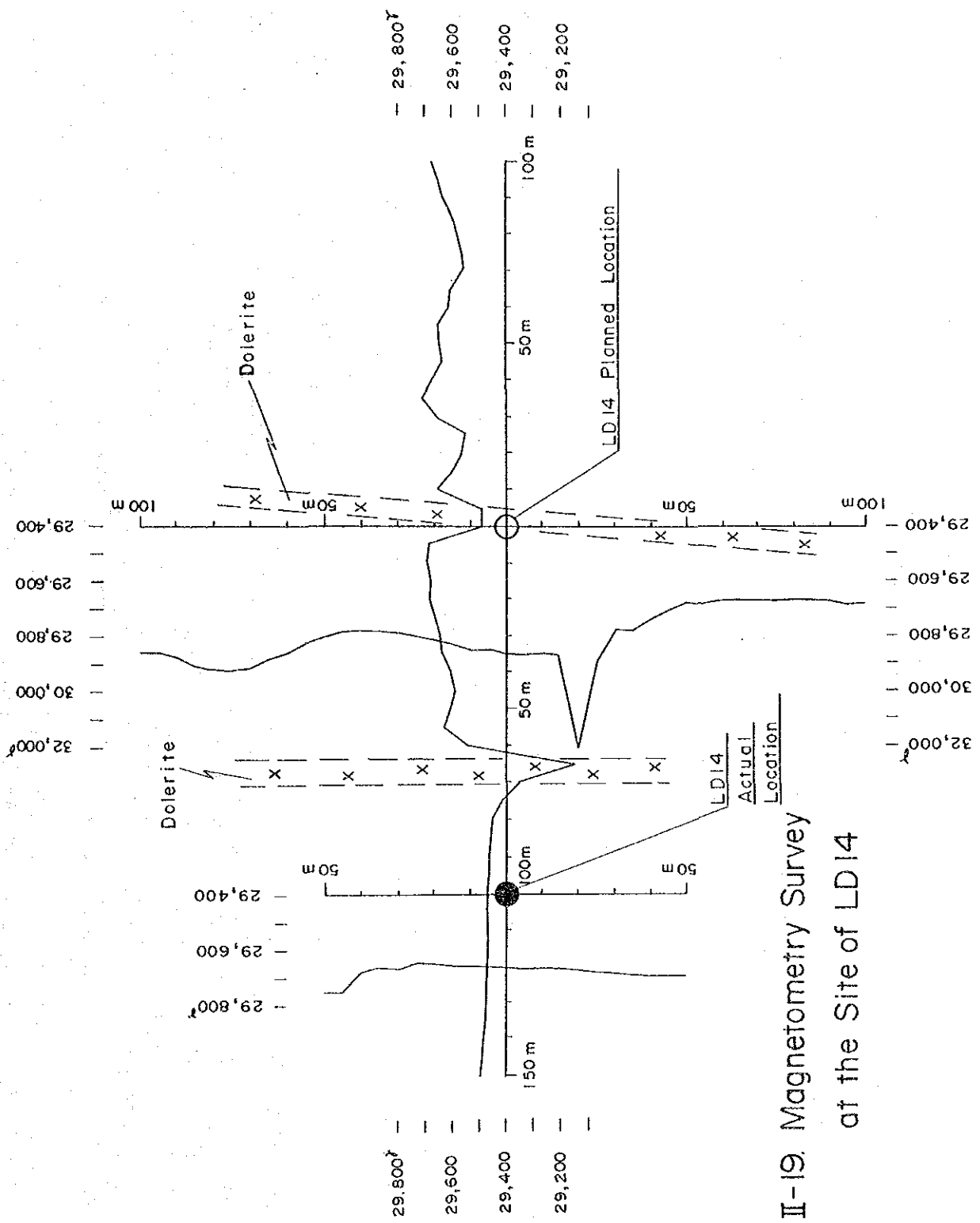


Figure II-19. Magnetometry Survey
at the Site of LD14

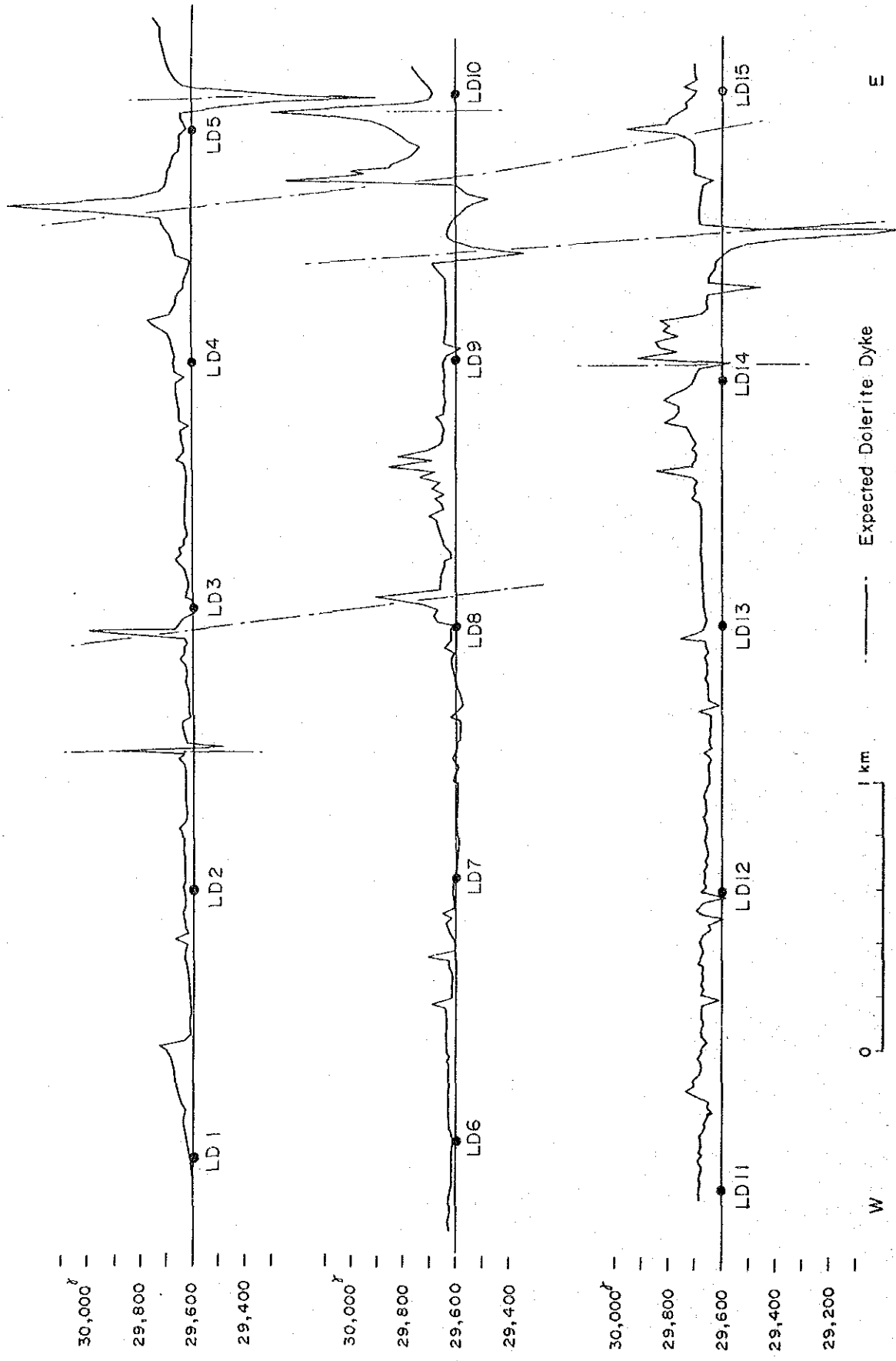


Figure II-20 Magnetometry Survey along E-W Lines

炭層	ガンマー線検層：非常に低い放射能 密度検層：非常に低い容積重、一般に $1.7g/cm^3$ 以下 中性子検層：非常に低い値（高い間隙率） 比抵抗検層：高い値
ドレライト	ガンマー線検層：非常に低い放射能 密度検層：かなり高い容積重、一般に $2.8g/cm^3$ 以上 中性子検層：安定した中位～やゝ高い値（低い間隙率） 比抵抗検層：非常に高い値

LD15 の Main Seam から Footwall 3 の層準について、物理検層の結果と地質柱状図とを対比すると Figure II-21 の通りであり、炭層及びドレライトは顕著な特性を示している。又、Main Seam 上位の粗粒砂岩はほぼ安定した特性を示している。

一方、中部 Ecca 累層のガンマー線とニュートロン=ニュートロンの複合検層では特定の層準で次の様な特性を示している (Figure II-22)。

上部 Ecca 累層 頁岩帯 (Zone 2)	{ ガンマー線検層：安定したやゝ高い値 中 性 子 検 層：安定した低い値
Upper Transition Beds 最下部頁岩層	{ ガンマー線検層：安定したやゝ高い値 中 性 子 検 層：安定した中位の値
Intermediate Marker, Main Seam 直上の粗粒砂岩層	{ ガンマー線検層：安定した中位の値 中 性 子 検 層：安定したやゝ高い値
Basal Sandstone 最上部砂岩層	{ ガンマー線検層：安定した中位の値 中 性 子 検 層：安定したやゝ高い値

Lower Coal Zone のガンマー線と Bed Resolution Density のクロス・プロットをみると、Figure II-23 に示す様に岩型によって明白に識別される。砂岩と頁岩は Bed Resolution Density はいずれも $2.50 \sim 2.78g/cm^3$ であるが、ガンマー線は頁岩は殆どが 200API 以上であり、砂岩は一般に 150API 以下である。又、炭層に頁岩質の夾みや不純物を伴う場合は頁岩の領域に向かって比重が増加し、砂質の場合は砂岩の領域に近づく。

上記の様に炭層及びドレライトの識別には物理検層が有効である事が分った。更に、上部及び中部 Ecca 累層の層準対比方法として、物理検層は有用な一手段として活用で

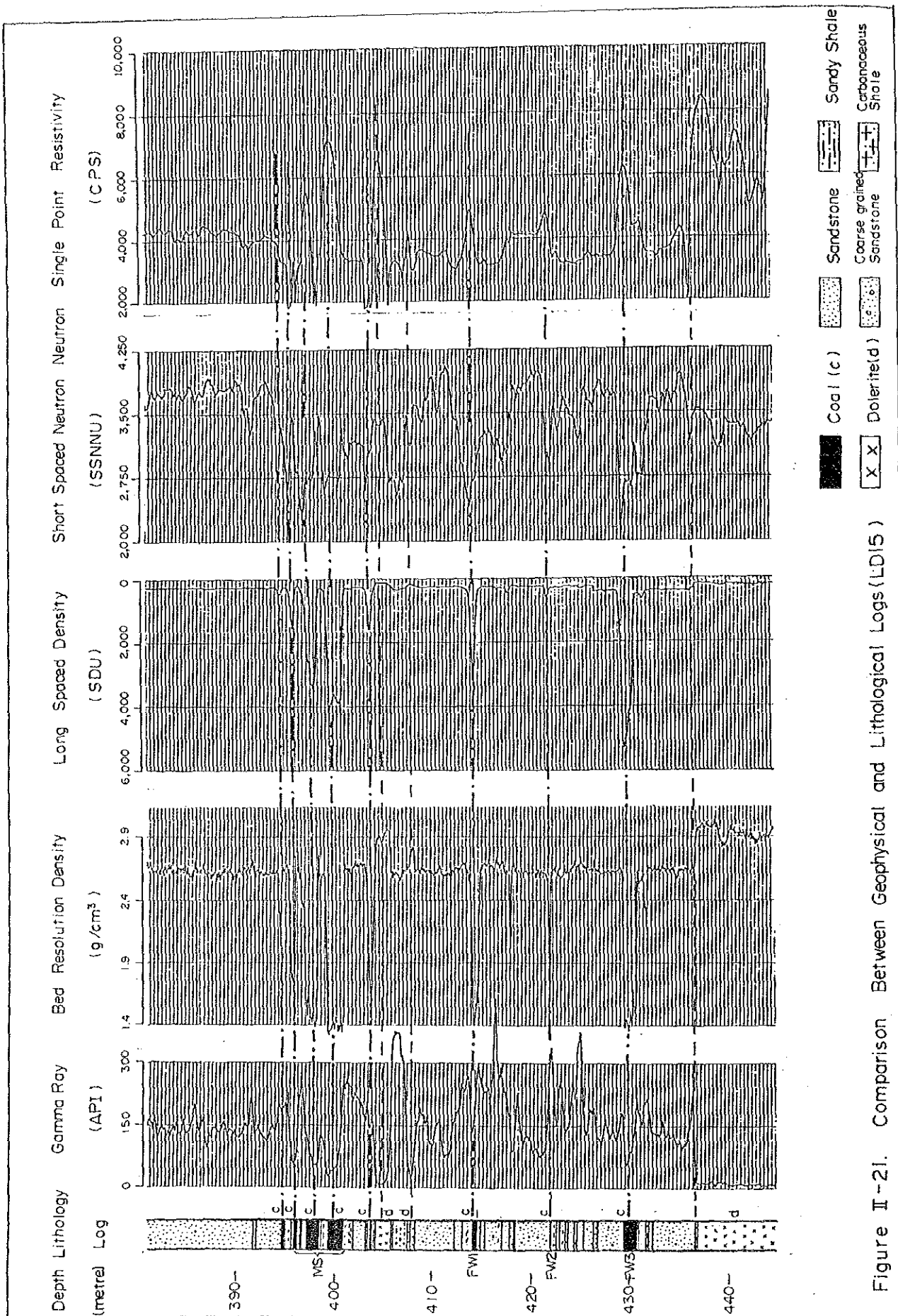
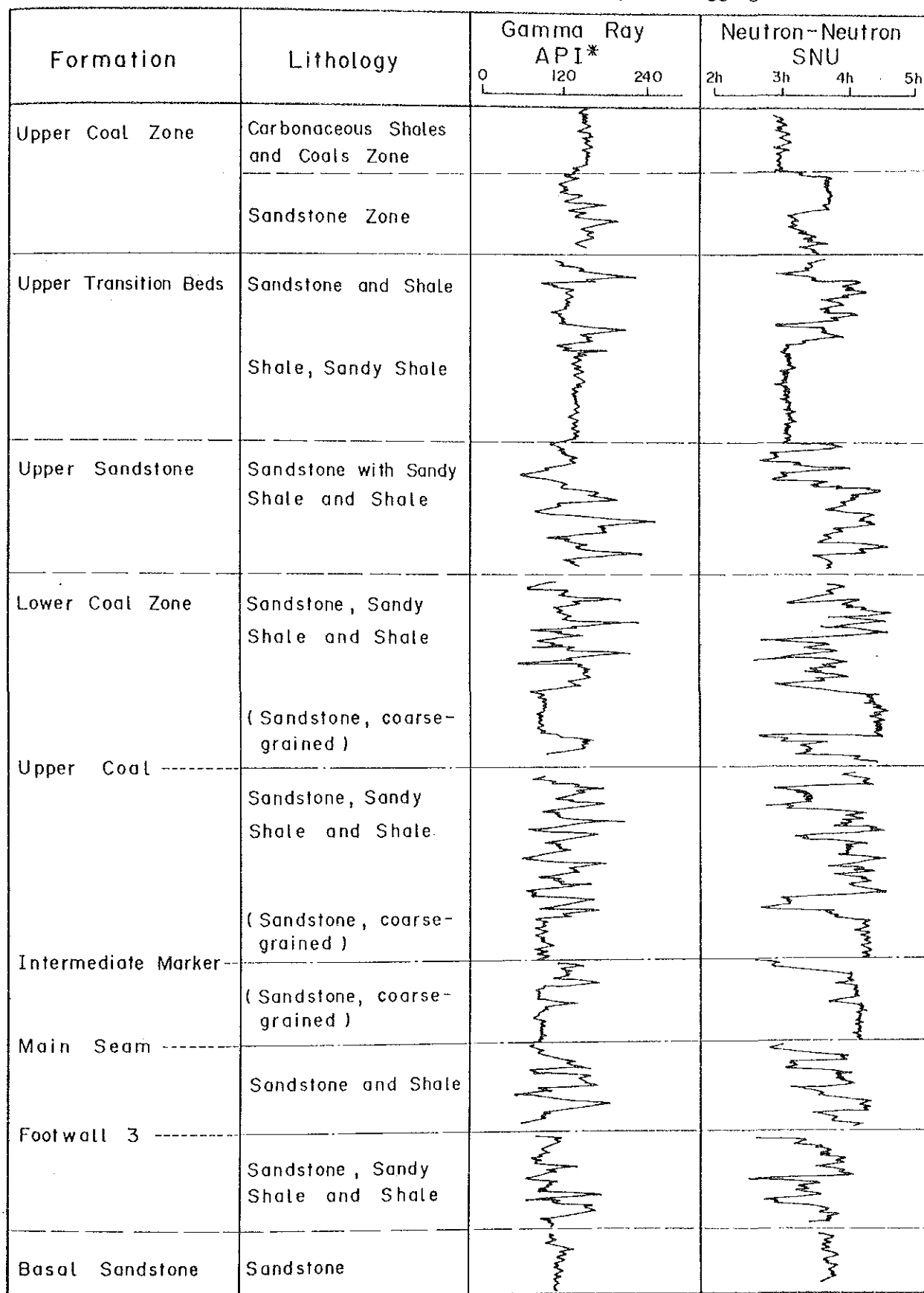


Figure II-21. Comparison Between Geophysical and Lithological Logs (LDIS)

Figure II-22 Schematic Profile of Geophysical Logging



Remarks : * Hole Size Corrected

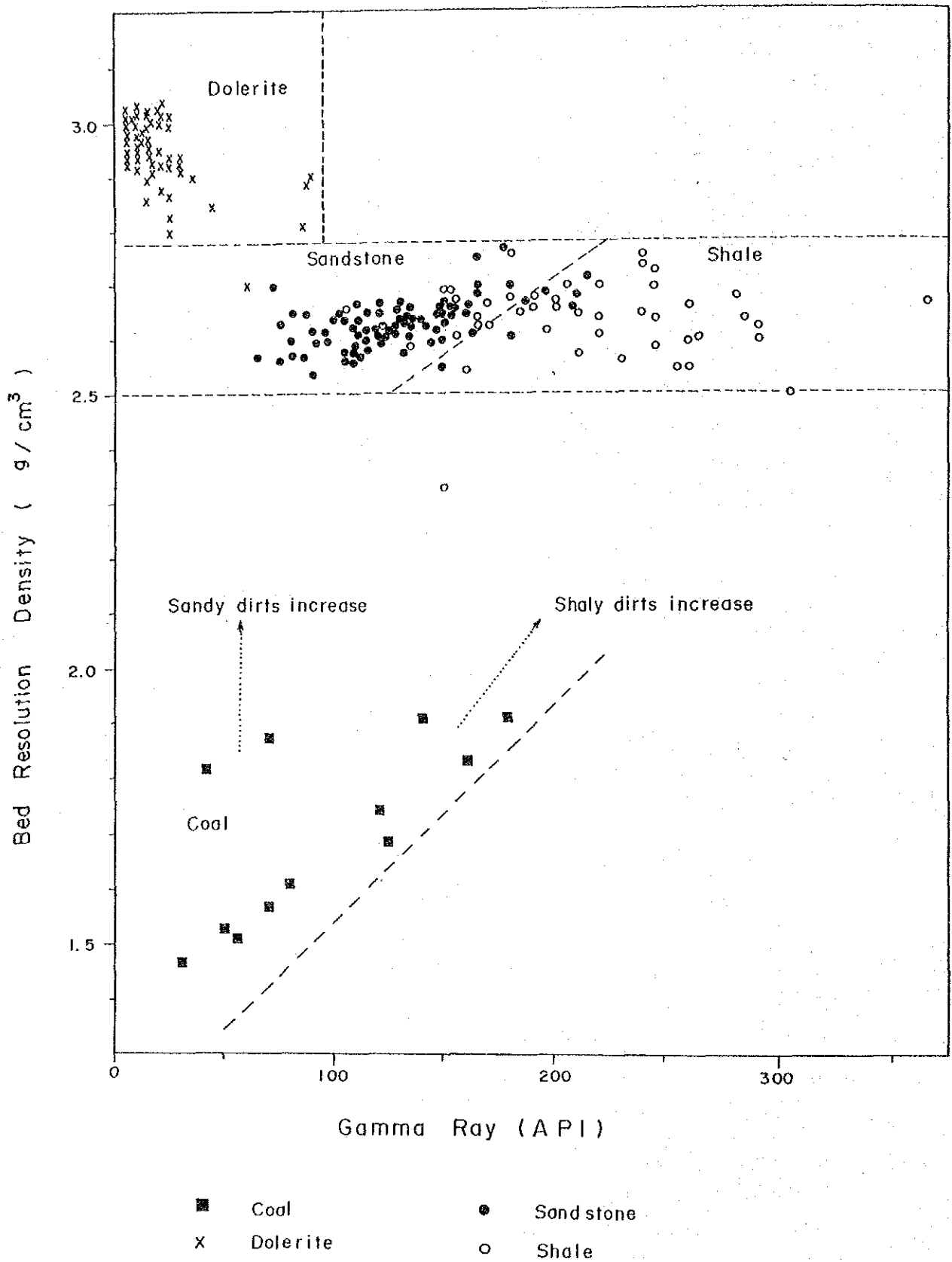


Figure II-23 Cross Plot of Bed Resolution Density and Gamma Ray, Lower Coal Zone (LD15)

きる事が判明した。Drawing 11に上部及び中部Ecca累層の典型的な物理検層特性を示す。

第4章 炭質及び炭量

第4章 炭質及び炭量

4.1 炭質

主要炭層の内、Intermediate Marker, Main Seam, Footwall 3を主として炭質の分析をスワジランド政府が行った(南アフリカのNational Institute for the Coal Research分析)。分析に供した石炭試料は合計51個である。試料の採取については、全量採取とし、炭層が厚い場合には2個以上に分けた。

分析項目は、工業分析、発熱量、全硫黄、浮沈試験、ハードグロブ指数、灰の融点、元素分析、組織分析及び反射率である。以上の分析結果をDrawing 12a~12dに示す。

次にこれらの分析結果について、前回の調査において実施した分析結果も加味して詳述する。

4.1.1 石炭の成分分析等

A. 工業分析、発熱量等

調査地域内に賦存するIntermediate Marker, Main Seam, Footwall 3の3炭層の無水無灰ベースでの平均炭質を以下に示す。尚、比重1.8の浮沈試験で歩留50%以下のものは、明らかにドレライトの影響を受けているものとして除外した。

炭層名	発熱量 (kcal/kg) [" (MJ/kg)]	固定炭素(%)	揮発分(%)
Intermediate Marker	8,218 <17> [34.4]	90.1<21>	9.9<21>
Main Seam	8,264 <15> [34.6]	90.2<27>	9.8<27>
Footwall 3	8,266 <11> [34.6]	90.1<24>	9.9<24>

注：<>内は試料数

ASTM(American Society for Testing and Materials)によれば、一部が無煙炭であることを除き、大部分は半無煙炭である。

Drawing 13a~13cに本地域におけるIntermediate Marker, Main Seam, Footwall 3の炭質図(等灰分=等揮発分図)を示す。Intermediate Markerの灰分は西部で低く、東方向へ増加する傾向にあり、揮発分は全般的に西部で高く、東方向に減少する傾向が認められる。Main Seamの灰分はほぼ東西方向に高い部分が並列してみられるが、揮発分については顕著な傾向は認められない。Footwall 3の

灰分は低い部分がC断層の北側にNE-SW方向に分布し、その両側に高い部分が見られ、揮発分は南西部で高く、周辺に向かって減少する傾向が認められる。

硫黄分はDD6のIntermediate Marker(1.67%), DD8のFootwall 3(1.37%), LD18のFootwall 3(1.25%)を除き全て1%以下と低い。

B. 元素分析

元素分析の結果からO/C-C及びH/C-Cの関係をFigure II-24, 25に示した。O/C-Cの関係は一部に一般的傾向からはずれぬものも認められるが、ほぼ安定している。一方H/C-Cの関係は、一般的傾向に比べて全体的にH/Cが低い値を示す傾向が見られる。これら一般的傾向からはずれぬものはドレライト貫入の影響によるものと思われる。

C. 灰の融点

灰の融点は、Intermediate Markerでは、一部を除き大部分は1,240~+1,400°C、Main Seamは一部を除き大部分は1,290~+1,400°C、Footwall 3はほとんどすべてが+1,400°Cを示す。

4.1.2. 浮沈試験

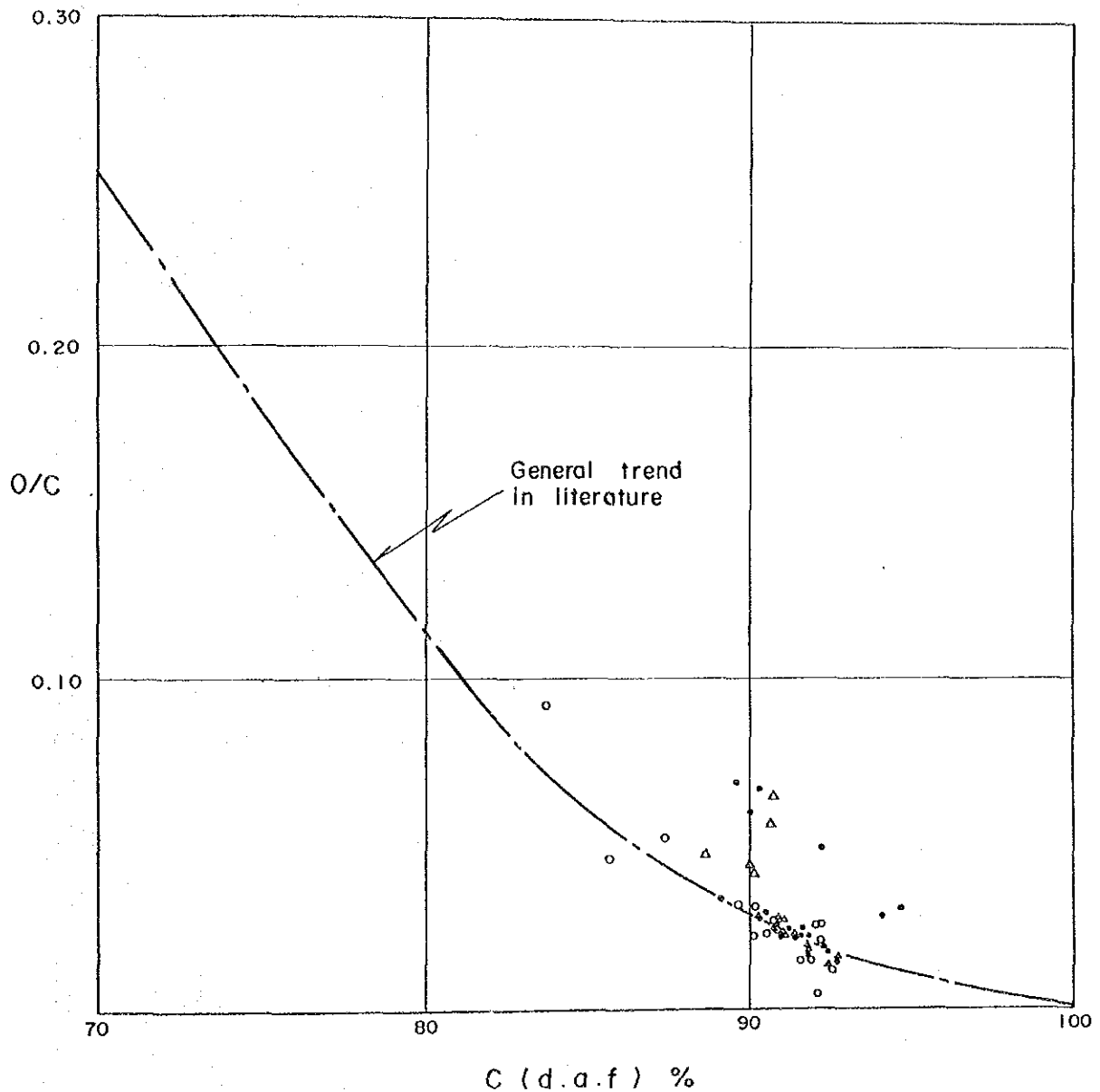
今回、浮沈試験はIntermediate Marker 15個、Main Seam 20個、Footwall 3 14個について行った。試料を+1/2_{mm}から-25_{mm}サイズ内に砕き、比重1.5, 1.6, 1.8で可選性を調べた。この内、F1.6, S1.6-F1.8, F1.8にした場合の歩留と灰分をTable II-7に示す。この結果に前回の調査における分析結果も加味して、調査地域のIntermediate Marker, Main Seam, Footwall 3の原炭ベースでの平均灰分をみると、それぞれ22.3%、22.8%、25.3%である。これらを比重1.6で選別した場合、Intermediate Markerでは平均歩留は81%で、この時の平均灰分は16.8%である。Main Seamでは、平均歩留は78%で、この時の平均灰分は13.9%である。Footwall 3では、平均歩留は61%でこの時の平均灰分は14.7%である。

4.1.3 石炭組織分析及び反射率

石炭組織分析の結果は、Exiniteグループがほとんど認められないという共通した特徴を示す。また不活性成分であるInertiniteグループが平均で34.3%と非常に多い(Table II-8)。

Vitriniteの平均最大反射率は、調査地域西部で低く、東に向かってやや高くな

Figure II-24 Relation Between O/C Ratios (in number of atoms) and Carbon Contents (d. a. f.)



- [Remarks]
- △ Intermediate Marker
 - Main Seam
 - Footwall 3

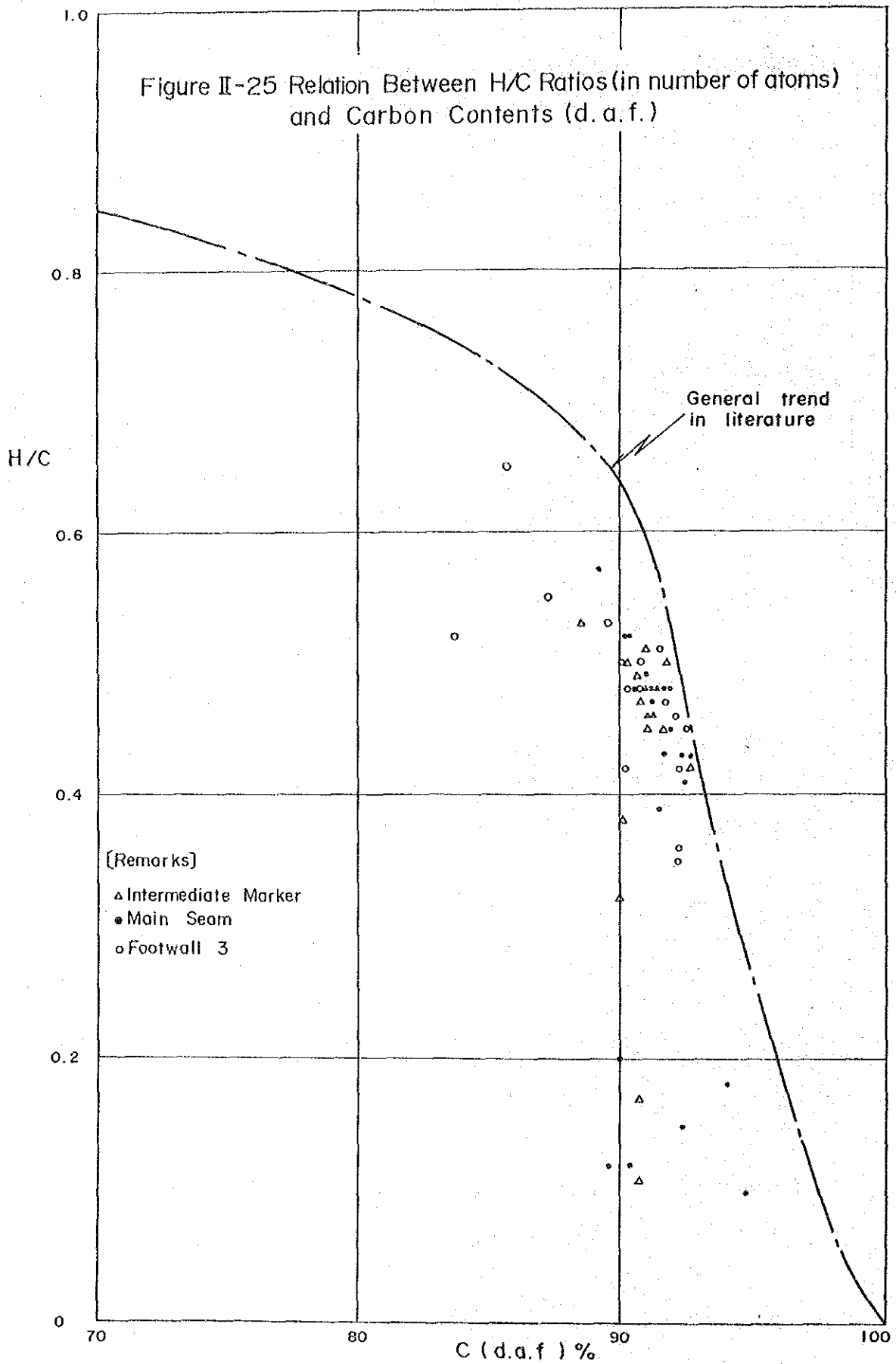


Table II-7a Result of Sink and Float Analysis

Coal Seam	Fraction Sample No.	F1.6		S1.6 - F1.8		F1.8	
		Weight (%)	Ash (%)	Weight (%)	Ash (%)	Weight (%)	Ash (%)
Intermediate Marker	LD2-1	76.7	17.1	22.7	-	99.4	-
	LD3-1	90.3	18.0	9.0	-	99.3	-
	LD5-1	76.9	17.5	21.8	31.0	98.7	20.5
	LD6-1	98.6	-	1.4	-	100.0	-
	LD8-1	0.0	0.0	8.7	13.4	8.7	13.4
	LD9-1	28.0	15.7	59.6	25.6	87.6	22.4
	LD11-1	88.7	15.4	10.1	-	98.8	17.1
	LD12-1	96.5	16.5	3.3	-	99.8	-
	LD13-1	0.0	0.0	87.5	24.0	87.5	24.0
	LD14-1	30.2	14.8	12.2	35.4	42.4	20.8
	LD16-1	95.8	17.2	3.9	-	99.7	-
	LD17-1	87.8	16.7	7.4	34.1	95.2	18.0
	LD18-1	72.6	16.4	10.3	32.8	82.9	18.5
	LD19-1	88.6	17.2	10.0	-	98.6	-
LD20-1	71.7	19.4	13.6	32.7	85.3	21.5	
Main Seam	LD6-2	73.3	11.9	17.7	24.6	91.0	14.4
	LD8-2	0.0	0.0	19.0	14.6	19.0	14.6
	LD11-2A	92.8	20.3	5.3	30.4	98.1	20.8
	LD11-2B	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0
	LD12-2A	0.0	0.0	9.1	18.4	9.1	18.4
	LD12-2B	0.0	0.0	15.1	-	15.1	-
	LD12-2C	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0
	LD13-2A	0.0	0.0	86.2	20.9	86.2	20.9
	LD13-2B	0.0	0.0	35.9	25.4	35.9	25.4
	LD15-2A	58.6	14.2	25.7	27.7	84.3	18.3
	LD15-2B	95.2	10.8	4.0	30.5	99.2	11.6
	LD16-2	46.4	17.0	21.5	39.0	67.9	24.0
	LD17-2A	67.3	15.4	20.6	35.4	87.9	20.1
	LD17-2B	87.6	12.1	8.8	33.8	96.4	14.1
	LD18-2A	69.6	14.7	13.2	34.0	82.8	17.8
	LD18-2B	84.1	13.1	9.4	37.1	93.5	15.5
	LD19-2A	70.2	14.0	20.1	36.6	90.3	19.0
LD19-2B	72.1	12.5	8.8	33.7	80.9	14.8	
LD20-2A	77.2	18.3	14.0	33.2	91.2	20.6	
LD20-2B	80.5	12.7	6.3	30.6	86.8	14.0	

* Size of coal washed 1/2 mm - 25 mm

* Tested by National Institute for Coal Research

* Table II-7b Result of Sink and Float Analysis

Coal Seam	Fraction Sample No.	F1.6		S1.6 - F1.8		F1.8	
		Weight (%)	Ash (%)	Weight (%)	Ash (%)	Weight (%)	Ash (%)
Footwall 3	LD2-3	12.2	14.6	6.6	37.1	18.8	22.5
	LD3-3	53.5	14.9	10.8	33.1	64.3	18.0
	LD4-3	58.1	14.3	16.3	33.1	74.4	18.4
	LD5-3	90.4	13.7	6.0	27.6	96.4	14.6
	LD6-3	43.2	15.0	16.2	27.6	59.4	18.4
	LD7-3	42.2	14.0	46.3	23.9	88.5	19.2
	LD8-3	48.7	16.5	5.6	32.0	54.3	18.1
	LD11-3	75.4	14.2	17.9	33.6	93.3	17.9
	LD14-3	26.1	14.0	59.0	24.3	85.1	21.2
	LD15-3	75.1	13.6	19.0	28.4	94.1	15.7
	LD17-3	82.5	15.5	6.5	31.3	89.0	16.7
	LD18-3	70.5	16.7	9.7	28.6	80.2	18.2
	LD19-3	61.2	13.6	24.9	31.3	86.1	18.7
	LD20-3	69.2	15.7	19.6	31.7	88.8	19.2

* Size of coal washed 1/2 mm - 25 mm

* Tested by National Institute for Coal Research

Table II-8b Petrographic Analysis

Sample No.	LD14-1	LD14-3	LD16-1	LD16-2	LD17-1	LD17-2A	LD17-2B	LD17-3	LD18-1	LD18-2A	LD18-2B	LD18-3	LD19-1	LD19-2A	LD19-2B	LD19-3	LD20-1	LD20-2A	LD20-2B	LD20-3	
* Coal Seam	I	F	I	M	I	M	M	F	I	M	M	F	I	M	M	F	I	M	M	F	
Maceral Analysis																					
Vitrinite	28.1	39.0	28.5	23.7	21.5	41.6	38.9	44.0	17.8	37.1	34.7	26.9	20.0	31.6	30.2	42.7	17.6	37.3	26.0	33.0	
Exinite	0.5	0.6	0.2	0.3	0.1	0.4	0.1	0.0	0.0	1.2	0.5	0.0	0.3	0.6	0.6	0.0	0.0	0.0	0.0	0.5	
RSP	8.9	15.9	45.1	33.7	42.1	31.3	31.8	11.6	28.0	30.9	26.9	34.0	50.7	33.4	35.3	26.0	48.6	31.4	27.2	32.1	
Semitovinite	28.0	38.6	23.3	18.9	30.3	23.0	19.0	40.4	49.4	25.8	21.5	19.9	28.0	27.4	30.8	23.5	27.2	22.3	35.5	28.0	
Macrinite																					
Micrinite																					
Sclerotinite																					
Visible Minerals																					
	33.5	5.9	2.9	18.4	6.0	3.8	10.2	4.0	4.8	5.0	16.4	9.2	1.3	7.0	2.6	7.8	6.6	9.0	9.3	6.4	
Reflectance Measurements																					
% Ro	2.616	2.638	2.191	2.147	2.016	2.208	2.075	2.118	2.170	2.297	2.457	2.315	2.396	2.453	2.475	2.430	2.748	2.941	2.712	2.627	
% Ro max.	min. 1.2																				
% Ro Deviation	0.173	0.190	0.218	0.235	0.153	0.201	0.195	0.164	0.191	0.205	0.375	0.154	0.195	0.200	0.201	0.179	0.245	0.435	0.224	0.226	
% Ro Classes:																					
-1.5	2																				
1.5			1			2	1														
1.6																					
1.7																					
1.8																					
1.9																					
2.0																					
2.1																					
2.2																					
2.3																					
2.4																					
2.5																					
2.6																					
2.7																					
2.8																					
2.9																					
3.0																					
3.1																					
3.2																					
3.3																					
3.4																					
3.5																					
3.6																					
3.7																					
3.8																					
3.9																					
4.0																					
4.0 -																					

* I Intermediate Marker
M Main Seam
F Footwall 3

Analyzed by National Institute for Coal Research.

る傾向がみられる。又、近くにドレライトの貫入がある場合には、反射率が著しく高くなる傾向が認められる。

平均最大反射率と「固定炭素／固定炭素＋揮発分」との関係を図 II-26 に示す。図中、破線で示した境界は、浮沈試験の比重1.6における歩留を示す。「固定炭素／固定炭素＋揮発分」が高くなると平均最大反射率も高くなる傾向がみられる。比重1.6における歩留は、平均最大反射率=4.0付近を境として急激に減少しており、ドレライト貫入の熱による影響を極めて良く反映している。

4.1.4 炭質の評価

調査地域及びムバカ炭鉱の Main Seam の平均炭質を次に示す。

	調査地域	ムバカ炭鉱
水分 (%)	1.4	1.3
灰分 (%)	13.9	14.0
固定炭素 (%)	76.9	72.0
揮発分 (%)	7.7	12.7
全硫黄 (%)	0.43	0.35
発熱量 (kcal/kg)	7,108	6,745
発熱量 (MJ/kg)	29.7	28.2
歩留 (%)	78.0	75.0

(比重1.6で選別した場合)

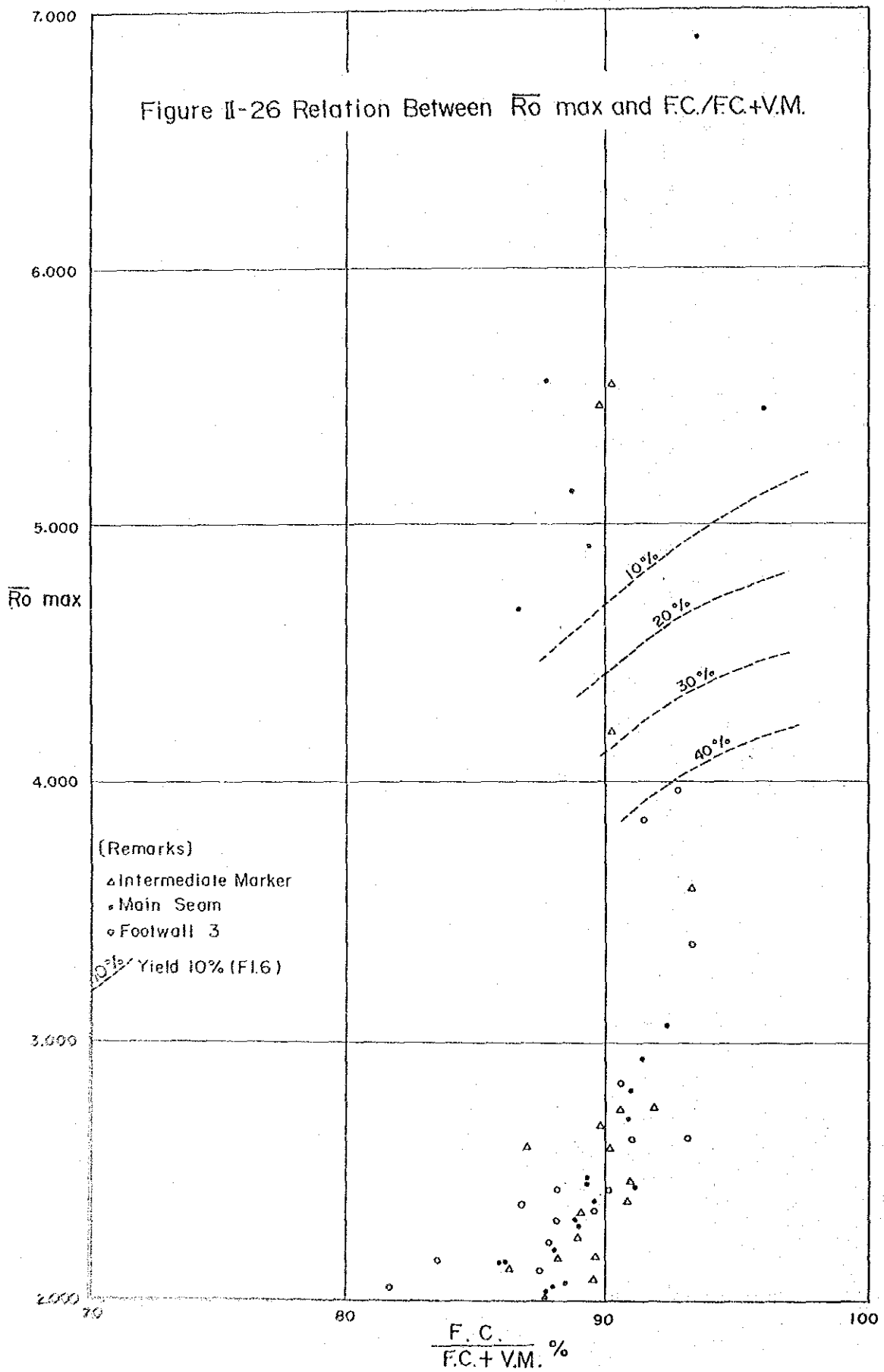
以上のように調査地域の石炭は、ムバカ炭鉱のものと比較して遜色がなく、むしろ発熱量が高く、揮発分は低い。さらに、南アフリカ共和国ナタール州無煙炭ともほぼ同じ炭質である。

従って、本地域の石炭は石灰焼成用、カーバイド用、フェロアロイ用、煉炭・豆炭用、セメント焼成用、火力発電用、暖房・厨房用等の幅広い市場性を有している。

4.2 炭 量

4.2.1 炭量計算基準

炭量計算の範囲は今回調査を行ったルブク地域北部 (DD6~DD29ライン以北)



の東西及び南北各々約6kmの区域とし、西限はルブク断層とした。前回は埋蔵炭量だけの計上に留めたが、今回は炭鉱開発素案作成の為に開発対象となるMain Seamについては可採炭量の計算も行った。

1) 炭量の区分

炭量計算に際しては炭層賦存の確実性に基づいて次の様に区分した。この区分はスワジランド炭田における複雑なドレライトの貫入状況を考慮して、スワジランド地質調査鉱山局と検討の上、本炭田に適用する基準として決めたものである。

(イ) 確定炭量

炭層の状況及びその拡がりが確認された炭量で、観察点から125mの範囲内にあるもの。

(ロ) 推定炭量

炭層状況及び連続性が地質的に適正な範囲で推定される炭量で、観察点から250m以内にあるもの。

(ハ) 予想炭量

その地域の全般的な地質情報より予想される炭量で、確定及び推定炭量の計算に使用した観察点から炭層の連続が見込めるもの。尚、観察点で、断層により炭層の一部しか確認出来ない場合は全て予想とした。

2) 炭量の計上範囲

炭層が全般に厚く、調査地域全体にわたって発達している主要3炭層(Intermediate Marker Seam, Main Seam, Footwall 3 Seam)について、原則として山丈1.0m以上の部分について炭量を計上した。尚、下記の内容は炭量計算の対象から除外した。

- i. 炭丈/山丈が70%未満の部分。但し、周辺の炭層賦存状況より採炭可能とみられる場合は炭丈/山丈が50%未満の部分。
- ii. 断層に伴う無炭部分。
- iii. ドレライトの貫入により炭層の賦存が見込めない部分。

3) ブロック

炭量の区分並びに主要断層、炭層賦存のレベル及び炭層厚によってブロック

を決定した。尚、西側境界以外の境界は各試錐地点を中心とする多角形法により、試錐地点から最高1 kmまでとした。

4) レベル

レベルは+100m(海拔)以浅、+100m~±0m、±0m~-100m、-100m~-200m、-200m以深の5分割とした。

5) 面積

開発対象となるMain Seamについては縮尺1/10,000、その他の炭層については1/25,000炭量計算図上でプランメーターにより求積した。

6) 傾斜

各炭層の等深線より各ブロックの炭層傾斜を求めた。尚、炭層の傾斜は5度以内が殆どなので、傾斜換算率は使用しなかった。

7) 炭層厚

確定及び推定ブロックについては各試錐孔で確認した山丈をそれぞれの炭層厚とした。予想ブロックについては炭層等厚線図より求めた平均炭層厚を使用した。又、断層或いはドレライトに逢着して炭層が出現しなかった試錐孔で代表されるブロックについては、炭層等厚線図から当該ブロックの炭層厚を求めた。尚、炭層の傾斜は5度以内が殆どなので真厚への換算はしていない。

8) 比重

現在までに採取した石炭試料の実測比重平均値1.55を一律に採用した。尚、分析結果によると灰分20%程度で比重1.55である。

9) 理論埋蔵炭量

理論埋蔵炭量

$$= \text{面積} \times \text{炭層厚} \times \text{比重}(1.55)$$

10) 安全率

安全率は炭層、地質構造及びドレライト貫入の安定度、及び調査精度による地質的安全率、並びにドレライト貫入に伴う焼きつき等のドレライト・ファクターから次の様に決めた。

炭量区分	地質的安全率	ドレライト・ファクター	安全率
確定ブロック	95%	80%	76%
推定ブロック	85%	80%	68%
予想ブロック	70%	80%	56%

11) 埋蔵炭量

埋蔵炭量 = 理論埋蔵炭量 × 安全率

12) 可採率

可採率は採炭方式、保安炭柱等を考慮しモデル・ケースから求めた60%を一律に採用する。

13) 可採炭量

可採炭量 = 埋蔵炭量 × 可採率

4.2.2 炭 量

上述の炭量計算基準に基づいて計算したルブク地域北部における主要3炭層の埋蔵炭量は次の通りである。尚、炭量は断層の分布を考慮して次の3区域に分けて計上した。

区域Ⅰ：“A”断層の北側

区域Ⅱ：“A”断層の南側

区域Ⅲ：“C”断層の東側

炭量計算の詳細はTable II-9に示す。

A. Main Seam

1

Table II-9 Coal Reserves Calculation

Area	Classification	Block No.	Level (metre)	Reserves Area (x10 ³ m ²)	Thickness (metre)	Volume Calculated (x10 ³ m ³)	Specific Gravity	Theoretical Reserves (x10 ³ tons)	Safety Factor (%)	Reserves (x10 ³ tons)	Mining Recovery (%)	Minable Reserves
I	Measured	D5	>+100	49	4.99	245 (sub total)	1.55	380 (380)	76	289 (289)	60	173 (173)
		L6	+100 ~ ±0	49	3.10	152		236		179		107
		D2		49	1.67	82		127		97		58
		D3		49	4.14	203		315		239		143
		L11		49	3.06	150		233		177		106
		L12		49	1.92	94		146		111		67
		D49		49	4.65	228		353		268		162
		L16-A		6	0.67	4 (sub total)		6 (1,416)		5 (1,076)		3 (646)
		L8	±0 ~ -100	49	1.68	82		127		97		58
		D4-B		49	4.70	230		357		271		164
		D25-A		49	3.87	190		295		224		134
		L13		49	2.93	144		223		169		101
		D48-A		25	1.36	34		53		40		24
		L16-B		19	0.67	13 (sub total)		20 (1,075)		15 (816)		9 (490)
	Total							2,871		2,181		1,309

A. Main Seam

2

Area	Classification	Block No.	Level (metre)	Reserves Area (x103 m ²)	Thickness (metre)	Volume Calculated (x103 m ³)	Specific Gravity	Theoretical Reserves (x103 tons)	Safety Factor (%)	Reserves (x103 tons)	Mining Recovery (%)	Minable Reserves
I	Indicated	D5	>+100	147	4.99	734	1.55	1,138	68	775	60	465
		L11-A		24	3.06	73 (sub total)		113 (1,251)		77 (852)		46 (511)
		L6	+100~±0	147	3.10	456		707		481		239
		D2		147	1.67	245		380		258		155
		D3		147	4.14	609		944		642		385
		D4-A		22	4.70	103		160		109		65
		L11-B		123	3.06	376		583		396		238
		L12		147	1.92	282		437		297		178
		L13-A		30	2.93	88		136		92		55
		D49		147	4.55	684		1,060		721		433
		L16-A		56	0.67	38 (sub total)		59 (4,466)		40 (3,036)		24 (1,822)
		L8	±0~-100	147	1.68	247		383		260		156
		D4-B		125	4.70	588		911		619		371
		D25-A		124	3.87	480		744		506		304
		L13-B		117	2.93	343		532		362		217
		L14-A		7	0.39	3		5		3		2
		D48-A		74	1.36	101		157		107		64
		L16-B		18	0.67	12 (sub total)		19 (2,751)		13 (1,870)		8 (1,122)
		D25-B	-100~-200	23	3.87	89 (sub total)		138 (138)		94 (94)		56 (56)
	Total							8,606		5,852		3,511

A. Main Seam

3

Area	Classification	Block No.	Level (metre)	Reserves Area (x10 ³ m ²)	Thickness (metre)	Volume Calculated (x10 ³ m ³)	Specific Gravity	Theoretical Reserves (x10 ³ tons)	Safety Factor (%)	Reserves (x10 ³ tons)	Mining Recovery (%)	Minable Reserves				
I	Inferred	a1	> +100	1,154	4.70	5,424	1.55	8,407	56	4,708	60	2,825				
		a2		440	4.25	1,870		2,899		1,623		974				
		a3		375	3.75	1,406		2,179		1,220		732				
		a4		195	3.25	634		983		550		330				
					(sub total)			(14,468)				(8,101)		(4,861)		
		b1	+100 ~ ±0	1,330	4.70	6,251		9,639		5,426		3,255				
		b2		8	4.50	36		56		31		19				
		b3		375	4.25	1,594		2,471		1,384		830				
		b4		715	4.25	3,039		4,710		2,638		1,583				
		b5		698	4.25	2,967		4,599		2,575		1,545				
		b6		2,434	3.75	9,128		14,148		7,924		4,754				
b7	330	3.25		1,073	1,663	931	559									
b8	940	3.25		3,055	4,735	2,652	1,591									
b9	255	2.75		701	1,087	609	365									
b10	190	2.75		523	1,011	454	272									
b11	80	2.25		180	279	156	94									
			(sub total)		(44,248)		(24,780)		(14,867)							
		c1	±0 ~ -100	120	4.70	564	874	489	293							
		c2		7	4.70	33	51	29	17							
		c3		13	4.25	55	85	48	29							
		c4		175	4.25	744	1,153	646	388							
		c5		470	4.25	1,998	3,097	1,734	1,040							
		c6		135	3.75	506	784	439	263							
		c7		270	3.75	1,013	1,570	879	527							
		c8		855	3.75	3,206	4,969	2,783	1,670							
		c9		190	3.25	618	958	536	322							
		c10		315	3.25	1,024	1,587	889	533							
		c11		1,045	3.25	3,396	5,264	2,948	1,770							
		c12		140	2.75	385	597	334	200							
				(sub total)		(20,989)		(11,754)		(7,052)						
		d1	-100 ~ -200	285	3.75	1,069	1,657	928	557							
		d2		1,300	3.25	4,225	6,547	3,667	2,201							
		d3		690	2.75	1,898	2,941	1,647	988							
				(sub total)		(11,147)		(6,242)		(3,746)						
	Total					96,852		50,877		30,526						

A. Main Seam

4

Area	Classification	Block No.	Level (metre)	Reserves Area (x10 ³ m ²)	Thickness (metre)	Volume Calculated (x10 ³ m ³)	Specific Gravity	Theoretical Reserves (x10 ³ tons)	Safety Factor (%)	Reserves (x10 ³ tons)	Mining Recovery (%)	Minable Reserves		
II	Measured	L14-B	±0~-100	49	0.39	19	1.55	29	76	22	60	13		
		D48-B		24	1.36	33		51		39		23		
		L16-C		24	0.67	16		25		19		11		
		L17		49	4.88	239		370		282		170		
		L18		49	4.69	230		357		272		163		
		D6		49	4.26	209		324		246		148		
		D7		49	2.84	139		215		163		98		
		D8		28	2.11	59		91		69		41		
						(sub total)		(1,462)		(1,112)				(667)
				L15	-100~-200	49	1.77	87		135		103		62
				D50		49	3.03	148		229		174		104
				L19		49	3.71	182		282		214		128
				L20		49	2.21	108		167		127		76
				D28		49	2.35	115		178		135		81
				D29		49	3.93	193		299		227		137
								(sub total)		(1,290)		(980)		(588)
	Total							2,752		2,092		1,255		

A. Main Seam

5

Area	Classification	Block No.	Level (metre)	Reserves Area (x10 ³ m ²)	Thickness (metre)	Volume Calculated (x10 ³ m ³)	Specific Gravity	Theoretical Reserves (x10 ³ tons)	Safety Factor (%)	Reserves (x10 ³ tons)	Mining Recovery (%)	Minable Reserves
II	Indicated	L18	> +100	147	4.69	699	1.55	1,068	68	726	60	435
		D6-B		112	4.26	477 (sub total)		739 (1,807)		503 (1,229)		302 (737)
		D6-A	+100~±0	35	4.26	149 (sub total)		231 (231)	157 (157)	94 (94)		
		L14-B	±0~-100	140	0.39	55		85	58	35		
		D48-B		73	1.36	99		153	104	62		
		L16-C		73	0.67	49		76	52	31		
		L17		147	4.88	717		1,111	755	453		
		D7		147	2.84	417		646	439	263		
		D8		79	2.11	167 (sub total)		259 (2,330)	176 (1,584)	106 (950)		
		L15	-100~-200	147	1.77	260		403	274	164		
		D50		147	3.03	445		690	469	281		
		L19		147	3.71	545		845	575	345		
		L20		147	2.21	325		504	343	206		
		D28		147	2.35	345		535	364	218		
D29		147	3.93	578 (sub total)		896 (3,873)	609 (2,634)	366 (1,580)				
	Total					8,241	5,604	3,361				

A. Main Seam

6

Area	Classification	Block No.	Level (metre)	Reserves Area (x10 ³ m ²)	Thickness (metre)	Volume Calculated (x10 ³ m ³)	Specific Gravity	Theoretical Reserves (x10 ³ tons)	Safety Factor (%)	Reserves (x10 ³ tons)	Mining Recovery (%)	Minable Reserves
II	Inferred	e1	+100~±0	520	4.25	2,635	1.55	4,084	56	2,287	60	1,372
		e2		275	3.75	1,031 (sub total)		1,598 (5,682)		895 (3,182)		537 (1,909)
		f1	±0~-100	660	4.70	3,102		4,808		2,692		1,615
		f2		20	4.70	94		146		82		49
		f3		38	4.25	162		251		141		85
		f4		227	4.25	965		1,496		838		503
		f5		420	4.25	1,785		2,767		1,550		930
		f6		550	4.25	2,338		3,624		2,029		1,217
		f7		815	3.75	3,056		4,737		2,653		1,592
		f8		165	3.75	619		959		537		322
		f9		140	3.75	525		814		456		274
		f10		550	3.25	1,738		2,771		1,552		931
		f11		140	3.25	453		705		395		237
		f12		235	3.25	751		1,184		663		388
		f13		465	2.75	1,279		1,982		1,110		666
		f14		160	2.75	440		682		382		229
		f15		100	2.75	275		426		239		143
		f16		60	2.75	165		256		143		86
		f17		50	2.75	138		214		120		72
		f18		20	2.25	45		70		39		23
f19		275	2.25	619	959	537	322					
f20		465	2.25	1,046 (sub total)	1,621 (30,472)	908 (17,066)	545 (10,239)					
		e1	-100~-200	30	4.50	135		209		117		70
		e2		530	4.25	2,253		3,492		1,956		1,174
		e3		840	3.75	3,150		4,883		2,734		1,640
		e4		460	3.70	1,702		2,638		1,477		886
		e5		45	3.70	167		259		145		87
		e6		1,120	3.25	3,640		5,642		3,160		1,896
		e7		1,195	3.25	3,884		6,020		3,370		2,032
		e8		415	2.75	1,141		1,769		991		595
		e9		165	2.75	454		704		394		236
		e10		1,310	2.75	3,503		5,585		3,128		1,877
		e11		330	2.75	908		1,407		788		473
		e12		380	2.75	1,045		1,620		907		544
		e13		345	2.75	949		1,471		824		494

B. Intermediate Marker

8

Area	Classification	Block No.	Level (metre)	Reserves Area (x10 ³ m ²)	Thickness (metre)	Volume Calculated (x10 ³ m ³)	Specific Gravity	Theoretical Reserves (x10 ³ tons)	Safety Factor (%)	Reserves (x10 ³ tons)			
I	Measured	D2	> +100	49	1.58	77	1.55	119	76	90			
		L11		49	1.59	78		121		92			
		D5		49	2.06	101		157		119			
		D49-A		40	1.73	69 (sub total)		107 (504)		81 (382)			
			L2	+100 ~ ±0	49	1.33	65		101		77		
			L3		49	1.38	68		105		80		
			L6		49	0.87	43		67		51		
			D3		49	1.30	64		99		75		
			D4-A		49	1.54	75		116		88		
			L12		49	1.70	83		129		98		
			L13		49	1.08	53		82		62		
			D49-B		9	1.73	16		25		19		
			L16-A		3	1.69	5 (sub total)		8 (732)		6 (556)		
					L8	±0 ~ -100	49	1.43	70		109		83
					L9		49	1.10	54		84		64
					D25		49	1.53	75		116		88
	L16-C				18	1.69	30 (sub total)		47 (356)		36 (271)		
			D26-A	-100 ~ -200	4	1.08	4 (sub total)		6 (6)		5 (5)		
		Total							1,598		1,214		

B. Intermediate Marker

9

Area	Classification	Block No.	Level (metre)	Reserves Area (x10 ³ m ²)	Thickness (metre)	Volume Calculated (x10 ³ m ³)	Specific Gravity	Theoretical Reserves (x10 ³ tons)	Safety Factor (%)	Reserves (x10 ³ tons)				
I	Indicated	D2	>+100	147	1.58	232	1.55	360	68	245				
		L11		147	1.59	234		363		247				
		D5		147	2.06	303		470		320				
		D49-A		100	1.73	173 (sub total)		268 (1,461)		182 (994)				
		L2	+100~±0	147	1.33	196		304		207				
		L3		147	1.38	203		315		214				
		L6		147	0.87	128		198		135				
		D3		147	1.30	191		296		201				
		D4-A		147	1.54	188		291		198				
		L12		147	1.70	250		388		264				
		L13		147	1.08	159		246		167				
		D49-B		47	1.73	81		126		86				
		L16-A		70	1.69	118 (sub total)		183 (2,347)		124 (1,596)				
		L8	±0~-100	147	1.43	210		326		222				
		L9		147	1.10	162		251		171				
		D4-B		25	1.54	39		60		41				
		D25		147	1.53	225 (sub total)		349 (986)		237 (671)				
		D26-A	-100~-200	47	1.08	51 (sub total)		79 (79)		54 (54)				
			Total								4,873			3,315

B. Intermediate Marker

10

Area	Classification	Block No.	Level (metre)	Reserves Area (x10 ³ m ²)	Thickness (metre)	Volume Calculated (x10 ³ m ³)	Specific Gravity	Theoretical Reserves (x10 ³ tons)	Safety Factor (%)	Reserves (x10 ³ tons)			
I	Inferred	a1	> +100	290	2.20	638	1.55	989	56	554			
		a2		3,688	1.75	6,454		10,004		5,602			
		a3		283	1.25	354		549		307			
						(sub total)				(11,542)	(6,463)		
		b1	+100~±0	3,153	1.75	5,518		8,553		4,790			
		b2		6	1.50	9		14		8			
		b3		4	1.50	6		9		5			
		b4		235	1.50	353		547		306			
		b5		5,737	1.25	7,171		11,115		6,224			
		b6		739	1.25	924		1,432		802			
		b7		433	0.75	325		504		282			
						(sub total)				(22,174)	(12,417)		
													248
										8			
										44			
										(5,622)			
										716			
										(716)			
	Total							45,032		25,218			

B. Intermediate Marker

11

Area	Classification	Block No.	Level (metre)	Reserves Area (x10 ³ m ²)	Thickness (metre)	Volume Calculated (x10 ³ m ³)	Specific Gravity	Theoretical Reserves (x10 ³ tons)	Safety Factor (%)	Reserves (x10 ³ tons)
II	Measured	D6	+100 ~ ±0	49	1.66	81	1.55	126	76	96
		D7		49	1.25	61		95		72
		D8		45	1.43	64		99		75
						(sub total)		(320)		(243)
		L14	±0 ~ -100	49	0.90	44	68	52		
		L16-B		28	1.69	47	73	55		
		L17		49	1.71	84	130	99		
		L18		49	1.86	91	141	107		
		L19-A		5	1.35	7	11	8		
						(sub total)		(423)		(321)
		D26-B	-100 ~ -200	45	1.08	49	76	58		
		L19-B		44	1.35	59	91	69		
		L20		49	1.45	71	110	84		
		L28-B		49	1.53	75	116	88		
D29		49	1.37	67	104	79				
				(sub total)		(497)	(378)			
	Total					1,240		942		

B. Intermediate Marker

12

Area	Classification	Block No.	Level (metre)	Reserves Area (x10 ³ m ²)	Thickness (metre)	Volume Calculated (x10 ³ m ³)	Specific Gravity	Theoretical Reserves (x10 ³ tons)	Safety Factor (%)	Reserves (x10 ³ tons)
II	Indicated	D6	+100~±0	147	1.66	244	1.55	378	68	257
		D7		147	1.25	184		285		194
		D8		110	1.43	157 (sub total)		243 (906)		165 (616)
		L14	±0~-100	147	0.90	132		205		139
		L16-B		77	1.69	130		202		137
		L17		147	1.71	251		389		265
		L18		147	1.86	273		423		288
		L19-A		45	1.35	61		95		65
		D28-A		8	1.53	12 (sub total)		19 (1,333)		13 (907)
		D26-B	-100~-200	100	1.08	108		167		114
		L19-B		102	1.35	138		214		146
		L20		147	1.45	213		330		224
D28-B		139	1.53	213		330	224			
D29		147	1.37	201 (sub total)		312 (1,353)	212 (920)			
	Total							3,592		2,443

B. Intermediate Marker

13

Area	Classification	Block No.	Level (metre)	Reserves Area (x10 ³ m ²)	Thickness (metre)	Volume Calculated (x10 ³ m ³)	Specific Gravity	Theoretical Reserves (x10 ³ tons)	Safety Factor (%)	Reserves (x10 ³ tons)	
II	inferred	e1	+100 ~ ±0	1,180	1.75	2,065	1.55	3,201	56	1,793	
		e2		165	1.60	264		409		229	
		e3		1,214	1.25	1,518		2,353		1,318	
		e4		445	1.25	556		862		483	
		e5		40	1.00	40		62		35	
							(sub total)			(3,858)	
			f1	±0 ~ -100	4,085	1.75	7,149		11,081		6,205
			f2		2,255	1.25	2,819		4,369		2,447
			f3		935	1.25	1,169		1,812		1,015
			f4		180	1.00	180		279		156
			f5		95	1.50	143		222		124
			f6		75	0.90	68		105		59
			f7		58	0.90	52		81		45
							(sub total)		(17,949)		(10,051)
			g1	-100 ~ -200	125	1.50	188		241		163
		g2		6,122	1.25	7,653		11,862		6,643	
		g3		720	1.00	720		1,116		635	
		g4		1,068	0.90	961		1,490		834	
		g5		4	1.00	4		6		3	
						(sub total)		(14,765)		(8,268)	
	Total							39,601		22,177	

B. Intermediate Marker

Area	Classification	Block No.	Level (metre)	Reserves Area (x10 ³ m ²)	Thickness (metre)	Volume Calculated (x10 ³ m ³)	Specific Gravity	Theoretical Reserves (x10 ³ tons)	Safety Factor (%)	Reserves (x10 ³ tons)
III	Measured	L5-A	> -100	49	1.23	60	1.55	93	76	71
	Total							93		71
	Indicated	L5-A	> -100	137	1.23	169	1.55	262	68	178
		L5-B	-100 >	10	1.23	12		19		13
	Total							281		191
	Inferred	h ₁	> -100	185	1.00	185	1.55	287	56	161
		h ₂		110	1.00	110		171		96
		i	-100 >	1,780	1.00	1,780		2,579		1,545
	Total							3,217		1,802

Area	Classification	Block No.	Level (metre)	Reserves Area (x10 ³ m ²)	Thickness (metre)	Volume Calculated (x10 ³ m ³)	Specific Gravity	Theoretical Reserves (x10 ³ tons)	Safety Factor (%)	Reserves (x10 ³ tons)		
I	Measured	D5-A	>+100	3	1.48	4 (sub total)	1.55	6 (6)	76	5 (5)		
		L6-A	+100~±0	49	1.34	66		102		78		
		D2		49	1.14	56		87		66		
		D3		49	1.07	52		81		62		
		L11		49	1.37	67		104		79		
		D5-B		46	1.48	68		105		80		
		D49		49	1.23	60		93		71		
		L16-A		27	0.47	13 (sub total)		20 (592)		15 (451)		
		L2	±0~-100	49	1.28	63		98		74		
		L3		49	1.93	95		147		112		
		L7		43	1.54	66		102		78		
		L8		49	1.81	89		138		105		
		D4		49	1.07	52		81		62		
		L13		49	1.01	49		76		58		
		D48-A		27	1.24	33 (sub total)		51 (693)		39 (528)		
		L4	-100~-200	49	1.72	84		130		99		
		D25		49	0.69	34 (sub total)		53 (183)		40 (139)		
		Total										1,123
												1,474

C. Footwall 3

16

Area	Classification	Block No.	Level (metre)	Reserves Area (x10 ³ m ²)	Thickness (metre)	Volume Calculated (x10 ³ m ³)	Specific Gravity	Theoretical Reserves (x10 ³ tons)	Safety Factor (%)	Reserves (x10 ³ tons)
I	Indicated	D5-A	> +100	40	1.48	59 (sub total)	1.55	91 (91)	68	62 (62)
		L6-A	+100 ~ ±0	139	1.34	186		288		196
		D2		147	1.14	168		260		177
		D3		147	1.07	157		243		165
		L11		147	1.37	201		312		212
		D5-B		107	1.48	158		245		167
		D49		147	1.23	181		281		191
		L16-A		77	0.47	36 (sub total)		56 (1,685)		38 (1,146)
		L2	±0 ~ -100	147	1.28	188		291		198
		L3		147	1.93	284		440		299
		L6-B		8	1.34	11		17		12
		L7		147	1.54	226		350		238
		L8		147	1.81	266		412		280
		D4		147	1.07	157		243		165
		D25-A		32	0.69	22		34		23
		L13		147	1.01	148		229		156
		L14-A		9	1.15	10		16		11
		D48-A		75	1.24	93 (sub total)		144 (2,176)		98 (1,480)
		L4	-100 ~ -200	147	1.72	253		392		267
		D25-B		115	0.69	79 (sub total)		122 (514)		83 (350)
	Total							4,466		3,038

Area	Classification	Block No.	Level (metre)	Reserves Area (x10 ³ m ²)	Thickness (metre)	Volume Calculated (x10 ³ m ³)	Specific Gravity	Theoretical Reserves (x10 ³ tons)	Safety Factor (%)	Reserves (x10 ³ tons)			
I	Inferred	a1	> +100	800	1.70	1,360	1.55	2,108	56	1,180			
		a2		110	1.25	138 (sub total)		214 (2,322)		120 (1,300)			
		b1	+100 ~ ±0	800	1.70	1,360		2,108		1,180			
		b2		7	1.50	11		17		10			
		b3		5,641	1.25	7,051 (sub total)		10,929 (13,054)		6,120 (7,310)			
		c1	±0 ~ -100	2,648	1.70	4,502		6,978		3,908			
		c2		865	1.50	1,298		2,012		1,127			
		c3		2,969	1.25	3,711		5,752		3,221			
		c4		1,060	1.25	1,325		2,054		1,150			
		c5		740	0.75	555 (sub total)		860 (17,656)		482 (9,888)			
		d1	-100 ~ -200	1,144	1.70	1,945		3,015		1,688			
		d2		1,175	1.25	1,469		2,277		1,275			
		c3		57	1.00	57		88		49			
		d4		1,455	0.75	1,091 (sub total)		1,691 (7,071)		947 (3,959)			
			Total							40,103		22,457	

C. Footwall 3

18

Area	Classification	Block No.	Level (metre)	Reserves Area (x10 ³ m ²)	Thickness (metre)	Volume Calculated (x10 ³ m ³)	Specific Gravity	Theoretical Reserves (x10 ³ tons)	Safety Factor (%)	Reserves (x10 ³ tons)			
II	Measured	L14-C	> -100	16	1.15	18	1.55	28	76	21			
		L16-B		22	0.47	10		16		12			
		L17		49	1.64	80		124		94			
		D6		49	1.11	54		84		64			
		D7		49	1.09	53		82		62			
		D8		49	1.10	54		84		64			
						(sub total)				(418)		(317)	
		L14-D		-100~-200	33	1.15		38		59	45		
		L15	49		1.55	66		102		78			
		D48-C	22		1.24	27		42		32			
		L18	49		1.45	71		110		84			
		L19	49		1.44	71		110		84			
		D28	49		0.79	39		60		46			
								(sub total)			(483)		(369)
		L20	> -200		49	1.38		68		105	80		
		D29		49	1.38	68		105		80			
						(sub total)				(210)		(160)	
Total							1,111			846			

Area	Classification	Block No.	Level (metre)	Reserves Area (x10 ³ m ²)	Thickness (metre)	Volume Calculated (x10 ³ m ³)	Specific Gravity	Theoretical Reserves (x10 ³ tons)	Safety Factor (%)	Reserves (x10 ³ tons)	
II	Indicated	L14-C	±0~-100	38	1.15	44	1.55	68	68	46	
		D48-B		3	1.24	4		6		4	
		L16-B		70	0.24	17		26		18	
		L17		147	1.64	241		374		254	
		L18-A		20	1.45	29		45		31	
		D6		147	1.11	163		253		172	
		D7		147	1.09	160		248		169	
		D8		147	1.10	162		251		171	
						(sub total)				(1,271)	(865)
		L14-B	-100~-200	100	1.15	115		178		121	
		L15		142	1.35	192		298		203	
		D48-C		69	1.24	86		133		90	
		L18-B		127	1.45	184		285		194	
		L19		147	1.44	212		329		224	
L20-A		9	1.38	12	19	13					
D28		147	0.79	116	180	122					
				(sub total)		(1,422)	(967)				
		L20-B	-200>	138	1.38	190	295	201			
		D29		147	1.38	203	315	214			
						(sub total)	(610)	(415)			
	Total						3,303			2,247	

C. Footwall 3

20

Area	Classification	Block No.	Level (metre)	Reserves Area (x10 ³ m ²)	Thickness (metre)	Volume Calculated (x10 ³ m ³)	Specific Gravity	Theoretical Reserves (x10 ³ tons)	Safety Factor (%)	Reserves (x10 ³ tons)
II	Inferred	e1	±0~-100	85	1.50	128	1.55	198	56	111
		e2		3,878	1.25	4,848		7,514		4,208
		e3		180	1.00	180		279		156
		e4		155	1.00	155		240		134
		e5		162	0.75	122		189		106
		e6		55	0.75	41 (sub total)		64 (8,484)		36 (4,751)
		f1	-100~-200	6,369	1.25	7,961	12,340	6,910		
		f2		65	1.00	65	101	57		
		f3		1,935	0.75	1,451	2,249	1,259		
		f4		65	1.00	65	101	57		
		f5		8	1.00	8 (sub total)	12 (14,803)	7 (8,290)		
		g	-200 >	4,099	1.00	4,099 (sub total)	6,353 (6,353)		3,558 (3,558)	
	Total						29,640			16,599

C. Footwall 3

21

Area	Classification	Block No.	Level (metre)	Reserves Area (x10 ³ m ²)	Thickness (metre)	Volume Calculated (x10 ³ m ³)	Specific Gravity	Theoretical Reserves (x10 ³ tons)	Safety Factor (%)	Reserves (x10 ³ tons)
III	Measured	l ₅	-100>	49	1.30	64	1.55	99	76	75
		l ₅	-100>	147	1.30	191	1.55	296	68	201
	Inferred	h ₁	-100>	280	1.50	420	1.55	651	56	365
h ₂			1,105	1.25	1,381		2,141		1,199	
h ₃			585	0.70	410		636		356	
	Total							3,428		1,920

区 域	区 分	埋 蔵 炭 量 (×10 ³ t)		
		Intermediate Marker	Main Seam	Footwall 3
I	確 定	1,214	2,181	1,123
	推 定	3,315	5,852	3,038
	予 想	25,218	50,877	20,054
	小 計	29,747	58,910	24,215
II	確 定	942	2,092	846
	推 定	2,443	5,604	2,247
	予 想	22,177	49,105	16,599
	小 計	25,562	56,801	19,692
III	確 定	71	—	75
	推 定	191	—	201
	予 想	1,802	—	1,920
	小 計	2,064	—	2,196
合 計		57,373	115,711	46,103

従って、調査地域における埋蔵炭量の合計は $219,187 \times 10^3 \text{ t}$ である。この炭量の内、Main Seam が 52% 以上を占め、その約 51% が区域 I に賦存する。

尚、ルブク地域南部 (DD10~DD52 ラインより南) には前回の調査によって下記の埋蔵炭量が計算されている。

Intermediate Marker	12,064,000 トン
Main Seam	49,093,000 トン
Footwall 3	9,666,000 トン
合 計	70,823,000 トン

調査地域で開発対象となる Main Seam のレベル別可採炭量は次の通りであり、区域 I に $35,346 \times 10^3 \text{ t}$ 、区域 II に $34,078 \times 10^3 \text{ t}$ が見込まれる。

Main Seamの可採炭量

(単位: $\times 10^3 t$)

区域 \ レベル	+100m以上	+100 ~±0m	±0m ~-100m	-100 ~-200m	-200m以下	計
I	5,545	17,335	8,664	3,802	0	35,346
(確定)	173	646	490	0	0	1,309
(推定)	511	1,822	1,122	56	0	3,511
(予想)	4,861	14,867	7,052	3,746	0	30,526
II	737	2,003	11,856	17,806	1,676	34,078
(確定)	0	0	667	588	0	1,255
(推定)	737	94	950	1,580	0	3,361
(予想)	0	1,909	10,239	15,638	1,676	29,462
計	6,282	19,338	20,520	21,608	1,676	69,424

Main Seamの可採炭量は区域Iではその約65%が海拔±0m以上(地表から300m以内)にあり、区域IIでは炭量の約87%が海拔±0~-200m(地表から概々300~500m)にある。又、1km²当りの可採炭量は区域Iが約 $2,085 \times 10^3 t$ 、区域IIは約 $1,720 \times 10^3 t$ である。

以上の様に採掘対象となるMain Seamは炭層の賦存深度、単位面積当りの可採炭量及びドレライトの貫入状況からみて、区域Iの方が採掘条件に恵まれている。

第Ⅲ部 炭 鈦 開 発

第1章 開発計画概要

第Ⅲ部 炭 鉱 開 発

第 1 章 開 発 計 画 概 要

1.1 計 画 概 要

今回はプレ・フィージビリティ・スタディであり、将来の開発を検討する際の基礎資料となる炭鉱開発計画の素案を技術的検討を主体として作成した。従って、本素案では経済的評価は行わないが、現在稼行中のムバカ炭鉱で収集した情報等に基づいて、開発に要する初期投資額及び山元生産原価の概略を参考までに試算した。

現在までにルブク地域北部において実施した試錐を主とする調査結果に基づいて、種々の検討を行った。本計画では炭層賦存状況が安定しており、可採炭量も圧倒的に多いMain Seamを稼行対象炭層として選定した。Main Seamは山丈が2.0 m以上あり、採炭条件は一般に良好である。断層及びドレライトの分布に基づいて本炭層の開発対象区域は東を「C」断層、北をドレライト・シル「F」、西をルブク断層及び「B」断層、南を「A」断層で囲まれた地域とした。

Intermediate Marker及びFootwall 3はいずれも山丈が2.0 m以下であり、ドレライトの貫入等を考慮すると採炭条件はMain Seamより著しく劣るので、稼行対象炭層からは除外した。

スワジランド王国における火力発電所建設が現在検討中であるが、石炭のマーケットは現時点では明確ではない。従って、開発対象地域の地質状況、特にドレライトの貫入を考慮して、取敢えず生産規模は精炭50万トン/年程度として計画した。

Main Seamの可採炭量は本区域内で約3,500万トンが期待され、40年以上の鉱山操業が見込まれる。

開坑はMain Seamの賦存深度からみて斜坑によるものとし、既存のスワジランド鉄道の近くに坑口を設ける。斜坑は入気用（人員・機材運搬兼用）のトラックレス斜坑と排気用（石炭搬出兼用）のベルト斜坑の2本を計画する。斜坑が着炭した地点から開発対象地域のほぼ中央に沿層主幹坑道を掘進し、両側に片盤坑道を展開する。

採炭はMain Seamの稼行山丈及び傾斜、ドレライトの貫入を考慮して、コンテナース・マイナーによる柱房式を採用する。採炭切羽は主幹坑道又は片盤坑道の掘進も含めて、常時3箇所を維持するものとして計画する。原炭の運搬はベルトコンベヤ方式

による。通気は当初中央式とし、将来開発が奥部に達した時は排気立坑を設けて対偶式とする。

坑外に搬出した原炭はベルト斜坑坑口附近に建設する選炭工場で破碎、篩分け、手選及び重液選炭を行い精炭を選別する。石炭の輸出を考慮して引込線及び貨車横設備を建設する。配電及び圧気設備は必要量に合わせて設計した。

人員計画は坑内の機械化採炭及び坑外はムパカ炭鉱の実例を考慮して策定した。

1.2 生産計画

開発計画は次の通りである。

- 第1年度 詳細エンジニアリング
- 第2年度 道路及び坑外設備の建設
- 第3年度 斜坑の掘進及び選炭設備の建設
- 第4年度 斜坑、主幹坑道、片盤坑道の掘進及び坑内設備の建設
- 第5年度 採炭切羽の設置
- 第6年度 フル操業（精炭51万トン/年）

精炭の年度別生産計画は次の通りである。

年 度	生 産 量
第1年度	—
第2年度	—
第3年度	—
第4年度	100,000トン
第5年度	340,000トン
第6年度以降	510,000トン

第2章 坑内構造

第2章 坑内構造

試錐調査結果から予想される Main Seam の賦存状況、地形、採炭区域及び既存の鉄道を考慮して、坑内基本構造を次の様に設定した。

2.1 斜坑設計

稼行対象炭層が地表下約 165 m と比較的浅部に賦存しているので、浅部炭層の開発に適した斜坑方式による開坑を採用する。

最初に採炭する最浅部の炭層の位置、坑口周辺の地形及び鉄道の保安炭柱を考慮して、坑口は D D 1 の南西 600 m の位置に計画し、斜坑の方向は S 37° E とする (Drawing 15)。斜坑は人員・機材運搬及び入気用トラックレス斜坑 (傾斜: 7°) と揚炭及び排気用のベルト斜坑 (傾斜: 16°) の 2 本を平行して掘削する。

2 本の斜坑の中心間隔は 30 m とし、坑口から 20 m までをコンクリート巻とする。4.5 m アーチ枠を 1.2 m 間隔に設置して坑道を支保する。

斜坑の規格と断面を Table III-1, Figure III-1 に示す。Figure III-2 にボックス・カットの断面, Figure III-3, 4 にトラックレス斜坑及びベルト斜坑の縦断面を示す。

Table III-1 Standard of Incline

	Length (m)	Angle of dip (°)	Width (m)	Height (m)	Sectional area (m ²)
Belt Incline	608	16	4.7	3.1	14.46
Trackless Incline	1,287	7	4.7	3.1	14.46

Note: Length of box cut is not included in the length of the inclines.

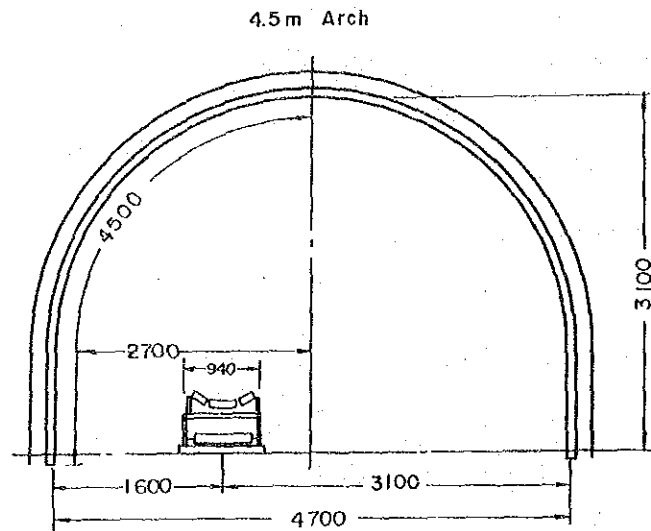


Figure III-1 Cross Section of Incline
(Rail Gauge 610mm)

斜坑の設計に際しては次の点を考慮した。

- (1) 斜坑と地表の鉄道の為の保安炭柱は出来るだけ小さくすること。
- (2) 坑外設備及びベルト斜坑坑口を鉄道の近くに設け、精炭積込用の鉄道引込線を出
来るだけ短くすること。
- (3) 坑内構造を出来るだけ単純、且つ合理的にすること。
- (4) 坑口の標高が周辺よりも高く、雨季における浸水を防げること。

2.2 斜坑掘進方法

斜坑掘進は次の様に行う。

- i) 電気ドリルと発破により掘進する。
- ii) 掘進研はサイド・ダンプ・ローダーで2 m³の側倒車に横込み、斜坑坑口の巻上機
で坑外へ搬出する。

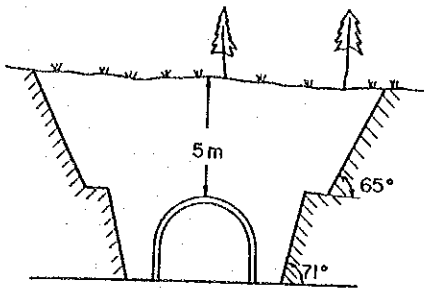


Figure III-2 Box Cut Cross Section

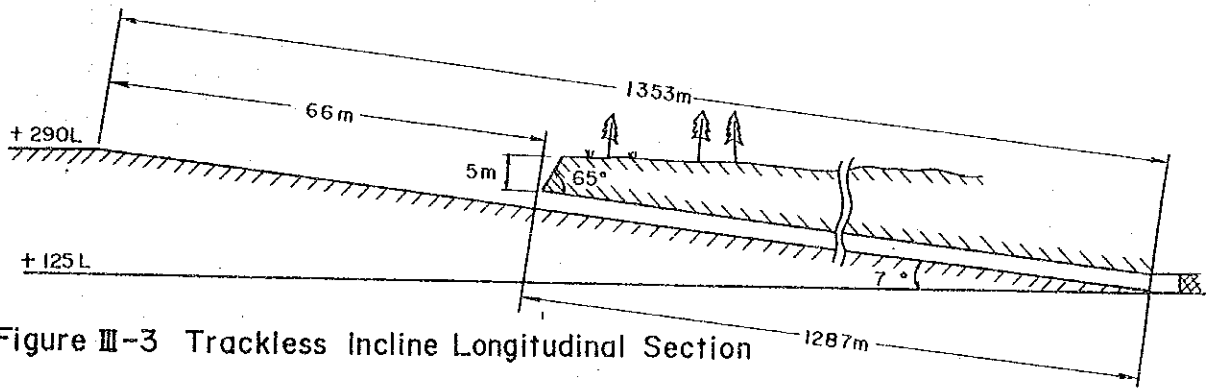


Figure III-3 Trackless Incline Longitudinal Section

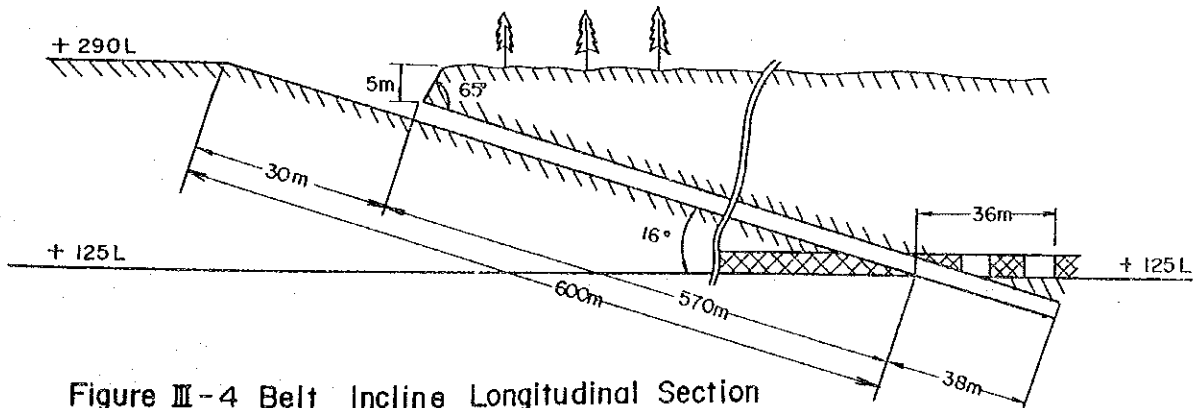


Figure III-4 Belt Incline Longitudinal Section

iii) 支柱は 4.5 m アーチ枠を 1.2 m 間隔で設ける。

iv) 掘進能力は次を見込む。

掘進速度：1 方 1.0 m，1 日 4 交代とする。

$$1.0 \text{ m} \times 4 \text{ 方} = 4 \text{ m} / \text{日}$$

掘進量：14.46 m² × 1.0 m × 1.7

(斜坑断面積)(掘進速度)(増積率)

$$= 24.58 \text{ m}^3 / \text{方}$$

$$24.58 \text{ m}^3 / \text{方} \times 4 \text{ 方} = 98.32 \text{ m}^3 / \text{日}$$

2.2.1 斜坑掘進期間

斜坑掘進に要する期間は次の通りである。

$$\text{ベルト斜坑} : \frac{608 \text{ m}}{4 \text{ m} / \text{日}} = 152 \text{ 日}$$

1 ヶ月の稼働日数を 20 日とすると、ベルト斜坑の掘進に約 8 ヶ月を要する。

$$\text{トラックレス斜坑} : \frac{1,287 \text{ m}}{4 \text{ m} / \text{日}} = 321.8 \text{ 日} \approx 322 \text{ 日}$$

1 ヶ月の稼働日数を 20 日とすると、トラックレス斜坑の掘進に約 16 ヶ月を要し、更に開坑準備に 5 ヶ月を必要とする。

2.2.2 斜坑掘進作業手順

1 方当りの斜坑掘進作業手順の代表例を Table III-2 に示す。

2.3 斜坑掘進人員計画

斜坑の掘進に要する人員は 1 切羽 1 方当り次の通りである。

係員	1 人	}	計 8 人
掘進員	5 人		
巻上機操作員	1 人		
炭車操作員	1 人		

その他に、風管、圧気管及び軌条の延長作業の為、整備人員を 4 人/日で配置する。

斜坑 2 本の掘進に要する人員は次の通りである。

$$8 \text{ 人} \times 2 \text{ 切羽} \times 4 \text{ 方} / \text{日} + 4 \text{ 人} / \text{日} \times 2 \text{ 切羽} = 72 \text{ 人} / \text{日}$$

Table III-2 Incline Driving Sequence

Working Time Per Shift	AM			PM					
	7	8	9	10	11	12	1	2	3
Travelling	<input type="checkbox"/>								<input type="checkbox"/>
Safety inspection in section	<input type="checkbox"/>								<input type="checkbox"/>
Drilling preparation	<input type="checkbox"/>								
Drilling		[Bar]							
Cleaning of Shot Borehole and charging				[Bar]					
Ignition				<input type="checkbox"/>					
Roof maintenance				[Bar]					
Loading						[Bar]			
Supporting						[Bar]			
Lunch time					[Bar]				

2.4 斜坑掘進運搬計画

2.4.1 研運搬法

掘進切羽における炭車の移動は簡易移動分岐板と小型ホイストを使用する (Figure III-5)。2本の斜坑で使用する炭車は40台が必要である。斜坑掘進で発生する研の運搬に必要な巻上機の詳細は次の通りである。

$$\begin{aligned}
 P &= F + G = n(W + L) \cdot f \cos \alpha + n(W + L) \cdot \sin \alpha \\
 &= n(W + L) \cdot (f \cos \alpha + \sin \alpha) \dots \dots \dots (2.1)
 \end{aligned}$$

ただし、P：巻上機により斜面上の炭車を引き上げる時の総抵抗

F：摩擦抵抗 (kg)

G：勾配抵抗 (kg)

n：車輛数

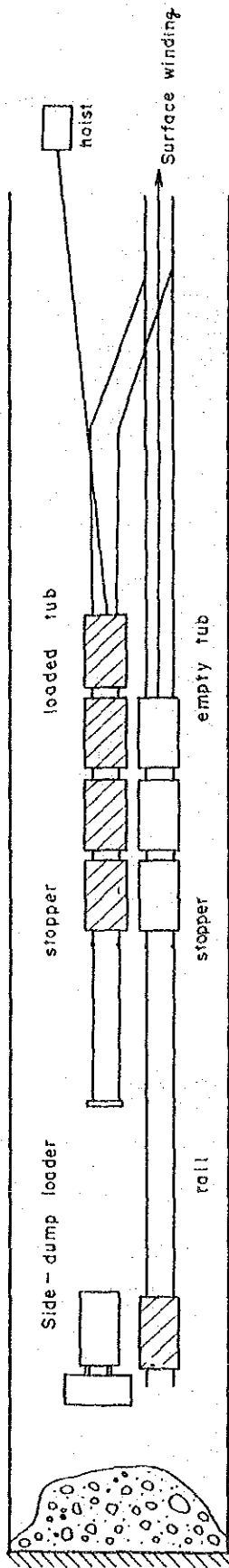


Figure III- 5 Method of Haulage at Driving of Incline

W : 車輛の自重

L : 車輛の積載量

f : 車輛の摩擦抵抗係数

α : 斜面の傾斜角度(°)

(1) ベルト斜坑用巻上機の総抵抗 (P)

$$\alpha = 16^\circ, n = 4 \text{ 台}, W = 1,500 \text{ kg}, L = 2 \times 0.83 \times 1.4 \div 2,300 \text{ kg},$$

$$f = 0.015$$

$$P = 4 \times (1,500 + 2,300) \times (0.015 \times \cos 16^\circ + \sin 16^\circ)$$

$$\div 4,400 \text{ kg}$$

(2) トラックレス斜坑用巻上機の総抵抗 (P)

$$\alpha = 7^\circ, n = 4 \text{ 台}, W = 1,500 \text{ kg}, L = 2 \times 0.83 \times 1.4 \div 2,300 \text{ kg},$$

$$f = 0.015$$

$$P = 4 \times (1,500 + 2,300) \times (0.015 \times \cos 7^\circ + \sin 7^\circ)$$

$$\div 2,080 \text{ kg}$$

(3) 巻上機用ロープの規格

巻上機用ロープの静荷重に対する安全率を6とすると、ベルト斜坑用のロープの総抵抗は次の通りになる。

$$4,400 \text{ kg} \times 6 = 26,400 \text{ kg}$$

よって、使用するロープの規格は次の様になる。

$$\text{直径} : 22 \text{ mm} (1 \text{ 種} : 155 \text{ kg/m}^2)$$

$$\text{重量} : 1.79 \text{ kg/m}$$

トラックレス斜坑の巻上機用ロープの総抵抗は次の通りである。

$$2,080 \text{ kg} \times 6 = 12,480 \text{ kg}$$

よって、使用するロープの規格は次の様になる。

$$\text{直径} : 16 \text{ mm} (1 \text{ 種} : 155 \text{ kg/m}^2)$$

$$\text{重量} : 0.94 \text{ kg/m}$$

(4) 巻上機の所要馬力

ベルト斜坑用原動機の馬力は次式によって計算される。

ただし、巻上速度は3 m/秒とする。

$$N = \frac{PV}{75\eta} \dots\dots\dots (2.2)$$

たゞし、N：原動機の所要馬力 (HP) ; P：ロープの索引荷重 (kg) = 総抵抗 +
 ロープ全長 × ロープ単位重量 × (ロープの摩擦抵抗 × cos α + sin α),
 V：巻上速度 (m/秒), η：機械効率 (0.8)

$$N = \frac{\{4.4 + 0.638 \times 1.79 \times (0.1 \times \cos 16^\circ + \sin 16^\circ)\} \times 3}{75 \times 0.8} \times 10^3 = 241 \text{ HP}$$

従って、250HPの原動機を必要とする。

トラックレス斜坑用原動機の馬力は次の通りである。

$$N = \frac{\{2.08 + 1.353 \times 0.94 \times (0.1 \times \cos 7^\circ + \sin 7^\circ)\} \times 3}{75 \times 0.8} \times 10^3 = 118 \text{ HP}$$

従って、120HPの原動機を必要とする。

上記の計算結果を Table III-3に示す。トラックレス斜坑に設置した軌条と巻上機は主幹坑道を掘進する際に撤去する。一方、ベルト斜坑に設置した軌条と巻上機はベルトコンベヤの保守用に残す。

Table III-3 Specifications of Incline Rail and Hoist

		Belt Incline	Trackless Incline
Rope speed	(m/min)	180	180
Tub weight	(kg)	1,500	1,500
Loaded tub weight	(kg)	2,300	2,300
Hoist tub number	(tub/round)	4 (16)	4 (16)
Rope diameter	(mm)	22 (155 kg/mm ²)	16 (155 kg/mm ²)
Max. haulage	(kg/m)	1.79	0.94
Max. haul age	(ton)	14.4	7.08
Rail gauge	(mm)	610	610
Tub width	(mm)	1,280	1,280
Rail weight	(kg/m)	22	22
Horsepower of Hoist	(HP)	250	120

2.5 人員及び材料の運搬法

斜坑巻上機は人員、材料及び研の運搬を兼用で行う。斜坑掘進時、人員は番方交代の際に材料運搬車と連結した人車で掘進切羽まで運搬する。各斜坑について12人乗り人車1台及び材料・研用の炭車約20台を必要とする。

炭車数：18炭車/方×2掘進切羽=36炭車/方

人車数：1人車/方×2掘進切羽=2人車/方

2.6 基幹坑道掘進計画

主幹坑道及び片盤坑道共に炭層中に設定するので、その掘進方法は一次採炭と同じである。これら坑道の掘進はコンテナスマイナーとロードヘッダーで行い、採炭機械からベルトコンベヤまでの石炭の輸送にシャトルカーを使用する。

2.6.1 主幹坑道

主幹坑道（5エントリー方式）は斜坑が着炭した地点から採炭対象地域の中央をLD9に向けて北東方向に約7km掘進する。ベルトコンベヤは5本エントリーの中央坑道に設置する。

出炭開始約20年後に通気用の立坑をLD9附近に開設し、通気方法は対遇式に変更する。しかし、排気立坑が完成するまでは前述の様に2本の斜坑による中央式排気を採用する。この場合、エントリー5本の内、2本が入気用坑道で他の2本が排気用坑道である。

坑道の支保は摩擦式ルーフボルト（長さ1.8m、直径22mm）によって行う。坑道支保及び主幹坑道の規格をFigure III-6, 7及び8に各々示す。

2.6.2 片盤坑道

片盤坑道（7エントリー方式）は主幹坑道の両側に直交して掘進する。坑道は採炭対象区域の境界まで展開する。1採掘区画の大きさがほぼ440m×186mであるので、片盤坑道の間隔は1,000mとする。運搬用ベルトは7エントリーの中央坑道に設置する。この坑道の通気は目抜きを張切る事によってニュートラルとし、片側の坑道3本を入気用、他の3本の坑道を排気用とする。坑道の支保は摩擦式ルーフボルトを使用する（Figure III-6, 7）。

片盤坑道の規格を Figure III-9 に示す。主幹坑道と片盤坑道の位置を Drawing 15 に示す。

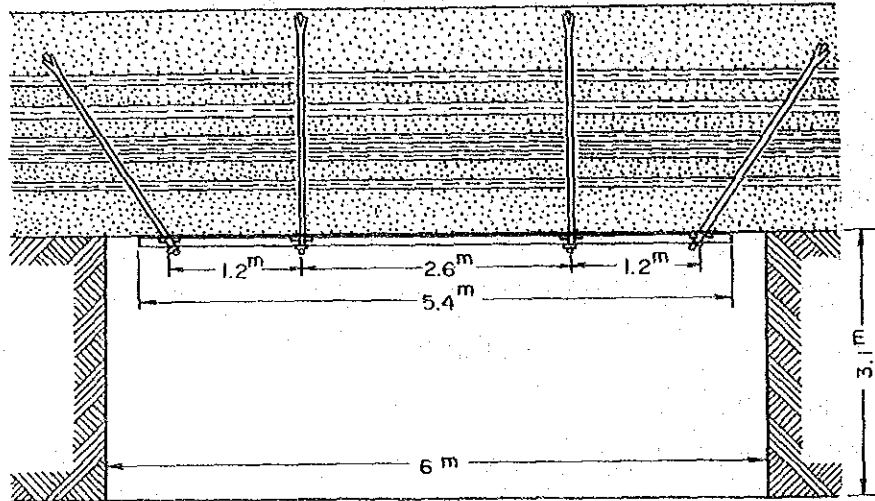


Figure III-6 Combination of Vertical and Angle Bolting

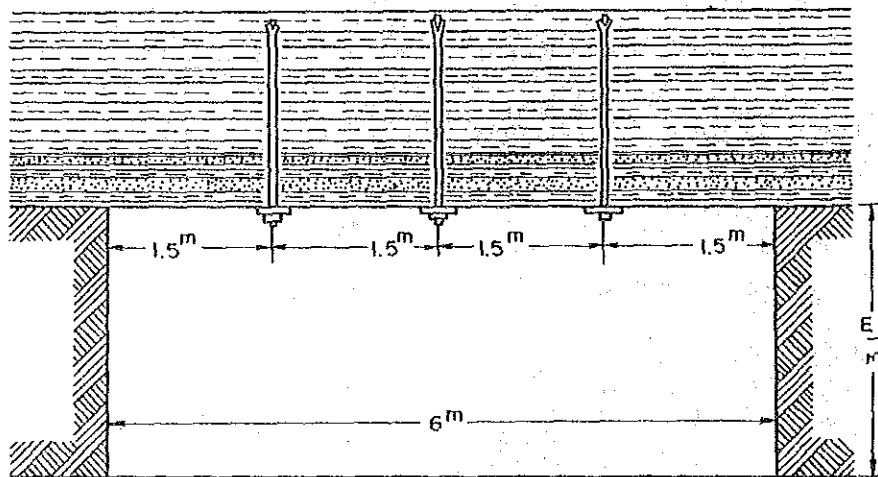


Figure III-7 Vertical Bolting

Figure III-8 Standard of Main entry (5-Entries)

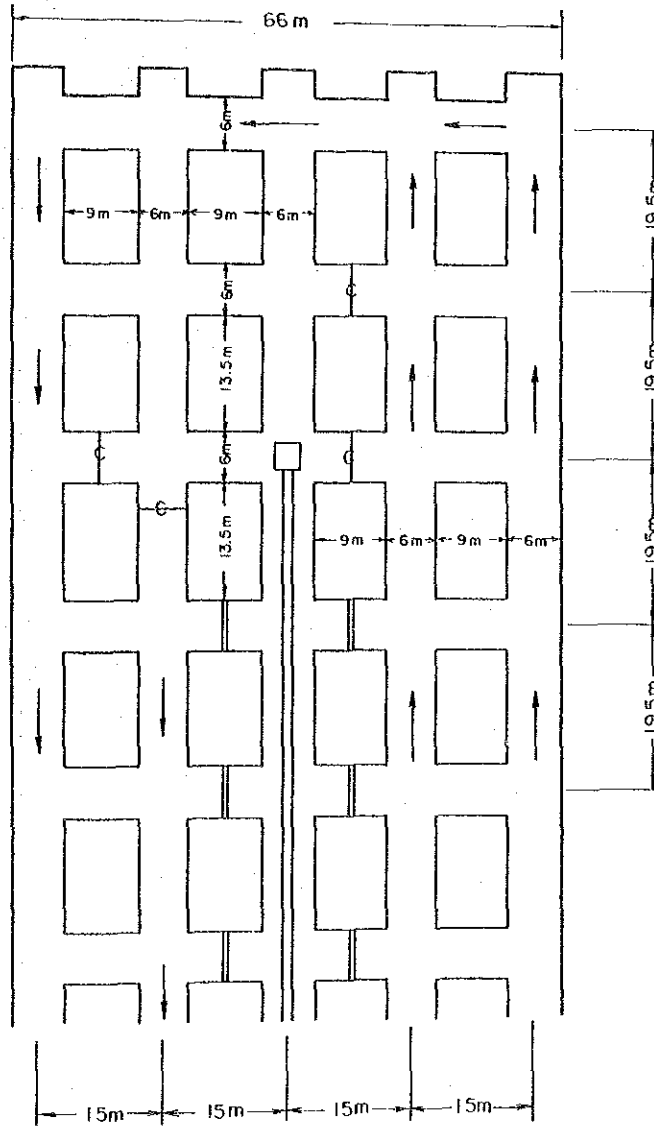
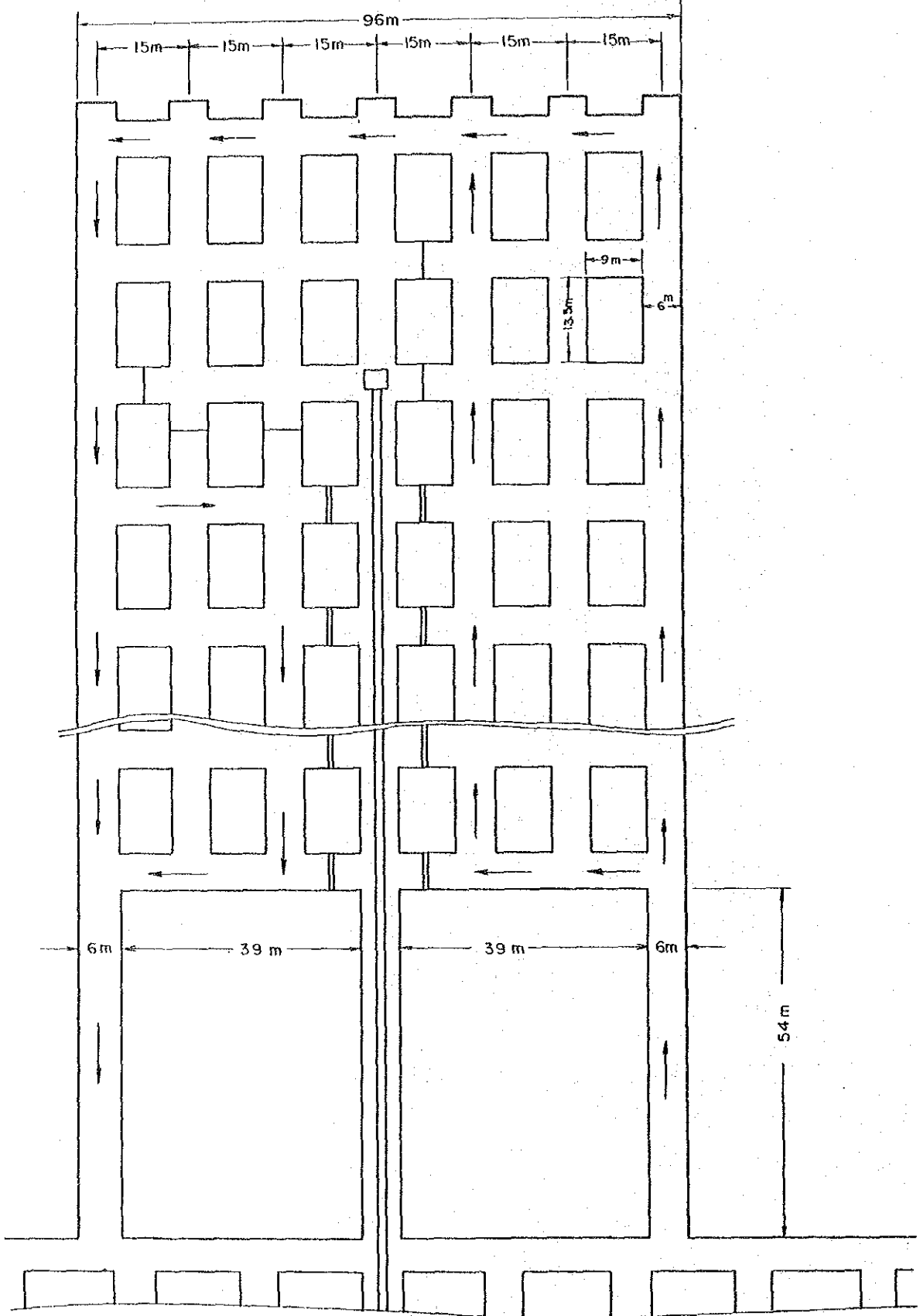


Figure III-9 Standard of Cross Main Entry (7-Entries)



第3章 採炭計画

第3章 採炭計画

3.1 採炭方式

3.1.1 採炭方式の選定

採掘の対象となるのは前述の様に西側をルブク断層及びB断層，南側をA断層，東側をC断層，そして北側をドレライト・シル「F」で境された約1,700ヘクタールの区域に賦存するMain Seamで、その可採炭量は約3,500万トンである。

この区域に賦存するMain Seamは次の様な特徴を持っている。

- (1) 炭層の厚さは3.0～4.5m(ドレライトが炭層に貫入した一部区域では1.03～2.25m)の範囲にある。
- (2) 炭層の傾斜は3°～5°であり、採炭には適している。又、走向・傾斜もほぼ一定しており、炭層賦存状況は安定している。
- (3) 炭層中に貫入するドレライトが少ないので機械化採炭が可能である。
- (4) 炭層の天盤は一般に厚い塊状の粗粒砂岩で堅硬である。

本計画では上述の地質条件に良く適合した柱房式採炭法を採用する事とし、又、出炭規模(原炭64万トン/年)を考慮して機械化を図る事とした。

3.1.2 柱房式採炭法

柱房式採炭法は一般に設備投資が少なく、出炭能率が比較的高く作業コストが安いと言う特徴がある。更に採炭技術も簡単で導入し易い。又、ドレライトの貫入等不測の事態に遭遇した場合、機械の移動が容易である。

本計画では採炭区画内で13本の並行した坑道と、各坑道を連絡する目抜きにより、比較的小さな方形の炭柱を残しながら区画の末端まで採炭を行う。次いで炭柱を後退しながら採掘する。

採掘にはコンテナスマイナー、原炭の運搬にはシャトルカーを使用し、天盤はルーフボルトによって支保を行う。Figure III-10, 11に採炭手順を示す。

炭柱の回収は主要坑道周辺等を除いて、区画内の展開に続いて直ちに行う。採掘跡は総ばらしの状態となるが、坑道の入口はブロックによって完全に密閉し、次の採炭区画に移行する。Drawing 16に年度別の採炭計画を示す。

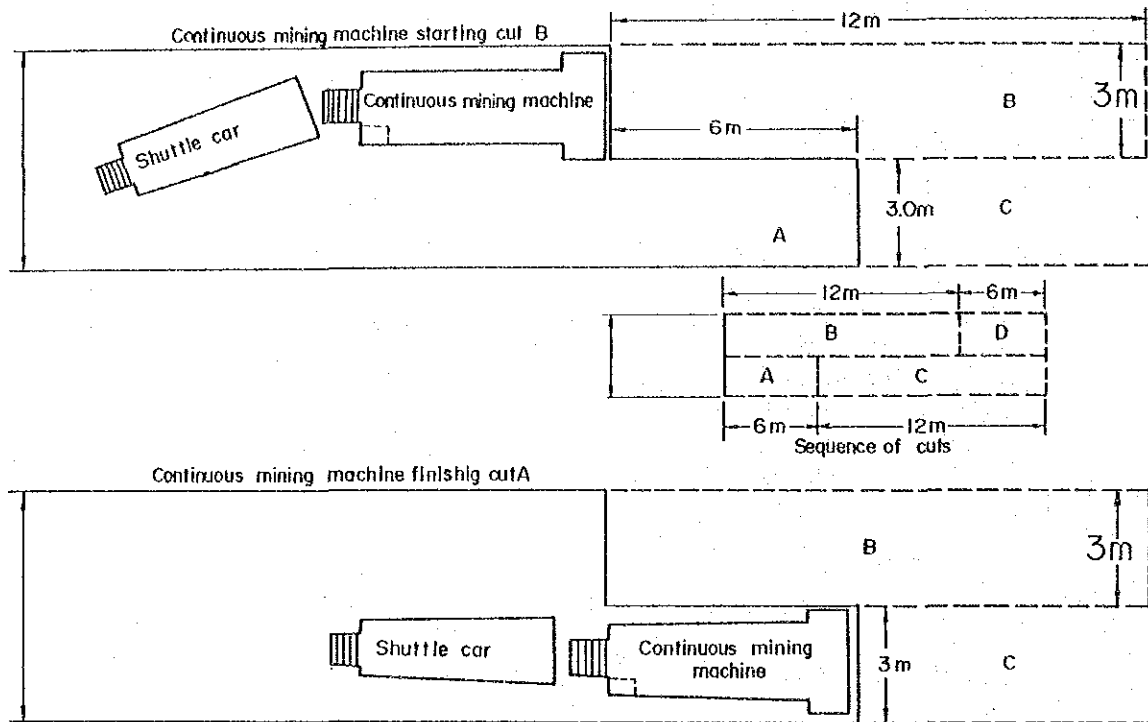


Figure III-10 Sequence of Cuts at E entry

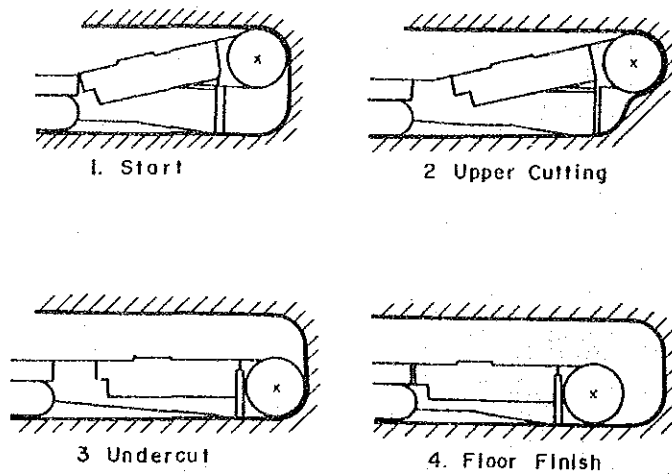


Figure III-11 Continuous Miner Operating Sequence

3.2 坑道と炭柱の設計

3.2.1 坑道設計

柱房式採炭を行うには炭柱間の坑道スパンを決める必要がある。

上盤から1 m 附近の炭層内に厚さ30～60 cmの炭質頁岩の夾みがあり、これは剥離し易いので採炭時に落盤防止の為落とす必要がある。

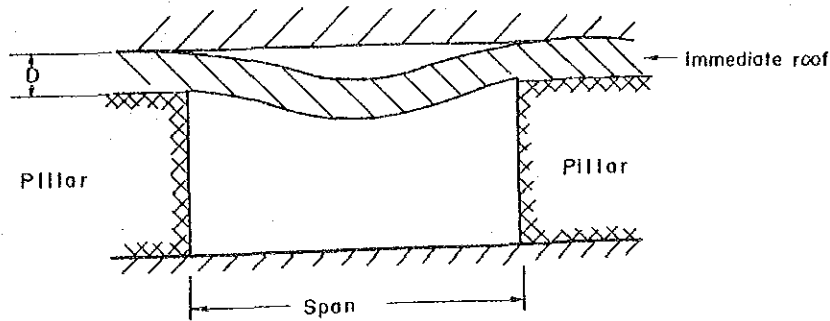
例えば、直接天盤が大天盤に比べて明らかに岩質が異なるか、或いは直接天盤の厚さが坑道幅の1/2 以下の場合、安全スパンは次式によって計算される。

$$Sf = \sqrt{\frac{2DSst}{WF}} \dots\dots\dots (3.1)$$

ここで、Sf：安全スパン(m)、D：直接天盤の厚さ(m)、St：引張強度(kg/cm²)、W：直接天盤の単位体積重量(kg/m³)、F：安全率

Figure III-12 に安全スパンの概要を示す。

Figure III-12 Design of Safety Span



本計画では直接天盤の厚さ(D)が1 m以上の場合は天盤に残すものとする、安全スパンは次の様に計算される。

$$Sf = \sqrt{\frac{2 \times 1 \times 500 \times 10^4}{2,700 \times 8}} = 2.15 \text{ m}$$

ただし、St=500 kg/cm² (炭質頁岩)、W=2,700 kg/m³、F=8。

D=1 mの場合、坑道のスパンは2.15 m以内であれば良い。

本計画では坑道幅はムバカ炭鉱を参考にして6 mで設計したが、これは上記計算

の安全スパン内にある。坑道の高さは使用するコンテナスマイナー及びブルーホルダーの可動高からみて 3.1 m とする。

3.2.2 炭柱設計

炭柱の耐圧強度 (S_p) は、例えば、炭柱から取った試料の 1 軸性圧縮強度 (S_c) に基づいて次式により計算する。

$$S_p = (S_c + b\ell) \sqrt{\frac{\ell}{h}} \dots\dots\dots (3.2)$$

ここで、 S_p : 炭柱の耐圧強度 (kg/cm^2) , S_c : 石炭の 1 軸性圧縮強度 (kg/cm^2) , b : 石炭特有の係数で、石炭を剛体とみなせば $b = 0$, ℓ : 炭柱の幅 (cm) , h : 炭柱の高さ (cm) 。

本計画では炭柱の規模は、長さ 13.5 m、幅 9 m、高さ 3.1 m を予定する。従って、炭柱の耐圧強度は (3.2) 式より次の様に計算される。

$$S_p = (200 + 0 \times 900) \times \sqrt{\frac{900}{310}} = 341 \text{ kg/cm}^2$$

ただし、 $S_c = 200 \text{ kg/cm}^2$, $b = 0$, $\ell = 900 \text{ cm}$, $h = 310 \text{ cm}$ 。

各炭柱の最大負荷重 W (kg) は、例えば、次式により求められる。

$$\begin{aligned} W &= S_p \times A \\ &= 341 \times 10^4 \times 9 \times 13.5 \\ &= 41,432 \times 10^4 \text{ kg} \doteq 414,000 \text{ トン} \end{aligned}$$

ここで、 A : 炭柱の断面積 (m^2)

従って、地表下 300 m において炭柱にかかる盤圧 ($300 \times 1.5 \times 1.95 \times 2.7 = 237,000 \text{ トン}$) は十分に支えられる。この場合、安全率は 1.75 である。尚、将来開発が地表下 300 m 以深になる場合は炭柱の規模を大きくする必要がある。

採炭の規格を Figure III-13 及び 14 に示す。

3.3 1 次及び 2 次採炭の規格

前述の様に炭柱と坑道の寸法は次の通りである。

1 次採炭：

炭柱寸法：長さ \times 幅 \times 高さ = 13.5 m \times 9 m \times 3.1 m

Figure III-13 Standard of Underground Mining

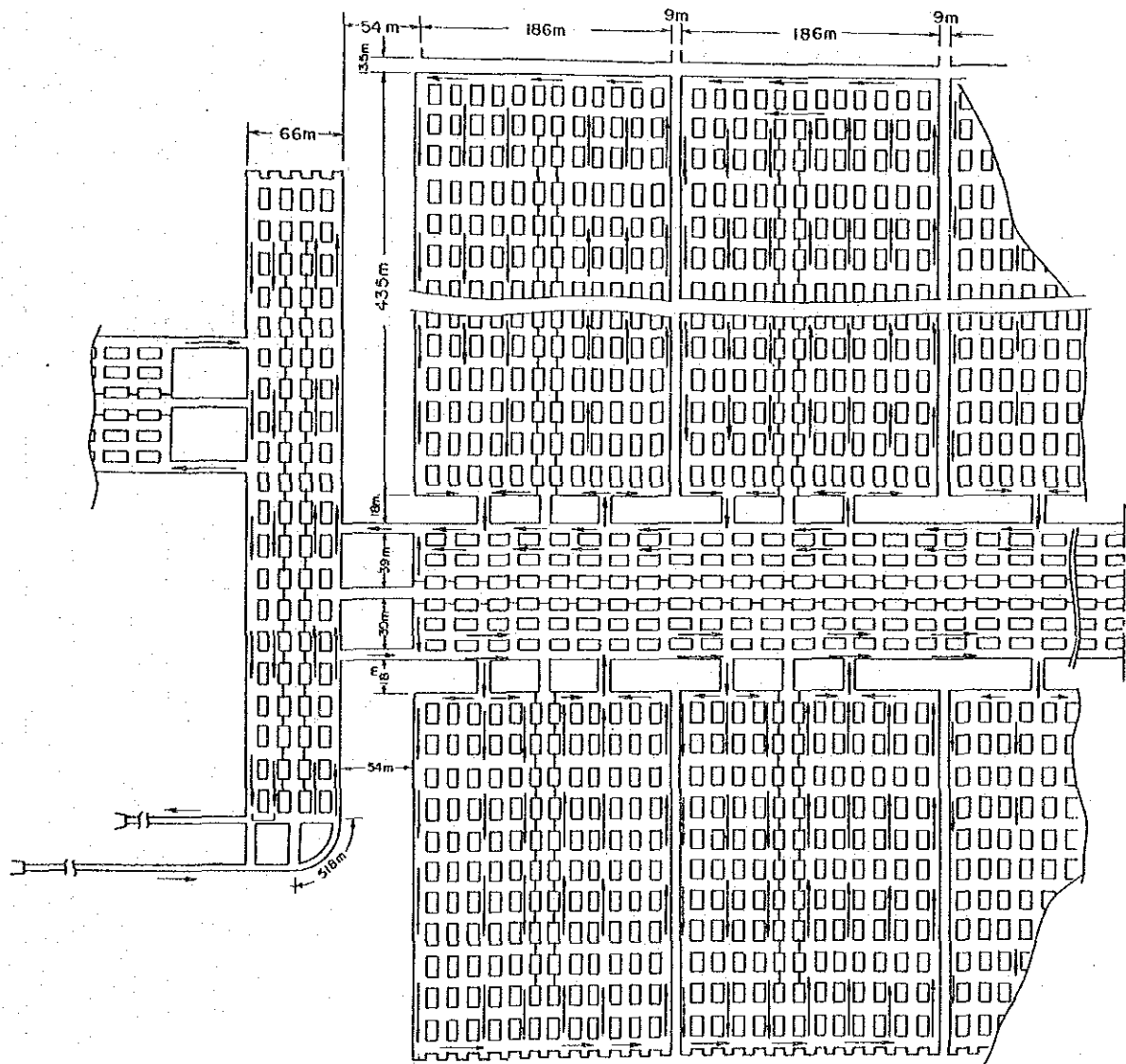
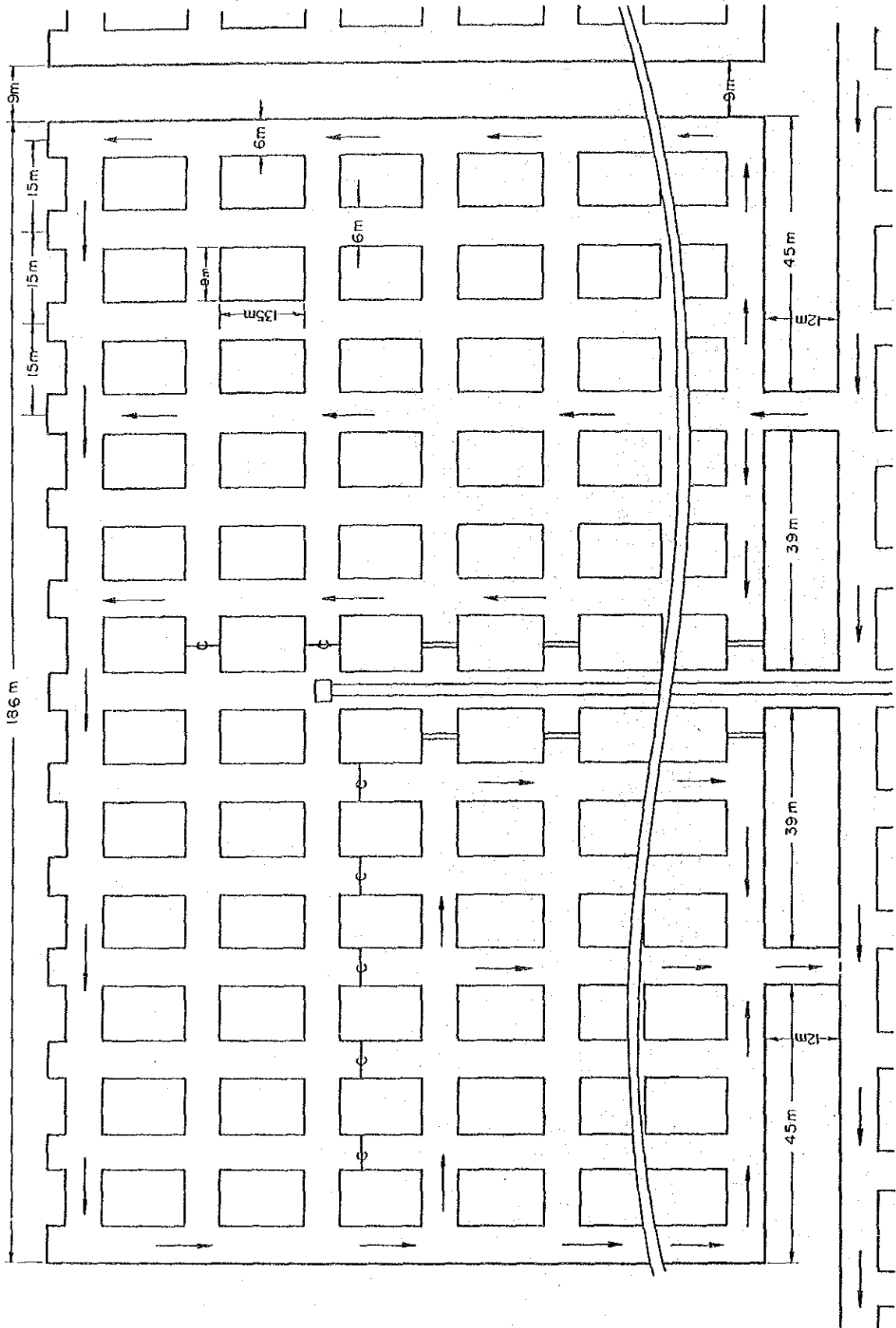


Figure III-14 Standard of Development at Ming Panel (13 - Entries)



坑道寸法：幅 = 6 m , 高さ = 3.1 m , 1方掘進長 = 12 m

2次採炭：

2次採炭は山丈が 3.1 m を越える場合の坑道における追加採炭と炭柱の回収から成る。追加採炭は幅 4.5 m で最大 1.5 m まで掘下げる計画である。炭柱の回収率は 40% とする。

2次採炭の概要を Figure III-15 に示す。

3.4 天盤支保規格

坑道の天盤は摩擦式ボルトによって支保を行う。主幹坑道及び片盤坑道はボルト 4 本、採炭区画内坑道はボルト 3 本を使用する。ボルトの寸法は長さ 1.8 m、外径 25 mm とする。ルーフボルターを Figure III-16 に示す（ボルトセット規格は Figure III-6, 7 を参照）。

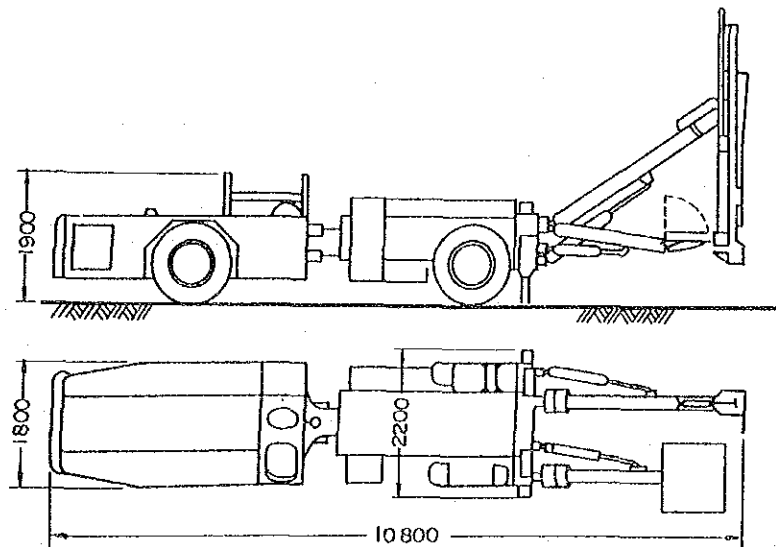
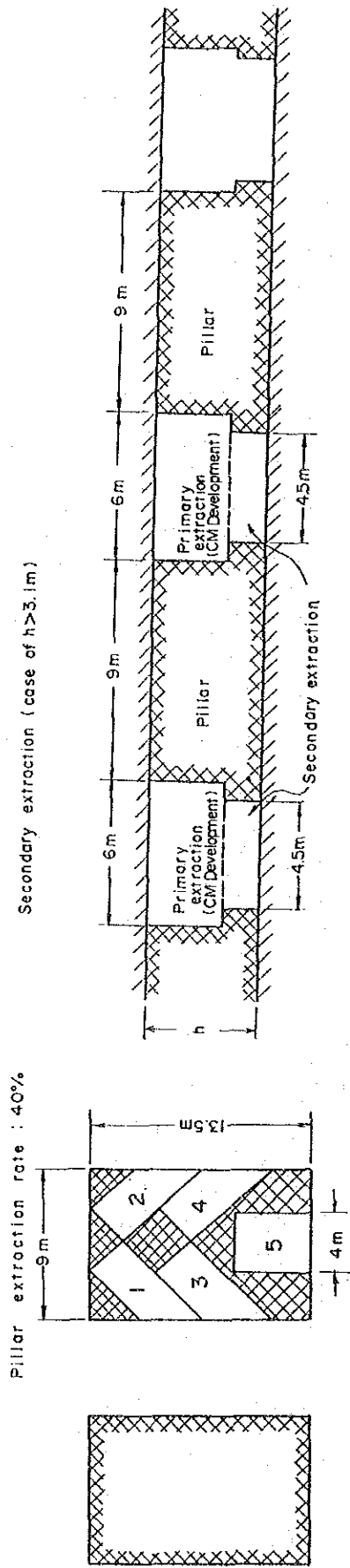


Figure III-16 Roof Bolter

Figure III-15 Standard of Pillar and Secondary Extraction



3.5 保安炭柱

地表の陥没による家屋、鉄道、道路等の各種構造物の被害を避ける為に保安炭柱を設ける。本計画では鉄道と2本の斜坑を採炭に伴う被害から保護する為に保安炭柱を設定する。

保安炭柱の限界角は 60° が必要であり、鉄道の保安炭柱幅はFigure III-17に示す様に214mとなる。

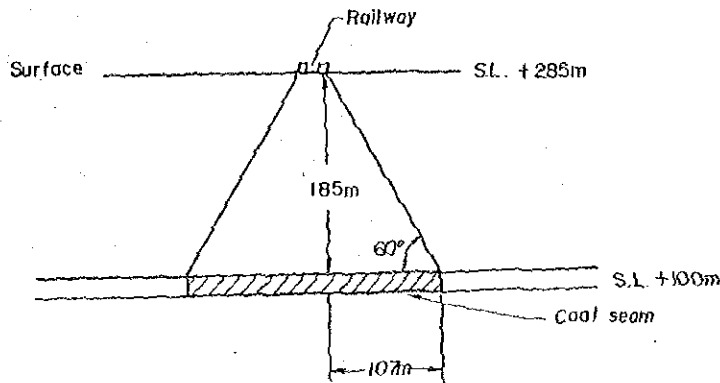


Figure III-17 Barrier Pillar for Surface Railway

3.6 採掘実収率

3.6.1 薄い炭層の実収率

山丈が3.1m以下の採掘実収率は次の様に計算される。

一採炭区画の面積(S)は採炭規格に基づいて次の様に求められる。

$$S = (13.5m \times 22 + 6m \times 23) \times (9m \times 12 + 6m \times 13)$$

$$= 80,910m^2$$

ただし、採炭方向：炭柱数22, 坑道数23

立入方向：炭柱数12, 坑道数13

1次採炭の面積は：

$$13 \times 6 \times 435 + 23 \times 6 \times 186 - 13 \times 6 \times 6 \times 23 = 48,834m^2$$

1 採炭区画設定に必要な保安炭柱は

$$18m \times 195m + 9m \times 435m = 7,425m^2$$

1次採炭実収率：

$$\frac{48,834}{7,425 + 80,910} = 0.5528$$

炭柱の40%を回収する2次採炭実収率：

$$\frac{(80,910 - 48,834) \times 0.4}{7,425 + 80,910} = 0.1452$$

従って、1採炭区画の合計採掘実収率は69.8%である。

3.6.2 厚い炭層の実収率

山丈4.6mの場合の採掘実収率は次の様に計算される。

1次採炭実収率：

$$\frac{48,834 \times 3.1}{88,335 \times 4.6} = 0.3725$$

2次採炭実収率：

$$\text{坑道} : \frac{4.5/6 \times 48,834 \times 1.5}{88,335 \times 4.6} = 0.1352$$

$$\text{炭柱} : \frac{(80,910 - 48,834) \times 4.6 \times 0.4}{88,335 \times 4.6} = 0.1452$$

従って、1採炭区画の合計採掘実収率は65.3%である。

3.7 採炭機械

3.7.1 コンテナスマイナー

コンテナスマイナーは山丈3.1mの炭層を掘削出来るものを使用する。コンテナスマイナーの規格をTable III-4に、その概要をFigure III-18に示す。

3.7.2 シャトルカー

コンテナスマイナーからベルトコンベヤまでの石炭運搬にシャトルカーを使用する。シャトルカーの概要をFigure III-19に示す。

Table III-4 Specifications of continuous miner (12CM 11-9A & -10A)

	8-12TPM	Seam Height to
GENERAL		
Mining Capacity	0.914m	3.556m
Cutter head Diameter	0.762m	0.914m
Conveyor Width	0.203m	0.965m
Conveyor Depth	0.635/0.203m	0.229m
Conveyor Chain Pitch	0.457m	
Crawler Width	1.295/0.203m	
Crawler Pitch	24.5PSI	
Ground Bearing Pressure		
A/C/DC SCR Electric Tram Drive		
Weight	87,000 lbs.	
Machine length Overall	10.008m	
Dust suppression Water Sprays		
	60HZ	50HZ
Conveyor Speed	400FPM	385FPM
Cutter Speed	64RPM	53RPM
Bit Tip Speed	605 FPM	500FPM
Gathering Arm speed	51RPM	50RPM

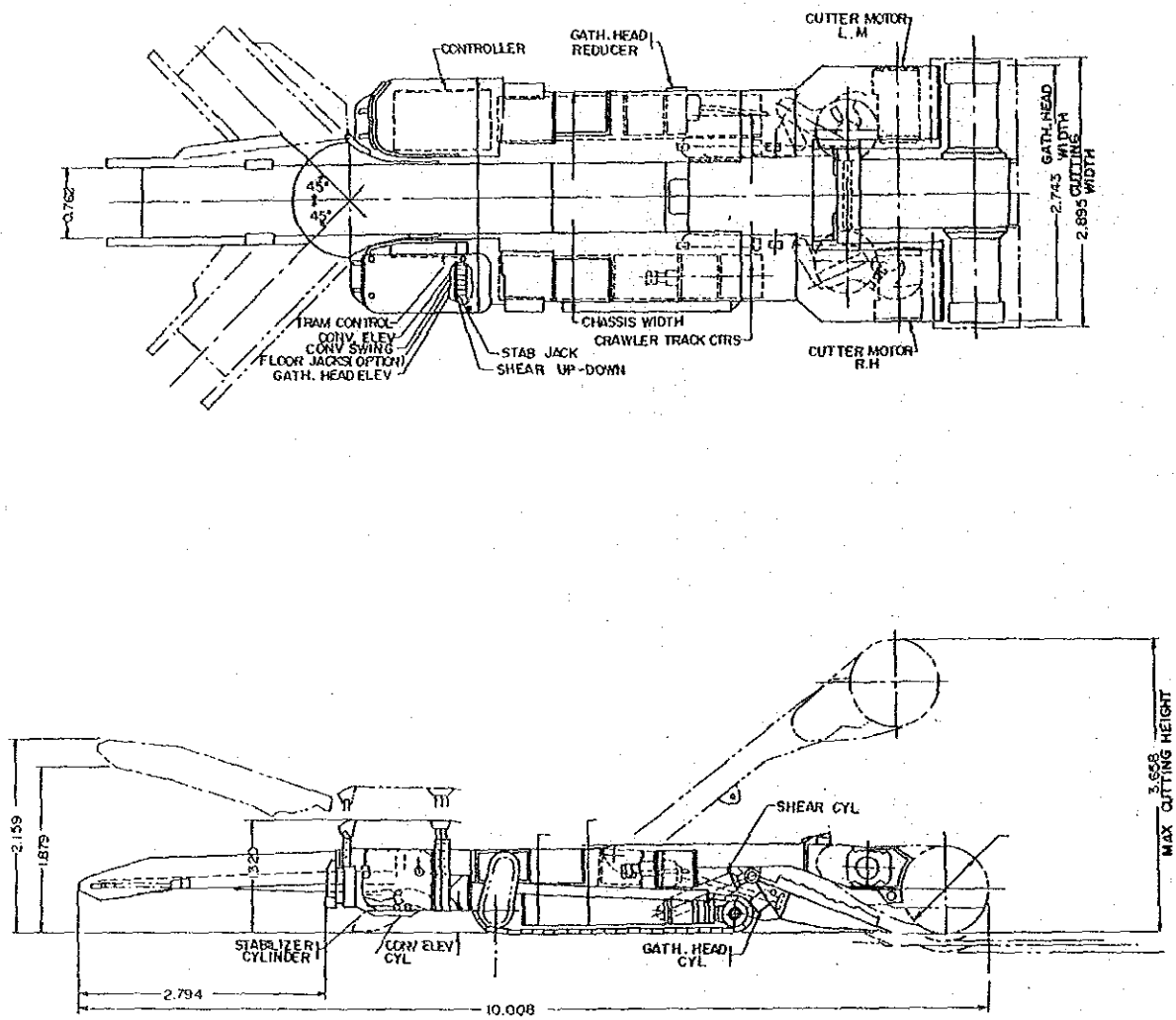


Figure III-18 Continuous Miner

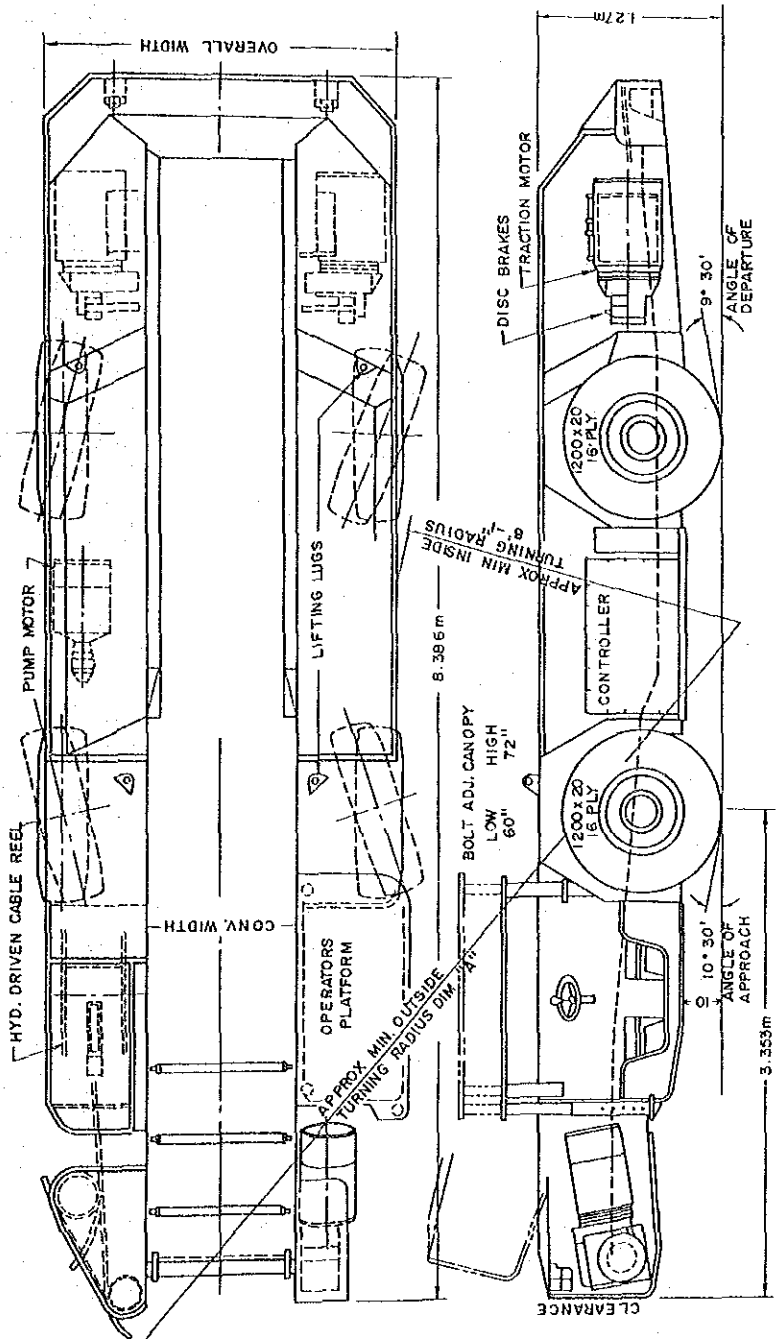


Figure III -19 Shuttle Car

3.8 出炭計画

本計画では可採炭量、炭層賦存状況、採炭方式、採掘技術水準等の関連要素を勘案して、フル操業時の原炭生産を年64万トンとした。

年間操業日数：240日

操業体制：1日4方制、3方採炭、1方整備

採炭切羽数：3切羽，予備切羽1

原炭日産量：2,670トン（280トン/切羽/方）

原炭年産量：640,000トン

稼行年数：40年

1日当りの払出炭計画は次の通りである。

$(\text{稼行丈}) \times (\text{払面長}) \times (\text{1方当り掘進長}) \times (\text{比重}) \times (\text{採掘安全率})$
 $\times (\text{方数}) \times (\text{採炭切羽数})$

$= 3.1\text{m} \times 6\text{m} \times 1.2\text{m} \times 1.55 \times 0.86 \times 3 \times 3 \div 2,670\text{トン}$

$2,670\text{トン/日} \times 240\text{日} \div 640,000\text{トン}$

従って、年間原炭生産量は640,000トンとなる。

3.9 採炭人員計画

各採炭切羽1方当りの人員配置は次の通りである。

保安係員	1人
コンテナスマイナー操作員	1人
" " " 助手	1人
シャトルカー操作員	2人
ルーフボルター	3人
機械工	1人
電気工	1人
ベルトマン	1人
合 計	11人

従って、全採炭人員は次の様になる。

$$11人 \times 3切羽 \times 3方/日 = 99人/日$$

更に整備方人員として、

$$4人 \times 3切羽 \times 1方/日 = 12人/日$$

従って、切羽人員の合計は次の通りである。

$$99人/日 + 12人/日 = 111人/日$$

採炭能率は次式の様に24トン/人となる。

$$\frac{2,670\text{トン}}{111人} = 24\text{トン/人}$$

3.10 切羽作業時間計画

1日の作業時間は1方8時間、1日4交代制で次の様になる。

1番方 7:00 ~ 15:00

2番方 13:00 ~ 21:00

3番方 19:00 ~ 3:00

4番方 1:00 ~ 9:00

1日3方採炭, 1方整備の時間割りは Figure III-20 の通りである。

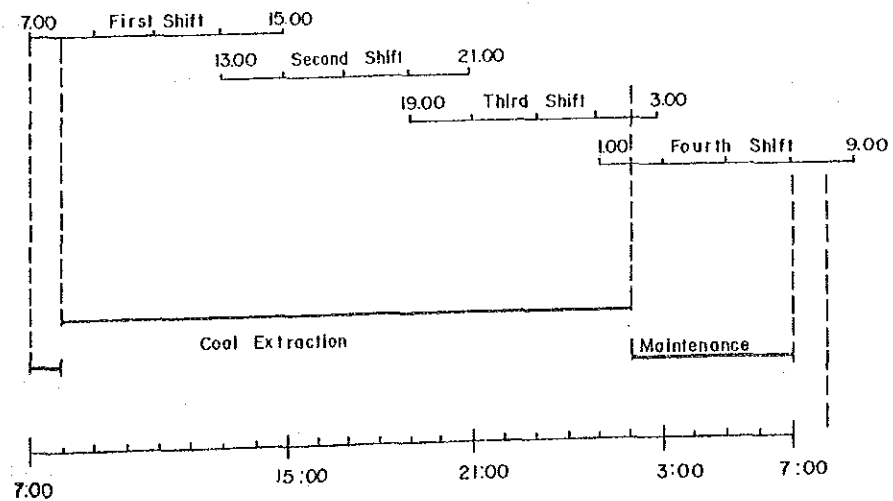


Figure III-20 Working Cycle of Mining

第4章 運搬計画

第4章 運 搬 計 画

4.1 原炭運搬法

炭車方式とベルトコンベヤ方式とを比較検討し、安全及び経済性の両面からみて有利なベルトコンベヤ方式を採用する。

切羽から坑外原炭ポケットまでの原炭の流れは次の通りである。

シャトルカー → フィーダーブレイカー → 採炭切羽BC → 貯炭用バンカー
(100トン) → 片盤坑道BC → 主幹坑道BC → 貯炭用バンカー
(200トン) → ベルト斜坑BC → 坑外ポケット

注： BC=ベルトコンベヤ

4.2 ベルトコンベヤの設計

原炭運搬量は次の通りである。

1方： 890トン(3切羽)

1日：2,670トン

ベルトコンベヤ運転時間：12時間/日

ベルト速度： 135m/分

ベルトコンベヤの最大傾斜：16°

3つの採炭切羽が同一の採炭区画内に集約されるので、ベルト斜坑BC、主幹坑道BC及び片盤坑道BCのベルトコンベヤ運搬能力は同一とする。採炭切羽BCの能力は2切羽分の600トン/方を運搬出来るものとする。

ベルトコンベヤの運搬能力は次式によって計算される。

$$T = 60AV\gamma \quad \dots\dots\dots (4.1)$$

$$A = K(0.9B - 0.05)^2 \quad \dots\dots\dots (4.2)$$

こゝで、T：ベルトコンベヤの運搬能力(トン/時)

A：ベルト上の輸送物の断面積(m^2)

V：ベルトの速度 (m/分)

γ ：輸送物の見掛比重(トン/ m^3) (石炭：1.00)

K：キャリヤーの型式による係数

B：ベルトの幅 (m)

- (1) ベルト斜坑BC, 主幹坑道BC及び片盤坑道BCのベルト幅はベルトコンベヤの側角を 20° , 3ロールトラフキャリア($K=0.1245$)を使用するとすれば、(4.1)式より次の様に計算される。

$$A = \frac{2,670/12}{60 \times 135 \times 1.00} = 0.02747 \text{ m}^2$$

よって、ベルト幅は(4.2)式より求められる。

$$B = \left(\sqrt{\frac{A}{K}} + 0.05 \right) / 0.9 = 0.5775 \text{ m}$$

安全性を考慮してベルト幅は 900 mm とする。

実質運搬能力(T)は(4.1)式より次の通りである。

$$T = 60 \times 0.1245 \times (0.9 \times 0.9 - 0.05)^2 \times 135 \times 1.00 = 582.5 \text{ トン/時}$$

よって、輸送能力は 500 トン/時 である。

- (2) 採炭切羽ベルトコンベヤ

採炭切羽2箇所から片盤坑道BCまで1方4時間で石炭を輸送するものとする、必要輸送量(Q)は次の様に計算される。

$$Q = \frac{890 \text{ トン}}{3 \text{ 切羽}} \times 2 \text{ 切羽} \times \frac{1}{4 \text{ 時間}} = 148 \text{ トン/時}$$

従って、ベルトコンベヤの側角を 20° , 3ロールトラフキャリア($K=0.1245$)を使用するとすれば、採炭切羽BCのベルト幅は(4.1)式より次の様に計算される。

$$A = \frac{148}{60 \times 135 \times 1.00} = 0.01827 \text{ m}^2$$

よって、ベルト幅は(4.2)式より次の様に求められる。

$$B = \left(\frac{0.01827}{0.1245} + 0.05 \right) / 0.9 = 0.481 \text{ m}$$

安全性を考慮して、ベルト幅は 600 mm とする。

実質運搬能力(T)は(4.1)式より次の通り約 200 トン/時 である。

$$T = 60 \times 0.1245 \times (0.9 \times 0.6 - 0.05)^2 \times 135 \times 1.00 = 242.1 \text{ トン/時}$$

(3) ベルトコンベヤの必要動力

ベルトコンベヤを運転するのに必要な動力は次式によって計算される。

$$P = P_1 + P_2 + P_3 + P_t \quad \dots\dots\dots (4.3)$$

$$P_1 = \frac{f(\ell + \ell_0)WV}{6,120} \quad \dots\dots\dots (4.4)$$

$$P_2 = \frac{f(\ell + \ell_0)Qt}{367} \quad \dots\dots\dots (4.5)$$

$$P_3 = \frac{HQ t}{367} \quad \dots\dots\dots (4.6)$$

ここで、 P : 所要動力 (kW)

P_1 : 水平無負荷動力 (kW)

P_2 : 水平負荷動力 (kW)

P_3 : 垂直負荷動力 (kW) (下りコンベヤの時はマイナスとする)

P_t : トリッパー又はスタッカーの運転動力 (kW)

f : ローラー軸受の回転摩擦係数

W : 運搬物以外の運動部分の重量 (kg/m)

V : ベルト速度 (m/分)

H : 揚程 (m) (トリッパーがある場合はトリッパーの立上り高さを含む)

ℓ : 水平機長 (m) (ベルトプリー間の水平中心距離)

ℓ_0 : 水平修正機長 (m), 経験的に次式より求められる。

$$\ell_0 = \frac{0.77931}{f - 0.006436} + 15.93$$

Qt : キャリヤ側 の 運搬量 (トン/時)

i) ベルト斜坑 BC の所要動力(P)は上記の式より次の様に求められる。

たゞし、 $f = 0.022$

$$\ell_0 = \frac{0.77931}{0.022 - 0.006436} + 15.93 = 66.001m \doteq 66m$$

$W = 63 \text{ kg/m}$ (ベルト幅 900mm の時)

$P_t = 1.25 \text{ kW}$ (固定トリッパを使用した場合)

$Q_t = 500 \text{ トン/時}$

$$P = \frac{0.022 \times (600 + 66) \times 63 \times 135}{6,120} + \frac{0.022 \times (600 + 66) \times 500}{367} + \frac{169 \times 500}{367} + 1.25 = 271.8 \text{ kW}$$

よって、300 kWのモーターを使用する。

ベルト有効張力 (F_p) は次の通りである。

$$F_p = \frac{6,120 P}{V} = \frac{6,120 \times 300}{135} = 13,600 \text{ kg} = 13.6 \text{ トン}$$

ii) 主幹坑道 BC の所要動力(P)は次の通りである。

ただし、 $f = 0.022$, $l_o = 66 \text{ m}$, $W = 63 \text{ kg/m}$ (ベルト幅: 900 mm),

$P_t = 1.25 \text{ kW}$ (固定トリッパ使用), $Q_t = 500 \text{ トン/時}$

$$P = \frac{0.022 \times (1,000 + 66) \times 63 \times 135}{6,120} + \frac{0.022 \times (1,000 + 66) \times 500}{367} + \frac{135 \times 500}{367} + 1.25 = 249.7 \text{ kW}$$

よって、300 kWのモーターを使用する。

ベルト有効張力 (F_p) は13.6 トンである。

iii) 片盤坑道 BC の所要動力(P)は次の通りである。

ただし、 $f = 0.022$, $l_o = 66 \text{ m}$, $W = 63 \text{ kg/m}$ (ベルト幅: 900 mm),

$P_t = 1.25 \text{ kW}$ (固定トリッパ使用), $Q_t = 500 \text{ トン/時}$

$$P = \frac{0.022 \times (1,000 + 66) \times 63 \times 135}{6,120} + \frac{0.022 \times (1,000 + 66) \times 500}{367} + \frac{75 \times 500}{367} + 1.25 = 168.0 \text{ kW}$$

よって、200 kWのモーターを使用する。

ベルト有効張力 (F_p) は次の通りである。

$$F_p = \frac{6,120 \times 200}{135} = 9,067 \text{ kg} \approx 9.1 \text{ トン}$$

IV) 採炭切羽BCの所要動力(P)は次の通りである。

ただし、 $f = 0.022$, $l_0 = 66 \text{ m}$, $W = 35.5 \text{ kg/m}$ (ベルト幅: 600 mm)

$P_t = 1.25 \text{ kW}$ (固定トリッパー使用), $Q_t = 200 \text{ トン/時}$

$$P = \frac{0.022 \times (500 + 66) \times 35.5 \times 135}{6,120} + \frac{0.022 \times (500 + 66) \times 200}{367}$$

$$+ \frac{10 \times 200}{367} + 1.25 = 23.2 \text{ kW}$$

よって、 30 kW のモーターを使用する。

ベルト有効張力(F_p)は次の通りである。

$$F_p = \frac{6,120 \times 30}{135} = 1,360 \text{ kg} = 1.36 \text{ トン}$$

上述の計算から決定されるベルトコンベヤの仕様をTable III-5に示す。坑内ベルトコンベヤの配置をFigure III-21に、各々のベルトコンベヤの概要をFigure III-22, 23, 24に、3ロールトラフキャリアの断面をFigure III-25に示す。

Table III-5 Specifications of Belt Conveyor

	Incline belt BC	Main entry BC	Cross main BC	Panel BC
Transport capacity (T/H)	500	500	500	200
Belt width (mm)	900	900	900	600
Belt speed (m/min)	135	135	135	135
Horizontal length (m)	600	1,000	1,000	500
Vertical length (m)	169	135	75	10
Valid tension (ton)	13.6	13.6	9.1	1.36
Drive unit size (KW)	150 x 2	150 x 2	200	30

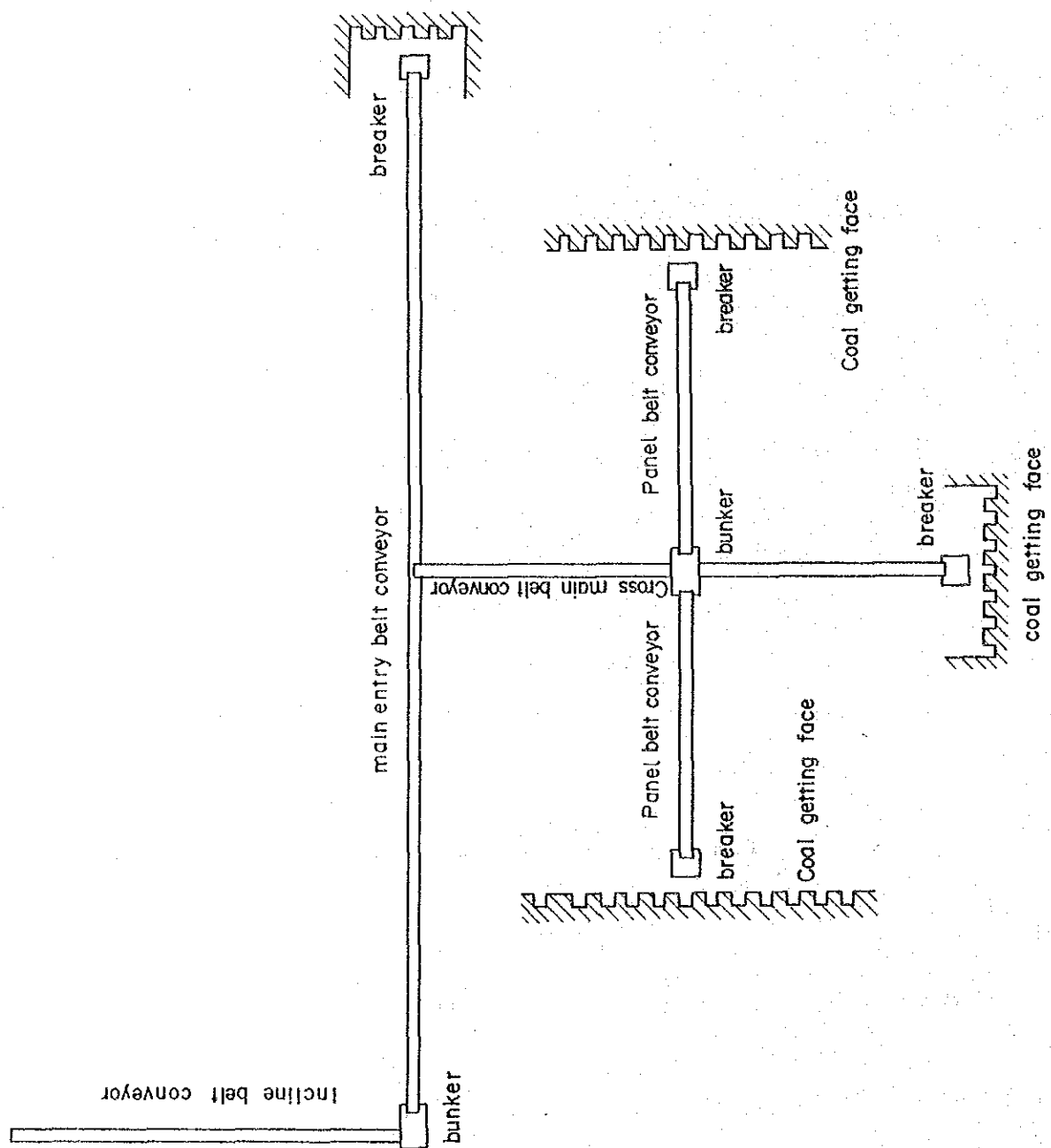


Figure III - 21 Layout of Underground Belt Conveyor

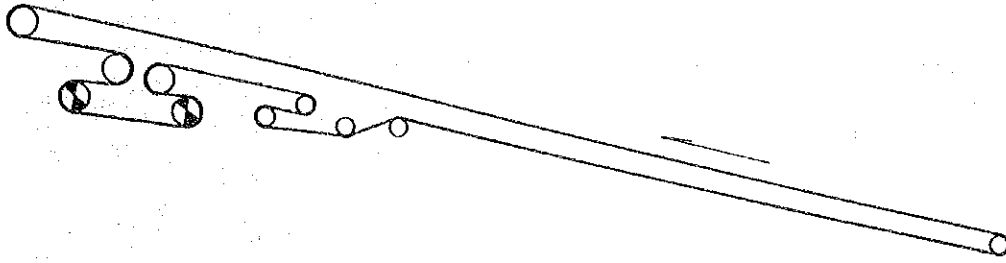


Figure III-22 Incline and Main Entry Belt Conveyor

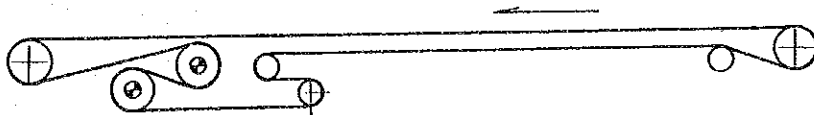


Figure III-23 Cross Main Entry Belt Conveyor

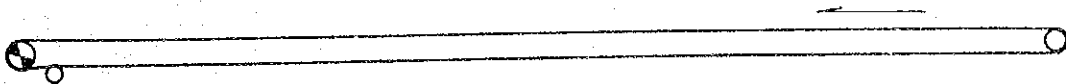


Figure III-24 Panel Belt Conveyor

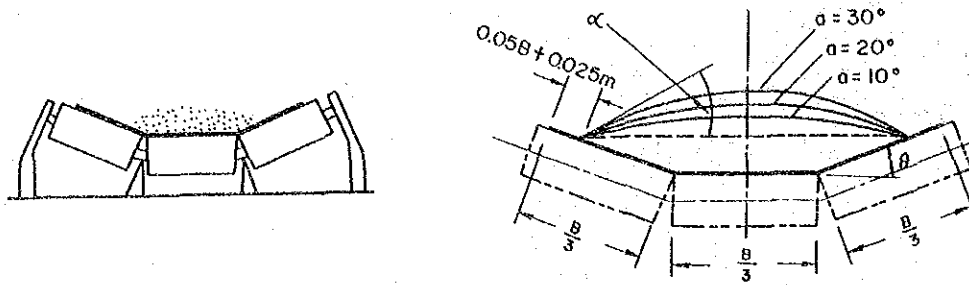


Figure III-25 Three Roll Trough Carrier (B: belt width)

4.3 坑内貯炭用バンカー

本計画では1日3方採炭で3つの採炭切羽から石炭を採掘する。これら採炭切羽は1つの採掘区面に集約させるので、片盤坑道のベルトコンベヤは3切羽から同時に出炭される場合には運搬能力が不足することもある。

従って、石炭輸送の円滑化を図る為に採炭切羽BCと主幹坑道BCの終端に、各々100トンと200トンの貯炭用バンカーを設置する。バンカーは全て自動制御とする。

Figure III-26 に貯炭用バンカーの概要を示す。

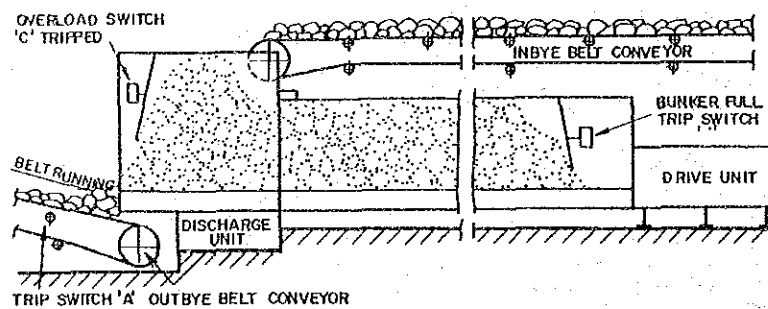


Figure III-26 Underground Bunker

4.4 人員輸送

人員輸送に要する時間は直接作業時間に影響を与えるので、最も短時間に人員輸送が行える様に計画する。入坑者はキャブランプ等の保安に必要な器具を持って坑口待合室に待機し、トラックレス人車で作業現場まで輸送される。

トラックレス運搬を採用した理由は次の通りである。

- 1) 柔軟性：固定した設備が少なく、必要な時に必要な場所に車輛を集中する事が出来る。
- 2) 運搬系統の単純化：坑口から目的地まで乗換えなしで人員を運搬出来る。
- 3) 高速性：最高速度 30 km/時程度の運行が容易に出来る。
- 4) 省力化：乗換えが殆ど不要で、運搬関係作業員を著しく減少させる事が出来る。

トラックレス運搬に使用する車輛はディーゼルエンジン駆動を採用する。

トラックレス車輛の選定に当っては、幅が狭く曲率が小さく、路面が悪く急勾配でも使用出来る様な低床式、関節式で全輪駆動式のものを採用する。トラックレス人車の概要を Table III-6 及び Figure III-27 に示す。

Table III-6 DIMENSIONS OF PERSONNEL CARRIER

A. Height	1,524 mm
B. Height, over canopy	1,829 mm
C. Height, rear chassis with canopy	1,829 mm
D. Length, overall	5,982 mm
E. Length, rear chassis	3,404 mm
F. Width, power unit	1,956 mm
G. Width, rear chassis	1,956 mm
H. Wheel base	2,997 mm
I. Turning radius, outside	5,588 mm
inside	3,404 mm

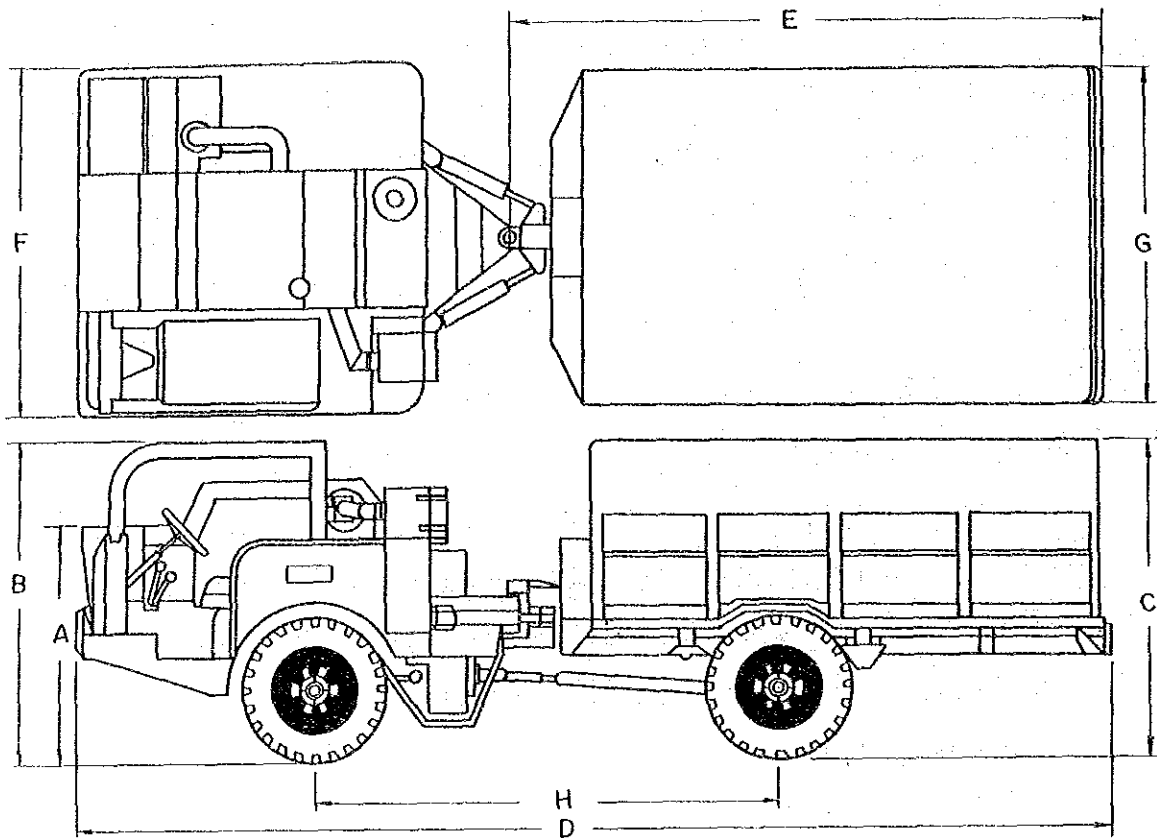


Figure III-27 Personnel Carrier

一般にトラックレス人車1台で14人程度を輸送出来るので、一方の必要人員39人を輸送する為には予備を含めて4台の人車が必要である。

4.5 材料輸送

常時必要な材料はルーフボルトと張り切り用材料である。その他に必要時に搬入するものはベルトコンベヤ用資材、電線、鋼管及び火薬類である。これらの材料は3台のトラックレス材料用運搬車で運ぶ。

トラックレス材料運搬車の概要を Table III-7 及び Figure III-28 に示す。

Table III-7 DIMENSIONS OF MATERIAL CARRIER

A.	Height	1,524 mm
B.	Height, over canopy	1,829 mm
C.	Height of bed	965 mm
D.	Length, overall	6,400 mm
E.	Length, rear chassis	3,658 mm
F.	Width, power unit	1,956 mm
G.	Width, rear chassis	1,956 mm
H.	Wheel base	2,997 mm
I.	Turn radius,	
	outside	6,096 mm
	inside	3,886 mm

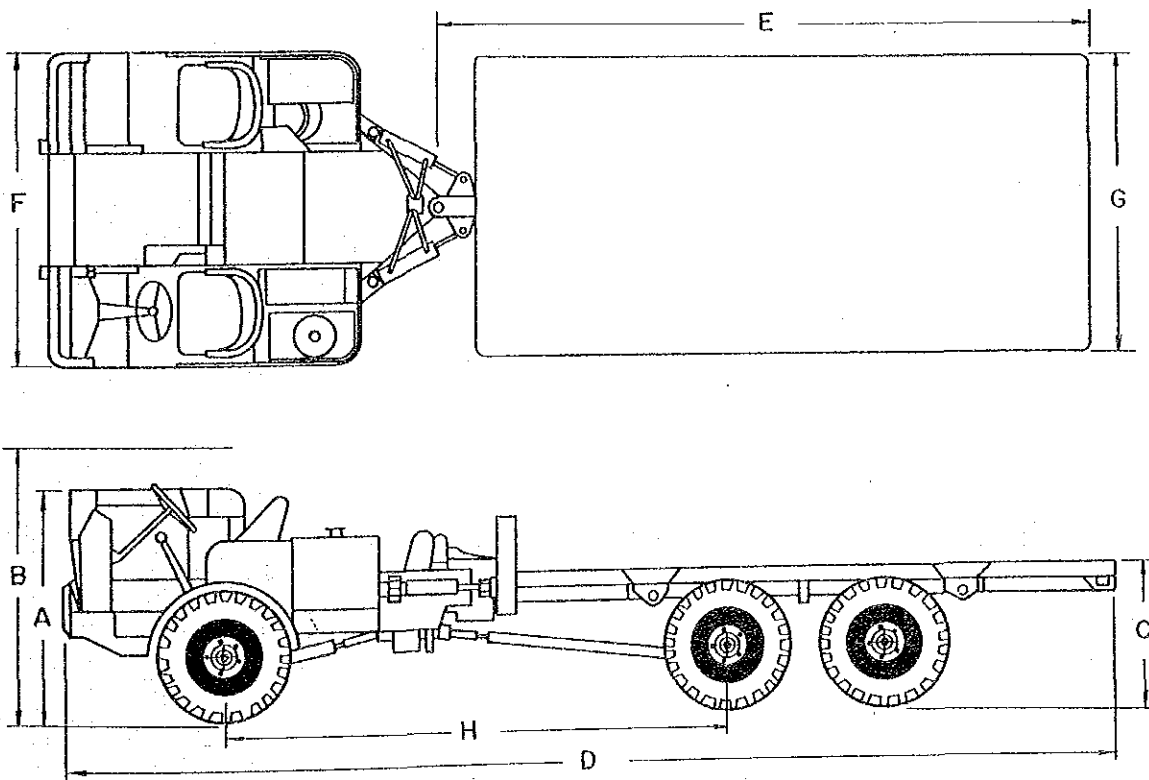


Figure III-28 Material Carrier

第5章 鉾山保安

第5章 鉱山保安

5.1 保安計画

炭鉱災害は頻発災害と重大災害とに分類される。頻発災害は落盤、崩壊、発破、火薬、運搬、転倒及び取扱い機材による災害等に分けられる。これらの災害防止にはきめこまかい作業規格及び作業手順を定める。保安教育及び日常の作業管理の中で、これらの規格及び手順の厳守を徹底させる事によって災害の減少に努める。

一方、重大災害はガス・炭塵爆発、自然発火、坑内火災等である。これらの災害防止の為に各々の防止対策を定め順守すると共に、坑内諸状況把握の為に集中監視システムを導入し、監視を強化して異常時の対応、処置の迅速化を図る必要がある。

1) 主な防止対策は次の通りである。

i) ガス・炭塵爆発

CH₄ ガスの挙動把握。炭塵抑制の為の撒水。岩粉棚の設置と岩粉撒布。

ii) 自然発火

採掘跡の完全密閉。

iii) 坑内火災

可燃性物質及び配電線の管理。

2) 集中監視システムは次の事項を含む。

i) 坑内ガスの監視装置

CH₄ , CO ガス

ii) ベルトコンベヤ監視装置

ベルトのスリップ、片寄り及び切断の検出。火災検知 (COガス)。撒水状況。

原炭の検量。貯炭バンカーの運転状況と貯炭の検量。

iii) 配電関係監視装置

電流、電圧、アース状況、開閉器の制御。

iv) 主要扇風機監視装置

風圧、風量、運転状況、他。

v) 排水ポンプ監視装置

水位、運転状況。

vi) テレビ監視