

第3章 原料

第3章 原料

3.1 石炭

3.1.1 依蘭炭鉱の一般概況

3.1.1.1 位置・交通

依蘭炭田は、ハルピン市東北東の松花江中流の両岸、依蘭、方正及び通河の3県の接合部三角地帯に位置し、ハルピン～同江（松花江・黒龍江の合流点、ロシア国境）の中間にある。東経 $129^{\circ} \sim 129^{\circ} 30'$ 、北緯 $46^{\circ} \sim 46^{\circ} 20'$ 間を占める。依蘭炭鉱の鉱区面積は 17km^2 で、主に松花江南岸の依蘭県達連河鎮にある。ハルピンより東北東に直距離 210km 、道路距離 260km の地点にある。

ハルピンより高速道路があり、同道路は、1997年10月完成、依蘭東方（下り） 130km の佳木斯（ジャムス）まで達している。鉄道の便はない。5月～11月には、松花江の船運（最大 $1,000\text{t}$ 級）があり、定期客船便もある。

3.1.1.2 地形・植生

依蘭炭田は、完達山脈西南麓、松花江に沿った南西～北東方向の盆地を占める。盆地幅は約 20km で、標高は $100\sim 120\text{m}$ 、2～3段の河岸段丘（各段 $5\sim 10\text{m}$ ）がある。東部は丘陵地帯をなす。河畔は湿地をなし、標高 $96\sim 98\text{m}$ である。

湿地、草原、雑木林及び農地よりなる。

3.1.1.3 社会環境

達連河鎮の人口は約 $60,000$ 人で、依蘭炭鉱及びハルピン気化廠の従業員とその家族を主とし、その他関連企業、商店、サービス業と農業従事者よりなる。

3.1.1.4 炭鉱の沿革

本炭田は、松花江の浚渫時に発見された。1938年に、第1、2、3、5及び6の5坑（鉱内掘）を開発又は計画したが、実際に出炭（ $2,000\text{t/d}$ ）したのは第1及び第2坑のみであった。一時中断後の沿革は以下の通りである。

- 1958年 露天鉱を地方国営（県営）で開始
- 1974年 斜鉱（旧2坑）を再開発し、鉱内掘を開始
- 1985年 ガス化工場用石炭供給のため、拡大生産開始
- 1989年 100万 t/y に達する

3.1.1.5 炭鉱の経営

依蘭炭鉱を経営するのは、ハルビン燃気化工総公司の子会社のハルビン煤炭工業公司である。煤炭工業公司は主に都市ガス製造工場のハルビン気化廠に原料石炭を供給することを主業務としている。

3.1.1.6 依蘭炭鉱選定の背景

煤炭科学研究総院は依蘭炭を選択した理由について以下の各項を挙げている。

- (1) 炭質が NEDOL 法液化方式に最適である。
- (2) 依蘭炭鉱の炭量は 2.3 億 t で、さらに、周辺にも炭量が期待できる。
- (3) 気化廠と炭鉱があり、インフラが完備している。この設備の一部を利用出来る。また適格な技術者がいる。
- (4) 地方(省・総公司)も液化工場の実現を熱望している。
- (5) 依蘭炭田の露天採掘はコストが比較的低い。

3.1.2 探査状況

過去下記の試錐探査を実施している。地震探査は実施していない。

1959 年～62 年 露天掘対象地の小範囲の浅掘り試錐を実施、数 10m グリッド

1979 年～81 年 ガス化工場用石炭埋蔵炭量確認のため、全鉱区に亘る試錐探査を実施

-150m まで 精査 約 150m グリッド

-150～-600m まで 概査 約 500m グリッド

これによって、ガス化用 100 年分の炭量を確認した。

過去に実施した試錐孔数は 108 孔、延 23,031m である。実施機関は省煤田地質 204 隊である。全鉱区 17km² に対する試錐密度は 1 孔/0.157km² (1 孔/400m×400m) で、中程度以上の精度と言える。

現在、依蘭炭田は松花江南岸部のみ探査及び開発・利用されている。将来は北岸の探査を進めて、依蘭炭田の予備埋蔵炭量の拡大を計る。また、将来は、-600m～-1,000m レベルの探査を進める計画である。

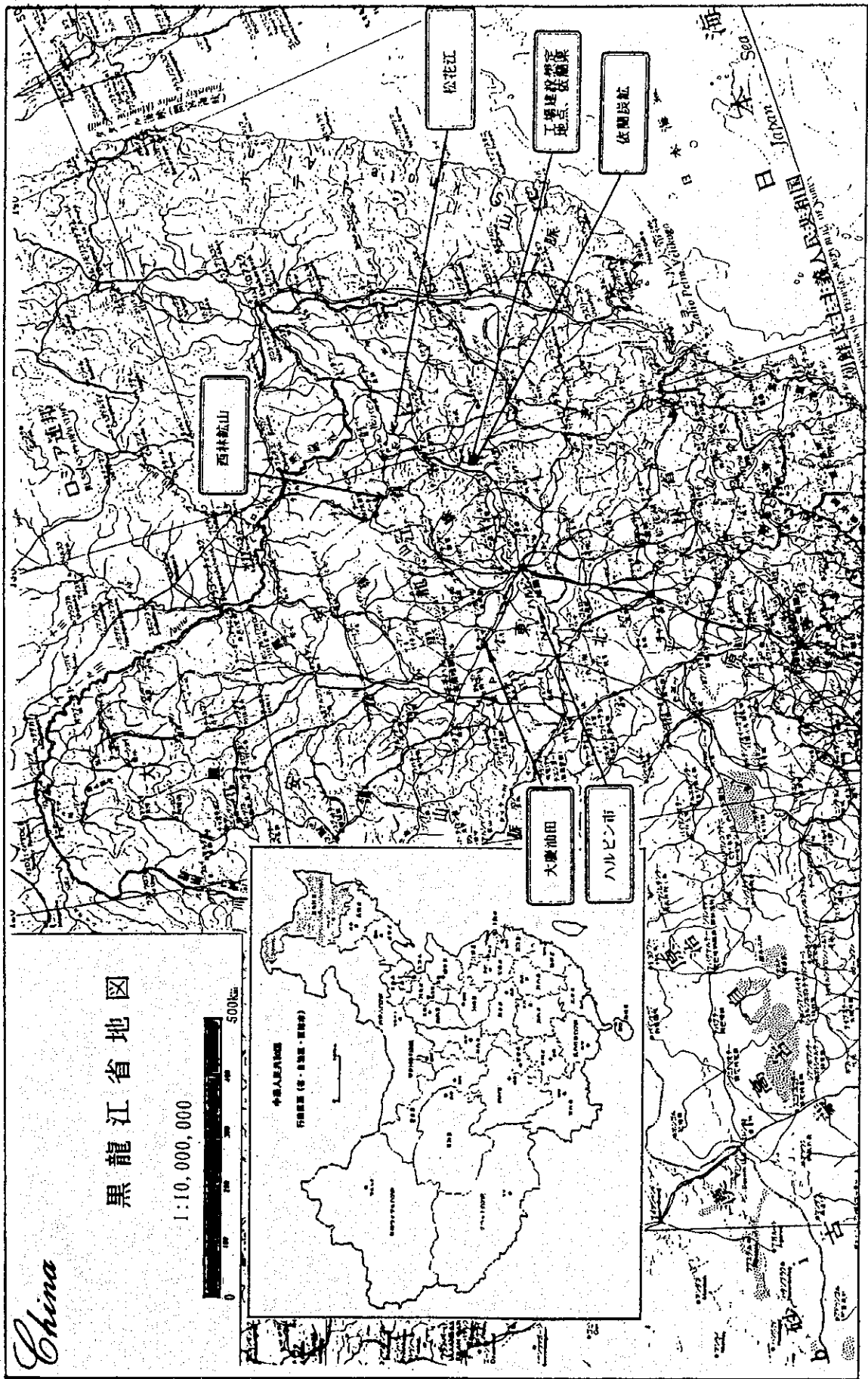


図 3.1-1 依蘭炭鉱・西林鉱山位置図



写真 3.1-1 上・下 依蘭炭鉱の採鉱現場

依蘭炭鉱(黒龍江省ハルビン市依蘭県)。

現在、年産150万トン。

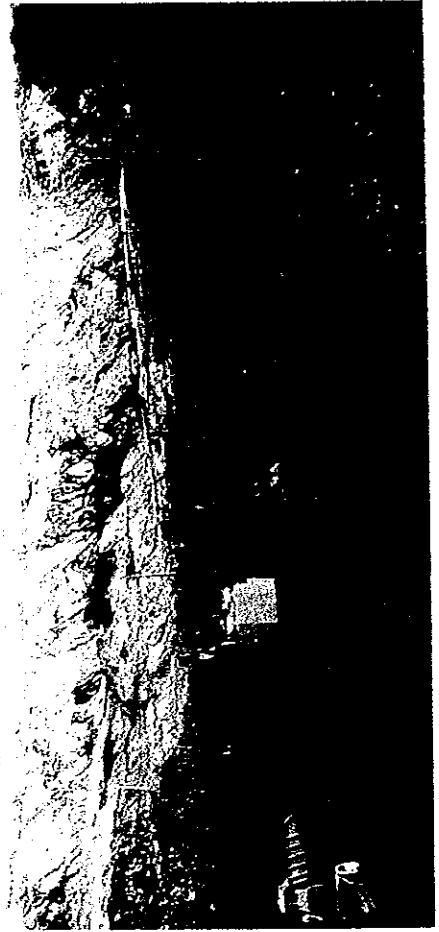
露天掘り3採炭区と斜坑1採炭区がある。

依蘭炭の炭質は石炭直接液化の原料として適しており、

本調査の石炭直接液化の原料として設定された。

従って、石炭直接液化工場の建設はこの依蘭炭鉱の

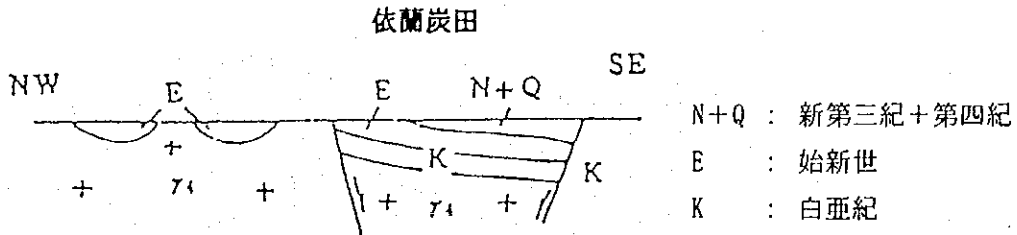
近くに想定された。



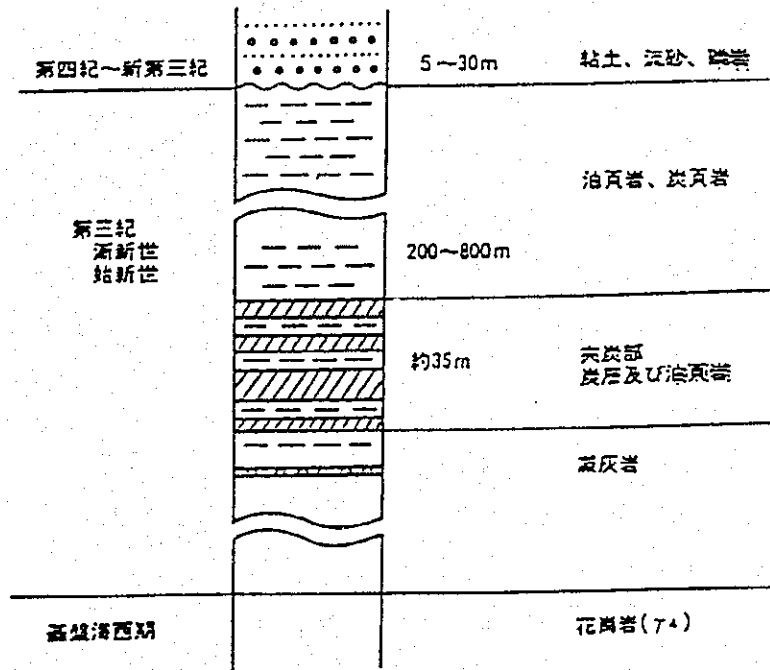
3.1.3 地質の概要

本地区は、大地質構造単位としては新華夏系第二隆起帯に属する(注1)。

(注1)「中国炭田の形成と分析」(科学出版社)によれば、依蘭炭田は下図の如く、地溝状地をなしている。



層序は下記の通りである(炭鋳側説明を図化したもの)。



東西走向、南へ17°前後傾斜する。断層は甚だしく発達しており、落差15m以上の42本の断層が、探査によって確認されている(図3.1-2参照)。

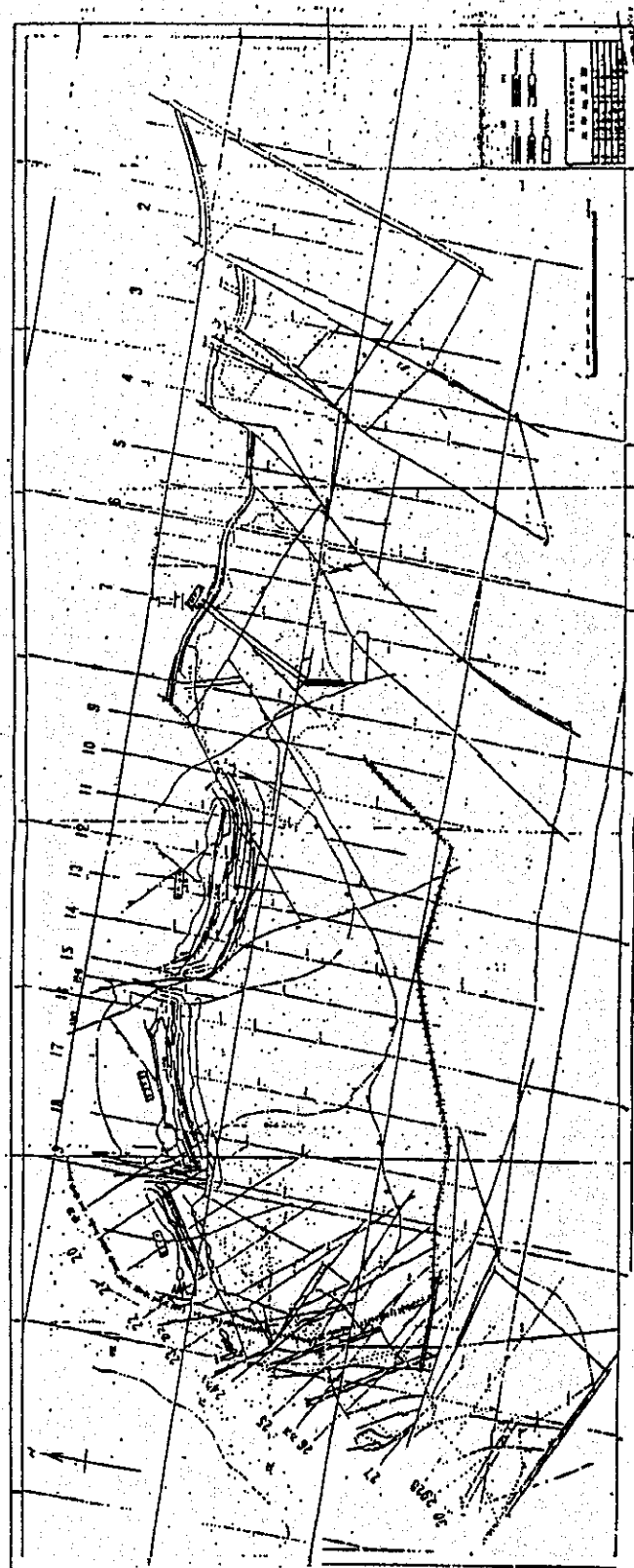


圖 3.1-2 宜蘭煤區地質圖

3.1.4 炭層状況

3.1.4.1 炭層の概要

上₁、上₁₋₂、上₂、中及び下層の5炭層があり、鉱区内の平均累計山丈は27.30m（利用出来る油頁岩間盤を含む）、平均累計炭丈は19.40mである。典型的な状況としての「総合柱状図」に基づく各層の層厚は以下の通りである。（図3.1-3 参照）。

上層（上 ₁ 、上 ₁₋₂ 、上 ₂ ）	山丈	16.10m	炭丈	9.05m
中層	山丈	7.70m	炭丈	7.50m
下層	山丈	3.50m	炭丈	2.85m
計	山丈	27.30m	炭丈	19.40m

採掘丈には「利用」できる油頁岩を含む（国家規則により石炭と共に採掘することとなっている）。「利用」できるの意は、発熱量が2,000kcal/kg以上あり、発電所等の熱源となり得るものの意である。ただし現実には、2,000kcal/kg以上あっても、厚い夾みは除去している。基本的には下記の様な基準で採掘している。（注2）

0.50m以下（単独で）の石炭	→	廃土へ
0.80m以下の夾み	→	原炭へ

（注2）上記基準は、大型電気ショベルによる選別採掘の限界によると思われる。この基準を「総合柱状図」に適用すると、添付図の通り採掘丈23.35m（炭丈19.2m）と想定される。

3.1.4.2 炭層の地域的变化

炭層厚の変化の趨勢は、南北方向では変化は小さく、東から西に行くにつれ薄から厚に変化する。垂直的には、厚く発達し、「結構」（いわゆる「かざり」、炭層中の石炭・夾みの構成）も簡単で、炭質が良いのは中部の中層である。水平的には、中浅部で発達する。

3.1.5 炭量

依蘭炭鉱鉱区の-600mまでの炭量は、下記の通りである（注3）。

深 度	埋蔵炭量	可採炭量	精度
-150mまで	7,862万t	7,375万t	精密探査
-150m～-400m	5,383万t	4,037万t	詳細探査
-400m～-600m	9,602万t	7,201万t	普通探査
計	22,847万t	18,613万t	

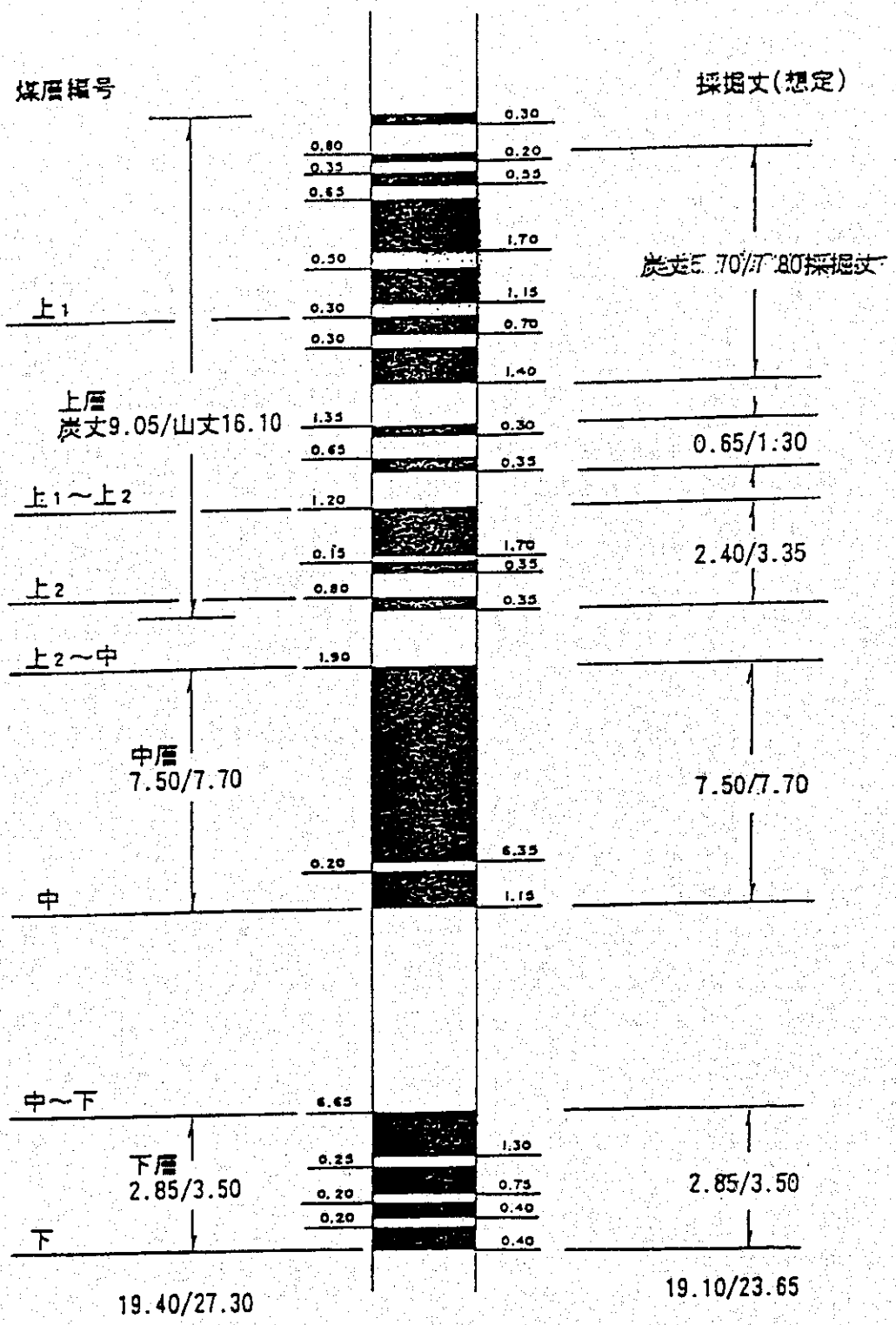


圖 3.1-3 依蘭炭鉍標準柱狀圖

前記-150mまでの可採炭量 7,375 万 t は全量露天掘対象であり、-150m~-400m の 4,037 万 t の内 2,920 万 t は現斜坑採掘予定範囲の可採炭量である。

(注 3) 層別炭量については入手していない。採掘丈からの計算推定層別重量比 (計算方法は 3.1.6.2(3)参照) は下記の通りで、これがほぼ炭量比に近いと思われる。

上層 56%
 中層 29%
 下層 15%

3.1.6 炭質の概要

3.1.6.1 分析・試験値

工業分析	固有水分	全炭田	2.5~3.5%
		上層	23~30%
		中層	~8%
	灰分	下層	~21%
		全炭田	47~50%
		揮発分	
発熱量		上層	$23 \times 10^6 \text{ J/kg}$ (5,500 kcal/kg)
		中層	$28 \times 10^6 \text{ J/kg}$ (6,689 kcal/kg)
全硫黄		全炭田	0.3~0.5%
		元素分析	
C	上層		75~76%
			78%
	中層		78%
			78%
	H	全炭田	5~6%
		上層	15%
O	中層	14%	
	上層	1.4%	
N	中層	1.3%	
	上層	1.3%	
S	全炭田	0.3~0.5%	

灰の溶融点(酸化雰囲気) 1,450℃

組織分析、HGI データは入手されていない。

上記の石炭分析値の他に、石炭性状について下記の 3つの情報が入手されている。

①篩分け試験試料の分析値

採掘原炭 3 試料 (篩分け試験試料) の分析値は下記の通りである。なお、中層および上層は露天坑、二坑-180M水平は斜鉱の中層である。

	水分 [wt%]	灰分 [wt%]	揮発分 [wt%]	発熱量 10 ⁶ [J/kg]
中層	6.23	13.57	48.24	24.67
上層	4.91	22.60	50.10	20.99
二坑-180M水平	4.25	14.89	49.70	-

② 浮沈試験試料、灰分分析値

煤炭科学研究総院の浮沈試験試料炭の各層の灰分は下記の通りである。

上層	41.84wt%
中層	16.92wt%
下層	12.89wt%

③ 11/dPSU 試験炭分析値

灰分はwt%である。分析結果は表 3.1-1 に示す。

3.1.6.2 灰分について

上記の通り、灰分について種々の数値が提示されているが、どの数値が代表性があるかについて考察する。

上層灰分は 23~42wt%と幅があるが、現在露天掘で採掘されている上層の灰分は下記の点から 40wt%以上であると考ええる。

- (1) ハルピン気化廠への供給炭の灰分が 40wt%との説明があった。
- (2) ハルピン気化廠への供給石炭の平均灰分は 36~39%である。

また、煤炭科学研究総院の説明では「依蘭炭の灰分は 30%（気化廠への供給）で、液化では選炭が必要」としている。

- (3) 採掘丈（炭丈／山丈）からの類推が 42.5wt%である。

石炭丈（量）	8.75	夾み丈	3.70	
石炭比重	1.30	夾み比重	2.10	
石炭重量	11.38	夾み重量	7.77	計19.15
石炭中灰分	10%	夾み中灰分	90%	
石炭中灰分重量	1.14	夾み中灰分重量	6.99	計8.13
灰 分			42.5%	

- (4) 浮沈試験試料炭は 41.84%である。

但し、現在の露天掘においては前述の如く、0.8m 以下の夾みを原炭に含めて採掘しており（気化廠が低負荷操業をしているため可能）、灰分は 40%以上と高いが、もっと薄い夾み、例えば 0.3~0.5m 以上の夾みを現場において除去すれば、灰分を下げる（23~30%）ことは技術的に可能である。

しかしながら坑内掘、特に後述放頂煤法採炭においては、夾みの除去は不可能で、当然、原炭は高灰分（現露天掘以上）となる。

中層灰分も、浮沈試験試料の16.9wt%、調査表回答による8wt%、表3.1-1に示す3.3wt%～9.5wt%と幅がある。浮沈試験の中層試料は、鉱内掘より採取されており、従って放頂煤法採炭法のために、天盤よりの硬の混入によって灰分が高くなったと考えられる。後述の如く、液化用原料炭は坑内掘より供給する、とされているので将来の中層灰分は15wt%強と考えられる。

上記浮沈試験の試験炭の下層灰分12.89wt%は、前述の上層炭と同様計算による炭丈/山丈比からの推定31wt%に較べて著しく低い。調査表追加回答では21wt%以下であり、下層の夾みは、総合柱状図に示されている夾みより、全般的に少ないことも考えられる。平均的には15～20wt%と推測される。

3.1.6.3 可選性

3.1.6.3.1 浮沈試験結果

入手した3浮沈試験結果を図3.1-4～図3.1-6に示す。なお、中国側提供資料は数値のみであったが、これにより調査者が作図した。また、浮沈試験は0.5～3mmと0.5mm以下について行われているが、上図はこれらを合成した全粒度の結果を示した。

試料の採取箇所は以下の通りである。

上層 露天掘第2鉱

中層 坑内掘

下層 露天掘第3坑の中層採掘跡下盤より掘削した立坑

浮沈試験試料は、トップサイズを3mm（従って0.5mm以下が50%以上と非常に多い）と単体分離に近く、実際の選炭とは異なっていることを考慮する必要がある。

3.1.6.3.2 選炭歩留の考察

液化用及び水素製造用の原料炭に要求される灰分10%の選炭歩留について考察する。

前記浮沈試験結果から推定される灰分10wt%精炭の理論歩留は以下の通りである。

上層	27%
中層	89%
下層	95%

しかしながら、実際の選炭歩留については下記を考慮しなければならない。

- (1) 試験試料の代表性 - 原炭灰分のばらつき
- (2) 困難度 (注5) と実選炭設備の選択
- (3) 試験試料の粒度

(注5) 分離比重±0.1範囲内の重量%。これが大きいほど、石炭の硬への逃げ、硬の精炭への混入が多くなり、選炭が困難になって歩留効率 (=実歩留/理論歩留) が低くなる。

浮沈試験は、各層 1例のデータである。しかしながら、上層の灰分は他の試料と合致し、また中層は上盤硬混入を考慮すれば、ほぼ代表性があると考えられる。下層灰分は、非常に低く、代表値とは考えがたい。前述の如く平均的には15~20wt% と考える。

中層と下層の灰分 10%分離における困難度はいずれも約 5%と低く選炭は容易である。ジグ選炭機 (跳汰機) を使用してほぼ理論値の歩留が期待できる。上層の困難度は 30%と高く、ジグ選炭機のみでの選炭は困難である。もっと高級な選炭機、例えば重液サイクロン等を必要とするが、重選では分離比重 1.80 以上は操業困難であること、及び上層では粗選/精選を必要とすることなどから、ジグ+重選のプロセスを必要とする。

また、-0.5mm 試料の浮沈試験結果から見て、浮選を採用しても大幅に歩留が上がるとは考えられない。

結論として、実選炭の予想粒度をも考慮して、各層の選炭歩留を以下の通りと推定する。

上層	20%未満	(ジグ+重選)
中層	85% ~ 88%	(ジグ)
下層	85% ~ 88%	(ジグ)

3.1.6.4 炭質の水平・垂直的变化

本地域の石炭 (炭層) の灰分は炭層かざりに密接に関係があり、かざりの複雑な上層は灰分が高く、単純な中層は灰分が低い。14 探查線 (前出地質図参照) 近くでは、灰分は普遍的に高いが、本区中部の炭質はよい。鉱命における採掘後期では、上層炭と下層炭の灰分は前期と変わらないが、中層は後期において層厚も厚く、炭質も良くなる。

表3.1-1 依蘭炭炭質分析表

試料No.			No.1	No.2	No.3	No.4	
工業分析	水分	[wt%]	6.0	4.40	11.6	6.08	
	灰分		3.85	9.46	3.27	4.42	
	揮発分		43.83	40.67	45.59	41.80	
	固定炭素		46.32	45.47	51.14	47.70	
HGI			45.0	—	51	54	
灰熔融温度	酸化	軟化点	[°C]	1,280	1,400	—	—
		融点		1,390	1,490	—	—
		流動点		1,405	1,550	—	—
	還元	軟化点	[°C]	1,230	1,320	—	—
		融点		1,275	1,420	—	—
		流動点		1,365	1,570	—	—
灰の組織	SiO ₂	[wt%]	57.50	63.26	50.43	49.55	
	Al ₂ O ₃		21.13	20.04	27.98	27.62	
	Fe ₂ O ₃		8.70	7.85	10.49	14.79	
	CaO		5.04	2.13	4.98	3.56	
	MgO		0.68	0.69	1.10	1.12	
	Na ₂ O		0.32	0.23	0.05	0.46	
	K ₂ O		0.29	0.41	0.17	0.16	
	P ₂ O ₅		1.56	0.12	0.30	0.18	
	MnO		0.10	0.12	0.08	—	
	SO ₃ 他		3.20	1.78	2.13	1.05	
	TiO ₂		1.17	2.63	1.30	1.38	
元素分析*	C	[wt%]	—	—	—	77.41	
	H		—	—	—	6.50	
	N		—	—	—	1.50	
	S		—	—	—	0.25	
	O		—	—	—	14.35	
組織分析	ビトリニット	[vol%]	—	—	—	85.76	
	エクジニット		—	—	—	0.31	
	イナーテナイト		—	—	—	13.93	
	Ro max	[%]	—	—	—	0.5	

* 無水無灰基

出所 No.1 NEDO委託「炭質調査」石炭技術研究所(現JCOAL)報告書

No.2 NEDO委託「炭質調査」石炭技術研究所(現JCOAL)報告書

No.3 NEDO委託 1t/dpSU依蘭炭液化試験結果

No.4 北京煤化学研究所

浮沈試験結果並びに可選曲線 試料：依蘭上層

粒径：全粒度 (<3.0mm)、 重量割合：100.0%

比重区分	重量%		浮揚物				沈下物			中点までの 累計重量
	W(%)	A(%)	WA %	ΣW	ΣWA	累計灰分 ΣWA/ΣW	累計重量 100-ΣW	↑ ΣWA	↑ ΣWA/100-ΣW	
<1.20	0.25%	2.12%	0.0%	0.3%	0.0%	2.1%	99.7%	41.3%	41.9%	0.1%
1.20-1.30	6.67%	5.64%	0.4%	6.9%	0.4%	5.5%	93.1%	41.5%	44.5%	3.6%
1.30-1.40	13.67%	9.47%	1.3%	20.6%	1.7%	8.1%	79.4%	40.2%	50.6%	13.8%
1.40-1.50	16.16%	19.46%	3.1%	36.8%	4.8%	13.1%	63.2%	37.0%	58.5%	28.7%
1.50-1.60	10.29%	31.47%	3.2%	47.1%	8.1%	17.1%	53.0%	33.8%	63.8%	41.9%
1.60-1.70	7.15%	38.60%	2.8%	54.2%	10.9%	20.0%	45.8%	31.0%	67.7%	50.6%
1.70-1.80	7.57%	49.60%	3.2%	61.8%	14.6%	23.6%	38.2%	27.1%	71.3%	58.0%
>1.80	38.23%	71.32%	27.3%	100.0%	41.8%	41.8%	0.0%	27.3%	80.9%	80.9%

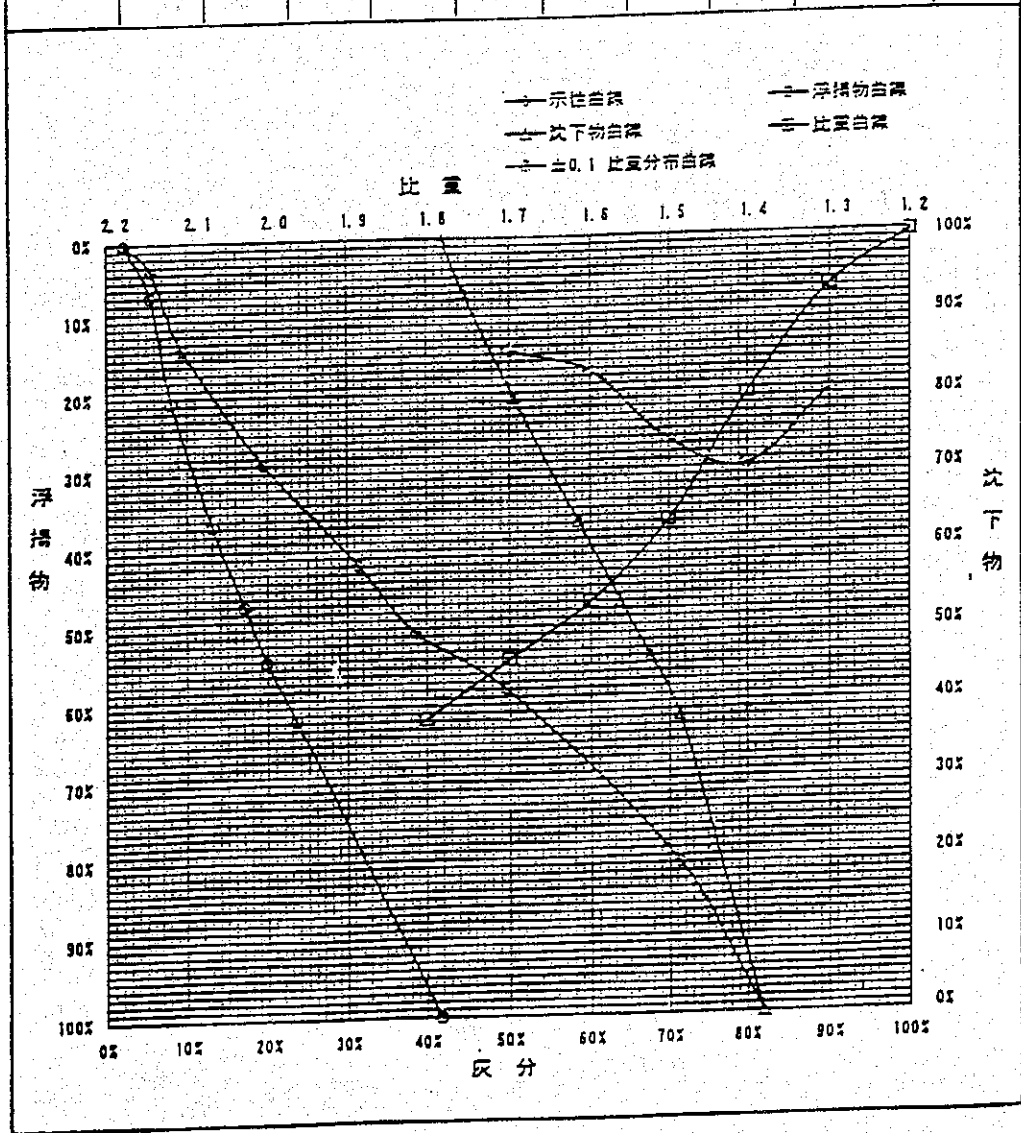


図 3.1-4 可選曲線 (その1)

浮沈試験結果並びに可選曲線 試料：依蘭中層

粒径：0.5~3.0mm, 重量割合：46.18%

比重区分			浮揚物				沈下物			中点までの 累計重量
	重量%	灰分	WA%	ΣW	ΣWA	累計灰分 ΣWA/ΣW	累計重量 100-ΣW	ΣWA	累計灰分 ΣWA/100-ΣW	
	W(%)	A(%)								
<1.20	0.18%	2.08%	0.0%	0.2%	0.0%	2.1%	99.8%	42.7%	42.8%	0.1%
1.20-1.30	9.55%	5.72%	0.5%	9.7%	0.6%	5.7%	90.3%	42.2%	46.7%	5.0%
1.30-1.40	13.32%	11.02%	1.5%	23.1%	2.0%	8.8%	77.0%	40.7%	52.9%	16.4%
1.40-1.50	16.20%	23.81%	3.9%	39.3%	5.9%	15.0%	60.3%	36.8%	60.6%	31.2%
1.50-1.60	11.51%	35.65%	4.1%	50.8%	10.0%	19.7%	49.2%	32.7%	68.5%	45.0%
1.60-1.70	5.11%	44.35%	2.3%	55.9%	12.2%	21.9%	44.1%	30.5%	69.0%	51.3%
1.70-1.80	7.18%	51.82%	3.7%	63.1%	15.0%	25.3%	37.0%	26.7%	72.4%	59.5%
>1.80	36.95%	72.37%	26.7%	100.0%	42.7%	42.7%	0.0%	26.7%		81.5%

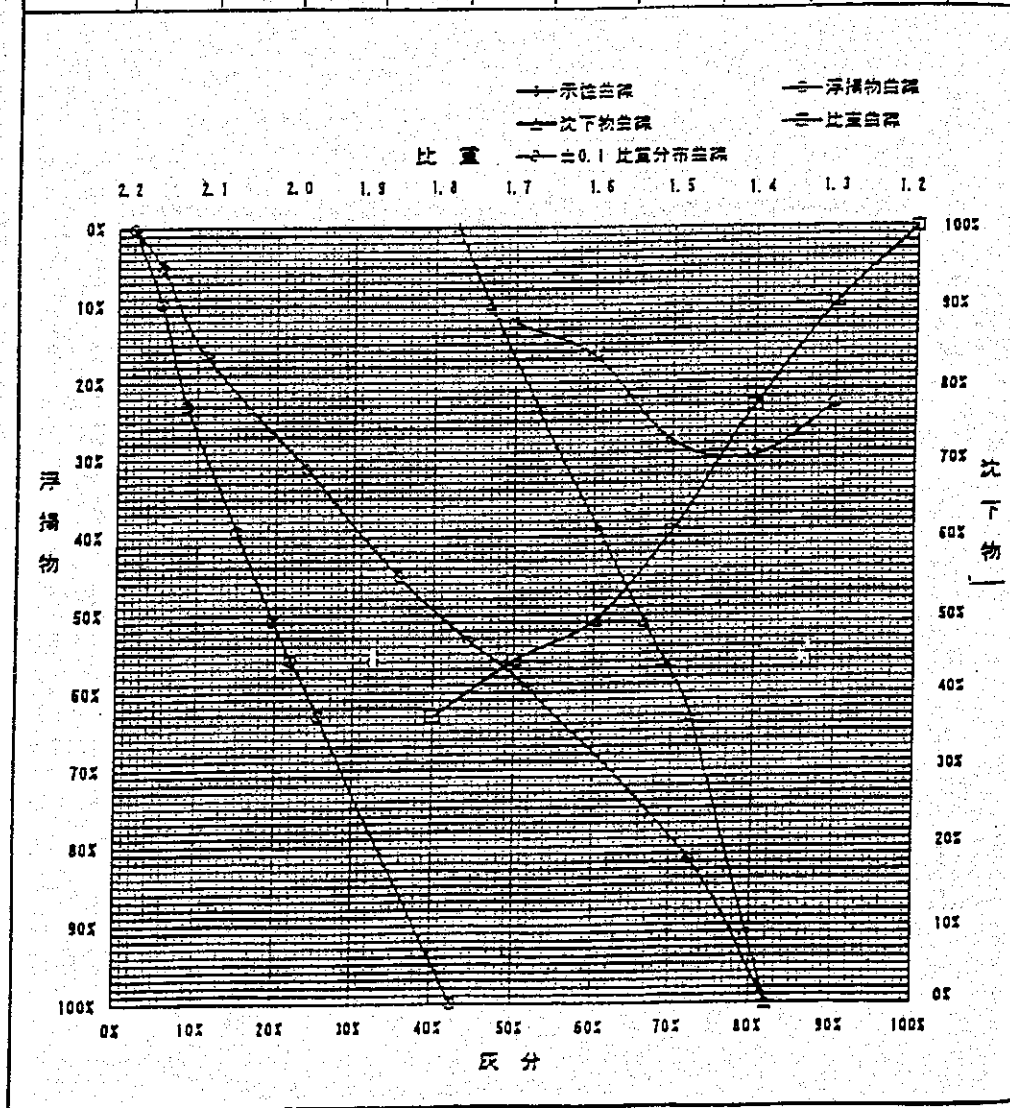


図 3.1-5 可選曲線 (その2)

浮沈試験結果並びに可選曲線 試料：依蘭下層

粒径：<0.5mm, 重量割合：53.82%

比重区分	浮揚物					沈下物					中点までの 累計質量
	重量% W(%)	灰分 A(%)	NA%	ΣW	ΣNA	累計灰分 ΣNA/ΣW	累計質量 100-ΣW	ΣNA	累計灰分 ΣNA/100-ΣW		
<1.20	0.14%	2.14%	0.0%	0.1%	0.0%	2.1%	99.7%	41.1%	41.2%	0.2%	
1.20-1.30	4.20%	5.49%	0.2%	4.5%	0.2%	5.2%	95.5%	40.9%	42.8%	2.4%	
1.30-1.40	13.95%	8.21%	1.1%	18.5%	1.4%	7.5%	81.5%	39.7%	48.7%	11.5%	
1.40-1.50	16.11%	15.72%	2.5%	34.6%	3.9%	11.1%	65.4%	37.2%	56.9%	26.6%	
1.50-1.60	9.24%	27.00%	2.5%	43.9%	6.4%	14.6%	56.1%	34.7%	61.8%	39.2%	
1.60-1.70	8.90%	35.77%	1.2%	52.8%	9.6%	18.2%	47.2%	31.5%	66.7%	48.3%	
1.70-1.80	7.90%	47.86%	3.8%	60.7%	13.4%	22.1%	39.3%	27.7%	70.5%	56.7%	
>1.80	13.34%	70.47%	27.7%	100.0%	41.1%	41.1%	0.0%	27.7%		80.1%	

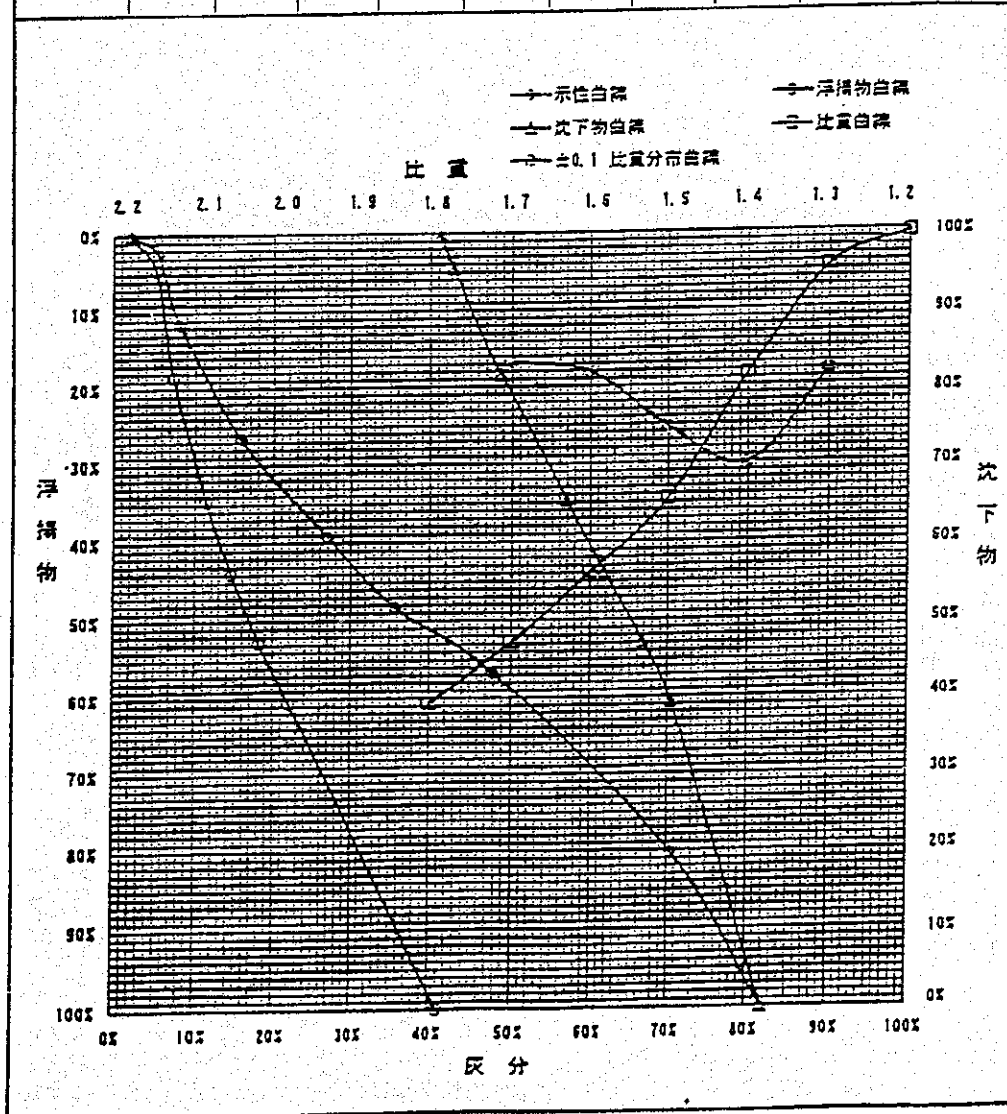


図 3.1-6 可選曲線 (その3)

3.1.7 生産と供給

3.1.7.1 生産

1993～1997年の5年間の坑別生産量は下記の通りである。

[1,000 t]

	露天掘				坑内掘	合計
	第1坑	第2坑	第3坑	小計		
1993	349	376	227	952	128	1,080
1994	300	401	248	949	126	1,075
1995	225	520	285	1,030	112	1,142
1996	235	557	310	1,102	102	1,204
1997	286	622	317	1,225	143	1,368

3.1.7.2 供給

気化廠ガス化原料 100万 t/y

その他 45万 t/y

炭鉱自家発電用 (9,000kW)

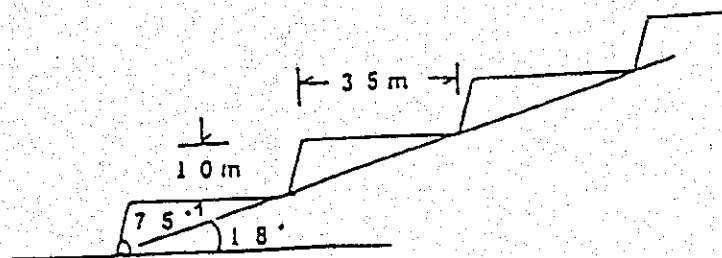
ボイラー用燃料

その他民生用

3.1.8 露天掘の概要

3.1.8.1 採掘方式

- (1) ベンチカット・トラックアンドショベル方式、発破（硝安）実施
- (2) 現在剥土は全量ピット外へ搬出しているが、将来はバックフィルする
- (3) ベンチ設計



- (4) 0.80m以下の夾み → 石炭と共に採掘原炭へ
- 0.50m以下（単独の）石炭 → 厚い夾みと共に採掘、廃土へ

3.1.8.2 現稼行ピット

走向方向に3ピット配列。断層により各ピットは隔てられている。

	長さ×幅×深さ(坑底レベル)	開坑
第1坑	1,700m×700m×90m (+6m)	1964年
第2坑	1,200m×500m×50m (+45m)	1970年
第3坑	800m×500m×45m (+50m)	1979年

過去5年間の剥土量と剥土比は下記の通りである(剥土比は調査者算出)。

	剥土量 [1,000BCM]				剥土比 [BCM/原炭 t]			
	第1坑	第2坑	第3坑	計	第1坑	第2坑	第3坑	平均
1993	1,580	2,725	718	5,023	4.5	7.2	3.2	5.3
1994	1,200	1,930	745	3,875	4.0	4.8	3.0	4.1
1995	1,610	1,950	1,120	4,680	7.2	3.8	3.9	4.5
1996	1,690	2,516	1,086	5,292	7.2	4.5	3.5	4.8
1997	2,021	2,800	1,165	5,986	7.1	4.5	3.7	4.9
計・平均	8,101	11,921	4,834	24,856	5.8	4.8	3.5	4.7

3.1.8.3 主要機械

	型 式	能力万 m ³ /y	台数
電気ショベル (4m ³ 、300kW)	WD-400	75	11
電気ショベル (1m ³)	W-100	15	8
ブルドーザー	T-180	40	12
トラック (4t)		20	64
トラック (10t)		8	32

電気ショベルは中国製(撫順掘削機工場製)、トラックは旧ソ連製で、いずれも剥土・石炭共用。10年程度で更新する。オーバーホールは自家修理工場で工場で行う。部品調達は中国製、ソ連製とも容易である。

3.1.8.4 操業体制

- (1) 従業員 5,000人、平均賃金 5,000元/y
- (2) 年間操業日数 330日×8時間/方×3方
- (3) 気象条件による休業 —— 大雨・大雪による排水、スリップのための休業が年間に10日位ある。

3.1.8.5 電力および用水

電力は自家発電（9,000kW）によってすべてまかなう。水（5,400m³/d）はガス化工場取水・浄水場（松花江河畔）より供給。

3.1.9 坑内掘の概要

3.1.9.1 展開方式

1974年、旧2坑斜坑を取明け、斜坑・片盤式展開（西側1,200m、東側800m）で、再開発を行った。現在最深採掘レベルは-225mである。

- (1) 斜坑：本卸 入気、石炭搬出・材料搬入、人員入・出坑（人車あり）
断面7m²、傾斜21°、延長910m（坑口+100m、坑底-180m）
捲 500kW、実車12函（1t炭車）捲揚
連卸 排気、扇風機130kW、排気量1,900m³/分

- (2) 払展開
片盤方式

3.1.9.2 採炭方式

1994年に「放頂煤法」採炭法（注6）を導入、中層全層6.5mを、長壁式後退払いで採炭している。

- (1) 下部2mを自走枠、ダブルレンシングドラムシェアラで採掘、後部枠をスライドして窓を開け、上部4.5mを自然崩落（ケーピング）により採炭。実収率85～87%

- (2) 面長100m、日進0.6m

- (3) 設備

「普及型（小型）」であり、一式200万元（約3,200万円）

ドラムシェアラ 100kW

自走枠 80セット/払 支持力 25t/基

（注6）放頂煤法採炭法（図3.1-8参照）

フランスで開発された採炭方式（Soutirage法）で、厚層の下部炭を通常の長壁式機械化方式で採炭し、上部炭を自然崩落により、自走枠後部窓より取りこむ方法（長壁式トップコールケーピング採炭法）である。中国では、1984年に国産設備により試験操業を開始し、1993年頃より急速に発展した。1996年には、全中国で同法による払は77ヶ所あり、最大250万t/y・払以上である。払以上である。

この採炭法のわりに、出炭量が少ない理由については以下の説明を受けている。

需要と斜坑捲揚能力の制約のため出炭を押さえている。増産（後述）のため、下記の如く、新斜坑掘削、切羽大型化、「高級機」の導入を決めている。

斜 坑	断面 8m ² 、傾斜 22°、0.8m 幅ベルト敷設、運搬能力、 1,500 t/d (近々着工)。	
払 面 長	150~180m	
設 備	ドラムシアラー 400kW 自走枠支持力 200t/基	} 1,000 万元/一式
出 炭 量	45 万 t/y	

本方式により、10m 程度の断層を乗越える事が可能である。1 払で約 1 年間継続する。
自然発火は後山側古洞ではある。密閉で対処している。

3.1.9.3 坑道掘進

発破・手積みによる。支保は木柱及びセメント吹付けによる。

3.1.9.4 運搬方式

レール敷設、炭車 (1 t) による。

3.1.9.5 払推移

1993~1997 年の 5 年間の採炭払推移と出炭量は以下の通りである。

1993	1994	1995	1996	1997
1 号払 12.8 万 t				
	2 号払 12.5 万 t			
		3 号払 11.2 万 t		
			4 号払 10.2 万 t	
				5 号払 14.3 万 t

3.1.9.6 坑道掘進長

1993～1997年の5年間の坑道掘進長は以下の通りである。

	1993	1994	1995	1996	1997
沿層（水平）	2,400m	2,000m	1,500m	2,500m	3,000m
岩石（水平）	200m	400m	400m	400m	400m

3.1.9.7 主要機械・設備

機 種	型 式	能 力	台 数
採 炭 機	ML-100	200 t/h	2
巻 揚 機	Jk-20/2.5	100 t/h	1
扇 風 機	20B	2,400 m ³ /分	2
コンベヤ	Jk-80	300 t/h	1（切羽チェンコンベヤ）

（掘進機：積込機は無し）

3.1.9.8 坑内ガス

若干多い。メタンガスの発生は炭層からで、油頁岩からではない。

排気（1,900m³/min）中のメタンガス濃度は0.01vol%。

3.1.9.9 操業体制

- (1) 従業員数 800人、平均賃金 6,000元/y
- (2) 330日/y × 3方/d（払は各方採炭・支保）

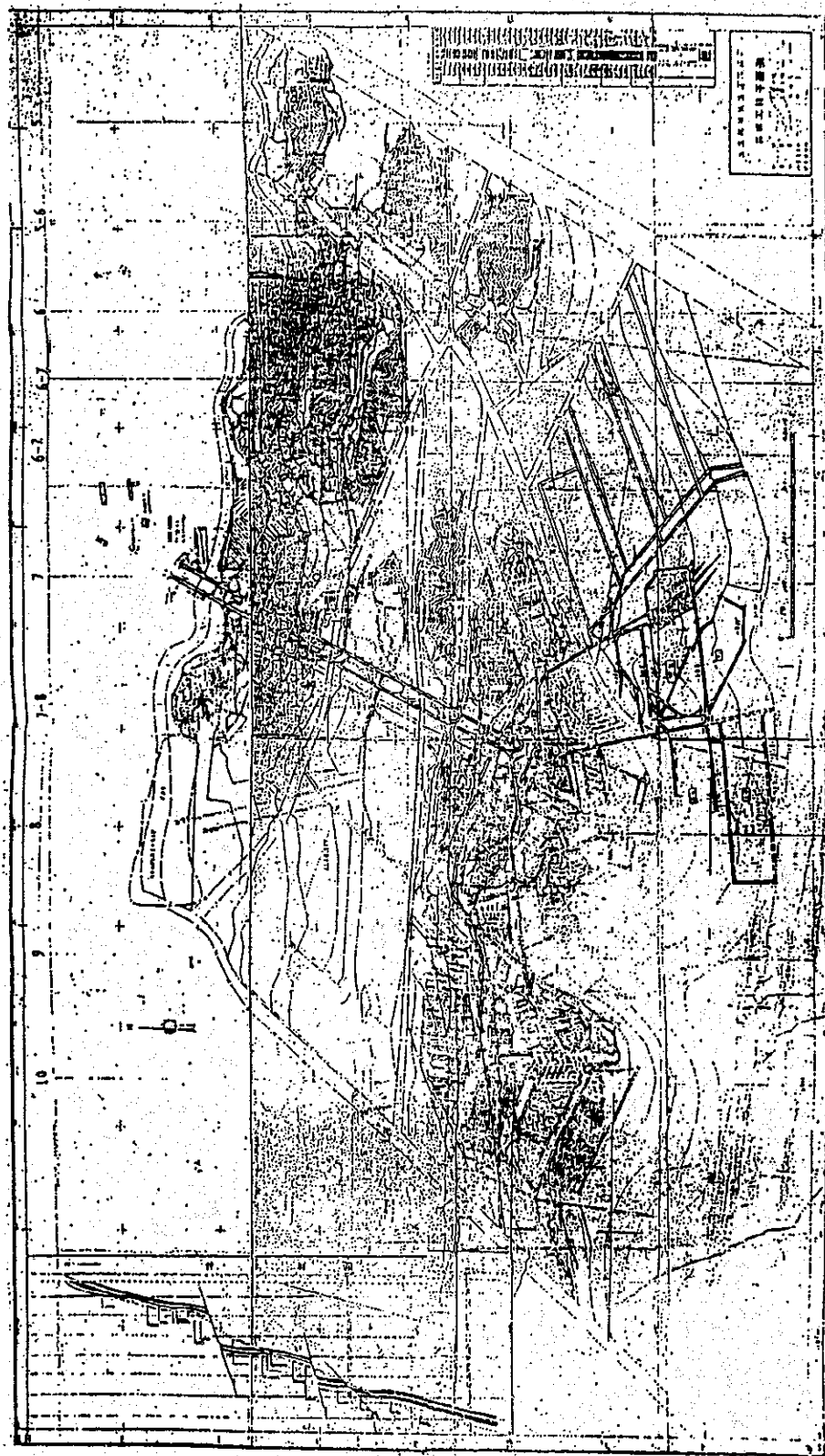


图 3.1-7 依蘭炭鉞坑内图



图 3.1-7 依蘭炭鋤坑内图

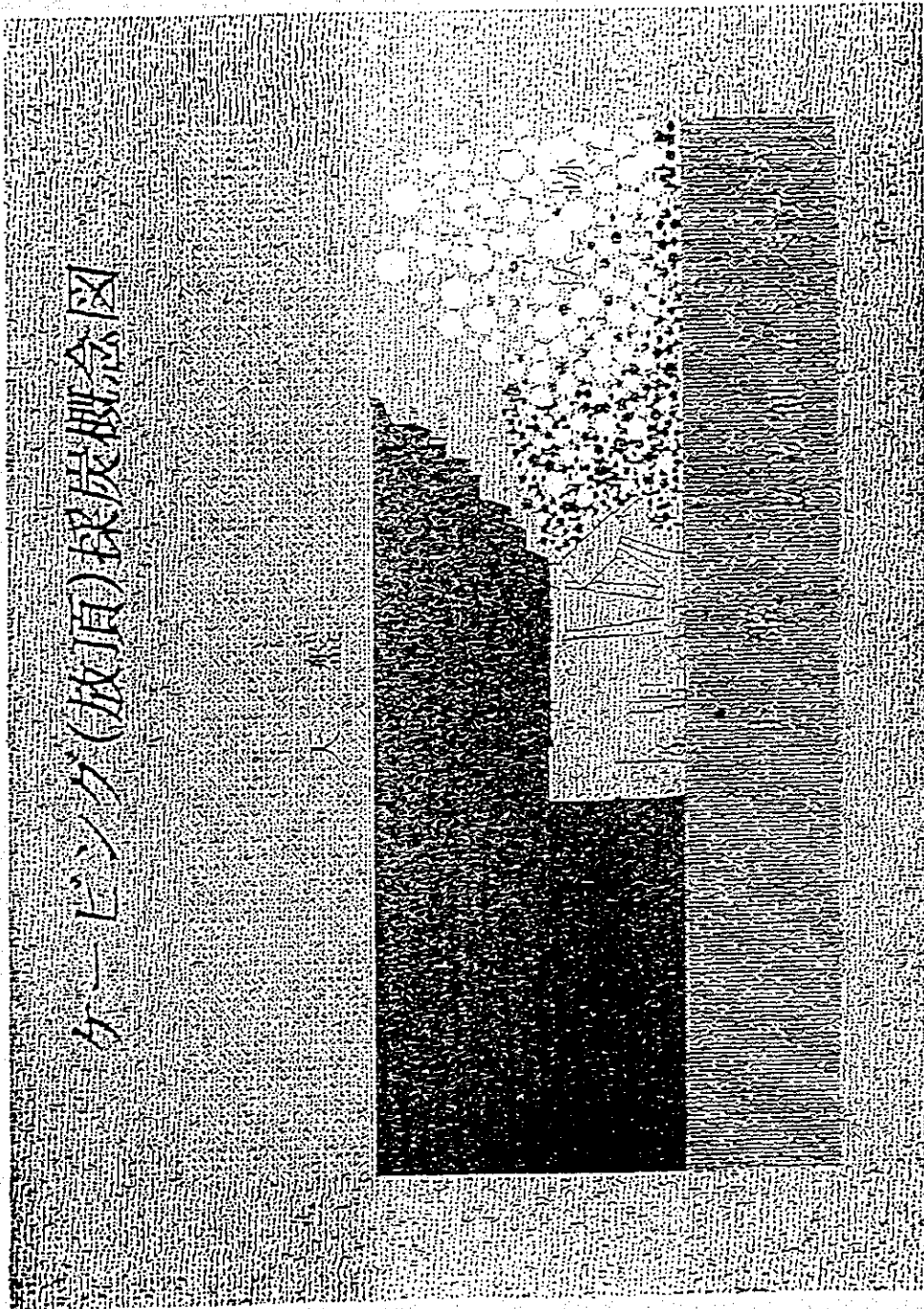


図 3.1-8 放頂煤法概念図

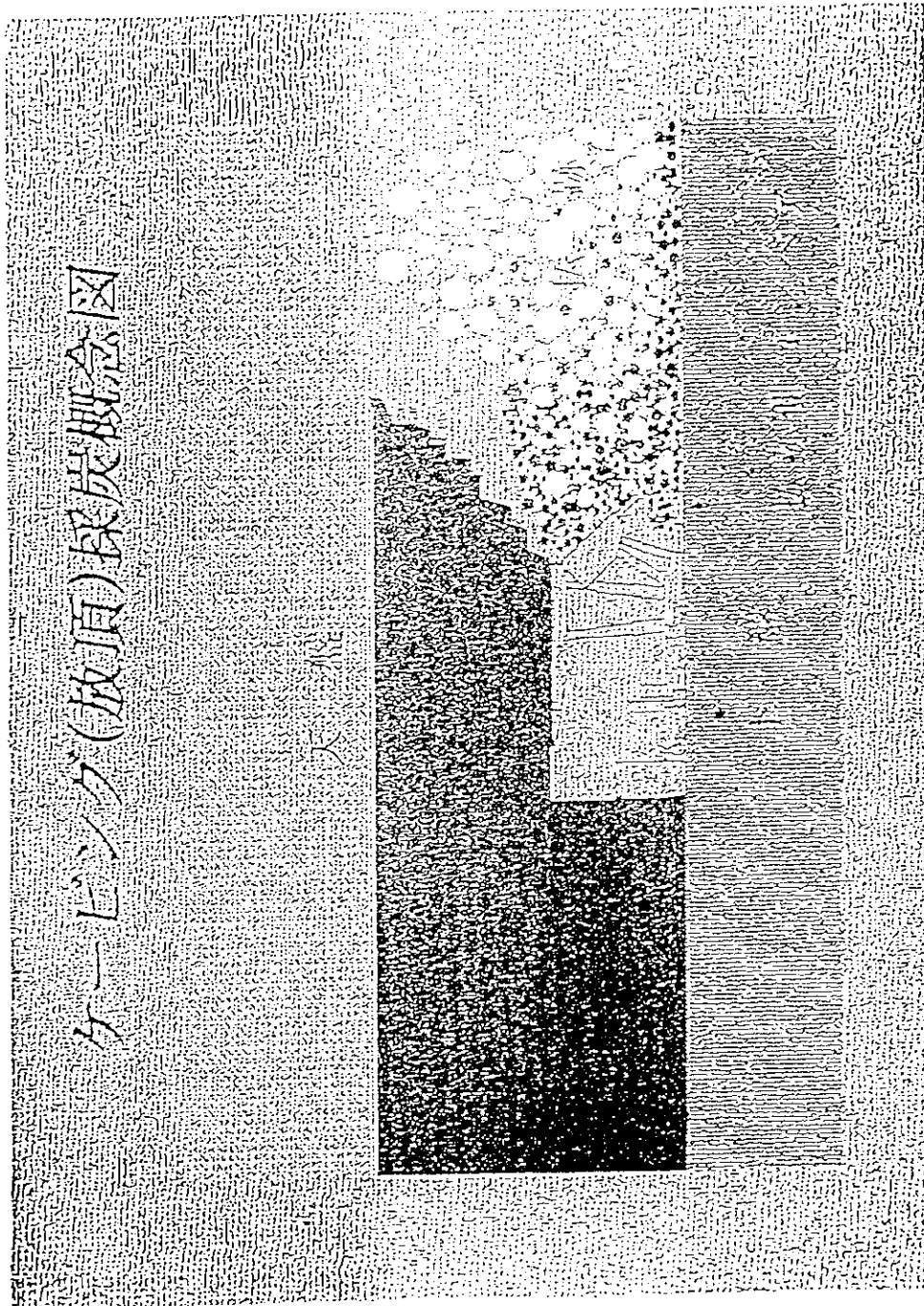


図 3.1-8 放頂採炭概念図

3.1.10 コストと炭価

3.1.10.1 採掘コスト

露天掘	105 元/t	} 出炭加重平均	106.6 元/t
坑内掘	120 元/t		

3.1.10.2 炭価

ガス化工場渡し炭価は以下の通りである。

灰分	8%	159 元/t	量比	30%
	20%	140 元/t		10%
	40%	80 元/t		60%
平均	28.4%	109.7 元/t		

3.1.11 選炭

3.1.11.1 破碎・整粒設備 (I期)

提供フローチャートおよび口頭説明より図化したフローチャートを図 3.1-9 に示す。

- (1) 原炭供給量 100 万 t/y
- (2) 産物
 - 塊炭 70~80% (ガス化用)
 - 粉炭 20~30% (発電用、灰分は塊炭より低い)
 - 手選硬 5%
- (3) 原炭により時間選別
- (4) 能力 2,000 t/d (4~6 時間/d×3 方)
- (5) 冬期の凍結についてサイロにおいて問題有り。凍結防止設備はなく、下からつつく等で対処しているが基本的には自然融解を待つ。クラッシャーには蒸気吹付け設備がある。原料サイロと貯炭施設がふたつあるので、生産に影響はない。
- (6) 91 年 6 月起工、93 年 6 月運転開始
- (7) 1993~1997 年の 5 年間の原炭供給量と塊炭供給量および灰分実績

	原 炭		塊 炭	
	供給量	平均灰分	生産量	平均灰分
1993	42 万 t	37%	18.9 万 t	35%
1994	45	36	21.6	37
1995	63	37	29.6	36
1996	81	39	37.3	37
1997	89	38	40.1	38

- (8) 設備費 4,100 万元

3.1.11.2 水洗（Ⅱ期、建設中）

提供フローチャートおよび調査表回答より図化したフローチャートを図 3.1-10 に示す。
後述 2000 年よりのガス化工場用炭 150 万 t 供給時のためのものである。

(1) 処理量

篩 選 54.47 万 t（中層炭）

水 洗 95.53 万 t（上層炭）

(2) 設備費 7,000 万元

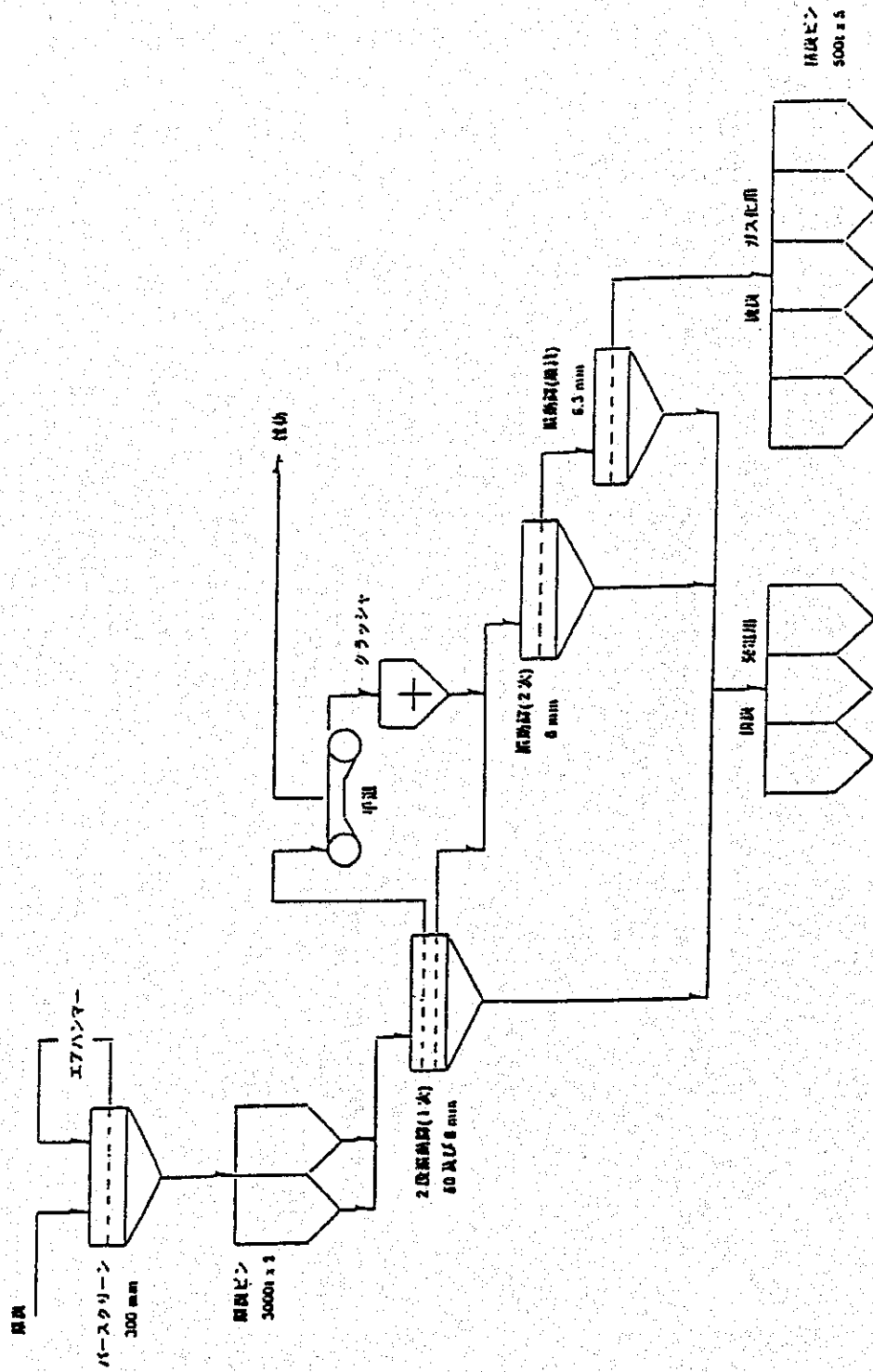


図 3.1-9 破碎・整粒設備フローシート

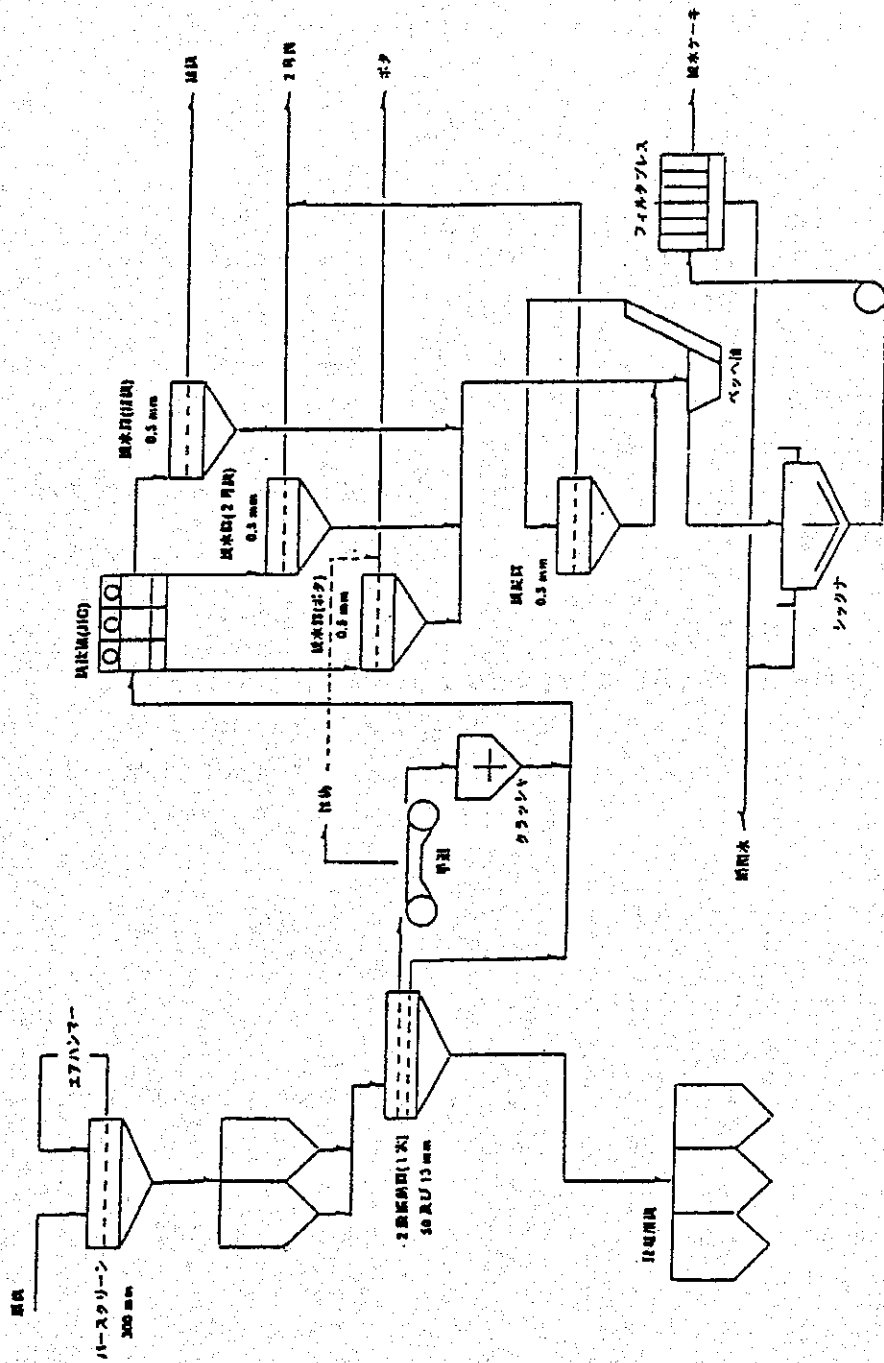


図 3.1-10 水洗設備フローシート

3.1.12 将来計画

3.1.12.1 現状の将来計画

(1) 現状の将来計画は、ガス化工場への増量 (100 万 t/y→150 万 t/y) と、肥料工場 (2000 年予定、45 万 t/y) のみを考慮したもので、液化工場への供給は考慮していない。

	1998 年	1999 年	2000 年
露天掘	130 万 t	130 万 t	180 万 t
(剥土比)	(1:5)	(1:5)	(1:6)
坑内掘	15 万 t	15 万 t	45 万 t
計	145 万 t	145 万 t	225 万 t

増産は、拡大開発、設備増強、新斜坑によって対処する。

炭質、コストは 2000 年までは変わらない。

将来の生産コストと販売価格は、それぞれ 100 元/原炭 t 前後、150 元/t である。

3.1.12.2 液化工場への石炭需給

3.1.12.2.1 液化工場の石炭所要量

液化工場における石炭の所要量は下記の通りである。

液化用炭 (灰分 10%)	5,000t/d(乾炭ベース)	
水素製造用炭 (灰分 10%)	1,900t/d(乾炭ベース)	1,836≒1,900t/d
計	6,900t/d(乾炭ベース)	6,836≒6,900t/d

原炭の水分 (固有水分) は以下の通りである。

第 1 次調査回答	2~3%
第 2 次現地調査入手 3 試料分析値	4.25~6.23%
北京煤化学研究所試験分析値	6.08%

上記より、水分 5% とすると、乾炭 6,900t/d は含水分炭ベースで下記の通りとなる。

$$6,900t/d \div 0.95 \approx 7,260t/d$$

工場の年間操業日数を 330 日/y、操業期間を 20 年とすると、年間精炭所要量、期間中の精炭所要量は以下の通りとなる。

$$7,260t/d \times 330 \text{ 日/y} \approx 240 \text{ 万 t/y}$$

$$240 \text{ 万 t/y} \times 20 \text{ 年} \approx 4,800 \text{ 万 t}$$

なお、工場立上り期間は 7,260t/d 以下であるので、実際には 20 年間では 4,800 万 t より若干少ない。

精炭ベース 240 万 t/y に対応する採掘原炭量は採掘対象炭層とその割合による。それは 3.1.6.3 で述べた様に、炭層によって選炭歩留りが異なるためである。次項 3.1.12.2 に記す中国側の液化工場への石炭供給計画には、原炭 300 万 t/年の層別出炭内訳の資料はないので、以下の 2 例について、3.1.6.3 で述べた選炭歩留りを適用して試算する（現在の斜坑は中層のみ採掘）。

例 1	中層	70% (注 9)	歩留	87%
	下層	30% (注 9)	歩留	87%
	計	100%	歩留	87%
	採掘原炭量	240 万 t/y ÷ 0.87 ≒ 276 万 t/y		

(注 9) この割合はほぼ両層の層厚比 ≒ 炭量比

例 2	上層	20%	歩留	18%
	中層	55%	歩留	87%
	下層	25%	歩留	87%
	計	100%	歩留	73%
	採掘原炭量	240 t/y ÷ 0.73 ≒ 330 万 t/y		

上記で明らかなの如く、上層の割合（推定炭量比は 56%）を 20%におさえても、精炭当りコストを約 20%（330 万 t/276 万 t = 1.20）おし上げることとなり、さらに上層選炭には重選設備の設置を要する。したがって、本 F/S の経済性を高めるためには、中層・下層のみの採掘が必須である。

3.1.12.2.2 液化工場への石炭供給

(1) 新炭鉱建設による生産計画

中国側から液化工場供給のみを目的とする以下の新炭鉱の建設による液化用石炭の生産計画が提示された。

(a) 年産原炭 300 万 t の立坑の坑内掘新炭鉱開発と年 250 万 t 処理の選炭工場建設

(b) 年次計画	2002 年	着工	
	2005 年 6 月	生産開始	80 万 t/6 ヶ月
	2006 年	200 万 t	
	2007 年	250 万 t	
	2008 年以降	300 万 t/y	

(実際の建設時には工場側計画との調整を行う)

(c) 石炭販売価格

- ・液化用・水素ガス製造用 灰分 10wt% (石炭液化工場着ベース) 153 元/t
- ・電力用 灰分 69wt% (ポタ 石炭液化工場着ベース) 20 元/t

(d) 開発対象地域

現露天掘りおよび傾斜坑範囲以深の鉱区内外 (-600 以深も含む)

なお、下記の3点について資料の提供を求めたが得られなかった。

- ・開発対象地域の範囲を示す地図
- ・層別可採炭量
- ・層別採掘予定割合

これに対して、煤炭科学研究総院は、将来の新鉱の採掘計画図、採掘計画と年生産量等については、600m以深は未探査なので、現在、上記の資料を提供するのは難しいこと、石炭資源に問題はないことを保証すること、の説明があった。

(2) 炭量

1997年末の依蘭炭の可採埋蔵量、液化工場の想定操業開始(2005年)前までの石炭生産量及び液化工場操業開始前年(2004 年末)の可採埋蔵量は以下の通りである。

	1997末 可採埋蔵量 A 万t	1998~2004年 までの生産量 B 万t	2004年末 可採埋蔵量 A-B 万t	上層 可採埋蔵量 万t	中、下層 可採埋蔵量 万t
-150m	7,375	*1 1,160	6,215		
-150m~-400m	4,037	*2 255	3,782		
-400m~-600m	7,201	0	7,201		
合計	18,613	1,415	17,198	*3 9,115	*3 8,083

*1 130 万t/y × 2 年 + 180 万t/y × 5 年

*2 15 万t/y × 2 年 + 45 万t/y × 5 年

*3 柱状図の採丈比率から計算

石炭液化工場想定操業開始時の依蘭炭の可採埋蔵量は 17,198 万t である。

液化用石炭は中、下層が対象となるので、依蘭炭鉱の柱状図の中、下層の採丈比率から計算すると中、下層の炭量は8,083 万t(17,198万t ×0.47) となり、選炭歩留りを87% とすると液化用石炭(灰分10wt%)は7,032 万t である。

液化用に必要な石炭量は、240 万t/y であるので、石炭液化用に使用できる中、下層の石炭は29年間の供給が可能である。一方、この間のガス化工場他へ供給する石炭は上層炭を対象とすることになるが、上層の可採埋蔵量は、9,115 万t で、その使用量を2000年の計画の225 万t/y のままであるとすると、40年の供給が可能である。従って、液化工場用石炭は現行の-600mまでの石炭で対応が可能であるが、ガス化工場他への供給量も増加し、中、下層炭を対象としなければならなくなる場合は、液化工場用石炭の供給が不足する可能性があり、その場合は、-600m以深を対象とすることとなる。

(3) 出炭能力

私の出炭能力は、採炭方法、設備能力にもよるが、大部分は自然条件(地質・採掘条件)による。即ち、採掘丈、上・下盤状況、炭層傾斜、石炭の硬さ、放頂煤法においては後山石炭の崩落性等であるが、特に払面長と片盤長に関連する断層の多寡の影響が大きい。

中国には、放頂煤法による 200万t/y を越す大型切羽がある。石炭技術会・アジア太平洋石炭技術ワークショップ合同大会(1997年10月)資料によれば、1996年の中国大における放頂煤法全払77の総出炭は5,997 万t、内100 万t/y 以上は17払(内 200万t 以上は8)である。

この数値によれば、前述の17払の平均出炭を 180万t/ytとすると、残り払は平均約50万t/ytとなる。即ち約80% の払は50万t/y 程度である。

依蘭炭鉱の地質図および現斜坑の坑内図、特に後者をみるかぎり、断層が極めて多く、大型払(例えば 100万t/y)の設定は困難である。現斜坑の将来計画によれば、現在の15万t/y を45万t/y に増産するとしている。

45万t/y 計画は、需要および斜坑運搬能力をも勘案して、とされているか払出炭能力としても限度に近いと考えられる。平均50万t/y を最大払出炭能力と推定する。

さらに予想される採掘丈、払面長および片盤長(それぞれ5m,165m および300m)より、払炭量は25万t/y 程度と予想され、50万t/y 出炭時の払い寿命は半年となる。

なお、払出炭能力と払炭量の推定についてはAppendix 3.1-1に記載する。

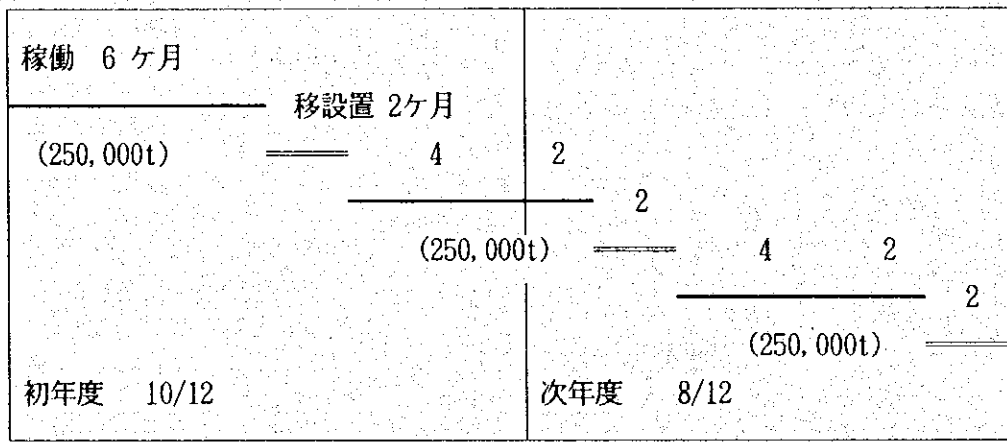
新鉱対象区域の地質・採掘条件は現斜坑のそれと同様であると考えらるべきであろう。

従って、1 払の推定出炭能力50万t/y, 1 払の推定炭量25万t は新坑においても同様であるとおもわれ、これに基づけば、所要払数と所要設備数は以下の通りとなる。ただし下記の計算は、予備設備を所有して、前もって次の払に設置し、年間を通して払は常に生産す

るとした場合である。

常時所要払数 $2,700,000\text{t}/\text{y} \div 500,000\text{t}/\text{y} \cdot \text{払} = 5.4 \text{ 払}$ (60,000t は掘進炭とする)
 年間所要払数 (年産500,000t/ 炭量 250,000t) $\times 5.4 \text{ 払} = 11\text{払}$
 所要設備数 移設期 : 2ヶ月
 設備1 セット出炭能力 : $500,000\text{t} \div 18/24 = 375,000\text{t}$ (下図参照)
 所要設備数 : $2,700,000\text{t} \div 375,000\text{t} = 7.2 \rightarrow \text{要 } 9\text{セット}$

設備稼働サイクル



中国における1996年の放頂法払い77は57炭鉱にあり、1炭鉱の平均払数は1.35 (恐らく1炭鉱 1~2払) である。豪州の長壁払所有炭鉱は現在34炭鉱で、1炭鉱の2設備2払を除いてすべて1炭鉱1設備1払であり、払寿命は10ヶ月程度である。

上記から見て常時払数5~6、年間払数11は異常に大きく、多数の払と設備の維持・管理には多くの困難を伴う。又9つの設備の所有も、大きな投資を要する。

その他上記に見合った大きな鉱道掘進能力、運搬能力、通気量、人員の充足等を必要とする。又深部開発に伴う諸問題(ガス湧出、盤圧、突出等)の対策も必要である。

異常すべては採掘コスト高の要因となる。

(4) 石炭価格

中国側から提示された新鉱よりの供給炭炭価は、灰分10wt%の精炭で153元/tである。

現状の坑内掘の炭価は120元/tに対し、新炭鉱建設および生産能力などを考慮すると、その価格差は妥当なものである。

3.1.12.2.3 液化用石炭の供給についてのまとめ

上記計画に対し、日本側は原料炭供給の量、質の保証とそれを証明する計画の提出は本F/S実施に必要なものであるとの意見を述べた。

中国側はそれを理解した上で、石炭液化工場がフィージブルとなり、詳細計画が必要となった時点でそれを作成すること、詳細計画には長時間を要し、また、追加の探査も必要であること、それは時間的・経済的に本F/S 調査に間に合わないこと、供給する石炭の量と質は中国が保証することとして、日本側のスタディを進めてほしいと述べ、日本側はこれを了解した。

しかし、中国の新炭鉱建設は、十分な調査、研究が必要である。

3.2 硫化鉄触媒

3.2.1 西林鉱山概要

西林鉱山は、黒竜江省伊春市の南、約55kmの小興安嶺の中に位置している。

石炭液化工場建設想定地点の依蘭県達連河鎮までは、西林鉱山～佳木斯（鉄路）で170km、佳木斯～依蘭県達連河鎮（陸路トラック輸送）で130kmである。

1968年以前は、伊春市の管轄で運営されていたが、1969年以降は国営の鉱山として運営されている。現在1日1,200tの原鉱の処理能力を有しており、採鉱、選鉱、輸送と関連部門を含めて、約1,600名の従業員がいる。国営化後から1980年までは、鉛と亜鉛を生産していたが、1981年以降は、硫化鉄も生産している。

3.2.2 地質と埋蔵量

鉱床は西林群（堆積層）と、これに貫入した混染斜長花崗岩、通称鉛山岩体との接触部に形成された中高温熱水の接触交代鉱床である。西林群の層序を表3.2-1に示す。

鉱物組成は、鉛、亜鉛を主とし、他に鉄、銅、カドミウムが存在し、硫化銀も派生している。硫化鉄は、NEDO試料の分析結果によれば磁硫鉄鉱FeSである。

鉱床の形態は水平的にはおたまじゃくし状を呈し、断面は傾筒状を呈する。

品位は、水平方向では鉛、亜鉛鉱の含有は南が低く、北が高い。垂直方向では、深部にいくにつれ低下している。

硫化鉄の含有率も同様に深部にいくにつれ低下している。

現在、判明している可採埋蔵量は963万トン(1997年)である。(表3.2-2)

その他、硫化鉄資源として、1980年までの硫化鉄未回収の鉱石（尾鉱）が、現行の尾鉱置場の下部に、6,000,000tあり、硫化鉄の回収可能率は20wt%と推定されている。

3.2.3 採掘方法

坑内掘り（立坑・水平坑連合採掘）である。

3.2.4 選鉱方法

西林鉱山のプロセスフローを図3.2-1に示す。

粗粉碎機で-200mmに粉碎された原鉱は二層直線式振動篩に供給され、捕集剤を添加する浮選法により、鉛精鉱、亜鉛精鉱を回収後、磁選法により硫化鉄を生産している。

3.2.5 生産量と品質

1993年から1997年までの原鉱の年平均生産量および硫化鉄鉱石生産量は、約290,000tおよび32,000tであり、含鉛鉱物、含亜鉛鉱物および硫化鉄の対原鉱歩留りは、4.5wt%、7.7wt%および11.1wt%である。(表3.2-3)

原鉱の鉛鉱物、亜鉛鉱物及び硫化鉄のそれぞれの平均含有率は、4.5wt%、3.7wt%、22wt%である。(表 3.2-4)

硫化鉄の品質として、1t/dPSU での依蘭炭液化試験に使用の西林鉱山の硫化鉄の性状は表3.2-5 のとおり、S の含有率は25.7wt% と低い。

硫化鉄鉱石の品質は、日本での1t/dPSU で依蘭炭の試験時に使用した西林鉱山硫化鉄鉱石の品質を表 3.2-5に示すように、西林硫化鉄は磁硫化鉄 FeS であるので、日本の液化研究で使用の天然パイライト FeS_2 に比し、S の含有率が低く、S/Fe比が1.02は天然パイライトの1.9 と大きな差がある。

また、 FeS 以外の不純物を約30wt% 含んでおり、このことがまたS およびFeの含有率を下げている。

日本の国立北海道工業技術研究所の石炭液化における硫化鉄の性能評価によるとS/Fe比が低い FeS は触媒活性が低く、S の添加により活性の発現があると報告されている。

1t/dPSU での西林鉱山鉄鉱石による依蘭炭の液化試験結果(表3.2-6)から、西林鉱山鉄鉱石は液化油収率アップには添加率の増加と硫黄の添加が必要である。

運転開始時は固体 Sの準備が必要であるが、通常の運転時は石炭中の Sの回収により需給バランスがとれる。

3.2.6 硫化鉄触媒および助触媒S の使用量

本F/S における依蘭炭液化の運転条件は、1t/dPSU における試験結果から、液化油収率の高い50wt%Max条件を採用することが、第2回の現地調査で中国側より提案され、協議のうえ、決定された。

この条件によると、硫化鉄触媒および助触媒S の対石炭(乾燥炭)添加率は、それぞれ4.3wt%、0.96 wt%である。

硫化鉄触媒の必要量は 70,950 t/y [$= 5,000\text{t/d} \times 330\text{d/y} \times 0.043$]、設備の稼働年数を20年とすると、約1,419,000tが必要である。原鉱に換算すると、約12,800,000t(歩留りを11.1wt% として)を必要とすることになり、可採鉱量 9,630,000t を超える。

液化用助触媒S 必要量は 15,840t/y [$= 5,000\text{t/d} \times 330\text{d/y} \times 0.0096$]、溶剤水素化用硫化剤S 必要量は、1,650t/y [$= 5\text{t/d} \times 330\text{d/y}$]である。

これらのS は液化工程でのS回収工程で、石炭中のS と、この添加したS が回収されるので、設備運転開始時の初期使用量の確保のみでよい。

3.2.7 今後の生産計画

今後の生産計画を表 3.2-7に示す。

原鉱は2000年の350,000t/yから逐次、増産され、2010年には原鉱500,000t/y、硫化鉄歩留りを従来の実績平均の11wt% とすると年産55,000t の計画である。

本計画と可採埋蔵量からは、2011年以降の生産が2010年と同様としても、本鉱山の鉱石は2018年で枯渇することとなる。

現在の硫化鉄の回収率が低いので、後述の硫化鉄触媒の所要量70,950t/y を満たすためには、回収率の向上策を実行することにより、硫化鉄の供給量のアップを図る必要がある。

この問題（鉱命および供給量）については、1980年以前の硫化鉄未回収尾鉱（S分11wt% で、硫化鉄触媒として歩留り20wt% との中国側予想）が6,000,000tあるので、液化用硫化鉄触媒は、量的には支障がなく、また、この尾鉱は尾鉱池の底部にあるので、含水状態で、酸化劣化もなく、品質的にも問題はないと考える。

また、回収方法は現有設備の最終工程の磁気選鉱へ投入することで回収が可能であるが液化用触媒としての供給のためには、工程の増強、改造が必要である。

尾鉱量6,000,000tは、西林鉱山の国営化の1969年から1980年までの12年間に年平均の原鉱処理量を1993年から1997年の年間平均処理量290,000tと同じとし、また、鉛鉱、亜鉛鉱の歩留りを現状の4.5wt%、7.7wt% とし、残り 87.8wt%を含硫化鉄尾鉱とすると3,055,440t（=290,000t/y×12y ×0.878）となる。

1968年以前の生産状況が不明であるので、尾鉱量の6,000,000tについては、本格F/S 時には詳細検討が必要である。

尾鉱のS分11wt% は、これが全量FeS の S分とすれば、
 $11\text{wt}\% \div 32.06 / (32.06 + 55.847) = 30.2\text{wt}\%$
となり、尾鉱より20wt% の歩留りで硫化鉄の回収は可能と考えられる。

3.2.8 生産量と使用量のバランス

現行の生産計画から、原鉱の年間処理量を2010年の500,000t/yで、硫化鉄の歩留りが11.1wt% とすると、硫化鉄の年間生産量は55,500t/y である。

使用量は 3.2.6に記述のように、70,950 t/y であり、現行の用途先への販売を中止しても液化触媒としての硫化鉄が年間 15,450t不足の状況である。

この差は、硫化鉄未回収の尾鉱からの補填が必要となる。

可採鉱と硫化鉄未回収の尾鉱からの、液化用硫化鉄触媒の供給を考えると表 3.2-8の結果となり、工場の稼動開始時を2005年の稼動開始とすると、西林鉱山からの現生産体制からの供給は2018年で終わりとなり、硫化鉄未回収の尾鉱からの硫化鉄回収が必須である。

現行の作業工程での硫化鉄の回収率の向上などの対策が必要である。

このバランス計算は硫化鉄含有率が 1t/dPSUで試験に使用の品質の場合の計算であり、生産量は硫化鉄含有率35wt% 換算値での検討が必要である。

3.2.9 価格

現地調査の結果、西林鉱山からの硫化鉄は原鉱からの回収品、既存の尾鉱からの回収品いずれのケースでもF/Sにおける硫化鉄触媒（現状の品位で）の価格は、西林鉱山からの出荷時の基本価格は、130 元/t（S含有率35wt% 基準） ± 3.3 元/t・S%である。

従って、石炭液化工場での液化触媒（現状の品位）の入手価格は西林鉱山～佳木斯までの鉄道輸送費と佳木斯～石炭液化工場までのトラック輸送費を加えた206 元/tとなる。

①西林鉱山出荷価格（乾燥ベース）

$$130 \text{ 元/t} - 3.3(35.0 - 25.7) \text{ 元/t} = 99.3 \text{ 元/t}$$

②輸送費1 西林鉱山～佳木斯

$$\text{(乾燥ベース)} = 0.087 \text{ 元/t} \cdot \text{km} \times 170 \text{ km} = 14.8 \text{ 元/t}$$

$$\text{(含水ベース)} = 14.8 \text{ 元/t} \times 1/0.87 = 17.0 \text{ 元/t}$$

(水分 13wt%)

③輸送費2 佳木斯～工場

$$\text{(乾燥ベース)} = 0.6 \text{ 元/t} \cdot \text{km} \times 130 \text{ km} = 78.0 \text{ 元/t}$$

$$\text{(含水ベース)} = 78.0 \text{ 元/t} \times 1/0.87 = 89.7 \text{ 元/t}$$

(水分 13wt%)

$$\text{工場入手価格 (乾燥ベース)} = \text{①} + \text{②} + \text{③} = 99.3 + 17.0 + 89.7 = 206.0 \text{ 元/t}$$

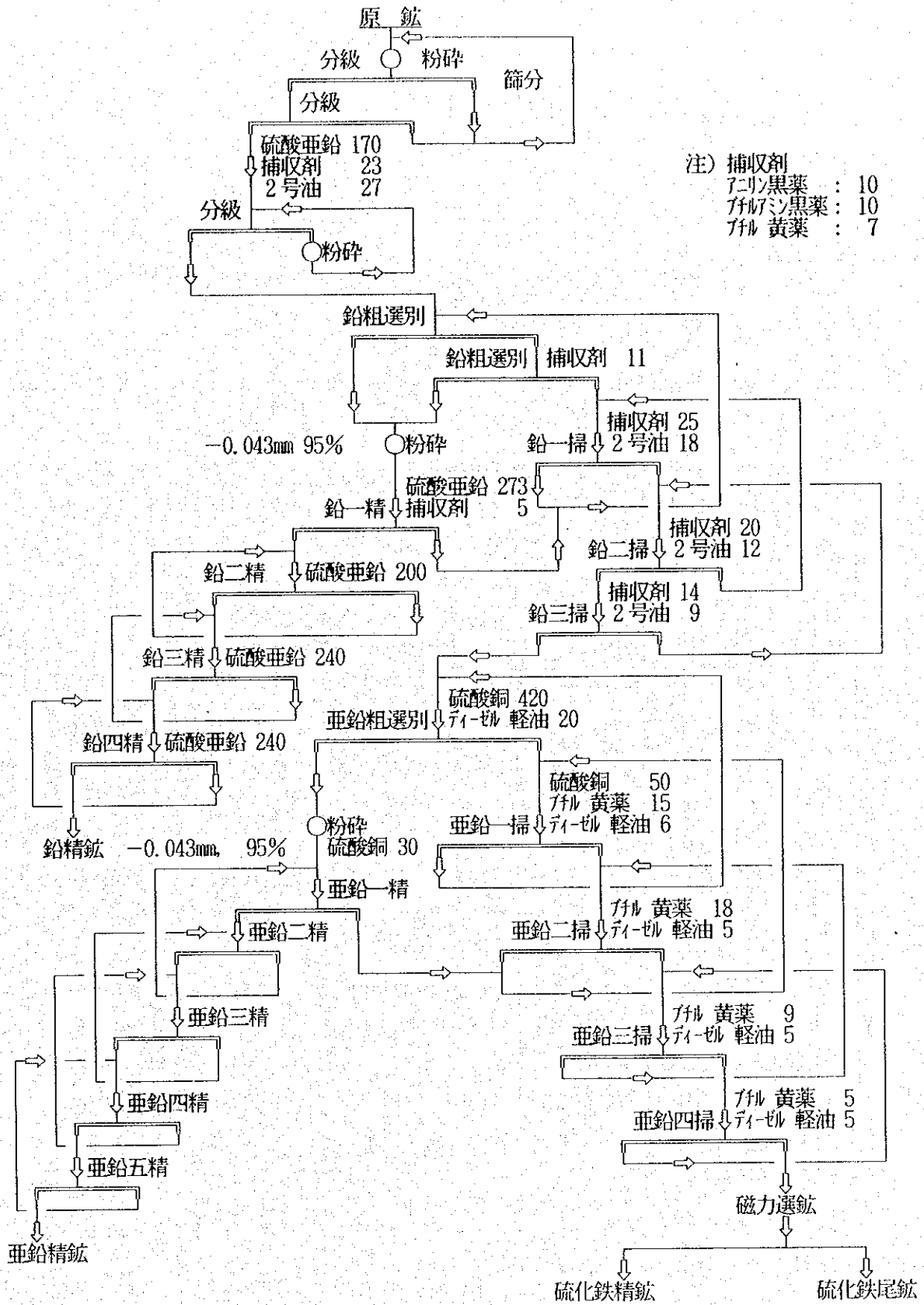


図 3.2-1 西林鉱山選別工場生産プロセスフロー

表 3.2-1 西林鉛・亜鉛鉱山層序

群	組	段	厚度(m)	岩 性	
西	后 山 組	白雲岩段	98 ~ 389	灰色や濃い灰色のドロマイトの中に硅質板岩や細砂が挟まっている。	
		硅質板岩段	38 ~ 180	灰色の硅質板岩の局部にドロマイトが挟まっている。	
		炭質頁岩段	44 ~ 76	黒色の炭質頁岩である。岩野性質は単一で走向に沿って厚さが安定している。	
林	鉛 山	含泥質白雲岩段	280 ~ 669	濃い灰色の泥質を含んでいる。ドロマイトとドロマイト中に砂岩や頁岩の薄層を含んでいる。	
		結晶白雲岩段	124 ~ 323	灰白色や白色のドロマイト結晶である。中に砂岩や頁岩, 薄層を含んでいる。	
群	頁岩 白雲岩 段 組	頁岩白雲岩段	74 ~ 600	灰白色や白色のドロマイトを主として、中に黒色の炭質岩, 薄灰色の硅質板岩, 黒色頁黄灰色の頁岩, 粉砂岩が挟まっている。	
		老 道 廟 溝 組	粉砂岩段	200 ~ 456	紫灰色の角岩化粉砂岩である。頂部は紫灰色粉砂質頁岩や頁岩である。
			細砂岩段	78 ~ 375	濃い灰色の角岩化粉砂岩であり、中に少量の微含礫細砂岩が挟まっている。

表 3.2-2 鉱量

深 さ	埋蔵鉱量	可採鉱量
～150m	320 万t	288 万t
150m～270m	450	405
270m～450m	300	270
計	1,070	963

表 3.2-3 生産実績

	原鉱	含鉛鉱物	含亜鉛鉱物	硫化鉄鉱石 S 35wt% 基準	硫化鉄鉱石 実績基準 (S 25.7wt%)	尾 鉱
1993年	248,641 t	13,728 t	22,397 t	36,865 t	50,136 t	—
1994年	279,666	14,697	24,018	31,702	43,115	—
1995年	279,481	11,537	18,717	29,616	40,278	—
1996年	348,705	13,209	24,166	32,299	43,927	—
1997年	292,311	11,606	22,445	29,778	40,498	—
年平均	289,761 t (100wt%)	12,955 t (4.5wt%)	22,349 t (7.7wt%)	32,052 t (11.1wt%)	43,591 t (15.0wt%)	(72.8wt%)

(生産量比率は調査者計算)

表 3.2-4 原鉱品位

	含有率範囲	平均含有率
硫化鉄	7 ~ 27 wt%	22 wt%
含鉛鉱物	1 ~ 8	4.5
含亜鉛鉱物	1.7 ~6.8	3.7

表 3.2-5 1t/dPSU で使用の西林鉱山の硫化鉄触媒性状

組成 (wt%)	Fe	43.5
	S	25.7
	Mg	1.85
	Ca	3.10
	Si	2.98
	Al	1.18
	C	2.18
	その他	19.51
S/Fe 原子比		1.02
比表面積 (m ² /g)		24.0
細孔容積 (ml/g)		0.057
平均粒径D ₅₀ (μm)		0.53 ~0.97

(1t/dPSU 運転データより)

表 3.2-6 1 t/dPSUによる西林鉱山鉄鉱石による依蘭炭の液化試験結果

条件名称		465℃	50 wt% Max
試験条件	・石炭種	依蘭炭	依蘭炭
	・液化触媒	西林鉱山鉄鉱石	西林鉱山鉄鉱石
	・反応温度 °C	465	465
	・反応圧力 kg/cm ² G	170	190
	・触媒添加率 wt%	3.2	4.3
	・硫黄添加率 wt%	0.72	0.96
	・G/L	700	900
	・供給溶剤fa	0.542	0.456
	・石炭スラリー濃度 wt%	40	50
・供給水素濃度 vol%	85	88	
生成物収率	・生成ガス wt% daf-coal	21.54	21.58
	・生成水 "	8.16	8.28
	・製品油 "	52.56	60.69
	・残渣 "	23.76	15.98
	計 "	106.02	106.53
・水素消費率 wt% daf-coal	6.02	6.53	

(1t/dPSU 運転データより)

表 3.2-7 生産計画

	原鉱	硫化鉄鉱石	硫化鉄鉱石
2000年	350,000 t	*38,850 t	**52,500 t
2001年	375,000	41,625	56,250
2002年	400,000	44,400	60,000
2003年	425,000	47,175	63,755
2004年	450,000	49,950	67,500
2005年	475,000	52,725	71,250
2010年	500,000	55,500	75,500

* 対原鉱歩留り 11Wt%で計算=S35wt%換算

** 対原鉱歩留り 15Wt%で計算=S25.7wt%換算

表 3.2-8 原鉱、硫化鉄バランス

単位：千t

年	原鉱 生産量	可採量	硫化鉄 生産量	硫化鉄 使用量	尾鉱中の硫 化鉄補填量	尾鉱 処理量	尾鉱残量	備 考
1997年		9,630						
1998	300	9,330						
1999	325	9,005						
2000	350	8,855						
2001	375	8,280						
2002	400	7,880						
2003	425	7,455						
2004	450	7,005						
2005	475	6,530	71.25	34.475	0	0	6,000	工場稼働開始 年間稼働日数 165日
2006～ 2009	1,900	4,630	285	283.8	0	0		年間稼働日数 330日
2010～ 2017	4,000	630	600	567.6	0	0		
2018	500	130	75	70.95	0	0		
2019	130	0	19.5	70.95	51.45	302.6	5,697.4	西林鉱山の生 産ゼロ 尾鉱からの回 収開始
2020	0	0	0	70.95	70.95	417.4	5,280.0	
2021	0	0	0	70.95	70.95	417.4	4,862.6	
2022	0	0	0	70.95	70.95	417.4	4,445.2	
2023	0	0	0	70.95	70.95	417.4	4,027.8	
2024	0	0	0	70.95	70.95	417.4	3,610.4	液化工場稼働 終了
計			1,050.75	1,382.525	406.2	2,389.6	—	
備 考			硫化鉄歩 留り 15wt%で 計算	触媒添加率 4.3wt%/dry -coal で計算	液化触媒用 以外の販売 をなしとし て計算	硫化鉄歩 留り17wt %で計算		

(調査者計算)