

資源開発協力基礎調査
(地域開発計画調査モンゴル国ツァヴ地域)

坑道調査等工事設計説明書

平成5年3月

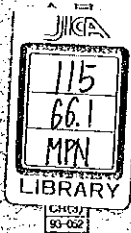
国際協力事業団
金属鉱業事業団

鉱調査
CR(3)
93-052

資源開発協力基礎調査（地域開発計画調査モノゴル国ツァグ地域）

坑道調査等工事設計説明書

平成5年3月



資源開発協力基礎調査
(地域開発計画調査モンゴル国ツァヴ地域)

坑道調査等工事設計説明書

JICA LIBRARY



1103615191

20766

平成5年3月

国際協力事業団
金属鉱業事業団

国際協力事業団

24766

は し が き

日本国政府は、モンゴル国政府の要請に応え、同国ドルノト県東北部に位置するツァヴ鉱床の開発調査を実施することとし、その実施を国際協力事業団に委託した。国際協力事業団は、本調査の内容が地質及び鉱物資源の調査という専門分野に属することから、この調査の実施を金属鉱業事業団に委託することとした。

金属鉱業事業団は、調査の実施に先立ち、平成4年8月31日から9月19日にかけて7名からなる調査団を現地に派遣し、本調査実施に係る設計業務に着手し、モンゴル国政府機関の協力を得て、平成4年12月25日予定通り完了した。

本報告書は、当該設計業務をとりまとめたもので、中間報告書となるものである。

おわりに、本調査の実施にあたってご協力いただいたモンゴル国政府関係機関、ならびに外務省、通商産業省、在ウランバートル日本国大使館及び関係各社の方々に衷心より感謝の意を表するものである。

平成5年3月

国際協力事業団

総 裁 柳 谷 謙 介

金属鉱業事業団

理事長 石 川 丘

目 次

1. 序 論	1
1.1. 経 緯	1
1.2. 実施細則の概要	1
2. 調査の基本計画	2
2.1. 調査の必要性	2
2.2. 日本側によるツァヴ鉱床第 4号脈(4, 4A)の埋蔵鉱量評価	3
2.3. 調査ターゲット	3
2.3.1. ツァヴ鉱床第 4号脈(4, 4A)の特性	3
2.3.2. 調査ターゲットの選定	3
2.3.3. 調査の基本方針	3
2.4. 全体計画（調査期間及び工程）	4
2.5. 実施体制	4
2.5.1. 日・モ間の協力体制	4
(1) 協力体制の全体スキーム	4
(2) 工事部の協力体制	5
2.5.2. 日本側工事部の組織と派遣計画	5
(1) 工事部の組織	5
(2) 派遣計画	5
2.5.3. モンゴル側工事部の組織	6
3. 調査の設計	9
3.1. 設計における基本方針	9
3.1.1. 坑口位置の選定	9
3.1.2. 坑外設備のレイアウト	9
3.1.3. 建設工事と資機材の調達	9
3.2. 坑外設備	9
3.2.1. 敷地造成及び建屋計画	9
3.2.2. 発電及び配電計画	9
3.2.3. 給水及び排水計画	10
3.2.4. ズリ処理場計画	10
3.3. 掘削工事及びボーリング調査	10

3.3.1	掘削工事全体計画	10
3.3.2	坑道掘削	11
	(1) 掘削作業量、掘削工法及び掘削機械計画	11
	(2) 穿孔及び発破計画	12
	(3) 坑道断面計画	12
	(4) 勾配計画	13
3.3.3	付帯設備設置場所掘削	14
	(1) 土砂ピット	14
	(2) 重機退避所	14
	(3) 揚水中継ポンプ座及び集水ピット	14
	(4) トランス座	14
3.3.4	支保計画	14
	(1) 鋼柱	14
	(2) ロックボルト	15
3.3.5	通気及び排水計画	16
	(1) 通気	16
	(2) 排水	17
3.3.6	給気計画	18
3.3.7	ズリ運搬計画	18
3.3.8	通信計画	18
3.3.9	人員計画	19
	(1) 日本側の人員及び組織	19
	(2) モンゴル側の人員及び組織	20
3.3.10	ボーリング工事と機械選定	20
	(1) 坑外ボーリング	20
	(2) 坑内ボーリング	21
3.4	環境への影響調査計画	21
3.4.1	地表水及び地下水系	21
	(1) 観測用水井戸	21
	(2) 地下水利用状況	21
3.4.2	水質汚濁	22
	(1) 水質分析	22
	(2) 汚染の状況	22
3.4.3	牧草地等	22
	(1) 影響の生じる可能性のある牧草地の現況把握	22

(2) 鉱床周辺の野生動植物の現況把握	22
3.4.4 環境モニタリング	22
3.5 資機材輸送計画	22
3.6 主要資機材一覧	23
3.6.1 日本より持ち込む資機材	23
3.6.2 日本以外にて調達する資機材	23
3.7 地質調査	23
3.8 選鉱試験	23
3.9 Pre-F/S 及び報告	23

***付属資料**

1. ツァヴ鉱床の地理的条件	47
1.1 位置・交通	47
1.2 地形	47
1.3 植生・気候	47
1.4 用水	48
1.5 電力	48
1.6 人口・経済	48
2. ツァヴ鉱床の探鉱概要	49
2.1 探鉱経緯	49
2.2 地質・鉱床	55
2.3 埋蔵鉱量	61
2.4 結論	71
3. 日本側埋蔵鉱量事前評価と調査ターゲット	72
3.1 ツァヴ鉱床第4号脈(4, 4A)の埋蔵鉱量評価	72
3.2 調査ターゲット	75

表. 18	予備調査最終段階の埋蔵鉱量内訳 (主要鉱脈・レベル別 C ₁ + C ₂ 級…第 4号脈中央部)	69
表. 19	” (主要鉱脈・レベル別 C ₁ + C ₂ 級…第 6号脈)	70
表. 20	” (主要鉱脈・レベル別 C ₁ + C ₂ 級…第 8号脈中央部)	70
表. 21	” (主要鉱脈合計…第 4号脈中央部、第 6号脈、第 8号脈中央部)	70
表. 22	ツァヴ鉱床第 4号脈の探鉱進捗に伴う埋蔵鉱量の推移	71
表. 23	日本側によるツァヴ鉱床第 4号脈埋蔵鉱量計算結果	74
表. 24	日本側・モンゴル側双方のツァヴ鉱床第 4号脈埋蔵鉱量比較	75

文中付図リスト

Fig. 1	ツァヴ鉱床位置図	79
Fig. 2	ツァヴ鉱床地質図	79
Fig. 2.2	ツァヴ鉱床鉱脈図	80
Fig. 3	全体レイアウト図	81
Fig. 4	宿舍図	82
Fig. 5	事務所図	83
Fig. 6	旧発電所配置図	84
Fig. 7	重機修理場図	85
Fig. 8	車庫図	86
Fig. 9.1	単線結線図 (1)	87
Fig. 9.2	単線結線図 (2)	88
Fig. 10.1	ケーブル配線図 (1)	89
Fig. 10.2	ケーブル配線図 (2)	90
Fig. 11	坑道開削図	91
Fig. 12	掘削作業手順説明図	92
Fig. 13.1	機械図 (LHD)	93
Fig. 13.2	機械図 (ジャンボ)	94
Fig. 14	穿孔配置図	95
Fig. 15.1	坑道断面図	96
Fig. 15.2	坑道開削断面仕様	97

- Fig. 11 Mine Site Plan
- Fig. 12 General View of Mine Site
- Fig. 13 Mine Site Facilities
- Fig. 14 Underground Development Plan
- Fig. 15 Dormitories
- Fig. 16 Power Station Detailed Layout
- Fig. 17-1 Wiring Drawings Electrical Cable (1)
- 2 Wiring Drawings Electrical Cable (2)
- Fig. 18-1 Single Line Diagram (1)
- 2 Single Line Diagram (2)
- Fig. 19 Water Supply & Drainage Piping Plan
- Fig. 20 Workshop
- Fig. 21 Garage
- Fig. 22 Load Haul Dump (LHD)
- Fig. 23 Wheel Jumbo Drill
- Fig. 24 Electric Generator
- Fig. 25 Electric Propeller Fan
- Fig. 26 Ventilation Duct
- Fig. 27 Electric Contra-Fan
- Fig. 28 Administration Office
- Fig. 29 Mine Portal
- Fig. 30 Compressed Air Piping Plan
- Fig. 31-1 Detailed Plan of Drift (1)
- Fig. 31-2 Detailed Plan of Drift (2)
- Fig. 32 Drilling Hole Arrangement
- Fig. 33-1 Steel Timberings (Inclined Shaft - type 4)
- Fig. 33-2 " (Inclined Shaft - type 3)
- Fig. 33-3 " (Inclined Shaft - type 2)
- Fig. 33-4 " (Drift - type 2)
- Fig. 34 Ventilation Plan
- Fig. 35-1 Drilling Plan (Underground)
- Fig. 35-2 Drilling Plan (Surface)
- Fig. 36-1 Drilling Machine (1)
- Fig. 36-2 Drilling Machine (2)

計 44 葉

1. 序 論

1.1 経 緯

モンゴル国は各種金属鉱物資源の賦存ポテンシャルが高く、現在銅、モリブデン、タングステン、錫、螢石等が生産されている。今後資源開発が推進されれば、将来需要が逼迫すると予想される銅、鉛、亜鉛等の重要な供給国となることが期待される。

同国においては、1987年以降経済体制改革が進められているが、旧ソ連及び東欧諸国の技術協力による資源開発事業の規模が大幅に縮小したため、同国にとって重要な外貨獲得源として期待されている鉱物資源産業の発展が停滞し始めている。

同国ドルノト県東北部に所在するツァヴ鉱床は今後集中的な調査を行うことにより商業生産可能な鉱山となる可能性が高く、モンゴル国政府はこの開発に強い熱意を示し、1992年2月に我が国に対し「東部ドルノト地域の多金属鉱床（鉛・亜鉛・銅・銀）」の開発調査に関する技術協力の要請を行った。

モンゴル国における新規鉱山の開発は同国の経済発展に多大な効果をもたらすことが期待され、また我が国にとっては金属鉱物資源の安定供給源の増加という観点から積極的に支援を行う必要があるとの見解に立ち、地域開発計画調査に新たな予算措置が講じられ、我が国における実施体制が整えられた。

かかる状況を受け、我が国は事前調査団を派遣してモンゴル国政府と本調査の実施について協議を開始し、1992年7月30日に本調査に係る実施細則を締結した。当該実施細則に基づき1992年8月31日より9月19日にかけて7名から成る調査団が現地に派遣され、本調査実施に係る設計業務が開始された。

1.2 実施細則の概要

- (1)調査の目的：JICA及びMMAJは、モンゴル側関係機関（モンゴル国地質鉱物資源省）と協力してツァヴ鉱床開発に必要な事項について検討を行う。
- (2)調査の概要：
 - ①調査対象；ツァヴ鉱脈型含銀鉛・亜鉛多金属鉱床。
 - ②調査期間；平成4年度より3年間。
 - ③調査内容；調査設計、坑道調査、ボーリング調査（調査結果の解析は日本で行なう）及び鉱山開発計画調査（Pre-F/S）を実施する。
 - ④調査計画；JICA、MMAJ及び地質鉱物資源省で協議の上決定する。
- (3)報 告 書：JICA及びMMAJは、中間報告書及び最終報告書（共に英文）を提出する。
- (4)そ の 他：
 - ①モンゴル側は、調査の円滑な進行のため日本側に便宜を図ることとする（調査団の安全の保証、調査用資機材の輸入及び再輸出、必要資料の提供及び国外持ち出し、モンゴル側責任者等カウンターパート要員ほかの手配等）。
 - ②日本側は、自己の負担により調査団を派遣し、調査を通じてモンゴル側カウンターパートに技術移転を行なう。

2. 調査の基本計画

2.1 調査の必要性

ツァヴ地域では、1986年以来ソ連-モンゴル協同プロジェクトとして探鉱が進められてきたが、1991年7月に予備調査の終了に伴って最終報告書がまとめられている(49頁、付属資料参照)。これによれば、ツァヴ地域には10条を越す鉱脈型鉱床が数えられるが、調査対象として埋蔵鉱量を計上できるのは、表.1に示す7鉱脈である(68頁、付属資料参照)。

鉱脈の分布状況は、Fig.2 ツァヴ鉱床地質図及び Fig.2.2 ツァヴ鉱床鉱脈図に示す。

[鉱脈別 C₁ + C₂ 級鉱量内訳]

(表.1)

鉱脈番号 及び部分	カテゴリー	埋蔵鉱量 (t)	主要成分品位				換算品位
			Pb(%)	Zn(%)	Ag(g/t)	Cu(%)	Pb(%)
1	C ₂	190,715	6.08	6.34	229	0.13	21.81
1A	C ₂	142,525	6.22	7.98	182	0.18	21.89
1B	C ₂	83,782	6.29	2.10	146	0.13	13.98
1号脈計		417,022	6.17	6.34	196	0.15	20.26
2	C ₂	629,812	8.73	3.42	251	0.33	24.77
4 中央部	C ₁	97,324	6.25	4.79	224	0.30	21.89
”	C ₂	295,400	7.64	3.48	122	0.25	17.09
小計	C ₁ + C ₂	392,724	7.29	3.80	147	0.26	18.28
4 北部	C ₂	86,147	6.83	1.68	114	0.07	13.94
4A	C ₂	352,699	10.20	3.41	356	0.09	30.85
4号脈計		831,570	8.48	3.41	232	0.17	23.16
6	C ₂	821,901	5.71	3.29	210	0.11	19.01
8 中央部	C ₁	20,831	1.02	2.20	475	0.02	26.50
”	C ₂	439,215	2.74	2.74	366	0.06	23.28
小計	C ₁ + C ₂	460,046	2.66	2.71	371	0.06	23.43
8 南部	C ₂	111,194	7.53	2.43	376	0.16	28.68
8A	C ₂	123,662	2.43	1.96	270	0.03	17.50
8号脈計		694,902	3.40	2.53	354	0.07	23.21
9	C ₂	54,591	5.31	5.17	344	0.13	26.78
10	C ₂	39,942	3.75	1.66	295	0.03	20.00
ツァヴ鉱床	C ₁	118,155	5.33	4.33	268	0.25	22.70
	C ₂	3,371,585	6.52	3.50	252	0.16	22.14
合計	C ₁ + C ₂	3,489,740	6.48	3.53	253	0.16	22.16

*注； 鉱量カテゴリー C₁、C₂ はソ連式鉱量区分(51頁、付属資料参照)

ソ連－モンゴルの協同探鉱においては、第 4号及び第 8号脈の探鉱に最も多くの勢力が注がれておりデータも豊富である。特に第 4号脈は表.1に見るとおり、鉱量が最も多くかつ品位的にも上位クラスにあり、また後述するように地表での金品位が高いこと及び富鉱部が比較的まとまっていること等から、ツァヴ鉱床群の中では主脈と見ることができる。

第 4号脈に対しては、ソ連－モンゴル協同探鉱時に No.14調査立坑深度183.6mが開削され、海拔標高+630MLでの水平ひ押し坑道が展開されている。しかしながら、モンゴル側が強く希望する早期開発ならびに近代的な開発方法という概念には、+630MLの坑道と既存の立坑だけでは十分な対応はできない。開発の初期段階においては、むしろ浅部へのアプローチと鉱床賦存状況の確認とがより要求される。その意味では、ソ連－モンゴル協同探鉱時の重点が鉱床深部に置かれていたため、鉱床浅部の精密探鉱、特に富鉱部の連続性の調査が不足している。したがって、第 4号脈浅部への補充探鉱が是非とも必要である。

2.2 日本側によるツァヴ鉱床第 4号脈(4,4A)の埋蔵鉱量評価

1991年にモンゴル側から出された予備調査の最終報告書資料を用いてツァヴ鉱床第 4号脈(4,4A)の埋蔵鉱量評価を行った結果、“予想～期待鉱量”の範疇に属するもので32万トンの強の鉱量が計上された。これはモンゴル側の $C_1 + C_2$ 級鉱量83万トンの強とほぼ対比されるものであるが、双方の数値の差は鉱石比重と鉱石賦存率の取り方の違いに起因するものであり、基本の鉱画設定規模では両者の間にほとんど差は見られない。日本側の鉱石賦存率は、特に予想鉱画部でモンゴル側のそれより大幅に小さく設定されているが、これは既存探鉱データの解析結果に基づくものであり、今後の坑道・ボーリングによる探鉱の進捗によって増大することが予想される（日本側による埋蔵鉱量計算基準及び埋蔵鉱量計算結果の詳細は72頁、付属資料参照）。

2.3 調査ターゲット

2.3.1 ツァヴ鉱床第 4号脈(4,4A)の特性

日本側の鉱量計算の過程で明確になった第 4号脈の特性は、富鉱部の連続性は水平的には20～30m、垂直的には50m以下、鉱脈の水平幅は平均すれば1m以下と見られことである。品位分布では、鉛は鉱脈の上部で高く下部に向かって低下し、亜鉛は頂度この逆の傾向を示す。また、金、銀はともに鉛同様鉱脈上部で高く下部に向かって低下する傾向を示す。

2.3.2 調査ターゲットの選定

2.1項で述べたとおり、これまでのソ連－モンゴル協同探鉱によって第 4号脈がツァヴ鉱床群中の主脈であることがほぼ判明しており、かつ 2.2項の日本側による埋蔵鉱量評価によっても第 4号脈の賦存状態の概要がほぼ明らかとなっている。したがって、今回の地域開発計画調査では第 4号脈を調査ターゲットとすることが最も望ましいと考えられる。そして調査の重点を、開発対象となるべき鉱画抽出を目的とするものと、第 4号脈全体の賦存ポテンシャル把握を目的とするものとに分けて実施すべきであり、当面は前者を優先させるべきである（76頁、付属資料参照）。

2.3.3 調査の基本方針

第4号脈富鉱部密集区域において、予想鉱画から推定鉱画へランクアップを図ることを調査の基本とし、まず地表から斜坑にて当該賦存区域にアプローチし、+750MLで水平坑道を展開して主調査坑道を設定する。主調査坑道においては、富鉱部や鉱質を確認するため、第4号脈の特性を考慮にいれて20m間隔の水平短尺ボーリングを実施する。また、坑内作業と並行して、既存坑道(+630ML)と主調査坑道の2レベル間の鉱脈の連続性を確認するため、地表の第4号脈上盤側より30m間隔で傾斜ボーリングを実施する(76頁、付属資料参照)。このほか、第4号脈から得られた鉱石試料により選鉱試験を行い、最終的には鉱山開発の基本計画を立案して予備的なフィージビリティスタディー(Pre-F/S)を実施する。

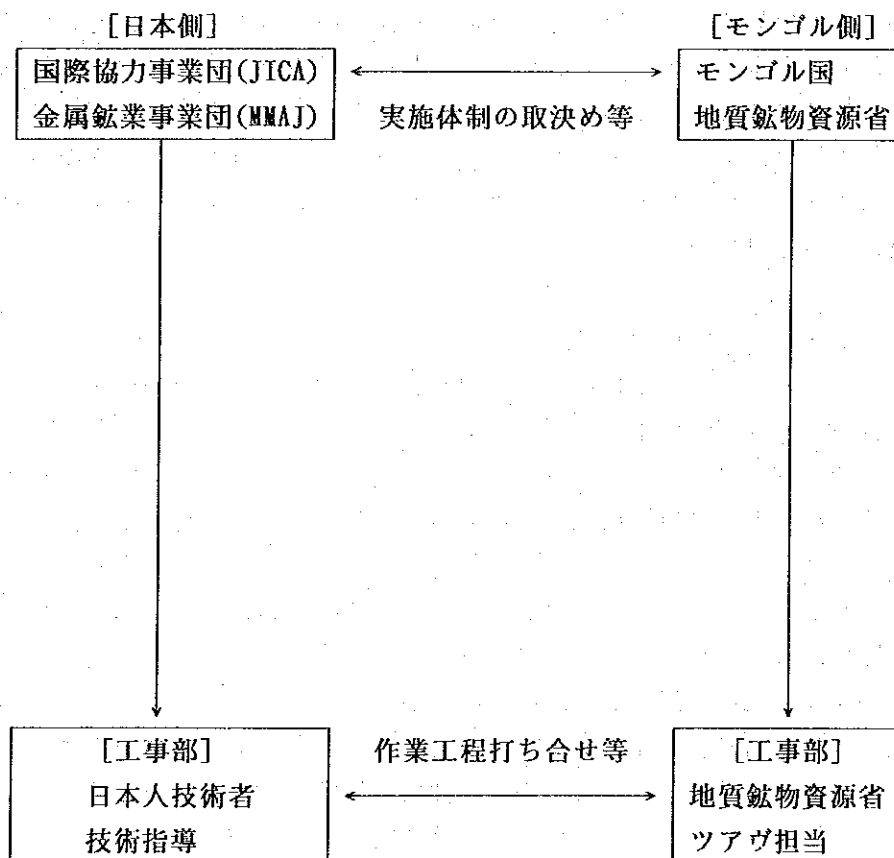
2.4 全体計画(調査期間及び工程)

調査期間及び工程は、表. 2 開発調査スケジュールに示すとおり。

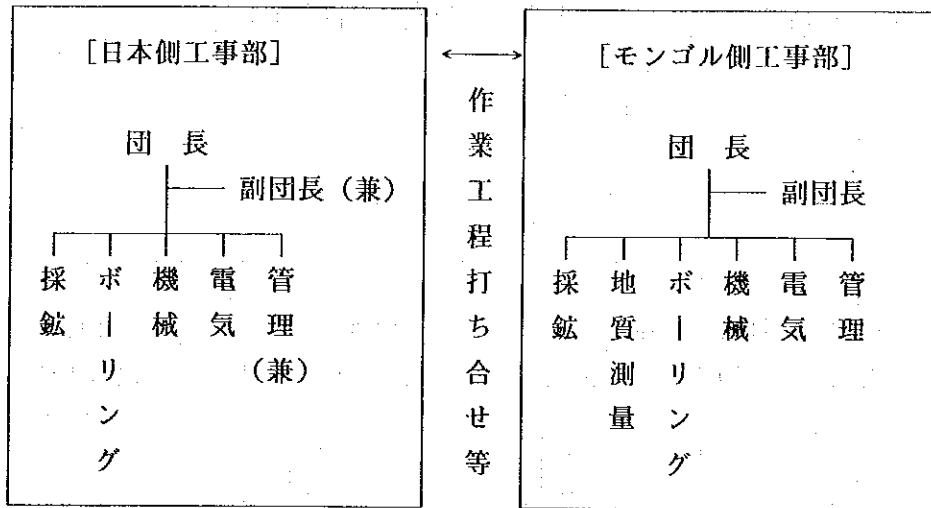
2.5 実施体制

2.5.1 日・モ間の協力体制

(1) 協力体制の全体スキーム



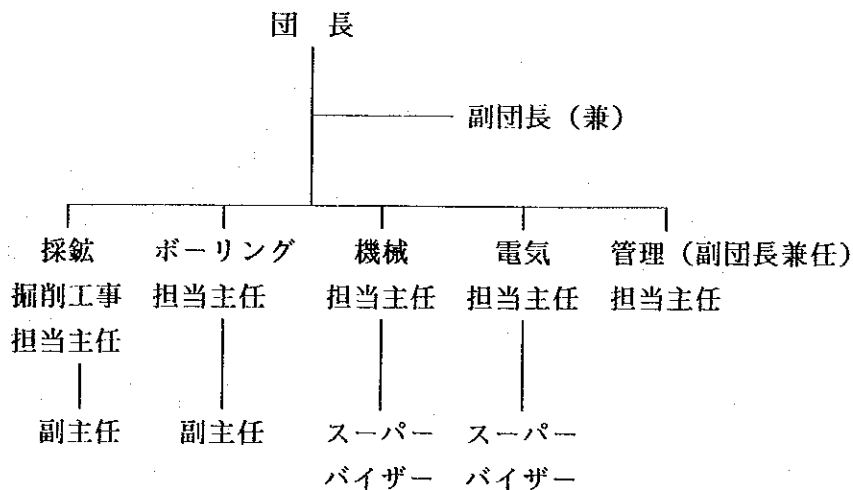
(2) 工事部の協力体制



2.5.2 日本側工事部の組織と派遣計画

(1) 工事部の組織

(人員構成については、3.3.9 (1) 項人員計画参照)

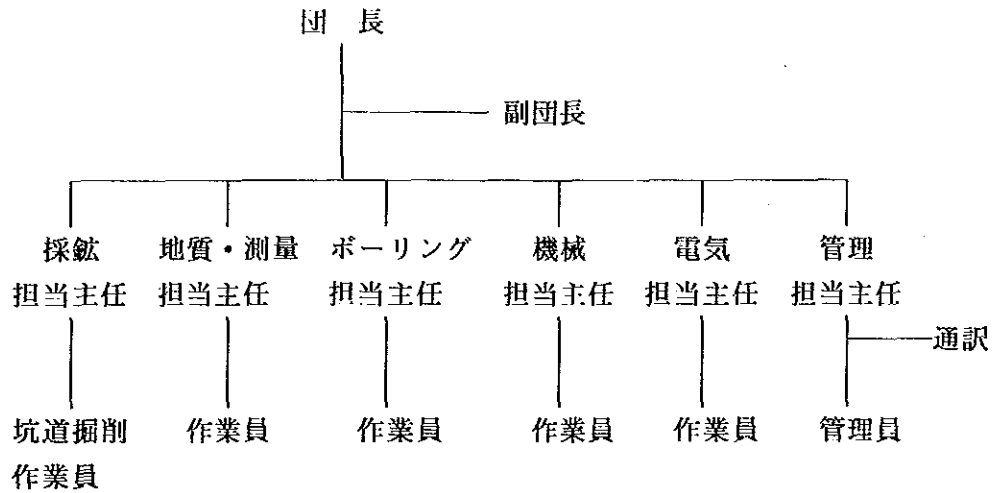


(2) 派遣計画

派遣時期等については、表. 3 人員派遣スケジュール及びモンゴル人員計画参照。

2.5.3 モンゴル側工事部の組織

(人員構成については、3.3.9(2)項人員計画参照)



*注；人員の動員時期等については、表. 3 人員派遣スケジュール及びモンゴル人員計画参照。

表. 3

人員派遣スケジュール及びモンゴル人員計画

役 職	資 格	作 業 種	人 員	人 員 計 画																											
				1992 年度			1993 年度						1994 年度																		
				9	10	11	12	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
団 長	主任技師	総括	1																												
管理, 資材主任	技師 A	管理, 資材全般	1																												
坑道工事主任	調査技師	坑道工事総括	1																												
坑道工事主任	"	坑道工事全般	2																												
坑道工事副主任	"	坑道工事	3																												
坑道工事副主任	"	坑道工事	3																												
機械主任	技師 B	機械全般	1																												
電気主任	技師 B	電気全般	1																												
試錐員	調査技士	試錐技術指導	3																												
"	"	"	1																												
"	"	"	3																												
機械員	技師 B	機械工事	1																												
"	技師 C	機械工事	3																												
電気員	技師 B	電気工事	1																												
"	技師 C	電気工事	2																												
モンゴル																															
削岩員			6																												
削岩助手			9																												
坑内作業員			3																												
測量員			3																												
機械員	重機		5																												
	機械		3																												
電気員			3																												
発電機運転員			3																												
試錐員(坑外)			9																												
" (坑内)			9																												
事務員			2																												
会計員			2																												
資材員			2																												
宿舍管理	管理人		4																												
	調理人		3																												
	洗濯		2																												
	掃除		2																												
運転手			4																												
通訳			4																												

3. 調査の設計

3.1 設計における基本方針

3.1.1 坑口位置の選定

坑口位置は一般的に地形、気象、鉱床賦存状況等によって決定されるが、ツァヴ鉱床地域は全体になだらかな地形のため、調査ターゲットである第4号脈の賦存状況を勘案して斜坑の坑口位置を決定した。この場合、坑口は鉱脈に対して上盤側か、下盤側か、また、斜坑の方向は沿層か、立入れか等が考えられるが、坑道の支保量及び将来の採掘による影響等を考慮して坑口を鉱脈の下盤側に設定し、立入り方向の斜坑とした。坑道計画は、Fig. 11 坑道開削図に示す。

3.1.2 坑外設備のレイアウト

坑外設備は、機能的、風向き（西風）、騒音を考慮し坑口周辺に集中させた。また、既存の設備（発電所、火薬庫等）は出来るだけ使用するようにした。坑外設備のレイアウトは、Fig. 3 全体レイアウト図に示す。

3.1.3 建設工事と資機材の調達

厨房、風呂、洗面所、トイレ、配電室、無線室、車庫等の建設工事は、工事費の最小化を図るため工期の許す範囲で極力現地工事とし、既存の建屋や輸送コンテナ等も可能な限り利用する。

同様に、資機材の調達についても工事費の最小化を図るため現地調達としたが、現地調査で判明しているように、工業製品についての現地調達はあまり期待が持てない状況である（資機材の調達リストについては後述の 3.6 項主要資機材一覧参照）。

3.2 坑外設備

3.2.1 敷地造成及び建屋計画

敷地造成は建屋とその周辺及び施設間を結ぶ道路とし、これらはモンゴル側工事とした。

主な建屋は次のとおり。

- ・宿舎 : 建屋面積 857㎡、4人用ゲル 5棟、1人用ゲル 3棟、ダイニングルーム用ゲル 1棟、トイレ・バス兼用 4棟（コンテナ利用）
- ・事務所 : 建屋面積 171㎡、75.2㎡のゲル 2棟、トイレユニット 2セット
- ・重機修理場 : 建屋面積 240㎡、天井走行クレーン及び点検用ピット付き
- ・ガレージ : 建屋面積 106㎡、6棟（コンテナ利用）
- ・既存建屋 : 建屋面積 582㎡、発電機室、トラック用ガレージ、一般修理場、倉庫等（以後旧発電所と称する）

建屋計画は、Fig. 3 全体レイアウト図、Fig. 4 宿舎図、Fig. 5 事務所図、Fig. 6 旧発電所配置図、Fig. 7 重機修理場図及びFig. 8 車庫図にそれぞれ示す。

3.2.2 発電及び配電計画

当初ハビルガより送電を検討したが、送電線の容量に問題があるため、ヘルレンより距

離 88km の送電線を敷設しなければならず（48頁、付属資料参照）、ツァヴにおける自家発電とした。また、掘り下がり坑内作業のため、ポンプによる坑内からの揚水が必要であり、保安上予備発電機を設置した。発電機の容量は負荷及びその負荷範囲を考慮し、次のとおりとした（発電機容量算定根拠は別紙技術計算書参照）。

- ・電 圧 : 3,300 V
- ・容 量 : 750 kVA × 2台（予備 1台）
- ・発電機出力 : 900 PS

配電計画は、Fig. 9.1 & 9.2 単線結線図及びFig. 10.1 & 10.2 ケーブル配線図に示す。

3.2.3 給水及び排水計画

工業用水については、開発が進み No. 14立坑の水位が下がった時点で別の水源にするか、No. 14立坑の水を揚水するかを検討するが、当面は No. 14立坑の坑内水を利用する。配管は 2インチガス管（断熱材使用）、ポンプは水中ポンプとし、揚程 30m、水量0.5m³ /分とする。

飲料水については、ツァヴ鉱床より南西約 6kmにある、元ロシア人が使用していた水井戸を利用する。このための深井戸ポンプは、揚程 100m、揚水量0.1m³ /分 2台を使用し（予備 1台）、配管は 1.5インチ白鉄管（地表部は断熱材使用）とする。

生活排水については、すべて浄化槽にて処理して放流する。容量は21人槽とする。（その他の排水については後述の 3.3.5 (2) 項坑内排水参照）。

3.2.4 ズリ処理場計画

ズリ処理場は既存の堆積場を使用する。ズリ処理場の管理はモンゴルの法規あるいは日本の鉱山保安法に基づく。

3.3 掘削工事及びボーリング調査

3.3.1 掘削工事全体計画

ツァヴ鉱床は、2.1 項で既に述べたとおり、数条の鉱脈からなる平均脈幅 1m 内外の含金銀鉛・亜鉛多金属鉱床である。したがって、これらを採掘するためには、高能率、低コスト、かつズリ混入の少ない採掘法が必要である。また、初期投資の早期回収のためには、比較的金品位が高く、運搬コストの安い鉱床上部からの採掘が望ましく、レベルピラー回収、充填材の再利用等、採掘技術上からも上部から採掘を開始した方が合理的である。

上記諸条件を満足させるため、トラックレス斜坑を地表より開削し、採掘第一段と想定される海拔標高 +750ML(地表下約 -60ML) で水平坑道を展開させることとした。この水平展開はソ連-モンゴル協同探鉱の結果最有力鉱脈とされている第 4号脈の富鉱部が最も密集する範囲の下盤沿いに展開する。水平展開後ボーリングによって、各々の富鉱部が詳細に特定されるため、以後いつでも採掘に取り掛かることができる。しかし、本格的に複数の切羽から出鉱させるにはトラックレス斜坑を +630ML(地表下約 -180ML)の既存坑道レベルまで延長し、No. 14立坑と連結させて、風管通気によらずに坑内通気を確保することが

望ましい。

- 斜坑基点位置座標（モンゴル提供地形図による）

$$X = 77,996.335$$

$$Y = 22,395.304$$

- 海拔標高 + 790.00 m
- 斜坑方位 N 68 ° 30' E

坑道計画は、Fig. 11 坑道開削図に示す。

3.3.2 坑道掘削

(1) 掘削作業量、掘削工法及び掘削機械計画

坑道掘削の工法としては、鉱山、地下発電所や石油地下備蓄等の大規模地下空洞開削で一般的工法であるトラックレス工法で行う。掘削作業量は下表.4に示す。

掘削作業量； (表.4)

作業種	作業量	記事
斜坑	251m	勾配 8° 30' 坑口部 3.6m 含
土砂ピット	30m	15m × 2箇所
ポンプ座	15m	1箇所
トランス座	(30)m ³	2箇所
ポンプ中継所	(15)m ³	1箇所
重機退避所	(130)m ³	2箇所
ひ押坑道	524m	
土砂ピット	65m	2箇所

当初、トラックレス工法 + NATM 工法 (New Austrian Tunneling Method の略で、発破により岩盤に空洞を開削した時、時間を置かずに即刻、発破をかけただけの空洞周辺にコンクリート吹付を施すことにより、周辺岩盤に緩み領域が発生する前に、安全かつ合理的、経済的に保坑しようとするものである) を検討したが、バッチャープラント (コンクリート製造プラント)、電力、建屋等の設備面とセメント及びその混和剤の品質、供給、また冬期におけるコンクリートの温度管理の問題もあり、トラックレス工法 + 従来工法 (鋼枠や矢板を用いて支保を行う工法) とした。

トラックレス工法では、重機はすべてディーゼルエンジン駆動のタイヤ式駕台の機械が採用される。具体的には、モービルジャンボ (発破用穿孔機) と LHD (Load Haul Dump の略で、ディーゼル駆動の坑内用ホイールロード) の組合せによる発破工法である。

また、この工法はすべて機械化されているため、モンゴルにおける本工事のもう一つの目的である、技術移転が非常にやり易い利点がある。

穿孔には、硬岩では主流になっている油圧削岩機搭載モービルジャンボ（油圧ジャンボ）を使用する。この機械は、移動走行時はディーゼルエンジンを動力とするが、穿孔時は電動モーターにより油圧ポンプを駆動して油圧削岩機の動力とするもので、従来の圧気式削岩機に比べて穿孔速度が早く（2倍以上）、故障も少ない。かつ、圧縮空気を使用しないため、圧縮空気の膨張による騒音も無く、断熱膨張により発生する霧による視界不良も起こらない。また、湿式穿孔を行なうことにより粉塵の発生を抑制できる。

本工事で使用する油圧ジャンボは、小断面の坑道で上向きにロックボルトが打設できるように片側のガイドセルをテレスコピックタイプ（エクステンションタイプ）にしたもので、一台の機械で坑道掘削もロックボルト用の孔も穿孔できるジャンボとする。

ズリ積込には、5yd³型(3.8 m³ バケツ容量)坑内仕様のLHDを使用する。本計画においては、ズリ後方運搬にも同一機種を使用する。

作業手順は、Fig. 12 掘削作業手順説明図に示す。

(2) 穿孔及び発破計画

発破は、バーンカット方式とする。すなわちバーンカットとはトンネル断面中心部付近に大口径（75～100 mm）の空孔2～4本を坑道方向に真直ぐ平行に穿孔し、これから外側に向けて順次最小抵抗線（装薬孔から発破自由面までの最小距離）が大きくなるように、やはり平行に装薬孔を配置し、中心部の大口径の空孔を自由面として発破する方法である。空孔を穿孔しない方式としては、Vカット方式あるいはピラミッドカット方式等があるが、これらは大断面に適し、ツァヴ鉱床のような硬岩で小断面の場合では、1発破当たりの進行長が制約され作業効率が低下するので、バーンカット方式を採用し、作業能率の向上を図る。また、この方式は穿孔本数が多い欠点があるが、硬岩にも適し規格化し易いので技術移転も容易である。

トンネル外周部は、スムーズプラスティングにより外側の岩盤を痛めないように発破する。スムーズプラスティングとは、トンネル外周計画線上の装薬孔の装薬量を減らして弱装薬にする代わりに、装薬孔を可能な限り水平かつ平行に数多く（具体的には、通常発破では1.0～1.5m間隔であるものを、50cm間隔とする）穿孔し、発破を行なうことにより、穿孔した孔の外側の岩盤を痛めないよう発破する方法である。スムーズプラスティングの場合は、精度の高い平行な孔を穿孔するための高度の技術が要求されるが、スムーズプラスティングを行うことにより、一般的な条件下の硬岩ではほとんど支保を必要としないメリットがあり、安全かつ安価な工法となる。

LHD、油圧ジャンボ及び穿孔配置は、Fig. 13.1 機械図(LHD)、Fig. 13.2 機械図(ジャンボ)及びFig. 14 穿孔配置図にそれぞれ示す。

(3) 坑道断面計画

坑道断面は、掘削機械、すなわち油圧式削岩機搭載ジャンボ（幅2.2m×高さ2.3m×長さ11.3m）及びLHD 5yd³型（3.8m³バケツ、幅2.3m×高さ2.3m×長さ8.2m）の大きさ、

また、これらと坑道内に設置される各種配管、風管、電線類等諸設備との離隔距離（原則として、重機と側壁岩盤との間隔は左右それぞれ1.0m、すなわちトンネル幅は重機の幅プラス2.0mとなる）、経済性、能率等を考慮し、幅4.0m、高さ3.4mとした。

この大きさは将来の採掘規模 200～300 トン/日を想定し、積載量15トンあるいは20トンの坑内ダンプトラックも使用可能な断面である。

これを設計断面とし鋼棒支保の種類、床コンクリートの有無により、次の6タイプの開削断面とした。

坑道掘削の断面仕様は、Fig. 15.1 坑道断面図及びFig. 15.2 坑道開削断面仕様を示す。

・斜坑タイプⅠは、トラックレス斜坑の岩盤堅硬で、ロックボルトのみで支保された箇所。開削断面は幅4.0m×高さ3.6m（床コンクリートあり、余掘10cm）。

また、運搬距離に応じてタイプ1-1（坑口～No.1土砂ピット）、タイプ1-2（No.1土砂ピット～斜坑底）に区分した。

・斜坑タイプⅡは、トラックレス斜坑の岩盤軟弱で、鋼棒支保（ピッチ1.5m、125H型钢）が必要な箇所。開削断面は幅4.25m×高さ3.725m（床コンクリートあり、余掘10cm）。

また、運搬距離に応じてタイプ2-1（坑口～No.1土砂ピット）、タイプ2-2（No.1土砂ピット～斜坑底）に区分した。

・斜坑タイプⅢは、坑口部の岩盤軟弱で、鋼棒支保（ピッチ1.2m、125H型钢）が必要で、かつ将来コンクリート巻き立てを施工した方がよい箇所。開削断面は幅4.6m×高さ3.9m（床コンクリートあり、余掘10cm）。

・斜坑タイプⅣは、坑口取り付け部の岩盤軟弱で、鋼棒支保（ピッチ0.9m、150H型钢）が必要で、かつ将来コンクリート巻き立てを施工した方がよい箇所。開削断面は幅4.6m×高さ3.9m（床コンクリートあり、余掘10cm）。

・ヒ押しタイプⅠは、水平坑道の岩盤堅硬で、ロックボルトのみで支保された箇所。開削断面は幅4.0m×高さ3.4m（床コンクリートなし、余掘10cm）。

また、運搬距離に応じてタイプ1-1（斜坑底～No.4土砂ピット）、タイプ1-2（斜坑底～No.3土砂ピット）、タイプ1-3（No.4土砂ピット～引立て）、タイプ1-4（No.3土砂ピット～引立て）に区分した。

・ヒ押しタイプⅡは、水平坑道の岩盤軟弱で、鋼棒支保（ピッチ1.5m、125H型钢）が必要な箇所。開削断面は幅4.25m×高さ3.525m（床コンクリートなし、余掘10cm）。

また、運搬距離に応じてタイプ2-1（斜坑底～No.4土砂ピット）、タイプ2-2（斜坑底～No.3土砂ピット）、タイプ2-3（No.4土砂ピット～引立て）、タイプ2-4（No.3土砂ピット～引立て）に区分した。

(4) 勾配計画

斜坑の勾配は安全面、開削時の機械への負担、将来の運搬等を考慮し、経済的に許される範囲で極力緩くすべきである。

LHD の設計上の最大登坂能力は25° (47%) 程度に表示されているが、連続走行可能な勾配は最大14° (25%) 程度である。しかしこの勾配では走行速度が遅く、長距離の繰り返し走行はエンジンへの負荷も大きくなって故障頻発の原因となる。また、将来坑内トラックによる鉱石の運搬や冬期の坑口付近の凍結等を考慮し、トンネル勾配は 8° 30' とした。水平坑道の勾配は排水を考慮し 1/150 とした。

3.3.3 付帯設備設置場所掘削

付帯設備を設置するためのスペースを要するものは以下のとおりである。

(1) 土砂ピット

坑道掘削の能率を上げるためには早く引立（切羽）のズリを取る必要がある。また、坑内のズリ取り及び運搬で使用している LHDの斜坑における連続運転は 150～200mが適当である。このため、概ね150m間隔にズリ仮置き用の土砂ピットを設ける。斜坑には坑外仮ズリ置き場と斜坑底との中間部及び斜坑底の2箇所、水平坑道部には斜坑底より約150mの地点にそれぞれ1箇所を設置する。掘削量は1箇所ですべて坑道掘削 15m分。ただし、水平坑道部については鉱況の把握及び採掘実習の準備のため、鉱脈の上盤まで掘削するので、それぞれ 30m、35m 分となる。

(2) 重機退避所

工事期間中坑内で使用する重機は、油圧ジャンボ、LHD × 2台、火薬装点用及びロックボルト打設用の各軽トラック、鋼樁支保用バックホー、人員・資材輸送用の車両等で、これらを狭い坑内で入れ替えなければならぬため退避所が必要である。また、夏期以外の夜間はこれらの重機を坑外に放置できないため暖かい駐車スペースが必要となる。これらの目的のために、斜坑中間部に追切量 65m³（長さ 13m×幅2m×高さ2.5m）の退避所を2箇所設ける。

(3) 揚水中継ポンプ座及び集水ピット

坑内湧水及び削岩排水を集水し坑外に排水するための集水ピット、ポンプ座、中継ポンプ座等の設備設置場所のスペースの確保する必要があり、斜坑底に集水ピット、ポンプ座（坑道長15m、傾斜15°）及び中間部に中継ポンプ座（追切量 15m³、長さ3m×幅2m×高さ2.5m）を設ける。

(4) トランス座

坑内で使用する油圧ジャンボ、揚水ポンプ、通気用局所扇風機、ボーリング、照明用の電力を供給するため、斜坑中間部と斜坑底付近とにトランス座を2箇所（追切量 30m³、長さ4.0m×幅2.0m×高さ2.5m×2箇所）設ける。

3.3.4 支保計画

(1) 鋼樁

①鋼樁の仕様

鋼樁は前述の、Fig. 15.2 坑道開削断面仕様の斜坑タイプⅡ、斜坑タイプⅢ、斜坑タ

イブⅣ及びヒ押タイプⅡで使用する。斜坑タイプⅣは 150H型鋼を、そのほかは 125型鋼をアーチ状に曲げ加工をしたものを使用する。

鋼棒の仕様は、Fig. 16.1 150H支保工図（斜坑タイプⅣ）、Fig. 16.2 125H支保工図（斜坑タイプⅢ）、Fig. 16.3 125H支保工図（斜坑タイプⅡ）及びFig. 16.4 125H支保工図（ヒ押タイプⅡ）に示す。

②支保率

坑口部については100%、それ以外では岩盤が概ね堅硬と見込めるため 10%とした。ただし、鉱脈部については100%とした。

③鋼棒の枠間

普通は岩盤の状況と盤圧の有無で枠間を決定するが、本計画では岩盤が概ね堅硬で、断層箇所でも盤圧は小さいことが予想されるため、坑口部を除き枠間を1.5mとした。

斜坑タイプⅣ（同 0.9m）、斜坑タイプⅢ（同 1.2m）

斜坑タイプⅡ（枠間1.5m）、ヒ押タイプⅡ（同 1.5m）

④鋼棒の施工方法

坑口部を除き1発破当たりの延びを1.5mとし、ズリ取り後ブレーカー付きミニバックホーで当たり取り及び根掘りを行い、その後 LHDで鋼棒を引立まで運搬し、組立て、鋼矢板をあて、裏込めによって鋼棒を固め、次のサイクルに取り掛かる。この作業を繰り返す。坑口部、特に坑口より 25m位までは岩盤が風化を受けて脆弱なため、差し矢方式が見込まれる。

(2) ロックボルト

①ロックボルトの仕様

異形ロックボルト 22mmφ×2.0m

②ロックボルトの配置

素掘掘削（無鋼棒支保）の場合：鋼棒支保のない斜坑タイプⅠ、ヒ押タイプⅠについては、坑道方向1.5mピッチに1列 9本ずつ配置する。

追切（坑道拡幅）の場合：岩盤面積1㎡当たり 1本とする。

③ロックボルトの施工方法

ロックボルトは、ジャンボにより穿孔した孔に、各種の定着方法に応じた棒鋼類を挿入し岩盤に固定するものである。

ロックボルトの定着方法には種々の方法があるが、本計画においては十分な定着効果を得られると同時に最も安価なセメントミルクを使用した全面定着方式で計画する。

施工方法は、岩盤に穿孔された孔内にセメントミルクを充填後、棒鋼ボルトを打設する方法とする。穿孔機械は、油圧ジャンボのテレスコピックタイプ（エキステンションタイプ）のガイドセル側のブームを使用する。

3.3.5 通気及び排水計画

坑内において粉塵や有害ガスの発生の恐れがある場合、通気量を確保し、粉塵や有害ガスを速やかに排出させて作業環境を良好に保つことは、保安上も作業能率上も重要であり、労働安全衛生法、あるいは鉱山保安法にも定められている。

粉塵の発生原因としては、穿孔、発破、積込作業時の岩粉飛散、穿孔時のオイルミスト、内燃機関運転時の炭化物、溶接作業時のフェーム等が考えられる。

有害ガスの発生原因としては、発破或いは内燃機関の運転による一酸化炭素、窒素酸化物等がある。

これらの原因に対し、作業環境を改善するための対策として、粉塵、あるいは有害ガスの発生そのものを低減する発生源対策も取られねばならないが、大幅な改善策として通常取られる手段としては、新鮮な空気を大量に送り込んで汚れた空気を希釈し、坑外へ排出する通気系統を設けることである。

(1) 通気

①所要通気量

トンネル掘削工事における換気量算出方法として、

(a)坑内作業員に必要な換気量 Q_1 は、

$$Q_1 = q_1 \cdot N_1$$

q_1 ; 作業員一人当りの換気量 (3m^3 /分)

N_1 ; 坑内作業の最大人員

(b)発破の後ガスに対する換気量 Q_2 は、

$$Q_2 = A / T (1 - K \cdot A / V_2)$$

A ; 切羽の換気対象体積 (断面積 \times 50~70m)

K ; 有害ガスの許容濃度 (C_0 100×10^{-6})

V_2 ; 有害ガス発生量 (2号榎 $5 \sim 8 \times 10^{-3} \text{m}^3$ /kg)

T ; 換気時間 (10分)

(c)ズリ搬出時の車両の排ガス量 Q_3 は、

$$Q_3 = V_3 / K \times \text{台数}$$

V_3 ; 有害ガス量 ($108 \times 10^{-6} \text{m}^3$ /分/PS)

(浄化装置付き)

の3通りを比較し、最大値を採る方法が一般的である。

(d)一方、鉱山保安法においても、内燃機関を使用する区域には、機関出力 1kW当り 3m^3 /分の通気量を確保することが定められている。

仮に、坑道断面規格では最大の斜坑タイプIの掘削と後方運搬を想定し、坑内作業人員を10人、掘削断面を 14.07m^2 、LHDの出力を185PS \times 同時稼働2台(LHDの出力が最大)、火薬使用量 68kg/サイクルとした場合の所要通気量は、

$$(a) Q_1 = 3 \times 10 = 30 \text{ (m}^3 \text{ / 分)}$$

$$(b) Q_2 = 14.07 \times 60 / 10 \times \{1 - 100 \times 10^{-6} \times 14.07 \times 60 / (6.5 \times 10^{-3} \times 68)\} \\ = 68 \text{ (m}^3 \text{ / 分)}$$

$$(c) Q_3 = 108 \times 10^{-6} \times 185 \times 2 / (100 \times 10^{-6}) = 400 \text{ (m}^3 \text{ / 分)}$$

(d) 一方鉱山保安法に基づく所要通気量は、

$$Q_4 = 185 \times 0.7355 \times 3 \times 2 = 816 \text{ (m}^3 \text{ / 分)}$$

以上の様な数値が得られる。

安全側の最大値である鉱山保安法の定めにしたがい、(d)の通気量を確保して工事する計画とする。

②通気設備及び通気系統

前記①の所要通気量にしたがい、工事区域に必要な通気量を確保するために、75kW×1,000m³/分程度の軸流ファンを坑口に設置して、800mmφのFRV風管を通じて送風し換気を行なう。斜坑底より先のヒ押部の坑道換気は18.5kW×2台×2箇所の局部扇風機と700mmφのFRV風管でそれぞれ行なう。なお、発破の飛石を回避するため、引立付近(約50m)はビニール製のリング入り風管(アコーディオン風管)を取り付ける。通気系統は、Fig. 17 通気計画図に示す。

③粉塵処理

粉塵発生の抑制と飛散防止による作業環境の改善、及び作業員への曝露予防と衛生管理については以下の対策により対応する。

(a) 発生粉塵の抑制

穿孔作業は湿式穿孔を行なうことにより粉塵の発生を抑制する。また油圧削岩機を使用することにより、オイルミストは圧気式削岩機に較べてはるかに低減できる。

ディーゼルエンジン機器はウォータースクラバーあるいは触媒式の排ガス浄化装置を取付けたものを使用することにより、排気中のNo_x・Co・Co₂及び炭化物濃度を低減する。

(b) 粉塵の飛散防止

発破後あるいはズリ積込み作業時には、散水を励行し粉塵の飛散を防止する。

(c) 通気量確保による粉塵濃度の低下

ファンを用いた強制通気により新鮮な空気を多量に送り込み濃度を薄めるとともに、汚れた空気を排除することにより作業環境の粉塵濃度の低下を図る。

(d) 防塵マスクの着用励行

上記の3つの対策により作業環境の改善を図ると同時に、作業員は全員防塵マスクを着用し粉塵の吸入を防止する。

(2) 排水

坑内排水は坑内からの湧水量 0.2m³/分と油圧ジャンボ使用時の削岩排水 0.13m³

／分であるが、安全率をみて最大排水量を 0.5m^3 ／分とした。

これらを斜坑底に設けた集水ピットに集め、中継ポンプを經由して坑外に流送し、坑外に設けた沈砂池入れ、スライムを取り除いた後で下流に放流する。

配管は坑内外共 4インチとし、坑外では冬期を考慮して地下に埋設する。

ポンプは仮設のため、水中ポンプ（容量 0.5m^3 ／分×揚程 30m× 2台）とする。

排水系統は、Fig. 18 給水排水計画図に示す。

3.3.6 給気計画

圧縮空気は、レッグ削岩機による削岩作業及びAN-F0爆薬の装填作業に使用される。このため、坑口にポータブルタイプのコンプレッサーを設置し、4インチガスを斜坑及び水平坑道に配管し、引立及びその途中の作業場で圧縮空気が得られるようにする。

給気系統は、Fig. 19 給気計画図に示す。

3.3.7 ズリ運搬計画

発破により起砕されたズリは引立より土砂ピットに運搬され、その後各土砂ピットを経て（無い場合は直接）坑外のズリ仮置き場までLHDで運搬される。坑外に仮置きされたズリは、 1.5m^3 級のショベルで積載量 10 トンのダンプトラックに積み堆積場に運ぶ。

開削ズリ量は $12,333\text{m}^3$ （地山 m^3 ）になる。

3.3.8 通信計画

ツァヴ地域のあるドルノト県の県都チョイバルサン市は、モンゴルの首都ウランバートル市の東直線距離約 680kmにあり、鉄道路はなく空路で約 1時間半を要する。また、チョイバルサンより北東のツァヴ地域までは約 120kmあり、車で約 3時間を要する。

通信設備としては、ツァヴ地域には全く存在せず、チョイバルサンとウランバートルの間には電話があるが回線に余裕がなくなかなかつながらない。このような辺境の地でもあり、人心安定のため、また、坑内作業で危険を伴うこともあり、何らかの通信手段が必要である（在モンゴル日本大使館、外務省の指導もある）。

このため、本設計では船舶用に開発されたインマルサットの衛星（インド洋上空）を利用しこの問題を解決することとした。

本システムは、サイトに地上局とアンテナを設置し、インド洋上のインマルサット、山口県 KDD地上局を經由し世界中に送信可能なシステムである。

この場合の通信ルートは次の通りである。

(1) 日本への通信

ツァヴ地域 →（インマルサット） →山口県 KDD地上局 →日本各地

(2) ウランバートルへの通信

① ツァヴ地域 →（インマルサット） →山口県 KDD地上局 →茨城県 KDD地上局
→香港 →（アジアインテルサット） →ウランバートル

② ツァヴ地域 →ウランバートル

が考えられるが、②の場合ウランバートルに更に地上局が1台必要であり、現在日～モ間で進められているモンゴル国のインテルサットが完成（1993年 8月完成予定）すれば、時間的にも経済的にも大幅に改善されるため、①のルートとし、地上局の設置を1台とした。

モンゴル国のインテルサットが完成すれば、

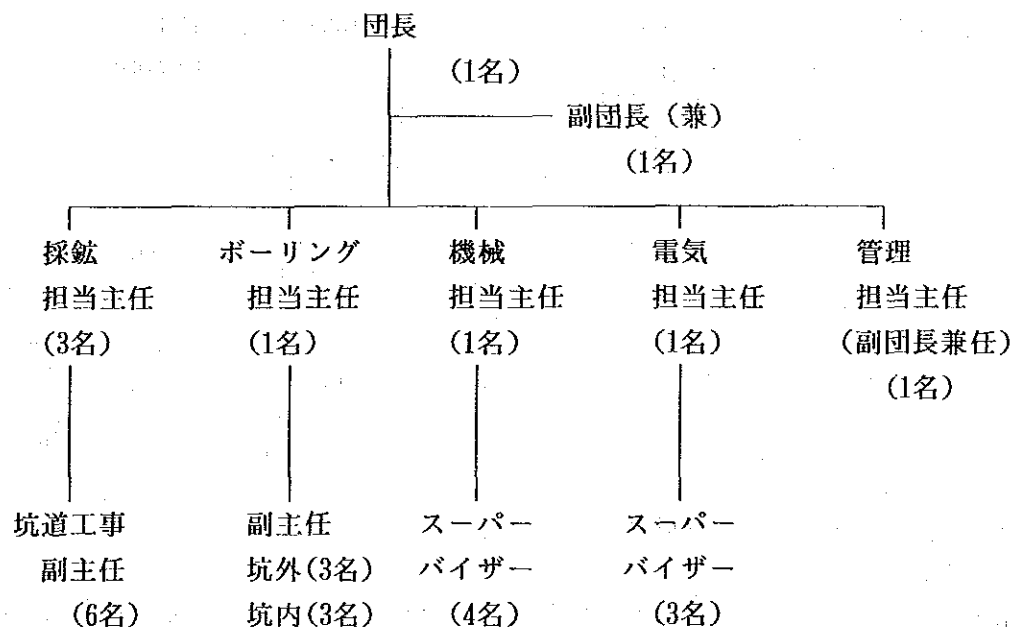
ツァヴ地域 →（インマルサット） → 山口県 KDD地上局 → 茨城県 KDD地上局
→（インテルサット） → ウランバートル
となる。

3.3.9 人員計画

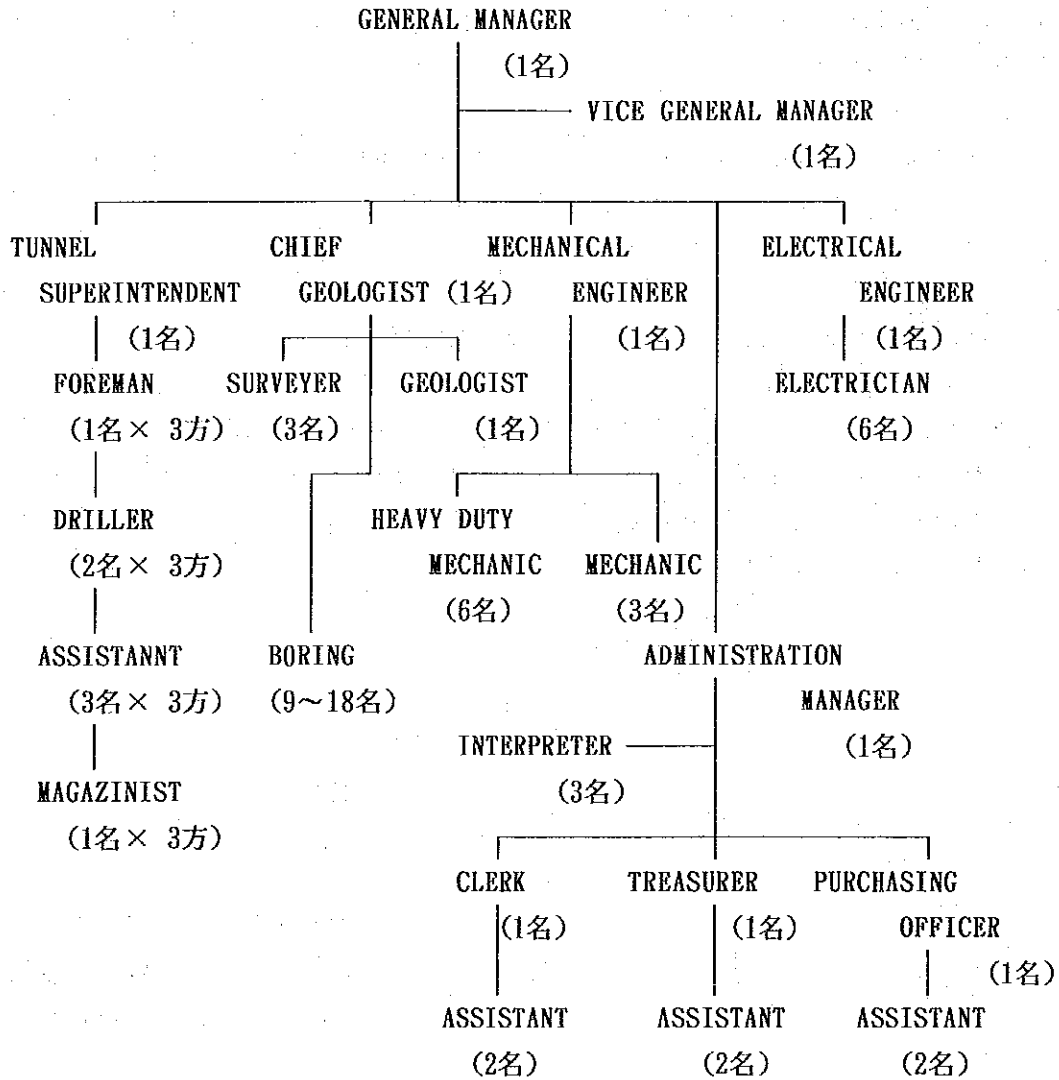
本工事に係る日本側及びモンゴル側の人員及び組織は次のとおりである。

(1) 日本側の人員及び組織

坑道工事副主任とボーリング関係は、モンゴル人の技能習熟状況に応じて減員することとした。設計上は副主任 6名の内 3名は 3ヶ月、残り 3名は 4ヶ月とし、その後はモンゴル人のみで作業を行うこととした。また、坑外ボーリングについても平成4年度は 3名としたが、平成5年度は 1名のみとした。



(2) モンゴル側の人員及び組織



3.3.10 ボーリング工事と機械選定

(1) 坑外ボーリング

坑外ボーリングはモンゴル側も経験豊富とは思われるが、モンゴルで使用しているツール類及びその入手の可否が不明なため、日本より機械一式持っていく設計とした。

・坑外ボーリングの作業量は； (77頁、付属資料参照)

130m x 7本

160m x 8本

計 2,190m (15本)

この計画により、機械はロングイヤー L-38 級とし、最終口径をBQとした。

(2) 坑内ボーリング

坑内ボーリングは全て短尺の水平ボーリングとする。

・坑内ボーリングの作業量は；（77頁、付属資料参照）

	30m×12本
	40m×10本
計	760m (22本)

ボーリング室は新たに開削せず、掘削された坑道断面（幅4m×高さ3.4m）で行うため、ロッドは 3m 切りとした。また、坑内ボーリングは坑内掘削完了後の実施となり、通気設備がないため、機械は電動機搭載の小型機械ロングイヤー L-24 級とし、最終口径をAQとした。

ボーリング計画は、Fig. 20.1 ボーリング計画図（坑内）及びFig. 20.2 ボーリング計画図（坑外）に、機械は、Fig. 21.1 ボーリング機械図(L-24)及びFig. 21.2 ボーリング機械図(L-38)にそれぞれ示す。

3.4 環境への影響調査計画

ツァヴ鉱床周辺の人口は現在は非常に稀薄であるが、開発が進むに連れて一定規模の鉱山町が形成されることとなり、操業に伴う工業廃水、生活廃水そのほかの排出物、廃棄物等の処理、地下坑道開削に伴う地表水・地下水系への影響及び各種車両・重機械等の往来に伴う周辺草原の荒廃（景観、自然の動植物に与える影響を含む）に関連して相応の保全対策を講じなければならなくなる可能性がある。したがって、開発着手前に、モンゴル政府の方針等を考慮の上、ツァヴ鉱床開発計画に沿った鉱床周辺における環境影響調査計画を作成し調査を実施する必要がある。

3.4.1 地表水及び地下水系

ツァヴ鉱床周辺には連続性の湧泉及び流水等はないと言われており（但し、影響調査の際は地表水の有無につき要再確認）、鉱山の開発・操業による地表水への影響は発生しないものと考えられる。一方、鉱山への工業用水及び生活用水の一部として使用されるであろう周辺の地下水については、地下坑道開削による将来の地表の植生への影響の可能性等も考慮に入れ、開発着手前に状況を把握しておく必要がある。

したがって、以下の項目について環境影響調査を計画すべきと考える。

(1) 観測用水井戸

地下水位の定期観測及び気象観測

（地下水位の観測結果と降雨量等の気象条件とを組み合わせる地下水位の構造及び帯水層の実態を把握する）

(2) 地下水利用現況

鉱床周辺の住民（牧畜民）による地下水の利用状況を把握する

3.4.2 水質汚濁

以下の項目について環境影響調査を計画すべきと考える。

(1) 水質分析

pH, SS, DO, バクテリア個数、不純物の含有量—Fe, Mn, Cu, Pb, Zn, Cr, As等

(2) 汚染の状況

汚染されている場合には自然汚染、人為汚染の別を調査する

3.4.3 牧草地等

ツァヴ鉱床一帯は主としてイネ科植物からなるステップであるが、周辺で牛、羊等の放牧を行っており、工業廃水、生活廃水の処理の仕方によっては牧草及び牧草地の土壌を汚染する可能性があるほか、坑道からの地下水揚水による植生への影響等が考えられるので、事前に牧草や動植物の現況を把握し影響調査を実施する必要がある。

したがって、以下の項目について環境影響調査を計画すべきと考える。

(1) 影響の生じる可能性のある牧草地の現況把握

- ・ 牧草の種類
- ・ 牧草地利用状況（移動のサイクル等利用期間）
- ・ 家畜の種類、頭数、経済的価値
- ・ 汚染の有無

（汚染されている場合には自然汚染、人為汚染の別を調査する）

(2) 鉱床周辺の野生動植物の現況把握

3.4.4 環境モニタリング

モニタリングを実施する項目は、本来、ツァヴ鉱床の開発計画に沿った環境影響調査の結果に基づいて必然的にリストアップされて来るものであるが、現時点で強いて挙げれば次のとおりである。

- ・ 地下水位（観測井の定期観測）
- ・ 気象観測
- ・ 地下水及び地表水の水質（定期的な分析による水質汚濁の監視）
- ・ 牧草地の土壌（定期的な分析による土壌汚染の監視）

なお、以上のモニタリング項目の選定と同時にその方法（監視組織、監視要員、監視設備等）を検討し決定する必要がある。

3.5 資機材輸送計画

日本から現地までの資機材輸送ルートは主に次の3ルートが考えられるが、まず③のルートは40フィートのコンテナの運行が不可能であり、また、ロシアの経済が混乱している現在、港での荷物の滞留や行き先不明等不測の事態が予想されるため好ましくない。

次の②のルートは最も経済的なルートと考えられるが、ハビルガまたはチョイバルサンでの荷役設備の不備が問題になる。

その点①のルートは中国側よりトラック、クレーン等の荷卸し設備を手配する必要があるが一番確実なルートである。しかし②のルートも捨て難く、今後検討の価値はあると考えられるが、今回の計画では一番確実で、費用も安価な①のルートを採用する。

ルート別荷物積み卸し場所及び運搬手段は以下のとおり。

- | | | | | |
|-------|-----|----------|----------|------------------|
| | (船) | (貨車) | (トラック) | |
| ① 横浜港 | → | 大連 | → | 満州里 → ツァヴ |
| | (船) | (貨車) | <CIS 経由> | (トラック) |
| ② 横浜港 | → | 大連 | → | 満州里 → ハビルガ → ツァヴ |
| | | | | またはチョイバルサン |
| | (船) | <CIS 経由> | (貨車) | (トラック) |
| ③ 横浜港 | → | ウラジオストック | → | ハビルガ → ツァヴ |
| | | | | またはチョイバルサン |

資機材輸送ルートは、Fig. 22 資機材輸送ルート図に示す。

3.6 主要資機材一覧

3.6.1 日本より持ち込む資機材

日本より持ち込む資機材は表.5 に示すとおり。

3.6.2 日本以外にて調達する資機材

日本以外にて調達する資機材は表.6 に示すとおり。

3.7 地質調査

坑道及びボーリングによる調査を実施し、既存のデータと併せて第 4号脈の地質構造を解析し、第 4号脈富鉍部の分布を明らかにする。また、これらの結果と第 4号脈以外の既存のデータを解析し、ツァヴ鉍床全体のポテンシャルをも把握する。

3.8 選鉍試験

第 4号脈より得られた鉍石試料によって選鉍試験を実施する。試験の実施に当たっては実際の操業に近づけるため、実操業で得られると思われる鉍石試料とズリ混入率を加味して（鉍石品位を調整し）試験を実施する。特に金、銀の挙動に留意するとともに、砒素、水銀等製錬工程で有害な物質にも注意を払い、最終精鉍の売鉍メリットが最大となるようなフローシートを提案する。

3.9 Pre-F/S 及び報告

以上の調査結果をもとに鉍山開発の基本計画を立案し、更にモンゴル国内の経済、流通及びマーケティング等を調査の上、予備的なフィージビリティスタディ(Pre-F/S)を実施して報告書を提出する。

表. 5

日本より持込む資機材

F・Y運搬費Y日本

名称	仕様	単位	数量	記事	名称	仕様	単位	数量	記事
ボーリング機械用品					電気機器類				
ボーリング機械	L24	式	1		電線		式	1	
ボーリング機械	L38	式	1		発電機	750KVA	台	2	
ボーリング用品		式	1		発電機	45KVA	台	1	
					発電機	10KVA	台	2	
重機機器類					発電機予備部品, 制御盤		式	1	
油圧ジャンボ		台	1	100kg級	配電盤他電気設備		式	1	
油圧ジャンボ部品		式	1		トランス	三相 300KVA	台	1	
モルタル装填車		台	1		トランス	三相 200KVA	台	1	
モルタルポンプ		台	1		トランス	三相 150KVA	台	1	
モルタル用ホッパー		台	1		トランス	三相 50KVA	台	2	
LHD-M9		台	2	3.8m3級	トランス	単相 150KVA	台	1	
LHD部品		式	1		トランス	単相 75KVA	台	1	
火薬装填車		台	1		トランス	単相 20KVA	台	1	
AN-FO装填器		台	1	75kg級					
コンプレッサー		台	1	21m3/min	掘削用品				
ブレーカー		台	1		ボタンビット	38m/φ	式	1	
バックホー		台	1	0.1m3級	ボタンビット	51m/φ	式	1	
レック削岩機		台	2		ボタンビット	89m/φ	式	1	
レック削岩機一式		式	1		ワイヤブラスター		式	1	
小型トラック2T		台	1		スリーブ	R38	式	1	
小型トラックWC		台	1		スリーブ	R38/R32	式	1	
ワゴントラック大		台	1		中間ロッド	Hex32X3700	式	1	
ワゴントラック小		台	1		中間ロッド	Hex28X2400	式	1	
車両部品		式	1		シャंकロッド	R38	式	1	
					インサートビット	HEX22 L=1.7m	式	1	
					4' 鉄管ジョイント		式	1	
鋼棒類									
H型支保鋼棒(ヒII)	H125XH125	本	44		ポンプ類				
支保用タイロッド(ヒII)	16m/φ X1650	本	352		水中ポンプ	5.2KW	台	3	
支保用中間ハブ(ヒII)	50m/φ X1494	本	352		水中ポンプ	2.2KW	台	2	
矢板(ヒII) L=1.8m		枚	1364		水中ポンプ予備部品		式	1	
H型支保鋼棒(IV)	H150XH150	本	28		深井戸用ポンプ		台	2	
支保用タイロッド(IV)	16m/φ X1050	本	224		深井戸用ポンプ予備部品, 制御盤		式	1	
支保用中間ハブ(IV)	50m/φ X894	本	224						
矢板(IV) L=1.2m		枚	1876						
H型支保鋼棒(III)	H125XH125	本	21		仮設材				
支保用タイロッド(III)	16m/φ X1350	本	168		断熱材		式	1	
支保用中間ハブ(III)	50m/φ X1194	本	168		浄化槽		台	1	
矢板(III) L=1.6m		枚	1407		トイレユニット		式	2	
H型支保鋼棒(II)	H125XH125	本	14		ストーブ	15,000kcal/h	台	27	
支保用タイロッド(II)	16m/φ X1650	本	112		ユニットバス		式	4	
支保用中間ハブ(II)	50m/φ X1494	本	112		亜鉛引き鉄管	40m/φ X5.5m	本	25	
矢板(II) L=1.8m		枚	448		油類計量器		台	2	
					重機修理場用シャッター		台	2	
通気用品					バルブ類		式	1	
ファン	18.5kw	台	4						
コントラファン	37.5kw x 2台	台	1		潤滑油類				
コントラファン起動盤		台	1		エンジンオイル10#	200ℓ x 21缶	式	1	
F R V 風管	800m/φ用	m	271		エンジンオイル30#	200ℓ x 21缶	式	1	
ビニール風管	800m/φ用	本	10		ギヤオイル	200ℓ x 21缶	式	1	
レギュラー	800m/φ用	本	5		ブレーキオイル	4ℓ缶	式	1	
F R V 吊りハント	800m/φ用	式	1		ハイドロリックオイル	200ℓ x 21缶	式	1	
F R V 風管	700m/φ用	m	424		クーラント	200ℓ x 21缶	式	1	
ビニール風管	700m/φ用	本	10						
レギュラー	700m/φ用	本	2		工器具類				
F R V 吊りハント	700m/φ用	式	1		ボール盤		台	1	
ビニール風管 x 1/2"	700m/φ用	本	10		電気溶接機		台	2	
F R V 用アンカー		式	1		高速切断機		台	2	
メッシュワイヤー	14m/φ 30線	式	1		高圧温水洗浄機		台	1	
					5T天井クレーン		台	2	
保安用品		式	1				式	1	
事務用品		式	1						
宿舎用品		式	1						

表. 7-1 掘削サイクルタイム設定基準(1)

摘 要	斜坑タイプ 1		斜坑タイプ 2		斜坑タイプ 3	斜坑タイプ 4
1方実作業時間 1日作業方数 1ヶ月作業日数 1方作業人員	360分を標準とする 3方を標準とする 23日を標準とする 7人を標準とする(掘削作業のみ、ズリ後方運搬は含まず)					
計画断面 計画断面余掘	11.96m ² 余掘を10cmとして算出する	11.96m ² 余掘を10cmとして算出する	11.96m ² 余掘を10cmとして算出する	11.96m ² 余掘を10cmとして算出する	11.96m ² 余掘を10cmとして算出する	11.96m ² 余掘を10cmとして算出する
1発破進行	1.5mを標準とする	1.5mを標準とする	1.5mを標準とする	1.2mを標準とする	0.9mを標準とする	0.9mを標準とする
穿孔加算長 穿孔数 鑿下がり速度長	0.1mを標準とする 3.5本/m ² を標準とする 0.65m/分を標準とする	0.1mを標準とする 3.3本/m ² を標準とする 0.7m/分を標準とする	0.1mを標準とする 3.3本/m ² を標準とする 0.55m/分を標準とする	0.1mを標準とする 3.3本/m ² を標準とする 0.55m/分を標準とする	0.1mを標準とする 3.3本/m ² を標準とする 0.55m/分を標準とする	0.1mを標準とする 3.3本/m ² を標準とする 0.55m/分を標準とする
積込機能力 (m ³ /h)	タイプ1-1 20.22	タイプ1-2 20.44	タイプ2-1 20.22	タイプ2-2 20.44	タイプ3 20.22	タイプ4 20.22
削岩準備 穿孔 装薬換気浮石払	15分/サイクルを標準とする 鑿下がり速度長より算出とする 75分/サイクルを標準とする	15分/サイクルを標準とする 鑿下がり速度長より算出とする 75分/サイクルを標準とする	15分/サイクルを標準とする 鑿下がり速度長より算出とする 75分/サイクルを標準とする	15分/サイクルを標準とする 鑿下がり速度長より算出とする 75分/サイクルを標準とする	15分/サイクルを標準とする 鑿下がり速度長より算出とする 75分/サイクルを標準とする	15分/サイクルを標準とする 鑿下がり速度長より算出とする 75分/サイクルを標準とする
ズリ出し準備 積込及び運搬時間	10分/サイクルを標準とする 積込機能力より算出される	10分/発破を標準とする 積込機能力より算出される	10分/サイクルを標準とする 積込機能力より算出される	10分/サイクルを標準とする 積込機能力より算出される	10分/サイクルを標準とする 積込機能力より算出される	10分/サイクルを標準とする 積込機能力より算出される
支保工準備 支保工		15分/サイクルを標準とする 50分/サイクルを標準とする	15分/サイクルを標準とする 60分/サイクルを標準とする	15分/サイクルを標準とする 60分/サイクルを標準とする	15分/サイクルを標準とする 120分/サイクルを標準とする	15分/サイクルを標準とする 120分/サイクルを標準とする
棒鋼ボルト準備 棒鋼ボルト打設	15分/サイクルを標準とする 鑿下がり速度長より算出とする					
跡片付、測量	20分/サイクルを標準とする	20分/サイクルを標準とする	20分/サイクルを標準とする	20分/サイクルを標準とする	20分/サイクルを標準とする	20分/サイクルを標準とする
損失	40分/サイクルを標準とする	40分/発破を標準とする	40分/サイクルを標準とする	40分/サイクルを標準とする	40分/サイクルを標準とする	40分/サイクルを標準とする

表. 7-2 掘削サイクルタイム設定基準 (2)

摘 要	ヒ 押タイプ 1				ヒ 押タイプ 2				追 切 (拡 幅)
1 方実作業時間 1 日作業方数 1 ヶ月作業日数 1 方作業人員	360分を標準とする 3方を標準とする 23日を標準とする 7人を標準とする (掘削作業のみ、ズリ後方運搬は含まず)								
計画断面 計画断面余掘	11.88m ² 余掘を10cmとして算出する				11.88m ² 余掘を10cmとして算出する				5.00m ² 余掘を10cmとして算出する
1 発破進行	1.5mを標準とする				1.5mを標準とする				2.0mを標準とする
穿孔加算長 穿孔数 鑿下がり速度長	0.1mを標準とする 3.5本/m ² を標準とする 0.65m/分を標準とする				0.1mを標準とする 3.3本/m ² を標準とする 0.7m/分を標準とする				0.1mを標準とする 2.1本/m ² を標準とする 0.65m/分を標準とする
積込機能力 (m ³ /h)	タイプ1-1	タイプ1-2	タイプ1-3	タイプ1-4	タイプ2-1	タイプ2-2	タイプ2-3	タイプ2-4	21.43
	21.43	21.51	21.60	25.57	21.43	21.51	21.60	25.57	
削岩準備 穿孔 装薬換気浮石払	15分/サイクルを標準とする 鑿下がり速度長より算出とする 75分/サイクルを標準とする				15分/サイクルを標準とする 鑿下がり速度長より算出とする 75分/サイクルを標準とする				15分/サイクルを標準とする 鑿下がり速度長より算出とする 75分/サイクルを標準とする
ズリ出し準備 積込及び運搬時間	10分/サイクルを標準とする 積込機能力より算出される				10分/発破を標準とする 積込機能力より算出される				10分/サイクルを標準とする 積込機能力より算出される
支保工準備 支保工					15分/サイクルを標準とする 50分/サイクルを標準とする				
棒鋼ボルト準備 棒鋼ボルト打設	15分/サイクルを標準とする 鑿下がり速度長より算出とする								15分/サイクルを標準とする 鑿下がり速度長より算出とする
跡片付、測量	20分/サイクルを標準とする				20分/サイクルを標準とする				20分/サイクルを標準とする
損失	40分/サイクルを標準とする				40分/発破を標準とする				40分/サイクルを標準とする

表. 8-1

トンネル掘削工事 サイクルタイム表
斜坑 タイプ 1-1

*F: 1方1回1方1回

	名称	単位	算定	タイプ1	
				RB 9本 吹付 ---	
基本 データ	A	設計断面積	m ²	$2.0 \times 2.0 \pi / 2 + 1.6 \times 4$	12.68
	B	掘削断面積	m ²	余掘 10cm	14.07
	C	吹付周長	m		
	D	吹付厚さ	m		
	E	1発破進行	m		1.50
	F	1発破掘削量	m ³	B×E	21.11
	G	m ² 当り穿孔数	孔		3.50
	H	穿孔加算長	m	0.1	0.10
	I	1発破穿孔数	孔	B×G	49.25
	J	削岩機台数	台		2
	K	1台当り穿孔数	孔	I÷J	24.63
	L	1台当り穿孔長	m	K×(E+H)	39.41
	M	鑿下がり速度長	m/分		0.65
	N	穿孔機 名称		トリルジャンボ	
	O	仕様・台数	台	油圧, 27 [°] -4×1	
	P	積込機 名称		ロートホールド	
	Q	仕様・台数	台	ホイール, ハケット(山積) 3.8m ³ ×1	
	R	能力	m/H	(地山, 平均走行144m)	20.22
	S	吹付機 能力	m/H		
	T	ダンク 仕様			
	U	台数	台	R÷W	
	V	積載容量		(地山)	
	W	能力	/H	(地山)	
X	棒鋼ホト 2 m	本		9.00	
サイクル タイム	a	削岩準備	分		15.00
	b	穿孔	分	L÷M	60.63
	c	爆破(装薬, 換気, 浮石払)	分		75.00
	d	ズリ出し準備	分		10.00
	e	積込及び運搬	分	F÷R×60	62.64
	f	支保工準備	分		
	g	支保工	分		
	h	吹付	分		
	i	棒鋼ホト打設 2m	分	$(X \times 2.0) / M + (2 \times X) + 15$	60.69
	j	跡片付, 測量 他	分		20.00
	k	損失(教育含む)	分		40.00
	l				
	m	掘削合計時間	分	a+b+c+d+e+j+k	283.27
	n	支保工合計時間	分	g+h+i	60.69
	o	1方1回合計時間	分	m+n	343.96
	p	1方実作業時間	分		360.00
	q	1方発破回数	回	p÷o	1.05
r	1方進行	m	E×q	1.58	
s	方数	方		3	
t	1日進行	m	r×s	4.74	
u	1ヶ月進行	m	t×23	109.02	

表. 8-2

トンネル掘削工事 サイクルタイム表
斜坑 タイプ 1-2

*F:サイクルタイムアップ

	名称	単位	算定	タイプ1	
				RB	9本吹付
基本データ	A	設計断面積	m ²	$2.0 \times 2.0 \pi / 2 + 1.6 \times 4$	12.68
	B	掘削断面積	m ²	余掘 10cm	14.07
	C	吹付周長	m		
	D	吹付厚さ	m		
	E	1発破進行	m		1.50
	F	1発破掘削量	m ³	B×E	21.11
	G	m ³ 当り穿孔数	孔		3.50
	H	穿孔加算長	m	0.1	0.10
	I	1発破穿孔数	孔	B×G	49.25
	J	削岩機台数	台		2
	K	1台当り穿孔数	孔	I÷J	24.63
	L	1台当り穿孔長	m	K×(E+H)	39.41
	M	整下がり速度長	m/分		0.65
	N	穿孔機 名称		ドリルマシン	
	O	仕様・台数	台	油圧, 27°-A×1	
	P	積込機 名称		ロータリーダンプ	
	Q	仕様・台数	台	ホイール, バケット(山積) 3.8m ³ ×1	
	R	能力	m ³ /H	(地山, 平均走行169m)	20.44
	S	吹付機 能力	m ³ /H		
	T	ダンプ 仕様			
	U	台数	台	R÷W	
	V	積載容量		(地山)	
	W	能力	/H	(地山)	
	X	棒鋼ホルト 2 m	本		9.00
サイクルタイム	a	削岩準備	分		15.00
	b	穿孔	分	L÷M	60.63
	c	爆破(装薬, 換気, 浮石払)	分		75.00
	d	ズリ出し準備	分		10.00
	e	積込及び運搬	分	F÷R×60	61.97
	f	支保工準備	分		
	g	支保工	分		
	h	吹付	分		
	i	棒鋼ホルト打設 2m	分	$(X \times 2.0) / M + (2 \times X) + 15$	60.69
	j	跡片付, 測量 他	分		20.00
	k	損失(教育含む)	分		40.00
	l				
	m	掘削合計時間	分	a+b+c+d+e+j+k	282.60
	n	支保工合計時間	分	g+h+i	60.69
	o	サイクル合計時間	分	m+n	343.29
	p	1方実作業時間	分		360.00
	q	1方発破回数	回	p÷o	1.05
r	1方進行	m	E×q	1.58	
s	方数	方		3	
t	1日進行	m	r×s	4.74	
u	1ヶ月進行	m	t×23	109.02	

表. 8-3

トンネル掘削工事 サイクルタイム表
斜坑 タイプ 2-1

*P: サイクルタイム係数

	名称	単位	算定	タイプ2	
				RB 一本 吹付 -cm	
基本データ	A	設計断面積	m ²	2.125×2.125π/2+1.6×4.25	13.89
	B	掘削断面積	m ²	余掘10cm+鋼棒12.5cm	15.34
	C	吹付周長	m		0.00
	D	吹付厚さ	m		0.00
	E	1発破進行	m		1.50
	F	1発破掘削量	m ³	B×E	23.01
	G	m ² 当り穿孔数	孔		3.30
	H	穿孔加算長	m	0.1	0.10
	I	1発破穿孔数	孔	B×G	50.62
	J	削岩機台数	台		2
	K	1台当り穿孔数	孔	I÷J	25.31
	L	1台当り穿孔長	m	K×(E+H)	40.50
	M	撃下がり速度長	m/分		0.70
	N	穿孔機 名称		ドリルジャンボ	
	O	仕様・台数	台	油圧, 27°-A×1	
	P	積込機 名称		ロードホールド	
	Q	仕様・台数	台	ホイール, ハケット(山積) 3.8m3×1	
	R	能力	/H	(地山, 平均走行144m)	20.22
	S	吹付機 能力	/H		0.00
	T	ダンプ 仕様			
	U	台数	台	R÷W	
	V	積載容量		(地山)	
	W	能力	/H	(地山)	
X	棒鋼ホルト 2 m	本		0.00	
サイクルタイム	a	削岩準備	分		15.00
	b	穿孔	分	L÷M	57.86
	c	爆破(装薬, 換気, 浮石払)	分		75.00
	d	スリ出し準備	分		10.00
	e	積込及び運搬	分	F÷R×60	68.28
	f	支保工準備	分		15.00
	g	支保工	分		50.00
	h	吹付	分		
	i	棒鋼ホルト打設 2m	分		
	j	跡片付, 測量 他	分		20.00
	k	損失(教育含む)	分		40.00
	l				
	m	掘削合計時間	分	a+b+c+d+e+j+k	286.14
	n	支保工合計時間	分	g+h+i	65.00
	o	サイクル合計時間	分	m+n	351.14
	p	1方実作業時間	分		360.00
	q	1方発破回数	回	p÷o	1.03
r	1方進行	m	E×q	1.55	
s	方数	方		3	
t	1日進行	m	r×s	4.65	
u	1ヶ月進行	m	t×23	106.95	

表. 8-4

トンネル掘削工事 サイクルタイム表
斜坑 タイプ 2-2

*F: サイクルタイム係数

	名称	単位	算定	タイプ2	
				RB 吹付 -cm -本	
基本データ	A	設計断面積	m ²	2.125×2.125π/2+1.6×4.25	13.89
	B	掘削断面積	m ²	余掘10cm+鋼棒12.5cm	15.34
	C	吹付周長	m		0.00
	D	吹付厚さ	m		0.00
	E	1発破進行	m		1.50
	F	1発破掘削量	m ³	B×E	23.01
	G	m ³ 当り穿孔数	孔		3.30
	H	穿孔加算長	m	0.1	0.10
	I	1発破穿孔数	孔	B×G	50.62
	J	削岩機台数	台		2
	K	1台当り穿孔数	孔	I÷J	25.31
	L	1台当り穿孔長	m	K×(E+H)	40.50
	M	墜下がり速度長	m/分		0.70
	N	穿孔機 名称		ドリルガンホ-	
	O	仕様・台数	台	油圧, 27"-m×1	
	P	積込機 名称		ロータールダンプ	
	Q	仕様・台数	台	ホイール, バケット(山積) 3.8m ³ ×1	
	R	能力	/H	(地山, 平均走行169m)	20.44
	S	吹付機 能力	/H		0.00
	T	ダンプ 仕様			
	U	台数	台	R÷W	
	V	積載容量		(地山)	
	W	能力	/H	(地山)	
	X	棒鋼本 2 m	本		0.00
サイクルタイム	a	削岩準備	分		15.00
	b	穿孔	分	L÷M	57.86
	c	爆破(装薬, 換気, 浮石払)	分		75.00
	d	ズリ出し準備	分		10.00
	e	積込及び運搬	分	F÷R×60	67.54
	f	支保工準備	分		15.00
	g	支保工	分		50.00
	h	吹付	分		
	i	棒鋼本打設 2m	分		
	j	跡片付, 測量 他	分		20.00
	k	損失(教育含む)	分		40.00
	l				
	m	掘削合計時間	分	a+b+c+d+e+j+k	285.40
	n	支保工合計時間	分	g+h+i	65.00
o	1サイクル合計時間	分	m+n	350.40	
ム	p	1方実作業時間	分		360.00
	q	1方発破回数	回	p÷o	1.03
	r	1方進行	m	E×q	1.55
	s	方数	方		3
	t	1日進行	m	r×s	4.65
	u	1ヶ月進行	m	t×23	106.95

表. 8-5

トンネル掘削工事 サイクルタイム表
斜坑 タイプ 3

*F: 判例の仮定

	名称	単位	算定	タイプ 3	
				RB -本 吹付 -cm	
基本データ	A	設計断面積	m ²	2.3×2.3π/2+1.6×4.6	15.67
	B	掘削断面積	m ²	余掘10cm+鋼棒12.5cm	17.21
	C	吹付周長	m		0.00
	D	吹付厚さ	m		0.00
	E	1発破進行	m		1.20
	F	1発破掘削量	m ³	B×E	20.65
	G	m ² 当り穿孔数	孔		3.30
	H	穿孔加算長	m	0.1	0.10
	I	1発破穿孔数	孔	B×G	56.79
	J	削岩機台数	台		2
	K	1台当り穿孔数	孔	I÷J	28.40
	L	1台当り穿孔長	m	K×(E+H)	36.92
	M	鑿下がり速度長	m/分		0.55
	N	穿孔機 名称		ドリルガンホ-	
	O	仕様・台数	台	油圧, 27°-1×1	
	P	積込機 名称		ロータールダンプ	
	Q	仕様・台数	台	ホイール, バケット(山積) 3.8m ³ ×1	
	R	能力	/H	(地山, 平均走行144m)	20.22
	S	吹付機 能力	/H		0.00
	T	ダンプ 仕様			
U	台数	台	R÷W		
V	積載容量		(地山)		
W	能力	/H	(地山)		
X	棒鋼ホト 2 m	本		0.00	
サイクルタイム	a	削岩準備	分		15.00
	b	穿孔	分	L÷M	67.13
	c	爆破(装薬, 換気, 浮石払)	分		75.00
	d	ズリ出し準備	分		10.00
	e	積込及び運搬	分	F÷R×60	61.28
	f	支保工準備	分		15.00
	g	支保工	分		60.00
	h	吹付	分		
	i	棒鋼ホト打設 2m	分		
	j	跡片付, 測量 他	分		20.00
	k	損失(教育含む)	分		40.00
	l				
	m	掘削合計時間	分	a+b+c+d+t+j+k	288.41
	n	支保工合計時間	分	g+h+i	75.00
o	サイクル合計時間	分	m+n	363.41	
p	1方実作業時間	分		360.00	
q	1方発破回数	回	p÷o	0.99	
r	1方進行	m	E×q	1.19	
s	方数	方		3	
t	1日進行	m	r×s	3.57	
u	1ヶ月進行	m	t×23	82.11	

表. 8-6

トンネル掘削工事 サイクルタイム表
斜坑 タイプ 4

*F: サイクルタイム係数

	名称	単位	算定	タイプ 4	
				RB -本 吹付 -cm	
基本データ	A	設計断面積	m ²	$2.3 \times 2.3 \pi / 2 + 1.6 \times 4.6$	15.67
	B	掘削断面積	m ²	余掘10cm+鋼棒15cm	17.21
	C	吹付周長	m		0.00
	D	吹付厚さ	m		0.00
	E	1発破進行	m		0.90
	F	1発破掘削量	m ³	B×E	15.49
	G	m ² 当り穿孔数	孔		3.30
	H	穿孔加算長	m	0.1	0.10
	I	1発破穿孔数	孔	B×G	56.79
	J	削岩機台数	台		2
	K	1台当り穿孔数	孔	I÷J	28.40
	L	1台当り穿孔長	m	K×(E+H)	28.40
	M	鑿下がり速度長	m/分		0.55
	N	穿孔機 名称		トールジヤンパー	
	O	仕様・台数	台	油圧, 27°-4×1	
	P	積込機 名称		ロートホルダンプ	
	Q	仕様・台数	台	ホイル, バケット(山積) 3.8m ³ ×1	
	R	能力	/H	(地山, 平均走行144m)	20.22
	S	吹付機 能力	/H		0.00
	T	ダンプ 仕様			
U	台数	台	R÷W		
V	積載容量		(地山)		
W	能力	/H	(地山)		
X	棒鋼ホルト 2 m	本		0.00	
サイクルタイム	a	削岩準備	分		15.00
	b	穿孔	分	L÷M	51.64
	c	爆破(装薬, 換気, 浮石払)	分		75.00
	d	スリ出し準備	分		10.00
	e	積込及び運搬	分	F÷R×60	45.96
	f	支保工準備	分		15.00
	g	支保工	分		120.00
	h	吹付	分		
	i	棒鋼ホルト打設 2m	分		
	j	跡片付, 測量 他	分		20.00
	k	損失(教育含む)	分		40.00
	l				
	m	掘削合計時間	分	a+b+c+d+e+j+k	257.60
	n	支保工合計時間	分	g+h+i	135.00
o	1サイクル合計時間	分	m+n	392.60	
p	1方実作業時間	分		360.00	
q	1方発破回数	回	p÷o	0.92	
r	1方進行	m	E×q	0.83	
s	方数	方		3	
t	1日進行	m	r×s	2.49	
u	1ヶ月進行	m	t×23	57.27	

表. 8-7

トンネル掘削工事 サイクルタイム表
ヒ押 タイプ 1-1

*F: 1方1回1m進捗

	名称	単位	算定	タイプ1	
				RB	9本吹付 ---
基本データ	A	設計断面積	m ²	$2.0 \times 2.0 \pi / 2 + 1.4 \times 4.0$	11.88
	B	掘削断面積	m ²	余掘 10cm	13.23
	C	吹付周長	m		
	D	吹付厚さ	m		
	E	1発破進行	m		1.50
	F	1発破掘削量	m ³	B×E	19.85
	G	m ² 当り穿孔数	孔		3.50
	H	穿孔加算長	m	0.1	0.10
	I	1発破穿孔数	孔	B×G	46.31
	J	削岩機台数	台		2
	K	1台当り穿孔数	孔	I÷J	23.16
	L	1台当り穿孔長	m	K×(E+H)	37.06
	M	撃下がり速度長	m/分		0.65
	N	穿孔機 名称		ドリルジャンボ	
	O	仕様・台数	台	油圧, 27°-4×1	
	P	積込機 名称		ロータールダンプ	
	Q	仕様・台数	台	ホイール, ハケット(山積) 3.8m ³ ×1	
	R	能力	m/H	(地山, 平均走行192m)	21.43
	S	吹付機 能力	m/H		
	T	ダンプ 仕様			
U	台数	台	R÷W		
V	積載容量		(地山)		
W	能力	/H	(地山)		
X	棒鋼本数 2m	本		9.00	
サイクルタイム	a	削岩準備	分		15.00
	b	穿孔	分	L÷M	57.02
	c	爆破(装薬, 換気, 浮石払)	分		75.00
	d	ズリ出し準備	分		10.00
	e	積込及び運搬	分	F÷R×60	55.58
	f	支保工準備	分		
	g	支保工	分		
	h	吹付	分		
	i	棒鋼本数打設 2m	分	$(X \times 2.0) / M + (2 \times X) + 15$	60.69
	j	跡片付, 測量 他	分		20.00
	k	損失(教育含む)	分		40.00
	l				
	m	掘削合計時間	分	a+b+c+d+e+j+k	272.60
n	支保工合計時間	分	g+h+i	60.69	
o	1サイクル合計時間	分	m+n	333.29	
p	1方実作業時間	分		360.00	
q	1方発破回数	回	p÷o	1.08	
r	1方進行	m	E×q	1.62	
s	方数	方		3	
t	1日進行	m	r×s	4.86	
u	1ヶ月進行	m	t×23	111.78	

表. 8-8

トンネル掘削工事 サイクルタイム表
ヒ押 タイプ 1-2

*F: 1方1回

	名称	単位	算定	タイプ 1	
				RB	9本吹付
基本データ	A	設計断面積	m ²	2.0×2.0π/2+1.4×4.0	11.88
	B	掘削断面積	m ²	余掘 10cm	13.23
	C	吹付周長	m		
	D	吹付厚さ	m		
	E	1発破進行	m		1.50
	F	1発破掘削量	m ³	B×E	19.85
	G	m ² 当り穿孔数	孔		3.50
	H	穿孔加算長	m	0.1	0.10
	I	1発破穿孔数	孔	B×G	46.31
	J	削岩機台数	台		2
	K	1台当り穿孔数	孔	I÷J	23.16
	L	1台当り穿孔長	m	K×(E+H)	37.06
	M	整下がり速度長	m/分		0.65
	N	穿孔機 名称		ドリルジャンパー	
	O	仕様・台数	台	油圧, 27"-φ×1	
	P	積込機 名称		U-トホルダンプ	
	Q	仕様・台数	台	ホイール, バケット(山積) 3.8m ³ ×1	
	R	能力	m/H	(地山, 平均走行190m)	21.51
	S	吹付機 能力	m/H		
	T	ダンプ 仕様			
	U	台数	台	R÷W	
	V	積載容量		(地山)	
	W	能力	/H	(地山)	
	X	棒鋼ホルト 2 m	本		9.00
サイクルタイム	a	削岩準備	分		15.00
	b	穿孔	分	L÷M	57.02
	c	爆破(装薬, 換気, 浮石払)	分		75.00
	d	アッ出し準備	分		10.00
	e	積込及び運搬	分	F÷R×60	55.37
	f	支保工準備	分		
	g	支保工	分		
	h	吹付	分		
	i	棒鋼ホルト打設 2m	分	(X×2.0)/M+(2×X)+15	60.69
	j	跡片付, 測量 他	分		20.00
	k	損失(教育含む)	分		40.00
	l				
	m	掘削合計時間	分	a+b+c+d+e+j+k	272.39
	n	支保工合計時間	分	g+h+i	60.69
o	1サイクル合計時間	分	m+n	333.08	
p	1方実作業時間	分		360.00	
q	1方発破回数	回	p÷o	1.08	
r	1方進行	m	E×q	1.62	
s	方数	方		3	
t	1日進行	m	r×s	4.86	
u	1ヶ月進行	m	t×23	111.78	

表. 8-9

トンネル掘削工事 サイクルタイム表
ヒ押 タイプ 1-3

*F: サイクルタイム係数

	名称	単位	算定	タイプ1	
				RB	9本吹付
基本データ	A	設計断面積	m ²	2.0×2.0π/2+1.4×4.0	11.88
	B	掘削断面積	m ²	余掘 10cm	13.23
	C	吹付周長	m		
	D	吹付厚さ	m		
	E	1発破進行	m		1.50
	F	1発破掘削量	m ³	B×E	19.85
	G	m ² 当り穿孔数	孔		3.50
	H	穿孔加算長	m	0.1	0.10
	I	1発破穿孔数	孔	B×G	46.31
	J	削岩機台数	台		2
	K	1台当り穿孔数	孔	I÷J	23.16
	L	1台当り穿孔長	m	K×(E+H)	37.06
	M	鑿下がり速度長	m/分		0.65
	N	穿孔機 名称		トリルツェンホー	
	O	仕様・台数	台	油圧, 27°-M×1	
	P	積込機 名称		ロートホルダンプ	
	Q	仕様・台数	台	ホイル, バケット(山積) 3.8m ³ ×1	
	R	能力	m ³ /H	(地山, 平均走行187m)	21.60
	S	吹付機 能力	m ³ /H		
	T	ダンプ 仕様			
	U	台数	台	R÷W	
	V	積載容量		(地山)	
	W	能力	/H	(地山)	
	X	棒鋼ホルト 2 m	本		9.00
サイクルタイム	a	削岩準備	分		15.00
	b	穿孔	分	L÷M	57.02
	c	爆破(装薬, 換気, 浮石払)	分		75.00
	d	ズリ出し準備	分		10.00
	e	積込及び運搬	分	F÷R×60	55.14
	f	支保工準備	分		
	g	支保工	分		
	h	吹付	分		
	i	棒鋼ホルト打設 2m	分	(X×2.0)/M+(2×X)+15	60.69
	j	跡片付, 測量 他	分		20.00
	k	損失(教育含む)	分		40.00
	l				
	m	掘削合計時間	分	a+b+c+d+e+j+k	272.16
	n	支保工合計時間	分	g+h+i	60.69
o	1方外合計時間	分	m+n	332.85	
p	1方実作業時間	分		360.00	
q	1方発破回数	回	p÷o	1.08	
r	1方進行	m	E×q	1.62	
s	方数	方		3	
t	1日進行	m	r×s	4.86	
u	1ヶ月進行	m	t×23	111.78	

表. 8-10

トンネル掘削工事 サイクルタイム表
ヒ押 タイプ 1-4

*F: 1ヶ月以内

	名称	単位	算定	タイプ1	
				RB	9本吹付
基本データ	A	設計断面積	m ²	2.0×2.0π/2+1.4×4.0	11.88
	B	掘削断面積	m ²	余掘 10cm	13.23
	C	吹付周長	m		
	D	吹付厚さ	m		
	E	1発破進行	m		1.50
	F	1発破掘削量	m ³	B×E	19.85
	G	m ² 当り穿孔数	孔		3.50
	H	穿孔加算長	m	0.1	0.10
	I	1発破穿孔数	孔	B×G	46.31
	J	削岩機台数	台		2
	K	1台当り穿孔数	孔	I÷J	23.16
	L	1台当り穿孔長	m	K×(E+H)	37.06
	M	整下がり速度長	m/分		0.65
	N	穿孔機 名称		ト ^ラ リ ^ン ジ ^ャ ン ^ホ ー	
	O	仕様・台数	台	油圧, 2 ^フ -A×1	
	P	積込機 名称		ロ ^ト ホル ^ダ ンプ	
	Q	仕様・台数	台	ホイ ^ル , ハ ^ケ ット(山積) 3.8m ³ ×1	
	R	能力	m ³ /H	(地山, 平均走行81m)	25.57
	S	吹付機 能力	m ³ /H		
	T	ダ ^{ンプ} 仕様			
	U	台数	台	R÷W	
	V	積載容量		(地山)	
	W	能力	/H	(地山)	
X	棒鋼 ^ホ ル ^ト 2 m	本		9.00	
サイクルタイム	a	削岩準備	分		15.00
	b	穿孔	分	L÷M	57.02
	c	爆破(装薬, 換気, 浮石払)	分		75.00
	d	ス ^リ 出し準備	分		10.00
	e	積込及び運搬	分	F÷R×60	46.58
	f	支保工準備	分		
	g	支保工	分		
	h	吹付	分		
	i	棒鋼 ^ホ ル ^ト 打設 2m	分	(X×2.0)/M+(2×X)+15	60.69
	j	跡片付, 測量 他	分		20.00
	k	損失(教育含む)	分		40.00
	l				
	m	掘削合計時間	分	a+b+c+d+e+j+k	263.60
	n	支保工合計時間	分	g+h+i	60.69
o	サイクル合計時間	分	m+n	324.29	
p	1方実作業時間	分		360.00	
q	1方発破回数	回	p÷o	1.11	
r	1方進行	m	E×q	1.67	
s	方数	方		3	
t	1日進行	m	r×s	5.01	
u	1ヶ月進行	m	t×23	115.23	

表. 8-11

トンネル掘削工事 サイクルタイム表
ヒ押 タイプ 2-1

*F:サイクルタイム係数

	名称	単位	算定	タイプ2	
				RB	-本 吹付
基本データ	A	設計断面積	m ²	$2.125 \times 2.125 \pi / 2 + 1.4 \times 4.25$	13.04
	B	掘削断面積	m ²	余掘10cm+鋼棒10cm	14.45
	C	吹付周長	m		0.00
	D	吹付厚さ	m		0.00
	E	1発破進行	m		1.50
	F	1発破掘削量	m ³	B×E	21.68
	G	m ² 当り穿孔数	孔		3.30
	H	穿孔加算長	m	0.1	0.10
	I	1発破穿孔数	孔	B×G	47.69
	J	削岩機台数	台		2
	K	1台当り穿孔数	孔	I÷J	23.85
	L	1台当り穿孔長	m	K×(E+H)	38.16
	M	鑿下がり速度長	m/分		0.70
	N	穿孔機 名称		ドリルマシン	
	O	仕様・台数	台	油圧, 27"×1	
	P	積込機 名称		ロータールックアップ	
	Q	仕様・台数	台	ホイール, バケット(山積) 3.8m ³ ×1	
	R	能力	m/H	(地山, 平均走行192m)	21.43
	S	吹付機 能力	m/H		0.00
	T	ダンプ 仕様			
	U	台数	台	R÷W	
	V	積載容量		(地山)	
	W	能力	/H	(地山)	
	X	棒鋼ホルト 2 m	本		0.00
サイクルタイム	a	削岩準備	分		15.00
	b	穿孔	分	L÷M	54.51
	c	爆破(装薬, 換気, 浮石払)	分		75.00
	d	スリ出し準備	分		10.00
	e	積込及び運搬	分	F÷R×60	60.70
	f	支保工準備	分		15.00
	g	支保工	分		50.00
	h	吹付	分		
	i	棒鋼ホルト打設 2m	分		
	j	跡片付, 測量 他	分		20.00
	k	損失(教育含む)	分		40.00
	l				
	m	掘削合計時間	分	a+b+c+d+e+j+k	275.21
	n	支保工合計時間	分	g+h+i	65.00
o	サイクル合計時間	分	m+n	340.21	
p	1方実作業時間	分		360.00	
q	1方発破回数	回	p÷o	1.06	
r	1方進行	m	B×q	1.59	
s	方数	方		3	
t	1日進行	m	r×s	4.77	
u	1ヶ月進行	m	t×23	109.71	

表. 8-12

トンネル掘削工事 サイクルタイム表
ヒ押 タイプ 2-2

*F: 1ヶ月のサイクル

	名称	単位	算定	タイプ 2	
				RB 一本 吹付 ---	
基本 データ	A	設計断面積	m ²	2.125×2.125π/2+1.4×4.25	13.04
	B	掘削断面積	m ²	余掘10cm+鋼棒10cm	14.45
	C	吹付周長	m		0.00
	D	吹付厚さ	m		0.00
	E	1発破進行	m		1.50
	F	1発破掘削量	m ³	B×E	21.68
	G	m ² 当り穿孔数	孔		3.30
	H	穿孔加算長	m	0.1	0.10
	I	1発破穿孔数	孔	B×G	47.69
	J	削岩機台数	台		2
	K	1台当り穿孔数	孔	I÷J	23.85
	L	1台当り穿孔長	m	K×(E+H)	38.16
	M	鑿下がり速度長	m/分		0.70
	N	穿孔機 名称		ドリルジャンボ	
	O	仕様・台数	台	油圧, 27°-A×1	
	P	積込機 名称		ロードホールドラップ	
	Q	仕様・台数	台	ホイール, バケット(山積) 3.8m ³ ×1	
	R	能力	m ³ /H	(地山, 平均走行190m)	21.51
	S	吹付機 能力	m ³ /H		0.00
	T	ダンプ 仕様			
	U	台数	台	R÷W	
	V	積載容量		(地山)	
	W	能力	/H	(地山)	
X	棒鋼ホルト 2 m	本		0.00	
サイクル	a	削岩準備	分		15.00
	b	穿孔	分	L÷M	54.51
	c	爆破(装薬, 換気, 浮石払)	分		75.00
	d	スリ出し準備	分		10.00
	e	積込及び運搬	分	F÷R×60	60.47
	f	支保工準備	分		15.00
	g	支保工	分		50.00
	h	吹付	分		
	i	棒鋼ホルト打設 2m	分		
	j	跡片付, 測量 他	分		20.00
	k	損失(教育含む)	分		40.00
	l				
	ム	m	掘削合計時間	分	a+b+c+d+e+j+k
n		支保工合計時間	分	g+h+i	65.00
o		1ヶ月合計時間	分	m+n	339.98
p		1方実作業時間	分		360.00
q		1方発破回数	回	p÷o	1.06
r		1方進行	m	E×q	1.59
s		方数	方		3
t		1日進行	m	r×s	4.77
u		1ヶ月進行	m	t×23	109.71

表. 8-13

トンネル掘削工事 サイクルタイム表
ヒ押 タイプ 2-3

*B:サイクルタイムアップ

	名称	単位	算定	タイプ2	
				RB	-本吹付
基本 デ イ タ	A	設計断面積	m ²	$2.125 \times 2.125 \pi / 2 + 1.4 \times 4.25$	13.04
	B	掘削断面積	m ²	余掘10cm+鋼棒10cm	14.45
	C	吹付周長	m		0.00
	D	吹付厚さ	m		0.00
	E	1発破進行	m		1.50
	F	1発破掘削量	m ³	B×E	21.68
	G	m ² 当り穿孔数	孔		3.30
	H	穿孔加算長	m	0.1	0.10
	I	1発破穿孔数	孔	B×G	47.69
	J	削岩機台数	台		2
	K	1台当り穿孔数	孔	I÷J	23.85
	L	1台当り穿孔長	m	K×(E+H)	38.16
	M	鑿下がり速度長	m/分		0.70
	N	穿孔機 名称		ドリルマシン	
	O	仕様・台数	台	油圧, 27°-A×1	
	P	積込機 名称		ロータールoader	
	Q	仕様・台数	台	ホイール, バケット(山積) 3.8m ³ ×1	
	R	能力	m/日	(地山, 平均走行187m)	21.60
	S	吹付機 能力	m/日		0.00
	T	ダンプ 仕様			
	U	台数	台	R÷W	
	V	積載容量		(地山)	
	W	能力	/日	(地山)	
	X	棒鋼ホルト 2 m	本		0.00
サイ イ ク ル タ イ ム	a	削岩準備	分		15.00
	b	穿孔	分	L÷M	54.51
	c	爆破(装薬, 換気, 浮石払)	分		75.00
	d	スリ出し準備	分		10.00
	e	積込及び運搬	分	F÷R×60	60.22
	f	支保工準備	分		15.00
	g	支保工	分		50.00
	h	吹付	分		
	i	棒鋼ホルト打設 2m	分		
	j	跡片付, 測量 他	分		20.00
	k	損失(教育含む)	分		40.00
	l				
	m	掘削合計時間	分	a+b+c+d+e+j+k	274.73
	n	支保工合計時間	分	g+h+i	65.00
o	サイクル合計時間	分	m+n	339.73	
p	1方実作業時間	分		360.00	
q	1方発破回数	回	p÷o	1.06	
r	1方進行	m	E×q	1.59	
s	方数	方		3	
t	1日進行	m	r×s	4.77	
u	1ヶ月進行	m	t×23	109.71	

表. 8-14

トンネル掘削工事 サイクルタイム表
ヒ押 タイプ 2-4

*F: 1ヶ月のサイクル

	名称	単位	算定	タイプ2
				RB -本 吹付 ---
基本 データ 項目	A 設計断面積	m ²	$2.125 \times 2.125 \pi / 2 + 1.4 \times 4.25$	13.04
	B 掘削断面積	m ²	余掘10cm+鋼棒10cm	14.45
	C 吹付周長	m		0.00
	D 吹付厚さ	m		0.00
	E 1発破進行	m		1.50
	F 1発破掘削量	m ³	B×E	21.68
	G m ² 当り穿孔数	孔		3.30
	H 穿孔加算長	m	0.1	0.10
	I 1発破穿孔数	孔	B×G	47.69
	J 削岩機台数	台		2
	K 1台当り穿孔数	孔	I÷J	23.85
	L 1台当り穿孔長	m	K×(E+H)	38.16
	M 鑿下がり速度長	m/分		0.70
	N 穿孔機 名称		ト ^リ ルジ ^ン ホ ^ー	
	O 仕様・台数	台	油圧, 27 [°] -4×1	
	P 積込機 名称		ロ ^ー ト ^ホ ル ^ダ ン ^プ	
	Q 仕様・台数	台	ホイ ^{ール} , ハ ^ッ ケ ^{ット} (山積) 3.8m3×1	
	R 能力	m/H	(地山, 平均走行81m)	25.57
	S 吹付機 能力	m ³ /H		0.00
	T ダン ^プ 仕様			
	U 台数	台	R÷W	
	V 積載容量		(地山)	
	W 能力	/H	(地山)	
	X 棒鋼 ^ホ ル ^ト 2 m	本		0.00
サイクル タイム	a 削岩準備	分		15.00
	b 穿孔	分	L÷M	54.51
	c 爆破(装薬, 換気, 浮石払)	分		75.00
	d 張り出し準備	分		10.00
	e 積込及び運搬	分	F÷R×60	50.87
	f 支保工準備	分		15.00
	g 支保工	分		50.00
	h 吹付	分		
	i 棒鋼 ^ホ ル ^ト 打設 2m	分		
	j 跡片付, 測量 他	分		20.00
	k 損失(教育含む)	分		40.00
	l			
	m 掘削合計時間	分	a+b+c+d+e+j+k	265.38
	n 支保工合計時間	分	g+h+i	65.00
	o 1ヶ月合計時間	分	m+n	330.38
	p 1方実作業時間	分		360.00
	q 1方発破回数	回	p÷o	1.09
r 1方進行	m	E×q	1.64	
s 方数	方		3	
t 1日進行	m	r×s	4.92	
u 1ヶ月進行	m	t×23	113.16	

表. 8-15

トンネル掘削工事 サイクルタイム表
追 切

*F:サイクルタイム係数

	名称	単位	算 定	タイプ	
				RB	9本吹付 ---
基 本 デ ィ タ ク ル ム	A	設計断面積	m ²	2.0×2.5	5.00
	B	掘削断面積	m ²	2.1×2.7	5.67
	C	吹付周長	m		
	D	吹付厚さ	m		
	E	1発破進行	m		2.00
	F	1発破掘削量	m ³	B×E	11.34
	G	m ³ 当り穿孔数	孔		2.10
	H	穿孔加算長	m	0.1	0.10
	I	1発破穿孔数	孔	B×G	11.91
	J	削岩機台数	台		2
	K	1台当り穿孔数	孔	I÷J	5.96
	L	1台当り穿孔長	m	K×(E+H)	12.52
	M	鑿下がり速度長	m/分		0.65
	N	穿孔機 名称		トリルジヤンホ-	
	O	仕様・台数	台	油圧, 27 [°] -4×1	
	P	積込機 名称		ロータールダンプ	
	Q	仕様・台数	台	ホイル, バケット(山積) 3.8m ³ ×1	
	R	能力	m ³ /H	(地山, 平均走行394m)	16.95
	S	吹付機 能力	m ³ /H		0.00
	T	ダンプ 仕様			
	U	台数	台	R÷W	
	V	積載容量		(地山)	
	W	能力	/H	(地山)	
	X	棒鋼ホルト 2 m	本		9.00
サ イ ク ル ム	a	削岩準備	分		15.00
	b	穿孔	分	L÷M	19.26
	c	爆破(装薬, 換気, 浮石払)	分		75.00
	d	スリ出し準備	分		10.00
	e	積込	分	F÷R×60	40.14
	f	支保工準備	分		0.00
	g	支保工	分		0.00
	h	吹付	分		
	i	棒鋼ホルト打設 2m	分	(X×2.0)/M+(X×2)+15	60.69
	j	跡片付, 測量 他	分		20.00
	k	損失(教育含む)	分		40.00
	l				
	m	掘削合計時間	分	a+b+c+d+e+j+k	219.40
	n	支保工合計時間	分	g+h+i	60.69
o	サイクル合計時間	分	m+n	280.09	
p	1方実作業時間	分		360.00	
q	1方発破回数	回	p÷o	1.29	
r	1方進行	m ³	F×q	14.63	
s	方数	方		3	
t	1日進行	m ³	r×s	43.89	
u	1ヶ月進行	m ³	t×28	1009.47	

付 属 資 料

1. ツァヴ鉱床の地理的条件	47
1.1 位置・交通	47
1.2 地形	47
1.3 植生・気候	47
1.4 用水	48
1.5 電力	48
1.6 人口・経済	48
2. ツァヴ鉱床の探鉱概要	49
2.1 探鉱経緯	49
2.1.1 鉱床の発見と探鉱の推移	49
2.1.2 探鉱作業の内容	51
2.2 地質・鉱床	55
2.2.1 地質	55
2.2.2 構造	56
2.2.3 鉱化帯	57
2.2.4 鉱化帯の局在条件及び鉱脈の特性	59
2.2.5 鉱脈の層厚と品位の変化	60
2.2.6 鉱石鉱物	60
2.3 埋蔵鉱量	61
2.3.1 鉱量計算の前提条件	61
2.3.2 鉱量計算の手順	61
2.3.3 埋蔵鉱量計算の推移	62
1) 地質学的埋蔵鉱量計算(1986-?-?)	62
2) 初期段階の埋蔵鉱量計算(1987-1-1)	62
3) 中間段階の埋蔵鉱量計算(1989-9-15)	63
4) 技術的経済的基盤に関する調査の基礎埋蔵鉱量計算(1991-5-1)	63
5) 予備調査最終段階の埋蔵鉱量計算(1991-7-1)	66
* 予備調査最終段階の埋蔵鉱量内訳	68
2.4 結論	71
3. 日本側埋蔵鉱量事前評価と調査ターゲット	72
3.1 ツァヴ鉱床第4号脈(4, 4A)の埋蔵鉱量評価	72
3.1.1 埋蔵鉱量評価に使用した資料	72
3.1.2 鉱画範囲の設定規準	72
3.1.3 埋蔵鉱量計算結果	74
3.1.4 計算結果の検討	74

3.2 調査ターゲット	75
3.2.1 ツァヴ鋳床第 4号脈(4, 4A)の特性	75
3.2.2 調査ターゲットの選定	76
3.2.3 調査の基本計画	76

1. ツァヴ鉱床の地理的条件

1.1 位置・交通

ツァヴ鉱床は、モンゴル国東部のドルノト県チョイバルサン郡ソモン地域にあり、県都チョイバルサン市の北東約 120km に位置している (Fig. 1)。1983年、最初に調査が実施されたツァヴ鉱床を含む面積約 45km² の範囲は、北緯 48° 50′ ~ 49° 00′、東経 115° 15′ ~ 115° 30′ の図版内にあり、面積約 12 km² に広がる鉱床帯中心部の地理学的座標は、北緯 48° 55′ 40″、東経 115° 20′ 33″ である。

ツァヴ鉱床の西 4.5km には、シベリア鉄道ボルジャ駅から国境を越えチョイバルサンに向かって南下するボルジャ～エレンツァフ (ソロビェフスク) ~ チョイバルサン (バヤン・トゥメン) 幹線鉄道が通っており、最寄りのハビルガ駅までの距離は約 17km である。

チョイバルサンとツァヴ鉱床間の草原には年間を通じて車輛の通行が可能な無舗装道路があり、車で約 3時間の行程である。ツァヴ鉱床の東南東約 50km の中国内蒙古自治区との国境には 1992 年 7月に新たにハビルガ税関 (中国側名称、35・黒山頭税関) が開設され、同年 7月から 3カ月ごとに最初の月の前半 15日間に限って通関業務が行われている。ツァヴ鉱床より同税関までは無舗装道路を車で約 1時間半にて到達が可能である。

1.2 地形

ツァヴ鉱床地域は、緩やかで長い小死火山丘陵地と沼沢地を含む平野とが交互に続く山岳地理的特徴をもっており、ツァヴ鉱床一帯は、勾配が 5~10° を越えない平坦で緩やかな傾斜をもつ丘陵地となっている。この丘陵地の最頂部の海拔標高は +825m で、尾根と谷の低部との標高差は 50~80m である。ツァヴ鉱床一帯には残留クリーブ性堆積物が広く発達している。この堆積物は主として碎屑物・ローム地盤からなり、未固結堆積物は本鉱床帯の尾根筋や傾斜地上部及び谷部に発達し、厚さは尾根・傾斜地上部で、0.5 ~ 3.5 m、谷部で 5~15 m である。露岩は極めて希にしか見られず、通常、狭い小尾根に断続するリッジの形で認められる。

1.3 植生・気候

ツァヴ鉱床一帯の植生は、各種のイネ科植物からなるステップで樹木類は存在せず、最寄りの森林地帯は本地区の北西約 150 km に見られる。

気候は典型的な大陸性乾燥気候を特徴とし、気温・気圧の日変化及び年変化が著しい。冬は厳寒無風の日が多く降水量は少ない。積雪量は通常 80 ~ 150mm をこえない。春は気温の日変化が激しく、空気が乾燥し、風がつよく、砂嵐を特徴とする。夏は短く温暖で、7~8月に年間降水量の 70% が降る。秋は雲の少ない日が圧倒的に多く、日中と夜間の温度差が著しい。主要な風向は北西及び西であり、平均風速は 3~5 m/sec、最大風速は 20~25m/sec に達する。年平均気温は約 0° C、最低気温は -37.5° C (1987年)、最高気温は +35.2° C (1982年) である。年平均降水量は、チョイバルサン市気象観測所のデータによれば 244mm、エルデス町 (マルダイ鉱山) 気象観測所によれば 402mm である。

気温及び降水量の月別分布（エルデス気象観測所）を表.9 に示す。（表.9）

月	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
温度（℃）	-20	-18	-8	0	+11	+16	+18	+16	+9	+1	-10	-17
降雨量（mm）	3	2	4	11	15	51	91	117	36	3	7	3

冬季の地盤凍結深度は 2.4～4.2m で、季節性の凍結は6 月末には完全に消える。永久凍土は存在しない。ツァヴ鉱床地域には連続性の湧泉や水流はない。ツァヴ鉱床の南約40 kmを流れるヘルレン川は厳冬期には完全に凍結する。ヘルレン川は東モンゴル地域の主要河川であり、チョイバルサンの水流調査点での年平均流量は、16.8 m³ /secである。ツァヴ鉱床付近の起伏に乏しい区域には小塩水湖があるが、これらの多くは干ばつ時には干上がる。

1.4 用水

用水としては、1989～1990年のモンゴル-旧ソ連協同調査時の飲用水及び工業用水は、ツァヴ鉱床からそれぞれ 6km及び11km離れた所に整備された揚水量 4.5 l/sec未満の 2本の井戸から給水されていたとのことであるが、このうち 6km離れた水井戸の現地調査の結果、井戸穴口径 6B地下水位約10～15m で、今後タンク車を用い飲料水として十分活用できることが確認されている。このほか、モンゴル-旧ソ連協同調査時に東部総合地質調査隊水文地質グループが、将来の採鉱企業用の給水源確保を目的とした調査をツァヴ鉱床付近で実施している。モスクワ設計研究所の研究によれば、工業用水及び飲料・洗濯用水の需要は100 l/sec であり、取水地点までの許容距離は 50km 以内としている。この調査の結果、ツァヴ鉱床の南約 50km のヘルレン川の大急カーブで調査埋蔵水量 260 l/secのメルヒート地下淡水層の存在が明らかにされ、予備探査の結果、C₁ 等級で 150 l/secの埋蔵水量が得られている。また、ツァヴ鉱床から比較的近い（6～28 km）ハビルギン凹地縁辺部付近で、下部白亜系堆積物の一部に総予測水量 70 l/sec の地下淡水水層が2箇所に分かれて存在することが明らかにされている。

1.5 電力

ドルノト県の電力は、チョイバルサン市にある国営チョイバルサン発電所より供給されている。発電所は、アダウン・チュルウン露天掘り炭鉱からの褐炭で運転される火力発電所である。発電能力は 36,000KW で、チョイバルサン市及びヘルレン、バイトムン、トブラガンの3村に給電されている。ツァヴ鉱床方面には、チョイバルサンからヘルレン村までは35KV（約50km）、ヘルレン村からハビルガ駅までは10KV（約70km）の電圧で送電されており、ハビルガ駅とツァヴ鉱床間には送電線がない。国営チョイバルサン発電所のツァヴ方面への電力供給余力は、夏期 2,000～3,000KW、冬期 1,000KW程度とされる。

1.6 人口・経済

ツァヴ鉱床のあるドルノト県はモンゴル国東部にあり、経済的にはあまり発展していない。ドルノト県の全人口は約 8万人で、ハルハ人、バルグート人、ウゼムギン人、ブリヤ

ート人等で構成されており、このうち約半数はチョイバルサン市に集中している。地方に居住する農業人口は基本的には放牧の畜産業に従事しており、穀物の栽培や国家で貯蔵するための干し草の調達・買い付けに従事しているものは少ない。地域全体として、熟練労働力や余剰労働力は少ないと言われている。

チョイバルサン市には、軽工業、食品工業会社、レンガ工場、旧ソ連の所有からモンゴル人によって民営化された建設会社や自動車整備工場のほか国営発電所等が存在し、ほかに超短波ラジオ放送支局、銀行、ホテル、病院がある。

チョイバルサン市は民間航空路で首都ウランバートル市と、シベリアのボルジャ駅から鉄道でロシア共和国チタ州とそれぞれ結ばれており、ドルノト県の中心的な貿易の積み替え基地となっている。

ツァヴ鉱床の西約 115kmには、ボルジャ～エレンツァフ～チョイバルサン幹線鉄道のヴァル・ジンギスカン駅と鉄道支線で結ばれている旧ソ連が建設したエルデス町があり、鉱山企業(GDP) エルデス(マルダイ鉱山)がある。

2. ツァヴ鉱床の探鉱概要

以下は、1986年～1991年間、ソ連邦地質省モンゴル地質調査隊、モンゴル人民共和国地質学会公団「サブゲオ・Sovgeo」(以下、地質学会公団「サブゲオ」)、同地質学会公団東部総合地質調査隊「VKGE」(以下、東部総合地質調査隊)及びモンゴル人民共和国国家地質センター地質調査公団「ドルノト」(以下、地質調査公団「ドルノト」)によって調査が実施され、1991年の調査終了と同時に結果をとりまとめて発刊されたツァヴ鉱床に関する“予備調査報告書”に基づいてツァヴ鉱床の概要を要約したものである。

2.1 探鉱経緯

2.1.1 鉱床の発見と探鉱の推移

- (1) ツァヴ鉱床は、ソ連邦地質省モンゴル地質調査隊によって1975年に発見され、1982年に法令に基づきモンゴル側に移管された。
- (2) 1983年～1986年間、モンゴル人民共和国エネルギー鉱業地質省ドルノト隊(後の地質調査公団「ドルノト」)を経て、現在の「ハッシ社(Khash company)」至った組織)により初期段階の“探鉱・評価調査”が実施された。調査の終了に伴い地質学的埋蔵鉱量の評価が行われた。
- (3) 1986年、探鉱・評価調査の結果に基づき、モンゴル人民共和国エネルギー鉱業地質省地質学鉱業生産研究所によって同年から地質調査公団「ドルノト」が鉱床の“予備調査”に着手できるような技術的経済的調査計画が立案された。
1987年 1月 1日付で、探鉱・評価調査の結果に基づく初期段階の埋蔵鉱量計算が行われた(計算結果後述)。
- (4) 1986年、地質調査公団「ドルノト」によって鉱床の予備調査が開始され、1991年まで

主として地表トレンチ・ボーリング調査が継続実施された。1987年には、地質調査公団「ドルノト」によって坑内探査を目的とした第4号脈に対する斜坑開削が行われたが、深度64.5mにて技術的理由によって中止され、この後坑内探査業務は、後述のソ連邦地質省モンゴル地質調査隊（1989年以降は、東部総合地質調査隊が継承）による「地質テーマ MGSE-50」及び「地質テーマ VKGE-56」へ移管実施された。

- (5) 1987年7～8月に締結されたソ連邦地質省「有用鉱物鉱床地質調査」政治総局とモンゴル人民共和国エネルギー鉱業地質省間の共同議定書により、鉱物の加工性研究（主に選鉱試験）と鉱床採掘の技術条件に関する予備調査はソ連邦地質省モンゴル地質調査隊（後に東部総合地質調査隊が継承）に委任された。この作業は1988～1990年間のソ連邦国家予算による、ボーリング調査、第4号脈に対するNo.14調査立坑の開削及び同脈の海拔標高+630MLにおける坑内坑道掘削によって遂行された「地質テーマ MGSE-50」。
- (6) 1989年5月13日の第13回モンゴル・ソビエト政府間委員会々議において、東モンゴルにおけるソビエト・モンゴル多金属採鉱・加工合弁企業の設立とツァヴ鉱床（及びオラーン鉱床）の開発誘致が可決され、同鉱床に対する地質調査の強化が強調された。この政府間委員会決議にしたがって、“1990～1995年、及び2000年までの期間のモンゴル人民共和国東部地域における地質調査計画”が立案され、この計画に基づき、1989年第8号脈に対するNo.15調査立坑開削が始まり、1990～1991年間には800m離れたNo.14及びNo.15の両調査立坑から+630MLにおける第4号脈及び第8号脈に対する坑内坑道掘削を伴う本格的な坑内探査が開始された。

坑内探査の開始に先立ち、1989年9月15日付で中間的埋蔵鉱量計算が実施された（計算結果後述）。

これらの調査はソ連邦地質省と地質学会公団「サブゲオ」との契約No.589/5800493/9003に基づき、東部総合地質調査隊によって行われ、1986年以降地質調査公団「ドルノト」によって継続されていた地表ボーリング調査と並行して実施された。本調査は第4号脈・第8号脈に対する予備調査と、同じく第4号脈・第8号脈に関する C_1 ^{*1}及び C_2 ^{*2}級〔脚注〕による埋蔵鉱量計算〔地質テーマ VKGE-56〕とに分離して遂行された。

- (7) 1991年5月8日付のソ連邦地質省と地質学会公団「サブゲオ」との契約No.589/5904093/10008に基づき、地質学会公団「サブゲオ」の手によって“ツァヴ鉱床の調査開発事業のための技術的経済的根拠（基盤）に関する調査=Pre-F/S”が実施されたが、本調査に先立ち、1991年5月1日付でPre-F/Sのための埋蔵鉱量計算が実施された（計算結果後述）。

本鉱量計算は+630MLの上部区域のみを対象とし、No.14及びNo.15両調査立坑によって予備調査された第4号・第8号脈、及びNo.14・No.15両立坑の近傍に賦存している第4A号・第8A号・第6号脈を対象に $C_1 + C_2$ 級の評価によって行われた。

- (8) ツァヴ鉱床に対する予備調査終了後、1986年～1991年の6年間にわたる地質学会公団

「サブゲオ」、地質調査公団「ドルノト」等による協同調査結果は、1991年 7月 1日付で C₁ 級、C₂ 級埋蔵鉱量及び P₁^{*3}級 [脚注] 資源予測評価として取りまとめられ (計算結果後述)、国家の承認を得るため他の調査結果と共にモンゴル人民共和国有用鉱物埋蔵鉱量国家委員会に報告書として提出された。

埋蔵鉱量計算及び資源予測評価は、東部総合地質調査隊と地質調査公団「ドルノト」との協同作業で行われたが、このうち第 4号、第 8号及び第 8A 号 3脈の中心部についての鉱量計算は東部総合地質調査隊によって、その他の鉱脈に対する予備的な鉱量計算及び資源予測評価は地質調査公団「ドルノト」によって行なわれた。

2.1.2 探鉱作業の内容

以下は、ツァヴ鉱床に対する探鉱作業の内容を探鉱の進捗状況 (初期段階の探鉱・評価調査及び続く予備調査) にしたがってまとめたものである。

[脚注] :

ソ連の区分によれば、鉱床の調査程度、鉱物資源の質の研究程度、鉱床開発の探鉱学的条件によって鉱量は4種のカテゴリー、すなわち A, B, C₁, C₂ に分類される。このほか、一般的な地質学的な知識に基づいて予測鉱量 P(P₁, P₂) が決められることがある。

これらは、日本において用いられている鉱量区分、すなわち確定鉱量、推定鉱量、予想鉱量の概念とは一致しない… (鉱山地質, 23, 307~310, 1973, 岸本文男訳)。

- C₁^{*1}級埋蔵鉱量; 鉱物資源の存在条件・形態・構造、天然のタイプ、工業上の品種、質、工学的性質、それに鉱山開発作業の実施条件を左右する自然要素が概略明らかにできる精度をもって調査・研究ずみの鉱量と定義され、鉱量計算対象の外形は探鉱坑道及び地質学的・地球物理学的資料による補外法に基づいて決定される。
ツァヴ鉱床第 4号・第 8号脈に対する C₁ 級埋蔵鉱量はその計算手法などから日本で用いられている鉱量区分の略々推定~予想鉱量に当たるものと考えられる。
- C₂^{*2}級埋蔵鉱量; 鉱体の存在条件・形態・分布が分散・点在地点での鉱物資源の解明を保障する地質学的及び地球物理学的資料に基づいて決められ、あるいは既調査・研究地区との類似性によって決められる予測的評価鉱量と定義され、当該鉱物資源の質は1個の試料、1つの方法、もしくは隣接調査ずみ鉱区のデータで決められる。

ツァヴ鉱床全体に対する C₂ 級埋蔵鉱量は、その計算手法などから日本で用いられている鉱量区分の略々予想~期待鉱量に当たるものと考えられる。

- P₁^{*3}級資源予測評価; 必要に応じて、鉱産帯・鉱床田・鉱床生成盆・鉱床生成域のポテンシャル評価のために、一般的な地質学的な知識に基づいて賦存鉱量を予測することがあり、これを予測鉱量 (Prognosis reserve = P) と定義している。
ツァヴ鉱床での P₁ 級資源予測評価は C₂ 鉱画の周辺部、あるいはボーリングデータの少ない場所などで行われており定義よりは若干精度が高そうである。

1) 探鉱・評価調査

- 実施期間 : 1983年～1986年
- 実施機関 : モンゴル人民共和国エネルギー鉱業地質省ドルノト隊 (途中で地質調査公団「ドルノト」に改称)
- 調査内容 : ・岩石地化学的試料採取
・構造地球物理学的調査 ; 磁気探査、重力探査、電気探査
・トレンチ調査 ; 50 ~ 200m 間隔、108,800m³
・ボーリング調査 ; 深度 : 200~300m、グリッド間隔 : 200m ~ 400m × 100m、平均深度 : 189m、ボーリング孔数 : 136 本、総延長 : 25,758m
- 調査範囲 : ツァヴ鉱床を含む周辺地域一帯…面積約 45km²
- 調査結果 : ・成果図 ; 縮尺 1:25,000、1:10,000
・賦存資源の全体的評価 ; P₁ 級による資源予測評価
・地質学的埋蔵鉱量(1986年(?)月(?)日付)…埋蔵鉱量 650万ト、Pb 5.4%、Zn 4.5%、Ag 208 g/t、換算金属量Pb 126万ト
-

2) 予備調査

- ①実施期間 : 1986年
- 実施機関 : モンゴル人民共和国エネルギー鉱業地質省地質学鉱業生産研究所
- 調査内容 : ・鉱量計算のための評価基準の設計
・技術的経済的調査計画の立案
- 調査目的 : 基礎的埋蔵鉱量評価及び予備調査へ移行のための調査計画作成
- 調査結果 : 初期段階の埋蔵鉱量(1987年1月1日付)…埋蔵鉱量 768.2万ト、Pb 6.41%、Zn 4.66%、Ag 222 g/t、換算品位Pb 21.12%
-

- ②実施期間 : 1986年～1991年
- 実施機関 : 地質調査公団「ドルノト」
- 調査内容 : ・トレンチ調査 ; 167,585 m³
・ボーリング調査 ; 最大深度 : 600~700m、グリッド間隔 : 50m~100m × 50m~100m、総延長 : 121,434m
- 調査目的 : ツァヴ鉱床帯全体の埋蔵鉱量の明確化
- 調査結果 : 第4号及び第8号脈主要部の C₁ 級鉱量への分級化基礎データ及び他鉱脈の C₂ 級、P₁ 級鉱量評価の基礎データ獲得
-

③実施期間 : 1987年
実施機関 : 地質調査公団「ドルノト」
調査内容 : 斜坑開削…坑口標高(水準点) 798.3m、傾斜25°、予定延長 100m、
予定到達レベル +750ML
調査目的 : 第 4号脈からの試験用試料採取及び採鉱地質条件調査
調査結果 : 技術上の困難により、深度 64.5mにて中断

④実施期間 : 1988年～1990年
実施機関 : ソ連邦地質省モンゴル地質調査隊(後に東部総合地質調査隊が継承)
工事資金 : ソ連邦国家予算
調査内容 : [地質テーマ MGSE-50]
・立坑開削: No. 14 調査立坑…第 4号脈対象、深度 183.6m(約 +612ML)
・水平坑道掘削: 第 4号脈 +630ML のひ押坑道(延長 830m—一次段階⑤
の工事量も含む)及び立入坑道(12.5～25m 間隔)
・海拔標高+630MLに坑道設定理由: ツァヴ鉱床の最も生産効率のよいレ
ベルと考えられる
・ボーリング調査; 地表…総延長 9,342m
坑内…総延長 677m
・鉱物の加工性研究(主に選鉱試験)
・鉱床採掘の技術条件に関する予備調査
調査目的 : 第 4号脈への本格的坑内探査…同脈の埋蔵鉱量明確化、鉱石試料の採
取、採鉱条件の予備調査
調査結果 : ・第 4鉱床胚胎ゾーン(第 4鉱化帯)探査図作成
・鉱床酸化鉱石帯の確認
・中間段階の埋蔵鉱量(1989年 9月15日付)…埋蔵鉱量 709.5万ト、
Pb 5.36%, Zn 3.95%, Ag 167 g/t, 換算品位Pb 17.08%

⑤実施期間 : 1989年～1991年
実施機関 : 東部総合地質調査隊
実施形態 : ソ連邦地質省と地質学会公団「サブゲオ」との契約 No. 589/5800493/
9003に基づく
調査内容 : ・立坑開削: No. 15 調査立坑…第 8号脈対象、深度 158.8m(約 +620ML)
・水平坑道掘削: 第 4号脈 +630ML のひ押坑道及び立入坑道(12.5～25
m 間隔) --- (以上前④調査段階から継続)、第 8号脈

+630ML のひ押坑道 (No. 15 立坑により延長 159.6m)
及び立入坑道 (12.5~25m 間隔)

- 坑内ボーリング調査 ; 第 4号脈 +630ML より下部の調査… 3箇所、下
向けボーリング孔数 : 9本、総延長 : 772m

調査目的 : 第 4号・第 8号脈への本格的坑内予備探査、及び第 4号・第 8号脈に
対する C₁ + C₂ 級鉱量評価… [地質テーマ VKGE-56]

調査結果 : 第 4鉱床胚胎ゾーン (第 4鉱化帯) 及び第 8胚胎ゾーン (第 8鉱化帯)
の探査図作成… 第 4号・第 8号脈の鉱床形態及び品位分布の明確化

⑥実施期間 : 1991年

実施機関 : 地質学会公団「サブゲオ」

実施形態 : ソ連邦地質省と地質学会公団「サブゲオ」との契約 No. 589/5904093/
10008 に基づく

調査内容 : ツェヴ鉱床の調査開発事業のための技術的経済的根拠 (基盤) に関す
る調査… Pre-F/S

(Pre-F/S のための埋蔵鉱量計算を改めて実施)

調査目的 : 将来の開発を考慮した詳細探鉱への移行を判断するための資料作成

調査結果 : • Pre-F/S 用埋蔵鉱量 (1991年 5月 1日付) …埋蔵鉱量 93.6 万ト、
Pb 6.20% , Zn 3.33% , Ag 233 g/t , 換算品位Pb 20.59%
• 年間粗鉱生産量 50,000 トで採算性を考慮→有望と評価され、今後、
年間粗鉱生産量100,000 トを可能にする鉱量確保のための地質調査の
強化が必要と判断された。

⑦実施期間 : 1991年

実施機関 : 東部総合地質調査隊、地質調査公団「ドルノト」

調査内容 : 1986年~1991年間の予備調査結果のまとめ

- C₁ 級、C₂ 級による予備調査最終段階の埋蔵鉱量計算及び P₁ 級の
資源予測評価

- その他の諸調査結果のまとめ… 鉱物の加工性研究結果 (主に選鉱試験)
、鉱床採掘の技術条件に関する調査結果、Pre-F/S 結果等

調査結果 : • 予備調査最終埋蔵鉱量 (1991年 7月 1日付) …埋蔵鉱量 348.9万ト、
Pb 6.48% , Zn 3.53% , Ag 253 g/t , 換算品位Pb 22.16%

- モンゴル人民共和国有用鉱物埋蔵鉱量国家委員会へ報告書提出

2.2 地質・鉱床

ツァヴ鉱脈型多金属鉱床は、中央モンゴル付加褶曲帯中のヘルレン(Kherlen) - アルグン(Argun) 地質構造区中央部を占めるエンゲルシャント(Engershand)火山性構造帯内に位置し、同構造帯中央部の基盤隆起を伴う「ツァヴ(Tsav)-バヤヌル(Bayan Uul) 地壘」中に賦存している。また、ツァヴ鉱床は、北チョイバルサン・スクイーザアップに関連して形成されたと考えられる北チョイバルサン鉱床区の南東部に位置し、ツァヴ鉱床群の西翼の一部を構成している。

ツァヴ鉱床の地質構造上の特徴は、(a) 東-西方向の断裂系と北西-南東~北-南方向のツァヴ裂か・破断々層帯(ツァヴ帯)との交点に形成されている、(b) ツァヴ-バヤヌル地壘(火山底)の西端部に位置している、(c) 鉱化作用はジュラ紀後期中性~酸性複合貫入岩と密接な関係がある、(d) 面積約 12km²の構造地塊中に局在している、(e) 母岩の変質はベレサイト*1 [脚注] 化で代表され、ベレサイト化帯は北西-南東~北-南方向のツァヴ帯裂か・破断々層構造によって規制されている、等が挙げられる。

2.2.1 地質

ツァヴ地域一帯は、大別して原生代後期~古生代前期の構造階に属する下部地質構造単元と、中生代後期の構造階に属する上部地質構造単元の諸岩類から構成されている。

下部地質構造単元は、上部原生代サルヒト統(Salkhit series)の変成岩類及び古生代前期の花崗岩から構成され、地域の北東部に分布している(Fig. 2)。サルヒト統の変成岩類は、片岩類、片麻岩類、泥灰質大理石及びレンズ状珪岩で代表され層厚は1,500mに達する。サルヒト統の諸岩類は、古生代前期の貫入岩類(中粒~粗粒の斑状黒雲母花崗岩及び花崗閃緑岩からなる)中の捕獲岩として見出される。ツァヴ鉱床中央部の深部において、ボーリングによって上部地質構造単元の下位に下部地質構造単元に属する変成岩類及び古生代前期の花崗岩類が捕捉されている。ツァヴ地域の北東部に大岩体をなして分布する古生代前期の花崗岩類は、岩体の中での岩相変化と縞状構造・片麻状構造を特徴としている。

上部地質構造単元は、中部~上部ジュラ紀の火山岩類からなるツァヴ統(Tav series)及びジュラ紀後期の貫入岩類で構成されている(Fig. 2)。ツァヴ統の噴出火山岩類はツァヴ地域の南部及び西縁に分布しているほか、地域中央部に巾 300~500mで東西方向に帯状をなして分布している。本帯状ツァヴ統の層厚は通常50~170mを越えないが、時には300mに達する場所も見られる。隆起した基盤の南側及び西側の沈降部では火山岩類の層厚は急激に増大し700mを越える。ツァヴ統は主として安山岩、ひん岩、玄武岩及び安山岩質玄武岩、ならびにこれらの火砕岩及び溶岩からなり、流紋岩及び石英安山岩を挟在している。ツァヴ統の下部には破碎溶岩が卓越し、このほか凝灰質礫岩、砂岩及びシルト岩が存在する。

[脚注]

ベレサイト*1 (beresite); 石英及びしばしば黄鉄鉱を含むグライゼン類似の物質に変質したアプライト質半深成岩

ツァヴ鉱床の主要部分はジュラ紀後期の花崗岩類複合岩体中に賦存する。本複合岩体は 4.5×2.2 km の規模を有しほぼ東西方向に延びた分布を示す。この岩体は、モンゾニ閃緑岩、花崗閃緑岩及び花崗斑岩の連続的貫入によって形成されたもので、岩体の北部分にコロナ状モンゾニ閃緑岩と花崗斑岩からなる 1.9×1.2 km 規模の火山底岩株（ツァヴ岩体）がある。この岩株の中央部を直径約 0.9 km の最末期貫入の花崗斑岩が占めている。

ツァヴ地域には古生代前期の石英ひん岩、閃緑斑岩、ジュラ紀前期～中期のひん岩、安山岩質玄武岩、ジュラ紀後期のモンゾニ閃緑岩、閃緑斑岩、閃長斑岩、花崗岩質斑岩、珪長岩質斑岩などの岩脈が数多く見られるが、これらは当地域の地質構造の発達を明確に示しており、同時にマグマ活動の際に重要な役割をはたしたと見られている。

ツァヴ地域は、全般的に残留・クリープ・沖積起源の未凝固の第四紀堆積物によって覆われている。

2.2.2 構造

ツァヴ鉱床の地質構造上の特徴は、鉱床が東-西～西北西-東南東方向の断裂系及び北西-南東～北-南方向の裂か・破断々層帯からなる共役構造に規制されて賦存していることである (Fig. 2)。

東-西～西北西-東南東系 ($N85^\circ W \sim N65^\circ W$) の地塊間断裂は、ツァヴ-バヤナル地壘構造の方向性と一致する。これらの断裂系は古生代前期に発生し、その後、中生代後期の活動を含めたたびたび活動を起こしている。うち主要な断裂は、互いに 1.6～2.5 km 離れてツァヴ鉱床の北と南を略々規制している北部断裂 ($E-W \sim N80^\circ W$) 及び南部断裂 ($N80^\circ W \sim N65^\circ W$) である。

ツァヴ鉱床の鉱化帯規制及び鉱脈の局在化は、北西-南東～北-南方向のツァヴ帯と呼ばれる裂か・破断々層帯が決定的な役割を果たしている。この裂か・破断々層帯は、全幅約 2 km にわたって構造的かつ集中的に擾乱された岩石帯であり、擾乱帯は北部断裂～南部断裂間の地塊中にもっとも明瞭に現出している。

ツァヴ帯中の主要構成要素は、第 1, 2, 3, 4, 6 及び 8 の各裂か・破断々層帯であり、うち、第 1 及び第 8 裂か・破断々層帯がツァヴ鉱床胚胎部の東側と西側をそれぞれで限定している。

ツァヴ帯の長さは 1～1.5 km から 4.5 km まで変化し、各裂か・破断々層帯間の間隔は 200～600 m である。裂か・破断々層帯の傾斜は一般的に $65 \sim 80^\circ$ 北東落としであるが、地域の西部では $45 \sim 50^\circ$ 北東落としとやや緩傾斜となり、地域の東部及び南端部では急傾斜でほぼ垂直を示す。

ツァヴ帯は、中軸部に 1 条、まれに 2 条の線状隆起構造をもち、割れ目の発達したベレサイト化帯として一般的に数 cm から 50～70 m の幅で現れている。線状隆起構造は、通常、幅 0.3～1 m の破碎帯及び角礫化帯を伴う幅 5～6 cm の断層粘土帯で構成されている。裂か・破断々層帯は地表部でしばしば砂礫質、粘土質に変わっている。

2.2.3 鉍化帯

ツァヴ鉍床は、ツァヴ帯中の主要裂か・破断々層帯（第 1, 2, 4, 6, 及び 8）とこれから派生する羽状・雁行状裂か・破断々層帯（第 1A, 1B, 4A, 8A など）によって鉍脈型の多金属鉍化作用が規制されている。裂か・破断々層帯中に存在する鉍床胚胎ゾーンとこれに含まれる鉍化帯及び鉍脈は、それぞれの対応する裂か・破断々層帯の番号と同一の番号で区別され取り扱われている。このうち、現在まで最も詳しく調査されている鉍化帯は第 4 及び第 8 鉍化帯 である (Fig. 2.2)。

(1) 第 4 鉍化帯 (第 4 号脈)

ツァヴ鉍床の中央部を占める第 4 鉍化帯は、地表では延長約 4km にわたって観察される。本鉍化帯は北翼部では北部断裂に向かって徐々に尖滅したあと断裂の北側に約 0.5km 伸長し、南東部では南部断裂の南側に約 1.2km 連続したあと、北東方向の構造断層付近で減衰し雁行状に分裂する。地表下では、海拔標高 +630ML の坑内ひ押坑道によって約 720m の区間で調査されている。第 4 鉍化帯の北部では 1.5km にわたって第 4A 及び第 4B 鉍化帯が並走している。第 4 鉍化帯の走向は北翼部では $N20^{\circ} W \sim N25^{\circ} W$ 、南東部では $N65^{\circ} W \sim N50^{\circ} W$ と変化し、中央部に円弧状曲げ構造を持っている。傾斜は $55 \sim 85^{\circ}$ 、平均 70° 北東落としてである。本鉍化帯は幅数 m から 10 ~ 15m に達する母岩への集中的な熱水変質作用（ベレサイト化作用及び弱粘土化作用）による変質帯からなり、裂か・破断々層帯の中心部には通常 1 条、希に 2 条の主要な線状隆起構造を持つベレサイト化した母岩が、変質の程度により種々の形で線状構造を示しながら現出している。線状隆起構造は、通常幅 5 ~ 10cm 程度の断層粘土を伴う平行的な小さな割れ目の密集している網状の急傾斜構造で、平行的な小さな割れ目は互いに隣接しながら延長 2 ~ 3 m 程度の規模で膨縮を繰り返しながら表われる。主要線状構造にはほぼ平行し、一般的に鉍化帯の下盤側により小さい雁行状の分岐脈及び割れ目が発達しているが、これらの延長は通常数 10cm と短い。第 4 号脈は本鉍化帯の主として下盤側に局在発達している縞状～脈状の炭酸塩鉍物—石英—多金属硫化物脈で、主要線状構造が本鉍化作用を規制している。第 4 号脈の層厚は 8 ~ 10cm から 3.94m まで変化し平均して 0.86m である。本鉍化帯はツァヴ鉍床中最有力の鉍床胚胎ゾーンで、ツァヴ鉍床全体の $C_1 + C_2$ 級埋蔵鉍量の約 24% が本帯中に賦存している。酸化帯は地表下 50 ~ 60m 程度まで連続しているが、鉛、亜鉛共に初生硫化鉍の酸化度は深度につれて急激に低下し、地表付近を除きほとんど硫化鉍と酸化鉍との混合鉍石帯である。

(2) 第 8 鉍化帯 (第 8 号脈)

ツァヴ鉍床の西端部を占める第 8 鉍化帯は、地表のトレンチ及びボーリング調査によって延長 3.5km にわたって観察される。地表下においては海拔標高 +630ML の坑内ひ押坑道により延長約 150m にわたり調査されている。本鉍化帯は北翼部では北部断裂によって押さえられ、南東部では南部断裂の南側に約 1.4km 連続している。本帯の中央部における走向はほぼ北—南で、北部断裂に近づくにしたがって北東へ緩やかに折れ曲がり北端部では

N10~20 E° と変り、南東翼部においては明瞭な円弧状曲げ構造によって N50° W ~ N20° W へと変化する。傾斜は北翼部及び中央部において45~50° 東落としてであるが、南東端部では60~75° 東落として急傾斜になっている。本鉍化帯の北部では雁行状に分岐する第8A 鉍化帯がほぼ北-南走向で約 1.5kmにわたって並走している。

第8 鉍化帯の幅は数m から25~30m まで変化し、上盤際に最も強い変質作用を受けた線状隆起構造が現れている。本鉍化帯及び雁行状配列する第8A 鉍化帯の北端部においては最大幅 40m程度の割れ目の発達したベレサイト化変質帯が発達しており、両者は間にレンズ状の弱変質岩を挟有することによって区分されている。本鉍化帯及び第8A 鉍化帯の主要線状隆起構造は幅 2~3 cm以下の断層粘土によって代表され、幅 5~6 cmから 0.3~0.5mまで変化し、平断面上で激しく方向変化をする破砕帯及び角礫化帯を伴っている。鉍化帯の主要部と平行に接合して羽状の線状構造及び割れ目が広く発達しており、50~100m程度の延長が観察されている。主要線状構造の断層面上には走向移動断層を示唆する擦痕をもつ鏡肌がところどころで認められている。第8号脈は本鉍化帯中の縞状~脈状の、時には多段階で角礫化された石英-炭酸塩鉍物-多金属硫化鉍物脈で、主要線状構造と、しばしば羽状の線状構造とが水平面上及び垂直断面上において本鉍化作用を規制している。

第8号脈の鉍化部は地表で認められないことが多く、主要な鉍化は上限を地表下-70~-130m 付近において発達している。鉍脈層厚は最大 0.88mを越えず平均で 0.4m と第4号脈に比較して薄い、金を除く鉛、亜鉛、銅、銀の平均品位は高い。第8鉍化帯中に賦存する C₁ + C₂ 級埋蔵鉍量はツァヴ鉍床全体の約 20%を占めている。

(3) その他の鉍化帯 (特に、第6号及び第2号脈)

地表のトレンチ・ボーリング調査によって観察された第4及び第8以外の鉍化帯についての構造上の特性は、それぞれ個々の現象に関しては第4及び第8鉍化帯のそれに類似している。うち、主だったものは第6及び第2鉍化帯である。

第6鉍化帯は約 4kmにわたって観察され、北翼部は中央断列により制限されるが南東部では南部断列の南東側に約 1.5km伸長し、北東方向の構造断層帯によって遮られている。本鉍化帯の走向は北翼~中央部で北-南、南東部で N40° W と変化し、南部断列との交点付近で円弧状曲げ構造が見られる。傾斜は60~80° 東落としてである。本鉍化帯は50~100m間隔の地表トレンチと 100~200m×100mのボーリンググリットによって深度 300~500mのレベルまで調査されている。本帯中の鉍化作用は間欠性を持ち、第6号脈は全長 3,260mの本帯全区間に局在賦存しているが、圧倒的に多くの場合鉍化部が地表に露出している。鉍脈の層厚は0.24~1.8mまで変化し平均 0.78mである。鉍床深度は地表下-230~-350mを越えない。第6鉍化帯中に賦存する C₂ 級埋蔵鉍量はツァヴ鉍床全体の約 23.5%と評価される。第2鉍化帯は 4.5km以上にわたって観察され、北部は北部断列の北側まで弱く延長し、南東部では南部断列の南東側に約 0.5km伸長したあと北東方向の構造断層帯によって遮られる。本鉍化帯は破砕帯及び角礫化帯とともに岩石中に幅 30 ~ 50mの集中的なミロ

ナイト化帯が認められるのを特徴とし、中央部にゆるやかな円弧状曲げ構造を持っている。本帯の走向は、北西翼部で $N25^{\circ} W \sim N10^{\circ} W$ 、南東翼部で $N45^{\circ} W$ と変化する。傾斜は $60 \sim 80^{\circ}$ 北東落としてである。本鉱化帯も第 6 鉱化帯と同様に $50 \sim 100m$ 間隔の地表トレンチと $100 \sim 200m \times 100m$ のボーリンググリッドによって深度 $-240 \sim -310m$ のレベルまで調査されている。第 2 号脈の鉱化主要部は本帯中央部の延長約 $1,360m$ 間に局在化しており、北西部と南東部では弱い。本脈の鉱化部は南東翼部を除き地表に露出しているが、地表下 $-150 \sim -350m$ の深度ではほぼ尖滅する。鉱脈の層厚は $0.13 \sim 3.55m$ まで変化し平均 $0.85m$ である。第 2 鉱化帯中に賦存する C_2 級埋蔵鉱量はツァブ鉱床全体の約 18% と評価されている。

2.2.4. 鉱化帯の局在条件及び鉱脈の特性

ツァブ鉱床は、貫入岩類及び火山岩類に形成されたベレサイト化裂か・破断々層帯中の開放性裂かの充填によって形成されたほぼ平行な急傾斜の鉱脈型含銀多金属鉱床であり、鉱床帯全体としてこれまで 21 箇所の鉱床胚胎ゾーンの存在が確認されている。これら鉱床胚胎ゾーンの中に 11 箇所の鉱化帯（第 1, 1A, 1B, 2, 4, 4A, 6, 8, 8A, 9, 及び 10）が鉱業的に興味を持たれる鉱化帯として局在している。鉱化帯の大半は、北側及び南側をほぼ東西方向に走る 2 本の断裂（北部断裂及び南部断裂）によって、また西側及び東側を北西-南東～北-南方向に走るツァブ帯第 8 及び第 1 裂か・破断々層帯によって区切られた約 $2 \times 2.5km$ 規模の構造地塊中に集中している。この構造地塊の範囲外に存在する鉱化帯は、南部断裂の南側まで延びる第 4 及び第 8 鉱化帯の一部と、ツァブ帯第 1 裂か・破断々層帯の東側に孤立して存在するツァブ鉱床東端部の第 10 鉱化帯である。

鉱床規制の主要な構造的要因は、北西-南東～北-南方向で $45 \sim 80^{\circ}$ 東落としての傾斜を示すツァブ帯裂か・破断々層帯である。鉱床母岩の岩質の差による鉱化作用規制は一般的には不明瞭である。鉱床母岩は主としてジュラ紀後期貫入の花崗閃緑岩（閃長閃緑岩）及びモンゾニ閃緑岩であり、古生代前期貫入の花崗岩類及び中部～上部ジュラ系ツァブ統火山岩類の鉱床母岩としての役割は付随的であったと考えられる。第 4, 第 4A 及び第 8 鉱化帯では、下位の貫入岩類から上位のツァブ統火山岩類へ鉱化作用が連続する場合、明瞭な鉱化の遮蔽が認められる。また、集中的に広範囲に節理が形成されやすい火成岩類中の鉱化作用は、通常コントラストの強い細脈や富鉱部をもつ細脈として現れている。

一般的に地表に露出している鉱化帯の鉛直方向への広がり範囲は約 $500m$ であり、鉱化帯や鉱脈の幅及び鉱脈の有用成分の品位は深部へ向かって減少し鉱況は劣勢となる。埋蔵鉱量の主要部分は、地表下 $-200m \sim -250m$ の深度に集中しており、大部分の鉱化帯において最高の生産性を上げられる開発レベルは、熱水鉱化流体の沈殿に最適であったと考えられている海拔標高 $+690ML \sim +630ML$ （地表下 $-120m \sim -180m$ ）の範囲である。

鉱量評価のための鉱脈の境界は、多くの場合、炭酸塩鉱物-石英-硫化多金属鉱物からなる鉱脈の境界と一致しており肉眼で決定できる。ただし、境界部に縞状・鉱染状鉱化帯が存在する場合には鉱脈の境界は化学分析結果によってのみ明らかとなる。ツァブ鉱床に

おける鉱脈境界部の決定は多くの場合化学分析結果に基づいている。

2.2.5 鉱脈の層厚と品位の変化

ツァヴ鉱床全体として鉱脈の層厚は、50～60 cm から 2～3 m まで変化するが、通常、平均して 0.6～0.8 m を越えない。うち、第 4号及び第 8号脈は若干厚さを増している。最も層厚の小さい脈は羽状の線状構造中に特徴的に局在している。

鉱脈の層厚に対する有用成分の品位は変化に富んでいる。第 4号及び第 8号脈についての鉛直方向への品位変化は鉛及び銀に関して見られる。鉱脈の上部（+600ML以上）に共通して鉛及び銀の富化帯が存在し、この中に若干の累帯分布が認められる。鉱脈上部での銀の富化濃集はツァヴ鉱床全体の中で銀濃度の高い第 8号脈に特徴的である。地表に近い酸化帯においては明瞭な亜鉛の溶脱がみられ金の僅かな富化が認められる。カドミウム及びインジウムの両随伴成分間の相関は密接であり（相関係数 0.954～0.963）、亜鉛の挙動と差異がない。ビスマスの分布特性は銀の挙動に類似しており、両者間に強い相関（相関係数 0.82）が見られる。

2.2.6 鉱石鉱物

ツァヴ鉱床の主要鉱石鉱物としては方鉛鉱及び閃亜鉛鉱が挙げられ、このほか、黄鉄鉱、黄銅鉱、白鉄鉱、輝銅鉱、銅藍及び輝安銀鉱が見られる。脈石鉱物としては石英、炭酸塩鉱物、絹雲母があり、まれに粘土鉱物がみられる。酸化帯では硫酸鉛鉱、白鉛鉱、炭酸亜鉛、水酸化マグネシウム及び酸化鉄の発達が見られる。

2.3 埋蔵鉱量

2.3.1 鉱量計算の前提条件

ツァヴ鉱床の鉱量計算に関して、1986年の技術経済会議において下記のような限界値を前提条件として使用することが提案された。その後、1991年6月13日付モンゴル国立地質センターからの書翰により、先の技術経済会議において基礎づけられた前提条件にしたがって予備調査終了に伴うツァヴ鉱床の鉱量評価を実施することが提案され了承された。提案された前提条件は以下のとおりである。

[前提条件]

- (1) 鉱脈の鉱画を設定するための、採取された試料中の層厚ごとの鉛換算カットオフ品位を $Pb \geq 4.0\%$ とする。
(但し、実際には比較評価のため、鉱床全体に対して鉛換算カットオフ品位 $Pb \geq 2.0\%$ による鉱量計算と、主要第4、第8及び第4A号の3鉱脈の中心部に対しては鉛換算カットオフ品位 $Pb \geq 6.0\%$ による鉱量計算が行われている)。
- (2) 鉱脈の走向や傾斜に沿って鉱画を設定する場合、端断面における鉛換算カットオフ品位を $Pb \geq 7.1\%$ とする。
- (3) 計算されたブロック中の工業用(?) 鉛換算カットオフ品位を $Pb \geq 8.4\%$ (但し、通常の場合(?) のカットオフ品位は $Pb \geq 5.88\%$) とする。
- (4) 鉱脈の最小層厚を $0.8m$ とする。
- (5) 最小鉱石賦存率(係数)を 0.35 とする。
- (6) 規格から外れた(カットオフ品位以下の)不毛帯挟みの最大層厚を $2.0m$ とする。
- (7) 鉛換算品位を計算する場合の随伴成分の換算係数を次のとおりとする。
$$\text{鉛換算品位 } Pb(\%) = 1.0 \times Pb(\%) + 0.77 \times Zn(\%) + 2.73 \times Cu(\%) + 0.05 \times Ag(g/t)$$
- (8) 鉱脈の走向に沿う鉱石断面(鉱画)に含まれる鉱石区間の最小延長、及び規格から外れた(カットオフ品位以下の)区間の最大延長を $15m$ とする。
(但し、(8)項は1991年の最終鉱量計算時にのみ適用)。

2.3.2 鉱量計算の手順

(1) 鉱画ブロックの設定

ツァヴ鉱床が鉱脈型でしかも急傾斜であることを考慮して、鉱画は基本的には地質的ブロックを走向方向の垂直断面へ投影するという方法で設定された。鉱脈は地質的な構造断層によって規制されていることが多く地質的ブロックを区切ることは比較的容易であるが、鉱画の設定に際しては、地質データのほかに、内挿法、外挿法を使用することによって補完を行った。

地質的境界が明瞭でない時には、鉱量を求めるための外挿距離は鉱脈の走向や傾斜に沿って、ボーリンググリットの大きさの半分を越えないように決められ、1991年の予備調査最終鉱量計算時には、 C_2 級鉱量の外挿距離は $50m$ 以内 ($100m \times 100m$ グリットの半分)、

C₁ 級鉱量の外挿距離は +630ML の坑内調査データに基づき 30m 以内に設定された。

(2) 容積計算

ブロックの面積は、縮尺 1:500、1:1,000、1:2,000 の垂直投影面上で、幾何学的図形に分割され、グラフ的な方法で測定されたあと面積計によって検定された。測定されたブロック面積はさらに、鉱脈の傾斜角度や投影面からの走向の偏差角度によって修正された。

傾斜角度や偏差角度は、地質断面や平面上で測定された各角度の影響長に対するそれらの値の特殊な加重平均によって決定された。

ブロックごとの鉱脈の平均層厚は算術平均によって計算された。一部の数値の明らかなデータが存在する場合には、真の層厚を求めるため、鉱脈の層厚は傾斜角（坑道に対する鉱脈の入射角）や偏差角（坑道の方向と鉱脈の走向との角度）を用いて修正された。

(3) 品位及び比重

ブロックごとの平均品位は着鉱長に対する品位の加重平均によって計算された。なお、鉱脈の大部分は着鉱幅が 1m~1.5m を越えないことや、鉛換算品位 Pb に富むこと (Pb 10~30%) が特徴であるが、小さいブロックなどにおいて鉱画の厚さや品位に異常値が存在する場合には、平均値に及ぼす影響は C₁ 級鉱量の場合には 10%、C₂ 級鉱量の場合には 20% までに制限された。鉱石比重は、鉱石塊に対する流体力学的方法や放射線的方法によって測定され、各鉱画ブロックごとに決定された。

(4) 鉱石賦存率（鉱石埋蔵係数）

各鉱画ブロックごとに鉱石賦存率が与えられているが設定基準は不明である。

2.3.3 埋蔵鉱量計算の推移

1) 地質学的埋蔵鉱量計算；

1986年-(?)月-(?)日…モンゴル人民共和国エネルギー鉱業地質省ドルノト隊（後の地質調査公団「ドルノト」）(?) (表.10)

鉱量の カテゴリー	鉱量 (1,000ト)	品位			Pb換算金属量 (1,000ト)
		Pb(%)	Zn(%)	Ag(g/t)	
P (資源予測評価量)	6,500	5.4	4.5	208	1,260

注：1982~1986年間に実施された初期段階の探鉱・評価調査終了後に計算されたものらしいが、詳しい前提条件等は不明である。

2) 初期段階の埋蔵鉱量計算；

1987年-1月-1日…モンゴル国エネルギー鉱業地質省地質学鉱業生産研究所 (表.11)

鉱量の カテゴリー	鉱量 (1,000ト)	品位				換算品位 Pb(%)
		Pb(%)	Zn(%)	Ag(g/t)	Cu(%)	
C ₂ (予想~期待鉱量)	3,895.8	6.96	5.89	304	-	26.71
P ₁ (資源予測評価量)	3,786.5	5.84	3.40	138	-	15.38
合計	7,682.3	6.41	4.66	222	-	21.12

注：①1986年に行われた予備調査に着手するための技術的経済的調査計画立案の最終段階で、初期段階の探鉱・評価調査結果に基づき算出された。

②鉛換算カットオフ品位Pb \geq 4.0 %。

③ C₂ 級鉱量は、対象を第 1, 1A, 2, 4, 6 及び 8号の 6 鉱脈とし、200m \times 100m \sim 200mボーリンググリットのデータに基づく。

④ P₁ 級鉱量は、上記鉱脈の周辺部、下部及び単独の横断探査線によって探査された第 2A, 4A, 7及び 10 号の 4 鉱脈を対象とし、将来性を考慮して計算。

⑤鉱量計算範囲の下限は、主要第 4号脈中央部においては +340ML とし、その上部のみが計算の対象。

⑥ C₂ 級鉱量 3,895.8千トに対してする埋蔵金属量は、Pb 271.1千ト、Zn 229.4千ト、Ag1.19千トと評価され、鉱床予備調査への移行に関する技術的経済的会議の計算基礎となった。

3) 中間段階の埋蔵鉱量計算；

1989年-9月-15日…東部総合地質調査隊

(表.12)

鉱量の カテゴリー	鉱量 (1,000ト)	品位				換算品位 Pb(%)
		Pb(%)	Zn(%)	Ag(g/t)	Cu(%)	
C ₂ (予想～期待鉱量)	2,792.0	6.17	4.62	236	0.13	22.38
P ₁ (資源予測評価量)	4,303.3	4.83	3.51	122	-	13.63
合計	7,095.3	5.36	3.95	167	-	17.08

注：①1988～1991年間に、ソ連邦国家予算、及びソ連邦地質省と地質学会公団「サブゲオ」との契約によって遂行された坑内探査に先だち、この予備調査中間段階の埋蔵鉱量計算が実施された。

②鉛換算カットオフ品位Pb \geq 4.0 %。

③ C₂ 級鉱量は、対象を第 1, 1A, 2, 4, 4A, 6, 8及び8A号の 8 鉱脈とし、100m \times 100mボーリンググリットのデータに基づく。

④ P₁ 級鉱量は、上記鉱脈の C₂ 級鉱画に隣接する周辺部、及び第 2A, 10号の 2 鉱脈のよりまばらなボーリンググリットの範囲を対象。

⑤ C₂ 級鉱量 2,792千トに対してする埋蔵金属量は、Pb 179.2千ト、Zn 129千ト、Ag 0.66千トと評価。

⑥ C₂ 級鉱量は 2,792千トで前回より 28%の大幅な減少、P₁ 級鉱量は 4,303千トで前回より 11%の増加、鉱床全体としては鉱量 7,095千トと評価され前回比 8%の減少。

4) 技術的経済的基盤（根拠）に関する調査(Pre-F/S) の基礎埋蔵鉱量計算；

1991年-5月-1日…地質学会公団「サブゲオ」

鉱量計算は以下の前提条件のもとに実施された。

- ① No. 14, No. 15 立坑によって坑内探査された第 4及び 8号の 2 鉱脈、及び No. 14, No. 15 立坑からの探査範囲内に存在する第 4A, 6及び8A号の 3 鉱脈、計 5 鉱脈を対象。第 4号脈は C₁ + C₂ 級鉱量計算、他鉱脈は C₂ 級鉱量計算。
- ②鉛換算カットオフ品位Pb \geq 6.0 %。
- ③鉱量計算は No. 14, No. 15 立坑によって坑内予備探査されたレベル+630MLを下限とし、それより上部のみが対象。
- ④鉱脈の最小層厚は 0.8m 。
- ⑤鉱量計算に含まれるズリの最大層厚は 2.0m 。
- ⑥鉛換算品位計算する場合の随伴成分の換算係数は、
鉛換算品位 Pb(%)=1.0×Pb(%) +0.77×Zn(%) +0.05×Ag(g/t)

(1) [鉱脈及び部分別・カテゴリー別・レベル別・鉱種別] 内訳； (表. 13)

鉱脈番号(部分)及び鉱量の カテゴリー	海拔標高 レベル (ML)	埋蔵 鉱量 (t)	主要成分 品位			鉛換算 品位 Pb(%)	随伴成分 品位	
			Pb(%)	Zn(%)	Ag(g/t)		Au(g/t)	Cd(%)
4 C ₁ + C ₂	+760	34,752	9.23	1.58	226	21.75	-	-
(北西部) C ₁ + C ₂	+720	54,974	7.27	4.32	239	22.85	1.15	0.018
部) C ₁ + C ₂	+675	57,929	7.09	5.42	236	24.64	1.33	0.024
C ₁ + C ₂	+630	66,577	7.01	5.51	236	23.91	1.48	0.025
初生鉱		170,223	7.18	5.41	238	24.17	1.41	0.020
酸化鉱		44,009	9.23	1.58	226	21.75	-	-
計		214,232	7.46	4.54	235	23.49	1.12	0.019
4 C ₂	+720	21,773	5.82	2.33	130	14.33	0.21	0.010
(南東部) C ₂	+675	23,312	5.87	2.36	134	14.51	1.15	0.018
C ₂	+630	25,322	5.50	2.22	109	12.38	0.22	0.010
初生鉱		48,634	5.68	2.29	121	13.64	0.022	0.010
酸化鉱		21,773	5.82	2.33	130	14.33	0.21	0.010
計		70,407	5.72	2.30	124	13.85	0.21	0.010
4 合計 C ₁ + C ₂		284,639	7.03	3.99	207	21.10	0.89	0.017
初生鉱		218,857	6.70	4.64	212	21.65	1.142	0.021
酸化鉱		65,782	8.10	1.83	194	19.29	0.07	0.004
4A C ₂	+720	17,239	5.59	3.86	124	15.24	1.51	0.018
(北西部) C ₂	+675	14,688	5.59	3.86	124	15.24	1.51	0.018
C ₂	+630	11,468	5.59	3.86	124	15.24	1.51	0.018
計		43,395	5.59	3.86	124	15.24	1.51	0.018