

円筒電極直接通電型溶融炉工学試験装置第9回試験

(JCEM-E9試験)

— 高放射性廃液固化研究報告 —

1998年2月

動力炉・核燃料開発事業団

東 海 事 業 所

複製又はこの資料の入手については、下記にお問い合わせ下さい。

〒319-11 茨城県那珂郡東海村大字村松 4-33

動力炉・核燃料開発事業団

東海事業所 技術開発推進部・技術管理室

Enquires about copyright and reproduction should be addressed to: Technology Management Section, Tokai Works, Power Reactor and Nuclear Fuel Development Corporation, 4-33 O-aza-Muramatsu, Tokai-mura, Naka, Ibaraki-ken, 319-11, Japan

動力炉・核燃料開発事業団 (Power Reactor and Nuclear Fuel Development Corporation)

1998年2月

円筒電極直接通電型溶融炉工学試験装置第9回試験

(J C E M-E 9 試験)

—高放射性廃液固化研究報告—

実施責任者 宮本 陽一¹⁾ 五十嵐 寛²⁾報告者 児嶋 慶造³⁾ 正木 敏夫⁴⁾ 小林 洋昭⁴⁾
後藤 博幸⁵⁾ 福田 好博⁶⁾ 浅野 博之⁷⁾
三林 健次郎⁷⁾

試験期間：1996年6月17日～1996年7月27日

要旨

高性能溶融炉の開発の一環として、1996年6月から7月にかけて円筒電極直接通電型溶融炉工学試験装置（J C E M工学試験装置）の第9回試験（J C E M-E 9 試験）を実施した。本試験では、白金族元素を含む模擬廃液（高模擬度廃液）を用い、J C E M工学試験装置における白金族元素が運転に及ぼす影響について評価を行った。その他、電極侵食量、固化ガラスの品質等、基本的な運転特性についても併せて評価を行った。

J C E M工学試験装置は主要炉体を金属製電極および耐火レンガで構成したジュール加熱型溶融炉であり、溶融ガラス中に挿入した内部電極と外部電極間で通電してガラスを加熱するものである。外部電極は補助加熱炉の発熱体により加熱することが可能である。補助加熱炉は主に断熱材で構成され、金属製のケーシングで覆ったものである。本装置の溶融表面積は0.35m²で、T V F溶融炉0.66m²の約2分の1の規模である。

本試験では、合計で13バッチのガラス製造運転を行い、3663kgのガラスを製造した。試験の結果、J C E M工学試験装置の高模擬度廃液での処理能力は、ガラス製造速度で4.20～5.60kg/hにあると判断され、低模擬度廃液を用いたJ C E M-E 8 試験での結果よりも20%以上低い値であることが確認された。これは、溶融ガラス中の白金族元素の濃度分布の差による電流の集中が主な原因と考えられた。

白金族元素の抜き出し性については、バッチごとの収支、およびドレンアウト後の炉内残留ガラスの観察より判断して良好な結果を得た。製造されたガラスの品質についてもT V F標準ガラスと比較しても有意な差はみられなかった。

1) 1997年10月まで環境技術開発部 環境技術第一開発室 (H T S)

2) 1997年4月までH T S 3) 1998年1月までH T S 4) H T S

5) 1997年6月までH T S 6) 1997年3月までH T S

7) 原子力技術株式会社

February, 1998

The ninth test run of Joule-Heated Cylindrical Electrode Melter on an Engineering scale (JCEM-E9)

-Research Report on Solidification of High-Level Liquid Waste-

Responsible Person Miyamoto Youichi¹⁾ Igarashi Hiroshi²⁾
Authors Kojima Keizoh³⁾ Masaki Toshio⁴⁾ Kobayashi Hiroaki⁴⁾
Gotoh Hiroyuki⁵⁾ Fukuda Yoshihiro⁶⁾ Asano Hiroyuki⁷⁾
Sanbayashi Kenjiroh⁷⁾

Test period : Jun.17-Jul.27,1996

Abstract

The 9th test of Joule-Heated Cylindrical Electrode Melter – Engineering Scale (JCEM-E9 Test) was carried out from June to July 1996, as a part of the development program on an advanced glass melter. The principal purpose of the test was to estimate the effect of noble metal on operation of the melter with simulated high-level liquid waste. Besides, we also evaluated the basic operational characteristics with corrosion of electrodes, qualities of produced glass etc.

JCEM-E is an electric glass melter with an internal electrode and an external electrode in a subsidiary furnace. The internal electrode is a rod inserted in the center of external electrode that is a cylindrical tank. The glass is melted by conducting electric current through the molten glass between the internal and external electrodes. The subsidiary furnace is composed of multi-layer refractories inside a metallic casing and is equipped with the resistance heaters. Melting surface area is 0.35m² that is approximately half of 0.66m² of TVF melter.

In the test, 13 batches of glass was produced and total weight of produced glass was 3663kg. As a result, The maximum processing rate of JCEM-E with simulated HLLW including noble metals was 4.20~5.60kg/h, and decreased to less than 80 percent compared with JCEM-E8 Test with non-noble metals HLLW. It was considered that the decrease of the rate arose from concentration of current due to non-uniform distribution of noble metals in molten glass.

Judging from the balance of feed and draining, and as a consequence of the observation inside the melter after the test , the draining of noble metals from the nozzle was good. As for the quality of glass produced in the test, properties of concern were comparable with those of standard glass of TVF.

1) Waste Technology Development Division, High Level Waste Technology Section (HTS) until October 1997. 2) HTS until April 1997. 3) HTS until January 1997.

4) HTS 5) HTS until June 1997. 6) HTS until March 1997.

7) Nuclear Engineering Co., Ltd.

目 次

1.はじめに	1
1.1 開発の目的	1
1.2 開発の経緯	1
1.3 JC E M-E 9 試験	2
2. JC E M-E	4
2.1 構造概要	4
2.2 外部電極および内部電極	4
2.3 補助加熱炉	5
2.4 流下機構	5
2.5 原料供給ノズル	5
2.6 廃気ノズル	5
2.7 計装項目	5
2.8 エンジニアリングフローダイアグラム	6
3. 試験条件	14
3.1 原料組成	14
3.2 固化ガラス組成	14
3.3 試験ケース	14
3.4 バッチの定義	15
3.5 溶融炉運転条件	15
3.6 評価項目	15
4. 運転経過	20
4.1 運転概要	20
4.2 ガラス保持量の推移	25
4.3 運転データの推移	26
5. 処理能力評価	48
5.1 目的	48
5.2 評価方法	48
5.3 評価結果	49
5.4 考察	50
5.5 まとめ	51

6. 白金族元素抜き出し性評価	56
6.1 概要	56
6.2 評価方法	56
6.3 試験結果	56
6.4 まとめ	62
7. 電極侵食量評価	90
7.1 概要	90
7.2 内部電極侵食量評価	90
7.3 外部電極侵食量評価	95
7.4 まとめ	100
8. ガラス固化体品質確認試験	127
8.1 概要	127
8.2 評価試料	127
8.3 評価方法	127
8.4 評価結果	127
8.5 まとめ	128
9. オフガス配管堆積状況評価	137
9.1 概要	137
9.2 オフガス配管概略および運転条件	137
9.3 運転状況	138
9.4 堆積状況	138
9.5 まとめ	140
10. 結論	147
10.1 処理能力評価	147
10.2 白金族元素抜き出し性評価	147
10.3 電極侵食評価	147
10.4 ガラス固化体品質評価	147
10.5 オフガス配管堆積状況評価	147
11. あとがき	148
引用文献	149

実施体制表

150

添付-1 R uのオフガス移行率

添付-2 ドレンアウト後の炉内残留ガラスの状況について

添付-3 AFCページエアの最適化

表、図、写真リスト

表1-1 J C E M-Eの開発経緯	3
表2-1 (1/2) 計装リスト(その1)	7
表2-1 (2/2) 計装リスト(その2)	8
表3-1 SW-27模擬廃液組成表	17
表3-2 ビーズガラス原料(PF-798)	18
表3-3 目標固化ガラス組成 P1238 (SW-27+PF798)	19
表4-1 E9試験運転概要	27
表4-2 直接通電開始時の炉内温度状態	28
表4-3 ガラス製造実績	29
表4-4 ガラス保持量計算結果	30
表4-5 (1/2) 各主要データの最大値および最小値	31
表4-5 (2/2) 各主要データの最大値および最小値	32
表5-1 処理能力の評価	52
表5-2 直接通電電力値の比較	53
表5-3 投入電力値の比較(直接通電+補助加熱)	53
表6-1 (1/3) 白金族元素の抜出手率算出経過[Ru]	64
表6-1 (2/3) 白金族元素の抜出手率算出経過[Pd]	65
表6-1 (3/3) 白金族元素の抜出手率算出経過[全白金族元素]	66
表6-2 流下ガラスの白金族元素濃度(分析結果)	67
表6-3 (1/2) 白金族元素の抜出手量	68
表6-3 (2/2) 白金族元素の抜出手量	69
表6-4 白金族元素収支	70
表6-5 Ru移行量の計算結果	71
表6-6 残留ガラス諸元	72
表6-7 抜き出し率一覧	73
表6-8 (1/2) RuO ₂ 抜き出し性補正計算	74
表6-8 (2/2) RdO抜き出し性補正計算	75
表6-9 白金族元素抜き出し性補正值および期待値一覧表	76
表6-10 抜き出し率比較(運転状況対比)	77
表6-11 バッチ所要時間と白金族元素抜き出し性	78
表7-1 内部電極直同部の外形測定結果	101
表7-2 E9試験後の外部電極内径測定結果	102
表7-3 E8試験後とE9試験後の外部電極内径測定結果比較	103
表7-4 外部電極コニカル部の変形量および伸び測定結果	104

表 7-5 E 9 試験後の外部電極肉厚量測定結果	105
表 7-6 E 8 および E 9 試験後の外部電極肉厚量（侵食量）測定結果比較	106
表 7-7 (1/2) J CEM 運転での外部電極 (0-180° 方向) 内径測定結果比較	107
表 7-7 (2/2) J CEM 運転での外部電極 (90-270° 方向) 内径測定結果比較	107
表 7-8 E 8 および E 9 試験後のコニカル部測定結果比較	108
表 8-1 固化ガラスの物性値測定結果	130
表 8-2 組成分析結果	131
表 8-3 電気抵抗測定結果	132
 図 2-1 J CEM 工学試験装置 (J CEM-E)	9
図 2-2 ノズルおよび計器類の配置図	10
図 2-3 炉内温度計の設置位置	11
図 2-4 エンジニアリングフローダイアグラム (記号説明)	12
図 2-5 エンジニアリングフローダイアグラム (EFD)	13
図 4-1 E 9 試験運転経過	33
図 4-2 ガラス保持量の推移	34
図 4-3 (1/13) 原料供給運転チャート (E 9-1 バッチ)	35
図 4-3 (2/13) 原料供給運転チャート (E 9-2 バッチ)	36
図 4-3 (3/13) 原料供給運転チャート (E 9-3 バッチ)	37
図 4-3 (4/13) 原料供給運転チャート (E 9-4 バッチ)	38
図 4-3 (5/13) 原料供給運転チャート (E 9-5 バッチ)	39
図 4-3 (6/13) 原料供給運転チャート (E 9-6 バッチ)	40
図 4-3 (7/13) 原料供給運転チャート (E 9-7 バッチ)	41
図 4-3 (8/13) 原料供給運転チャート (E 9-8 バッチ)	42
図 4-3 (9/13) 原料供給運転チャート (E 9-9 バッチ)	43
図 4-3 (10/13) 原料供給運転チャート (E 9-10 バッチ)	44
図 4-3 (11/13) 原料供給運転チャート (E 9-11 バッチ)	45
図 4-3 (12/13) 原料供給運転チャート (E 9-12 バッチ)	46
図 4-3 (13/13) 原料供給運転チャート (E 9-13 バッチ)	47
図 5-1 炉内温度分布の比較	54
図 5-2 ガラス製造速度7.00kg/h時 E 8 / E 9 直接通電電力の比較	55
図 6-1 (1/8) 流下ガラスの白金族濃度変化	79
図 6-1 (2/8) 流下量と白金族元素濃度	80
図 6-1 (3/8) 流下量と白金族元素濃度	81
図 6-1 (4/8) 流下量と白金族元素濃度	82
図 6-1 (5/8) 流下量と白金族元素濃度	83
図 6-1 (6/8) 流下量と白金族元素濃度	84

図 6-1 (7/8) 流下量と白金族元素濃度	85
図 6-1 (8/8) 流下量と白金族元素濃度	86
図 6-2 抜出率比較	87
図 6-3 (1/2) 補正後の白金族元素抜き出し性の比較	88
図 6-3 (2/2) 補正後の白金族元素抜き出し性の比較	89
図 7-1 内部電極直同部の側面侵食量	110
図 7-2 内部電極直同部の方向別侵食量（直径の変化比較）	111
図 7-3 ノズルおよび計器類の配置図	112
図 7-4 電極表面温度1140℃から1280℃間の電流密度と侵食深さ	113
図 7-5 E 9 試験時の内部電極表面電流密度の経時変化	114
図 7-6 E 9 試験時の内部電極表面温度（推定値）の経時変化	115
図 7-7 E 9 試験後の外部電極内径測定結果	116
図 7-8 E 8 試験およびE 9 試験後の外部電極内径測定結果比較	117
図 7-9 E 9 試験後の外部電極4方向の肉厚変化傾向図	118
図 7-10 E 8, E 9 試験後の外部電極内径測定結果比較	119
図 7-11 (1/2) J C E M 運転試験での外部電極内径測定結果比較	120
図 7-11 (2/2) 経過（運転）時間、廃液供給時間およびバッチ数と電極変形量の比較	121
図 8-1 (1/3) 固化ガラスのX線回折結果（E 9-7バッチ）	133
図 8-1 (2/3) 固化ガラスのX線回折結果（E 9-8バッチ）	134
図 8-1 (3/3) 固化ガラスのX線回折結果（E 9-9バッチ）	135
図 9-1 エアフィルムクーラの概略図	141
図 9-2 オフガス配管概略図	142
図 9-3 オフガス配管差圧および出口温度の経時変化	143
 写真 7-1 E 9 試験後の外観写真	122
写真 7-2 (1/4) E 9 試験後の外部電極状況（炉内全景）	123
写真 7-2 (2/4) E 9 試験後の外部電極状況（非ガラス接液部）	124
写真 7-2 (3/4) E 9 試験後の外部電極状況（ガラス接液部上部）	125
写真 7-2 (4/4) E 9 試験後の外部電極状況（ガラス接液部下部）	126
写真 8-1 2次電子像	136
写真 9-1 エアフィルムクーラの堆積状況	144
写真 9-2 接続配管の堆積状況	145
写真 9-3 オフガス配管の堆積状況	146

1. はじめに

1. 1 開発の目的

T V Fで運転されるガラス溶融炉は、運転に伴い材料が侵食されるため定期的に交換する必要がある。交換後は解体処理されるが、その多くが高レベル固体廃棄物となる。また、直接通電溶融炉では廃棄物に含まれる白金族元素がガラスに難溶性の導電性物質を形成し炉底に堆積する傾向があり、電極間電流が導電性堆積物に集中して処理能力が低下するという問題が生じる。これを防止するために溶融槽底部に勾配を有するガラス溶融炉構造とし、加えて溶融炉内温度分布の最適化により導電性物質の堆積を抑制する運転上の対策を併用することにより、白金族元素に対して長期的な安定性を確保している。しかしながら、運転上の対策に依存しているところがある。

取替用のガラス溶融炉は高レベル廃棄物固化技術高度化の観点から、さらに性能が優れたものとする。すなわち取替用ガラス溶融炉は寿命に達した後の二次廃棄物発生量が少なく、白金族元素に対し構造的により安定な運転が可能な高性能型のものとすることが望まれる。このような必要性から高性能ガラス溶融炉 [円筒電極直接通電型溶融炉、Joule-Heated Cylindrical Electrode Melter : JCEM] (以下、「JCEM」という) の開発を進める。

なお、JCEMの開発に係わるガラス溶融炉技術の課題等については既報^[1]で述べた。

1. 2 開発の経緯

1.2.1 JCEM小型試験装置での試験

JCEMの開発の一環として、小型試験装置 [JCEM-Small Scale] (以下、「JCEM-S」という。) を製作し^[2]、試験を実施している。平成2年度に実施した第1試験では廃棄物固化用ガラス溶融炉としての成立性を確認した^[3]。平成3年度に実施した第2試験では、白金族元素を含む廃液供給運転を行い、白金族元素の良好な抜出し特性を確認した^[4]。

現在は内部電極に新電極材料を使用し材料の耐食性を評価している。

1.2.2 JCEM工学試験装置 [JCEM-Engineering Scale] (以下、「JCEM-E」という。) の製作、試験

JCEM-Sの試験および平成元年度に実施したJCEMの設計研究^[5]の成果を反映して、平成2年度に工学規模JCEMの基本設計を行い、工学試験規模のJCEMの設計条件、炉構造および閉じ込め性等安全対策を検討・整理した^[6]。その検討結果に基づきJCEM-Eの製作を実施した^{[1] [7]}。

JCEM-Eの第1回目の試験であるJCEM-E1試験では、原料を供給しない(カレット溶融のみの)条件での温度特性、冷却特性等の基本特性を

把握した^[8]。

E2試験ではJ C E M-Eにおいて、処理能力評価試験に先立ちJ C E M-Eに原料を供給したときの基本挙動を調べた^[9]。

E3試験は処理能力を評価することを目的として行った。試験の結果、J C E M-Eの処理能力は8.75kg/h以下であることが判った。また、試験終了後に内部電極を観察したところ内部電極の接ガラス部、特に先端部に異常損耗が確認された^[10]。

E4試験では内部電極表面に熱電対を張り付け、内部電極が損耗した原因を調べるために再現試験を行った。また、水供給試験を行い内部電極冷却空気流量の適性値を再評価した。^[11]

E5試験では内部電極高さが内部電極表面温度に及ぼす影響を評価するとともに溶融ガラス中の酸素ボテンシャルを測定した。また、TVF結合装置ガイド管閉塞の対応試験を行った。^[12]

E6試験では直接通電時における電源盤の出力波形の確認を行った。また、TVF直管型ガイド管の適応性評価試験を行った。^[13]

E7試験では直接通電に直流が流れる異常の発生原因を調査し、電力盤の改造を行い、その効果を確認した。また、人為的に直流を発生させ、そのときの直接通電データおよび炉内各部温度の変化を調査した。^[14]

E8試験ではE3試験で計画されていた処理能力の評価試験が、内部電極の異常損耗により途中で中断されたままになっていたため、低模擬度（白金族元素非含有）廃液を用いた原料供給運転を行い、溶融炉の処理能力評価を行った。その結果、炉内の異常変動等もなく安定にガラスを処理することが出来るガラス製造速度は7.00～7.88kg/hであると推定された。また、併せて原料供給時の内部電極侵食速度や固化ガラス特性などJ C E M-Eの基本特性の評価を実施した。^[15]

なお、表1-1にJ C E M-Eのこれまでの開発経緯をまとめた。

1. 3 J C E M-E 9試験

E9試験では、E8試験において低模擬度（白金族元素非含有）廃液を用いた原料供給運転での処理能力としてガラス製造速度7.00～7.88kg/hを確認したため、本試験では使用する模擬廃液に高模擬度（白金族元素含有）廃液を用いた連続供給運転を行い、白金族元素に対し異常通電、沈降による炉底部への影響、流下特性さらには抜き出し性を確認することにより廃液中の白金族元素に対する運転の安定性を評価すると共に、E8試験で得られた処理能力との比較・検討を行うことを目的とした。

また、併せて原料供給時の内部電極侵食速度や固化ガラス特性などJ C E M-Eの基本特性の評価を実施した。

表1-1 J C E M-E の開発経緯

試験名	試験期間	試験目的	運転及び試験内容	試験結果
E1 試験	H5. 5. 26～H5. 8. 25	原料を供給しない条件での加熱特性、冷却特性等の基本的な運転特性を評価する。	内部電極及び外部電極冷却空気量の流量を振って試験を行い、炉内各部の温度を把握するとともに溶融炉運転条件の把握を行った。	内部電極冷却空気流量：40Nm ³ /hr、外部電極冷却空気流量：20Nm ³ /hr が適正值であることが判断された。 また、外部電極に冷却空気を流さない場合、炉内対流が起きずにガラスの発熱に偏りが生じることが判った。
E2 試験	H. 5. 8. 30～H5. 9. 10	原料を供給したときの基本挙動（供給系及び直接通電系等の異常の有無）を評価する。	低模擬度廃液を7～14l/hrで供給し、実際にガラスの製造を行い、炉内の温度等よりガラスの溶融状態を評価するとともに、供給系及び直接通電系の運転確認を行った。	原料供給可能なことは確認されたが、内部電極温度が急上昇し、溶融ガラス温度を目標温度1150℃まで上昇させるのが困難なことが判った。溶融ガラス温度の上昇には補助加熱ヒータが有効であることが判った。
E3 試験	H5. 10. 18～H5. 11. 3	最大処理能力を評価する。 (TVF 公称処理能力 14.2l/hr を目標とする。)	低模擬度廃液 11～14.2l/hr での供給を行った。	内部電極の異常損耗（最大で 77mm）が発生した。原因としては、電極先端への電流密度の集中、原料の過剰供給、直接通電電力の過剰供給が推定された。
E4 試験	H6. 9. 12～H. 6. 10. 19	①E3 試験で内部電極が損耗した原因を評価するための再現試験 ②内部電極冷却空気流量の適正值を再評価する。	内部電極を新規作成後電極表面に熱電対を張り付け直接内部電極表面温度の測定ができる状態で低模擬度廃液供給速度 11～14.2l/hr 及び水供給速度 0～30l/hr での運転を行った。	原料供給中の内部電極表面温度は最大でも 1109℃であり、溶融に至る温度ではないことが判った。 また試験後の内部電極損耗量の評価では 1.5mm と LFCM に対しきわい値を示した。また、内部電極損耗原因のさらなる推定を行い、電極材料の違い、炉内酸素ボテンシャルの影響、直接通電中の直流成分の影響、炉内ガラスへの硫黄の混入が新たにあげられた。
E5 試験	H7. 3. 6～H7. 4. 15	①内部電極設置高さが内部電極表面温度に及ぼす影響を評価する。 ②溶融ガラスの酸素ボテンシャルを測定する。 ③TVF 結合装置ガイド管閉塞対応流下試験 ④直接通電時の出力波形の確認	①水供給速度 0～30l/hr での運転をおこなった。 また、補助加熱での保持運転中の酸素ボテンシャルの測定を行った。 ②TVF ガイド管模擬体を設置して流下試験を行い、堆積防止の再現を行った。	①内部電極設置高さにより電極表面温度の低下は判断できなかった。 ②内部電極が損耗するような酸素ボテンシャルではないことが判明した。 ③直接通電中及び開始時にガラスの抵抗指示値が急激に上昇し、直接通電が不可能となった。 ④直接通電波形に 3%程度の正負波形の偏りが観察された。 ⑤TVF のガイド管閉塞過程再現できた。
E6 試験	H7. 5. 18～H7. 6. 14	①直接通電時の出力波形の確認 ②TVF 直管型ガイド管適応性評価試験	①抵抗値上昇の直接通電による保持運転中の電源盤出力の波形をオシロスコープで確認した。 ②改良後の TVF ガイド管模擬体を用い、ガラス流下試験を行い、堆積防止への効果の確認を行った。	①直接通電中に本来交流が流れているはずが、直流になっている事象が確認された。また、このとき抵抗値の異常に上昇等運転状況の急激な変化が起こっていることも確認された。これにより直流が流れることにより内部電極が損耗したとの疑いが強くなった。また、E1～3までの試験中に 119 時間程度直接通電の異常が発生していた疑いが強まった。 ②直管型のガイド管が閉塞防止に効果があることが確認できた。
E7 試験	H7. 12. 5～H7. 12. 14	①電源改造実施後の確認試験 ②電源異常発生時の炉内各部の温度、及び直接通電電力、電流、電圧、抵抗の DCS 指示値の挙動の確認	①直接通電に直流が流れる異常の発生原因を調査し、電力盤の改良を行い、効果を確認をした。 ②直流を人為的に発生させ、そのときの直接通電データ及び炉内各部温度の変化を調査した。	①直接通電に直流が流れる異常は発生せず、改造の効果は確認できた。 ②これまでの試験中の直流が発生していたときの急激な運転状況の変化と本試験で得られたデータとを照らし合わせ、これまでの運転状況の急激な変化が直流の発生によることを確認した。
E8 試験	H8. 2. 19～H7. 3. 22	①低模擬度廃液を用いた最大処理能力の評価 ②内部電極損耗量の評価	①低模擬度廃液を用い、原料供給運転を行い最大処理能力の評価を行った。 ②直接通電の異常がない状態での損耗量の評価を行った。	①低模擬度での最大処理能力 7.00kg/hr が確認できた。 ②損耗量の評価ではほとんど電極が損耗していないことが確認できた。この結果、内部電極の損耗原因は通電異常であることがほぼ確認できた。

2. J C E M-E

2. 1 構造概要

J C E M-E は、主要炉体を金属製電極および耐火レンガ製炉体で構成したジユール加熱型溶融炉である。電極材料を耐熱合金製とし、溶融ガラスを保持する外部電極と溶融ガラス中に挿入した内部電極とで通電してガラスを加熱するものである。外部電極は補助加熱炉内に設置されている。図 2-1 に J C E M-E の構造を示す。

電極間の直接通電加熱に加えて補助加熱装置により加熱することも可能である。補助加熱炉は主として断熱材から構成され、さらにそれらを金属製のケーシングで覆った構造である。J C E M-E の溶融表面積は 0.35 m^2 で、TVF 溶融炉の 0.66 m^2 の約 2 分の 1 の規模である。

なお、J C E M-E の詳細な設計条件、構造等については引用文献 [1] を参考のこと。

2. 2 外部電極および内部電極

外部電極は内径 $\phi 700 \text{ mm}$ 、外径 $\phi 760 \text{ mm}$ の円筒容器で、炉底部は 45° の勾配を設け、その下部に内径 $\phi 26 \text{ mm}$ 、外径 $\phi 60 \text{ mm}$ 、長さ 350 mm の流下ノズルを接続している。材料は外部電極の接ガラス部(溶融ガラスが接触する部分)および流下ノズルに NCF690(三菱マテリアル MA690 および日立金属 HRN690)、上部空間部に NCF601 を用いている。

外部電極には、冷却を行うための冷却空気ジャケットをその全周に配した。

外部電極の上部には、電気絶縁材(アルミナ)を介して、SUS316L の天板を設け、その下には断熱のために耐火断熱レンガ(AZ-GS)を配置してある。天板には原料供給ノズル、廃気ノズル(エアフィルムクーラ)、温度計(炉内温度測定用、炉内温度分布測定用)、ガラス液位計、覗き窓および外部電極間と直接通電を行うための内部電極を設置してある。図 2-2 にノズルおよび計器類の配置図を示した。

内部電極は、接ガラス部は内径 $\phi 80 \text{ mm}$ 、外径 $\phi 200 \text{ mm}$ 、その上部は内径 $\phi 80 \text{ mm}$ 、外径 $\phi 120 \text{ mm}$ の NCF690 (大同インコアロイ Inconel690) 製の円柱電極で、その内部を空気冷却できる構造としている。

内部電極高さは標準的な位置として外部電極の 45° 勾配の始点から 50 mm 上を内部電極の下端としている。溶融ガラス液位は、低液位(以下「L液位」という)は外部電極の 45° 勾配の始点から 400 mm 、高液位(以下「H液位」という)は同 710 mm および高高液位(以下「HH液位」という)は同 740 mm である。L～HH液位間の容量は 120 l (300 kg) であり、L～HH液位間の中間の液位が中間液位(以下「M液位」という)である。

外部電極と内部電極の直接通電系統は、最大 200 kW の電源に接続してある。

2. 3 補助加熱炉

補助加熱炉は断熱レンガ、セラミックボード等で炉体を構成し、SUS304 製のケーシングで覆った構造で、外部電極内のガラスの断熱および補助加熱を行う機能を有する。

補助加熱炉の内側には、熱上げおよび補助加熱のための補助加熱ヒータ 1、2 および 3 を設置してある。ヒータはカンタル A F 帯製である。補助加熱ヒータ 1 は外部電極の直胴部を、補助加熱ヒータ 2 は外部電極の勾配部の上部を、補助加熱ヒータ 3 は外部電極の勾配部の下部を加熱する。それぞれのヒータの容量は順に 30 kW、15 kW および 13 kW である。

2. 4 流下機構

J C E M-E の流下方式は、高周波 2 段加熱方式であり、外部電極下部に接続している流下ノズルを高周波コイルにより加熱する。なお、高周波コイルは外部電極の熱膨張に起因する流下ノズルの変位に追従させるために、流下ノズルに取り付けている。高周波コイルの巻数は 20 段であり、全段加熱および上部 15 段の上段加熱の 2 種類が選択できる。

2. 5 原料供給ノズル

外部電極上部の天板に取り付け、模擬廃液およびガラス原料(ビーズガラス原料)を炉内に供給するノズルである。

原料供給ノズルの基本仕様を以下に示す。

- a. 材質: SUS 304 (但し、炉内雰囲気接触部は Inconel690)
- b. 構造: 模擬廃液供給管とガラス原料供給管を設置する。
- c. 冷却: 模擬廃液供給配管を空気冷却可能な構造とする。

2. 6 廃気ノズル

外部電極上部の天板に取り付け、炉内で発生する廃気をスクラッパに排出するノズルである。廃気に混在するダスト等による閉塞を防止するためエアーフィルムクーラ構造となっている。

なお、エアーフィルムクーラ用空気は空気加熱器により 200°Cまで加熱して供給する。

廃気ノズルの基本仕様を以下に示す。

- a. 材質: SUS 304 (但し、炉内雰囲気接触部は Inconel690)
- b. 構造: エアーフィルムクーラ

2. 7 計装項目

表 2-1(1/2、2/2)に計装リストを示す。J C E M-E には合計 75 点の温度計、

流量計、液位計、圧力計が装備されている。また、溶融炉各部の温度、冷却空気流量などを自動計測しパーソナルコンピュータで処理することによって熱収支がタイムリーにパーソナルコンピュータのモニタに表示されるようになっている。

図2-3に炉内温度計の設置位置を示す。炉内には炉内温度測定用(溶融ガラス温度2点、炉内雰囲気温度1点)の温度計1本と炉内温度分布測定用(溶融ガラス温度6点)の温度計1本が設置されている。

2. 8 エンジニアリングフローダイアグラム

J C E M-Eのエンジニアリングフローダイアグラム(E F D)を図2-4(記号説明)および図2-5に示す。

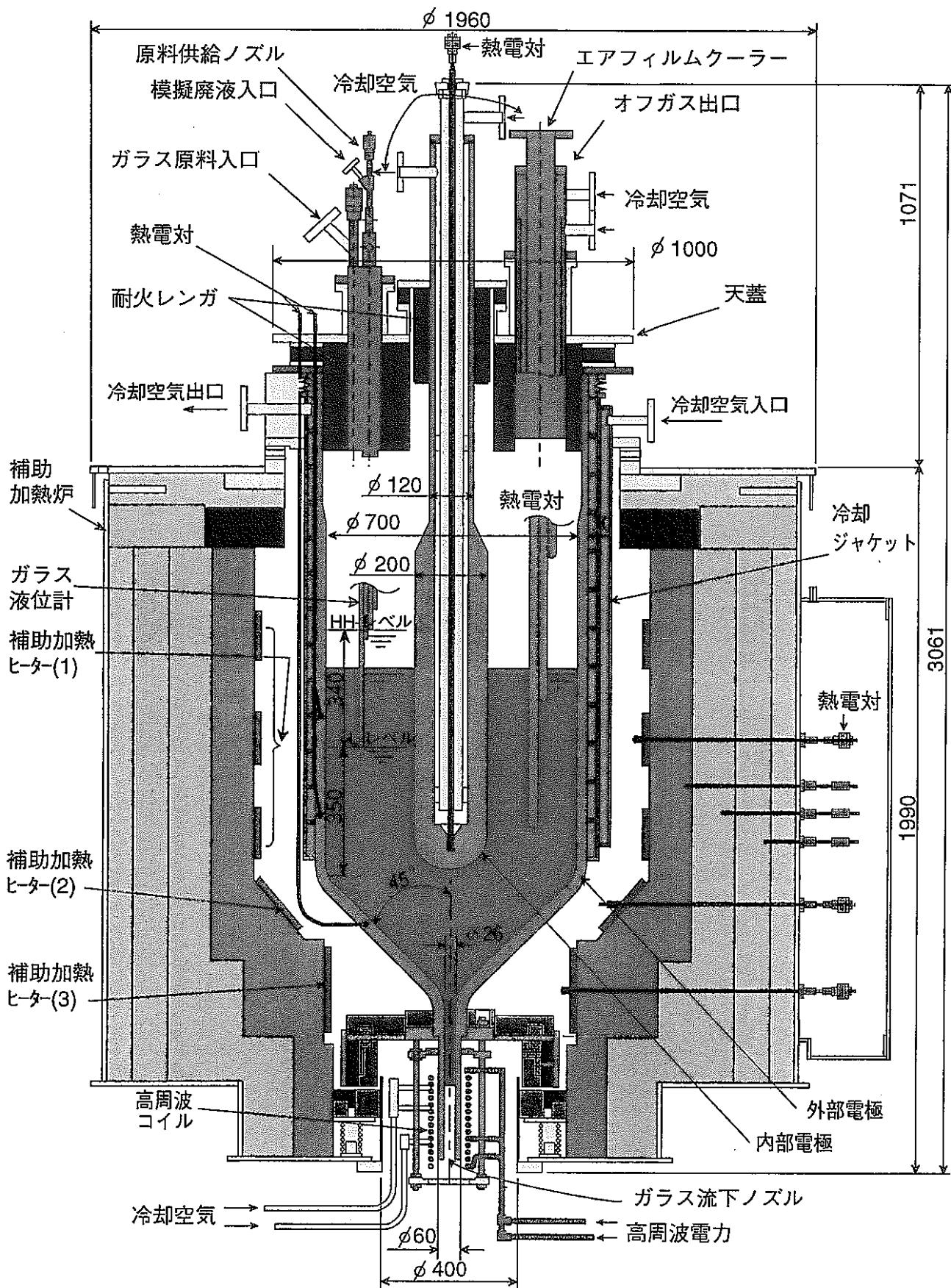
J C E M-Eを設置したモックアップ設備は、模擬廃液供給設備、ビーズガラス原料供給設備、オフガス処理設備、流下ノズル加熱設備、ガラス固化体容器重量測定設備、ユーティリティ設備、電源設備、工程制御装置および排水処理設備から構成され、J C E M-E以外の設備は既設を流用した。

表2-1(1/2) 計装リスト(その1)

TAG No.	信号名称	単位
T901	溶融ガラス温度(1)	℃
T902	溶融ガラス温度(2)	℃
T903	炉内雰囲気温度	℃
T904	外部電極温度(1)	℃
T905	外部電極温度(2)	℃
T906	外部電極温度(3)	℃
T907A	内部電極温度(1)	℃
T907B	内部電極温度(2)	℃
T908	補助加熱ヒータ1温度	℃
T909	補助加熱ヒータ2温度	℃
T910	補助加熱ヒータ3温度	℃
T911	流下ノズル上段温度	℃
T912	流下ノズル下段温度	℃
T913	補助加熱炉内部温度(1)	℃
T914	補助加熱炉内部温度(2)	℃
T915	補助加熱炉内部温度(3)	℃
T916	外部電極冷却空気出口温度	℃
T917	内部電極冷却空気出口温度	℃
T918	原料供給ノズル冷却空気出口温度	℃
T919	天板表面温度(内)	℃
T920	天板表面温度(外)	℃
T921	外部電極冷却ジャケット表面温度	℃
T922	補助加熱炉上面温度(内)	℃
T923	補助加熱炉上面温度(外)	℃
T924	補助加熱炉側面温度(上)	℃
T925	補助加熱炉側面温度(中)	℃
T926	補助加熱炉側面温度(下)	℃
T927	補助加熱炉底面温度(内)	℃
T928	補助加熱炉底面温度(外)	℃
T929	外気温度	℃
T931	模擬廃液供給配管温度	℃
T932	溶融槽内温度(1)	℃
T933	溶融槽内温度(2)	℃
T934	溶融槽内温度(3)	℃
T469	覗き窓エアヒータ出口温度	℃
T410	エアフィルムクーラエアヒータ出口温度	℃
T411	オフガス出口温度	℃
T470	冷却空気入口温度	℃
P901	溶融炉炉内圧力	mmAq
P432	スクラッパ入口	mmAq
DP433	オフガス配管差圧	mmAq

表2-1(2/2) 計装リスト(その2)

TAG No.	信号名称	単位
F475	外部電極冷却空気流量	Nm ³ /h
F477	水スプレー流量	ℓ/h
F431	炉内圧力計パージ流量	Nm ³ /h
F432	原料供給ノズル冷却空気流量	Nm ³ /h
F435	内部電極冷却空気流量	Nm ³ /h
F446	覗き窓パージ空気流量	Nm ³ /h
F438	エアフィルムクーラ先端空気流量	Nm ³ /h
F439	エアフィルムクーラ本体空気流量	Nm ³ /h
LS901	炉内液位計(A-コモン間)	Ω
LS902	炉内液位計(HH-コモン間)	Ω
LS903	炉内液位計(H-コモン間)	Ω
LS904	炉内液位計(L-コモン間)	Ω
EV930	直接通電 電圧	V
EI930	直接通電 電流	A
EW930	直接通電 電力	kW
ER930	直接通電 抵抗	Ω
EV931	補助加熱ヒータ1 電圧	V
EI931	補助加熱ヒータ1 電流	A
EW931	補助加熱ヒータ1 電力	kW
EV933	補助加熱ヒータ2 電圧	V
EI933	補助加熱ヒータ2 電流	A
EW933	補助加熱ヒータ2 電力	kW
EV935	補助加熱ヒータ3 電圧	V
EI935	補助加熱ヒータ3 電流	A
EW935	補助加熱ヒータ3 電力	kW
EV440	流下ノズル加熱 電圧 (高周波)	V
EI440	流下ノズル加熱 電流 (高周波)	A
EW440	流下ノズル加熱 電力 (高周波)	kW
T932	炉内温度分布(1)	℃
T933	炉内温度分布(2)	℃
T934	炉内温度分布(3)	℃
T935	炉内温度分布(4)	℃
T936	炉内温度分布(5)	℃
T937	炉内温度分布(6)	℃



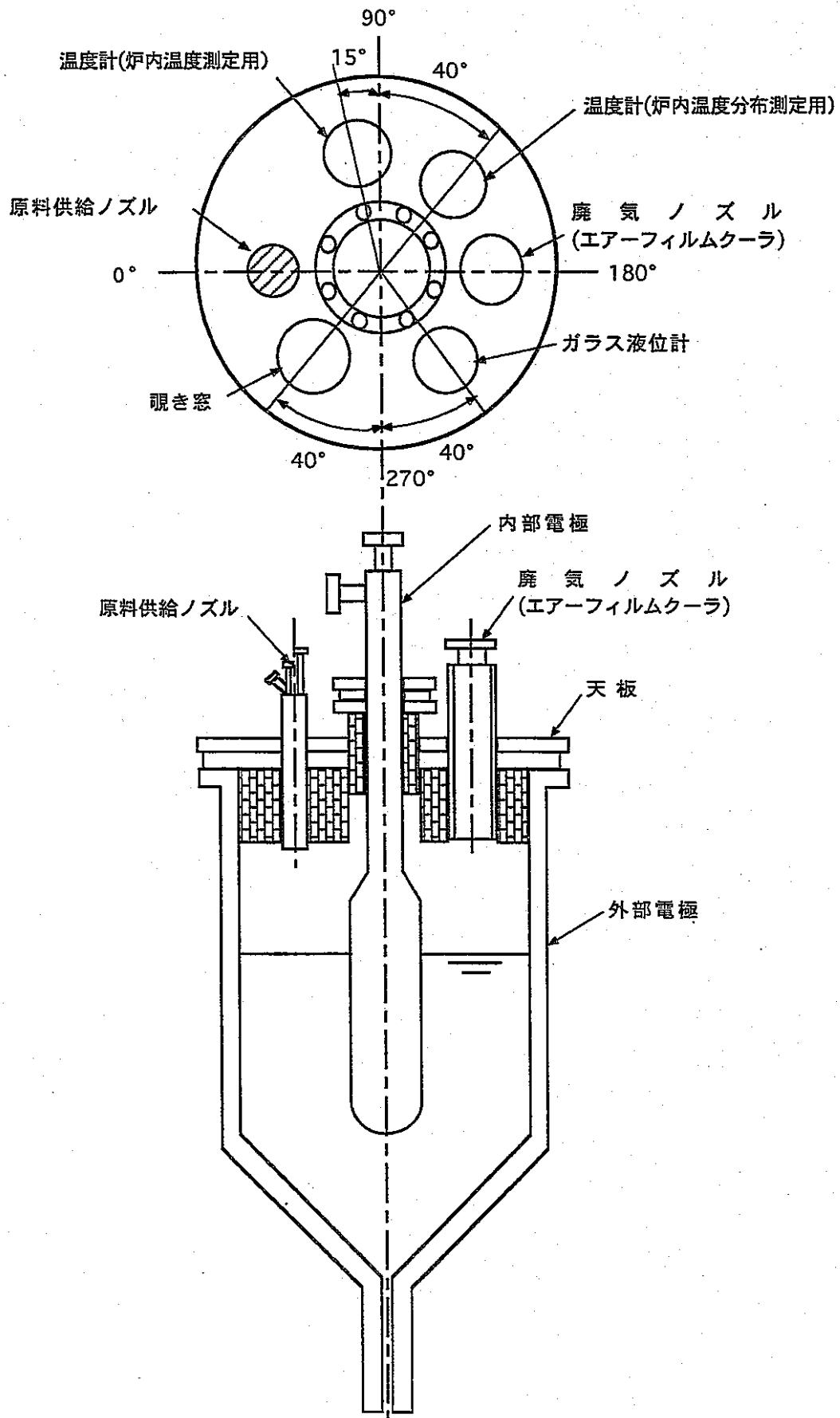


図2-2 ノズルおよび計器類の配置図

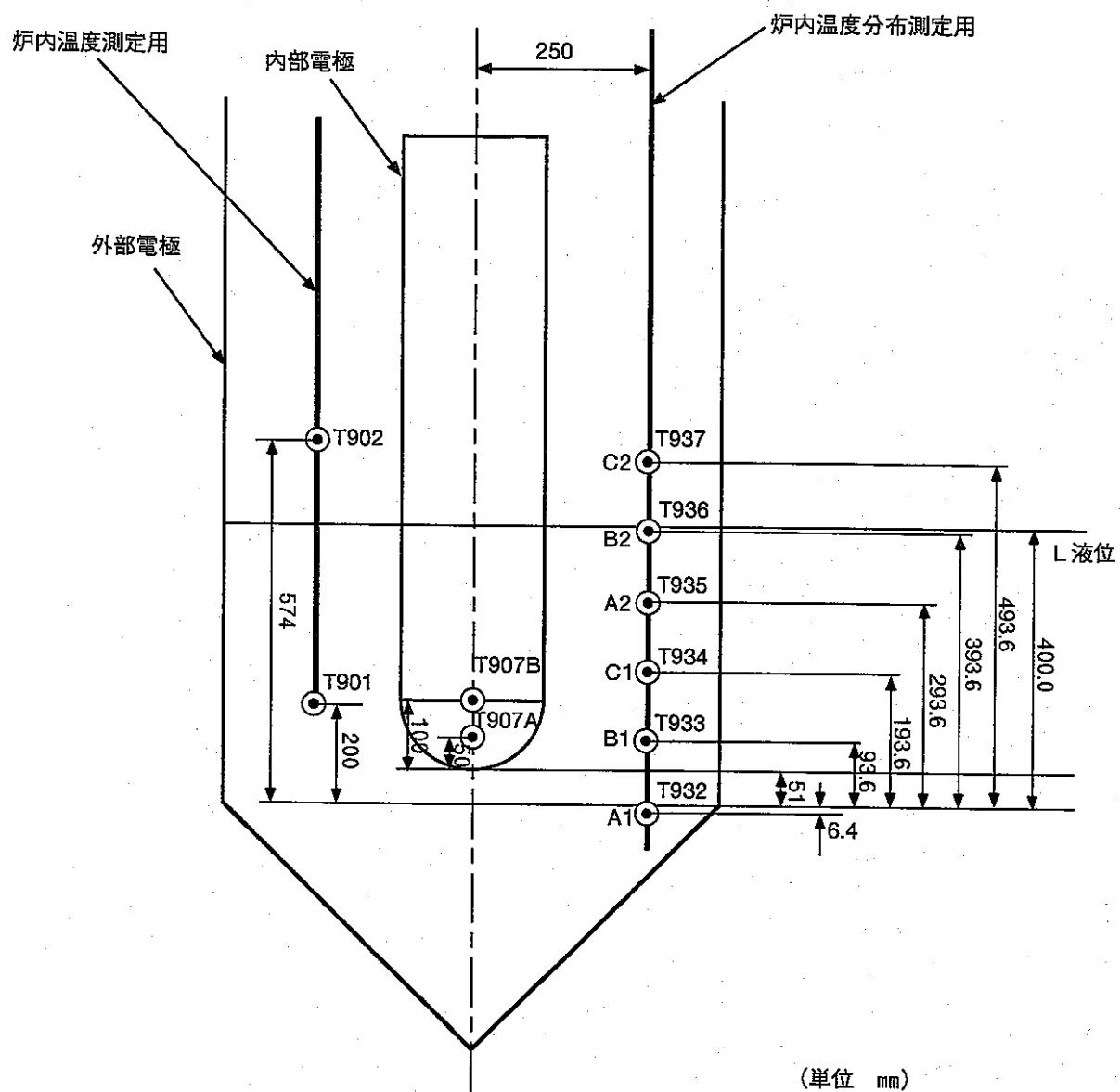


図2-3 炉内温度計の設置位置

配管記号		計器記号				配管関係記号表				
		第1記号		第2記号		記号	名称	記号	名称	
□□-□□□□-□□□-□□-□			被計測変量	変量修飾	計測不能	機能修飾	—	新規プロセス配管	↑	ルギカルホース
① (2) ③ ④ ⑤					警報		—	既設プロセス配管	□	ペローズ
A					調節		—□	レデューサ	—○	ねじ込みキャップ
C			差				— —	フランジ接続	—○	溶接キャップ
D					検出端		— —	閉止フランジ	▽	面積式流量計
E							— —	ユニオン接続	▨	保温
F	流量						—△—	スロープ		
G				グラフイトロー						
H	手動									
I				指示						
L	液位									
P	圧力									
Q				積算						
R				記録						
T	温度						△△△	三方弁	△	アングル弁
弁関係記号表										
V-□□□		計装品記号表								
(1)		記号	区分							
①: 弁番号		○	現場設置計装品				△△△	仕切弁	△△	逆止弁
900番代は新設弁を示す		○	制御室設置計装品で 計器盤に記載されるもの			PNC TN8410 98-041	△△△	ボール弁	△△	自立式減圧弁
流体記号		□	制御室設置計装品で CRTに表示されるもの				△△△	玉形弁	△△	コック
記号	流体の種類						△△△	ニードル弁	△△	安全弁、逃し弁
PL	模擬液体		計器信号線				△△△	バタフライ弁	○	電磁弁
PG	オフガス	種類	図記号				△△△	空気作動弁	○○	三方電磁弁
GB	ビーズガラス原料	計器信号又は計装用配管					SV	電磁弁	○○	
CW	冷却水						PS	圧力スイッチ	○○	
CWR	冷却水(戻り)	電気信号								
LA	圧縮空気	空気圧信号								

図2-4 エンジニアリングフローダイヤグラム(記号説明)

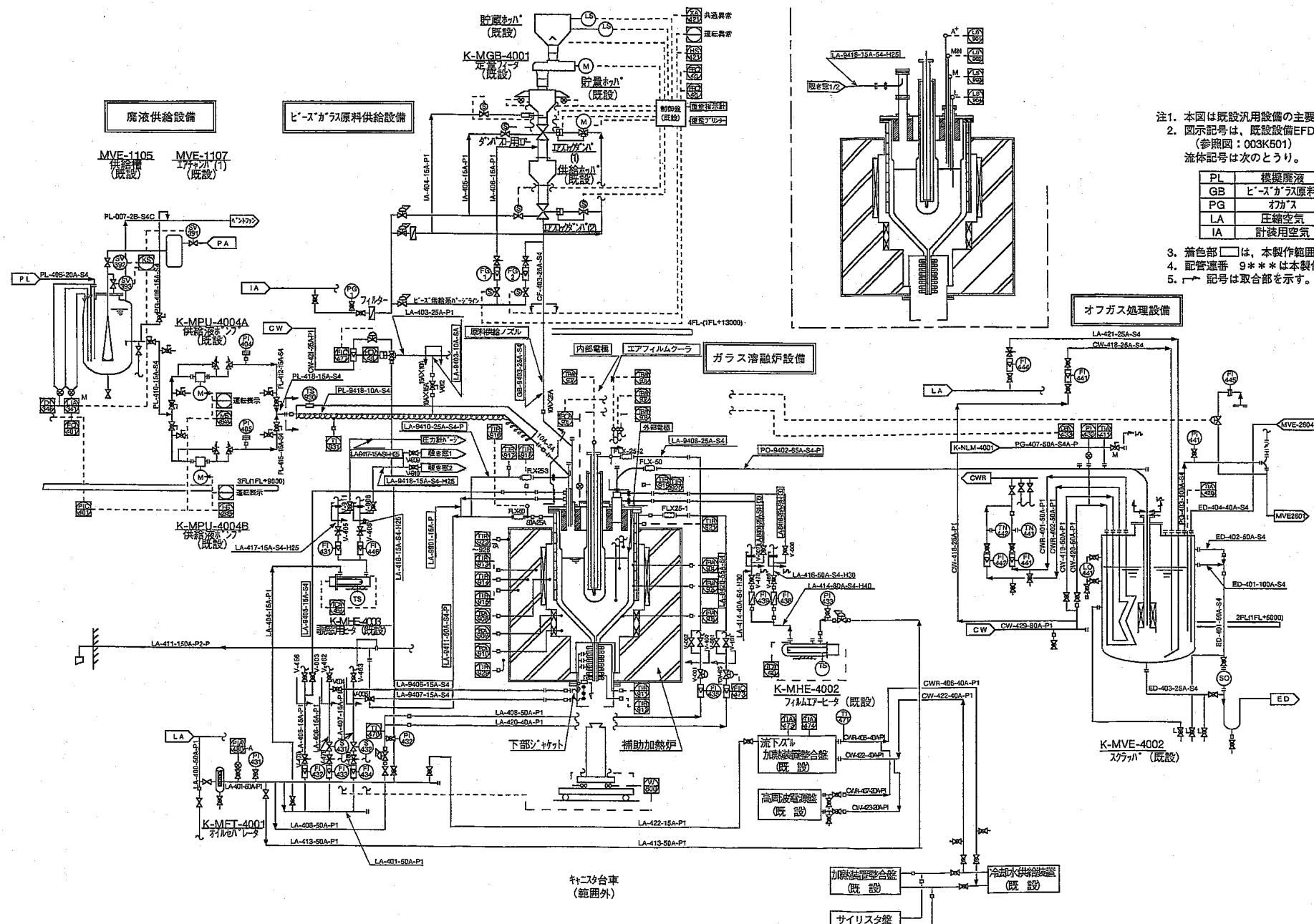


図2-5 エンジニアリングフローダイヤグラム (EFD)

注1. 本図は既設汎用設備の主要部分を含み示す。
2. 図示記号は、既設設備EFDの記号を継承する。

(参照図：003K501)
液体記号は次のとおり。

PL	模擬廃液
GB	ヒーズガラス原料
PG	オカス
LA	圧縮空気
IA	計装用空気

3. 着色部 □ は、本製作範囲を示す。
4. 配管連番 9*** は本製作範囲を示す。
5. ↗ 記号は取合部を示す。

3. 試験条件

3. 1 原料組成

(1) 模擬廃液： SW-27 高模擬度廃液（白金族元素含有）

SW-27の組成を表3-1に示す。この模擬廃液は、TVF設計標準廃液(ORIGEN-79準拠)に二次廃液系からの回収分を考慮し、さらに以下に示す含有廃棄物元素の一部を他元素に置換した白金族元素含有の高模擬度廃液である。

Rh→Pd、Rb→K、Tc→Mn、Cd→Zn、Gd·Y·Sb·La·Ce·Pr·Nd·Sm·Euおよびアクチニド→レア・アース（混合希土硝酸塩）

(2) ガラス原料： PF798 ビーズガラス原料

PF798の組成を表3-2に示す。

3. 2 固化ガラス組成

ガラスコード： P1238 (目標廃棄物含有率25wt%)

E9試験でガラスを製造する際に目標としたP1238のガラス組成を表3-3に示す。なお、P1238は、3.1項で示した模擬廃液SW-27とガラス原料PF798を廃棄物含有率が25wt%となるように供給し溶融した場合の目標組成である。

3. 3 試験ケース

E8試験での廃液供給による運転状況から判断して、ガラス製造速度を7.00kg/hから開始したが炉内雰囲気温度の低下が著しかったため、処理能力を把握するためにガラス製造速度を次の5ケースに振って試験を行った。

試験ケース	ガラス製造速度 (kg/h)	廃液供給速度 (l/h)	ガラス原料供給速度 (kg/h)
ケース1	7.0 (TVF公称×0.8)	11.3	5.25
ケース2	6.3 (ケース1×0.9)	10.2	4.73
ケース3	5.6 (ケース1×0.8)	9.1	4.20
ケース4	4.9 (ケース1×0.7)	7.9	3.68
ケース5	4.2 (ケース1×0.6)	6.8	3.15

過去の試験ケースから判断して各ケースとも3バッチ以上の連続運転を基本としてはいるが、処理不可能と判断された場合はケースの途中においても(3バッチ未満でも)その供給速度でのケースを中断し、供給速度を低下させ運転を継

続し溶融状態の回復または状況確認を行い次の供給速度を摸索した。

また、処理能力向上のための運転条件を見いだすために、6バッチ以降は補助加熱ヒータ2・3での炉底部の加熱、12バッチ以降はガラスレベルの上昇させた上で、運転を行った。詳しい運転条件については、4章の運転経過を参照。

3. 4 バッチの定義

1バッチとは、装置のL液位～HH液位までのガラス量で1回の流下量に相当する。JCEM-Eでは溶融ガラス容量で120l(300kg)、SW-27の廃液485.5l+PF798のガラス原料225kg分に相当する。

3. 5 溶融炉運転条件

溶融炉の運転条件は過去の運転試験同様基本的に以下のとおりであるが、E8試験においてオフガス配管差圧の上昇が確認されたため、エアフィルムクーラ先端ページ空気流量を40から15Nm³/hへ、エアフィルムクーラ本体ページ空気流量を40から38Nm³/hと低下させ最適化を図った。(詳細については9項のオフガス管堆積状況評価に示す)

- | | |
|----------------------|--------------------------------|
| ① 溶融炉炉内圧 | : -100mmAq |
| ② 溶融ガラス温度 | : 1150±50°C |
| ③ 外部電極温度 | : 900°C以下 |
| ④ 内部電極温度 | : 1100°C以下 |
| ⑤ 外部電極冷却空気流量 | : 20Nm ³ /h |
| ⑥ 内部電極冷却空気流量 | : 40Nm ³ /h |
| ⑦ 内部電極表面電流密度 | : 0.5A/cm ² 以下(平均値) |
| ⑧ 炉内雰囲気温度 | : 400°C以上 |
| ⑨ 原料供給ノズル冷却空気流量 | : 15Nm ³ /h |
| ⑩ エアフィルムクーラ先端ページ空気流量 | : 15Nm ³ /h |
| ⑪ エアフィルムクーラ本体ページ空気流量 | : 38Nm ³ /h |
| ⑫ 炉内圧力計ページ空気流量 | : 2Nm ³ /h |

3. 6 評価項目

3. 6. 1 溶融処理能力

(1) 溶融安定性

溶融運転中の炉内温度状態、溶融表面状態、炉内圧等から溶融炉の運転状態を評価し、ガラスの溶融が安定的に処理できているかを判断した。

(2) 未溶融原料層の厚さ推定および縦方向炉内温度分布

炉内に設置した溶融ガラス温度測定用の熱電対指示値の変化から未溶融原料層の厚さを推測するとともに、バッチごとおよび製造ガラス積算重量ごとの温度分布の変化から未溶融原料層の状態を推測した。

3.6.2 白金族元素の挙動評価

流下ノズル加熱電力、コニカル部の外部電極温度、流下ノズル上段温度、全段加熱開始から流下開始までの時間等の流下特性、白金族の抜き出し性から白金族元素の挙動を調べた。

3.6.3 電極侵食量

ドレンアウト後に内部電極および外部電極の寸法測定を行い、各電極の侵食量評価および外部電極の変形について評価した。

3.6.4 ガラス固化体品質

流下ガラスをサンプリングし、密度、粘度、浸出率等の測定を行い、TVF 標準固化ガラスとの比較を行うとともに、析出物の有無を観察し、固化ガラスとしての健全性を評価した。

3.6.5 オフガス管堆積状況評価

オフガス管差圧変化および試験終了後のオフガス管の観察から、オフガス管内の堆積状況を把握した。

表3-1 SW-27模擬廃液組成表

元素	原子量	濃度	
		mol/l	g/l
H ⁺	1.008	6.70E+00	6.754
Na	22.990	2.075E+00	47.704
P	30.974	2.56E-02	0.793
Fe	55.847	1.50E-01	8.377
Cr	51.996	4.21E-02	2.189
Ni	58.710	3.75E-02	2.202
K *1	39.090	7.40E-03	0.289
Cs	132.905	3.43E-02	4.559
Sr	87.620	1.76E-02	1.542
Ba	137.340	2.10E-02	2.884
Zr	91.220	7.04E-02	6.422
Mo	95.940	6.04E-02	5.795
Mn *2	54.938	1.56E-02	0.857
Ru	101.070	4.23E-02	4.275
Pd *3	106.400	2.62E-02	2.788
Ag	107.868	8.06E-04	0.087
Zn *4	65.390	1.44E-03	0.094
Sn	118.690	5.84E-04	0.069
Se	78.960	1.30E-03	0.103
Te	127.600	6.02E-03	0.768
R. E. *5	—	—	—
合計	—	—	—

酸化物	分子量	濃度		廃棄物中の各酸化物成分のwt%	ガラス固化体中のwt% (廃棄物25wt%)
		mol/l	g/l		
—	—	—	—	—	—
Na ₂ O	61.979	1.04E+00	64.458	41.702	10.43
P ₂ O ₅	141.943	1.28E-02	1.817	1.176	0.29
Fe ₂ O ₃	159.691	7.50E-02	11.977	7.749	1.94
Cr ₂ O ₃	151.989	2.11E-02	3.207	2.075	0.52
NiO	74.709	3.75E-02	2.802	1.813	0.45
K ₂ O	94.179	3.70E-03	0.348	0.225	0.06
Cs ₂ O	281.809	1.72E-02	4.847	3.136	0.78
SrO	103.619	1.76E-02	1.824	1.180	0.30
BaO	153.339	2.10E-02	3.220	2.083	0.52
ZrO ₂	123.218	7.04E-02	8.675	5.612	1.40
MoO ₃	143.937	6.04E-02	8.694	5.625	1.41
MnO ₂	86.936	1.56E-02	1.356	0.877	0.22
RuO ₂	133.068	4.23E-02	5.629	3.642	0.91
PdO	122.399	2.62E-02	3.207	2.075	0.52
Ag ₂ O	231.735	4.03E-04	0.093	0.060	0.02
ZnO	81.389	1.44E-03	0.117	0.076	0.02
SnO ₂	150.688	5.84E-04	0.088	0.057	0.01
SeO ₂	110.958	1.30E-03	0.144	0.093	0.02
TeO ₂	159.598	6.02E-03	0.961	0.622	0.16
R. E.	—	—	31.104	20.123	5.03
合計	—	—	154.568	100.001	25.01

(*1) RbはKで代用している。

(*2) TcはMnで代用している。

(*3) Rh分はPdに含まれる。

(*4) CdはZnで代用している。

(*5) Gd, Y, Sb, La, Ce, Pr, Nd, Sm, EuおよびアクチニドはR. E. (混合希土硝酸塩)で代用している。

表3-2 ビーズガラス原料 (PF798)

(1) 組成

組成	含有率 (wt%)
SiO ₂	62.3±1.0
B ₂ O ₃	19.0±1.0
Al ₂ O ₃	6.7±0.5
Li ₂ O	4.0±0.5
CaO	4.0±0.5
ZnO	4.0±0.5

(2) 粒径分布

Φ 1.00mm～Φ 2.00mm	50%以上
Φ 2.00mm～Φ 2.83mm	50%以下
Φ 2.83mm以上	0%

表3-3 目標固化ガラス組成

P1238 (SW-27 + PF798)

酸化物		含有率 (wt%)
ガラス原料	SiO ₂	46.72
	B ₂ O ₃	14.25
	Al ₂ O ₃	5.02
	Li ₂ O	3.00
	CaO	3.00
	ZnO	3.00
廃棄物	Na ₂ O	10.43
	P ₂ O ₅	0.29
	Fe ₂ O ₃	1.94
	Cr ₂ O ₃	0.52
	NiO	0.45
	K ₂ O	0.06
	Cs ₂ O	0.78
	SrO	0.30
	BaO	0.52
	ZrO ₂	1.40
	MoO ₃	1.41
	RuO ₂	0.91
	PdO	0.52
	MnO ₂	0.22
	Ag ₂ O	0.02
R. E.		5.03
合計		100.00

(置換成分)

Rb→K, Tc→Mn, Rh→Pd, Cd→Zn

Gd, Y, Sb, La, Ce, Pr, Nd, Sm, Eu, アクチニド→混合希土類

4. 運転経過

4. 1 運転概要

以下に、J C E M-E 9 試験の熱上げ開始から、ドレンアウト終了までの運転概要について述べると共に、表4-1にそれらの概略を、また、図4-1に運転経過をまとめた。

(1) 熱上げ

6/17 10:00 100kgのガラスカレットを炉内に投入した状態で補助加熱ヒータによる熱上げを開始した。

6/21 5:00 溶融ガラス温度1が795°C、炉内雰囲気温度が702°Cとなり、初期投入ガラスカレットの溶け具合を確認したところ良好と思われたため、炉内へのガラスカレット追加投入を開始した。

6/23 1:00 初期投入ガラスカレットを含め501kg のガラスカレットを投入した段階で、炉内のガラス液位がほぼL液位に達したため、6/23 10:38 直接通電を開始し、補助加熱ヒータによる熱上げから直接通電による熱上げに移行した。この時の直接通電開始時の炉内温度状態を表4-2に示す。その後、炉内の温度に変化がなく定常状態に達したと判断されたため、6/25 13:30 廃液供給準備として溶融表面をホットトップ状態からコールドトップ状態にするために30 l/hの供給速度で水供給を開始した。

(2) E 9-1 バッチ

6/25 18:09 炉内雰囲気温度が600°Cまで低下したのを受けて水供給を停止すると同時に、廃液ならびにビーズガラス原料の供給を開始し、ガラス溶融運転に移行した。運転条件は廃液供給速度=11.5 l/h、ビーズガラス原料供給速度=5.25 kg/h、ガラス製造速度=7.00 kg/hとし、製造ガラス積算量300kgを目標に運転を開始した。

6/27 13:00から、流下重量300kgを目標に流下を開始し、290.3 kgのガラス抜き出し量を確認した。

6/27 13:55 製造ガラス積算量が299.85kgに達した時点でバッチの切り換えを行い、E 9-1 バッチを終了した。

(3) E 9-2 バッチ

E 9-1 バッチに引き続き廃液供給速度=11.5 l/h、ビーズガラス原料供給速度=5.25 kg/h、ガラス製造速度=7.00 kg/hで運転を継続した。

6/28 4:00からE 9-1 バッチで供給した原料の溶け具合が悪いためか炉内雰囲気温度は徐々に下降し始め、6/28 12:00の段階で炉内雰囲気温度が400°Cを下回る傾向となつたため、ガラス製造速度=7.00 kg/h での運転は不可

能と判断し、ガラス製造速度=5.6 kg/h（ガラス製造速度=7.00 kg/h の80%値、廃液供給速度=9.06 l/h、ビーズガラス原料供給速度=4.20 kg/h）に下げる供給を継続した。

6/29 12:00流下重量300 kgを目標に流下を開始し、292.3 kgのガラスの抜き出し量を確認した。

6/29 12:25製造ガラス積算量が290.37 kgに達した時点でバッチの切り換えを行い、E 9-2バッチを終了した。

(4) E 9-3バッチ

E 9-3バッチでは、E 9-2バッチにて変更を行ったガラス製造速度=5.6 kg/hで供給を継続することにし、6/29 12:25よりE 9-3バッチを開始したが、7/1 0:00以降より炉内雰囲気温度が下降し始め、7/1 3:15の時点で403°Cとなり、さらに400°Cを下回る傾向であり炉内状況も回復傾向に無いと思われたため、7/1 3:35にガラス製造速度=5.60 kg/hでの運転を中止し、水供給運転(10~25 l/h)へと移行した。よって、このバッチはガラス製造量221.75 kgの時点で終了することになった。

その後、炉内を一旦ホットトップ状態へ戻すために保持運転を行い、7/1 15:20より流下重量221.75 kgを目標にガラス流下を開始し、228.0 kgの抜き出し量を確認した。

(5) E 9-4バッチ

E 9-3バッチ終了後、原料供給可能な状態にするために7/1 16:55から19:25にかけて10~25 l/hの供給速度で水供給を行い、7/1 20:00に炉内雰囲気温度が600°Cになったのを受けてガラス製造速度=4.2 kg/h（ガラス製造速度=7.00 kg/h の60%値）で供給を行うこととし、廃液供給速度=6.80 l/h、ビーズガラス原料供給速度=3.15 kg/hの条件でE 9-4バッチを開始した。

7/4 15:33流下重量300 kgを目標に流下を開始し、286.3 kgのガラスの抜き出し量を確認した。

7/4 17:20製造ガラス積算量が300.02 kgに達した時点でバッチの切り換えを行い、E 9-4バッチを終了した。

(6) E 9-5バッチ

E 9-4バッチの運転経過では、ガラス製造速度=4.2 kg/hでの運転は可能であり炉内雰囲気温度の下降もなく550°C前後で安定し、他の溶融ガラス温度についても設定範囲内で制御されていたことから、E 9-5バッチにおいてもガラス製造速度=4.2 kg/hでの供給を継続した。

7/7 14:40流下重量300 kgを目標に流下を開始し、294.6 kgのガラスの抜き出し量を確認した。

7/7 13:04 製造ガラス積算量が284.69 kgに達した時点でバッチの切り換えを行い、E 9-5 バッチを終了した。

(7) E 9-6 バッチ

E 9-6 バッチでは、E 8 試験時の炉底温度データの比較から約100°C程度低いことが判ったため、補助加熱ヒータ2および3を印加することにより外部電極温度2および3(炉底部温度)をE 8 試験で得られた炉底部の温度に近づけるために800~830°Cを目指した条件でヒータ加熱を実施し、ガラス製造速度=5.6 kg/h(ガラス製造速度=7.00 kg/h の80%値、廃液供給速度=9.06 l/h、ビーズガラス原料供給速度=4.20 kg/h)で供給を行うことにし、7/7 13:04よりE 9-6 バッチを開始した。

7/9 16:43 流下重量300 kgを目標に流下を開始し、282.4 kgのガラスの抜き出し量を確認した。

7/9 18:32 製造ガラス積算量が299.77 kgに達した時点でバッチの切り換えを行い、E 9-6 バッチを終了した。

(8) E 9-7 バッチ

E 9-7 バッチではE 9-6 バッチの運転経過から炉内雰囲気温度の下降が認められず560°C以上で安定し、他の溶融ガラス温度についても設定範囲内で制御されていたため、ガラス製造速度=5.6 kg/hを継続することにし、さらに、炉内雰囲気温度は、温度が一度低下してしまうと炉内温度が回復するのに時間がかかるため、E 8 試験での結果を参考に炉内雰囲気温度の運転目標値を400°C以上から500°C以上に変更し、7/9 18:32 E 9-7 バッチを開始した。

7/9 22:00以降より炉内雰囲気温度が下降を示し始め、7/10 14:00の段階で500°Cを下回ったため、ガラス製造速度を5.6 kg/hから4.2 kg/hへガラス製造速度を落とし、運転を継続し、炉内雰囲気温度の回復を待った。

7/10 21:23 炉内雰囲気温度が540°Cを越え、更に上昇傾向となつたため、ガラス製造速度=4.9 kg/h(ガラス製造速度=7.00 kg/h の70%値)へと変更を行い、運転を継続した。

7/12 5:22 流下重量300 kgを目標に流下を開始し、299.3 kgのガラスの抜き出し量を確認した。

7/12 6:29 製造ガラス積算量が299.69 kgに達した時点でバッチの切り換えを行い、E 9-7 バッチを終了した。

(9) E 9-8 バッチ

E 9-7 バッチの運転経過より、ガラス製造速度=4.9 kg/hはE 9-7 バッチ途中からの確認であったため、E 9-8 バッチはガラス製造速度=4.9

kg/hを継続することにし、7/12 6:29よりE 9-8バッチを開始した。

7/14 18:14流下重量300 kgを目標に流下を開始したが、流下積算重量260.4 kgの時点でガラス液位計Lowの表示がONしたため流下を途中で停止した。

7/14 19:33製造ガラス積算量が300.13 kgに達した時点でバッチの切り換えを行い、E 9-8バッチを終了した。

(10) E 9-9バッチ

E 9-8バッチに引き続き、ガラス製造速度4.9 kg/hでE 9-9バッチを開始したところ、炉内雰囲気温度は600°C前後で安定したことから、溶融状態が良好と判断し、次のE 9-10バッチでは、さらに炉底温度を900°Cまで上げるとともにガラス製造速度7.00kg/hを目標とするにした。その条件に到達するステップとしてE 9-9バッチ流下前の炉底加熱に併せて、7/16 23:00に目標ガラス製造速度を4.9 kg/h から5.6 kg/hへ、7/17 3:00よりガラス製造速度を5.6 kg/h から6.3 kg/hへと段階的に上昇し、7/17 7:00 E 9-10バッチへのバッチ切替えと同時に目標ガラス製造速度を7.00kg/hとした。

なお、7/17 5:43流下重量300 kgを目標に流下を開始し、298.3 kgのガラスの抜き出し量を確認した。

また、E 9-9バッチの製造ガラス積算量は、301.16 kgであった。

(11) E 9-10バッチ

E 9-10バッチでは、炉底部の温度を900°Cに保ち、目標ガラス製造速度ガラス製造速度7.00 kg/hでの供給を行った。

供給開始時より炉内雰囲気温度は下降し始め、7/18 3:00炉内雰囲気温度が550°Cを下回り、なおかつ低下傾向であったため、ガラス製造速度=7.00 kg/hでの運転は不可能と判断し、ガラス製造速度=6.3 kg/hでの運転に移行し供給を継続した。

7/18 8:30炉内雰囲気温度が回復傾向に無かったため、ガラス製造速度=6.3 kg/hでの運転も不可能と判断し、ガラス製造速度=4.2 kg/hの運転に移行し炉内雰囲気温度の回復を図るとともに、補助加熱ヒータ2および3の設定温度を、外部電極温度2および3を900°Cから940°Cまで上げて試験を継続した。

7/18 12:00炉内雰囲気温度が回復してきたため、ガラス製造速度を5.6 kg/hに上昇させ供給を継続した。

7/19 8:33流下重量300 kgを目標に流下を開始し、298.6 kgのガラスの抜き出し量を確認した。

7/19 7:16製造ガラス積算量が299.57 kgに達した時点でバッチの切り換えを行い、E 9-10バッチを終了した。

(12) E 9 - 1 1 バッチ

E 9 - 1 0 バッチでは、ガラス製造速度=5.6 kg/h で炉内雰囲気温度の下降も認められず、他の溶融ガラス温度についても運転目標範囲内で安定に運転されていたため、再度、ガラス製造速度=5.6 kg/hでE 9 - 1 1 バッチを継続することにした。

7/21 12:20 製造ガラス積算重量が299.44 kgに達した時点でバッチ切替えを行った。また、ガラスの保持量を上げて溶融炉の熱容量を大きくすることにより、処理能力を上げることが可能ではないかとの観測から、次のE 9 - 1 2 バッチではガラス液位を通常より約100mm上昇させるため、このバッチでのガラス流下目標を220kgに設定し、7/21 15:15より流下を開始し、225.0 kgの抜き出し量を確認した。

(13) E 9 - 1 2 バッチ

E 9 - 1 2 バッチでは、ガラス液位を通常より約100mm上昇させると同時に、ガラス製造速度を6.3 kg/hへ再度上昇させ試験を実施した。

7/22 11:00より炉内雰囲気温度が500°Cを下回る傾向となつたため、ガラス製造速度=6.3 kg/h での運転は不可能と判断し、ガラス製造速度=4.2 kg/h での運転に移行したが炉内雰囲気温度が回復傾向になかったため、7/22 17:10に供給を停止し保持運転に移行した。また、この際白金族元素の沈降が懸念されたため、外部電極温度 2 および 3 を940°Cから900°Cへと低下させ炉内の回復を待つ、7/23 4:25から7/23 6:52にかけて水供給(15~20 l/h)を開始し、炉内雰囲気温度が600°Cとなった時点の、7/23 7:00からガラス製造速度=5.6 kg/h にて供給を再開した。

7/24 3:47 流下重量300 kgを目標に流下を開始し、280.0 kgのガラスの抜き出し量を確認した。

7/24 5:42 製造ガラス積算量が299.94 kgに達した時点でバッチの切り換えを行い、E 9 - 1 2 バッチを終了した。

(14) E 9 - 1 3 バッチ

E 9 - 1 3 バッチでは、ガラス製造速度=5.6 kg/hを継続しE 9 - 1 3 バッチを開始した。その後、7/24 18:10より炉内雰囲気温度が500°Cを下回る傾向となつたため、ガラス製造速度=5.6 kg/h での運転は不可能と判断し、ガラス製造速度=4.2 kg/h での運転に移行した。

7/25 17:00 製造ガラス量166.54 kgの段階でE 9 - 1 3 バッチを終了した。また、ガラス製造中におけるガラスの未溶融原料層の厚さ測定を実施した結果、約100mm程度であった。その後、ドレンアウトのための保持運転に移行した。

(15) ドレンアウト

E 9 - 1 3 バッチ供給終了後、未溶融原料が溶けて完全なホットトップになったと判断された7/25 10:19よりドレンアウトのための流下を行った。また、その抜き出し量は614.2 kgであった。

17:49にシャットダウンを行い全工程を終了した。

4. 2 ガラス保持量の推移

4.2.1 ガラス製造実績

今回のガラス固化試験におけるガラス製造実績は、表4-3の通りである。ここで、各実績値は次のように求めた。

ガラス 製造速 ; 各バッチにおけるガラス製造量を廃液およびビーズガ度 (kg/h) ラス原料の供給量から求め、各バッチ終了に要した時間で割って求めた。

廃液供給速度 ; 各バッチにおける全廃液供給量を、各バッチ終了に要 (l/h) した時間で割って求めた。

ビーズガラス ; 各バッチにおける全ビーズガラス原料供給量を、各原料供給速度 バッチ終了に要した時間で割って求めた。

(kg/h)

廃棄物含有率 ; 製造したガラスの各バッチにおける最終的な廃棄物含有率 (wt%) を廃液の供給実績およびガラス原料の供給実績より求めた。

各バッチの製造目標値に対する製造実績のばらつきは、廃棄物含有率で-3.2~1.6%となっている。また、計13バッチの試験において原料供給により製造したガラス重量は、廃液およびビーズガラス原料供給量からの計算ベースで3662.9kgとなっている。一方、ガラス抜き出し量の合計（各バッチ流下ガラス重量合計+ドレンアウト後の炉内残留ガラス量）3451.7kgであった。すなわち、ガラス抜き出し実績ベースは原料供給量からの計算ベースより5.8%少ない結果となった。これは、ビーズガラス原料供給装置の設定値に対する実際の供給量の誤差、供給廃液の廃棄物濃度の誤差、粉塵の発生、ガラスサンプリング等によるものと考えられる。

4.2.2 ガラス液位の補正

今回の試験では、先にのべたとおり供給量から計算したガラスの製造量と実際の抜き出し量とを比較した結果、211.2kgの差が生じている。これについては最終的に重量が同じになるように以下のとおりガラス製造量計算結果の補正を行うこととした。

$$W = W_{in} \times T_{out} / T_{in}$$

ここで、

W : 実際のガラス製造量

W_{in} : 供給量より計算したガラス製造量

T_{in} : 供給量より計算したガラス製造量の全バッチのトータル
(初期投入ガラスカレット分は含まない。)

T_{out} : 各バッチ流下ガラス重量合計 + 炉内残留ガラス量

(ドレンアウト分を含むが、初期投入カレット分は差し引く。)

4.2.3 ガラス保持量の推移

以上のこととともに、各バッチのガラス保持量を計算した結果を表4-4に示す。また、その推移を図4-2に示す。これよりE9試験では全てのバッチでL液位を下回る運転をしていることが判った。各バッチにおける最低ガラス保持量はL液位-100.6kg～L液位-7.7kgで、最大ガラス保持量はL液位+116.2kg～L液位+282.6kgであった。また、E9-12バッチよりガラスの保持量を上昇させたが、実際は通常のガラス保持量よりも少ない運転を行っていたことが判る。

4.3 運転データの推移

各バッチごとの原料供給運転チャートを図4-3(1/13～13/13)に示す。また、各主要データの最大値および最小値を表4-5(1/2、2/2)にまとめた。その結果、溶融ガラス温度最大値は、試験をとおして1167～1226℃であり、目標の1150℃±50℃を保持することができた。

外部電極温度に関しては、外部電極温度1で624～968℃、外部電極温度2で587～921℃、外部電極温度3で695～1032℃であり目標としている900℃以下を上回っているが、これは処理能力を向上させるために行った炉底加熱の影響であり、これ以外はほぼ目標どおりの運転ができた。

また、内部電極表面温度の推定を以下の式を用いて推定した結果、内部電極表面温度は888～1159℃の間にあったと推定された。このことから、内部電極表面温度は、目標の1100℃を若干越えていた可能性がある。

【内部電極表面温度推定式】(HTS室内技術資料 M-94-5-030より引用)

内部電極表面温度 = $1.5176 \times \text{内部電極温度 } 1 - 0.5176 \times \text{内部電極温度 } 2 - 11.105$

表4-1 E9試験運転概要

バッチNo.	運転パラメータ			開始日時	終了日時	運転状況
	目標ガラス製造速度(kg/h)	外部電極温度(3)目標値(°C)	ガラス液位			
E9-1	7.00	加熱せず	通常液位	6/25 18:09	6/27 13:55	炉内雰囲気温度が約450°Cまで低下したため処理不可能と判断した。
E9-2	5.60			6/27 13:55	6/28 12:00	
E9-3	保持			6/28 12:00	6/29 12:25	炉内雰囲気温度が400°C近くまで低下したため処理不可能と判断した。
	水供給			6/29 12:25	7/1 03:35	プリッジの形成が懸念されたためいったんホットトップに戻し再度供給を開始することとした。
E9-4	4.20			7/1 03:35	7/1 16:55	
E9-5				7/1 16:55	7/1 20:00	炉内雰囲気温度が最低でも約530°C以上で安定し、流下をはさんだ2バッチも低下傾向は観られなかった。
E9-6	5.60		800~830	7/1 20:00	7/4 17:20	
E9-7	<4.90>			7/4 17:20	7/7 13:04	炉内雰囲気温度が500°Cまで低下し、さらに低下傾向を示したため処理不可能と判断した。
	4.20			7/7 13:04	7/9 18:32	
	4.90			7/9 18:32	7/10 14:00	目標ガラス製造速度を4.90kg/hに落としたが、溶融状態をいったん回復させるため4.20kg/hに再度低下。
E9-8	5.60			7/10 14:00	7/10 14:05	
E9-9	6.30			7/10 14:05	7/10 21:23	炉内雰囲気温度が540°Cまで回復した時点での目標ガラス製造速度4.90kg/hとした。その結果、炉内雰囲気温度は約550°C以上で安定し、流下をはさんだ後も低下傾向は確認されなかった。
				7/10 21:23	7/12 06:29	
				7/12 06:29	7/14 19:33	7/14 19:33
E9-10	7.00		900	7/14 19:33	7/16 23:00	7/16 23:00
	6.30			7/16 23:00	7/17 03:00	7/17 03:00
	4.20		940	7/17 03:00	7/17 07:00	7/17 07:00
	<6.30>			7/17 07:00	7/18 03:00	炉内雰囲気温度が550°Cを切ってなつかつ低下傾向であったため、ガラス製造速度を落とした。
	5.60			7/18 03:00	7/18 08:30	炉内雰囲気温度が徐々に低下傾向を示し、最低で約510°Cまで低下したため溶融状態をいったん回復させることとした。
E9-11	6.30			7/18 08:30	7/18 12:00	溶融状態を回復するためガラス製造速度4.20kg/hとした。
	4.20			7/18 12:00	7/18 12:50	外部電極温度(3)を940°Cに上昇し再度ガラス製造速度6.30kg/hを試みたが、炉内雰囲気温度が550°Cを切ってなつかつ低下傾向であったためガラス製造速度を落レオニレント。
	保持			7/18 12:50	7/19 07:16	
	水供給			7/19 07:16	7/21 12:20	炉内雰囲気温度が最低でも約550°C以上で、流下をはさんでも低下傾向は観られなかった。
E9-12	5.60		100mmアップ	7/21 12:20	7/22 11:00	7/22 11:00
	4.20			7/22 11:00	7/22 17:10	炉内雰囲気温度が約530°Cまで低下し、引き続き低下傾向を示したため処理不可能と判断した。
	保持		7/22 17:10	7/23 04:25	いったん溶融状態を回復させる。	
	水供給				7/23 04:25	7/23 07:00
E9-13	5.60		900	7/23 07:00	7/24 05:42	溶融ガラス温度が約540°Cまで低下し、引き続き低下傾向を示したため処理不可能と判断した。
	4.20			7/24 05:42	7/24 18:10	
				7/24 18:10	7/25 17:00	試験終了

表中の<>内は1時間未満の供給を示す。

表4-2 直接通電開始時の炉内温度状態

	項目	内 容
時 刻	熱上げ開始時刻 直接通電開始時刻	1996年6月17 10:00 1996年6月23 10:38
条 件	ガラスカレット ガラスカレット投入量 (kg) ガラス液位	確証試験低模擬度ガラス(SW-51+JF-2) 501 L液位
直 接 通 電 開 始 時 の 炉 内 温 度 状 態	直接通電電圧 (V)	28.6
	直接通電電流 (A)	253
	直接通電電力 (kW)	7.0
	直接通電抵抗 (Ω)	0.113
	補助加熱ヒータ1電力 (kW)	17.3
	補助加熱ヒータ2電力 (kW)	0
	補助加熱ヒータ3電力 (kW)	3.2
	溶融ガラス温度1 (°C)	883
	溶融ガラス温度2 (°C)	765
	炉内雰囲気温度 (°C)	765
	外部電極温度1 (°C)	780
	外部電極温度2 (°C)	797
	外部電極温度3 (°C)	865
	内部電極温度1 (°C)	800
	内部電極温度2 (°C)	732
	補助加熱ヒータ1温度 (°C)	850
	補助加熱ヒータ2温度 (°C)	852
	補助加熱ヒータ3温度 (°C)	849
	溶融炉内圧力 (-mmAq)	-24.8

表4-3 ガラス製造実績

バッチ名	ガラス製造速度 (kg/h)		廃棄物含有率 (wt%)		ガラス製造量 (kg)	ガラス抜出手量 (kg)
	目標	実績	目標	実績		
初期ガラス	~	~	~	~	501.0	~
E 9-1	7.0	24.7	299.9	290.3		
E 9-2	7.0	24.6	290.4	292.3		
E 9-3	5.6	25.0	221.8	228.0		
E 9-4	4.2	25.4	300.0	286.3		
E 9-5	4.2	24.9	284.7	294.6		
E 9-6	5.6	25.2	299.8	282.4		
E 9-7	5.6	24.2	299.7	299.3		
E 9-8	4.2	24.6	300.1	260.4		
E 9-9	4.9	24.6	301.2	298.3		
E 9-10	5.6	25.3	299.6	298.6		
E 9-11	6.3	25.3	299.4	225.0		
E 9-12	4.2	25.2	299.9	280.0		
E 9-13	5.6	25.0	166.5			
ドリップアウト	—	—	—	—	614.2	
炉内残留	—	—	—	—	3.0	
注意1) 合計1は初期投入ガラス量を含めた合計。		合計1	4163.9	3952.7		
注意2) 合計2は初期投入ガラス量を差し引いたもの。		合計2	3662.9	3451.7		

25

表4-4 ガラス保持量計算結果

バッチ名	製造量	製造量に対する補正值	補正後の製造量	抜き出し量	最大ガラス保持量	最低ガラス保持量
	(kg)	(kg)	(kg)	(kg)	(kg)	(kg)
熱上げ	501.0	0.0	501.0	—	—	—
E9-1	299.9	-17.3	282.6	290.3	282.6	-7.7
E9-2	290.4	-16.7	273.6	292.3	265.9	-26.4
E9-3	221.8	-12.8	209.0	228.0	182.5	-45.5
E9-4	300.0	-17.3	282.7	286.3	237.3	-49.0
E9-5	284.7	-16.4	268.3	294.6	219.2	-75.4
E9-6	299.8	-17.3	282.5	282.4	207.1	-75.3
E9-7	299.7	-17.3	282.4	299.3	207.1	-92.2
E9-8	300.1	-17.3	282.8	260.4	190.7	-69.7
E9-9	301.2	-17.4	283.8	298.3	214.1	-84.2
E9-10	299.6	-17.3	282.3	298.6	198.0	-100.6
E9-11	299.4	-17.3	282.2	225.0	181.6	-43.4
E9-12	299.9	-17.3	282.6	280.0	239.3	-40.7
E9-13	166.5	-9.6	156.9	—	116.2	—
ドレンアウト	—	—	—	614.2	—	—
炉内残留	—	—	—	3.0	—	—
合計	4163.9	-211.2	3952.7	3952.7	—	—

表4-5 (1/2) 各主要データの最大値および最小値

	E 9-1	E 9-2	E 9-3	E 9-4	E 9-5	E 9-6
溶融ガラス温度 1 (°C)	1017~1126	1028~1168	982~1188	997~1140	1002~1176	1078~1188
溶融ガラス温度 2 (°C)	547~1152	407~1104	360~1146	569~1180	633~1174	592~1162
炉内温度分布 1 (°C)	888~1047	865~1101	864~1094	852~1056	851~1034	943~1084
炉内温度分布 2 (°C)	951~1067	943~1140	969~1142	918~1067	924~1072	1003~1121
炉内温度分布 3 (°C)	1004~1112	1014~1154	1041~1141	981~1114	988~1146	1062~1155
炉内温度分布 4 (°C)	1034~1152	1060~1188	978~1203	972~1183	1042~1188	1098~1179
炉内温度分布 5 (°C)	930~1178	1017~1182	742~1179	731~1188	877~1183	871~1183
炉内温度分布 6 (°C)	595~1049	804~1187	640~1189	636~1168	686~1172	685~1164
溶融ガラス温度 (MAX°C)	1178	1188	1203	1188	1188	1188
炉内雰囲気温度 (°C)	527~648	448~652	406~796	532~686	574~676	553~692
外部電極温度 1 (°C)	694~968	670~949	624~965	641~938	663~939	678~947
外部電極温度 2 (°C)	672~910	621~910	587~919	616~903	649~902	661~921
外部電極温度 3 (°C)	780~1028	716~1032	695~1032	711~1028	726~1006	814~1030
内部電極温度 1 (°C)	881~991	885~1030	901~1044	850~979	852~980	926~1036
内部電極温度 2 (°C)	785~888	790~923	799~926	756~877	757~877	829~932
内部電極表面温度 (°C)	920~1033	923~1074	943~1094	888~1021	890~1022	965~1079
直接通電電力 (kW)	23~40	20~38	20~36	20~38	20~38	20~38
直接通電電圧 (V)	23~38	22~36	21~36	21~37	25~35	21~34
直接通電電流 (A)	975~1446	793~1534	640~1372	636~1416	787~1450	847~1520

注1) 溶融ガラス温度 (MAX°C) は溶融ガラス温度 1、2 および炉内温度分布 1~6 のうち最も高い温度。

注2) 内部電極表面温度は内部電極温度 1、2 からの推定値。(HTS室内技術資料 : M-94-5-030)

$$\text{内部電極表面温度} = 1.5176 \times \text{内部電極温度 1} - 0.5176 \times \text{内部電極温度 2} - 11.105$$

表4-5 (2/2) 各主要データの最大値および最小値

	E 9-7	E 9-8	E 9-9	E 9-10	E 9-11	E 9-12	E 9-13
溶融ガラス温度 1 (°C)	1056~1226	1074~1204	1070~1174	1130~1167	905~1222	1048~1224	1068~1200
溶融ガラス温度 2 (°C)	480~1168	600~1164	637~1144	510~705	580~894	493~1040	611~918
炉内温度分布 1 (°C)	927~1128	934~1104	938~1084	1005~1037	1006~1142	983~1104	1011~1084
炉内温度分布 2 (°C)	988~1184	995~1149	996~1125	1060~1091	1023~1190	1015~1186	1072~1139
炉内温度分布 3 (°C)	1043~1205	1054~1157	1055~1159	1110~1144	1026~1187	1047~1206	1090~1170
炉内温度分布 4 (°C)	1032~1204	1037~1185	1089~1182	1041~1141	1027~1191	989~1190	1006~1176
炉内温度分布 5 (°C)	853~1207	757~1177	841~1194	817~1072	898~1185	899~1206	970~1168
炉内温度分布 6 (°C)	637~1188	655~1192	684~1189	678~913	686~1131	715~1172	858~1094
溶融ガラス温度 (MAX°C)	1226	1204	1194	1167	1222	1224	1200
炉内雰囲気温度 (°C)	501~688	557~704	589~711	517~572	545~651	532~687	536~623
外部電極温度 1 (°C)	640~949	656~932	675~949	686~780	664~921	712~953	722~879
外部電極温度 2 (°C)	623~899	642~908	662~902	665~741	650~874	694~906	687~829
外部電極温度 3 (°C)	815~1028	808~1028	812~1028	902~944	891~1028	881~1028	896~999
内部電極温度 1 (°C)	909~1068	926~1060	921~1032	961~1005	970~1074	937~1108	999~1058
内部電極温度 2 (°C)	813~957	830~950	826~933	850~900	857~951	837~988	887~945
内部電極表面温度 (°C)	948~1114	965~1106	959~1072	1007~1048	1017~1127	978~1159	1046~1105
直接通電電力 (kW)	18~38	16~36	20~36	0~25	13~28	0~35	19~30
直接通電電圧 (V)	21~35	21~35	22~34	0~29	24~39	0~34	26~32
直接通電電流 (A)	676~1484	644~1464	756~1430	0~955	548~1186	0~1370	709~1108

注1) 溶融ガラス温度 (MAX°C) は溶融ガラス温度 1、2および炉内温度分布 1~6のうち最も高い温度。

注2) 内部電極表面温度は内部電極温度 1、2からの推定値。 (HTS室内技術資料 : M-94-5-030)

$$\text{内部電極表面温度} = 1.5176 \times \text{内部電極温度 } 1 - 0.5176 \times \text{内部電極温度 } 2 - 11.105$$

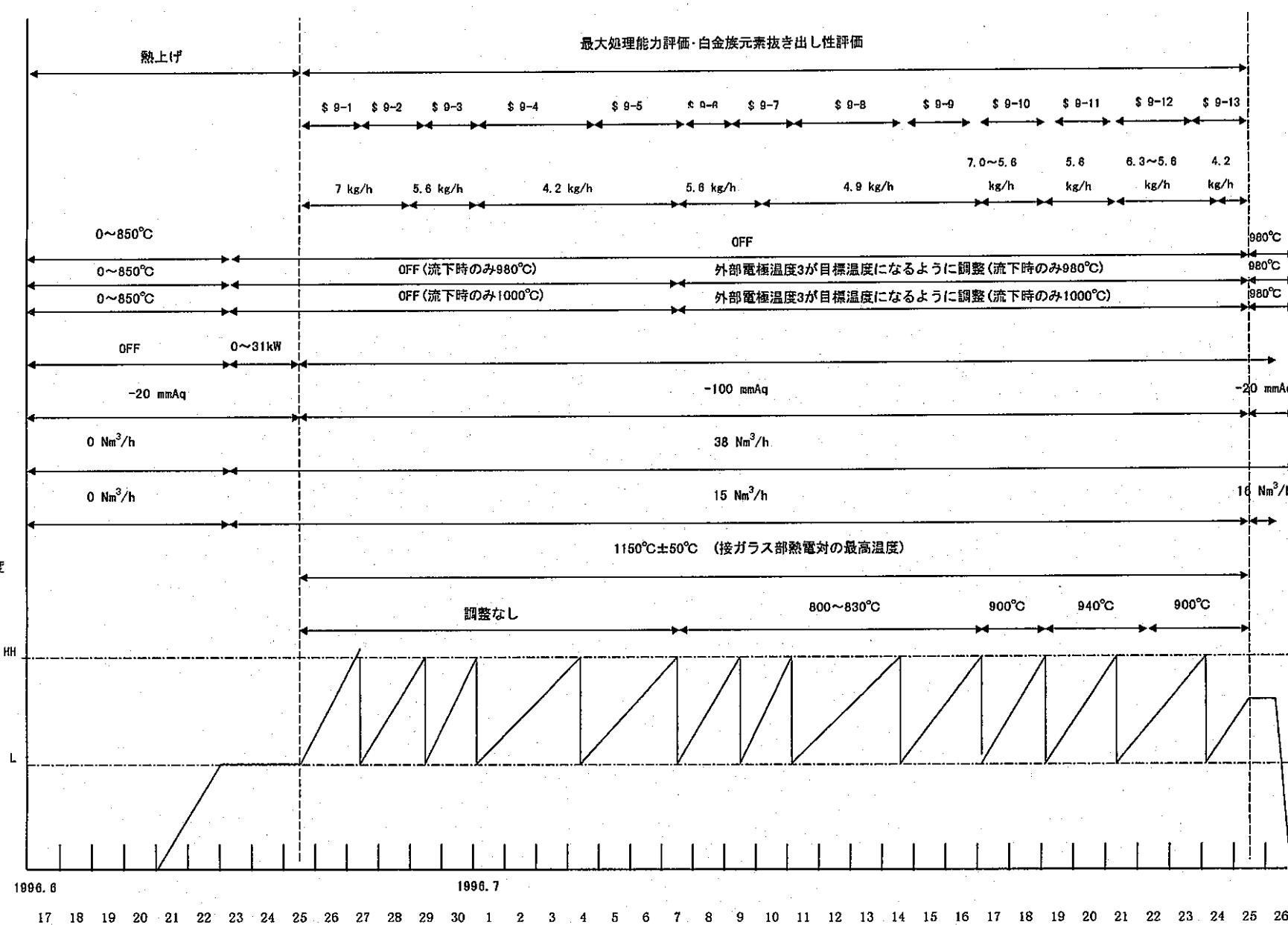


図4-1 E9試験運転経過

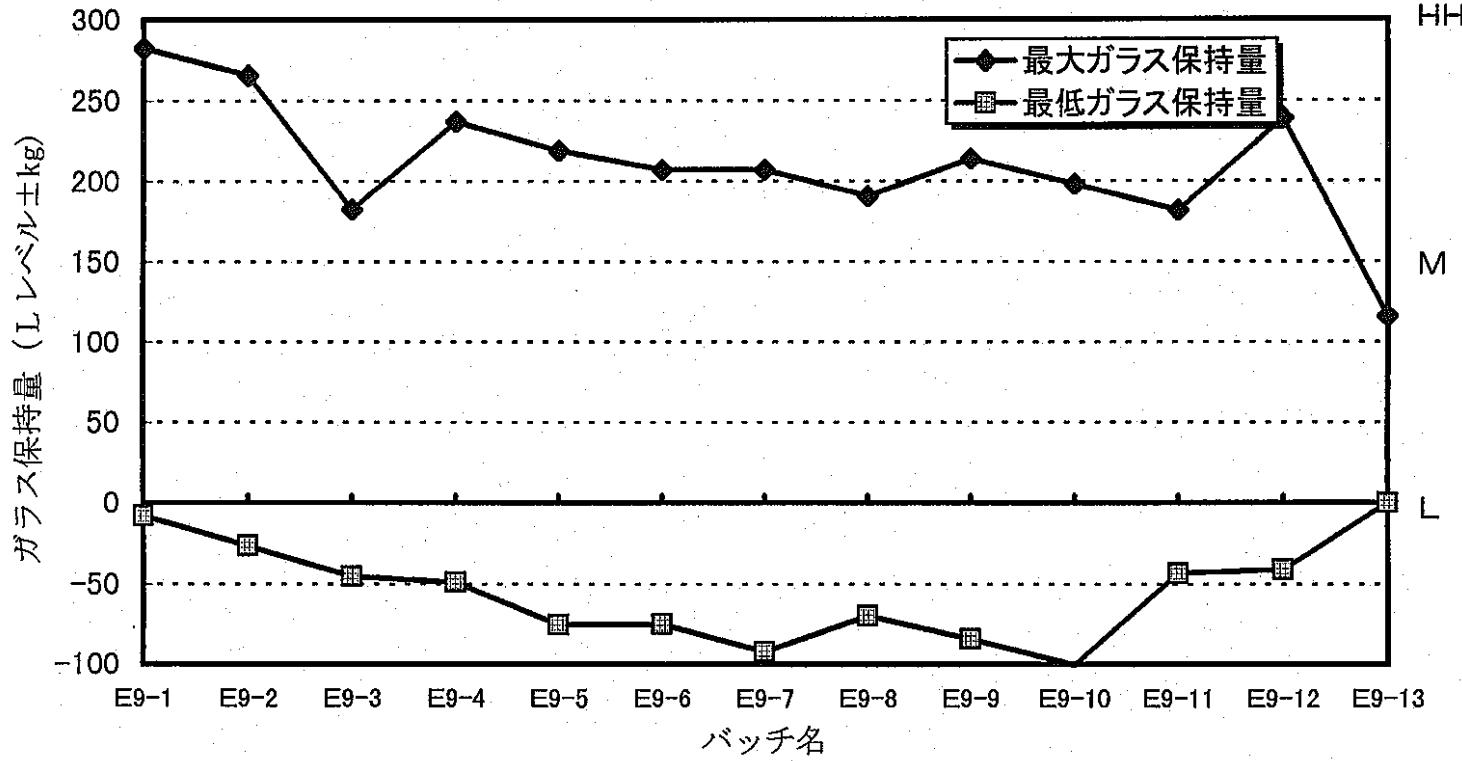


図4-2 ガラス保持量の推移

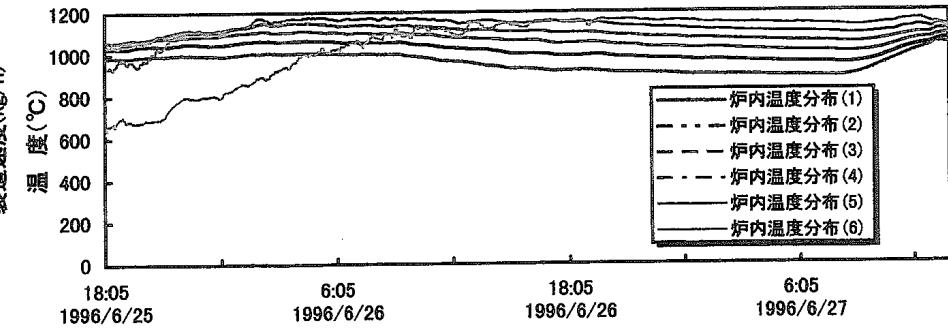
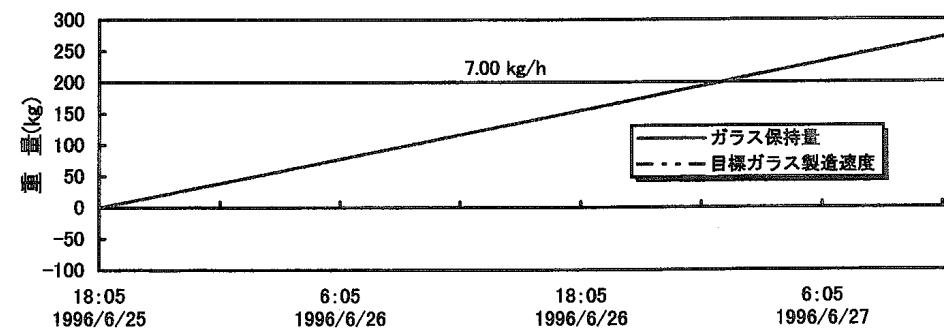
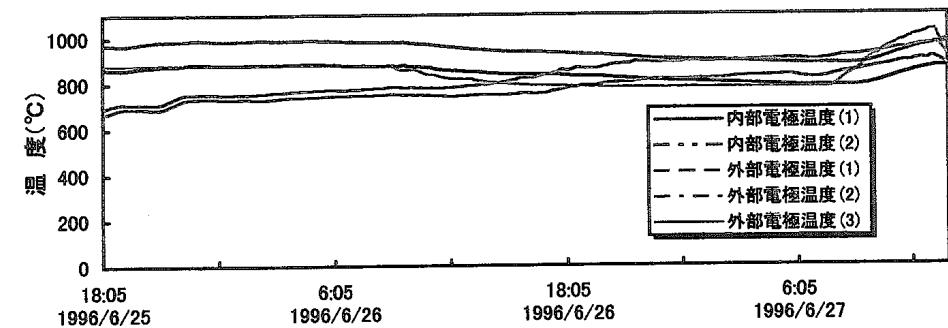
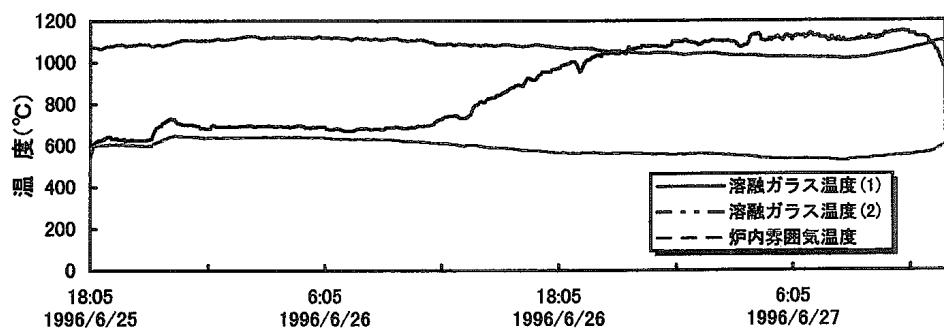
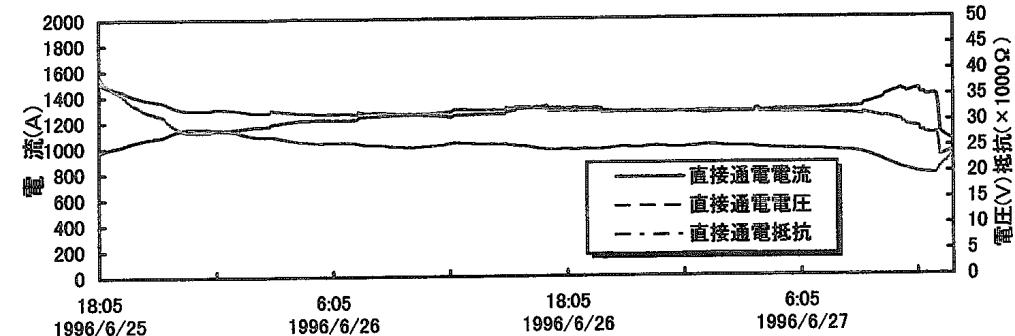
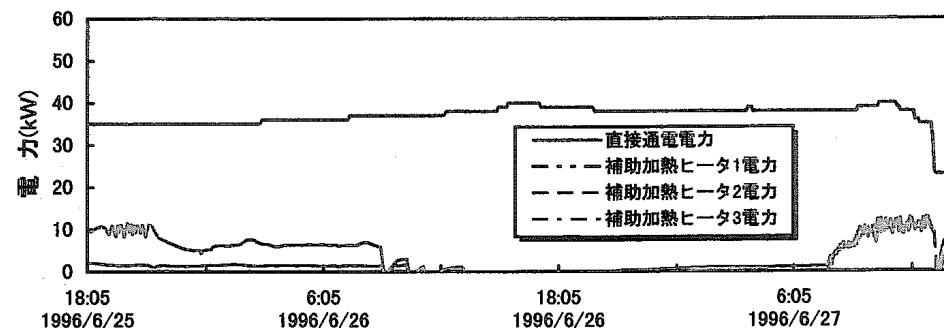


図 4-3 (1/13) 原料供給運転チャート(E9-1バッチ)

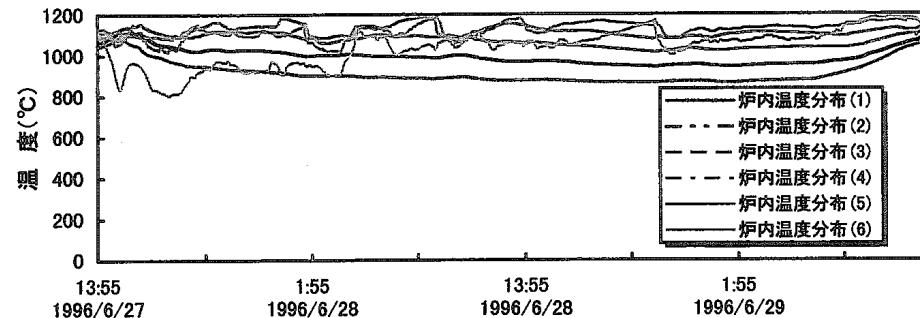
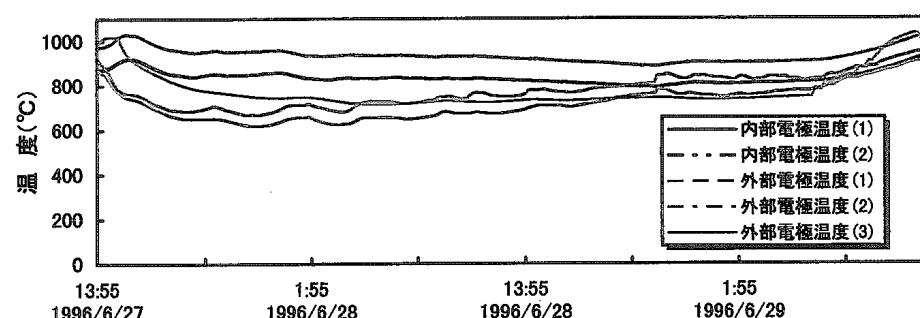
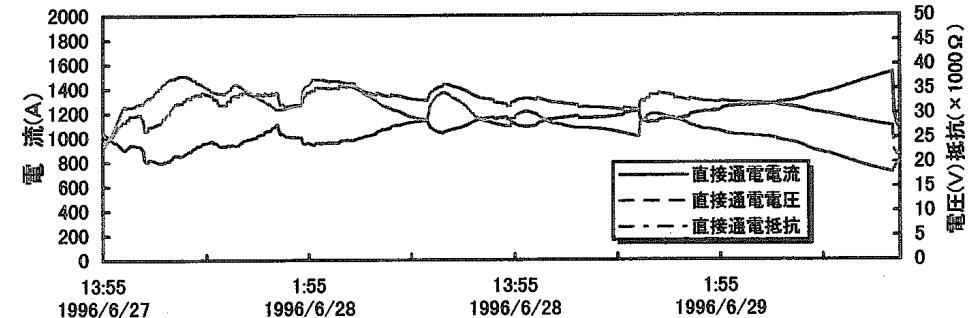
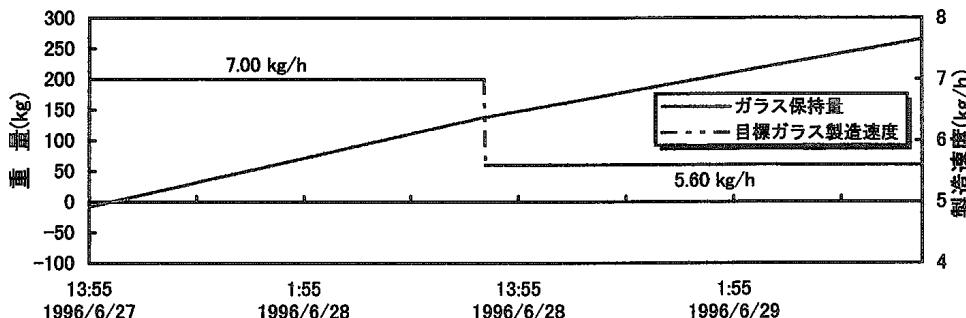
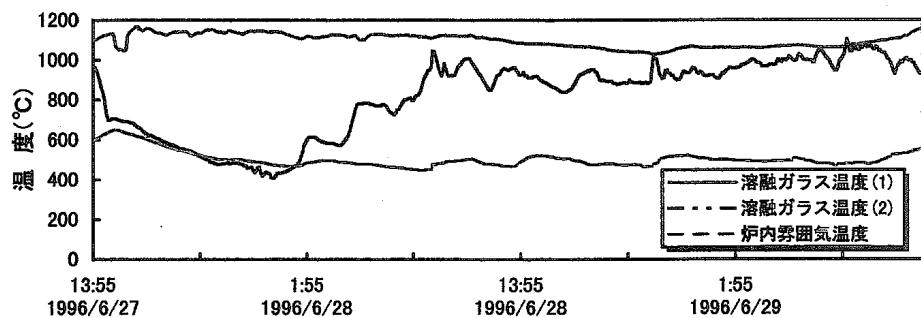
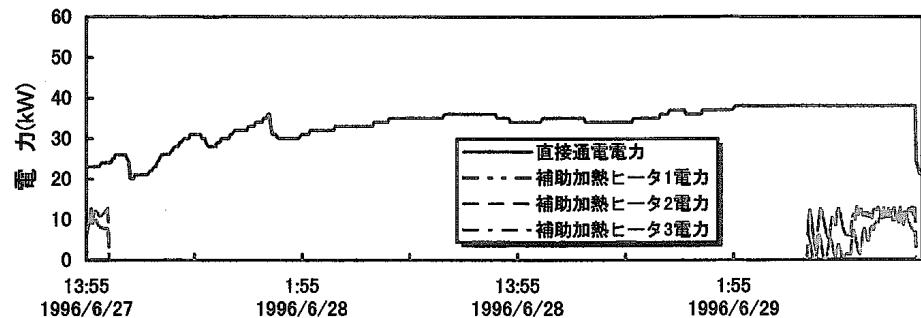


図 4-3 (2/13) 原料供給運転チャート (E 9-2 バッチ)

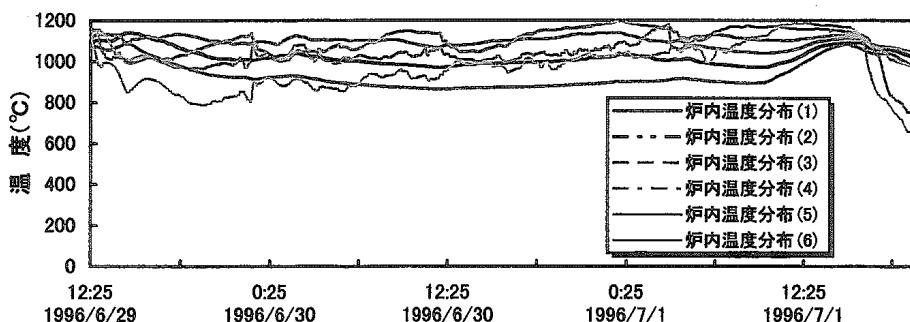
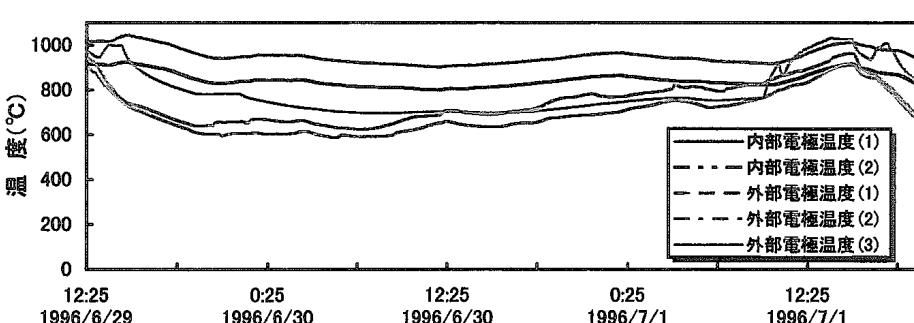
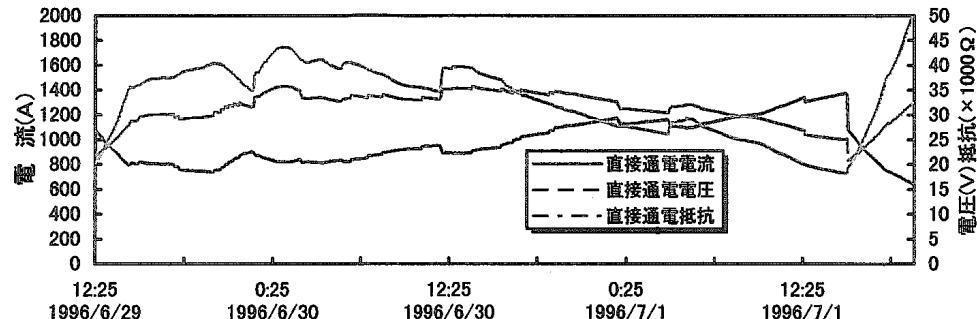
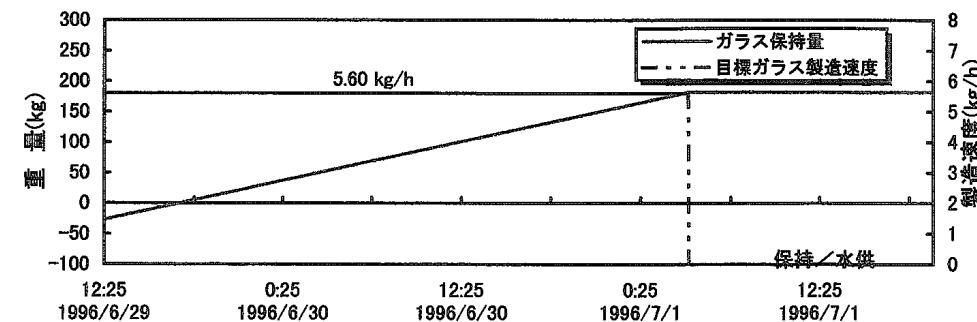
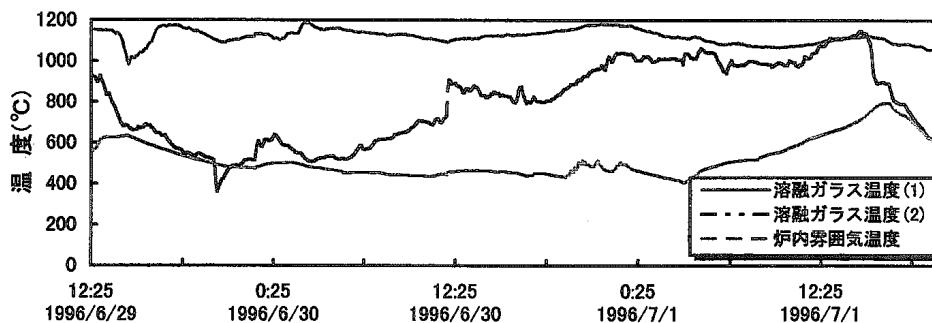
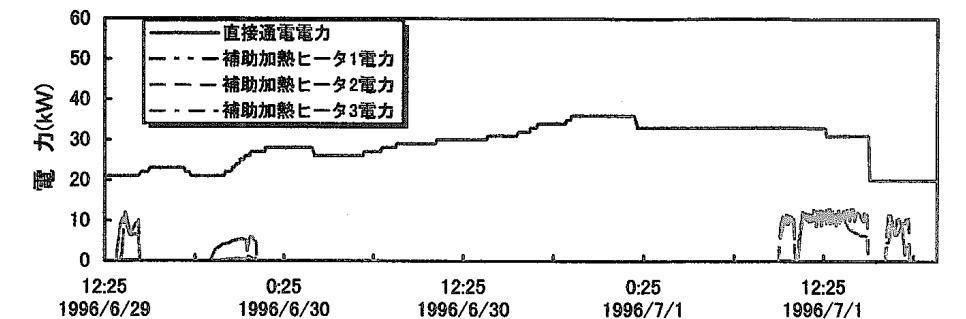


図 4-3 (3/13) 原料供給運転チャート(E9-3バッチ)

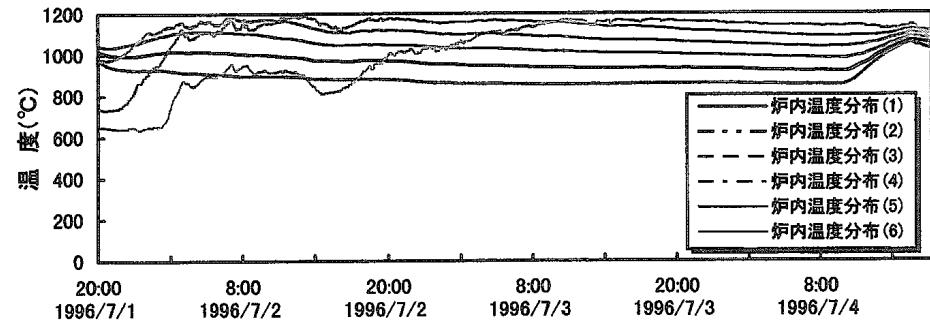
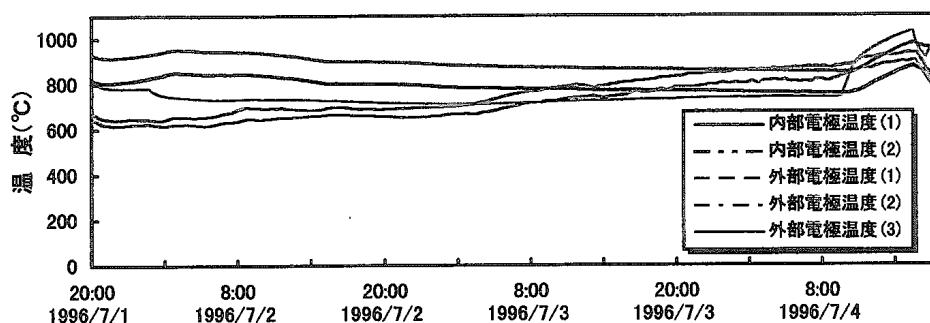
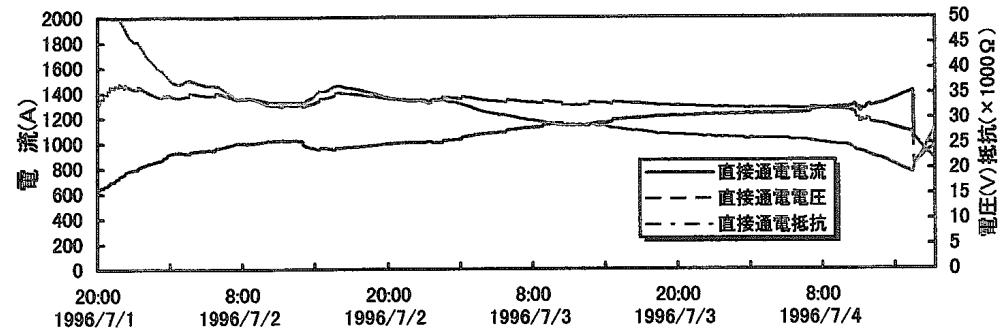
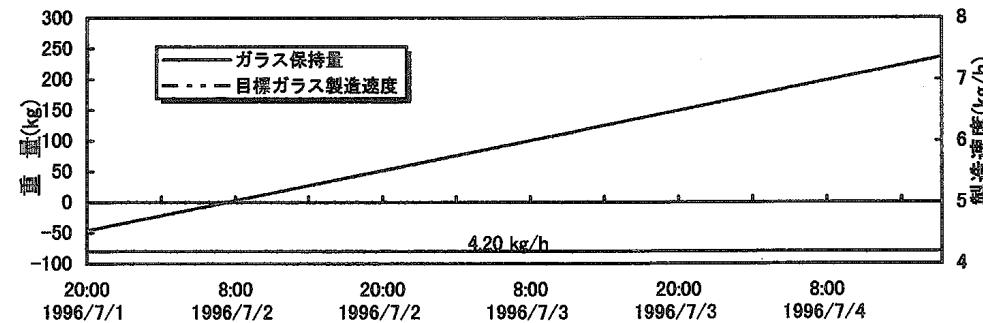
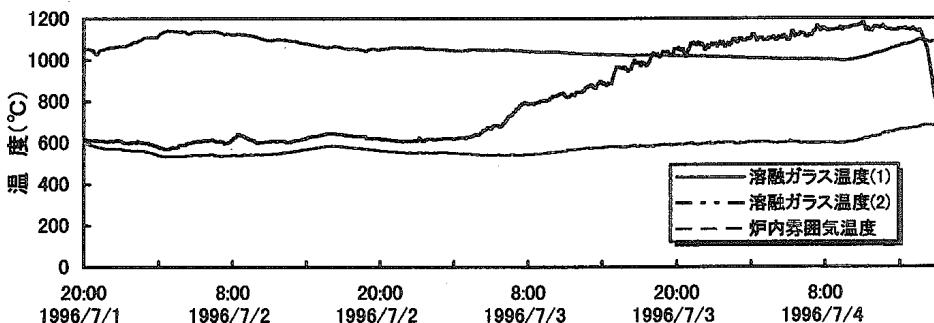
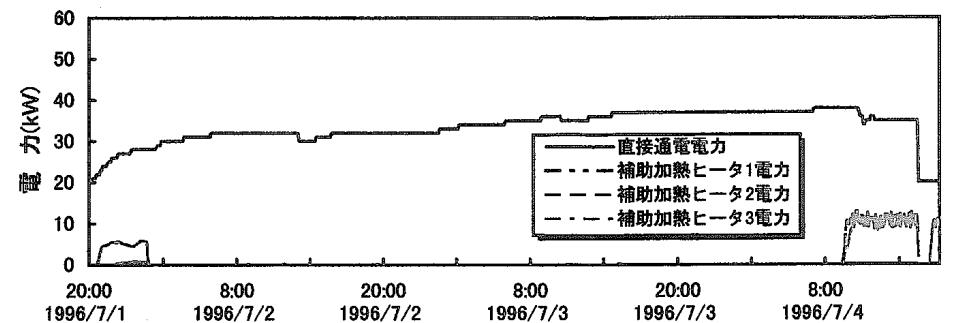


図 4-3 (4/13) 原料供給運転チャート(E9-4バッチ)

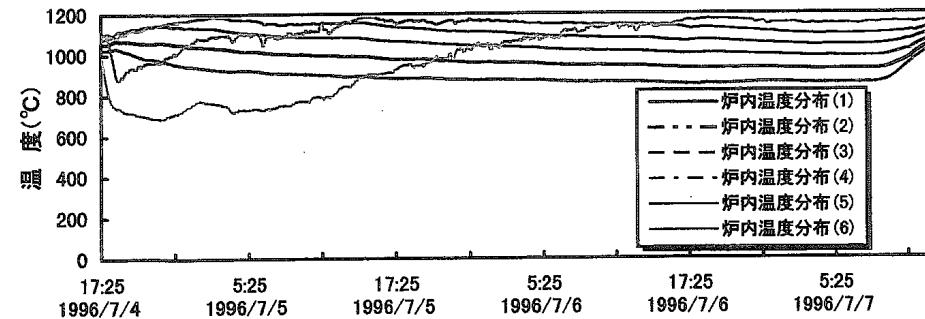
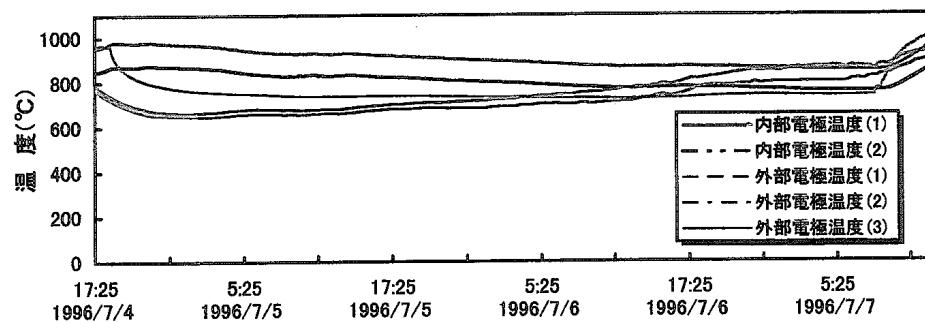
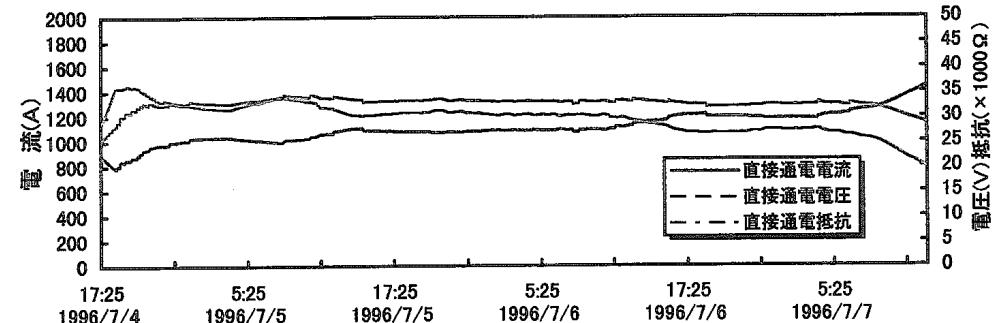
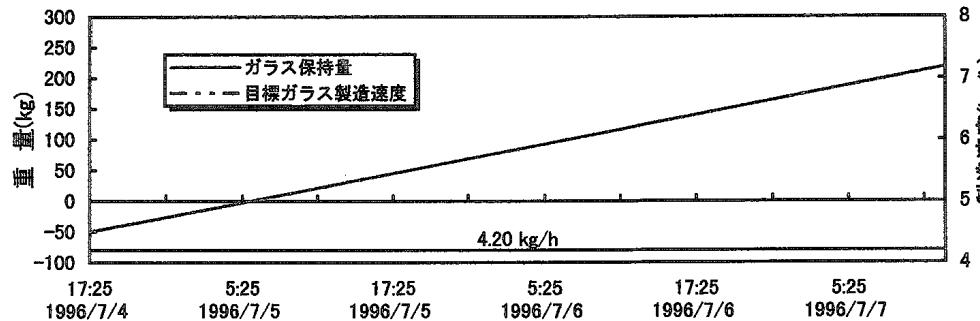
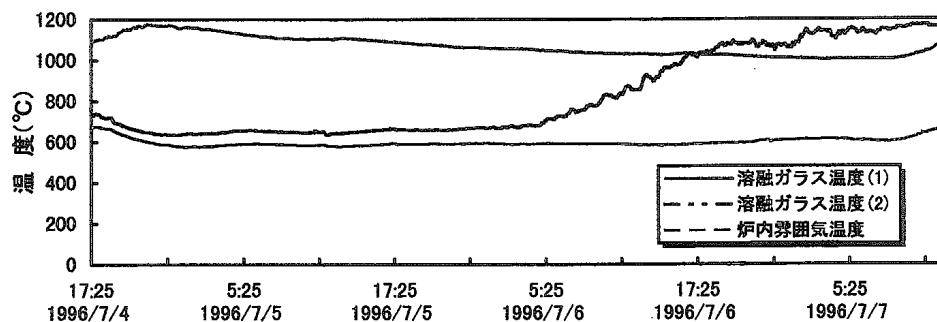
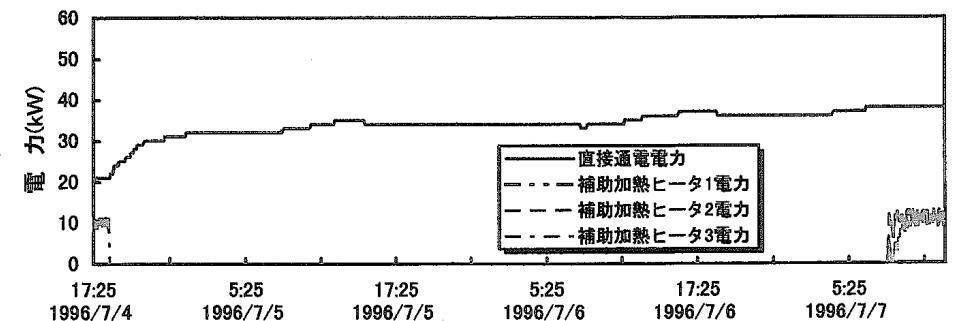


図4-3(5/13) 原料供給運転チャート(E9-5バッチ)

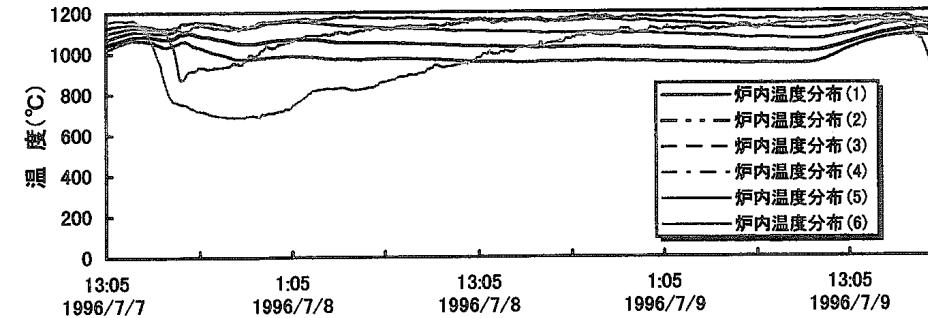
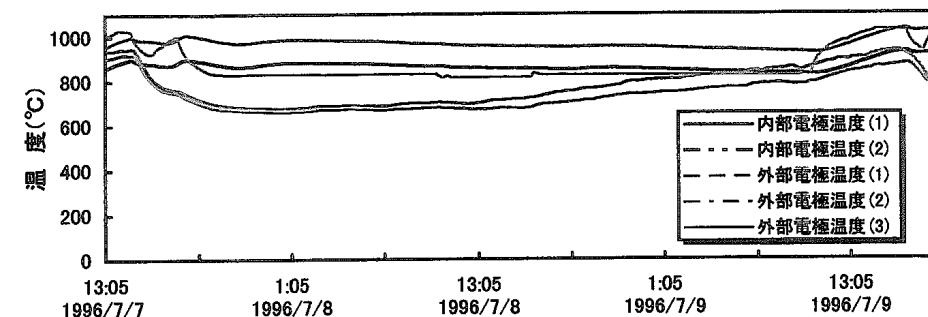
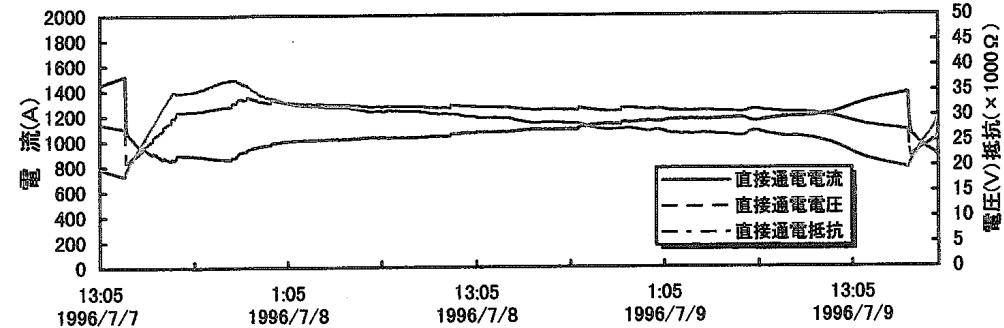
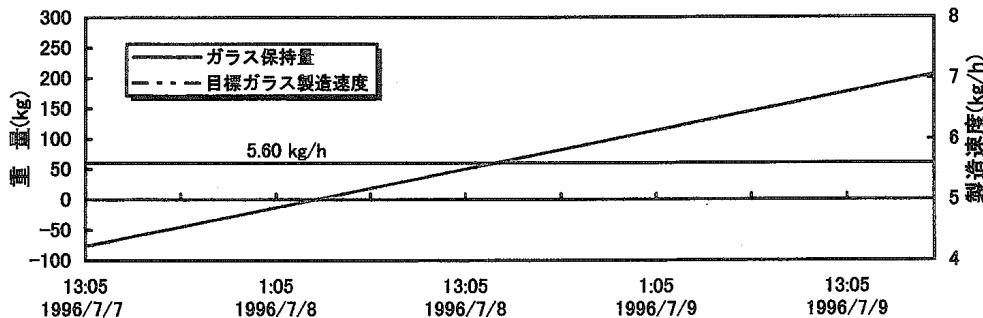
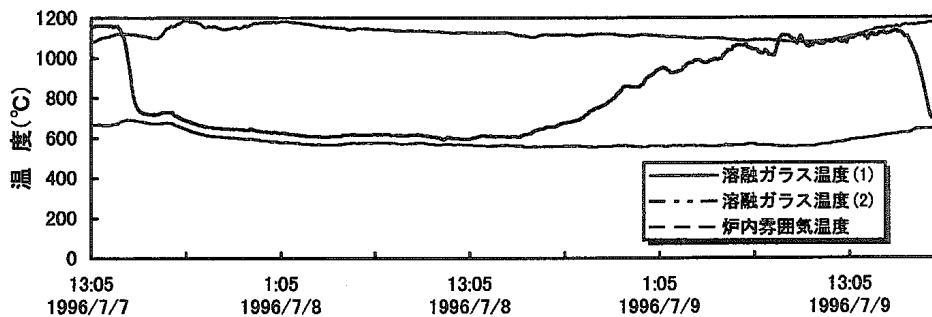
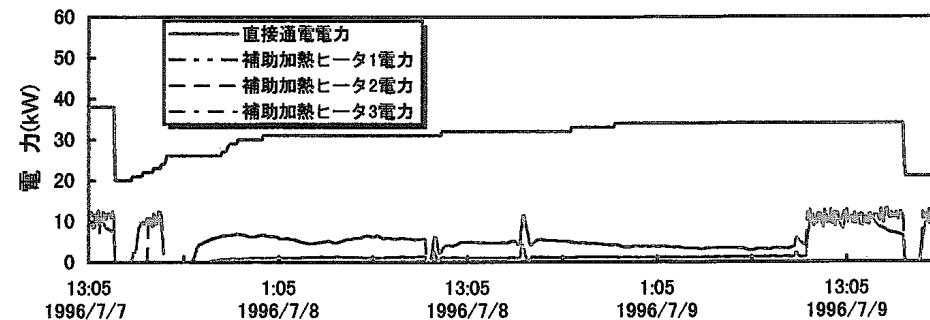


図4-3(6/13) 原料供給運転チャート(E9-6バッチ)

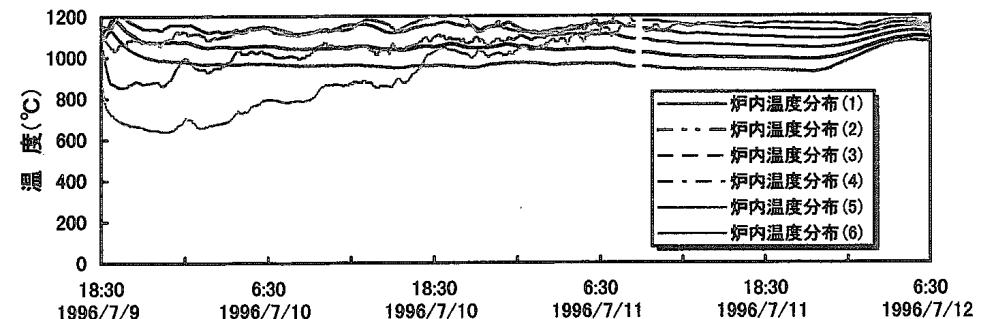
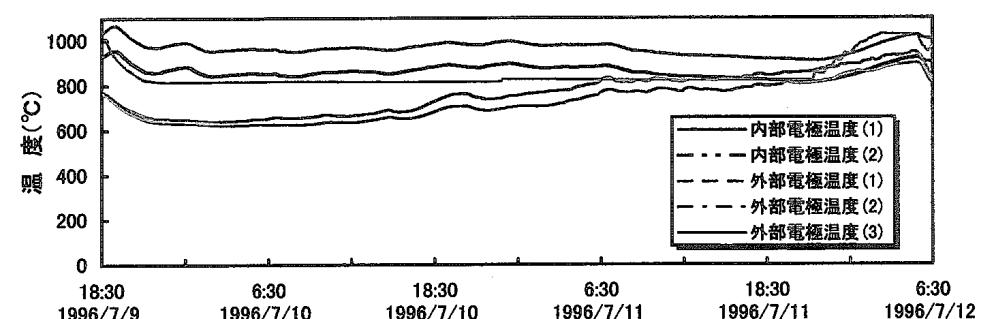
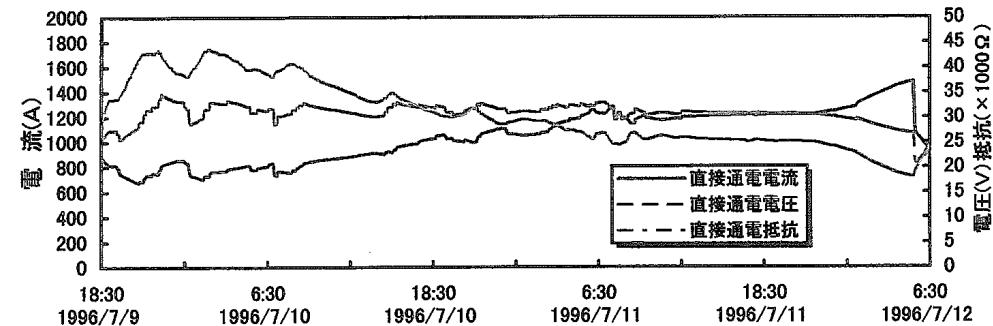
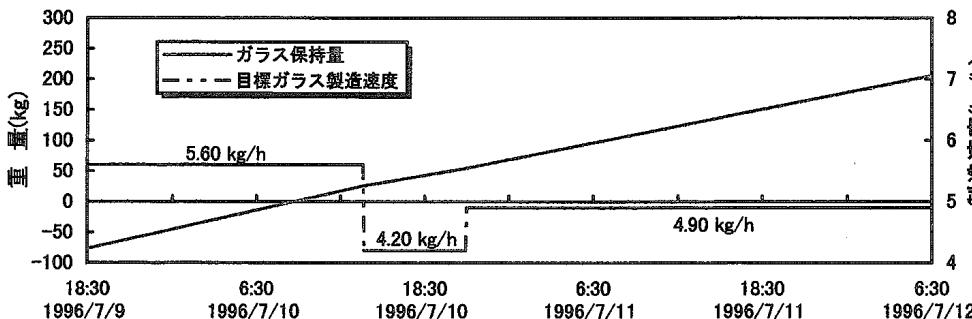
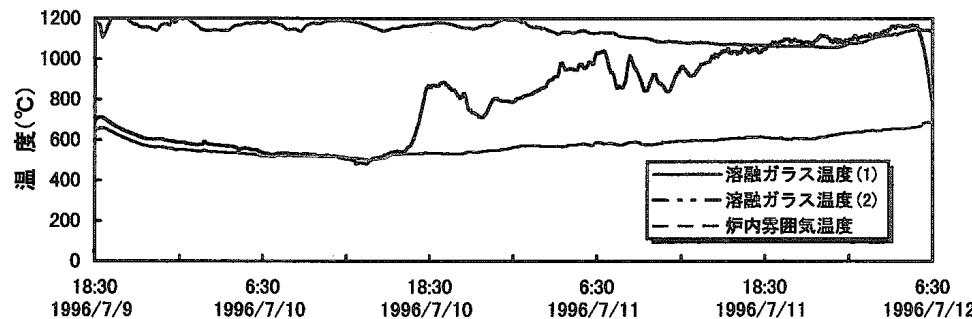
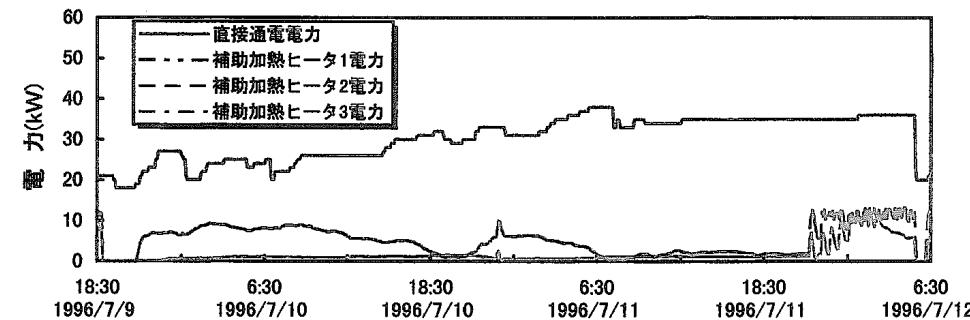


図4-3(7/13) 原料供給運転チャート(E9-7バッチ)

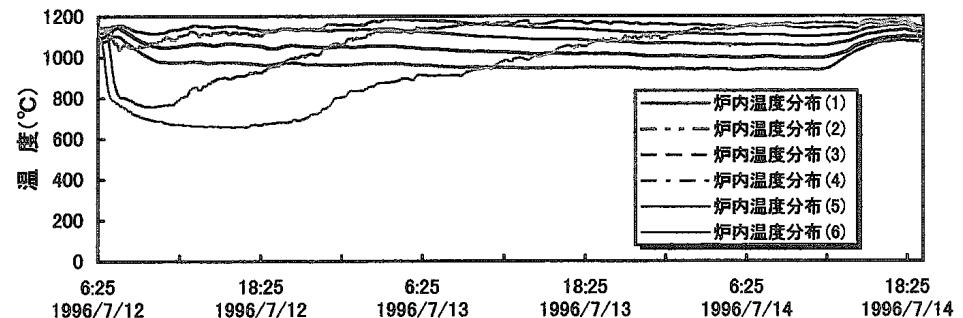
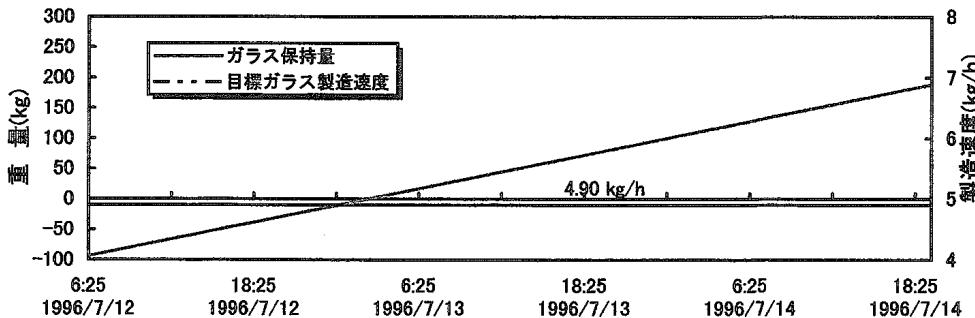
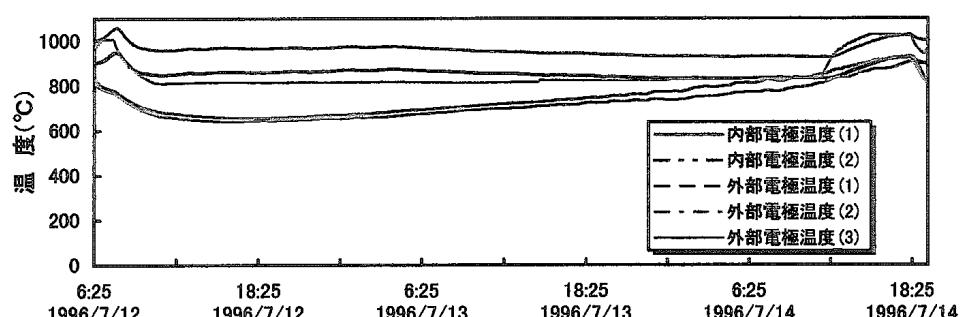
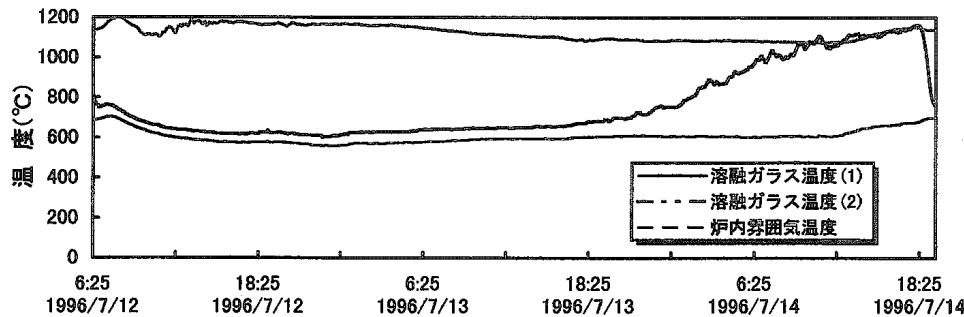
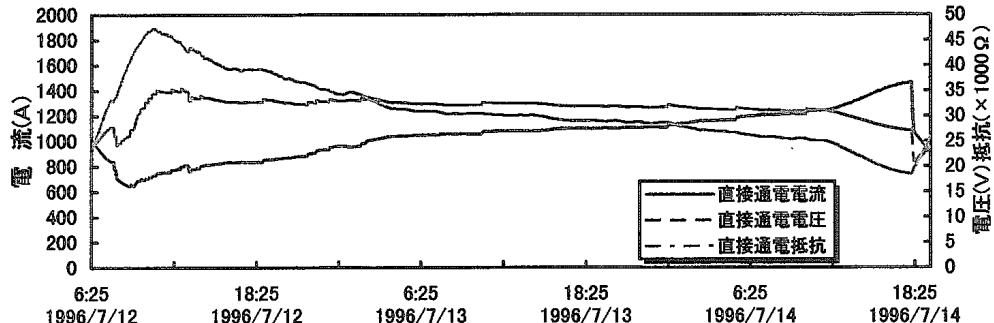
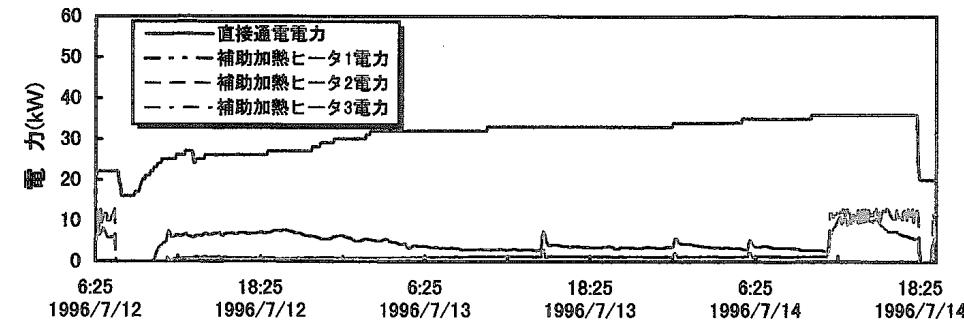


図4-3(8/13) 原料供給運転チャート(E9-8バッチ)

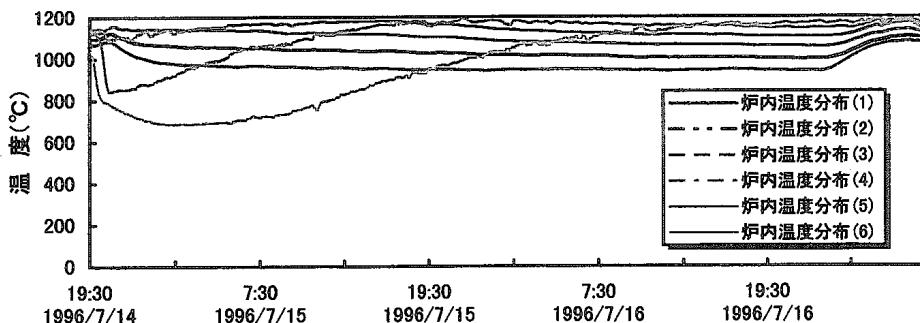
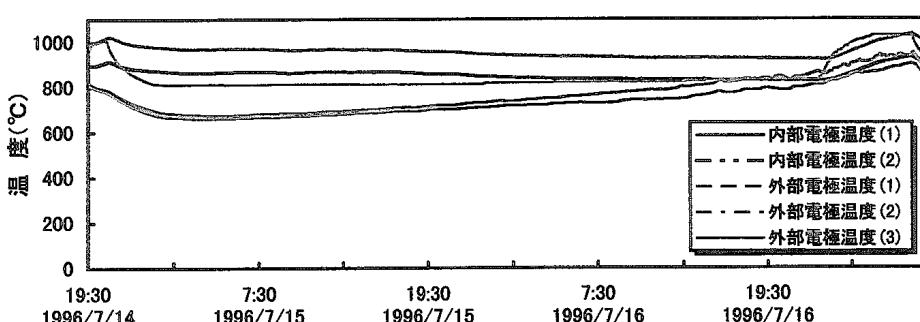
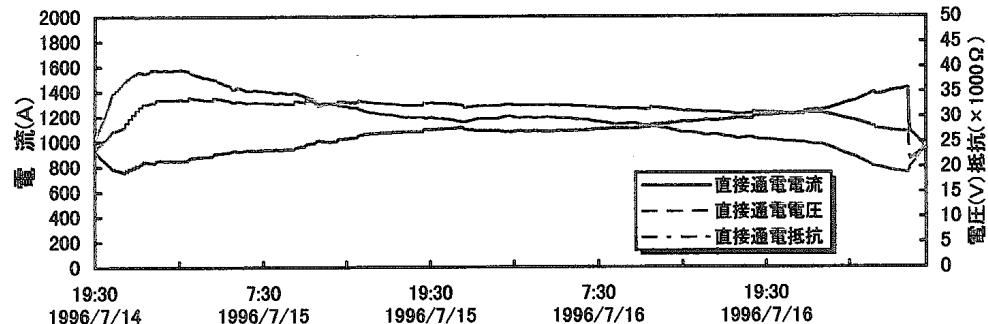
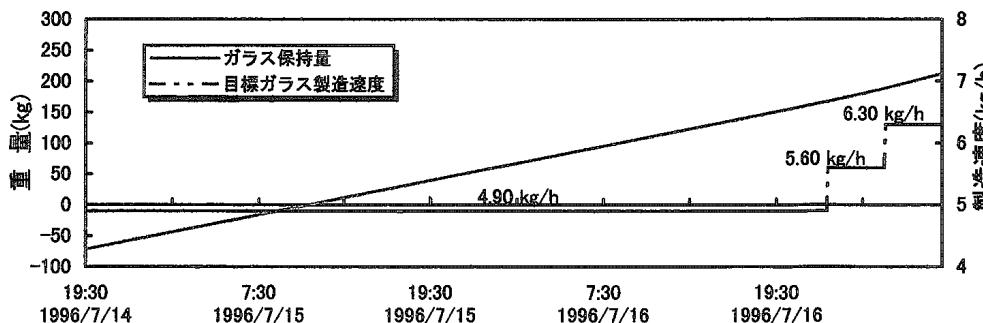
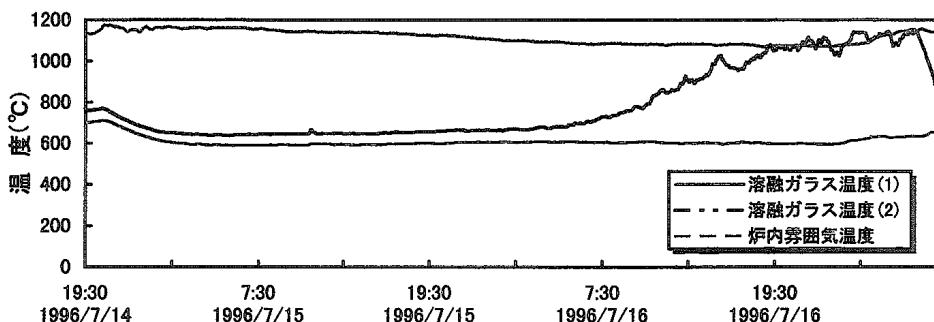
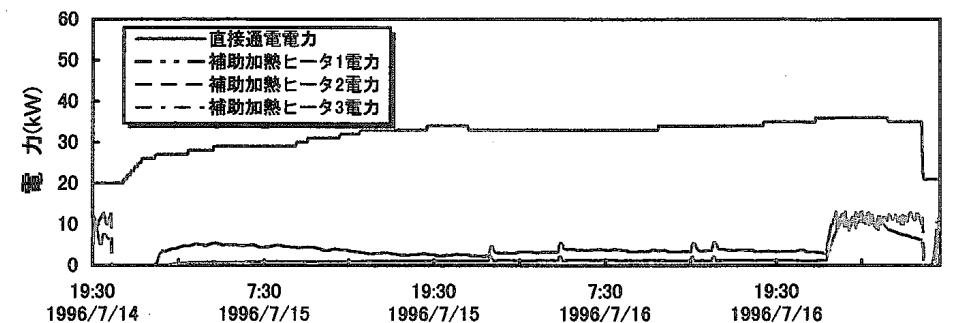


図4-3(9/13) 原料供給運転チャート(E9-9バッチ)

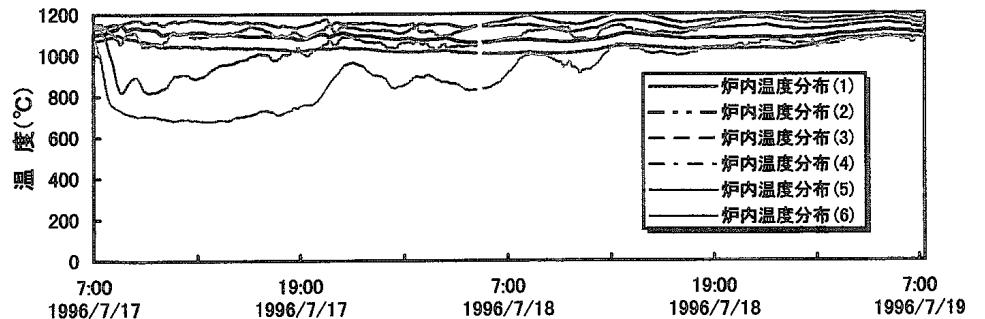
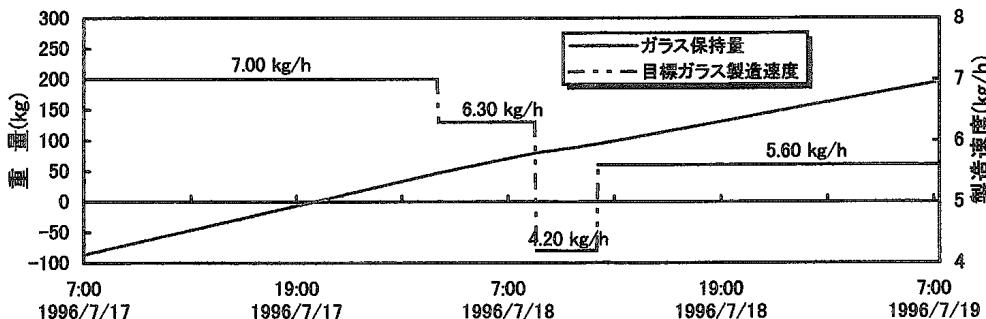
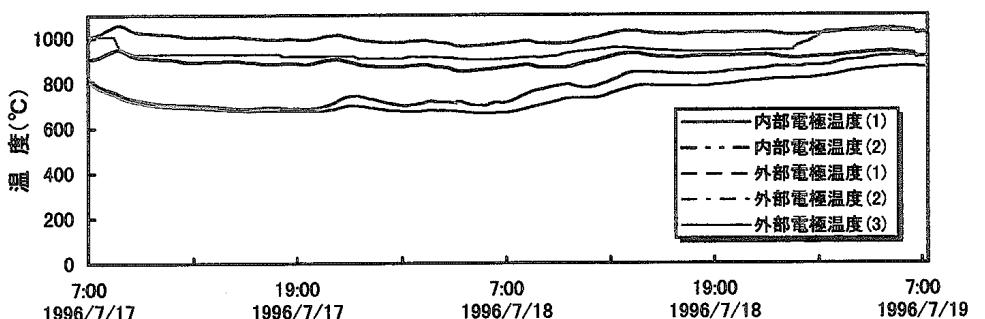
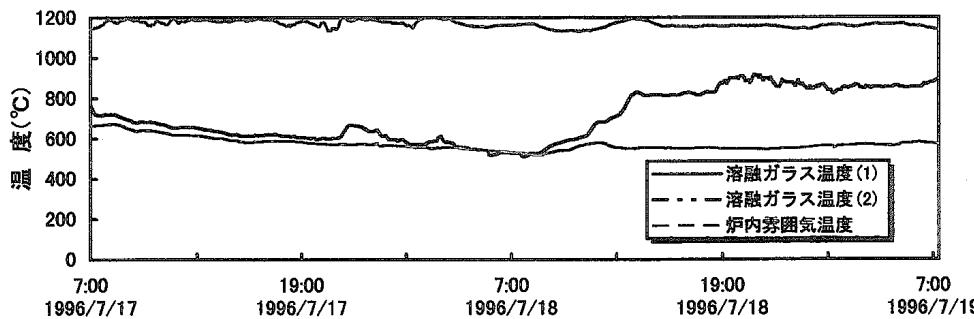
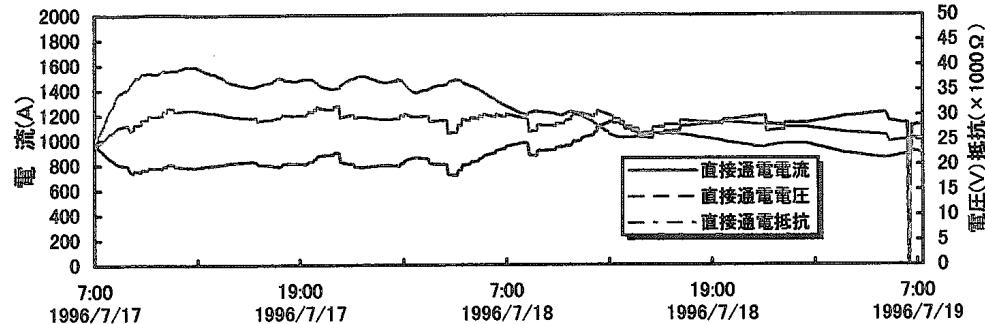
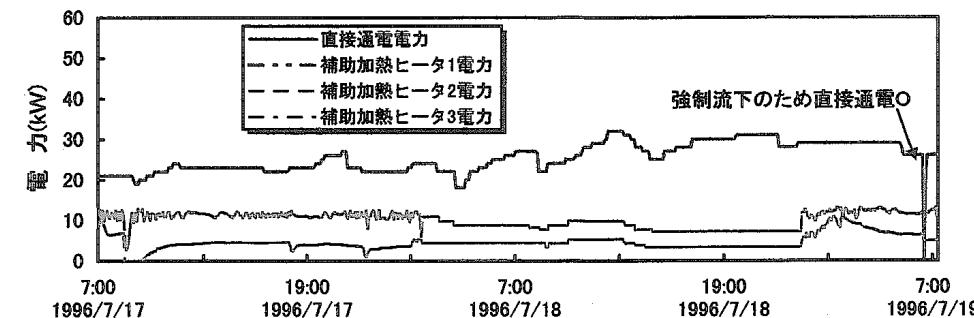


図4-3(10/13) 原料供給運転チャート(E9-10バッチ)

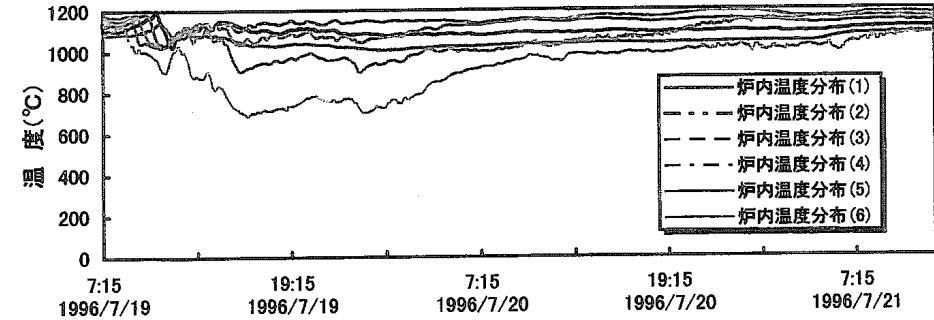
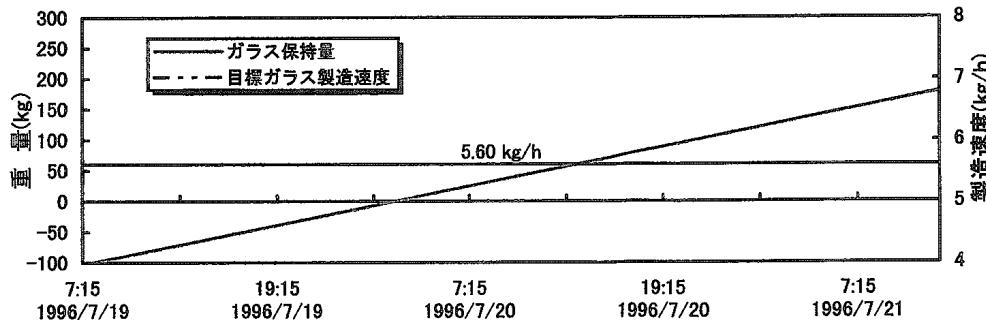
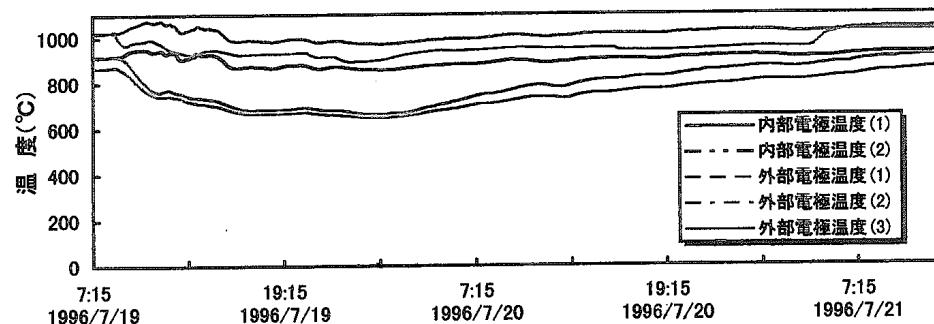
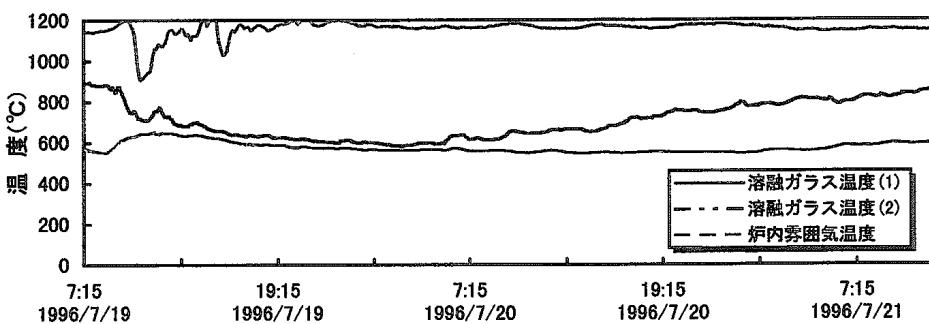
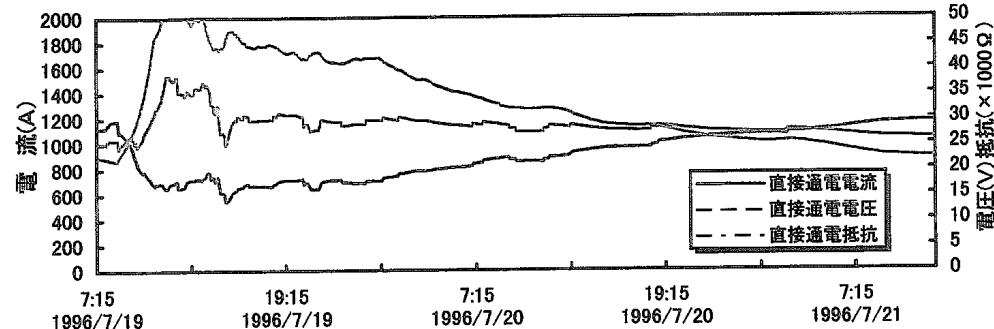
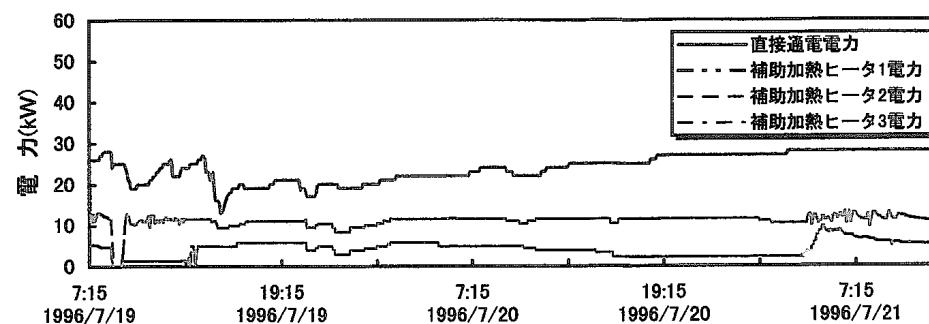


図4-3 (11/13) 原料供給運転チャート(E9-11バッチ)

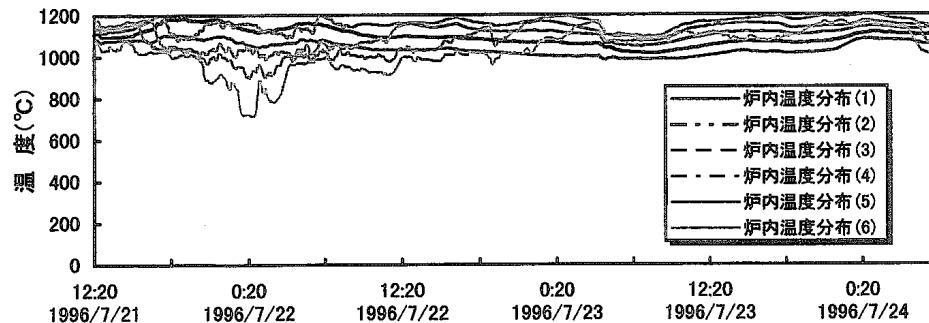
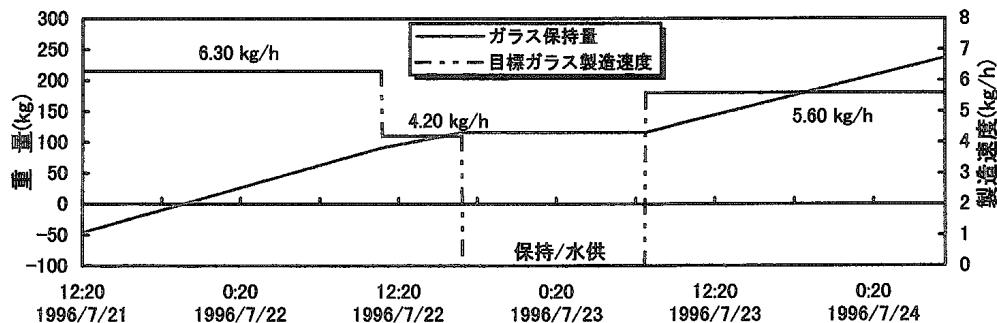
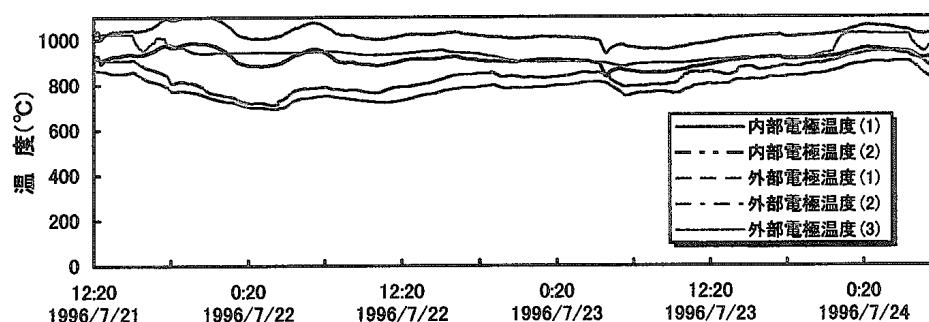
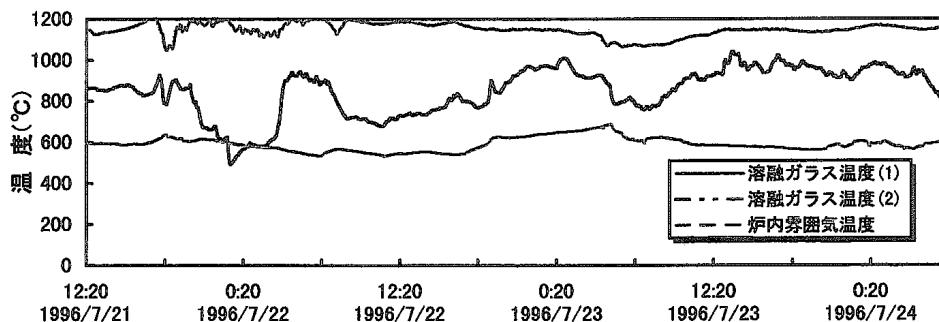
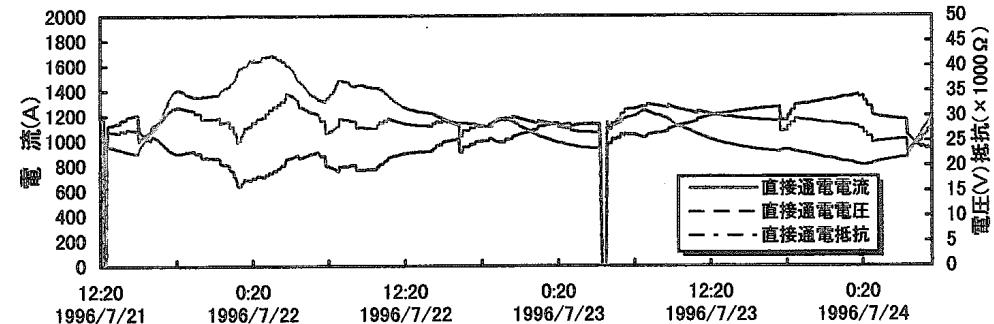
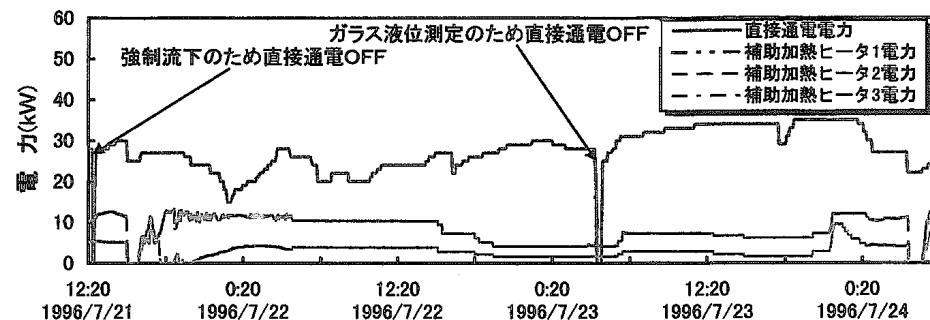


図 4-3 (12/13) 原料供給運転チャート(E9-12バッチ)

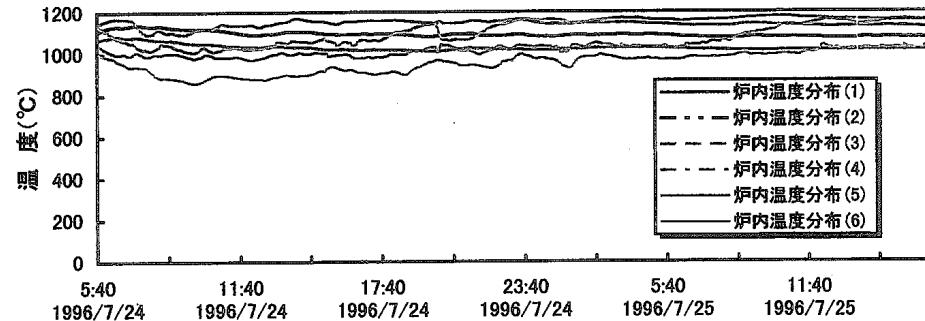
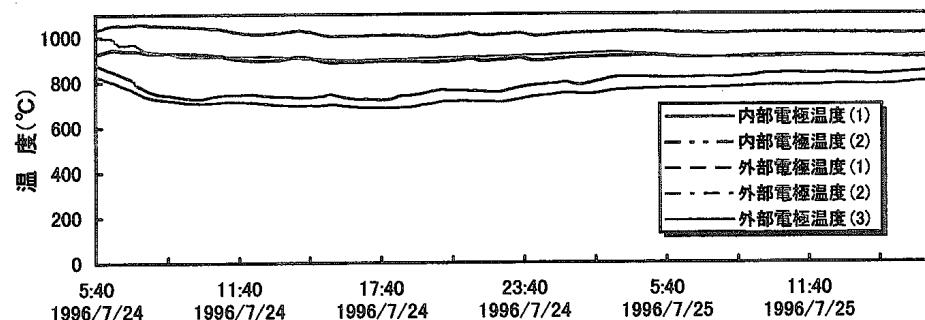
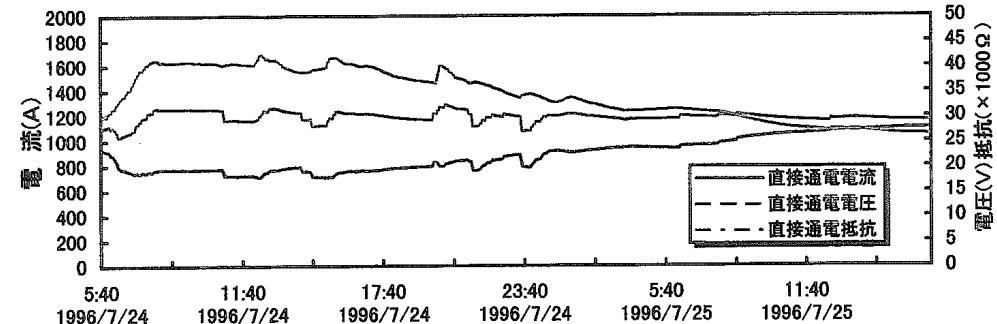
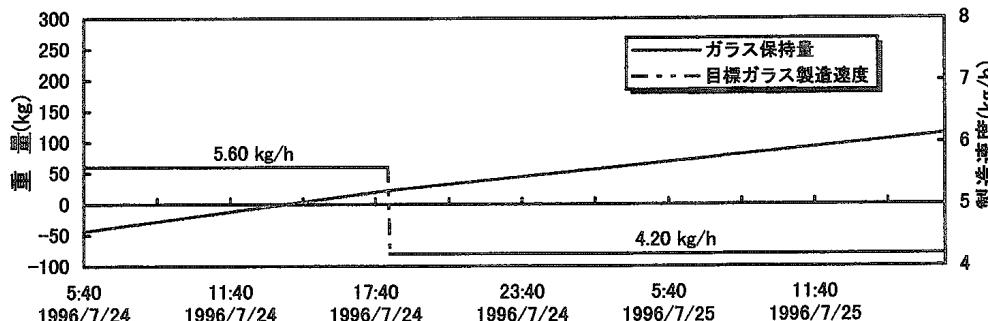
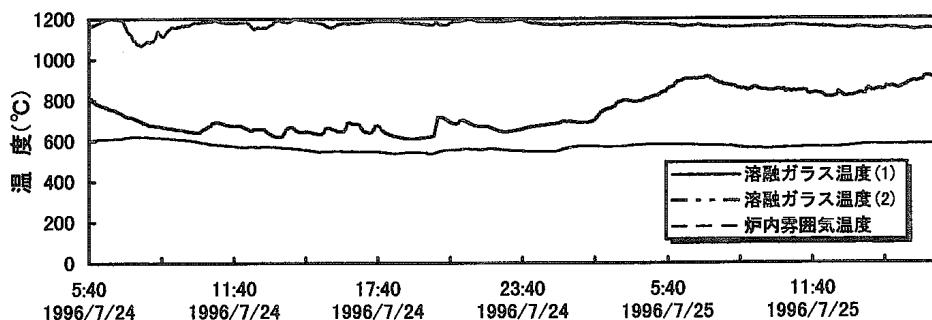
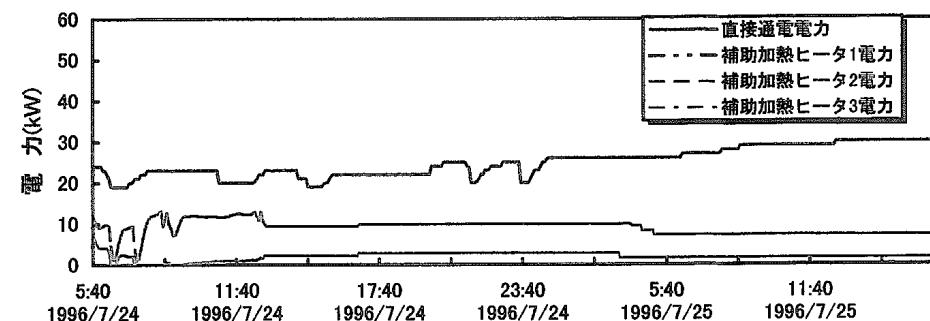


図 4-3 (13/13) 原料供給運転チャート(E9-13バッチ)

5. 処理能力評価

5. 1 目的

J C E M-E 8 試験では、白金族元素を含まない廃液（以下「低模擬度廃液」という。）を用い、J C E M工学試験装置の処理能力が最大ガラス製造速度で 7.00kg/hr以上7.88kg/hr未満の結果を得ている。E 9 試験では、白金族元素を含む廃液（以下「高模擬度廃液」という。）を用い、白金族元素の運転への影響評価の一環としての処理能力評価を行った。

5. 2 評価方法

J C E M-E 8 試験では、処理能力を評価するにあたり、同一条件での連続した3バッチ以上の運転より、溶融安定性、形状係数のバッチ毎の変化、熱収支の状況、未溶融厚さ推定の4つの観点から評価を行い、総合的に判断した。

しかしながら、E 9 試験においては、E 8 試験で処理可能であったガラス製造速度7.00kg/hrから試験を開始したものの、予想以上に処理量が低下したため、限られた期間内で最高でも同一条件で2バッチ程度の連続運転しか行えなかつたこと、およびバッチの途中で供給速度を変更していること等によりE 8 試験と同じく4つの観点から処理能力を評価することは不可能であった。したがって、E 9 試験では、あるガラス製造速度において処理可能であるとの判断として、同一条件で少なくとも1回以上の流下をはさんだ限られた条件における、溶融安定性のみを判断の対象とした。

溶融安定性を判断にあたっては、E 8 試験同様、次の3項目を指標とした。

(1) 炉内雰囲気温度

コールドトップ状態で溶融表面に形成される未溶融原料層は断熱材として働く。このため、過剰供給によるホットトップ面の減少、および未溶融原料層の厚さの増大に伴い、溶融ガラス表面から放出される熱が小さくなり、炉内雰囲気温度は低下する。L F C Mでは、この炉内雰囲気温度がバッチを追うごとに低下しないこと、および一定温度を下回らないことが、溶融状態の重要な判断基準となっていた。今回の試験では、E 8 試験において、炉内雰囲気の下限と判断された520°Cを一応の基準とした。

(2) 炉内温度分布の推移

J C E M-E の炉内に設置された熱電対のうち溶融ガラス温度を測定する熱電対T901、T902、T932～T937は原料供給および流下によるガラス液位の変動と流下前の炉底部の加熱等によりバッチ内で温度が変化する。安定した溶融状態では、その変化はなめらかで、各バッチにおいて同じ傾向を繰り返すと考えら

れる。逆に温度変化の傾向がバッチでかなりばらつく場合、溶融ガラス温度の不均一な部分が存在する可能性が考えられる。

また、E 8 試験において、過剰供給の場合、溶融ガラス表面に近い熱電対(特にT902、T936、T937)の指示値が短時間に数十℃の上下を伴いながら推移する状況が観察されている。これは、ブリッジの形成と崩壊に関係があるのではないかと考えられるため、E 9 試験では、特に重点的に観察を行った。

(3) 溶融表面状態と炉内圧の変動

J C E M-E 8 試験では、過剰供給時において、溶融表面が一時的に不安定になる状況が炉内観察用の CCD カメラで幾度か確認された。この中には、発生と同時に、炉内圧変動を伴うものも確認されている。

これは、溶融ガラス表面が、ほぼ一面に未溶融原料層に覆われると、未溶融原料下部に原料のガラス化に伴い発生する水蒸気等のガスが発生し、あるきっかけで未溶融原料層が突き破られる。その際、溶融ガラス表面上に溜まった廃液が直接ガラスと接触し、激しい溶融ガラスの流動をもたらすと共に、場合によっては、急激な蒸発により炉内圧の変動をもたらすと考えられている。

5. 3 評価結果

図 4-1 (1/13)～(13/13) に E 9 試験の主要データを示す。(詳しい運転の状況については、4.1項の運転概要を参照)

5.2項の(1)～(3)の評価項目のうち、(3)の溶融表面状態と炉内圧の変動に関しては、今回の試験では一度も発生しなかった。したがって、(1)炉内雰囲気温度と(2)炉内温度分布の状況についてまとめると、表 5-1 のとおりとなる。これより、通常液位で、補助電極による炉底部の加熱をしない条件では、7.00、5.60kg/h のガラス製造速度(E 9-2、3 バッチ)では、最終的に炉内雰囲気温度は 520℃ を大きく下回り、炉内温度分布も安定な挙動は示さなかった。ガラス製造速度を 4.20kg/h に低下したところ、炉内雰囲気温度は 2 バッチ間ではあるが 530℃ 以上で安定した。また、炉内温度分布も E 9-2、3 バッチの溶融ガラス温度(2)(T902)、炉内温度分布(5)、(6)(T936、T937) で観られるような温度指示値の乱高下は観られず、なめらかな推移をしていることが判る。

同様に、通常液位で外部電極温度 3 を 800～830℃ に保つように、補助加熱を行った場合、4.90kg/h のガラス製造速度で炉内雰囲気温度、炉内温度分布とも安定し他状態で 2 バッチ間以上の運転が可能であった。

さらに、外部電極温度 3 を 940℃ に保つように補助加熱を行った場合、E 9-1 0～11 の約 2 バッチにおいて炉内雰囲気温度は 550℃ 安定した運転は可能であったが、炉内温度分布は若干の乱れが観察された。

以上より、E 8 試験と同様流下時以外補助加熱を行わない条件では、高模擬度廃液での処理能力は、4.20~5.60kg/hの範囲にあることが推定された。これは、低模擬度廃液によるE 8 試験の結果よりも20%以上低い値であった。

また、外部電極温度3を940°Cに保つように常に補助加熱を行った場合は、不安定な部分は観られるが、2バッチ程度の連続運転は可能であった。

なお、E 9-1 2バッチ以降実施した、液位を上昇させた場合の処理能力への増大への寄与については、4.3項で述べた炉内のガラス保持量管理精度の問題により、確認不可能であった。

5. 4 考 察

5.4.1 処理能力に対する白金族元素の影響

低模擬度廃液を用いたE 8 試験では、処理能力はガラス製造速度にして7.00kg/hr以上7.88kg/hr未満であると判断された。これに比べ今回のE 9 試験では、E 8 試験と同様流下前以外は炉底部を加熱しない条件において、最大ガラス製造速度が5.60kg/hr未満と少なくとも20%以上も低下することが判った。これについては、図5-1に示すとおりE 8 試験の温度分布に比較してE 9 試験では炉底部の温度が約100°Cほど低く、最高温度を示す位置もE 8 がT936であるのに対し、E 9 ではT935の熱電対であることと関連があると思われる。すなわち、ガラス中の白金族元素がT935付近に滞留し、対流した部分の電気抵抗が小さくなる。その結果、電流がその部分に集中し一部分のガラス温度が上昇する。運転管理上、炉内の溶融ガラス温度の最高温度は、1200±50°Cに保持されるため、その一部のガラス温度により、投入電力が制限される。そのため、投入電力が不十分となり、電流が集中する以外の部分、特に電流が行き届きにくい炉底部の温度が低下すると考えられる。一方では、投入電力が低い分、ガラス溶融に消費される熱量も小さくなり、処理量が低下することになる。

そこで直接通電電力および投入電力の比較でみると、表5-2、3、図5-2に示すとおり、E 8 試験とE 9 試験の溶融ガラス温度の管理目標が同じにも関わらず、直接通電電力がE 9 試験の方がE 8 試験に比べ、同じガラス製造速度で比較して小さいことが判り、処理能力低下のシナリオを裏付ける結果となつた。

5.4.2 炉底部加熱による処理能力への寄与

流下時以外、炉底部を補助加熱しない状態では、5.60kg/hのガラス製造速度での連続運転は不可能であったのに対し、常に外部電極温度3を940°Cに保つように補助加熱を行った場合は、限界に近い運転であったにせよ、2バッチ程度の連続運転は可能であった。これにより、炉底ガラス温度の上昇により、処理能力の若干の上昇はみられたものの、E 8 試験で確認された7.00~7.88kg/hの

ガラス製造速度には及ばなかった。この一因としては、直接通電による内部からの加熱に対して、補助加熱は外部電極を通しての外部からの熱伝導による加熱であることによると考えられ。また、その他に、単に温度の問題だけではなく、炉内対流の問題等、他の要因と複合している可能性も十分考えられるため、今後、十分な検討を要する。

5. 5 まとめ

- ①高模擬度廃液を用いた今回の試験では、処理能力の目安としてガラス製造速度で4.20kg/hr以上5.60kg/hr未満程度であると判断された。これは、前回のE 8 試験で行った低模擬度廃液での試験よりも、最低でも20%以上低い値である。
- ②処理量低下の原因としては、炉中央部への電流集中による高温状態に対処するため、加熱電力の制約による、相対的な炉内ガラス温度の低下によると考えられる。
- ③炉底部の補助加熱による若干の処理能力の向上は認められたものの、E 8 試験で確認された処理量には及ばなかった。

表5-1 処理能力の評価

ガラス液位	外部電極温度3 (℃)	ガラス製造速度 (kg/h)	バッチNo.	期間		処理能力評価		参照図
				開始	終了	評価項目	処理可否 (判定)	
通常液位	—	7.00	E9-1, 2	6/25 18:09	6/28 12:00	450℃まで低下	乱れた挙動	×
		5.60	E9-2, 3	6/28 12:00	7/01 03:55	400℃まで低下	乱れた挙動	×
		4.20	E9-4, 5	7/01 20:00	7/07 13:04	530℃以上で安定	安定した挙動	○
	800~830	5.60	E9-6, 7	7/07 13:04	7/10 14:00	500℃まで低下	乱れた挙動	×
		4.90	E9-7, 8, 9	7/10 21:23	7/16 23:00	550℃以上で安定	安定した挙動	○
	900	7.00	E9-10	7/17 07:00	7/18 03:00	550℃に低下後、 さらに低下傾向	乱れた挙動	×
		6.30	E9-10	7/18 03:00	7/18 08:30	510℃まで低下	乱れた挙動	×
	940	6.30	E9-10	7/18 12:00	7/18 12:50	550℃に低下後、 さらに低下傾向	乱れた挙動	×
		5.60	E9-10, 11	7/18 12:50	7/21 12:20	550℃以上で安定	乱れた挙動	△
100mm U P	940	6.30	E9-12	7/21 12:20	7/22 11:00	530℃に低下後、 さらに低下傾向	乱れた挙動	×
	900	5.60	E9-12, 13	7/23 07:00	7/24 18:10	540℃に低下後、 さらに低下傾向	乱れた挙動	×

表 5-2 直接通電電力値の比較

積算重量	kg	0	50	100	150	200	250	300	平均
E8-1	kW	38	41	44	44	48	50	28	44.25
E8-2	kW	28	38	42	47	47	47	35	43.50
E8-3	kW	37	39	41	43	49	48	30	43.00
E8-4	kW	30	36	42	44	47	47	25	42.25
E8-5	kW	25	37	43	46	45	47	32	42.75
E8-6	kW	32	36	42	41	45	46	25	41.00
E8-7	kW	25	36	42	45	44	44	21	41.75
E8-8	kW	21	38	41	43	45	44	20	41.75
E8-9	kW	20	33	40	42	40	43	45	38.75
E9-1	kW	35	35	37	40	38	38	23	37.50
E9-2	kW	23	31	33	36	34	38	38	33.50
E9-3	kW	38	26	27	32	33			29.43
E9-4	kW	20	32	32	35	37	37	21	34.00
E9-5	kW	21	32	34	34	37	37	38	34.25
E9-6	kW	38	29	31	32	34	34	26	31.50
E9-7	kW	26	33	26	31	34	35	20	31.03
E9-8	kW	20	26	30	33	33	35	20	30.50
E9-9	kW	20	29	33	33	34	35	21	32.25
E9-10	kW	21	23	23	18	28	31	27	23.00
E9-11	kW	27	18	19	22	25	28	28	21.00
E9-12	kW	28	26	26	24	34	35	24	27.50
E9-13	kW	24	23	26	30				26.33

・平均値は、流下時の炉底加熱を行っていない、50~200kgの50kg毎の平均。

・積算重量は、液面高さではなくガラスの製造量。

・各データは、2時間毎のデータより、各積算重量に近いものを記載。

表 5-3 投入電力値の比較（直接通電+補助加熱）

積算重量	kg	0	50	100	150	200	250	300	平均
E8-1	kW	38	41	44	44	48	67	42	44.25
E8-2	kW	42	38	42	47	47	65	46	43.50
E8-3	kW	48	39	41	43	49	66	30	43.00
E8-4	kW	30	36	42	44	47	62	25	42.25
E8-5	kW	25	37	43	46	45	60	32	42.75
E8-6	kW	32	36	42	41	45	46	31	41.00
E8-7	kW	31	36	42	45	44	44	28	41.75
E8-8	kW	28	38	41	43	45	44	34	41.75
E8-9	kW	34	33	40	42	40	43	45	38.75
E9-1	kW	35	35	37	40	38	38	36	37.50
E9-2	kW	36	31	33	36	34	38	58	33.50
E9-3	kW	58	26	27	32	33	0	0	29.43
E9-4	kW	20	32	32	35	37	37	31	34.00
E9-5	kW	31	32	34	34	37	37	60	34.25
E9-6	kW	60	36	38	38	39	41	44	38.03
E9-7	kW	44	43	34	38	37	38	20	38.03
E9-8	kW	20	34	36	37	38	39	38	36.43
E9-9	kW	38	35	37	38	39	40	21	37.05
E9-10	kW	21	38	40	31	40	46	45	37.13
E9-11	kW	45	33	32	38	39	41	45	35.45
E9-12	kW	45	36	41	38	44	43	37	39.93
E9-13	kW	42	35	39	39	0	0	0	28.10

・平均値は、流下時の炉底加熱を行っていない、50~100kgの50kg毎の平均。

・積算重量は、液面高さではなくガラスの製造量。

・各データは、2時間毎のデータより、各積算重量に近いものを記載。

単位		外部電極3 温度分布1	温度分布2	温度分布3	温度分布4	温度分布5	温度分布6
		(T906)	(T932)	(T933)	(T934)	(T935)	(T937)
E8-7	°C	841	948	1025	1087	1137	1168
E8-8	°C	827	965	1036	1094	1145	1174
E9-1	°C	789	916	993	1050	1100	1154
E9-2	°C	735	878	970	1061	1135	1116
E9-3	°C	730	889	1011	1132	1166	1054
E9-4	°C	735	859	933	1002	1062	1121
E9-5	°C	737	853	930	1004	1067	1126

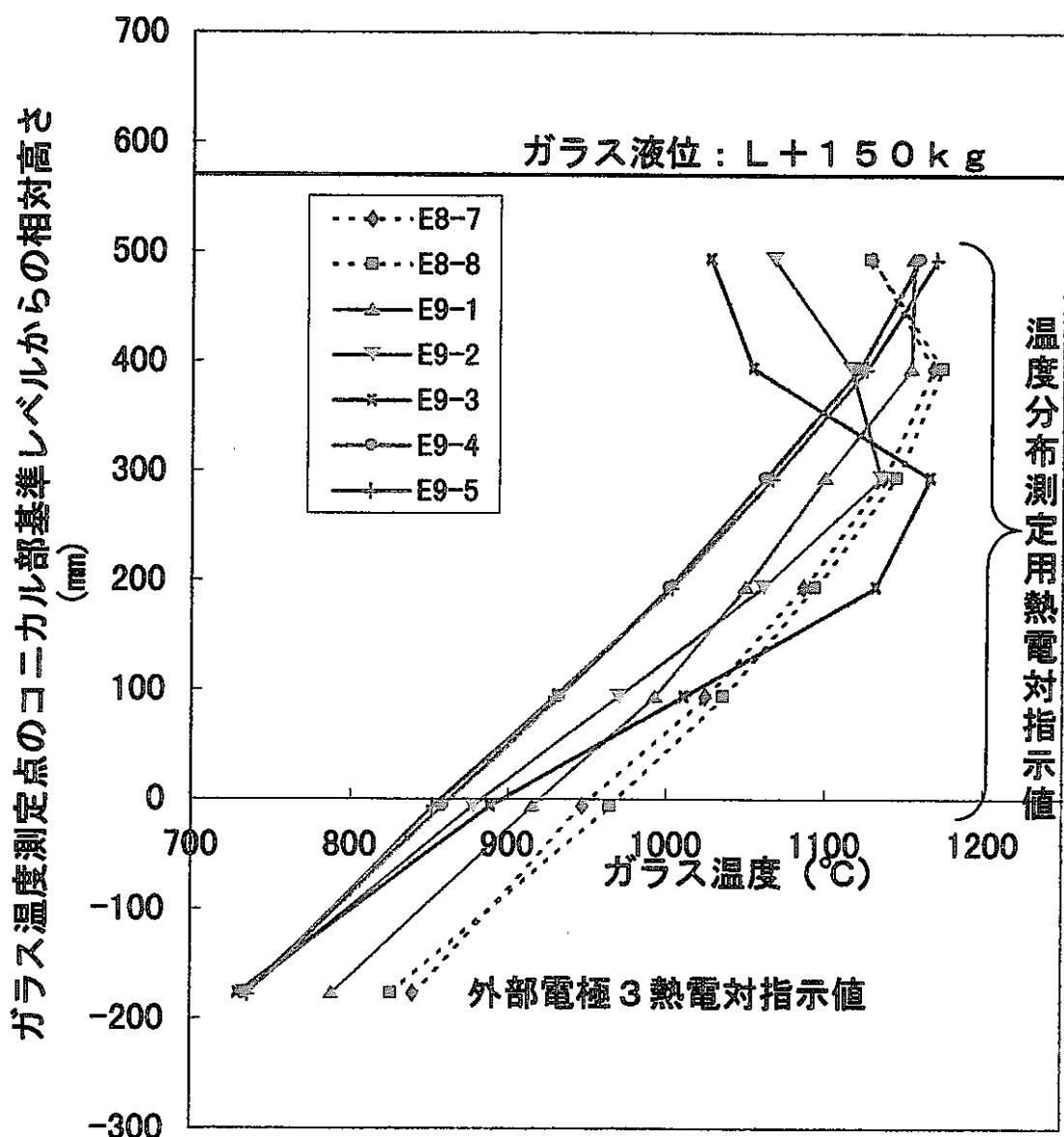
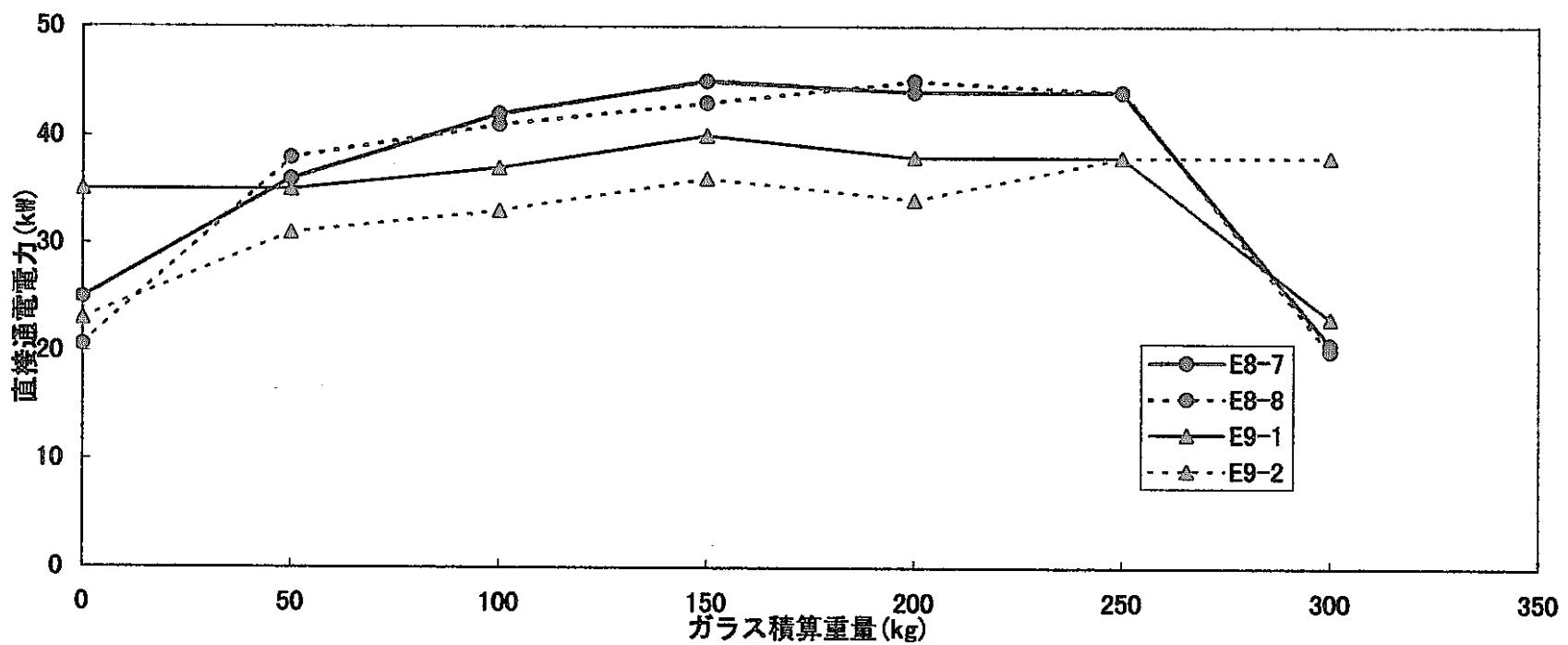


図 5-1 炉内温度分布の比較



注) E8試験はすべてガラス製造速度7.00kg/h、E9試験は2バッチ目の150kg積算時までが7.00kg/h

図5-2 ガラス製造速度7.00kg/h時 E8/E9 直接通電電力の比較

6. 白金族元素抜き出し性評価

6. 1 概要

ガラス溶融炉に供給される廃棄物組成の中で、白金族元素は炉内に滞留することによる直接通電の短絡が溶融炉運転上の不具合につながる。かつて L F C M (セラミック型直接通電溶融炉) の場合には白金族元素の炉底堆積が電流集中 (一種の短絡) を起こし、それによって局部的に高温となってセラミック材料の溶損につながった。その解消対策、防止運転が極めて重要なものであった。J C E Mにおいては構造上の原理から L F C M とは相違してその滞留、堆積は電力の集中、電極の溶損などにはつながらないと考えられるが、傾斜部から下方での堆積は流下ノズルでの閉塞につながることが懸念される。E 9 試験においてはこの白金族元素の抜き出し性の評価が試験の目的であった。

ガラス溶融炉の目的からすれば、原料として供給される廃液中の成分が抜き出されたガラス組成の中に同様に含まれていることが基本的に目標となるものである。今回の試験結果としては連続運転のデータとして不足な面があるものの、基本的には炉の運転特性、特に白金族元素の挙動を含めての特性をより精密に把握し、運転制御方式 (溶融加熱、流下等の運転) を改良していくことによって抜き出し性は安定・良好にできるものと予測される。

6. 2 評価方法

抜き出し性をみるには、廃液として炉内に供給される白金族元素の量に対して、流下によりガラスとして抜き出される白金族元素の量との収支によりその抜き出し性を評価する。このため、実際の測定項目は以下のものとした。

- (1) 白金族元素供給量 ····· 供給廃液量、およびその組成値より求める。
- (2) 白金族元素抜き出し量 ····· 流下ガラスのサンプルの白金族元素濃度
および流下ガラス量より求める
- (3) オフガスへの Ru 移行量 ···· S B S 液の Ru 濃度、およびサンプリング液の量より求める
- (4) ドレンアウト後の残留ガラスの量、およびその白金族元素濃度

6. 3 試験結果

6. 3. 1 測定記録

- (1) 白金族元素供給量

ガラス製造記録による廃液供給量より Ru, Pd の供給量を求めた。結果は RuO₂供給量、PdO供給量として表 6-1 (1/3)、(2/3)に示す。なお、廃液中の Ru および Pd の濃度は、試験の前・後に行った供給槽出口付近からのサンプル分析結果の平均値を用いた。分析結果は以下の通りである。

	試験前	試験後	平均値	(単位:g/l)
Ru	3.830	3.940	3.885	
Pd	2.570	2.760	2.665	

(2) 白金族元素抜き出し量

各バッチの流下ガラス・サンプルの分析結果を表 6-2 に示す。また図 6-1 (1/8)、および図 6-1 (2/8)～(8/8) に流下量との関連を示した。図 6-1 (1/8)においてバッチによって白金族元素濃度の、特に流下初期に濃度の高いもの (3, 7, 10～13 バッチ) とそうでないものとのふたつの型があることがみられる。この違いは後述する流下前における炉底温度上昇の運転方法の違いによるものである。

上記の濃度分析値に基づいて白金族元素の抜き出し量を求めた。表 6-3 (1/2) および表 6-3 (2/2) に各バッチでの白金族元素濃度と抜き出し量、および流下ガラス分 (固化体) についての平均白金族元素濃度の値を示す。

また白金族元素の供給／抜き出しの収支を表 6-4 にまとめた。

(3) オフガスへの Ru 移行量

各バッチでの移行量を表 6-5 に示す。この移行量の計算、そのためのデータについては添付-1 の『Ru のオフガス移行率』を参照のこと。

(4) ドレンアウト後の残留ガラス中の白金族元素量

ドレンアウト後の炉内観察の結果では、残留ガラスは炉壁に薄く付着するものおよび下部コーン部 (傾斜部) でも若干のものだけであり、特に白金族元素を濃厚に含む沈殿物とはみられないものであった。残留ガラスについての分析結果等を表 6-6 に示す。

6.3.2 抜き出し性

先に抜き出し性をみると、炉に供給された白金族元素量と流下によって抜き出された量との収支をみるとしたが、実際にはいくつかの見方がある。それは バッチ運転という場合の供給量というものをどうとらえるかの違

いである。6.3.1項に挙げた各量をもとに抜き出し性の評価をするに、供給したものと抜き出したものとが実際には時間的なずれをもつたものとの比較となるために、比較する基準となる供給量に何を設定したかで抜き出し性の意味が異なってくるということになる。そこで抜き出し性を見る上で何が適切な指標となるかをも検討しつつ結果を示すものとする。

表6-1(1/3)～(3/3)にその算出経過を示し、抜き出し性のバッチ進行に伴う関連をみるために図6-2を示す。また算出した抜き出し率の一覧を表6-7に示した。

なお、抜き出し率評価では、各バッチ毎のRu移行率をもとにオフガス系に移行したRu量（酸化物換算）を減じて炉内Ruの量等を設定した。

(1) 抜出率A

バッチ毎にそのバッチで供給した白金族元素量がそのバッチでの流下によってどれだけ抜き出されているかを単純に比較する。一般的に考えられる抜き出し性の指標である。抜出率Aは、

$$(白金族元素抜出し量 / 白金族元素供給量) \times 100 \quad [\%]$$

で定義される。実際には供給した元素が直ちに流下によって抜き出されてくるという訳ではないから（時間差がある）、この考え方で見る抜き出し性では初期のバッチでの抜出率は低いものになる。すなわち初期の数バッチでは熱上げ用のガラスとの種替えの段階であり、その後から適正な抜き出し率とみなしうるものとなる。以後は抜出率として100であることが理想的であるとされる。今回の結果でみると第3バッチから第12バッチでは68.6～106.7% (RuO₂)、60.7～93.0% (PdO)、合計としての白金族元素全体では65.6～101.6%であり、試験全体を通しての平均はそれぞれ90.16%、76.76%、85.14%であった。最終のドレンアウトでのそれぞれ191.0%、164.0%、180.9%の意味は初期数バッチの種替え時の抜き出し不足分がここで抜き出されたもの、あるいは炉内残留の蓄積分が一挙に抜き出された現象とみなすことができる。

(2) 抜出率B

炉内に残存する白金族元素量のうちどれだけが抜き出しているかをバッチ毎に比較する。バッチ毎の残存量とはとりあえずそれまでのバッチの結果としての残量とそのバッチの供給量の合計であり、そのバッチでの流下によって抜き出された白金族元素量との比較ということになる。ただし残存しているガラスの量および白金族元素の量は流下する量の数倍

であるから単純に比較するのではなく、その白金族元素濃度を基礎にして炉内の白金族元素の抜き出し具合をみることができる。具体的には炉内に残存する白金族元素が均等にガラスに混じっていると想定すれば流下量に見合うだけの白金族元素量が確定できる。その想定した白金族元素量と流下によって抜き出された白金族元素量とを比較することによって炉内の白金族元素量の状況に対応した抜き出し性を評価することができる。

抜出率Bは、

$$\cdot \text{炉内白金族元素濃度} = (\text{白金族元素供給量} + \text{白金族元素残留量}) \\ / \text{炉内ガラス量} \times 100$$

[%]

$$\cdot \text{想定抜出量} = \text{炉内白金族元素濃度} \times \text{流下ガラス量} \\ \cdot \text{抜出率B} = (\text{白金族元素抜出量} / \text{想定抜出量}) \times 100$$

[%]

で定義するが、その値は100であることが適正なものと考えられる。

実際の結果は表6-1、図6-2にみられるように、RuO₂では第3バッチから第12バッチで約87.8～142.5%、PdOでは59.6～79.5%、全体としては77.5～112.6%であり、試験全体の平均はそれぞれ95.44、59.42、79.27%となった。

抜き出し率比較の図6-2でみる限りでは、通常のバッチでの抜き出し率はAでもBでも同程度、また同傾向を示しており、初期の数バッチと最終バッチ（ドレンアウト）の場合には定義に織り込んだ量による算出と濃度を基準とする算出という要素による違いが現れている。

(3) 抜出率C

流下による固化体の白金族元素濃度（平均）が、そのバッチで供給した原料（ガラス原料および廃液）に見合う量の白金族元素濃度として抜き出されているかを見る。これは抜き出率Aの場合に似た考え方であるが、ガラスとしての量の面にも考慮したものといえる。定義としては、

$$\cdot \text{白金族元素濃度1} = (\text{白金族元素供給量} / \text{ガラス製造量}) \\ \times 100$$

[%]

$$\cdot \text{白金族元素濃度2} = (\text{白金族元素抜出量} / \text{ガラス流下量}) \\ \times 100$$

[%]

$$\cdot \text{抜出率C} = (\text{白金族元素濃度2} / \text{白金族元素濃度1})$$

× 1 0 0

[%]

となる。結果も抜出率Aの場合と似た推移をしている。ただドレンアウトの場合には供給量の比率のために逆の傾向をとっており、これは抜出率Bと同じ傾向となっている。

6.3.3 ガラス、白金族元素の収支について

- (1) ガラスの製造量（熱上げ用に投入したカレットを含む）4163.9
2 kgに対して、全流下量（ドレンアウト分および残留採取分を含む）3
952.7 kgは211 kg少ない（表6-1(1/3)参照）。約5%不足の
結果である。従来より連續運転での供給系の誤差としてこの傾向にあり
(3%程度とみられる。たとえば「モックアップ試験第20キャンペー
ン報告書」PNC SN8410 90-011中の熱上げ、溶融試験、ドレンアウト各
項よりガラス量の収支をみると、投入ガラス・製造ガラス9306.5
2 kgに対して、流下・ドレンアウト・試験後はつりによる抜き出しの
総ガラス量は9031.23 kg。）、今回も流下時のサンプリング分
約16 kg、その他こぼれ等を考慮すると同程度のものと考えられる。)
- (2) Ruの全供給量30194 gと全抜き出し量26245 gとでは約
13%の回収不足となっている。これに移行量および残留ガラス分98
2 gを加えても約10%の不足となる。またPdの場合は全供給量18
099 g、流下分および残留分の計13411 gでは約26%の不足で
ある。ドレンアウト後の残留状況からみて（表6-6参照）そのような
多量の沈殿堆積があることはあり得ず、これらの理由としてはサンプル
分析データの誤差とか、それをもとに行う今回の計算処理方法上
での誤差としか考えられないのだが、それを追求するのは別途のものと
する。いずれにしてもこの誤差による抜き出し量への影響がPdの
抜き出し率Bの場合に極端に現れたものと思われる。（前バッチまでの誤差
を累積する形で進行する計算であり、製造ガラスの収支と同じ傾向をと
ることになるからである。）

誤差の要因が判らない状況において、いささか乱暴ではあるが、以上の
(1)・(2)について補正をおこない、炉内の白金族元素濃度および白金族元
素の抜き出し量を再計算した。具体的には、最終的に抜き出されたガラス、
もしくは白金族元素の総量を正とし、供給においても抜き出された量と同
じだけの量が製造もしくは供給されたとものと考え、それをガラス原料お

より廃液供給量から計算されたバッチごとのガラス製造量または白金族元素供給量で比例配分を行い、バッチごとのガラスの製造量および白金族元素供給量を求め、白金族元素濃度および抜き出し量を計算した（この計算結果を以降、補正值または実績値と呼ぶ）。また同時に、以上の補正を行った上で、炉内の白金族元素が均一に分布した場合の炉内白金族元素濃度および白金族元素抜き出し量の計算（この計算結果を以降、期待値と呼ぶ）を行い、比較を行った。それらの計算経過を表6-8(1/2)、(2/2)にまた、一覧表を表6-9示す。また、比較結果のグラフを図6-3(1/2)、(2/2)に示す。これをみると、 RuO_2 では、1, 2, 4, 5, 13バッチで補正後の抜き出し量実績値が、炉内均一と仮定した場合の抜き出し量期待値を下回っている。また、 PdO についても1, 2, 4, 13バッチで同じく下回っていることがわかる。これより、概ね試験の前半では白金族元素の抜き出し量が不足し炉内白金族元素濃度が計算値より上がり、試験後半において白金族の抜き出しが改善され、炉内の白金族元素濃度が低下していることが判る。13バッチ（ドレンアウト）においては炉内の白金族濃度が最終的に期待値より大幅に低下したことにより、炉内での白金族元素の残存量が少なかつたために抜き出し量が期待値より少なかつたと考えられる。なお、これらの理由については、炉底部の運転温度の差によるものと推定されるため、6.3.4項において言及するものとする。

6.3.4 炉底部ガラス温度と抜き出し性の関連

図6-3をみて明らかな様に、白金族元素の抜き出し性は10～12バッチにかけて大きく改善していることが判る。表6-10は、3～9バッチの各抜き出し率の平均と10～12バッチの各抜き出し率の平均を計算し比較したものであるが、これにおいても10～12バッチでは、抜き出し率Aの Ru で26.6%、 Pd で21.8%、全白金族元素で25.0%の向上となっていることが判る。この大きな要因としては、表4-1の運転経過に示す炉底部に設けられた補助加熱ヒータ2・3の加熱運転方法の相違が考えられる。すなわち、1～5バッチにおいては、流下操作（流下準備操作も含めて）時以外（以降、通常運転時）は、補助加熱ヒータ2・3はOFFの状態で運転を行っていた。しかしながら、ガラス処理量が思ったより伸びないことから、6バッチ～9バッチの間は通常運転時も、外部電極温度3を800～830°Cに保持するために補助加熱ヒータ2・3をONの状態としていた。また、10～13バッチではさらに外部電極温度3の温度目標を900～930°Cにあげて運転を行った。これにより、炉底部ガラスの温度が上昇し、ガラスの粘性が小さくなることにより、白

金族元素の沈降速度が上昇したものと考えられる。特に、最も外部電極温度3をあげた、ドレンアウトである13バッチを除く10~12において、顕著であったと思われる。確かに、図6-3に示す6~9バッチにおいても、顕著ではないが、それ以前のバッチに比較して抜き出し性の向上がみられる。(3バッチ目の白金族抜き出し量が多くなっているが、これは、途中で一時、保持運転を行っていることによるとみられる。)

次に、各バッチの流下における、流下積算重量に対する流下ガラス中の白金族元素濃度の変化(図6-1(1/8)~(8/8))をみると、大きく分けては2つのパターンに分類されることが解る。すなわち、流下開始から終了までほとんど濃度変化がないパターンと流下開始直後に濃度が高くその後は急速に濃度が低くなるパターンである。後者のパターンは、流下前の炉底部に白金族元素濃度の高い部分が存在するためと考えられ、それはすなわち、白金族元素の沈降を意味する。3・7・10・11・12・13バッチがその後者のパターンであり、10~13バッチに炉底部温度上昇による白金族元素の沈降が進んだことを裏付けている。なお、3バッチにおいては、前述の通り保持運転により沈降が進んだと考えられるが、7バッチにおいて初期流下ガラスの白金族濃度が高かった理由については不明である。

最後に、ガラスの炉底部への沈降は、炉底部ガラス温度と同時に各バッチの所要時間にも左右されると考えられるが、その関連性について表12にまとめてみたものの、炉底部ガラス温度の要因の方が大きいためか、その影響についてははっきりしなかった。

6. 4まとめ

今回の試験でJCEM工学試験装置としては初めて白金族元素を含む廃液を取り扱った。その抜き出し性ということでの対応は、LFCMでの実績から炉底部への堆積、流下ノズルの閉塞ということが懸念されたものの、最終的にはドレンアウトにいたってガラスはほぼすべて抜き出すことができた。白金族元素の抜き出しということでは一応の成果があったといえる。これらのことから考察すると

- (1) 白金族元素の沈降速度を抑える目的で炉底低温運転および低温流下を行うLFCMとは違い、寧ろ、積極的に白金族元素を沈降させる目的で炉底部を加熱する方が白金族元素の抜き出し性がよくなる傾向にある。
- (2) ガラスの性状・品質の完全な分析結果はまだ揃っては得られていない

が、組成面での分析では可であるという結果も得られている。

(3) 抜出率を三通りの考え方で比較したが、いずれも白金族元素の抜き出し
が良好に行われたという結果を示している。

ただし次の点での不足面もある。即ち、

(4) 連続運転の実績として、とくに抜き出しの効率が向上したとみられる
第10～12バッチでの運転管理の実績が足りない。確かに、今回の限
られたバッチ数においては炉底部を加熱することにより抜き出し効率
が向上し、炉底部への白金族元素の堆積もなかったといえるが、さらに、
連続的に多くのバッチをこなしても同様なことがいえるか、現状では何
ともいえない。

(5) 原料供給量と流下抜出量との収支をみると、かなりの誤差が生じてい
る。この誤差がなにに起因するものなのか、現状では確認できないため、
本質的に抜き出し性能という点で懸念材料がある。

表 6-1 (1/3) 白金族元素の抜出率算出経過 [Ru]

L1 ガラス供 給量(kg)	A RuO ₂ 供給量 (g)	Ru移行量 (RuO ₂ 換算) (g)	L2 炉内ガラス量 (kg)	B 炉内RuO ₂ 量 (g)	C 炉内RuO ₂ 濃度 (wt%)	L3 流下量 (kg)	D RuO ₂ 拔出量 (g)	E RuO ₂ 残量 (g)	F 炉内 L3/L2 (%)	G 想定 RuO ₂ 拔出量 (g)	H 拔出率A D/A(%)	I 拔出率B D/G(%)	
800.85	2454.43	99.96	800.85	2354.47	0.294	290.3	580.9	1773.57	0.362	853.5	23.67	68.06	
290.37	2360.47	123.38	800.92	4010.66	0.501	292.3	1235.9	2774.76	0.365	1463.7	52.36	84.44	
221.75	1834.65	72.22	730.37	4537.19	0.621	228.0	1468.1	3069.09	0.312	1416.4	80.02	103.65	
300.02	2519.66	71.63	802.39	5517.11	0.688	286.3	1727.9	3789.21	0.357	1968.6	68.58	87.78	
284.69	2342.62	78.24	800.78	6053.59	0.756	294.6	1972.1	4081.49	0.368	2227.1	84.18	88.55	
299.77	2504.41	76.99	805.95	6508.91	0.808	282.4	2073.9	4435.01	0.350	2280.7	82.81	90.93	
299.69	2395.87	83.49	823.24	6747.38	0.820	299.3	2283.4	4463.98	0.364	2453.1	95.31	93.08	
300.13	2445.53	58.90	824.07	6850.61	0.831	260.4	1989.6	4861.01	0.316	2164.7	81.36	91.91	
301.16	2449.83	66.55	864.83	7244.29	0.838	298.3	2313.1	4931.19	0.345	2498.7	94.42	92.57	
299.57	2509.37	63.89	866.10	7376.67	0.852	298.6	2678.6	4698.07	0.345	2543.2	106.74	105.32	
299.44	2502.10	75.09	866.94	7125.09	0.822	225.0	2634.8	4490.29	0.260	1849.2	105.30	142.48	
299.94	2496.78	53.50	941.88	6933.57	0.736	280.0	2654.1	4279.47	0.297	2061.2	106.30	128.77	
166.54	1378.29	34.23	828.42	5623.53	0.679	614.2	2632.9	2990.63	0.741	4169.3	191.03	63.15	
4163.92	30194.00	958.07				3949.7	26245.3				平均：	90.16	95.44

[拔出率C= (濃度2/濃度1) ×100]

L1 ガラス製 造量(kg)	A RuO ₂ 供給量 (g)		Ru移行量 (RuO ₂ 換算) (g)		実RuO ₂ 供給量 (g)		L3 Ru濃度1 (wt%)		D 流下量 (kg)		RuO ₂ 抜出手量 (g)		Ru濃度2 (wt%)		拔出率C (%)	
	RuO ₂	供給量	(RuO ₂ 換算)	(g)	(g)	(g)	(wt%)	(kg)	(g)	(kg)	(g)	(wt%)	(%)			
E9-1	299.85	2454.43	99.96		2354.47	0.785	290.3	580.9			0.200		25.48			
E9-2	290.37	2360.47	123.38		2237.09	0.770	292.3	1235.9			0.423		54.88			
E9-3	221.75	1834.65	72.22		1762.43	0.795	228.0	1468.1			0.644		81.02			
E9-4	300.02	2519.65	71.63		2448.02	0.816	286.3	1727.9			0.604		73.97			
E9-5	284.69	2342.62	78.24		2264.38	0.795	294.6	1972.1			0.669		84.16			
E9-6	299.77	2504.41	76.99		2427.42	0.810	282.4	2073.9			0.734		90.69			
E9-7	299.69	2395.87	83.49		2312.38	0.772	299.3	2283.4			0.763		98.88			
E9-8	300.13	2445.53	58.90		2386.63	0.795	260.4	1989.6			0.764		96.08			
E9-9	301.16	2449.83	66.55		2383.28	0.791	298.3	2313.1			0.775		97.99			
E9-10	299.57	2509.37	63.89		2445.48	0.816	298.6	2678.6			0.897		109.89			
E9-11	299.44	2502.10	75.09		2427.01	0.811	225.0	2634.8			1.171		144.48			
E9-12	299.94	2496.78	53.50		2443.28	0.815	280.0	2654.1			0.948		116.36			
E9-13	166.54	1378.29	34.23		1344.06	0.807	614.2	2632.9			0.429		53.12			
	3662.92	30194.00	958.07		29235.93		3949.7	26245.3					平均：	86.692		

表 6-1 (2/3) 白金族元素の抜出手率算出経過 [Pd]

L1 ガラス供 給量(kg)	A PdO供給量 (g)	L2 炉内ガラス量 (kg)	B 炉内PdO量 (g)	C 炉内PdO濃度 (wt%)	L3 流下量 (kg)	D PdO抜出手量 (g)	E 炉内PdO残量 (g)	F L3/L2 (%)	G 想定 PdO抜出手量(g)	H 抜出手率A D/A(%)	I 抜出手率B D/G(%)
E9-1	800.85	1471.22	800.85	1471.22	0.184	290.3	168.5	1302.72	0.362	533.3	11.45
E9-2	290.37	1414.90	800.92	2717.62	0.339	292.3	566.2	2151.42	0.365	991.8	40.02
E9-3	221.75	1099.71	730.37	3251.13	0.445	228.0	708.0	2543.13	0.312	1014.9	64.38
E9-4	300.02	1510.31	802.39	4053.44	0.505	286.3	917.4	3136.04	0.357	1446.3	60.74
E9-5	284.69	1404.20	800.78	4540.24	0.567	294.6	1052.6	3487.64	0.368	1670.3	74.96
E9-6	299.77	1501.17	805.95	4988.81	0.619	282.4	1100.5	3888.31	0.350	1748.1	73.31
E9-7	299.69	1436.11	823.24	6324.43	0.647	299.3	1218.8	4105.63	0.364	1935.8	84.87
E9-8	300.13	1465.89	824.07	5571.51	0.676	260.4	1056.3	4515.21	0.316	1760.6	72.06
E9-9	301.16	1468.46	864.83	5983.67	0.692	298.3	1229.7	4753.97	0.345	2063.9	83.74
E9-10	299.57	1504.15	866.10	6258.12	0.723	298.6	1398.2	4859.92	0.345	2157.6	92.96
E9-11	299.44	1499.80	866.94	6359.72	0.734	225.0	1311.3	5048.42	0.260	1650.6	87.43
E9-12	299.94	1496.61	941.88	6545.03	0.695	280.0	1316.6	5228.43	0.297	1945.7	87.97
E9-13	166.54	826.16	828.42	6054.59	0.731	614.2	1354.5	4700.09	0.741	4488.9	163.95
	4163.92	18098.69				3949.7	13398.6			平均：	76.76
											59.42

[抜出手率C = (濃度2/濃度1) × 100]

L1 ガラス製 造量(kg)	A PdO供給量 (g)	PdO濃度1 (wt%)	L3 流下量 (kg)	D PdO抜出手量 (g)	PdO濃度2 (wt%)	拔出手率C (%)
E9-1	299.85	1471.22	0.491	290.3	168.5	0.058
E9-2	290.37	1414.90	0.487	292.3	566.2	0.194
E9-3	221.75	1099.71	0.496	228.0	708.0	0.311
E9-4	300.02	1510.31	0.503	286.3	917.4	0.320
E9-5	284.69	1404.20	0.493	294.6	1052.6	0.357
E9-6	299.77	1501.17	0.501	282.4	1100.5	0.390
E9-7	299.69	1436.11	0.479	299.3	1218.8	0.407
E9-8	300.13	1465.89	0.488	260.4	1056.3	0.406
E9-9	301.16	1468.46	0.488	298.3	1229.7	0.412
E9-10	299.57	1504.15	0.502	298.6	1398.2	0.468
E9-11	299.44	1499.80	0.501	225.0	1311.3	0.583
E9-12	299.94	1496.61	0.499	280.0	1316.6	0.470
E9-13	166.54	826.16	0.496	614.2	1354.5	0.221
	3662.92	18098.69		3949.7	13398.6	
						平均：
						71.461

表 6-1 (3/3) 白金族元素の抜出率算出経過 [全白金族元素]

L1 ガラス供給量(kg)	A 白金族元素供給量(g)		Ru移行量(RuO ₂ 換算)(g)	L2 炉内ガラス量(kg)		B 炉内白金族元素量(g) 元素濃度(wt%)		L3 流下量(kg)	D 白金族元素 炉内残量(g)		E 炉内残量(%)	F 想定 Ru抜出量(g)	G 想定 Ru抜出量(g)	D/A(%)	D/G(%)	
	白金族元素供給量(g)	Ru移行量(RuO ₂ 換算)(g)		炉内ガラス量(kg)	炉内ガラス量(kg)	炉内白金族元素量(g)	元素濃度(wt%)		炉内残量(g)	炉内残量(g)						
E9-1	800.85	3925.65	99.96	800.85	3825.69	0.478	290.3	749.4	3076.29	0.362	1386.8	19.09	54.04			
E9-2	290.37	3775.37	123.38	800.92	6728.28	0.840	292.3	1802.1	4926.18	0.365	2455.5	47.73	73.39			
E9-3	221.75	2934.36	72.22	730.37	7788.32	1.066	228.0	2176.1	5612.22	0.312	2431.3	74.16	89.50			
E9-4	300.02	4029.96	71.63	802.39	9570.55	1.193	286.3	2645.3	6925.25	0.357	3414.9	65.64	77.46			
E9-5	284.69	3746.82	78.24	800.78	10593.83	1.323	294.6	3024.7	7569.13	0.368	3897.4	80.73	77.61			
E9-6	299.77	4005.58	76.99	805.95	11497.72	1.427	282.4	3174.4	8323.32	0.350	4028.7	79.25	78.79			
E9-7	299.69	3831.98	83.49	823.24	12071.81	1.466	299.3	3502.2	8569.61	0.364	4388.9	91.39	79.80			
E9-8	300.13	3911.42	58.90	824.07	12422.13	1.507	260.4	3045.9	9376.23	0.316	3925.3	77.87	77.60			
E9-9	301.16	3918.29	66.55	864.83	13227.97	1.530	298.3	3542.8	9685.17	0.345	4562.6	90.42	77.65			
E9-10	299.57	4013.52	63.89	866.10	13634.79	1.574	298.6	4076.8	9557.99	0.345	4700.8	101.58	86.73			
E9-11	299.44	4001.90	75.09	866.94	13484.80	1.555	225.0	3946.1	9538.70	0.260	3499.8	98.61	112.75			
E9-12	299.94	3993.39	53.50	941.88	13478.60	1.431	280.0	3970.7	9507.90	0.297	4006.9	99.43	99.10			
E9-13	166.54	2204.45	34.23	828.42	11678.12	1.410	614.2	3987.4	7690.72	0.741	8658.3	180.88	46.05			
	4163.92	48292.69	958.07				3949.7	39643.9				平均 :	85.14	79.27		

L1 ガラス製造量(kg)	A 白金族元素供給量(g)		Ru移行量(RuO ₂ 換算)(g)	実白金族元素供給量(g)	濃度1(wt%)	L3 流下量(kg)	D 白金族元素 炉内残量(g)	E 濃度2(wt%)	[拔出率C = (濃度2 / 濃度1) × 100]				
	白金族元素供給量(g)	Ru移行量(RuO ₂ 換算)(g)							炉内残量(g)	炉内残量(%)	拔出率C (%)		
E9-1	299.85	3925.65	99.96	3825.69	1.276	290.3	749.4	0.258			20.23		
E9-2	290.37	3775.37	123.38	3651.99	1.258	292.3	1802.1	0.617			49.02		
E9-3	221.75	2934.36	72.22	2862.14	1.291	228.0	2176.1	0.954			73.95		
E9-4	300.02	4029.96	71.63	3958.33	1.319	286.3	2645.3	0.924			70.03		
E9-5	284.69	3746.82	78.24	3668.58	1.289	294.6	3024.7	1.027			79.68		
E9-6	299.77	4005.58	76.99	3928.59	1.311	282.4	3174.4	1.124			85.77		
E9-7	299.69	3831.98	83.49	3748.49	1.251	299.3	3502.2	1.170			93.55		
E9-8	300.13	3911.42	58.90	3852.52	1.284	260.4	3045.9	1.170			91.13		
E9-9	301.16	3918.29	66.55	3851.74	1.279	298.3	3542.8	1.188			92.86		
E9-10	299.57	4013.52	63.89	3949.63	1.318	298.6	4076.8	1.365			103.56		
E9-11	299.44	4001.90	75.09	3926.81	1.311	225.0	3946.1	1.754			133.74		
E9-12	299.94	3993.39	53.50	3939.89	1.314	280.0	3970.7	1.418			107.96		
E9-13	166.54	2204.45	34.23	2170.22	1.303	614.2	3987.4	0.649			49.82		
	3662.92	48292.69	958.07	47334.618		3949.7	39643.9				平均 :	80.868	

表6-2 流下ガラスの白金族元素濃度(分析結果)

[単位 : w t %]

流下量(kg)	E 9-1 パッチ		E 9-2 パッチ		E 9-3 パッチ		E 9-4 パッチ		E 9-5 パッチ		E 9-6 パッチ		E 9-7 パッチ	
	RuO ₂	PdO	RuO ₂	PdO	RuO ₂	PdO	RuO ₂	PdO	RuO ₂	PdO	RuO ₂	PdO	RuO ₂	PdO
2.5	0.00	0.00	0.42	0.18	1.45	0.62	0.75	0.38	0.67	0.36	0.72	0.38	1.40	0.71
5.0	0.00	0.00	0.42	0.17	1.32	0.56	0.67	0.35	0.67	0.36	0.73	0.39	1.02	0.53
10.0	0.00	0.00	0.33	0.14	1.24	0.54	0.62	0.33	0.67	0.36	0.72	0.38	0.83	0.44
20.0	0.03	0.00	0.33	0.13	1.22	0.54	0.61	0.32	0.67	0.36	0.72	0.38	0.77	0.41
30.0	0.19	0.04	0.39	0.16	0.98	0.44	0.60	0.32	0.67	0.36	0.72	0.38	0.77	0.41
40.0	0.20	0.05	0.39	0.17	0.80	0.38	0.58	0.31	0.67	0.36	0.72	0.38	0.76	0.40
50.0	0.20	0.05	0.41	0.19	0.65	0.32	0.60	0.32	0.66	0.35	0.72	0.38	0.76	0.40
75.0	0.20	0.05	0.41	0.19	0.52	0.26	0.59	0.31	0.67	0.35	0.73	0.39	0.78	0.41
100.0	0.21	0.06	0.42	0.20	0.50	0.25	0.61	0.32	0.67	0.35	0.74	0.39	0.77	0.41
150.0	0.22	0.07	0.44	0.20	0.55	0.28	0.61	0.32	0.67	0.36	0.75	0.40	0.74	0.40
200.0	0.23	0.07	0.45	0.21	0.50	0.25	0.60	0.32	0.67	0.36	0.73	0.39	0.74	0.40
275.0	0.23	0.07	0.43	0.20	0.50 *1	0.25 *1	0.59	0.32	0.67	0.36	0.74	0.39	0.73	0.39

流下量(kg)	E 9-8 パッチ		E 9-9 パッチ		E 9-10 パッチ		E 9-11 パッチ		E 9-12 パッチ		E 9-13(トレイアウト)	
	RuO ₂	PdO	RuO ₂	PdO	RuO ₂	PdO	RuO ₂	PdO	RuO ₂	PdO	RuO ₂	PdO
2.5	0.78	0.41	0.77	0.41	2.45	1.24	2.86	1.42	3.52	1.71	3.31	1.56
5.0	0.77	0.41	0.78	0.42	2.36	1.19	3.06	1.50	3.71	1.78	3.24	1.60
10.0	0.78	0.41	0.78	0.41	2.13	1.08	3.21	1.56	3.99	1.89	3.02	1.39
20.0	0.75	0.40	0.77	0.41	1.91	0.97	3.23	1.56	3.66	1.74	2.76	1.26
30.0	0.76	0.40	0.76	0.41	1.31	0.67	3.04	1.47	3.36	1.59	1.08	0.52
40.0	0.75	0.40	0.77	0.41	0.94	0.49	2.76	1.34	3.05	1.44	0.69	0.33
50.0	0.76	0.40	0.77	0.41	0.92	0.48	1.38	0.68	0.93	0.47	0.60	0.30
75.0	0.77	0.41	0.78	0.42	0.77	0.40	0.69	0.34	0.44	0.23	0.50	0.25
100.0	0.77	0.41	0.79	0.42	0.69	0.37	0.64	0.33	0.42	0.22	0.43	0.23
150.0	0.77	0.41	0.77	0.41	0.73	0.38	0.57	0.30	0.38	0.21	0.36	0.19
200.0	0.77	0.41	0.77	0.41	0.74	0.39	0.66	0.34	0.37	0.20	0.34	0.18
275.0	0.74 *2	0.39 *2	0.78	0.41	0.79	0.42	0.66 *3	0.34 *3	0.53	0.27	0.34 *4	0.18 *4
400.0											0.34	0.18
500.0											0.33	0.18
600.0											0.30	0.16

*1 228kg

*2 255kg

*3 225kg

*4 300kg

表 6-3 (1/2) 白金族元素の抜出量

E 9-1 パッチ

流下量(kg)	RuO ₂ (wt%)	PdO(wt%)	RuO ₂ (g)	PdO(g)
2.5	0.00	0.00	0.0	0.0
5.0	0.00	0.00	0.0	0.0
10.0	0.00	0.00	0.0	0.0
20.0	0.03	0.00	1.5	0.0
30.0	0.19	0.04	11.0	2.0
40.0	0.20	0.05	19.5	4.5
50.0	0.20	0.05	20.0	5.0
75.0	0.20	0.05	50.0	12.5
100.0	0.21	0.06	51.3	13.8
150.0	0.22	0.07	107.5	32.5
200.0	0.23	0.07	112.5	35.0
275.0	0.23	0.07	172.5	52.5
290.3	0.23	0.07	35.2	10.7
			580.9	168.5
流下ガラス平均濃度(wt%) :		0.200	0.058	

E 9-2 パッチ

流下量(kg)	RuO ₂ (wt%)	PdO(wt%)	RuO ₂ (g)	PdO(g)
2.5	0.42	0.18	10.5	4.5
5.0	0.42	0.17	10.5	4.4
10.0	0.33	0.14	18.8	7.8
20.0	0.33	0.13	33.0	13.5
30.0	0.39	0.16	36.0	14.5
40.0	0.39	0.17	39.0	16.5
50.0	0.41	0.19	40.0	18.0
75.0	0.41	0.19	102.5	47.5
100.0	0.42	0.20	103.8	48.8
150.0	0.44	0.20	215.0	100.0
200.0	0.45	0.21	222.5	102.5
275.0	0.43	0.20	330.0	153.8
290.3	0.43	0.20	74.4	34.6
			1235.9	566.2
流下ガラス平均濃度(wt%) :		0.423	0.194	

E 9-3 パッチ

流下量(kg)	RuO ₂ (wt%)	PdO(wt%)	RuO ₂ (g)	PdO(g)
2.5	1.45	0.62	36.3	15.5
5.0	1.32	0.56	34.6	14.8
10.0	1.24	0.54	64.0	27.5
20.0	1.22	0.54	123.0	54.0
30.0	0.98	0.44	110.0	49.0
40.0	0.80	0.38	89.0	41.0
50.0	0.65	0.32	72.5	35.0
75.0	0.52	0.26	146.3	72.5
100.0	0.50	0.25	127.5	63.8
150.0	0.55	0.28	262.5	132.5
200.0	0.50	0.25	262.5	132.5
228.0	0.50	0.25	140.0	70.0
			1468.1	708.0
流下ガラス平均濃度(wt%) :		0.644	0.311	

E 9-4 パッチ

流下量(kg)	RuO ₂ (wt%)	PdO(wt%)	RuO ₂ (g)	PdO(g)
2.5	0.75	0.38	18.8	9.5
5.0	0.67	0.35	17.8	9.1
10.0	0.62	0.33	32.3	17.0
20.0	0.61	0.32	61.5	32.5
30.0	0.60	0.32	60.5	32.0
40.0	0.58	0.31	59.0	31.5
50.0	0.60	0.32	59.0	31.5
75.0	0.59	0.31	148.8	78.8
100.0	0.61	0.32	150.0	78.8
150.0	0.61	0.32	305.0	160.0
200.0	0.60	0.32	302.5	160.3
275.0	0.59	0.32	446.3	240.4
286.3	0.59	0.32	66.7	36.2
			1727.9	917.4
流下ガラス平均濃度(wt%) :		0.604	0.320	

E 9-5 パッチ

流下量(kg)	RuO ₂ (wt%)	PdO(wt%)	RuO ₂ (g)	PdO(g)
2.5	0.67	0.36	16.8	9.0
5.0	0.67	0.36	16.8	9.0
10.0	0.67	0.36	33.5	18.0
20.0	0.67	0.36	67.0	36.0
30.0	0.67	0.36	67.0	36.0
40.0	0.67	0.36	67.0	36.0
50.0	0.66	0.35	66.5	35.5
75.0	0.67	0.35	166.3	87.5
100.0	0.67	0.35	167.5	87.5
150.0	0.67	0.36	335.0	177.5
200.0	0.67	0.36	335.0	180.0
275.0	0.67	0.36	502.5	270.0
294.6	0.67	0.36	131.3	70.6
			1972.1	1052.6
流下ガラス平均濃度(wt%) :		0.669	0.357	

E 9-6 パッチ

流下量(kg)	RuO ₂ (wt%)	PdO(wt%)	RuO ₂ (g)	PdO(g)
2.5	0.72	0.38	18.0	9.5
5.0	0.73	0.39	18.1	9.6
10.0	0.72	0.38	36.3	19.3
20.0	0.72	0.38	72.0	38.0
30.0	0.72	0.38	72.0	38.0
40.0	0.72	0.38	72.0	38.0
50.0	0.72	0.38	72.0	38.0
75.0	0.73	0.39	181.3	96.3
100.0	0.74	0.39	183.8	97.5
150.0	0.75	0.40	372.5	197.5
200.0	0.73	0.39	370.0	197.5
275.0	0.74	0.39	551.3	292.5
282.4	0.74	0.39	54.8	28.9
			2073.9	1100.5
流下ガラス平均濃度(wt%) :		0.734	0.390	

E 9-7 パッチ

流下量(kg)	RuO ₂ (wt%)	PdO(wt%)	RuO ₂ (g)	PdO(g)
2.5	1.40	0.71	35.0	17.8
5.0	1.02	0.53	30.3	15.5
10.0	0.83	0.44	46.3	24.3
20.0	0.77	0.41	80.0	42.5
30.0	0.77	0.41	77.0	41.0
40.0	0.76	0.40	76.5	40.5
50.0	0.76	0.40	76.0	40.0
75.0	0.78	0.41	192.5	101.3
100.0	0.77	0.41	193.8	102.5
150.0	0.74	0.40	377.5	205.0
200.0	0.74	0.40	370.0	205.0
275.0	0.73	0.39	551.3	220.0
299.3	0.73	0.39	177.4	94.8
			2283.4	1218.8
流下ガラス平均濃度(wt%) :		0.763	0.407	

E 9-8 パッチ

流下量(kg)	RuO ₂ (wt%)	PdO(wt%)	RuO ₂ (g)	PdO(g)
2.5	0.78	0.41	19.5	10.3
5.0	0.77	0.41	19.4	10.3
10.0	0.78	0.41	38.8	20.5
20.0	0.75	0.40	76.5	40.5
30.0	0.76	0.40	75.5	40.0
40.0	0.75	0.40	75.5	40.0
50.0	0.76	0.40	75.5	40.0
75.0	0.77	0.41	191.3	101.3
100.0	0.77	0.41	192.5	102.5
150.0	0.77	0.41	385.0	205.0
200.0	0.77	0.41	385.0	205.0
255.0	0.74	0.39	415.3	220.0
260.4	0.74	0.39	40.0	21.1
			1989.6	1056.3
流下ガラス平均濃度(wt%) :		0.764	0.406	

表6-3 (2/2) 白金族元素の抜出量

E 9-9 パッチ

流下量(kg)	RuO ₂ (wt%)	PdO(wt%)	RuO ₂ (g)	PdO(g)
2.5	0.77	0.41	19.3	10.3
5.0	0.78	0.42	19.4	10.4
10.0	0.78	0.41	39.0	20.8
20.0	0.77	0.41	77.5	41.0
30.0	0.76	0.41	76.5	41.0
40.0	0.77	0.41	76.5	41.0
50.0	0.77	0.41	77.0	41.0
75.0	0.78	0.42	193.8	103.8
100.0	0.79	0.42	196.3	105.0
150.0	0.77	0.41	390.0	207.5
200.0	0.77	0.41	385.0	205.0
275.0	0.78	0.41	581.3	307.5
298.3	0.78	0.41	181.7	95.5
			2313.1	1229.7
流下ガラス平均濃度(wt%) :		0.775	0.412	

E 9-10 パッチ

流下量(kg)	RuO ₂ (wt%)	PdO(wt%)	RuO ₂ (g)	PdO(g)
2.5	2.45	1.24	61.3	31.0
5.0	2.36	1.19	60.1	30.4
10.0	2.13	1.08	112.3	56.8
20.0	1.91	0.97	202.0	102.5
30.0	1.31	0.67	161.0	82.0
40.0	0.94	0.49	112.5	58.0
50.0	0.92	0.48	93.0	48.5
75.0	0.77	0.40	211.3	110.0
100.0	0.69	0.37	182.5	96.3
150.0	0.73	0.38	355.0	187.5
200.0	0.74	0.39	367.5	192.5
275.0	0.79	0.42	573.8	303.8
298.6	0.79	0.42	186.4	99.1
			2678.6	1398.2
流下ガラス平均濃度(wt%) :		0.897	0.468	

E 9-11 パッチ

流下量(kg)	RuO ₂ (wt%)	PdO(wt%)	RuO ₂ (g)	PdO(g)
2.5	2.86	1.42	71.5	35.5
5.0	3.06	1.50	74.0	36.5
10.0	3.21	1.56	156.8	76.5
20.0	3.23	1.56	322.0	156.0
30.0	3.04	1.47	313.5	151.5
40.0	2.76	1.34	290.0	140.5
50.0	1.38	0.68	207.0	101.0
75.0	0.69	0.34	258.8	127.5
100.0	0.64	0.33	166.3	83.8
150.0	0.57	0.30	302.5	157.5
200.0	0.66	0.34	307.5	160.0
225.0	0.66	0.34	165.0	85.0
			2634.8	1311.3
流下ガラス平均濃度(wt%) :		1.171	0.583	

E 9-12 パッチ

流下量(kg)	RuO ₂ (wt%)	PdO(wt%)	RuO ₂ (g)	PdO(g)
2.5	3.52	1.71	88.0	42.8
5.0	3.71	1.78	90.4	43.6
10.0	3.99	1.89	192.5	91.8
20.0	3.66	1.74	382.5	181.5
30.0	3.36	1.59	351.0	166.5
40.0	3.05	1.44	320.5	151.5
50.0	0.93	0.47	199.0	95.5
75.0	0.44	0.23	171.3	87.5
100.0	0.42	0.22	107.5	56.3
150.0	0.38	0.21	200.0	107.5
200.0	0.37	0.20	187.5	102.5
275.0	0.53	0.27	337.5	176.3
280.0	0.53	0.27	26.5	13.5
			2654.1	1316.6
流下ガラス平均濃度(wt%) :		0.948	0.470	

E 9-13 パッチ(ドレンアウト)

流下量(kg)	RuO ₂ (wt%)	PdO(wt%)	RuO ₂ (g)	PdO(g)
2.5	3.31	1.56	82.8	39.0
5.0	3.24	1.50	81.9	38.3
10.0	3.02	1.39	156.5	72.3
20.0	2.76	1.26	289.0	132.5
30.0	1.08	0.52	192.0	89.0
40.0	0.69	0.33	88.5	42.5
50.0	0.60	0.30	64.5	31.5
75.0	0.50	0.25	137.5	68.8
100.0	0.43	0.23	116.3	60.0
150.0	0.36	0.19	197.5	105.0
200.0	0.34	0.18	175.0	92.5
300.0	0.34	0.18	340.0	180.0
400.0	0.34	0.18	340.0	180.0
500.0	0.33	0.18	335.0	180.0
600.0	0.30	0.16	315.0	170.0
614.2	0.30	0.16	42.6	22.7
			2632.9	1354.5
流下ガラス平均濃度(wt%) :		0.429	0.221	

表 6-4 白金族元素收支

[単位 (g)]

	<u>供給量</u>			<u>拔出量</u>			
	RuO ₂	PdO	供給量計	RuO ₂	移行量 (酸化物換算)	PdO	拔出量計
E 9-1	2454.43	1471.22	3925.65	580.9	99.96	168.5	849.4
E 9-2	2360.47	1414.90	3775.37	1235.9	123.38	566.2	1925.5
E 9-3	1834.65	1099.71	2934.36	1468.1	72.22	708.0	2248.3
E 9-4	2519.65	1510.31	4029.96	1727.9	71.63	917.4	2716.9
E 9-5	2342.62	1404.20	3746.82	1972.1	78.24	1052.6	3102.9
E 9-6	2504.41	1501.17	4005.58	2073.9	76.99	1100.5	3251.4
E 9-7	2395.87	1436.11	3831.98	2283.4	83.49	1218.8	3585.7
E 9-8	2445.53	1465.89	3911.42	1989.6	58.90	1056.3	3104.8
E 9-9	2449.83	1468.46	3918.29	2313.1	66.55	1229.7	3609.4
E 9-10	2509.37	1504.15	4013.52	2678.6	63.89	1398.2	4140.7
E 9-11	2502.10	1499.80	4001.90	2634.8	75.09	1311.3	4021.2
E 9-12	2496.78	1496.61	3993.39	2654.1	53.50	1316.6	4024.2
E 9-13 (ト'レアウト)	1378.29	826.16	2204.45	2632.9	34.23	1354.5	4021.6
	30194.00	18098.69	48292.69	26245.3	958.07	13398.6	40602.0
残留ガラス分				23.9	-	12.34	36.3
・白金族元素收支 :	48292.69-40602.0-36.3 = 7654.39 (g)						
・回収率 :	84.2%						

表 6-5 Ru 移行量の計算結果

	模擬廃液供給量 (L)	Ru 供給量 (g)	Ru 移行量 (g)	移行率 (%)
バッチN.O.				
E 9-1	479.8	1864.02	75.92	4.07
E 9-2	461.5	1792.93	93.70	5.23
E 9-3	358.7	1393.55	54.84	3.94
E 9-4	492.6	1913.75	54.40	2.84
E 9-5	458.0	1779.33	59.42	3.34
E 9-6	489.6	1902.10	58.47	3.07
E 9-7	485.2	1885.00	63.41	3.36
E 9-8	478.1	1857.42	44.73	2.41
E 9-9	479.0	1860.92	50.54	2.72
E 9-10	490.6	1905.94	48.52	2.55
E 9-11	483.0	1876.46	57.03	3.04
E 9-12	488.1	1896.27	40.63	2.14
E 9-13	269.4 (ドレンアウト)	1046.62	26.00	2.48
総計	5913.6	22974.30	727.62	3.17

表 6-6 残留ガラス諸元

1) 残留ガラス量		2995 (g)
2) 白金族元素濃度	RuO ₂	0.799 (wt%)
	PdO	0.412 (wt%)
3) 白金族元素量	RuO ₂	23.93 (g)
	PdO	12.34 (g)

表6-7 抜き出し率一覧

[単位 %]

	<u>R u O₂</u>			<u>P d O</u>			<u>白金族元素 計</u>		
	拔出率A	拔出率B	拔出率C	拔出率A	拔出率B	拔出率C	拔出率A	拔出率B	拔出率C
E9-1	23.67	68.06	25.48	11.45	31.60	11.83	19.09	54.04	20.23
E9-2	52.36	84.44	54.88	40.02	57.09	39.75	47.73	73.39	49.02
E9-3	80.02	103.65	81.02	64.38	69.76	62.62	74.16	89.50	73.95
E9-4	68.58	87.78	73.97	60.74	63.43	63.65	65.64	77.46	70.03
E9-5	84.18	88.55	84.16	74.96	63.02	72.44	80.73	77.61	79.68
E9-6	82.81	90.93	90.69	73.31	62.96	77.82	79.25	78.79	85.77
E9-7	95.31	93.08	98.88	84.87	62.96	84.98	91.39	79.80	93.55
E9-8	81.36	91.91	96.08	72.06	60.00	83.05	77.87	77.60	91.13
E9-9	94.42	92.57	97.99	83.74	59.58	84.54	90.42	77.65	92.86
E9-10	106.74	105.32	109.89	92.96	64.80	93.26	101.58	86.73	103.56
E9-11	105.30	142.48	144.48	87.43	79.45	116.36	98.61	112.75	133.74
E9-12	106.30	128.77	116.36	87.97	67.67	94.24	99.43	99.10	107.96
E9-13(トウソウ)	191.03	63.15	53.12	163.95	30.17	44.46	180.88	46.05	49.82
平均 :	90.16	95.44	86.69	76.76	59.42	71.46	85.14	79.27	80.87

表6-8(1/2) RuO₂抜き出し性補正計算炉内RuO₂量および濃度補正計算

	ガラス製造量(kg)	ガラス抜き出し量(kg)	RuO ₂ 供給量計算値(g)	RuO ₂ 抜き出し量実績値(g)	Ru移行量(RuO ₂ 換算)(g)	RuO ₂ 供給量補正值(g)	ガラス製造量補正值(kg)	炉内RuO ₂ 量補正值(g)	炉内ガラス量補正值(kg)	炉内RuO ₂ 濃度補正值(wt%)
E9-1	299.85	290.3	2454.43	580.9	100.0	2213.3	783.6	2113.3	783.6	0.270
E9-2	290.37	292.3	2360.47	1235.9	123.4	2128.5	273.6	3537.6	766.9	0.461
E9-3	221.75	228.0	1834.65	1468.1	72.2	1654.4	209.0	3883.8	683.5	0.568
E9-4	300.02	286.3	2519.65	1727.9	71.6	2272.1	282.7	4616.2	738.3	0.625
E9-5	284.69	294.6	2342.62	1972.1	78.2	2112.4	268.3	4922.5	720.2	0.683
E9-6	299.77	282.4	2504.41	2073.9	77.0	2258.3	282.5	5131.7	708.1	0.725
E9-7	299.69	299.3	2395.87	2283.4	83.5	2160.5	282.4	5134.8	708.1	0.725
E9-8	300.13	260.4	2445.53	1989.6	58.9	2205.2	282.8	4997.7	691.7	0.723
E9-9	301.16	298.3	2449.83	2313.1	66.6	2209.1	283.8	5150.7	715.1	0.720
E9-10	299.57	298.6	2509.37	2678.6	63.9	2262.8	282.3	5036.5	699.0	0.720
E9-11	299.44	225.0	2502.10	2634.8	75.1	2256.3	282.2	4539.1	682.6	0.665
E9-12	299.94	280.0	2496.78	2654.1	53.5	2251.5	282.6	4102.3	740.3	0.554
E9-13	166.54	614.2	1378.29	2632.9	34.2	1242.9	156.9	2656.8	617.2	0.430
炉内残留	—	3.0	—	23.9	—	—	—	23.9	3.0	0.797
Total	3662.92	3952.7	30194.0	26269.2	958.1	27227.3	3952.7	—	—	—

炉内RuO₂分布が均一と仮定した場合の(理想的)炉内RuO₂量および濃度計算

	RuO ₂ 供給量補正值(g)	Ru移行量(RuO ₂ 換算)(g)	ガラス抜き出し量(kg)	炉内ガラス量補正值(kg)	炉内RuO ₂ 量期待値(g)	RuO ₂ 抜き出し量期待値(g)	炉内RuO ₂ 濃度期待値(wt%)	炉内RuO ₂ 濃度補正值(wt%)
E9-1	2213.3	100.0	290.3	783.6	2113.3	783.0	0.270	0.270
E9-2	2128.5	123.4	292.3	766.9	3335.5	1271.3	0.435	0.461
E9-3	1654.4	72.2	228.0	683.5	3646.3	1216.2	0.533	0.568
E9-4	2272.1	71.6	286.3	738.3	4630.5	1795.7	0.627	0.625
E9-5	2112.4	78.2	294.6	720.2	4869.0	1991.6	0.676	0.683
E9-6	2258.3	77.0	282.4	708.1	5058.8	2017.4	0.714	0.725
E9-7	2160.5	83.5	299.3	708.1	5118.3	2163.3	0.723	0.725
E9-8	2205.2	58.9	260.4	691.7	5101.4	1920.6	0.738	0.723
E9-9	2209.1	66.6	298.3	715.1	5323.3	2220.7	0.744	0.720
E9-10	2262.8	63.9	298.6	699.0	5301.5	2264.6	0.758	0.720
E9-11	2256.3	75.1	225.0	682.6	5218.1	1720.0	0.764	0.665
E9-12	2251.5	53.5	280.0	740.3	5696.1	2154.5	0.769	0.554
E9-13	1242.9	34.2	614.2	617.2	4750.2	4727.1	0.770	0.430
炉内残留	—	—	3.0	3.0	23.1	23.1	0.770	0.797
Total	27227.3	958.1	3952.7	—	—	26269.2	—	—

表6-8(2/2) PdO抜き出し性補正計算

炉内PdO量および濃度補正計算

	ガラス製造量(kg)	ガラス抜き出し量(kg)	PdO供給量計算値(g)	PdO抜き出し量実績値(g)	Pd移行量(PdO換算)(g)	PdO供給量補正值(g)	ガラス製造量補正值(kg)	炉内PdO量補正值(g)	炉内ガラス量補正值(kg)	炉内PdO濃度補正值(wt%)
E9-1	299.85	290.3	1471.22	168.5	0.0	1090.2	783.6	1090.2	783.6	0.139
E9-2	290.37	292.3	1414.90	566.2	0.0	1048.4	273.6	1970.1	766.9	0.257
E9-3	221.75	228.0	1099.71	708.0	0.0	814.9	209.0	2218.8	683.5	0.325
E9-4	300.02	286.3	1510.31	917.4	0.0	1119.1	282.7	2629.9	738.3	0.356
E9-5	284.69	294.6	1404.20	1052.6	0.0	1040.5	268.3	2753.0	720.2	0.382
E9-6	299.77	282.4	1501.17	1100.5	0.0	1112.4	282.5	2812.7	708.1	0.397
E9-7	299.69	299.3	1436.11	1218.8	0.0	1064.1	282.4	2776.4	708.1	0.392
E9-8	300.13	260.4	1465.89	1056.3	0.0	1086.2	282.8	2643.8	691.7	0.382
E9-9	301.16	298.3	1468.46	1229.7	0.0	1088.1	283.8	2675.6	715.1	0.374
E9-10	299.57	298.6	1504.15	1398.2	0.0	1114.6	282.3	2560.4	699.0	0.366
E9-11	299.44	225.0	1499.80	1311.3	0.0	1111.3	282.2	2273.6	682.6	0.333
E9-12	299.94	280.0	1496.61	1316.6	0.0	1109.0	282.6	2071.2	740.3	0.280
E9-13	166.54	614.2	826.16	1354.5	0.0	612.2	156.9	1366.8	617.2	0.221
炉内残留	—	3.0	—	12.3	—	—	—	12.3	3.0	0.410
Total	3662.92	3952.7	18098.7	13410.9	0.0	13410.9	3952.7	—	—	—

炉内PdO分布が均一と仮定した場合の(理想的)炉内PdO量および濃度計算

	PdO供給量補正值(g)	Pd移行量(PdO換算)(g)	ガラス抜き出し量(kg)	炉内ガラス量補正值(kg)	炉内PdO量期待値(g)	PdO抜き出し量期待値(g)	炉内PdO濃度期待値(wt%)	炉内PdO濃度補正值(wt%)
E9-1	1090.2	0.0	290.3	783.6	1090.2	403.9	0.139	0.139
E9-2	1048.4	0.0	292.3	766.9	1734.7	661.2	0.226	0.257
E9-3	814.9	0.0	228.0	683.5	1888.4	629.9	0.276	0.325
E9-4	1119.1	0.0	286.3	738.3	2377.6	922.0	0.322	0.356
E9-5	1040.5	0.0	294.6	720.2	2496.1	1021.0	0.347	0.382
E9-6	1112.4	0.0	282.4	708.1	2587.5	1031.9	0.365	0.397
E9-7	1064.1	0.0	299.3	708.1	2619.7	1107.3	0.370	0.392
E9-8	1086.2	0.0	260.4	691.7	2598.7	978.4	0.376	0.382
E9-9	1088.1	0.0	298.3	715.1	2708.4	1129.9	0.379	0.374
E9-10	1114.6	0.0	298.6	699.0	2693.1	1150.4	0.385	0.366
E9-11	1111.3	0.0	225.0	682.6	2654.1	874.8	0.389	0.333
E9-12	1109.0	0.0	280.0	740.3	2888.2	1092.4	0.390	0.280
E9-13	612.2	0.0	614.2	617.2	2407.9	2396.2	0.390	0.221
炉内残留	—	—	3.0	3.0	11.7	11.7	0.390	0.410
Total	13410.9	0.0	3952.7	—	—	13410.9	—	—

表 6-9 白金族元素抜き出し性補正值および期待値一覧表

	RuO ₂				PdO				白金族元素全体			
	RuO ₂ 抜き出し量実績値(g)	RuO ₂ 抜き出し量期待値(g)	炉内RuO ₂ 濃度補正値(wt%)	炉内RuO ₂ 濃度期待値(wt%)	PdO抜き出し量実績値(g)	PdO抜き出し量期待値(g)	炉内PdO濃度補正値(wt%)	炉内PdO濃度期待値(wt%)	白金族抜き出し量実績値	白金族抜き出し量期待値	炉内白金族濃度補正値	炉内白金族濃度期待値
E9-1	580.9	783.0	0.270	0.270	168.5	403.9	0.139	0.139129	749.4	1186.8	0.409	0.409
E9-2	1235.9	1271.3	0.461	0.435	566.2	661.2	0.257	0.226	1802.1	1932.5	0.718	0.661
E9-3	1468.1	1216.2	0.568	0.533	708.0	629.9	0.325	0.276	2176.1	1846.1	0.893	0.810
E9-4	1727.9	1795.7	0.625	0.627	917.4	922.0	0.356	0.322	2645.3	2717.8	0.981	0.949
E9-5	1972.1	1991.6	0.683	0.676	1052.6	1021.0	0.382	0.347	3024.7	3012.5	1.066	1.023
E9-6	2073.9	2017.4	0.725	0.714	1100.5	1031.9	0.397	0.365	3174.4	3049.3	1.122	1.080
E9-7	2283.4	2163.3	0.725	0.723	1218.8	1107.3	0.392	0.370	3502.2	3270.6	1.117	1.093
E9-8	1989.6	1920.6	0.723	0.738	1056.3	978.4	0.382	0.376	3045.9	2899.0	1.105	1.113
E9-9	2313.1	2220.7	0.720	0.744	1229.7	1129.9	0.374	0.379	3542.8	3350.6	1.095	1.123
E9-10	2678.6	2264.6	0.720	0.758	1398.2	1150.4	0.366	0.385	4076.8	3414.9	1.087	1.144
E9-11	2634.8	1720.0	0.665	0.764	1311.3	874.8	0.333	0.389	3946.1	2594.8	0.998	1.153
E9-12	2654.1	2154.5	0.554	0.769	1316.6	1092.4	0.280	0.390	3970.7	3247.0	0.834	1.160
E9-13	2632.9	4727.1	0.430	0.770	1354.5	2396.2	0.221	0.390	3987.4	7123.4	0.652	1.160
炉内残留	23.9	23.1	0.797	0.770	12.3	11.7	0.410	0.390	36.2	34.8	1.207	1.160
Total	26269.2	26269.2	—	—	13410.9	13410.9	—	—	39680.1	39680.1	—	—

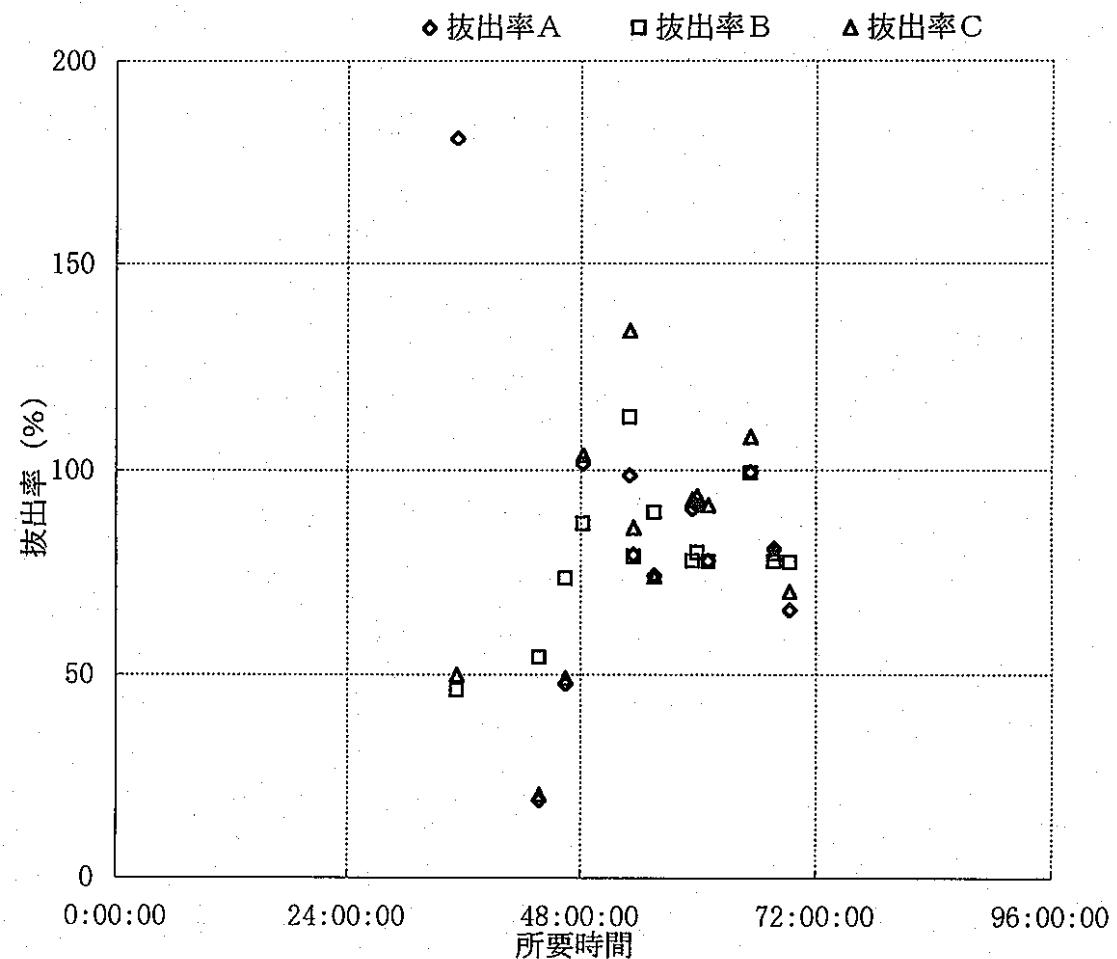
表 6-10 抜き出し率比較（運転状況対比）

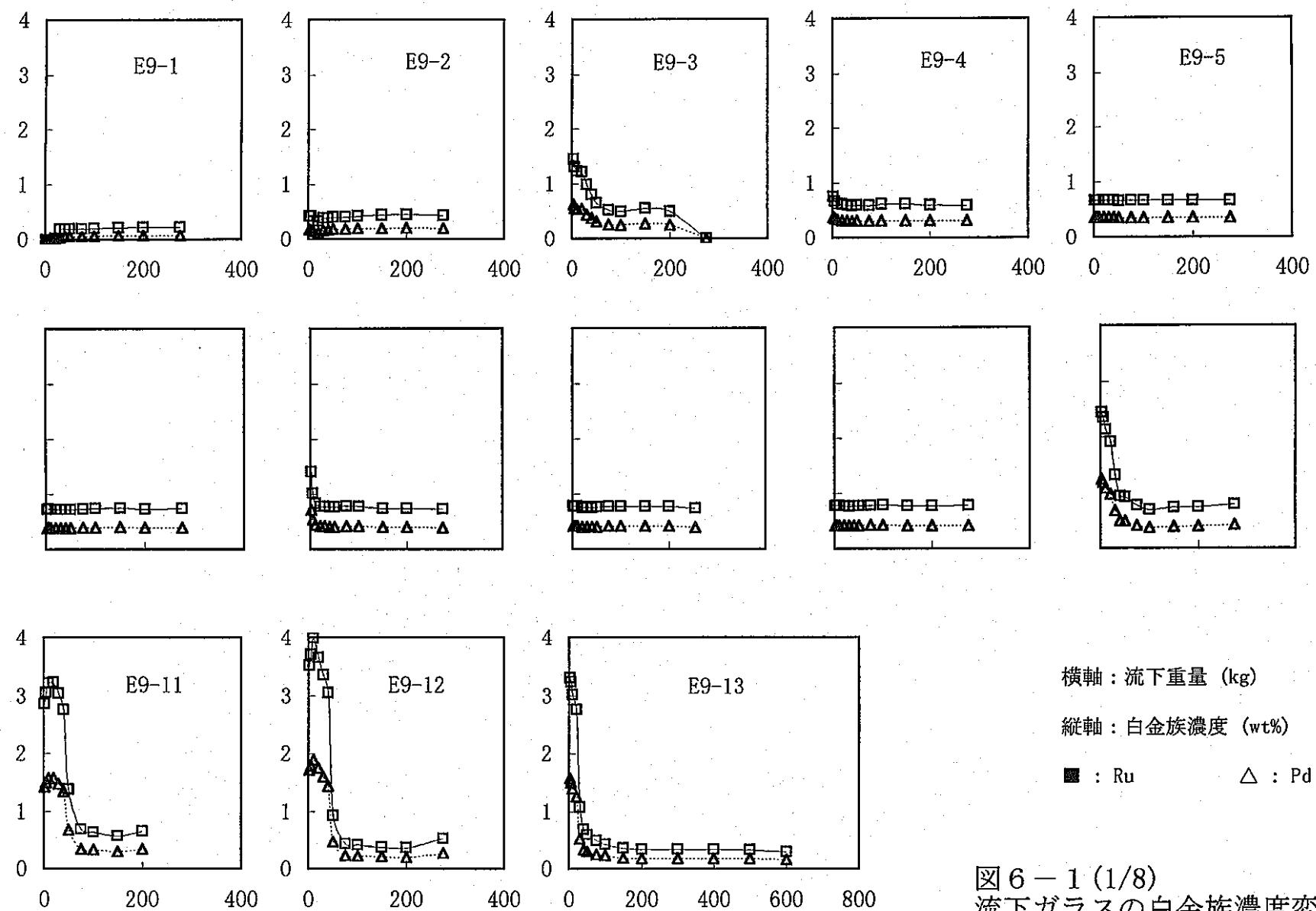
[単位 %]

	R u O ₂			P d O			白金族元素 計		
	拔出率A	拔出率B	拔出率C	拔出率A	拔出率B	拔出率C	拔出率A	拔出率B	拔出率C
E9-1	23.67	68.06	25.48	11.45	31.60	11.83	19.09	54.04	20.23
E9-2	52.36	84.44	54.88	40.02	57.09	39.75	47.73	73.39	49.02
E9-3	80.02	103.65	81.02	64.38	69.76	62.62	74.16	89.50	73.95
E9-4	68.58	87.78	73.97	60.74	63.43	63.65	65.64	77.46	70.03
E9-5	84.18	88.55	84.16	74.96	63.02	72.44	80.73	77.61	79.68
E9-6	82.81	90.93	90.69	73.31	62.96	77.82	79.25	78.79	85.77
E9-7	95.31	93.08	98.88	84.87	62.96	84.98	91.39	79.80	93.55
E9-8	81.36	91.91	96.08	72.06	60.00	83.05	77.87	77.60	91.13
E9-9	94.42	92.57	97.99	83.74	59.58	84.54	90.42	77.65	92.86
	586.67	648.47	622.78	514.06	441.71	529.10	559.46	558.41	586.96
A : (E9-3～-9平均)	83.810	92.639	88.969	73.437	63.101	75.586	79.923	79.773	83.852
E9-10	106.74	105.32	109.89	92.96	64.80	93.26	101.58	86.73	103.56
E9-11	105.30	142.48	144.48	87.43	79.45	116.36	98.61	112.75	133.74
E9-12	106.30	128.77	116.36	87.97	67.67	94.24	99.43	99.10	107.96
	318.35	376.57	370.73	268.36	211.92	303.85	299.61	298.58	345.25
B : (E9-10～-12平均)	106.116	125.524	123.577	89.454	70.639	101.285	99.871	99.525	115.084
B/A=①	1.266	1.355	1.389	1.218	1.119	1.340	1.250	1.248	1.372
I-13(トドア) 全バッチ平均 :	191.03	63.15	53.12	163.95	30.17	44.46	180.88	46.05	49.82
	90.16	95.44	86.69	76.76	59.42	71.46	85.14	79.27	80.87

表 6-11 バッチ所要時間と白金族元素抜き出し性

所要時間	全白金族元素			
	拔出率A	拔出率B	拔出率C	
E9-1	43:46:00	19.09	54.04	20.23
E9-2	46:30:00	47.73	73.39	49.02
E9-3	55:35:00	74.16	89.50	73.95
E9-4	69:20:00	65.64	77.46	70.03
E9-5	67:44:00	80.73	77.61	79.68
E9-6	53:28:00	79.25	78.79	85.77
E9-7	59:57:00	91.39	79.80	93.55
E9-8	61:04:00	77.87	77.60	91.13
E9-9	59:27:00	90.42	77.65	92.86
E9-10	48:16:00	101.58	86.73	103.56
E9-11	53:04:00	98.61	112.75	133.74
E9-12	65:22:00	99.43	99.10	107.96
E9-13	35:18:00	180.88	46.05	49.82





横軸：流下重量 (kg)
縦軸：白金族濃度 (wt%)
■ : Ru △ : Pd

図 6-1 (1/8)
流下ガラスの白金族濃度変化

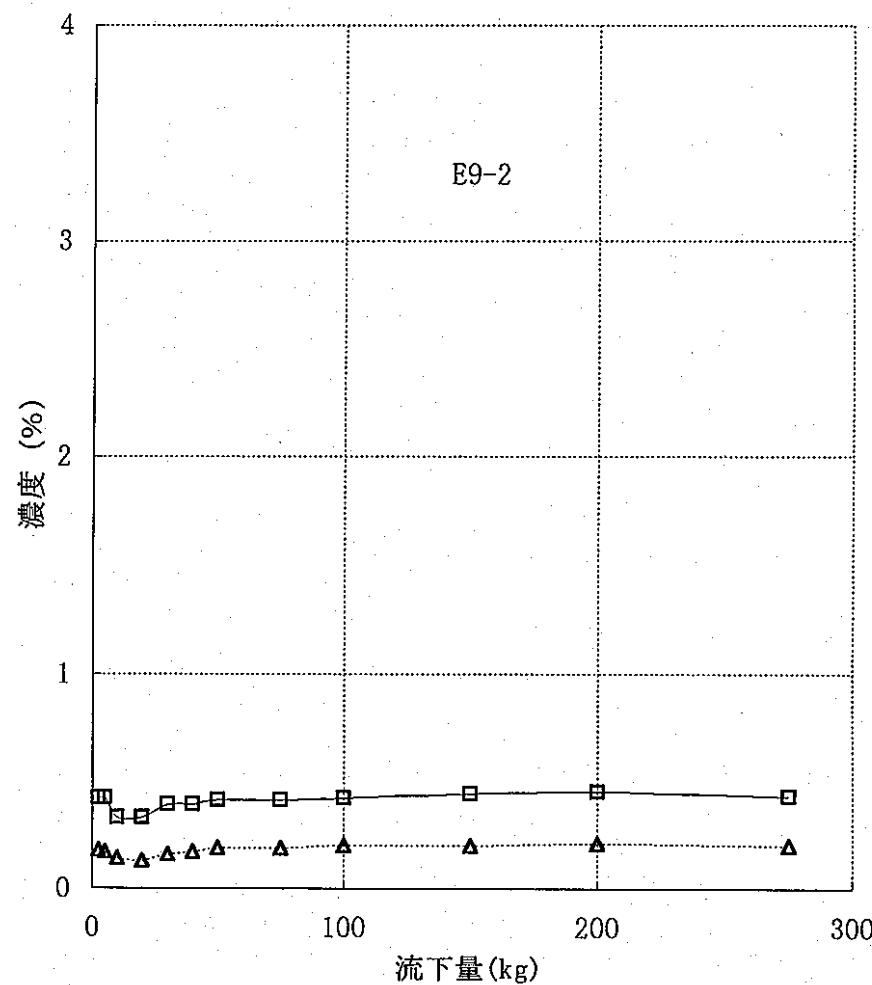
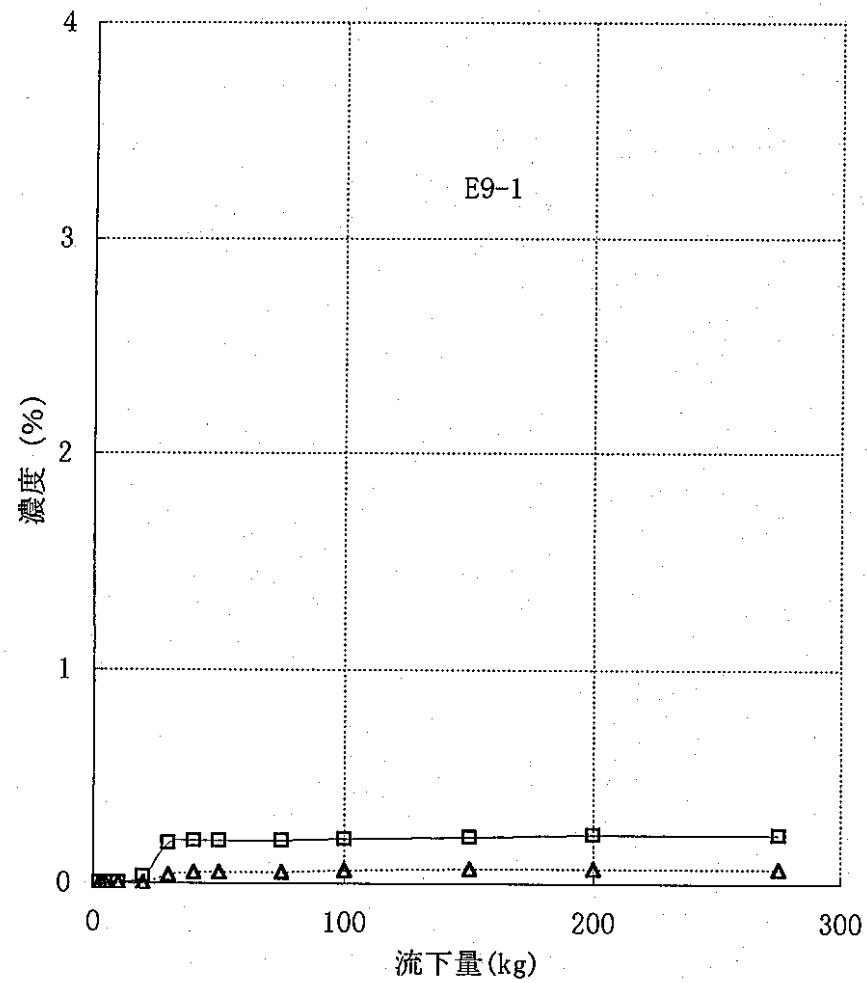


図 6-1 (2/8) 流下量と白金族元素濃度

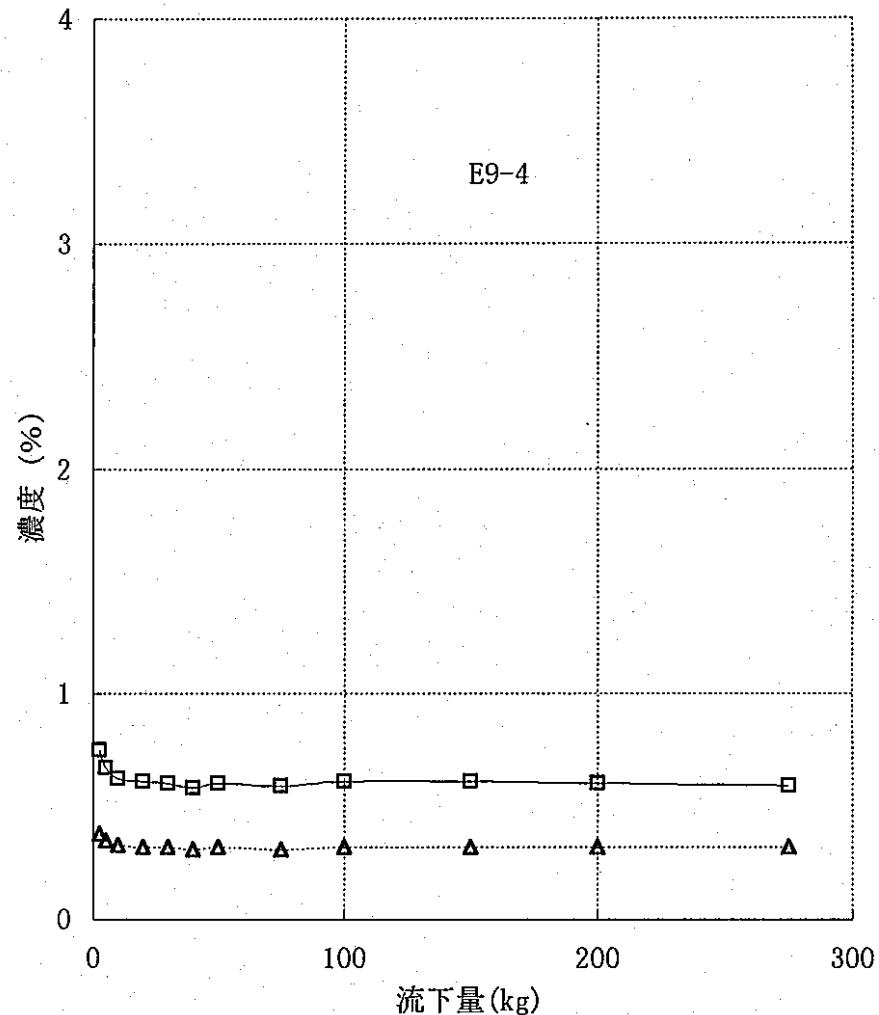
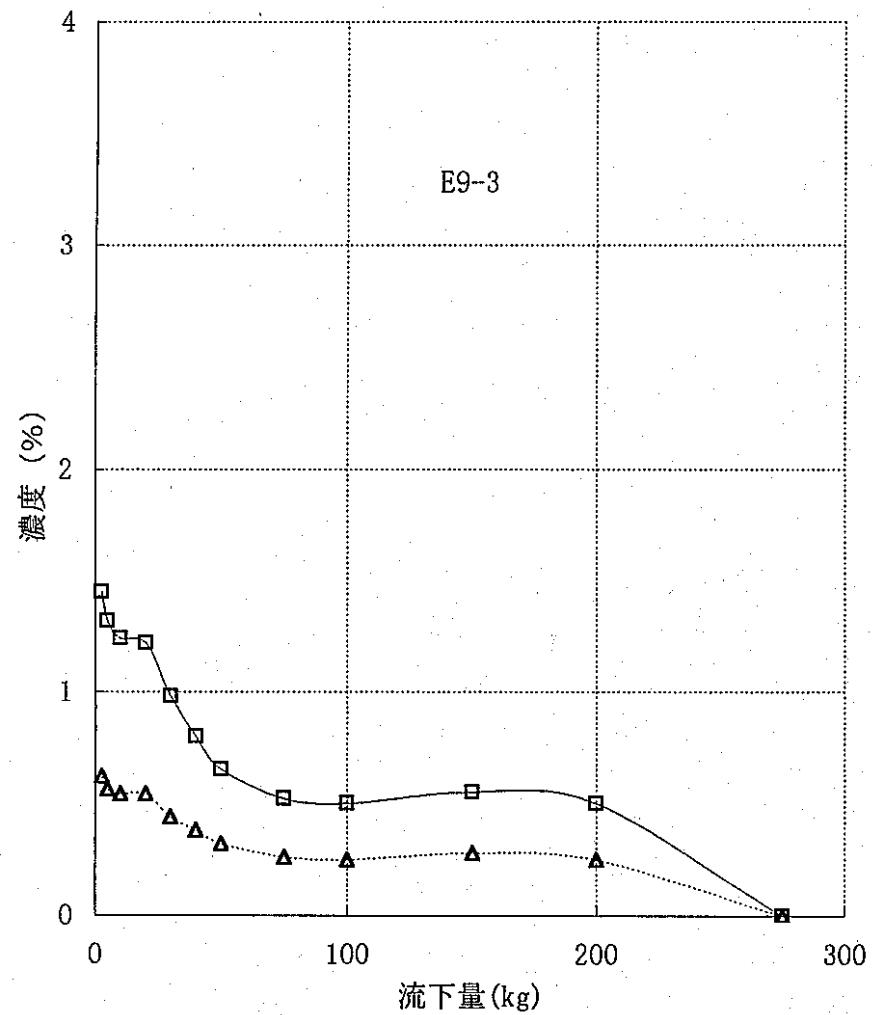


図 6-1 (3/8) 流下量と白金族元素濃度

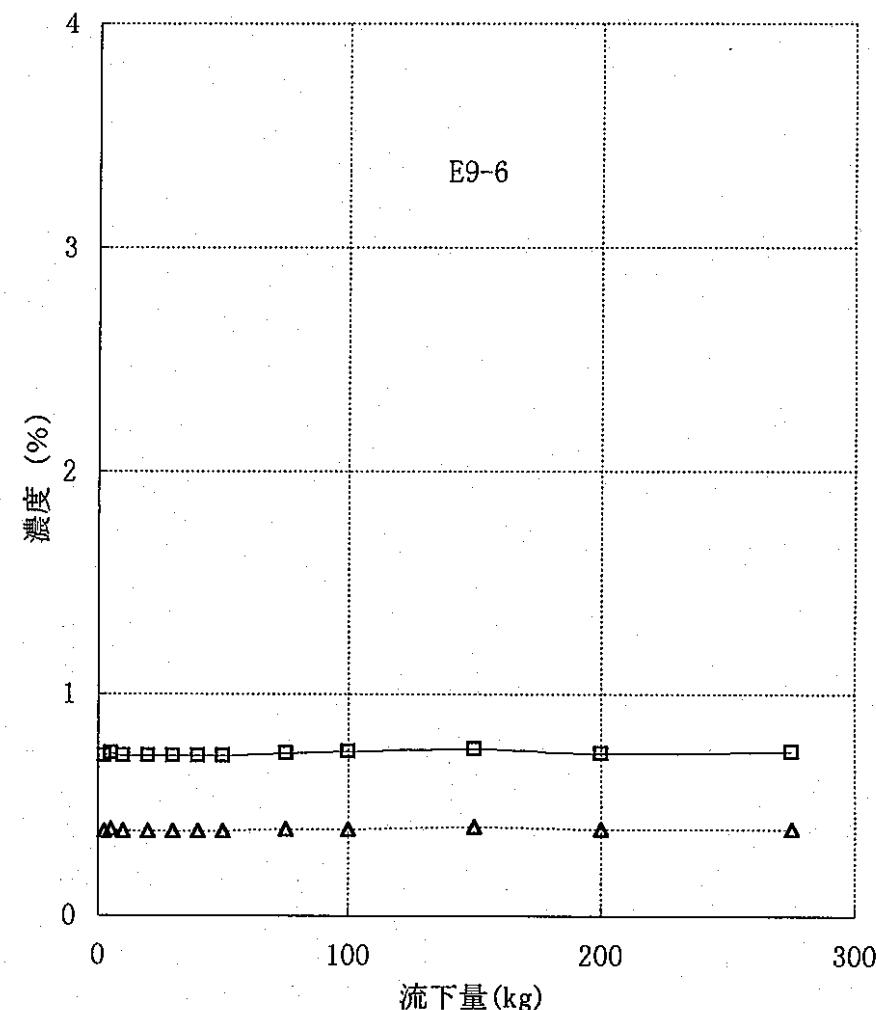
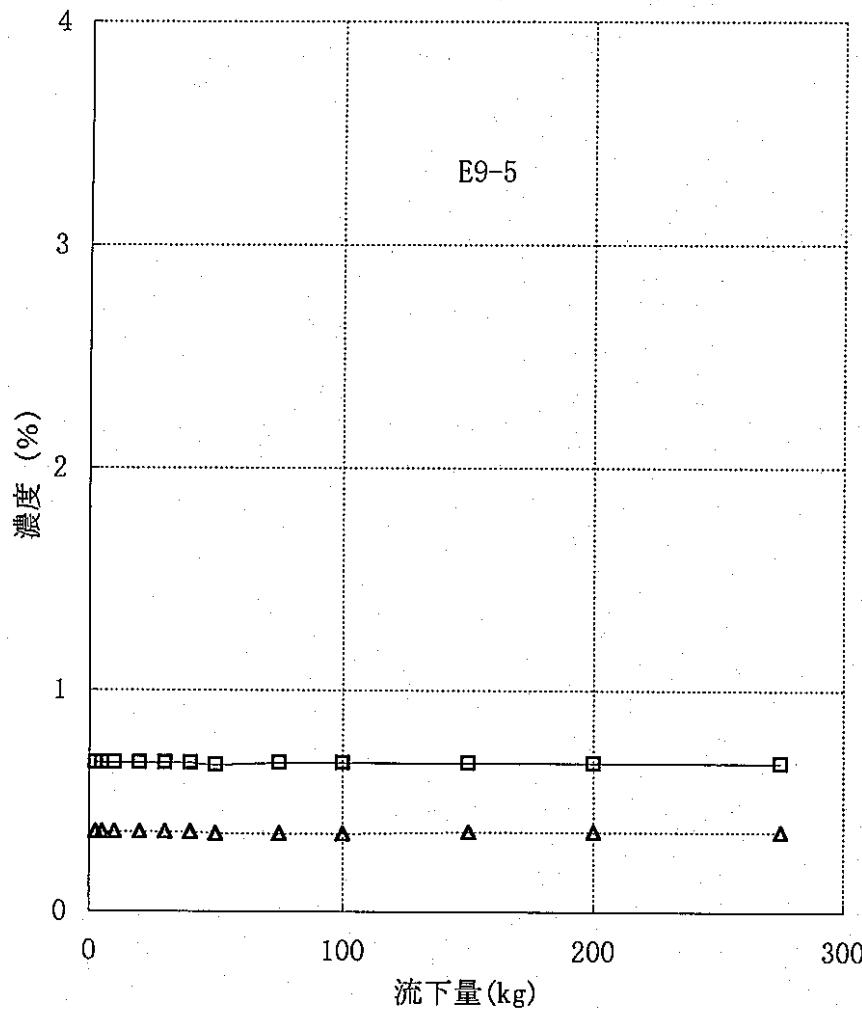


図 6-1 (4/8) 流下量と白金族元素濃度

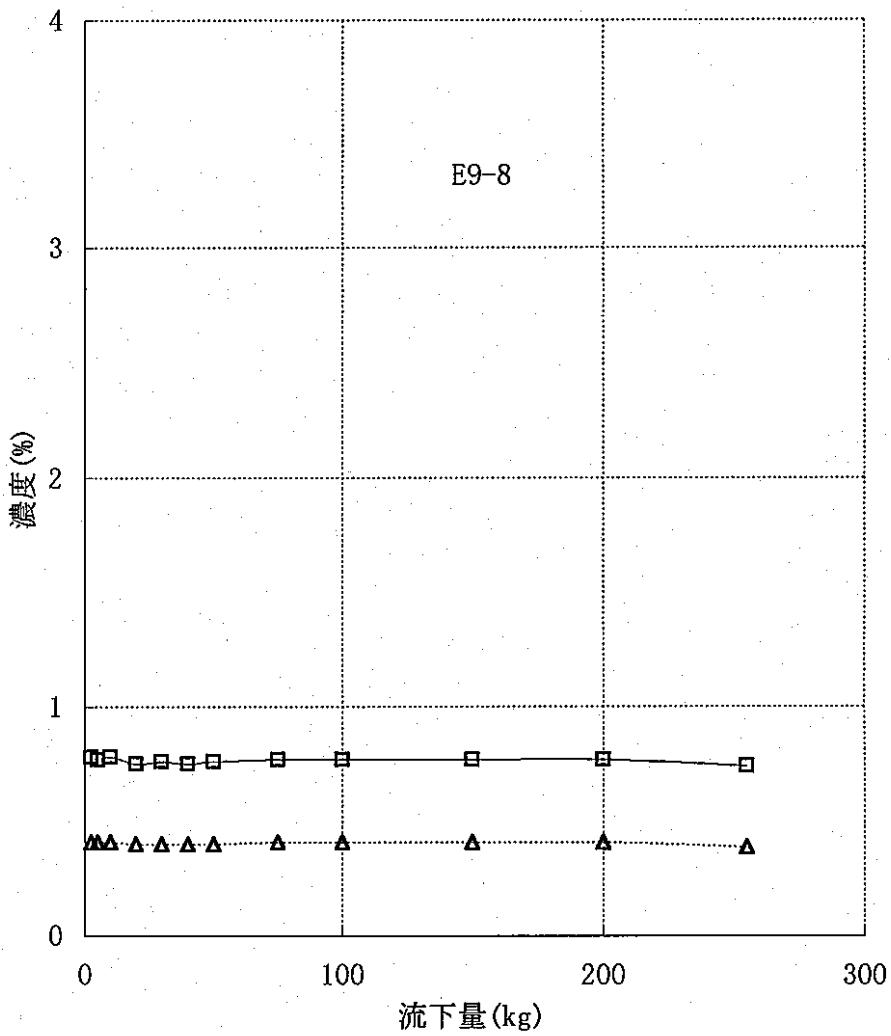
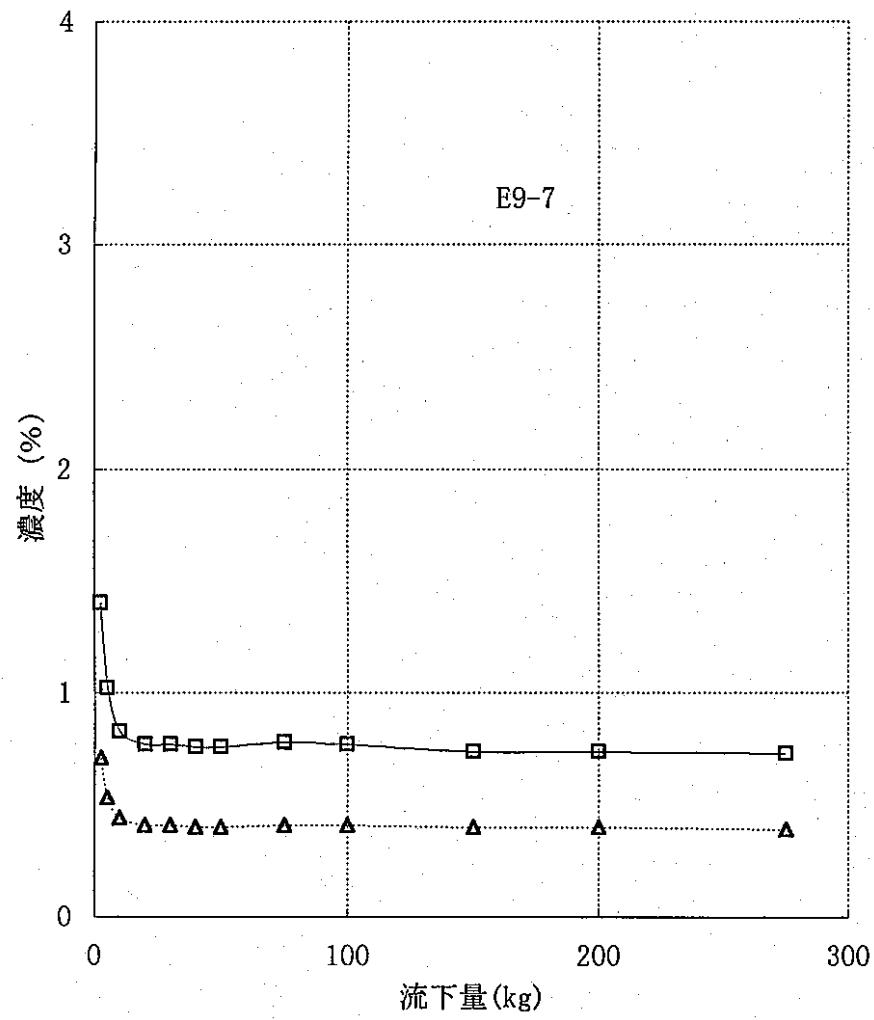


図 6-1 (5/8) 流下量と白金族元素濃度

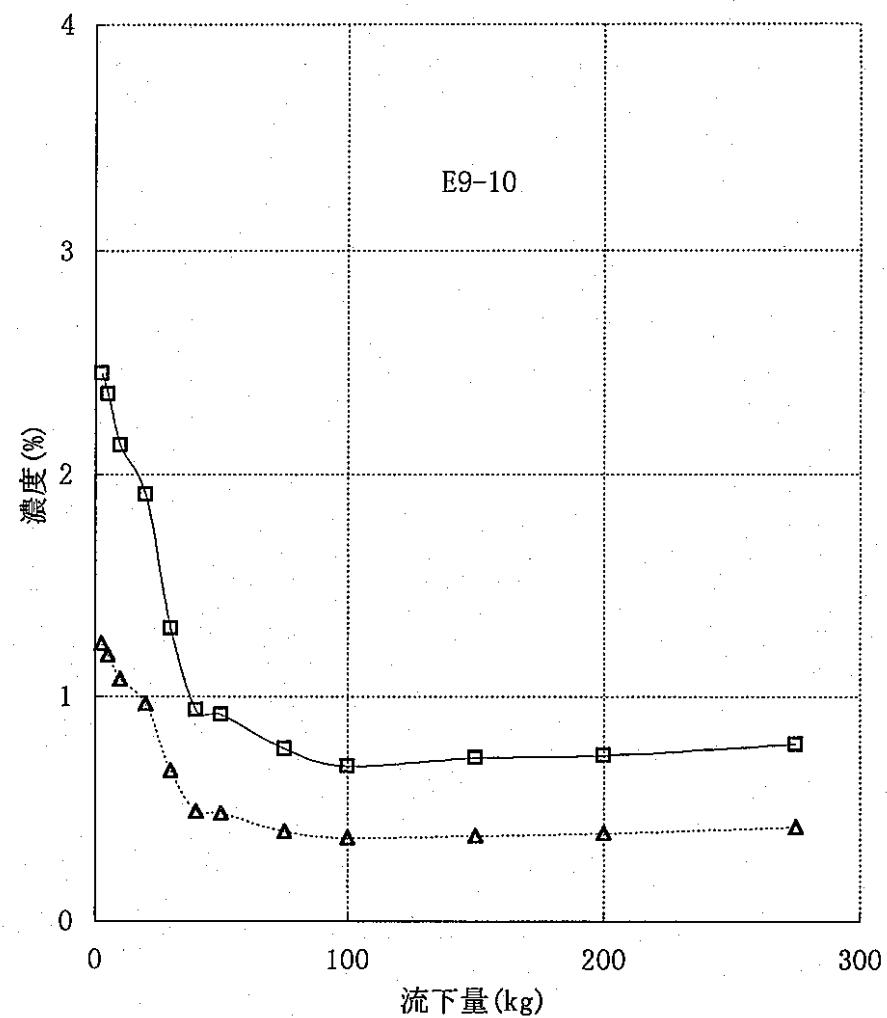
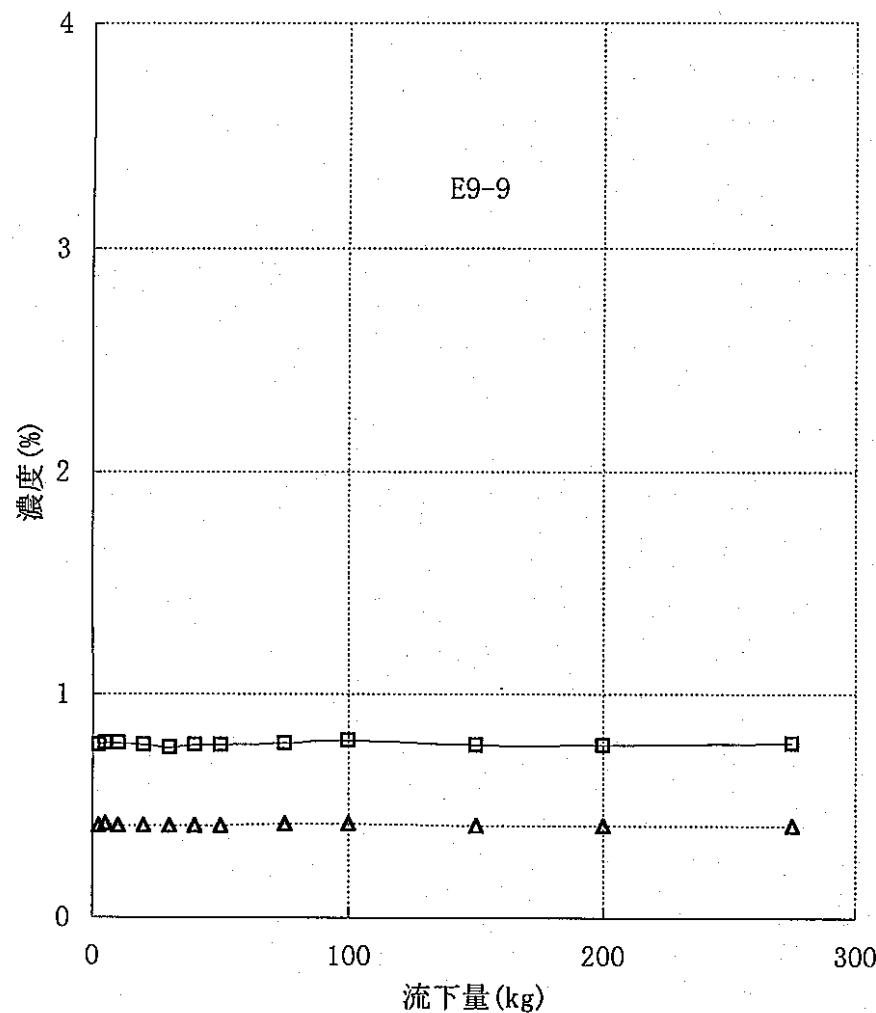


図 6-1 (6/8) 流下量と白金族元素濃度

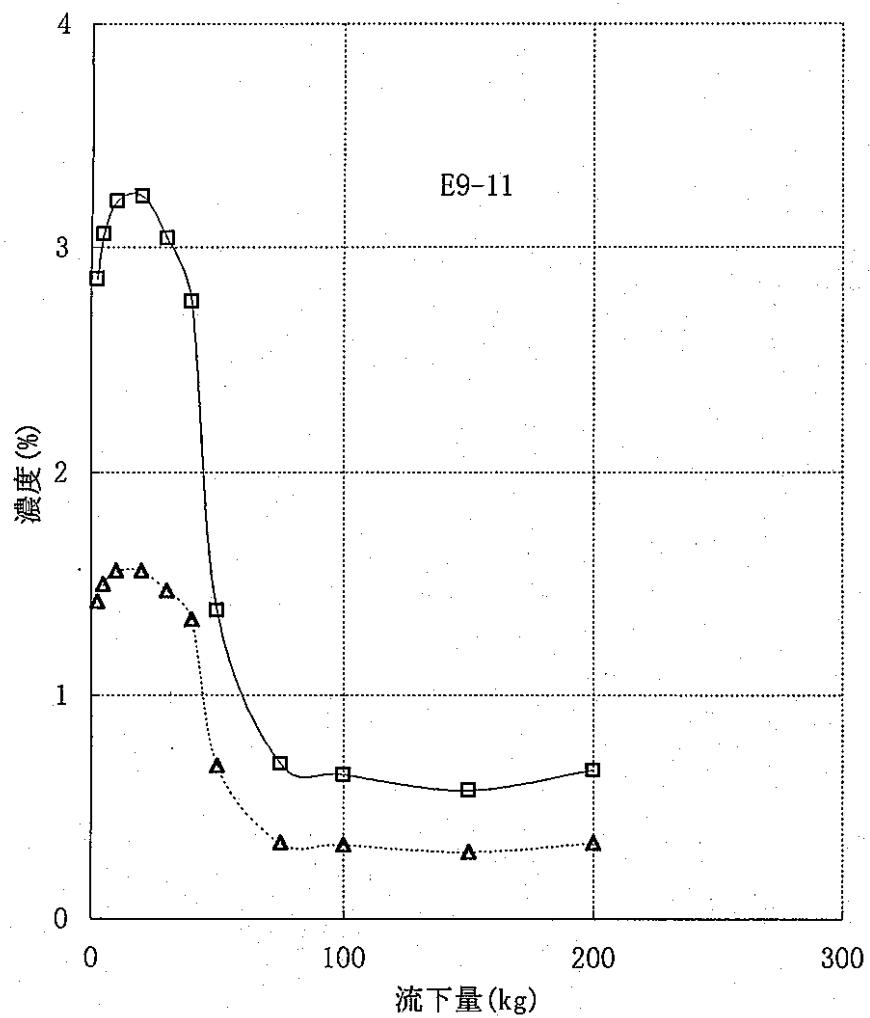
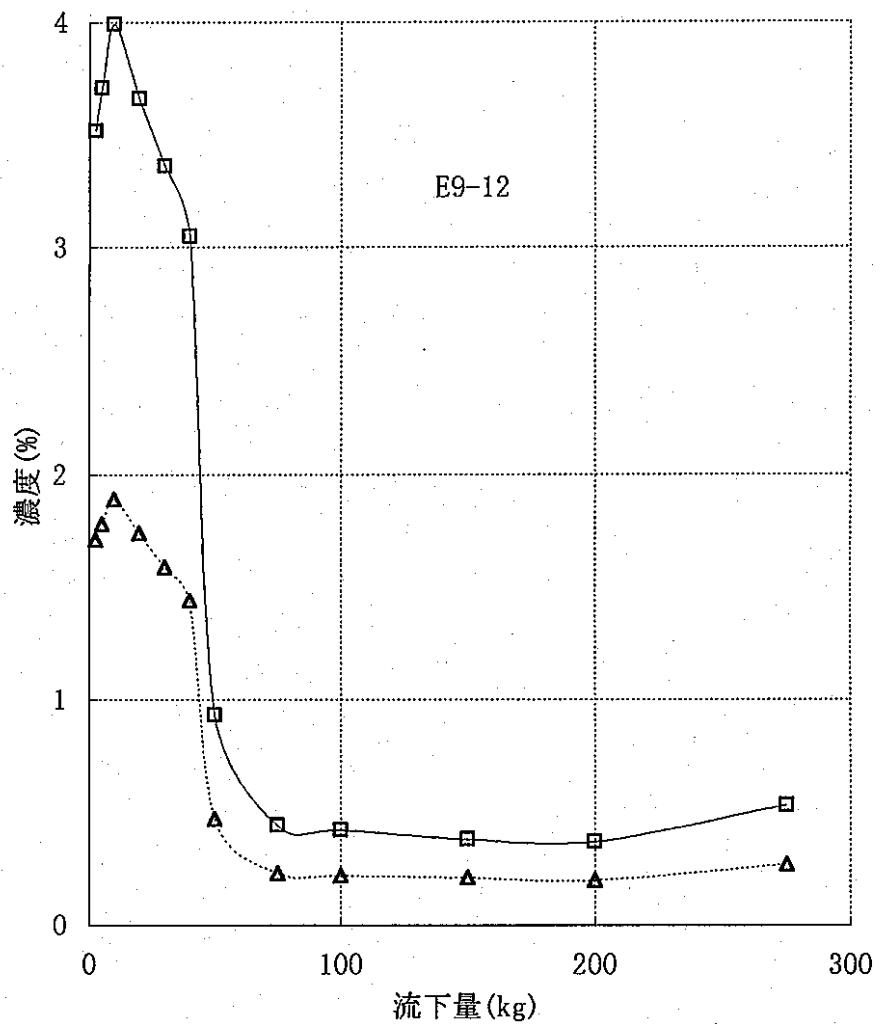


図 6-1 (7/8) 流下量と白金族元素濃度



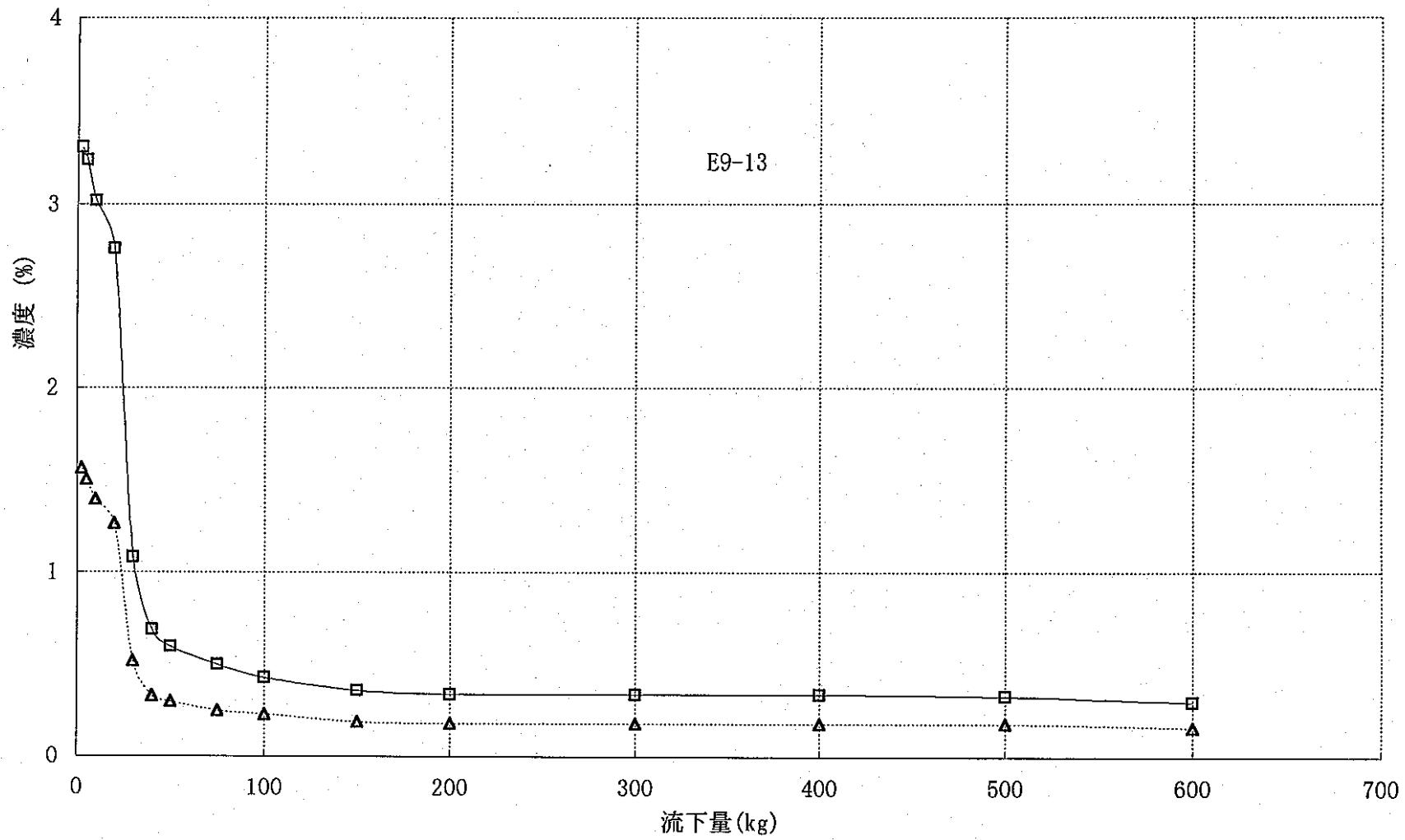


図 6-1 (8/8) 流下量と白金族元素濃度

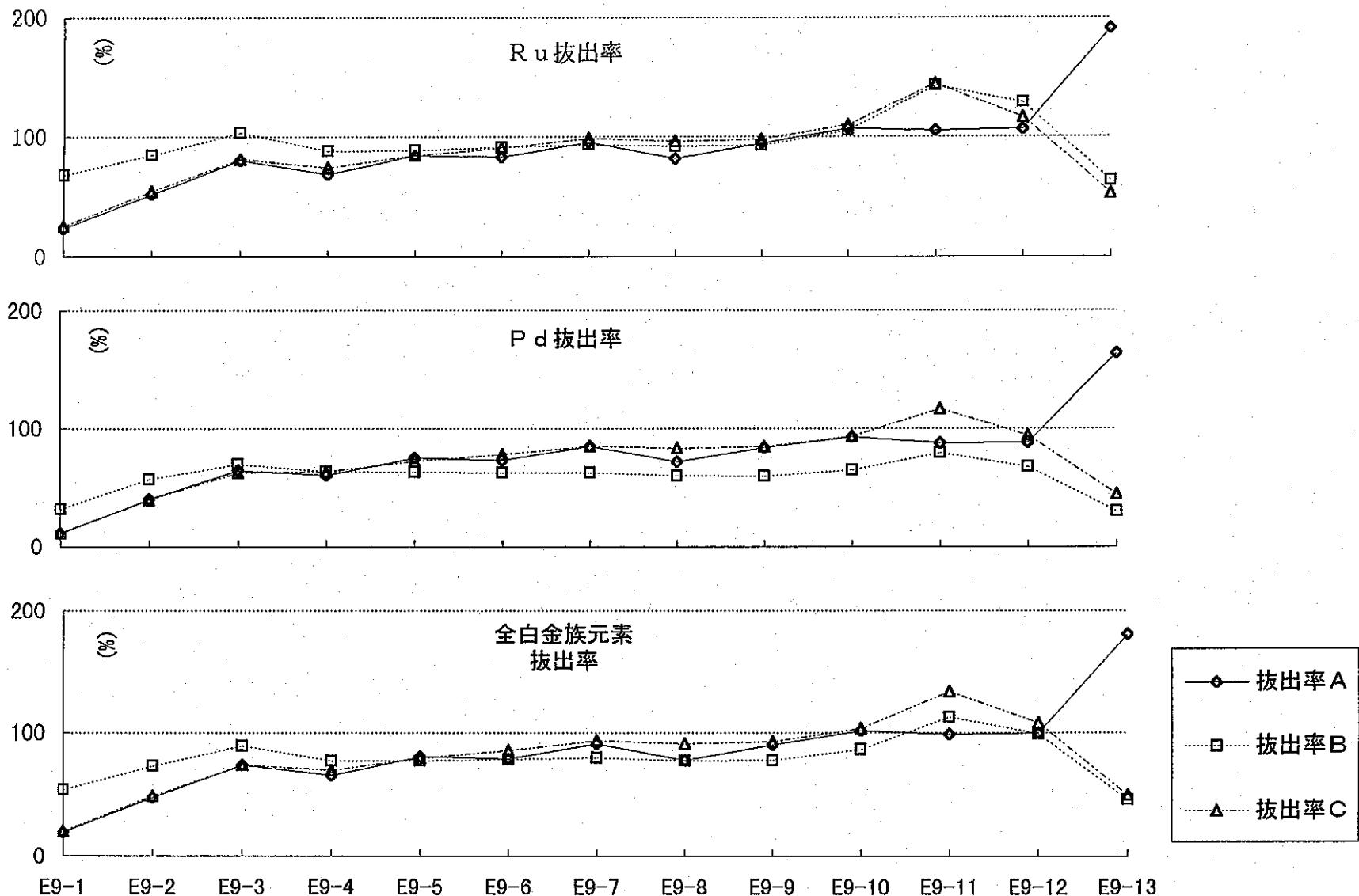


図 6-2 抜出率比較

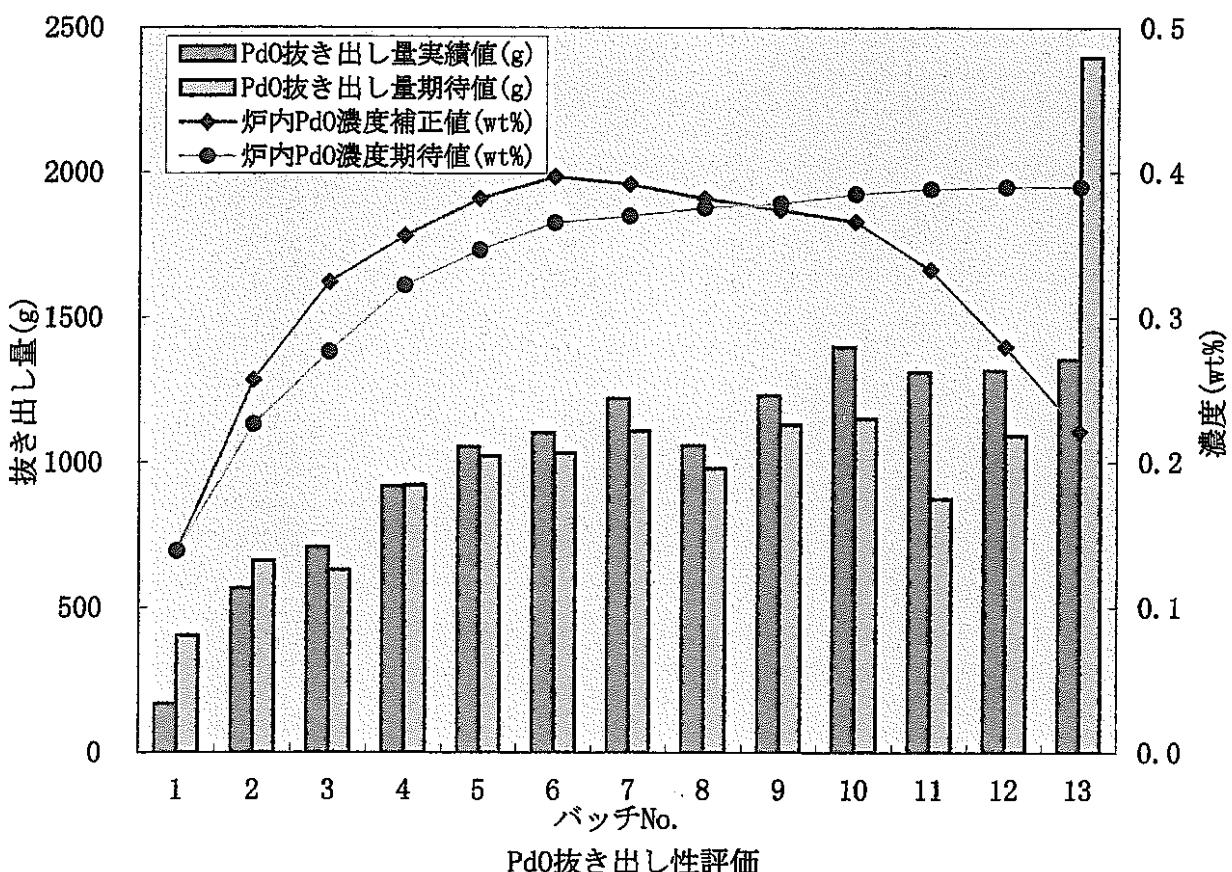
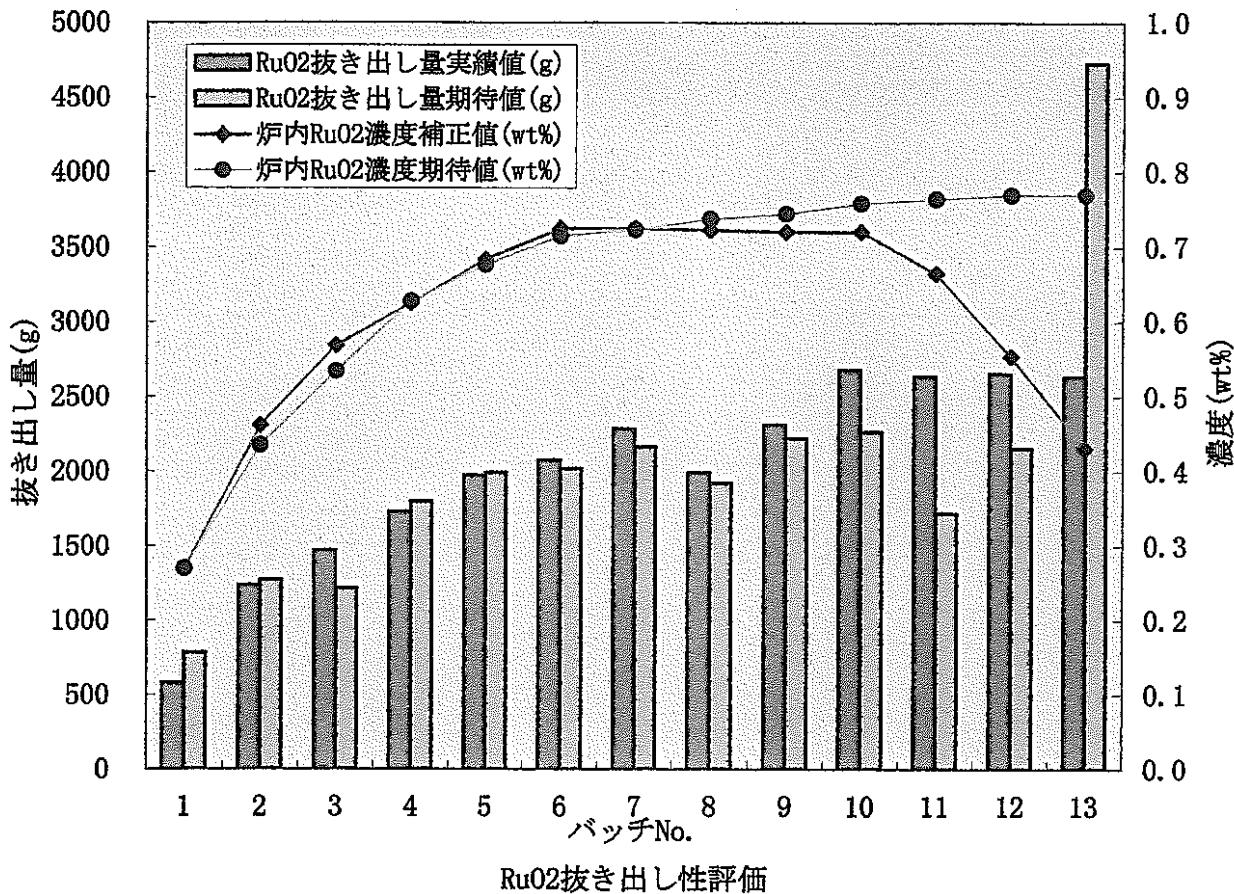


図 6-3 (1/2) 補正後の白金族元素抜き出し性の比較

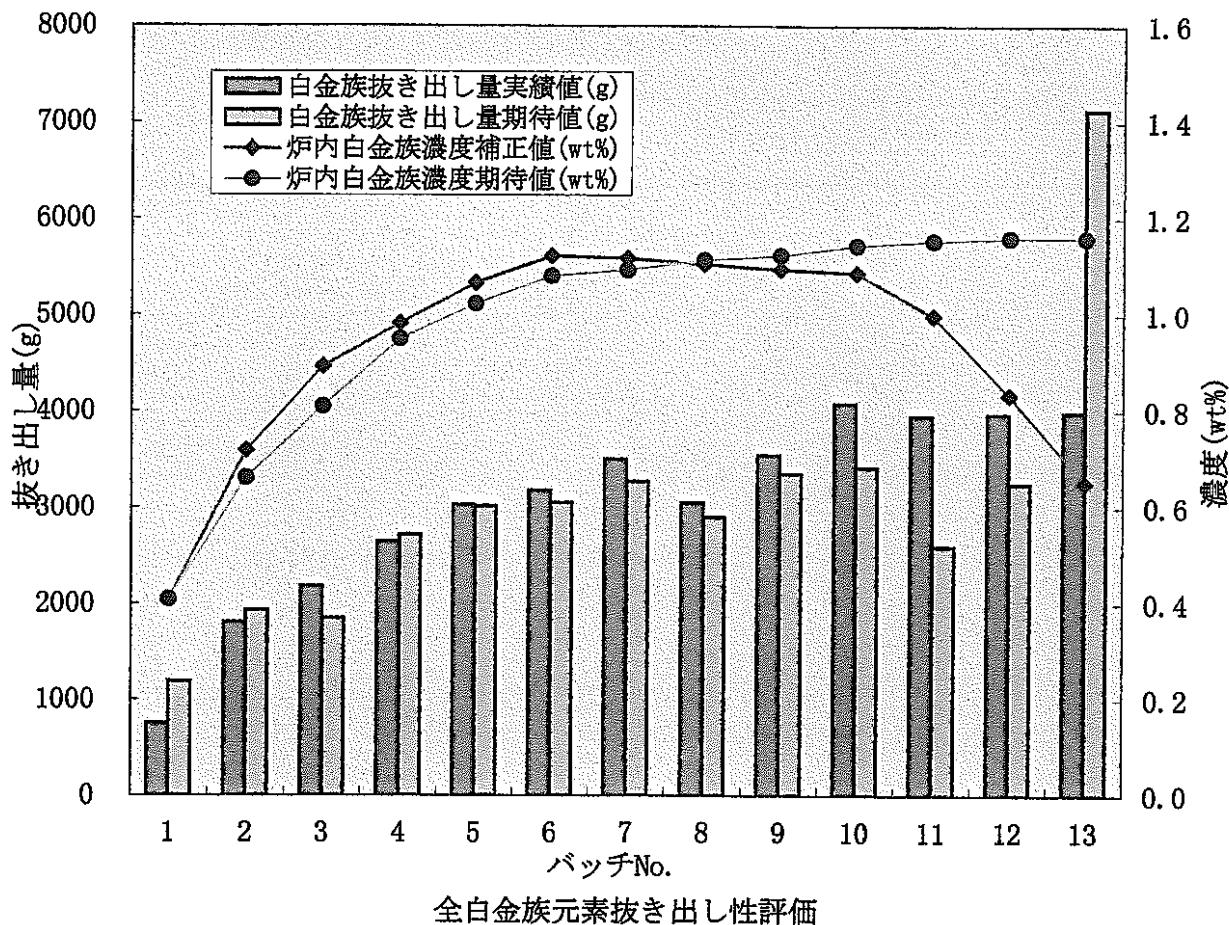


図 6 – 3 (2/2) 補正後の白金族元素抜き出し性の比較

7. 電極侵食量評価

7.1 概要

E9 試験終了後、内部電極および天板を取り除き、外・内部電極に付着したガラスをはつた後、外・内部電極の寸法測定を行い、侵食量および変形量の評価を行った。

その結果、内部電極の寸法測定ではガラスに浸漬する接ガラス部の平均侵食速度（廃液供給時）は 0.0041 mm/day で基礎試験、E8 試験結果（基礎試験=E8 試験）と比較して、かなり大きな値だった。しかし、これは最大値で評価しても設計値の約 3 分の 1 程度であり設計上の耐用年数 5 年は十分確保できるものと考えられる。

それに対し外部電極は、その形状から直胴部はその内径（水平）寸法を、コニカル部は電極フランジ面からの垂直距離を、電極全体の伸びについては流下ノズルと下部ジャケット間を測定した結果、E8 試験後と比べ、直胴部においては 0-180° 方向で M 液位付近が更に内部電極側に変形（E8 試験時の直径値比較で最大 4.51mm、製作時の直径値比較で最大 15.97mm）しており、コニカル部は 90° 方向が炉外側に変形し、その対面となる 270° 方向は炉内側へと変形、0、90° 方向についてはそれぞれ流下ノズル付近は炉外側に変形し、直胴部付近は炉内側への変形を示す結果となり、部分的な変形が更に進む結果となった。

また、肉厚測定結果によると 0° 方向以外は、外部電極は侵食せずに、前回とほぼ同じ厚さであったが、前回同様 0° 方向のみは他の面に比べ極端に増加した傾向であった。

以上のことより、外部電極は全体的に内部電極側への変形が前回程ではないが進んでおり、特に 0° 方向の L-H 液位間は他の面に比べ内部電極側への変形が著しいことが判った。

7.2 内部電極侵食量評価

7.2.1 侵食量測定方法

ドレンアウト後、炉内が室温に戻ってから内部電極を引き抜き、電極表面に付着したガラスをエア一打撃式多針タガネを用いて全面はりを行い、外形をノギス（MATUURA 製 JIS 1 級 1/20mm まで測定可）で測定した。

また、測定ポイントは伸びの影響による誤差を少なくするため、内部電極上部のレンガ下を基準にし、φ 200mm の直胴部上端より 10mm 下を基準に 20mm 每の外径測定を実施した。

測定方向は 0-180°、90-270° の 2 方向の電極外径を測定し、それについて試験前外径との差を侵食量とし、その半分の値を側面侵食量とした。また、計測はそれぞれのポイントについて 3 回ずつ行い、その平均値で評価した。

7.2.2 測定結果

(1) 接ガラス部の侵食量

内部電極直胴部の外径測定結果を表7-1に示すとともに側面侵食量のグラフを図7-1に示す。また、E9試験後の外観写真を写真7-1に示す。

この結果により、接ガラス部の平均側面侵食量は0.122mm(最小0.021mm、最大0.213mm)で最大侵食ポイントはL液位付近にあったが全体的に鋭いピークはなく極端な侵食傾向は示さなかった。

部分的には温度及びガラス液位が大きく変動するHH-L液位間の侵食が進むのではないかと考えられたが、測定結果よりHH-L液位間の平均側面侵食量は0.113mmで溶融ガラスが常に浸漬するL液位より下方向の平均側面侵食量は0.136mmであり、ほぼ同じ値を示し、連続供給運転におけるガラス液位の変動が内部電極に与えた影響は小さかったといえる。

また、接ガラス部の最大側面侵食量0.213mmと直接通電日数33.05dayから最大侵食速度を求める

$$\text{最大侵食速度} = \frac{0.213 \text{ mm (0.122mm)}}{(平均侵食速度) \quad 33.05 \text{ day}} = 0.0064 \text{ mm/day} \quad (0.0037 \text{ mm/day})$$

となる。

また、一般に廃液供給のない直接通電のみの運転に比べ、廃液供給時の電極侵食速度は高いことから正味の廃液供給日数から最大侵食速度を求める

$$\text{最大侵食速度} = \frac{0.213 \text{ mm (0.122mm)}}{(平均侵食速度) \quad 29.95 \text{ day}} = 0.0071 \text{ mm/day} \quad (0.0041 \text{ mm/day})$$

となり、これは最大値で評価しても設計値0.0214mm/day⁽¹⁾の約3分の1程度だった。

(2) 非接ガラス部の侵食量

非接ガラス部の平均側面侵食量は-0.029mm(最小-0.092mm、最大0.050mm)でE8試験後と同様に外形が膨らむ側の傾向を示し侵食量を評価するには至らなかった。

(3) 方向別の侵食量

E8試験で評価を行った外部電極の方向(対向)別による変形の違いは炉内の温度分布の偏り(原料供給側とその他の面での温度差)が原因の1つではないかと考えられた。もしこのような温度差があるとすれば、炉内に挿入し直接通電を行う内部電極の侵食量の差が方向別にも少なからず現れているのではないかと考えられたため、今回は内部電極についても方向別の侵食比較を行った。

内部電極直胴部の方向別侵食量のグラフ（直径の変化比較）を図7-2に示す。またノズルおよび計器類の配置図を図7-3に示す。

図7-3より、JCEM工学試験装置には炉中心部に内部電極が設置されており、 0° 方向に原料供給ノズル、 80° 方向に炉内温度測定用熱電対（T901～T903）、 130° 方向に炉内温度分布測定用熱電対（T932～T937）、 180° 方向にエアフィルムクーラ、 230° 方向にガラス液位計が配置されている。

今回の侵食量測定では $0-180^\circ$ 、 $90-270^\circ$ 方向の2カ所の測定を実施した。その結果、接ガラス部における $0-180^\circ$ 方向の平均侵食量は 0.150 mm（最大 0.350 mm 最小 -0.117 mm）、 $90-270^\circ$ 方向の平均侵食量は 0.338 mm（最大 0.583 mm 最小 0.133 mm）で $90-270^\circ$ 方向が $0-180^\circ$ 方向の約2倍程度侵食していた。

また、液位範囲別の侵食量の差としては常に溶融ガラスに浸漬するL液位以下については2方向とも同様の侵食傾向を示しているが侵食量の大きさは 0.2 mm 程度異なっている。これに対して、ガラス液位が変動するL-HH液位間、特に測定ポイント 460～660 mm（M液位～HH液位間周辺）の間においては $0-180^\circ$ 方向がほとんど侵食していないのに対し、 $90-270^\circ$ 方向は 0.4 mm 程度の侵食量で一定した侵食傾向が観られた。

7.2.3 考察

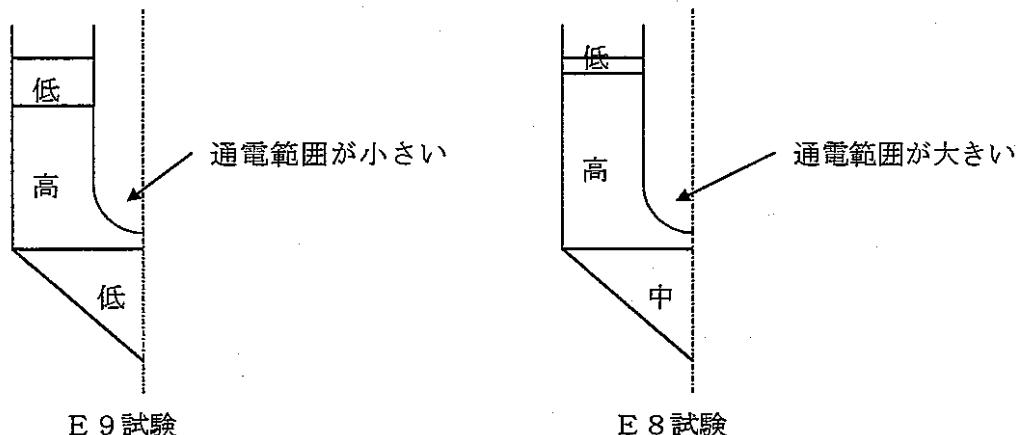
(1) 基礎試験およびE8試験結果との比較

運転中のガラス溶融炉内では、高温の溶融ガラスによって電極は運転条件に応じた侵食を受ける。ガラス溶融炉の安全な運転確保の観点から電極材料の侵食量に基づき電極寿命を正確に評価することは重要である。昭和58年度に日本電気硝子（株）に委託した「ガラス溶融炉安全評価手法の研究（III）（2）ガラス溶融炉電極材の侵食試験」では実験室規模のセラミック溶融炉の中に模擬廃液（SW-6）を含む廃棄物含有ガラス（G-2）を満たし、その中にInconel 690 の棒状電極を浸漬して通電し、溶融ガラスによる電極表面の侵食深さと電流密度および温度との関係を求めた。その結果、電流密度と電極の侵食深さは図7-4のようになった。電極表面の侵食深さは、電流密度を増大する場合ガラスの温度に関係なく 0.42 A/cm^2 から急増し 0.42 A/cm^2 以下の侵食深さは21日間で 0.03 mm (0.0014 mm/day) 以下だった⁽¹⁶⁾。

上記の基礎試験結果およびE8試験とE9試験における侵食速度とを比較検討する。E9試験における表面電流密度の経時変化を図7-5に示すとともに電極表面温度（推定値）の経時変化を図7-6に示す。図7-5はガラス液位から推定した通電表面積に基づいて求めた平均電流密度で、さらにこの図から求めた時間的に平均した平均表面電流密度は 0.33 A/cm^2 であ

る。図7-6の電極表面の温度推定値から平均表面温度は1002°Cである。これらの値を用いて基礎試験結果(図7-4)より侵食速度を求めると0.0014 mm/day以下となるが、今回の試験後における接ガラス部の平均侵食速度(廃液供給時)は0.0041 mm/dayであり、基礎試験データの3倍程度の値となっている。また、E8試験では平均表面電流密度0.39 A/cm²、平均電極表面温度1015°Cの条件で接ガラス部の侵食はほとんど確認されなかつた。

以上のことから、E9試験の侵食速度が基礎試験、E8試験と比較してかなり大きくなつた原因を考えると、『電極の通電範囲が狭く部分的(特にM液位以下)に電流密度が高くなつていていた』のではないかと考えられる。E9試験では白金族元素等の影響によりE8試験に比べて炉底温度が100°C程度低かつたこと、過剰供給により未溶融原料層が厚くなつたことにより以下の概略図に示すように炉内の上下において温度分布が大きくなり、電流が流れやすい電極直胴部に通電が偏ることによって直胴付近の電流密度はガラス液位と電流値から計算した値0.33 A/cm²よりも更に高い値(侵食が始まる0.42 A/cm²以上)になつていたのではないだろうか。

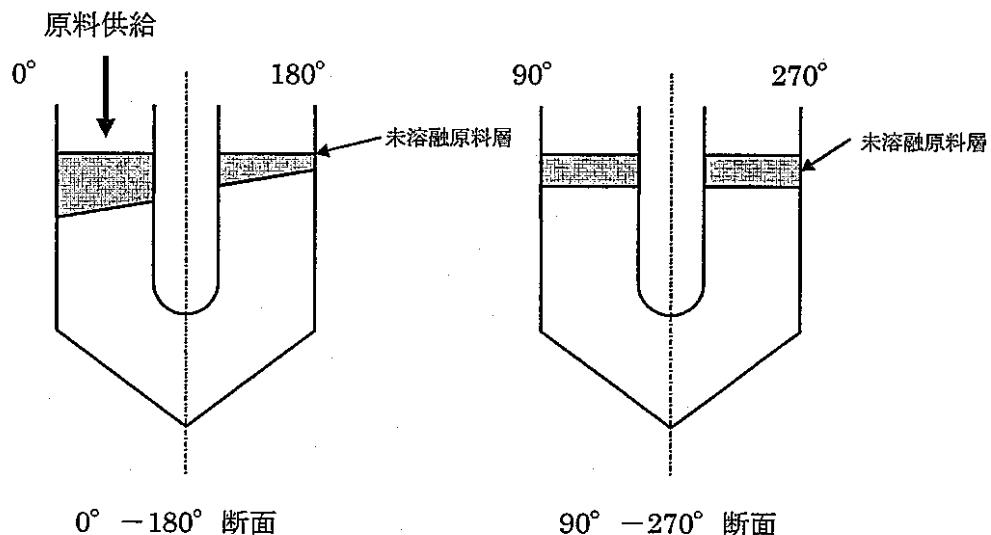


この通電の偏りは、E9試験ではE8試験より電流値が低いにもかかわらず炉内温度最高値はE8試験時より50°C程度高かつたことからも説明できると同時に、ガラス温度が高いことがE9試験でE8試験よりも侵食量が高くなつた原因の一つとも考えられる。

(2) 方向別の侵食傾向について

今回の侵食量測定では0-180°、90-270°方向の2ヵ所を測定した。その結果90-270°方向が0-180°方向の約2倍程度侵食していた。また、侵食傾向としては90-270°方向が接ガラス部全体が侵食しているのに対して0-180°方向はM液位より下方向が侵食する傾向があり、M液位より上方向はほとんど侵食していなかつた。この結果から炉内の状態を推察すると下図のようになつていると想像され、原

料供給を行う 0° 方向は常に一定した供給が行われるため、未溶融原料層は他の方向に比べ高さ方向に厚くなる傾向があり、過剰供給の状態になるとその傾向は更に進行すると思われる。その他の方向は通電によるジュール熱、対流等により未溶融原料層を徐々に溶かし、 $0 - 180^\circ$ 断面のような未溶融原料層の傾斜にはならず未溶融原料層の厚さは均一であると考えられる。



以上のことから、原料供給ノズルのある 0° 方向は図7-2の侵食傾向からM液位付近まで未溶融原料層が形成されていたと考えられ、未溶融原料層部分は電流が流れにくい状態のためこのM液位付近では電流の流れにくい 0° 方向ではなく、その他の 90° 、 180° 、 270° 方向へより多く電流が流れたため、 $0 - 180^\circ$ 方向の測定結果が $90 - 270^\circ$ 方向に比べ、ほとんど侵食しなかった（但し、 180° 方向の側面は $90 - 270^\circ$ 方向と同じ位侵食しているはず）のではないかと考えられる。これは、はつり後の観察で 90° 、 180° 、 270° 方向に比べて 0° 方向に Cr_2O_3 層が多く残っていたこと（ Cr_2O_3 層はある程度の通電で生成が促進されるが通電が大きいとガラス中に流出してしまう）からも伺える。これに対して $90 - 270^\circ$ 方向は全体的な侵食傾向が観られることから両側の未溶融原料層の厚さは上図の断面の様にほぼ同じであったと思われる。以上のこととは測定結果からの想定であるが、JCEMタイプの溶融炉では連続供給運転中に過剰供給等の事象が発生すると電流の偏りが発生し、長時間その状態で運転を行うと、流れやすい面にしか電流が流れないため局部的に電流密度が上昇する。それにより、通電が集中する範囲の面がより多く侵食するのではないかと考えられ、これが今回の方向における侵食差になったのではないかと思われる。

(3) 電極の寿命について

E9 試験は白金族元素含有の高模擬度廃液を用いた試験であるため実操業状態に最も近い運転であるといえる。今回の試験における侵食速度等のデータから電極寿命を推定することは溶融炉の寿命を判断する上でも重要である。

E9 試験における最大侵食速度（廃液供給時）は 0.00711 mm/day であり実プラントにおける年間稼働日数を 200 日と仮定する。電極の設計上の腐食代は 30mm、強度代は 30 mm で全体の肉厚は 60 mm である。この条件で電極寿命を推定すると、

$$\begin{aligned} \text{電極寿命(年)} &= \frac{\text{設計上の腐食代 (mm)}}{\text{E9 試験における最大侵食速度 (mm/day) } \times \text{稼働日数 (day/年)}} \\ &= \frac{30 \text{ (mm)}}{0.00711 \text{ (mm/day)} \times 200 \text{ (day/年)}} \\ &= 21.09 \text{ (年)} \end{aligned}$$

となり、設計上の耐用年数 5 年は十分確保できると考えられる。

7. 3 外部電極侵食量評価

7.3.1 侵食量測定方法

ドレンアウト後、炉内が室温に戻ってから、外部電極の表面に付着したガラスをエアー打撃式多針タガネを用い全面はつりを行うと共に、E9 試験ではコニカル部底面にガラスが残留したため、このガラス粉碎もあわせて行った。

外部電極直胴部については、その内径をつぎたしロッド型内側マイクロメータ (Mitutoyo 製 1/100mm まで測定：今回の測定長での器差 24.76 (一部 23.5) マイクロ m) で半径方向 (水平) の変形量を測定した。

コニカル部の変形量については上部フランジに 0-180, 90-270° の 2 方向に糸を張り、その交差する点を基準 (0mm) に電極半径方向外側に 120, 240mm の 2 点について、それぞれ振り下げ用おもりとコニカル面との接点を導きだし、コニカル部の変形量は鉛直方向の値であるフランジ上面からの距離をコンベックス (KDS 製) で直接測定した。

また、電極の伸びについては補助加熱炉下部に設置する下部ジャケット下面を基準に流下ノズル先端までの距離を測定した。

さらに、この各面に対し、その肉厚を超音波厚さ計 (AandD 社製 AD-3251、1/10mm まで測定可) で測定した。このときの超音波の音速は MA690 試験片

(15mm)を基準に校正を行い音速を 5900m/s (E8 試験同様) とし、測定面には接触器との界面媒体用にグリセリンを付着し測定した。

測定ポイントは伸びの影響による誤差を少なくするため、外部電極上部フランジを基準に、600mm 下から 50mm 毎とし内径測定の測定方向は 0-180°、90-270° の 2 方向の電極内径を測定し、肉厚については各方向についてそれぞれ測定を行うことにした。

また、外部電極の内径、コニカル部の内径変化測定結果を<変形>と言い、肉厚測定結果を<侵食>と表現することにした。

7.3.2 測定結果

(1) 内径（外部電極直胴部）測定結果

表 7-2、図 7-7 に E9 試験後の外部電極直胴部の内径測定結果、写真 7-2 (1/4~4/4) に E9 試験後の外観を示す。

この結果より、外部電極は直胴部の接ガラス部のほぼ全域において内側（内部電極側）方向に変形していると言え、その変形は 0-180°、90-270° 方向とも同様な傾向を示しているが、設計寸法(内径 700mm)比較で 0-180° 方向が最大 15.97mm (面平均 7.79 mm)、90-270° 方向では最大 6.06mm (面平均 2.77 mm) の変形となり、0-180° 方向が 90-270° 方向に比べ E9 試験までを通算して最大値比較で約 2.6 倍変形する結果となった。

また、E8 および E9 試験後の寸法測定結果比較を、表 7-3、図 7-8 に示す。

この結果より、E9 試験では E8 試験での結果に比べ、0-180° 方向で最大（上部フランジを基準にして測定ポイント 1050mm）4.51mm 内側に変形し、90-270° 方向で最大（測定ポイント 950mm）1.81mm 内側に変形していた。

しかし、測定ポイントごとの全体の傾向は大きく変わらず接ガラス部は全て内部電極側へ変形していた。

(2) コニカル部の変形および伸び測定結果

表 7-4 に E8 および E9 試験後のコニカル部の変形量および伸び測定結果比較を示す。

この結果より、E9 試験ではコニカル部の測定ポイント 240mm (電極側面付近) において 0、180、270° 方向がそれぞれ 2.5、1.8、6.5mm 程度上方向への変形を示したが、90° 方向は 7.3mm 下方向へ変形した。また、測定ポイント 120mm (流下ノズル付近) では 270° 方向だけは 2.0mm 上方向への変形を示したが、0、90、180° 方向はそれぞれ 9.3、6.5、4.3mm 下方向へ変形する結果となった。

また、写真 7-2 からも判るように流下ノズル部にガラスがたまっているため、電極中心部の測定は出来なかった。

さらに、電極の伸びについては、下部ジャケットを基準に流下ノズル間を測定した結果 E8 試験との測定値比較 ($392.5 - 392.5 = 0\text{mm}$) でも変わらなかつたため、E9 試験でも電極の伸びは発生しなかつた。

(3) 肉厚測定結果

表 7-5、図 7-9 に E9 試験後の外部電極の肉厚測定結果を示す。

この結果より、外部電極は 0° 方向を除き、ほぼ一定の肉厚（傾向）を示しているが、 0° 方向については $650 \sim 1100\text{mm}$ 間の肉厚が大きく膨らんだ結果となつた。さらに、 $0^\circ, 180^\circ$ 方向の測定ポイント 1500mm においては、他の方向に比べ $0.9 \sim 1.75\text{mm}$ 程度肉厚が減少していた。

また、表 7-6、図 7-10 に E8 試験後と E9 試験後の肉厚測定比較を示す。

この結果より、E9 試験では E8 試験での結果に比べ、測定方向に関係なく溶融ガラス保持部 (H 液位以下) において $0.25 \sim 0.35\text{mm}$ 程度肉厚の増加が確認されるが、その傾向は E8 試験後の結果とあまり変わらなかつた。

7.3.3 考察

(1) 変形（内径測定結果）について

E9 試験後においても、外部電極は全方向とも同じ変形をしているのではなく $0 \sim 180^\circ$ 方向が $90 \sim 270^\circ$ 方向に比べ測定値比較（測定ポイント 1050mm ）でも最大 9.93mm (E8 試験時は測定ポイント 900mm において最大 7.9mm) も変形に差がでていた。しかし、E8 試験同様、変形の傾向は直胴部下端より始まりガラスが上下する L-H 間でどちらの方向も内部電極側へ変形しているが、E9 試験では特に L 液位付近に E8 試験に比べ測定値の差が大きくなる結果となつた。

このことは、E9 試験中に行ったガラス液位測定およびガラス製造積算値と実流下重量の差（ドレンアウト後の測定で約 214kg ）においてかなりの差があり、運転中に目安とするガラス積算値からのガラス液位換算が計算とは合わず、実際はかなり低い所にあり、流下時に L 液位以下にガラスが下がる運転を行つたからでははないかと思われる。

しかし、今回の測定結果からも外部電極は各方向ともに均一な変形をしていないと言える。そこで、E9 試験までにおける変形（ひずみ）の進み具合を評価し、各方向における変形の度合いが更に進むのか、それとも金属材料は安定な状態となっているのか、以下に検討を行つた。

評価対象としては、過去に寸法測定を行つてゐる「製作時」「E4、E6、E7 試験」および詳細測定を行つた「E8、E9 試験」とし、各試験ごとの比較が出来るように数値比較は測定ポイント $600, 800, 1000, 1200\text{mm}$ について検討を行うことにした。

表 7-7 (1/2, 2/2)、図 7-11 (1/2) に JCEM 運転試験での内径測定結

果比較、図 7-11 (2/2) に内径測定結果における最大変形量の測定ポイント 1000mm での試運転時から E9 試験までの経過（運転）時間、廃液供給時間、バッチ数と変形量の比較図を示す。

まず、初期変形（ひずみ）分を含んで測定を行っている製作時から E4 試験までのデータ（通常と異なるためデータ検討から除く）および異常値（測定ミス or 誤差）と思われる E4 試験での測定ポイント 1200mm を除くことにする。

図より、外部電極は両方向共に E4～E7 (90°～270° 方向に関しては E8 試験含む) 試験においては変形の幅が非常に狭く、その数値的な差も 0°～180° 方向で最大 1.06mm、90°～270° 方向でも最大 0.92mm であるため、この試験期間については初期変形後における材料の変形は進まなかつたのではないかと思われる。

しかも、方向別の変形の度合いも、約 1.15 倍と方向別の変形差は無い程度であり、E4～E7 (一部 E8 含む) 試験までの運転における金属の変形（伸縮）の度合いは両方向ともに均一であったと思われる。

しかし、上記の運転期間は主に保持および水供給運転等の温度的に安定した運転条件であったため炉全体の変形に差が出ない結果になっていると考えられ、要するに保持運転等の安定した条件の下では、炉の変形は一定（伸縮の度合いが一定）であると言える。

一方、連続供給運転を行った E8 試験では 90°～270° 方向では変形が進まなかつたのに対し、0°～180° 方向は最大値比較で 6.61mm 方向別の変形の度合いは 7.18 倍と 0°～180° 方向が急激に内径側へと変形した。しかも E9 試験では図 7-8 からもわかる通り、更に両方向ともに変形が進む結果となつたが、試験期間が E8 よりも長いことを考慮すると変形の幅が大きい 0°～180° 方向については E8 試験時の変形の幅と比較しても小さくなってきていると言える。それに対し、90°～270° 方向は E8 試験と比較すると最大値比較で 1.72mm とかなり大きく変形しているように見えるが他の測定ポイントでは前回と変わらず、急激な変化が見られないため、全体として炉の変形は収束の方向に向かっているとも考えられる。

しかしながら、変形はまだ進むと思われるため、炉の耐久性とあわせて今後検討していく必要があると考えられる。

(2) コニカル部の変形および伸びについて

表 7-8 に E8 および E9 試験後のコニカル部測定結果比較を示す。

今回の測定では E8 試験に比べコニカル部は 90° 方向が炉外側に変形し、その対面となる 270° 方向は炉内側へと変形、0°、180° 方向については流下ノズル付近（中心より 120mm）は炉外側に変形し、直胴部付近（中心より 240mm）は炉内側への変形を示す結果となり、コニカル部は全体的に均一に

変形せず、部分的な変形が進んだのではないかと言える。この理由としては、E8、E9 と原料供給運転を行い流下を行ったため、コニカル部は頻繁に熱いガラスと冷たいガラスが交互に入れ替わること、および流下時の補助加熱ヒータ 3 の ON/OFF による温度変化によりコニカル部の伸縮の結果、変形が生じるものと考えられるが、その際、コニカル部に温度分布の不均一な状態が生じていたか、若干の材料強度の差が生じていた可能性が考えられる。

また、外部電極は天板付近で自重を支えているにも関わらず、伸びは E5 試験以来変化がなく、クリープによる外部電極の下方向への伸びは一見収まっているように見える。しかしながら、図 7-9 の肉厚測定結果の測定ポイント 1500mm においては、他の測定ポイントに比べこの部分は薄くなってしまっており、この部分のみが急速に侵食するとも考えにくいくことから、コニカル部の変形により薄くなっていることが推測され、これが変形により下方への伸びが相殺されている可能性がある。また、言わゆる二次クリープの域に達している可能性も考えられるため、今後も運転試験における外部電極の健全性を監視する必要がある。

(3) 侵食（肉厚測定結果）について

今回の測定も外部電極材料と同一の MA 690 の基準試料を用いて音速を決定し、超音波厚さ計で測定を行った。このときの音速は前回と同じ 5900m/s となり、E8 試験で測定した時と同一であった。

図 7-10 に E8 試験との比較を示したが、測定値上では 90°、180°、270° がガラス接触面の直胴部でだいたい 31.5mm で測定値が一定であるのに対し、0° 方向は測定ポイント 750-1050mm (L-H 液位間) 間がだいたい 32.0mm 辺りに増加し、その他のポイントでは他の面と同様の 31.5mm 程度となり、E8 試験での結果とほとんど変わらず厚さに違いのない結果となった。すなわち、E9 試験では外部電極における侵食はほとんど観察されなかった。

また、上記の肉厚測定結果において 90°、180°、270° 方向はほぼ一定であるが 0° 方向の L-H 液位間が増加していることがはっきりしているため、内径測定値 (0-180°) の変動の多くは 0° 方向の変動であることがこのことから裏付けられる。

また、0° 方向の肉厚だけがなぜ増加しているのかを考えると、肉厚が増加していると思われる測定ポイントは、内径測定結果での一番大きく変形しているポイントと同じ付近であり通常の運転においては侵食は発生しても増加するとは考えにくいため、この肉厚の増加分は変形により内径の R 部分が他の面に比べ均一で無くなるため、それが測定値に影響していると思われる。

7. 4まとめ

(1) 内部電極の侵食について

E9試験における接ガラス部の平均侵食速度(廃液供給時)は0.0041 mm/dayで基礎試験3倍程度、侵食がほとんど観察されなかった前回のE8試験と比較すると大幅な増加になった。しかし、これは最大値で評価しても設計値の約3分の1程度であり設計上の耐用年数5年は十分確保できるものと考えられる。

(2) 外部電極の侵食について

E9試験では、原料供給状態による直接通電運転を13バッチ行った結果、外部電極はE8試験後と比べ、直胴部においては0-180°方向でM液位付近が更に内部電極側に変形(E8試験時の直径値比較で最大4.51mm、製作時の直径値比較で最大15.97mm)しており、コニカル部は90°方向が炉外側に変形し、その対面となる270°方向は炉内側へと変形、0、90°方向についてはそれぞれ流下ノズル付近は炉外側に変形し、直胴部付近は炉内側への変形を示す結果となり、部分的な変形が更に進む結果となった。

しかし、肉厚測定結果によると外部電極は侵食せずに、前回と同じ値程度であったが、前回同様0°方向のみは他の面に比べ極端に増加した傾向であった。

以上のことより、外部電極は全体的に内部電極側への変形が前回程ではないが進んでおり、特に0°方向のL-H液位間は他の面に比べ内部電極側への変形が著しいことが判った。

表 7-1 内部電極直胴部の外径測定結果

・表中のマイナス表示は増加分を示す

基準 (mm)	試験前		試験後		侵食量			側面侵食量 (mm)
	0-180	90-270	0-180	90-270	0-180	90-270	平均	
860	199.80	199.85	199.90	199.92	-0.10	-0.07	-0.083	-0.042
840	199.80	199.80	199.87	199.98	-0.07	-0.18	-0.125	-0.062
820	199.85	199.65	199.90	199.97	-0.05	-0.32	-0.183	-0.092
800	199.80	199.80	199.92	199.92	-0.12	-0.12	-0.117	-0.058
780	199.90	199.70	199.83	199.95	0.07	-0.25	-0.092	-0.046
760	199.90	199.90	199.88	199.78	0.02	0.12	0.067	0.033
740	199.95	199.90	199.87	199.78	0.08	0.12	0.100	0.050
720	200.00	199.70	199.97	199.80	0.03	-0.10	-0.033	-0.017
700	200.05	200.00	199.85	199.80	0.20	0.20	0.200	0.100
680	199.95	200.00	199.87	199.77	0.08	0.23	0.158	0.079
660	199.90	200.00	199.90	199.83	0.00	0.17	0.083	0.042
640	199.80	200.00	199.88	199.77	-0.08	0.23	0.075	0.038
620	199.85	199.95	199.90	199.82	-0.05	0.13	0.042	0.021
600	199.75	200.00	199.85	199.68	-0.10	0.32	0.108	0.054
580	199.90	199.95	199.92	199.62	-0.02	0.33	0.158	0.079
560	199.90	200.00	199.92	199.57	-0.02	0.43	0.208	0.104
540	199.80	199.90	199.80	199.53	0.00	0.37	0.183	0.092
520	199.80	199.85	199.92	199.48	-0.12	0.37	0.125	0.063
500	199.85	199.80	199.73	199.40	0.12	0.40	0.258	0.129
480	199.85	199.80	199.68	199.47	0.17	0.33	0.250	0.125
460	199.80	199.70	199.58	199.52	0.22	0.18	0.200	0.100
440	199.80	199.90	199.50	199.40	0.30	0.50	0.400	0.200
420	199.75	199.65	199.55	199.37	0.20	0.28	0.242	0.121
400	199.80	199.70	199.45	199.28	0.35	0.42	0.383	0.192
380	199.80	199.65	199.45	199.20	0.35	0.45	0.400	0.200
360	199.85	199.70	199.53	199.22	0.32	0.48	0.400	0.200
340	199.80	199.80	199.53	199.22	0.27	0.58	0.425	0.213
320	199.80	199.80	199.58	199.30	0.22	0.50	0.358	0.179
300	199.75	199.80	199.58	199.28	0.17	0.52	0.342	0.171
280	199.80	199.70	199.60	199.35	0.20	0.35	0.275	0.138
260	199.80	199.70	199.50	199.40	0.30	0.30	0.300	0.150
240	199.65	199.80	199.52	199.45	0.13	0.35	0.242	0.121
220	199.60	199.70	199.53	199.43	0.07	0.27	0.167	0.083
200	199.80	199.80	199.52	199.43	0.28	0.37	0.325	0.163
180	199.80	199.80	199.48	199.42	0.32	0.38	0.350	0.175
160	199.70	199.70	199.53	199.48	0.17	0.22	0.192	0.096
140	199.70	199.80	199.53	199.60	0.17	0.20	0.183	0.092
120	199.75	199.80	199.53	199.40	0.22	0.40	0.308	0.154
100	199.70	199.50	199.47	199.28	0.23	0.22	0.225	0.112

表7-2 E9試験後の外部電極内径測定結果

POINT (mm)	0-180°			90-270°			製作0-180	製作90-270	設計寸法				
	E9-1回目	E9-2回目	E9:0-180°	E9-1回目	E9-2回目	E9:90-270							
600	11.47	699.47	11.42	699.42	699.445	11.11	699.11	11.12	699.12	699.115	699.34	698.94	700
650	11.71	699.71	11.75	699.75	699.730	11.16	699.16	11.14	699.14	699.150			700
700	9.79	697.79	9.75	697.75	697.770	9.97	697.97	9.92	697.92	697.945			700
750	7.13	695.13	7.07	695.07	695.100	8.70	696.70	8.74	696.74	696.720			700
800	4.46	692.46	4.47	692.47	692.465	7.96	695.96	7.96	695.96	695.960	700.58	699.43	700
850	12.51	687.51	12.60	687.60	687.555	6.85	694.85	6.84	694.84	694.845			700
900	9.69	684.69	9.75	684.75	684.720	6.06	694.06	6.07	694.07	694.065			700
950	9.02	684.02	9.04	684.04	684.030	5.94	693.94	5.94	693.94	693.940			700
1000	9.62	684.62	9.61	684.61	684.615	6.36	694.36	6.43	694.43	694.395	700.28	699.81	700
1050	10.17	685.17	10.12	685.12	685.145	7.07	695.07	7.07	695.07	695.070			700
1100	11.73	686.73	11.73	686.73	686.730	8.50	696.50	8.40	696.40	696.450			700
1150	1.43	689.43	1.51	689.51	689.470	10.11	698.11	10.08	698.08	698.095			700
1200	4.81	692.81	4.77	692.77	692.790	11.32	699.32	11.32	699.32	699.320	700.21	700.03	700
1250	7.49	695.49	7.55	695.55	695.520	11.77	699.77	11.76	699.76	699.765			700
1300	9.20	697.20	9.29	697.29	697.245	11.90	699.90	11.86	699.86	699.880			700
1350	9.80	697.80	9.84	697.84	697.820	11.37	699.37	11.45	699.45	699.410			700
1400	9.34	697.34	9.48	697.48	697.410	10.67	698.67	10.74	698.74	698.705			700
1320	9.57		9.55			11.71		11.69			699.43	699.69	700

単位 : mm

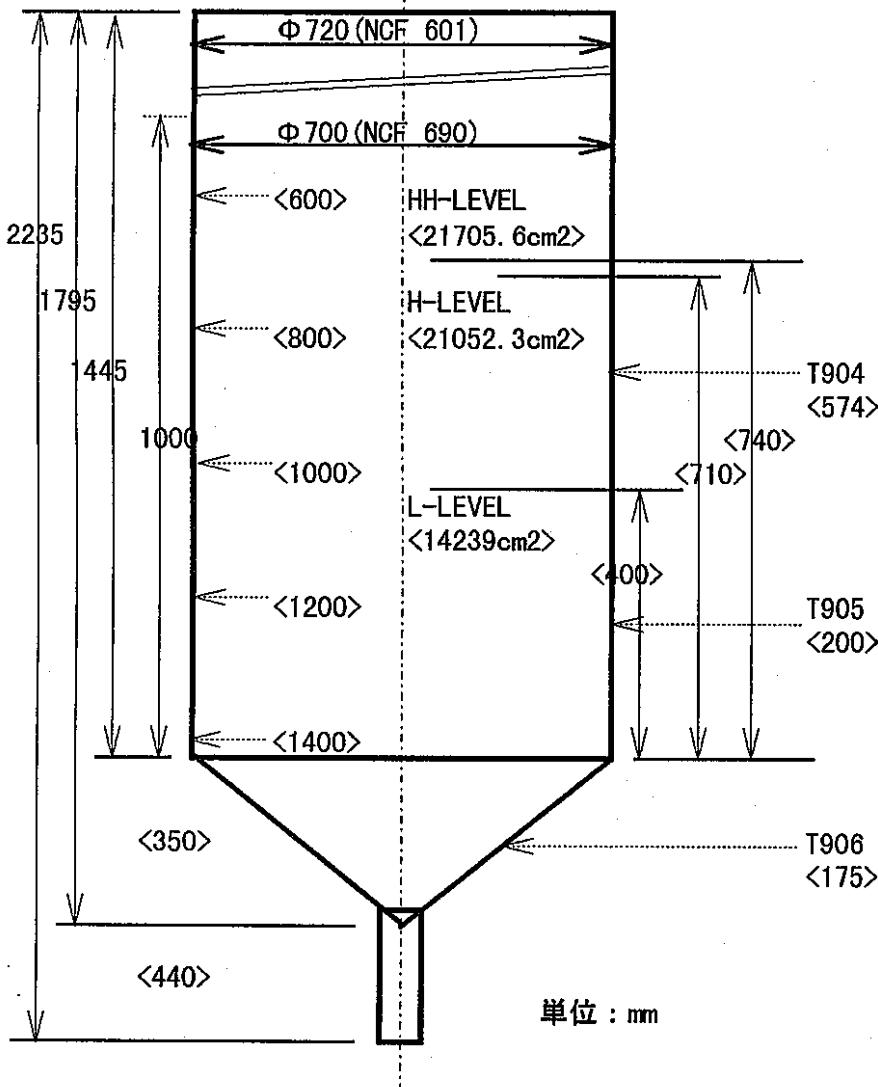


表 7-3 E8試験後とE9試験後の外部電極内径測定結果比較

・E8-E9の値は+が内径側、-が外形側への変形を示す

測定位置 上部基準 (mm)	外部電極内径 (mm)					
	0-180°		90-270°			
	E8試験後	E9試験後	E8-E9	E8試験後	E9試験後	E8-E9
600	699.80	699.45	0.35	698.60	699.12	-0.52
650	700.21	699.73	0.48	698.84	699.15	-0.31
700	698.23	697.77	0.46	697.74	697.95	-0.21
750	695.84	695.10	0.74	696.77	696.72	0.04
800	693.30	692.47	0.83	696.52	695.96	0.56
850	689.86	687.56	2.31	695.95	694.85	1.11
900	687.75	684.72	3.03	695.65	694.07	1.58
950	687.78	684.03	3.75	695.76	693.94	1.81
1000	688.70	684.62	4.09	696.12	694.40	1.72
1050	689.65	685.15	4.51	696.71	695.07	1.64
1100	691.01	686.73	4.27	697.70	696.45	1.25
1150	693.16	689.47	3.68	698.78	698.10	0.68
1200	695.49	692.79	2.70	699.48	699.32	0.15
1250	697.22	695.52	1.70	699.70	699.77	-0.07
1300	698.32	697.25	1.07	699.73	699.88	-0.15
1350	698.55	697.82	0.73	699.18	699.41	-0.23
1400	698.53	697.41	1.12	699.18	698.71	0.47

MAX	4.51	~	~	1.81
AVERAGE	2.11	~	~	0.56

表 7-4 外部電極コニカル部の変形量および伸び測定結果

位置 方向	炉中心 (0mm) <計算値 : 1795mm>			中心より120mm横 <計算値 : 1675mm>			中心より240mm横 <計算値 : 1555mm>			ノズル下より <基準寸法 : 399mm>		
	E8試験後	E9試験後	差	E8試験後	E9試験後	E8-E9	E8試験後	E9試験後	E8-E9	E8試験後	E9試験後	E8-E9
0°	測定不可	測定不可	測定不可	1657.0	1666.3	-9.3	1544.5	1542.0	2.5	392.5	392.5	0.0
90°				1666.5	1673.0	-6.5	1544.5	1551.8	-7.3			
180°				1661.5	1665.8	-4.3	1543.5	1541.8	1.8			
270°				1666.5	1664.5	2.0	1546.5	1540.0	6.5			

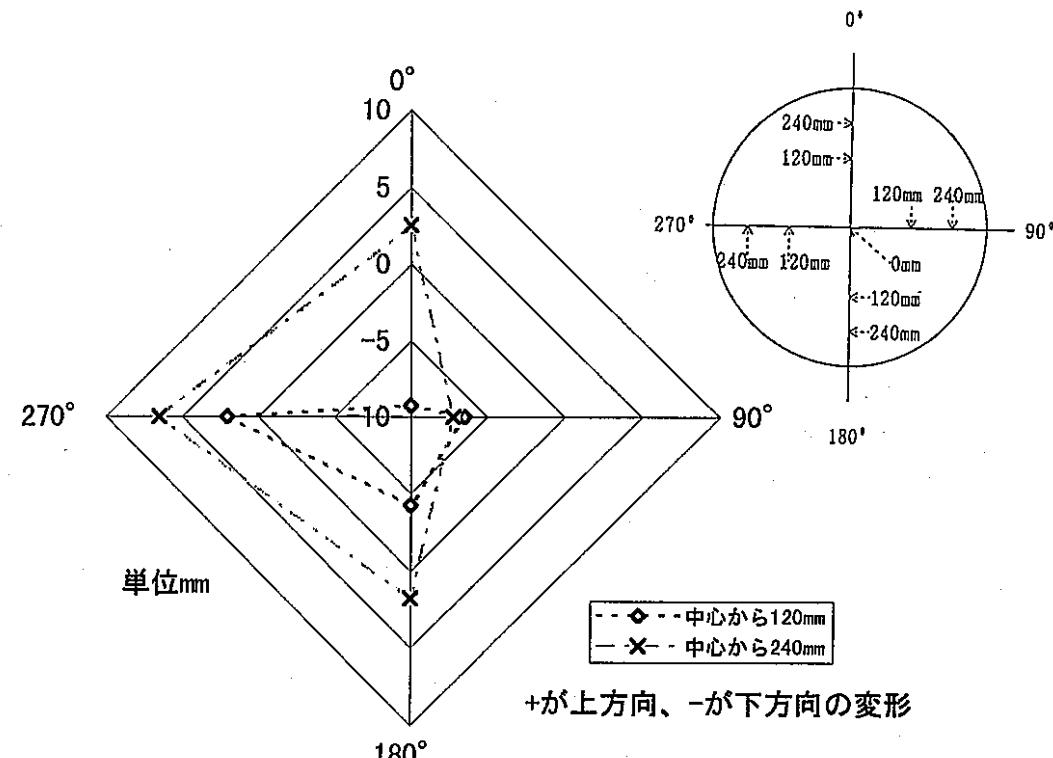
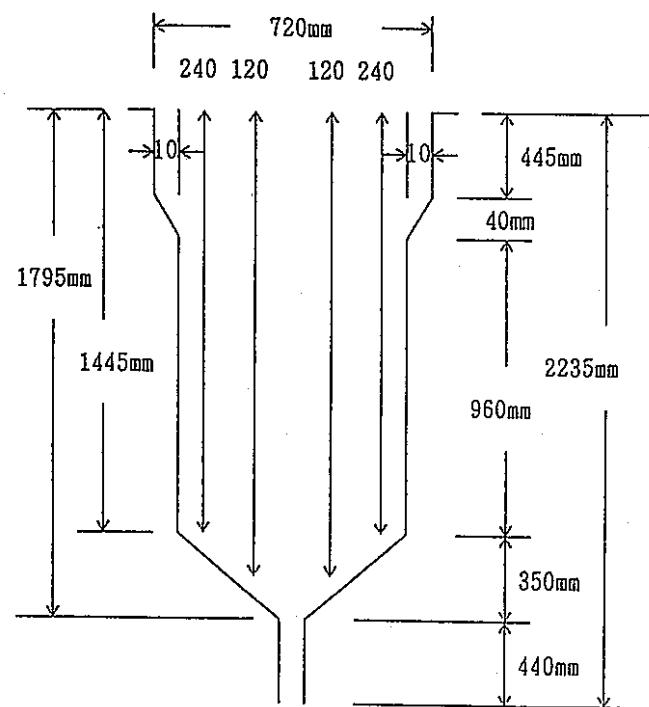


表7-5 E9試験後の外部電極肉厚量測定結果

測定器具 : AandD社製 超音波厚さ計 AD-3251, 音速 5900m/s

測定位置	外部電極の肉厚量 (mm)											
	0°			90°			180°			270°		
	1回目	2回目	平均	1回目	2回目	平均	1回目	2回目	平均	1回目	2回目	平均
500	31.9	31.9	31.90	31.8	31.8	31.80	31.4	31.4	31.40	31.5	31.5	31.50
550	31.8	31.8	31.80	31.7	31.8	31.75	31.4	31.5	31.45	31.5	31.5	31.50
600	31.5	31.5	31.50	31.6	31.6	31.60	31.7	31.6	31.65	31.6	31.6	31.60
650	31.4	31.4	31.40	31.3	31.3	31.30	31.2	31.1	31.15	31.4	31.4	31.40
700	31.8	31.8	31.80	31.6	31.7	31.65	31.3	31.4	31.35	31.3	31.4	31.35
750	32.0	31.9	31.95	31.7	31.6	31.65	31.5	31.6	31.55	31.5	31.5	31.50
800	32.0	32.0	32.00	31.6	31.5	31.55	31.5	31.5	31.50	31.6	31.5	31.55
850	32.1	32.1	32.10	31.5	31.5	31.50	31.6	31.5	31.55	31.6	31.6	31.60
900	32.0	32.0	32.00	31.6	31.6	31.60	31.6	31.7	31.65	31.7	31.7	31.70
950	32.3	32.3	32.30	31.5	31.6	31.55	31.6	31.5	31.55	31.8	31.8	31.80
1000	32.1	32.1	32.10	31.7	31.6	31.65	31.5	31.5	31.50	31.6	31.6	31.60
1050	32.1	32.1	32.10	31.7	31.8	31.75	31.5	31.5	31.50	31.7	31.6	31.65
1100	31.8	31.8	31.80	31.7	31.8	31.75	31.6	31.5	31.55	31.6	31.6	31.60
1150	31.6	31.6	31.60	31.6	31.6	31.60	31.5	31.5	31.50	31.5	31.5	31.50
1200	31.4	31.5	31.45	31.6	31.6	31.60	31.5	31.5	31.50	31.5	31.5	31.50
1250	31.6	31.6	31.60	31.7	31.8	31.75	31.5	31.6	31.55	31.5	31.6	31.55
1300	31.5	31.6	31.55	31.6	31.6	31.60	31.5	31.4	31.45	31.4	31.4	31.40
1350	31.4	31.3	31.35	31.7	31.7	31.70	31.6	31.6	31.60	31.4	31.3	31.35
1400	30.6	30.7	~	30.9	31.0	~	30.9	31.0	~	~	~	~
1450	~	~	~	31.1	31.1	~	31.2	31.1	~	~	~	~
1500	30.2	30.3	30.25	30.9	30.9	30.90	29.4	29.4	29.40	31.2	31.1	31.15
1550	31.4	31.6	31.50	31.5	31.5	31.50	31.5	31.6	31.55	31.4	31.4	31.40
1600	31.6	31.6	31.60	31.3	31.3	31.30	31.6	31.6	31.60	31.3	31.3	31.30
1650	31.5	31.5	31.50	31.3	31.3	31.30	31.5	31.6	31.55	31.4	31.4	31.40
1700	31.5	31.5	31.50	31.4	31.4	31.40	31.6	31.5	31.55	31.5	31.5	31.50
1750	31.4	31.5	31.45	31.3	31.2	31.25	31.2	31.2	31.20	31.6	31.6	31.60

表 7-6 E8およびE9試験後の外部電極肉厚(侵食量)量測定結果比較

測定器具: AandD社製 超音波厚さ計 AD-3251, 音速 5900m/s

測定位置	外部電極の肉厚量 (mm)											
	0°			90°			180°			270°		
	E8試験後	E9試験後	E8-E9	E8試験後	E9試験後	E8-E9	E8試験後	E9試験後	E8-E9	E8試験後	E9試験後	E8-E9
500	31.70	31.90	-0.20	31.75	31.80	-0.05	31.30	31.40	-0.10	31.55	31.50	0.05
550	31.80	31.80	0.00	31.70	31.75	-0.05	31.60	31.45	0.15	31.60	31.50	0.10
600	31.45	31.50	-0.05	31.50	31.60	-0.10	31.45	31.65	-0.20	31.60	31.60	0.00
650	31.40	31.40	0.00	31.25	31.30	-0.05	31.25	31.15	0.10	31.40	31.40	0.00
700	31.75	31.80	-0.05	31.65	31.65	0.00	31.40	31.35	0.05	31.40	31.35	0.05
750	31.90	31.95	-0.05	31.50	31.65	-0.15	31.50	31.55	-0.05	31.50	31.50	0.00
800	31.95	32.00	-0.05	31.40	31.55	-0.15	31.45	31.50	-0.05	31.40	31.55	-0.15
850	31.85	32.10	-0.25	31.40	31.50	-0.10	31.55	31.55	0.00	31.50	31.60	-0.10
900	31.75	32.00	-0.25	31.40	31.60	-0.20	31.50	31.65	-0.15	31.60	31.70	-0.10
950	32.05	32.30	-0.25	31.40	31.55	-0.15	31.45	31.55	-0.10	31.65	31.80	-0.15
1000	31.85	32.10	-0.25	31.45	31.65	-0.20	31.45	31.50	-0.05	31.50	31.60	-0.10
1050	31.85	32.10	-0.25	31.45	31.75	-0.30	31.50	31.50	0.00	31.60	31.65	-0.05
1100	31.60	31.80	-0.20	31.50	31.75	-0.25	31.45	31.55	-0.10	31.50	31.60	-0.10
1150	31.45	31.60	-0.15	31.50	31.60	-0.10	31.45	31.50	-0.05	31.50	31.50	0.00
1200	31.30	31.45	-0.15	31.40	31.60	-0.20	31.50	31.50	0.00	31.60	31.50	0.10
1250	31.40	31.60	-0.20	31.55	31.75	-0.20	31.50	31.55	-0.05	31.50	31.55	-0.05
1300	31.40	31.55	-0.15	31.60	31.60	0.00	31.50	31.45	0.05	31.40	31.40	0.00
1350	31.35	31.35	0.00	31.55	31.70	-0.15	31.25	31.60	-0.35	31.35	31.35	0.00
1400			0.00			0.00			0.00			0.00
1450			0.00			0.00			0.00			0.00
1500	29.80	30.25	-0.45	30.80	30.90	-0.10	29.60	29.40	0.20	31.00	31.15	-0.15
1550	31.50	31.50	0.00	31.50	31.50	0.00	31.45	31.55	-0.10	31.40	31.40	0.00
1600	31.45	31.60	-0.15	31.30	31.30	0.00	31.50	31.60	-0.10	31.20	31.30	-0.10
1650	31.50	31.50	0.00	31.35	31.30	0.05	31.60	31.55	0.05	31.15	31.40	-0.25
1700	31.45	31.50	-0.05	31.35	31.40	-0.05	31.50	31.55	-0.05	31.50	31.50	0.00

表 7-7 (1/2) JCEM運転試験での外部電極 (0-180° 方向) 内径測定結果比較

・表中の計算結果の値は+が内径側、-が外形側への変形を示す

測定位置 上部基準 (mm)	外部電極内径 (mm)						試験毎の内径差				
	0-180°						0-180°				
	製作時	E4:0-180	E6:0-180	E7:0-180	E8:0-180	E9:0-180	製作-E4	E4-E6	E6-E7	E7-E8	E8-E9
600	699.34	700.56	699.99	700.55	699.80	699.45	-1.22	0.57	-0.56	0.75	0.35
650					700.21	699.73					
700					698.23	697.77					
750					695.84	695.10					
800	700.58	697.42	696.36	697.40	693.30	692.47	3.16	1.06	-1.04	4.11	0.83
850					689.86	687.56					
900					687.75	684.72					
950					687.78	684.03					
1000	700.28	694.90	694.60	695.31	688.70	684.62	5.38	0.30	-0.71	6.61	4.09
1050					689.65	685.15					
1100					691.01	686.73					
1150					693.16	689.47					
1200	700.21	696.79	698.76	699.44	695.49	692.79	3.42	-1.97	-0.68	3.95	2.70
1250					697.22	695.52					
1300					698.32	697.25					
1350					698.55	697.82					
1400					698.53	697.41					
MAX	700.58	700.56	699.99	700.55	700.21	699.73	5.38	1.06	-0.56	6.61	4.09
AVERAGE	700.10	697.42	697.43	698.18	698.18	694.32	2.69	-0.01	-0.75	3.85	3.85

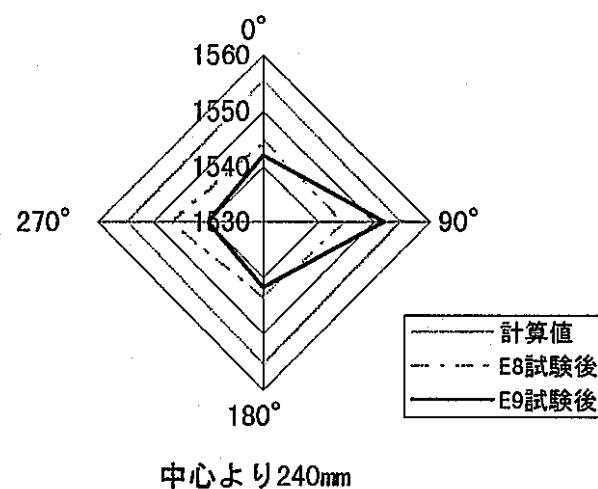
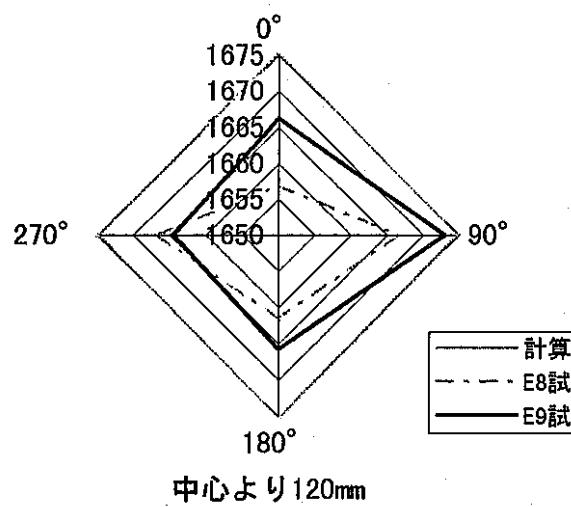
表 7-7 (2/2) JCEM運転試験での外部電極 (90-270° 方向) 内径測定結果比較

・表中の計算結果の値は+が内径側、-が外形側への変形を示す

測定位置 上部基準 (mm)	外部電極内径 (mm)					試験毎の内径差					
	90-270°					90-270°					
	製作時	E4:90-270	E6:90-270	E7:90-270	E8:90-270	E9:90-270	製作-E4	E4-E6	E6-E7	E7-E8	E8-E9
600	698.94	697.65	698.08	698.76	698.60	699.12	1.29	-0.43	-0.68	0.16	-0.52
650					698.84	699.15					
700					697.74	697.95					
750					696.77	696.72					
800	699.43	696.75	696.98	697.39	696.52	695.96	2.68	-0.23	-0.41	0.87	0.56
850					695.95	694.85					
900					695.65	694.07					
950					695.76	693.94					
1000	699.81	696.36	696.94	697.04	696.12	694.40	3.45	-0.58	-0.10	0.92	1.72
1050					696.71	695.07					
1100					697.70	696.45					
1150					698.78	698.10					
1200	700.03	696.67	699.54	699.14	699.48	699.32	3.36	-2.87	0.40	-0.34	0.15
1250					699.70	699.77					
1300					699.73	699.88					
1350					699.18	699.41					
1400					699.18	698.71					
MAX	700.03	697.65	699.54	699.14	699.73	699.88	3.45	-0.23	0.40	0.92	1.72
AVERAGE	699.55	696.86	697.89	698.08	698.08	697.79	2.69	-1.03	-0.20	0.41	0.41

表 7-8 E8およびE9試験後のコニカル部測定結果比較

位置 方向	中心より120mm横			中心より240mm横		
	計算値	E8試験後	E9試験後	計算値	E8試験後	E9試験後
0°	1675.0	1657.0	1666.3	1555.0	1544.5	1542.0
90°	1675.0	1666.5	1673.0	1555.0	1544.5	1551.8
180°	1675.0	1661.5	1665.8	1555.0	1543.5	1541.8
270°	1675.0	1666.5	1664.5	1555.0	1546.5	1540.0



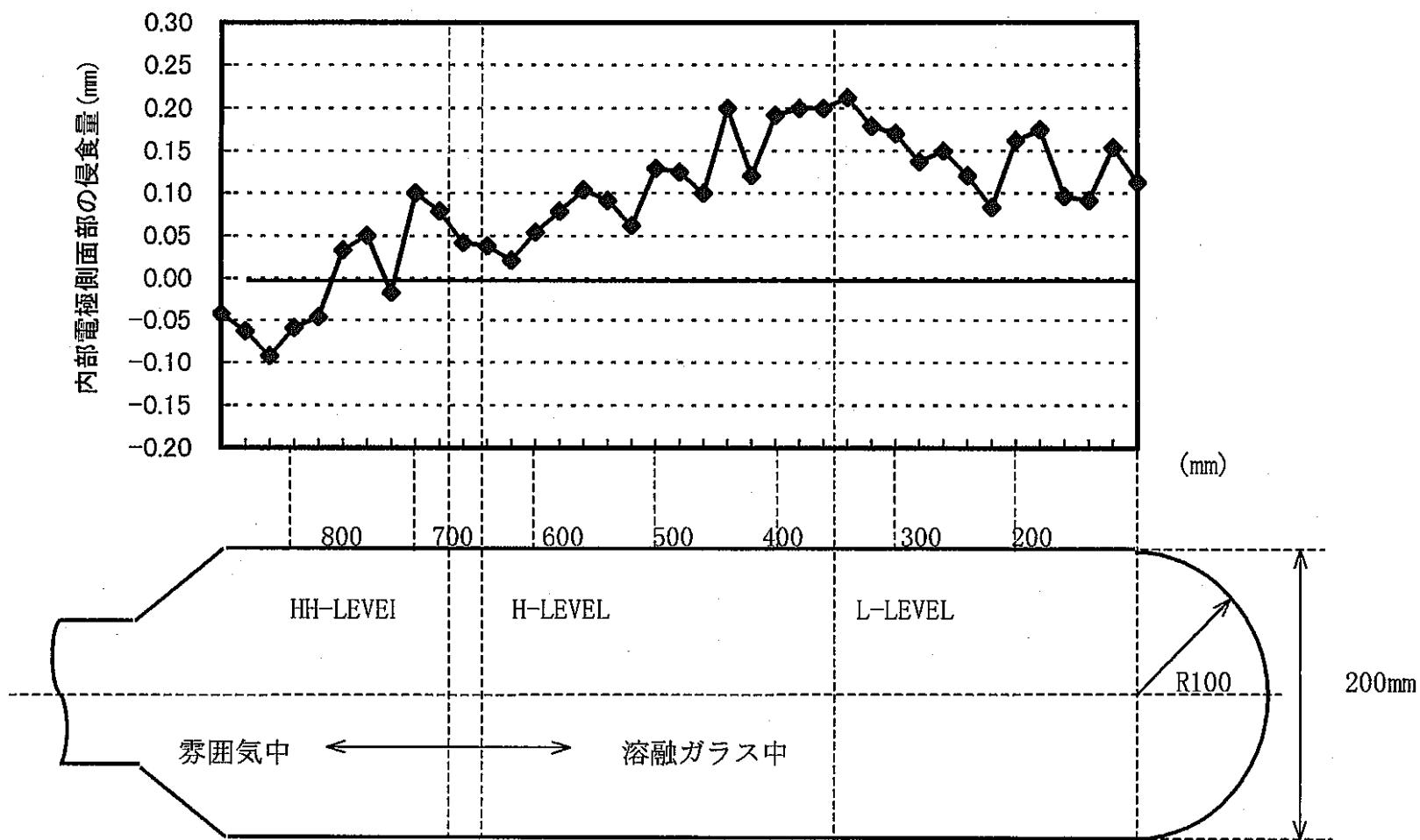


図 7-1 内部電極直胴部の側面侵食量

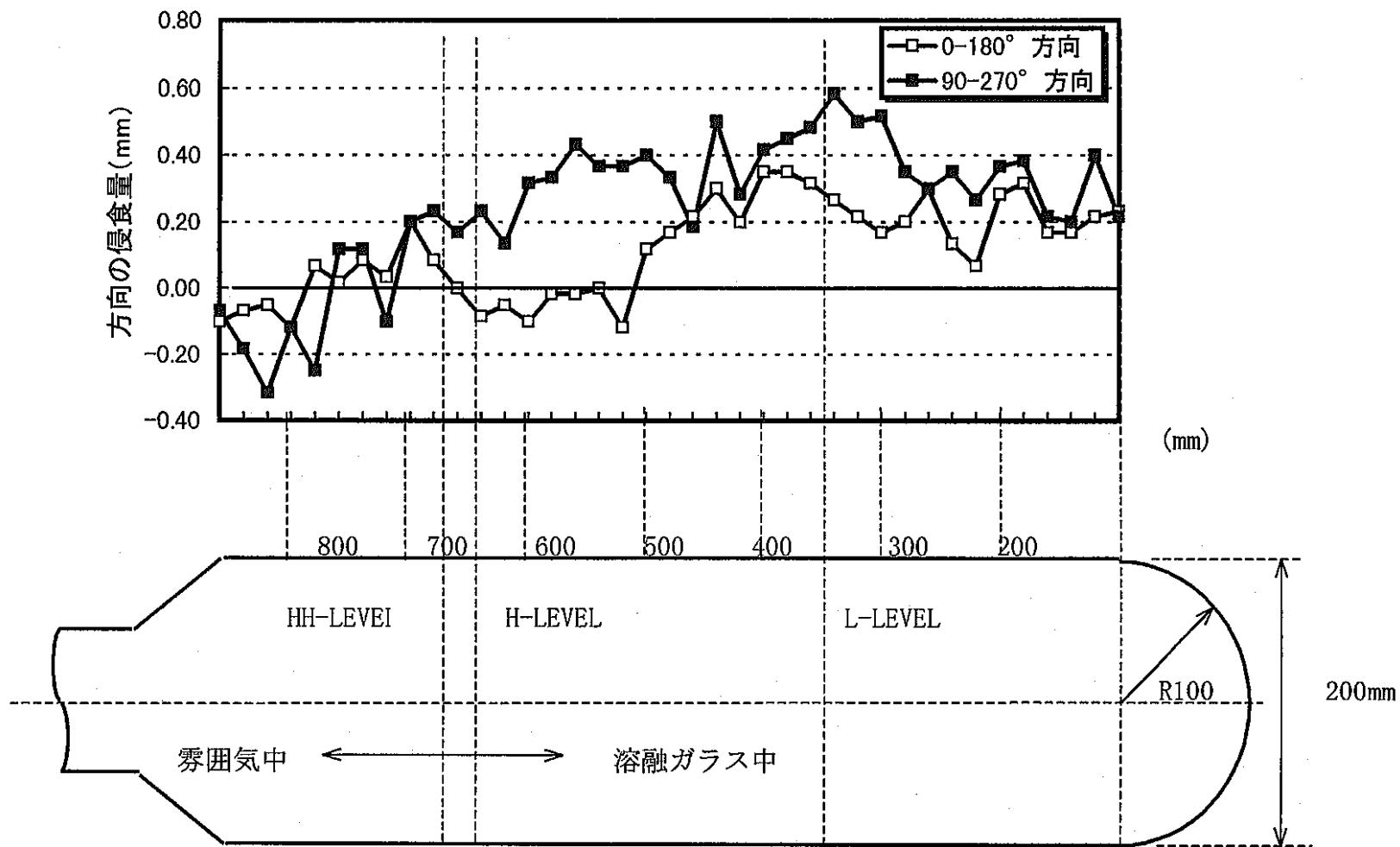


図 7-2 内部電極直胴部の方向別侵食量（直径の変化比較）

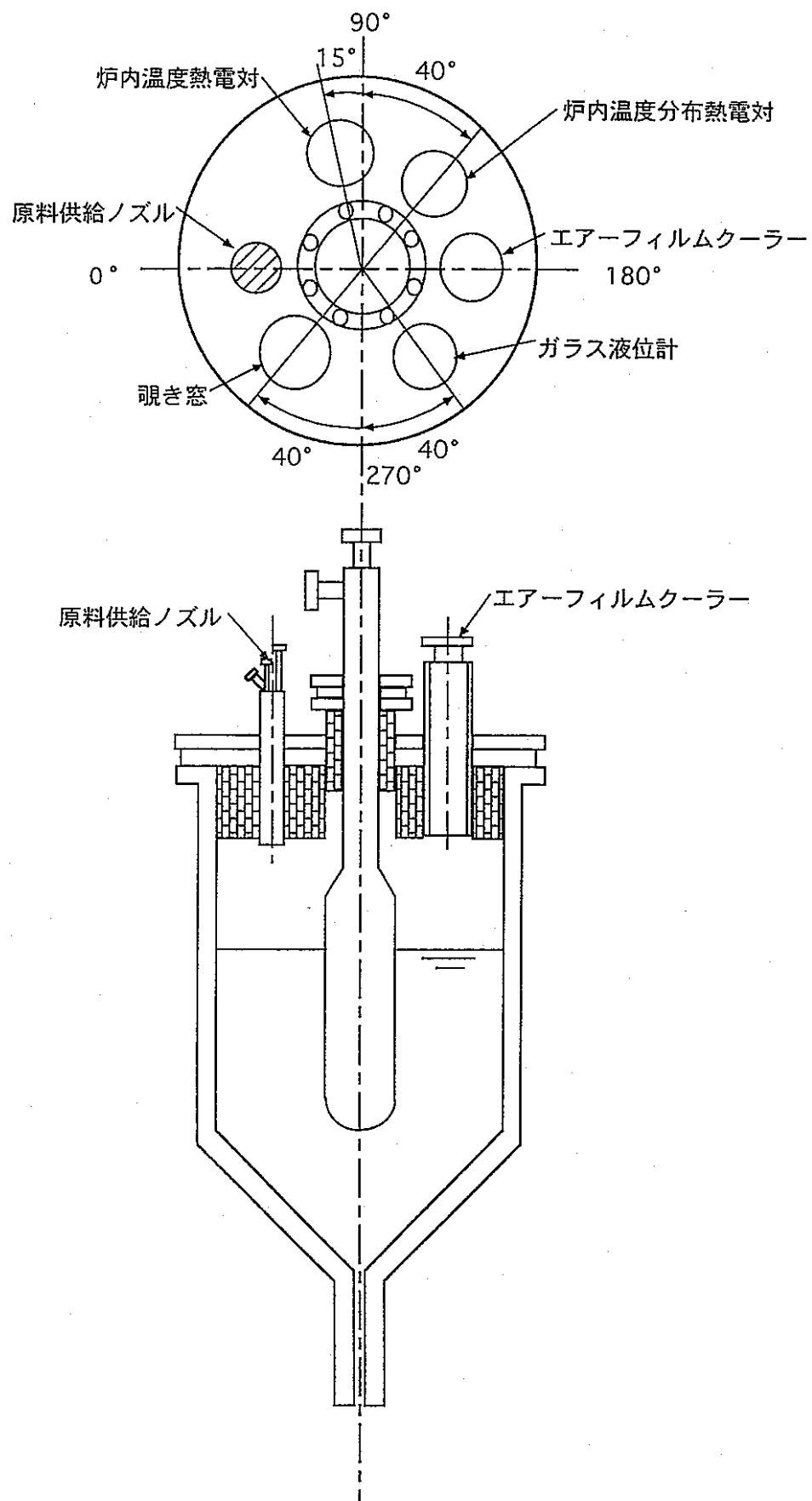


図7-3 ノズルおよび計器類の配置図

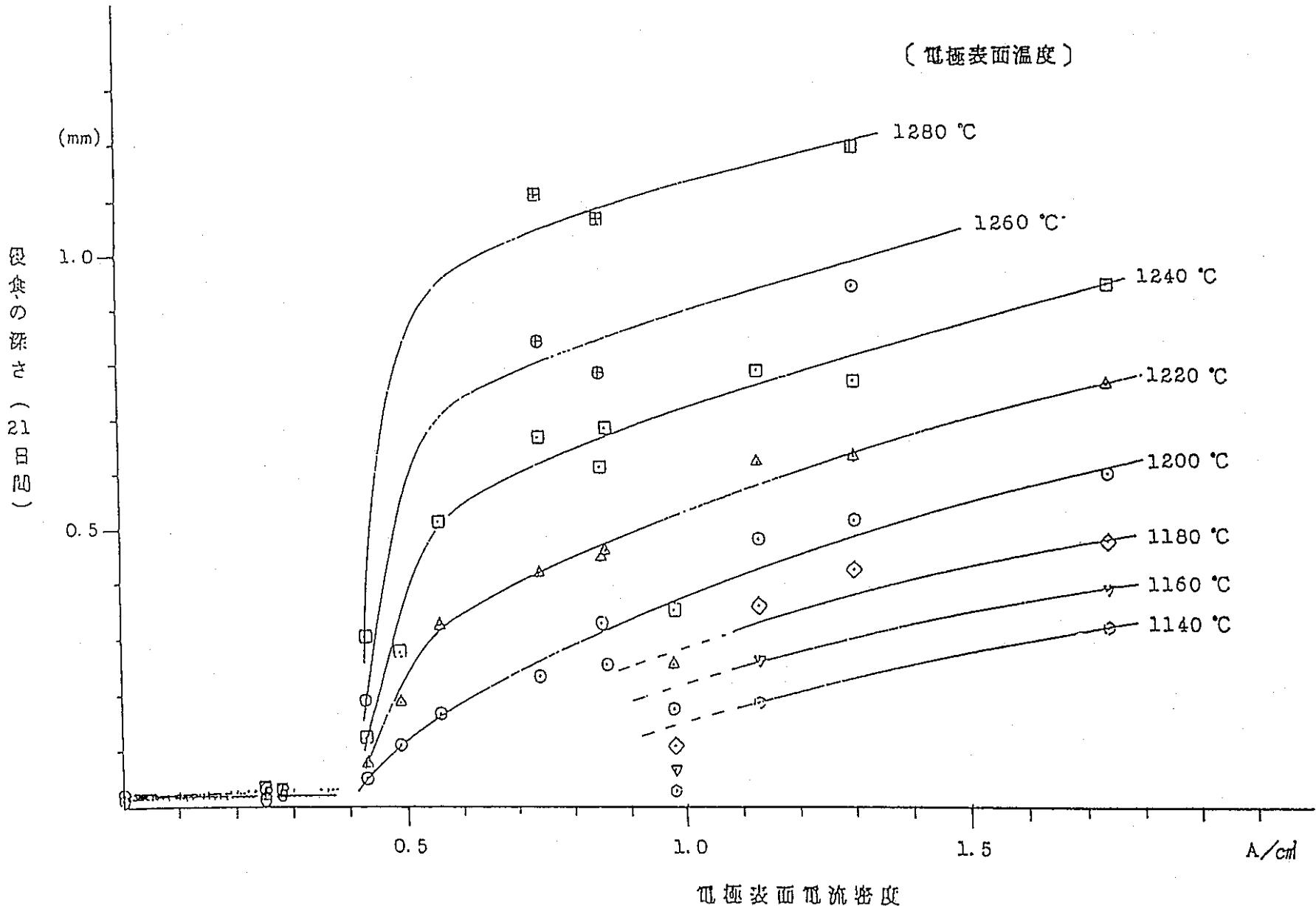
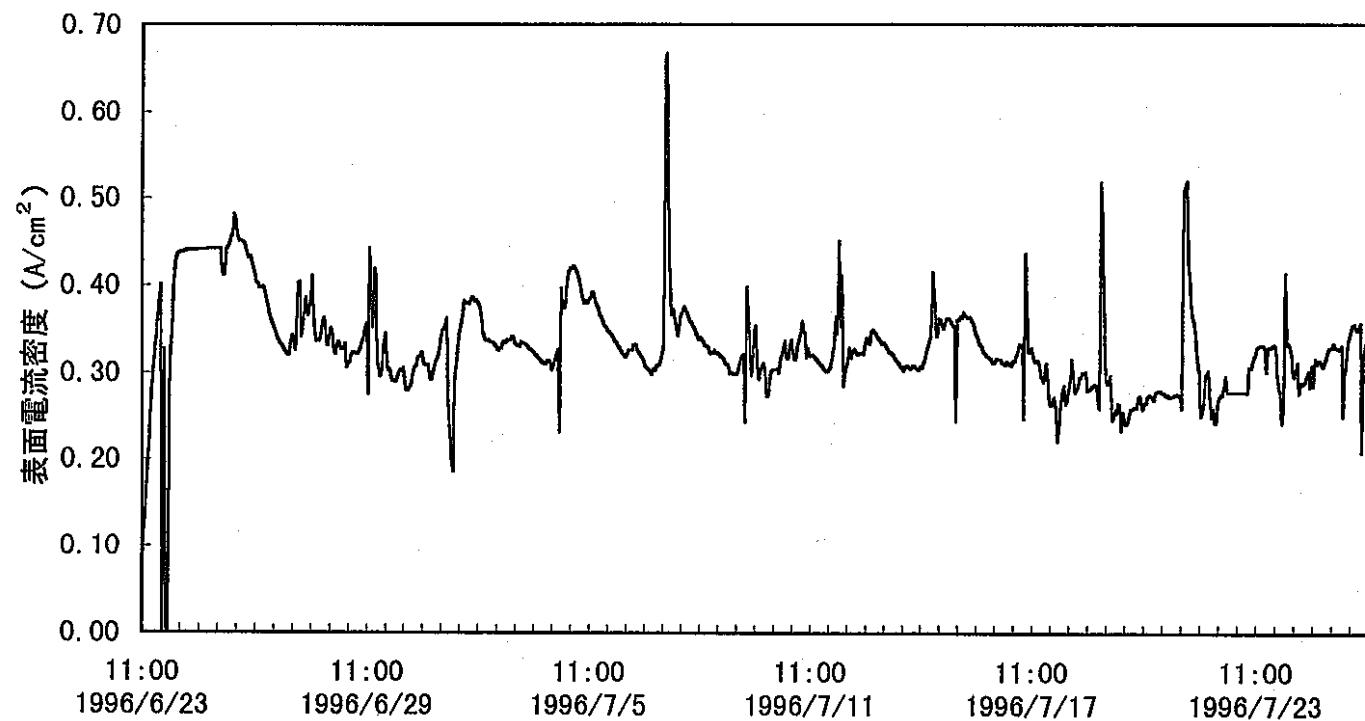
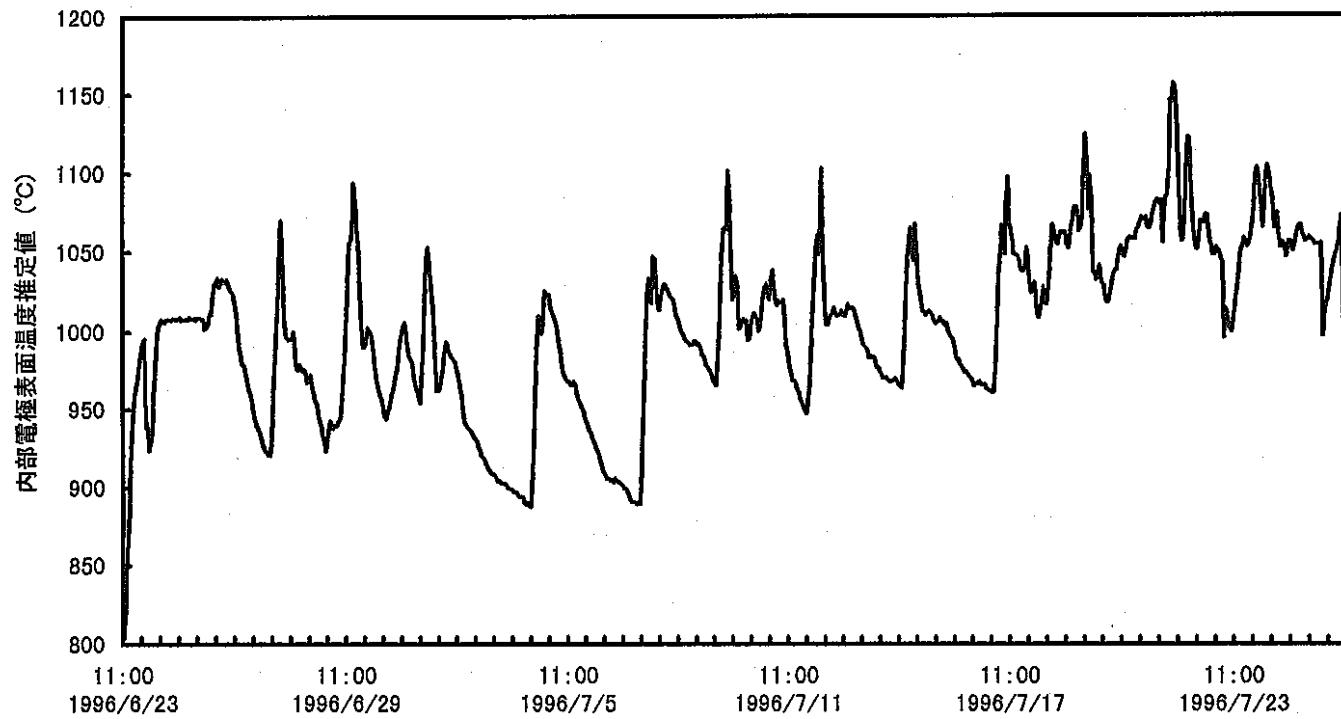


図 7-4 電極表面温度1140°Cから1280°C間の電流密度と電極侵食深さ



平均電流密度（時間平均） = 0.33 A/cm^2 ，最大= 0.668 A/cm^2

図 7-5 E 9 試験時の内部電極表面電流密度の経時変化



電極表面温度推定値 (MAX 1156°C、MIN 791°C、AVERAGE (時間平均) 1002°C)

$$\text{表面温度推定式 } T = 1.5176 \times T907A - 0.5176 \times T907B - 11.105^{(3)}$$

図 7-6 E 9 試験時の内部電極表面温度（推定値）の経時変化

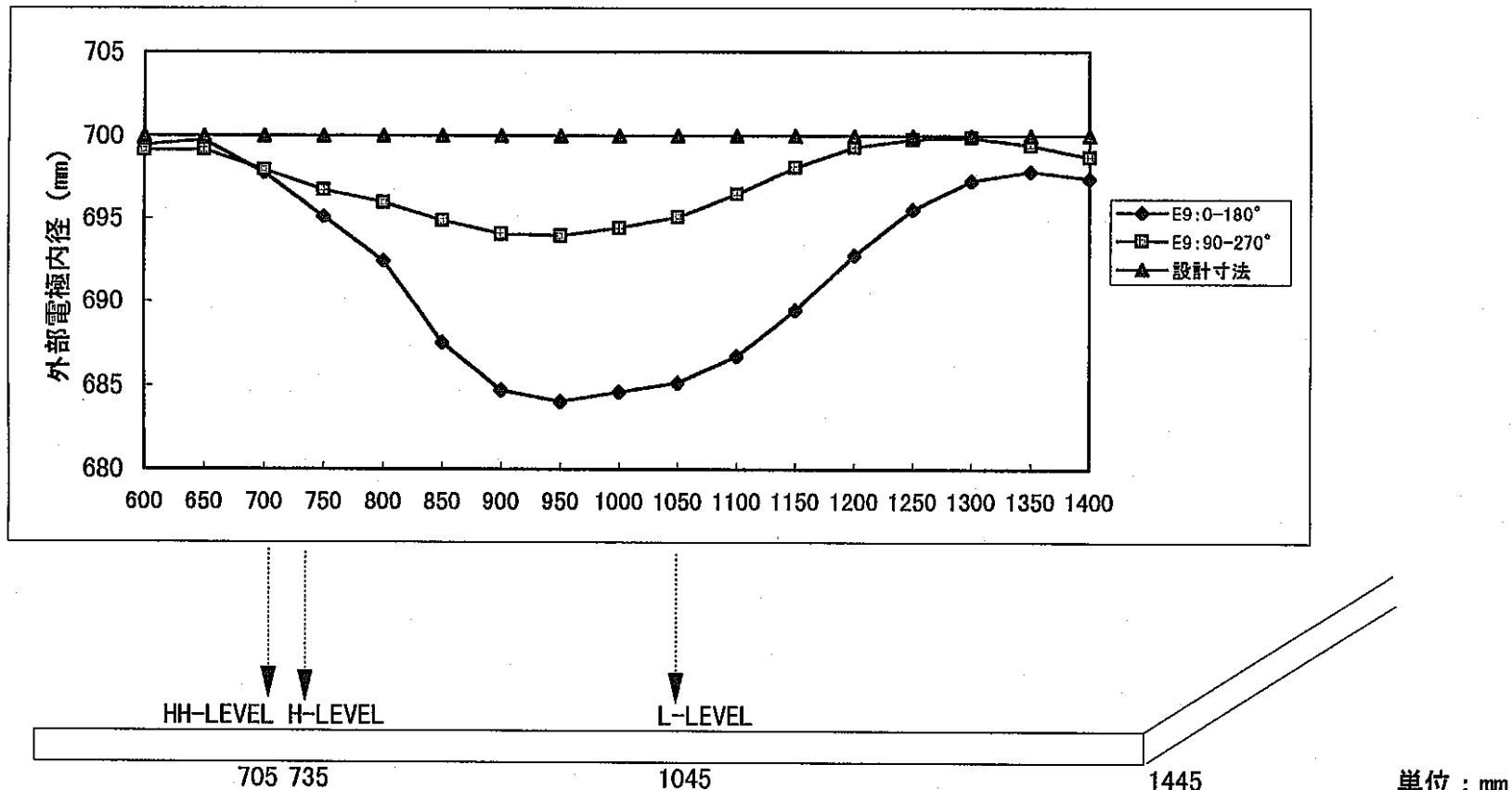


図 7-7 E9試験後の外部電極内径測定結果

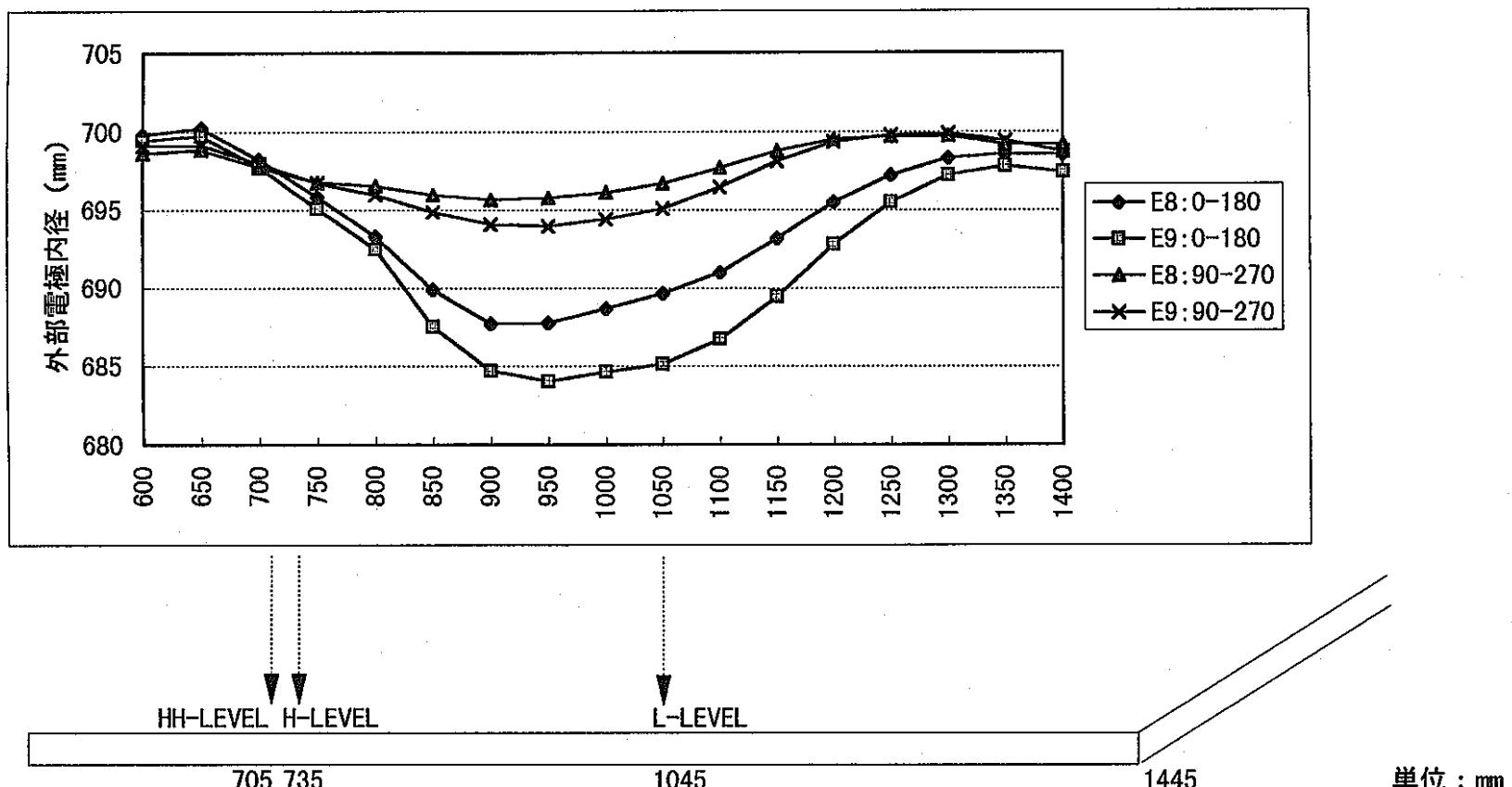


図 7-8 E8およびE9試験後の外部電極内径測定結果比較

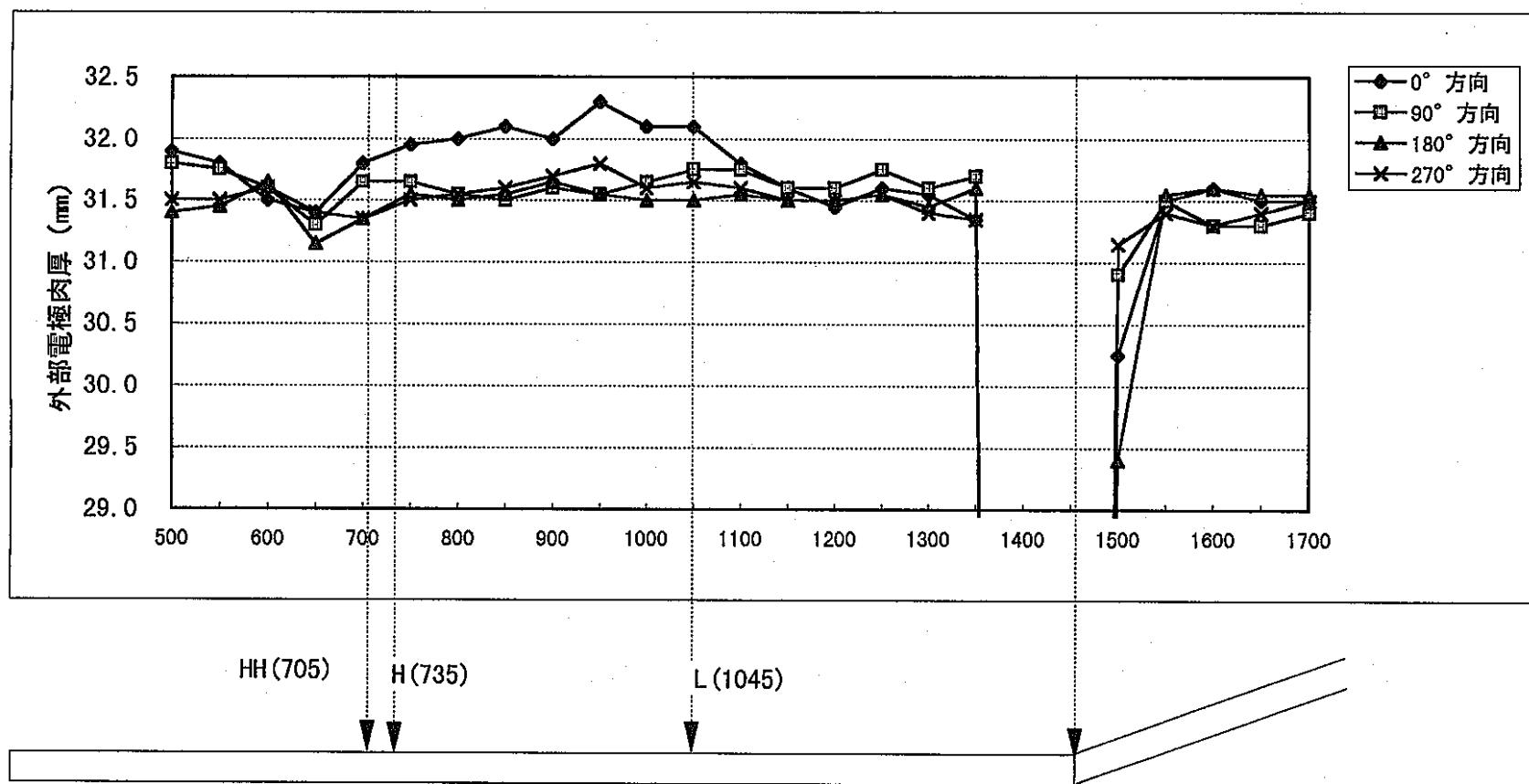


図 7-9 E9試験後の外部電極4方向の肉厚変化傾向図

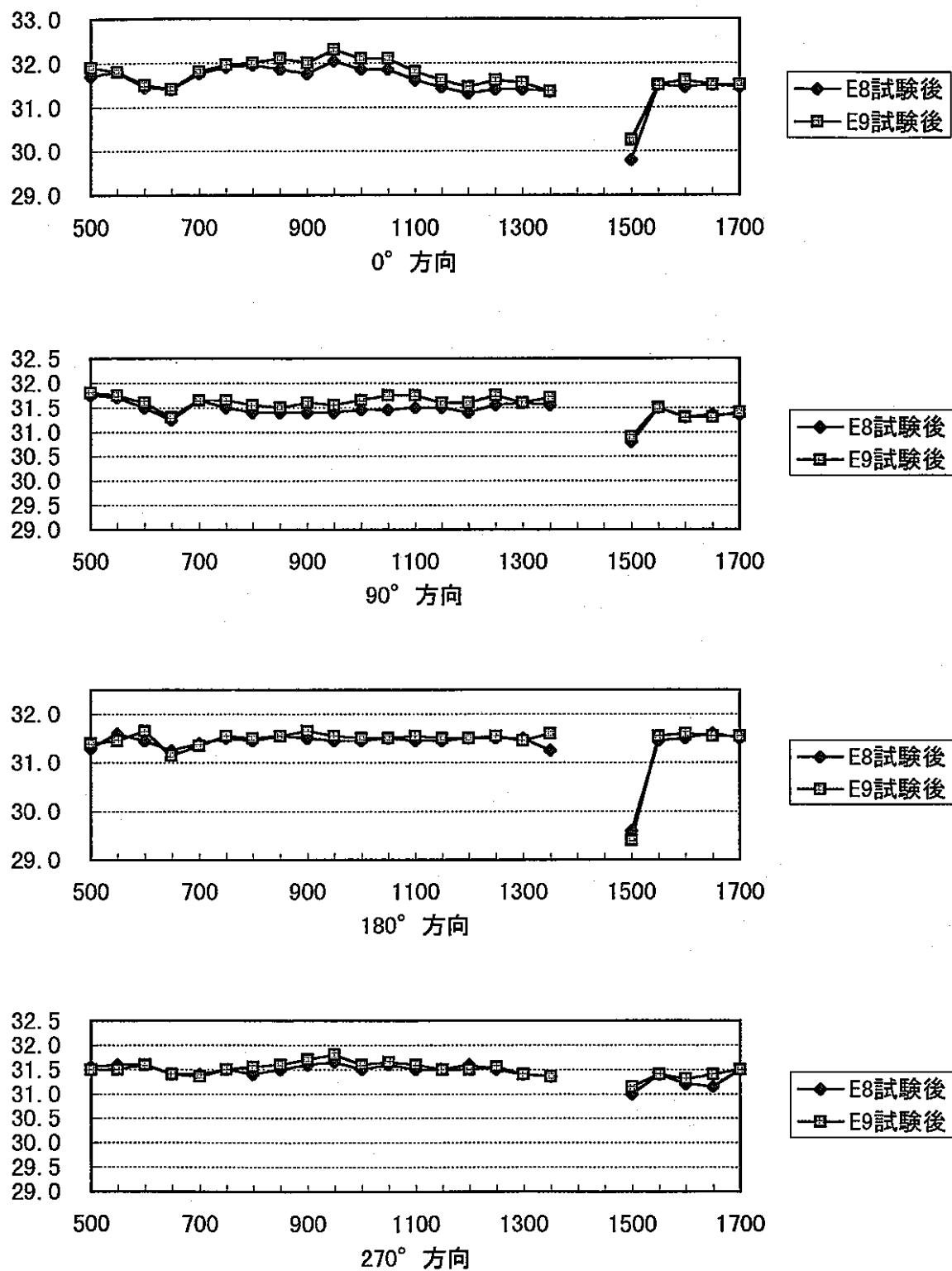


図 7-10 E8, E9試験後の外部電極肉厚測定結果比較

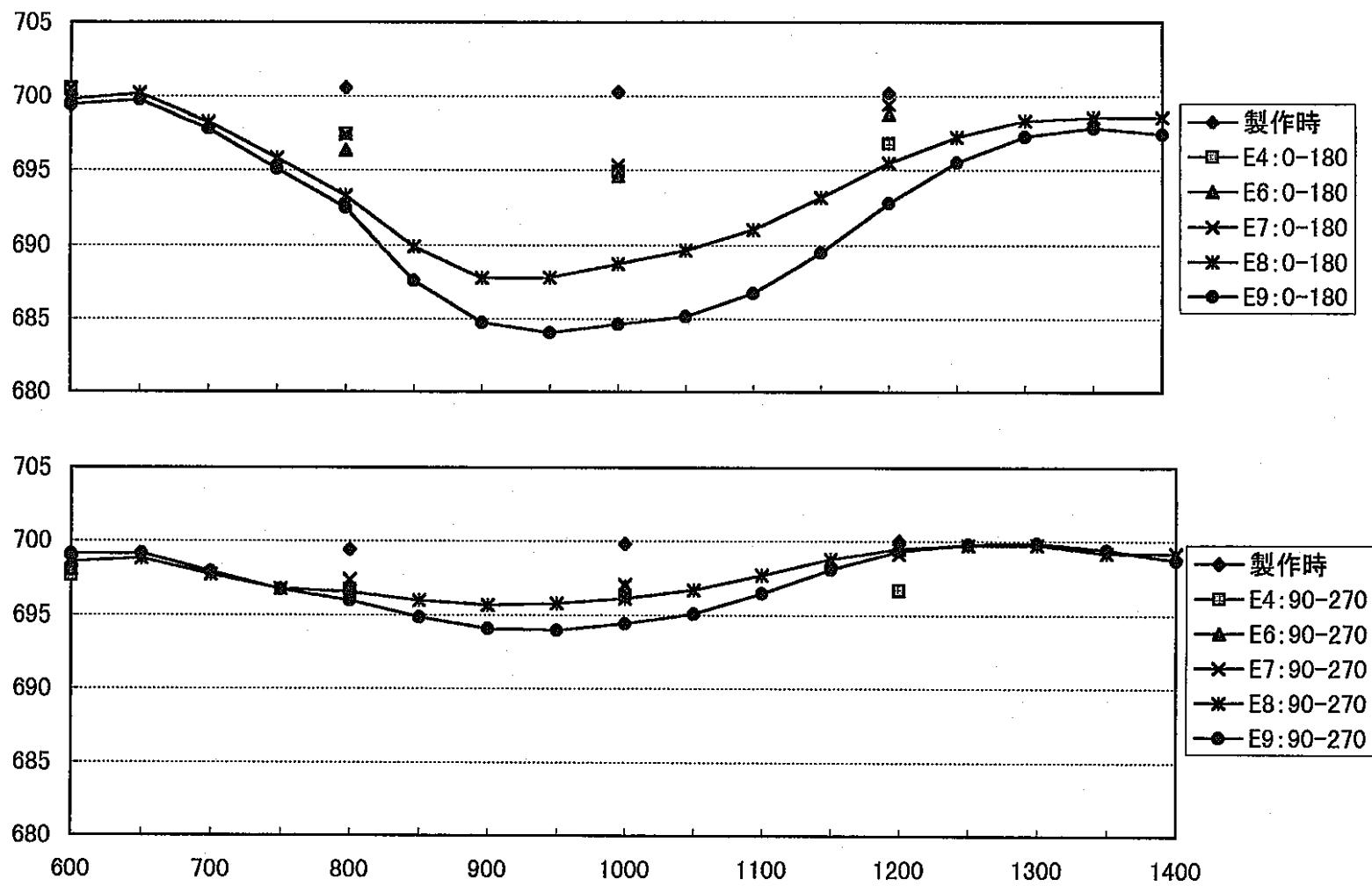


図 7-11 (1/2) JCEM運転試験での外部電極内径測定結果比較

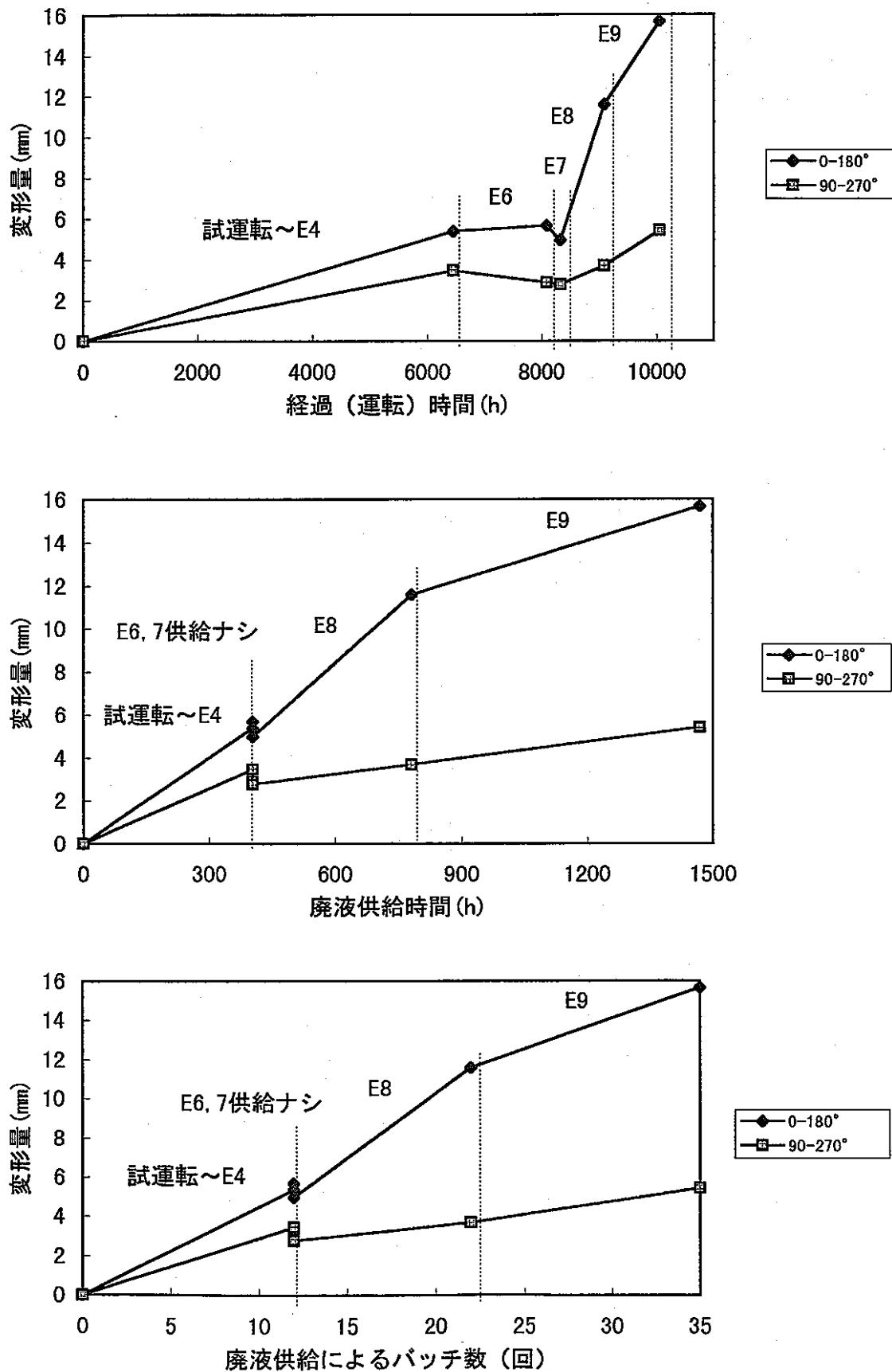
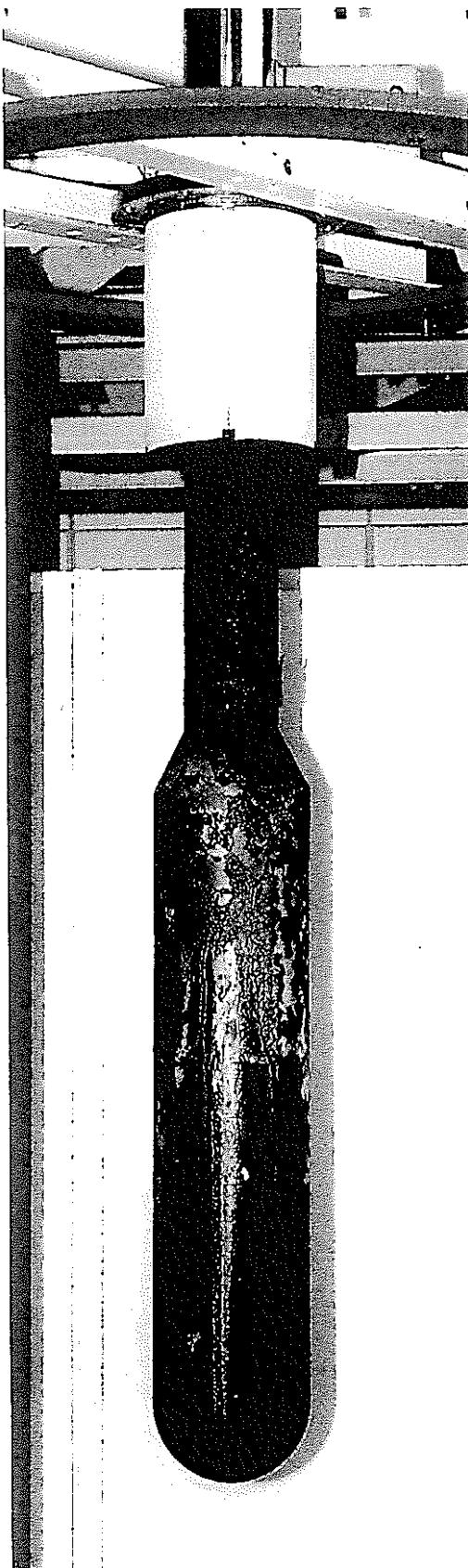


図 7-11 (2/2) 経過（運転）時間、廃液供給時間およびバッチ数と電極変形量の比較



はつり前の外観写真

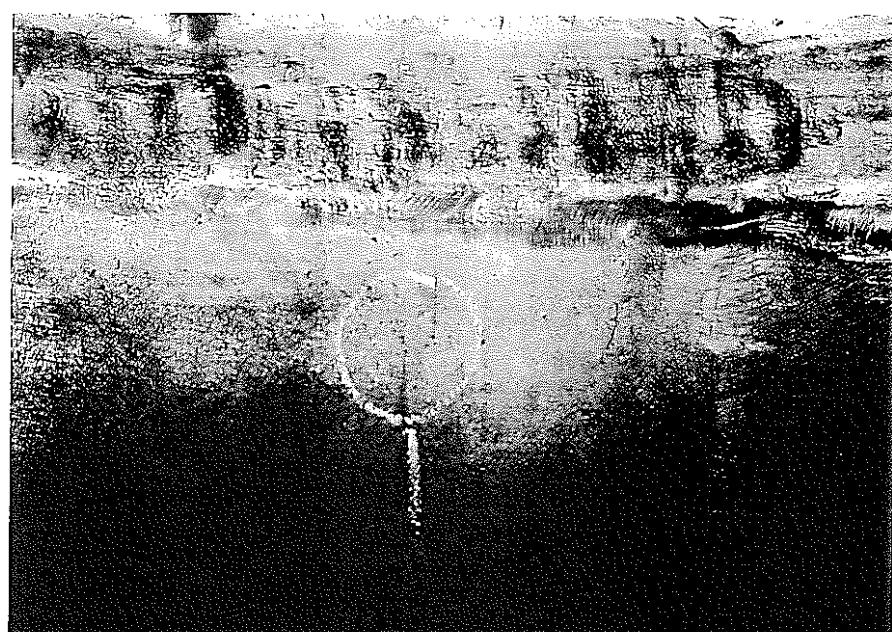


はつり後の外観写真

写真 7-1 E 9 試験後の外観写真

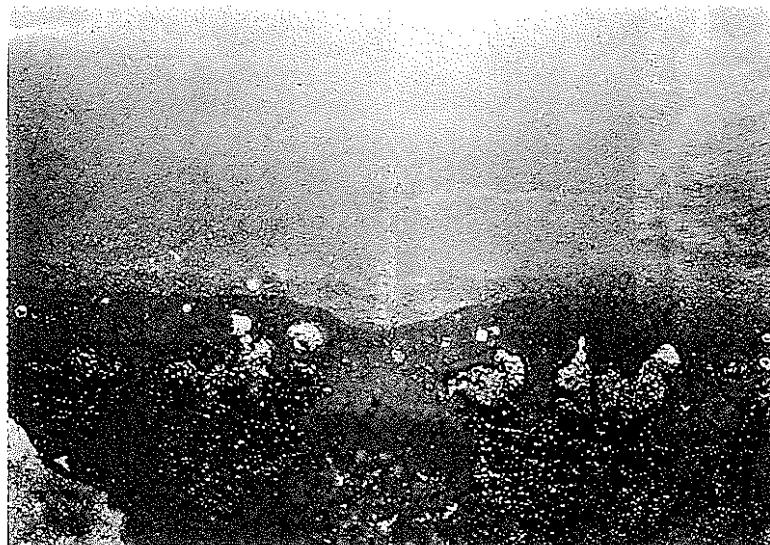


電極上部からの全景



電極上部の状況

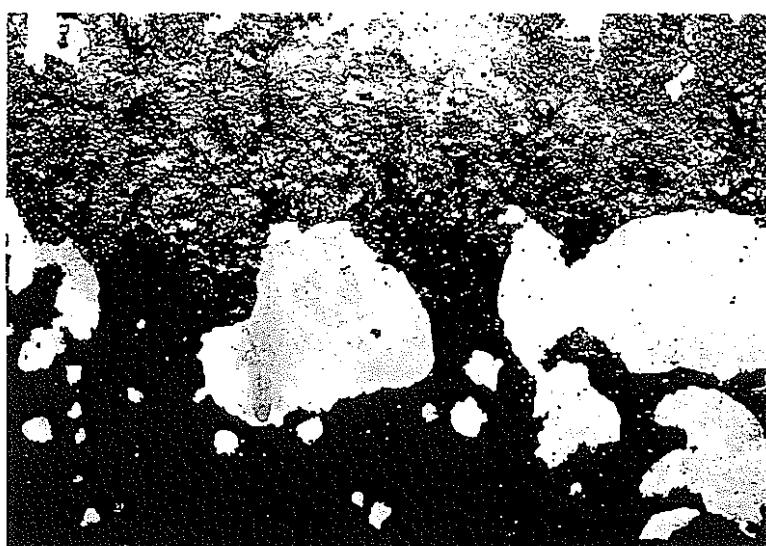
写真 7-2 (1/4) E 9 試験後の外部電極状況 (炉内全景)



電極上部フランジから 200mmの状況

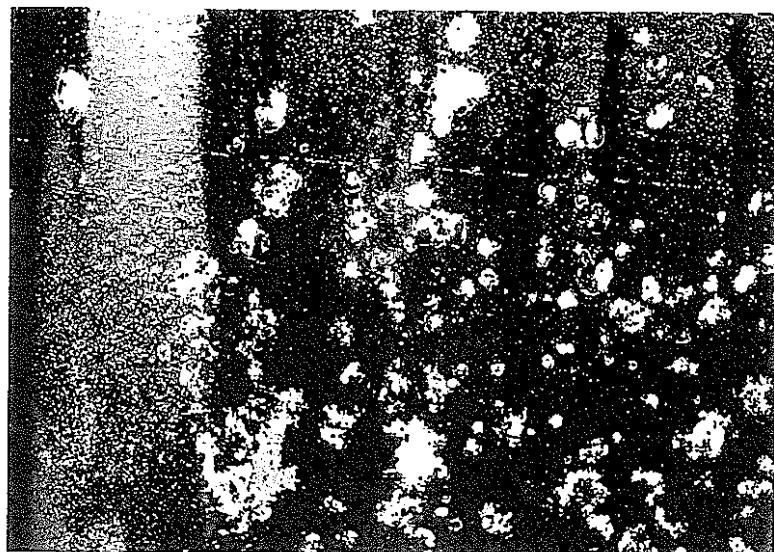


電極上部フランジから 400mmの状況

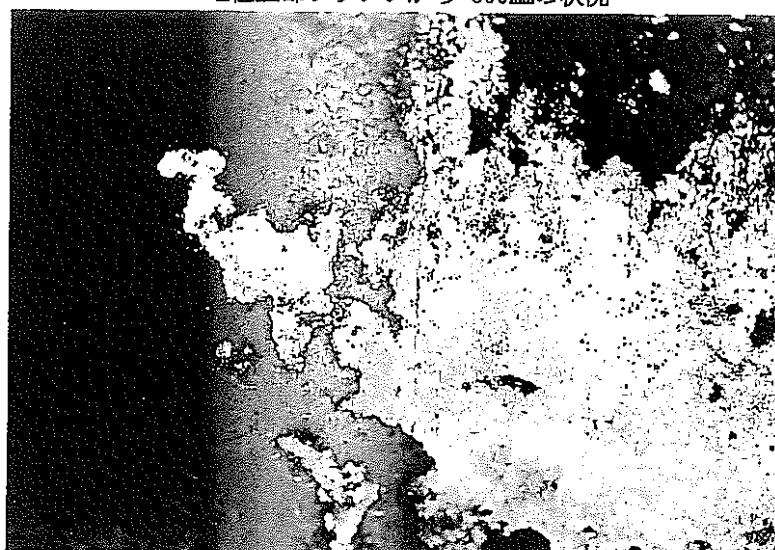


電極上部フランジから 600mmの状況

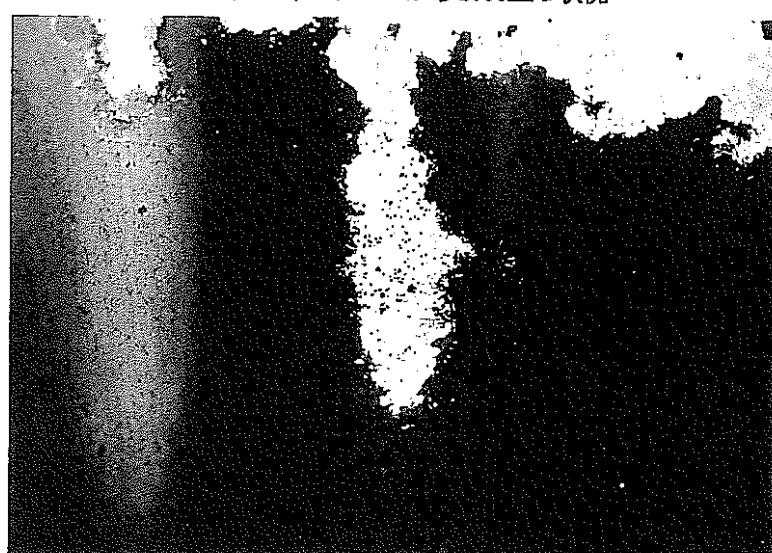
写真 7-2 (2/4) E 9 試験後の外部電極状況 (非ガラス接液部)



電極上部フランジから 800mmの状況

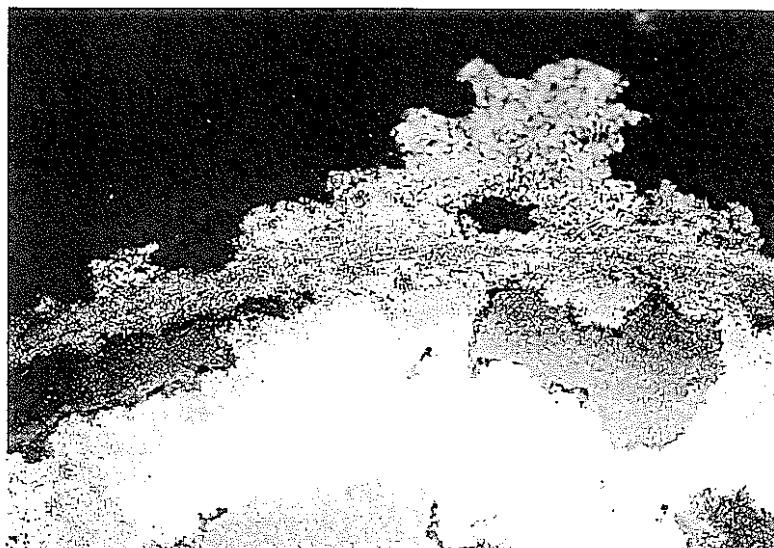


電極上部フランジから1000mmの状況

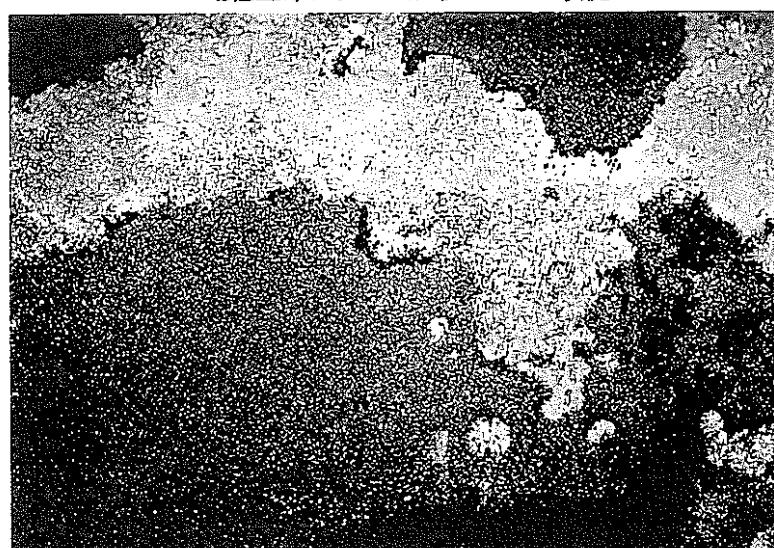


電極上部フランジから1200mmの状況

写真 7－2 (3/4) E 9 試験後の外部電極状況 (ガラス接液部上部)



電極上部フランジから1320mmの状況



電極上部フランジから1520mmの状況



電極上部フランジから1670mmの状況

写真 7-2 (4/4) E 9 試験後の外部電極状況 (ガラス接液部下部)

8. ガラス固化体品質確認試験

8. 1 概要

J C E M - E で製造されたガラス固化体の物性測定および組織解析を行い、製造ガラスの健全性を確認した。また、T V F 標準ガラス (P0798)との比較を行った。

8. 2 評価試料(ガラス流下重量150kg時のガラス試料)

- ① E 9 - 7 バッチ (ガラス製造速度4.2~5.6 kg/h)
- ② E 9 - 8 バッチ (ガラス製造速度4.9 kg/h)
- ③ E 9 - 9 バッチ (ガラス製造速度4.9~6.3 kg/h)

8. 3 評価方法

8.3.1 物性測定

① 密度	アルキメデス法により室温における密度を測定した。
② ガラス転移温度・熱膨張係数	熱膨張曲線の傾きの変化からガラス転移温度を求めた。また、JIS R3102法により平均熱膨張係数を求めた。
③ 热伝導率	レーザーフラッシュ法により熱伝導率を測定した。
④ 高温粘度	回転円筒法により高温粘度を測定した。
⑤ 浸出率	JIS R3052に準拠した方法で浸出率(全重量減少率、各元素の規格化重量減少率)を求めた。

8.3.2 組織解析

① X線回折測定	結晶析出の有無を確認した。
② EPMA測定	微視的な組織観察および元素分析が可能な本方法により結晶析出の有無を確認した。
③ 組成分析	主要成分を蛍光X線分析し、製造されたガラス固化体の組成がほぼ目標どおりであることを確認した。
④ 電気抵抗測定	平行平板電極法を用いて比抵抗を測定し、T V F 標準ガラス (P0798)の抵抗値との比較を行った。

8. 4 評価結果

8.4.1 物性測定

表8-1に物性測定結果を示す。J C E M-Eで製造した固化ガラス(P1238)の密度、ガラス転移温度、熱膨張係数、熱伝導率、高温粘度、浸出率の各物性値はT V F標準ガラス(P0798)とほぼ同等であった。

8.4.2 組織解析

(1) X線回折

図8-1(1/3~3/3)に固化ガラス(E8-7、8、9バッチ)のX線回折結果を示す。

X線回折結果から今回の試験で使用された模擬廃液は白金族元素を含有する廃液であるため、結晶構造を示すピークが確認され、それはRu、Pdがガラスに溶融出来ず結晶化しているものであった。

(2) E P M A測定

写真8-1に2次電子像を示す。

X線回折における結晶はE P M Aによる微視的な観察により確認され、面分析を行った結果、結晶形態はPdについてはPd-Te合金(97.3Pd-2.7Te wt%)であり、RuはRuO₂に対応した組成であった。しかし、T V F標準ガラス組成(P0798)と同等の組成形態であり、浸出率への影響もなく固化体品質上問題はないと考えられる。

(3) 組成分析

表8-2に蛍光X線による組成分析結果を示す。各バッチとも均一なガラス組成であり、Na₂O濃度も10±2wt%の範囲内にあり、各バッチともにはほぼ目標値どおりのガラス組成であり、白金族元素の抜き出し性も良好であった。

(4) 電気抵抗測定

表8-3に電気抵抗測定結果を示す。各バッチともにT V F標準ガラスであるP0798の比抵抗値よりも、800°Cで約40%、1150°Cで約20%高い比抵抗値であった。

8.5まとめ

- (1) J C E M-E 9試験で製造された固化ガラスの物性値はT V F標準ガラスとほぼ同等であった。
- (2) X線回折、E P M A測定の結果、Pd、Ruの結晶が確認され、その結晶形態はPdはPd-Te合金でありRuはRuO₂に対応した組成であった。

(3) 蛍光X線による組成分析の結果、 Na_2O 濃度も10% ± 2wt%の範囲内にあり、ほぼ目標どおりの固化ガラス組成であった。また、電気抵抗測定の結果、T V F 標準ガラスのP0798と比較した結果、800°Cで約40%、1150°Cで約20%高い比抵抗値であった。

表 8-1 固化ガラスの物性測定結果

測定項目	E9-7	E9-8	E9-9	TVF標準ガラス ^(注2)
1. 密度($\times 10^3 \text{kg/m}^3$)	2.69	2.68	2.68	2.74
2. ガラス転移温度(°C)	499	500	501	501
3. 熱伝導率				
20°C	0.710	0.705	0.707	0.690
100°C	0.802	0.765	0.777	0.780
200°C	0.889	0.881	0.900	0.897
300°C	0.979	0.966	0.980	0.977
400°C	1.040	1.033	1.025	1.020
500°C	1.092	1.072	1.081	1.060
4. 熱膨張係数($\times 10^{-7}/\text{°C}$)	78.8	79.3	77.3	89
5. 粘度(Pa·s) ^(注1)				
850°C	251.2	229.1	245.5	366.3
900°C	120.2	117.5	117.5	114.1
950°C	57.5	55.0	56.2	54.0
1000°C	29.5	25.7	28.2	26.9
1050°C	16.6	15.1	15.8	15.7
1100°C	10.0	9.5	9.5	9.0
1150°C	6.9	6.8	7.4	6.5
6. 浸出率($\times 10^{-4} \text{kg/m}^2 \text{d}$)				
Si	2.64	2.40	2.34	2.74
B	3.55	3.26	3.07	3.23
Al	1.63	1.47	1.44	1.93
Li	3.86	3.44	3.26	3.49
Ca	2.19	2.03	1.97	1.93
Zn	<16.77	<15.94	<15.12	—
Na	2.41	2.11	1.99	3.39
P	<5.16	<4.90	<4.65	—
Fe	<0.49	<0.46	<0.44	—
Cr	<1.86	<1.77	<1.68	—
Ni	<4.79	<4.55	<4.32	—
Ru	<0.97	<0.92	<0.87	—
Pd	<1.49	<1.41	<1.34	—
Cs	2.53	2.51	2.09	3.05
Sr	0.99	1.23	0.90	1.82
Ba	0.47	0.88	0.34	1.14
Zr	<0.64	<0.61	<0.58	—
Mo	2.49	2.03	1.93	3.82
Mn	<4.79	<4.55	<4.32	—
Sn	<9.58	<9.11	<8.64	—
Se	<33.55	<31.89	<30.25	—
Te	1.12	1.00	0.92	—
K	82.50	38.27	26.23	—
全重量減少率	2.14	2.02	1.89	2.30

(注1) 粘度測定は 0.14s^{-1} のズリ速度による。

(注2) TVF標準ガラスはP0798の物性を示す。

表8-2 組成分析結果

(単位:wt%)

分析試料 分析元素	E9-7 (P1238)	E9-8 (P1238)	E9-9 (P1238)	目標ガラス組成 (P1238)
RuO ₂	0.74	0.77	0.77	0.91
PdO	0.4	0.41	0.41	0.52
SiO ₂	50.6	52	51	46.72
B ₂ O ₃	13.8	15.2	15.2	14.25
Al ₂ O ₃	5.3	5.4	5.4	5.02
CaO	3.4	3.4	3.4	3
Na ₂ O	8.5	8.5	8.3	10.43
Cs ₂ O	0.56	0.56	0.56	0.78
SrO	0.24	0.24	0.24	0.3
Fe ₂ O ₃	1.79	1.77	1.76	1.94
Cr ₂ O ₃	0.57	0.57	0.57	0.78
MoO ₃	1.25	1.25	1.25	1.41

表8-3 電気抵抗測定結果

分析試料 温度設定値(°C)	E9-7	E9-8	E9-9	P0798
	電気抵抗値(Ω·cm)			
500	8909.07	11719.43	10528.67	~
600	1411.73	1692.85	1594.57	1076.71
650	506.57	587.58	580.48	403.11
700	230.48	264.87	264.78	189.34
750	123.78	142.24	144.32	102.94
800	72.64	83.5	84.3	60.2
850	45.08	51.77	51.52	37.84
900	30.14	34.52	34.17	25.56
950	21.61	24.57	24.33	18.56
1000	15.73	17.84	17.74	13.73
1050	11.9	13.32	13.3	10.47
1100	9.29	10.29	10.08	8.22
1150	7.69	8.2	8.06	6.64

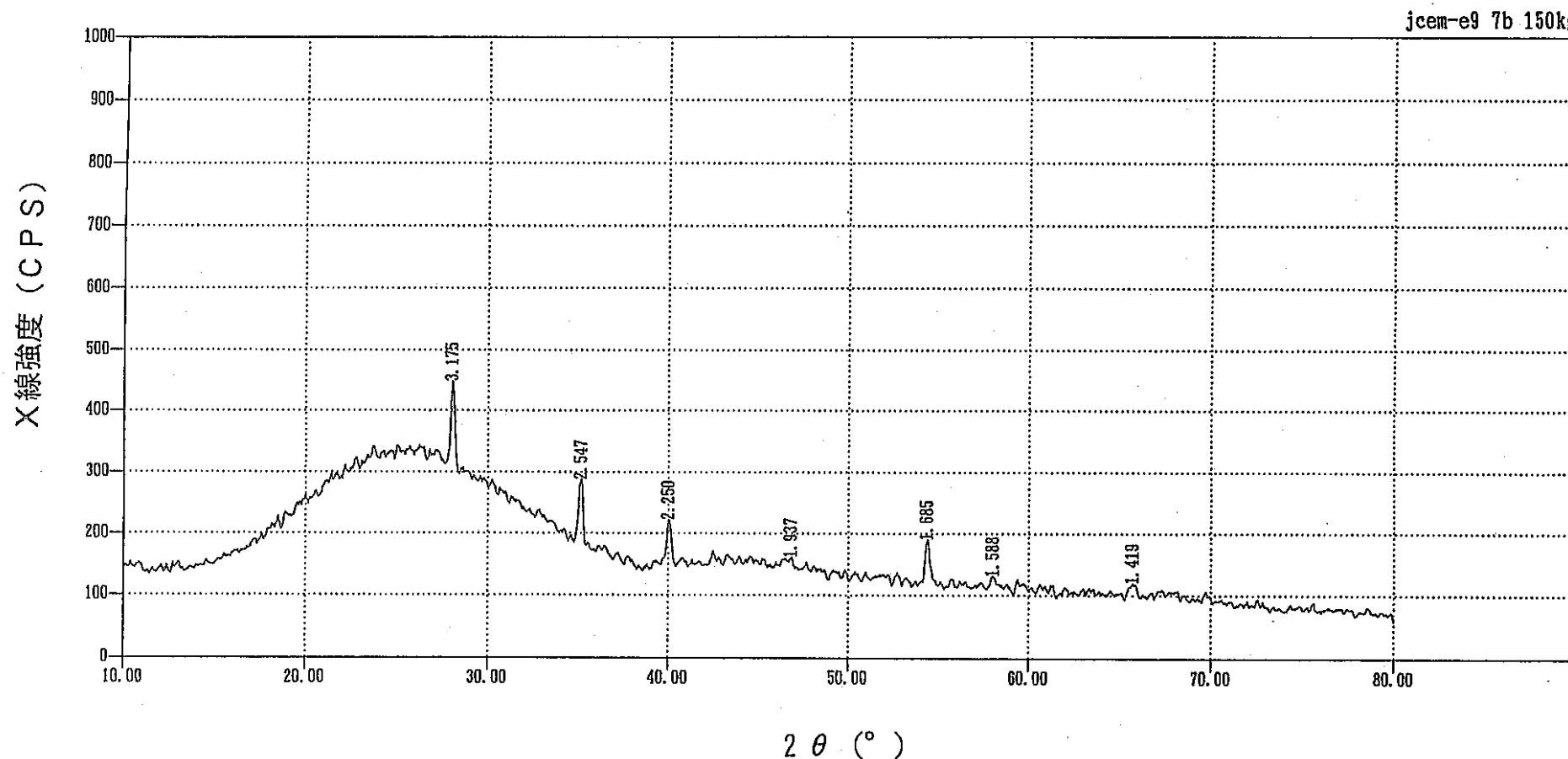


図8-1 (1/3) 固化ガラスのX線回折結果 (E9-7バッチ)

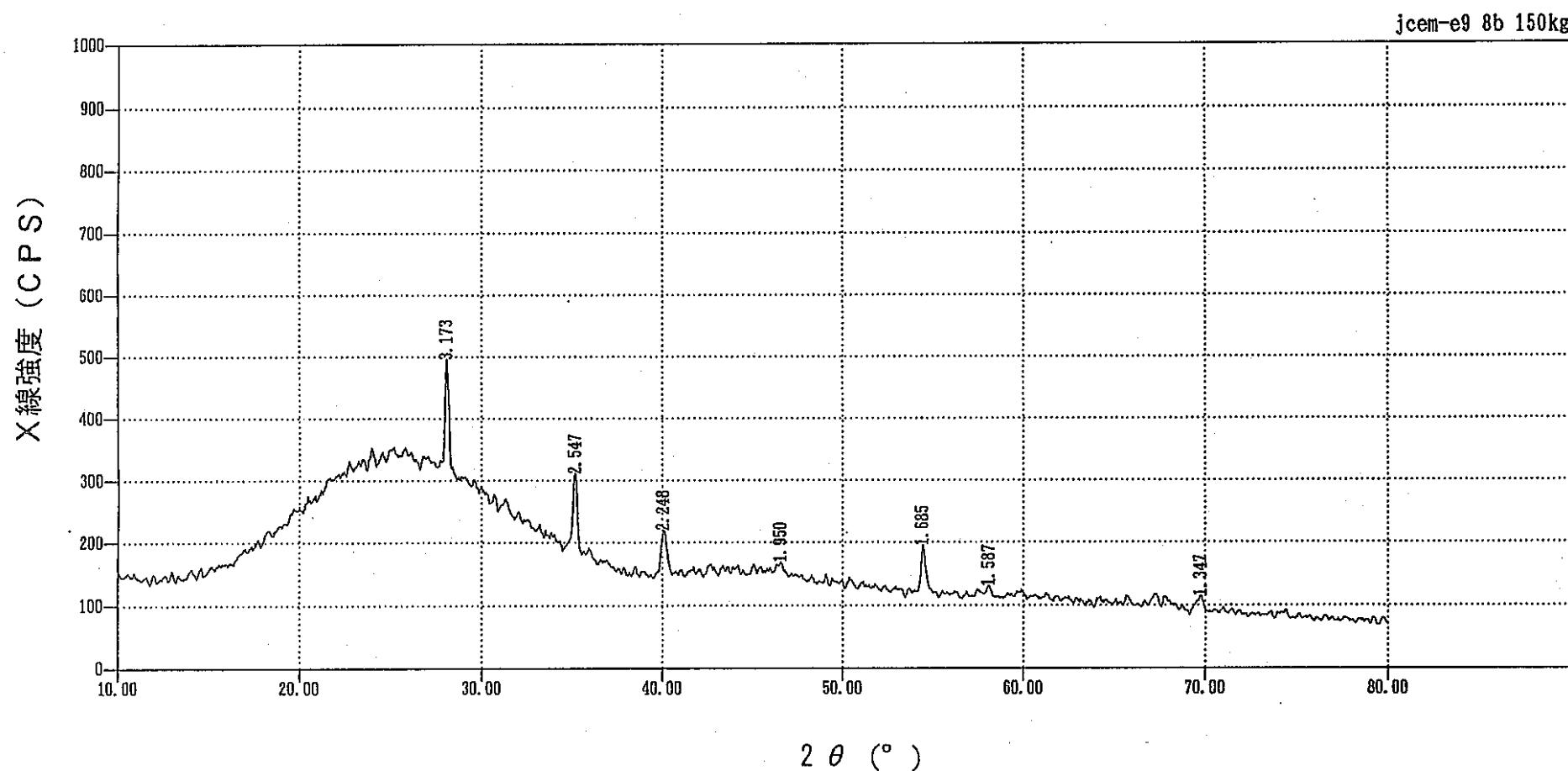


図8-1 (2/3) 固化ガラスのX線回折結果 (E9-8バッチ)

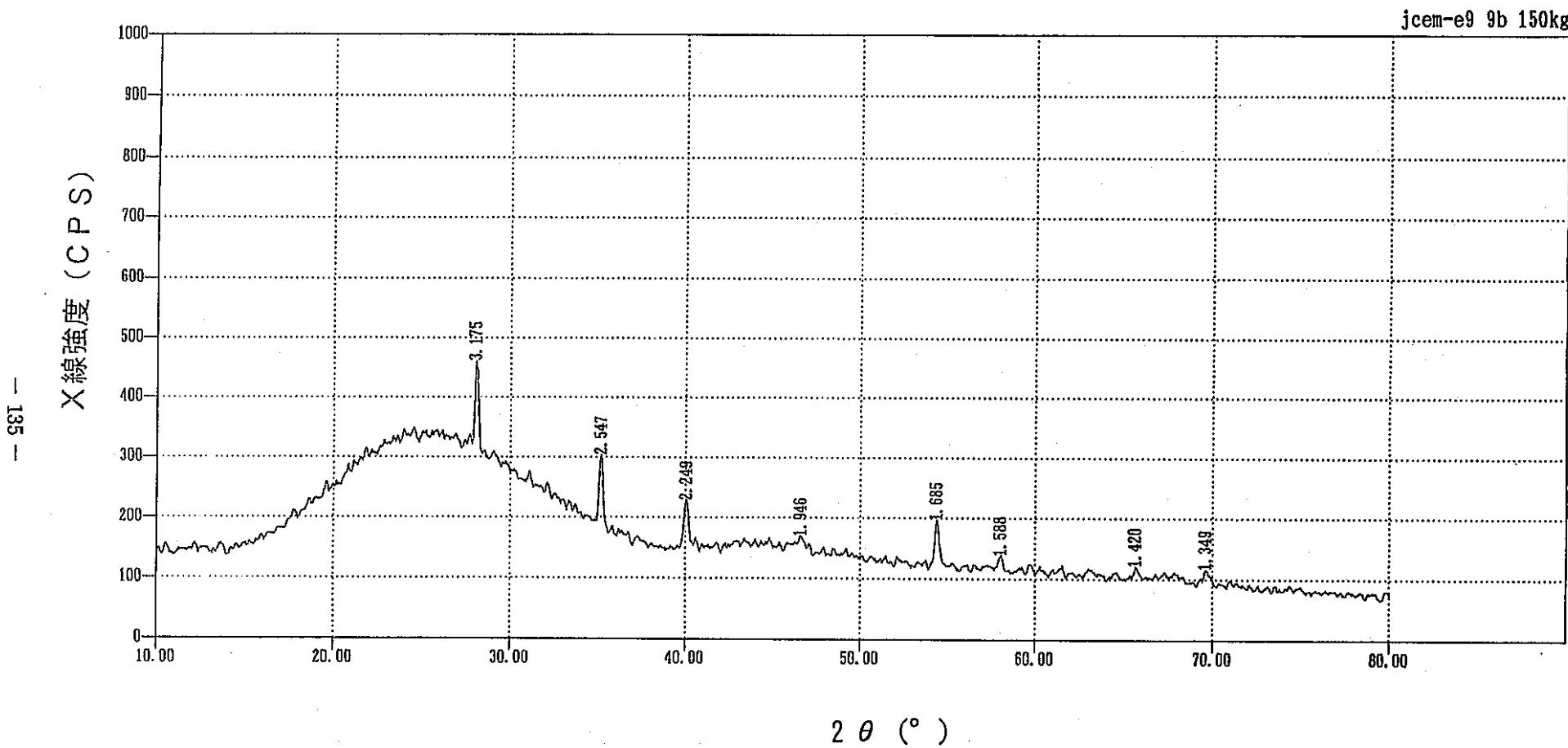
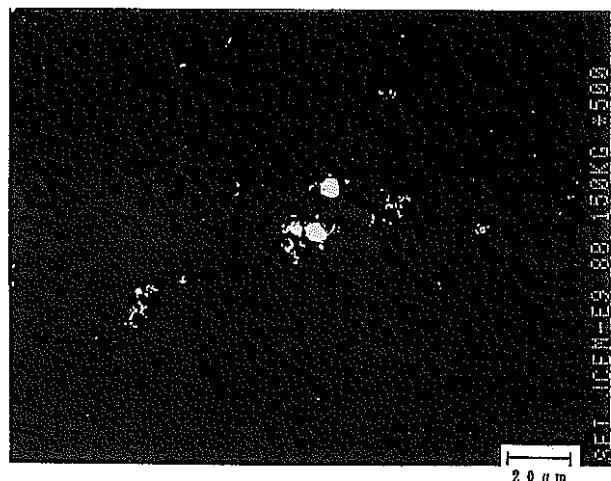
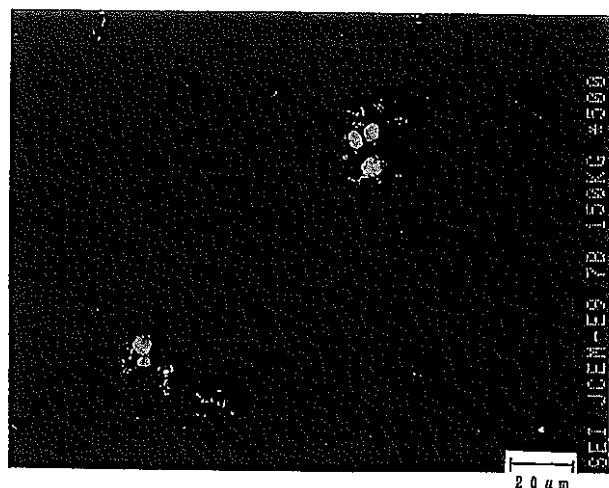


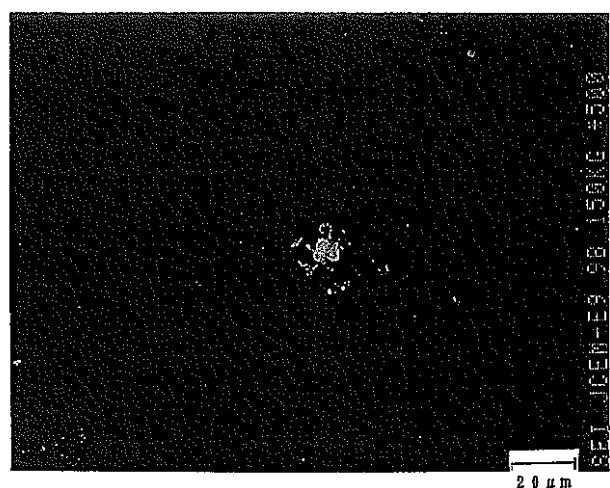
図8-1 (3/3) 固化ガラスのX線回折結果 (E 9-9バッチ)



E 9-7 バッヂ (倍率: 500 倍)



E 9-8 バッヂ (倍率: 500 倍)



E 9-9 バッヂ (倍率: 500 倍)

写真 8-1 2 次電子像

9. オフガス管堆積状況評価

9. 1 概要

J C E Mに供給された廃液は、乾燥・仮焼されガラス原料とともに溶融される。この過程で廃液成分の一部が粉塵となってオフガスに同伴されるが、これら粉塵の一部がオフガス管に付着するため、この付着物が徐々にオフガス管内に増加することにより堆積が進行する。このオフガス管への粉塵の堆積が進行すると、オフガス配管入口と出口の圧力差（以下、差圧（または圧損）という）が大きくなり、炉内の負圧が維持できなくなる可能性がある。

これらを防止するために、溶融炉内のオフガス取り込み口には図9-1に示すエアフィルムクーラ（以下、AFCという）を設置している。これはAFCにスリット部を設けることにより、そこから吹き出す加熱空気（以下、AFCパージ空気という）がオフガス管内に空気膜を形成し、粉塵の付着を防止しようとするものである。また、オフガス温度が、ある温度以下になるとオフガス内に含まれるホウ素が析出し始め、粉塵の堆積を増加させる可能性も報告されている。そこで、このホウ素の析出については、オフガス温度を150°C以上に保つことにより析出が抑制されるといわれるため、AFCパージ空気を予め加熱し、オフガス温度を150°C以上に保つことで防止している。

本試験では、E 8 試験結果からAFCパージ空気温度およびAFCパージ空気流量が妥当でなかったため、粉塵、もしくはホウ素と思われる析出物が配管内に付着してオフガス配管差圧が上昇したと考えられることから、AFCパージ空気の温度および流量の再検討を行った。それによりAFCパージ空気温度を200°C（従来は165°C）とし、そのAFCパージ空気流量も先端部および本体部をそれぞれ15Nm³/h、38Nm³/hとして運転を行い連続供給運転中におけるオフガス配管での差圧の推移、および試験終了後のオフガス管内の観察から堆積状況の評価を行った。

9. 2 オフガス 配管概略および運転条件

オフガス配管とは、オフガス管閉塞防止のためのAFCとオフガス中に含まれるNOxを除去するためのサブマージド・ベッド・スクランバ（以下SBSと呼ぶ）とをつなぐ配管のことを示す。

この配管の仕様は以下のとおりである。

配管仕様：（口径）	65A
（材質）	SUS304
（概略長さ）	5500mm

なお、オフガス配管の概略図を図9-2に示す。また、E 8 試験においてオフガス配管差圧上昇およびオフガス管内に多量の堆積物が確認されたことから、AFCパージ空気流量およびパージ空気温度の最適化を行い（詳細計算は添付

（-3に示す）E 9 試験は以下の条件で運転を行うことにした。

加熱空気温度はパージ部において約 150°C を維持できれば主な堆積物のホウ素の発生（析出）を予防できることから加熱空気の設定温度を 200°C に上昇させ、パージ部で 150°C を維持するようにし、その設定流量は調整・制御性等を考慮して

- ・AFC先端パージ空気流量は 15Nm³/h
- ・AFC本体パージ空気流量は 38Nm³/h

と設定し運転を行った。

9. 3 運転状況

図 9-3 にオフガス管の差圧およびオフガス出口温度の経時変化を示す。

6/17 10:00～6/25 16:12 にかけて炉内圧を -20mmAq で制御し、カレット原料による熱上げを実施した。この間は廃液供給を行なわない運転であるため発生するオフガス量が微量であり、オフガス配管差圧は約 20mmAq で安定していた。また、この期間中 6/19 11:05 より AFCへのパージを先端、本体共に 40Nm³/h (E 8 試験までの設定値) で開始した。その結果、オフガス配管差圧は 20mmAq から 35mmAq に上昇した。これはパージ空気供給に伴い炉内圧を調整するためにオフガス流量が上昇したためである。

その後、オフガス配管差圧が安定した 6/25 13:30 から廃液供給準備運転として水供給を開始した。同日 (6/25) 20:13 に AFC パージ空気流量を再計算後の最適パージ空気流量値 (先端: 15Nm³/h、本体: 38Nm³/h) へと変更を行った。その後、炉内圧を -20mmAq から -100mmAq (通常運転時の設定値) へと移行し廃液供給運転を開始した。その後、オフガス配管差圧は 35mmAq から約 50～60mmAq まで上昇した。これは炉内圧を -20mmAq から -100mmAq へと低下させたためと、廃液供給によるオフガスが多量に発生したためと考えられる。

しかしながら、その後は廃液供給時のオフガス配管差圧の著しい上昇はなく試験終了まで安定した運転を行うことができた。これは AFC パージ空気温度設定を 165°C から 200°C に上昇させるとともに、AFC パージ空気流量の最適化を図ったことにより、オフガス中のホウ素の析出が抑制されたことと、連続供給運転中に過剰供給がなく炉内雰囲気温度の急激な低下を起こすこともなく安定した運転ができたためと考えられる。また、E 9 試験実施前にオフガス配管ランプを全て取り外し、オフガス配管内の水洗浄を行ったことによりオフガス配管内は AFC による空気膜が乱されることなくオフガス配管内に綺麗な空気膜が形成されたことも要因の一つではないかと考えられる。

9. 4 堆積状況

E 9 試験終了後、オフガス配管を取り外し、内部の状況の確認と写真撮影を行った。その結果、E 8 試験と同様にオフガス配管の接続配管部のR部分およびオフガス配管SBS方向へのR部分で多くの堆積物が確認された。その厚さは最大で 15~20mm 程度であった。そこでオフガス配管を大きく次の①AFC、②接続配管、③オフガス管の三つに分け評価を行うこととした。

(1) AFC

写真 9-1 に AFC の堆積状況を示す。

AFC 先端部表面には黄色の粉末状の堆積物が確認され、そのパージ空気吹き出し溝部付近の表面には黒色に変色した堆積物が確認された。また、この AFC パージ空気吹き出し溝部からその上面にかけて配管円周上に 1~2mm 程度の赤褐色の堆積物が確認された。

また、4 方向(0°、90°、180°、270°)で比較すると最も堆積が多かった方向は 0° 方向(内部電極側)であり、厚さ 5mm 程度の堆積物が確認された。その他の方向については堆積物の厚さは 1~2mm 程度であり、赤褐色の堆積物であった。

(2) 接続配管

写真 9-2 に接続配管の堆積状況を示す。

接続配管には構造上 R 部が存在する。この部分への堆積が最も多く発生していた。これは、一般的に配管の R 部では流れに乱れが生じ易い上に、この R 部には閉塞解除用の閉止板を設けていることも重なり、空気膜に乱れが生じたものと考えられる。その堆積量は、最大で 15~20mm 程度であり、その周辺へ徐々に堆積が進行しており全体的に 5~10mm 程度の赤褐色の堆積物が確認された。

この原因を推定すると、R 部の閉止板にオフガスが接触することにより、その R 部の内側と外側の流速差または温度差から徐々に堆積が進行するのではないかと思われる。また、この堆積物により、配管内の直径が小さくなることになるためオフガスの流れが悪くなり、その周辺への堆積が徐々に進行していくと考えられる。

(3) オフガス管

写真 9-3 にオフガス管の堆積状況を示す。

(2) 同様、オフガス管においても SBS へオフガスを入れるために設けている R 部および、その閉止板付近への堆積が最も多く確認された。その堆積量は最大で 15~20mm 程度であり、その周辺へも堆積が進行しており、その厚さは全体的に 5~10mm 程度の赤褐色の堆積であった。この原因についても(2)の接続配管と同じことが考えられる。また、R 部の閉止板以外の部位については

表面に1~2mm程度の堆積物が確認された。

9. 5 まとめ

今回の試験では全13バッチによる連続供給運転中においてオフガス配管の閉塞事象は発生することはなかった。また、オフガス配管差圧についても約50~60mmAqと安定した値で運転を維持していた。しかし、試験後に行った堆積状況結果から、主に堆積物が付着する部位は接続配管およびオフガス管のR部（閉止板付近）付近であった。そのため、今後長期にオフガス配管差圧を安定に運転するには、オフガス配管構造を再検討する必要がある。

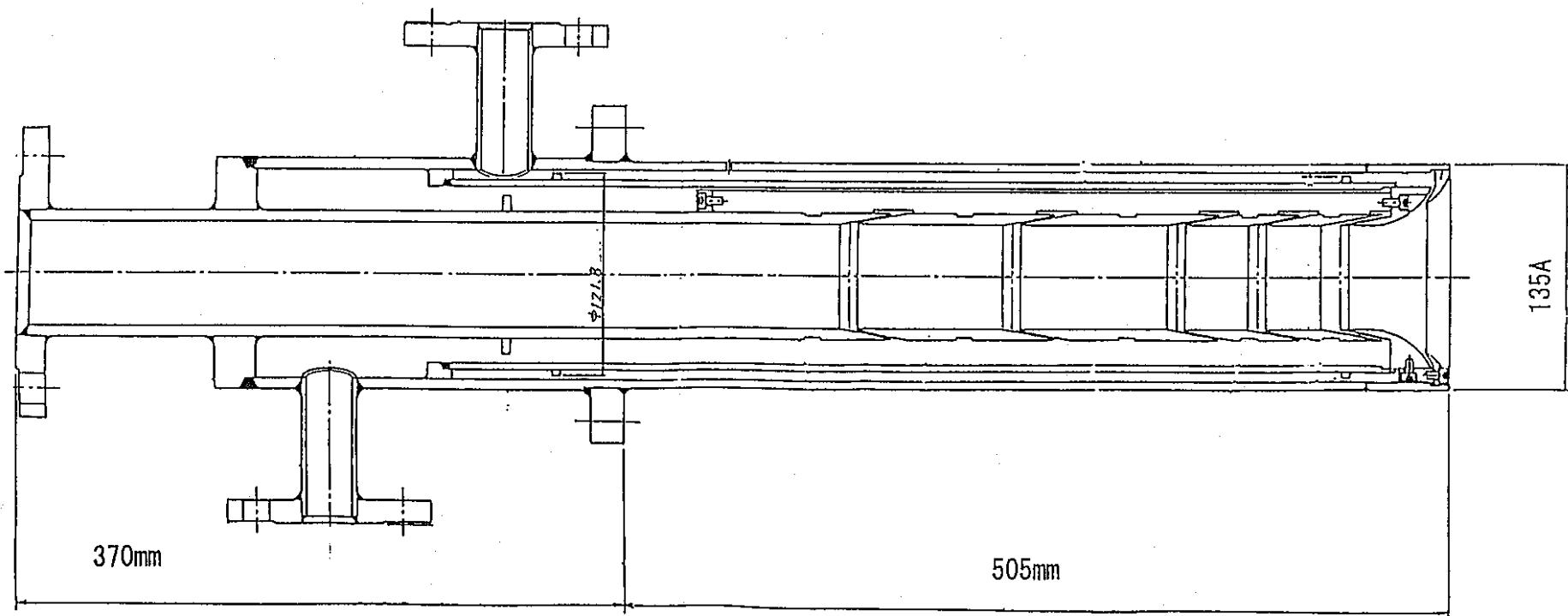


図9-1 エアフィルムクーラの概略図

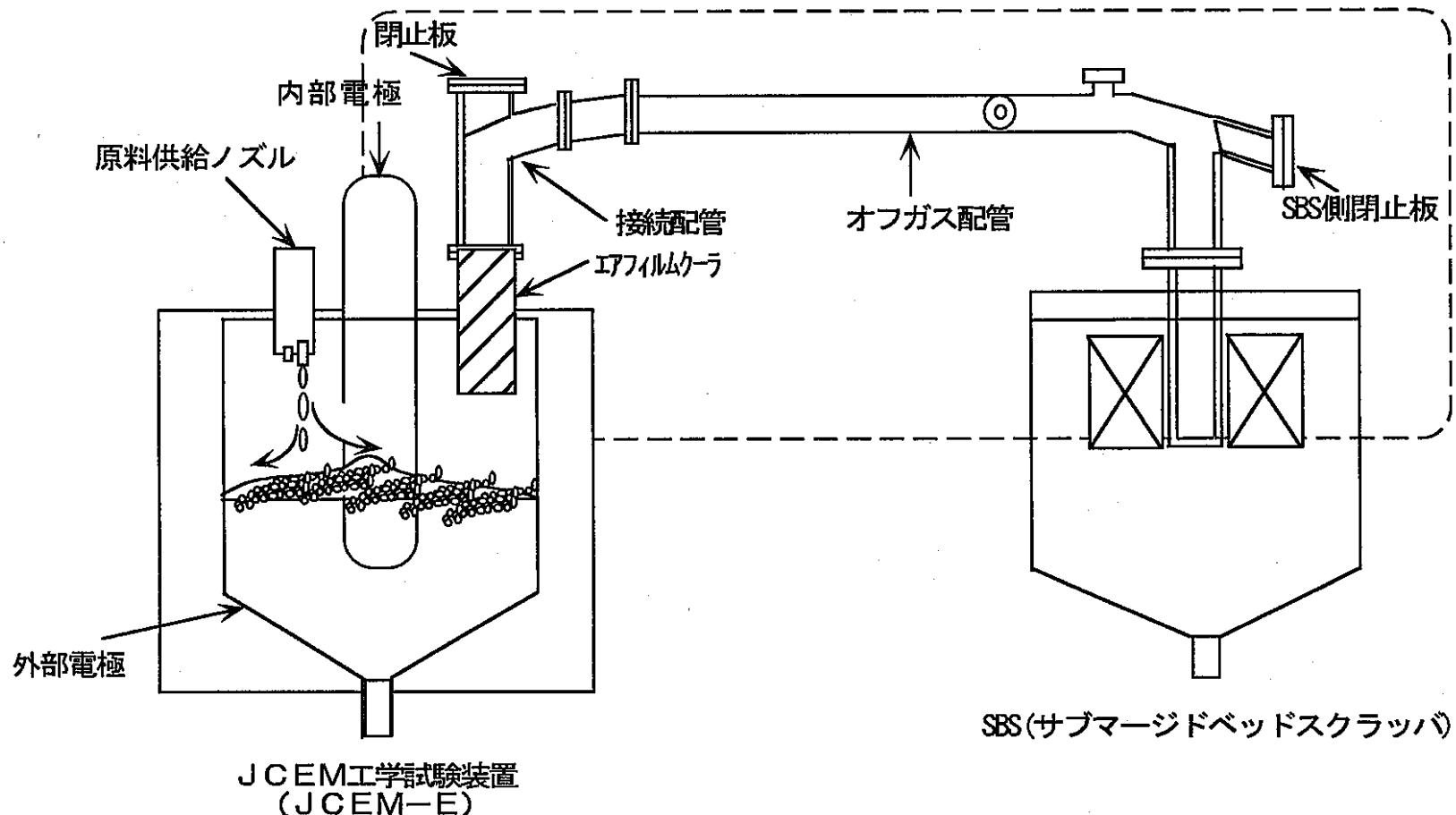


図9-2 オフガス配管概略図

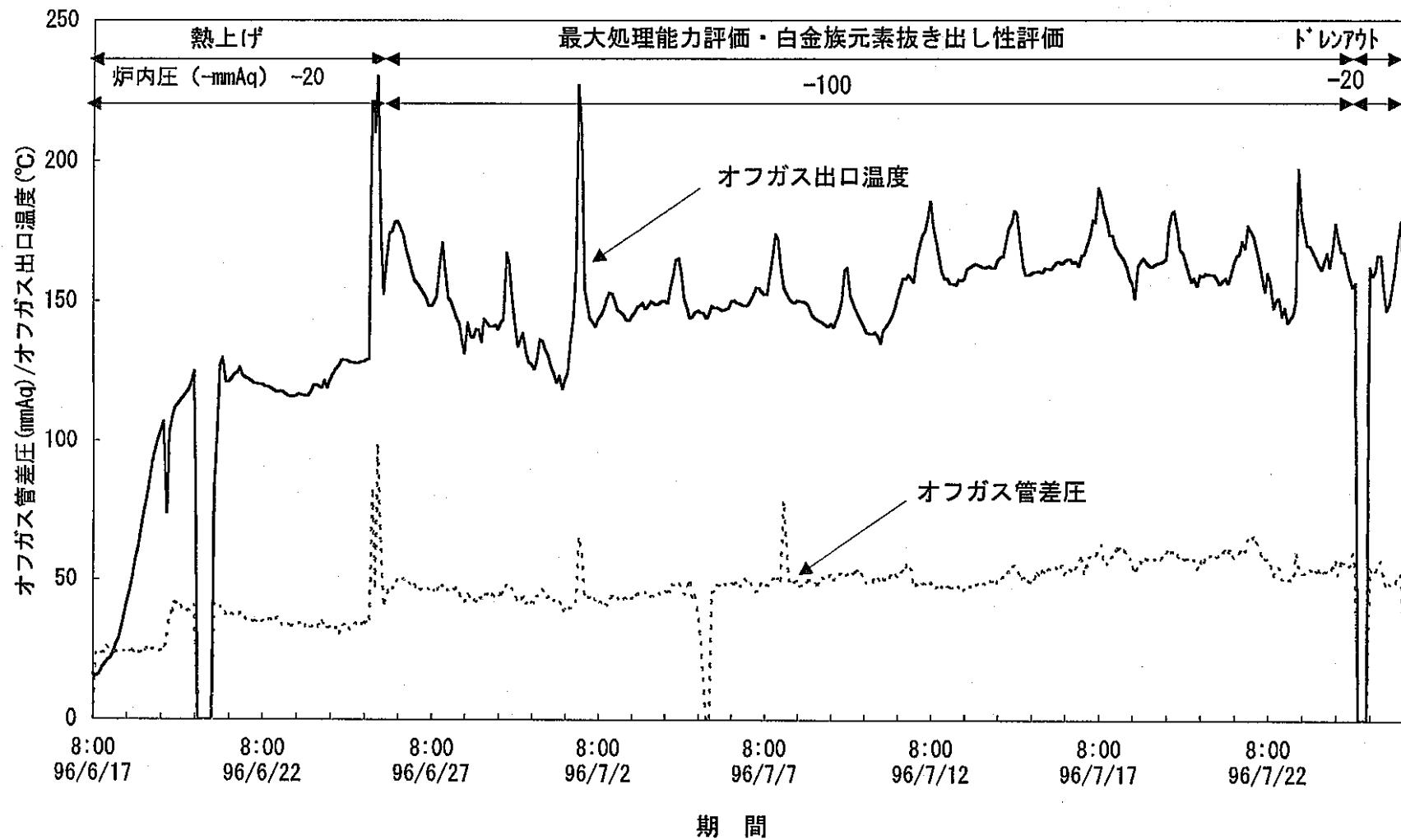


図9-3 オフガス管差圧および出口温度の経時変化
(図中のデータ欠落部分は制御系の停止等によるものである)

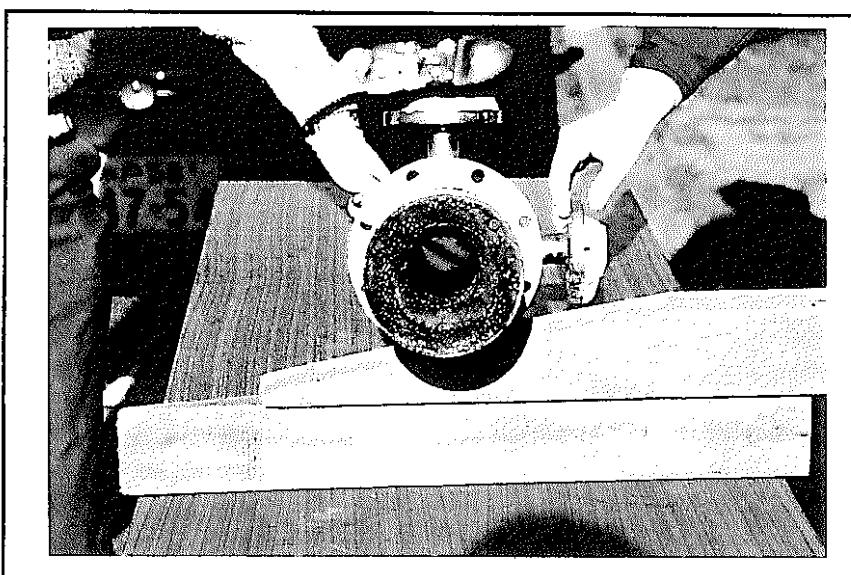
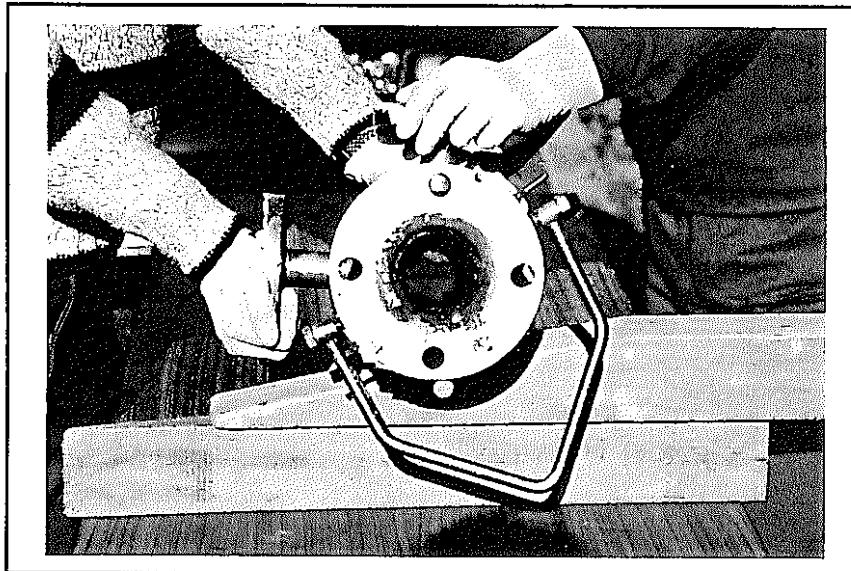
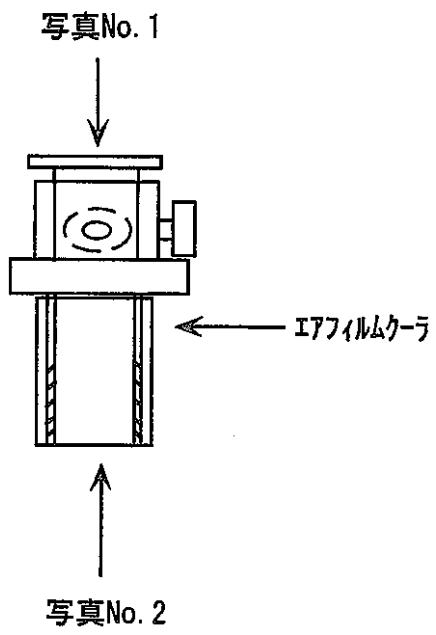
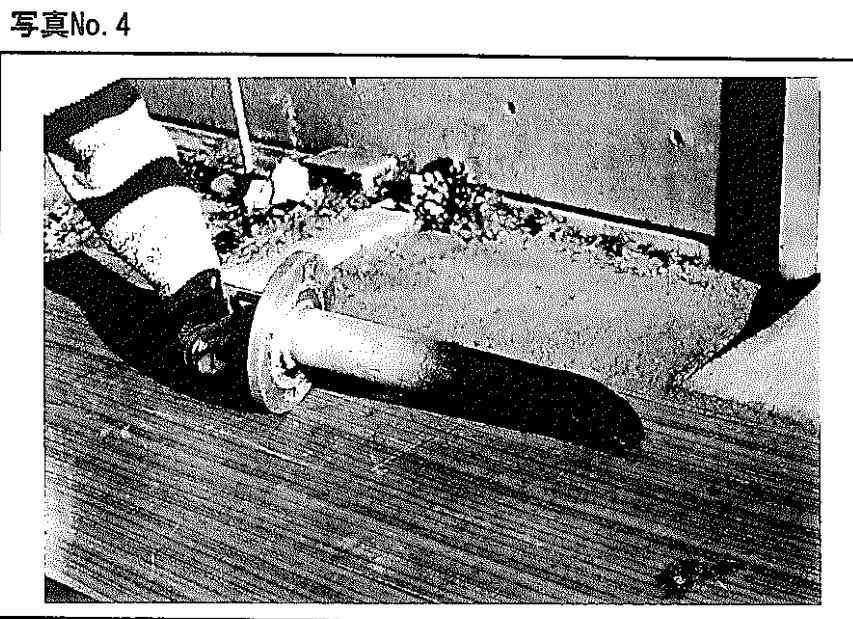
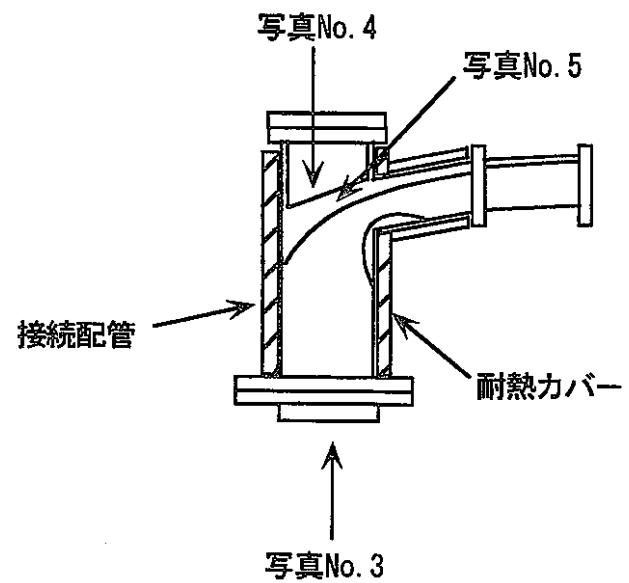
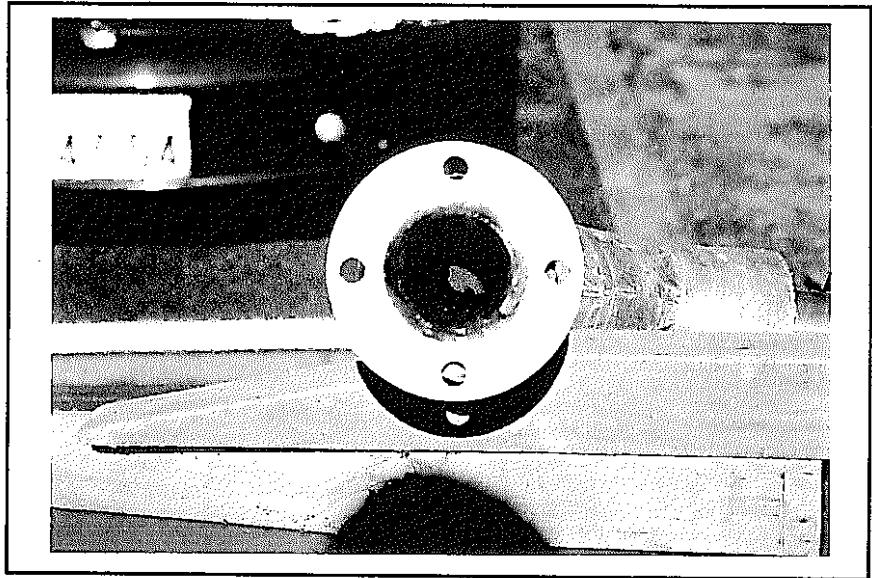


写真9-1 エアフィルムクーラの堆積状況



写真No. 3



写真No. 5

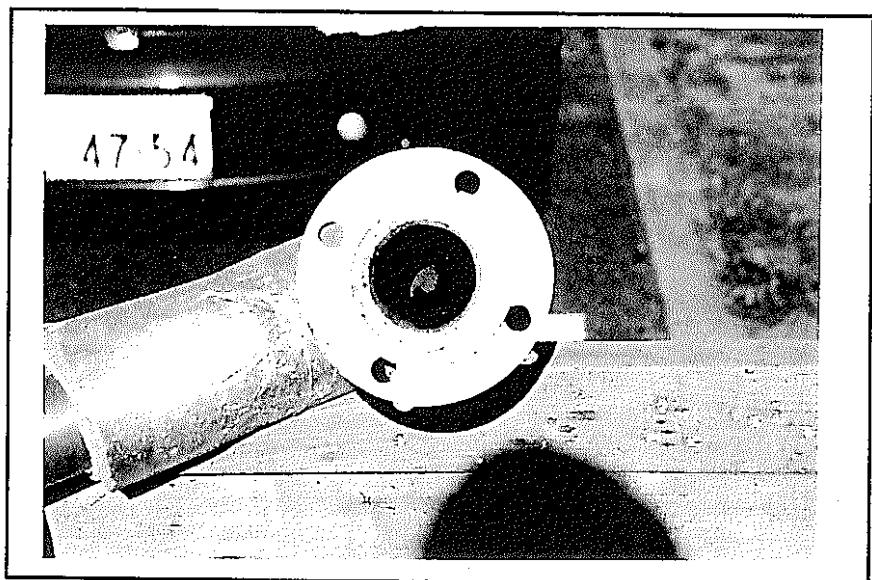
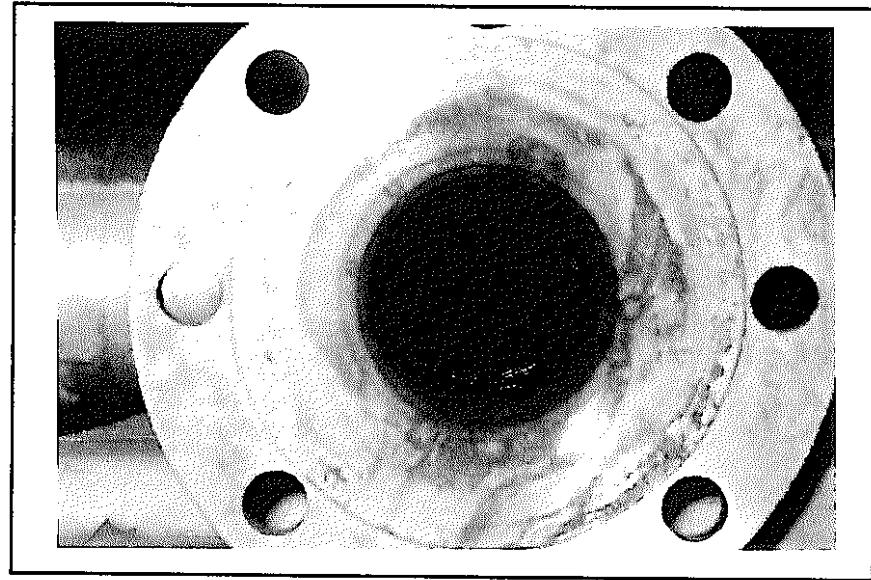
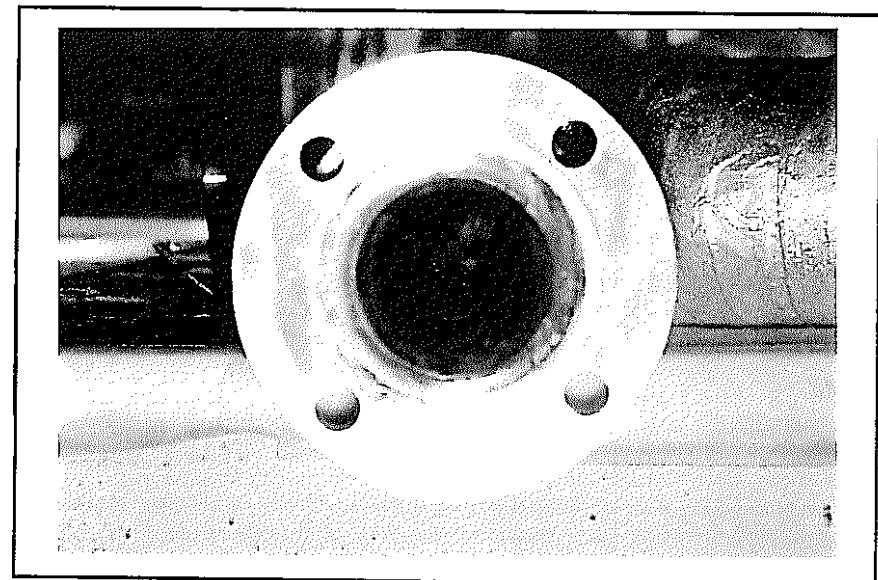


写真9-2 接続配管の堆積状況

写真No. 6



写真No. 8



写真No. 7

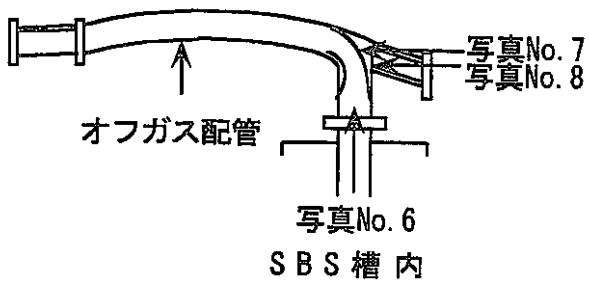
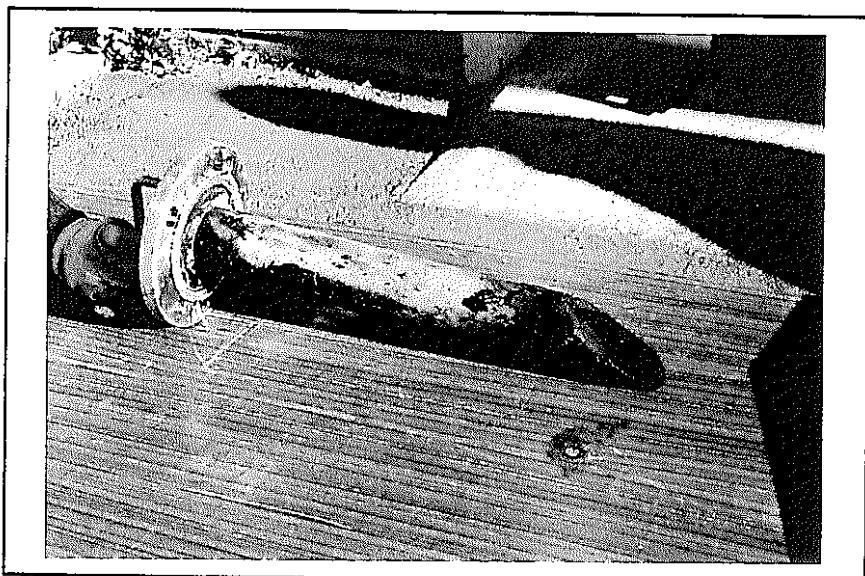


写真9-3 オフガス管の堆積状況

10. 結論

10.1 処理能力評価

溶融安定性の観点から処理能力の評価を行った結果、高模擬度廃液供給での処理能力は、E 8 試験で行った低模擬度廃液供給での処理能力よりも 20% 以上低下することが確認された。この理由としては、白金族元素の炉内濃度分布の不均一から生じる電流の偏りによるものと推定された。

10.2 白金族元素抜き出し性評価

白金族元素収支および、ドレンアウト後の炉内観察等から、白金族元素の抜き出し性を評価した結果、ほぼ良好な結果を得た。

また、炉底低温運転・低温流下を必要としていた従来の L F C M と違い、寧ろ積極的に白金族元素を沈降させる意味で、炉底部の補助加熱を常に行つた方が抜き出し性が良くなる傾向にあった。

10.3 電極侵食量評価

電極の侵食量評価において、次のことが確認された。

- ① 内部電極侵食速度は、最大で 0.0071mm、平均で 0.0041mm であった。これは最大値で評価しても、設計値の 3 分 1 程度であり、耐用年数 5 年は十分確保できるものと考えられる。
- ② 外部電極については、侵食は認められなかった。
- ③ 外部電極の変形が、E 8 試験までと比較し、更に進んでいることが判った。
また、その変形は、90 - 270° 方向の方が、0 - 180° 方向よりも 2 倍程度大きくなっていることが確認された。

10.4 ガラス固化体品質評価

E 9 試験で製造されたガラスの分析の結果、物性・ガラス組成とも T V F 標準ガラスとほぼ同等であることが確認された。ま、E P M A の結果、ガラス中に析出物が確認されたが、R u、P d を成分とする T V F 標準組成ガラスに見られる析出形態であり、浸出率への影響も大きくないと考えられることから、問題となるものではないことが判った。

10.5 オフガス管堆積状況評価

E 8 試験の結果を受けて、A F C パージエアの最適化を図った結果、J C E M 運転中の廃気冷却管差圧の上昇を抑えることができた。しかしながら、廃気冷却管内の観察では、R 部に最大で厚さ 15 ~ 20 mm の赤褐色の堆積物を確認した。

11. あとがき

E 1 試験からおこなってきた J C E M-E を用いた試験も、E 8 試験において低模擬度廃液による処理能力評価のための連続供給試験にこぎつけ、更に、今回、E 9 試験において、最も実廃液に近い高模擬度廃液を用いた、連続供給試験を行うに至った。これら一連の試験により、J C E M 開発段階での課題、および特性がひととおり明らかになったことと確信する。

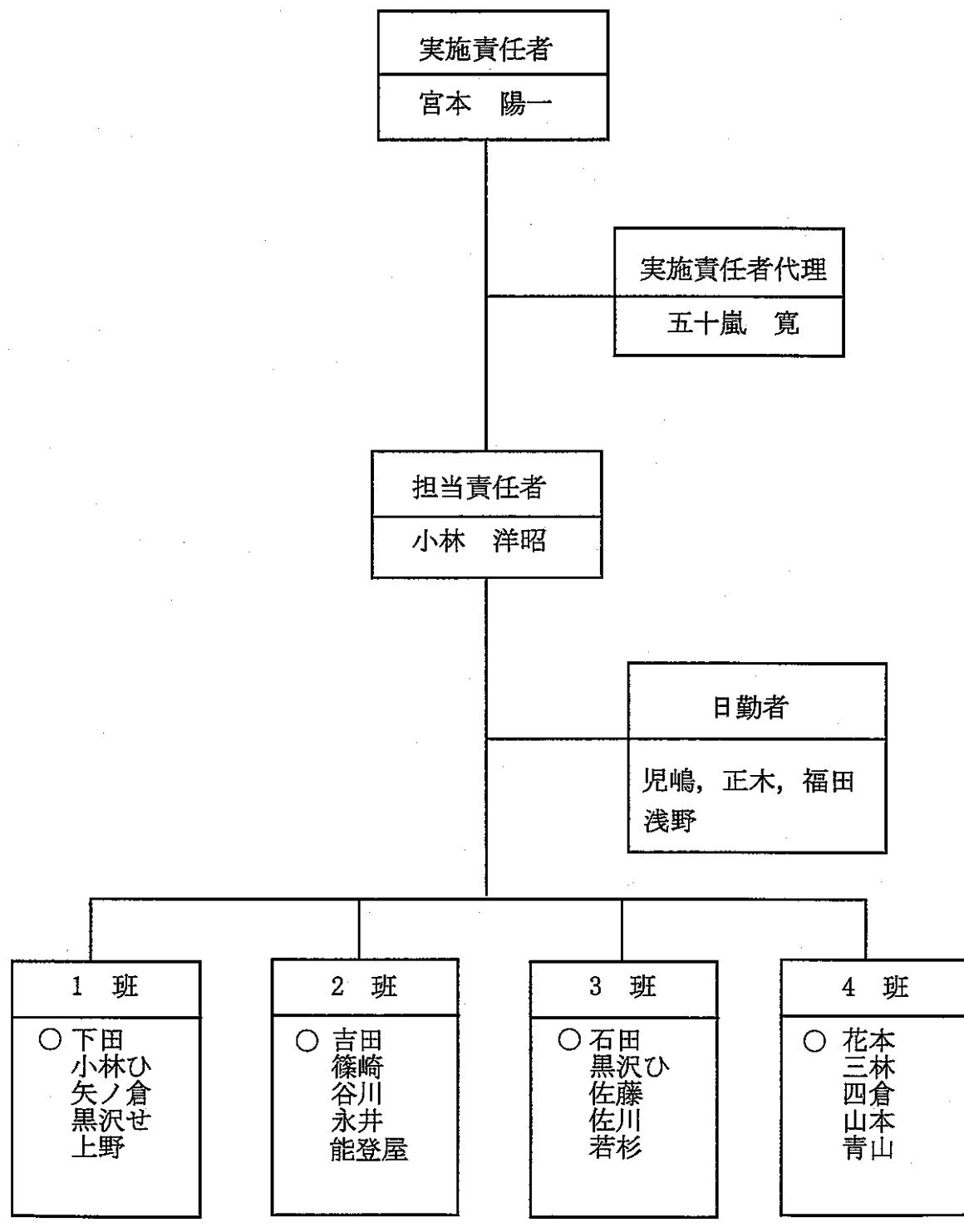
今回の試験により、J C E M-E での試験は一段落つくことになるが、今後は、これらの成果をもとに、更なる高性能化を図るべく検討を行うと共に、この J C E M の開発で培った高温溶融技術を新たな分野へ展開していく所存である。

最後に、J C E M-E の白金族元素抜き出し性評価、固化体品質評価等分析の面で、特にご尽力いただいた再開部アクチニド・分析開発室、および H T S 物性評価 G r. の方々、平成 2 年の J C E M-E の設計から、製作まで携わっていただいた日立造船株式会社 原子力部の方々、また、運転員としてご協力いただいた H T S 室員の多くの方々に感謝の意を表する。

引　用　文　献

- [1] 正木, 五十嵐,"J C E M工学試験装置の設計・製作" PNC PN8410 94-050,1994年 7月.
- [2] 日立造船 , "直接通電型金属製溶融炉試験装置",製作完成図書, 1990年 2月.
- [3] 正木, 五十嵐,"高性能ガラス溶融炉小型試験装置第1 キャンペーン報告書" PNC PN 8410 91-072, 1990年 7月.
- [4] 正木, 五十嵐,"高性能ガラス溶融炉小型試験装置第2 キャンペーン報告書" PNC PN 8410 92-003, 1991年12月.
- [5] 辻, 山里, "高性能溶融炉の設計研究", PNC SD4125 90-001,1990 年 5月.
- [6] 辻, 山里, "高性能ガラス溶融炉工学試験設備の基本設計",PNC ZJ1125 91-001,1991 年 6月.
- [7] 日立造船 , "高性能溶融炉工学試験装置の製作", 製作完成図書, 1993年 3月.
- [8] 正木, 小林,"円筒電極直接通電型溶融炉工学試験装置第1回試験 (J C E M-E 1 試験) ",PNC PN8410 96-029, 1995年11月.
- [9] 正木, 小林,"円筒電極直接通電型溶融炉工学試験装置第2回試験 (J C E M-E 2 試験) ",PNC PN8410 96-062, 1996年 2月.
- [10] 正木, 小林,"円筒電極直接通電型溶融炉工学試験装置第3回試験 (J C E M-E 3 試験) ",PNC PN8410 96-229, 1996年 5月.
- [11] 正木, 小林,"円筒電極直接通電型溶融炉工学試験装置第4回試験 (J C E M-E 4 試験) ",PNC PN8410 96-234, 1996年 7月.
- [12] 正木, 小林,"円筒電極直接通電型溶融炉工学試験装置第5回試験 (J C E M-E 5 試験) ",PNC PN8410 97-003, 1996年12月.
- [13] 正木, 小林,"円筒電極直接通電型溶融炉工学試験装置第6回試験 (J C E M-E 6 試験) ",PNC PN8410 97-126, 1997年 3月.
- [14] 正木, 小林,"円筒電極直接通電型溶融炉工学試験装置第7回試験 (J C E M-E 7 試験) ",PNC PN8410 97-193, 1997年 5月.
- [15] 児島, 小林,"円筒電極直接通電型溶融炉工学試験装置第8回試験 (J C E M-E 8 試験) ",PNC PN8410 97-082, 1997年 3月.
- [16] 日本電気硝子 , "ガラス溶融炉安全性評価手法の研究 (III) ", PNC SJ 119 83-37, 1983年 8月.

実施体制表



添付一 R uのオフガス移行率

1. 概要

ガラス溶融炉に供給された模擬廃液中の成分は、単にガラス原料と共に溶融するのではなく一部が蒸発または揮発してオフガス中に含まれて炉外へ出ていく。白金族元素の一つであるR uの場合は揮発して溶融炉外へ移行するものがあるため、製造ガラス中に含まれる白金族元素の抜き出し性を評価するに際しては、この移行量を把握する必要がある。

溶融炉より発生したガスは、SBS（サブマージド・ベッド・スクラッバ）にて洗浄水で洗浄され更にオフガススクラバでも洗浄されて系外へ出ていく。この洗浄によってR uも補集される。このプロセスで、オフガスに移行した全R uに対するSBSでのDFは400以上であることが過去のMU III メルタでの試験によって確認されている。オフガススクラバの洗浄水はLIC運転の結果としてSBSへ流入し、そこで洗浄水の補給水となり、この分量がSBSよりのオーバーフローとして系外へ排出される。よってこの排出水およびSBS内部の洗浄水を計量、分析することによって、またR u濃度からの計算によりオフガス系へのR u移行量を知ることができる。

以下に、JCEM-E 9試験での移行量の求め方と結果を述べる。

2. 液サンプリング

図A-1にサンプル液の採取位置を示す。また、サンプリング時期は次の通りである。

	[サンプリング位置]	[サンプリング頻度]	[サンプル名称]
(1)	SBS底部	バッチ切り替え時	b t -
(2)	SBS中間部	バッチ切り替え時	m d -
(3)	SBSオーバーフロー	2時間毎	o v -

底部および、中間部のサンプル液は一定量(200cc)を採取する。また、オーバーフロー液は常時ドラム缶に受けておき、その量を計量するとともに分析用として一定量を採取する。

なお、SBS内のR u濃度の偏りを少なくするために常時バブリングを行った。

3. 評価方法および計算処理

- (1) サンプル液はICP分析によりR u濃度(wt%)を測定した。
- (2) オーバーフロー液の計量値およびR u濃度から、2時間毎のオーバーフローからの系外に排出されたR u量を求めた。これを積算することによりバッチ期間内の排出量を求めることができる。なお、バッチ切り替え時期とのずれに関しては次のサンプルの濃度および排出量を時間当たりで内挿した値でバッチ期間に合わせている。

- (3) SBS底部、SBS中間部、SBSオーバーフロー（バッチ切り替え時の内挿値）の平均濃度によりバッチ切り替え時のSBS洗浄液中のRu量を計算した。洗浄液量は4000mlとして計算している。これによりバッチ開始時と終了時の差を求め、SBS内のRu量の変化を求めた。
- (4) バッチ毎の移行量は(2)の排出量および(3)の変化量の和として求めた。移行率はこの移行量をバッチで供給したRu量で除して求めた。

以上の計算経過は表A-2. に、バッチ毎の結果は表A-1. に示す。総量としての移行率は2.88wt%であった。

表A-1. Ru移行量の計算結果

	模擬廃液供給量 (L)	Ru供給量 (g)	Ru移行量 (g)	移行率 (%)
バッチNo.				
E 9-1	479.8	2051.15	75.92	3.70
E 9-2	461.5	1972.91	93.70	4.75
E 9-3	358.7	1533.44	54.84	3.58
E 9-4	492.6	2105.87	54.40	2.58
E 9-5	458.0	1957.95	59.42	3.03
E 9-6	489.6	2093.04	58.47	2.79
E 9-7	485.2	2074.23	63.41	3.06
E 9-8	478.1	2043.88	44.73	2.19
E 9-9	479.0	2047.73	50.54	2.47
E 9-10	490.6	2097.27	48.52	2.31
E 9-11	483.0	2064.83	57.03	2.76
E 9-12	488.1	2086.63	40.63	1.95
E 9-13 (ドレンアウト)	269.4	1151.69	26.00	2.26
総計	5913.6	25280.60	727.62	2.88

表A-2. (1/13) J C E M E 9 / 第1バッチ

第1-4

DATE	TIME	SBS		SBS		オーバーフロー		SBS内の	
		底部濃度 (mg/L)	中部濃度 (mg/L)	フローセンス 濃度 (mg/L)	量 (L)	Ru量 (g)	Ru積算量 (g)	Ru量 (g)	Ru移行量 (g)
1996/6/25	18:16	bt-1	0	md-1	0	0.0	0.0	0.000	0.000
1996/6/25	20:20			ov-1-1	0.5	86.5	0.043	0.043	
1996/6/25	22:20			ov-1-2	1.4	78.9	0.110	0.154	
1996/6/26	0:20			ov-1-3	1.5	87.0	0.131	0.284	
1996/6/26	2:20			ov-1-4	1.8	85.3	0.154	0.438	
1996/6/26	4:20			ov-1-5	2.2	85.8	0.189	0.627	
1996/6/26	6:20			ov-1-6	2.6	85.3	0.222	0.848	
1996/6/26	8:20			ov-1-7	3.3	110.5	0.365	1.213	
1996/6/26	10:20			ov-1-8	3.7	108.7	0.402	1.615	
1996/6/26	12:20			ov-1-9	4.0	121.7	0.487	2.102	
1996/6/26	14:20			ov-1-10	4.4	88.3	0.389	2.490	
1996/6/26	16:20			ov-1-11	4.9	87.8	0.430	2.921	
1996/6/26	18:20			ov-1-12	5.5	87.8	0.483	3.404	
1996/6/26	20:20			ov-1-13	6.2	98.2	0.609	4.012	
1996/6/26	22:20			ov-1-14	6.9	112.7	0.778	4.790	
1996/6/27	0:20			ov-1-15	7.5	109.4	0.821	5.611	
1996/6/27	2:20			ov-1-16	8.2	113.3	0.929	6.540	
1996/6/27	4:20			ov-1-17	8.8	107.9	0.950	7.489	
1996/6/27	6:20			ov-1-18	9.4	113.3	1.065	8.554	
1996/6/27	8:20			ov-1-19	10.3	109.4	1.127	9.681	
1996/6/27	10:20			ov-1-20	11.4	108.2	1.233	10.914	
1996/6/27	12:20			ov-1-21	12.5	110.2	1.378	12.292	
1996/6/27	13:55	bt-2	18.6	md-2	13.2	13.0	72.5	0.941	13.233
1996/6/27	14:20			ov-2-1	13.1	91.6			62.685
									*
									75.918

* Ru移行量=(SBS内Ru量変化)+(オーバーフローRu積算量)

表A-2. (2/13) J C E M E 9 / 第2バッチ

添1-5

DATE	TIME	SBS		SBS		オーバーフロー量(L)	オーバーフローRu量(g)	SBS内のRu量(g)		SBS内のRu移行量(g)
		底部濃度(mg/L)	中部濃度(mg/L)	フロー濃度(mg/L)	量(g)			Ru積算量(g)		
1996/6/27	13:55	bt-2	18.6	md-2	13.2	13.0	0.0	0.000	0.000	62.685
1996/6/27	14:20				ov-2-1	13.1	19.1	0.250	0.250	
1996/6/27	16:20				ov-2-2	13.6	85.5	1.163	1.413	
1996/6/27	18:20				ov-2-3	14.0	97.2	1.361	2.774	
1996/6/27	20:20				ov-2-4	13.8	112.0	1.546	4.319	
1996/6/27	22:20				ov-2-5	15.2	109.4	1.663	5.982	
1996/6/28	0:20				ov-2-6	16.2	120.9	1.959	7.941	
1996/6/28	2:20				ov-2-7	17.2	120.9	2.079	10.020	
1996/6/28	4:20				ov-2-8	17.6	98.7	1.737	11.757	
1996/6/28	6:20				ov-2-9	17.8	124.7	2.220	13.977	
1996/6/28	8:20				ov-2-10	18.8	118.3	2.224	16.201	
1996/6/28	10:20				ov-2-11	20.5	123.2	2.526	18.727	
1996/6/28	12:20				ov-2-12	20.7	108.7	2.250	20.977	
1996/6/28	14:20				ov-2-13	21.1	117.1	2.471	23.448	
1996/6/28	16:20				ov-2-14	20.9	113.3	2.368	25.816	
1996/6/28	18:20				ov-2-15	20.5	126.7	2.597	28.413	
1996/6/28	20:20				ov-2-16	20.5	110.7	2.269	30.682	
1996/6/28	22:20				ov-2-17	21.6	102.3	2.210	32.892	
1996/6/29	0:20				ov-2-18	22.0	104.3	2.295	35.187	
1996/6/29	2:20				ov-2-19	21.6	112.0	2.419	37.606	
1996/6/29	4:20				ov-2-20	21.7	108.2	2.348	39.954	
1996/6/29	6:20				ov-2-21	22.1	101.8	2.250	42.204	
1996/6/29	8:20				ov-2-22	22.1	114.5	2.530	44.734	
1996/6/29	10:20				ov-2-23	22.0	110.7	2.435	47.169	
1996/6/29	12:20				ov-2-24	22.1	120.4	2.661	49.830	
1996/6/29	12:25	bt-3	29.2	md-3	24.7	22.2	3.7	0.081	49.911	* 106.476
1996/6/29	14:20				ov-3-1	23.4	87.8			93.702

* Ru移行量=(SBS内Ru量変化)+(オーバーフローRu積算量)

表A-2. (3/13) JCEM E9 / 第3バッチ

PNC TN8410 98-041

DATE	TIME	SBS		SBS		オーバーフロー		オーバーフロー		SBS内の	
		底部濃度 (mg/L)	中部濃度 (mg/L)	プローブ濃度 (mg/L)	量(L)	R <u>u</u> 量(g)	R <u>u</u> 積算量(g)	R <u>u</u> 量(g)	R <u>u</u> 移行量(g)		
1996/6/29	12:25	bt-3	29.2	md-3	24.7	22.2	0.0	0.000	0.000	106.480	
1996/6/29	14:20			ov-3-1		23.4	84.1	1.968	1.968		
1996/6/29	16:20			ov-3-2		23.1	98.0	2.264	4.232		
1996/6/29	18:20			ov-3-3		23.5	122.9	2.888	7.120		
1996/6/29	20:20			ov-3-4		23.2	126.5	2.935	10.055		
1996/6/29	22:20			ov-3-5		24.1	116.6	2.810	12.865		
1996/6/30	0:20			ov-3-6		25.3	102.8	2.601	15.466		
1996/6/30	2:20			ov-3-7		25.5	87.8	2.239	17.704		
1996/6/30	4:20			ov-3-8		25.1	129.8	3.258	20.962		
1996/6/30	6:20			ov-3-9		25.2	108.2	2.727	23.689		
1996/6/30	8:20			ov-3-10		25.4	102.8	2.611	26.300		
1996/6/30	10:20			ov-3-11		26.0	107.9	2.805	29.106		
1996/6/30	12:20			ov-3-12		26.3	120.9	3.180	32.285		
1996/6/30	14:20			ov-3-13		27.0	100.5	2.714	34.999		
1996/6/30	16:20			ov-3-14		27.1	120.4	3.263	38.262		
1996/6/30	18:20			ov-3-15		27.0	97.2	2.624	40.886		
1996/6/30	20:20			ov-3-16		26.6	123.4	3.282	44.168		
1996/6/30	22:20			ov-3-17		26.7	108.9	2.908	47.076		
1996/7/1	0:20			ov-3-18		27.1	105.4	2.856	49.932		
1996/7/1	2:20			ov-3-19		27.6	105.6	2.915	52.847		
1996/7/1	4:20			ov-3-20		27.6	136.9	3.778	56.625		
1996/7/1	6:20			ov-3-21		27.3	92.9	2.536	59.162		
1996/7/1	8:20			ov-3-22		25.8	119.6	3.086	62.247		
1996/7/1	10:20			ov-3-23		25.1	107.4	2.696	64.943		
1996/7/1	12:20			ov-3-24		24.7	95.4	2.356	67.299		
1996/7/1	14:20			ov-3-25		23.9	87.6	2.094	69.393		
1996/7/1	16:20			ov-3-26		22.8	96.7	2.205	71.598		
1996/7/1	18:20			ov-3-27		22.4	78.9	1.767	73.365		
1996/7/1	19:50	bt-4	20.1	md-4	20.2	21.6	61.5	1.327	74.692	86.625	*
1996/7/1	20:20			ov-4-1		21.3	82.0				54.837

* Ru移行量=(SBS内Ru量変化)+(オーバーフローRu積算量)

表A-2. (4/13) JC E M E 9 / 第4バッチ

DATE	TIME	SBS		SBS		オーバーフロー量 (L)	オーバーフローRu量 (g)	SBS内のRu量 (g)	SBS内のRu移行量 (g)
		底部濃度 (mg/L)	中部濃度 (mg/L)	プローブ濃度 (mg/L)	量 (L)				
1996/7/1	19:50	bt-4	20.1	md-4	20.2	21.6	0.0	0.000	86.625
1996/7/1	20:20			ov-4-1	21.3	20.5	0.437	0.437	
1996/7/1	22:20			ov-4-2	20.7	91.6	1.896	2.333	
1996/7/2	0:20			ov-4-3	20.4	89.1	1.818	4.150	
1996/7/2	2:20			ov-4-4	21.0	116.6	2.449	6.599	
1996/7/2	4:20			ov-4-5	20.9	108.4	2.266	8.865	
1996/7/2	6:20			ov-4-6	20.6	105.4	2.171	11.036	
1996/7/2	8:20			ov-4-7	20.5	115.0	2.358	13.393	
1996/7/2	10:20			ov-4-8	20.1	120.1	2.414	15.807	
1996/7/2	12:20			ov-4-9	19.7	103.1	2.031	17.838	
1996/7/2	14:20			ov-4-10	19.9	82.5	1.642	19.480	
1996/7/2	16:20			ov-4-11	19.8	104.3	2.065	21.545	
1996/7/2	18:20			ov-4-12	20.0	106.9	2.138	23.683	
1996/7/2	20:20			ov-4-13	20.0	112.0	2.240	25.923	
1996/7/2	22:20			ov-4-14	20.0	109.4	2.188	28.111	
1996/7/3	0:20			ov-4-15	19.4	108.2	2.099	30.210	
1996/7/3	2:20			ov-4-16	19.0	104.3	1.982	32.192	
1996/7/3	4:20			ov-4-17	19.0	108.2	2.056	34.248	
1996/7/3	6:20			ov-4-18	18.8	110.7	2.081	36.329	
1996/7/3	8:20			ov-4-19	18.6	106.9	1.988	38.317	
1996/7/3	10:20			ov-4-20	19.0	110.7	2.103	40.421	
1996/7/3	12:20			ov-4-21	18.7	110.7	2.070	42.491	
1996/7/3	14:20			ov-4-22	18.7	100.5	1.879	44.370	
1996/7/3	16:20			ov-4-23	18.4	108.9	2.004	46.374	
1996/7/3	18:20			ov-4-24	18.2	104.9	1.909	48.283	
1996/7/3	20:20			ov-4-25	18.2	97.7	1.778	50.061	
1996/7/3	22:20			ov-4-26	18.1	103.1	1.866	51.927	
1996/7/4	0:20			ov-4-27	17.7	99.8	1.766	53.694	
1996/7/4	2:20			ov-4-28	18.2	104.1	1.895	55.588	
1996/7/4	4:20			ov-4-29	18.0	102.3	1.841	57.430	
1996/7/4	6:20			ov-4-30	17.9	106.4	1.905	59.334	
1996/7/4	8:20			ov-4-31	17.7	105.6	1.869	61.203	
1996/7/4	10:20			ov-4-32	17.4	106.9	1.860	63.064	
1996/7/4	12:20			ov-4-33	17.4	96.7	1.683	64.746	
1996/7/4	14:20			ov-4-34	17.9	100.5	1.799	66.545	
1996/7/4	16:20			ov-4-35	17.4	102.3	1.780	68.325	
1996/7/4	17:20	bt-5	18.5	md-5	15.9	16.9	52.1	0.881	69.206
1996/7/4	18:20			ov-5-1	16.4	104.3	1.780	71.820	54.401

* Ru移行量=(SBS内Ru量変化)+(オーバーフローRu積算量)

表A-2. (5/13) JCEM E9 / 第5バッチ

DATE	TIME	SBS		SBS		オーバーフロー濃度 (mg/L)		オーバーフロー量 (L)	オーバーフロー		SBS内のRu量の積算量 (g)	
		底部濃度 (mg/L)	中部濃度 (mg/L)			Ru量 (g)	Ru積算量 (g)		Ru量 (g)	Ru移行量 (g)	Ru量 (g)	Ru移行量 (g)
1996/7/4	17:20	bt-5	18.5	md-5	15.9	16.9	0.0	0.000	0.000	71.820		
1996/7/4	18:20			ov-5-1	16.4	52.2	0.855	0.855				
1996/7/4	20:20			ov-5-2	16.3	98.0	1.597	2.453				
1996/7/4	22:20			ov-5-3	15.4	110.7	1.705	4.157				
1996/7/5	0:20			ov-5-4	15.8	109.4	1.729	5.886				
1996/7/5	2:20			ov-5-5	17.3	106.9	1.849	7.735				
1996/7/5	4:20			ov-5-6	16.6	99.3	1.648	9.384				
1996/7/5	6:20			ov-5-7	15.6	106.9	1.668	11.051				
1996/7/5	8:20			ov-5-8	16.1	106.9	1.721	12.772				
1996/7/5	10:20			ov-5-9	16.1	110.7	1.782	14.555				
1996/7/5	12:20			ov-5-10	16.4	103.6	1.699	16.254				
1996/7/5	14:20			ov-5-11	16.2	101.8	1.649	17.903				
1996/7/5	16:20			ov-5-12	14.7	105.6	1.552	19.455				
1996/7/5	18:20			ov-5-13	14.7	106.9	1.571	21.027				
1996/7/5	20:20			ov-5-14	14.6	106.9	1.561	22.587				
1996/7/5	22:20			ov-5-15	13.5	105.1	1.419	24.006				
1996/7/6	0:20			ov-5-16	14.2	106.1	1.507	25.513				
1996/7/6	2:20			ov-5-17	13.9	102.6	1.426	26.939				
1996/7/6	4:20			ov-5-18	14.0	103.8	1.453	28.392				
1996/7/6	6:20			ov-5-19	13.9	103.1	1.433	29.825				
1996/7/6	8:20			ov-5-20	15.0	104.3	1.565	31.390				
1996/7/6	10:20			ov-5-21	15.2	106.4	1.617	33.007				
1996/7/6	12:20			ov-5-22	14.8	105.4	1.560	34.567				
1996/7/6	14:20			ov-5-23	16.0	104.3	1.669	36.236				
1996/7/6	16:20			ov-5-24	15.9	108.2	1.720	37.956				
1996/7/6	18:20			ov-5-25	16.3	111.7	1.821	39.777				
1996/7/6	20:20			ov-5-26	15.9	100.3	1.595	41.372				
1996/7/6	22:20			ov-5-27	15.3	100.5	1.538	42.909				
1996/7/7	0:20			ov-5-28	15.9	98.0	1.558	44.468				
1996/7/7	2:20			ov-5-29	15.5	101.8	1.578	46.045				
1996/7/7	4:20			ov-5-30	15.8	101.8	1.608	47.654				
1996/7/7	6:20			ov-5-31	16.4	105.6	1.732	49.386				
1996/7/7	8:20			ov-5-32	15.9	104.3	1.658	51.044				
1996/7/7	10:20			ov-5-33	14.8	105.6	1.563	52.607				
1996/7/7	12:20			ov-5-34	15.5	102.6	1.590	54.197				*
1996/7/7	13:06	bt-6	22.7	md-6	16.7	15.2	36.6	0.557	54.754	76.484	59.419	
1996/7/7	14:20			ov-6-1	14.8	95.4						

* Ru移行量=(SBS内Ru量変化)+(オーバーフローRu積算量)

表A-2. (6/13) JC E M E 9 / 第6バッチ

DATE	TIME	SBS		SBS		オーバーフロー濃度 (mg/L)		オーバーフロー量 (L)	オーバーフローRu量 (g)		SBS内のRu積算量 (g)		SBS内Ru量 (g)	Ru移行量 (g)
		底部濃度 (mg/L)	中部濃度 (mg/L)	底部濃度 (mg/L)	中部濃度 (mg/L)	Ru量 (g)	Ru積算量 (g)		Ru量 (g)	Ru積算量 (g)	Ru量 (g)	Ru積算量 (g)		
1996/7/7	13:06	bt-6	22.7	md-6	16.7	15.2	0.0		0.000	0.000			76.484	
1996/7/7	14:20			ov-6-1	14.8	58.8	0.871		0.871					
1996/7/7	16:20			ov-6-2	14.7	109.4	1.608		2.479					
1996/7/7	18:20			ov-6-3	15.6	112.2	1.750		4.229					
1996/7/7	20:20			ov-6-4	16.6	111.0	1.843		6.072					
1996/7/7	22:20			ov-6-5	16.4	111.7	1.832		7.904					
1996/7/8	0:20			ov-6-6	16.7	113.5	1.895		9.799					
1996/7/8	2:20			ov-6-7	16.5	113.3	1.869		11.669					
1996/7/8	4:20			ov-6-8	17.1	110.7	1.893		13.562					
1996/7/8	6:20			ov-6-9	16.8	112.0	1.882		15.443					
1996/7/8	8:20			ov-6-10	17.5	111.5	1.951		17.394					
1996/7/8	10:20			ov-6-11	17.4	109.4	1.904		19.298					
1996/7/8	12:20			ov-6-12	17.6	121.7	2.142		21.440					
1996/7/8	14:20			ov-6-13	17.8	117.6	2.093		23.533					
1996/7/8	16:20			ov-6-14	16.7	111.7	1.865		25.399					
1996/7/8	18:20			ov-6-15	16.9	115.0	1.944		27.342					
1996/7/8	20:20			ov-6-16	16.6	112.0	1.859		29.201					
1996/7/8	22:20			ov-6-17	18.2	113.3	2.062		31.263					
1996/7/9	0:20			ov-6-18	17.6	113.3	1.994		33.257					
1996/7/9	2:20			ov-6-19	16.6	113.5	1.884		35.141					
1996/7/9	4:20			ov-6-20	17.0	116.6	1.982		37.124					
1996/7/9	6:20			ov-6-21	17.2	106.9	1.839		38.962					
1996/7/9	8:20			ov-6-22	16.9	112.5	1.901		40.864					
1996/7/9	10:20			ov-6-23	17.3	109.4	1.893		42.756					
1996/7/9	12:20			ov-6-24	17.3	106.1	1.836		44.592					
1996/7/9	14:20			ov-6-25	17.5	108.2	1.894		46.485					
1996/7/9	16:20			ov-6-26	16.6	114.5	1.901		48.386					
1996/7/9	18:20			ov-6-27	17.6	113.3	1.994		50.380					
1996/7/9	18:32	bt-7	24.8	md-7	17.9	17.6	10.6	0.187	50.567	84.392			58.475	*
1996/7/9	20:20			ov-7-1	17.4	106.4								

* Ru移行量=(SBS内Ru量変化)+(オーバーフローRu積算量)

表A-2. (7/13) J C E M E 9 / 第7バッチ

DATE	TIME	SBS		SBS		オーバーフロー		SBS内の	
		底部濃度 (mg/L)	中部濃度 (mg/L)	底部濃度 (mg/L)	中部濃度 (mg/L)	量 (L)	Ru量 (g)	Ru積算量 (g)	Ru量 (g)
1996/7/9	18:32	bt-7	24.8	md-7	17.9	17.6	0.0	0.000	0.000
1996/7/9	20:20			ov-7-1	17.4	95.8	1.666	1.666	
1996/7/9	22:20			ov-7-2	17.2	111.2	1.913	3.579	
1996/7/10	0:20			ov-7-3	17.4	115.8	2.015	5.594	
1996/7/10	2:20			ov-7-4	17.8	115.5	2.056	7.650	
1996/7/10	4:20			ov-7-5	18.0	116.6	2.099	9.748	
1996/7/10	6:20			ov-7-6	17.7	120.9	2.140	11.888	
1996/7/10	8:20			ov-7-7	18.7	107.7	2.014	13.902	
1996/7/10	10:20			ov-7-8	18.3	118.3	2.165	16.067	
1996/7/10	12:20			ov-7-9	19.1	116.8	2.231	18.298	
1996/7/10	14:20			ov-7-10	18.4	121.4	2.234	20.532	
1996/7/10	16:20			ov-7-11	19.6	96.7	1.895	22.427	
1996/7/10	18:20			ov-7-12	19.1	121.1	2.313	24.740	
1996/7/10	20:20			ov-7-13	19.6	118.3	2.319	27.059	
1996/7/10	22:20			ov-7-14	18.8	91.6	1.722	28.781	
1996/7/11	0:20			ov-7-15	19.1	104.3	1.992	30.773	
1996/7/11	2:20			ov-7-16	18.7	111.5	2.085	32.858	
1996/7/11	4:20			ov-7-17	19.2	107.1	2.056	34.915	
1996/7/11	6:20			ov-7-18	18.6	111.5	2.074	36.988	
1996/7/11	8:20			ov-7-19	19.4	115.3	2.237	39.225	
1996/7/11	10:20			ov-7-20	18.7	107.1	2.003	41.228	
1996/7/11	12:20			ov-7-21	19.0	108.2	2.056	43.284	
1996/7/11	14:20			ov-7-22	19.0	109.4	2.079	45.362	
1996/7/11	16:20			ov-7-23	18.8	109.4	2.057	47.419	
1996/7/11	18:20			ov-7-24	18.3	112.0	2.050	49.469	
1996/7/11	20:20			ov-7-25	18.0	100.5	1.809	51.278	
1996/7/11	22:20			ov-7-26	17.8	99.3	1.768	53.045	
1996/7/12	0:20			ov-7-27	17.3	104.3	1.804	54.850	
1996/7/12	2:20			ov-7-28	17.6	105.6	1.859	56.708	
1996/7/12	4:20			ov-7-29	17.7	105.6	1.869	58.577	
1996/7/12	6:20			ov-7-30	17.4	117.1	2.038	60.615	*
1996/7/12	6:29	bt-8	23.8	md-8	20.8	17.6	8.6	0.151	60.766
1996/7/12	8:20			ov-8-1	19.6	114.5			87.031
									63.405

* Ru移行量=(SBS内Ru量変化)+(オーバーフローRu積算量)

表A-2. (8/13) JC E M E 9 / 第8バッチ

DATE	TIME	SBS		SBS		オーバーフロー量(L)	オーバーフローRu量(g)	SBS内のRu量(g)		Ru移行量(g)
		底部濃度(mg/L)	中部濃度(mg/L)	プローラー濃度(mg/L)	Ru積算量(g)			Ru量(g)	Ru積算量(g)	
1996/7/12	6:29	bt-8	23.8	md-8	20.8	17.6	0.0	0.000	0.000	87.031
1996/7/12	8:20				ov-8-1	19.6	105.9	2.076	2.076	
1996/7/12	10:20				ov-8-2	20.0	115.0	2.300	4.376	
1996/7/12	12:20				ov-8-3	19.7	110.7	2.181	6.557	
1996/7/12	14:20				ov-8-4	20.1	114.8	2.307	8.864	
1996/7/12	16:20				ov-8-5	19.7	114.0	2.246	11.110	
1996/7/12	18:20				ov-8-6	19.4	109.4	2.122	13.232	
1996/7/12	20:20				ov-8-7	19.1	109.4	2.090	15.322	
1996/7/12	22:20				ov-8-8	19.6	112.0	2.195	17.517	
1996/7/13	0:20				ov-8-9	17.5	108.9	1.906	19.423	
1996/7/13	2:20				ov-8-10	18.0	108.2	1.948	21.370	
1996/7/13	4:20				ov-8-11	18.2	111.7	2.033	23.403	
1996/7/13	6:20				ov-8-12	19.0	111.7	2.122	25.526	
1996/7/13	8:20				ov-8-13	16.8	114.0	1.915	27.441	
1996/7/13	10:20				ov-8-14	17.2	106.6	1.834	29.274	
1996/7/13	12:20				ov-8-15	17.7	115.0	2.036	31.310	
1996/7/13	14:20				ov-8-16	16.8	111.5	1.873	33.183	
1996/7/13	16:20				ov-8-17	16.8	107.7	1.809	34.992	
1996/7/13	18:20				ov-8-18	16.3	112.2	1.829	36.821	
1996/7/13	20:20				ov-8-19	15.2	109.4	1.663	38.484	
1996/7/13	22:20				ov-8-20	15.0	108.2	1.623	40.107	
1996/7/14	0:20				ov-8-21	16.8	110.7	1.860	41.967	
1996/7/14	2:20				ov-8-22	15.1	109.4	1.652	43.619	
1996/7/14	4:20				ov-8-23	14.5	110.7	1.605	45.224	
1996/7/14	6:20				ov-8-24	15.3	109.4	1.674	46.898	
1996/7/14	8:20				ov-8-25	15.3	113.3	1.733	48.631	
1996/7/14	10:20				ov-8-26	14.8	109.7	1.624	50.255	
1996/7/14	12:20				ov-8-27	14.6	109.4	1.597	51.852	
1996/7/14	14:20				ov-8-28	14.7	113.3	1.666	53.518	
1996/7/14	16:20				ov-8-29	14.4	106.9	1.539	55.057	
1996/7/14	18:20				ov-8-30	15.1	108.2	1.634	56.691	*
1996/7/14	19:35	bt-9	19.1	md-9	17.4	16.5	55.2	0.909	57.600	74.165
1996/7/14	20:20				ov-9-1	17.3	88.3			44.734

* Ru移行量=(SBS内Ru量変化)+(オーバーフローRu積算量)

表A-2. (9/13) JC E M E 9 / 第9バッチ

DATE	TIME	SBS		SBS		オーバーフロー濃度 (mg/L)	オーバーフロー量 (L)	オーバーフロー		SBS内のRu量の変化	
		底部濃度 (mg/L)	中部濃度 (mg/L)	底部濃度 (mg/L)	中部濃度 (mg/L)			Ru量 (g)	Ru積算量 (g)	Ru量 (g)	Ru移行量 (g)
1996/7/14	19:35	bt-9	19.1	md-9	17.4	16.5	0.0	0.000	0.000	74.165	
1996/7/14	20:20			ov-9-1	17.3	33.1		0.573	0.573		
1996/7/14	22:20			ov-9-2	16.1	117.1		1.885	2.458		
1996/7/15	0:20			ov-9-3	17.5	104.1		1.822	4.280		
1996/7/15	2:20			ov-9-4	16.7	108.2		1.807	6.087		
1996/7/15	4:20			ov-9-5	16.8	109.4		1.838	7.925		
1996/7/15	6:20			ov-9-6	16.2	109.4		1.772	9.697		
1996/7/15	8:20			ov-9-7	16.7	107.9		1.802	11.499		
1996/7/15	10:20			ov-9-8	16.0	113.8		1.821	13.320		
1996/7/15	12:20			ov-9-9	16.5	111.7		1.843	15.163		
1996/7/15	14:20			ov-9-10	15.6	107.7		1.680	16.843		
1996/7/15	16:20			ov-9-11	15.2	109.2		1.660	18.503		
1996/7/15	18:20			ov-9-12	15.9	107.4		1.708	20.210		
1996/7/15	20:20			ov-9-13	17.1	115.0		1.967	22.177		
1996/7/15	22:20			ov-9-14	16.3	105.6		1.721	23.898		
1996/7/16	0:20			ov-9-15	14.8	114.5		1.695	25.593		
1996/7/16	2:20			ov-9-16	15.4	112.0		1.725	27.318		
1996/7/16	4:20			ov-9-17	15.7	109.4		1.718	29.035		
1996/7/16	6:20			ov-9-18	15.3	109.2		1.671	30.706		
1996/7/16	8:20			ov-9-19	16.7	109.4		1.827	32.533		
1996/7/16	10:20			ov-9-20	34.8	110.7		3.852	36.385		
1996/7/16	12:20			ov-9-21	14.8	119.6		1.770	38.155		
1996/7/16	14:20			ov-9-22	15.0	101.8		1.527	39.682		
1996/7/16	16:20			ov-9-23	15.0	106.9		1.604	41.286		
1996/7/16	18:20			ov-9-24	14.1	110.7		1.561	42.847		
1996/7/16	20:20			ov-9-25	14.1	104.3		1.471	44.317		
1996/7/16	22:20			ov-9-26	13.7	109.2		1.496	45.813		
1996/7/17	0:20			ov-9-27	12.3	108.9		1.339	47.153		
1996/7/17	2:20			ov-9-28	15.9	113.3		1.801	48.954		
1996/7/17	4:20			ov-9-29	17.2	109.9		1.890	50.845		
1996/7/17	6:20			ov-9-30	14.2	107.7		1.529	52.374		*
1996/7/17	7:14	bt-10	17.7	md-10	18.0	15.5	45.7	0.706	53.080	71.624	50.539
1996/7/17	8:20			ov-10-1	17.0	101.5					

* Ru移行量=(SBS内のRu量変化)+(オーバーフローRu積算量)

表A-2. (10/13) J C E M E 9 / 第10バッチ

DATE	TIME	SBS		SBS		オーバーフロー濃度 (mg/L)		オーバーフロー量 (L)	オーバーフロー		SBS内のRu量(g)		SBS内Ru積算量(g)	SBS内Ru量(g)	SBS内Ru移行量(g)														
		底部濃度 (mg/L)	中部濃度 (mg/L)	ov-10-1	ov-10-2	ov-10-3	ov-10-4		ov-10-5	ov-10-6	ov-10-7	ov-10-8	ov-10-9	ov-10-10	ov-10-11	ov-10-12	ov-10-13	ov-10-14	ov-10-15	ov-10-16	ov-10-17	ov-10-18	ov-10-19	ov-10-20	ov-10-21	ov-10-22	ov-10-23	ov-10-24	
1996/7/17	7:14	bt-10	17.7	md-10	18.0				15.5	0.0			0.000		0.000														71.624
1996/7/17	8:20					ov-10-1	17.0	55.9			0.949		0.949																
1996/7/17	10:20					ov-10-2	16.4	113.8			1.866		2.816																
1996/7/17	12:20					ov-10-3	17.4	110.7			1.926		4.742																
1996/7/17	14:20					ov-10-4	17.0	109.4			1.860		6.602																
1996/7/17	16:20					ov-10-5	17.5	94.2			1.648		8.250																
1996/7/17	18:20					ov-10-6	16.4	103.1			1.691		9.941																
1996/7/17	20:20					ov-10-7	16.1	109.4			1.761		11.702																
1996/7/17	22:20					ov-10-8	16.7	114.3			1.909		13.611																
1996/7/18	0:20					ov-10-9	17.9	112.2			2.008		15.619																
1996/7/18	2:20					ov-10-10	17.3	112.5			1.946		17.565																
1996/7/18	4:20					ov-10-11	17.1	112.0			1.915		19.481																
1996/7/18	6:20					ov-10-12	18.0	115.3			2.075		21.556																
1996/7/18	8:20					ov-10-13	18.0	117.1			2.108		23.664																
1996/7/18	10:20					ov-10-14	17.7	114.5			2.027		25.690																
1996/7/18	12:20					ov-10-15	18.3	89.1			1.631		27.321																
1996/7/18	14:20					ov-10-16	15.9	114.5			1.821		29.141																
1996/7/18	16:20					ov-10-17	17.7	104.9			1.857		30.998																
1996/7/18	18:20					ov-10-18	17.2	104.6			1.799		32.797																
1996/7/18	20:20					ov-10-19	16.8	113.5			1.907		34.704																
1996/7/18	22:20					ov-10-20	16.2	106.1			1.719		36.423																
1996/7/19	0:20					ov-10-21	16.4	104.1			1.707		38.130																
1996/7/19	2:20					ov-10-22	16.5	108.2			1.785		39.915																
1996/7/19	4:20					ov-10-23	16.7	115.8			1.934		41.849																
1996/7/19	6:20					ov-10-24	16.5	108.2			1.785		43.635																
1996/7/19	7:16	bt-11	18.9	md-11	18.2				16.9	52.3	0.884		44.519															48.523	
1996/7/19	8:20					ov-11-1	17.4	112.0																					

* Ru移行量=(SBS内Ru量変化)+(オーバーフローRu積算量)

表A-2. (11/13) JC E M E 9 / 第11バッチ

DATE	TIME	SBS		SBS		オーバーフロー量 (L)	オーバーフロー		SBS内の	
		底部濃度 (mg/L)	中部濃度 (mg/L)	底部濃度 (mg/L)	中部濃度 (mg/L)		Ru量 (g)	Ru積算量 (g)	Ru量 (g)	Ru移行量 (g)
1996/7/19	7:16	bt-11	18.9	md-11	18.2	16.9	0.0	0.000	0.000	75.628
1996/7/19	8:20			ov-11-1	17.4	59.7	1.039	1.039		
1996/7/19	10:20			ov-11-2	17.8	102.1	1.817	2.857		
1996/7/19	12:20			ov-11-3	17.3	114.3	1.977	4.834		
1996/7/19	14:20			ov-11-4	18.1	110.5	2.000	6.834		
1996/7/19	16:20			ov-11-5	17.3	107.9	1.867	8.701		
1996/7/19	18:20			ov-11-6	17.0	112.2	1.907	10.608		
1996/7/19	20:20			ov-11-7	16.6	112.0	1.859	12.467		
1996/7/19	22:20			ov-11-8	17.0	109.9	1.868	14.336		
1996/7/20	0:20			ov-11-9	16.3	115.0	1.875	16.210		
1996/7/20	2:20			ov-11-10	16.6	115.0	1.909	18.119		
1996/7/20	4:20			ov-11-11	17.5	112.2	1.964	20.083		
1996/7/20	6:20			ov-11-12	16.7	114.3	1.909	21.992		
1996/7/20	8:20			ov-11-13	16.8	111.5	1.873	23.865		
1996/7/20	10:20			ov-11-14	16.7	113.3	1.892	25.757		
1996/7/20	12:20			ov-11-15	17.0	106.4	1.809	27.566		
1996/7/20	14:20			ov-11-16	16.8	115.8	1.945	29.511		
1996/7/20	16:20			ov-11-17	16.4	107.7	1.766	31.277		
1996/7/20	18:20			ov-11-18	16.2	113.3	1.835	33.113		
1996/7/20	20:20			ov-11-19	16.9	117.1	1.979	35.092		
1996/7/20	22:20			ov-11-20	17.1	114.5	1.958	37.050		
1996/7/21	0:20			ov-11-21	15.9	115.8	1.841	38.891		
1996/7/21	2:20			ov-11-22	17.1	115.8	1.980	40.871		
1996/7/21	4:20			ov-11-23	17.1	117.1	2.002	42.874		
1996/7/21	6:20			ov-11-24	17.2	118.3	2.035	44.908		
1996/7/21	8:20			ov-11-25	16.8	114.0	1.915	46.824		
1996/7/21	10:20			ov-11-26	16.9	111.2	1.879	48.703		
1996/7/21	12:20	bt-12	25.2	md-12	17.3	ov-12-1	16.2	109.4	1.772	50.475*
									82.180	57.027

* Ru移行量=(SBS内Ru量変化)+(オーバーフローRu積算量)

表A-2. (12/13) JCEM E9 / 第12バッチ

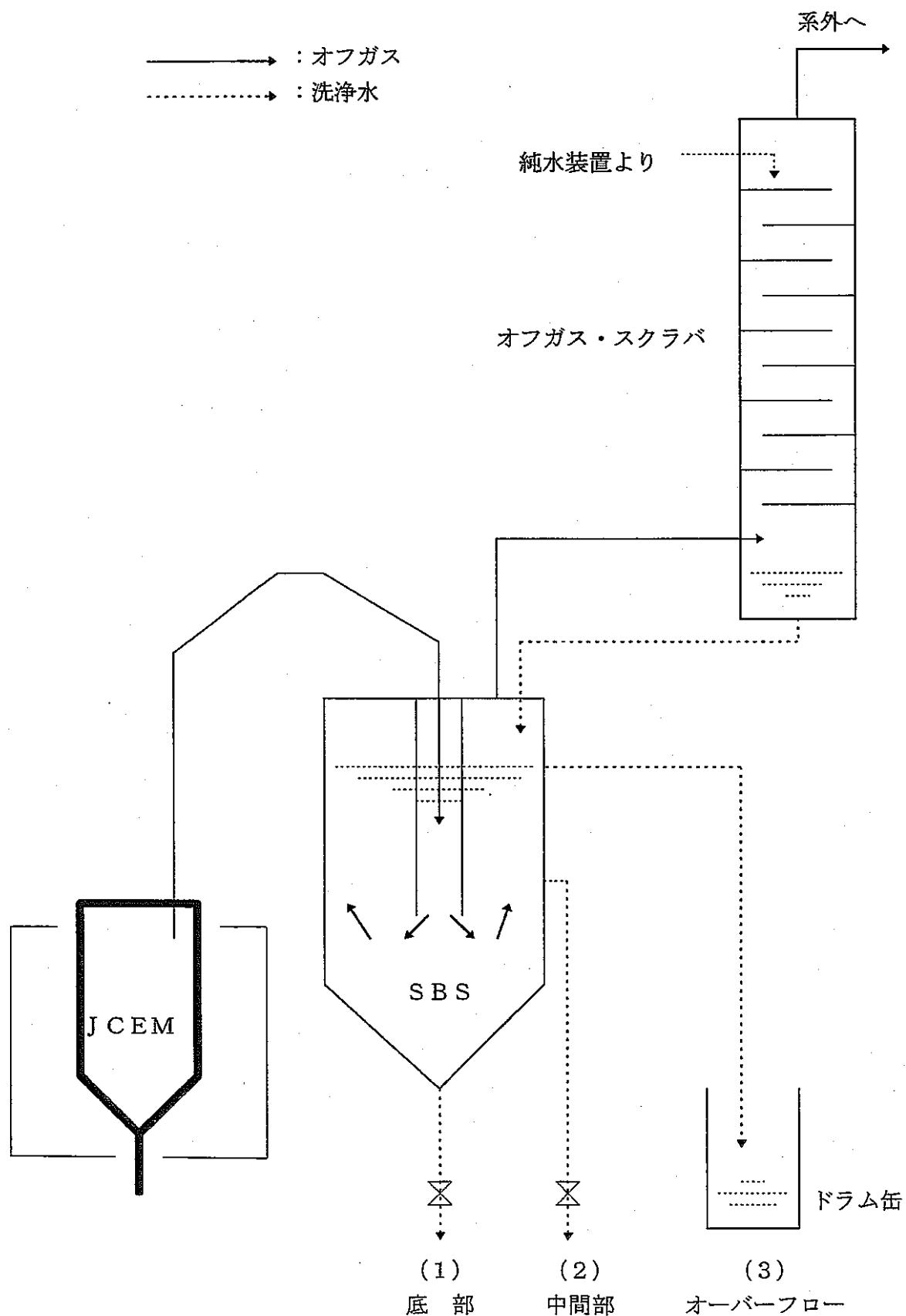
DATE	TIME	SBS		SBS		オーバーフロー		オーバーフロー		SBS内の	
		底部濃度 (mg/L)	中部濃度 (mg/L)	フロー濃度 (mg/L)	流量 (L)	Ru量 (g)	Ru積算量 (g)	Ru量 (g)	Ru移行量 (g)	Ru量 (g)	Ru移行量 (g)
1996/7/21	12:20	bt-12	25.2	md-12	17.3	ov-12-1	16.2	0.0	0.000	0.000	82.180
1996/7/21	14:20					ov-12-2	16.9	107.7	1.820	1.820	
1996/7/21	16:20					ov-12-3	16.3	115.5	1.883	3.703	
1996/7/21	18:20					ov-12-4	16.7	117.1	1.956	5.658	
1996/7/21	20:20					ov-12-5	16.8	110.7	1.860	7.518	
1996/7/21	22:20					ov-12-6	16.7	111.5	1.862	9.380	
1996/7/22	0:20					ov-12-7	16.7	114.5	1.912	11.292	
1996/7/22	2:20					ov-12-8	16.4	112.0	1.837	13.129	
1996/7/22	4:20					ov-12-9	18.2	116.1	2.113	15.242	
1996/7/22	6:20					ov-12-10	18.5	123.4	2.283	17.525	
1996/7/22	8:20					ov-12-11	18.9	105.6	1.996	19.521	
1996/7/22	10:20					ov-12-12	19.3	115.8	2.235	21.756	
1996/7/22	12:20					ov-12-13	19.2	112.2	2.154	23.910	
1996/7/22	14:20					ov-12-14	18.2	114.5	2.084	25.994	
1996/7/22	16:20					ov-12-15	18.1	119.6	2.165	28.159	
1996/7/22	18:20					ov-12-16	18.0	113.3	2.039	30.198	
1996/7/22	20:20					ov-12-17	18.0	81.4	1.466	31.664	
1996/7/22	22:20					ov-12-18	18.2	126.0	2.293	33.957	
1996/7/23	0:20					ov-12-19	16.4	105.6	1.732	35.689	
1996/7/23	2:20					ov-12-20	15.9	96.7	1.538	37.227	
1996/7/23	4:20					ov-12-21	15.0	98.5	1.477	38.704	
1996/7/23	6:20					ov-12-22	15.0	122.7	1.841	40.545	
1996/7/23	8:20					ov-12-23	13.5	98.0	1.323	41.868	
1996/7/23	10:20					ov-12-24	15.8	81.4	1.287	43.154	
1996/7/23	12:20					ov-12-25	16.2	117.8	1.908	45.063	
1996/7/23	14:20					ov-12-26	16.0	113.0	1.808	46.871	
1996/7/23	16:20					ov-12-27	16.1	114.8	1.848	48.719	
1996/7/23	18:20					ov-12-28	15.8	117.6	1.858	50.577	
1996/7/23	20:20					ov-12-29	15.4	115.5	1.779	52.356	
1996/7/23	22:20					ov-12-30	15.2	117.1	1.780	54.136	
1996/7/24	0:20					ov-12-31	15.0	110.2	1.653	55.789	
1996/7/24	2:20					ov-12-32	15.3	113.3	1.733	57.522	
1996/7/24	4:20					ov-12-33	14.8	115.3	1.706	59.229	
1996/7/24	5:24	bt-13	15.4	md-13	14.9		14.6	45.5	0.666	59.894	* 62.916 40.630
1996/7/24	6:20					ov-13-1	14.5	85.3			

* Ru移行量=(SBS内Ru量変化)+(オーバーフローRu積算量)

表A-2. (13/13) J C E M E 9 / 第13バッチ(ドレンアウト)

DATE	TIME	SBS		SBS		オーバーフロー濃度 (mg/L)	量(L)	オーバーフロー		SBS内の Ru量(g)														
		底部濃度 (mg/L)	中部濃度 (mg/L)	ov-13-1	ov-13-2	ov-13-3	ov-13-4	ov-13-5	ov-13-6	ov-13-7	ov-13-8	ov-13-9	ov-13-10	ov-13-11	ov-13-12	ov-13-13	ov-13-14	ov-13-15	ov-13-16	ov-13-17	ov-13-18	Ru量(g)	Ru積算量(g)	Ru量(g)
1996/7/24	5:24	bt-13	15.4	md-13	14.9	14.6	0.0	0.000	0.000	62.916														
1996/7/24	6:20				ov-13-1	14.5	39.8	0.577	0.577															
1996/7/24	8:20				ov-13-2	14.6	103.1	1.505	2.082															
1996/7/24	10:20				ov-13-3	14.4	118.1	1.701	3.782															
1996/7/24	12:20				ov-13-4	14.8	116.1	1.718	5.501															
1996/7/24	14:20				ov-13-5	19.1	111.7	2.133	7.634															
1996/7/24	16:20				ov-13-6	14.5	117.6	1.705	9.339															
1996/7/24	18:20				ov-13-7	14.4	117.1	1.686	11.026															
1996/7/24	20:20				ov-13-8	14.6	115.3	1.683	12.709															
1996/7/24	22:20				ov-13-9	14.4	104.3	1.502	14.211															
1996/7/25	0:20				ov-13-10	14.3	120.1	1.717	15.928															
1996/7/25	2:20				ov-13-11	14.4	120.6	1.737	17.665															
1996/7/25	4:20				ov-13-12	14.4	112.0	1.613	19.278															
1996/7/25	6:20				ov-13-13	14.5	104.9	1.521	20.799															
1996/7/25	8:20				ov-13-14	14.2	107.1	1.522	22.320															
1996/7/25	10:20				ov-13-15	14.1	115.8	1.633	23.953															
1996/7/25	12:20				ov-13-16	13.9	103.1	1.433	25.386															
1996/7/25	14:20				ov-13-17	14.1	99.3	1.400	26.786															*
1996/7/25	17:00	bt-14	15.0	md-14	14.1	ov-13-18	13.8	150.2	2.073	28.859	60.060	26.003												

* Ru移行量=(SBS内Ru量変化)+(オーバーフローRu積算量)



図A-1 オフガス・サンプリング位置

添付一2 ドレンアウト後の炉内残留ガラスの状況について

1. 概要

E9試験では4163.9kg(熱上げ用ガラスカレット501kg含む)のガラスを製造し、流下により3949.7kgのガラスを抜き出した。しかし、ドレンアウト中に炉内の全ガラスが抜き出された目安となるインリークは確認されず、炉内にガラスが残留していることが分かったため、炉が冷えるのを待って、炉内残留ガラスの状況確認を行った。

また、単純に製造量と抜き出し量の差を見ると、約214kgもあるのだが、これは4項にて説明するとおり、供給系の誤差が蓄積されたものが抜き出し量との差として顕在化したものと考えられる。

2. 残留ガラスの状況

写真-1に、試験後の炉底部残留ガラスの状況を示す。写真より、残留ガラスはコニカル部に奇麗に集まったためか、その表面は水平な面になっていた。また、コニカル部は45度の勾配を設けているため、この表面部の水平面の長さ(円錐底部直径:195mm)から、残留ガラスの量をある程度推定することができるため、図-1に、その推定結果、ハツリ作業時のガラス状況および、そのガラス量を示す。

図より、計算上の推定結果は、ガラスの密度を2.5と仮定すると約2.4kgであり、実際のハツリ後のガラス重量は約3kgであるため、白金族元素を含むガラスの密度の違いを考慮すると、妥当な結果と言える。

また、ハツリ時のガラス状況は、表面のガラスは水平面となっていたため、ハツリ作業は比較的簡単に出来る様に思われたが、実際はかなり硬いガラスであった。また、円錐中央部付近はガラスというよりは、柔らかい金属を叩くような手応えがあり、この部分のハツリ作業が一番困難であった。しかし、流下ノズル部付近のガラスは、まさにガラス状と言え、叩けば割れるという状況でありハツリ作業は比較的スムーズに行うことが出来た。しかし、流下ノズル部は作業治具、作業環境の悪さから今回もはつることが出来なかった。

3. ガラス分析結果

表-1に、炉内残留ガラスの蛍光X線分析結果を示す。その結果、特に白金族元素濃度が高い様子は観られず、炉底部に白金族元素が堆積した形跡等は確認されなかった。

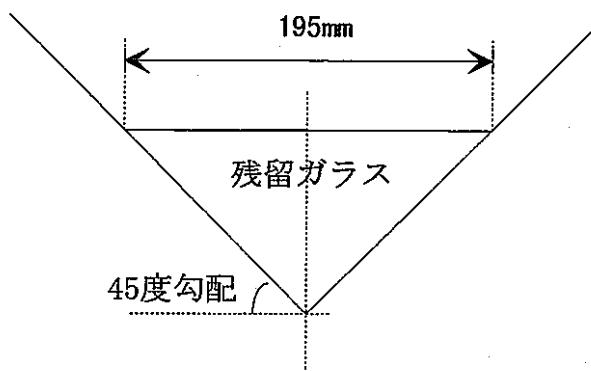
4. 結論

以上のことから、炉底部には少量のガラスは残ったものの、その量はごく少量であり、ほぼ完全な抜き出しが可能であった。また、白金族元素についても炉底

部に白金族元素が堆積した形跡はなく、完全な抜き出しが可能であったといえる。

表-1 炉内残留ガラスの蛍光X線分析結果

1) 残留ガラス量	2995 (g)	
2) 白金族元素濃度	RuO ₂	0.799 (wt%)
	PdO	0.412 (wt%)
3) 白金族元素量	RuO ₂	23.93 (g)
	PdO	12.34 (g)



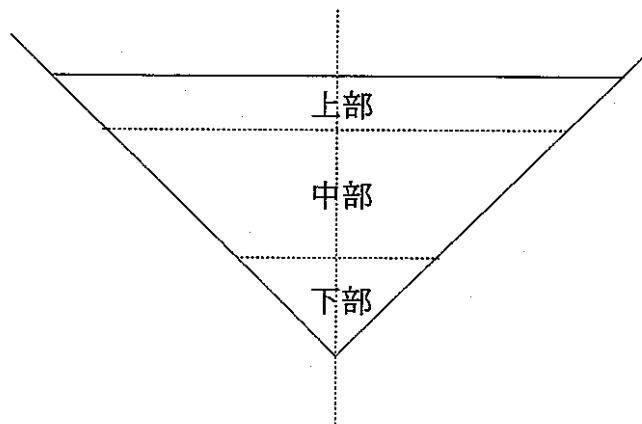
炉底残留ガラス上部から測定した底面の直径から円錐の体積を求める

ガラスの比重を2.5として計算すると
残留ガラス量は約2.4kgである。

ハツリ後に測定した残留ガラス量は
約3kgであった。

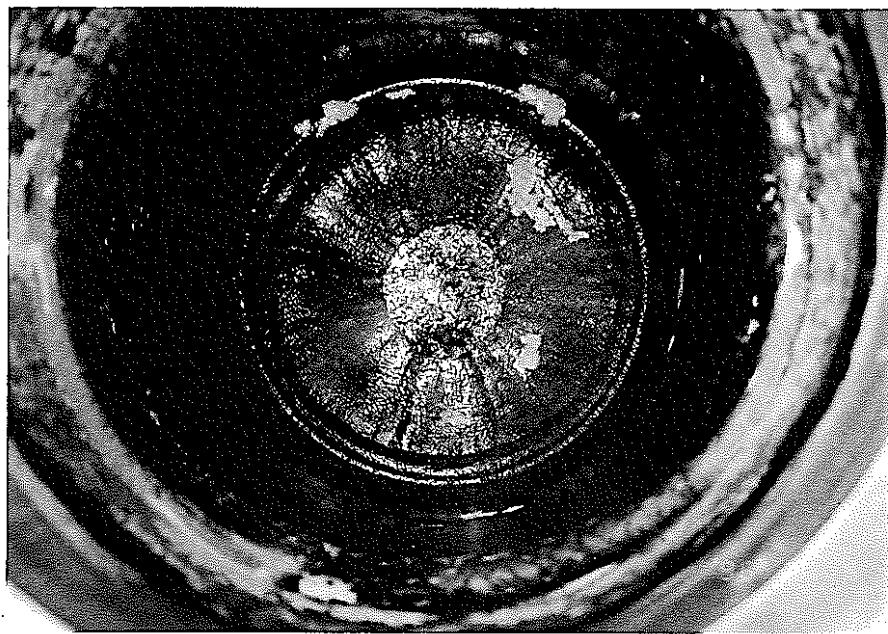
J C E M-E 炉底部

残留ガラスの状況は大きく以下の様になっていた。

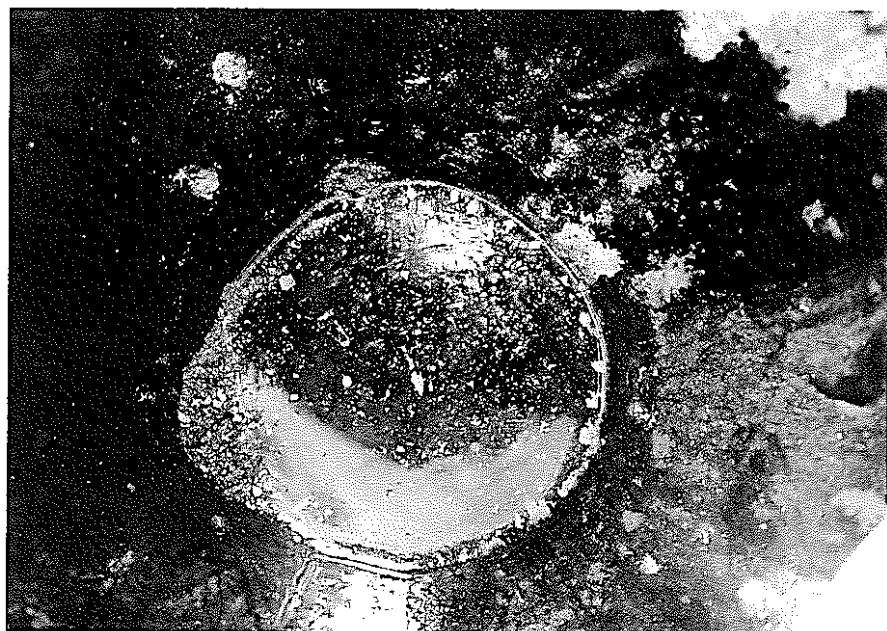


J C E M-E 炉底部

図-1 炉内残留ガラス状況



炉上部からの炉底部のガラス状況



炉底部から見たガラス状況

写真－1 試験後の炉底部残留ガラス状況

添付-3 AFCパージエアの最適化

1. AFCの最適パージエア流量の設定

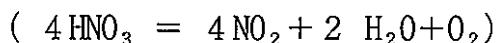
E 8 試験でオフガス配管差圧の上昇が発生し、試験後に配管内に堆積物が確認された。この堆積物は原料供給運転中において徐々に発生するものであり、運転を継続することにより堆積物が増加することになる。この事により配管の内部空間が狭くなるため、差圧が上昇するわけである。

これを防止するには、AFCの流量および加熱空気温度を最適化することにより堆積物の付着をある程度予防することが可能であることから、再度 JCEM に使用する最適なパージエア流量の計算を以下に試みることにした。また、オフガス温度は 150°C 以上を維持できれば主な堆積物のホウ素の発生（析出）を予防できることから加熱空気の設定温度を 200°C に上昇させた。

JCEM で使用する模擬廃液は硝酸濃度 6.7 mol/l である。例えば、ガラス製造速度 7.00 kg/h の場合では 11.4 l/h の流量で廃液を供給することになる。

よって、1 時間当たりの硝酸の供給量は $6.7 \text{ mol/l} \times 11.4 \text{ l/h} = 76.38 \text{ mol/h}$ の速度で炉内に供給していることになる。

従って、炉内で HNO_3 が全て NO_2 、 H_2O 、 O_2 に分解したと仮定すると、



$\cdot \text{NO}_2 \Rightarrow 76.38 \text{ mol/h}$ $\cdot \text{H}_2\text{O} \Rightarrow 38.19 \text{ mol/h}$ $\cdot \text{O}_2 \Rightarrow 19.10 \text{ mol/h}$
となる。

また、廃液中の H_2O の量を求めるとき、廃液の密度を約 1.3 g/l とし、廃液の供給速度を重量に換算した $11.4 \text{ l/h} \times 1.3 \text{ g/l} = 14.8 \text{ kg/h}$ から、この中に含まれる HNO_3 の重量 $76.38 \text{ mol/h} \times 63$ (HNO_3 の分子量) = 4811.94 g/h を差し引くと $14.8 \text{ kg/h} - 4.8 \text{ kg/h} = 10 \text{ kg/h}$ となる。

これは、 $10 \text{ kg/h} \times 1000(\text{g}) / 18$ (H_2O の分子量) = 555.55 mol/h に当たり、これを前述の HNO_3 の分解により発生する H_2O 量 38.19 mol/h を加えたものが、発生するオフガス中の水蒸気量となる。これらをまとめると以下の様になる。

	NO_2	H_2O	O_2
mol/h	76.38	593.74	19.10

また、オフガスに移行する総量は上記の他にメルタリーク量、覗き窓パージ空気流量および、その他からなっているが計算の単位が Nm^3/h であるため、単位を統一するために、標準状態 (0°C、1 気圧) での数値変換を行うこととする。

1 mol の気体の体積は 22.4 l ($T=0$ とすると $22.4 \text{ l} \times (273+T)/273 = 22.4 \text{ l}$)

であるため、各数値にこの値をかけ単位を統一すると、

	NO_2	H_2O	O_2	マルチーク	覗き窓ページ	その他
Nm^3/h	1.7	13.3	0.43			
÷	2	13	1	(15)	(10)	(2)

() 内の数値は実績値を示す。

以上のようになり、オフガス量は全体で $4.3 \text{Nm}^3/\text{h}$ となる。

この値を用い、AFC先端の流速（線速）を求めるところにする。

2. AFC先端ページ流量の設定

AFC先端ページ流速は、AFC入口部でのオフガス流速と同程度になるよう設定すると、

流速はAFC設計時に用いた以下の式を用いる。ただし、エア温度は炉内雰囲気温度の代表温度として 500°C に設定している。

$$\text{流速 (m/s)} = \frac{Q \times (273 + T) / 273}{3600 \times (\pi / 4 \times d^2)}$$

$Q = \text{Nm}^3/\text{h}$
 $T = ^\circ\text{C}$
 $d = \text{m}$ (管の内径)

$$\therefore 4.3 \times ((273 + 500) / 273) / (3600 \times (\pi / 4 \times 0.0628^2)) \\ = 10.9 \text{ m/s}$$

この流速をもとに先端での最適ページ流量 Q を求めると

$$\text{最適ページ流量 } Q \text{ (Nm}^3/\text{h}) \\ = 10.9 \times (\pi \times 0.09 \times 0.002) \times 3600 \times 273 / (273 + 150) \\ = 14.3 \text{ Nm}^3/\text{h}$$

ただし、エア温度 T は空気加熱器温度は 200°C で設定しているがAFC入口では 150°C 程度に低下しているものと仮定して計算した。

よって、AFC先端部のページエア流量は $14.3 \text{Nm}^3/\text{h}$ に設定することが望ましいのだが計器の設定が最低でも $15 \text{Nm}^3/\text{h}$ からしか設定できないため、先端部のページエア流量は $15 \text{Nm}^3/\text{h}$ とした。

3. AFC本体ページ流量の設定

AFC本体においても先端部と同様にオフガスを等速でページすることが望ましいが、ページするスリットが5つに分かれているため、先端部と同等の速度に設定すると、ページ空気流速がAFCを通過するまでにオフガス速度より

も小さくなると考えられる。このことから、先端速度に対し、1.5倍を代表速度とし、計算を行う。

計算方法は②項と同様であり、AFC本体ページ空気流量は1スリット当たり

$10.9 \times 1.5 \times (\pi \times 0.0628 \times 0.001) \times 3600 \times 273 / (273+150) = 7.5 \text{Nm}^3/\text{h}$
であり、5スリット分を合計すると

$$7.5 \text{Nm}^3/\text{h} \times 5 = 38 \text{Nm}^3/\text{h}$$

よって、AFC本体部のページエア流量は $47 \text{Nm}^3/\text{h}$ に設定することが望ましいのだが計器の設定範囲が安定しないため、本体部のページエア流量は $38 \text{Nm}^3/\text{h}$ とした。

4. 各適正ページ空気流量値の算出結果

- ・AFC先端ページ空気流量は $15 \text{Nm}^3/\text{h}$
- ・AFC本体ページ空気流量は $38 \text{Nm}^3/\text{h}$ と設定する。