

JAEA-Technology 2024-024 DOI:10.11484/jaea-technology-2024-024

# TVF3号溶融炉運転条件確認試験

Experimental Verification of Operational Conditions for the 3rd Glass Melter in TVF

朝日 良光 福田 茂樹 白水 大貴 宮田 晃志 刀根 雅也 勝岡 菜々子 前田 裕太 青山 雄亮 新妻 孝一 小林 秀和 小髙 亮

Yoshimitsu ASAHI, Shigeki FUKUDA, Daiki SHIRAMIZU, Koshi MIYATA Masaya TONE, Nanako KATSUOKA, Yuta MAEDA, Yusuke AOYAMA Koichi NIITSUMA, Hidekazu KOBAYASHI and Akira KODAKA

> 核燃料サイクル工学研究所 TRP 廃止措置技術開発部

C

TRP Decommissioning Technology Development Department Nuclear Fuel Cycle Engineering Laboratories

Japan Atomic Energy Agency

日本原子力研究開発機構

本レポートは国立研究開発法人日本原子力研究開発機構が不定期に発行する成果報告書です。 本レポートはクリエイティブ・コモンズ表示 4.0 国際 ライセンスの下に提供されています。 本レポートの成果(データを含む)に著作権が発生しない場合でも、同ライセンスと同様の 条件で利用してください。(<u>https://creativecommons.org/licenses/by/4.0/deed.ja</u>) なお、本レポートの全文は日本原子力研究開発機構ウェブサイト(<u>https://www.jaea.go.jp</u>) より発信されています。本レポートに関しては下記までお問合せください。

国立研究開発法人日本原子力研究開発機構 研究開発推進部 科学技術情報課 〒 319-1112 茨城県那珂郡東海村大字村松 4 番地 49 E-mail: ird-support@jaea.go.jp

This report is issued irregularly by Japan Atomic Energy Agency.

This work is licensed under a Creative Commons Attribution 4.0 International License (https://creativecommons.org/licenses/by/4.0/deed.en).

Even if the results of this report (including data) are not copyrighted, they must be used under the same terms and conditions as CC-BY.

For inquiries regarding this report, please contact Library, Institutional Repository and INIS Section, Research and Development Promotion Department, Japan Atomic Energy Agency.

4-49 Muramatsu, Tokai-mura, Naka-gun, Ibaraki-ken 319-1112, Japan

E-mail: ird-support@jaea.go.jp

© Japan Atomic Energy Agency, 2025

#### TVF3号溶融炉運転条件確認試験

日本原子力研究開発機構 核燃料サイクル工学研究所 TRP廃止措置技術開発部

朝日 良光、福田 茂樹、白水 大貴、宮田 晃志<sup>\*\*</sup>、刀根 雅也、勝岡 菜々子、前田 裕太<sup>\*</sup>、 青山 雄亮、新妻 孝一、小林 秀和、小髙 亮

#### (2024年11月29日受理)

東海再処理施設で発生した高レベル放射性廃液のガラス固化に用いるTVF3号溶融炉(以下、3 号炉)を製作し、この溶融炉でガラス固化体18本分のガラスを溶融・流下するコールド運転を行 った。ガラス原料には、ホット運転で処理するものと同等の廃液成分を非放射性元素で置き換え た模擬廃液とガラスファイバーカートリッジを使うことで、溶融ガラス液面に仮焼層を形成させ た。TVF2号溶融炉(以下、2号炉)と3号炉の構造の違いに起因する溶融炉固有の温度特性を考慮 し、運転操作に用いるパラメータには、2号炉で使ってきたものを修正して適用した。本試験の結 果、溶融炉各部の温度推移を確認しながら適切に運転できるパラメータ値を見出すことができ、 2号炉のコールド運転に比べ、溶融ガラス温度は高く、二つある主電極の冷却は片側あたり約1kW 小さいとき、安定的に運転できることが分かった。主電極間のジュール加熱電力を39kW、主電極 冷却空気流量を26 Nm<sup>3</sup>hで運転し炉底加熱方法を改良することで、流下前の炉底加熱時間をこれ までより2時間短い約5時間で完了できる見通しを得た。運転期間中は、炉内のガラス温度分布や ケーシング表面の温度推移を計測し、今後のシミュレーションモデル開発に有効なデータが得ら れた。

炉内の溶融ガラスの白金族元素濃度が飽和した後に、原料供給と流下を2日間停止する保持運転 を行い、炉底部への白金族元素の沈降を遅らせる一定の効果があることを確認した。保持運転中 に仮焼層の溶融過程を観察し、薄膜状の流動しない層が確認されたことから、流動計算で液面に No-slip境界条件を設定する根拠を得た。

流下ガラスの成分を分析して白金族元素の流下特性を調査した結果、運転中に溶融炉に蓄積す る白金族元素の量は2号炉と比較して少なかった。溶融ガラスを全量流下した後の炉内には、残留 ガラスやレンガ片などの異物は確認されなかった。白金族元素の蓄積による運転停止を判断する 基準は、流下終了から炉底ガラス温度850℃へ低下するまでの時間を10.3 h以上、主電極間補正抵 抗値を0.12 Ω以下と試算したが、今後のホット運転の結果に応じ再検討が必要である。

核燃料サイクル工学研究所:〒319-1194 茨城県那珂郡東海村大字村松4-33

※ 技術開発協力員

\* 核燃料サイクル工学研究所 再処理廃止措置技術開発センター ガラス固化部(2024年4月迄)

#### JAEA-Technology 2024-024

### Experimental Verification of Operational Conditions for the 3rd Glass Melter in TVF

# Yoshimitsu ASAHI, Shigeki FUKUDA, Daiki SHIRAMIZU, Koshi MIYATA<sup>\*\*</sup>, Masaya TONE, Nanako KATSUOKA, Yuta MAEDA<sup>\*</sup>, Yusuke AOYAMA, Koichi NIITSUMA, Hidekazu KOBAYASHI and Akira KODAKA

TRP Decommissioning Technology Development Department Nuclear Fuel Cycle Engineering Laboratories Japan Atomic Energy Agency Tokai-mura, Naka-gun, Ibaraki-ken

(Received November 29, 2024)

A glass melter for the vitrification process of highly active liquid waste in the Tokai Reprocessing Plant, TVF's 3rd melter, was built, and the glass of 18 vitrified waste canisters in weight was melted and poured through a cold test operation. The molten glass surface was covered by a cold cap from feeding fiberglass cartridges saturated with non-radioactive simulant liquid waste as raw material, whose components are equivalent to actual waste. Differences in inherent characteristics of the thermal behavior between the 2nd and the 3rd melter due to the difference in design were considered to establish the procedure to control the new melter. The melter's condition was stabilized at a higher glass temperature and the cooling of 1 kW less in each of the two main electrodes, compared to the 2nd one. Under 39 kW joule heating of the main electrodes with 26 Nm<sup>3</sup>/h coolant flow rate, it showed the capability to finish heating the bottom furnace in 5 hours before pouring, 2 hours shorter than the 2nd melter. Measurements of the temperature distributions in molten glass and casing surface yielded data that is efficient for developing a simulation model.

After Platinum Group Elements (PGE) concentration saturates in the molten glass, feeding raw material and discharging glass were suspended to examine a holding state, indicating PGE settling could retard. During the holding test, observation of the melting process of the cold cap declared that the surface was covered by a thin layer with almost non-fluidity. It will be a reason for choosing the no-slip condition of a fluid calculation, even in the hot-top condition.

The investigation of PGE discharging behavior by analyzing the elemental composition of poured glass showed the accumulated PGE amount in the 3rd melter is small compared to the 2nd melter. Inspection of the melter inside after draining out concluded that there were neither significant residual glass nor refractory fragments. A reference value to decide melter to halt due to the degradation in production performance caused by PGE accumulation was proposed to be 0.12  $\Omega$  in resistance between the main electrodes and 10.3 h of temperature-dropping time at furnace bottom. However, the value may need to be updated after future hot operations.

Keywords: LFCM, TVF's 3rd Melter, Vitrification, Cold Cap, Platinum Group Elements

<sup>※</sup> Collaborating Engineer

Vitrification Department, TRP Decommissioning Center, Nuclear Fuel Cycle Engineering Laboratories (until April 30, 2024)

# 目次

1.		はじめに	1
	1.1.	目的	1
	1.2.	試験の流れ	2
2.		試験設備	6
	2.1.	3号炉の基本的な構造と仕組み	6
	2.2.	試験用付帯設備	9
3.		運転条件の確認	26
	3.1.	熱上げ試験	26
	3.2.	水供給試験	48
	3.3.	模擬廃液供給試験	55
	3.4.	保持運転試験1	113
	3.5.	ドレンアウト試験1	25
	3.6.	白金族元素の抜き出し性評価1	53
4.		運転シミュレーションのためのデータ取得1	70
	4.1.	ガラス温度分布計測1	70
	4.2.	ケーシング表面温度計測1	75
	4.3.	仮焼層の溶融過程1	76
5.		炉内観察	200
	5.1.	炉内残留ガラスの確認と健全性確認2	200
	5.2.	炉底の破片集積物と炉内付着物のSEM/EDSによる測定2	201
	5.3.	流下ノズル	202
6.		総括	219
謝	辞		220
参	考文献		221
付	録 A	模擬廃液と原料供給の詳細2	224
付	録 B	運転データ	235
付	録 C	ガラス液位2	250
付	録 D	主電極間通電の電力上昇プログラム	254
付	録 E	水供給速度の検証	255
付	録 F	試験実施期間と体制2	256
付	録 G	安全上の処置	270

### Contents

1.	Outline	1
1.1.	Purpose	1
1.2.	Outline of Experiment	2
2.	Experimental Equipment	
2.1.	Conceptual Design and Instruments of the 3rd Glass Melter	
2.2.	Auxiliary Equipment	9
3.	Verification of Operational Control Parameters	
3.1.	Start-up Heating Test	
3.2.	Water Supplying Test	
3.3.	Simulated HALW Feeding Test	
3.4.	Holding Test	113
3.5.	Drain Out Test	
3.6.	Discharging Behavior of Platinum Group Elements	
4.	Data Acquisition for Numerical Simulation	
4.1.	Vertical Glass Temperature Distributions	
4.2.	Melter Casing Surface Temperature	
4.3.	Progress of Melting Cold-cap	
5.	Inspection of Melter Inside after Drain Out	
5.1.	Damage Inspection of Refractories, Electrodes, and Probes	
5.2.	SEM/EDS Survey on Sediments and Residuals	
5.3.	Discharge Nozzle	
6.	Summary	
Acknowledg	nent	
References		
Appendix A	Details of Feed Glass and Simulated HALW	
Appendix B	Experimental Data	
Appendix C	Glass Level	
Appendix D	Electric Power Increasing Program for Between Main Electrodes	
Appendix E	Validation of Water Supplying Rate	
Appendix F	Schedule and Personnel Organization of Experiment	
Appendix G	Safety Management	

# 図リスト

义	1-1	MTFにおける溶融炉の設置状況	.4
义	1-2	運転条件確認試験のスケジュールと計測の実施時期	. 5
义	2-1	3号炉の鳥瞰模式図	14
义	2-2	間接加熱装置の概要	15
义	2-3	間接加熱装置による熱上げ方法のイメージ	15
义	2-4	主電極の構造	16
义	2-5	主電極の冷却チャネル構造	16
义	2-6	主電極温度測定点の位置	17
义	2-7	ストレーナ付近の断面模式図と鳥瞰図	18
义	2-8	水供給ノズル設置位置	19
义	2-9	液位計測用プローブの位置関係と検知する液位の意味	19
义	2-10	流下ノズルと高周波加熱コイルの模式図	20
义	2-11	流下ノズル先端形状の模式図	20
义	2-12	MTFにおける溶融炉の換気機能	21
义	2-13	MTFとTVF固化セルにおける主電極冷却空気の経路	22
义	2-14	主電極冷却空気配管	23
义	2-15	溶融炉電力盤の構成	24
义	2-16	高周波加熱用電力盤 システム構成	25
义	2-17	MTFにおけるオフガス処理工程と廃液処理工程	25
义	3-1	熱上げ試験における試験フロー	38
义	3-2	熱上げ時の炉内主要温度	39
义	3-3	熱上げ時の昇温速度	40
义	3-4	間接加熱装置の発熱体温度	41
义	3-5	主電極間通電確認時の電流・電圧・電力・温度の推移	42
义	3-6	主コモン間通電確認時の温度・電力・電圧・電流の推移	43
义	3-7	補助電極間通電確認時の温度・電力・電圧・電流の推移	44
义	3-8	主底間通電確認時の温度・電力・電圧・電流の推移	45
义	3-9	熱上げ中の主電極冷却空気流量と主電極温度の推移	46
义	3-10	仮設ガラス液位測定棒のレベラー槽への挿入位置	47
义	3-11	水供給試験の系統概略図	50
义	3-12	水供給試験における試験フロー	51
义	3-13	水供給中の気相部温度と供給速度	52
义	3-14	水供給中の主電極温度と主電極冷却空気流量の関係	53
义	3-15	水供給中の補助電極温度とガラス溶融温度の比較	54
义	3-16	模擬廃液供給試験における試験フロー	76
¥	3-17	溶融ガラス温度計(引上げ位置)と気相部温度計	77

义	3-18	定常運転時の溶融ガラス、側壁耐火物表面、気相部温度	78
义	3-19	低模擬試験と高模擬試験のHi-ON時気相部温度の度数分布	79
义	3-20	低模擬8バッチ目と高模擬3バッチ目のガラス温度分布 (Lo-ONからのガラス	、製造
	量12	9.3 kg時点)	79
义	3-21	溶融ガラス温度分布計測時の測温点の鉛直方向位置	80
义	3-22	側壁耐火物75 mm控え、150 mm控え温度計の設置位置	81
义	3-23	主電極冷却と主電極温度の推移	82
义	3-24	定常運転中の主電極冷却(TVF3号炉運転条件確認試験)	85
义	3-25	定常運転中の主電極冷却(TVF2号炉作動試験)	86
义	3-26	補助電極温度測定点	87
义	3-27	補助電極50 mm控え温度と補助電極間通電電力	88
义	3-28	レベラー槽とコモンプローブの位置関係	89
义	3-29	コモンプローブ50mm控え温度と主コモン間通電電力	90
义	3-30	底部電極付近の断面模式図	91
义	3-31	炉底加熱開始から流下までのPERTダイアグラムと所要時間の内訳	92
义	3-32	炉底加熱時の底部電極温度推移	93
义	3-33	本流下開始時の流下ノズル監視カメラ画像	94
义	3-34	全段加熱開始直後の流下速度変化(低模擬試験)	97
义	3-35	全段加熱開始直後の流下速度変化(高模擬試験)	97
义	3-36	炉底部平均温度と流速50 kg/hに要した時間の関係	98
义	3-37	流下重量に対する流下速度(低模擬試験)	99
义	3-38	流下重量に対する流下ノズル加熱電力(低模擬試験)	99
义	3-39	流下重量に対する流下速度(高模擬試験)	100
义	3-40	流下重量に対する流下ノズル加熱電力(高模擬試験)	100
义	3-41	流下停止操作開始時の流下速度とオーバーシュート量の相関(過去の実績).	101
义	3-42	流下停止操作開始時の流下速度とオーバーシュート量の相関(今回の実績).	101
义	3-43	底部冷却時の底部電極温度と温度変化速度(低模擬試験)	102
义	3-44	底部冷却時の底部電極温度と温度変化速度(高模擬試験)	103
汊	3-45	ガラス温度と比抵抗の関係	104
义	3-46	主電極間の通電経路(主電極間の対向する面の面積)	105
汊	3-47	主電極間の通電経路(溶融ガラスの鉛直断面積)	105
汊	3-48	主電極間補正抵抗(Hi-ON時)	106
义	3-49	主電極間電流(Hi-ON時)	107
义	3-50	炉底加熱開始時の補助電極間補正抵抗	108
义	3-51	溶融ガラスの流れの模式図	109
义	3-52	炉底低温運転移行までの補助電極温度の推移(低模擬試験)	110
义	3-53	炉底低温運転移行までの補助電極温度の推移(高模擬試験)	111
义	3-54	炉底低温運転移行時間と流下完了時の補助電極(A)50 mm控え温度	112

义	3-55	主電極冷却空気流量に対する補助電極(A)50 mm控え温度の60 ℃低下所要時間	112
义	3-56	保持運転中の電力、電流、温度の推移	119
义	3-57	保持運転中の主電極冷却速度と水冷却速度	120
义	3-58	保持運転中の主電極に関する電力と冷却および主電極(A)と(B)の温度差の推移.	121
义	3-59	保持運転中の炉底付近の温度推移	122
义	3-60	3号炉の運転条件確認試験における流下ガラス中のRuO2換算濃度の推移	123
义	3-61	3号炉の運転条件確認試験における流下ガラス中のPdO換算濃度の推移	123
义	3-62	3号炉運転条件確認試験におけるRuO2抜き出し率と炉内残留量の推移	124
义	3-63	3号炉運転条件確認試験におけるPdO抜き出し率と炉内残留量の推移	124
义	3-64	ドレンアウトIにおける試験フロー	141
义	3-65	ドレンアウトIIにおける試験フロー	142
义	3-66	ドレンアウトIIIにおける試験フロー	143
义	3-67	3号炉運転条件確認試験におけるドレンアウト時の運転パラメータと温度推移	144
义	3-68	2号炉22-1CPにおけるドレンアウト時の運転パラメータと温度推移	145
义	3-69	炉内確認時の溶融ガラス液面(2023/12/18 09:09撮影)	146
义	3-70	ドレンアウトにおける本流下開始時の流下ノズル監視カメラ画像	147
义	3-71	全段加熱開始から流下速度50 kg/h到達までに要した時間の関係	148
义	3-72	流下重量に対する流下速度と流下ノズル加熱電力(ドレンアウトI~III)	149
义	3-73	流下停止操作開始時の流下速度とオーバーシュート量の推移(ドレンアウト)	150
义	3-74	3号炉運転条件確認試験におけるドレンアウトIIIの運転パラメータと温度推移	151
义	3-75	ドレンアウト後の炉底部写真(2023/12/20 01:11撮影)	152
义	3-76	3号炉製作時の炉底部写真(2022/09/28撮影)	152
义	3-77	RuO2とPdOの検量線	161
义	3-78	RuO2とPdOの補正検量線	161
义	3-79	3号炉の運転条件確認試験における流下ガラス中のRuO2換算濃度の推移(再推	曷)
			162
义	3-80	2号炉の作動試験における流下ガラス中のRuO2換算濃度の推移	162
义	3-81	3号炉の運転条件確認試験における流下ガラス中のPdO換算濃度の推移(再掲)	163
义	3-82	2号炉の作動試験における流下ガラス中のPdO換算濃度の推移	163
义	3-83	第kバッチ目における白金族元素酸化物換算重量の収支に関するSankeyダイアク	ブラ
	Д		164
义	3-84	3号炉運転条件確認試験におけるRuO2抜き出し率と炉内残留量の推移(再掲).	165
义	3-85	2号炉作動試験におけるRuO2抜き出し率と炉内残留量の推移	165
义	3-86	3号炉運転条件確認試験におけるPdO抜き出し率と炉内残留量の推移(再掲)	166
汊	3-87	2号炉作動試験におけるPdO抜き出し率と炉内残留量の推移	166
汊	3-88	3号炉と2号炉のRuO2残留率の推移	167
汊	3-89	3号炉と2号炉のPdO残留率の推移	167
汊	3-90	2号炉の流下開始から流下初期における白金族元素挙動の模式図	168

义	3-91	3号炉の流下開始から流下初期における白金族元素挙動の模式図	. 169
义	4-1	熱電対の水平方向位置	. 182
义	4-2	溶融ガラス温度分布計測時の測温点の鉛直方向位置(再掲)	. 183
义	4-3	各試験ステップおよびスタンバイ中の仮設挿入熱電対設置状況	. 184
义	4-4	低模擬3バッチ目のガラス温度分布計測結果	. 185
义	4-5	低模擬5バッチ目のガラス温度分布計測結果	. 186
义	4-6	低模擬7バッチ目炉底加熱から流下までのガラス温度計測値推移	. 187
义	4-7	流下終盤から低模擬8バッチ炉底低温運転移行までのガラス温度計測値推移	. 188
义	4-8	高模擬廃液供給3バッチ目のガラス温度計測値推移	. 189
义	4-9	高模擬5バッチ目のガラス温度計測値推移	. 190
义	4-10	保持運転中のガラス温度計測値推移	. 191
义	4-11	P2管台のケーシング表面仮設熱電対	. 192
义	4-12	ケーシング、換気配管の表面温度の計測結果(低模擬1バッチ目から高模擬2バ	ッチ
	目す	ミで)	. 193
义	4-13	ケーシング、廃気配管の表面温度の計測結果(高模擬2バッチ目から徐冷ま	で)
			. 194
义	4-14	原料供給器	. 195
义	4-15	保持運転中の溶融ガラス液面の典型的な様相	. 195
义	4-16	保持運転中の溶融ガラス液面	. 196
义	4-17	3号炉作動試験のカレット溶融時に原料供給器から観察した液面	. 198
义	4-18	レベラー槽の液面(2023/12/14 09:55 C2管台から撮影)	. 198
义	4-19	液面の気泡(2023/12/15 12:00撮影)	. 199
义	4-20	カートリッジで構成された仮焼層の模式図	. 199
义	5-1	炉内観察対象(写真は築炉時のもの)	. 207
义	5-2	溶融槽内写真	. 208
义	5-3	炉底部写真(集積物除去後)	. 209
义	5-4	溶融槽天井部の写真	.210
义	5-5	レベラー槽内の写真(2枚連結)	. 211
义	5-6	各種プローブの写真	. 211
义	5-7	間接加熱装置据え付けウェル内の写真	.212
义	5-8	炉底の破片集積物	.213
义	5-9	回収した破片集積物	.214
义	5-10	破片物のSEM/EDSによる写真	.215
义	5-11	炉底破片物のSEM/EDSによる写真	.215
义	5-12	溶融槽上部270°側傾斜部の付着物	.216
义	5-13	溶融槽上部270°側傾斜部の付着物を回収した試料	.216
义	5-14	溶融槽上部270°側傾斜部付着物のSEM/EDSによる写真	.217
义	5-15	インナーケーシングの比較図	.217

义	5-16	2号炉と3号炉の流下ノズルの傾きの比較写真	218
义	A-1	含浸作業用テント内の資材配置図	232
义	A-2	含浸作業概略図	233
义	A-3	原料供給の模式図とカートリッジ投入手順	234
义	B-1	主要な運転データ	241
义	B-2	熱上げ期間中の発熱体と耐火物の温度推移と昇温速度	245
义	B-3	流下重量に対する流下速度と流下ノズル加熱電力(低模擬1~4バッチ目)	246
义	B-4	流下重量に対する流下速度と流下ノズル加熱電力(低模擬5~8バッチ目)	247
义	B-5	流下重量に対する流下速度と流下ノズル加熱電力(高模擬1~4バッチ目)	248
义	B-6	流下重量に対する流下速度と流下ノズル加熱電力(高模擬5~8バッチ目)	249
义	C-1	3号炉の底部電極上端からの高さとガラス保有量の関係	251
义	C-2	3号炉と2号炉のレベラー槽に関する違い	253
义	E-1	水供給試験における水供給速度の計測方法の比較	255
义	F-1	詳細な試験スケジュール	257
义	F-2	試験実施体制(熱上げ~低模擬試験)	268
义	F-3	試験実施体制(高模擬試験~ドレンアウト試験)	269

# 表リスト

表	1-1	試験の流れと実施項目	3
表	2-1	炉材料の種類	. 12
表	2-2	試験中の炉内換気風量と主電極冷却空気	. 13
表	3-1	間接加熱電力上昇プログラムの設定	. 36
表	3-2	主電極間通電確認時の主電極間電圧、主電極温度、熱上げ開始からの経過時間	36
表	3-3	主電極間通電開始時の主電極温度、熱上げ開始からの経過時間	36
表	3-4	主コモン間通電確認時の主コモン間電圧、コモン温度、熱上げ開始からの経過時	寺間
			. 36
表	3-5	主コモン間通電開始時のコモン温度、熱上げ開始からの経過時間	37
表	3-6	補助電極間通電確認時の補助電極間電圧、補助電極温度、熱上げ開始からの経過	<u></u>
	間		. 37
表	3-7	補助電極間通電開始時の補助電極温度、熱上げ開始からの経過時間	
表	3-8	主底間通電確認時の電圧、底部電極温度、熱上げ開始からの経過時間	37
表	3-9	ガラス液位測定結果(熱上げ完了後のLレベル)	. 37
表	3-10	主電極冷却空気流量に対する主電極50mm控え温度、炉底の昇温・降温時間	74
表	3-11	流下速度の目標範囲	. 74
表	3-12	各バッチの流下所要時間	.75
表	3-13	保持運転中の主な運転操作の時系列	117
表	3-14	保持運転試験における運転パラメータの目標と実績	118
表	3-15	ガラス液位測定結果(ドレンアウト液位)	135
表	3-16	ドレンアウトによる流下ガラス重量	135
表	3-17	ドレンアウトにおける運転パラメータの実績	136
表	3-18	主電極間電流制限値(ドレンアウトI)	137
表	3-19	主電極間電流制限値(ドレンアウトⅡ)	138
表	3-20	主電極間電流制限値(ドレンアウトIII)	139
表	3-21	ドレンアウトI、II、Ⅲにおける主電極の電流密度管理の実績	140
表	3-22	検量線作成に用いた標準試料の白金族元素濃度	160
表	4-1	仮設挿入熱電対さや管の寸法	180
表	4-2	仮設挿入熱電対の測温点設置位置	180
表	4-3	ケーシング表面仮設熱電対の設置位置	181
表	5-1	炉内観察結果詳細	204
表	5-2	炉底の破片集積物の分析点における半定量分析結果	205
表	5-3	溶融槽上部270°側傾斜部付着物の分析点における半定量分析結果	206
表	A-1	ガラスカレットの組成	227
表	A-2	PF798組成(カートリッジ組成)	228
表	A-3	模擬廃液の組成(酸化物重量換算)	229

表 A-4	模擬廃液の組成	230
表 A-5	ガラス中の白金族元素酸化物含有量	231
表 B-1	運転実績	237
表 B-2	主電極冷却空気流量と主電極冷却希釈空気流量	239
表 C-1	ガラス液位盤の検出設定	250
表 D-1	主電極電力上昇プログラム	254

This is a blank page.

### 1. はじめに

東海再処理施設(Tokai Reprocessing Plant; TRP)では、廃止措置段階へ移行するまでに発生した 高放射性廃液(Highly Active Liquid Waste; HALW)を液体状で保有することに伴うリスクを早期に 低減するため、ガラス固化技術開発施設(Tokai Vitrification Facility; TVF)においてHALWのガラ ス固化を進めている。2022年までガラス固化処理に使用したTVF2号溶融炉(以下、2号炉)は、接 液レンガに付着した白金族元素の影響でガラス製造能力に劣化が見られた。ガラス固化処理を早 期に完了するためには溶融炉を更新した方が有利と判断し、新たに製作したTVF3号溶融炉(以下、 3号炉)への更新を進めている<sup>1)</sup>。HALWに含まれる白金族元素の溶融炉からの流下性が向上する よう、3号炉では、炉底形状をこれまでの四角錐から円錐に変更して設計<sup>2)</sup>・築炉した。2023年3月 から4月にかけて行った3号炉の作動試験で基本性能(ガラスの加熱・溶融、流下の開始・停止) が満足することを確認し、これを以て3号炉の製作を完了した。今後TVFの固化セルへ据え付けて ホット運転を開始するのに先立ち、TRPも所在する核燃料サイクル工学研究所敷地内のモックア ップ試験棟(Mock-up Test Facility; MTF)において運転時の特性を把握するコールド運転を2023年 11月から12月に、炉内観察を2024年1月に実施した。これら一連の対応を運転条件確認試験と称す る。このときのMTFにおける3号炉の設置状況を図 1-1に示す。

運転条件確認試験では、3号炉をホット運転に供したとき適切に運転できるよう確認項目を設定 しており、本報告では、各確認項目に対する試験結果について報告する。

#### 1.1. 目的

運転条件確認試験の目的は、3号炉に固有な運転時の特性や温度挙動を把握し、ホット運転を実施する際に必要となる管理指標や、溶融炉の操作に用いる各種運転パラメータの最適な値を見出すことである。TVFではホット運転の際、ガラス原料としてHALWを含浸したガラスファイバーカートリッジ(以下、カートリッジ)を供給するので、液面には未溶融のカートリッジが浮遊して仮焼層が形成される。仮焼層は溶融ガラス液面からの放熱を抑制し、温度を安定的に維持する役割がある。先に行った作動試験では原料にガラスカレットを使っており、仮焼層は形成されないため実際の運転状態までは再現していなかった。今回はホット運転により近い条件を再現できることから、作動試験で確認した運転パラメータを調整して最適な運転パラメータを探る。

HALWに含まれる白金族元素が炉内に蓄積すると溶融ガラスの加熱や流動の特性に影響を与えることが知られており、その影響を確認し炉内白金族元素管理指標の見直しに係るデータを取得することも目的の一つである。そのために、白金族元素を含んだガラス原料を供給する試験も実施する。2号炉までは四角錐形状だった炉底を3号炉では円錐形状へ変更することで白金族元素の蓄積量低減を図っており、その効果の確認のため白金族元素の抜き出し性を評価する。

運転条件確認試験の限られた期間では把握しきれない溶融炉の特性は、熱・流動・電場を考慮 した数値流体力学(CFD)解析による運転シミュレーションで補う必要がある。シミュレーショ ンモデルの構築には種々の計測データが不可欠なことから、それらデータを取得することもこの 試験の目的である。

### 1.2. 試験の流れ

試験の流れと実施項目を表 1-1に示す。ガラス溶融炉の運転は、室温のガラスを直接通電可能 な溶融温度まで昇温させる熱上げから始まり、ガラス原料を供給しながら溶融したガラスをキャ ニスタへ流下するバッチ運転、炉内ガラスを全量流下するドレンアウト、溶融炉の温度を室温ま で下げる放冷運転の順に行う。熱上げから放冷完了までの溶融炉運転期間は、図 1-2のとおりで ある。放冷完了後、炉内観察を実施する。

バッチ運転では、廃液を含浸させたカートリッジを溶融炉へ供給しながら、約48時間毎に固化体1本分の溶融ガラスを試験用キャニスタへ流下する。今回の試験ではHALWの成分を非放射性元素で置き換えた模擬廃液を用いた。固化体1本分のガラスを溶融・流下するプロセスの期間を1バッチと呼び、この試験では、前半8バッチは白金族元素を含まない低模擬廃液、後半8バッチでは白金族元素を含む高模擬廃液を溶融炉へ供給した。

ミステップ	ا چ	▼ / 梁	低機繊 8/、ショ	高様擬 8/^シック	▼ ■ ▼ ▼	Ϋ́Υ.		通際
٩	[	">	"),,, <del>K</del>		ן (ן	" אל [	ו ("	'>
実施內容	間接加熱装置によ る昇温	炉内への水供給に よる炉内温度調整	白金族元素非含有 の模擬廃液のガラ ス溶融・流下	白金族元素含有の 模擬廃液のガラス 溶融・流下	原料供給停止と水 供給による低温状 態保持	炉内ガラスの全量 抜出		ガラスの残留状況の確認等
<ul> <li>① 白金族元素の影響を評価する指標に係るデータ取得</li> </ul>				◆ 電極間抵抗値の 推移確認 炉底低温運転移 行時間の確認				
② 運転パラメータ の調整	◆ 発熱体温度等の 調整	水供給量の調整	主電極間冷却等 の調整	(低標擬試験で確認したパリメータや必要に応じく)	主電極間電力と 電極冷却の調整	主電極間電圧等		
<ul> <li>③ ガラス流下による自金族元素の抜き出し性の比較</li> </ul>				<ul> <li>流下ガラスのサ</li> <li>ンプル分析によ</li> <li>る抜き出し性確</li> <li>認</li> </ul>				● 「「「」」 ● 「」
<ul> <li>④ 3号溶融炉のシニ <ul> <li>コレーションホデル </li> <li>離立に係るボータ取 </li> </ul> </li> </ul>	<ul> <li>ケーシング表面</li> <li>温度計測</li> </ul>	ケーシング表面 温度計測	仮設熱電対によ るガラス温度分 布測定	仮設熱電対によ るガラス温度分 布測定	ガラス温度分布測定、仮焼層観察	ケーシング表面 温度計測		
<ul><li>⑤ 2号炉の不具合事</li><li>象の対策に係る有効 性確認</li></ul>								◆ 流下ノズルの傾 きの有無確認
	<ul> <li>① 白金族元素の影 ② 運転パラメータ ③ ガラス流下によ ④ 3号溶融炉のシミ ⑤ 2号炉の不具合事</li> <li>プ 実施内容 響を評価する指標に の調整 る白金族元素の抜き ュレーションモデル 象の対策に係る有効 係るデータ取得</li> <li>協立に係るデータ取得</li> <li>他也性の比較 確立に係るデータ取 性確認</li> </ul>	<ul> <li>⑦ 白金族元素の影 ② 運転パラメータ ③ ガラス流下によ ④ 3号溶融炉のシミ ⑤ 2号炉の不具合事</li> <li>グ 実施内容 響を評価する指標に の調整 る白金族元素の抜き ュレーションモデル 象の対策に係る有効 係るデータ取得 確立 倍子 協力 強立に係るデータ取 性確認</li> <li>間接加熱装置によ 熱熱体温度等の 為 通道</li> <li>る昇温</li> </ul>	<ul> <li>プ 実施内容 響を評価する指標に の調整</li> <li>③ ガラス流下によ ④ 3号溶融炉のシミ ⑤ 2号炉の不具合事</li> <li>③ 第合部価する指標に の調整</li> <li>る白金族元素の抜き コレーションモデル 象の対策に係る有効</li> <li>協 協振加熱装置によ</li> <li>6 発熱体温度等の</li> <li>6 たーシング表面</li> <li>15 からかの水供給に</li> <li>たーシング表面</li> <li>たーシング表面</li> <li>15 からかの洗面</li> </ul>	<ul> <li>プ 身施内容 響を評価する指標に の調整</li> <li>③ ガラス流下によ ④ 3号溶融炉のシミ ⑤ 2号炉の不具合事</li> <li>第を評価する指標に の調整</li> <li>る白金族元素の抜き コレーションモデル 象の対策に係る有効</li> <li>協なデータ取得</li> <li>商金に係るデータ取 性確認</li> <li>る昇温</li> <li>る昇温</li> <li>「四内への水供給に</li> <li>「四内への水供給に</li> <li>「四枚腕電池</li> <li>「二、一、二、一、二、一、二、一、二、一、二、一、二、一、二、一、二、一、二、一</li></ul>	<ul> <li>プ 実施内容 響を評価する指標に の調整</li> <li>団 白金族元素の影 ② 運転バラメータ ③ ガラス流下によ ④ 3号炉の不具合事</li> <li>高 特徴酸切熟装置によ</li> <li>商 協技加熟装置によ</li> <li>市内への水供給に</li> <li>の 市地</li> <li>市内への水供給に</li> <li>市内への水供給に</li> <li>市内への水供給に</li> <li>市内への水供給に</li> <li>市内への水供給に</li> <li>市内への水供給に</li> <li>市内への水供給に</li> <li>市内への水供給に</li> <li>市内への水供給</li> <li>市内への水供給に</li> <li>市内への水供給に</li> <li>市内への水供給</li> <li>市内への水供給</li> <li>市内への水供給に</li> <li>市</li> <li>市<!--</th--><th><ul> <li>プ 白金族元素の影 ② 運転パラメータ ③ ガラス流下によ ③ 3号溶融炉のシミ ⑤ 2号炉の不具合事 実施内容 響を評価する指標に の調整 ちっとが下によ ④ 3号溶融炉のシミ ⑤ 2号炉の不具合事 係るデータ取得</li> <li>原 原本になるブーク取得</li> <li>高 単二 レーンコンモデル 象の対策に係る有効</li> <li>第 単一 レビンク表面</li> <li>市 単 市</li> <li>市 一 一 一 一 1 一 1 一 1 一 1 一 1 一 1 一 1 一 1</li></ul></th><th><ul> <li>         (① 白金族元素の影 (② 道転バラメータ (③ ガラス流下によ (④ 3号発融炉のシミ (⑤ 2号炉の不具合事 業を評価する指標に 0調整 法の主要を評価する指標に 0調整 出し性の比較 確立に係るデータ取 性確認 係るデータ取得</li> <li>         (本)の大供給に</li> <li>         (本)の大供給</li> <li>         (本)の大供給に</li> <li>         (本)の大供給に</li> <li>         (本)の大供給に</li> <li>         (本)の大供給に</li> <li>         (本)の大供給</li> <li>         (本)の大(二)</li> <li>         (本)の大(一)の大(二)</li> <li>         (</li></ul></th><th><ul> <li>         、</li></ul></th></li></ul>	<ul> <li>プ 白金族元素の影 ② 運転パラメータ ③ ガラス流下によ ③ 3号溶融炉のシミ ⑤ 2号炉の不具合事 実施内容 響を評価する指標に の調整 ちっとが下によ ④ 3号溶融炉のシミ ⑤ 2号炉の不具合事 係るデータ取得</li> <li>原 原本になるブーク取得</li> <li>高 単二 レーンコンモデル 象の対策に係る有効</li> <li>第 単一 レビンク表面</li> <li>市 単 市</li> <li>市 一 一 一 一 1 一 1 一 1 一 1 一 1 一 1 一 1 一 1</li></ul>	<ul> <li>         (① 白金族元素の影 (② 道転バラメータ (③ ガラス流下によ (④ 3号発融炉のシミ (⑤ 2号炉の不具合事 業を評価する指標に 0調整 法の主要を評価する指標に 0調整 出し性の比較 確立に係るデータ取 性確認 係るデータ取得</li> <li>         (本)の大供給に</li> <li>         (本)の大供給</li> <li>         (本)の大供給に</li> <li>         (本)の大供給に</li> <li>         (本)の大供給に</li> <li>         (本)の大供給に</li> <li>         (本)の大供給</li> <li>         (本)の大(二)</li> <li>         (本)の大(一)の大(二)</li> <li>         (</li></ul>	<ul> <li>         、</li></ul>

表 1-1 試験の流れと実施項目



日付	11/1	11/8	11/15	11/22	11/29	12/6	12/13	12/20	12/27
工程	熱上の	<del>ب</del> ۲	低1 低2 低3 但	64 低5 低6 低7	低8 <mark>高1 高2 </mark> 高	<mark>13 高4 高5 高6</mark>	高7 保持·ド ド2	、 余 ふ	
原料供給側 熱電対		the second se	<b>街</b> 低3	低5 低7~ デ	- 8 個8 タロガー接続	雪2	制7 保持~ド2		
≻ 狭電 之			低3	低2 ビーク デーク	-8 相8	。 S E E	H1∼2	タロガー接続	
ケーシング 表面温度				- Times	十測				
仮焼層観察						約11	持調 <mark>さいく</mark> 写真	最影	
オシロ計測				10[sec]~10[mir	1]間隔で電極間	電圧を計測			
						水低高持ド ::::::	★供給 氐模擬廃液供給 悥模擬廃液供給 呆け運転 ドレンプウト	減 激 酸 酸	

運転条件確認試験のスケジュールと計測の実施時期

図 1-2

### 2. 試験設備

#### 2.1. 3号炉の基本的な構造と仕組み

TVFでは、HALWのガラス固化処理に直接通電型セラミック溶融炉(Liquid Fed Ceramic Melter; LFCM)を採用している。レンガで構成した溶融槽に電極を配置して溶融ガラスに通電し、ジュー ル熱により加熱・溶融させる。このガラス液面にHALWとガラス原料を供給し、仮焼層で液分を 蒸発させ、残った廃棄物成分の酸化物などの仮焼物を溶融ガラス中に混合・溶解させる。この廃 棄物成分を含んだ溶融ガラスを溶融炉下部のノズルからガラス固化体容器(キャニスタ)に流下 し、冷却・固化してガラス固化体を製造する。

図 2-1に3号炉の鳥瞰図を示す。ステンレス製ケーシングの内部にレンガ組みで形成される溶融 槽とレベラー槽があり、ジュール加熱用の電極が配置されている。主な構造と仕組みを以下に述 べる。

#### (1) 耐火物

図 2-1に緑色でハッチングした箇所は耐火物を表しており、使用する場所に応じて特性の違う 数種類の耐火物を組み合わせて築炉している。主な炉材料を表 2-1に示した。2号炉で使用してい た同じレンガ材が入手できなかったものは、同じ種類で別のメーカーが製造する代替材を選定し 使用した。

#### (2) 間接加熱

間接加熱装置はSiC発熱体に流す電流によって発熱し溶融炉を加熱する装置で、熱上げ前に溶融 炉に投入したガラスカレットを、電極間の直接通電が可能な温度となるまで加熱するために用い る。また、溶融炉内に保有するガラスを全量流下するドレンアウトの際に、ガラス温度を高温に 維持するための補助加熱源としても使用する。

図 2-2に間接加熱装置の概要を、図 2-3に間接加熱装置による熱上げ方法のイメージを示す。1 基の間接加熱装置は主に二つの発熱体と熱電対およびそれらを覆う金属保護管で構成され、炉内 雰囲気に直接触れることがないよう溶融炉上部から耐火物を隔てた溶融槽側壁内に挿入する形で 5基設置している。間接加熱装置の発熱体の構造、熱電対の取り付け位置は、2号炉と同様である。

#### (3) ジュール加熱

ガラスカレットが溶融し通電可能な状態に達して以降、ガラスはジュール加熱される。図 2-1 に示すように、溶融炉にはInconel 690で作られた電極をガラスと接するように配置しており、それ らの電極間に通電することにより炉内の必要な部位を加熱する。各電極の特徴は次のとおりであ る。

#### a. 主電極

溶融槽の上部には一対の主電極(A)と(B)が、それぞれ、方位0°側と180°側(図 2-1を参照)に設置されている。複数ある電極の中で最も大きな電流を流す能力を持ち、溶融ガラス全体の温度維持やガラス原料を溶融するための熱を供給する役割を担っている。

2号炉と3号炉の主電極の構造を図 2-4に示す。3号炉は2号炉と比較して下部が絞られた構造<sup>2)</sup>と なっており、2号炉と同等の冷却効果を得るために、冷却チャネルの構造を変更している。2号炉 と3号炉の冷却チャネルを図 2-5に示す。2号炉では空冷ヘッダが電極の高さ中心よりも下方に偏って配置され、迷路構造の冷却チャネル内を冷却空気が蛇行するのに対し、3号炉では迷路構造が 無く電極全面をワンスルーで通風する構造としている。

溶融ガラスと接する電極ボディの中心付近には、接液面から電極内側に50mmと70mmの2か所に 測温点を持つ熱電対がそれぞれ設置されており、主電極温度を常時計測できる構造となっている。 2号炉からの構造変更に伴い、主電極温度測定用熱電対の位置も変更している。測定点の位置を図 2-6で比較した。この図は、Loレベル液位を同じ高さに合わせ、同じ縮尺で描いた主電極の鉛直断 面図である。熱電対挿入管を橙で、測温点を黄色と水色の点で、冷却空気が流れる向きを青と赤 の矢印で示している。2号炉に比べ3号炉の測温点は、液面から深い位置に下げているのに加え、 流入する冷却空気が吹き付ける場所の近くに位置している。

#### b. 補助電極

溶融槽下部の方位90°側と方位270°側の傾斜面には、一対の補助電極が設置され(図 2-1)、それ ぞれ、補助電極(A)、補助電極(B)と呼んでいる。この電極は溶融炉下部のガラス温度を上げる際の 通電に用いる。電極表面から50mm内側には温度計T10.5とT10.7が設置されており、ここでの温度 は炉底付近のガラス温度を推定する目安として使われる。2号炉では端面の接液部が平面だったが、 3号炉では炉底形状の円錐側面に合わせて接液面が曲面になった。

#### c. 底部電極・ストレーナ

底部電極の断面模式図を図 2-7(a)に示す。ストレーナと底部電極およびその下部にある流下ノ ズルは電気的に一体化しており、流下前には底部電極と主電極(B)の間の溶融ガラスに通電して炉 底部の温度を上昇させるのに用いる。底部電極内部には冷却空気流路が設けられており、流下終 了後には炉底付近の熱を取り除くため室温の空気が流される。底部電極とストレーナの形状は、 2号炉では四角錐の炉底形状に合わせて四角形だった(図 2-7(b))が、3号炉では円錐炉底に合わ せて円形(図 2-7(c))に変更した<sup>2)</sup>。底部電極接液部の水平投影面積は2号炉に合わせているので、 2号炉と同等の電流を流すことが可能である。

#### d. コモンプローブ

溶融炉の方位90°側には液位計測に用いるレベラー槽があり、下部にはコモンプローブが設置さ れている(図 2-1)。レベラー槽と溶融槽の間は幅100 mmのトンネル(スロート部)を介してつな がっており、ガラスを溶融している間は常に主電極(A)とコモンプローブの間を通電し、レベラー 槽やスロート部のガラス温度が低下しないように維持している。また、ガラス液位検知用に、レ ベラー槽上部に設置された液位検知用プローブとの間をジュール加熱用電源とは異なる交流周波 数で通電している。2号炉と3号炉では炉底形状の違いから、スロート部が2号炉よりも主電極(A) から離れた位置に移されており、主電極(A)とコモンプローブの間の通電経路が長くなった(詳細 は付録 Cで説明)。

#### (4) ガラス原料供給

溶融炉の上部から廃液を含侵させたカートリッジを液面へ投下するのが、原料供給器である。 TVFではガラス原料送り込み装置を用いて毎分約1個のカートリッジを自動的に供給しているが、 MTFには同様の設備が無いため、模擬廃液を含侵させたカートリッジ10個を1セットとして準備し、 約10分間隔で作業員が手作業で供給する。ガラスカレットとカートリッジはTVFと同一仕様のも のを使用し、廃液についてはHALWの成分を模擬した非放射性の硝酸溶液を使用した(詳細は付 録 Aを参照)。

#### (5) 水供給

水供給は、溶融ガラス表面や気相部の温度を下げるために行うもので、炉内へ水を供給するノ ズルが溶融炉の天井部に設置されている。水供給ノズルの設置位置を図 2-8に示す。水供給ノズ ル管台は溶融槽の中心から方位130°方向に333 mmの位置にあり、水供給ノズルの先端は溶融炉内 の天井下面から10 mm下の位置にある。今回の運転条件確認試験では、水供給ノズルのフランジ にチューブ接続用の仮設治具を取付け、チューブポンプで水を送る(水供給ラインの詳細は第3.2 節を参照)。TVFでのホット運転では放射性物質の逆流を防ぐため、水供給ノズルにパージ空気ラ インを接続し、水供給しない期間は溶融炉へ向けて送気しているが、本試験では放射性物質を使 わないため水供給ノズルからの送気はしない。

#### (6) ガラス液位検知

ガラス液位計測用に、レベラー槽(図 2-1参照)にはコモンプローブ、Lowプローブ、Highプロ ーブを設置している。プローブの位置関係を図 2-9に示す。溶融炉運転中はコモンプローブとLow・ Highプローブの間に電圧を印加し、導電体であるガラス液面が各プローブと接触・乖離すること で生じる電気抵抗の変化を監視する。

液面が上昇してLowプローブへ接すると電流が流れるようになり、このことをLo-ONと呼ぶ。反対に、液面が下降してLowプローブから離れると電流が流れなくなり、このことをLo-OFFと呼ぶ。 Highプローブについても同様で、それぞれHi-ON、Hi-OFFと呼ぶ。これにより、溶融ガラスの液位 変化を検出し、炉内のガラス保有量や流下開始時間を推定している。

より具体的には、液位上昇でプローブに液面が接触して抵抗が判定値を下回る、もしくは液位 低下で判定値を上回る時点を検出することでガラス液位を検知している(Lo-ON/OFF、Hi-ON/OFF の判定方法の詳細は、付録 Cを参照)。2号炉と3号炉のレベラー槽に関する変更は図 C-2に示す。 TVFでホット運転を行う場合、Low、Highプローブに加え、その上のHHレベルやAレベルの検知用 に接触針式液面計を設置するが、今回の試験では使用しない。

#### (7) ガラスの流下

流下機構の模式図を図 2-10に示す。流下ノズルを加熱または冷却をすることで、ノズル内のガ ラスを溶融または凝固させ、流下の開始と停止を制御するフリーズバルブ方式を採用している。 高周波加熱コイルに流す高周波電流によってノズルに渦電流を誘起する誘導加熱方式で、通電す るコイルを上段、全段、下段で選択することで流下ノズルの加熱部位を選択できる。流下を始め ようとする時は、流下開始直後に流れるガラスの偏流防止のため、上段を先に加熱してノズル内 部のガラスの粘性をあらかじめ下げておき、次に全段加熱して流下を開始する手順を採用してい る。流下中は加熱電力を調整することで流下速度を調整している(詳細は第3.3.8項を参照)。流下 停止時は糸ガラスを切るため、流下ノズルの下段を加熱したまま、上段の冷却リングから冷却空 気を流して上段を冷却した後、全段を冷却する。また、高周波加熱コイルの内部に冷却水(運転 条件確認試験では純水)を循環させ、高周波加熱コイルを冷却している。

流下されたガラスの重量を計測するため、試験用キャニスタの下に重量計<sup>1</sup>を設置し、重量変化 は常時制御室から監視した。

2号炉では、流下ノズル付け根のインナーケーシングが熱応力ひずみによって変形し、流下ノズ ルと高周波加熱コイルが近接し漏れ電流が発生した<sup>3)</sup>。このため3号炉では、インナーケーシング の構造変更により流下ノズルの傾き低減を図る(流下ノズル傾き抑制の詳細は第5.3節を参照)と ともに、万が一、流下ノズルに傾きが生じてもコイルとのクリアランスが確保されるよう、コイ ルの内径を拡大している。また、流下したガラスがノズル下端面との間に生じる表面張力で偏流 (ティーポット現象)した場合にも、偏流幅を低減するため、流下ノズル先端のR形状を5 mmか ら10 mmへ増やしている(図 2-11参照)。

#### (8) 炉内気相部換気·主電極冷却

MTFにおける溶融炉の換気機能を図 2-12に、炉内へ流入・流出する空気の概要を表 2-2に示す。 今回は水供給パージ空気(0.8 Nm<sup>3</sup>/h)を通気しない(第2.1節(5)に記載)ことから、気相部の換気 風量をTVF固化セルで行うホット運転に合わせるため、結合装置オフガス配管パージ空気に2 Nm<sup>3</sup>/h加え、原料供給器覗き窓パージ空気から1 Nm<sup>3</sup>/h減じた<sup>2</sup>。これにより定常的な炉内換気風量 は、ホット運転の10.9 Nm<sup>3</sup>/hに対し、今回の試験では11.1 Nm<sup>3</sup>/hとした。定常的に通気するもの以 外では流下終了後数時間だけ通気する底部電極冷却空気があり、溶融炉側面の廃気予備配管を通 じて炉内の気相部へ入りオフガス系へ向かう。

主電極冷却に関係する空気回路の模式図を図 2-13に示した。図 2-13(a)はMTFで行う運転条件 確認試験の状況で、コンプレッサから送られる空気を面積式流量計とニードル弁を通して各電極 の冷却空気や希釈空気として送っており、個別に流量を調整できる。図 2-13(b)はホット運転を行 う際のもので、固化セルの雰囲気を吸い込んで後段の排風機1台で排気しており、流量は排風機の 回転数で調整する。主電極(A)と(B)の冷却空気流量が均等になるよう、配管長さの違い(図 2-14 を参照)から生じる圧力損失の差をオリフィスの内径の違いで調整する仕組みである。

#### 2.2. 試験用付帯設備

運転条件確認試験を実施したMTFの設備環境として、ここでは、溶融炉の運転に使用した付帯 設備を説明する。

#### (1) 溶融炉電力盤

間接加熱装置や溶融ガラスのジュール加熱用に給電する電力盤(LP21.1(3)~(8))は、TVFで使っていたものを平成30年(2018年)に更新する際、MTFへ移設したものである。5面の電力盤と溶融炉に設置された6個の電極との接続関係を図 2-15(a)に示す。電力盤1面あたりの主な構成を示したのが図 2-15(b)である。受電する単相400 Vの電圧をトランスで数段階に調整するタップ切替機

<sup>&</sup>lt;sup>1</sup> 重量計はA&D社のFW-600KB4を使用した。

<sup>&</sup>lt;sup>2</sup> 結合装置オフガス配管パージ空気に2Nm<sup>3</sup>/h加えた理由は、流量計の最小目盛りが2Nm<sup>3</sup>/hのためである。原料供 給器覗き窓パージ空気に1Nm<sup>3</sup>/h加算する方法もあるが、原料供給器周りのみが冷えることを避けるため、結合装 置オフガス配管パージ空気で調整した。

構を持ち、さらに細かい調整には逆並列サイリスタの点弧角を変化させる。実際に出力される実 効電流は計器用変流器CTで、実効電圧は計器用変圧器PTで、それぞれ計測する。有効電力の計測 には、サイリスタが出力する歪波形にも対応可能な時分割乗算方式<sup>4)</sup>を採用している。

計測値は信号変換を経て制御室の運転制御盤へ送られる。運転制御盤では、運転員が決めた電 流や電力の設定値と比較し、増減を調整する制御信号を電力盤へ返すことで、溶融炉電力盤の出 力がその設定値に一致するようにPID制御される。制御対象は実効電流、実効電圧、有効電力およ び間接加熱装置発熱体温度が選択でき、それぞれの制御モードを電流制御、電圧制御、電力制御、 温度制御と呼んでいる。

#### (2) 流下ノズル加熱装置電源盤/整合盤

流下ノズルの加熱に使用する電力盤は平成30年度にTVFからMTFに移設したもので、電源盤 (LP21.3)と整合盤(LP21.4)で構成されている。

高周波加熱用電源盤のシステム構成を図 2-16に示す。高周波加熱用電源盤は、動力分電盤から 供給される電源(200 V)を、低圧受電盤を通して440 Vに昇圧して給電している。給電ブスバを 介して加熱コイルと接続されており、上段加熱・全段加熱・下段加熱と3種類の加熱が可能な構造 となっている。

#### (3) オフガス処理系

図 2-17にMTFにおけるオフガス処理工程を示す。オフガスの排気により溶融炉内を-1.0kPaの負 圧に維持している。MTFでは、溶融炉の運転中に発生するオフガス中の粉塵、NOx、揮発性ルテ ニウム等を以下の手順で処理している。

オフガス処理手順

溶融炉→廃気配管(直管)→サージタンク→廃気配管→スクラッバ(Submerged Bed Scrubber; SBS) →吸収塔→冷却器→デミスタ→フィルタ(HEPA)→排気筒

・廃気配管	:	溶融炉運転中に発生する高温のオフガスを廃気するため、試験用	目の廃
		気配管を溶融炉上部に設置する。	

- ・サージタンク : 廃気配管の粉塵による閉塞を防止するため、サージタンク内でオフガ
   ス中の粉塵を凝縮・析出させる。
- ・スクラッバ : オフガスを冷却し、細泡となって洗浄水(冷却水)を通過する過程で、
   粉塵捕集、NOx、ルテニウムの吸収を行う。
- ・吸収塔 : 洗浄水で満たされた8段のトレイの中をオフガスが通過する過程で細 泡となり、洗浄水による粉塵捕集、NOxの吸収を行う。
- ・冷却器、デミスタ : ミスト状の粉塵を捕集する。

・フィルタ(HEPA) : フィルタにより粉塵を捕集する。

スクラッバや吸収塔では処理の過程で硝酸を含んだ排水が発生するため、それらは最終的に廃 液槽へ移送する。MTFのオフガス処理系統は基本的にTVFと同様の機器構成であるが、運転条件 確認試験ではTVFで使用している廃気冷却管、ベンチュリスクラッバ、ルテニウム吸着塔は使用 していない。

## (4) 排水処理設備

図 2-17にMTFにおける廃液処理工程を示す。オフガス処理工程(前述の第2.2節(3)に記載)で発生した廃液槽の排水は硝酸を含んでおり、中和処理が必要なため、移送ポンプにより中和槽へ移送する。中和槽には廃液槽からの排水とアルカリタンクからの水酸化ナトリウム溶液が供給され、 槽内で中和処理し、排水のpHが管理値内にあることを確認した後に屋外排水処理設備に移送する。

役割・使用箇所	種類 5)
耐食性耐火レンガ	クロミア・アルミナ系電鋳煉瓦
耐火レンガ	高アルミナ質焼成煉瓦
間接加熱装置遮蔽体レンガ	窒化珪素結合炭化窒素耐火物
天井・気相部レンガ	アルミナ・ジルコン質焼成煉瓦
断熱・膨張吸収材	シリカ・アルミナ系セラミックファイバ
断熱レンガ	粘土質耐火断熱レンガ
断熱キャスタブル	粘土質軽量キャスタブル
ケーシング	オーステナイト系ステンレス鋼
電極・流下ノズル	ニッケル基クロム合金

表 2-1 炉材料の種類

				1 2 C
公若	<i>为</i> . 新生		流量設定値	直 [Nm <sup>2</sup> /h]
ン規		PZE 201	TVF でのホット運転	運転条件確認試験
気相部 <i>への</i> 流入	原料供給器覗き窓 パージ空気	原料供給器に付属する炉内観察用の覗き窓に炉内 雰囲気中のエアロゾルが付着して曇るのを防ぐた め吹き付けるパージ空気	10	6
	底部電極冷却空気	流下後に炉底部の熱を取り除くため、底部電極に通 気する冷却空気(第2.1節c)	第3.3.9 項を参照	第3.3.9 項を参照
	底部電極逆流防止パ ージ空気	底部電極冷却空気の通気配管で逆流しないよう通 気する空気	0.1	0.1
	結合装置オフガス配 管パージ空気	キャニスタと溶融炉を接続する結合装置内の換気。 必要に応じ0~5 Nm <sup>3</sup> /h通気するが、定常的には流し ていない。コールド運転では結合装置を使わない が、炉内換気風量がホット運転に合うよう、結合装 置オフガス配管を流用して気相部へ通気した。	0	2
	水供給パージ空気	水供給ノズルから放射性物質の逆流を防ぐため通 気する空気。コールド運転では水供給パージ空気ラ インを設けない。	0.8	0
気相部から 流出	廃気	溶融炉内を-1.0 kPaに維持し放射性物質の漏洩を防 ぐよう、オフガス系から常時吸引する空気	10.9 + (底部電極冷却空気)	11.1 + (底部電極冷却空気)
セル内雰囲	主電極冷却空気	主電極温度を調整するために、主電極内部の冷却チ ャネルに流す冷却空気	排風機の回転数で調整 (冷却ユニット出力)	表 B-2参照
気の吸排気	主電極冷却希釈空気	主電極冷却空気出口側にあるSNS配管の温度を、耐 震評価時の温度条件(400°C)以下に抑えるため、 主雷極冷却空気を希釈する室温の空気	排風機の回転数で調整 (冷却ユニット出力)	表 B-2参照

表 2-2 試験中の炉内換気風量と主電極冷却空気

# JAEA-Technology 2024-024





図 2-2 間接加熱装置の概要



図 2-3 間接加熱装置による熱上げ方法のイメージ



図 2-4 主電極の構造



図 2-5 主電極の冷却チャネル構造



図 2-6 主電極温度測定点の位置3

<sup>&</sup>lt;sup>3</sup> 2号炉と3号炉では、炉底(底部電極上端高さ)から主電極上端やLoレベルまでの高さが異なるが、この図ではLo レベルを同じ高さに合わせて図示している。



(b) 2号炉

(c) 3号炉



図 2-7 ストレーナ付近の断面模式図と鳥瞰図2)







図 2-9 液位計測用プローブの位置関係と検知する液位の意味



真横からの模式図

図 2-10 流下ノズルと高周波加熱コイルの模式図



図 2-11 流下ノズル先端形状の模式図



図 2-12 MTFにおける溶融炉の換気機能



図 2-13 MTFとTVF固化セルにおける主電極冷却空気の経路


図 2-14 主電極冷却空気配管



(b)



図 2-15 溶融炉電力盤の構成

(a)



図 2-16 高周波加熱用電力盤 システム構成



図 2-17 MTFにおけるオフガス処理工程と廃液処理工程

# 3. 運転条件の確認

溶融炉の運転は、運転パラメータ(ジュール加熱電流や電力、原料供給速度、冷却空気を流す 排風機の回転数、など)を調整することで、その結果として現れる観測量(温度、温度上昇時間、 電極間抵抗値、など)を監視しながら行っている。ガラス固化体の品質や安全性に係る重要なパ ラメータには管理値が設定され厳格に守られているが、それらに加え、溶融炉の適切な寿命を維 持し、あるいは、溶融炉を効率よく安定的に運転するために、各監視パラメータには目安となる 目標値を定めている。2号炉から3号炉へ更新するにあたり、炉底形状や使用するレンガを変更し たことに伴い、監視パラメータに設定している幾つかの目標値は、3号炉に適した値へ更新する必 要がある。また、同じ目標値を使う幾つかの監視パラメータについても、それを3号炉でも使用す ることが妥当か確認する必要がある。

ガラス溶融炉を運転する流れに沿って、熱上げ試験、水供給試験、模擬廃液供給試験(低模擬・ 高模擬)、保持運転試験、ドレンアウト試験および炉内観察試験を行った。本章では、各試験ステ ップでの確認項目とその結果について述べる。

### 3.1. 熱上げ試験

熱上げ試験では、溶融槽に充填したガラスカレットを間接加熱装置が発する熱で加熱・溶融し、 各電極間の直接通電が可能な温度までガラスを昇温する。各電極間が通電可能となるための温度 要件や所要時間、ガラスカレット投入量に対して予想される液位の妥当性、計装系の健全性を確 認する。

## 3.1.1. 準備

初めにガラスカレットを溶融槽に充填する(ガラスカレットの組成や粒径は付録 A.1.1を参照)。 投入量は、溶融ガラスの体積を温度1100 ℃の密度で評価した時、液位がLレベル相当となる606 kg とした。この投入量の詳しい説明は第3.1.7項で述べる。

今回の試験では、コールド試験用に流下ノズル周辺に取り付けている下部ジャケットの開口部 を閉止フランジで閉止し、炉内を負圧にした時の空気の流入を抑制した<sup>4</sup>。TVF固化セルでホット 運転する際は、熱上げ時、溶融炉下部に結合装置を介してガラス固化体容器を接続することから 空気の流入が抑えられるため、それを模擬した措置である。

## 3.1.2. 熱上げ方法

熱上げ試験における試験フローを図 3-1に示す。熱上げ試験では最終的な溶融炉の状態を、各 電極間が通電可能、ガラス温度(T10.27)が約1000℃以上、かつ、補助電極温度(T10.5)が820±5℃ 程度に到達させる。

表 3-1に示す間接加熱電力上昇プログラムの設定に基づき、発熱体に加える電力を自動で上昇 させ炉内を加熱する。発熱体に加える電力が39kW到達後は、発熱体温度を監視する熱電対10本の

<sup>&</sup>lt;sup>4</sup> 令和5年3月に実施した3号炉の作動試験において、熱上げ開始から主電極間通電開始までの所要時間が、当初計 画していた7.5日間に対し12日間要した。主な原因は、溶融炉下部の開口部から空気が流入したことで炉全体が冷 やされたこと、キャスタブルに含まれる水分が蒸発したことにより、昇温されにくい状態にあった点が考えられ る。

うち1本(熱上げ試験は、2号炉と同様に熱電対:T10.13)の温度が1170 ℃に到達するまで電力を 一定で保持する。熱電対の測定値が1170 ℃に到達後は、温度が一定となるように電力を自動で調 整する温度制御に切り替え、継続して炉内を加熱する。

炉内温度が上昇し主電極間の直接通電が可能となった後は、主電極間電力上昇プログラムに基 づき、電力を自動で上昇させる。主電極間電力(Ew10.1)が30kWに到達した時点で、間接加熱電 力降下プログラムにより電力を低下させ、間接加熱装置による加熱を終了する。主電極間の通電 に続いて、補助電極間やその他の電極間通電が可能となった後は、液面をホットトップ状態<sup>5</sup>にす る。この際、コールド運転に限って実施する項目として、溶融ガラスの液位を計測しLレベル<sup>6</sup>に 調整する。

# 3.1.3. 炉内各部の温度上昇

### (1) 目的

溶融炉の加熱系、計装系が健全に機能することを確認する。また、耐火物の損傷防止のため、 耐火物温度(T10.24)の昇温速度と間接加熱装置発熱体温度(T10.13)を監視する。

(2) 方法

炉内各部(主電極、補助電極、底部電極、ガラス、耐火物、間接加熱装置発熱体、など)の温度 をデータロガーで記録しながら監視し、急激な上昇が無いこと、溶融炉の加熱系が健全に機能す ることを確認する。また温度上昇中は、熱電対断線の兆候を示す温度指示値の欠測やハンチング など、異常な値の推移が無いことを監視し、計装系が健全に機能することを確認する。

さらに、耐火物損傷防止の観点から、側壁耐火物75mm控え温度(T10.24)を監視する。過去の モックアップ試験では、耐火物の昇温速度が30 ℃/h以下では耐火物に損傷が生じないと確認され ていることから、耐火物の昇温速度を30 ℃/h以下で熱上げができることを確認する。

#### (3) 結果

2023/11/1 14:00に間接加熱装置を起動し熱上げを開始した。確認の結果は次のとおりである。

### a. 計装系の健全性確認

炉内各部の温度上昇を確認し、急激な温度上昇が無いことから、間接加熱装置や電極等の加熱 系が健全に機能していることを確認した。結果を図 3-2に示す。

底部電極冷却の動作確認のため11/8 13:38~14:04に冷却空気を供給したので、図 3-2 ②に示す 底部電極温度(T10.11)が一時的に低下している。底部電極を冷却した空気は溶融炉周辺の配管を 通って炉内の気相部へ流入し、溶融炉上部に設置された廃気配管から排出される(図 2-1、図 2-12 参照)ため、図 3-2 ①に示す気相部温度(T10.23)が低下した。ガラス温度(T10.27)を測定す る温度計は溶融ガラスに挿入する前で気相部に待機状態だったため、同様に低下した。動作確認 終了後、各温度は回復し、その後は安定して温度上昇した。

<sup>5</sup> 溶融ガラスの高温な液面が未溶融物に覆われることなく気相部に露出した状態。

<sup>&</sup>lt;sup>6</sup>図 2-9に示した主電極上端から上方へ10mmの位置。ガラスの流下に伴う液位の低下により、主電極が溶融ガラス液面よりも上に露出することを防止するためのガラス液位下限値。

11/97:39には、主電極温度(T10.1)が800℃に到達し主電極冷却空気を供給したため、図 3-2 ③ に示す箇所では、主電極温度(T10.1、T10.3)が約120℃低下している。供給開始から20分間は供 給のタイミングを2号炉の22-1CPの実績と同様とし(供給量は表 B-2を参照)、その後は主電極温 度変化の傾向を確認しつつ、目標温度範囲である800~850℃となるように冷却空気流量を調整し た。主電極温度が大きく低下した理由としては、主電極の構造変更により熱電対の設置位置が冷 却空気の流路に近くなり、温度指示値が冷却空気の影響を強く受けるようになったことが考えら れる。流量調整後は主電極温度が回復し、800℃付近を安定して推移した。

図 3-2より各温度の計測値に欠測は無く、ハンチングが発生する等の事象も起きていないこと から、熱電対に断線等の異常は無く計装系が健全に機能していることを確認した。

### b. 耐火物・発熱体の昇温

熱上げ開始から3日間の発熱体温度の推移を図 3-3(b)に示す(熱上げ試験の全期間は図 B-2を参照)。同じ図には、比較のため2号炉による22-1CPでの発熱体温度の推移も示しており、今回の試験ではこれと同程度であることを確認した。

図 3-3(a)に示すように、22-1CPにおける間接加熱装置の電力は微小電力領域でハンチングが生 じているが、今回の試験からは熱上げ開始から6時間40分までの初期電力を4 kWに設定した(表 3-1)<sup>7</sup>。この時発熱体温度は約220℃となり、TVF溶融炉において熱上げ時の温度上昇の目安とし ている上限値<sup>8</sup>(図 3-3(b)赤の実線)を一時的に上回ったが、耐火物昇温速度(図 3-3(c))は30℃/h 以下に維持されることが確認できた。

初期電力投入時には22-1CPに比べ発熱体温度が比較的早く上昇した(図 3-3(b)紫の実線)が、 間接加熱装置に使用しているSiC発熱体は、SiC表面被膜の結晶変態温度付近である270 ℃以下の 領域であれば発熱体の酸化や劣化に影響しない<sup>9</sup>ので、間接加熱装置の健全性に影響を与えない。 また、もし耐火物の目地や隙間に水分が残留していた場合、沸点の100 ℃を超えるときの急な体積 膨張で耐火物が損傷する可能性があるが、図 3-3(b)が示すように初期電力投入時の気相部温度 (T10.23)は100 ℃以下であることから耐火物の健全性に影響は無い。

- ・間接加熱電力起動 から1200 分(20 時間)まで: 70→600 ℃以下
- ・ 1200 分(20 時間)から1800 分(30 時間)まで: 600→650 ℃以下
- ・ 1800 分 (30 時間) から3420 分 (57 時間) まで : 650→1190 ℃以下

<sup>&</sup>lt;sup>7</sup> TVFでのホット運転に使用する溶融炉電力盤は、2019年の更新時以降、電力微小領域(最大出力の約3%以下)を 制御範囲外としており、この領域では電力制御時にハンチングが生じる(図 3-3(a)緑の線)。そのため3号炉作動試 験以降の運転では、0 kWからの電力上昇時に微小電力領域を早期に終えるため、間接加熱電力上昇プログラムと 主電極電力上昇プログラムの初期電力にはある程度の大きさを投入するよう設定を変更し、制御を安定させる対 策をとった。今回の試験ではその設定に合わせ、初期電力は、間接加熱電力を4kW、主電極間電力を5kWとした。

<sup>&</sup>lt;sup>8</sup> TVF溶融炉では、耐火物の昇温速度を30 ℃/h以下に保つための目安として、間接加熱装置発熱体温度(T10.13) を次に示す範囲を目安に調整している。

<sup>&</sup>lt;sup>9</sup>SiC発熱体は、表面被膜の結晶変態温度を急激に超えるような温度上昇や温度低下を繰り返すことで膨張と収縮 による被膜の破壊につながり、発熱体の酸化と劣化が進行する。

## 3.1.4. 発熱体の温度制御

# (1) 目的

間接加熱装置発熱体温度(T10.13)が1170 ℃で一定となるよう電力を自動調整する温度制御の 期間において、他の9か所を含めたすべての発熱体温度のばらつきが小さいことを確認する。

## (2) 方法

間接加熱電力上昇プログラムに従って39kWまで電力上昇させた後、温度制御へ移行する。発熱体の温度指標である熱電対:間接加熱装置ユニットNo.1の発熱体温度(T10.13)を1170 ℃に制御した時、他の発熱体温度(T10.14~T10.22)のばらつきを確認する。

## (3) 結果

間接加熱装置発熱体の温度推移を図 3-4に示す。温度制御を実施した期間中、間接加熱装置発 熱体に設置した合計10か所の温度測定点の中で、指示値の最高はT10.15の1190 ℃、最低はT10.18 の1120 ℃であった。2号炉では間接加熱装置発熱体温度(T10.14~T10.22)の目標値が920~1220 ℃ だったので、今回の温度推移はその範囲内にある。また、2号炉による22-1CPにおいて、温度制御 を実施した期間中の間接加熱装置発熱体温度(T10.14~T10.22)は1120~1180 ℃の範囲であった ことから、今回の試験はこれと同程度である。よって、温度制御時の発熱体の温度指標である熱 電対:間接加熱装置発熱体温度(T10.13)を2号炉と同様に1170 ℃に制御することで、10か所の間 接加熱装置発熱体温度のばらつきを目標範囲内、かつ2号炉と同程度とできることを確認した。

## 3.1.5. 各電極間の通電確認

各電極間で通電ができることを確認する。加えて、通電時の各電極温度や、熱上げ試験開始から通電確認完了および通電開始までの所要時間を記録し、過去の2号炉における実績(22-1CP)と 比較することで3号炉の熱上げが2号炉と同様に実施できることを確認する。

## (1) 主電極間の通電確認

# a. 方法

主電極温度(T10.1、T10.3)が500 ℃以上<sup>10</sup>となった時点から、主電極(A)と主電極(B)の間(以下、主電極間)の実効電圧(Ev10.1)を150 V<sup>10</sup>、120 V、あるいは、90 Vの順に一定値で印加状態とする。それぞれの電圧で主電極間の実効電流(Ei10.1)が20 A以上流れることを以て通電確認完了とする。その際の主電極温度(T10.1、T10.3)と熱上げ開始からの経過時間を確認する。

さらに、主電極温度(T10.1、T10.3)が590 ℃程度まで上昇後、制御方式を実効電圧一定から有 効電力一定に切り替え、電力上昇プログラムに基づいて主電極間電力を上昇させる段階に移行す る(詳細は付録 Dを参照)。これを以て通電開始とする。今回の試験では、熱上げ開始から通電開 始までの経過時間を確認している。なお、上記の手順で熱上げを行ったにもかかわらず、主電極 温度上昇が鈍い場合は、間接加熱電力も上昇させる。

<sup>&</sup>lt;sup>10</sup> 2号炉の22-1CP実績(主電極温度T10.1:約520 ℃、T10.3:約530 ℃、主電極間電圧Ev10.1:140 V)と3号炉の作 動試験実績(主電極温度T10.1:約530 ℃、T10.3:約530 ℃、主電極間電圧Ev10.1:150 V)を基に設定。

## b. 結果

主電極間の通電確認における実効電流、実効電圧、有効電力および主電極(A)、(B)50mm控え温度の推移を図 3-5に示す。通電確認は図 3-5(a)に①、②、③で示した時点でそれぞれ実施しており、その時の主電極間電圧、主電極温度、熱上げ開始からの経過時間を表 3-2に示す。通電が確認された時の主電極温度が2号炉よりも低い理由は、Loレベル液位を基準に2号炉と3号炉の主電極構造を比べると(図 2-6)、3号炉は温度計が80mm低い位置にあり、高温な液面から離れているためと考えられる。

通電開始時の電圧、電力を図 3-5(b)と(c)に、それぞれ、④、⑤で示した。そのときの主電極温 度、熱上げ開始からの経過時間を表 3-3に示す。熱上げ開始から主電極間通電開始までに要した 時間は194 h(約8.1日)と、2号炉の22-1CPの196 h(約8.2日)と同程度であった。

以上のことから、熱上げ開始から主電極間通電開始までの3号炉の熱上げは2号炉と同様に実施 できることを確認した。

#### (2) 主電極 - コモンプローブ間の通電確認

#### a. 方法

コモンプローブ温度T10.9(以下、コモン温度)が550℃以上となった時点で、主電極(A)-コモン プローブ間(以下、主コモン間)を電圧制御で実効電圧(Ev10.5)150Vの印加状態<sup>11</sup>とし、主コモ ン間電流(Ei10.5)が5A以上流れることを以て通電確認完了とする。その際のコモン温度、熱上 げ開始からの経過時間を確認する。その後、主コモン間電流が10A流れるようになった時点で一 度通電を切り、電圧制御から電流制御へ切り替えて10A一定の通電状態とする。これを以て通電 開始とする。主電極間の通電確認の場合と同様、熱上げから通電開始までの時間を確認する。

通電開始後は、25Aまで段階的に電流を上げる。

## b. 結果

通電確認時の実効電流、実効電圧、有効電力および温度推移を図 3-6に示す。当初の計画では主 コモン間通電を電圧制御で150 Vまで上昇させる予定だったが、コモン温度が550 ℃以上となった 時点から主コモン間電圧を100 Vまで上昇させる過程で、電力盤LP21.1(8)(図 2-15参照)の制御ユ ニットが過電流を検知して通電が停止した<sup>12</sup>。このため、ガラスの抵抗が下がり通電が安定する状 態(コモン温度が600 ℃程度となる状態)まで主コモン間電圧を90 Vで保持した。600 ℃到達後、

<sup>&</sup>lt;sup>11</sup> 2号炉の22-1CPでは、コモン温度(T10.9)が約840 ℃の場合に主コモン間電流(Ei10.5)を25 A通電するのに必要な主コモン間電圧(Ev10.5)は45 Vであったのに対し、3号炉作動試験ではレベラー槽の構造変更によって約105 Vと2倍強必要になっているため、22-1CPでの通電確認の実績(70 Vで5 A通電)より150 Vに設定する。以下に、2号炉の22-1CPと3号炉作動試験での通電確認の実績を示す。2号炉の22-1CP実績(コモン温度T10.9:約590 ℃、主コモン間電圧Ev10.5:70 V)、3号炉作動試験実績(コモン温度T10.9:約610 ℃、主コモン間電圧Ev10.5:100 V)。

<sup>&</sup>lt;sup>12</sup> 熱上げ時の過電流は、溶融槽のカレットが溶けてレベラー槽へ流れ込み、コモンプローブに接触して主コモン 間の通電経路が形成された時、瞬間的に電気抵抗が下がって起きると考えられており、過去の溶融炉でもしばし ば発生している。ガラスの比抵抗が温度に対して指数関数の関係にあるため、対流が無いガラス中にひとたび通 電経路が形成されると、その経路上が加熱されて抵抗が下がり、さらに電流が流れる。原理的には、この電流増加 の時間スケールが運転制御盤によるPID制御(実効電流、実効電圧、あるいは、有効電力の調節)の時定数よりも 短い場合、過電流となる。過電流はごく短時間の現象なため、サンプリング周期1分間のデータをプロットした図 3-6のグラフでは電流・電圧のピークを捉えられていない。

主コモン間電圧を120 Vまで上昇させたところ、主コモン間電流が5 A流れることを確認した(図 3-6 ①)。その際の主コモン間電圧、コモン温度、熱上げ開始からの経過時間を表 3-4に示す。主 コモン間は、2号炉の22-1CPより約10℃高いコモン温度601 ℃で通電確認を完了した。

引き続き、主コモン間通電を120 Vとし主コモン間電流が10 A流れることを確認した(図 3-6 ②) ことから、電圧制御から電流制御へ切り替えて10 A通電したところ、再び制御ユニットが過電流 を検知した。そのため、電圧制御に戻して100 Vで保持し(図 3-6 ③)、コモン温度が上昇するま で待機した。コモン温度が690 ℃程度まで上昇した時点で10 A通電できることを確認した(図 3-6 ④)。その後も電流制御にて電流値を上昇させる際に、100V付近に達すると制御ユニットで過電流 が発生したことから、当初予定していた25 Aまで電流制御で段階的に上昇させる方法を変更し、 電圧制御で90 Vに保持して待機した(図 3-6 ⑤)。主コモン間電流が23 A (コモン温度886 ℃) へ 到達した際に95Vへ上昇させたところ、過電流が発生すること無く25A流れるようになったため、 電流制御に切り替えて主コモン間通電を開始した(図 3-6 ⑥)。

## c. 評価

通電開始時のコモン温度、熱上げ開始からの経過時間を表 3-5に示す。2号炉22-1CPと比べると、 熱上げ開始から通電開始までは47h増加し、通電開始時のコモン温度は272℃高くなった。これは、 3号炉の構造変更に伴うレベラー槽の容積の増加により主コモン間の通電経路が長くなった(図 C-2 を参照)ことで、溶融槽のガラスカレットが溶けてスロート部を通ってレベラー槽へ流入す る過程でガラス温度(抵抗)の変化の影響を受けやすくなったためと考えられる。これにより、 抵抗値の低い高温のガラスがレベラー槽へ流入し、安定した通電状態となるためには2号炉よりも コモン温度を高くする必要が生じたと考えられる。

3号炉で主コモン間通電ができるまでには、2号炉よりも時間がかかり、コモン温度はより高い 必要があるが、レベラー槽のガラスが十分に溶融すれば3号炉でも安定した通電が可能である。3 号炉では、通電確認後、コモン温度が約880℃になるまで電圧制御で約90Vを保持し、その後に電 流制御に切り替えることで過電流を発生させること無く通電が開始可能である。

# (3) 補助電極間の通電確認

## a. 方法

補助電極温度(T10.5、T10.7)が550 ℃以上となった時点から、補助電極(A)と補助電極(B)の間(以下、補助電極間)を電圧制御で実効電圧(Ev10.2)90 Vの印加状態<sup>13</sup>とし、補助電極間電流(Ei10.2)が5 A以上流れることを以て通電確認完了とする。その際の補助電極温度(T10.5、T10.7)、熱上げ開始からの経過時間を確認する。

その後、補助電極間電流が10 A流れるようになった時点で一度通電を切り、電圧制御から電流 制御へ切り替えて10A一定の通電状態とする。これを以て通電開始とする。上記(1)、(2)と同様に、 熱上げから通電開始までの時間を確認する。

<sup>&</sup>lt;sup>13</sup> 2号炉の22-1CP実績(補助電極温度T10.5:約595 ℃、T10.7:約580 ℃、補助電極間電圧Ev10.2:86 V)と3号炉 作動試験実績(補助電極温度T10.5:約640 ℃、T10.7:約620 ℃、補助電極間電圧Ev10.2:90 V)を基に設定。

### b. 結果

補助電極間の実効電圧、実効電流、有効電力および補助電極(A)、(B)50mm控え温度の推移を図 3-7に示す。当初計画では、補助電極間通電盤LP21.1(6)タップ切替の方式は2号炉と同様に『自動』<sup>14</sup> で通電しようとしたが(第2.2節(1)および図 2-15を参照)、図 3-7 ①の箇所で自動的なタップ切替 が頻発した。この原因としては、3号炉の炉底形状変更に伴いスロート部と補助電極(A)が2号炉に 比べ近くなったことで、補助電極間通電と主コモン間通電の干渉が生じるようになったことが考 えられる。このためタップ切替の方式を『手動300 V』<sup>15</sup>に変更したところ、安定して通電するこ とができた。

図 3-7 ②の時点で補助電極間の電流が5 Aに到達し通電確認ができた。このときの補助電極間 電圧、補助電極温度、熱上げ開始からの経過時間を表 3-6に示す。3号炉における補助電極間の通 電確認では、2号炉の22-1CPと同様に補助電極温度が600 ℃付近で確認を完了することとなった。 その後も補助電極間電圧を90 Vに維持して加熱を続けることで、補助電極温度が630~640 ℃程度 の時点で10 Aを通電することができた(図 3-7 ③)。

図 3-7 ④の時点で電流制御に切り替え、通電開始とした。この時の補助電極温度、熱上げ開始からの経過時間を表 3-7に示す。熱上げ開始から通電開始までに要した時間は256hとなり、2号炉の22-1CPの結果である250hと同程度で、補助電極間通電開始条件は2号炉の22-1CPと同程度であった。その後は、段階的に(10→20→30→40→50A)に電流を上昇させ、炉底低温運転(補助電極温度T10.5:820±5℃コントロール)へ移行した。

#### (4) 主電極 - 底部電極間の通電確認

#### a. 方法

底部電極温度(T10.11)が500 ℃以上<sup>16</sup>となった時点から、主電極(B)と底部電極の間(以下、主 底間)を電圧制御で実効電圧(Ev10.4)90 V、あるいは、60 Vの順に印加状態<sup>16</sup>とし、主底間電流 (Ei10.4)が5 A以上流れることを以て通電確認完了とする。その際の底部電極温度(T10.11)、熱 上げ開始からの経過時間をそれぞれ確認する。

### b. 結果

主底間の実効電流、実効電圧、有効電力および底部電極温度の推移を図 3-8に示す。熱上げ開始から260時間後に主底間通電電力盤LP21.1(7)の電源を入れた(図 3-8 ①)が、その時点ですでに主電極間通電や補助電極間通電の分圧がかかっているため、主底間には実効電圧が計測されている。

底部電極温度が500 ℃到達後、電圧制御で主底間を90 Vに保持し電流を5 A通電できた(図 3-8 ②)。この際、底部電極温度は533 ℃であった。その後、主底間を60 Vへ変更し、底部電極温度が

<sup>&</sup>lt;sup>14</sup> 負荷抵抗値に応じ、制御対象である実効電流、実効電圧、あるいは、有効電力が所定の設定目標値に達するの に適したトランスの1次/2次変圧比となるよう、自動的にタップを切り替える設定。タップの切り替えは、サイリ スタの点弧角が上限/下限に達して数秒間経過すると出力電圧の上げ/下げ動作が行われる。

<sup>&</sup>lt;sup>15</sup> 出力電圧の実効値が最大300 Vであるタップに固定する設定。

<sup>&</sup>lt;sup>16</sup> 2号炉の22-1CP実績(底部電極温度T10.11:約580℃、主底間電圧Ev10.4:38V)と3号炉作動試験実績(底部電 極温度T10.11:約505℃、主底間電圧Ev10.4:100V)を基に設定。

576 ℃となった時点で5 Aの通電を確認した(図 3-8 ③)。主底間電圧、底部電極温度、熱上げ開始からの経過時間を表 3-8に示す。

2号炉の22-1CPの実績と比較すると主底間電圧は20~50V程度高いが、通電確認までの時間は概 ね同程度である。主底間電圧が高くなった要因としては、比較対象とした2号炉による22-1CPでは すでに炉底に白金族元素が堆積していたことに加え、炉底形状の変更により主電極間通電や補助 電極間通電の分圧が主底間通電に与える影響が2号炉よりも大きくなったためである。実際、2号 炉による04-1CPの際には、主底間通電開始前の時点で主底間電圧20Vを計測しており、今回の運 転条件確認試験における同様の時点における値(図 3-8 ①、主底間電圧38V)よりも低い。

### 3.1.6. 主電極冷却空気流量

## (1) 目的

高温のガラスに接する主電極の侵食を抑えるため、電極内に空気を送り主電極を冷却<sup>17</sup>し、主電 極温度を2号炉22-1CPと同様の目標範囲である800~850 ℃に保つ。この目標温度範囲に保つため に必要となる冷却空気流量を確認する。

### (2) 方法

冷却空気の供給は、主電極(A)と(B)の50 mm控え温度(T10.1、T10.3)が800 ℃に到達後、現場 に設置されている主電極冷却空気の流量計(F801、F808)を確認しつつニードル弁の開閉で調整 する。流量計と弁は主電極(A)、(B)にそれぞれ設置しており個別に調整可能だが、TVF固化セルで 行うホット運転の際は個別に調整できないので、今回は二つの流量計(F801とF808)がともに同 じ指示値になるよう設定する。

冷却開始から20分間は、2号炉の22-1CPの運転実績と同様のタイミングで冷却空気流量を調整し、 それ以降は主電極温度(T10.1、T10.3)を確認しつつ流量を調整する。2号炉における熱上げ時の 主電極温度(T10.1、T10.3)の目標値範囲は800~850 ℃だったことから、同様の温度範囲に制御 した際の冷却空気流量を確認する。これまでの運転経験から、空気流量を変更すると主電極温度 が落ち着くまで時間がかかることが分かっているため、変更は約30分毎に1回あたり2.5 Nm<sup>3</sup>/hずつ 調整する。

#### (3) 結果

主電極冷却空気流量を調整する際の流量と温度の推移を図 3-9に示す。主電極温度(T10.1)が 800 ℃到達後、主電極冷却空気流量を表 B-2に示すように流量調整したところ、冷却開始から1.2 hで主電極温度が約680 ℃まで低下した(図 3-9 ①)。続いて、主電極冷却空気流量を15.0 Nm<sup>3</sup>/hか ら10.0 Nm<sup>3</sup>/hへ下げると徐々に主電極温度が上昇し、流量を下げてから6.3 時間で820 ℃に達した (図 3-9 ②)。その後は、溶融ガラス温度測定用の熱電対(詳細は第3.3.2項で述べる)を挿入する などのために主電極間通電を停止した影響で一時的に800 ℃を下回ることはあるものの、冷却開 始から7.5 h以降は主電極冷却空気流量を12.5~15.0 Nm<sup>3</sup>/hにて制御することで、主電極温度(T10.1、 T10.3)を800~850 ℃程度の範囲内に制御できることが確認できた(図 3-9 ④)。

<sup>&</sup>lt;sup>17</sup> 運転条件確認試験の主電極冷却は、室外のコンプレッサにより、圧縮した空気を主電極配管内に供給している。 固化セル内の溶融炉は、ブロワにより主電極配管内を負圧にすることで固化セル内の空気を流入させている。

### 3.1.7. ガラスカレット投入量

熱上げ完了後のガラス液位は、主電極が露出せず、かつ、Lo-ONを検知する液位よりも低い位置 にある状態が適切である。理由は以下のとおりである。

- ガラスカレットの投入量が少なく、主電極が露出した場合、通電面積が少ない状態で主電極 間を通電することになり、電極保護のために設定された表面電流密度の上限を超える可能 性がある。
- ② ガラスカレットの投入量が多く、原料供給開始前からガラス液位がLo-ON状態にある場合、 原料供給開始後にガラス液位Lo-ONを検知できず、流下開始予定時刻や炉底加熱開始予定時 刻を決定するための起点であるHi-ON予想時刻を予想しづらくなる。

TVFの溶融炉では主電極がガラスから露出しないよう、主電極上端から10 mm上(Loレベルプ ローブ下端から20 mm下)の位置を液位の下限(Lレベル)と定めている(図 2-9を参照)。1100 ℃ の溶融ガラス密度と溶融炉の容積から、Lレベル相当のガラス保有量は606 kg(2号炉は571 kg)と 見積もられる(付録 Cを参照)ため、溶融炉へガラスカレットを606 kg投入した上で実際に熱上 げを行い、熱上げ完了時点で液位がLレベルになるかを確認する。

#### (1) 目的

ガラスカレット投入量606kgが、熱上げ完了時にガラス液位Lレベルに相当することを確認する。

## (2) 方法

熱上げ完了後に主コモン間の通電を止め、接触針式液面計管台からレベラー槽へ仮設ガラス液 位測定棒を挿入する。測定棒とレベラー槽上部から挿入する状況を図 3-10に示す。レベラー槽へ 挿入して測定棒の先端に付着するガラスの長さを測定し、その長さを測定棒の長さから差し引く ことで、管台から溶融ガラス液面までの高低差を測定する。これを5回行い、その平均値を測定値 として算出する。

管台の上面とLレベルの高低差は設計値で1370 mmとなっているため、測定棒のストッパから下端までの長さを、1370 mmに30 mmを加えた1400 mmに調整しておく。液位の許容範囲については1370 mmに対して主電極上端が露出しない範囲として、大きくとも+10mm(主電極上端高さ)、小さくとも-20 mm(Lowプローブ下端高さ)の余裕があるが、ここでは保守的に1370±5 mmとする。この範囲を逸脱した場合は以下の処置を行う。

- ① ガラス液位が低い場合は、図 C-1を参照してLレベルまでの不足分のガラスカレットを追加投入する。また次回以降の運転で投入するガラスカレットの量は、606 kgに不足分を追加する。
- ② ガラス液位が高くLo-ONしていた場合は、図 C-1を参照してLレベルから現時点の液位までの 過剰分の重量を求め、次回以降の運転で投入するガラスカレットの量は606 kgから過剰分を減 じる。さらに、炉底加熱開始予定時刻を決定するために必要なHi-ON予想時刻を算出するため、 図 C-1を参照して、現時点の液位からHi-ONまでのガラス重量を求めた上で、ガラス製造速度 で除してHi-ONまでに要する時間を求める。

### (3) 結果

測定結果を表 3-9に示す。判定基準である1370±5 mmを満足することを確認した。また、ガラス カレット投入量とガラス液位が概ね一致した(ズレ量:ガラス液位で3~4 mm、ガラス重量で5~ 6 kg程度)。以上より、TVFにおける運転開始時のガラスカレット投入量として606 kgは妥当である。

目標電力	電力	上昇速度	継続時間
$0\sim 4 \mathrm{kW}$	1	kW/min	4分
4 kW	0	kW/h	6時間36分
$4\sim 12 \text{ kW}$	0.6	kW/h	13時間20分
12 kW	0	kW/h	10時間00分
$12\sim 30 \mathrm{kW}$	0.9	kW/h	20時間00分
30 kW	0	kW/h	24時間00分
$30\sim$ 39 kW	0.9	kW/h	10時間00分
39 kW	0	kW/h	温度制御移行まで

表 3-1 間接加熱電力上昇プログラムの設定

表 3-2 主電極間通電確認時の主電極間電圧、主電極温度、熱上げ開始からの経過時間

溶融炉の運転	主電極間電圧	主電極温度	熱上げ開始からの
	Ev10.1 [V]	T10.1, T10.3 [°C]	経過時間 [h]
3号炉 運転条件確認試験	150	506, 501	180
	120	514, 508	181
	90	546, 541	188
2号炉 22-1CP(参考)	140	522, 533	188

表 3-3 主電極間通電開始時の主電極温度、熱上げ開始からの経過時間

溶融炉の運転	主電極温度	熱上げ開始からの
	T10.1, T10.3 [°C]	経過時間 [h]
3号炉 運転条件確認試験	588, 581	194
2号炉 22-1CP(参考)	585, 588	196

表 3-4 主コモン間通電確認時の主コモン間電圧、コモン温度、熱上げ開始からの経過時間

溶融炉の運転	主コモン間電圧	コモン温度	熱上げ開始からの
	Ev10.5 [V]	T10.9 [°C]	経過時間 [h]
3号炉 運転条件確認試験	120	601	227
2号炉 22-1CP(参考)	70	約590	232

溶融炉の運転	コモン温度	熱上げ開始からの
	T10.9 [°C]	経過時間 [h]
3号炉 運転条件確認試験	890	284
2号炉 22-1CP(参考)	618	237

表 3-5 主コモン間通電開始時のコモン温度、熱上げ開始からの経過時間

表 3-6 補助電極間通電確認時の補助電極間電圧、補助電極温度、熱上げ開始からの経過時間

溶融炉の運転	補助電極間電圧	補助電極温度	熱上げ開始からの
	Ev10.2 [V]	T10.5, T10.7 [°C]	経過時間 [h]
3号炉 運転条件確認試験	90	618, 616	254
2号炉 22-1CP(参考)	86	595, 580	248

表 3-7 補助電極間通電開始時の補助電極温度、熱上げ開始からの経過時間

溶融炉の運転	補助電極温度	熱上げ開始からの
	T10.5, T10.7 [°C]	経過時間 [h]
3号炉 運転条件確認試験	642, 639	256
2号炉 22-1CP(参考)	644, 628	250

表 3-8 主底間通電確認時の電圧、底部電極温度、熱上げ開始からの経過時間

溶融炉の運転	主底間電圧	底部電極温度	熱上げ開始からの
	Ev10.4 [V]	T10.11 [°C]	経過時間 [h]
3号炉 運転条件確認試験	90	533	264
	60	576	269
2号炉 22-1CP(参考)	38	約580	261

表 3-9 ガラス液位測定結果(熱上げ完了後のLレベル)

底部電極上端からの高さ		接触針式液面計管台からの距離	
[mm]		[ <b>m</b> m]	
設計値	計測値	設計値	計測値 (5回の平均)
650	646.4	1370	1373.6







- 底部電極を冷却した空気は、溶融炉周辺の配管を通って炉内の気相部へ流入し、溶融炉上 部の廃気配管から排出される。そのため、底部電極温度が低下するのと同時に気相部温度 は低下している。また、ガラス温度測定用熱電対は、溶融ガラスに挿入する前の気相部に 待機している状態であったため、気相部温度と同様に温度が低下した。
- ② 底部電極冷却空気流量の動作確認のため、冷却空気を流したことにより、一時的に底部電 極温度が低下した。
- ③ 主電極(A)温度(T10.1) が 800 ℃に到達したことから、主電極冷却空気を流した。2 号炉の 22-1CP と同様のタイミングで流量を上昇させたが、主電極の構造変更による、熱電対位置 が冷却流路に近づいた影響等により、大きく温度が低下する結果となった。





※ホット運転で使用する電力盤は最大出力の約3%以下の範囲では出力調整ができないため、 それに合わせて、今回の試験では熱上げ開始時の間接加熱電力を4kWに設定した。

図 3-3 熱上げ時の昇温速度



間接加熱装置の温度制御期間において、最高温度はT10.15:約1190℃、最低温度はT10.18:約 1120℃となり、間接加熱装置発熱体温度(T10.13~T10.22)が920℃~1220℃の範囲に制御で きることを確認した。

図 3-4 間接加熱装置の発熱体温度



③ Ev10.1:90 V、Ei10.1:20 A、T10.1:546 ℃、T10.3:541 ℃、熱上げ開始から188 h

④ 主電極間通電開始のため Ev10.1:100 V→0 V とした。

```
⑤ 主電極間電力上昇プログラム起動、T10.1:588 ℃、T10.3:581 ℃、熱上げ開始から194h
```

図 3-5 主電極間通電確認時の電流・電圧・電力・温度の推移



図 3-6 主コモン間通電確認時の温度・電力・電圧・電流の推移



図 3-7 補助電極間通電確認時の温度・電力・電圧・電流の推移



図 3-8 主底間通電確認時の温度・電力・電圧・電流の推移



① 冷却開始から75分で680 ℃へ低下

② 15.0 Nm<sup>3</sup>/hから10.0 Nm<sup>3</sup>/hまで減少させたところ、徐々に主電極温度が820 ℃程度まで上昇

③ 溶融ガラス温度測定用熱電対の挿入操作などのため、主電極間通電を停止

④ 主電極温度(T10.1とT10.3)を目標温度範囲である800~850 ℃の範囲に制御できることを確認した。この時の主電極冷却空気流量は、12.5 Nm<sup>3</sup>/h~15.0 Nm<sup>3</sup>/hの範囲で調整した。

図 3-9 熱上げ中の主電極冷却空気流量と主電極温度の推移

(a) 液位測定時の挿入状態



(b) 仮設ガラス液位測定棒



図 3-10 仮設ガラス液位測定棒のレベラー槽への挿入位置

### 3.2. 水供給試験

過去の試験において、原料供給開始時に気相部温度が高い場合、廃液に含まれる揮発性元素が 溶融ガラスに溶け込む前に揮発し、オフガス配管内に付着し閉塞につながることが判明している。 そのため、原料供給開始前に溶融ガラス液面へ水を供給し、熱上げで約900℃まで上昇する気相部 温度を500℃程度まで低下させることで、原料供給時に起こる廃液の蒸発を抑え、かつ、液面から 生じる揮発性元素の放出を抑える。これと同時に、主電極温度が低下しすぎないよう、主電極冷 却空気流量を調整して主電極温度は700~850℃に調整する必要がある。

3号炉は炉底形状が2号炉と異なるため、水供給による気相部の温度低下傾向が2号炉とは異なる 可能性がある。また、炉内への水供給は、ガラス温度、補助電極温度にも影響を及ぼすため、気 相部温度と合わせて温度低下傾向を確認する必要がある。炉内構造の変更に伴い、主電極の冷却 チャネルの構造も変更していることから、主電極冷却空気の流量と主電極温度の低下傾向も確認 する必要がある。

#### (1) 目的

3号炉への水供給速度に対する炉内気相部の温度低下傾向、冷却空気流量に対する主電極温度の 変化傾向、ガラス温度、補助電極温度を取得し、過去の運転実績と比較することで、3号炉が2号 炉と同等の条件で運転が可能であることを確認する。

### (2) 方法

溶融炉への水供給ラインを図 3-11に示す。ドラム缶に水を張り、チューブホース、チューブポ ンプ、フレキホース、カプラを用いてドラム缶と溶融炉の水供給ノズルをつなぐことで水供給ラ インを整備した。供給する水には、溶融炉構造物の腐食防止を目的に純水を用いた。また、主電 極50 mm控え温度(T10.1、T10.3)を700 ℃から850 ℃に制御するための主電極冷却空気流量を確 認するため、主電極温度(T10.1、T10.3)を監視しつつ、主電極冷却空気流量(F801、F808)を適 宜調整する。希釈空気流量は主電極冷却空気流量の0.4倍に設定する。

水供給試験における試験フローを図 3-12に示す。水供給試験では、2号炉22-1CPの運転実績を 基に水供給を行い、24時間程度で気相部温度(T10.23)が原料供給開始条件の500℃程度まで下げ られることを確認する。さらにガラス温度(T10.27)と補助電極50 mm控え温度(T10.5、T10.7) を測定し、温度変化率を22-1CPと比較する。

#### (3) 結果

図 3-13に水供給開始から終了までの気相部温度の変化と水供給速度を示す。水供給は11/13 14:00から翌日11/1413:11にかけて実施した。なお、図 3-13に示す水供給速度はチューブポンプの 設定値を事前に作成した検量線<sup>18</sup>で較正して求めた流量である。また、水供給開始時刻から1 hお きにドラム缶内の液位を計測して作成したグラフを図 E-1に示す。

水供給開始から8時間、22-1CPと同程度の流量(10.0~20.5 L/h)で水を供給したところ、気相部の温度変化率は18.3 ℃/hとなり、22-1CPにおける温度変化率(20.4 ℃/h)と大きな乖離が無いことを確認した。続いて、過去の運転(22-1CP)と同様に水供給開始後24時間で気相部温度を500 ℃程

<sup>18</sup> ドラム缶内の底面から液面までの高さと水量の関係から作製した検量線。

度まで低下させることを目的に、水供給速度を段階的に上昇させ、最大35.0 L/hで水供給を行うことで、水供給開始から約23時間後に気相部温度が500 ℃程度まで低下することを確認した。

次に、水供給運転中の主電極温度と主電極冷却空気流量の関係を図 3-14に示す。ここでは、主 電極(A)と(B)への冷却空気流量は同一とし、流量を変更する場合は一電極あたり2.5 Nm<sup>3</sup>/hずつ調 整することとした。水供給開始直後の主電極冷却空気流量は一電極あたり15 Nm<sup>3</sup>/hであったが、 主電極温度の低下が見られたため、水供給開始からおよそ1時間経過後に12.5 Nm<sup>3</sup>/hに変更した。 流量調整直後、主電極温度は約20℃上昇したものの、再び低下傾向となったため、水供給開始か ら約6時間経過後に12.5 Nm<sup>3</sup>/hから10.0 Nm<sup>3</sup>/hに調整した。その後、主電極温度は一時的に上昇した ものの、再度低下傾向となり、水供給開始から18時間後に10.0 Nm<sup>3</sup>/hから7.5 Nm<sup>3</sup>/hに変更すること で、主電極温度を700~850 ℃の範囲に調整できた。なお、主電極(A)に対し、主電極(B)の温度が 低い要因は、水供給位置が主電極(A)と(B)の間の中間よりも、主電極(B)側に設置されているため と考えられる。

図 3-15に運転条件確認試験と2号炉22-1CPのガラス温度、補助電極温度の変化を示す。補助電 極温度については、水供給期間中の補助電極(A)と(B)の温度は820℃と810℃付近で推移しており、 2号炉で直近の熱上げ(22-1CP)時の実績(補助電極(A)820℃、(B):810℃)と同様であること を確認した。一方、ガラス温度は水供給により約1080℃から約410℃まで低下しており、22-1CP における実績(約910℃から約800℃まで低下)よりも大きな温度低下が見られたが、熱上げ後の カートリッジ供給によりガラス温度は回復し、温度調整を行えることを確認した(図 B-1を参照)。







図 3-12 水供給試験における試験フロー



図 3-13 水供給中の気相部温度と供給速度



図 3-14 水供給中の主電極温度と主電極冷却空気流量の関係



図 3-15 水供給中の補助電極温度とガラス溶融温度の比較

### 3.3. 模擬廃液供給試験

水供給試験に続いて、溶融炉へ模擬廃液を含浸したカートリッジを供給し、ガラスを製造する 模擬廃液供給試験へ移行した。ガラス原料と廃液を連続的に供給して溶融する定常運転中は、主 電極間通電の有効電力(Ew10.1)を39kWに固定する。この条件下で、溶融炉の各所で計測する温 度を目標の範囲に収めるため、運転パラメータを調整する。定常運転では、ガラス固化体1本分の ガラスを溶融・流下するプロセス(1バッチ)の間に溶融炉の状態を次に示す順で変化させる。

① 炉底低温

溶融槽上部のガラスを1100~1250 ℃の範囲に保ちガラスを溶融する一方で、白金族元素粒子の沈降速度を抑えるため、溶融槽下部を約850 ℃に調整する。

- ② 炉底加熱 流下に備えてガラスの粘性を下げるため、補助電極(A)-補助電極(B)間と主電極(B)-底部電 極間のジュール加熱を強め、溶融槽下部の温度を高める。
- ③ 流下 固化体容器へ溶融ガラスを約300 kg流下する。
- ④ 底部電極冷却

底部電極内部に冷却空気を流し、炉底付近の温度を下げる。

最初の8バッチは、低模擬廃液を含浸したカートリッジを溶融炉へ供給する低模擬試験を行った (カートリッジへの模擬廃液含浸作業と炉内への供給方法は付録 Aを参照)。低模擬試験では、白 金族元素の沈降・堆積に起因する主電極間抵抗やガラス粘性の変化が生じないため、バッチ毎で 温度推移の再現性が高いという利点があり、この間に3号炉用の運転パラメータ(主電極間電力、 流下ノズル加熱電力、炉底低温運転条件、炉底加熱条件など)を調整した。この運転パラメータ を基準に、引き続き高模擬廃液を供給する8バッチの高模擬試験を実施し、白金族元素の影響も考 慮して運転パラメータをさらに調整した。模擬廃液供給試験における試験フローを図 3-16に示す。

バッチ毎の所要時間や供給速度、製造速度などの運転実績は表 B-1のとおりである。低模擬試験では1バッチあたり48時間とした<sup>19</sup>。高模擬試験での1バッチあたりの時間は、TVFにおけるホット運転に合わせて46時間とした。

## 3.3.1. 供給と溶融のバランス

TVFのホット運転では1バッチあたり46時間を基準に運転しており、この間にガラス固化体1本 分に相当する300kgのガラスを製造するため、ガラス製造速度は6.50kg/hを目標に原料供給速度や ジュール加熱を調整し運転する。LFCM型の溶融炉では、ガラス製造速度は溶融表面積に比例する ことが経験的に分かっており、2号炉と3号炉は溶融表面積が同じとなるよう設計しているため、 同等の製造速度が期待される。ただし、築炉に使用した材料の幾つかは熱伝導率が高いものへ変 更しており、断熱性の違いから、所定のガラス製造速度を得るためには加熱や冷却に係る運転パ ラメータの調整が必要である。溶融炉を安定的に運転するためには、ガラス原料の供給と溶融が

<sup>&</sup>lt;sup>19</sup> TVFにおけるホット運転では1バッチあたり46時間を基本としているが、低模擬試験では運転する者が熟練者からのアドバイスを受けながら運転操作に習熟できるよう、比較的複雑な操作を必要とする流下の時間帯が、毎回日勤者の勤務時間帯に重なるようにするためである。

均衡し、仮焼層の厚さがほぼ一定に保たれている必要がある。この状態を達成するための条件を 確認する。

## (1) 方法

溶融槽の上部側壁には気相部温度計(T10.23)が設置されており(図 3-17赤)、この温度指示値 は、炉内気相部との熱伝達や側壁との熱伝導、溶融ガラス液面や炉壁面からの輻射を反映する特 性がある。このため、定常運転中に仮焼層が厚くなると溶融ガラス液面からの輻射が減少して指 示値が低下し、薄くなるとその逆になる。2号炉の実績から、定常運転1バッチ中の気相部温度推 移が300~400℃の範囲に収まった際に安定した運転が維持されることが分かっている。そこで今 回の試験では、気相部温度の目標範囲を300~400℃に設定した。気相部温度が目標範囲に入るこ とにより仮焼層が安定した厚さに保たれ、原料の供給と溶融のバランスが適正となることを確認 する。

主電極間の有効電力(Ew10.1)を39kWに固定した上で、ガラス製造速度を低模擬試験では6.00 ~6.50 kg/h、高模擬試験では6.50 kg/hでバッチ毎に一定を保つ(表 B-1参照)ことで、熱上げの影 響が残って気相部温度が高い低模擬1バッチ目を除き、定常運転中に気相部温度(T10.23)が目標 温度範囲300~400 ℃程度に収まることを確認する。

### (2) 結果

定常運転時の気相部温度を図 3-18に緑の線で示す。灰色の背景は原料供給を停止した期間を表 している。低模擬と高模擬の各バッチで気相部温度が約340~390℃となり、目標の300~400℃に 収まることを確認できた。定常運転中の気相部温度は1バッチの間に変動があり、その傾向は概ね、 流下が近づくにつれて徐々に温度が低下し、流下すると温度が上昇するものである。流下時に温 度が上昇する原因は、液位が下がることで側壁の接液部が露出して気相部へ放射される熱が増え ること、主電極間の加熱電力一定のままガラス保有量が減って発熱密度が高まり仮焼層の溶融が 進むことと考えられる。

高模擬試験の6バッチ目で気相部温度(T10.23)が約500℃、7バッチ目で約440℃まで上昇しているが、これは、原料供給器のゲート弁にカートリッジが詰まり、一時的に原料を供給できず仮焼層が薄くなり、液面から気相部への放熱が強まったためである。原料供給再開後は温度が低下し、300~400℃の範囲内を推移していることから、仮焼層の厚さを安定して維持でき、溶融炉の原料溶融性能に問題は無いことを確認した。

#### (3) 低模擬試験と高模擬試験の比較

図 3-19に、高模擬試験と低模擬試験それぞれのHi-ON時<sup>20</sup>の気相部温度の出現頻度分布を示す。 バッチの途中に原料供給停止が発生した高模擬6~8バッチ目は除外し、気相部温度が定常運転中 の一般的な推移を経るものだけで比較している。サンプル数が合計で13バッチ分と少ないが、そ のなかで比較する限りでは、高模擬試験の気相部温度は低模擬試験に比べて低かった。

<sup>&</sup>lt;sup>20</sup> ガラス液位の変化に伴い、溶融ガラスに熱せられた側壁から気相部へ放射される熱が変化して気相部温度に影響を与えるため、定まった液位での温度を基準にバッチ毎の比較をしている。ここでは、気相部の温度推移が比較的ゆるやかになるHi-ON時の値を抽出した。ガラス液位検知については第2.1節(6)(p.8)を参照。

低模擬8バッチ目(11/2914:00)と高模擬3バッチ目(12/0509:59)の溶融ガラス鉛直温度分布(詳細は第4.1節)を図 3-20に示した。二つのバッチは、ともに主電極冷却空気流量27.5 Nm<sup>3</sup>/hで運転しており、Lo-ON以降の原料供給時間とガラス製造速度から見積もったガラス積算量が129.3 kg時点のものである。この図からは、温度は高模擬試験の方が高いことが分かる。このようになる原因としては、次の2つが考えられる。

### a. 仮焼層の厚さ

ガラス製造速度は高模擬試験の方が速く設定しているため(表 B-1参照)、仮焼層が厚くなって 保温性が高まっている可能性がある。実際、図 3-19から分かるように、高模擬試験における気相 部温度は全体のうち低い範囲にあり、低模擬試験の方が液面からの放熱が大きいことが示唆され る。図 3-18でHi-ON時の気相部温度を、同じ主電極冷却空気流量で運転したバッチどうしで比べ ると、低模擬8バッチ目は360℃、高模擬3バッチ目は327℃である(図 3-18 ①)。

#### b. 溶融ガラスと炉壁の熱伝達

白金族元素を含んだ高模擬試験での溶融ガラスは低模擬試験のものに比べ粘性が高いため、対流が遅くなることで中心部から液面への熱輸送が弱まることや、溶融ガラスと炉壁面の間に生じる境界層の温度勾配が小さくなることで炉壁への熱伝達が弱まり、保温性が高くなる<sup>21</sup>。

## 3.3.2. 溶融ガラス温度

溶融炉の最高使用温度は1250℃であり、耐震性や寿命はこの温度を前提条件に評価しているこ とから、溶融ガラスの温度は1250℃以下で管理する必要がある。一般的に温度が高いほど耐火物 や電極の浸食は早いため、低い温度で運転できれば溶融炉の寿命は長くなる。一方で、均質なガ ラスを得るために1100℃以上で溶融することを目標としている。このため、2号炉では通常運転状 態の目安となる目標範囲として1100~1250℃を設定している。3号炉においてもこの目標範囲を 用いることは妥当だが、炉内ガラス温度分布のピーク位置とガラス温度測定点の位置関係が2号炉 とは異なる可能性も考慮し、ガラス温度計の指示値を確認する。ここでは、3号炉に常設の溶融ガ ラス温度計が目標温度の範囲内で運転できることを確認する。

## (1) 方法

ガラスが最も高温になると予想される溶融炉中央部の主電極上端高さ付近に熱電対を挿入し、 温度を計測する。溶融炉鉛直断面の図 3-17に緑色で示した部分が溶融ガラス温度計の保護管で、 先端に測温点がある。上部の遠隔ボルトを回すことで保護管を昇降させることができ、図では引 上げ位置にあるが、定常運転中は下げた位置に固定し、主電極上端から13 mm下の溶融槽中心付 近のガラス温度を常時測定する(図 3-21を参照)。液位が1バッチの間に約180 mm変動するのに伴 いガラス温度計の指示値も変動し、液位が低い時は仮焼層が測温点に近づいて指示値が下がり、 液位が高い時は仮焼層が遠ざかって指示値が上がる。このためここでは、測温点が溶融ガラスに 十分に浸漬したHi-ON時のガラス温度計指示値を指標とする。

<sup>&</sup>lt;sup>21</sup> 運転中は第3.3.1項(3)bのメカニズムを念頭にガラス温度を下げようと、高模擬試験4バッチ目以降は対流を速めるため主電極冷却空気流量を1.5 Nm<sup>3</sup>/h低下させ、粘性の低下を図ったものの、ガラス温度に変化は見られなかった。ただし、高模擬4バッチ目以降の経過を確認できたバッチ数が少ないため、TVFでの運転にて継続確認する必要がある。

熱上げ後の主電極間通電確認が完了したら、ガラス温度計の引き下げ操作をして測定位置にセットし、温度の指示値(T10.27)を監視する。

## (2) 結果

ガラス温度の指示値を図 3-18に赤い線で示した。黒い四角の点はHi-ONした時点を、灰色の背 景は原料供給を停止した期間を表している。Hi-ON時の温度指示値は、低模擬1~8バッチでは1175 ~1201 ℃、高模擬1~7バッチでは1203~1219 ℃となり、いずれも管理値以下で、かつ、均質なガ ラスを得るための目標温度以上の範囲に収まった。

### 3.3.3. 接液部耐火物表面温度

溶融ガラスの接液部耐火物には、クロミア・アルミナ系のMonofrax社製電鋳レンガK-3が使われ ている。このレンガはJIS R2204-76に基づいて測定した耐火度が40SK (1920 ℃) 以上ある<sup>5)</sup>ものの、 溶融ガラスに浸漬した条件での浸食速度は0.03 mm/day<sup>7),8)</sup>と評価されており、溶融炉の設計時点 ではガラスと接する耐火物表面に50mmの侵食代(しろ)を設けている。侵食は一般に温度が高い ほど早いので、溶融炉の寿命や耐震評価条件を考慮して最高使用温度1250 ℃を設定している。溶 融炉の中でも、接液部耐火物の表面温度は1号炉の設計時に1100 ℃以下という運転上の目標範囲 を定めている。ここでは、溶融ガラスと接触する側壁耐火物の表面が定常運転中に目標範囲を超 えていないか確認する。

# (1) 方法

過去の試験で得られたガラス温度分布の測定結果や熱流動解析の計算結果から、主電極上端付 近が最も温度が高まることが分かっており、この高さで耐火物の内部の温度を測定しているのが、 側壁耐火物75mm控え温度計(T10.24)と150mm控え温度計(T10.25)である。図 3-22(a)に側壁耐 火物温度計の設置位置を示す(図では側壁を透過させて表示)。測温点は耐火物の表面から約75mm と約150mmの位置にあるので、熱伝導率が一様な無限平板の定常状態を仮定すれば、接液部耐火 物の表面温度を二つの温度から外挿して推定できる。

$$T = \frac{T_2 - T_1}{150 \text{ [mm]} - 75 \text{ [mm]}} (x - 75 \text{ [mm]}) + T_1$$
(3-1)

ここで、 $T_1$ は側壁耐火物75mm控え温度(T10.24)、 $T_2$ は側壁耐火物150mm控え温度(T10.25)である。表面温度を求める場合は、x = 0 [mm]である。これが上限温度に達しないことを確認する。

#### (2) 結果

外挿して求めた側壁耐火物の表面温度を図 3-18に橙の線で示した。表面温度は1100℃を下回り、 最高使用温度を超えないことを確認した。

### 3.3.4. 主電極温度

定常運転中は常に主電極間を通電してガラスを加熱し、電極内部に冷却空気を流しているので、 溶融槽の中央部と主電極近傍の温度差によってガラスの対流が生じる。主電極表面で冷えたガラ スは下降し、溶融槽の中央部を上昇することが熱流動計算から示されている<sup>9</sup>。また、これまでの 運転経験から、主電極冷却の強さが炉底部のガラス温度分布にも影響を与えることが知られてい る。このため、主電極温度を適切な範囲内で運転する必要がある。
溶融ガラスと主電極冷却チャネルに挟まれた主電極の本体内部には熱電対が設置されており (図 2-6)、測定点は溶融ガラスと接する金属スラブ表面から50 mmと70 mmの位置にある。主電 極温度の指示値は、炉内で起こる伝熱メカニズムのうち主に次の因子から影響を受ける特性があ る。

- 溶融ガラスと電極表面の熱伝導・熱伝達
- 液位変化に伴う主電極近傍のガラス温度変化
- 主電極冷却

また、2号炉と3号炉の測定位置の違い(図 2-6)から予想される3号炉での主電極温度の特性は 次のとおりである。

- A) 測温点がガラス液面から離れたため、液位変化によって1バッチ中に経る温度の変動範囲は
   2号炉よりも小さくなる。
- B) 冷却チャネルの構造が異なるため、たとえ同じ冷却空気流量を流したとしても電極と冷却 空気の間の熱伝達率が異なる。
- C) 流入する冷却空気が吹き付ける位置に測温点が近いため、同じ冷却効果が得られていたとしても、温度指示値が低くなる。
- D) 主電極上面の接液面積が減ったことで溶融ガラスとの熱伝達が減り、温度指示値が低くなる。

# (1) 目的

定常運転中にこの温度を監視する目的は主に次の2つである。

- ① 電極の温度が最高使用温度を超えないよう管理すること
- 設計上、主電極の最高使用温度を1100 ℃としており、定常運転時にこれを超えないよう監視 する。
- ② 炉底部の加熱・放冷に要する時間を調整すること 炉底部の加熱は主に補助電極間通電と主底間通電で行うが、主電極冷却の強さによっては、 炉底低温運転(詳細は第3.3.5項)から流下開始可能な状態へ向けた加熱(第3.3.7項)や、流 下終了から炉底低温運転に向けた放冷に要する時間(第3.3.10項(3))に差が出ることが分かっ ている。2号炉では主電極温度を700~800 ℃となるよう調整することによって、これらの状 態遷移を遅滞なく行える条件を整えており、溶融槽の形状や主電極温度測定位置が異なる3号 炉においても、その条件を確認する。
- (2) 方法

運転中の各所の温度分布を確認しつつ、主電極冷却空気流量(F801、F808)を調整する。はじ めに、バッチ毎の温度推移に関する再現性が高い低模擬試験において、主電極冷却空気流量をパ ラメータとし(25.0、27.5、30.0 Nm<sup>3</sup>/hの3パターン)、主電極温度(T10.1、T10.3)の目標を700~ 800℃として運転する。上記3パターンのうち、炉底低温運転から流下開始可能な状態へ向けた加 熱時間(炉底加熱時間)や流下終了から炉底低温運転に向けた放冷に要する時間(炉底低温運転 移行時間)のバランスが最も適した1条件を選んだ上で高模擬試験へ移行し、主電極温度が適切に 調整できることを確認する。

### (3) 結果

運転期間中の主電極冷却空気流量と主電極温度の推移を図 3-23に示す。冷却空気は主電極(A) と(B)で同じ流量を流している<sup>22</sup>ため、各図(a)では二つを区別せず一本の線で表示している。希釈 空気流量も同様である。

低模擬試験の8バッチで得られた炉底加熱時間(詳細は第3.3.7項)と炉底低温運転移行時間の結 果(表 3-10)から、過去のTVF溶融炉において運転が安定的に推移したバッチの実績に近かった 主電極冷却空気流量27.5 Nm<sup>3</sup>/hのパターンで高模擬試験を開始した。その後、炉内ガラスが低模擬 から高模擬に置換されていく高模擬試験の1から3バッチ目にかけて炉底部の温度上昇が遅くなり 炉底加熱時間が増加した<sup>23</sup>ため、高模擬4~7バッチ目では主電極冷却空気流量を26.0 Nm<sup>3</sup>/hに下げ (p.57 脚注21も参照のこと)、主電極温度を690~720 ℃に上昇させることで炉底加熱時間を調整

した。各バッチにおける主電極冷却空気流量と主電極50mm控え温度の関係は表 3-10のとおりで、 当初の目標である700~800 ℃に比べ低くなった。

### (4) 評価

### a. 主電極表面温度の推定

主電極の接液面の温度を実測値から推定する。ここでは簡易的に、主電極50 mm控え温度計と 70 mm控え温度計で計測された値を外挿して電極表面温度を推定する。電極ボディを定常状態に ある無限平板で近似し、熱伝導率や比熱の温度依存性を無視すれば、電極ボディ内の任意の位置 xにおける温度は二か所の温度指示値を外挿した次の式で求められる。

$$T(x) = \frac{T_2 - T_1}{70 \text{ [mm]} - 50 \text{ [mm]}} (x - 50 \text{ [mm]}) + T_1$$
(3-2)

ここで、50 mm控え温度 $T_1$ 、70 mm控え温度 $T_2$ とおいた。電極表面温度 $T_0$ はx = 0[mm]として求める。こうして求めた電極表面温度の推移を図 3-23 (1/3) ~ (3/3) (b)に示した。運転期間中のいずれの瞬間も、最高使用温度1100 °Cを下回った。

### b. 主電極(A)と(B)の冷却

主電極冷却空気による冷却速度ġを次の式で算出した<sup>10)</sup>。

$$\dot{q} = (T_{\rm out} - T_{\rm in})c_{\rm p}\rho_{\rm std}\dot{V}$$
(3-3)

ここで、*T*<sub>out</sub>と*T*<sub>in</sub>は冷却空気の出口と入口における温度である。*c*<sub>p</sub>には400 ℃乾燥空気の定圧比熱 を用いた。*ρ*<sub>std</sub>と*V*は標準状態における空気の密度と体積流速で、主電極(A)と(B)それぞれの体積 流速には流量計の指示値F808とF801(図 2-13参照)を用いた。

冷却速度を見積もったグラフを図 3-24に示す。低模擬8バッチ目から高模擬3バッチ目にあたる 11/27 14:00~12/6 14:06の期間は主電極冷却空気流量を27.5 Nm<sup>3</sup>/h、希釈空気流量は11 Nm<sup>3</sup>/hに固定

<sup>&</sup>lt;sup>22</sup> MTFでは、冷却空気流量(F801とF808)は主電極(A)と(B)で個別に流量を調整でき、流量は面積式流量計で確認できる。ただし、TVFでは個別に流量調整することはできない。

<sup>&</sup>lt;sup>23</sup> 表 3-10には炉底の昇温・降温に要する時間も示しており、炉底加熱を開始してから底部電極温度が720 ℃に達 するまでに要する時間は、低模擬試験に比べて高模擬試験では増加が確認できる。なお、炉底加熱時間については 第3.3.7項(3)で、炉底低温運転移行時間については第3.3.10項(3)で改めて説明する。

しており、このときの冷却速度は主電極(A)で約3.0 kW、主電極(B)で約3.5 kWだった。2号炉作動 試験<sup>24</sup>に対しても同様に算出<sup>25</sup>した結果(図 3-25)、冷却速度は片方の電極あたり4~5 kWであっ た<sup>26</sup>ことから、3号炉を使った今回の試験は、定常運転中の主電極冷却が片側あたり約1 kW小さく、 これが炉底加熱時間を短縮するのに効果的であった可能性がある(詳細は第3.3.7項)。

### 3.3.5. 炉底低温運転時の炉底部温度

定常運転中は、流下終了から次の炉底加熱が始まるまでの間、炉底へ白金族元素が沈降する速 度を遅らせるため溶融槽中心の補助電極高さにおけるガラス温度を約850 ℃に維持する炉底低温 運転が行われる。ここでは、当該温度が約850 ℃に維持できる運転パラメータを確認する。

補助電極50 mm控え温度は、溶融槽下部のガラス温度を反映する特性から、炉底低温運転を実 現するための温度調整の指標として使われる。図 3-26の溶融炉断面図に測定点を示した。測定点 は補助電極内部の接液面から水平距離で50 mm内側に位置する。2号炉では、ガラス温度分布計測 から、補助電極50 mm控え温度を約820 ℃に調整すれば、溶融槽中心では850 ℃になることが分か っている。炉底形状は異なるものの、溶融炉の規模や炉底の傾斜角がほぼ同じ3号炉でも、同じ経 験則が適用できると予想される。

炉底低温運転中は、主に補助電極(A)と(B)の間に通電する電流を調整することで補助電極50 mm 控え温度を目標の温度へ調整するが、主電極冷却によって生じる溶融ガラスの下降流からも影響 を受けると考えられるため、調整すべき運転パラメータは補助電極間通電電流に加え、その時の 主電極冷却空気流量(F801、F808)にも注意する必要がある。

### (1) 方法

補助電極50mm控え温度が820±5 ℃となるよう補助電極間通電の実効電流(Ei10.2)を調整する こと<sup>27</sup>により、補助電極高さのガラス温度が850 ℃程度になることを確認する。ただし、補助電極 (A)と(B)にそれぞれ設置されている50 mm控え温度計は、補助電極(A)の方が(B)よりも20 ℃程度高 い温度を示すことが2号炉までの運転で分かっている。これは、レベラー槽があるために溶融炉の 耐火物厚さが非対称で(図 3-26参照)、補助電極(A)のある方位90°側の保温性が高いためで、モッ クアップ3号メルタ<sup>28</sup>やTVF1号炉から3号炉に共通する構造である。したがって、補助電極(A)と(B) の温度指示値(T10.5、T10.7)のうち高い方を基準に補助電極間電流を調整する。

<sup>&</sup>lt;sup>24</sup> 2003年11月から12月にかけて、MTFにおいてTVF2号炉を用いコールド条件で実施した2回目の作動試験。

<sup>&</sup>lt;sup>25</sup> 2003年11月から12月にかけて実施した2号炉作動試験の定常運転では、冷却空気流量は主電極(A)側が31 Nm<sup>3</sup>/h、(B)側が36 Nm<sup>3</sup>/hである。

<sup>&</sup>lt;sup>26</sup> 2号炉のホット運転では電極一つあたりの冷却空気流量を計測していないため、冷却速度を正確には算出できないが、2003年11月から12月にかけて実施した2号炉作動試験の場合と主電極温度が同程度になるように調整しているため、主電極冷却も同程度と推測される。

<sup>&</sup>lt;sup>27</sup> 令和2年から令和6年現在にわたりTVFに設置されている溶融炉電力盤では、補助電極間通電を5A以下に調整で きない。3号炉をTVF固化セルへ据え付けた後のホット運転ではこの電力盤を使う。今回の運転条件確認試験で使 用したMTFの電力盤では5A以下の操作も可能であったが、TVFで運転する時の条件に合わせるために、そうしな かった。

<sup>&</sup>lt;sup>28</sup> 溶融表面積が3号炉と同等で四角錐炉底のLFCM型溶融炉。

仮設挿入熱電対(詳細は第4.1節で述べる)を用いて補助電極高さの溶融炉中心ガラス温度 (T10.81;図 3-21を参照)を計測し、温度推移が安定したところで温度指示値を確認する。

### (2) 結果

計測した温度推移を図 3-27に示す。補助電極(A)と(B)の50mm控え温度指示値を赤と青の線で、 仮設挿入熱電対による溶融炉中心ガラス温度を緑の線で示した。炉底低温運転中に溶融炉中心の 温度を測定したバッチは、低模擬3、5、7、8バッチ目と高模擬3、5バッチ目である。高模擬5バッ チ目の溶融炉中心温度推移(図 3-27 ①)に注目すると、高模擬4バッチ目流下の影響で1000℃だ ったものが底部電極冷却により850℃に下がるが、補助電極間通電を開始すると一時的に約20℃ 上昇し、炉底加熱前に再び850℃に低下した。このことから、ホット運転では調整の目安として補 助電極温度(T10.5、T10.7の高い方)820±5℃を運転パラメータとして設定することで補助電極高さ の中心ガラス温度は約850℃に調整でき、3号炉でも妥当であると確認できた。

#### 3.3.6. レベラー槽の温度維持

レベラー槽内の温度には1100 ℃の上限温度が定められている。また下限に目標値の定めは無い が、ガラスの流動性を確保するために約800 ℃以上に維持する必要があり、これを主電極(A)とコ モンプローブの間(以下、主コモン間)のジュール加熱で維持する(図 2-15(a)参照)。レベラー槽 と主電極(A)やコモンプローブの位置関係を図 3-28に示す。3号炉で炉底形状を円錐にしたことに 伴い、通電経路の中間点を構成するスロート部が二つの電極から離れ、2号炉に比べて通電経路が 長くなった。この変更がレベラー槽の温度へどのように影響するか確認する。

#### (1) 方法

主コモン間電流(Ei10.5)を定電流制御で実効値25A通電する。レベラー槽のガラス温度をコモ ンプローブ50 mm控え温度計(T10.9)で確認する<sup>29</sup>。温度測定点を図 3-28に示す。

#### (2) 結果

コモンプローブ50 mm控え温度と主コモン間通電の有効電力(Ew10.5)推移を図 3-29に示す。 電力がゼロになっている箇所は、液位を測定するため一時的に通電を止めた期間である。温度と 電力の推移は互いに相関があり、温度が上昇するとガラスの抵抗が下がるために電力が低下して いる。定常運転の期間を通してコモンプローブの温度は上限の1100℃を超えず、かつ、レベラー 槽内のガラスの流動性と導電性を確保可能な800℃以上を維持できた。

### 3.3.7. 炉底加熱時間

Lo-ON時刻と原料供給速度から見積もられるHi-ON予想時刻の数時間前からは、補助電極間通 電と主底間通電の電流を増やし、炉底付近を加熱してガラスの粘性を下げる。流下を始めるため には、炉底の温度が十分に上昇し、かつ、Hi-ONする必要があるが、白金族元素の沈降を抑えるた

<sup>&</sup>lt;sup>29</sup> 2号炉のCFD解析によれば、主コモン間の電流はレベラー槽下部を流れるので、温められた下部のガラスは上昇 し、レベラー槽の液面で冷えて下降する対流が予想されている。これによりレベラー槽内部の温度は均一化され るため、レベラー槽下部で測定した温度でも、レベラー槽全体を代表しているとみなして差し支えない。もし温度 が成層化していたとしても、レベラー槽下部の温度指示値は全体に比べて低い値を示すので、この温度が800℃以 上であればレベラー槽全体が800℃以上だと言える。

めには炉底が高温の状態は短時間が望ましいので、二つの条件が同時に達成されるのが理想である。

2号炉では炉底加熱を流下開始予定時刻の約7時間前から開始していたが、3号炉では炉底形状を 円錐に変えたことで炉底部の温度上昇が早まり、炉底加熱時間は短縮可能と予測されている<sup>2)§2.2.1</sup>。 2号炉を対象にした熱流動解析の計算結果からは、炉底加熱時に生じる溶融ガラスの上昇流によっ て炉底部に沈降していた白金族元素が炉底傾斜面上部に運ばれることが判明している<sup>11)</sup>。これを 抑制するため、3号炉では炉底加熱時間の短縮を試みる。

## (1) 方法

底部電極温度計(T10.11)の測定位置を図 3-30に示す。緑の部分は熱電対であり、先端が底部 電極の中央孔の外側に押し当てられている。この温度指示値を炉底加熱開始から約5時間で、下記 のA)、B)の条件が満たされるように昇温させる。

A) 上段加熱を開始するHi-ON時までに底部電極温度を720 ℃へ昇温

B) 上段加熱開始から76分後の全段加熱開始までに底部電極温度を745 ℃へ昇温

図 3-31(a)に、炉底加熱開始から流下までに終えるべきタスクをPERTダイアグラム<sup>30</sup>で示した。図 中の④ではHi-ONと底部電極温度720℃到達をともに満たさなければ上段加熱へ進めず、⑥では76 分間の上段加熱と底部電極温度745℃到達をともに満たさなければ全段加熱へ進めない、クリテ ィカルパスである。

炉底加熱は流下開始予定時刻の約5時間前に、補助電極間電流(Ei10.2)40A、主底間電流(Ei10.4) 20Aから始め、30分毎に両方とも10Aずつ上昇させる。ただし、電極表面の電流密度の制約から、 上限はそれぞれ、120A、100Aである。

### (2) 結果

炉底加熱開始からの経過時間に対する底部電極温度の推移を図 3-32に示す。高模擬1~3バッチ にかけて溶融ガラスの白金族元素濃度が高まるにつれて炉底加熱時間が長くなり、高模擬4バッチ 目以降は主電極冷却を弱めたため炉底加熱時間は短くなっている。

低模擬試験に限れば、720℃到達までの温度上昇率はほぼ同じで、炉底加熱開始時の底部電極温 度が低いバッチほど720℃到達は遅い。低模擬試験と比較して高模擬試験では、温度上昇率がやや 鈍化して炉底加熱時間が長くかかった。これは、白金族元素濃度の増加によってガラスの抵抗値 が低下しジュール発熱が減少したことに加えて、高模擬試験では炉底加熱開始時の底部電極温度 が低いためである。

### (3) 評価

図 3-31(c)に炉底加熱時間の内訳を示した。このヒストグラムはPERTダイアグラム上のパス① →②→④→⑤→⑥に沿ったタスクの所要時間を表し、積み上げた合計時間は炉底加熱開始から全

<sup>&</sup>lt;sup>30</sup> PERT (Program Evaluation and Review Technique) ダイアグラムとは、あるプロジェクトを完了するために必要と なる細分化したタスクを、実行すべき順序に沿って描いた有向グラフである。実行すべきタスクはグラフの辺(エ ッジ)として矢印で、プロジェクトのマイルストーンは節点(ノード)で表される。タスクには実行に要する時間 の情報を持ち、複数の辺が向かう節点では、それらのタスクがすべて完了しなければ次のタスクへ進めないこと を意味する。

段加熱開始までの所要時間を意味する。今回の試験では、パス④通過まで最も長くかかったのは 低模擬1バッチ目の330 min (5.50 h)だが、これは予想よりも温度上昇が速く、Hi-ONを待つために 炉底加熱開始から225分と240分で補助電極間と主底間の通電を各10 A下げたためである。その他 の低模擬試験では、225~235 minでパス④を通過した。一方、高模擬1~6バッチ目では、底部電極 温度を720 ℃へ昇温するための時間(①→②)が低模擬試験よりも長くかかっており、それ以降の ④→⑤→⑥は低模擬試験とあまり変わらなかった。

高模擬試験7バッチ目に限り実験的に、上段加熱開始はHi-ONを待たず、底部電極温度720 ℃到 達時から710 ℃到達時に早めた(PERTダイアグラムは図 3-31(b)を参照)。これにより、全段加熱 の開始条件である底部電極温度745 ℃到達までの時間を短縮できた。この後、56分間のHi-ON待ち

(⑤→⑥)が生じたが、仮に炉底加熱開始時刻を56分間遅らせていれば、304 min (5.07 h)の炉底加 熱で全段加熱開始に移行できていた。したがってこの手法を使えば、炉底加熱を約5時間とするこ とが可能である。

### 3.3.8. 流下の特性

2号炉と3号炉では炉底やストレーナの形状が異なっており、過去に実施した流動計算では、流 下時の流れで生じる圧力損失は3号炉の方が小さいと評価された<sup>2)</sup>。このため、流下ノズルの加熱 条件が同じなら流下速度は速まるため、その特性を確認しつつ適切な流下開始、流下停止の操作 に関する運転パラメータを確認する。

#### (1) 流下開始性の確認

流下開始時は流下ノズル内のガラスの粘性が高いため、流下ガラスが表面張力でノズル下端面 に引っ張られ非対称的に流れ落ちる偏流が生じやすい<sup>12)</sup>。偏流が生じないよう、あらかじめ炉底 部や流下ノズル上部の温度を十分に高めた状態で<sup>13),14)</sup>、流下開始後は速やかに所定の流下速度に 到達させる必要がある。ここでは、全段加熱開始後30分以内に流下速度が50 kg/hに到達すること を目標に、これを達成するために満たすべき温度や加熱電力の条件を確認する。

### a. 方法

底部電極温度(T10.11)が720℃を超え、かつ、Hi-ONした状態で流下ノズルの上段加熱を開始 し、16分間で流下ノズル加熱電力(Ew10.7)を6kWまで上昇させる(図 3-16)<sup>31</sup>。上段加熱開始 から76分間で底部電極温度を745℃まで上昇させた状態で全段加熱を開始し、3分間で12kWまで 上昇させる。流下が始まった後は偏流が生じないか監視カメラで確認し、流下速度50kg/h到達に 要した時間を記録する。

# b. 結果

偏流が生じやすい流下初期(本流下開始時<sup>32</sup>)の流下ノズルを撮影した監視カメラの画像を図3-33に示す。この画像からは、いずれのバッチでも偏流が生じておらず、ガラスが真下に流下されたことが確認できる。

<sup>&</sup>lt;sup>31</sup> MTFとTVFでは流下ノズル加熱コイルの給電系統のインピーダンスが異なるため、TVFでは上段加熱を8~10 kW、全段加熱を14 kWまで上昇させる。

<sup>&</sup>lt;sup>32</sup> 流下ノズル先端に形成されるガラスの栓が落下すると、ガラスが糸引き状態で流下される。その後、流下ノズ ル内がガラスで満たされると支柱状の流下(本流下)となる。

全段加熱開始から30分後までの流下速度の変化を、低模擬試験について図 3-34に、高模擬試験 について図 3-35に示す。全段加熱開始から流下速度50 kg/h到達までの時間は、低模擬1~8バッチ 目で8分20秒~9分43秒、高模擬1~8バッチ目で8分49秒~11分48秒となり、30分以内に目標の流下 速度(50 kg/h)に到達できた。

図 3-34、図 3-35の流下速度と時間の関係から、グラフの傾きで流下の加速度を読み取ることが できる。流下開始後約5分までの加速度は低模擬試験(図 3-34)ではほぼ同じだったが、高模擬試 験(図 3-35)では流下を経るたびに低下する傾向があり、白金族元素の沈降による溶融ガラスの 粘性増加が示唆される。

各バッチの炉底部平均温度<sup>33</sup>と流速50 kg/h到達に要した時間の関係を図 3-36に示す。図中には 比較のため、2号炉の作動試験<sup>34</sup>におけるデータもプロットした。白金族元素による影響のない低 模擬試験に着目すると、3号炉では炉底部平均温度が2号炉より低くとも、流下速度50 kg/h到達ま での時間は2号炉と同程度であった(図 3-36 ①)。これは、前述の底部電極・ストレーナの流路抵 抗減少による効果と考えられる。

### (2) 流下制御性の確認

炉内の白金族元素保有量を下げるためには、炉底付近に滞留する白金族元素を効率よく流下す る必要がある。流下速度が速すぎる場合、粘性が低い溶融槽中央部のガラスが流下ノズルへ流れ 込み、流れに乗って流下される白金族元素が減少する<sup>15),16)</sup>。炉底付近に滞留する比較的低温で粘 性が高く、白金族元素濃度が高いガラスを流下するため、TVF溶融炉では流下初期の流速を小さ く抑え、中盤からは所定の流下時間内に流下を終える<sup>35</sup>ため速める、2段階の流速で制御する<sup>13),14)</sup>。 この流下速度制御が3号炉でも実行できることを確認する。

### a. 方法

流下ノズル加熱電力(Ew10.7)を次のように調整し、流下速度を表 3-11の目標範囲に制御する。 ① 流下序盤(流下重量0~100 kg)

流下ノズルの全段加熱開始直後は偏流防止のため、流下速度が50 kg/h程度に上昇するまでは流下ノズル加熱電力を12 kWのまま保持する。流下速度が60 kg/hを超えた後は、流下ノズル加熱電力を適宜低下させ、流下速度を60~80 kg/hの範囲に調整する。炉底部のガラスが過加熱するのを防止するため、補助電極間電流(Ei10.2)と主底間電流(Ei10.4)の設定値を段階的に低下させる。

<sup>&</sup>lt;sup>33</sup> 炉底部平均温度とは、流下開始時における補助電極(A)50 mm控え温度(T10.5)、補助電極(B)50 mm控え温度 (T10.7)、および、底部電極温度(T10.11)を次の式で平均化したもの;

<sup>(</sup>炉底部平均温度)=(T10.5[℃]+T10.7[℃]+T10.11[℃])/3

<sup>&</sup>lt;sup>34</sup> 2003年11月から12月にかけて、MTFにおいてTVF2号炉を用いコールド条件で実施した2回目の作動試験。

<sup>&</sup>lt;sup>35</sup> 適正な流下所要時間は約3時間である。これは、ガラス液位がHHレベルを超えない限り流下中も原料供給は継続するので、ガラス製造速度と流下所要時間で決まる流下終了時点での液位を考慮する必要があるためである。 流下終了時点では、液位計がLo-OFFし、かつ、主電極上面が溶融ガラスから露出しない液位にあることが理想で ある。1回あたりの流下重量に相当する約300 kgのガラス製造は、前バッチ流下終了からLo-ONまでに溶融する約 32kgと、Lo-ONからHi-ONまでに溶融する約242 kgに加え、約26 kgのガラスを溶融する必要があり、これをHi-ON 以降の上段加熱76分間と流下3時間を合わせた約4時間のうちに行う。今回の運転条件確認試験では、流下開始時 刻と流下終了時刻の差から算出した各バッチの流下所要時間(表 3-12)は2.6~3.1 hで、全16バッチの平均は2.8 h となり、2号炉作動試験(2003年11~12月に実施)の2.8 hと同程度であった。

その後、流下重量が100kgに到達した時点で補助電極間電流を10A、主底間電流を0Aまで減少させる。

### ② 流下中盤(流下重量100~250 kg)

流下所要時間を約3時間に調整するため(p.65脚注35を参照)、流下重量100kg到達にかかった時間に応じて流下速度の目標範囲を表 3-11から選定し、その流下速度になるよう流下ノズル加熱電力を調整する。

## b. 結果

低模擬試験の流下重量に対する流下速度を図 3-37、流下ノズル加熱電力を図 3-38に、高模擬試 験の流下重量に対する流下速度を図 3-39、流下ノズル加熱電力を図 3-40に示す(バッチ毎の詳し い推移は付録 Bを参照)。流下初期は流下速度が50 kg/hへ上昇するまで流下ノズル加熱電力を12 kWに保持することから、一時的に目標流下速度である60~80 kg/hを大きく上回っているが、その 後は流下ノズル加熱電力を調整することにより、概ね目標流下速度程度で制御できた。また、流 下重量100 kg以降についても、流下ノズル加熱電力を調整することにより、概ね目標流下速度で制 御できており、2号炉と同様に2段階の流速制御が実行できることを確認した。

低模擬試験と比較すると高模擬試験の方が総じて流速の変動が大きい。この要因としては、高 模擬試験で流下ノズル内を流れるガラスに含まれる白金族元素の濃度変化によって、ガラスの粘 性が変化することが挙げられる。今回の試験で用いた模擬廃液はRhを含有していない(表 A-4) が、モックアップ3号メルタによるガラス固化モックアップ試験第23キャンペーンにおいて、Rhを 含むガラスは流下速度の立ち上がりが大きくなることが報告されており<sup>14),15)</sup>、HALW(Rhを含む) を固化処理するホット運転では注意が必要である。

### (3) 流下停止性の確認

キャニスタへ流下する溶融ガラスの重量は300 kgを超えないように管理するため、流下重量が 290 kgに到達した時点で流下停止操作へ移行する。流下停止操作を開始するときの流下速度が遅 いと流下停止操作後に流れるガラス量(オーバーシュート量)が少なく、キャニスタ1本あたりの ガラス充填量が下がることで、長期的に見れば固化体本数の増加を招く。このため、300 kgを超え ない範囲でオーバーシュート量を確保できるよう流下停止操作開始時の流下速度を調整すること が重要である。

### a. 方法

流下重量が250kgに到達した時点で流下ノズルの全段加熱電力を下げ、流下重量290kg到達時の 流下速度が100~120kg/hとなるよう調整する。流下重量が290kgに到達したところで約6.5分間の 下段加熱・上段冷却を開始し、その後、下段冷却も開始して流下を止める。これを流下停止操作 と呼ぶ。

2号炉では、流下停止操作開始時(流下重量290kg到達時)の目標流下速度を80~100kg/hとして おり、その際のオーバーシュート量は4~5kg程度であった。このため、3号炉では、流下停止操作 開始時の目標流下速度を120±20kg/h(最大150kg/h)に高め、ガラスの充填量向上を図る。

過去の運転実績から得られた流下停止操作開始時の流下速度とオーバーシュート量の相関を図 3-41に示す。この図が示すように、流下停止操作開始時の流下速度を150kg/h以下とすればオーバ ーシュート量が10kg以下になり、正味の流下重量を300kg以内に制御可能なことを3号炉作動試験 において確認している。

### b. 結果

図 3-42に運転条件確認試験における流下停止操作開始時の流下速度とオーバーシュート量の 相関を示す。流下速度が150 kg/h以下であれば、オーバーシュート量を10 kg以下とすることが可 能であると確認された。なお、図 3-42の線形に外挿した点線から、流下速度が200 kg/h程度であれ ばオーバーシュート量を10 kg以内に収めることも可能と考えられるが、保守的に流下停止操作開 始時の流下速度は最大でも150 kg/h以内に収めるのが良い。

#### 3.3.9. 底部電極冷却

流下完了後の底部電極冷却操作により、炉底部のガラス温度を速やかに低下させることで白金 族元素の沈降を抑制する。

2号炉では、流下完了の10分後に底部電極冷却空気流量を10分間かけて30 Nm<sup>3</sup>/hまで上昇させ、 底部電極温度が470 ℃に低下した時点で冷却を停止していた。19-1CPにおいて流下ノズル・イン ナーケーシングが熱応力で変形したことを受け、流下ノズルの傾き防止対策としてインナーケー シングを対称構造に変更しているが、更なる予防策として急激な温度低下を緩和させるため、底 部電極冷却空気流量の上昇速度を下げるように見直す。

#### (1) 方法

流下完了10分後に20分間(2号炉の時間の2倍)かけて底部電極冷却空気流量を30 Nm<sup>3</sup>/hまで上 昇させ、底部電極温度(T10.11)が470℃に到達したら冷却を停止する。これにより、温度低下率 が2号炉の実績である10℃/minよりも小さくなり、470℃に到達までの所要時間が目標の3~3.5時 間に収まることを確認する。

## (2) 結果

底部電極温度と底部電極温度の変化速度を、低模擬試験と高模擬試験について、それぞれ、図 3-43と図 3-44に示す。底部電極冷却空気流量30 Nm<sup>3</sup>/hまでの上昇にかける時間を10分から20分に 延ばすよう変更したことにより、底部電極温度の最大低下速度は8 ℃/min程度と2号炉に比べて緩 和することができた。また、底部電極温度が470 ℃まで低下するのに要した時間についても2号炉 と同様に3~3.5時間に収まることを確認した。

### 3.3.10. 白金族元素の堆積に係る指標

溶融炉を長期間運転することで生じる白金族元素の沈降・堆積は、炉底付近のガラスの電気抵 抗を低下させ、ガラス製造速度の低下やジュール加熱電流の増加を引き起こすことが知られてい る。TVFでは、白金族元素の堆積が進んだ場合にドレンアウトへ移行して運転を止める手順とな っており、その判断基準として運転管理指標を設定している。

2号炉による22-1CPまでは、主電極間補正抵抗値(後述)を次の二つの意味で運転管理指標として用いてきた。

- ① 白金族元素が炉底に堆積したことを示す指標
- ② 過大な電流による主電極の損傷を防ぐための基準値

しかし最近では、白金族元素が接液レンガ上に高濃度で堆積した場合、ドレンアウト後のはつり 作業で除去したとしても、次の運転時に堆積物の影響から完全に回復することは困難である可能 性が示された。このため①については、炉底の白金族元素が高濃度になる前に堆積を検知できる 新たな指標を運転管理指標に設定することを検討している<sup>17)</sup>。

2号炉での運転経験から、白金族元素が炉底へ堆積することとの関連性が指摘されている量は、 補助電極間補正抵抗値、炉底低温運転移行時間、主電極間補正抵抗値の3つである。いずれの値も 白金族元素の堆積が少ない間はバッチ毎の変化が小さいが、堆積が進行すると急増、あるいは、 急減する傾向がある<sup>11)</sup>。2号炉とは炉底形状が異なる3号炉では、白金族元素の堆積がない状態で の各値が分かっていないため、今回の試験を通じて確認する。

### (1) 主電極間補正抵抗値

主電極間補正抵抗値 $R_1[\Omega]$ は、白金族元素の堆積が進むと起こる過大な電流によって主電極が損傷することを防ぐための指標であり、次の式から計算される。

$$R_{1} = \hat{R}_{1} \frac{\rho(1000 \,[^{\circ}\text{C}])}{\rho(T \,[^{\circ}\text{C}])}$$
(3-4)

ここで、主電極間抵抗値 $\hat{R}_1$  [ $\Omega$ ]は主電極間電力盤LP21.1(4)(図 2-15(a)を参照)が出力する実効電  $EE_{eff}$  [V]と実効電流 $I_{eff}$  [A]を用いて次の式から求める<sup>36</sup>。

$$\hat{R}_1 = \frac{E_{\rm eff}}{I_{\rm eff}} \tag{3-5}$$

また、ρ [Ω・m]は温度T [℃]における溶融ガラスの比抵抗を表し、温度依存性を持つガラスの比 抵抗を1000 ℃の抵抗値に換算している。具体的には、標準組成のTVF固化ガラスによる実験結果 をFulcherの式に基づいて整理した式で、次のようにあらわされる<sup>18)</sup>。

$$\log_{10} \rho(T) = -0.782 + \frac{1287}{T [^{\circ}C] - 232.3} \quad (700 [^{\circ}C] < T < 1300 [^{\circ}C])$$
(3-6)

標準組成ガラスの温度と比抵抗の関係は図 3-45に示した。実際の運用上は、温度Tとして溶融ガラス温度計(T10.27)の計測値を用いる。2号炉を用いた運転では、Hi-ON時<sup>37</sup>の主電極間補正抵抗値 $R_1$ が0.10 $\Omega$ を下回るときをドレンアウトへ移行するタイミングとしている<sup>19,20</sup>。3号炉では主電極間距離や主電極形状の違いから抵抗値 $\hat{R}_1$ が異なり、これに伴って制限値にも変更が見込まれる<sup>38</sup>。

<sup>&</sup>lt;sup>36</sup> 溶融炉電力盤のジュール加熱用回路はサイリスタを含んだ非線形回路なので、一般的には実効電圧と実効電流 の間にオームの法則は成り立たない。実際、主電極間通電の有効電力をP<sub>eff</sub>とおいたとき、線形回路ならばP<sub>eff</sub>/l<sup>2</sup><sub>eff</sub> と式(3-5)の値は計測誤差の範囲内で一致するはずだが、溶融炉電力盤では必ずしもそうならない。このため、厳密 に言えばÂは物質的性質としての抵抗ではないが<sup>22)</sup>、物質的性質としての抵抗に対して1次の依存関係を持ち、線 形回路との類似性から、慣習的に抵抗値と呼んで単位[Ω]を使っている。

<sup>&</sup>lt;sup>37</sup> ガラス液位の変化に伴い、主電極間にある溶融ガラス(導電体)の体積が変化し、見かけの抵抗値も変化する ため、定まった液位の時に算出した抵抗値を基準としている。特に、Hi-ONの液位では、温度補正に使うT10.27の 測温点が溶融ガラスに十分浸って温度が安定するため、Hi-ON時の値を基準として選定している。

<sup>&</sup>lt;sup>38</sup> 今回の試験では溶融ガラスの組成をTVF設計当時の標準組成ではなく、TRPで現有する実廃液を元素分析した 結果に基づくガラス組成を使用したため、溶融ガラスの比抵抗には違いが予想されるが、その影響は無視する。

ここで、主電極間抵抗値Â<sub>1</sub>に対して2号炉から3号炉への構造変更がどのように影響するか試算 する。実際の主電極間電流は溶融ガラスの温度が高く比抵抗が小さい溶融槽の上部に偏って流れ るが、ここでは単純に図 3-46に示す主電極対向面の間を一様に流れると考える。主電極に挟まれ た溶融ガラスに比抵抗の定義式

$$R = \rho \frac{L}{S} \tag{3-7}$$

を適用し、Lに主電極間距離、Sに主電極接液面のうち対向する面積を代入した場合、2号炉と3号 炉で溶融ガラスの比抵抗pが変わらなければ、

$$\frac{R^{3\#}}{R^{2\#}} = \frac{0.720 \,[\text{m}]}{0.152 \,[\text{m}^2]} / \frac{0.630 \,[\text{m}]}{0.165 \,[\text{m}^2]} = 1.05 \dots \approx \frac{\hat{R}_1^{3\#}}{\hat{R}_1^{2\#}}$$
(3-8)

となる。上の式の最右辺で「≈」の関係が成り立つのは、 $\hat{R}_1$ がRに関する1次の依存性を持つことに由来する。もし、Sへ代入する面積に主電極接液面の対向しない上面<sup>39</sup>も含めれば、この値は $R^{3+fr}/R^{2+fr} = 1.49$ になる。また、主電極間電流を図 3-47に示す溶融ガラスの鉛直断面全体に亘って一様に流れると考えれば、2号 fr と3号 fr のサイズはほぼ同じであることからSに同じ面積を代入すると、 $R^{3+fr}/R^{2+fr}$ は主電極間距離の比になり1.14となる。いずれの考えに従っても、3号 fr おける主電極間抵抗値は2号 fr に比べて大きくなることが予想され、これは、3号 fr は2号 fr に比べ主電極表面積が小さくなり、かつ、主電極間の距離が長くなったことによるものである。

運転条件確認試験で得られる計測値に基づき、白金族元素の堆積が無い状態での主電極間補正 抵抗値を求め、上で予想したように2号炉に比べて大きくなるか確認する。

# a. 方法

Hi-ON時の主電極間補正抵抗値(1000 ℃換算)の平均値を求める。これを、2号炉の運転で得た 値と比較する。比較対照とする運転は、接液レンガ表面に白金族元素の付着がまだ少なかった時 期に実施した作動試験<sup>40</sup>の高模擬廃液供給試験とする。

### b. 結果・考察

全16バッチ分の主電極間補正抵抗値をプロットした結果を図 3-48に示す。2号炉と比較して、 低模擬試験での平均値は1.15倍、高模擬試験では1.18倍となり、式(3-8)で予想した2号炉と3号炉の 主電極間距離の比(1.14倍)に近い倍率であった。また、全16バッチ分の主電極間電流(Ei10.1) についても、図 3-49にプロットした。図 3-48の主電極間補正抵抗の低下に合わせて、主電極間電 流(Ei10.1)は増加しており、予想される結果と矛盾は無い。

高模擬試験と低模擬試験を比較すると、主電極間補正抵抗値の平均値が3号炉では0.244 Ωから 0.230 Ωに低下し、2号炉では0.213 Ωから0.196 Ωに低下した。これらはともに、溶融ガラス全体の 白金族元素濃度が高まったためであるが、高模擬試験の全8バッチを通じて主電極間補正抵抗値に

<sup>&</sup>lt;sup>39</sup> 主電極上面の面積は、設計寸法によれば、2号炉では0.0780 m<sup>2</sup>、3号炉では0.0350 m<sup>2</sup>である。

<sup>40 2003</sup>年11月から12月にかけて、MTFにおいてTVF2号炉を用いコールド条件で実施した2回目の作動試験。

顕著な低下は無かった。これは、炉内の白金族元素が顕著な堆積物を形成せず、溶融ガラス中に 分散していたことを意味している。

# c. 評価

運転停止の判断指標である主電極間補正抵抗値は、先述のとおり、白金族元素堆積の兆候把握 と主電極保護という運転管理上の役割二つを兼ねており、そのどちらに対しても2号炉では基準値 を0.10Ωとしてきた。二つの役割のうち前者は、3号炉のホット運転からは、より早期に把握でき る可能性がある別の指標へ変更することを検討している。この場合、主電極間補正抵抗値は主電 極保護のみを目的とする管理指標となるが、その基準値を3号炉ではいくらに設定すべきか求める ためには、ホット運転と同じ環境(溶融炉盤電力盤)、同じ条件(電流値や崩壊熱、各種運転パラ メータ)の下で運転し、値が急激に低下し始めるまでのデータを取得し、上で予想した2号炉との 違いを確認した上で基準値を設定することが理想である。しかし2号炉の実績によれば、主電極間 補正抵抗値の急な低下を確認できるまでにはガラス固化体を100本程度製造する運転期間が必要 であり、今回の試験中に行う高模擬8バッチ分では捉えることができず、また、3号炉をTVF固化 セルへ据え付けて最初の運転では、固化体を60本製造または炉底低温運転移行時間(後述)の増 加傾向が確認された時点でドレンアウトへ移行する計画である<sup>21)</sup>。このことから、3号炉用に設定 すべき基準値は今回の試験で得られた実績から求める必要がある。

高模擬試験の結果、主電極間補正抵抗は2号炉に対して3号炉では1.18倍となった。よって、1.18 倍を安全側に丸めて1.2倍とみなし、主電極保護を目的とした運転停止を判断する基準値を2号炉 の0.10 Ωから保守側に0.12 Ωへ変更する。なお、3号炉によるTVFでのホット運転の結果が得られ た際、基準値や指標の見直しが必要と判断された場合は再度見直す。

# (2) 補助電極間補正抵抗値

補助電極間補正抵抗値 $R_2$  [ $\Omega$ ]は、補助電極間抵抗値 $\hat{R}_2$  [ $\Omega$ ]を式(3-4)と同様に1000 °Cの溶融ガラス抵抗値に換算した量で、次のように計算される<sup>41</sup>。

$$\hat{R}_2 = \frac{E_{\rm eff}}{I_{\rm eff}} \tag{3-9}$$

ここで*E*<sub>eff</sub>と*I*<sub>eff</sub>は、それぞれ、補助電極間電力盤LP21.1(6)(図 2-15(a)を参照)が出力する実効電 圧[V<sup>rms</sup>]と実効電流[A<sup>rms</sup>]である。温度補正には補助電極(A)50 mm控え温度(T10.5)と補助電極(B)50 mm控え温度(T10.7)の平均値[℃]を用いる。評価のタイミングは、流下開始の5~7時間前に行う 炉底補助加熱開始時である<sup>11) p.22</sup>。

白金族元素の堆積と相関が指摘されている3つの指標の中で、補助電極間補正抵抗値は2号炉に おいて最も早期に変化が現れた指標である。この指標は2号炉からの炉底形状変更だけでなく、サ イリスタの点弧角やタップ電圧にも影響を受けることが指摘されており、今回の試験中にどのよ

<sup>&</sup>lt;sup>41</sup> 脚注36 (p.68) で指摘したのと同様に、補助電極間通電の回路も非線形回路なので、式(3-9)で求めた $\hat{R}_2$ は物質的 性質としての電気抵抗では無く、実効値どうしの割り算で算出した"みなし抵抗値"である。厳密に言えばこの量 は、サイリスタの点弧角とタップ電圧に依存することが指摘されている<sup>23)</sup>。第3.1.5項(3)で述べたように、補助電極 間通電のタップは、2号炉で運転したときの100 V・300 Aのタップから300 V・100 Aのタップへ変更したため、2号 炉でこれまで求めてきた値との大小関係は比較できない。

うな値をとり、どのように推移するか、まずは定性的に確認する。ここでは、実際に運転して得られたデータに基づいて補助電極間補正抵抗値を評価する。

# a. 方法

炉底補助加熱開始時の補助電極間補正抵抗(1000℃換算)を算出し、その平均値を、2号炉の運転で得た値と比較する。比較対象の運転は、長期間の運転で溶融炉が劣化した影響を除外するため、2号炉を築炉して早い時期に実施した作動試験<sup>42</sup>とする。

### b. 結果

3号炉運転条件確認試験のドレンアウトIIとIIIを除く16バッチ分の補助電極間補正抵抗値のデー タを図 3-50に示す。高模擬1~3バッチ目にかけて低下しており、溶融ガラス全体の白金族元素濃 度に依存することが分かる。高模擬4バッチ目以降は、溶融ガラス中の白金族元素濃度が飽和した ことで低下は小さかった。同じ図には、2号炉作動試験のとき得られた補助電極間補正抵抗値の推 移も示しており、3号炉での値と大小関係は比較できないが、定性的に言えば、高模擬1~3バッチ 目にかけて値が低下する傾向はどちらも同じであった。

### (3) 炉底低温運転移行時間

炉底に電気伝導率の高い白金族元素が沈降・堆積した場合、溶融槽のガラス上部を通る主電極 間電流の一部が下部にも流れるようになり、炉底部が加熱されて流下後の温度低下が遅くなる傾 向がある。このため、流下完了後から補助電極温度(T10.5、T10.7)が820℃へ低下するまでの時 間(以下、炉底低温運転移行時間)は、白金族元素が沈降・堆積する度合いを検知する一つの指 標となる。

補助電極温度は主電極冷却の強さとも関係しており、図 3-51に示すように主電極付近で冷えた ガラスは炉底へ下降するため、主電極温度が低ければ炉底部の温度低下が早まると予想される。 したがって、炉底低温運転移行時間を白金族元素の堆積検知指標として利用するためには、主電 極温度との関係を調査する必要がある。2号炉と3号炉では炉底形状や使用するレンガの熱物性が 異なるため、炉底部の温度が低下する速さにも影響している可能性があり、3号炉で基準となる炉 底低温運転移行時間を改めて取得する。

炉底低温運転移行時間は次のように定義する。

(nバッチ目流下後の炉底低温運転移行時間)

≡(n+1バッチ目の補助電極820 °C到達時刻) (3-10)

- (nバッチ目流下完了時刻)

ここで、 $n = 1, 2, 3, \cdots$ とする。以下では、特定のバッチ流下後の炉底低温運転移行時間を指す場合に、「流下後」を省略して呼称する。

# a. 方法

流下完了10分後から20分間かけて底部電極冷却空気流量を30 Nm<sup>3</sup>/hまで上昇させ、底部電極を 冷却する(第3.3.9項参照)。ただし、高模擬8バッチ目(ドレンアウトI)は炉内を積極的に加熱し

<sup>42 2003</sup>年11月から12月にかけて、MTFにおいてTVF2号炉を用いコールド条件で実施した2回目の作動試験。

て溶融ガラスを全量流下するため底部電極冷却を実施しない。流下完了時刻と、補助電極温度 (T10.5とT10.7の高い方)が820℃に到達した時刻を記録し、その差から炉底低温運転移行時間を 求める。はじめに、低模擬1~8バッチ目は白金族元素の影響を受けない溶融炉固有の特性として、 炉底低温運転移行時間を計測する。次に、高模擬1~8バッチ目では、溶融ガラスに白金族元素が 分散して存在する状態での炉底低温運転移行時間を計測する。

### b. 結果

低模擬試験における炉底低温運転移行までの補助電極温度の推移を図 3-52に示す。補助電極 (A)の温度を低模擬3バッチ目と低模擬7バッチ目に注目して比べると、二つのグラフはほぼ相似形 で、流下完了時の温度が高いほど炉底低温運転移行時間が長い(図 3-52 ①)。また、底部電極冷 却空気流量の上昇させ方は異なるものの、2号炉22-1CPの5バッチ目と流下完了時点の温度が近い 3号炉の低模擬5バッチ目を比べると、炉底低温運転移行時間は3号炉の方が1.7h短い(図 3-52 ②)。 高模擬試験における炉底低温運転移行までの補助電極温度の推移を図 3-53に示す。温度推移は低 模擬試験の場合と同様である。

各バッチの炉底低温運転移行時間(棒グラフ)を図 3-54に示した。低模擬試験では6.0~10.3 h、 高模擬試験では4.8~10.3 hであった。同じグラフにプロットした流下完了時の補助電極(A)50mm 控え温度(折れ線グラフ)と比べると、二つの値が概ね連動していることが分かる。高模擬8バッ チ目(ドレンアウトI)の炉底低温運転移行時間が長くなったのは、溶融ガラスを全量流下するた め、底部電極冷却を実施しなかったためである。

ここまでで、流下完了時の補助電極温度が高いバッチほど炉底低温運転移行時間が長くなるこ とが分かった。バッチ毎にばらつきがある流下完了時の補助電極温度の影響を取り除けば、3号炉 固有の特性である炉底部温度の低下時間を評価できる。ここでは流下完了時の温度ではなく、補 助電極(A)50 mm控え温度が880 ℃から820 ℃へかけて温度差60 ℃を低下するまでにかかった時間 (以下、60 ℃低下所要時間)を、主電極冷却空気流量毎に比較した。図 3-55の低模擬試験に注目 して見れば、主電極冷却空気流量が少ないほど60 ℃低下所要時間が長い傾向が確認できる。高模 擬試験では冷却空気流量を2種類しか試していないため傾向を読み取ることは難しいが、傾向は低 模擬試験と同様と予想する。さらに、表 3-10 (第3.3.4項(3))で示した主電極冷却空気流量と主電 極50 mm控え温度の関係を用いれば、60 ℃低下所要時間は主電極温度の範囲毎に、

- ・ 主電極温度650~680 ℃のとき、60 ℃低下所要時間5 h
- ・ 主電極温度680~710 ℃のとき、60 ℃低下所要時間6 h
- ・ 主電極温度720~740 ℃のとき、60 ℃低下所要時間8 h

と整理することができる。

### c. 評価

高模擬試験における炉底低温運転移行時間が最長で10.3hとなり、かつ、ドレンアウト後の炉内 観察では傾斜面上部の堆積物が確認されなかったことから、これを3号炉で堆積が生じていない場 合の炉底低温運転移行時間の基準とする。ホット運転へ移行後、この指標が10.3hから顕著に増加 した場合はドレンアウトへの移行を検討する。今回の試験では高模擬のサンプル数が7バッチ分と 少ないため、白金族元素が炉底に堆積しはじめた際に起こる炉底低温運転移行時間の上昇は確認 できておらず、どの程度の速さでこれが増加するかはホット運転における数十バッチを通じて確認することになる。

上記の60℃低下所要時間に関する調査から、炉底低温運転移行時間がバッチ毎にばらつく原因 が主電極温度の違いに起因することが確認されたため、今後は主電極冷却による炉底部温度への 影響が一定となるよう、主電極温度を一定の範囲で管理しながら指標の推移を監視していく。

バッチ	主電極冷却空気 流量 [Nm <sup>3</sup> /h]	主電極温度 <sup>43</sup> [℃]	炉底720℃ 到達時間 <sup>44</sup> [h]	炉底低温運転 移行時間 <sup>45</sup> [h]
低模擬1、2	25.0	720~740	3.0~3.1	9.3~10
低模擬3、4	27.5	680~710	3.1~3.4	7.0~7.7
低模擬5、6	30.0	650~680	3.4~3.6	6.0
低模擬7、8	27.5	680~700	3.5~3.8	6.3
高模擬1	27.5	670~700	4.0	5.4
高模擬2	27.5	670~690	4.3	5.6
高模擬3	27.5	670~700	5.3	4.8
高模擬4	26.0	690~720	4.8	6.7
高模擬5	26.0	690~710	4.7	5.4
高模擬6	26.0	700~720	4.8	6.6
高模擬7	26.0	690~720	4.2	6.9
高模擬8	26.0	680~710	4.9	10 <sup>脚注46</sup>

表 3-10 主電極冷却空気流量に対する主電極50 mm控え温度、炉底の昇温・降温時間

表 3-11 流下速度の目標範囲

流下重量 [kg]	流下重量100 kgまでの到達時間	流下速度の目標範囲 [kg/h] <sup>14)</sup>
0~100	—	60~80
100~250	70分未満	110~140
	70~80分	130~160
	80分以上	150~180

<sup>&</sup>lt;sup>43</sup> 主電極冷却空気流量を表に示す流量に設定している炉底低温運転時のうち、原料供給停止期間を除いた期間での主電極50 mm控え温度(T10.1、T10.3)が示す温度範囲を10 ℃刻みで表示。

<sup>&</sup>lt;sup>44</sup> 炉底加熱開始から底部電極温度 (T10.11) が720 ℃へ昇温するまでの時間。詳細は第3.3.7項と図 3-31(c)を参照。

<sup>&</sup>lt;sup>45</sup> 各バッチ流下後の補助電極温度(T10.5、T10.7)が820 ℃へ低下するのに要する時間。詳細は第3.3.10項(3)を参照。

<sup>&</sup>lt;sup>46</sup> 高模擬8バッチ目(ドレンアウトI)の炉底低温運転移行時間が同様の運転条件の他のバッチよりも長くなったのは、炉内を積極的に加熱して溶融ガラスを全量流下するため底部電極冷却を実施しなかったためである。

バッチ	流下所要時間		
	低模擬試験	高模擬試験	
1バッチ目	2 時間 44 分	2 時間 41 分	
2 バッチ目	2 時間 42 分	2時間38分	
3 バッチ目	2時間 39分	2時間 56 分	
4 バッチ目	2 時間 43 分	2時間 34 分	
5 バッチ目	2 時間 46 分	3時間 03 分	
6 バッチ目	2 時間 37 分	2時間 56 分	
7 バッチ目	2 時間 42 分	2時間 50分	
8 バッチ目	2時間 41 分	2 時間 56 分	

表 3-12 各バッチの流下所要時間



 ※1 Hi-ON前に底部電極温度が720 ℃に到達した時はHi-ON到達後、速やかに上段加熱に移行する。
 ※2 底部電極の温度上昇が速く目標温度よりも高くなり過ぎる場合または白金族元素の影響で 底部電極の温度上昇に時間を要する場合は、炉底加熱開始時間や上段加熱開始時間を見直す。
 ※3 低模擬1~4バッチは390秒としたが糸引きガラス改善のため低模擬5バッチ以降は330秒とした。

図 3-16 模擬廃液供給試験における試験フロー



図 3-17 溶融ガラス温度計(引上げ位置)と気相部温度計





図 3-19 低模擬試験と高模擬試験のHi-ON時気相部温度の度数分布47



<sup>47 1</sup>バッチの期間中に原料供給停止が発生した高模擬6~8バッチとドレンアウトII、IIIは除外した。



図 3-21 溶融ガラス温度分布計測時の測温点の鉛直方向位置



図 3-22 側壁耐火物75 mm控え、150 mm控え温度計の設置位置





- 83 -



- 84 -

















図 3-30 底部電極付近の断面模式図



図 3-31 炉底加熱開始から流下までのPERTダイアグラムと所要時間の内訳



<sup>&</sup>lt;sup>48</sup> 低模擬7バッチ目に150分あたりで一時的に温度が低下しているのは、炉底加熱時のガラス温度分布を計測する (第4.1節および図 4-6参照) ために熱電対を挿入している間、主底間電流を止めたためである。



(3) 低模擬3バッチ目

(4) 低模擬4バッチ目



(5) 低模擬5バッチ目

(6) 低模擬6バッチ目



図 3-33 本流下開始時の流下ノズル監視カメラ画像(1/3)


(9) 高模擬1バッチ目

(10) 高模擬2バッチ目



(11) 高模擬3バッチ目

(12) 高模擬4バッチ目



図 3-33 本流下開始時の流下ノズル監視カメラ画像 (2/3)



(15) 高模擬7バッチ目

(16) 高模擬8バッチ目



図 3-33 本流下開始時の流下ノズル監視カメラ画像(3/3)



図 3-34 全段加熱開始直後の流下速度変化(低模擬試験)



図 3-35 全段加熱開始直後の流下速度変化(高模擬試験)



図 3-36 炉底部平均温度と流速50 kg/hに要した時間の関係



図 3-37 流下重量に対する流下速度(低模擬試験)



図 3-38 流下重量に対する流下ノズル加熱電力(低模擬試験)



図 3-39 流下重量に対する流下速度(高模擬試験)



図 3-40 流下重量に対する流下ノズル加熱電力(高模擬試験)



図 3-41 流下停止操作開始時の流下速度とオーバーシュート量の相関(過去の実績)



図 3-42 流下停止操作開始時の流下速度とオーバーシュート量の相関(今回の実績)



図 3-43 底部冷却時の底部電極温度と温度変化速度(低模擬試験)



図 3-44 底部冷却時の底部電極温度と温度変化速度(高模擬試験)



図 3-45 ガラス温度と比抵抗の関係<sup>24)</sup>



図 3-46 主電極間の通電経路(主電極間の対向する面の面積)



図 3-47 主電極間の通電経路(溶融ガラスの鉛直断面積)



図 3-48 主電極間補正抵抗(Hi-ON時)49

<sup>&</sup>lt;sup>49</sup> 低模擬1バッチ目は仮焼層の厚さが増える過渡期にあり炉内各所の温度が十分に安定していないため、平均値を 算出する上での統計処理から除外した。



<sup>50</sup> 低模擬1バッチ目は仮焼層の厚さが増える過渡期にあり炉内各所の温度が十分に安定していないため、平均値を 算出する上での統計処理から除外した。



<sup>&</sup>lt;sup>51</sup> 2003年11月から12月にかけて実施した2号炉作動試験では低模擬6バッチに続いて高模擬8バッチ、3号炉運転条件確認試験では低模擬8バッチに続いて高模擬8バッチを実施しており、液位が定常のバッチと異なる最後のドレンアウトIIとIIIを除いたすべてのバッチをプロットしている。二つの運転の模擬廃液組成は表 A-4、表 A-5を参照。 補助電極間通電のタップ電圧は、2号炉作動試験では100 V、3号炉作動試験では300 Vである。

# JAEA-Technology 2024-024



図 3-51 溶融ガラスの流れの模式図



図 3-52 炉底低温運転移行までの補助電極温度の推移(低模擬試験) 52

<sup>52</sup> 補助電極(B)温度の線が途切れているのは、炉底低温運転移行後をプロットしていないため。



図 3-53 炉底低温運転移行までの補助電極温度の推移(高模擬試験) 53

<sup>53</sup> 補助電極(B)温度の線が途切れているのは、炉底低温運転移行後をプロットしていないため。



図 3-54 炉底低温運転移行時間と流下完了時の補助電極(A)50 mm控え温度



図 3-55 主電極冷却空気流量に対する補助電極(A)50 mm控え温度の60 ℃低下所要時間54

<sup>54</sup> ドレンアウトI~IIIバッチは除外した。近似曲線は低模擬試験のみの結果から近似したもの。

## 3.4. 保持運転試験

TVFでは、溶融炉を運転中に付帯設備のトラブルが生じた場合、対応時間を確保するため一時 的に原料供給を止め加熱電力を下げる『保持運転』を行う。これはガラス製造を止めるとともに、 温度を下げて溶融ガラスの粘性を高めることで白金族元素の沈降を遅らせ、炉底への堆積を抑制 する効果を期待した措置である。2号炉を用いた固化処理運転21-1キャンペーン(以下、21-1CP) では、ガラス固化体の閉じ込め検査装置内汚染へ対処するため約76時間の保持運転を行い<sup>55</sup>、白金 族元素の堆積を抑制しつつトラブルへの対応時間を確保することができた。3号炉においても付帯 設備のトラブル等が生じた場合は、保持運転を行う予定である。

#### 3.4.1. 目的

3号炉では、2号炉からの炉底形状変更やそれに伴う主電極冷却チャネル形状変更のため、保持 運転へ移行させる際の運転操作パラメータにも変更が必要である。3号炉を使ったホット運転にお いても速やかに保持運転へ移行でき、かつ、これまでと同等の沈降抑制効果が発揮できるように、 あらかじめ適切な運転操作パラメータを確認する。またこの際、溶融槽内部に形成される溶融ガ ラス温度分布を計測し、それが白金族元素の沈降を抑制可能な温度分布であることを確認する。 保持運転試験の目的は、以下の3点である。

- ① 2号炉での保持運転移行操作と同等の方法で3号炉を保持運転へ移行させられることの確認
- ② 炉底部への白金族元素の沈降・堆積を抑制できることの確認
- ③ CFD解析モデルの精緻化に必要となる保持運転中の炉内温度の把握

#### 3.4.2. 方法

高模擬廃液供給試験の7バッチ目から8バッチ目(ドレンアウトI)へ移行する際、炉内ガラス保 有量を把握できるようLoレベル液位計がONになるまで原料を供給した後、原料供給を停止する。 主電極間電力(Ew10.1)を通常の39 kWから33 kWへ下げ、主電極50 mm控え温度(T10.1または T10.3のどちらか高い方)が700±10℃の範囲になるよう主電極冷却空気流量(F801、F808)を調整 する。また、補助電極温度(T10.5、10.7)が805±5℃となるように補助電極間電流(Ei10.2)を調 整する。仮焼層の溶融が進むと気相部温度(T10.23)が上昇するので、気相部温度が550℃に達し た時点で水供給ノズルから水を10 L/hで供給し、気相部温度を下げる(500℃を下回ったら水供給 を止める)。これを繰り返して気相部温度(T10.23)を500~550℃に維持する。保持運転の期間は、 溶融ガラスの温度分布が定常状態になるまで続けることを目標に2日間に設定する。これは、温度 変化が比較的緩やかなコモンプローブ50 mm控え温度(T10.9)が定常に達するまでの時間が、2号 炉での運転の実績に基づいて36~48時間と予想されるためである<sup>56</sup>。

<sup>&</sup>lt;sup>55</sup> ガラス固化体蓋溶接部の閉じ込め確認検査時、検査装置内に固化体表面の汚染が付着したために判定基準値を 超えるCs-137が検出されたことから、固化体表面や検査装置の配管を洗浄した。これに伴うガラス固化体取扱工程 の渋滞のため、溶融炉では2021/09/04 15:02から2021/09/07 19:00まで保持運転を行った。

<sup>&</sup>lt;sup>56</sup> 温度推移が定常に達するにはこれだけの時間を要するため、もし想定と異なる温度に向かって収束していても、 目標から大きく逸脱しない限り、途中で主電極50mm控え温度目標範囲や主電極間電力の変更は避け、落ち着く温 度がいくらになるか確認する。

保持運転中のガラス温度分布を計測するため、常設の溶融ガラス温度計(T10.27)に加え、鉛直 方向に150 mm間隔で5点の測温点を持つ仮設挿入熱電対を原料供給器から溶融槽へ挿入し、温度 推移を測定する(詳細は第4.1節)<sup>57</sup>。

2日間の保持運転終了後、ドレンアウト液位まで原料供給を再開し、ドレンアウト操作に移行する。ドレンアウト終了後に炉内を観察し、炉底傾斜面に堆積物が生じていないことを確認する。

## 3.4.3. 結果·考察

保持運転中に溶融炉に対し行った温度分布へ影響する操作を表 3-13に、運転パラメータの目標 と実績を表 3-14に記載した。保持運転中の有効電力、実効電流、温度の推移を図 3-56に示す。灰 色の背景は原料供給を停止した期間を示している。原料供給を停止させた47.5hのうちに、コモン プローブ50 mm控え温度は932 ℃から843 ℃へ降下してほぼ一定になった(図 3-56 ①)。その後、 水供給を停止し、主電極間電力や主電極冷却空気、補助電極温度を段階的に保持運転前の状態に 戻すとともに原料供給を再開した結果、各部の温度は通常の運転状態に復帰することを確認した。 また、ドレンアウト後の炉内観察の結果、炉内に有意な残留ガラスは認められず、白金族元素が 炉底傾斜面に堆積していないことを確認した。

保持運転試験中の主電極冷却と水供給による冷却速度を図 3-57に示す。背景を灰色で塗った部 分は原料供給を停止した期間を表している。主電極の冷却速度*q*は次の式で算出した<sup>10</sup>。

$$\dot{q} = (T_{\rm out} - T_{\rm in})c_{\rm p}\rho_{\rm std}\dot{V}$$
(3-11)

ここで、 $T_{out}$ と $T_{in}$ は冷却空気の出口と入口における温度、 $c_p$ は400  $\mathbb{C}$ 乾燥空気の定圧比熱を用いた。  $\rho_{std}$ と $\dot{V}$ は標準状態における空気の密度と体積流速である。また水冷却速度 $\dot{q}$ は、供給された室温  $T_R$ の水が瞬時にガラスから熱を奪い温度 $T_p$ の水蒸気へ変化すると仮定すれば、水供給速度 $F_{H_2O}$ と エンタルピーを用いて

$$\dot{q} = h_{\rm H_20}^{R \to P}(T_R, T_P) F_{\rm H_20}$$
(3-12)

と書ける。 $h_{H_0}^{R \to P}$ は室温 $T_R$ の水が温度 $T_P$ の水蒸気へ変化するまでに要するエンタルピーで、

$$h_{\text{H}_2\text{O}}^{R \to P}(T_R, T_P) = h_{\text{liquid}}^{R \to 100^{\circ}\text{C}} + h_{\text{vap}}^{100^{\circ}\text{C}} + h_{\text{steam}}^{100^{\circ}\text{C} \to P}$$
(3-13)

である。ここでは、T<sub>R</sub>を10 ℃、T<sub>P</sub>を気相部温度計の指示値(T10.23)として見積もった。

# (1) ガラスと気相部の温度

保持運転中の気相部温度を500~550 ℃とするため、原料供給停止後、気相部温度が550 ℃に上 昇するのを待って10 L/hで水供給を開始した(図 3-56 ②)。2号炉の実績では水供給開始後は気相 部温度が低下していくことから、500 ℃まで低下したら一旦水供給を中断し、550 ℃まで上昇した ら水供給を再開する予定としていたが、3号炉では気相部温度が530~540 ℃で安定したことから、 保持運転終了まで連続して水供給を実施した。また、ガラス温度についても、2号炉では断続的な 水供給に応じて900~950 ℃の範囲で変動したが、3号炉では1000 ℃程度で安定に推移した(図 3-56 ③)。この違いについては、2号炉は炉底傾斜面上部などに残留していた白金族元素の影響に

<sup>&</sup>lt;sup>57</sup> 仮設挿入熱電対は原料供給器から挿入するものの他に、水供給ノズル管台から溶融ガラスへ挿入できるように 用意されたものもある。保持運転中は水供給ノズルを当該の管台に設置し水供給を実施する(図 3-11を参照)た め、この仮設挿入熱電対は設置しない。

より、主電極間通電の経路(ガラス発熱部)が新品時に比べて炉底側に下がっていた可能性があ り、このことが水供給した際の気相部温度が下がりやすかった要因として考えられる。

## (2) 主電極温度

保持運転中の主電極間電力、冷却空気流量、電極温度の推移を図 3-58に示す。保持運転中、主 電極間電力を33 kWまで低下させた上で(図 3-58 ①)、主電極(A)と(B)の50 mm控え温度のうち、 どちらか高い方の温度が700±10 ℃で推移するよう主電極冷却空気流量(F801、F808)を調整した (図 3-58 ②)結果、期間の大半で主電極(B)側が(A)側よりも低く推移した(図 3-58 ③)。主電極 (A)と(B)には約30 ℃の温度差が生じた(図 3-58(c))。これは2号炉でも見られた現象で、水供給ノ ズルが溶融槽の中心よりも主電極(B)に近い側に設置されていることが原因と考えられる。

#### (3) 炉底部の温度

保持運転中の炉底部の温度推移を図 3-59に示す。保持運転中、二つの補助電極のうち温度が高 い補助電極(A)側の温度を、定常運転時の炉底低温運転における温度(820±5 ℃)よりも低い 805±5 ℃となるように調整した(図 3-59 ①)。その結果、補助電極(B)50mm控え温度は保持運転 終了時点で770 ℃程度まで低下した<sup>58</sup>。底部電極温度は、定常運転時に630~640 ℃となるのに対 して保持運転終了時点では620~630 ℃まで低下した(図 3-59 ②)。

一方、仮設挿入熱電対で測定した補助電極間の炉内中心部の温度については、保持運転時は一 旦850℃程度まで低下(図 3-59 ③)後、主電極冷却空気流量を低下させた時点で880℃程度まで 上昇した(図 3-59 ④)ところまでは定常運転時と大きな違いは無かったが、その後の温度低下が 定常運転時に比べ遅く、保持運転終了時点(36時間程度経過)で860℃程度(図 3-59 ⑤)であっ た<sup>59</sup>。

# 3.4.4. 評価

# (1) 白金族元素の沈降

保持運転から通常の運転に復帰して最初の流下である高模擬8バッチ目では、白金族元素の沈降 により流下重量30kg時点で流下ガラスに含まれる白金族元素の割合が他のバッチに比べて高くな った(図 3-60、図 3-61)。しかし、高模擬8バッチ目は次の2点において他のバッチとは異なるこ とに注意すべきである。

- 流下前に仮焼層を溶融する溶かし込み運転を行い(第3.5.1項を参照)、それまで仮焼層に保持されていた白金族元素が溶融ガラスへ移行していること
- ・ 運転時間<sup>60</sup>が他のバッチの約2倍あること

この違いを考慮すれば、バッチ毎の抜き出し率(図 3-62、図 3-63)の増加はわずか(高模擬3~ 7バッチ目の平均抜出率に対して高模擬8バッチ目は、RuO<sub>2</sub>で1.13倍、PdOで1.15倍)であると考え

<sup>&</sup>lt;sup>58</sup> 定常運転時は補助電極(A)50 mm控え温度を820 ℃に調整すると、補助電極(B)50 mm控え温度は780 ℃程度になる。

<sup>59</sup> 定常運転で炉底低温運転へ移行する時には、補助電極温度が一旦850 ℃程度まで低下後、820±5 ℃で制御するため補助電極間の通電を開始したタイミングで880 ℃程度まで上昇し、その後16時間程度で850 ℃程度まで低下する。

<sup>&</sup>lt;sup>60</sup>前バッチ(高模擬7バッチ目)の流下が完了してから保持運転を行い、その後、通常の運転に復帰して8バッチ 目を終えるまでの運転時間。

えられ、保持運転には白金族元素の沈降抑制効果が認められる。なお、流下ガラス中の白金族元素の濃度や量の評価手法に関する詳細は第3.6節を参照のこと。

# (2) 白金族元素の堆積

原料供給再開後の炉底低温運転では820 ℃を維持できており、白金族元素の堆積による主電極 間電流の炉底部への回り込みは生じていない。白金族元素が炉底傾斜面に沈降・堆積した場合、 流下による白金族元素の抜出率が低下し炉内残留量が増加するが、今回の保持運転前後の流下に よるRuO2の抜出率(図 3-62)に注目すると、保持運転前の高模擬7バッチの抜出率は約93%であ り、保持運転中のRuO2炉内残留量は通常よりも若干多い状況だったにもかかわらず、保持運転後 の高模擬8バッチ(ドレンアウトI)の抜出率は約116%となり、流下後のRuO2炉内残留量も通常通 りの残留量に回復した。これはひとつ前の7バッチ目で流下されなかった分が流下されたものと考 えられ、保持運転中の白金族元素の炉底傾斜面への堆積は抑制されたと言える。また、保持運転 中の補助電極間ガラスの温度低下が定常運転での炉底低温運転時より遅かったにもかかわらず、 ドレンアウト後の炉内観察の結果、白金族元素が炉底傾斜面に堆積していない(詳細は第5.1節で 述べる)。

これらのことから、3号炉においても、2号炉と同様の保持運転移行操作により炉底部への白金 族元素の堆積を抑制できることを確認した。

表	3-13	保持運転中の主な運転操作の時系列

日時	操作
2023/12/14 09:42	Lo-ON L10.1: 4.32 Ω (ガラス積算:40.50 kg)
2023/12/14 09:43	原料供給停止
2023/12/14 09:51~09:58	ガラス液位測定 (ガラス保有量:633 kg、炉底からの距離:665.8 mm)
2023/12/14 09:58~10:05	Ei10.5 SV: 0 A→25 A
2023/12/14 10:40	Ew10.1 SV: 39.0→36.0 kW
2023/12/14 11:40	Ew10.1 SV: 36.0→33.1 kW
2023/12/14 12:26	F801、F808: 26.0 $\rightarrow$ 25.0 Nm <sup>3</sup> /h (T10.1: 701.1 °C、T10.3: 704.6 °C)
2023/12/14 13:05	F801, F808: $25.0 \rightarrow 22.5 \text{ Nm}^3/\text{h}$ ,
	F809、F810: 10→9 Nm <sup>3</sup> /h (T10.1: 694.1 °C、T10.3: 699.5 °C)
2023/12/14 13:17~13:24	ガラス液位測定(ガラス保有量:638 kg、炉底からの距離:668.8 mm)
2023/12/14 14:30	水供給開始
2023/12/14 19:18	F801、F808: 18→17 Nm <sup>3</sup> /h (T10.1: 699.0 °C、T10.3: 694.3 °C)
2023/12/15 07:28	Ei10.2 SV: 10→12 A (T10.5: 800.7 °C、T10.7: 774.8 °C)
2023/12/15 13:30	Ei10.2 SV: 12→14 A (T10.5: 801.2 °C、T10.7: 773.2 °C)
2023/12/15 20:30	F801, F808: $17.0 \rightarrow 16.0 \text{ Nm}^3/\text{h}$ ,
	F809、F810: $7 \rightarrow 6 \text{ Nm}^3/\text{h}$ (T10.1: 693.8 °C、T10.3: 668.7 °C)
2023/12/16 00:15	F801, F808: $16.0 \rightarrow 17.0 \text{ Nm}^3/\text{h}$ ,
	F809、F810: $6 \rightarrow 7 \text{ Nm}^3/\text{h}$ (T10.1: 708.2 °C、T10.3: 677.0 °C)
2023/12/16 08:00	水供給停止
2023/12/16 08:00	Ew10.1 SV: 33→36 kW
2023/12/16 08:18~08:26	液位測定
2023/12/16 08:28	水供給ノズル管台側の仮設熱電対を溶融ガラスへ挿入
2023/12/16 09:00	原料供給再開
2023/12/16 09:00	Ew10.1 SV: 36→39 kW
2023/12/16 09:43~09:44	F801, F808: 17.0 $\rightarrow$ 20.0 Nm <sup>3</sup> /h,
	F809、F810: $7 \rightarrow 8 \text{ Nm}^3/\text{h}$ (T10.1: 710.5 °C、T10.3: 690.1 °C)

2 7 10 2	2号炉 21-1CP(参考) <sup>61</sup>	3号炉 運輸	<b>坛条件確認試験</b>
	実績	目標値	実績
ガラス温度(T10.27)	$910 \sim 950 \text{ °C}$	1150±10 °C	970∼1020 °C
気相部温度(T10.23)	510~550 °C	500~550 °C	530~550 °C
主電極50 mm控之温度(T10.1、T10.3)	A:約710~750 °C	どちらか高い方が	A : $690 \sim 710  ^{\circ}\text{C}$
	B:約700~750 °C	700±10 °C	B : $670 \sim 700  ^{\circ}\text{C}$
補助電極50 mm控え温度(T10.5、T10.7)	A:842 °C→808 °Cまで低下	どちらか高い方が	A:824 °C→804 °Cまで低下
	B:835°C→814°Cまで低下	805±5 °C	B:817°C→771°Cまで低下
コモンプローブ温度(T10.9)	917 °C→814 °Cまで低下	-	632 °C→843 °Cまで低下
側壁耐火物温度(T10.24)	787 °C→773 °Cまで低下	Ι	845 °C→772 °Cまで低下

表 3-14 保持運転試験における運転パラメータの目標と実績

61 2021/09/04 15:02から2021/09/07 19:00までに実施した保持運転











図 3-60 3号炉の運転条件確認試験における流下ガラス中のRuO2換算濃度の推移



図 3-61 3号炉の運転条件確認試験における流下ガラス中のPdO換算濃度の推移



図 3-62 3号炉運転条件確認試験におけるRuO2抜き出し率と炉内残留量の推移



図 3-63 3号炉運転条件確認試験におけるPdO抜き出し率と炉内残留量の推移

#### 3.5. ドレンアウト試験

溶融炉を停止する際は、ガラス原料の供給を終了し、ガラス固化体約3本分に相当する炉内の溶 融ガラスを流下するドレンアウトを行う。この3回の流下を、ここではそれぞれ順番に、ドレンア ウトI、II、IIIと呼んで区別する。ドレンアウト中は液位の低下に伴い電極が露出し通電面積が減 少することから、電極表面の電流密度が0.5 A/cm<sup>2</sup>を超えないよう、主電極間は電圧制御で通電す る。さらに、電極間電流の制限による炉内の加熱不足を補うため、間接加熱装置を併用すること でドレンアウト中のガラス温度低下を抑制し、流下可能な温度に維持する。

3号炉においても上記の手順を踏襲しつつ、ドレンアウト開始時のガラス液位の調整方法、仮焼 層の溶かし込み所要時間、ガラス液位(流下重量)に応じた主電極等の溶損防止のための電流管 理や通電系統の停止のタイミング、ドレンアウト中のガラス温度(T10.27)、気相部温度(T10.23)、 主電極温度(T10.1、T10.3)の推移等について、2号炉と異なる点を確認した上で3号炉のドレンア ウト手順を定め、全3回の流下で炉内の保有ガラスをすべて流下できることを確認する。ドレンア ウト試験の試験フローを図 3-64、図 3-65、図 3-66に示す。ドレンアウト試験の確認項目におけ る確認方法と、それに対する確認結果を以下に示す。

#### 3.5.1. 仮焼層の溶かし込み所要時間

ドレンアウトIでは、原料供給終了から上段加熱開始までの期間に、仮焼層を溶融しガラス液面 をホットトップ状態とする運転(以下、溶かし込み運転)を行う。2号炉では通常、溶かし込み運 転のために24時間程度の期間を設けている。気相部温度の上昇が遅い場合、これは仮焼層の溶か し込みが遅いことを意味するので、間接加熱装置による加熱を併用することとしている。

3号炉においてもドレンアウトIにおける原料供給終了からホットトップ状態移行までの時間を 確認し、2号炉の実績と同様に24時間以内でホットトップ状態へ移行できることを確認する。

(1) 方法

原料供給終了後、主電極間通電の電力(Ew10.1)を39kWで溶かし込み運転を実施し、仮焼層を 溶融する。気相部温度(T10.23)の上昇が遅く、液面がホットトップ状態になるまでに24時間以上 要すると予想される場合は間接加熱装置を起動する。

原料供給器のゲート弁上部から炉内のガラス液面を30分毎に目視し、仮焼層の溶かし込み所要 時間(原料供給終了からホットトップ状態移行まで)を確認する。

#### (2) 結果

ドレンアウト期間における電力、電圧、電流および温度の推移を図 3-67に示す。比較のため、 2号炉による22-1CPにおける同様のグラフを図 3-68に示す。

今回の運転は2023/12/17 19:27に原料供給を終了し、溶かし込み運転へ移行した。今回の試験で は気相部温度の上昇(すなわち、仮焼層の溶け込み)が早かった(図 3-67(e)緑の線)ため、間接 加熱装置を併用しなかった。原料供給終了から13.5h後に炉内を目視した際、仮焼層の溶け残りは ほとんどなく異物等は無かったことから、ホットトップ状態にあると判断した。原料供給終了後 13.7 hの時点で炉内を撮影した写真を図 3-69に示す。24時間以内にホットトップ状態へ移行でき ることを確認した。 2号炉を用いた22-1CPでは、溶かし込み運転中の気相部温度の上昇が遅かった(図 3-68(e)緑の 線)ため間接加熱装置を併用したが、原料供給終了からホットトップ状態となるまでに24h程度か かり、また流下ノズルの上段加熱開始は約29h後となった。これは、炉底傾斜面上部への白金族元 素の堆積により、主電極間通電が炉底部側へ回り込んだことで仮焼層の溶け込みが遅くなったこ とが原因として考えられる。

3号炉においても原料供給終了からホットトップ状態への移行時間が、今回の試験結果である約 14 hから増加していく傾向が確認された場合は、炉底傾斜面への白金族元素の堆積が生じている 可能性があることに注意が必要である。

# 3.5.2. ドレンアウト開始時のガラス液位調整

3回の流下で溶融炉が空になり、かつ、固化体容器1本あたりのガラス充填量が300kg以下となる ように、ドレンアウト開始時の液位(ドレンアウト液位)を調整する。ドレンアウト液位は底部 電極上端から788 mmで、ガラス保有量865 kgに相当する。調整した液位がドレンアウト液位から 大きく相違しないことを確認する<sup>62</sup>。

## (1) 方法

はじめに、ドレンアウトI(高模擬8バッチ目)のLo-ON時(炉内ガラス保有量:640.2 kg)から 溶融ガラス225 kg分のガラス原料を投入し、ドレンアウト液位に調整する。次に、実際の液位を測 定してガラス保有量を確認する。最後に、実際にドレンアウトで流下されたガラスの重量と比較 し、液位と保有量の関係を検証する。詳細は以下のとおりである。

#### a. 液位測定

原料供給を終了後に仮焼層を完全に溶融させ、接触針式液面計管台から仮設ガラス液位測定棒 を挿入して液位を測定する。測定の大まかな流れは第3.1.7項(2)と同様である。

管台の上面からドレンアウト液位までの高低差は設計値で1232 mmとなっているため、測定棒のストッパから下端までの長さを、1232 mmに28 mmを加えた1260 mmに調整しておく。

運転条件確認試験の前に行った3号炉の作動試験では、上記のドレンアウト液位から872 kgのガ ラスを流下している。この結果を基に、次の理由により液位測定の判定基準を1230~1247 mmと して設定する。

- 「レンアウト液位調整後のガラス保有量が仮に3号炉作動試験の実績と同様に872 kgとした場合、ドレンアウト液位から+2mm(+3kg程度)以内であれば、ドレンアウトIの流下重量:295 kgのとき、残りのガラス保有量:580 kgに対してドレンアウトIIの目標流下重量を285 kgから295 kgに増やすことでドレンアウトII完了時のガラス保有量は285 kgとなるため、ドレンアウトIIIで全量流下できる。
- ② ドレンアウト液位調整後のガラス保有量が仮に3号炉作動試験の実績と同様に872 kgとした場合、ドレンアウト液位から-15 mm (-21 kg程度)以内であれば、ドレンアウトIの流下重量:295 kg、ドレンアウトIIの流下重量:285 kgの時に炉内のガラス保有量は271 kgとな

<sup>&</sup>lt;sup>62</sup> 2号炉の22-1CPのドレンアウトでは、炉内に865 kgのガラスを保有した状態から全3回の流下(ドレンアウトI: 295 kg、ドレンアウトII: 285 kg、ドレンアウトIII: 285 kg) によりガラスを流下している。

り、図 C-1より主電極下端の高さに相当するガラス保有量は209 kg程度であることから、

主電極は溶融ガラスから完全に露出しないため、主電極間通電を確保できる。

判定基準を逸脱した場合は以下の処置を行う。

- ガラス液位が低い場合は、ドレンアウト液位までの不足分を図 C-1から評価してガラス原料を追加投入する。また次回以降の運転では、不足分を考慮してドレンアウト前の原料供給量を見直す。
- ガラス液位が高い場合は、ドレンアウト液位からの超過分を図 C-1から評価し、次回以降の運転でドレンアウト前の原料供給量を見直す。

## b. 推定したガラス保有量の検証

流下ガラスのサンプリング重量、ドレンアウトI~IIIによる流下ガラス重量と運転終了後の炉内 観察で評価する残留ガラス重量を合計し、ドレンアウト開始前の推定炉内保有量(約865 kg)と概 ね一致することを確認する。

## (2) 結果

ドレンアウト液位の測定結果を表 3-15、ドレンアウトによる流下ガラス重量を表 3-16に示す。 原料供給終了後、ホットトップ状態になるのを待って実施した接触針液面計管台からの測定距離 は、判定基準内(1230~1247 mm)となる1236 mmであり、ガラス液位(底部電極上端からの高さ) としては、784mm(ガラス積算による炉内ガラス保有量:約860 kg)となった。

また、流下ガラスのサンプリング重量を含むドレンアウトI~IIIによる流下ガラスの合計重量は 860.5 kgとなり、ドレンアウト後に実施した炉内観察の結果(第5章を参照)からも炉内に顕著な 残留ガラスは確認されなかった。

よって、ドレンアウト開始時のガラス積算による炉内ガラス保有量:約860kgは、ドレンアウト 開始前の推定炉内保有量:約865kgに対して-5kg程度と許容値(-21kg程度)に対して十分に小さ く、また、ドレンアウトI~IIIによる流下ガラス重量の合計重量:860.5kgと概ね一致した。以上よ り、ドレンアウト開始時のガラス液位調整方法は妥当であることを確認した。

#### 3.5.3. ドレンアウトI

3号炉では炉底形状を四角錐から円錐へ変更したことに伴い、2号炉とはドレンアウト開始時の ガラス液位が異なり、ドレンアウトIの途中から主電極が露出し始めるなど、ドレンアウト中の各 通電系統の操作方法などには見直しが必要となる。このため、以下に示す3号炉のドレンアウト操 作により、各通電系統の電圧制御への切替えや通電停止のタイミング、炉内各部の温度状況、流 下速度の制御性などを確認する。

## (1) 方法

ドレンアウト液位まで原料供給後、溶融ガラス液面がホットトップ状態となるまで仮焼層を溶 融する溶かし込み運転を行う。溶かし込み運転中の主電極間電力、主電極温度、補助電極温度な どの運転パラメータは基本的に溶かし込み運転前の状態を継続する。

流下前の炉底加熱や流下速度の調整は基本的に通常流下と同様とし、目標流下重量は295 kgと する。また、流下後はガラス液位が主電極上端から約20 mm下回り、主電極上部が一部露出するこ とから、流下開始前の主電極間電流が700 Aを超えている場合は、これが700 A以下となるよう主 電極間電力を調整する。

流下後の底部電極の冷却操作は実施しない。

## (2) 結果

ドレンアウト期間における温度や電力、電圧、電流の推移を、3号炉運転条件確認試験について 図 3-67に、2号炉の22-1CPについて図 3-68、ドレンアウトにおける運転パラメータの実績を表 3-17に示す。

# ① ガラス温度・気相部温度

2号炉22-1CPと今回を比較すると流下前のガラス温度は約1100 ℃で同程度だった(図 3-67 ①<sub>1</sub>、図 3-68 ①<sub>1</sub>)が、流下後のガラス温度は、今回は960 ℃程度まで低下し、2号炉22-1CPの場合に比べて約80 ℃低くなった。この原因は次の2つが考えられる。

- 3号炉では、ガラス温度測定用熱電対の測定点が主電極上端から約13 mm下の位置に あるが、3号炉で炉底形状を変更したことにより、ドレンアウトI流下終了時点のガラ ス液位が主電極上端から約20 mm下になり、熱電対がガラスではなく気相部を測定し ていること<sup>63</sup>。
- ・ 2号炉のドレンアウトI流下時は間接加熱装置を併用中であったのに対し、3号炉は間 接加熱装置を起動しておらず、加熱されていない気相部を測定していたこと。
- ② 主電極間通電と主電極温度

主電極間電流については、流下終了後まで480~520A程度で推移し、上限値(流下前:約758A、流下後:約700A)に対して十分な裕度が保たれ、主電極間電力の調整や電力制御から電圧制御への切替えが必要無いことを確認した(図 3-67 ②)。

また、主電極温度は、主電極冷却空気流量を調整することにより、通常運転中の範囲内 (690~740 ℃程度)である700~730 ℃程度で制御できることを確認した。

③ 炉底加熱性

流下前の炉底加熱については、通常流下時と同様に補助電極間電流を段階的に80A、主底 間電流を段階的に60Aまで上昇させることで、底部電極温度を流下ノズルの上段加熱や全段 加熱の開始条件温度まで上昇できることを確認した(図 3-67 ③<sub>1</sub>)。

# ④ 流下制御性

図 3-70(1)に示すように、ドレンアウトI流下初期の流下ガラスに偏流は生じなかった。全 段加熱開始から流下速度50 kg/h到達までに要した時間は図 3-71に示すとおりであり、高模 擬1~7バッチの平均値(9.8 min)と同程度だった。

流下速度と流下ノズル加熱電力との関係を図 3-72(a)に示す。図 3-72(a)より、流下速度に ついては、通常流下と同様に流下重量100kgまでは目標60~80kg/h、流下重量100~250kgま では目標150~180kg/hとなるように流下ノズル加熱電力を調整することで、概ね目標流下 速度の範囲で制御できることを確認した。

<sup>632</sup>号炉にけるドレンアウトI流下終了時点のガラス液位は、主電極上端よりも10mm程度上側にある。

流下停止操作開始時の流下速度とオーバーシュート量の相関を図 3-73に示す。流下重量 250 kg以降は流下停止操作に向けて流下ノズル加熱電力を低下させ、流下速度113.9 kg/hで 流下停止操作に移行した結果、流下停止操作開始から流下停止までに流れた流下重量(オー バーシュート量) は4.8 kgであった(図 3-73 ①)。

また、流下ガラスのサンプリング重量(約1.4 kg)を除いた流下重量は294.8 kgとなり、目 標流下重量(295 kg)どおりに流下できることを確認した。

#### 3.5.4. ドレンアウトII

## (1) 方法

ドレンアウトIIにおいては、流下開始時点でのガラス液位は主電極上端よりも下にあり、主電極 間電流を制限することとなるために、主電極間通電によるジュール加熱が弱まる。このことによ るガラス温度低下を抑制するため、間接加熱装置の電力を1kW/5minの増加率で最大36kWまで増 加させ、間接加熱装置発熱体温度を1100~1170℃に調整する。また、主電極温度が800~850℃と なるよう主電極冷却空気流量を調整する。ドレンアウトIIの炉底加熱開始前までに補助電極温度 が820℃まで低下した場合、820±5℃となるよう補助電極間電流を調整する。

流下前の炉底加熱や流下速度の調整は基本的に通常流下と同様とし、目標流下重量は285 kgと する。なおドレンアウトIIでは、過去の経験から、流下ノズル加熱電力を調整した際の流下速度の 応答が通常流下と異なることが分かっているため、流下速度に応じて流下停止操作を開始する流 下重量を次のとおりに変更する。

- ・ 流下速度が150 kg/h以下の場合 → 流下重量280 kg時点で流下停止操作を開始
- ・ 流下速度が150~200 kg/hの場合 → 流下重量275 kg時点で流下停止操作を開始
- ・ 流下速度が200~250 kg/hの場合 → 流下重量270 kg時点で流下停止操作を開始
- ・ 流下速度が250 kg/h超えの場合 → 流下重量265 kg時点で流下停止操作を開始

流下中の主電極間通電については、流下によるガラス液位の低下に伴い主電極が露出し、通電 面積が減少していくことから、全段加熱開始の時点で電力制御を電圧制御へ切替えるとともに、 流下中は主電極間電流が通電面積に応じた電流密度の制限値(0.5 A/cm<sup>2</sup>)を超えないよう、必要 に応じて主電極間電圧を調整する。また、主コモン間通電については、流下重量が200~210 kgの ときコモンプローブが露出することから、主電極間通電と同様に全段加熱開始の時点で電流制御 を電圧制御へ切替え、コモンプローブが露出するタイミングで主コモン間通電を停止する。

流下後の底部電極の冷却操作は実施しない。

## (2) 結果

ドレンアウト期間における温度や電力、電圧、電流の推移を、3号炉運転条件確認試験について 図 3-67に、2号炉の22-1CPについて図 3-68、ドレンアウトにおける運転パラメータの実績を表 3-17に示す。

# ① ガラス温度・気相部温度

ガラス温度については、炉底形状の変更に伴いドレンアウトIの流下終了時点のガラス液 位が主電極上端から約20mm下がっているために測温点が露出しており、正確な温度を計測 できないことから、ドレンアウトII以降は運転パラメータから除外する。 図 3-67、表 3-17より、気相部温度については、ドレンアウトIの流下終了後から間接加熱装置 を併用し始めた結果、最高1080 ℃程度まで上昇後、流下によるガラス液位の低下に伴い徐々に低 下したが、1000 ℃以上を保つことができることを確認した。

#### ② 主電極間通電と主電極温度

図 3-67より、ドレンアウトI流下後からドレンアウトII流下前までの主電極間通電については、電流値が520~530A程度で安定して推移し、通常流下と同様に電力制御により39kW 一定で保持できることを確認した。

流下中は、主電極間通電を電圧制御とすることでガラス液位の低下(主電極表面の通電面積の減少)に応じて電流値が徐々に減少していくこと、および必要に応じて主電極間電圧を調整(約65 Vから段階的に約40 Vまで低下)することで主電極間電流が通電面積に応じた電流密度の制限値( $0.5 \text{ A/cm}^2$ )を超えないよう制御できることを確認した。また、2号炉22-1CPでは主電極間電圧の調整(約50 Vから段階的に約15 Vまで低下)を8回実施したのに対し(図 3-68 ②<sub>II</sub>)、3号炉では3回と大幅に減少した(図 3-67 ②<sub>II</sub>、または、図 3-74 ②<sub>II</sub>)。

流下終了後のガラス液位(通電面積)において、電流上限値は2号炉22-1CPと同様に約100 Aとなったことから、電流値が95A程度となるよう電圧調整を行った結果、電力値は4~6kW となり、2号炉(約2kW)に比べて主電極間通電による加熱電力を確保できた。

以上のように2号炉22-1CPに比べ今回の試験では、流下中の電圧調整回数が大幅に減り、 流下後に通電できる電力が大きかった。この理由は、3号炉の運転条件確認試験ではガラス 液位の低下に応じて主電極間抵抗が上昇したのに対して、2号炉22-1CPでは炉底傾斜面上部 に堆積した白金族元素の影響によりガラス液位が低下(通電面積が減少)しても主電極間抵 抗がそれほど上昇しなかったことによるものと推定している。

主電極温度については、主電極冷却空気流量を調整することにより、目標温度(800~850 ℃程度)の範囲内で制御できることを確認した。

③ 主コモン間通電

主電極間通電と同様に、流下ノズルの全段加熱開始時に電圧制御とし、コモンプローブが 露出し始めるタイミングで主コモン間通電を停止した結果、ガラス液位の低下に応じて電 流値が24Aから徐々に減少していき、コモンプローブの露出が始まるあたりで18Aまで減少 し、コモンプローブの通電面積に応じた電流密度の制限値(0.5 A/cm<sup>2</sup>)を超えないよう制御 できることを確認した(図 3-67 ③π、または、図 3-74 ③π)。

④ 炉底加熱性

流下前の炉底加熱については、通常流下時と同様に補助電極間電流を段階的に80A、主底 間電流を段階的に60Aまで増加させる(図 3-67 ④II、または、図 3-74 ④II)ことで、底部 電極温度を流下ノズルの上段加熱や全段加熱の開始条件温度まで上昇できることを確認し た。

# ⑤ 流下制御性

図 3-70(2)から流下初期における流下ガラスの偏流はなく、また、図 3-71から流下ノズルの全段加熱開始から流下速度が50 kg/hに到達するまでの所要時間は10.6 minであり、高模擬 1~7バッチの平均値(9.8 min)と同程度であることを確認した。
流下速度については、通常流下と同様に流下重量100kgまでは目標60~80kg/h、流下重量 100~250kgまでは目標150~180kg/hとなるように流下ノズル加熱電力を調整する手順とし ていたが、2号炉のこれまでの実績や3号炉の作動試験の結果から想定されていたとおり、流 下重量50kg付近から流下速度が上昇し始め、流下ノズル加熱電力を調整できる最小値(約2 kW)まで減少させても流下速度は上昇し続け、280kg/h程度まで上昇した(結果を図 3-72(b) に示す)。このため、あらかじめ準備していたとおり、目標流下重量(285kg)の20kg手前 となる265kgの時点で流下停止操作に移行した結果、オーバーシュート量は22.8kgとなり、 流下ガラスのサンプリング重量(約2.3kg)を除いた重量を管理値(300kg)以下である287.8 kgとすることができ、目標流下重量(285kg)より約3kg多いものの概ね目標どおりに流下 できることを確認した(結果を図 3-73に示す)。

流下速度の制御性を今回よりも高めるには、間接加熱装置の併用を開始する時期を遅ら せる、もしくは、制御温度を下げるなどの対応により、炉内ガラスの過度な温度上昇を抑制 し流下ノズル内部で生じる流体抗力を増やすことが考えられるが、一方で炉内ガラスを十 分に加熱できないドレンアウトIIIにおいてガラス温度が低下し、炉内にガラスが残留する リスクが高まる。このため3号炉を用いたTVFで実施する初回のホット運転時は、今回と同 様の運転操作でドレンアウトIIを実施し、その結果に応じて間接加熱装置の併用を始める時 期を遅らせる、もしくは、制御温度を下げるなどの見直しを図っていく。

## 3.5.5. ドレンアウトIII

# (1) 方法

ドレンアウトII~IIIの間は炉内温度が低下しないようできるだけ流下の間隔を短くした方が良いが、TVFでは固化体容器の入れ替えに時間が必要となるため、TVFにおけるこれまでの実績に基づき、ドレンアウトII流下完了からドレンアウトIII流下開始までに約8時間の間隔を設定する。

ドレンアウトII完了後は、ガラス温度の低下を抑制するため、間接加熱装置の併用を継続する。 また、主電極間通電は電流密度が0.5 A/cm<sup>2</sup>を超えない範囲でドレンアウトII完了時の通電状態を 継続する。さらに、補助電極温度を900 ℃以上、底部電極温度を745 ℃以上で保持するため、主電 極間と主底間の合計電流の電流密度が0.7 A/cm<sup>2</sup>を超えない範囲で、補助電極間電流を増加率20 A/10minで80 Aまで<sup>64</sup>、主底間電流を10 A/10minで40 Aまで<sup>65</sup>増加させ、炉底加熱を継続する。

ドレンアウトI~IIで目標流下重量どおりに流下できた場合、ドレンアウトIII開始前の炉内ガラ ス保有量は300kg以下(約285kg)なので、流下速度の調整は不要であり、流下終了まで全段加熱 開始時の流下ノズル電力を保持する。

流下中の主電極間通電については、電力が2kW以下まで減少するか流下重量が30~40kgに到達 した時点で停止させ、主電極冷却も止める。主底間通電については、流下ノズルの全段加熱開始 の時点で電流制御から電圧制御へ切替え、主電極間通電の停止時期に合わせて主底間通電も停止 させる。補助電極間通電については、補助電極露出前の時点(流下重量:200kg程度)で電流制御

<sup>&</sup>lt;sup>64</sup> 最大 120 A

<sup>&</sup>lt;sup>65</sup> 最大 70 A

から電圧制御へ切替え、その後は補助電極間の電流密度が制限値(1.1 A/cm<sup>2</sup>)を超えないように 補助電極間電圧を調整する。また、補助電極が露出し始める時点(流下重量:260 kg以上)で補助 電極間通電を停止させる。

流下後の底部電極の冷却操作は実施しない。また、間接加熱装置の運転を停止する。

(2) 結果

ドレンアウト期間における温度や電力、電圧、電流の推移を、3号炉運転条件確認試験について 図 3-67に、2号炉の22-1CPについて図 3-67、ドレンアウトにおける運転パラメータの実績を表 3-17に示す。

## 気相部温度

気相部温度については、間接加熱装置を併用することによりドレンアウトⅢの流下終了 まで1000 ℃以上に保つことができることを確認した(図 3-67 ①Ⅲ、表 3-17より)。

#### 主電極間通電と主電極温度

ドレンアウトIIの流下終了からドレンアウトIIIの流下開始前までの間、主電極間電力を6 kW程度で維持できていたことから、主電極が完全露出する流下重量30~40 kgの前まで主電 極間通電を継続した(図 3-67 ②<sub>III</sub>)。また、必要に応じて主電極間電圧を調整(40~65 V) することで主電極間電流が通電面積に応じた電流密度の制限値(0.5 A/cm<sup>2</sup>)を超えないよう 制御できることを確認した。なお、2号炉22-1CPではドレンアウトIIの流下終了時点で主電 極間電力が2 kW程度まで減少していたことから、全段加熱開始の時点で主電極間通電を停 止している(図 3-68 ②<sub>III</sub>)。

主電極温度については、主電極冷却空気流量を調整することにより、目標温度(800~ 850℃)の範囲内で制御できることを確認した。なお、主電極間通電停止後は、主電極の冷 却が不要であること、冷却を継続すると炉内温度の低下を招くことから、主電極冷却を停止 している。

#### ③ 炉底加熱性

ドレンアウトIIの流下終了からドレンアウトIIIの流下開始前までについて、炉内ガラスの 温度低下を抑制するため、補助電極間電流を80A、主底間電流を40Aで維持した結果、補助 電極(A)、(B)の平均温度を約950 ℃、底部電極温度を約790 ℃で維持できることを確認した (図 3-67 ③m)。

#### ④ 主電極(B)-底部電極間通電

流下ノズルの全段加熱開始の時点で電圧制御とし、主電極間通電と同様に主電極が完全 露出する流下重量が30~40 kgの前まで通電を継続した結果、主電極間電圧の調整のタイミ ングに合わせて主底間電流が変動する事象が確認された(図 3-74 ④III)ことから、TVFで の運転にあたっては、流下ノズルの全段加熱開始の時点で通電停止する手順とする。

## ⑤ 補助電極間通電

補助電極が露出し始める頃まで電流制御により80Aを維持した結果、ガラス液位の低下に 応じて補助電極間電圧が徐々に上昇(約40Vから約48 V)することを確認した。 また、補助電極上端でのガラス保有量は約27kgと少なく、流下速度も150kg/h以上であったことから、電圧制御による電流値の減少率によっては補助電極の電流密度制限値(1.1 A/cm<sup>2</sup>)を超える可能性もあると判断し、電圧制御への切替のタイミングで電流値が80 Aから約40 Aとなるよう電圧調整(約48 Vから約30 Vに低下)を行った結果、ガラス液位の低下に応じて電流値はスムーズに減少し、電流密度制限値(1.1 A/cm<sup>2</sup>)を超えないよう制御できることを確認した。

## ⑥ 流下制御性

図 3-70(3)からは流下初期における流下ガラスの偏流はないこと、図 3-71からは全段加熱 開始から流下速度が50 kg/hに到達するまでの所要時間は10 minであり、高模擬1~7バッチの 平均値(9.8 min)と同程度であることを確認した。

図 3-72(c)に流下重量と流下ノズル加熱電力の推移を示す。流下前の炉内ガラス保有量が 300kg以下であることから、流下速度の調整は行わず、流下ノズル加熱電力は全段加熱移行 時のまま維持した。この結果、流下重量約80kgあたりで流下速度が約190kg/hと最大となり、 その後は徐々に0kg/hまで低下したものの、最後までスムーズに流下を継続することができ ることを確認した。

サンプリング重量(約1.4 kg)を除いたガラスの流下重量は、目標(約285 kg)よりも約12 kg少ない272.8 kgであったが、後述(第5.1節)のドレンアウト後の炉内観察の結果、炉内に 有意な残留ガラスは無く、今回のドレンアウトI~IIIの操作により全量が流下可能であるこ とを確認した。

## 3.5.6. 全量排出性

原料供給を終了後、ドレンアウトによりガラス固化体3本分のガラスを流下することで、炉内の ガラスを全量流下できることを確認する。

### (1) 方法

2号炉と同様に主電極の溶損を防止するための操作として、主電極間電流が電流制限値を超えないように調整しつつ、炉内の溶融ガラスを流下可能な温度に維持する。具体的には次のとおりである。

① ドレンアウトIの流下完了後から間接加熱装置を併用し、ガラス温度を高温に維持する。

② 表 3-18、表 3-19、表 3-20に従い主電極間電圧を調整する。

炉内観察時に電極等に損傷がないことを確認することで、電流管理や通電系統の停止のタイミ ングが適切であることを確認する。

### (2) 結果

ドレンアウト後の炉底部写真を図 3-75に示す。また、比較対象として3号炉製作時の炉底部写 真を図 3-76に示す。図 3-75に示すように、底部電極やストレーナのスリット部が視認できるほど ガラスはほぼ全量流下されており、炉内に目立った残留物は確認されなかった(詳細は第5章を参 照)。

間接加熱装置を併用することや、主電極溶損防止のために用いる主電極電流制限値(表 3-18、 表 3-19、表 3-20を参照)に従って電流値を管理することで、ドレンアウトI~IIIにおいて溶融ガ ラスを流下可能な温度に維持できた。表 3-21にドレンアウトI~IIIの流下重量に対する主電極間の 電流、電圧および主電極の電流密度管理の実績を示す。ドレンアウトIでは流下中に主電極間電力 (Ew10.1)を調整することなく、主電極の露出に伴う通電面積の減少により主電極間抵抗が増加 し、表 3-21に示すように主電極間電流値(Ei10.1)が480 A程度まで減少し、想定どおり電流制限 値以下に制御できた。ドレンアウトIIの全段加熱開始前に主電極間通電を電力制御から電圧制御 に切り替え、主電極間電圧(Ev10.1)を40.0~65.0 V間で調整することで、ドレンアウトII~IIIでも 主電極間電流値を制限値以下に制御できた。ドレンアウトI~IIIにおける電流密度の最大値は、ド レンアウトII流下重量290kg時点における0.45 A/cm<sup>2</sup>であり、電流密度の制限値である0.5 A/cm<sup>2</sup>を 満足することを確認した。また、ドレンアウトIIにおいて流下重量110 kgまでは電圧を65Vに維持 したところ、ガラス液位が低下するにつれて主電極間通電面積の減少により、抵抗値が増加する ことによって電流値が減少すること(白金族元素の堆積量が少ない状態で見られる事象)を確認 できた。

炉内観察時に電極等に損傷がないことを確認し(第5章を参照)、電流管理や通電系統の停止の タイミングは適切であることを確認した。

ガラス液位 (底部電極上端 からの高さ [mm])		接触針式液面計管台からの距離 [mm]		
設計値	計測値	設計値 計測値(5回の平均)		
788	784	1232	1236	

表 3-15 ガラス液位測定結果 (ドレンアウト液位)

表 3-16 ドレンアウトによる流下ガラス重量

	ドレンアウトI	ドレンアウトII	ドレンアウトIII	合計重量
	[kg]	[kg]	[kg]	[kg]
流下重量	294.8	287.8	272.8	855.4
サンプリング重量	1.4	2.3	1.4	5.1
流下重量 + サンプリング重量	296.2	290.1	274.2	860.5

	アウトIII	3号炉	I	$1000 \sim 1040 \ ^{\circ}\text{C}$	820~850 °C	約6→約0 kW	930∼970 °C	960∼860 °C	920~980 °C
: 3-17 ドレンアウトにおける運転パラメータの実績	ドレン	2号炉 22-1CP	Ι	940~980 °C	820∼840 °C	約2→約0 kW	900∼940 °C	920~800 °C	800~920 °C
	ドレンアウトII	3号炉	I	760~1080 °C	800~850 °C	約36→約5 kW	820~950 °C	870∼990 °C	900∼1000 °C
		2号/炉 22-1CP	Ι	980∼1050 °C	$800{\sim}840~{\circ}{ m C}$	約35→約2 kW	840~930 °C	870∼940 °C	940∼980 °C
	ドレンアウトI	3号炉	1070~1130 °C	360∼760 °C	700∼730 °C	39 kW	820∼930 °C	860~870 °C	780~960 °C
		2号/炉 22-1CP	1070∼1130 °C	320∼1010 °C	700~750 °C	36 kW	820~900 °C	830~870 °C	880~960 °C
	歐提		ガラス温度 (T10.27)	気相部温度 (T10.23)	主電極温度 (T10.1、T10.3)	主電極間電力 (Ew10.1)	補助電極温度 (T10.5、T10.7)	コモンプローブ温度 (T10.9)	側壁耐火物温度 (T10.24)

7の実績
レイト
運転べげ
おけるう
ウトに
レンア
-17 F
3-17 ドレンアウトにおける運転パラ

流下重量 [kg]	底部電極上端か らの距離 [mm]	ガラス保有量 [kg]	主電極の接液 高さ [mm]	主電極の接液 面積 [cm <sup>2</sup> ]	主電極間電流 制限値 [A]	備考
275.0	640	590.0	280	1517	758	а
285.0	633	580.0	273	1468	734	
295.0	626	570.0	266	1420	709	

表 3-18 主電極間電流制限値 (ドレンアウトI)

a. 主電極上端高さ(主電極が溶融ガラスから露出開始)

流下重量	底部電極上端か	ガラス保有量	主電極の接液	主電極の接液	主電極間電流	備考
[kg]	らの距離 [mm]	[kg]	高さ [mm]	面積 [cm <sup>2</sup> ]	制限值 [A]	
0.0	625	569.0	265	1414	707	а
10.0	619	559.0	259	1366	683	
20.0	612	549.0	252	1318	658	
30.0	605	539.0	245	1269	634	
40.0	598	529.0	238	1221	610	
50.0	591	519.0	231	1172	586	
60.0	584	509.0	224	1123	561	
70.0	577	499.0	217	1075	537	
80.0	570	489.0	210	1026	513	
90.0	563	479.0	203	978	489	
100.0	556	469.0	196	931	465	
110.0	549	459.0	189	885	442	
120.0	542	449.0	182	840	420	
130.0	535	439.0	175	796	397	
140.0	528	429.0	168	752	376	
150.0	521	419.0	161	710	354	
160.0	514	409.0	154	668	334	
170.0	507	399.0	147	627	313	
180.0	500	389.0	140	588	293	
190.0	493	379.0	133	548	274	
200.0	486	369.0	126	510	255	b
210.0	479	359.0	119	473	236	c
220.0	472	349.0	112	436	218	
230.0	464	339.0	104	401	200	
240.0	457	329.0	97	366	183	
250.0	450	319.0	90	332	165	
260.0	443	309.0	83	299	149	
270.0	435	299.0	75	267	133	
280.0	428	289.0	68	235	117	d
290.0	420	279.0	60	205	102	
300.0	413	269.0	53	175	87	

表 3-19 主電極間電流制限値 (ドレンアウトII)

a. 全段加熱開始前に主電極間と主コモン間の通電を電圧制御へ切替

b. 流下重量200 kg到達で主コモン間通電停止

c. コモンプローブ上端高さ(底部電極上端から約480 mm)

d. コモンプローブ下端高さ(底部電極上端から約430 mm)

流下重量 [kg]	底部電極上端か らの距離 [mm]	ガラス保有量 [kg]	主電極の接液 高さ [mm]	主電極の接液 面積 [cm <sup>2</sup> ]	主電極間電流 制限値 [A]	備考
0.0	420	278.9	<u>60</u>	204	102	9
10.0	413	278.9	53	175	87	a
20.0	405	258.9	45	146	73	
20.0	396	238.9	36	115	73 57	
20.0 40.0	388	238.0	28	85	42	h
<del>4</del> 0.0	379	238.9	19	55	-12 27	U
50.0 60.0	379	228.9	19	33	13	
70.0	360	218.9	10	27	0	C
70.0 80.0	251	208.9	0	1	0	C
00.0 00.0	331	198.9	-	-	-	
90.0	342	188.9	-	-	-	
100.0	332	1/8.9	-	-	-	
110.0	323	168.9	-	-	-	
120.0	314	158.9	-	-	-	
130.0	305	148.9	-	-	-	
140.0	296	138.9	-	-	-	
150.0	287	128.9	-	-	-	
160.0	277	118.9	-	-	-	
170.0	267	108.9	-	-	-	
180.0	255	98.9	-	-	-	
190.0	244	88.9	-	-	-	
200.0	231	78.9	-	-	-	d
210.0	217	68.9	-	-	-	
220.0	203	58.9	-	-	-	
230.0	185	48.9	-	-	-	
240.0	166	38.9	-	-	-	
250.0	143	28.9	-	-	-	e
260.0	115	18.9	-	-	-	f
270.0	71	8.9	-	-	-	g
280.0	0	0.0	-	-	-	
290.0	0	0.0	-	-	-	
300.0	0	0.0	_	-	_	

表 3-20 主電極間電流制限値 (ドレンアウトIII)

a. 全段加熱開始前に主底間通電を電圧制御へ切替

b. 流下重量35 kg到達で主電極間と主底間の通電を停止

c. 主電極下端高さ(底部電極上端から360 mm)

d. 流下重量200 kg到達で補助電極間通電を電圧制御へ切替

e. 補助電極上端高さ(底部電極上端から138 mm)

f. 流下重量260 kg到達で補助電極間通電を停止

g. 補助電極下端高さ(底部電極上端から39 mm)

	流下重量	主電極間	主電極間	主電極間	主電極の	
		電圧	電流	電流制限値	<b>接</b>	電流密度
		(Ev10.1)	$(E_{110.1})$			
	[kg]	[V]	[A]	[A]	$[cm^2]$	[A/cm <sup>2</sup> ]
ドレンアウトI	275.0	74.7	479	758	1517	0.32
	285.0	75.0	477	734	1468	0.32
	295.0	75.0	477	709	1420	0.34
ドレンアウトII	0.0	65.0	501	707	1414	0.35
	10.0	65.1	499	683	1366	0.37
	20.0	65.0	490	658	1318	0.37
	30.0	65.0	480	634	1269	0.38
	40.0	64.9	469	610	1221	0.38
	50.0	65.1	458	586	1172	0.39
	60.0	65.0	447	561	1123	0.40
	70.0	65.0	433	537	1075	0.40
	80.0	65.0	422	513	1026	0.41
	90.0	65.0	411	489	978	0.42
	100.0	65.0	400	465	931	0.43
	110.0	65.0	388	442	885	0.44
	120.0	60.1	344	420	840	0.41
	130.0	60.0	330	397	796	0.41
	140.0	60.0	316	376	752	0.42
	150.0	60.0	305	354	710	0.43
	160.0	60.0	290	334	668	0.43
	170.0	60.0	279	313	627	0.44
	180.0	50.3	221	293	588	0.38
	190.0	50.0	209	274	548	0.38
	200.0	50.0	205	255	510	0.40
	210.0	50.0	193	236	473	0.41
	220.0	49.9	184	218	436	0.42
	230.0	44.3	152	200	401	0.38
	240.0	40.3	131	183	366	0.36
	250.0	40.0	122	165	332	0.37
	260.0	40.0	115	149	299	0.39
	270.0	40.0	107	133	267	0.40
	280.0	40.0	99	117	235	0.42
	290.0	39.9	92	102	205	0.45
ドレンアウトIII	0.0	50.0	69	102	204	0.34
	10.0	50.0	64	87	175	0.37
	20.0	40.0	43	73	146	0.29
	30.0	40.0	39	57	115	0.34
	40.0	4.6	3	42	85	0.04
	50.0	0.0	0	27	55	0.00

表 3-21 ドレンアウトI、II、IIIにおける主電極の電流密度管理の実績



図 3-64 ドレンアウトIにおける試験フロー



図 3-65 ドレンアウトIIにおける試験フロー

# JAEA-Technology 2024-024





図 3-67 3号炉運転条件確認試験におけるドレンアウト時の運転パラメータと温度推移



図 3-68 2号炉22-1CPにおけるドレンアウト時の運転パラメータと温度推移



図 3-69 炉内確認時の溶融ガラス液面(2023/12/18 09:09撮影)



(3) ドレンアウトIII



図 3-70 ドレンアウトにおける本流下開始時の流下ノズル監視カメラ画像



図 3-71 全段加熱開始から流下速度50 kg/h到達までに要した時間の関係



図 3-72 流下重量に対する流下速度と流下ノズル加熱電力(ドレンアウトI~III)



図 3-73 流下停止操作開始時の流下速度とオーバーシュート量の推移(ドレンアウト)



図 3-74 3号炉運転条件確認試験におけるドレンアウトIIIの運転パラメータと温度推移



図 3-75 ドレンアウト後の炉底部写真(2023/12/2001:11撮影)



図 3-76 3号炉製作時の炉底部写真(2022/09/28撮影)

### 3.6. 白金族元素の抜き出し性評価

流下されたガラスに含まれる白金族元素の濃度や量は、炉内ガラスの白金族元素分布がどのようであったかを推定する重要な手掛かりとなる。

平成29年度に実施したアクリル模型を用いたシリコーンオイル流下の可視化試験において、 950℃の溶融ガラスに相当する粘度で調合されたシリコーンオイルが流下される割合が、2号炉の 四角錐炉底形状と比較して、3号炉の円錐炉底形状では同等かそれ以上であることを確認してい る<sup>2)</sup>。また、円錐形状を採用したことで炉底部の熱容量が四角錐形状よりも小さくなり、流下前の 炉底加熱時間が短縮できることを令和5年3月~4月に実施した3号炉作動試験において確認してい る。今回の試験では、白金族元素の炉底への沈降が早まる炉底加熱時間をこれまでの7時間から5 時間程度へ短縮する運転を行った(第3.3.7項を参照)。これらのことから、2号炉に対する3号炉の 白金族元素抜き出しに関する優位性を確認するため、白金族元素の抜き出し性を評価する。

### 3.6.1. 方法

高模擬試験中にサンプリングした流下ガラスに含まれる白金族元素の濃度を、蛍光X線分析装置(XRF)を用いて測定する。ガラス中でルテニウムはRuO<sub>2</sub>の針状結晶として見られることが多い一方、パラジウムはPd金属としてTeなどと合金化した球状の粒で見られることが多く、流体抗力や化学的性質などの差異によって、炉内ガラス中の分布や流下時の挙動が異なる可能性があるため、RuとPdのそれぞれで濃度を分析する。なお、流下ガラス中の白金族元素は必ずしも酸化物形態とは限らないが、結果の比較を単純にするため、ルテニウムはRuO<sub>2</sub>、パラジウムはPdOとみなした重量に換算して濃度や重量の結果を示す。

得られた値から流下ガラス中の白金族元素濃度推移を求め、2号炉の作動試験<sup>66</sup>で得られた濃度 推移と比較し抜き出し性を評価する。

### (1) 流下ガラスサンプリング

ガラスのサンプリングは高模擬試験1~8バッチ目では以下の間隔で各バッチ14回行う。流下中 に重量計の指示値が下記の値に達したとき、流下ガラスを黒鉛モールドに受けて200g程度を採取 し、重量計の値に加算されないサンプル重量は、濃度推移を求める際に流下重量へ加える。

 $1 \text{ kg} \rightarrow 3 \text{ kg} \rightarrow 5 \text{ kg} \rightarrow 10 \text{ kg} \rightarrow 20 \text{ kg} \rightarrow 30 \text{ kg} \rightarrow 40 \text{ kg} \rightarrow 50 \text{ kg} \rightarrow 75 \text{ kg} \rightarrow 100 \text{ kg} \rightarrow 150 \text{ kg} \rightarrow 200 \text{ kg} \rightarrow 250 \text{ kg} \rightarrow 280 \text{ kg}$ 

ドレンアウトII~IIIでは、流下ガラス重量計の指示値が下記の値のとき採取する。

 $1 \text{ kg} \rightarrow 3 \text{ kg} \rightarrow 5 \text{ kg} \rightarrow 10 \text{ kg} \rightarrow 20 \text{ kg} \rightarrow 30 \text{ kg} \rightarrow 40 \text{ kg} \rightarrow 50 \text{ kg} \rightarrow 75 \text{ kg} \rightarrow 100 \text{ kg} \rightarrow 150 \text{ kg} \rightarrow 200 \text{ kg} \rightarrow 250 \text{ kg} \rightarrow 270 \text{ kg}$ 

これに加えドレンアウトIIIについては、ガラス流下完了後に試験用キャニスタの上部からもガ ラスを採取する。

<sup>&</sup>lt;sup>66</sup> 2003年11月から12月にかけて、MTFにおいてTVF2号炉を用いコールド条件で実施した2回目の作動試験。

## (2) XRF分析

## a. 検量線作成

採取するガラスのXRFによる濃度測定には検量線法を用いる。検量線作成に使用する標準試料 は、高模擬廃液とガラスを溶融したときの組成(表 A-3の高模擬廃液によるガラス組成を参照) に基づき、白金族元素濃度が異なる7種類のガラスを、試薬を調合・溶融して作成した(調合目標 を表 3-22の左側の列に示す)。この目標組成は、白金族元素であるRuO<sub>2</sub>とPdOの比率が一定、か つ、白金族元素以外の成分は廃棄物成分どうしの比率が一定で、廃棄物成分濃度25wt%となるよ うに調整した。作製した標準試料を溶解した上で、ICP分析でRuおよびPdの含有率を定量した結 果、表 3-22の右側の列に示すとおりであった。この値とXRFで得られた特性X線強度を基に検量 線を作成した。作成した検量線の検量線定数を(3-14)、(3-15)に、検量線を図 3-77に示す。

$$C_{\rm RuO_2} = 0.12226 \,\mathrm{X} - 0.00059 \tag{3-14}$$

$$C_{PdO} = 0.09401 \,\mathrm{X} - 0.02659 \tag{3-15}$$

ここで、Cは酸化物濃度[wt%]、Xは特性X線強度[kcps]を意味する。

# b. 分析試料作製と分析方法

採取した流下ガラスを粗粉砕し、分析試料内の濃度と粒径を均一化するため3.35 mm以下になる ようふるいをかけながら混ぜる。これをさらに振動ミルで粉末状にしてアルミ製のカップに詰め、 加圧・成型して分析試料を作製する。以上の操作を各流下重量で採取する試料に対してそれぞれ 行い、XRF分析装置(PANalytical社製 Axios Advanced)を用いてバッチ毎に連続分析する。

### (3) ICP分析による補正

XRFは測定試料の前処理が容易で連続分析が可能なことから、測定時間が短縮できる。しかし 測定される特性X線強度は、ペレット状にした試料表面の凹凸や試料の粒径の違いにより、測定誤 差が生じやすい測定方法でもある。一方でICP-AESは10 ppb以下の測定が可能なほど高感度である ため、XRFの測定結果の妥当性確認や補正値を調べるのに適している<sup>67</sup>。XRF測定後、分析値を補 正するため、全ガラスサンプルを濃度の高い順に整理し、濃度の高いグループ、中間のグループ、 濃度の低いグループに分け、それぞれのグループから2サンプルずつ計6サンプル抽出した。これ らのサンプルをICP-AESで測定し、横軸をICP測定値、縦軸に特性X線強度をとることで補正検量 線を作成し、この補正検量線をすべてのサンプルに適用することで補正を行った。補正検量線定 数を式(3-16)、式(3-17)に、補正検量線を図 3-78に示す。

$$C_{\rm RuO_2} = \frac{X - 0.3648}{9.1231} \tag{3-16}$$

$$C_{\rm PdO} = \frac{X - 1.6011}{14.577} \tag{3-17}$$

ここで、Cは酸化物濃度[wt%]、Xは特性X線強度[kcps]を意味する。

<sup>&</sup>lt;sup>67</sup> XRFよりICP-AESの方が、ガラスサンプル中の白金族元素濃度をより正確に同定できるが、測定試料の前処理が XRFより複雑で一日で作製可能な数が限られているのに加え、最速でも1~2日の作業工程を要する。運転条件確認 試験では溶融炉内に残留している白金族元素を把握するために、適宜ガラスサンプル濃度を測定する必要があっ たため、測定試料の作製が簡易なXRFで測定した。

## 3.6.2. 結果

自金族元素濃度推移と白金族元素抜き出し性を評価するにあたり、2号炉作動試験<sup>68</sup>当時と、3号 炉の運転条件確認試験で使用した模擬廃液では白金族元素濃度が異なることに留意する必要があ る。2号炉作動試験の当時(平成15年度)、東海再処理施設は未だ廃止措置に移行しておらず、将 来的に再処理で発生する高放射性廃液を想定して、白金族元素濃度を高めに設定していた。一方、 現在の東海再処理施設は廃止措置段階に入っており、新たに再処理によって発生する廃液は無い ことから、運転条件確認試験で使用した高模擬廃液の組成は平成29年から令和3年にかけてTVFに 受け入れた高放射性廃液の分析結果に基づいて設定している(模擬廃液組成の詳細は付録 Aを参 照)。このため2号炉作動試験では1バッチあたりのルテニウム供給量はRuO<sub>2</sub>に換算して約2.7 kgと したのに対し、3号炉運転条件確認試験では約2.0 kgとしており、白金族元素が流下される量や炉 内残留量の大小関係を単純に比較することは適当ではない。したがって、ここでは流下されたガ ラス中の白金族元素濃度に関する定性的な変化傾向および供給された白金族元素の量に対する流 下された量の割合(抜き出し率と呼ぶ)に関するバッチ毎のばらつき度合いを重点的に確認する ことにした。

# (1) 流下ガラス中の白金族元素濃度推移

3号炉における流下ガラス中のRuO<sub>2</sub>濃度推移を図 3-79に示す。比較のため、2号炉におけるRuO<sub>2</sub> 濃度推移を図 3-80に示す。また、3号炉におけるPdO濃度推移を図 3-81に示す。比較のため、2号 炉におけるPdO濃度推移を図 3-82に示す。

## a. 高模擬1~3バッチ目

3号炉の高模擬1~3バッチ目にかけて、流下重量10 kg時点のRuO2濃度は0.18 wt%、0.84 wt%、1.97 wt%と段階的に上昇している(図 3-79)。PdO濃度も同様に上昇する傾向が見られ、1~3バッチ目の濃度は順番に、0.08 wt%、0.52 wt%、1.39 wt%となっている(図 3-81)。これらは、炉内が低模擬ガラスから高模擬ガラスへ置換されたことによるものである。

## b. 高模擬3~7バッチ目の流下初期

流下初期(流下開始~流下重量50kg)でのガラスに含まれるRuO2濃度を標準濃度<sup>69</sup>と比べると、 2号炉では標準濃度の0.8~2.7倍と1倍を下回るバッチ(高模擬5、6バッチ目)があった(図 3-80)。 一方で3号炉の場合、流下ガラス中のRuO2濃度が標準濃度の1.7~2.4倍であった(図 3-79)。これ は、3号炉は2号炉よりも濃度変化が小さく、一定に近い濃度を維持して流下されたことを意味す る。またバッチ毎に比較しても、3号炉では流下初期における濃度のばらつきが、2号炉に比べて 小さかった。これらのことから、流下初期での白金族元素の抜き出し性(各バッチにおいて均一、 かつ、高い平均濃度での流下)は、2号炉より3号炉の方が安定していると考えられる。

<sup>&</sup>lt;sup>68</sup> 2003年11月から12月にかけて、MTFにおいてTVF2号炉を用いコールド条件で実施した2回目の作動試験。

<sup>&</sup>lt;sup>69</sup> 模擬廃液組成から算出されるガラス中の酸化物換算した重量成分濃度のこと。RuO2の標準濃度は、3号炉と2号 炉でそれぞれ0.82 wt%と1.00 wt%、PdOの標準濃度はそれぞれ0.64 wt%と0.45 wt%である。

PdO濃度も同様で、3号炉では標準濃度の1.6~2.5倍であるのに対し、2号炉は標準濃度の1.0~2.1 倍で推移している(図 3-81)。バッチ毎に比較した3号炉と2号炉での濃度のばらつきは同程度で あった。

### c. 高模擬試験3~7バッチ目の流下後期

3号炉の流下後期(流下重量50~280 kg)に注目すると、まず、流下重量50 kg付近からRuO<sub>2</sub>(図 3-79)とPdO(図 3-81)ともに濃度が低下し始め、流下重量100 kg以降は標準濃度以下(RuO<sub>2</sub>濃度 は0.3~0.7 wt%、PdO濃度は標準濃度の0.3~0.6倍の0.2~0.4 wt%)になった。2号炉では濃度低下 開始時期にばらつきが見られたが、3号炉ではばらつきが小さかった。

### d. ドレンアウト

高模擬8バッチ目(ドレンアウトI)では、その前バッチで流下重量50kgまでの濃度が低かったこと、保持運転を実施したこと、ドレンアウトに向けて仮焼層を溶融するため溶かし込み運転へ移行したことから、流下初期の白金族元素濃度は他のバッチよりも高くなる傾向が見られた。

ドレンアウトIIでは、3号炉では流下重量50kg付近でRuO<sub>2</sub>とPdOの濃度低下傾向がみられるのに 対し、2号炉では流下重量150kg付近で低下傾向が見られた。3号炉が2号炉よりも濃度低下の傾向 がより流下初期の段階で見られたことについては、炉底形状の変更による白金族元素抜き出し性 の向上によるものと考えられる。

ドレンアウトIIIでは、RuO2濃度とPdO濃度がともに流下初期のうちに0wt%近くまで低下し、その後は0.1wt%以下で一定となり、これは2号炉と同様であった。3号炉の流下重量270kg付近にある最後の点は、試験用キャニスタの上から採取したサンプル<sup>70</sup>の濃度である。流下の最後に濃度が高まる現象はシリコーンオイルを使った流下実験<sup>2)</sup>でも見られており、炉底面に残留した粘性の高い流体が気液界面から露出すると浮力を失って流下されることが分かっている。ここでも同様の現象が起きたと考えられ、炉底に滞留した白金族元素濃度が比較的高いガラスが、溶融ガラスの液面低下によって浮力を失い流下されたと考えられる。

## (2) 白金族元素の抜き出し率の推移

各バッチで、溶融炉への供給量に対する流下量の割合である抜き出し率を求める。始めに、溶 融炉へ供給される白金族元素の物質収支をSankeyダイアグラム(図 3-83)で説明する。ある白金 族元素Pが溶融炉へ供給される場合に、元素Pの酸化物形態をPO<sub>x</sub>と表記し、この形態で溶融炉へ供 給されるとみなして重量を $w_{sply}$ とおく。供給された元素のうち、一部の揮発性分子(主にRuO<sub>4</sub>) はオフガス系へ移行( $w_{off}$ ) し<sup>71</sup>、残りは溶融ガラスと混ざり溶融される( $w_{melt}$ )。溶融されたPO<sub>x</sub> はすでに炉内にあるPO<sub>x</sub>と合流し、一部が残留し、一部がキャニスタへ流下( $w_{pour}$ ) される。炉内 の溶融ガラスに含まれるPO<sub>x</sub>の重量を $W_{rsdu}$ とおく。kバッチ目(k = 1, 2, ..., N)における各重量の 間には次の関係がある。

$$w_{\rm sply}^k = w_{\rm off}^k + w_{\rm melt}^k \tag{3-18}$$

<sup>&</sup>lt;sup>70</sup> ドレンアウトIII流下完了後に十分放冷した試験用キャニスタの上部から81.26gのガラスを採取した。

<sup>&</sup>lt;sup>11</sup> オフガス系へ移行した物質はスクラッバで捕集され、TVFの場合は大部分が二次廃液処理系で濃縮後に再び溶融炉へ戻されるが、MTFの場合は戻されない(第2.2節(3)、(4)参照)。

$$W_{\rm rsdu}^{k} = \sum_{j=1}^{k} \left( w_{\rm melt}^{j} - w_{\rm pour}^{j} \right)$$
(3-19)

白金族元素の抜き出し率R<sub>k</sub>は次のように定義する。

$$R_{k} \equiv \frac{w_{\text{pour}}^{k}}{w_{\text{melt}}^{k}} = \frac{(k \times \forall f = 0)}{(k \times \forall f = 0)}$$
(3-20)

次に、上の式の各項を定量的に求める方法を説明する。kバッチ目のPO<sub>x</sub>流下重量 $w_{pour}^{k}$ は、流下 ガラスサンプルの濃度推移を積分して求める。kバッチ目のi番目 (i = 1, 2, ..., M) にサンプリング したガラスのPO<sub>x</sub>含有割合を $c_i^k$ 、それまでに流下したガラス(白金族元素酸化物を含む)の重量を  $m_i^k$ 、流下完了時の流下重量を $m_{fin}^k$ とおく。0kgから $m_1^k$ までおよび $m_M^k$ から $m_{fin}^k$ までに流下されるガ ラス中のPO<sub>x</sub>含有割合は、それぞれ、 $c_1^k$ 、 $c_M^k$ に等しいとみなせば、流下の初めと終わりを区分求積 法で、中間を台形法で積分し

$$w_{\text{pour}}^{k} = c_{1}^{k} m_{1}^{k} + \sum_{i=1}^{N} \frac{c_{i}^{k} + c_{i+1}^{k}}{2} \left( m_{i+1}^{k} - m_{i}^{k} \right) + c_{M}^{k} \left( m_{\text{fin}}^{k} - m_{M}^{k} \right)$$
(3-21)

である。kバッチ目のPOx供給量は、

 $w_{sply}^{k} \equiv (k$ バッチ目の廃液供給量[L])×(廃液中のPO<sub>x</sub>換算濃度[kg/L]) (3-22) である。ここでPO<sub>x</sub>換算濃度とは、廃液成分がすべて酸化物形態になったとき元素Pの酸化物形態 が廃液に占める重量濃度で、表 A-3に示す。廃液供給量は表 B-1に示すとおりである。kバッチ目 のPO<sub>x</sub>溶融量 $w_{melt}^{k}$ を求めるためには、オフガスへの移行量を供給量と流下量から推定する必要が ある。ここで、オフガス移行量は供給量にほぼ比例すると考えられるので、式(3-18)を

$$w_{\text{melt}}^{k} = \frac{w_{\text{sply}}^{k} - w_{\text{off}}^{k}}{w_{\text{sply}}^{k}} w_{\text{sply}}^{k}$$
(3-23)

と変形する。オフガスへの移行率はすべてのバッチで一定と仮定すれば右辺の分数は定数とみな せるので、全バッチの総和をとっても値は同じである。つまり、

$$w_{\text{melt}}^{k} = \frac{\sum_{i} \left( w_{\text{sply}}^{i} - w_{\text{off}}^{i} \right)}{\sum_{i} w_{\text{sply}}^{i}} w_{\text{sply}}^{k} = \frac{\sum_{i} w_{\text{melt}}^{i}}{\sum_{i} w_{\text{sply}}^{i}} w_{\text{sply}}^{k}$$
(3-24)

である。Nバッチ経てドレンアウト後、炉内に顕著な白金族元素の残留が無ければ $W_{rsdu}^N \approx 0$ となり、式(3-19)から $\sum_k w_{melt}^k \approx \sum_k w_{pour}^k$ と近似できる。実際、2号炉作動試験<sup>72</sup>や3号炉運転条件確認試験では、8バッチの高模擬試験後にドレンアウトしたとき、顕著な残留ガラスは確認されていない(第5章を参照)。よって、kバッチ目のPO<sub>x</sub>溶融量 $w_{melt}^k$ は、

$$w_{\text{melt}}^{k} \approx \frac{\sum_{i} w_{\text{pour}}^{i}}{\sum_{i} w_{\text{sply}}^{i}} w_{\text{sply}}^{k}$$
(3-25)

である。

<sup>&</sup>lt;sup>72</sup> 2003年11月から12月にかけて、MTFにおいてTVF2号炉を用いコールド条件で実施した2回目の作動試験。

式(3-20)で定義される抜き出し率 $R_k$ は、式(3-21)と式(3-25)から評価されるが、原料を供給しないドレンアウトIIとIIIは特別に $w_{melt}^k$ を高模擬1~8バッチ目の平均値を用いることとし、 $RuO_2$ では1.97 kg、PdOでは1.42 kgとする。

## a. ルテニウム

3号炉と2号炉のRuO2重量換算抜き出し率の推移を、それぞれ、図 3-84、図 3-85に示す。3号炉 で白金族元素濃度が飽和している3~8バッチ目の抜き出し率は平均106%となり、2号炉の抜き出 し率平均102%よりも高かった。また、2号炉が約80~120%の間で推移しばらつきが大きい(標準 偏差値13.7%)のに対し、3号炉は約90~120%の間で推移しばらつきが小さかった(標準偏差8.2%)。

#### b. パラジウム

3号炉と2号炉のPdO重量換算抜き出し率の推移を、それぞれ、図 3-86、図 3-87に示す。白金族 元素濃度が飽和している3~8バッチ目の平均抜き出し率は、2号炉の99.5%に比べ、3号炉の方が より高い109%を得た。抜き出し率のばらつきを示す標準偏差値では、2号炉(標準偏差値7.7%) と3号炉(標準偏差値7.6%)の間で大きな違いは見られなかった。

# (3) 白金族元素の残留率の推移

式(3-19)から各バッチの炉内残留量が求められる。これを、*k*バッチまでに溶融した累積の白金 族元素量で除し、残留率*S<sub>k</sub>*を求める。すなわち、

$$S_{k} \equiv \frac{W_{\text{rsdu}}^{k}}{\sum_{i=1}^{k} w_{\text{melt}}^{i}} = \frac{(k/\gamma \mathcal{F} \parallel O \not \Box / D \Box$$

である。これを、2号炉作動試験<sup>73</sup>のときの値と比較する。

a. ルテニウム

RuO2重量換算した残留率の推移を図 3-88に示す。RuO2では高模擬試験におけるすべてのバッ チにおいて2号炉よりも3号炉の方が低い傾向があった。このことから、3号炉は2号炉よりもRuO2 の炉内残留を抑制していると考えられる。

### b. パラジウム

PdO重量換算した残留率の推移を図 3-89に示す。バッチ毎のPdO残留率では、4~8バッチ目において、2号炉より3号炉の方が低かった。

### (4) 炉内の白金族元素挙動に関する考察

2号炉から3号炉への構造変更では、四角錐の炉底形状を円錐へ変更したことに加え、底部電極・ ストレーナの形状にも改良を加えている。流下ノズル付け根のテーパー構造採用によって流体抗 力は小さくなっている。また、ストレーナ脚部の数を4から3へ減らし、かつ、小型化することで 炉壁面側からスリット部への流れが淀む場所を少なくしている(図 2-7を参照)<sup>2)</sup>。

図 3-90と図 3-91は、平成29年度に実施したアクリル模型によるシリコーンオイル流下実験の 結果を基に、それぞれ2号炉と3号炉における流下前から流下初期段階での白金族元素の挙動をイ メージした模式図である。2号炉の四角錐炉底では流下前に炉底加熱によって沈降滞留していた白

<sup>&</sup>lt;sup>73</sup> 2003年11月から12月にかけて、MTFにおいてTVF2号炉を用いコールド条件で実施した2回目の作動試験。

金族元素を多く含むガラスのうち、粘度の低いガラス(白金族元素濃度が低いガラス)が選択的 に流下されることで、白金族元素濃度が高いガラスが炉底の谷部に残留していたと考えられる。 3号炉では、炉底形状を四角錐から円錐に変更したことにより、粘度の高いガラス(白金族元素濃 度が高いガラス)が円環状に均等に分布することで、谷部に高濃度の白金族元素が残留しやすか った2号炉における問題が解消され、傾斜面上の白金族元素濃度が高いガラスを均等に流下するこ とが可能になったと考えられる。さらに、運転条件確認試験で得られた白金族元素の濃度推移、 抜き出し率および残留率の傾向においても、3号炉は2号炉と比較して各バッチで流下される白金 族元素の濃度が均一であり、平均して高い抜き出し率であった。このことより、3号炉は、より安 定した白金族元素の流下(各バッチにおいて均一かつ平均濃度が高い流下)ができると考えられ る。

実際の溶融炉はアクリル模型の実験とは異なり、補助電極間通電があることから、周方向の温 度分布には若干の非一様性が予想される。今回の運転条件確認試験では大きな影響は見られなか ったが、長期間運転した場合には、粘度の高いガラスの円環状分布に影響を与え、白金族元素の 安定した流下性に影響が生じる可能性もある。今後のホット運転においても、ドレンアウト後の 炉内観察をする際には、炉内残留物の確認や2号炉との比較評価を続ける必要がある。

標準試料	調合目標		ICP分析結果		
	RuO <sub>2</sub> 換算濃度 PdO換算濃度		RuO <sub>2</sub> 換算濃度	PdO換算濃度	
	[wt%]	[wt%]	[wt%]	[wt%]	
標準試料1	0	0	0.00	0.00	
標準試料2	0.5	0.38	0.59	0.46	
標準試料3	1.	0.76	1.02	0.90	
標準試料4	2.	1.53	2.13	1.60	
標準試料5	3.	2.29	3.09	2.13	
標準試料6	5.	3.81	5.12	3.88	
標準試料7	7.	5.34	7.37	5.29	

表 3-22 検量線作成に用いた標準試料の白金族元素濃度



図 3-78 RuO2とPdOの補正検量線



図 3-79 3号炉の運転条件確認試験における流下ガラス中のRuO2換算濃度の推移(再掲)



図 3-80 2号炉の作動試験における流下ガラス中のRuO2換算濃度の推移



図 3-81 3号炉の運転条件確認試験における流下ガラス中のPdO換算濃度の推移(再掲)



図 3-82 2号炉の作動試験における流下ガラス中のPdO換算濃度の推移



図 3-83 第kバッチ目における白金族元素酸化物換算重量の収支に関するSankeyダイアグラム



図 3-84 3号炉運転条件確認試験におけるRuO2抜き出し率と炉内残留量の推移(再掲)





図 3-86 3号炉運転条件確認試験におけるPdO抜き出し率と炉内残留量の推移(再掲)



図 3-87 2号炉作動試験におけるPdO抜き出し率と炉内残留量の推移




図 3-89 3号炉と2号炉のPdO残留率の推移





# 4. 運転シミュレーションのためのデータ取得

LFCM型の溶融炉で生じる伝熱・発熱メカニズムには、溶融ガラスの対流や熱伝導、固液・気液 界面での熱伝達や輻射、仮焼層の溶融と廃液の蒸発に伴う潜熱輸送、ジュール発熱、廃棄物成分 の酸化反応などがある。これらメカニズムが働いた結果として現れる各所の温度分布は、溶融炉 の状態を把握する上で重要な情報源である。

溶融炉の状態把握や挙動予測のため、日本原子力研究開発機構(JAEA)ガラス固化部ではCFD 解析の手法を用いて運転をシミュレートする『溶融炉解析システム』を開発しており<sup>25),26),27)</sup>、21-1CPで西側の炉底傾斜面上部に堆積物が形成されたメカニズムの推定<sup>11)</sup>や、3号炉の炉底形状を決 定する際に用いている<sup>2)</sup>。今後、3号炉の運転を模擬した計算(運転シミュレーション)に用いる 計算モデルの構築や計算結果の検証のため、今回の3号炉運転条件確認試験において次の計測・観 察を実施した。

- A) 溶融ガラスと仮焼層の温度分布計測
- B) 溶融炉ケーシングや空気配管の表面温度計測
- C) 保持運転期間中の仮焼層溶融過程の観察
- D) 溶融ガラスをジュール加熱する電力盤が出力する電圧波形の計測

各項目を計測した時期を図 1-2に示した。ここでは、A)からC)の3項目について計測の目的と得られた結果を説明し、D)については別途報告する。

#### 4.1. ガラス温度分布計測

ガラス温度分布を計測する目的・必要性は主に次の2つである。

### (1) 計算モデル検証用のデータ取得

運転シミュレーションの結果として得られるガラス温度分布の検証に用いるため、溶融ガラス の温度を実測する。溶融炉の熱流動計算において流動場を精度よく再現するためには温度分布を 再現する必要がある。溶融ガラスの温度分布は主に熱流動とジュール加熱に関する計算モデルの 精度向上を目的に取得する。

溶融ガラスの温度分布は仮焼層の状態にも強く依存することが経験的に知られており、仮焼層 のシミュレーションモデル構築が重要な課題の一つになっている<sup>9,28)</sup>。今回の計測では、液面付近 の温度を鉛直方向に75 mm間隔で同時多点計測する。これはTVF溶融炉で1バッチの間に生じる液 位変化(約180 mm)よりも小さく、液面に投下されるカートリッジーつ分の大きさにほぼ等しい ので、1バッチを通じて常にいずれかの測定点が仮焼層の温度を捉えることができる。これにより、 カートリッジ供給で形成される仮焼層の深さ方向の温度分布を測定する。

#### (2) 炉底低温運転の指標確認

TVF溶融炉では、補助電極高さの溶融炉中心におけるガラス温度を比較的低温な850 ℃に調整 することで白金族元素の堆積を抑制する『炉底低温運転』を導入している<sup>15)</sup>。これまでに実施し た実廃液を固化処理するホット運転では溶融炉中心ガラス温度を測定しておらず、あらかじめコ ールド運転において溶融ガラスへ熱電対を挿入して計測し、それが850 ℃となる時の補助電極50 mm控え温度を確認しておいた上で、ホット運転の際には補助電極50 mm控え温度を指標に炉底部 の加熱を調整している。3号炉では、それまで四角錐だった炉底形状を円錐へ変更した<sup>2)</sup>ことや、 炉材料を熱伝導特性が異なるものへ変更したことなどから、補助電極高さの溶融炉中心ガラス温 度を850℃に管理するための指標である補助電極50mm控え温度を改めて確認する必要がある。

## 4.1.2. 方法

原料供給器管台と水供給ノズル管台から、それぞれ1本ずつ、計2本の仮設熱電対を溶融ガラス へ挿入する(図 4-1、図 4-2、図 4-3を参照)。既設の溶融ガラス温度計(T10.27)や常設の底部電 極温度計(T10.11)と併せて溶融ガラスや仮焼層の温度を同時多点計測する。

#### (1) 熱電対の仕様

仮設挿入熱電対は、Inconel 601製のさや管とアルミナ製の保護管に収められたシース熱電対<sup>74</sup>で 構成されている。それぞれの仮設挿入熱電対は、原料供給器側から挿入するものでは5か所、水供 給ノズル側から挿入するものでは4か所の測温点がある。各測温点はさや管の長手方向に150 mm 間隔で配置している。さや管の寸法を表 4-1に示す。

### (2) 計測位置

溶融炉天板を上面から見た際の仮設挿入熱電対の設置位置を図 4-1に示す。原料供給器側の仮 設挿入熱電対は、他の機器との干渉を避けるため溶融炉中心から方位180°側へ約90 mmずらして 設置した。水供給ノズル側管台から挿入する仮設挿入熱電対は、溶融炉の中心から水平方向に約 333 mmずれている。計測時の各測温点の鉛直方向位置関係を図 4-2に示す。橙色の点で示す位置 が測温点である。測温点の一覧を表 4-2に示す。

## (3) 昇降操作

仮設挿入熱電対はガラス温度を計測するときのみ溶融ガラスに挿入し、それ以外の時には溶融 ガラスから引き抜く。挿入・引抜状態を模式的に説明したのが図 4-3である。水供給を実施する際 は水供給ノズル管台側の仮設挿入熱電対を取り外し(図 4-3 ①)、それ以外では図 4-3 ②に示す ように溶融ガラスから引き上げたスタンバイ状態で保持する。なお、熱電対をデータロガーに接 続している限り2秒間隔で温度を記録し続けるので、スタンバイ位置にある時は気相部の温度を計 測していることを意味する。データロガーに接続している期間を図 1-2に示す。

2本の仮設挿入熱電対ともワイヤーで実験室天井の滑車を介してホイストとつながっており、ホ イストで昇降させることでスタンバイ状態と計測状態を遷移させる。計測状態では熱電対が溶融 ガラスと等電位になるので、溶融炉ケーシングとさや管の間を絶縁フランジで、吊りベイルをゴ ムシートで、さや管を耐熱ガラスクロスで覆い電気的な絶縁を確保する。

## (4) 影響軽減策

仮焼層はガラス温度分布の安定維持に必要な要素であるが、仮設挿入熱電対を挿入する際は貫通して一部を壊すことになる<sup>75</sup>。この温度測定のための操作が試験全体へ影響しないよう、計測は

<sup>&</sup>lt;sup>74</sup> R型(Pt-Rh10%)シース熱電対(JIS C1602-2015)

<sup>&</sup>lt;sup>75</sup> 実際、この試験でさや管を計測位置へ下げる時、T10.27の温度指示値が一時的に数十分間程度低下する場合が あった。また、黄色がかった気体(おそらく、NOxである)がフランジの隙間から実験室側へ噴出することもあり、 仮焼される途中のカートリッジが高温の溶融ガラスへ押し込まれたことで急な蒸発が生じたと考えられる。

概ね1バッチおきに実施(図 1-2)して仮焼層が回復する期間を設けた。挿入するタイミングは、 影響を最小限に抑えるため、気相部温度が比較的高く仮焼層が薄いと予想される流下中や流下直 後を選んだ。

ガラス温度分布の計測中は溶融ガラス内部に金属棒を鉛直方向に配置することになり、さや管の比抵抗は1000℃の溶融ガラスと比べても数桁小さいため、多少なりともジュール加熱への影響が予想される。特に主底間通電では溶融ガラスを上下方向へ通電するため、この通電期間中は特別な場合を除き計測することを避けた。

### 4.1.3. 結果

測定の結果を図 4-4~図 4-10に示す。各図(a)のグラフは、上側が加熱電流や加熱電力を、下側 がガラス温度測定値の推移を表す。凡例は底部電極上端からの高さを意味する。各図(b)のグラフ は溶融ガラスの鉛直方向温度分布を表している。横軸が温度、縦軸が底部電極上端からの高さを 表し、水平方向の計測位置の差は無視した<sup>76</sup>。青、緑、赤の破線はそれぞれ、Lo、Hi、HHレベル 計の高さを表している。高さの位置関係が分かりやすいよう、主電極 (Main)、補助電極 (Aux.)、 底部電極 (Bottom) 設置高さの範囲を灰色の背景で示した。

#### (1) 低模擬廃液供給試験

低模擬3バッチ目において炉底加熱開始直前まで測定した図 4-4(a)の温度推移に注目すると、高 さ88.5 mm(補助電極中心軸高さ)では計測開始から溶融ガラスの温度が単調に低下し、低模擬2 バッチ目終了(11/1813:50)から約6時間以降は補助電極間電流(Ei10.2)の調整により一定値に達 している。高さ238.5~538.5 mmでは、細かい変動を無視すれば概ね単調に低下している。なお、 細かい変動については第4.1.3項(3)で考察する。688.5 mmと763.5 mmの測定点が測定期間中におよ そ500℃上昇するのは、前バッチ(低模擬2バッチ目)の流下で気相部へ露出した測定点が、液位 の上昇により次第に溶融ガラスへ浸かるためである。

図 4-4(b)の鉛直温度分布からは、いずれの時刻も主電極高さ範囲の上半分に温度のピークがあ り、液位が高まるほど上に移動していることが分かる。低模擬2バッチ目流下直後の底部電極冷却 中(11/18 17:00)と低模擬3バッチ目炉底低温運転終盤(11/20 05:00)を比べると、補助電極より も上側では概ね相似形の分布がピーク位置をシフトした温度分布になっている。また前者の温度 分布は後者のものに比べると、流下のため行われた炉底加熱の影響で主電極から補助電極の高さ にかけて約100℃高い一方、底部電極付近は冷却の影響で最も低い。

図 4-4と図 4-5はともに低模擬廃液供給試験での計測結果を示しており、温度は同様に推移していることから再現性が高い。

## (2) 高模擬廃液供給試験

図 4-8、図 4-9に高模擬廃液供給試験でのガラス温度分布計測の結果を示す。低模擬廃液供給試験と異なる点は、補助電極中心軸高さ88.5 mmでの温度(T10.81)が、補助電極間通電を開始した頃に860 ℃に上昇したことである(図 4-8(a)、図 4-9(a))。また、高さ100~300 mm付近で温度分

<sup>&</sup>lt;sup>76</sup> 2号炉運転シミュレーションの結果から、溶融ガラスの温度分布は水平方向にほぼ一様であることが示されており、原料供給ノズル側と水供給ノズル側から挿入した各熱電対による温度測定値は、それぞれ、その高さの温度を 代表していると考えられる。

布に変曲点が存在する(図 4-8(b)、図 4-9(b))。いずれも、溶融ガラスに白金族元素が含まれるようになったことで生じた変化と考えられる。このメカニズムについては、ガラス全体の比抵抗が下がってジュール発熱分布が変化することや、ガラスの粘性が高まって補助電極間通電を開始したときの流動が変化することが考えられる。現在詳しいメカニズムは分かっていないが、この挙動を運転シミュレーションで再現することは、今後の溶融炉解析システム開発の課題である。

## (3) 気液界面付近の温度変動

図 4-4(a)の液面付近にある計測点では、数十分ほどの間隔でピークを持ち振幅が10~20 ℃の細かい揺動が観測された。変動の時間スケールから、この揺動は熱起電力のノイズによるものではなく実際の温度変化と考えられる。気液界面付近に位置する測定点では、他の位置と比べ、溶融ガラスに浸かったさや管下部からの熱伝導だけでなく、気相部からの熱伝達の影響も受ける可能性がある。以下に、温度の揺動として観測される可能性がある現象を列挙する。

- a. 気相部の気流変化
- b. 液面付近に形成されるベナールセル(第4.3.2項(6)を参照)のセル構造変化
- c. 仮焼層の溶融やカートリッジ落下の衝撃による液面に積まれたカートリッジの配置変化

#### (4) 炉底加熱から流下まで

低模擬7バッチ目において、炉底加熱時の温度分布変化を計測した結果を図 4-6(a)に示す。計測の流れは次のとおり。

2023/11/28 05:36 仮設挿入熱電対が挿入状態のまま主底間通電開始<sup>77</sup>、電流を5 Aまで増加<sup>78</sup> 2023/11/28 05:44 主底間通電を0 Aへ下げ、溶融ガラスからの仮設挿入熱電対引き抜き<sup>79</sup> 2023/11/28 06:01 主底間通電再開 2023/11/28 08:07 主底間通電を一時的に0 Aへ下げ、溶融ガラスへ仮設挿入熱電対を再び挿入<sup>80</sup> 2023/11/28 08:45 溶融ガラスからの仮設挿入熱電対引き抜き、主底間通電再開

上記の各時刻における温度分布を図 4-6(b)に示す。炉底加熱開始から3時間までに補助電極高さのガラス温度が顕著に上昇していることが分かった。

#### (5) 流下中から次バッチ炉底低温運転移行まで

流下中から底部電極冷却を経て次バッチの炉底低温運転へ移行するまでは、炉底付近のガラス 温度推移が大きく変化する期間である。この時のガラス温度分布の変化を計測するため、低模擬

<sup>&</sup>lt;sup>77</sup> 炉底加熱時は主電極(B)と底部電極の間に交流電圧を印加し、溶融ガラスを上下に流れる電流が加わるので、鉛 直方向に長いさや管を持つ仮設挿入熱電対はその電流の通り道になる。これがガラスの加熱不良やさや管の溶損 につながるおそれがあるため、通常は炉底加熱開始前に熱電対を引き抜いていたことから、現行の炉形状がほぼ 確立されたモックアップ3号メルタ以降、実際にどのような影響が出るか確認した記録は無かった。このため、主 底間の通電状況や仮設挿入熱電対の指示値を監視しながら、徐々に主底間の通電を開始した。

<sup>&</sup>lt;sup>78</sup> このとき、主底間通電の実効電流(Ei10.3 PV値)と有効電力(Ew10.3 PV値)は通常の炉底加熱時の推移と同様 だったが、実効電圧(Ev10.3 PV値)は3 V程度低かった。

<sup>&</sup>lt;sup>79</sup> 最も底部電極に近い原料供給器側の測温点T10.81において、2秒間隔で取得される指示値に振幅が2~3 ℃のパルス状の変動が観測されたため、主底間通電開始から8分で電流を0Aへ下げた。

<sup>&</sup>lt;sup>80</sup> この時、さや管が持つ熱容量に加え、さや管表面に付着したガラスの分も加わり、温度の指示値が落ち着くまでに約35分間かかった。

7バッチ目の流下重量約15kgの時点で仮設挿入熱電対を溶融ガラスへ挿入した。これを行うため、 通常は流下開始後に主底間通電10Aを維持するところを、あえて流下開始後速やかに0Aへ下げて いる。その際の測定結果を図 4-6、図 4-7に示す。計測の流れは次のとおりである。

2023/11/28 11:26	流下重量15 kg、主底間通電0A、仮設熱電対挿入 炉内温度分布測定開始
2023/11/28 11:39	Hi-OFF(ガラス積算:286.2 kg)
2023/11/28 12:20	流下重量86 kg
2023/11/28 12:30	流下重量100 kg到達 流下開始から1時間19分→目標流速130~160 kg/h
2023/11/28 13:46	Lo-OFF(ガラス積算:299.70 kg)
2023/11/28 13:49	流下重量290 kg到達、下段加熱・上段冷却開始
2023/11/28 13:59	全段冷却終了(流下完了) 確定流下重量:296.9 kg
2023/11/28 14:10	底部電極冷却開始(T10.5、T10.7、T10.11:885.5、878.9、835.2 ℃)
2023/11/28 17:20~	~17:23 底部電極温度(T10.11):470 ℃降下確認→底部電極冷却停止操作
2023/11/28 20:19	補助電極温度(T10.5):820 ℃降下確認(T10.5、10.7:820.0、804.6 ℃)

図 4-6(a)で温度の指示値が落ち着いた11/28 12:20から流下ノズルの上段冷却を開始した11/28 13:49に注目すると、主電極上端より下のガラス温度が上昇しており、溶融槽上部の比較的高温な ガラスが流下速度130~160 kg/hの比較的速い流れに乗って下降していることを表している。11/28 13:49の流下停止操作を境に、それまでの上昇傾向が低下傾向に転じ、ガラス温度分布の成層化が 始まっている。

図 4-7(b)では、11/28 12:30(流下流量100 kg時点)において高さ200 mm付近の温度勾配が小さく なっており、溶融槽上部の比較的高温なガラスが炉底部へ下降した影響とみられる。その後、底 部電極冷却が始まる(11/28 14:10)と、補助電極高さのガラス温度は6時間で約150℃低下した(図 4-7(a)緑の実線)。

## (6) 保持運転中の計測

保持運転中は水供給するため、2本ある仮設挿入熱電対のうち水供給ノズル管台側は使用せず、 原料供給器管台側のみで計測した(図 4-3④)。保持運転中の液位をLoレベルとしたので、図 4-2 によればT10.27の熱電対よりも上の測定点は空気中に露出している。なお、表 3-13には保持運転 中に行った主な運転操作を時系列で示したので参照されたい。図 4-10(a)の温度推移のグラフでは、 原料供給停止期間を灰色のハッチングで、水供給期間を青い矢印で表している。水供給終了後の 12/16 08:28には、水供給ノズル管台側仮設挿入熱電対での計測も再開している。

図 4-10(a)で補助電極中心高さ(88.5 mm)のガラス温度推移に注目すると、保持運転の終盤で も、原料供給再開後に比べて高く推移していることが分かる。保持運転中は補助電極50 mm控え 温度を約805 ℃に調整しており(図 3-56)、これは原料供給再開後の調整範囲820±5 ℃より低いに もかかわらず、ガラス温度はその逆であった。主電極間電力や主電極冷却を下げることで生じる 流動の変化や、ジュール発熱分布の変化が要因として挙げられるが、今後のCFD解析を用いた調 査で明らかにすべき課題である。

# 4.1.4. 仮設挿入熱電対さや管の寿命

ガラス温度計(T10.27)熱電対のさや管はInconel 690で作られているのに対し、仮設挿入熱電対 のさや管はInconel 601である。Inconel 690は電極と同様に溶融ガラスへの浸漬とジュール加熱に対 して十分な寿命が評価されている一方で、Inconel 601は同条件での浸食速度が評価されていなか った。今回の試験前に、表面電流密度1 A/cm<sup>2</sup>で通電<sup>81</sup>しながら1200 ℃の溶融ガラスに168時間浸漬 する実験を行ったところ浸食速度は0.073 mm/dayと評価され、十分な寿命を確保可能と見込まれ ているものの、実際の寿命を評価することが必要である。

今回の仮設挿入熱電対を用いた温度分布計測は、実環境に近い状態で浸漬試験をしていること と同義である。溶融ガラスに浸漬させた時間は原料供給器側の仮設挿入熱電対で最も長く、作動 試験のカレット溶融において約8時間、運転条件確認試験で約334時間である。運転終了後、さや 管に付着していたガラスが剥がれ表面が露出した位置で、ノギスを使って外径を数か所測定した。 二本のさや管はいずれも35.0 mmを下回る箇所が無く、減肉は確認できなかった。このため浸食速 度は算出できないものの、事前の実験で評価された0.073 mm/dayよりも小さいと言える。また、さ や管の先端部は溶融ガラスが約1 mmの厚さで付着していたが、その上から目視確認した限りでは 大きな溶損や減肉は確認できなかった。

以上のことから、今後は仮設挿入熱電対さや管の肉厚を薄くできると考えられる。これまでは、 仮設挿入熱電対をガラスへ挿入した際、温度指示値が落ち着いて溶融ガラスの温度を示すように なるまでに数十分を要していた(第4.1.3項(4)を参照)。これには、さや管自体の熱容量に加え、一 度ガラスへ挿入すると付着するさや管表面のガラスの熱容量も影響していると考えられる。細い さや管を用いれば、さや管自体の熱容量が減ることに加え、表面積減少によってガラスが付着す る量も減るため、より素早く温度変化に追従することができる。

#### 4.2. ケーシング表面温度計測

運転シミュレーションに用いる溶融炉モデルの境界条件を決める手掛かりとして、また、計算 結果を検証する手がかりとして、溶融炉のケーシングや気相部換気出口配管の表面温度推移を計 測した。ケーシング表面の温度は外気との熱伝達や放射の計算モデルを検証することに利用する 基礎データとして、また、換気の出口配管表面の温度は溶融炉の熱収支を見積もる<sup>82</sup>ためのデータ として収集する。

# 4.2.1. 方法

熱上げの開始前にアルミテープまたはガラスクロステープで、ケーシングや配管の表面に熱電 対を貼り付ける。例として、ケーシング天板にあるP2管台<sup>83</sup>の側面に取り付けた熱電対を図 4-11 に示す。設置した熱電対の一覧を表 4-3に示す。

<sup>81</sup> 実際の使用環境での表面電流密度は不明

<sup>&</sup>lt;sup>82</sup> 溶融炉の気相部は常に換気されており、その廃気によって熱輸送が生じる。溶融炉からスクラッバまでのオフ ガス系統には、廃気温度を直接測定する温度計が設置されていないことから、溶融炉からオフガス系統への出口 にあたる廃気冷却管の管台表面温度を測定することで、廃気温度を逆算することとした。なお、気相部には常設の 気相部温度計(T10.23)があるが、設置位置は側壁の熱伝導やガラス液面からの輻射の影響を強く受ける場所にあ るため、この用途には適さない。

<sup>83</sup> 通常の運転時は、廃気冷却管を設置する管台である。

計測の実施期間は図 1-2に示すように、熱上げ開始から放冷完了までの期間を通じて実施した。 ただし、運転中にテープの粘着力が熱で弱まって剥がれた箇所があり、手が届く箇所は貼り直し たが、その他は貼り直すことができなかった。

## 4.2.2. 結果

ここでは計測結果の例として、測定した温度推移の一部を図 4-12、図 4-13に示す。計測値の具体的な活用方法は別途報告する。

### 4.3. 仮焼層の溶融過程

ガラス原料にカートリッジを用いる方式はTVFにおいて独自に開発された原料供給形態で、廃 液中の揮発性成分の揮発やイエローフェーズの発生を抑制する効果がある一方で、形成される仮 焼層に関する知見は少なく、観察した例は少ない。

仮焼層は溶融ガラスの温度分布を安定的に維持する重要な要素の一つであり、TVFにおける通 常の固化処理運転中は仮焼層の厚さを一定に保つよう、カートリッジを毎分約1個の頻度でガラス 液面へ投下している。これにより、溶融ガラス液面から気相部への放熱が抑制され、溶融ガラス 内の温度分布や気相部温度(T10.23)の急な変化が抑えられている。これまでJAEAガラス固化部 が開発してきた溶融炉解析システム<sup>25),26),27)</sup>では、仮焼層の厚さを一定と仮定してモデル化してき た<sup>9)</sup>。しかし実際の運転中には、仮焼層の厚みが変化する現象が発生しており、シミュレーション で溶融炉の挙動をより高精度に再現するためには、この現象を考慮した計算モデルの構築が重要 である。

原料供給の停止や流下時の気相部温度上昇などで仮焼層の溶融が進むと、溶融ガラスからの放 熱が増加して冷えた表層の溶融ガラスが沈み込むことで対流が強まり、気相部の温度は上昇する。 これら一連の経過は非定常な現象で、仮焼層が溶融するまでの時間スケールは非定常解析の計算 モデルを構築する上で必要な情報であるが、これまで調べられていなかった。このため今回の試 験では、通常の運転状態から保持運転へ移行する過程で仮焼層や液面に生じる変化を観察した。 また、保持運転中に気相部の温度上昇を抑制するために供給される水が溶融ガラス液面の形態へ どのように影響するかについても確認し、気液界面での熱輸送過程を考察する。

## 4.3.1. 方法

高模擬廃液供給試験の7バッチ目流下完了後、原料供給を停止して保持運転へ移行する(第3.3.10 節を参照)。この際、原料供給器のゲート弁より上に設置された投入ガイド管(図 4-14参照)を取 り外し、弁に付着した模擬廃液やガラス繊維の粉を除去する。これにより、開放したゲート弁を 通して溶融ガラスの液面を目視できる状態となる。以上の準備をした上で、1時間毎に原料供給器 のゲート弁を開放し、内部をマグライトで照らしながらデジタルカメラで撮影する。

## 4.3.2. 観察の結果

原料供給器から液面を見下ろしたとき、視野に入る典型的な様相を図 4-15に示す。写真の画角 はすべて、上側が主電極(B)のある方位180°、下側が主電極(A)のある方位0°である。視野は原料供 給器の100A配管とスカートで制限され、写真の上部には原料供給器から挿入した仮設熱電対、右 上には常設のガラス温度計T10.27が映っている。写真左上に見える液面の黒い部分は、その直上 にある水供給ノズルから供給される水によって冷えたガラスである。

撮影した写真を時系列に沿って図 4-16に示す。これらの写真から分かることを以下で述べる。

## (1) 溶融時間

原料供給停止直後の図 4-16(1)では気相部全体に蒸気が漂って"もや"がかかり、カートリッジ の隙間から赤く見える溶融ガラスがわずかなのに対し、図 4-16(2)(原料供給停止後1.4時間)では もやが晴れ、液面のほぼ全体が赤く見えるようになり、仮焼層はカートリッジの原型が分からな い程度に溶融した。液面の赤熱具合から、液面からの射度(radiosity)<sup>84</sup>は、原料供給停止後2時間 程度で飽和していると思われる。

#### (2) 仮焼層の見かけ厚さ

ガラス製造速度が今回の試験と同等の過去の溶融炉<sup>85</sup>では、液面のカートリッジは目測でおよ そ2段積みの時、気相部の平均温度が320℃で安定していた<sup>1)§5.4</sup>。しかし今回の観察では、原料供給 停止から19分後には赤く光る液面が見えていた(図 4-16(1)を参照)ので、仮焼層にはそれほどの 厚みは無く、せいぜい1~1.5段程度と考えられる。先の第3.3.4項(4)でも述べたように、今回の模 擬廃液供給試験では主電極冷却が2号炉の作動試験<sup>86</sup>の時よりも少なく、それが仮焼層を薄くした と考えられる。

#### (3) 薄皮

図 4-16のいずれの写真も、液面の大部分はスラッジ状の物体が形成する薄い"皮膜"で覆われ ている。図 4-16(2)~(5)のそれぞれについて、液面に見える特徴的な模様2か所を白い破線の丸で 囲んだ。一連の写真は約3時間のうちに撮影されたものだが、二つの模様の相対的な位置関係には ほとんど変化が無いことから、薄皮には流動性が無いと確認できる。したがって、ホットトップ 状態にある溶融炉の流動計算においても、気液界面に速度境界条件を設定する場合、No-slip条件<sup>87</sup> を適用することは妥当な選択になると考えられる。

カートリッジを溶融する今回の試験や過去のカレット溶融試験との比較から、この薄皮が形成 されるために必要な要素は次の3つと考えられる。以下に、各要素が必要と考えられる理由と併せ て述べる。

a. 白金族元素含有ガラス

3号炉作動試験(2023年3月に実施)のカレット溶融試験で撮影された写真(図 4-17)においては、液面にスラッジ状のものは確認されていない。この試験では白金族元素を含まない

<sup>&</sup>lt;sup>84</sup> 液面kが輻射で受ける熱と放出する熱の間には、エネルギー保存則に由来する $q_k = J_k - G_k$ の関係が成り立つ。 ここで、 $G_k$ は液面kに入射する放射エネルギー(irradiation: 外来照射量)、 $J_k$ は液面kが出す放射エネルギー(radiosity: 射度)、 $q_k$ は輻射以外の伝熱機構(溶融ガラスからの熱伝導や気相部との熱伝達など)によって液面kに供給される 熱流束である。

<sup>85</sup> モックアップ3号メルタによるガラス固化モックアップ試験第20キャンペーン

<sup>&</sup>lt;sup>86</sup> 2003年11月から12月にかけて、MTFにおいてTVF2号炉を用いコールド条件で実施した2回目の作動試験。

<sup>87</sup> CFD解析における速度境界条件の一種。この境界面では速度をゼロとする境界条件。

ガラスカレットを供給しており、今回との違いは、供給された原料中の白金族元素の有無で あるから、薄皮は白金族元素の影響で形成されたものと考えられる<sup>88</sup>。

b. 仮焼層

今回の試験中、液位測定時に撮影したレベラー槽の液面には薄皮のようなものは見られず、 液面はオレンジ色で溶融槽の液面よりも明るく光っていた(図 4-18)。レベラー槽には仮焼 層が形成されないため、薄皮が形成されるためには仮焼層の存在が必要と考えられる。

c. 気相部が比較的低温であること

ドレンアウトIの流下前に溶かし込み運転をした際、薄皮は仮焼層とともに溶融し、図 3-69 の写真を撮影した時点の気相部温度(T10.23)は675℃であった。一方、薄皮の存在を確認 した保持運転中の気相部温度は530~550℃である。このため、気相部が比較的低温である ことが薄皮の形成に必要な条件であることが考えられる。

(4) 水供給の影響

水供給を開始すると、水供給ノズル直下の液面にはガラスが黒く固まった"島"が形成された。 図 4-16(7)では、固まったガラスの島は写真左上にあり、水供給で冷える範囲は液面全体のうち水 がかかる一部分に限られるのが分かる。冷え固まったガラスは溶融ガラスよりも密度が高いはず だが、沈むことなく液面に留まっていたことから、冷える際に水蒸気の気泡を巻き込んで固まる ことで見かけ密度が溶融ガラスよりも小さくなったものと考えられる。

図 4-16(7)の左側には、黒い島に隣接する位置に、液面を覆う薄皮が破れて明るく光るホットス ポットが現れている。その部分を望遠レンズのカメラで撮影した写真(図 4-19)から気泡と確認 でき、水供給開始前には無かったことから水蒸気と考えられる。

(5) 気泡

図 4-16(6)~(12)では、青い矢印で示した箇所に細かい粒状の構造がある。撮影時刻によって粒の場所が異なるものの、どれも水供給によって形成された黒い"島"の周囲にある。水供給開始前の図 4-16(1)~(5)には無いので、水蒸気の気泡と推測される。

ガラスビーズやガラスフリット<sup>89</sup>を原料として供給する場合、仮焼層と溶融ガラスの間には気 泡溜まりの存在が指摘されており<sup>28), 29)</sup>、国内における類似の研究でもサンプリングされた仮焼層 の写真から気泡が確認できる<sup>30), 31)</sup>。一方でカートリッジを原料とした今回の試験では、仮焼層が 溶融した後の溶融ガラス液面には見える範囲で気泡溜まりは確認されなかった。この理由は、カ ートリッジが多孔質な形態のために、仮焼で発生する蒸気が抜けやすいためと考えられる。

## (6) ベナールセル

今回の観察では溶融ガラス液面に明暗が確認でき、暗い線が網目状につながって見える特徴か らベナールセルの存在が示唆される。これは特に、白金族元素を含まないガラスカレットを溶融 した試験(図 4-17)でははっきりと確認できるが、今回も薄皮越しに明暗がうっすらと確認でき

<sup>&</sup>lt;sup>88</sup> 白金族元素含有ガラスを溶融するるつぼサイズの実験では、パラジウム-テルル合金が球状の液滴微粒子を形成し<sup>35)</sup>、表面張力でガラス液面に浮遊する現象が確認されている<sup>36)</sup>。

<sup>&</sup>lt;sup>89</sup> 粉末状のガラス原料試薬に流動性を持たせるため水を添加してスラリー状にしたもの。

る。例として、セル構造の境界にあたる暗い線を図 4-16(10)と(12)に橙色の破線で示した。溶融槽 の内部から表層へ上昇するガラスは高温のため明るく、表層で冷えて下降するガラスは相対的に 低温のため暗く見えていると考えられる。二つの図に共通して写る薄皮表面の特徴的なスラッジ の影を白い点線で丸く囲んだ。この影は図 4-16(10)ではセルの明るい領域にあるが、図 4-16(12) ではセルの境界線上にあるので、境界線が薄皮とは独立して移動していることが分かる。つまり、 セル構造の境界に見える暗い線は薄皮の厚薄による影などではなく、その奥の溶融ガラスが形成 したものであると考えられる。一つ一つのセルの幅は目測で10 cm程度かそれ以下であった。

# (7) まとめ

以上の観察結果から、カートリッジで構成される仮焼層とその近傍の流れを模式的に描いたも のが図 4-20である。仮焼層の厚さはカートリッジ1~1.5段分程度で、気泡の抜け道があるために 顕著な気泡溜まりは存在しない。廃液に白金族元素を含む場合は液面に薄皮が形成され、その下 にはベナールセルが存在する。さらにその下には、溶融槽の上部と下部をつなぐ比較的大きな主 対流が存在する(図 3-51を参照)。主対流は溶融炉解析システムによる熱流動電場解析からも数 値的に予測されており、主電極冷却に伴い生じる下降流と主電極間のジュール加熱による上昇流 で駆動される。この描像が成り立つにはベナール渦と主対流の間に大きな速度勾配が必要で、そ のような勾配が形成され得るのは温度が最も高く粘性が小さくなる主電極高さの上半分あたり (第4.1.3項(1)を参照)と考えられる。

	原料供給器側	水供給ノズル側
素材	Inconel 601	Inconel 601
保護管の内径 [mm]	15	15
保護管の外形 [mm]	34	34
長さ [mm]	3100	2700

表 4-1 仮設挿入熱電対さや管の寸法

表 4-2 仮設挿入熱電対の測温点設置位置 計測点の高さ[mm] さや管 タグ (底部電極上端から) 原料供給器側さや管 88.5 T10.81 原料供給器側さや管 238.5 T10.82 原料供給器側さや管 388.5 T10.83 原料供給器側さや管 T10.84 538.5 原料供給器側さや管 688.5 T10.85 水供給ノズル側さや管 313.5 T10.86 水供給ノズル側さや管 463.5 T10.87 水供給ノズル側さや管 T10.88 613.5 水供給ノズル側さや管 763.5 T10.89

- 180 -

	表 4-3 、	ケーシング表面	<b>仮設熱電対</b> の	の設置位置	
設置面	名称	タグ	設置面	名称	タグ
天板	天板中央90°	T2105	側面90°	ケーシング下部	T2304
天板	天板90°端	T2106	側面90°	補助電極A管台	T2305
天板	天板中央270°	T2112	側面90°	ケーシング下部端	T2306
天板	天板270°端	T2113	側面180°	ケーシング上部端	T2401
天板	天板中央315°	T2114	側面270°	炉内入気空気配管	T2502
天板	間接加熱装置No.1管台	T2115	側面270°	ケーシング上部	T2503
天板	間接加熱装置No.1蓋部	T2701	側面270°	ケーシング中央1	T2504
天板	間接加熱装置No.1壁面1	T2702	側面270°	ケーシング中央2	T2505
天板	間接加熱装置No.1壁面2	T2703	側面270°	ケーシング中央3	T2506
天板	間接加熱装置No.1壁面3	T2704	側面270°	ケーシング下部1	T2507
天板	間接加熱装置No.1壁面4	T2705	側面270°	ケーシング下部2	T2508
天板	間接加熱装置No.3蓋部	T2707	側面270°	ケーシング下部端	T2510
天板	原料供給器壁面	T2801	底面	底板270°端	T2607
天板	P2管台180°側	T2901	底面	底板中央270°	T2608
天板	P2管台270°側	T2902	底面	底板中央90°	T2612
側面0°	ケーシング中央	T2203	底面	底板90°端	T2613
側面0°	底部冷却空気出口直後	T2208	空気配管	主電極冷却空気入口 (Tee)	T2402
側面90°	ケーシング上部端	T2301	空気配管	主電極冷却空気入口 (Tee)	T2403
側面90°	ケーシング上部	T2302	空気配管	底部電極冷却空気入口 (フランジ)	T2404
側面90°	ケーシング中央	T2303	空気配管	底部冷却空気出口直後 (フランジ)	T2208



図 4-1 熱電対の水平方向位置



図 4-2 溶融ガラス温度分布計測時の測温点の鉛直方向位置(再掲)





<sup>90</sup> 測温点の位置は図 4-1、図 4-2、図 4-3③を参照。図 4-4(b)において、高さが負の測温点は底部電極温度計。



<sup>&</sup>lt;sup>91</sup> 測温点の位置は図 4-1、図 4-2、図 4-3③を参照。図 4-5(b)において、高さが負の測温点は底部電極温度計。



<sup>92</sup> 測温点の位置は図 4-1、図 4-2、図 4-3③を参照。図 4-6(b)において、高さが負の測温点は底部電極温度計。



図 4-7 流下終盤から低模擬8バッチ炉底低温運転移行までのガラス温度計測値推移93

<sup>93</sup> 測温点の位置は図 4-1、図 4-2、図 4-3③を参照。図 4-7(b)において、高さが負の測温点は底部電極温度計。



<sup>94</sup> 測温点の位置は図 4-1、図 4-2、図 4-3③を参照。図 4-8(b)において、高さが負の測温点は底部電極温度計。



<sup>&</sup>lt;sup>95</sup> 測温点の位置は図 4-1、図 4-2、図 4-3③を参照。図 4-9(b)において、高さが負の測温点は底部電極温度計。



<sup>96</sup> 測温点の位置は図 4-1、図 4-2、図 4-3④を参照。図 4-10(b)において、高さが負の測温点は底部電極温度計。



図 4-11 P2管台のケーシング表面仮設熱電対





## JAEA-Technology 2024-024



図 4-14 原料供給器



図 4-15 保持運転中の溶融ガラス液面の典型的な様相

(1)  $2023/12/14 \ 10:07 \ (0.4 \ h^{97})$ 

(3) 2023/12/14 12:01 (2.3 h)



(2) 2023/12/14 11:07 (1.4 h)



(4) 2023/12/14 13:01 (3.3 h)



(5) 2023/12/14 14:00 (4.3 h)



(6) 2023/12/14 15:01 (5.3 h)



図 4-16 保持運転中の溶融ガラス液面 (1/2)

<sup>97</sup> 括弧内は保持運転開始に相当する原料供給停止時刻からの経過時間。

(7)  $2023/12/14 \ 17:59 \ (8.3 \ h^{98})$ 

(9) 2023/12/14 20:59 (11.3 h)



(8) 2023/12/14 18:57 (9.2 h)



(10) 2023/12/14 23:59 (14.3 h)





(11) 2023/12/15 07:58 (22.3 h)







図 4-16 保持運転中の溶融ガラス液面 (2/2)

<sup>98</sup> 括弧内は保持運転開始に相当する原料供給停止時刻からの経過時間。



図 4-17 3号炉作動試験のカレット溶融時に原料供給器から観察した液面 (2023/3/20 03:07撮影)



図 4-18 レベラー槽の液面(2023/12/14 09:55 C2管台から撮影)



図 4-19 液面の気泡(2023/12/15 12:00撮影)



図 4-20 カートリッジで構成された仮焼層の模式図

# 5. 炉内観察

ドレンアウトを終えた溶融炉を放冷後、炉内を観察し残留するガラスの有無を確認する。これ までの運転経験から、ドレンアウト後の炉内には白金族元素を高濃度に含んだガラスが残留する 場合があることが分かっているため、その有無から、運転中に白金族元素の堆積が生じていたか 否か、あるいは、ドレンアウトによって白金族元素が流下されたか否かを確認する。また、耐火 レンガ(接液部、気相部、発熱体遮蔽レンガ)や電極(主電極、補助電極、底部電極)、プローブ (コモンプローブ、Highプローブ、Lowプローブ)を観察し、試験前の状況と比較することにより、 亀裂の進展や新規の欠損、割れ、溶損の有無を調査し、炉内構造物の健全性を確認する。

## 5.1. 炉内残留ガラスの確認と健全性確認

## 5.1.1. 方法

ドレンアウト完了後、3号炉のすべての加熱電源を停止し放冷する。3号炉が完全に放冷された ことを確認した後、溶融炉の各所の開口部からカメラを挿入して写真を撮影し、炉内残留ガラス の有無を確認する。加えて、試験前に作成したレンガの亀裂を記録したスケッチと比較すること で耐火レンガの欠損状況や亀裂進展および電極やプローブの劣化状況を確認し、健全性を評価す る。カメラを挿入する箇所は、溶融槽の場合は原料供給器を取り外してできる溶融炉上面の開口 部、レベラー槽の場合は接触針式液面計の挿入孔、間接加熱装置側発熱体遮蔽レンガの場合は間 接加熱装置を取り外した箇所とする。観察項目は3号炉作動試験の際に設定した計15か所で、観察 対象とともに図示したものを図 5-1に示す。

### 5.1.2. 結果

溶融槽とレベラー槽に有意な残留ガラスが無く、ドレンアウトによって炉内のガラスを全量流 下できたことを確認した。また、観察項目に対する結果は表 5-1に示すように、いずれも異常がな く健全性が維持されていた。以下に、炉内観察結果を溶融槽、レベラー槽、間接加熱装置の設置 箇所に分けて示す。

#### (1) 溶融槽

溶融槽を撮影した写真を図 5-2に、炉底部の拡大写真を図 5-3に、溶融槽天井部の写真を図 5-4 に示す。試験前後の写真・スケッチの比較から、耐火レンガの新たな欠損や各電極の損傷は無か った。作動試験後に報告された耐火レンガの欠損箇所について、当時のスケッチと比較したとこ ろ、亀裂や欠けが進展している様子は見られなかった。

# (2) レベラー槽

レベラー槽を撮影した写真を図 5-5に、レベラー槽内各種プローブの写真を図 5-6に示す。試験 前後の写真・スケッチを比較したところ、耐火レンガの新たな欠損やプローブの損傷は見られな かった。

## (3) 間接加熱装置の設置箇所

間接加熱装置を取り外した後のウェル内を撮影した写真を図 5-7に示す。発熱体遮蔽レンガに 新たな欠損は無かった。また、作動試験後に報告された発熱体遮蔽レンガの亀裂について比較し たところ、亀裂が進展している様子が見られなかった。

一方、間接加熱装置を据え付けていたウェルの底面には黒い粉末が落ちており、5か所合わせて 100.0gを回収した。この粉末をSEM/EDSにて定性分析したところ、大部分がクロムの酸化物であ ることから、この粉末は間接加熱装置の金属保護管の酸化被膜が剥離したものと推定した。回収 した酸化被膜がウェル1か所あたり平均20.0gであり、間接加熱装置1機あたりの金属保護管の重量 約32kg<sup>99</sup>に対して0.063%であり、酸化被膜の剥離による金属保護管の損耗は無視できる範囲であ る。

#### 5.2. 炉底の破片集積物と炉内付着物のSEM/EDSによる測定

#### 5.2.1. 炉底の破片集積物

放冷後の炉内観察の際、図 5-8に示すように炉底の底部電極付近に集積した破片を確認した。 ドレンアウト直後の炉底部の写真(図 3-75参照)では底部電極の中央孔やスリット部を確認でき、 破片が見られず、また図 5-8には補助電極表面に付着していたガラスが剥がれ落ちた形跡がある ことから、ドレンアウト後から炉内観察前までの間に電極や炉壁の表面に付着していたガラスが 冷えて剥離・集積したものと推定しているが、耐火レンガが剥離した可能性もあることから、回 収してレンガ成分の有無を確認する。

### (1) 方法

炉上部開口部から吸引装置のノズルを挿入し、回収する。破片のうち、見た目から明らかにガ ラス片と分かるものを除外した残りの一部に対し、SEM/EDSを用いた定性分析を行う。

#### (2) 結果

炉底部から回収した破片の写真を図 5-9に示す。重量は合計で321gであった。SEM/EDS測定ポ イントを図 5-10、図 5-11に、測定結果を表 5-2に示す。図 5-10(a)部や図 5-11 Point-5はガラス原 料であるカートリッジの繊維<sup>100</sup>と考えられ、表 5-2に示した成分はガラスカートリッジや高模擬 廃液由来の元素であったため、分析にかけた破片はガラス原料や廃液成分が溶融せずに仮焼され 形成されたものだと考えられる。したがってこの破片は、炉内のレンガが剥離したものではない と判断できる。保持運転中の原料供給器スカート部には原料カスが付着していたことから(図 4-15参照)、原料の溶け残りが集積した原因については、原料供給器取外しの際に原料カスが炉底 部に落ちたものと考えられる。

#### 5.2.2. 溶融槽上部270°側傾斜部の付着物

放冷後の炉内観察の際、溶融槽上部270°側の傾斜部(詳細箇所は図 5-12参照)に付着物を確認 した。画像からは落下して形成された付着物のように見えるが、溶融炉の運転経過に伴い白金族

<sup>&</sup>lt;sup>99</sup> 金属保護管を構成する素材(NCF601)の密度(8.07 g/cm<sup>3</sup>)<sup>37)</sup>と寸法から重量を算出した。

<sup>&</sup>lt;sup>100</sup> ガラスカートリッジの繊維径はq11.0±2.0 µmである。

元素が堆積した可能性もあることから、当該付着物を回収し、SEM/EDSを用いて白金族元素の堆積の有無を確認する。

# (1) 方法

付着物の表面を削り取り、回収した試料に対してSEM/EDSを用いた定性分析を行う。

# (2) 結果

回収した付着物の測定試料を図 5-13に、SEM/EDS測定箇所を図 5-14に、測定結果を表 5-3に示 す。測定した結果、その元素の多くがガラスカートリッジ由来のものや高模擬廃液由来のもので あったが、Point-6では高濃度の白金族元素(27 at%程度)が、Point-7では模擬廃液に含まれていな いチタンが約12 at%含まれていることを確認した。白金族元素に関しては、Point-6以外では高濃度 の白金族元素を含んだ測定箇所が見られなかったことから、この傾斜部で白金族元素の堆積物が 成長していた可能性は低い。チタンの由来に関しては、電極材料であるInconel 690や仮設挿入熱電 対さや管の材料であるInconel 601、接液部に使用するK-3レンガが挙げられるが、付着していた場 所がK-3レンガ上であったことから、試料採取の際に周囲のK-3レンガを巻き込んで削ったものと 考えられる<sup>101</sup>。また、図 5-14のPoint-10は、形態や元素組成からガラスファイバーカートリッジの 繊維と考えられ、不完全な溶融状態であることが示唆される。

以上を踏まえると、溶融槽上部270°側傾斜部の付着物は溶融炉の上部から落下した原料カスの 可能性が高い。形成過程については、図 5-4(b)で天井の270°側にガラスと思われる付着物がある ことから、廃気配管や天井部に付着していた原料カス、あるいは、ガラス温度測定用熱電対に付 着していた仮焼層の溶け残りが、ドレンアウト時の気相部温度上昇に伴って落下し、不完全に溶 融したものと推定している。

# 5.3. 流下ノズル

令和元年(2019年)の2号炉を用いた固化処理運転19-1キャンペーン(以下、19-1CP)において、 流下ノズルと高周波加熱コイルの接触による漏電のため、ガラスの流下が停止する事象が発生し た。原因の調査結果<sup>102</sup>を踏まえた対策として、流下ノズルの傾きを抑えるよう、非対称構造であ ったインナーケーシングを3号炉では対称構造へ変更した(図 5-15参照)。加えて、高周波加熱コ イルの内径を80 mmから90 mmに変更し、クリアランスを拡大して流下ノズルが傾いても高周波加 熱コイルに接触し難くなるよう対策を施した(図 2-11参照)。これらの対策が有効に機能し、運転 条件確認試験後の流下ノズルの健全性が維持されることを確認する。

#### (1) 方法

放冷後に溶融炉下部から流下ノズルを撮影し、画像から流下ノズルの位置関係を割り出す。

<sup>&</sup>lt;sup>101</sup> 採取重量が極微量であることや、採取後の外観確認で有意な凹みや欠け、亀裂等の異常が見られなかったことから、溶融炉の運転には支障ない。

<sup>&</sup>lt;sup>102</sup> 原因調査の結果、流下ノズルが取り付けられているインナーケーシングプレートが非対称構造であったため、 溶融炉の運転に伴う加熱と冷却による塑性ひずみで流下ノズルが傾き、高周波加熱コイルと接触したことで漏れ 電流が発生し、漏電リレーが作動して流下ノズルの加熱が自動停止したことが判明した。
## (2) 結果

放冷後の溶融炉下部から流下ノズルを撮影した写真と流下停止事象発生後の2号炉の写真を比較したものを図 5-16に示す。運転条件確認試験後の流下ノズルと高周波加熱コイルの中心位置のずれは0.1 mm未満であり、流下ノズルの水平方向のずれや傾きが生じていないことから、流下ノズルの健全性が維持されていることを確認した。

	田島市	運転条件確認試験における観察結果	<b>省 巽参</b> 譲 やり は い く い き い き い き い き い き い き い き い き い き
N0.	観祭頃日	(令和6年1月9-12日)	(令和5年4月10-11日)
$\Theta$	底部電極表面	溶損等、損傷なし	溶損等、損傷なし
$\bigcirc$	底部電極 スリット部	異物(耐火レンガ片等)なし	気相部耐火レンガ片を確認し、掃除機で回収済 み
$\odot$	底部電極と接液部耐火レンガの境界	割れ、欠け、ズレなし	割れ、欠け、ズレなし
4	補助電極表面	溶損等、損傷なし	溶損等、損傷なし
2	補助電極と接液部耐火レンガの境界	割れ、欠け、ズレなし	割れ、欠け、ズレなし
9	主電極表面	溶損等、損傷なし	溶損等、損傷なし
$\bigcirc$	主電極上面	異物(耐火レンガ片等)なし	異物(レンガ片等)なし
$\otimes$	接液部耐火レンガ表面	割れ、欠け、ズレなし	割れ、欠け、ズレなし
6	接液部耐火レンガの目地部	目地部の開き、割れ、欠け、ズレなし	目地部の開き、割れ、欠け、ズレなし
(1)	接液部耐火レンガの傾斜部	異物(耐火レンガ片等)なし	異物(耐火レンガ片等)なし
Ē	気相部耐火レンガ表面 (側壁部・天井部)	作動試験で確認されたレンガ欠けの進展なし。そ の他、割れ、欠け、ズレなし	側壁部廃棄出口周辺のレンガの一部表面に欠け を確認。その他、割れ、欠け、ズレなし
( <u>1</u> 2)	気相部耐火レンガの目地部	目地部の開き、割れ、欠け、ズレなし	目地部の開き、割れ、欠け、ズレなし
13	気相部耐火レンガと発熱体遮蔽レンガ (5か所) 間の目地部	目地部の開き、割れ、欠け、ズレなし	目地部の開き、割れ、欠け、ズレなし
(14)	発熱体遮蔽レンガ(5か所)表面 (溶融槽側・間接加熱装置側)	割れ、欠け、ズレなし	割れ、欠け、ズレなし
(12)	レベラー槽内部 (接液部耐火レンガ、コモン・Low・High プローブ)	接液部耐火レンガの割れ、欠け、ズレなし プローブの溶損等、損傷なし	接液部耐火レンガの割れ、欠け、ズレなし プローブの溶損等、損傷なし

表 5-1 炉内観察結果詳細

## JAEA-Technology 2024-024

表 5-2	炉底の破片集積物の分析点における半定量分析結果
-------	-------------------------

					単位 [at%]
元素	Point-1	Point-2	Point-3	Point-4	Point-5
Ν	20.58	-	21.10	11.59	-
0	69.79	86.60	68.75	79.93	72.23
Na	5.61	0.92	0.56	0.69	0.61
Al	-	3.10	-	2.56	0.76
Si	-	1.83	-	1.48	23.59
Р	-	1.47	-	0.54	-
Ca	0.26	1.19	0.35	0.60	0.35
Cr	-	0.29	-	0.23	-
Fe	-	0.75	-	0.51	0.35
Zn	-	1.22	-	0.74	-
Sr	-	-	2.67	-	-
Zr	-	1.35	-	0.83	0.10
Mo	-	0.42	-	0.11	-
Ru	-	0.32	-	0.13	-
Pd	-	0.24	-	-	-
Cs	-	0.28	-	0.07	-
Ba	-	-	6.56	-	-
La	0.44	-	-	-	-
Ce	2.08	-	-	-	-
Pr	0.31	-	-	-	-
Nd	0.93	-	-	-	-
合計	100.00	99.98	100.00	100.00	100.00

					中位 [al 70]
元素	Point-6	Point-7	Point-8	Point-9	Point-10
0	68.00	30.97	74.97	64.59	77.47
Na	-	-	9.98	6.87	1.94
Al	-	-	2.21	2.63	3.50
Si	0.76	-	9.08	20.38	15.68
Ca	-	-	1.03	1.76	0.59
Ti	-	12.37	-	-	-
Cr	0.59	33.51	-	-	-
Mn	-	19.36	-	-	-
Fe	2.75	1.30	0.68	1.70	-
Ni	-	2.48	-	-	-
Zn	-	-	0.66	-	0.82
Zr	-	-	0.41	0.81	-
Мо	-	-	0.64	0.24	-
Ru	26.74	-	-	-	-
Te	1.16	-	-	-	-
Cs	-	-	0.13	0.20	-
Ce	-	-	-	0.56	-
Nd	-	-	0.20	0.26	-
合計	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00

単位 [at%]



(a) 試験前(2023/04/10 撮影)



図 5-2 溶融槽内写真



 $0^{\circ}$ 

図 5-3 炉底部写真(集積物除去後)

(a) 試験前(2023/04/10 撮影)



(b) 試験後(2024/01/09 撮影)



図 5-4 溶融槽天井部の写真



# 図 5-5 レベラー槽内の写真(2枚連結)



コモンプローブ

Lowプローブ

Highプローブ

図 5-6 各種プローブの写真



図 5-7 間接加熱装置据え付けウェル内の写真



(a) 破片回収前(2024/01/09撮影)

(b) 破片回収後(2024/01/09撮影)



図 5-8 炉底の破片集積物



図 5-9 回収した破片集積物



図 5-11 炉底破片物のSEM/EDSによる写真



図 5-12 溶融槽上部270°側傾斜部の付着物



図 5-13 溶融槽上部270°側傾斜部の付着物を回収した試料



図 5-14 溶融槽上部270°側傾斜部付着物のSEM/EDSによる写真



2号炉

3号炉



(a) 2号炉(流下停止事象が発生した19-1CP後)



(b) 3号炉(運転条件確認試験の放冷後; 2024/01/12撮影)



図 5-16 2号炉と3号炉の流下ノズルの傾きの比較写真

#### 6. 総括

約2か月間に及ぶコールド運転とその後の炉内観察は、試験用設備が正しく機能し、溶融炉に損傷 を与えること無く完了した。

今回のコールド運転では、ルテニウムとパラジウムを含んだ高模擬廃液の使用や、ガラス原料とし てカートリッジを溶融炉へ供給したことにより、ガラス液面に仮焼層を形成させてホット運転に近い 条件で運転できた。2号炉の運転手法を踏襲し、運転操作のパラメータを調整すれば管理値を逸脱す ることは無く、3号炉は基本的に2号炉と同じ手法で運転が可能であった。各種試験の結果、3号炉に 固有の特性として、ガラス温度がやや高い温度で安定することが分かった。また、炉底加熱時間を短 縮可能と実験的に確認したことは、今回の試験で得られた特筆すべき成果である。2日間の保持運転 後も白金族元素の炉内保有量は通常どおりに回復したことから、保持運転による白金族元素の沈降・ 堆積抑制効果を3号炉で改めて確認できた。

運転管理指標については、これまで用いてきた主電極間補正抵抗値に替えて炉底低温運転移行時間 を使用することの実現可能性を調査した。炉底低温運転移行時間は、今回の試験によって主電極温度 との関係が明らかになったので、主電極温度をなるべく一定に調整すれば運転管理指標として利用可 能である。今後は、傾斜面上部に白金族元素が堆積する兆候を把握するための管理指標として炉底低 温運転移行時間を、電流集中による電極の消耗や損傷から保護する指標として主電極間補正抵抗値を 運用することを検討する。

流下ガラス中の白金族元素濃度推移は2号炉に比べると濃度変化が小さかったので、炉底部を円錐 形にしたことや、底部電極・ストレーナで流下時に生じる流れの淀み点を減らすよう改良したことが、 炉底部に滞留する白金族元素を安定して流下する効果があったと考えられる。この成果は8バッチの 高模擬廃液供給試験で確認できることとしては十分であり、今後のホット運転で行う数十から数百バ ッチを通して白金族元素堆積の低減効果を確認していく必要がある。

今回の新たな試みとして、ガラス温度分布の計測に2本の仮設挿入熱電対を用いたことで、鉛直間 隔が75mmというこれまでよりも細かい間隔で得られ、流下直後から炉底低温運転へ移行する間に温 度分布が変化する過程を計測できた。保持運転中の仮焼層の観察からは、カートリッジで構成された 仮焼層について新たな描像を示すことができ、今後の溶融炉の運転シミュレーションに用いる溶融炉 解析システムの開発において、仮焼層に関するモデルを改良する知見を与えるものであった。

## 謝辞

運転条件確認試験を実施するにあたり、以下の方々から協力やアドバイスを戴きました。ここに記 し感謝申し上げます(所属は試験実施当時のもの)。

- 溶融炉の運転計画策定や運転操作に関するアドバイス、ほか ガラス固化管理課 狩野茂 ガラス固化処理課 大高光
- 溶融炉の運転操作、パラメータ監視
  ガラス固化処理課 下山田穣
  ガラス固化処理課請負(検査開発株式会社 高橋秀明様、進藤勲様、磯崎忠則様、鈴木裕介様、
  鈴木孝洸様、長田遥暉様、大内貴寛様、柏拓人様、磯崎和久様、棚邉祐樹様)
- 試験用設備の運用・保守に関する作業
  ガラス固化技術課請負(株式会社E&Eテクノサービス本間将啓様、小林博美様、畠山清司様、 廣野和也様、深谷茜音様)
- 各種分析のアドバイス
  ガラス固化技術課請負(検査開発株式会社 佐藤誠一様、長谷川毅彦様)
- ・ 運転の準備作業、運転中の巡視、ガラス原料投入、ガラスサンプリング、ほか 株式会社IHIプラント 松山浩之様、池田光希様、ほか
- 溶融炉運転全般へのアドバイス
  株式会社IHI 古知力様、薄井康史様、山中清志様、児嶋慶造様、原島丈朗様、森垣義真様、
  中島良暢様、ほか

## 参考文献

- 日本原子力研究開発機構、『TVFにおける固化処理状況について』第68回東海再処理施設安全監 視チーム(令和4年12月15日),資料1, https://www.da.nra.go.jp/detail/NRA022010406 (参照: 2024年10月7日).
- 朝日良光,嶋村圭介,小林秀和,小髙亮,『TVF3号溶融炉の炉底に関する詳細構造』,JAEA-Technology 2021-026, (2022), 50 p. https://doi.org/10.11484/jaea-technology-2021-026 (参照: 2024年10月7日).
- 3) 日本原子力研究開発機構,『ガラス固化技術開発施設(TVF)における固化処理状況について 漏れ電流発生の今後の対応—』第37回東海再処理施設安全監視チーム(令和2年2月5日),資料2, https://www.nra.go.jp/disclosure/committee/yuushikisya/tokai\_kanshi/170000011.html(参照: 2024年10月 7日).
- 4) 電気学会,『電気工学ハンドブック(第6版)』 §7.3.5.,株式会社オーム社 (2001).
- 5) 正木敏夫, 五十嵐寛, 虎田真一郎 (1990), Private communication.
- 6) 日本原子力研究開発機構、『ガラス固化技術開発施設(TVF)における固化処理状況について』 第71回東海再処理施設安全監視チーム(令和5年6月29日)、資料2.
   https://www.da.nra.go.jp/detail/NRA022010409 (参照: 2024年10月7日).
- 7) 加藤淳也,三浦昭彦,畠山清司,塩月正雄,山下照雄 (2006), Private communication.
- 8) 正木敏夫,五十嵐寛,高橋武士,石塚雄人,遠藤茂雄,木野寿一,伊藤明,『ガラス溶融炉耐火 物材料の開発』,日本原子力学会 1990年秋の大会,M59,東北大学,(1990).
- 9) 朝日良光,小髙亮,『TVFガラス溶融炉における仮焼層のシミュレーションモデル開発』日本原 子力学会2022年秋の大会,1B01,茨城大学,(2022).
- 10) 朝日良光 (2016), Private communication.
- 日本原子力研究開発機構、『ガラス固化技術開発施設(TVF)における固化処理状況について』 第65回東海再処理施設安全監視チーム(令和4年6月6日),資料1, https://www.nra.go.jp/disclosure/committee/yuushikisya/tokai\_kanshi/170000078.html (参照: 2024年10 月7日).
- 12) 五十嵐寬, 米谷雅之 (1995), Private communication.
- 13) 吉岡正弘, 江本秀夫, 遠藤昇, 松中一久, 白石鶴美, 池上靖志, 山下照雄, 加藤功, 後藤博幸, 福田好博, 中宮博美 (1990), Private communication.
- 14) 吉岡正弘, 江本秀夫, 遠藤昇, 池上靖志, 浅野直紀, 山下照雄, 後藤博幸, 野口和也, 窪木道克, 福田好博, 鷺忠, 中宮博美 (1990), Private communication.
- 15) 正木敏夫, 狩野茂, 守川洋, 菖蒲康夫 (2014), Private communication.
- 16) W. Grünewald, *et al.*, "The role of the platinum group elements ruthenium, rhodium and palladium in the vitrification of radioactive high level liquid waste using joule heated ceramic lined waste glassmelters", Glass Technology: European Journal of Glass Science and Technology Part A, Vol.49, No.6, 266-278, (2008).

- 17) 日本原子力研究開発機構,『TVFにおける固化処理状況について』第70回東海再処理施設安全監 視チーム(令和5年3月16日),資料2, https://www.da.nra.go.jp/detail/NRA022010408 (参照: 2024年10月7日).
- 18) 河村和廣, 鮎田文夫, 五十嵐寛 (1990), Private communication.
- 19) 藤原, 新妻, 吉沼, 小坂, 田中 (2016), Private communication.
- 20) 日本原子力研究開発機構, 『ガラス固化技術開発施設(TVF)における固化処理状況について』 第61回東海再処理施設安全監視チーム(令和3年10月4日), 資料4, https://www.nra.go.jp/disclosure/committee/yuushikisya/tokai\_kanshi/170000068.html (参照: 2024年10 月10日).
- 21)日本原子力研究開発機構、『TVFにおける固化処理状況について』第69回東海再処理施設安全監 視チーム(令和5年1月24日)、資料1、 https://www.da.nra.go.jp/detail/NRA022010407 (参照: 2024年10月29日).
- 22) IHI株式会社 (2022), Private communication.
- 23) 朝日良光 (2023), Private communication.
- 24) Hiroshi Igarashi, et al. "Effects of Noble Metal Elements on Properties of Simulated Vitrified Products for High - Level Liquid Waste — Research Report on Solidification of High - Level Liquid Waste—", PNC TN8410 91-247, (1991), 29 p.
- 25) 中島正義,三浦昭彦,堺公明,塩月正雄,川原仁志,佐藤暁拓,『ガラス固化溶融炉解析シミュ レーションシステムの開発(1) シミュレーションシステムにおける解析手法』,日本原子力学会 2006年秋の大会,A04,北海道大学(2006).
- 26) 朝日良光,中島正義,菖蒲康夫,『TVF2号溶融炉における厚みのある白金族体積形成を考慮した Lagrange シミュレーション』,日本原子力学会2015年秋の大会,E27,静岡大学,(2015).
- 27) 朝日良光,中島正義,菖蒲康夫,『厚みのある白金族元素の堆積形成を考慮した TVF ガラス溶 融炉の運転シミュレーション』,日本原子力学会2016年春の年会,1G13,東北大学,(2016).
- 28) Pavel Hrma, "Conversion of nuclear waste into nuclear waste glass: Experimental investigation and mathematical modeling", Procedia Materials Science, Vol.7, pp.117-123, (2014).
- 29) Dixon, D.R., *et al.* "Effect of Feeding Rate on the Cold Cap Configuration in a Laboratory-Scale Melter", WM213 Conference, February 24-28, Phoenix, Arizona, USA, (2013).
- 30) Kazuyoshi Uruga, *et al.* Proceedings of Global 2015 Paper 5191. "Study for generation of yellow phase using small-scale joule heating melter", (2015).
- 31) Kazuyoshi Uruga, *et al.* "Generation mechanism and prevention method of secondary molybdate phase during vitrification of PUREX wastes in liquid-fed ceramic melter", Journal of Nuclear Science and Technology. Vol.75, No.4, (2019). pp.433-443. https://doi.org/10.1080/00223131.2019.1691071 (参照: 2024年10月7日).
- 32) 山中清志, 正木敏夫 (1994), Private communication.
- 33) 吉岡正弘, 江本秀夫, 遠藤昇, 松中一久, 白石鶴美, 池上靖志, 山下照雄, 後藤博幸, 福田好博, 鵞忠, 中宮博美 (1990), Private communication.
- 34) 吉岡正弘, 遠藤昇 (1992), Private communication.
- 35) 朝日良光 (2023), Private communication.

- 36) 永井崇之 (2021), Private communication.
- 37) 日本冶金工業株式会社,『NAS 601 (UNS N06601) NAS 耐熱ニッケル合金』, https://www.nyk.co.jp/pdf/products/alloys/NAS\_601\_J.pdf(参照:2024年10月7日).

### 付録A 模擬廃液と原料供給の詳細

### A.1 原料組成

#### A.1.1 ガラスカレット

ガラス固化体中の放射性廃棄物成分を非放射性同位元素に置き換えることで、実際の廃棄物を含む ガラスの組成を模擬したガラス。ただし、白金族元素は含まない。

(組成) ガラス成分:75 wt% - ホウケイ酸塩ガラス

廃棄物成分: 25 wt% - 標準組成の廃棄物成分酸化物形態を模擬

(粒径) 1~5 mm: 90 wt%以上

<1 mm:10 wt%以下

>5 mm:10 wt%以下

(組成) 表 A-1参照

#### A.1.2 ガラスファイバーカートリッジ

ホウケイ酸塩ガラスのファイバーを押し固めて円筒状に成型したカートリッジ。

(重量) 67.5 g/個 (形状・サイズ) 円筒形・直径70 mm×高さ70 mm

(組成)表 A-2参照

#### A.1.3 模擬廃液

高放射性廃液中の放射性廃棄物成分を非放射性同位元素や化学的性質の近い元素に置き換えた硝酸溶液。白金族元素を含まないものを低模擬廃液、含むものを高模擬廃液という。

#### (1) 模擬廃液成分組成の設計値

表 A-3に示す模擬廃液成分組成の設計値は、模擬廃液とカートリッジの成分が規定された配合です べて混合・溶融された時のガラス組成が、TVF溶融炉の固化処理運転17-1CP、19-1CP、21-1CPで製造 したガラス固化体の成分<sup>103</sup>に近くなるよう調整して作られている。ただし、UO<sub>2</sub>とPuO<sub>2</sub>をCe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>で代 替し、固化ガラスに含まれる廃棄物成分のうちHALWの分析にかけていない元素はORIGEN-79で算出<sup>104</sup> した元素組成(模擬廃液SW-27-tの組成<sup>105</sup>)<sup>32)</sup>を用い、全体の廃棄物成分酸化物充填率が25 wt%となる よう調整している。さらに高模擬廃液では、白金族元素酸化物(RuO<sub>2</sub>、Rh<sub>2</sub>O<sub>3</sub>、PdO)のうち特に高 価なRh<sub>2</sub>O<sub>3</sub>をPdOで代替し、白金族元素酸化物重量割合の合計が1.48 wt%となるように調整した。低模 擬廃液では、PdOをNiOで、Rh<sub>2</sub>O<sub>3</sub>をCoOで、RuO<sub>2</sub>をFe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>で代替した。

<sup>&</sup>lt;sup>103</sup> 固化処理運転17-1CP、19-1CP、21-1CPのときTVFへ受け入れたHALWの分析値を基に、試薬添加されるNaや、カートリッジとカレットの成分組成が溶融炉内で均一に混合・溶融されると仮定して算出した廃棄物成分酸化物重量の計算値。製造された固化体のうち、キャンペーン初期に作られる廃棄物成分の充填率が低い固化体を除いた平均組成を目標の組成とした。

<sup>&</sup>lt;sup>104</sup> 燃焼計算の条件は次のとおり。炉型: PWR (ATRは考慮しない)、燃焼度28000 MWD/MTU、比出力35 MW/MTU、 燃焼期間800 days、U-235濃縮度4.0 wt%、再処理期間185 days、冷却期間5 years。

<sup>&</sup>lt;sup>105</sup> 廃液発生量0.5 m<sup>3</sup>/MTU、二次廃液処理系からの回収液分を考慮。ただし、CdはZnで代替。

#### (2) 実際の模擬廃液成分組成

表 A-3に示す設計値を目標に調合し、完成した模擬廃液を元素分析した結果が表 A-4に示す3号炉 運転条件確認試験用の模擬廃液濃度組成である。同じ表に2号炉作動試験<sup>106</sup>で使用した模擬廃液の組 成を示す。2号炉作動試験ではRhが含まれた模擬廃液を使用している。

#### (3) 溶融ガラス組成

表 A-4に示す3号炉運転条件確認試験用の濃度組成を酸化物重量に換算したのが表 A-3の分析値で ある。さらに、この分析値から酸化物をカートリッジと一緒に溶融・混合した場合のガラスに対する 重量割合が表 A-3に示すガラス組成である。

#### A.2 作業

#### A.2.1 廃液含浸作業

MTF近くの屋外に廃液含侵作業専用のテントを設営し、ダクト換気しながら模擬廃液をカートリッジに含浸させる作業を実施した。テント内の資材配置図を図 A-1に示す。この作業は、廃液とガラス 原料を溶融炉内に投入するための準備作業として、クローズドラムで納品された模擬廃液をカートリッジ10個分に含浸する量に小分けし、カートリッジ10個を充填した直管に流し込む作業である。主な 作業手順は下記のとおりであり、模式図を図 A-2に示す。

- ケミカルポンプを用い、模擬廃液をクローズドラムから攪拌用のオープンドラムへ移送し攪 拌する。
- ② チューブポンプでカートリッジ10個に含浸させる量を2Lポリ容器へ分取する。分取量は重量 管理<sup>107</sup>とし、低模擬廃液は2297g(許容範囲:2290~2300g)、高模擬廃液は2171g(許容範囲: 2165~2175g)である。
- ③ あらかじめカートリッジ10個を充填した塩化ビニル製直管(原料投入用直管)にポリ容器内の 模擬廃液を流し込み、カートリッジに含浸させる。
- ④ 含浸後の直管は、専用のラック(原料収納ラック)で保管する。

#### A.2.2 原料供給作業

この作業は、溶融炉上部に取り付けた原料供給器から、含浸作業で準備した廃液を含んだカートリッジを炉内に供給するものである。原料供給器の上部の構造を図 A-3(a)に、原料を投入する手順を図 A-3(b)に示す。作業手順は下記のとおりである。

- ① 原料供給器上部のスライド式シャッタを開ける。
- ② 直管の蓋を開け、中の廃液やカートリッジがこぼれないように直管の口(キャップ側)を水平 より上に向け、原料供給器の切欠き部にのせ、奥のストッパに押し当てる。
- ③ 直管の底を持ち上げ、垂直に立て、直管内の廃液含浸カートリッジを原料供給器内に全量投入 する。

<sup>&</sup>lt;sup>106</sup> 2003年11月から12月にかけて、MTFにおいてTVF2号炉を用いコールド条件で実施した2回目の作動試験。

<sup>107</sup> 模擬廃液に含まれる元素をカートリッジに均等に含浸させるため(模擬廃液の硝酸は溶融過程で揮発)。

- ④ 速やかにスライド式シャッタを閉め、ゲート弁を開け、廃液含浸カートリッジを溶融炉内に投入する。
- ⑤ 原料供給器内にカートリッジが残留しないよう、プラスチック製ハンマーで投入ガイド管や ゲート弁を叩く。
- ⑥ ゲート弁を閉める。
- ⑦ 再度スライド式シャッタを開け、専用の棒を原料供給器内に挿入し、カートリッジが残留していないことを確認する。

酸化物		目標組成 [wt%]	許容誤差 [wt%]		
_	SiO <sub>2</sub>	46.70	±1.3		
ガラス成分	$B_2O_3$	14.30	±1.3		
	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	5.00	±0.5		
	Li <sub>2</sub> O	3.00	±0.5		
75wt%	CaO	3.00	±0.5		
	ZnO	3.00	±0.5		
	Na <sub>2</sub> O	10.00	±0.5		
	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0.28			
	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	2.60			
廃液成へ	NiO	0.78			
	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0.50			
	Rb <sub>2</sub> O	0.11			
	Cs <sub>2</sub> O	0.73			
	SrO	0.29		+5.0	
	BaO	0.51			
	ZrO <sub>2</sub>	1.39			
	MoO <sub>3</sub>	1.38			
25wt%	MnO <sub>2</sub>	0.36	—	±3.0	
	CoO	0.15			
	Ag <sub>2</sub> O	0.01			
	SnO <sub>2</sub>	0.01			
	TeO <sub>2</sub>	0.14			
	CeO <sub>2</sub>	1.25			
	La <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	2.69			
	Nd <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	1.27			
	$Pr_6O_{11}$	0.50			
	Sm <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0.05			
	合計	100	-		

表 A-1 ガラスカレットの組成

	衣 A-2 PF /98組成	(カートリッン組成)
	成分	組成 [wt%]
	SiO <sub>2</sub>	$62.3 \pm 1.3$
	$B_2O_3$	$19.0 \pm 1.3$
	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	$6.7\pm0.5$
	Li <sub>2</sub> O	$4.0\pm0.5$
	CaO	$4.0\pm0.5$
_	ZnO	$4.0\pm0.5$

表 A-2 PF798組成 (カートリッジ組成) \_\_\_\_ \_\_\_\_\_

酸化物	低	模擬廃液組成	¢	5	高模擬廃液組成			
_	設計値	分析値	ガラス組成	設計値	分析値	ガラス組成		
	[g/L]	[g/L]	[wt%]	[g/L]	[g/L]	[wt%]		
Na <sub>2</sub> O	52.68	49.58	9.77	52.80	54.54	10.19		
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	1.67	1.77	0.35	1.69	1.74	0.32		
K <sub>2</sub> O	0.32	0.30	0.06	0.33	0.33	0.06		
Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	2.64	2.41	0.47	2.71	2.58	0.48		
MnO <sub>2</sub>	1.24	1.27	0.25	1.28	1.28	0.24		
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	17.25	17.09	3.37	12.83	12.46	2.33		
CoO	2.08	2.11	0.41	-	-	-		
NiO	4.81	4.68	0.92	2.20	2.28	0.43		
ZnO	0.07	0.07	0.01	0.06	0.06	0.01		
SrO	1.14	1.17	0.23	1.17	1.20	0.22		
Y <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0.86	0.88	0.17	0.88	0.89	0.17		
ZrO <sub>2</sub>	5.85	5.98	1.18	6.01	5.85	1.09		
MoO <sub>3</sub>	5.04	4.59	0.90	5.16	4.94	0.92		
RuO <sub>2</sub>	-	-	-	4.42	4.40	0.82		
PdO	-	-	-	3.37	3.42	0.64		
Ag <sub>2</sub> O	0.02	0.02	0.00	0.03	0.03	0.01		
SnO <sub>2</sub>	0.08	0.08	0.02	0.06	0.06	0.01		
TeO <sub>2</sub>	0.88	0.90	0.18	0.93	0.95	0.18		
Cs <sub>2</sub> O	4.45	4.17	0.82	4.55	4.24	0.79		
BaO	3.60	3.42	0.67	3.69	3.79	0.71		
$La_2O_3$	2.49	2.26	0.45	2.55	2.49	0.47		
Ce <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	12.59	12.54	2.47	12.90	13.61	2.54		
Pr <sub>6</sub> O <sub>11</sub>	2.20	2.09	0.41	2.25	2.23	0.42		
$Nd_2O_3$	7.64	7.23	1.43	7.83	8.09	1.51		
Sm <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	1.85	1.85	0.36	1.89	2.01	0.37		
Eu <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0.27	0.26	0.05	0.28	0.28	0.05		
$Gd_2O_3$	0.13	0.13	0.03	0.12	0.13	0.02		
合計	131.86	126.86	25.00	132.00	133.87	25.00		

表 A-3 模擬廃液の組成(酸化物重量換算)

成分元素	低模擬廃液	夜 [mol/L] 高模擬廃液 [mol/L]		友 [mol/L]	使用試薬(参考)		
_	3号炉108	2号炉 <sup>109</sup>	3号炉108	2号炉 <sup>109</sup>	_		
$\mathbf{H}^{+}$	3.00E+00	_	3.00E+00	_	HNO <sub>3</sub>		
Na	1.60E+00	1.73E+00	1.76E+00	1.74E+00	NaNO <sub>3</sub>		
Р	2.49E-02	1.55E-03	2.45E-02	1.55E-03	NaH <sub>2</sub> PO <sub>4</sub>		
K	6.40E-03	1.25E-02	7.04E-03	_	KNO <sub>3</sub>		
Cr	3.17E-02	3.03E-03	3.40E-02	3.03E-03	$Cr(NO_3)_3 \cdot 9H_2O$		
Mn	1.46E-02	2.04E-02	1.47E-02	2.04E-02	Mn(NO <sub>3</sub> ) <sub>2</sub>		
Fe	2.14E-01	1.90E-01	1.56E-01	1.30E-01	$Fe(NO_3)_3 \cdot 9H_2O$		
Co	2.81E-02	1.04E-02	—	_	$Co(NO_3)_2$		
Ni	6.27E-02	3.27E-02	3.05E-02	1.47E-03	$Ni(NO_3)_2 \cdot 6H_2O$		
Zn	8.67E-04	2.33E-03	7.04E-04	_	$Zn(NO_3)_2 \cdot 6H_2O$		
Rb	_	_	—	6.63E-03	RbNO <sub>3</sub>		
Sr	1.13E-02	1.48E-02	1.16E-02	1.48E-02	Sr(NO <sub>3</sub> ) <sub>2</sub>		
Y	7.76E-03	—	7.90E-03	7.97E-03	$Y(NO_3)_3 \cdot 6H_2O$		
Zr	4.85E-02	8.12E-02	4.75E-02	8.12E-02	$ZrO(NO_3)_2$		
Мо	3.19E-02	5.50E-02	3.43E-02	5.49E-02	Na <sub>2</sub> MoO <sub>4</sub> ·2H <sub>2</sub> O		
Ru	_	—	3.31E-02	4.07E-02	Ru硝酸溶液		
Rh	_	—	—	6.15E-03	Rh硝酸溶液		
Pd	_	_	2.79E-02	1.99E-02	Pd硝酸溶液		
Ag	2.15E-04	1.04E-03	2.40E-04	1.04E-03	AgNO <sub>3</sub>		
Cd	_	_	_	1.56E-03	$Cd(NO_3)_2 \cdot 4H_2O$		
Sn	5.18E-04	1.06E-03	4.11E-04	1.06E-03	$Na_2SnO_3 \cdot 3H_2O$		
Sb	_	_	—	2.74E-04	_		
Те	5.67E-03	6.64E-03	5.95E-03	5.83E-03	$Na_2TeO_3 \cdot 5H_2O$		
Cs	2.96E-02	3.07E-02	3.01E-02	3.07E-02	CsNO <sub>3</sub>		
Ba	2.23E-02	1.77E-02	2.47E-02	1.77E-02	Ba(NO <sub>3</sub> ) <sub>2</sub>		
La	1.39E-02	_	1.53E-02	1.33E-02	$La(NO_3)_3 \cdot 6H_2O$		
Ce	7.64E-02	—	8.29E-02	6.09E-02	$Ce(NO_3)_3 \cdot 6H_2O$		
Pr	1.23E-02	_	1.31E-02	1.20E-02	$Pr(NO_3)_3 \cdot 6H_2O$		
Nd	4.30E-02	—	4.81E-02	4.25E-02	$Nd(NO_3)_3 \cdot 6H_2O$		
Sm	1.06E-02	—	1.15E-02	7.40E-03	$Sm(NO_3)_3 \cdot 6H_2O$		
Eu	1.49E-03	—	1.61E-03	1.48E-03	$Eu(NO_3)_3 \cdot 6H_2O$		
Gd	7.13E-04	_	7.07E-04	4.00E-02	$Gd(NO_3)_3 \cdot 6H_2O$		

表 A-4 模擬廃液の組成

<sup>108 3</sup>号炉運転条件確認試験において使用した模擬廃液。

<sup>109 2003</sup>年11月から12月にかけて実施した2号炉作動試験において使用した模擬廃液。

成弃物和化物成公	白金族元素酸化物	勿成分含有率 [wt%]						
庞来初嵌16初成万	2号炉 作動試驗 <sup>110</sup>	3号炉 運転条件確認試験						
RuO <sub>2</sub>	1.00	0.82						
Rh <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0.14	_						
PdO	0.45	0.64						
合計	1.59	1.46						

表 A-5 ガラス中の白金族元素酸化物含有量

<sup>&</sup>lt;sup>110</sup> 2003年11月から12月にかけて、MTFにおいてTVF2号炉を用いコールド条件で実施した2回目の作動試験。



① 移送・攪拌



② ポリ容器への分取



③ ガラス原料への廃液含浸 ④ 収納・保管





原料収納ラック

図 A-2 含浸作業概略図



- (b) カートリッジ投入手順
  - 1. 切欠き部にのせる。



3. ストッパに沿って押し上げる。



2. ストッパに押し当てる。



4. 垂直に立てる。



図 A-3 原料供給の模式図とカートリッジ投入手順

## 付録B 運転データ

表 B-1に運転実績を示す。

表 B-2に本試験の熱上げからドレンアウト完了までの主電極冷却空気流量と主電極冷却希釈空気 流量の調整量を時系列で示す。

図 B-1 (1/4) ~ (4/4) に試験期間中の主要な運転データを示す。

図 B-2に熱上げ期間中の発熱体と耐火物の温度推移と昇温速度を示す。

図 B-3~図 B-6には、低模擬1バッチ目から高模擬8バッチ目(ドレンアウトI)までの流下重量に対 する流下速度と流下ノズル加熱電力を示す。なお、ドレンアウトIからIIIは図 3-72に示したとおりで ある。 This is a blank page.

JAEA-Technology 2024-024

表	B-1	運転実績
1		上市八個

		低模擬-1	低模擬-2	低模擬-3	低模擬-4	低模擬-5	低模擬-6	低模擬-7	低模擬-8		
バッチ開始日時		23/11/14 14:15	23/11/16 15:40	23/11/18 13:50	23/11/20 13:50	23/11/22 13:55	23/11/24 13:56	23/11/26 13:50	23/11/28 14:00		
バッチ終了日時		23/11/16 15:40	23/11/18 13:50	23/11/20 13:50	23/11/22 13:55	23/11/24 13:56	23/11/26 13:50	23/11/28 14:00	23/11/30 14:10		
流下開始日時		23/11/16 12:50	23/11/18 11:04	23/11/20 11:04	23/11/20 11:04	23/11/24 11:04	23/11/26 11:05	23/11/28 11:14	23/11/30 11:19		
流下停止日時		23/11/16 15:34	23/11/18 13:46	23/11/20 13:43	23/11/22 13:47	23/11/24 13:50	23/11/26 13:42	23/11/28 13:56	23/11/30 14:00		
ガラス原料供給停止時間	[h:m]	0:00	0:00	0:00	0:00	0:00	0:00	0:00	0:00		
廃液供給停止時間	[h:m]	0:00	0:00	0:00	0:00	0:00	0:00	0:00	0:00		
バッチ所用時間	[h]	49.42	46.17	48.00	48.08	48.02	47.90	48.17	48.17		
ガラス原料供給時間	[] [h]	49.42	46.17	48.00	48.08	48.02	47.90	48.17	48.17		
廃液供給時間	[h]	49.42	46.17	48.00	48.08	48.02	47.90	48.17	48.17		
ガラス原料供給量	[kg]	308.70	299.70	300.60	289.80	299.70	299.70	300.60	288.90		
廃液供給量	[L]	608.3	590.6	592.4	571.1	590.6	590.6	592.4	569.3		
ガラス製造速度(目標)	[kg/h]	6.25	6.50	6.25	6.00	6.25	6.25	6.25	6.00		
ガラス製造速度(実績)	[kg/h]	6.25	6.49	6.26	6.03	6.24	6.26	6.24	6.00		
廃液供給速度	[ <u>8</u> ] [L/h]	12.31	12.79	12.34	11.88	12.30	12.33	12.30	11.82		
廃棄物(W.O.)供給量	[=] [kg]	77.18	74.93	75.15	72.45	74.93	74.93	75.15	72.23		
廃棄物(W.O.)含有率	[8] [wt%]	25.00	25.00	25.00	25.00	25.00	25.00	25.00	25.00		
廃液中のW.O.濃度	[g/L]	126.90	126.90	126.90	126.90	126.90	126.90	126.90	126.90		
Na2O供給量	[kg]	30.16	29.28	29.37	28.32	29.28	29.28	29.37	28.23		
Na2O含有率	[8] [wt%]	9.77	9.77	9.77	9.77	9.77	9.77	9.77	9.77		
流下重量確定值	[kg]	293.40	295.30	294.00	295.50	296.50	296.50	296.90	295.70		
	- 01										
、イ胆ムロ社		局 模 擬-1	局 <b>棋</b> 擬-2	局 <b>棋擬-</b> 3	局 模 擬 -4	局 <b>楔</b> 擬-5	局模擬-6	局 模 擬-/	ドレンアワトI	ドレンアワトII	ドレンアワトIII 22/12/10 15 12
ハッナ開始日時		23/11/30 14:10	23/12/02 12:08	23/12/04 10:05	23/12/06 09:15	23/12/08 06:50	23/12/10/04:50	23/12/12 05:35	23/12/14 03:30	23/12/18 17:20	23/12/19 15:12
ハッナ終」日時		23/12/02 12:08	23/12/04 10:05	23/12/06 09:15	23/12/08 06:50	23/12/10/04:50	23/12/12 05:35	23/12/14 03:30	23/12/18 17:20	23/12/19 15:12	23/12/20 01:30
流下開始日時		23/12/02 09:21	23/12/04 07:20	23/12/06/06:10	23/12/08 04:10	23/12/10 01:40	23/12/12 02:26	23/12/14 00:34	23/12/18 14:19	23/12/19 13:05	23/12/19 23:03
流下停止日時		23/12/02 12:02	23/12/04 09:58	23/12/06 09:06	23/12/08 06:44	23/12/10 04:43	23/12/12 05:22	23/12/14 03:24	23/12/18 17:15	23/12/19 15:11	23/12/20 01:26
ガフス原料供給停止時間	[h:m]	0:00	0:00	0:00	0:00	0:00	1:47	1:07	47:18	-	-
廃彼供給停止時間	[h:m]	0:00	0:00	0:00	0:00	0:00	1:47	1:07	47:18	-	-
バッナ所用時間	[h]	45.97	45.95	47.17	45.58	46.00	48.75	45.92	109.83	21.87	10.30
ガフス原料供給時間	[h]	45.97	45.95	47.17	45.58	46.00	46.97	44.80	62.53	-	-
廃液供給時間	[h]	45.97	45.95	47.17	45.58	46.00	46.97	44.80	62.53	-	-
ガフス原料供給量	[kg]	299.70	298.80	306.90	296.10	298.80	304.35	290.07	265.50	-	-
廃液供給量	[L]	559.7	558.0	573.1	553.0	558.0	568.4	541.7	495.8	-	-
ガラス製造速度(目標)	[kg/h]	6.50	6.50	6.50	6.50	6.50	6.50	6.50	6.50	-	-
ガラス製造速度(実績)	[kg/h]	6.52	6.50	6.51	6.50	6.50	6.48	6.47	4.25	-	-
廃液供給速度	[L/h]	12.18	12.14	12.15	12.13	12.13	12.10	12.09	7.93	-	-
廃棄物(W.O.)供給量	[kg]	74.93	74.70	76.73	74.03	74.70	76.09	72.52	66.38	-	-
廃棄物(W.O.)含有率	[wt%]	25.00	25.00	25.00	25.00	25.00	25.00	25.00	25.00	-	-
廃液中のW.O.濃度	[g/L]	133.87	133.87	133.87	133.87	133.87	133.90	133.90	133.90	-	-
Na2O供給量	<b>F1 1</b>	30.53	20.42	21.26	20.16	20.42	21.00	20 54	27.04	-	-
	[kg]	50.55	30.45	31.20	30.10	30.43	51.00	27.54	27.01		
Na2O含有率	[kg] [wt%]	10.19	10.18	10.19	10.19	10.18	10.19	10.18	10.18	-	-

試験ステップ	日時	F801, F808 [Nm <sup>3</sup> /h]	F809, F810 [Nm <sup>3</sup> /h]
熱上げ試験 (11/01 14:00 ~ 11/13 14:00)	$11/10\ 07:16\ \sim\ 07:27$	5	2
	$11/10\ 07:27\ \sim\ 07:39$	10	4
	$11/10\ 07:39\ \sim\ 08:27$	15	6
	$11/10\ 08:27\ \sim\ 14:47$	10	4
	$11/10 \ 14:47 \ \sim \ 11/11 \ 11:35$	15	6
	$11/11 \ 11:35 \sim 13:48$	12.5	5
	$11/11 \ 13:48 \ \sim \ 18:36$	15	6
	$11/11 \ 18:36 \ \sim \ 11/12 \ 22:08$	12.5	5
	$11/12 \ 22:08 \ \sim \ 22:42$	15	6
	$11/12 22:42 \sim 23:32$	12.5	5
	$11/12 \ 23:32 \ \sim \ 11/13 \ 14:26$	15	6
水供給試験	$11/13 \ 14:26 \sim 20:24$	12.5	5
$(11/13\ 14:00\ \sim\ 11/14\ 14:15)$	$11/13 \ 20:24 \ \sim \ 11/14 \ 08:15$	10	4
	$11/14\ 08:15\ \sim\ 16:05$	7.5	3
低模擬試験1バッチ目 (11/14 14:15 ~ 11/16 15:40)	$11/14 \ 16:05 \sim 17:13$	10	4
	$11/14 \ 17:13 \sim 17:48$	12.5	5
	$11/14 \ 17:48 \ \sim \ 18:16$	15	6
	$11/14 \ 18:16 \sim 21:15$	20	8
	$11/14\ 21:15\ \sim\ 22:32$	22.5	9
	$11/14 \ 22:32 \ \sim \ 11/15 \ 04:54$	25	10
	$11/15\ 04:54\ \sim\ 10:00$	22.5	9
低塩擬試験2バッチ目		25	10
$(11/16\ 15\cdot40\ \sim\ 11/18\ 13\cdot50)$	$11/15 \ 10:00 \ \sim \ 11/19 \ 00:15$		
低模擬試驗3バッチ目			
$(11/18\ 13:50\ \sim\ 11/20\ 13:50)$	$11/19\ 00:15\ \sim\ 11/22\ 21:35$	27.5	11
低塩擬試験4バッチ			
$(11/20 \ 13:50 \ \sim \ 11/22 \ 13:55)$			
低模擬試験5バッチ目			
$(11/22 \ 13:55 \sim 11/24 \ 13:56)$	$11/22\ 21:35\ \sim\ 11/27\ 14:00$	30	12
低模擬試験6バッチ			
$(11/24 \ 13:56 \sim 11/26 \ 13:50)$			
低模擬試験7バッチ目			
$(11/26\ 13:50\ \sim\ 11/28\ 14:00)$	$11/27 14:00 \sim 12/06 14:11$	27.5	11
低模擬試験8バッチ目			
$(11/28\ 14:00\ \sim\ 11/30\ 14:10)$			
高模擬試験1バッチ目			
$(11/30\ 14:10\ \sim\ 12/02\ 12:08)$			
高模擬試験2バッチ目			
$(12/02 \ 12:08 \ \sim \ 12/04 \ 10:05)$			
高模擬試験3バッチ目			
$(12/04\ 10:05\ \sim\ 12/06\ 09:15)$			
高模擬試験4バッチ目			
$(12/06\ 09:15\ \sim\ 12/08\ 06:50)$			

表 B-2 主電極冷却空気流量と主電極冷却希釈空気流量(1/2)
試験ステップ	日時	F801, F808 [Nm <sup>3</sup> /h]	F809, F810 [Nm <sup>3</sup> /h]
高模擬試験 4 バッチ目 (12/06 09:15 ~ 12/08 06:50) 高模擬試験 5 バッチ目 (12/08 06:50 ~ 12/10 04:50) 高模擬試験 6 バッチ目 (12/10 04:50 ~ 12/12 05:35) 高模擬試験 7 バッチ目 (12/12 05:25 ~ 12/14 02:20)	$12/06 \ 14:11 \sim 12/14 \ 12:26$	26	10
	$\begin{array}{cccccccccccccccccccccccccccccccccccc$	25 22.5 20	10 9 8 7
	$\frac{12/14}{12/14} \frac{15.48}{16:20} \sim \frac{10.20}{16:30}$ $\frac{12/14}{16:30} \sim \frac{17:37}{12/14} \frac{17:37}{12:18} \sim \frac{19:18}{16:20}$	20 19 18	8 8 7
高模擬試験 8 バッチ目 (ドレンアウトI)	$\frac{12/14\ 19:18\ \sim\ 12/15\ 20:30}{12/15\ 20:30\ \sim\ 12/16\ 00:15}$ $\frac{12/16\ 00:15\ \sim\ 09:44}{12/16\ 00:44\ \sim\ 11:25}$	17 16 17 20	7 6 7 8
$(12/14\ 03:30\ \sim\ 12/18\ 17:20)$	$\frac{12}{16} \frac{1009:44}{11:35} \sim \frac{11:33}{12/16} \frac{11:35}{11:35} \sim \frac{16:45}{12/16} \frac{12}{16:45} \sim \frac{12}{17} \frac{19:49}{12/17} \frac{19:49}{19:49} \sim 20:25$	20 23 26 23	8 9 10 9
	$\begin{array}{rrrrrrrrrrrrrrrrrrrrrrrrrrrrrrrrrrrr$	24 25 26	10 10 10
	$\frac{12/17\ 23:09}{12/18\ 00:45} \sim \frac{12/18\ 00:45}{01:30}$ $\frac{12/18\ 01:30}{12/18\ 01:30} \sim \frac{02:10}{02:10}$	25 24 23	10 10 9
ドレンアウトII	$\frac{12/18}{12/18} \frac{02:10}{0} \sim \frac{18:00}{12/18} \frac{18:00}{18:58} \sim \frac{18:58}{12/18} \frac{12:18}{18:58} \sim \frac{12:10}{19:58} \frac{12:10}{12:10} \frac{10.58}{12:10} \sim \frac{12:10}{10:00} \frac{12:10}$	21 20 17.5	8 8 7
$(12/18\ 17:20\ \sim\ 12/19\ 15:12)$	$\frac{12/18}{12/19} \frac{19:58}{00:31} \sim \frac{12/19}{00:31} \frac{00:31}{12/19} \frac{00:31}{00:31} \sim \frac{03:02}{12/19} \frac{12/19}{00:302} \sim \frac{15:01}{12/19} \frac{15:01}{12} \sim \frac{15:20}{12}$	15 17.5 20	0 7 8 7
ドレンアウトIII (12/19 15:12 ~ 12/20 01:30)	$\frac{12}{19} \frac{15:01}{15:30} \sim \frac{15:30}{12/19} \frac{15:30}{15:30} \sim \frac{18:32}{22:47}$	1/.5 15 10 7.5	6 4 2
	$\frac{12/19}{12/19} \frac{23:37}{23:37} \sim \frac{12/20}{12/20} \frac{01:30}{01:30}$	0	0

表 B-2 主電極冷却空気流量と主電極冷却希釈空気流量(2/2)











※ ホット運転で使用する電力盤は最大出力の約3%以下の範囲では出力調整ができないため、それに合わせて、今回の試験では熱上げ開始時の間接加熱電力を4kWに設定した。

図 B-2 熱上げ期間中の発熱体と耐火物の温度推移と昇温速度



図 B-3 流下重量に対する流下速度と流下ノズル加熱電力(低模擬1~4バッチ目)



図 B-4 流下重量に対する流下速度と流下ノズル加熱電力(低模擬5~8バッチ目)



図 B-5 流下重量に対する流下速度と流下ノズル加熱電力(高模擬1~4バッチ目)



図 B-6 流下重量に対する流下速度と流下ノズル加熱電力(高模擬5~8バッチ目)

## 付録C ガラス液位

ガラス液位検知(Lo-ON/OFF、Hi-ON/OFF)の仕組みと、液位に対するガラス保有量の関係を以下 に示す。

### C.1 Lo-ON/OFF検知の仕組み

Lo-ONに到達したことを検知するタイミングは、図 2-9に示すLowプローブ下端近傍までガラス液 位が上昇し、基準抵抗値<sup>111</sup>に検出倍率<sup>112</sup>を乗じた値(以下、判定値とする)に、コモンプローブーLow プローブ間抵抗値が到達もしくは下回る時点とする。その反対にLo-OFFは、液位が低下して抵抗値 が判定値を上回る時点とする。

## C.2 Hi-ON/OFF検知の仕組み

Hi-ONに到達したことを検知するタイミングは、図 2-9に示すHighプローブ近傍までガラス液位が 上昇し、その時点でのコモンプローブとLowプローブの間の抵抗値に検出倍率を乗じた値に、コモン プローブーHighプローブ間の抵抗値が到達もしくは下回る時点とする。Hi-OFFはその逆である。

運転条件確認試験にて設定した検出設定(検出倍率と監視時間<sup>113</sup>)を表 C-1に示す。なお、運転条件確認試験にて用いたガラス液位検出の測定原理は基本的にTVFと同じであるが、TVFは設備の違い等により検出設定が異なるため、3号炉は今後のTVFの運転実績を踏まえて、検出倍率や監視時間を 見直す必要がある。

#### C.3 ガラス保有量

図 C-1に3号炉の底部電極上端からの高さとガラス保有量の関係を示す。

ガラス液位検出	検出倍率	監視時間 [s]
Lo-ON / OFF	4.0	60
Hi-ON / OFF	5.0	100

表 C-1 ガラス液位盤の検出設定

<sup>&</sup>lt;sup>111</sup> 基準抵抗値とは、前バッチの上段加熱開始時のコモンプローブーLowプローブ間の抵抗値である。抵抗値はガラスの組成や温度によってバッチ毎に変化することから、ガラス液位の検知精度への影響を無くすため、バッチ毎に基準抵抗値を設定する。

<sup>&</sup>lt;sup>112</sup> 検出倍率は、コモンプローブと各プローブ間の距離の差やガラス温度分布の違い等から生じる抵抗値の変化を考慮して設定する。

<sup>&</sup>lt;sup>113</sup> レベラー槽内のガラス液面の揺れ等で生じる一過性の抵抗値変動が液位計のON/OFFとして判定されるのを防止するため、抵抗値測定に監視時間を設定している。

		后	重量				后	重量				質	量	
炉底からの距離	体積	1100℃相当	900℃相当	備考	炉底からの距離	体積	1100℃相当	900°C相当	備考	炉底からの距離	体積	1100°C相当	900℃相当	備考
[mm]	[L]	[kg]	[kg]		[mm]	[L]	[kg]	[kg]		[mm]	[L]	[kg]	[kg]	
0	0	0	0		310	61.9	154.8	159.3	炉底傾斜部上端	620	224.5	561.3	577.4	側壁耐火物温度計
5	0.6	1.4	1.4	ストレーナ上端	330	70.5	176.3	181.4		630	230.3	575.7	592.3	
39	1.7	4.2	4.3	補助電極下端	350	79.1	197.8	203.5		640	236.1	590.1	607.1	主電極上端
64	3.0	7.6	7.8		360	83.4	208.5	214.5	主電極下端	650	242.4	606.1	623.6	Lレベル
89	4.9	12.3	12.6	補助電極中央	380	92.2	230.4	237.0		660	249.2	622.9	640.9	
114	7.5	18.7	19.3		395	98.9	247.3	254.4		670	256.1	640.2	658.6	Lプロープ下端
124	8.7	21.8	22.4		405	103.5	258.8	266.3	レベラー槽下端	680	263.1	657.8	676.8	
138	10.8	27.0	27.7	補助電極上端	415	108.8	271.9	279.8		690	270.4	675.9	695.4	側壁傾斜上端
163	15.0	37.4	38.5		430	116.8	291.9	300.3	コモン下端	720	292.3	730.7	751.8	
183	19.0	47.5	48.8		455	130.4	325.9	335.3	コモン中心	750	314.2	785.5	808.2	
203	23.7	59.2	60.9		480	144.2	360.6	371.0	コモント端	788	342.0	855.0	879.6	ドレンアウト液位
223	29.1	72.7	74.8		500	155.5	388.8	400.0	主 電 極 中 央	803	353.0	882.4	907.8	日レベル
243	35.2	88.1	90.6		525	169.8	424.4	436.7	工电区十八	808	356.6	891.5	917.2	
263	42.2	105.5	108.5		550	184.1	460.3	473.6		818	363.9	909.8	936.0	HHレベル
283	50.0	125.1	128.7		571	196.2	490.6	504.7	主雷極切欠き上端	897	421.7	1054.2	1084.5	Aレベル
303	58.8	146.9	151.2		595	210.1	525.2	540.4	工程区为大ビ工制	907	429.0	1072.4	1103.3	K-3レンガ上端
							900 850 800 750 700 100 100 50 0 0 100 50 0 0	100	200 300 400	500 600 ガラス保有量 [kg]	700	800 900	) 1000	1100
						号炉の庫	部雷極ト礎が	いらの喜さ」	・ガラス促右昰の閲区					











- ① レベラー槽の容積が増加したことで、3 号炉の方が2 号炉よりも間接加熱装置 No.3 とレベラ ー槽の距離が近くなり、間接加熱によるレベラー槽への伝熱量が増加した。
- ② 炉底部の構造変更により、3 号炉の方が2 号炉よりも主電極とコモンプローブ間の通電経路 が長くなった。

図 C-2 3号炉と2号炉のレベラー槽に関する違い

#### 付録D 主電極間通電の電力上昇プログラム

今回の試験では、主電極間通電確認を完了後、有効電力(Ew10.1)が5~6kWかつ主電極温度(T10.1、 T10.3)が590℃に到達するまでは電圧制御のまま待機する<sup>114</sup>。その後、表 D-1に示す主電極間電力上 昇プログラムにより、電力を39kWまで上昇させ、電力一定にて溶融ガラスを加熱する。また、主電 極保護のため、主電極温度(T10.1、T10.3)のどちらかが800℃に到達後は主電極冷却空気の通気を 開始する。冷却空気を徐々に増加させ、主電極冷却空気の流量(F801、F808)を各20 Nm<sup>3</sup>/h、希釈空 気の流量(F809、F810)を各8 Nm<sup>3</sup>/hに調整する。これ以降は、主電極温度(T10.1、T10.3)が800~ 850℃となるように冷却空気流量と希釈空気流量を調整する。

主電極間電力が上昇し30kWに到達後、温度制御している間接加熱装置を電力制御に切り替え、間 接加熱電力降下プログラムを起動し、間接加熱電力を2kW/hにて降下させる。間接加熱電力(Ew10.6) が0kWに到達後は、間接加熱装置の運転を終了し、ガラス温度測定用熱電対(T10.27)を溶融ガラス へ挿入する。

表 D-1	工电应电刀工开了。	-//-
目標電力 [kW]	電力上昇速度	継続時間
$0\sim 5$	5 kW/min	1分
5~35	1.46 kW/h	20時間34分
35~39	1 kW/h	4時間00分

表 D-1 主電極電力上昇プログラム

<sup>&</sup>lt;sup>114</sup> 2019年に更新したTVFの電力盤の特性から、通電可能な電力最大値に対して約3%以下の微小電力領域で電力制御しようとする場合にハンチングが生じる。2号炉21-1CPまでは、電力制御にて主電極間通電を確認後は速やかに電力制御へ切り替えていたが、その後の運転では、切替後の電力上昇中にハンチングが発生するのを防止するため、主電極間通電確認が完了後も有効電力(Ew10.1)が5~6 kW(通電可能な電力最大値に対し4.2~5.0%に相当)、かつ主電極温度(T10.1、T10.3)が590℃に到達するまでは電圧制御のまま待機する操作方法をとっている。3号炉運転条件確認試験における主電極間通電の電力上昇操作は、これに準じたものである。

## 付録E 水供給速度の検証

水供給試験中、1h毎にドラム缶の底面から水面までの距離を測定した。この計測値とドラム缶の 底面積から求められる水の増減を基に作成した水供給速度を示したグラフを図 E-1に示す。比較のた め、チューブポンプの流量設定値と検量線から算出した流量も同図に示す。水供給速度を積算して炉 内への全水供給量を計算すると、前者では約604 L、後者では約602 Lとほぼ同程度であることから、 チューブポンプの設定値と検量線から見積もられる水供給速度は妥当である。



図 E-1 水供給試験における水供給速度の計測方法の比較

# 付録F 試験実施期間と体制

## F.1 試験実施期間

運転条件確認試験の実施期間は、令和5年11月1日~令和6年1月12日である。詳細な試験スケジュール(実績)を図 F-1に示す。

- ・ 11/1 14:00 ~ 11/12 19:32 熱上げ(通電確認含む)
- · 11/13 14:00 ~ 11/14 13:11 水供給
- ・ 11/14 14:15 ~ 11/30 14:08 低模擬試験(8バッチ)
- ・ 11/30 14:10 ~12/18 17:20 高模擬試験(8バッチ)

うち、12/14 9:42 ~ 12/16 9:00は保持運転期間

- ・ 12/18 17:35 ~12/20 1:30 ドレンアウトⅡ・Ⅲ
- 12/20 1:35 ~ 12/25 9:14 放冷
- ・ 1/9 13:00 ~ 1/12 11:00 炉内観察(溶融槽、レベラー槽)
- 1/24 13:00 ~ 1/24 15:00 炉内観察(間接加熱装置挿入孔)

11月1日	11月2日	11月3日	11月4日	11月5日	11月6日	11月7日
水	木	金	±	日	月	火
4 8 12 16 20 24	4 8 12 16 20 24	4 8 12 16 20 24	4 8 12 16 20 24	4 8 12 16 20 24	4 8 12 16 20 24	4 4 8 12 16 20 24
熱上げ開始	台 (仮設挿入熱電対を原料供給		39kW	/到達 1:54	発熱体温度1168℃到	達 (17:00)
側から挿 間接起動 14:00	へした状態) ↓ ↓ ↓ ↓ ↓ ↓ 12kW保持終う 20.00	了	30kW保持終了 15:59	39kW	間接加熱電力制御→ 温度制御を1170℃に	温度制御 設定(17:05)
(熱トげ開始)	20:03					
	12kW到達 9:53		0.9	9kW/h×10h		
4kW保持終 20:43	7 	0.9kW/h×20h 30l	kW × 24h保持			
		÷				
0.	6kW/h × 13.3h					
	寺					

11月8日	11月9日	11月10日	11月11日	11月12日	11月13日	11月14日
水	木	金	土	日	月	火
4 8 12 16 20 24	4 8 12 16 20 24	4 8 12 16 20 24	4 8 12 16 20 24	4 8 12 16 20 24	4 8 12 16 20 24	4 8 12 16 20 24
		39kW到達 16:46	↓ ガラス温度計挿入(	通電停止)9:20		
主電極冷却通気開始 7:16	3	· · · · · · · · · · · · · · · · · · ·			<u>ガラス液位測定 9:42</u>	(低1バッチ開始)
主電極温度(T10.1/T10.3):	800℃到達			王-ノスル间通電帷認序	9始	(6.25kg/h) 14:15∼
				(110.11:300 C 到定)		
		30kW到達 9:08 開上自由共产人的	補助電極間通電開始			
		□ 」	下開始 10A から 50A へ	T10.5 : 820 ±	5℃ 水供給開始	仮設挿入熱電対
主電極間通電確認開始 1:45		(-2.0kW/II)		コントロール	·開始 23:32 (14:00~)	(水供給ノズル側)
(T10.1/T10.3:両方500℃到	<ul> <li>達)</li> <li>主電極間通電プログラム起</li> </ul>		補助電極間通	電確認開始		
	(5kWスタート) 16:00	主コモン間通電確認開始 19:00	б (т10.5/т10.7	7:両方550℃到達)		
				50A 1	<sup>7</sup> 25A 7	K供給低1
				5A		
主電極間通電開始(35kW/24h×24	h+1kW/h×4h)		┃┃			水供給停止 13:11 (110.23 : 51.2℃)

図 F-1 詳細な試験スケジュール (1/5)

11月15日 11月16日	11月17日	11月18日 11月19日	11月20日	11月21日
水 木	金	土日	月	火
4 8 12 16 20 24 4 8 12 16 20 24	4 8 12 16 20 24	4 8 12 16 20 24 4 8 12 16	20 24 4 8 12 16 20 24	4 8 12 16 20 24
		低模擬供給(6.25kg/h)		
	低模	毎廃液含浸力ートリッジ(8バッチ)		
低2バッチ開始 (15:40)		低3バッチ開始 (13:50)(6.25kg/hに変更)	仮設挿入熱電対を 抜出 (5:23)         ガラス液 (Lo-ON)	₹位測定 (17:24)
たため、低2バッチのみ			任 A ば w チ 問 b b	
6.5kg/hとした)		仮設挿入熱電対を挿入(14:15)	(13:50) (6.0kg/h	
		(原料供給器側、水供給側)	に変更※)	
低1	低2	低	3	低4
			※流下重量と原料供給量の収支症	を調整のため

		11月	22日					11月	23日		11月24日 金									11F	]25日					11月2	26日					11月	27
		7	k					オ	7												±					E	]					J	月
Z	1 8	12	16	20	24	4	8	12	16	20	24	4	8	12	16	20	24	4	8	12	2 16	20	24	4	8	12	16	20	24	4	8	12	ź
																		低模	擬供	給(6.2	5kg/h)										<u> </u>	L	
																																<u> </u>	Ħ
																	低	模擬	廃液含	浸力	ートリ	リッジ	(8バン	ッチ)								<u> </u>	╞
			L																														
ガラ	ラス液位	ī測定	低	<b>ぶ</b> ッチ	開始							仮設	挿入熱	熱電対る	1×1											仮	設挿入	、熱電対	すを挿え	入(12:4	5)		
(Hi-	ON)(9:0	6)	(13	:55) (6	5.25kg/	′hに変	更)					抜出	(5:12)	)												()	原料供	給器個	则、水伯	共給(側)	)		
			╔╏┲	1		1									低	バッチ	一開始	5									<b>任</b> 7	バッチ	問私	1			
			1	反設挿	入熱電	対を挿	入(14:	11)							(13	:56)	[77] 71										(13:	:50)	케炻				Γ
				(原料(	供給器	側、水	供給側	])								,	1																T
1	压 <b>4</b>							低:	5												低6	. —											t
		V											•		Í																		
																																1	T
																																	Γ

図 F-1 詳細な試験スケジュール (2/5)



11月29日	11月30日	12月1日	12月2日	12月3日	12月4日	12月5日
水	木	金	±	E	月	火
4 8 12 16 20 24	4 8 12 16 20 24	4 4 8 12 16 20 24	4 8 12 16 20 24	4 4 8 12 16 20 24	4 8 12 16 20 24	4 8 12 16 20 24
低模擬試験				高模擬供給(6.5kg/h)		
低模擬廃液含浸カートリッジ	(8バッチ)			高模擬廃液含浸カートリッジ(8バ	ッチ)	
					仮設挿入熱電対を挿入(8:55	5)
					(原料供給器側、水供給側	)) 仮設挿入執雷対を
	高1バッチ開始		高2バッチ開始		高3バッチ開始	抜出(22:52)
	(14:10)		(12:08)		(10:05)	
		-1				
低	8	高1		高2		高3

		12月	]6日					12月	7日					12月	8日					12	2月9日	3					12月	10日					12月	11日					12月	12日		
		7_	ĸ					オ	7					슢	2						土						E	3					J	月					少	K		
4	8	12	16	20	24	4	8	12	16	20	24	4	8	12	16	20	24	4	8		12 1	16	20	24	4	8	3 12	16	6 20	24	4	8	12	16	20	24	4	8	12	16	20	24
																			高模	擬	共給(6	.5kg/	/h) _																			
																				-																						
																	高枝	· 東擬廃	液含渗	· 曼力	_ _ ト リ	リッシ	ジ (8)	ベッー	F)																	
																		<u> </u>		-		_																				
	ガラ	ラス液	位測定	:					;	ガラス	液位測	定 🗌	仮設挿	入熱	電対を排	挿入 <b>(</b> 5	:38)																									
	(Lo-	ON) (1	12:42)						(	(Hi-ON)	(1:47)	П	(原彩	供給器	器側、 7	k 供給	)			 ⊑=∿+	1 新	∎ t+ ≠	<i>t.</i>																			
古れぶ	 	明仏												ا - بر ڈر :	1.501			Γ		友出(	₽/ <u>\</u> #/	电入口	2			宫白	バッチ	期份										吉7/	 ヾぃ チE	明仏		
(9:15)	У)   <del> </del>	ᆔᄵᆆ											(6:	50)	/  卅] 外口						1		┯╌			(4:50	) 0)	ᆔᇧ										(5:35	、シファ 5)	ᆔᄽᄆ		
													$\prod_{i=1}^{i}$	-													1															
							高4											高	5												高	6							高	57		
										 		▼																														

図 F-1 詳細な試験スケジュール (3/5)

12月13日	12月14日	12月15日	12月16日	12月17日	12月18日	12月19日
水	木	金	土	日	月	火
4 8 12 16 20 24	4 8 12 16 20 2	4 4 8 12 16 20 24	4 8 12 16 20 24	4 8 12 16 20 24	4 8 12 16 20 24	4 8 12 16 20 24
				ドレン	 アウト	
高模擬試験				(3バッ	ッチ)	
	高模擬廃液含浸カート	リッジ(8バッチ)		+*=	7. 冻估测完 0.00	
					へ 液 位 測 足 9:00	
	液位測定(T10.23:500	℃以上)	水供給停止 (10L/h)			
	(Lo-ON) (9:51)、(13:17	)	原料供給終了			
		101//b	保持運転終了	(ドレンアウト液位)		
(3:30)	(14:30)	10L/h)	原料供給開始 (6.5kg/h)	原料供給量:225kg		
			(9:00)			
高7	高8 日 日 日 日 日 日 日 日 日 日 日 日 日 日 日 日 日 日 日	保持運転		高8(ドレンアウトI)	ドレン	
仮設挿入熱電対を挿入(2:22) (原料供給器側)	♪ □ □ 原料供給停止(Lo	-ON) 9:42			仮設挿入熱電対を抜	出 7:45
(冰叶烘和番兜)	保持運転開始				(原料供給側)	

		12月	20日					12月	21日					12月	22日					12月	23日					12月2	24日					12月	25
		フ	K					7	<b>k</b>						金					-	£					E	]					F	月
4	4	8 12	16	20	24	4	8	12	16	20	24	4	8	12	16	20	24	4	8	12	16	20	24	4	8	12	16	20	24	4	8	12	
	ドレ	ンアウト																															
	(3/	<b>ヾ</b> ッチ)													放冷																		
+		•																											<u> </u>				-
	電	原断 6:	50																														Γ
																																	Γ
<b>A</b>																																	
$\overline{\}$	18			r																													
	- r		JFH	L —																													

図 F-1 詳細な試験スケジュール (4/5)

日			12月26日														
			火														
16	20	24	4	8	12	16	20	24									
	Ē	試験設備の停止及び後片付け															

12月27日 12月28日		1月9日					1月10日					1月11日						1月12日								
水 木	,			火				水				木						金								
4 8 12 16 20 24 4 8 12 16 20 24		4	8	12	16	20	24	4	8	12	16	20	24	4	8	12	16	20	24	4	8	12	16	20	24	
試験設備の停止及び後片付け												炉	内観察													
				-	←																	+				
	-																									
	・・・ (12/29~1/8は省略)																									
		T		T	Τ																				_	

図 F-1 詳細な試験スケジュール (5/5)

## F.2 試験実施体制

本運転試験の勤務体制は4班3交替とした。図 F-2および図 F-3に試験体制を示す。なお、運転期間中は適宜、試験状況を関係者と情報共有し、確認・評価を行い、必要に応じて運転変更内容を決定し、運転指示を行った。

(勤務時間)

基本的な勤務時間は以下とする。なお、当直では30分間の引継ぎ時間を設けた。

- ・当直1勤 8:30 ~17:00
- ・当直2勤 16:30 ~ 1:00
- ・当直3勤 0:30 ~ 9:00
- ・日勤 8:30 ~17:00

(作業実績)

(a)当直員

- ·運転操作
- ・運転パラメータの監視
- ・運転データの取得
- ・現場機器の巡視点検
- ・日報データの提出(CSVファイルデータの提出)
- ・炉内観察(巡視時の炉内撮影を含む)
- ・ガラスカートリッジの運搬、投入
- ・引継ぎ
- 排水処理

(b)日勤者

- ・ガラスカートリッジへの廃液の含浸
- ・ガラスカレット運搬、投入
- ・流下ガラスの重量計測
- ・温度分布測定(挿入、引き抜き作業含む)
- ・キャニスタからの流下ガラスの抜き出し
- ・設備点検、補修
- ・ガラス液位測定
- ・運転データ整理
- ・原料供給器の覗き窓清掃
- ・原料供給器のゲート弁交換
- ・オフガスフレキの交換
- ・アルカリ調合
- 排水処理
- ・その他





### 付録G 安全上の処置

運転試験中の安全確保から下記の内容を遵守した。

また、各作業を同時に実施する場合は、安全装備も重複して使用した。

### G.1 一般作業

- (1) 交代勤務引継ぎ後、班長の下で作業予定を確認し、KYを実施する。
- (2) 梯子作業や2m以上の高所作業では安全帯、命綱を着用する。
- (3) 重量物を取扱う作業では安全靴を着用するとともに、慎重に作業を進めること。
- (4) クレーンやフォークリフトの運転は、必ず有資格者が行うこと。
- (5) MTF内の作業においては、制御室を除き安全靴およびヘルメットを着用する。
- (6) ガラスカレットおよびガラスカートリッジの取扱い並びにガラスの抜き出しは、ガラスの破片 を取り扱うことから、皮手袋、防塵マスク、防塵メガネを必ず着用する。
- (7) 台車は重量物であるため、移動時はゆっくりと動かし、脱線しないように注意する。また、移 動中の台車の周辺にむやみに近づかない。

#### G.2 高温機器取扱い作業

- (1) 溶融炉運転中は高温となっているため溶融炉周辺では皮手袋を着用し、必要に応じて耐熱手袋を使用する。
- (2) 高温の溶融ガラスのサンプリングや天井部を開放しての炉内観察を行う場合は、耐熱手袋、顔 面フードを着用する。
- (3) 可燃物類を溶融炉周辺に置かないこと。

### G.3 大電流機器取扱い作業

- (1) 立入禁止の注意灯が点灯している場合は、通電中であり、立入禁止区域へは関係以外の立入り を禁止する。
- (2) 中2階への立入りは禁止し、中2階への立入りは班長の許可を得た上で使用する。
- (3) 立入禁止区域内に進入する場合は、耐電靴、保護メガネ、保護手袋、ヘルメットを着用する。
- (4) 熱電対を操作する場合は、感電事故を防止するため耐電手袋を着用する。
- (5) 溶融炉上部で作業する場合は、ポケットに物をいれておかないこと(ポケット内物品の落下防止)
- (6) 濡れた作業服では作業しないこと。

#### G.4 薬品取扱い作業

酸、アルカリ薬品を取り扱う試薬調整作業においては、特化物作業主任者の指示に従い、保護メガ ネ、ゴム手袋等の適切な保護具を着用する。また、十分に換気できるようにする。

# G.5 可燃性ガスの注意作業

溶融ガラスを注入するガラス固化体容器(キャニスタ)は、繰り返し使用するため内部の固化ガラ スを抜き出す。使用する際にキャニスタ内に注入した高温のガラスによる内面への付着防止のため耐 熱潤滑剤(ボロンコート)をキャニスタ内面に塗布する。ただし、吹付けたガスがキャニスタ内に滞 留しているとガラス流下時に引火し爆発する危険性があるため、耐熱潤滑剤を塗布後、キャニスタ内 を圧縮空気等により1分以上掃気した後にガス検知器等で必ず確認する。

# G.6 試験前確認

試験前には、絶縁抵抗測定、間接加熱装置および高周波加熱コイルの試運転、カレットの異物確認、 カートリッジの投入機の試運転等により、試験設備の健全性を確認する。 This is a blank page.