

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 小高 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

TRP Decommissioning Technology Development Department
Nuclear Fuel Cycle Engineering Laboratories

March 2025

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。（<https://creativecommons.org/licenses/by/4.0/deed.ja>）
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（<https://www.jaea.go.jp>）
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

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^{*}、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、小高 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 Nm³/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10.3h以上、主電極間補正抵抗値を0.12Ω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）

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

Yoshimitsu ASAH, Shigeki FUKUDA, Daiki SHIRAMIZU, Koshi MIYATA[※], Masaya TONE,
Nanako KATSUOKA, Yuta MAEDA^{*}, 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 Nm³/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 Ω 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

※ 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.....	113
3.5.	ドレンアウト試験.....	125
3.6.	白金族元素の抜き出し性評価.....	153
4.	運転シミュレーションのためのデータ取得.....	170
4.1.	ガラス温度分布計測.....	170
4.2.	ケーシング表面温度計測.....	175
4.3.	仮焼層の熔融過程.....	176
5.	炉内観察.....	200
5.1.	炉内残留ガラスの確認と健全性確認.....	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.....	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.....	224
付録 B	運転データ.....	235
付録 C	ガラス液位.....	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.....	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.....	6
2.1.	Conceptual Design and Instruments of the 3rd Glass Melter.....	6
2.2.	Auxiliary Equipment.....	9
3.	Verification of Operational Control Parameters.....	26
3.1.	Start-up Heating Test.....	26
3.2.	Water Supplying Test.....	48
3.3.	Simulated HALW Feeding Test.....	55
3.4.	Holding Test.....	113
3.5.	Drain Out Test.....	123
3.6.	Discharging Behavior of Platinum Group Elements.....	153
4.	Data Acquisition for Numerical Simulation.....	170
4.1.	Vertical Glass Temperature Distributions.....	170
4.2.	Melter Casing Surface Temperature.....	175
4.3.	Progress of Melting Cold-cap.....	176
5.	Inspection of Melter Inside after Drain Out.....	200
5.1.	Damage Inspection of Refractories, Electrodes, and Probes.....	200
5.2.	SEM/EDS Survey on Sediments and Residuals.....	201
5.3.	Discharge Nozzle.....	202
6.	Summary.....	219
	Acknowledgment.....	220
	References.....	221
Appendix A	Details of Feed Glass and Simulated HALW.....	224
Appendix B	Experimental Data.....	235
Appendix C	Glass Level.....	250
Appendix D	Electric Power Increasing Program for Between Main Electrodes.....	254
Appendix E	Validation of Water Supplying Rate.....	255
Appendix F	Schedule and Personnel Organization of Experiment.....	256
Appendix G	Safety Management.....	270

図リスト

図 1-1	MTFにおける溶融炉の設置状況.....	4
図 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
図 2-1	3号炉の鳥瞰模式図.....	14
図 2-2	間接加熱装置の概要.....	15
図 2-3	間接加熱装置による熱上げ方法のイメージ.....	15
図 2-4	主電極の構造.....	16
図 2-5	主電極の冷却チャンネル構造.....	16
図 2-6	主電極温度測定点の位置.....	17
図 2-7	ストレーナ付近の断面模式図と鳥瞰図.....	18
図 2-8	水供給ノズル設置位置.....	19
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.....	19
図 2-10	流下ノズルと高周波加熱コイルの模式図.....	20
図 2-11	流下ノズル先端形状の模式図.....	20
図 2-12	MTFにおける溶融炉の換気機能.....	21
図 2-13	MTFとTVF固化セルにおける主電極冷却空気の経路.....	22
図 2-14	主電極冷却空気配管.....	23
図 2-15	溶融炉電力盤の構成.....	24
図 2-16	高周波加熱用電力盤 システム構成.....	25
図 2-17	MTFにおけるオフガス処理工程と廃液処理工程.....	25
図 3-1	熱上げ試験における試験フロー.....	38
図 3-2	熱上げ時の炉内主要温度.....	39
図 3-3	熱上げ時の昇温速度.....	40
図 3-4	間接加熱装置の発熱体温度.....	41
図 3-5	主電極間通電確認時の電流・電圧・電力・温度の推移.....	42
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.....	43
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.....	44
図 3-8	主底間通電確認時の温度・電力・電圧・電流の推移.....	45
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.....	46
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.....	47
図 3-11	水供給試験の系統概略図.....	50
図 3-12	水供給試験における試験フロー.....	51
図 3-13	水供給中の気相部温度と供給速度.....	52
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.....	53
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.....	54
図 3-16	模擬廃液供給試験における試験フロー.....	76
図 3-17	溶融ガラス温度計（引上げ位置）と気相部温度計.....	77

図 3-18	定常運転時の熔融ガラス、側壁耐火物表面、気相部温度	78
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	79
図 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129.3 kg時点）	79
図 3-21	熔融ガラス温度分布計測時の測温点の鉛直方向位置	80
図 3-22	側壁耐火物75 mm控え、150 mm控え温度計の設置位置	81
図 3-23	主電極冷却と主電極温度の推移	82
図 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
図 3-25	定常運転中の主電極冷却（TVF2号炉作動試験）	86
図 3-26	補助電極温度測定点	87
図 3-27	補助電極50 mm控え温度と補助電極間通電電力	88
図 3-28	レベラー槽とコモンプローブの位置関係	89
図 3-29	コモンプローブ50 mm控え温度と主コモン間通電電力	90
図 3-30	底部電極付近の断面模式図	91
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	92
図 3-32	炉底加熱時の底部電極温度推移	93
図 3-33	本流下開始時の流下ノズル監視カメラ画像	94
図 3-34	全段加熱開始直後の流下速度変化（低模擬試験）	97
図 3-35	全段加熱開始直後の流下速度変化（高模擬試験）	97
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	98
図 3-37	流下重量に対する流下速度（低模擬試験）	99
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）	99
図 3-39	流下重量に対する流下速度（高模擬試験）	100
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）	100
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）	101
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）	101
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）	102
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）	103
図 3-45	ガラス温度と比抵抗の関係	104
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）	105
図 3-47	主電極間の通電経路（熔融ガラスの鉛直断面積）	105
図 3-48	主電極間補正抵抗（Hi-ON時）	106
図 3-49	主電極間電流（Hi-ON時）	107
図 3-50	炉底加熱開始時の補助電極間補正抵抗	108
図 3-51	熔融ガラスの流れの模式図	109
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）	110
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）	111
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	112

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 °C低下所要時間 ..	112
図 3-56	保持運転中の電力、電流、温度の推移	119
図 3-57	保持運転中の主電極冷却速度と水冷却速度	120
図 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
図 3-59	保持運転中の炉底付近の温度推移	122
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RuO ₂ 換算濃度の推移	123
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	123
図 3-62	3号炉運転条件確認試験におけるRuO ₂ 抜き出し率と炉内残留量の推移	124
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	124
図 3-64	ドレンアウトIにおける試験フロー	141
図 3-65	ドレンアウトIIにおける試験フロー	142
図 3-66	ドレンアウトIIIにおける試験フロー	143
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 ..	144
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	145
図 3-69	炉内確認時の溶融ガラス液面（2023/12/18 09:09撮影）	146
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	147
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	148
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）	149
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） ..	150
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 ..	151
図 3-75	ドレンアウト後の炉底部写真（2023/12/20 01:11撮影）	152
図 3-76	3号炉製作時の炉底部写真（2022/09/28撮影）	152
図 3-77	RuO ₂ とPdOの検量線	161
図 3-78	RuO ₂ とPdOの補正検量線	161
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RuO ₂ 換算濃度の推移（再掲）	162
図 3-80	2号炉の作動試験における流下ガラス中のRuO ₂ 換算濃度の推移	162
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） ..	163
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	163
図 3-83	第 <i>k</i> 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	164
図 3-84	3号炉運転条件確認試験におけるRuO ₂ 抜き出し率と炉内残留量の推移（再掲） ..	165
図 3-85	2号炉作動試験におけるRuO ₂ 抜き出し率と炉内残留量の推移	165
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） ...	166
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	166
図 3-88	3号炉と2号炉のRuO ₂ 残留率の推移	167
図 3-89	3号炉と2号炉のPdO残留率の推移	167
図 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

図 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
図 4-1	熱電対の水平方向位置	182
図 4-2	熔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
図 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
図 4-4	低模擬3バッチ目のガラス温度分布計測結果	185
図 4-5	低模擬5バッチ目のガラス温度分布計測結果	186
図 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
図 4-7	流下終盤から低模擬8バッチ炉底低温運移行までのガラス温度計測値推移	188
図 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
図 4-9	高模擬5バッチ目のガラス温度計測値推移	190
図 4-10	保持運転中のガラス温度計測値推移	191
図 4-11	P2管台のケーシング表面仮設熱電対	192
図 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バッチ目まで）	193
図 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
図 4-14	原料供給器	195
図 4-15	保持運転中の熔融ガラス液面の典型的な様相	195
図 4-16	保持運転中の熔融ガラス液面	196
図 4-17	3号炉作動試験のカレット熔融時に原料供給器から観察した液面	198
図 4-18	レベラー槽の液面（2023/12/14 09:55 C2管台から撮影）	198
図 4-19	液面の気泡（2023/12/15 12:00撮影）	199
図 4-20	カートリッジで構成された仮焼層の模式図	199
図 5-1	炉内観察対象（写真は築炉時のもの）	207
図 5-2	熔融槽内写真	208
図 5-3	炉底部写真（集積物除去後）	209
図 5-4	熔融槽天井部の写真	210
図 5-5	レベラー槽内の写真（2枚連結）	211
図 5-6	各種プローブの写真	211
図 5-7	間接加熱装置据え付けウェル内の写真	212
図 5-8	炉底の破片集積物	213
図 5-9	回収した破片集積物	214
図 5-10	破片物のSEM/EDSによる写真	215
図 5-11	炉底破片物のSEM/EDSによる写真	215
図 5-12	熔融槽上部270°側傾斜部の付着物	216
図 5-13	熔融槽上部270°側傾斜部の付着物を回収した試料	216
図 5-14	熔融槽上部270°側傾斜部付着物のSEM/EDSによる写真	217
図 5-15	インナーケーシングの比較図	217

図 5-16	2号炉と3号炉の流下ノズルの傾きの比較写真	218
図 A-1	含浸作業用テント内の資材配置図	232
図 A-2	含浸作業概略図	233
図 A-3	原料供給の模式図とカートリッジ投入手順	234
図 B-1	主要な運転データ	241
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	245
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）	246
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）	247
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）	248
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）	249
図 C-1	3号炉の底部電極上端からの高さでガラス保有量との関係	251
図 C-2	3号炉と2号炉のレベラー槽に関する違い	253
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	255
図 F-1	詳細な試験スケジュール	257
図 F-2	試験実施体制（熱上げ～低模擬試験）	268
図 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時間	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	37
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50 mm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¹⁾。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²⁾・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。

表 1-1 試験の流れと実施項目

試験ステップ	実施内容	試験目的				
		① 白金族元素の影響を評価する指標に係るデータ取得	② 運転パラメータの調整	③ ガラス流下による白金族元素の抜き出し性の比較	④ 3号溶解炉のシミュレーションモデルに立脚するデータ取得	⑤ 2号炉の不具合事象の対策に係る有効性確認
熱上げ	間接加熱装置による昇温		発熱体温度等の調整		ケーシング表面温度計測	
水供給	炉内への水供給による炉内温度調整		水供給量の調整		ケーシング表面温度計測	
模擬廃液供給試験	低模擬8バッチ		主電極間冷却等の調整		仮設熱電対によるガラス温度分布測定	
	高模擬8バッチ	電極間抵抗値の推移確認 炉底低温運転移行時間の確認	低模擬試験で確認したパラメータを必要に応じて調整	流下ガラスのサンプル分析による抜き出し性確認	仮設熱電対によるガラス温度分布測定	
保持運転	原料供給停止と水供給による低温状態保持		主電極間電力と電極冷却の調整		ガラス温度分布測定、仮焼層観察	
ドレンアウト	炉内ガラスの全量拔出		主電極間電圧等調整		ケーシング表面温度計測	
放冷	-					
炉内観察	ガラスの残留状況の確認等			炉内残留物の確認		流下ノズルの傾きの有無確認

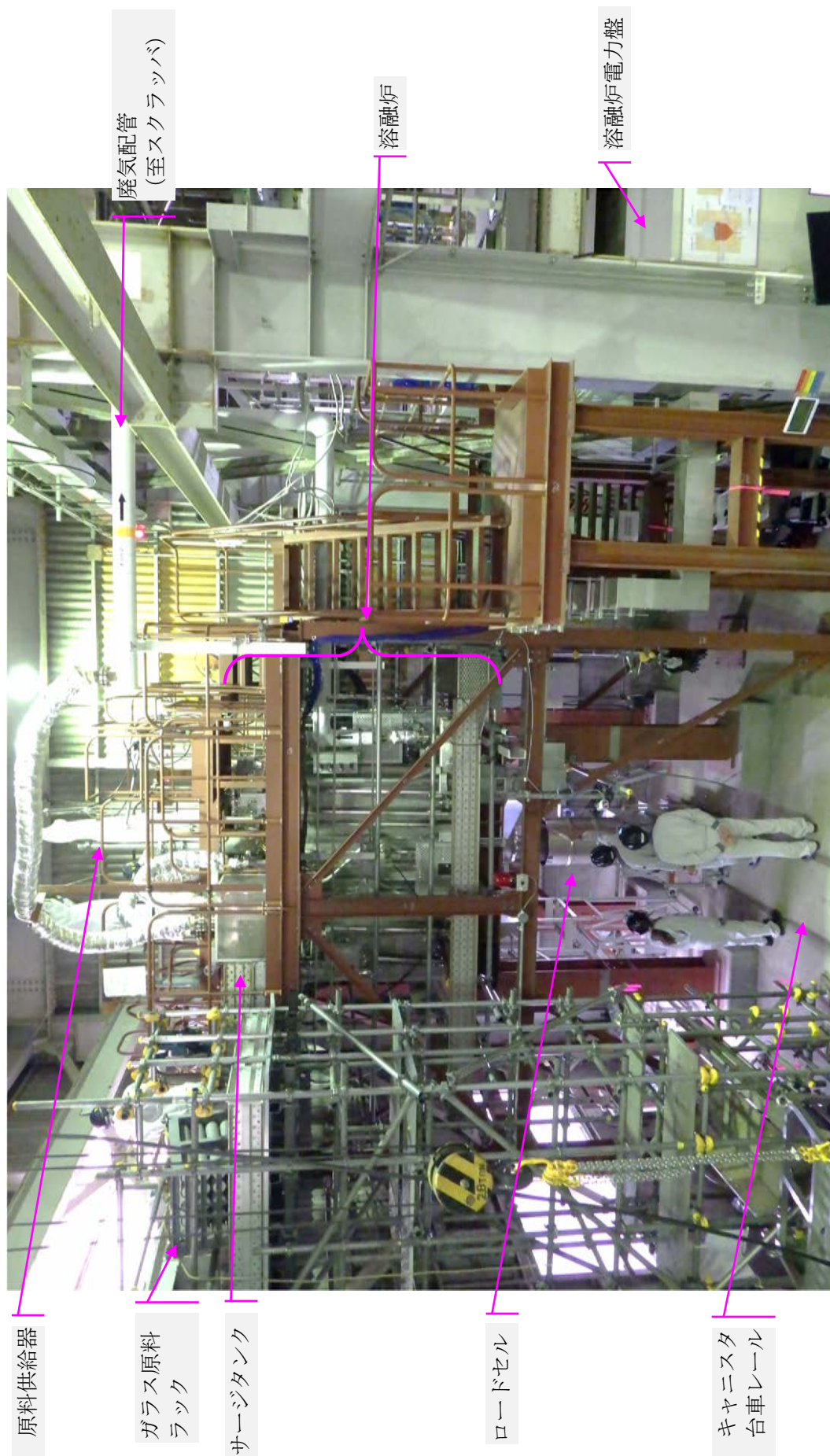


図 1-1 MTFにおける溶融炉の設置状況

日付	11/1	11/8	11/15	11/22	11/29	12/6	12/13	12/20	12/27										
工程	熱上げ	水	低1	低2	低3	低4	低5	低6	低7	低8	高1	高2	高3	高4	高5	高6	高7	保持・ド ₁ ・ド ₂	徐冷
原料供給側 熱電対			低1	低3	低5	低7	低8	低8	低8	低8	低8	低8	高3	高5	高7	高7	高7	保持～ド2	
水供給側 熱電対				低3	低5	低7	低8	低8	低8	低8	低8	低8	高3	高5	高7	高7	高7	高7	ド1～2
																			データロガー接続
ケーシング 表面温度																			
																			データロガー接続
仮焼層観察																			
オシロ計測																			

水供給
低：低模擬廃液供給試験
高：高模擬廃液供給試験
保持：保持運転
ド：ドレンアウト

約1時間ごとに写真撮影

10[sec]～10[min]間隔で電極間電圧を計測

図 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

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、炉内雰囲気と直接触れることがないように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²⁾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。

熔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

熔融槽下部の方位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。この電極は熔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50 mm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)の間の熔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²⁾。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

熔融炉の方位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）。レベラー槽と熔融槽の間は幅100 mmのトンネル（スロート部）を介してつながっており、ガラスを熔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

熔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、熔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熔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熔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熔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熔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。熔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、熔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熔融または凝固させ、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¹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³。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における熔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（ $0.8 \text{ Nm}^3/\text{h}$ ）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 $2 \text{ Nm}^3/\text{h}$ 加え、原料供給器覗き窓パージ空気から $1 \text{ Nm}^3/\text{h}$ 減じた²。これにより定常的な炉内換気風量は、ホット運転の $10.9 \text{ Nm}^3/\text{h}$ に対し、今回の試験では $11.1 \text{ Nm}^3/\text{h}$ 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、熔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、熔融炉の運転に使用した付帯設備を説明する。

(1) 熔融炉電力盤

間接加熱装置や熔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面の電力盤と熔融炉に設置された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

¹ 重量計はA&D社のFW-600KB4を使用した。

² 結合装置オフガス配管パージ空気に $2 \text{ Nm}^3/\text{h}$ 加えた理由は、流量計の最小目盛りが $2 \text{ Nm}^3/\text{h}$ のためである。原料供給器覗き窓パージ空気から $1 \text{ Nm}^3/\text{h}$ 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⁴⁾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、熔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熔融炉内を-1.0kPaの負圧に維持している。MTFでは、熔融炉の運転中に発生するオフガス中の粉塵、NO_x、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

熔融炉→廃気配管（直管）→サージタンク→廃気配管→スクラッパ（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 : 熔融炉運転中に発生する高温のオフガスを廃気するため、試験用の廃気配管を熔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。
- ・ スクラッパ : 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、NO_x、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、NO_x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。

スクラッパ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パ、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。

表 2-1 炉材料の種類

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
断熱キャストブル	粘土質軽量キャストブル
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 2-2 試験中の炉内換気風量と主電極冷却空気

分類	名称	説明	流量設定値 [Nm³/h]	
			TVF でのホット運転	運転条件確認試験
気相部への 流入	原料供給器視き窓 ページ空気	原料供給器に付属する炉内観察用の視き窓に炉内 雰囲気中のエアロゾルが付着して曇るのを防ぐた め吹き付けるページ空気	10	9
	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 管ページ空気	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 Nm³/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
気相部から 流出	水供給ページ空気	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ページ空気が インを設けない。	0.8	0
	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 囲の吸排気	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
	主電極冷却希釈空気	主電極冷却空気出口側にあるSUS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、 主電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

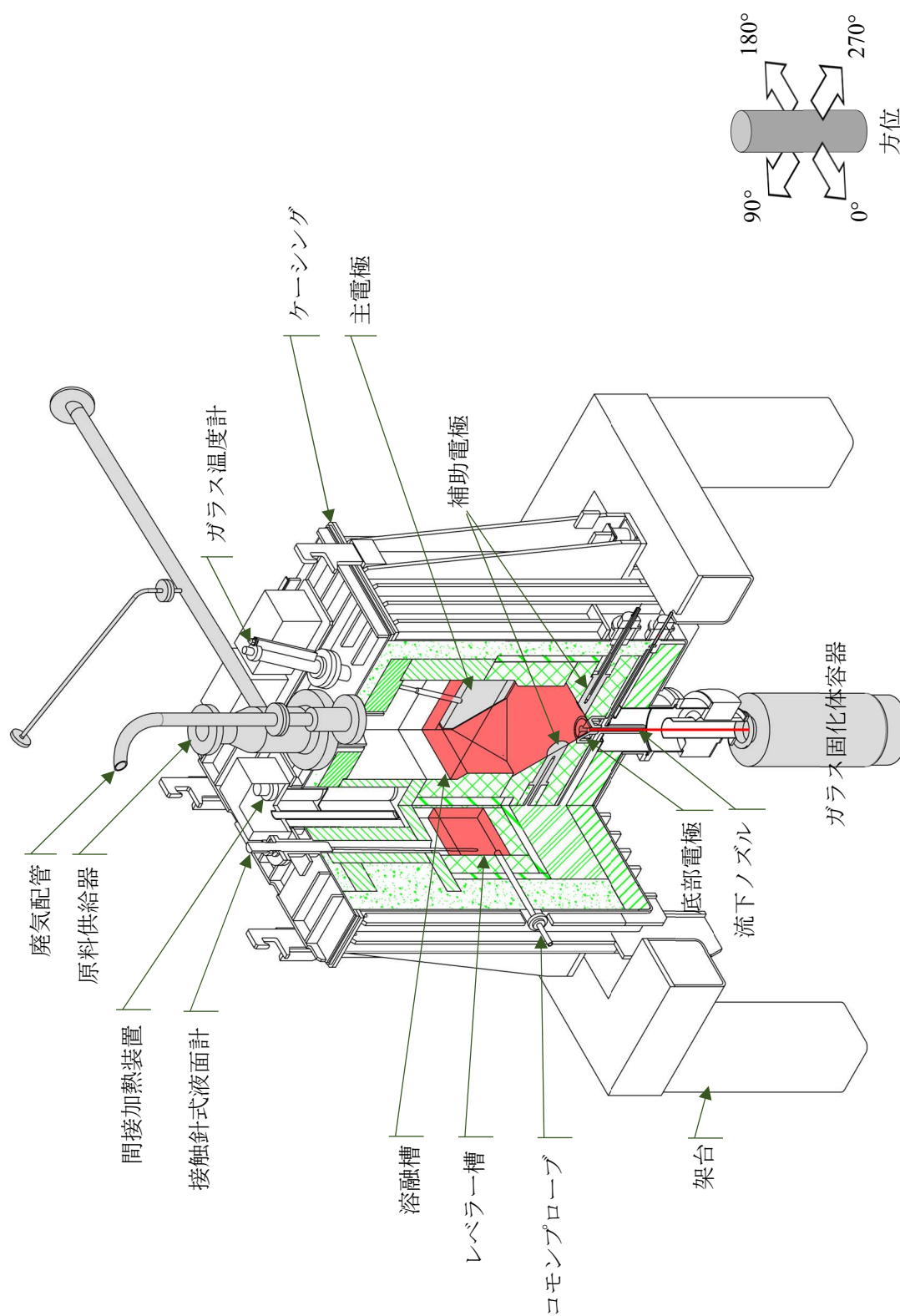


図 2-1 3号炉の鳥瞰模式図⁶⁾

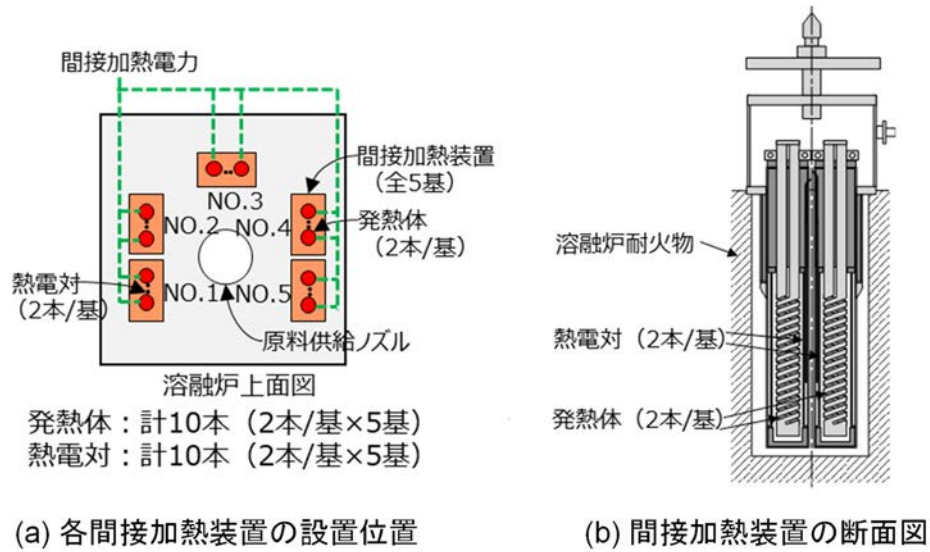


図 2-2 間接加熱装置の概要

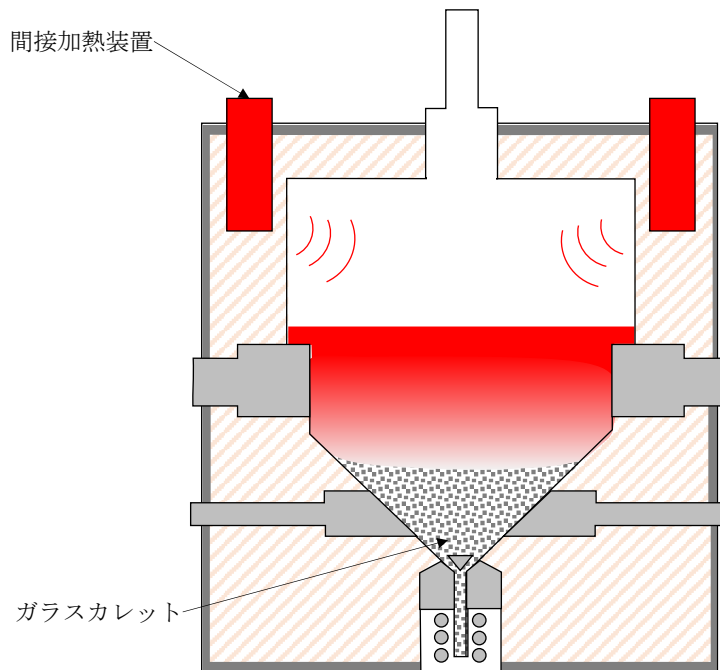


図 2-3 間接加熱装置による熱上げ方法のイメージ

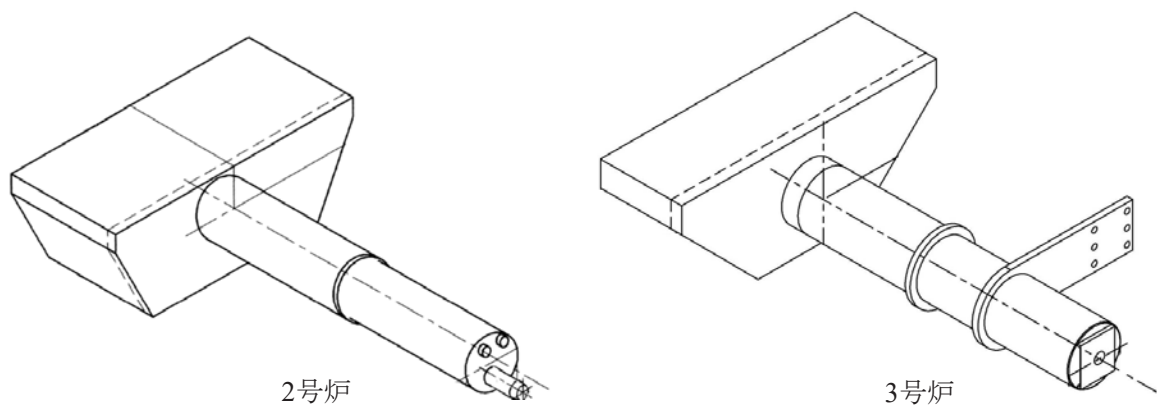


図 2-4 主電極の構造

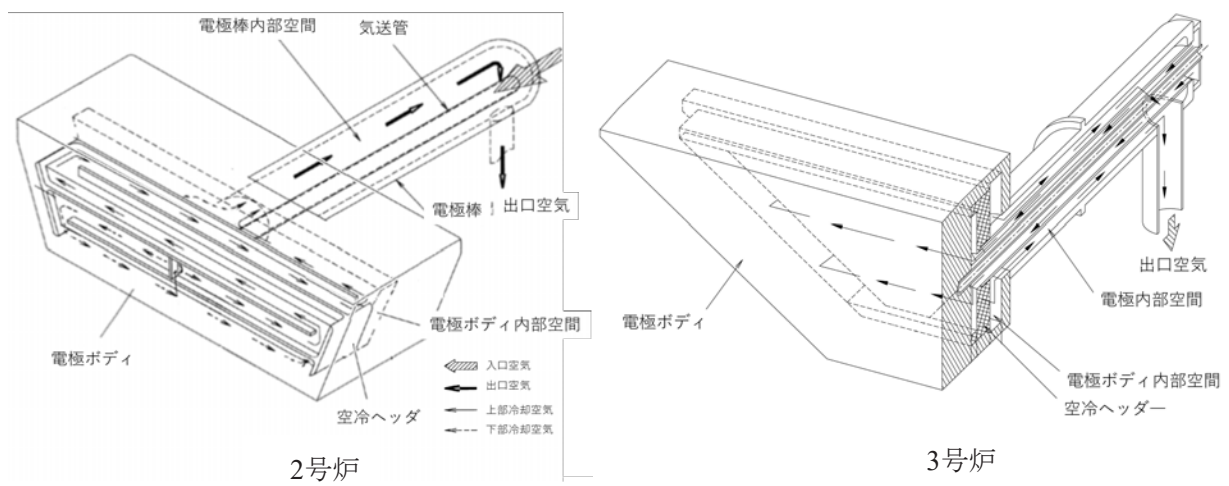


図 2-5 主電極の冷却チャネル構造

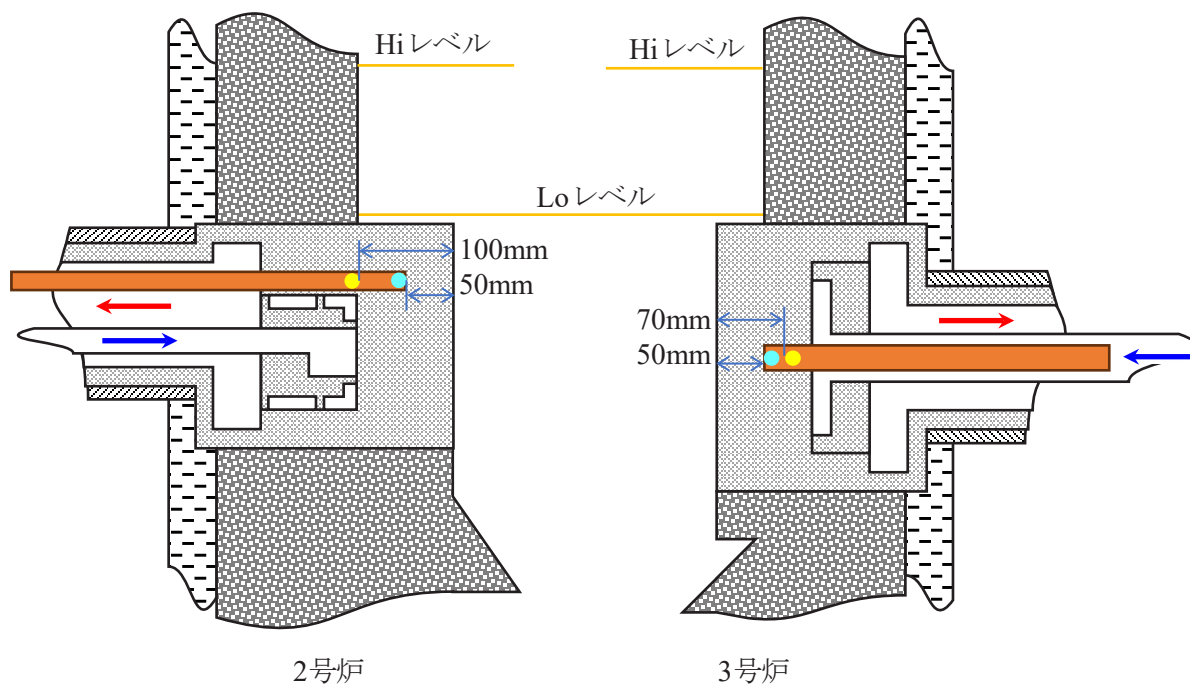
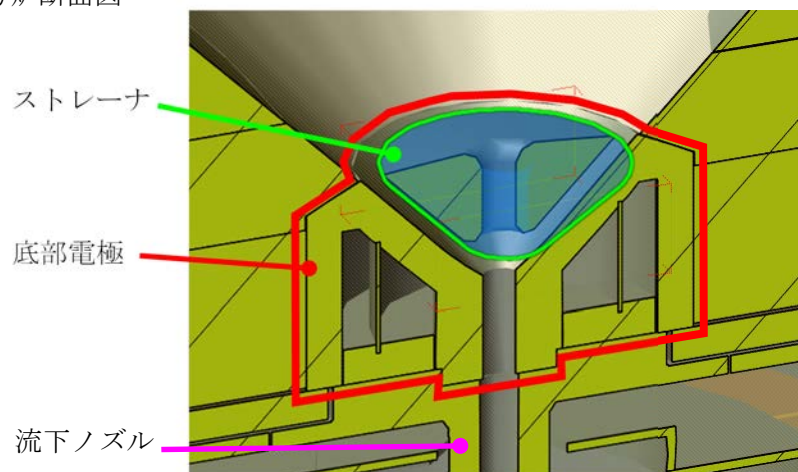


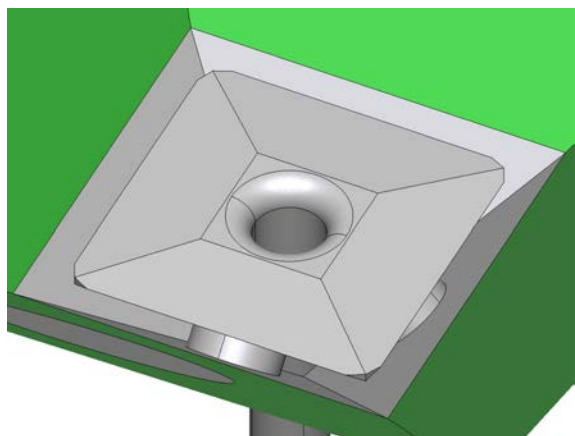
図 2-6 主電極温度測定点の位置³

³ 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。

(a) 3号炉断面図



(b) 2号炉



(c) 3号炉

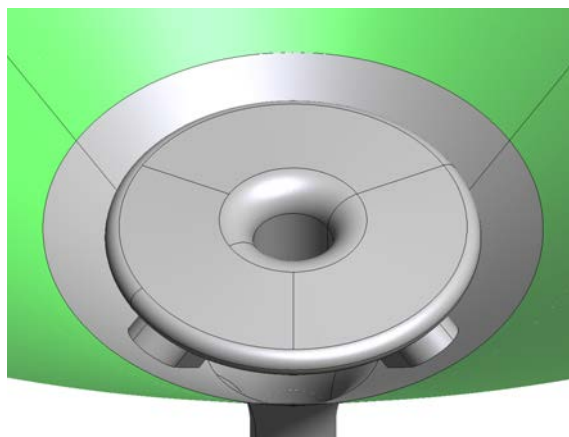


図 2-7 ストレーナ付近の断面模式図と鳥瞰図²⁾

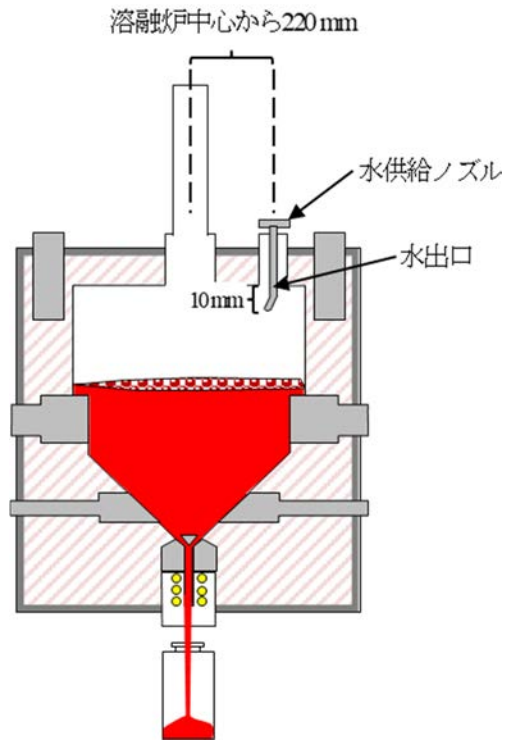
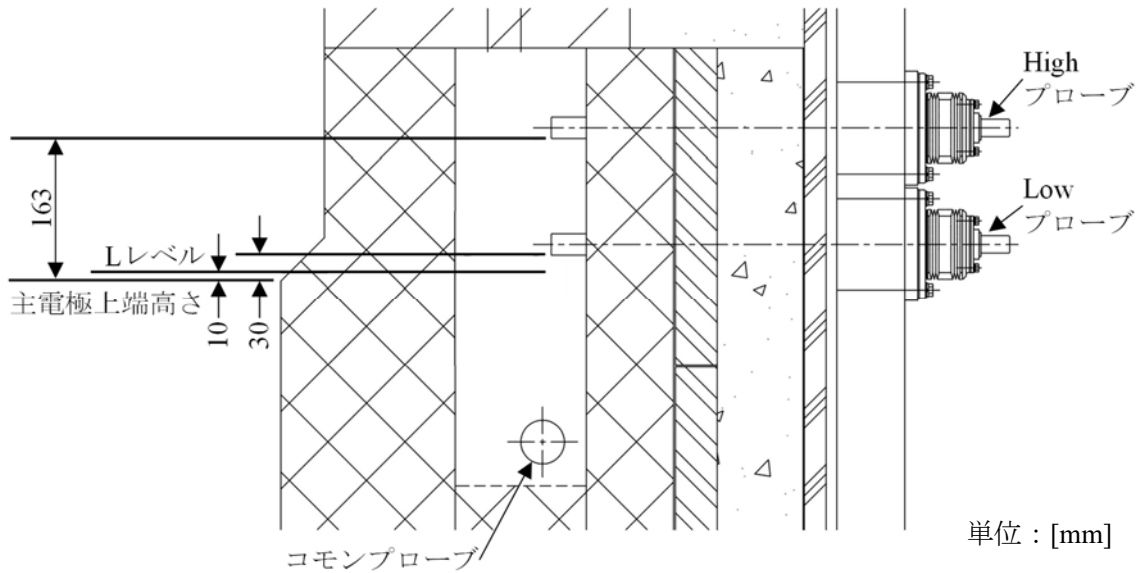


図 2-8 水供給ノズル設置位置



- | | |
|---------|--------------------------|
| Lo-ON： | 流下開始予定時刻や炉底加熱開始時刻を算出する基準 |
| Lo-OFF： | 主電極の露出を防止するための基準 |
| Hi-ON： | 流下開始条件のインターロック解除信号を発する |
| Hi-OFF： | 流下中にガラス液位が低下すると発生する |

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

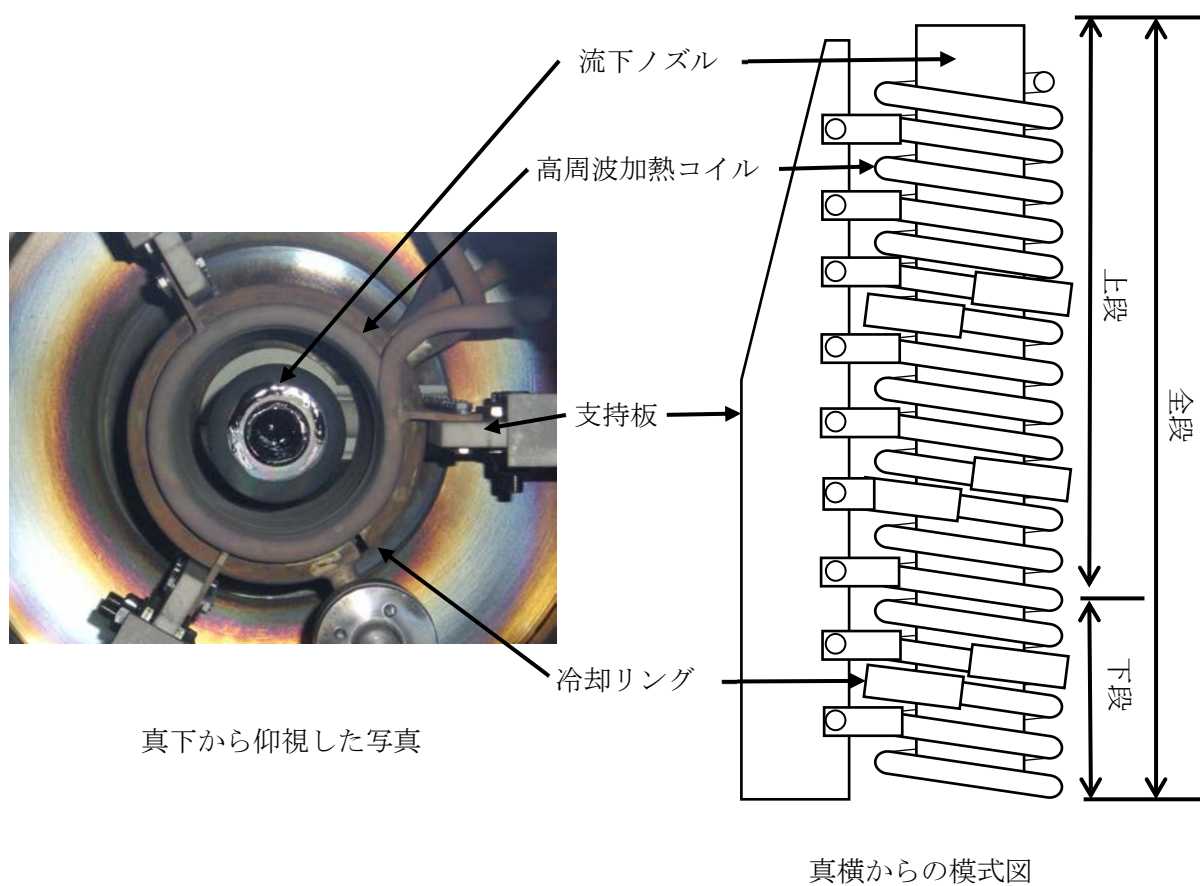


図 2-10 流下ノズルと高周波加熱コイルの模式図

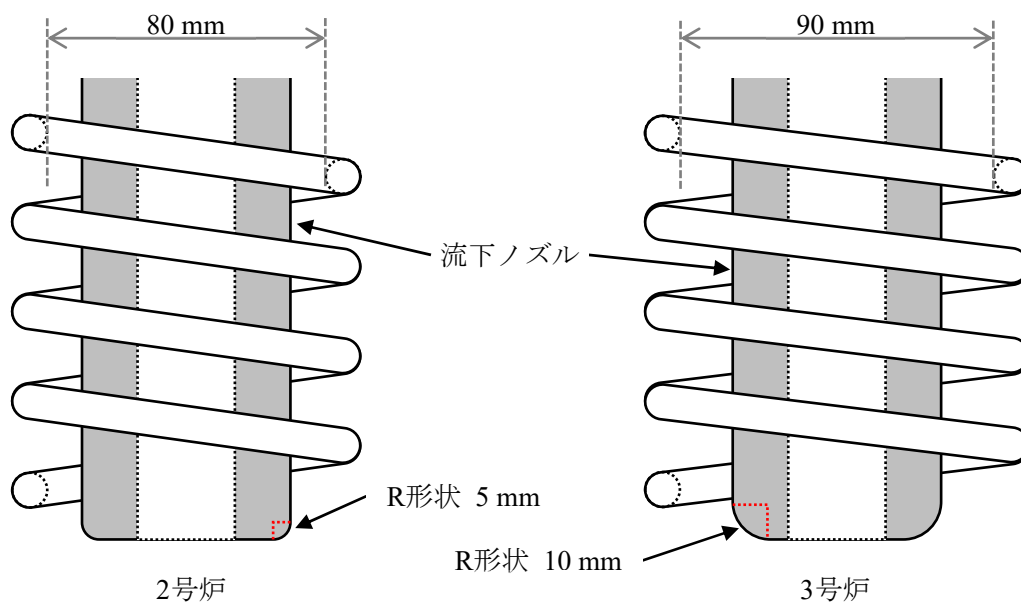


図 2-11 流下ノズル先端形状の模式図

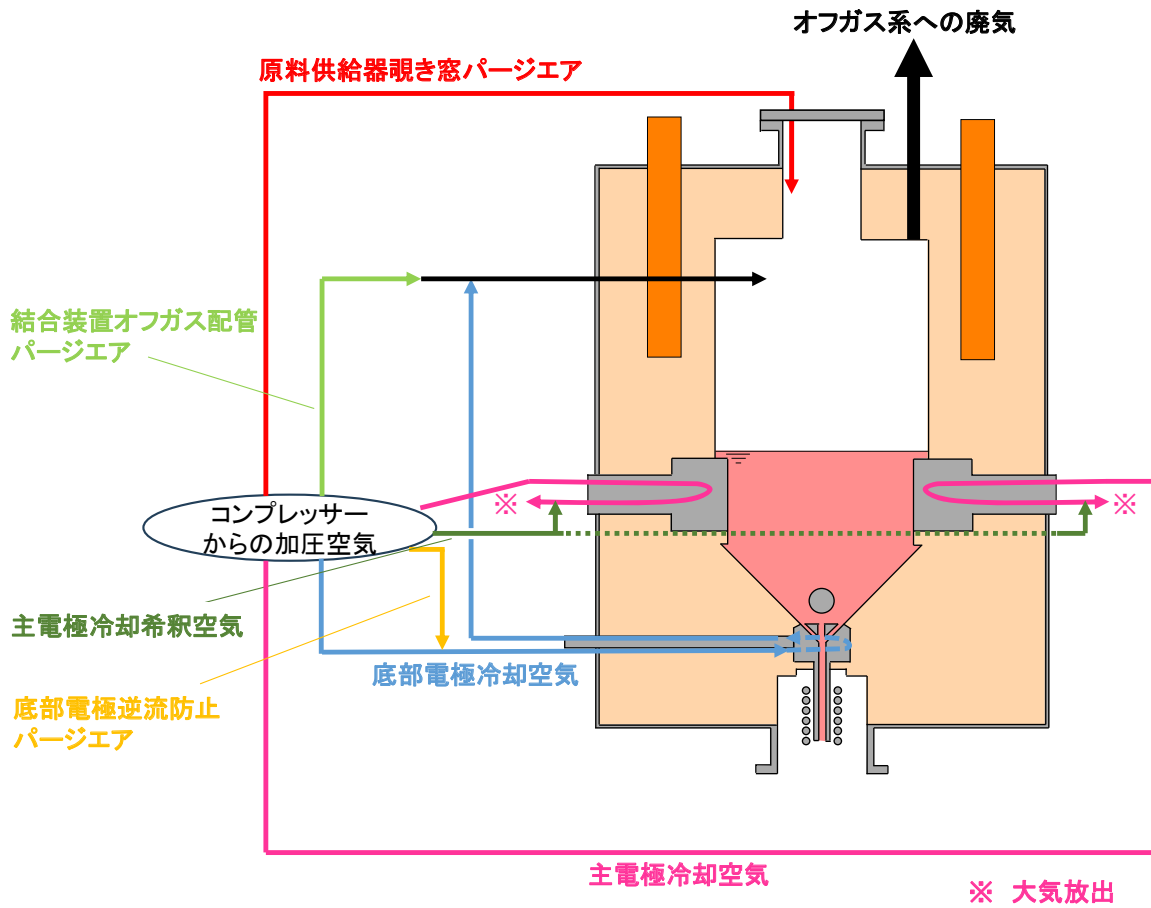
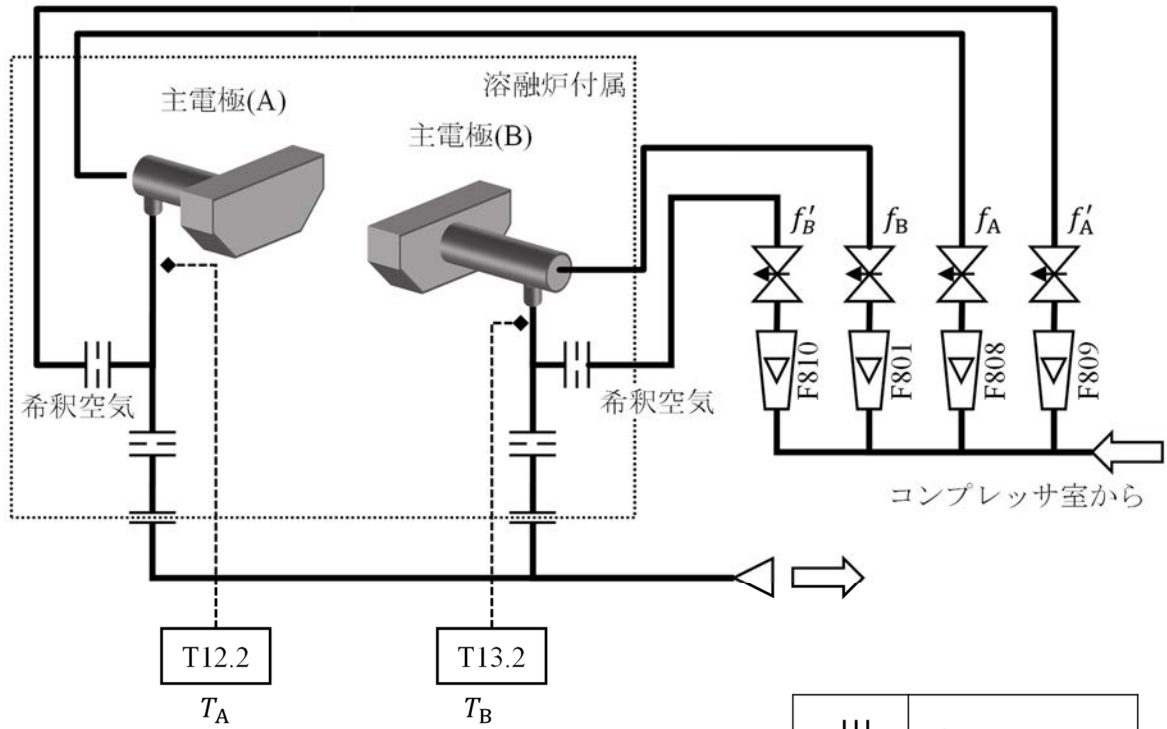


図 2-12 MTFにおける溶融炉の換気機能

(a) MTF（運転条件確認試験）



(b) TVF固化セル（ホット運転）

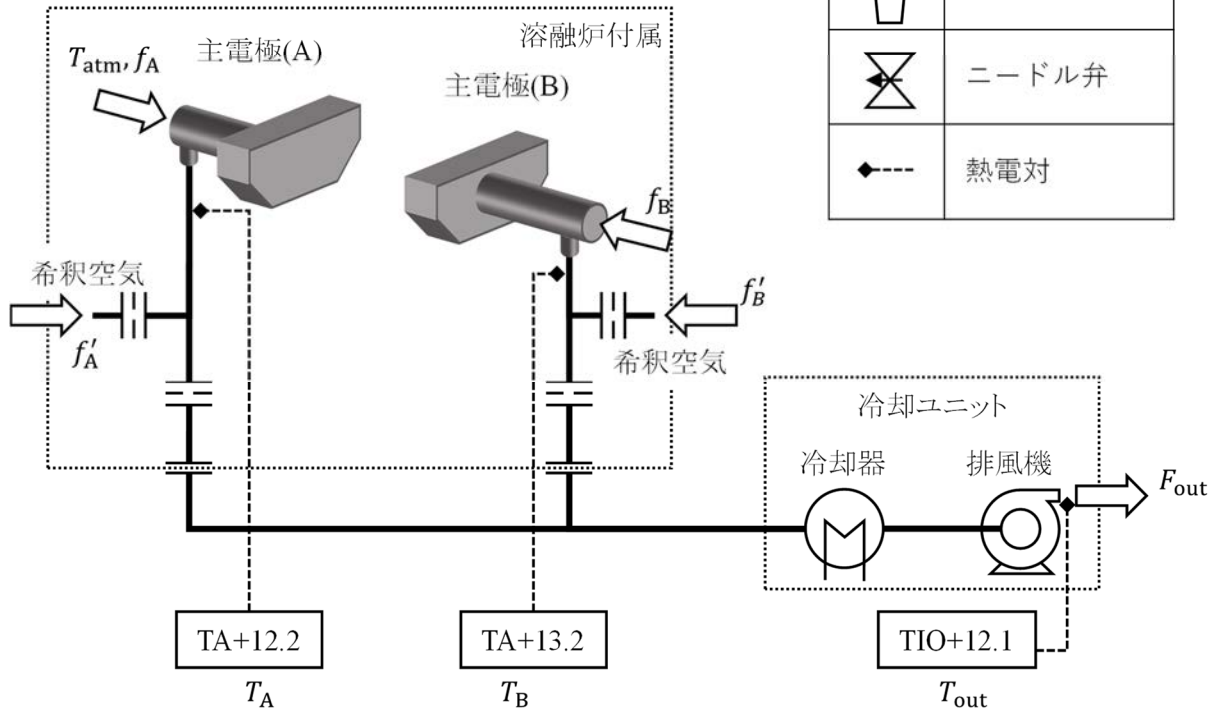


図 2-13 MTFとTVF固化セルにおける主電極冷却空気の経路

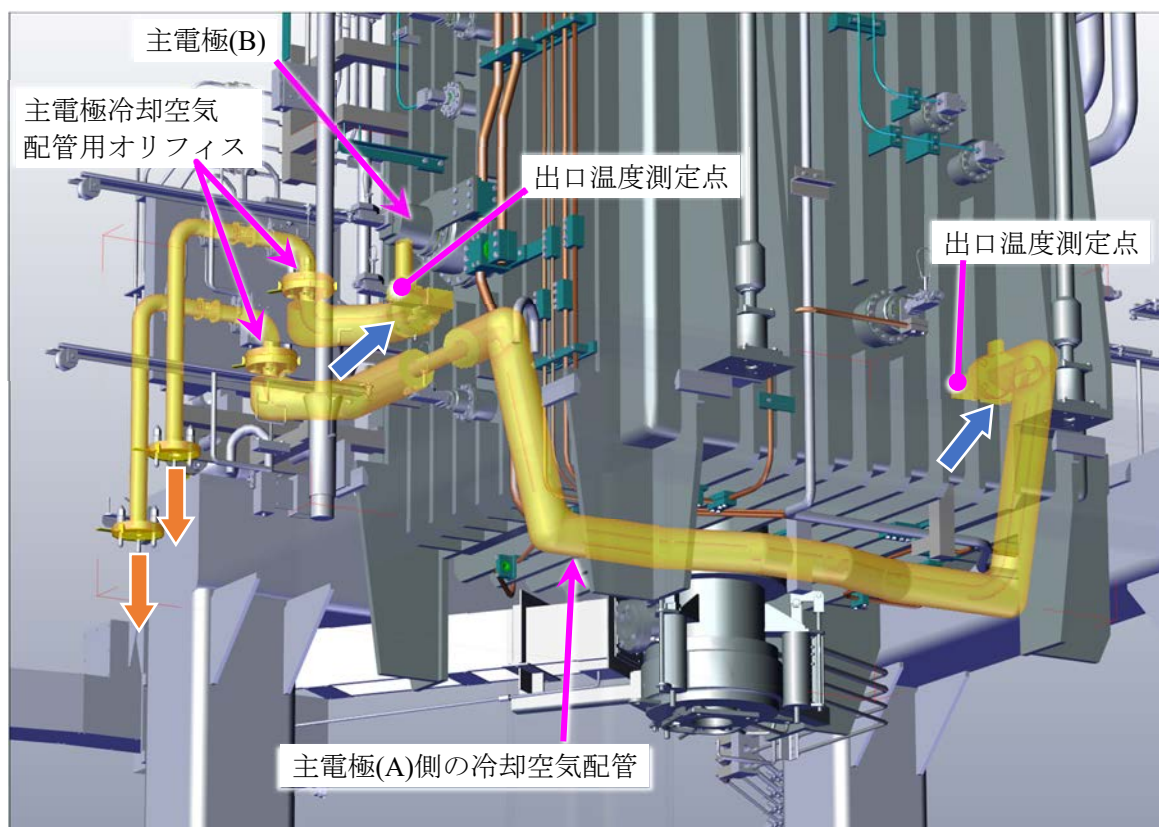
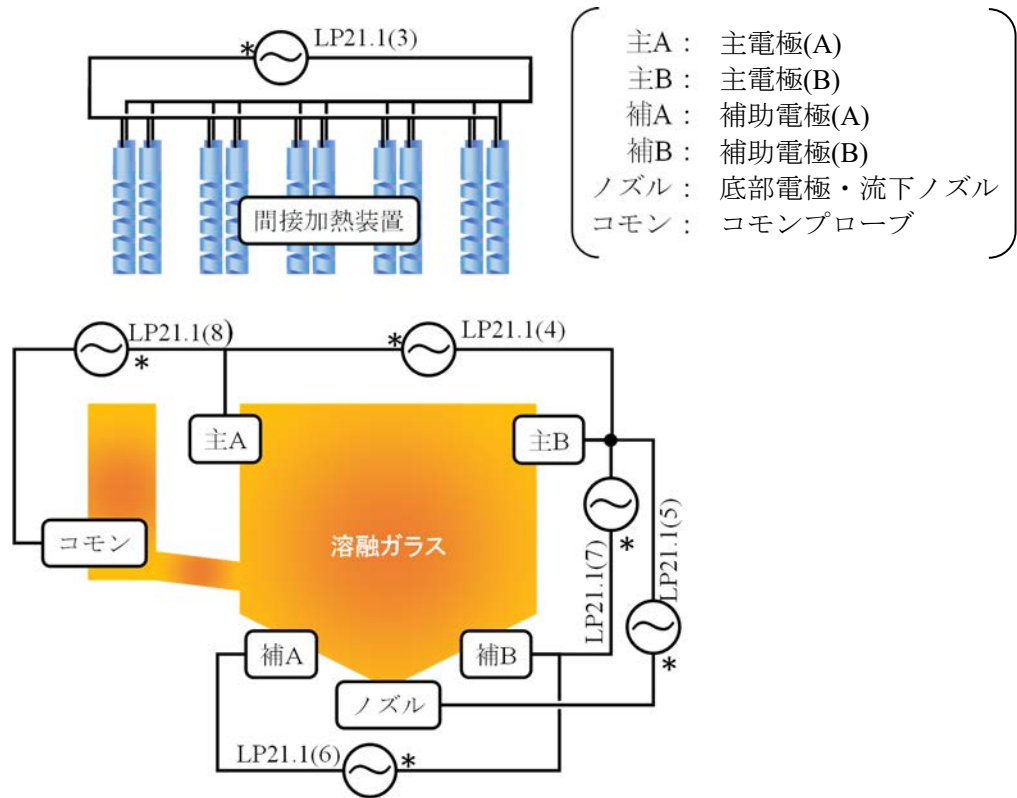


図 2-14 主電極冷却空気配管

(a)



(b)

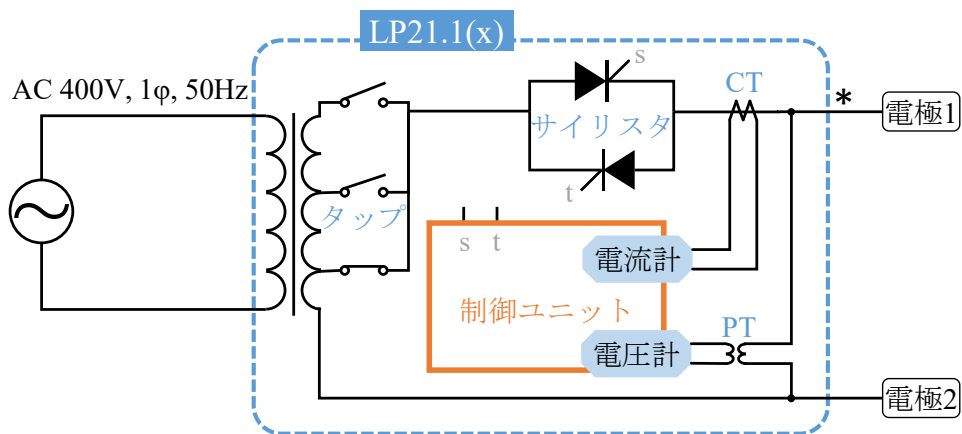


図 2-15 溶融炉電力盤の構成

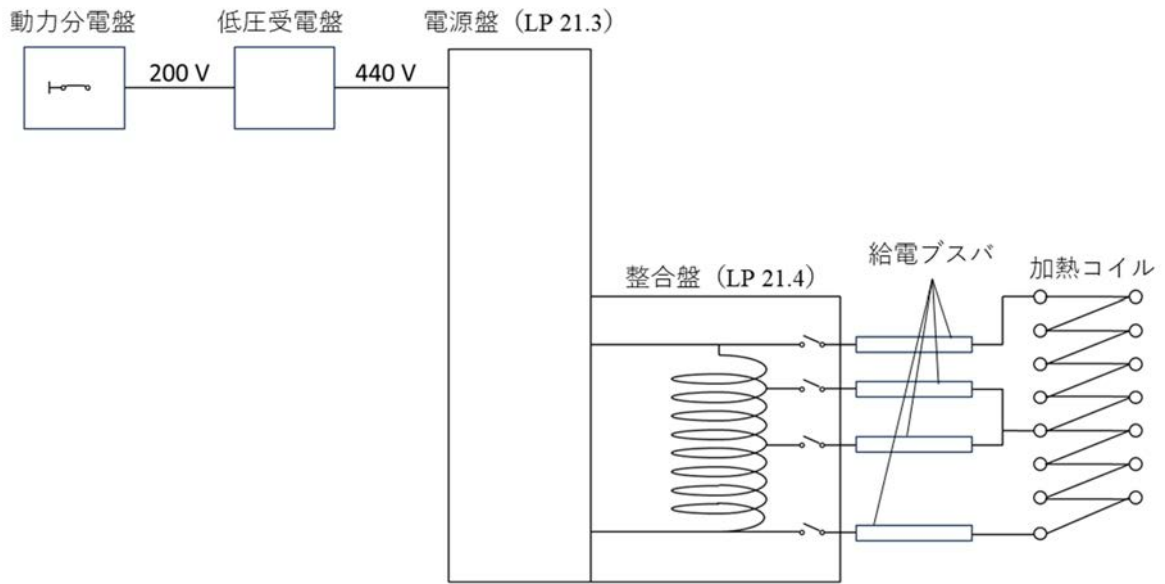


図 2-16 高周波加熱用電力盤 システム構成

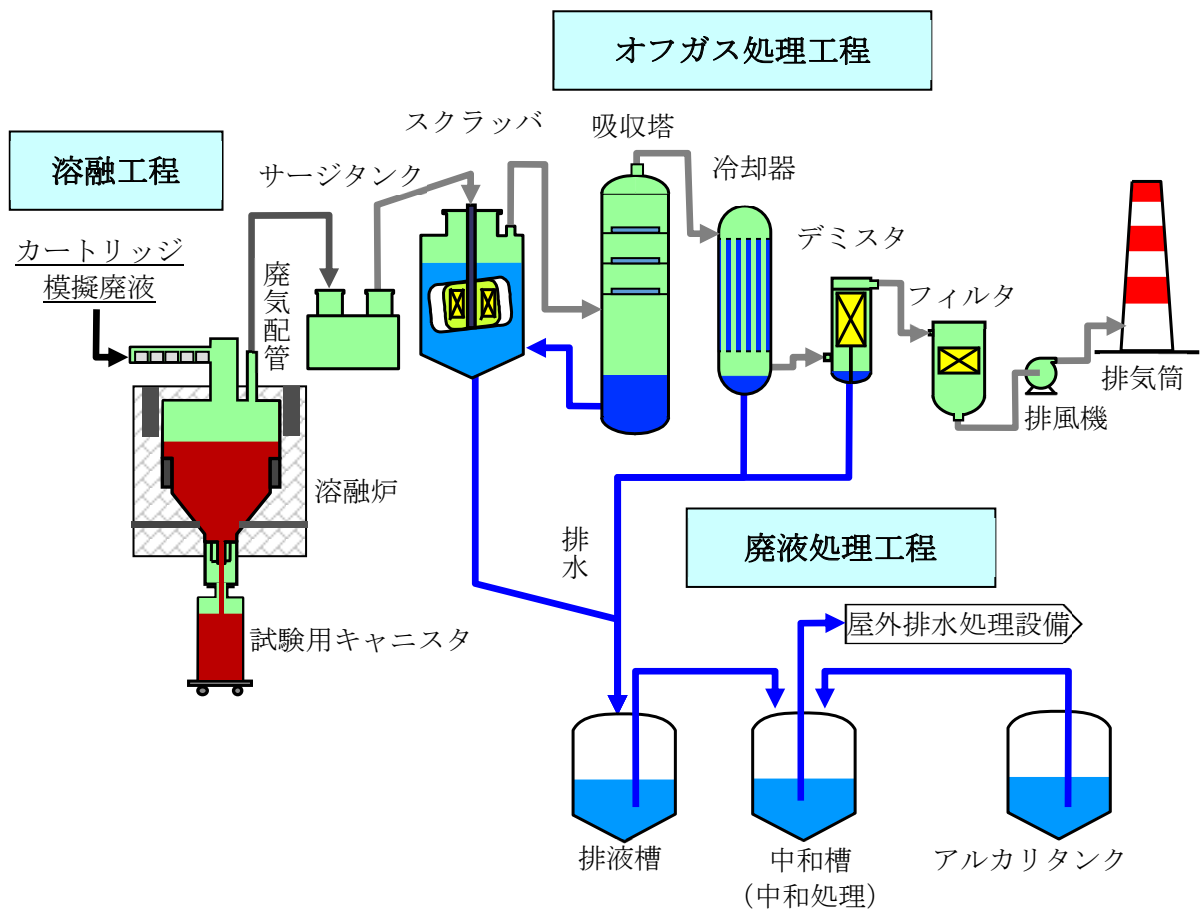


図 2-17 MTFにおけるオフガス処理工程と廃液処理工程

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⁴。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39 kW到達後は、発熱体温度を監視する熱電対10本の

⁴ 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、キャスト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⁵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、熔融ガラスの液位を計測しLレベル⁶に調整する。

3.1.3. 炉内各部の温度上昇

(1) 目的

熔融炉の加熱系、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、熔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熔融炉周辺の配管を通過して炉内の気相部へ流入し、熔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熔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。

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

⁶ 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、主電極が熔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。

11/9 7:39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）⁷。この時発熱体温度は約220℃となり、TVF熔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⁸（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⁹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。

⁷ TVFでのホット運転に使用する熔融炉電力盤は、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4 kW、主電極間電力を5 kWとした。

⁸ TVF熔融炉では、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。

- ・ 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

⁹ 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¹⁰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150V¹⁰、120V、あるいは、90V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20A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。

¹⁰ 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Ev10.1：140V）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Ev10.1：150V）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80 mm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)150 Vの印加状態¹¹とし、主コモン間電流(Ei10.5)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10 A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、25 A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¹²。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、

¹¹ 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)。

¹² 熱上げ時の過電流は、熔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、過去の熔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 °C高いコモン温度601 °C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 °C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 °C）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47 h増加し、通電開始時のコモン温度は272 °C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、熔融槽のガラスカレットが溶けてスロート部を通し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熔融すれば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 °Cになるまで電圧制御で約90 V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なく通電が可能である。

(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 °C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¹³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10 A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。

¹³ 2号炉の22-1CP実績（補助電極温度T10.5：約595 °C、T10.7：約580 °C、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 °C、T10.7：約620 °C、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』¹⁴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』¹⁵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 °C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 °C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256 hとなり、2号炉の22-1CPの結果である250 h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→50 A)に電流を上昇させ、炉底低温運転(補助電極温度T10.5 : 820±5 °C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 °C以上¹⁶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¹⁶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 °C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 °Cであった。その後、主底間を60 Vへ変更し、底部電極温度が

¹⁴ 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。

¹⁵ 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。

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

576 °C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20～50 V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20 V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38 V）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¹⁷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 °C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 °Cに到達後、現場に設置されている主電極冷却空気流量計（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 °C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 Nm³/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 °C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 °C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 Nm³/hから10.0 Nm³/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 °Cに達した（図 3-9 ②）。その後は、熔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 °Cを下回ることのあるものの、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 Nm³/hにて制御することで、主電極温度（T10.1、T10.3）を800～850 °C程度の範囲内に制御できることが確認できた（図 3-9 ④）。

¹⁷ 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。固化セル内の熔融炉は、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。

- ① 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606 kg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。

表 3-1 間接加熱電力上昇プログラムの設定

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

表 3-2 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

熔融炉の運転	主電極間電圧 Ev10.1 [V]	主電極温度 T10.1, T10.3 [°C]	熱上げ開始からの 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

熔融炉の運転	主電極温度 T10.1, T10.3 [°C]	熱上げ開始からの 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

熔融炉の運転	主コモン間電圧 Ev10.5 [V]	コモン温度 T10.9 [°C]	熱上げ開始からの 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

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

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

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 経過時間 [h]
	Ev10.2 [V]	T10.5, T10.7 [°C]	
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 経過時間 [h]
	T10.5, T10.7 [°C]	
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 経過時間 [h]
	Ev10.4 [V]	T10.11 [°C]	
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]		[mm]	
設計値	計測値	設計値	計測値 (5回の平均)
650	646.4	1370	1373.6

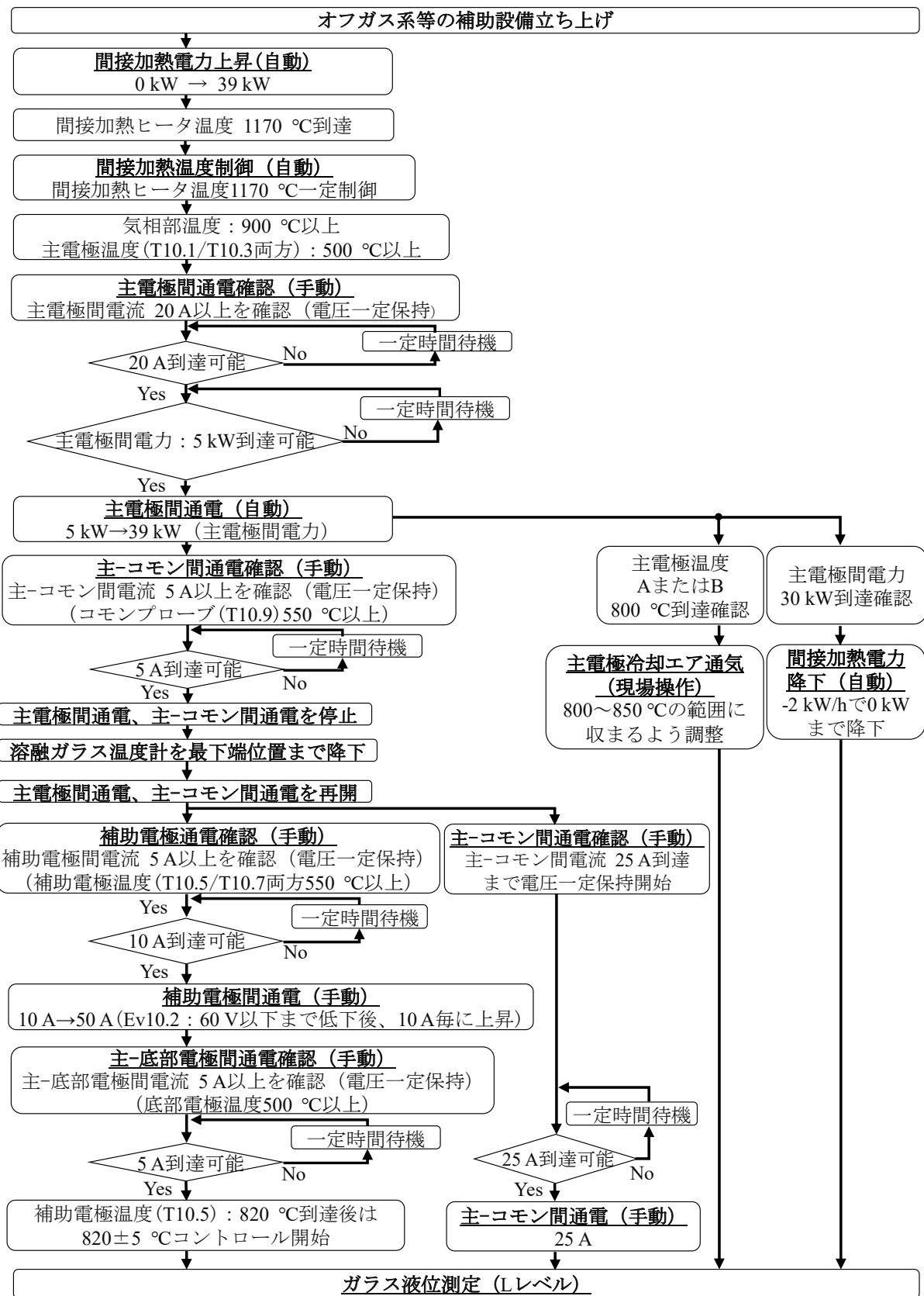
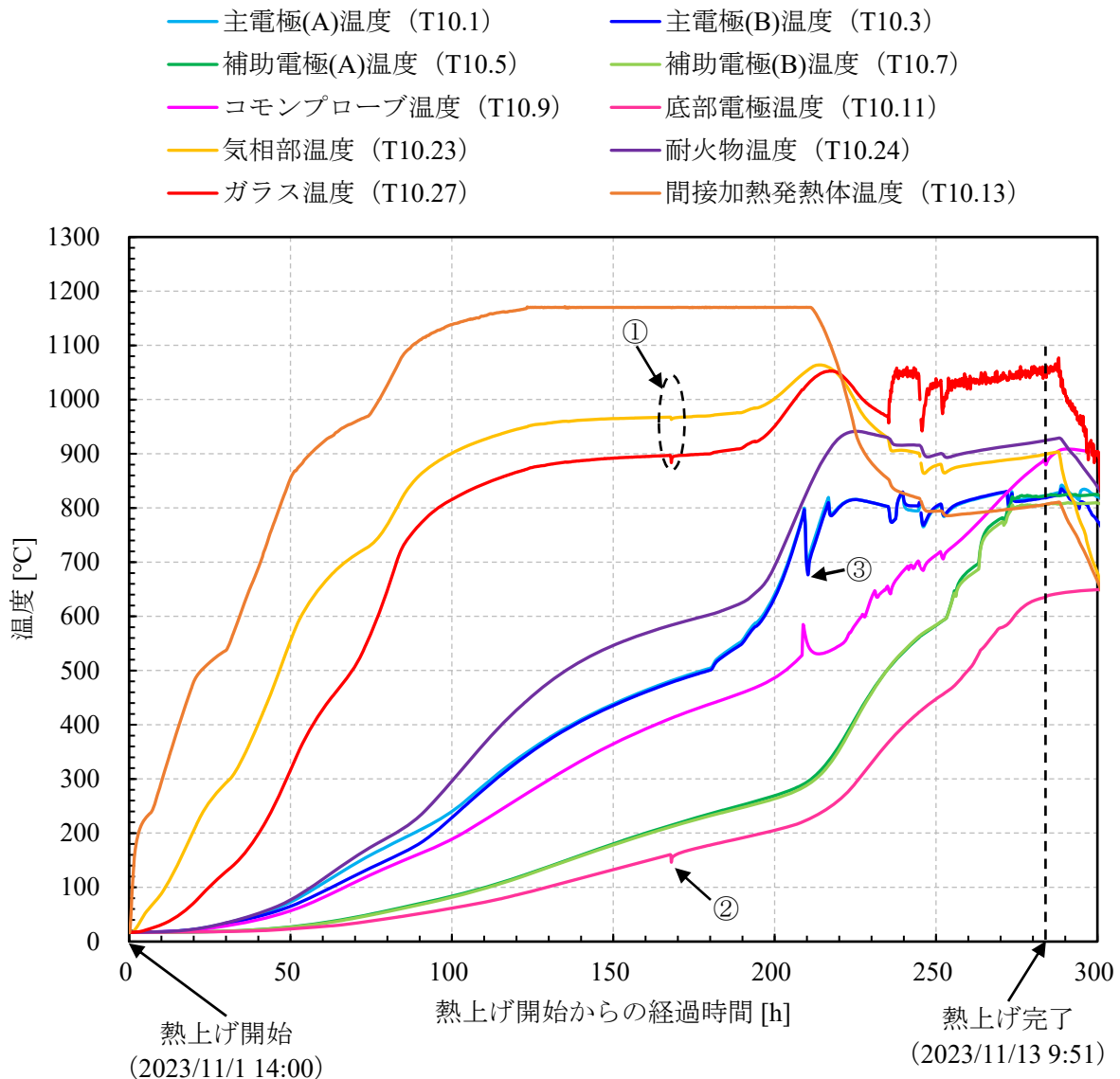
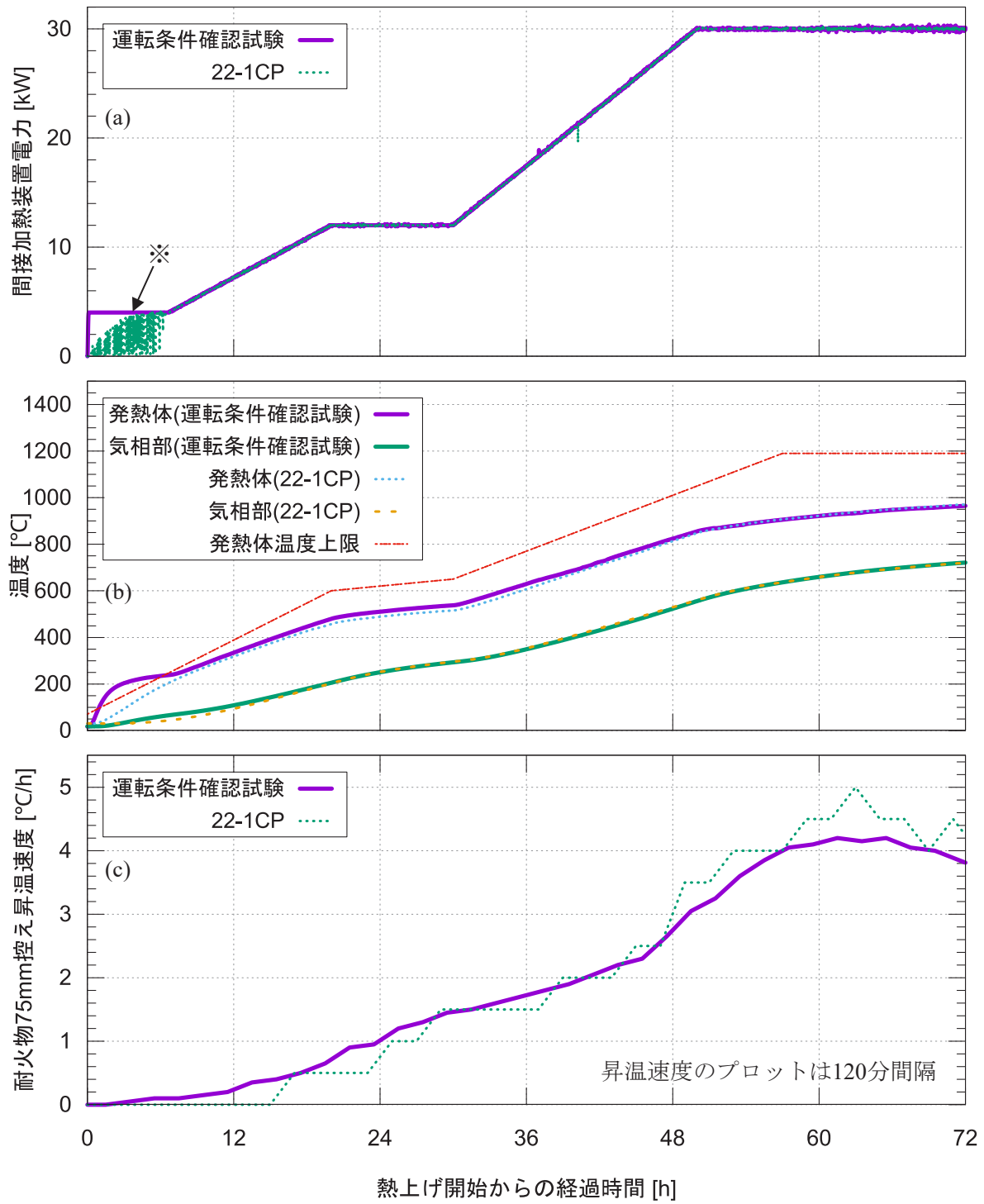


図 3-1 熱上げ試験における試験フロー



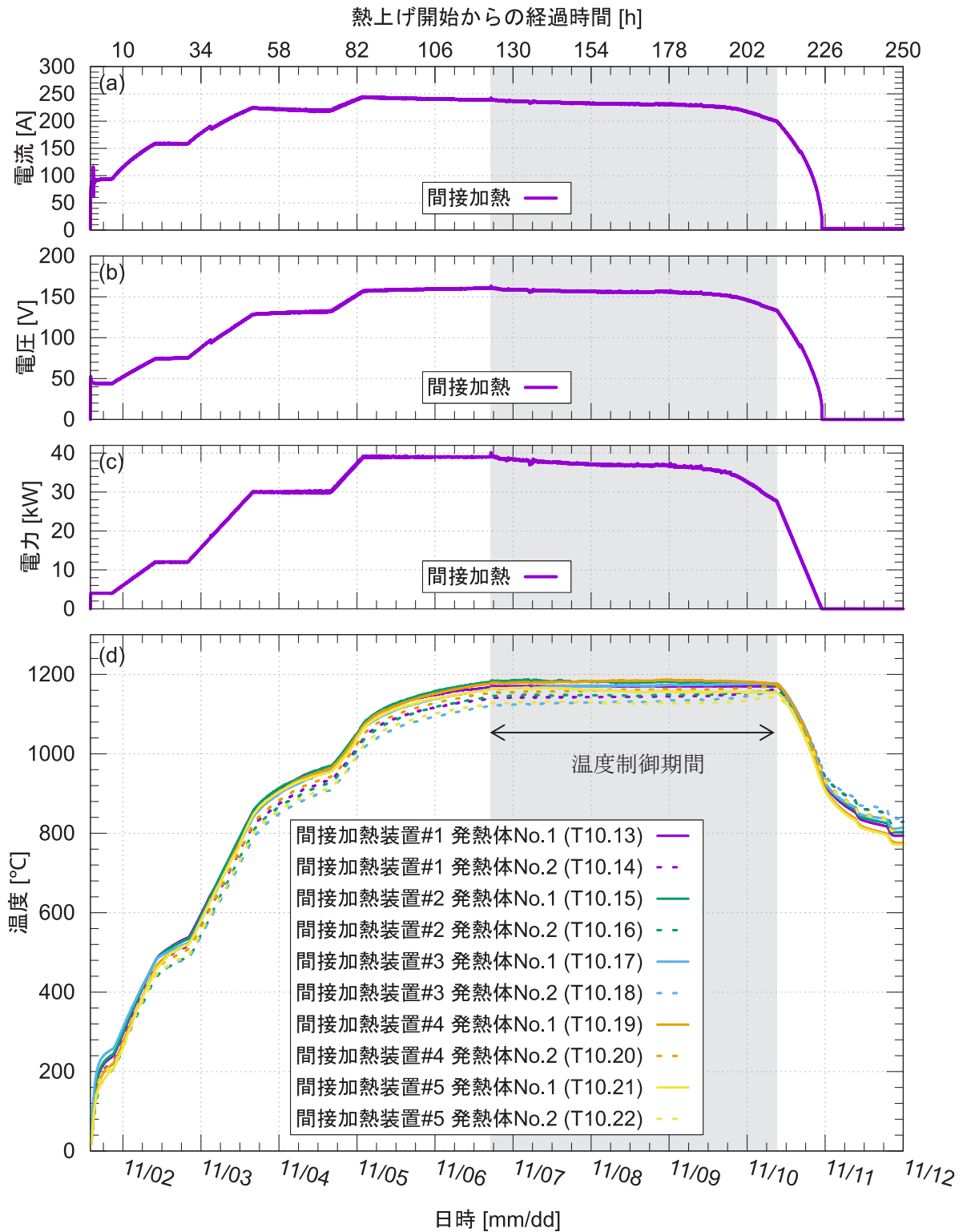
- ① 底部電極を冷却した空気は、熔融炉周辺の配管を通して炉内の気相部へ流入し、熔融炉上部の廃気配管から排出される。そのため、底部電極温度が低下すると同時に気相部温度は低下している。また、ガラス温度測定用熱電対は、熔融ガラスに挿入する前の気相部に待機している状態であったため、気相部温度と同様に温度が低下した。
- ② 底部電極冷却空気流量の動作確認のため、冷却空気を流したことにより、一時的に底部電極温度が低下した。
- ③ 主電極(A)温度 (T10.1) が 800 °C に到達したことから、主電極冷却空気を流した。2 号炉の 22-ICP と同様のタイミングで流量を上昇させたが、主電極の構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

図 3-2 熱上げ時の炉内主要温度



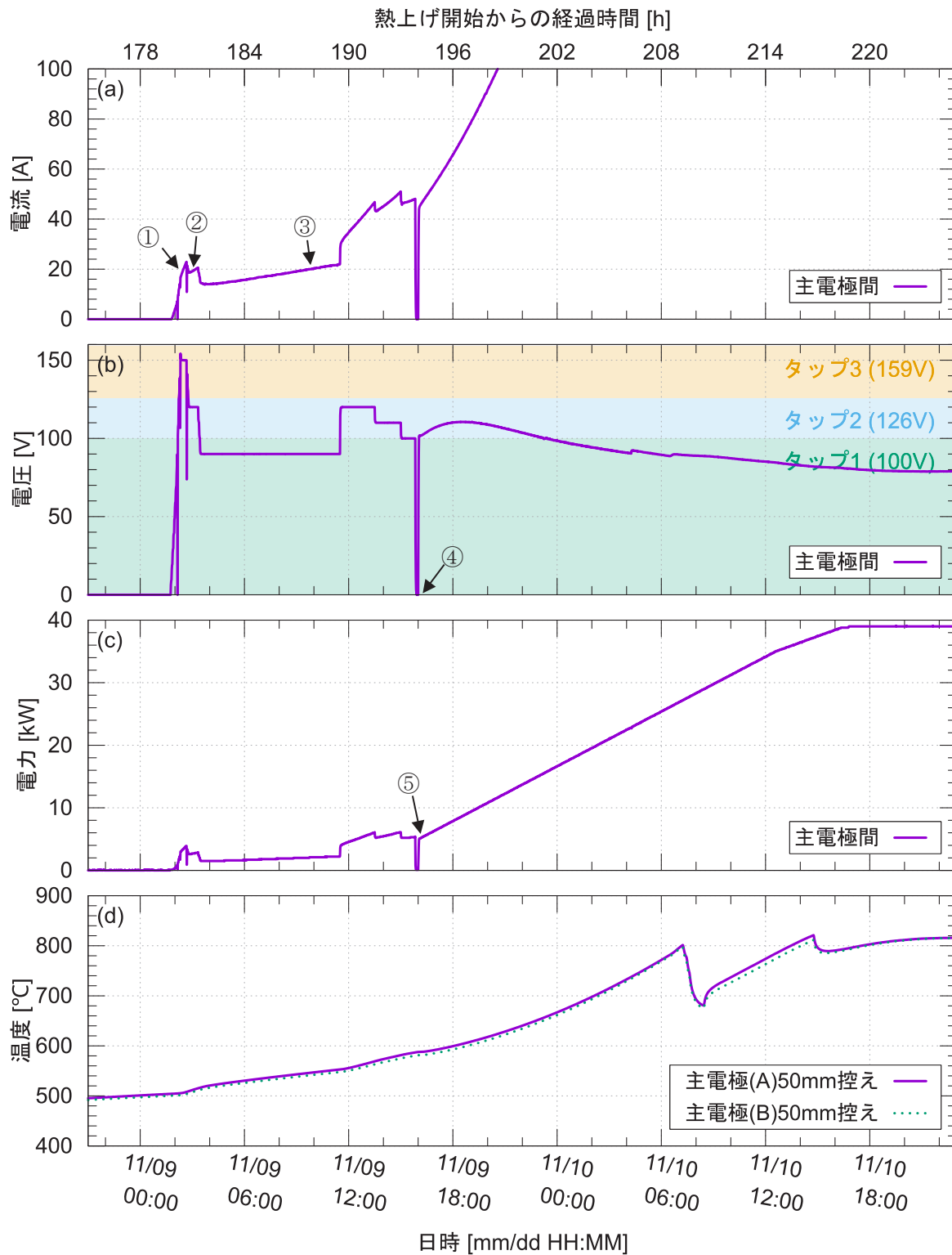
※ホット運転で使用する電力盤は最大出力の約3 %以下の範囲では出力調整ができないため、それに合わせて、今回の試験では熱上げ開始時の間接加熱電力を4 kWに設定した。

図 3-3 熱上げ時の昇温速度



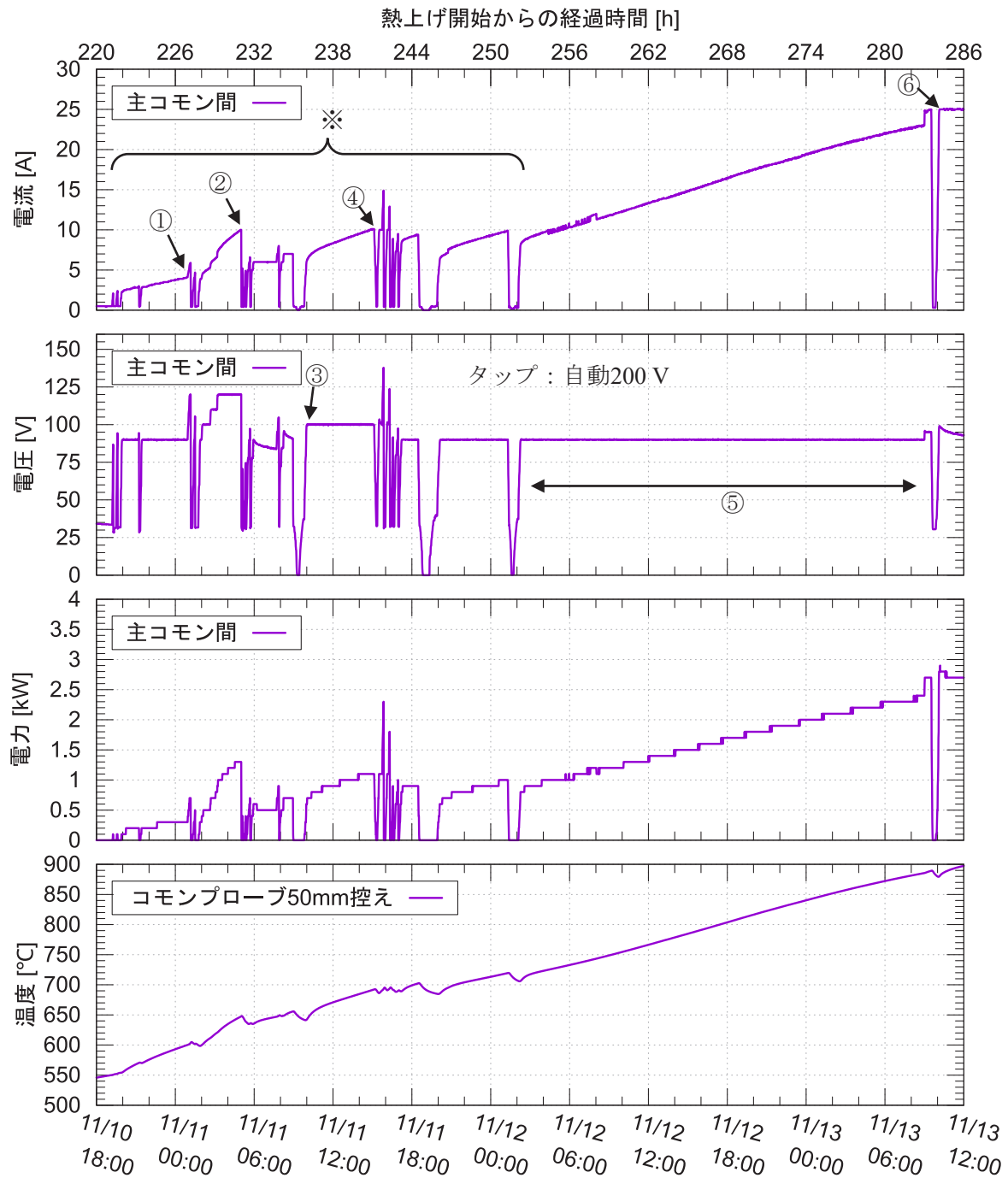
間接加熱装置の温度制御期間において、最高温度はT10.15：約1190℃、最低温度はT10.18：約1120℃となり、間接加熱装置発熱体温度（T10.13～T10.22）が920℃～1220℃の範囲に制御できることを確認した。

図 3-4 間接加熱装置の発熱体温度



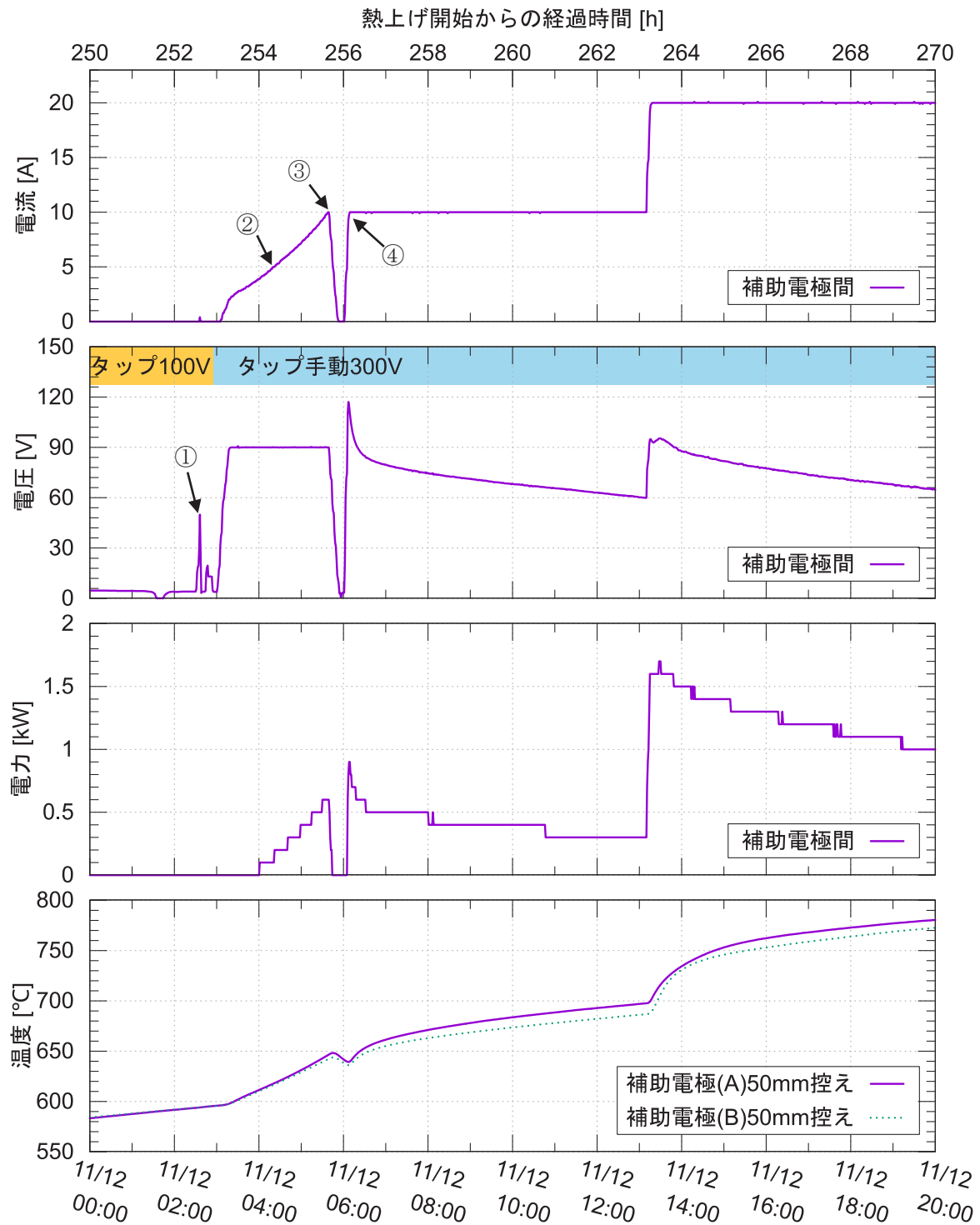
- | | |
|---|--|
| ① | Ev10.1 : 150 V、Ei10.1 : 20 A、T10.1 : 506 °C、T10.3 : 501 °C、熱上げ開始から 180 h |
| ② | Ev10.1 : 120 V、Ei10.1 : 20 A、T10.1 : 514 °C、T10.3 : 508 °C、熱上げ開始から 181 h |
| ③ | Ev10.1 : 90 V、Ei10.1 : 20 A、T10.1 : 546 °C、T10.3 : 541 °C、熱上げ開始から 188 h |
| ④ | 主電極間通電開始のため Ev10.1 : 100 V→0 V とした。 |
| ⑤ | 主電極間電力上昇プログラム起動、T10.1 : 588 °C、T10.3 : 581 °C、熱上げ開始から 194 h |

図 3-5 主電極間通電確認時の電流・電圧・電力・温度の推移



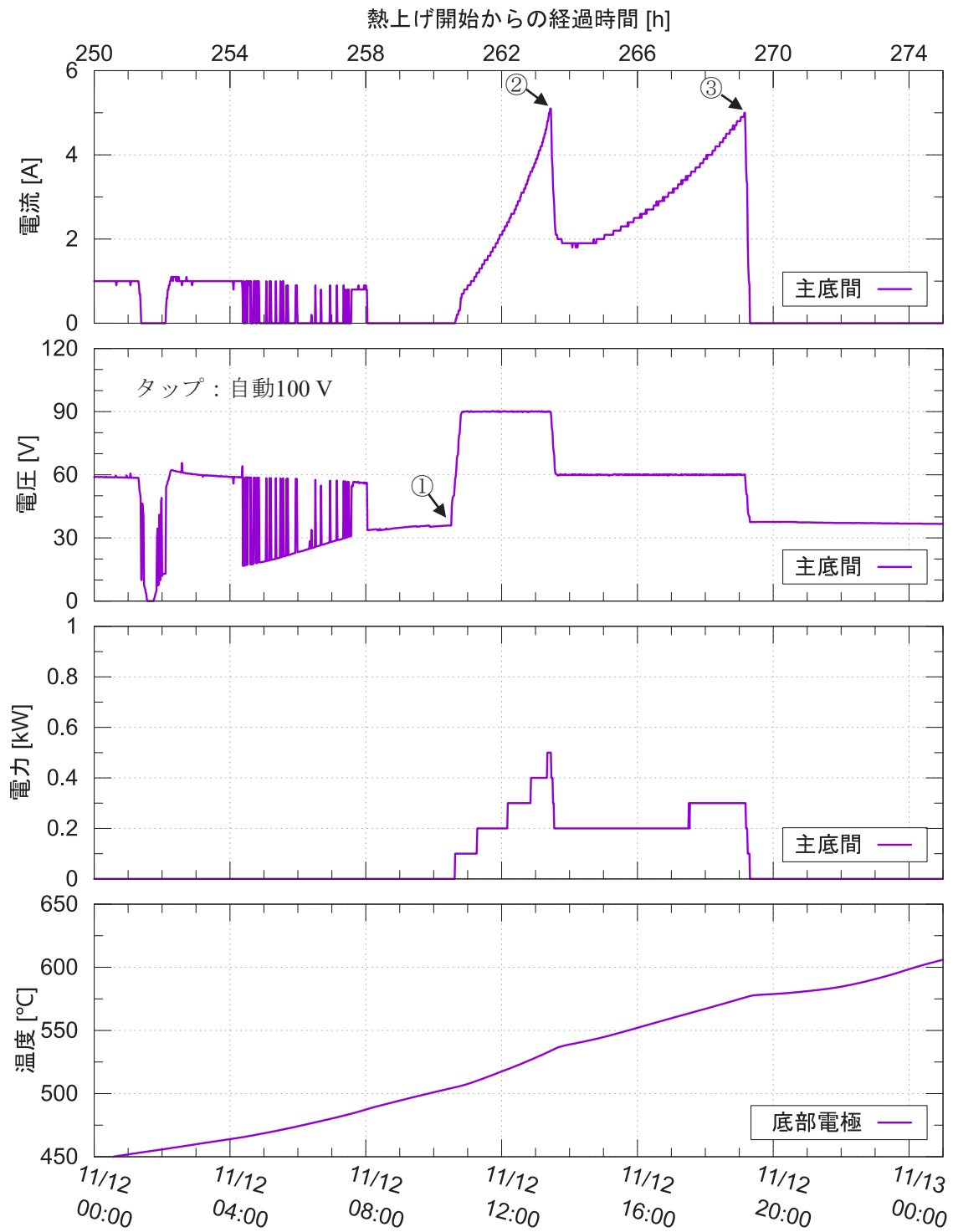
- ① Ei10.5 : 5 A到達 (Ev10.5 : 120 V、T10.9 : 601 °C、熱上げ開始から227 h)
 ② 主コモン間電流が10 A到達、電圧制御から電流制御へ切り替え
 ③ 電圧制御に戻して100 Vで保持
 ④ コモン温度が690 °C程度まで上昇した時点で10 A通電
 ⑤ 主コモン間を電圧制御にしてEv10.5 : 90 Vで待機
 ⑥ 主コモン間通電開始 (T10.9 : 880 °C、熱上げ開始から284 h)
 ※ ピーク幅が狭いためハンチングしているように見えるが、実際には、プロットされている電圧・電流の上昇過程はすべて数分間隔で段階的に上げるよう操作している。

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



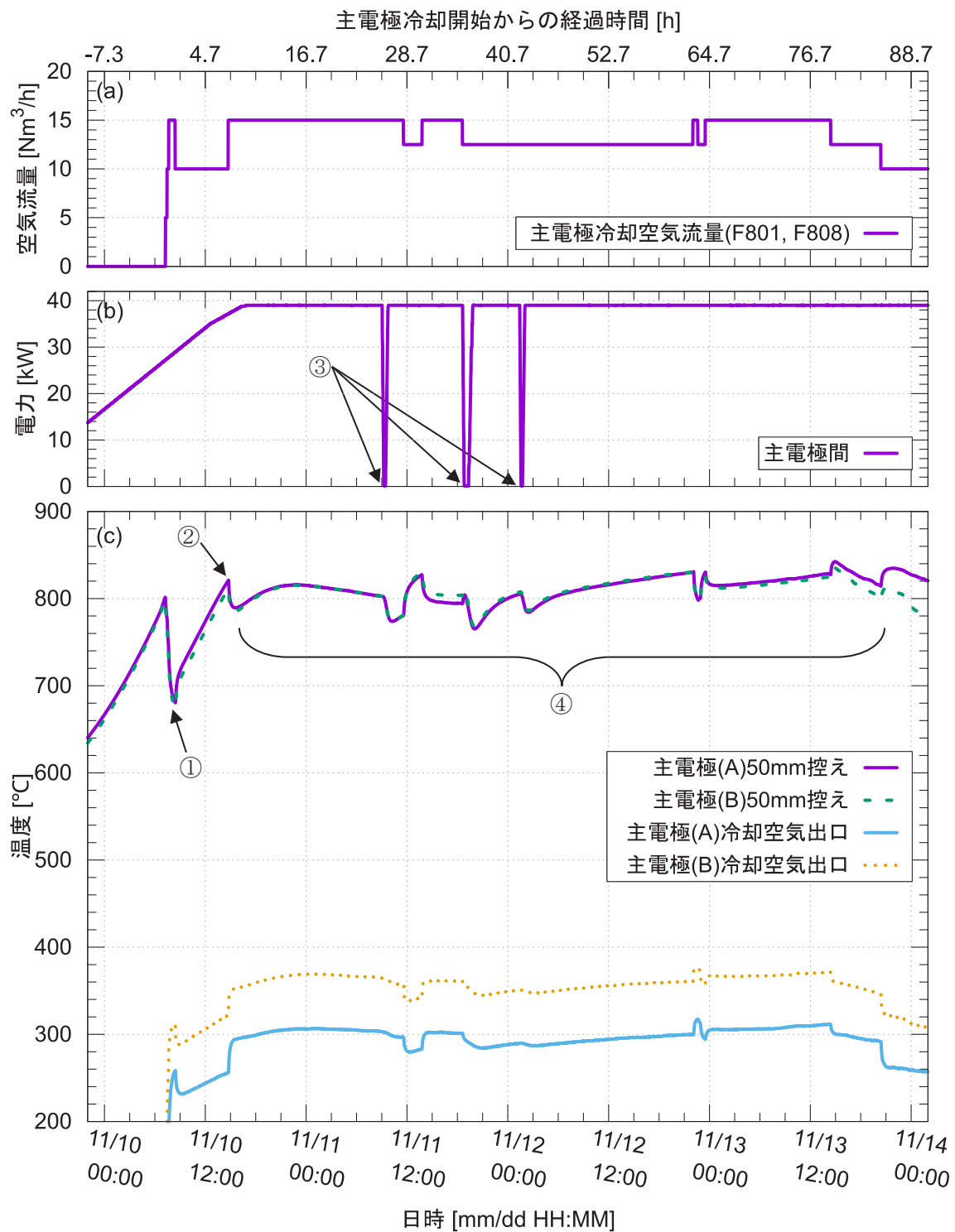
- ① LP21.1(6)通電開始
- ② Ei10.2 : 5 A到達 (Ev10.2 : 90 V、T10.5 : 618 °C、T10.7 : 616 °C、熱上げ開始から254 h)
- ③ Ei10.2 : 10 A到達 (補助電極間通電の制御方式切り替えのため、Ev10.2を90 V→0 V)
- ④ 補助電極間通電開始 (Ei10.2 : 10 A、T10.5 : 642 °C、T10.7 : 639 °C、熱上げ開始から256 h)

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



- ① LP21.1(7)電源投入
- ② Ev10.4 : 90 V、Ei10.4 : 5 A、T10.11 : 533 °C、熱上げ開始から264 h
- ③ Ev10.4 : 60 V、Ei10.4 : 5 A、T10.11 : 576 °C、熱上げ開始から270 h

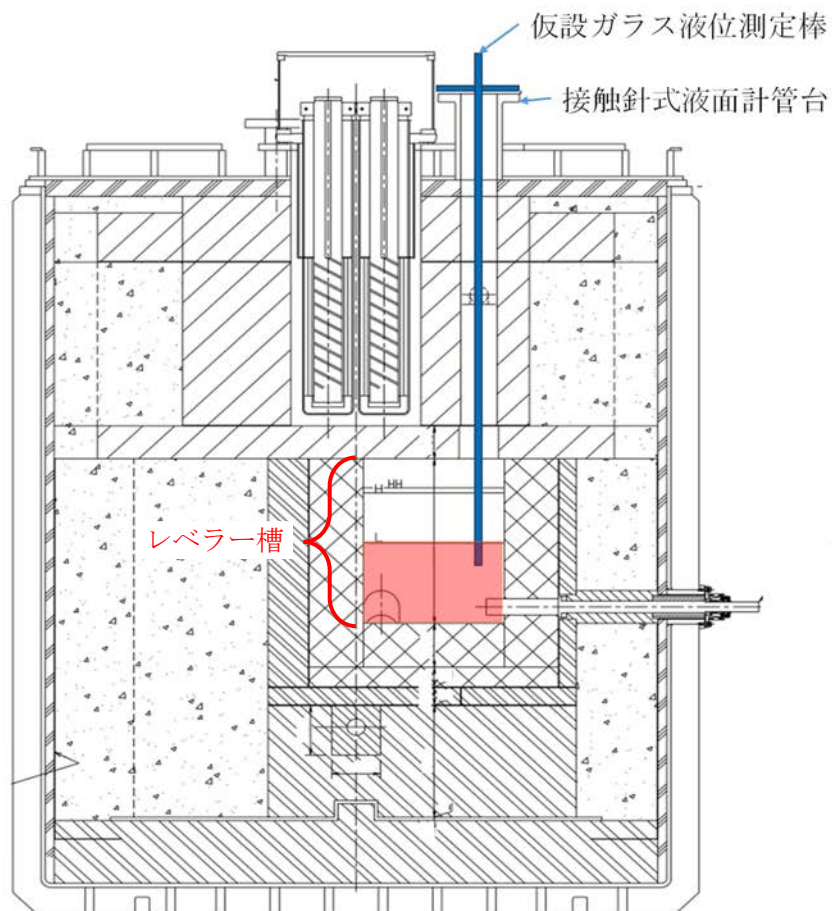
図 3-8 主底間通電確認時の温度・電力・電圧・電流の推移



- ① 冷却開始から75分で680 $^{\circ}\text{C}$ へ低下
- ② 15.0 Nm^3/h から10.0 Nm^3/h まで減少させたところ、徐々に主電極温度が820 $^{\circ}\text{C}$ 程度まで上昇
- ③ 熔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 $^{\circ}\text{C}$ ～850 $^{\circ}\text{C}$ 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^3/h ～15.0 Nm^3/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熔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事が判明している。そのため、原料供給開始前に熔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に、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、主電極の冷却チャン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

熔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熔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、熔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11/14 13:11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¹⁸で校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

¹⁸ ドラム缶内の底面から液面までの高さ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 °C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 Nm³/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 Nm³/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 Nm³/hに変更した。流量調整直後、主電極温度は約20 °C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 Nm³/hから10.0 Nm³/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 Nm³/hから7.5 Nm³/hに変更することで、主電極温度を700～850 °C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 °Cと810 °C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 °C、(B) : 810 °C）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 °Cから約410 °Cまで低下しており、22-1CPにおける実績（約910 °Cから約800 °C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）。

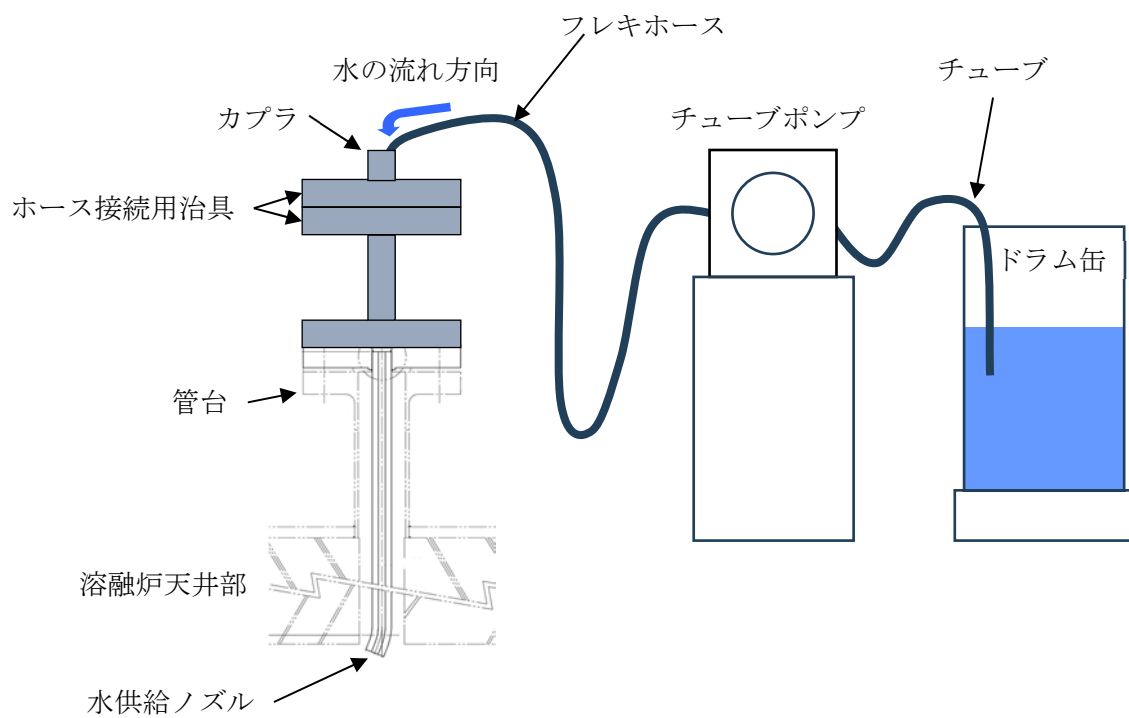


図 3-11 水供給試験の系統概略図

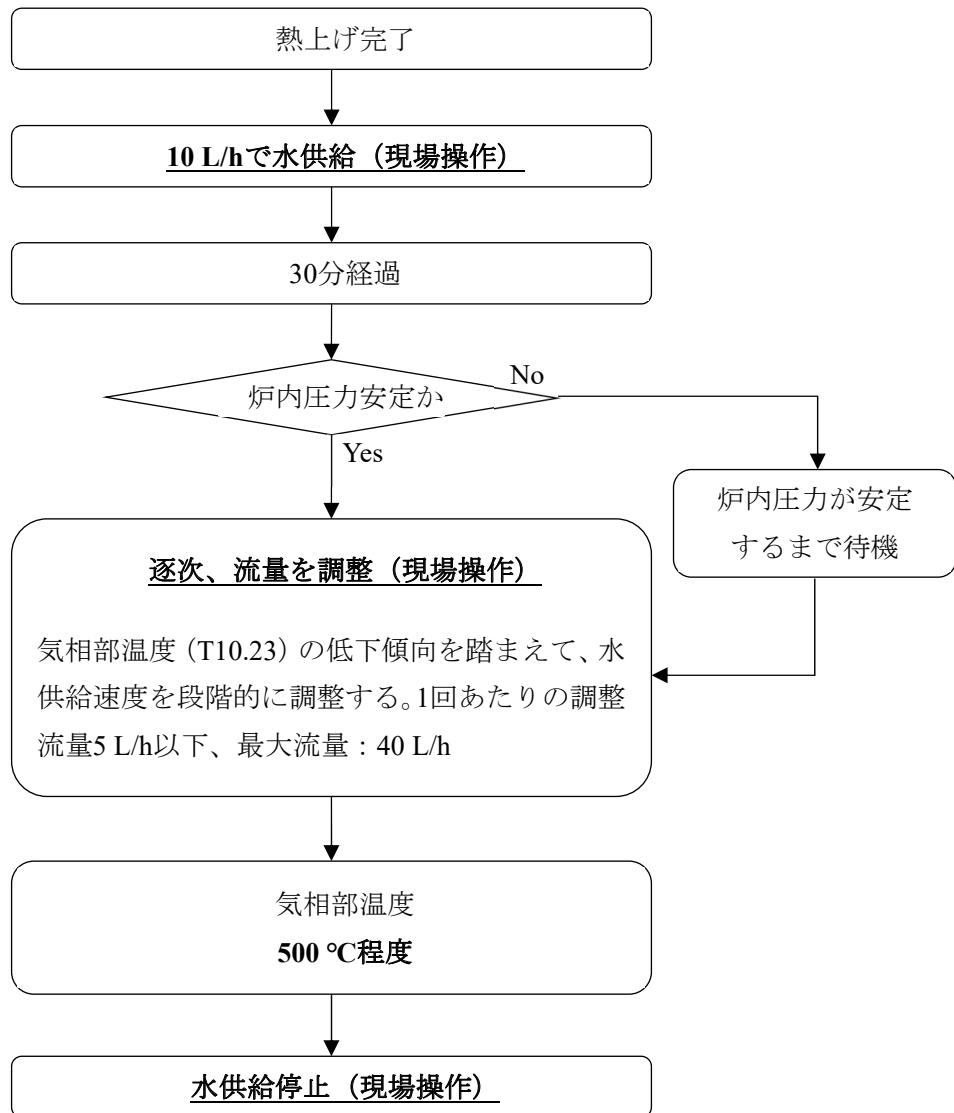


図 3-12 水供給試験における試験フロー

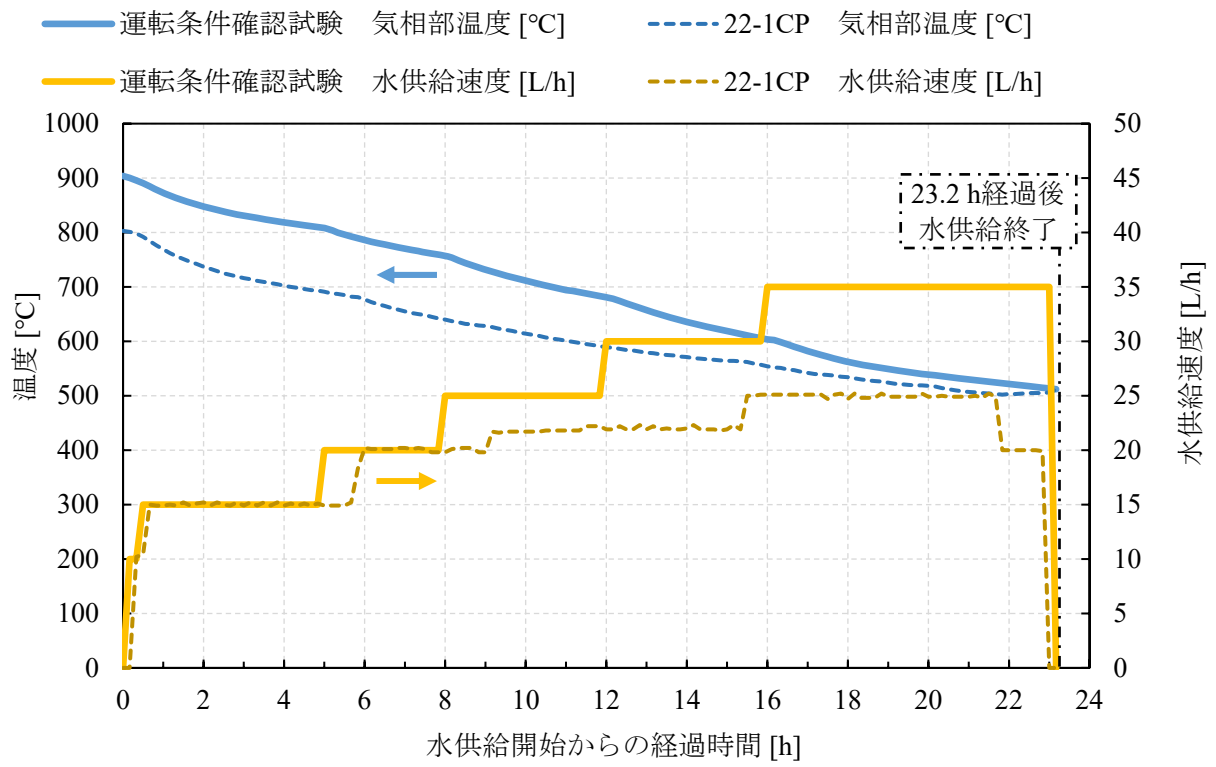


図 3-13 水供給中の気相部温度と供給速度

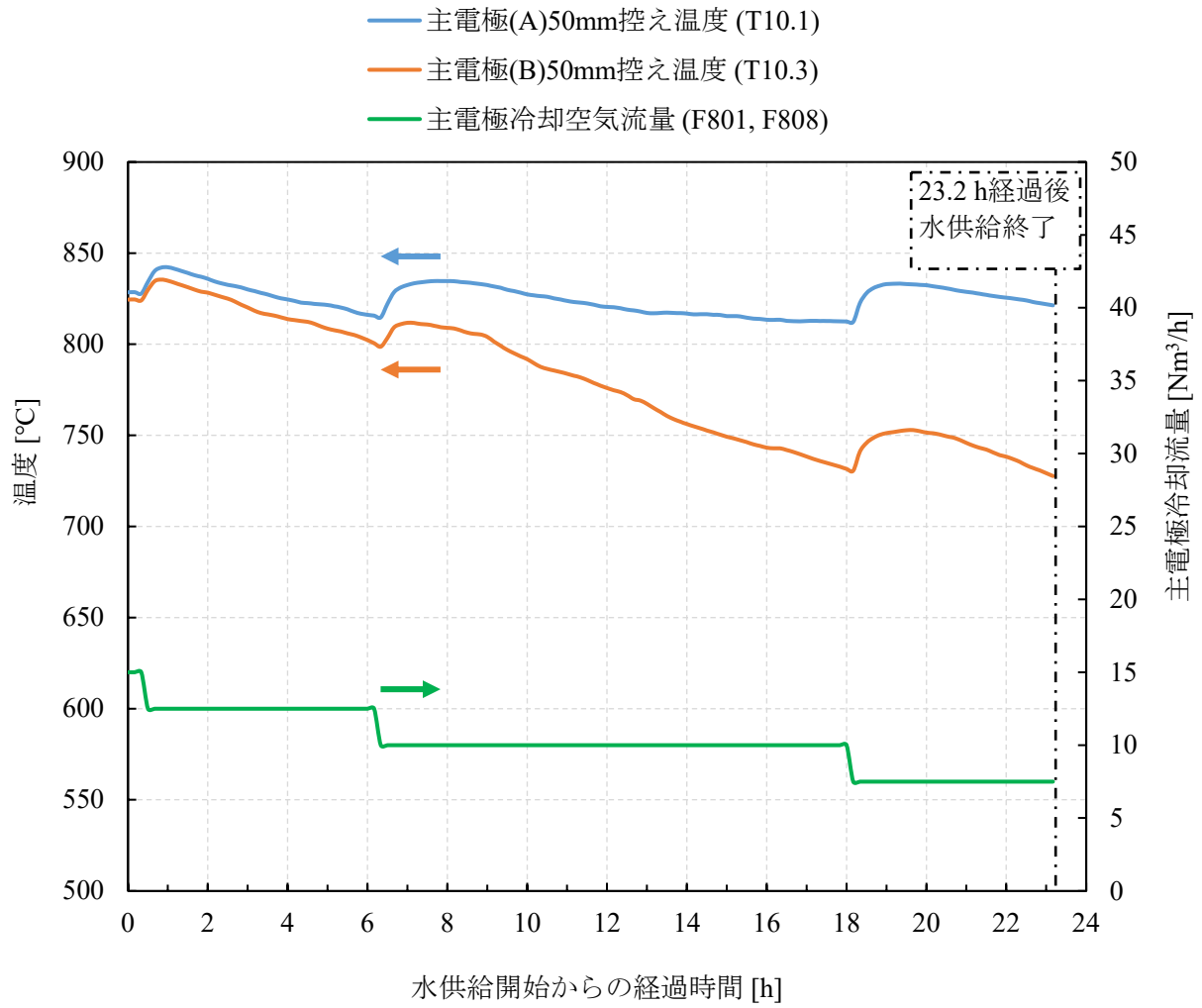


図 3-14 水供給中の主電極温度と主電極冷却空気流量の関係

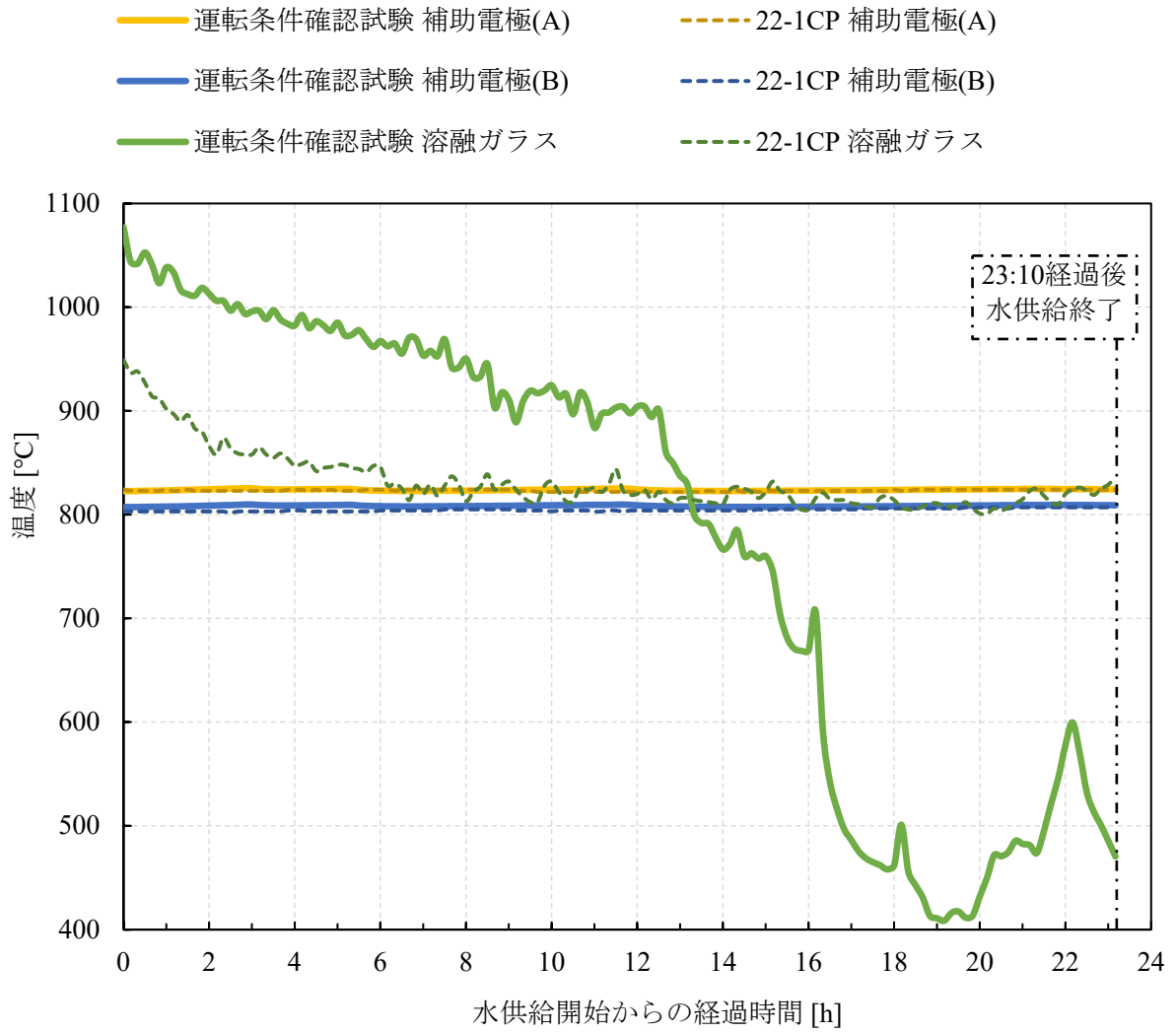


図 3-15 水供給中の補助電極温度とガラス溶融温度の比較

3.3. 模擬廃液供給試験

水供給試験に続いて、熔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熔融する定常運転中は、主電極間通電の有効電力（ $E_{w10.1}$ ）を39 kWに固定する。この条件下で、熔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本分のガラスを熔融・流下するプロセス（1バッチ）の間に熔融炉の状態を次に示す順で変化させる。

① 炉底低温

熔融槽上部のガラスを1100～1250℃の範囲に保ちガラスを熔融する一方で、白金族元素粒子の沈降速度を抑えるため、熔融槽下部を約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、熔融槽下部の温度を高める。

③ 流下

固化体容器へ熔融ガラスを約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熔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¹⁹。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. 供給と熔融のバランス

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300 kgのガラスを製造するため、ガラス製造速度は6.50 kg/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型の熔融炉では、ガラス製造速度は熔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号炉は熔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。熔融炉を安定的に運転するためには、ガラス原料の供給と熔融が

¹⁹ 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39 kW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²⁰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。

²⁰ 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(11/29 14:00)と高模擬3バッチ目(12/05 09:59)の熔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 $27.5 \text{ Nm}^3/\text{h}$ 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て比べると、低模擬8バッチ目は 360°C 、高模擬3バッチ目は 327°C である(図 3-18 ①)。

b. 熔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熔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、熔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²¹。

3.3.2. 熔融ガラス温度

熔融炉の最高使用温度は 1250°C 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、熔融ガラスの温度は 1250°C 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熔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°C 以上で熔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 $1100\sim 1250^\circ\text{C}$ 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号炉に常設の熔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熔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。熔融炉鉛直断面の図 3-17に緑色で示した部分が熔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 下の熔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、測温点が熔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。

²¹ 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 $1.5 \text{ Nm}^3/\text{h}$ 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

熔融ガラスの接液部耐火物には、クロミア・アルミナ系のMonofrax社製電鍍レンガ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⁵⁾ものの、熔融ガラスに浸漬した条件での浸食速度は0.03 mm/day^{7), 8)}と評価されており、熔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、熔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。熔融炉の中でも、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、熔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、熱伝導率が一樣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。

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

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、 $x = 0 [\text{mm}]$ 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ため、熔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、熔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⁹⁾。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。

熔融ガラスと主電極冷却チャン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）、測定点は熔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。

- 熔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) 冷却チャン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と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熔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、熔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 Nm³/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²²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熔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 $27.5 \text{ Nm}^3/\text{h}$ 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²³ため、高模擬4～7バッチ目では主電極冷却空気流量を $26.0 \text{ Nm}^3/\text{h}$ に下げ（p.57 脚注21も参照のこと）、主電極温度を $690 \sim 720 \text{ }^\circ\text{C}$ 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 $700 \sim 800 \text{ }^\circ\text{C}$ 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。

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

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 $x = 0 [\text{mm}]$ 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 $1100 \text{ }^\circ\text{C}$ 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 \dot{q} を次の式で算出した¹⁰⁾。

$$\dot{q} = (T_{\text{out}} - T_{\text{in}}) c_p \rho_{\text{std}} \dot{V} \quad (3-3)$$

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である。 c_p には $400 \text{ }^\circ\text{C}$ 乾燥空気の定圧比熱を用いた。 ρ_{std} と \dot{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 $27.5 \text{ Nm}^3/\text{h}$ 、希釈空気流量は $11 \text{ Nm}^3/\text{h}$ に固定

²² 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。

²³ 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 $720 \text{ }^\circ\text{C}$ 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²⁴に対しても同様に算出²⁵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²⁶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 °C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 °C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 °Cに調整すれば、溶融槽中心では850 °C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 °C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²⁷により、補助電極高さのガラス温度が850 °C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 °C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、モックアップ3号メルタ²⁸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。

²⁴ 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。

²⁵ 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 Nm³/h、(B)側が36 Nm³/hである。

²⁶ 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。

²⁷ 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5 A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ったMTFの電力盤では5 A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。

²⁸ 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る、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²⁹。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

²⁹ 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^{2)§2.2.1}。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熔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¹¹⁾。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時まで底部電極温度を720 °C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 °Cへ昇温

図 3-31(a)に、炉底加熱開始から流下までに終わるべきタスクをPERTダイアグラム³⁰で示した。図中の④ではHi-ONと底部電極温度720 °C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 °C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) 40 A、主底間電流 (Ei10.4) 20 Aから始め、30分毎に両方とも10 A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、120 A、100 A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バッチにかけて熔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 °C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 °C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

³⁰ 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²⁾。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¹²⁾。偏流が生じないように、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^{13), 14)}、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)³¹⁾。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12 kW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50 kg/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³²⁾)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。

³¹⁾ 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。

³²⁾ 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熔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³³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³⁴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するためには、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、粘性が低い熔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^{15), 16)}。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熔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³⁵ため速める、2段階の流速で制御する^{13), 14)}。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。

³³ 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；

$$(\text{炉底部平均温度}) = (T10.5[^\circ\text{C}] + T10.7[^\circ\text{C}] + T10.11[^\circ\text{C}]) / 3$$

³⁴ 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。

³⁵ 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、主電極上面が熔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までに熔融する約32kgと、Lo-ONからHi-ONまでに熔融する約242 kgに加え、約26 kgのガラスを熔融する必要がある、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10 A、主底間電流を0 A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100 kg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（バッチ毎の詳細な推移は付録 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^{14), 15)}、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250 kg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290 kg到達時の流下速度が100～120 kg/hとなるよう調整する。流下重量が290 kg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290 kg到達時）の目標流下速度を80～100 kg/hとしており、その際のオーバーシュート量は4～5 kg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±20 kg/h（最大150 kg/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150 kg/h以下とすればオーバ

ーシュート量が10 kg以下になり、正味の流下重量を300 kg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 Nm³/hまで上昇させ、底部電極温度が470 °C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 Nm³/hまで上昇させ、底部電極温度（T10.11）が470 °C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 °C/minよりも小さくなり、470 °C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 Nm³/hまでの上昇にかかる時間を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 °C/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 °C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¹⁷⁾。

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¹¹⁾。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 [Ω]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。

$$R_1 = \hat{R}_1 \frac{\rho(1000 [^{\circ}\text{C}])}{\rho(T [^{\circ}\text{C}])} \quad (3-4)$$

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

$$\hat{R}_1 = \frac{E_{\text{eff}}}{I_{\text{eff}}} \quad (3-5)$$

また、 ρ [$\Omega \cdot \text{m}$]は温度 T [$^{\circ}\text{C}$]における熔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 $^{\circ}\text{C}$ 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¹⁸⁾。

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

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 として熔融ガラス温度計 (T10.27) の計測値を用いる。2号炉を用いた運転では、Hi-ON時³⁷⁾の主電極間補正抵抗値 R_1 が0.10 Ω 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^{19), 20)}。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³⁸⁾。

³⁶⁾ 熔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_{eff} とおいたとき、線形回路ならば $P_{\text{eff}}/I_{\text{eff}}^2$ と式(3-5)の値は計測誤差の範囲内で一致するはずだが、熔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 \hat{R} は物質的性質としての抵抗ではないが²²⁾、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 $[\Omega]$ を使っている。

³⁷⁾ ガラス液位の変化に伴い、主電極間にある熔融ガラス (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の測温点が熔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。

³⁸⁾ 今回の試験では熔融ガラスの組成を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、熔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 \hat{R}_1 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熔融ガラスの温度が高く比抵抗が小さい熔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樣に流れると考える。主電極に挟まれた熔融ガラスに比抵抗の定義式

$$R = \rho \frac{L}{S} \quad (3-7)$$

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号炉で熔融ガラスの比抵抗 ρ が変わらなければ、

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

となる。上の式の最右辺で「 \approx 」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³⁹も含めれば、この値は $R^{3\text{号炉}}/R^{2\text{号炉}} = 1.49$ になる。また、主電極間電流を図 3-47に示す熔融ガラスの鉛直断面全体に亘って一樣に流れると考えれば、2号炉と3号炉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、 $R^{3\text{号炉}}/R^{2\text{号炉}}$ 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号炉における主電極間抵抗値は2号炉に比べて大きくなることが予想され、これは、3号炉は2号炉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⁴⁰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、熔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

³⁹ 主電極上面の面積は、設計寸法によれば、2号炉では0.0780 m²、3号炉では0.0350 m²である。

⁴⁰ 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。

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、熔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 $0.10\ \Omega$ 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（熔融炉盤電力盤）、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²¹⁾。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 $0.10\ \Omega$ から保守側に $0.12\ \Omega$ 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の熔融ガラス抵抗値に換算した量で、次のように計算される⁴¹⁾。

$$\hat{R}_2 = \frac{E_{\text{eff}}}{I_{\text{eff}}} \quad (3-9)$$

ここで E_{eff} と I_{eff} 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^{rms}]と実効電流[A^{rms}]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[°C]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¹¹⁾p.22。

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

⁴¹⁾ 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なく、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²³⁾。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⁴²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。

$$\begin{aligned} & (n \text{バッチ目流下後の炉底低温運転移行時間}) \\ & \equiv (n + 1 \text{バッチ目の補助電極} 820^\circ\text{C到達時刻}) \\ & \quad - (n \text{バッチ目流下完了時刻}) \end{aligned} \tag{3-10}$$

ここで、 $n = 1, 2, 3, \dots$ 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 Nm³/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

⁴² 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。

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に近い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10.3 h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10.3 h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。

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

バッチ	主電極冷却空気 流量 [Nm ³ /h]	主電極温度 ⁴³ [°C]	炉底720°C 到達時間 ⁴⁴ [h]	炉底低温運転 移行時間 ⁴⁵ [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 脚注46

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] ¹⁴⁾
0～100	—	60～80
100～250	70分未満	110～140
	70～80分	130～160
	80分以上	150～180

⁴³ 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 °C刻みで表示。

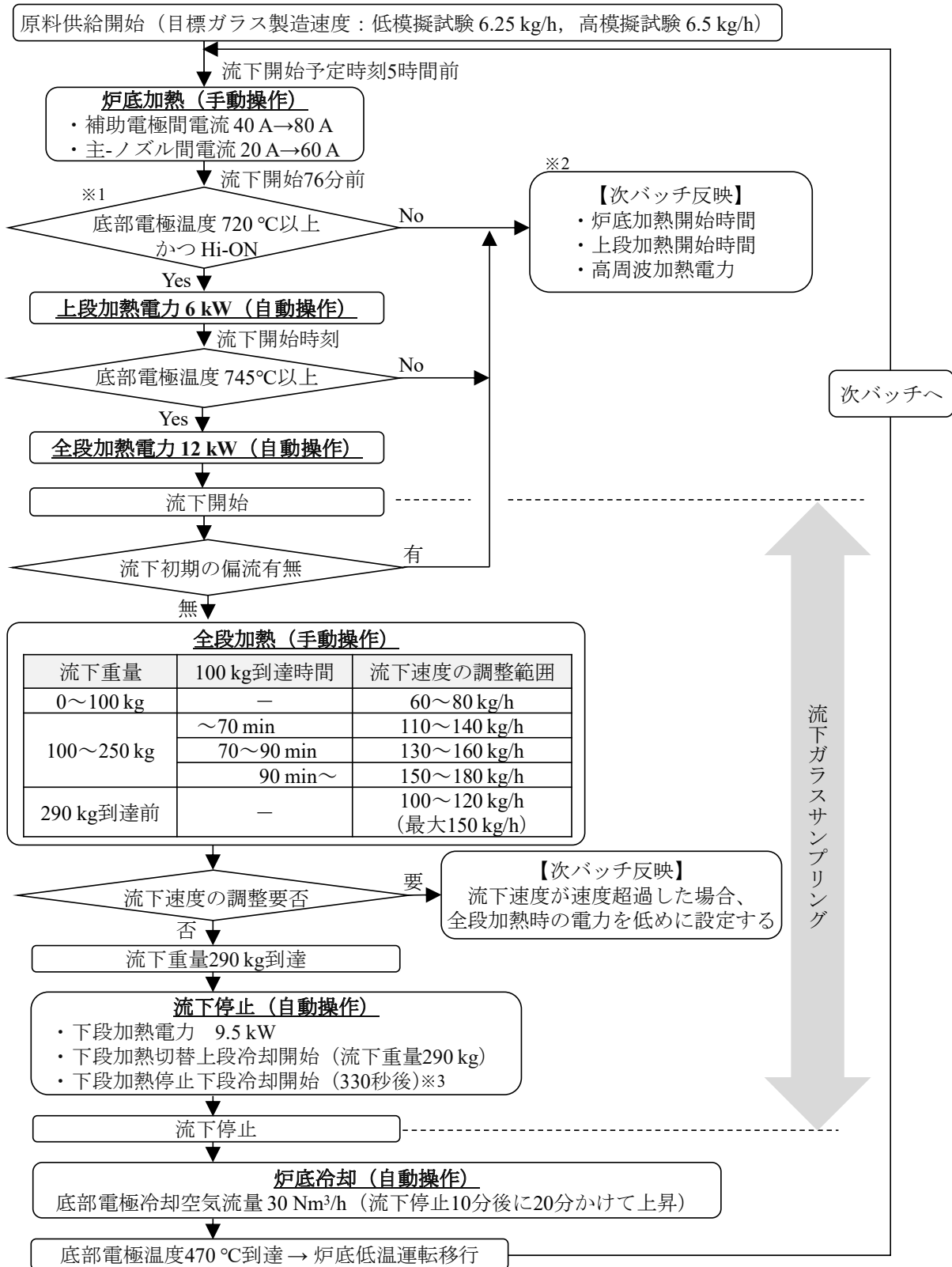
⁴⁴ 炉底加熱開始から底部電極温度（T10.11）が720 °Cへ昇温するまでの時間。詳細は第3.3.7項と図 3-31(c)を参照。

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

⁴⁶ 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熔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。

表 3-12 各バッチの流下所要時間

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



※1 Hi-ON前に底部電極温度が720 °C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

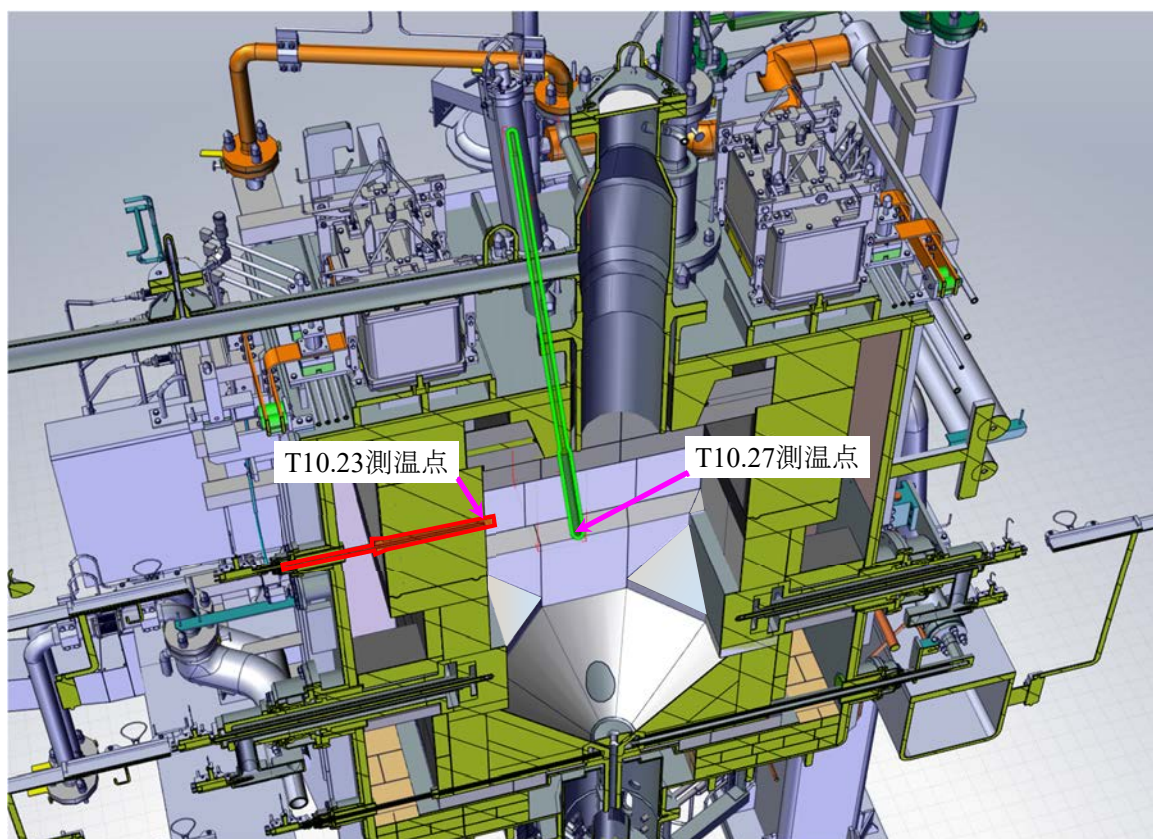


図 3-17 熔融ガラス温度計（引上げ位置）と気相部温度計

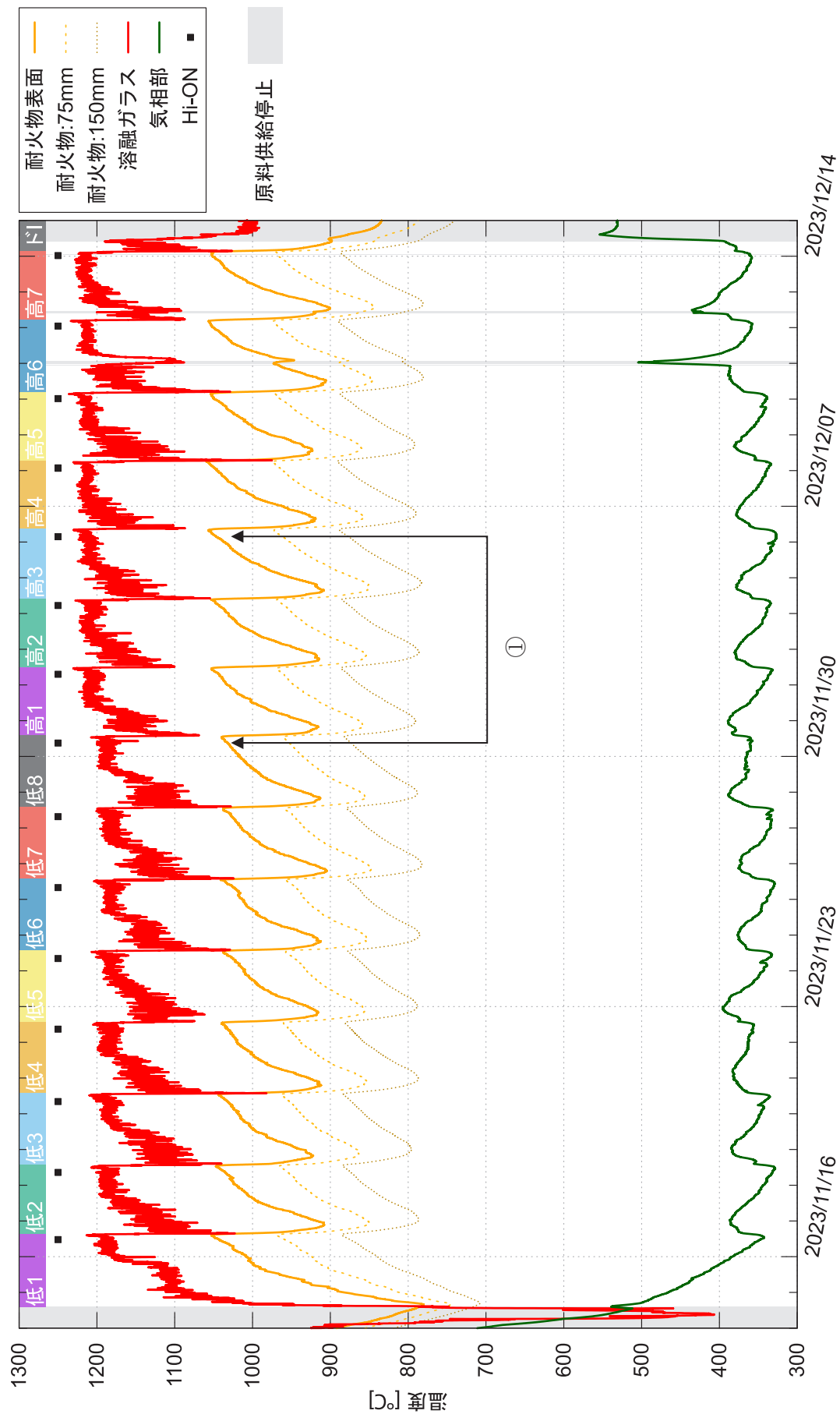


図 3-18 定常運転時の溶融ガラス、側壁耐火物表面、気相部温度

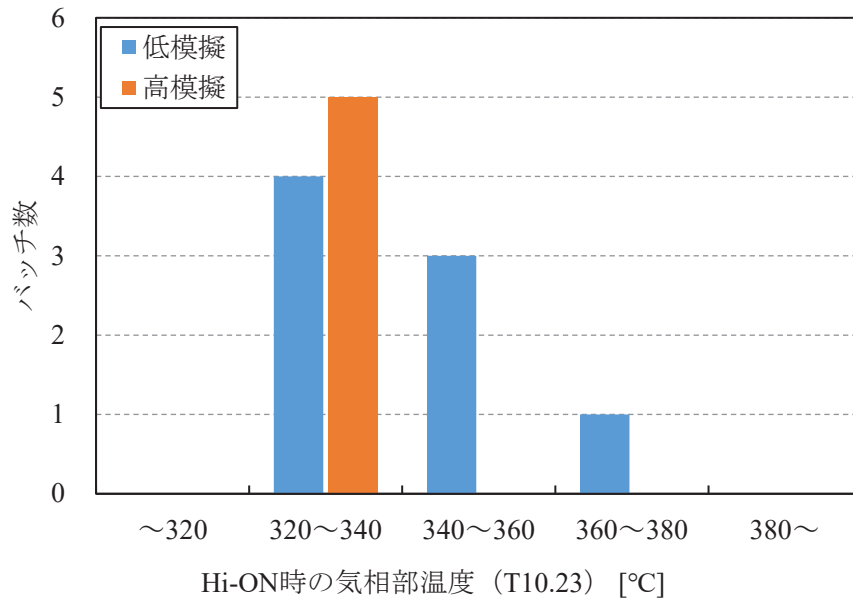


図 3-19 低模擬試験と高模擬試験のHi-ON時気相部温度の度数分布⁴⁷

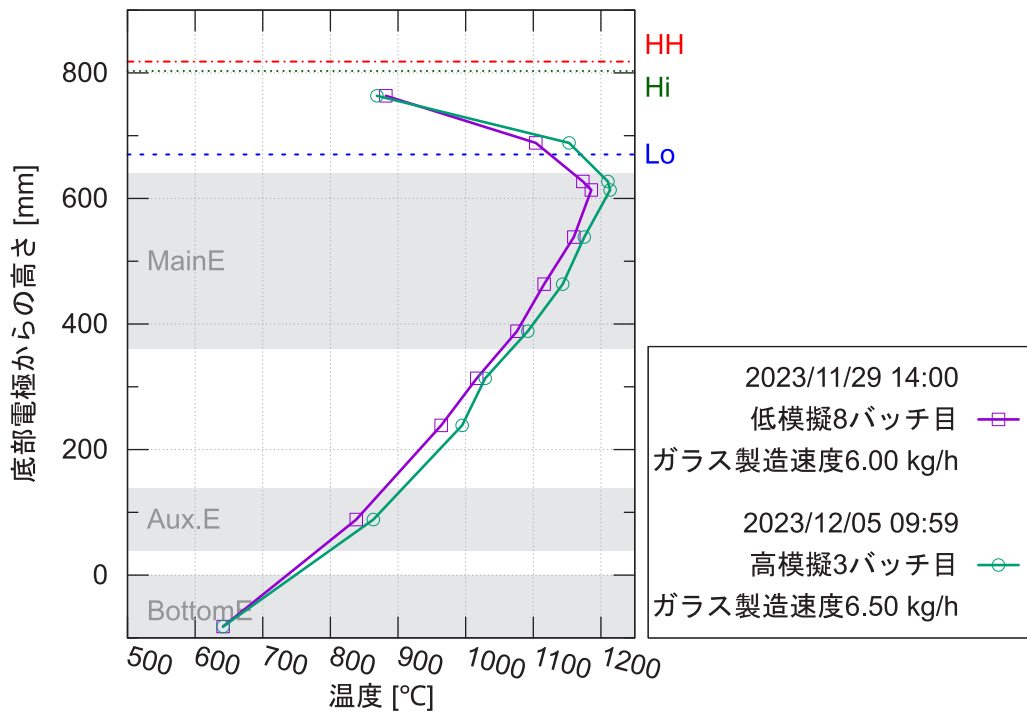


図 3-20 低模擬8バッチ目と高模擬3バッチ目のガラス温度分布
(Lo-ONからのガラス製造量129.3 kg時点)

⁴⁷ 1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。

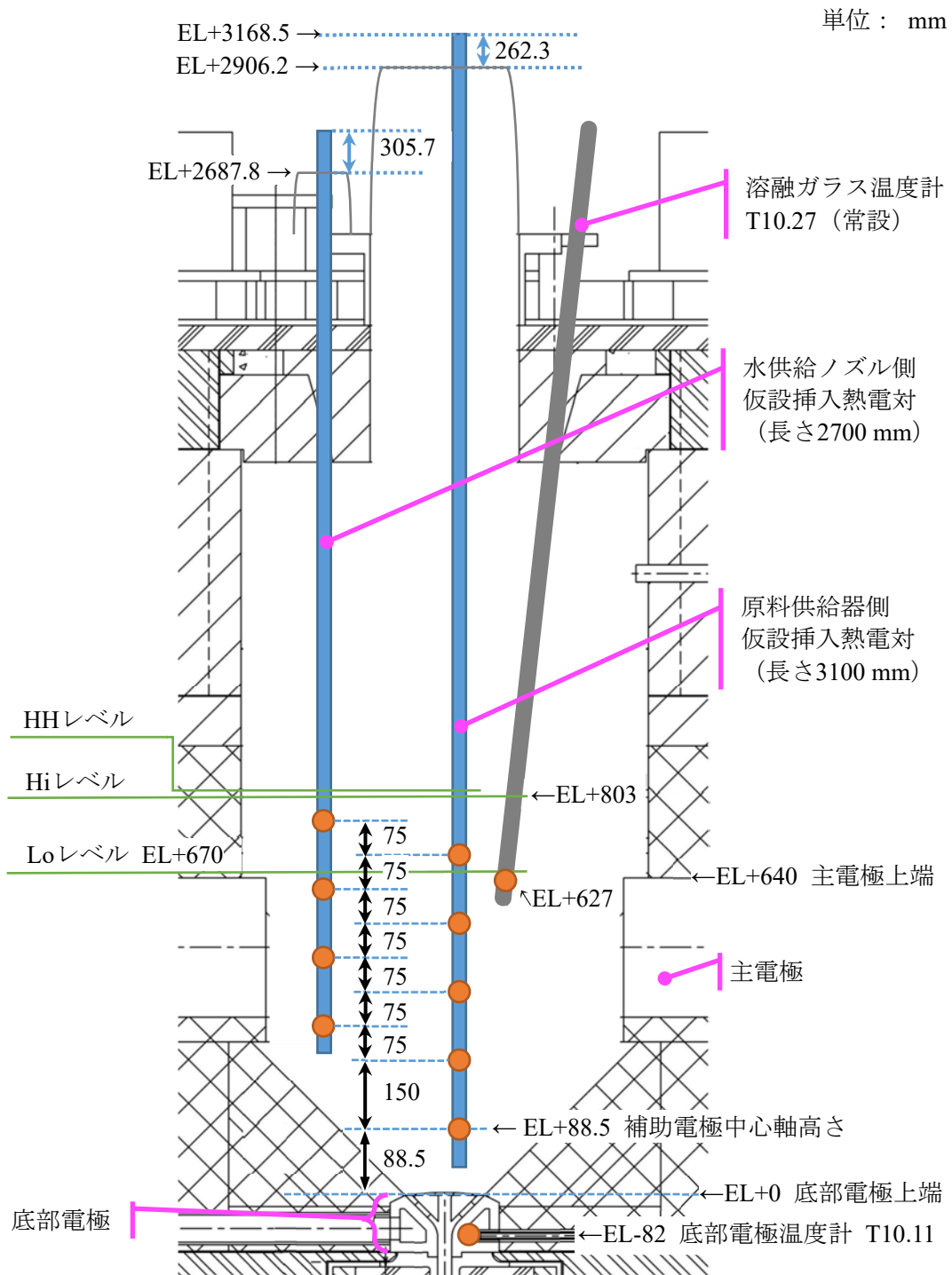


図 3-21 熔融ガラス温度分布計測時の測温点の鉛直方向位置

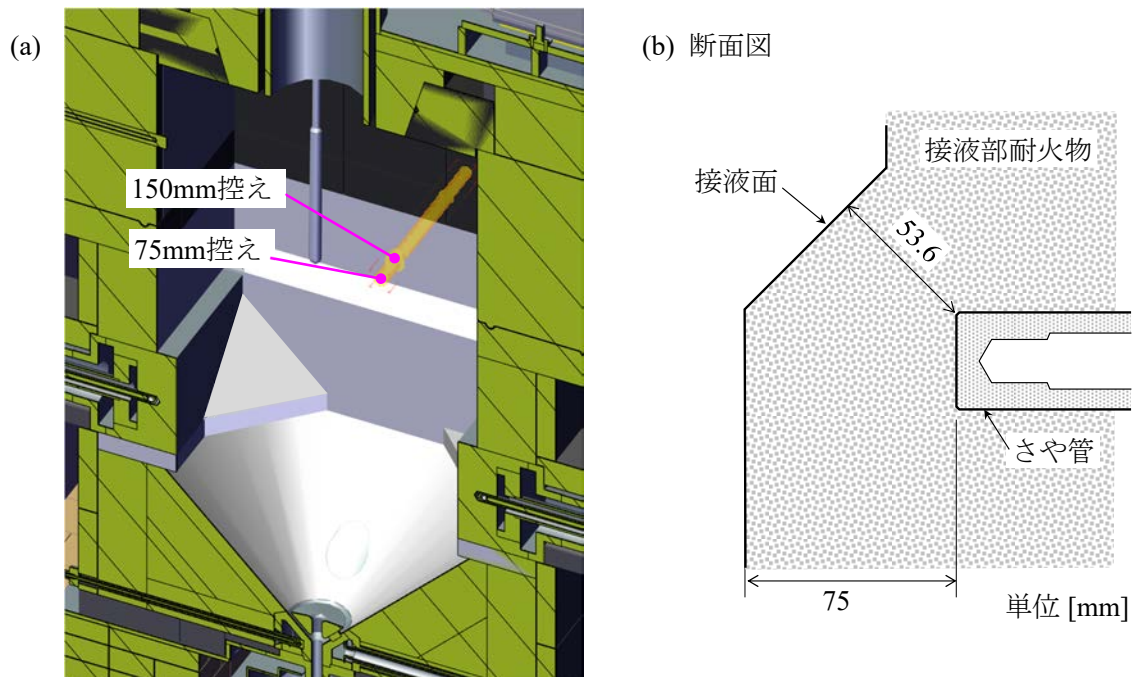


図 3-22 側壁耐火物75 mm控え、150 mm控え温度計の設置位置

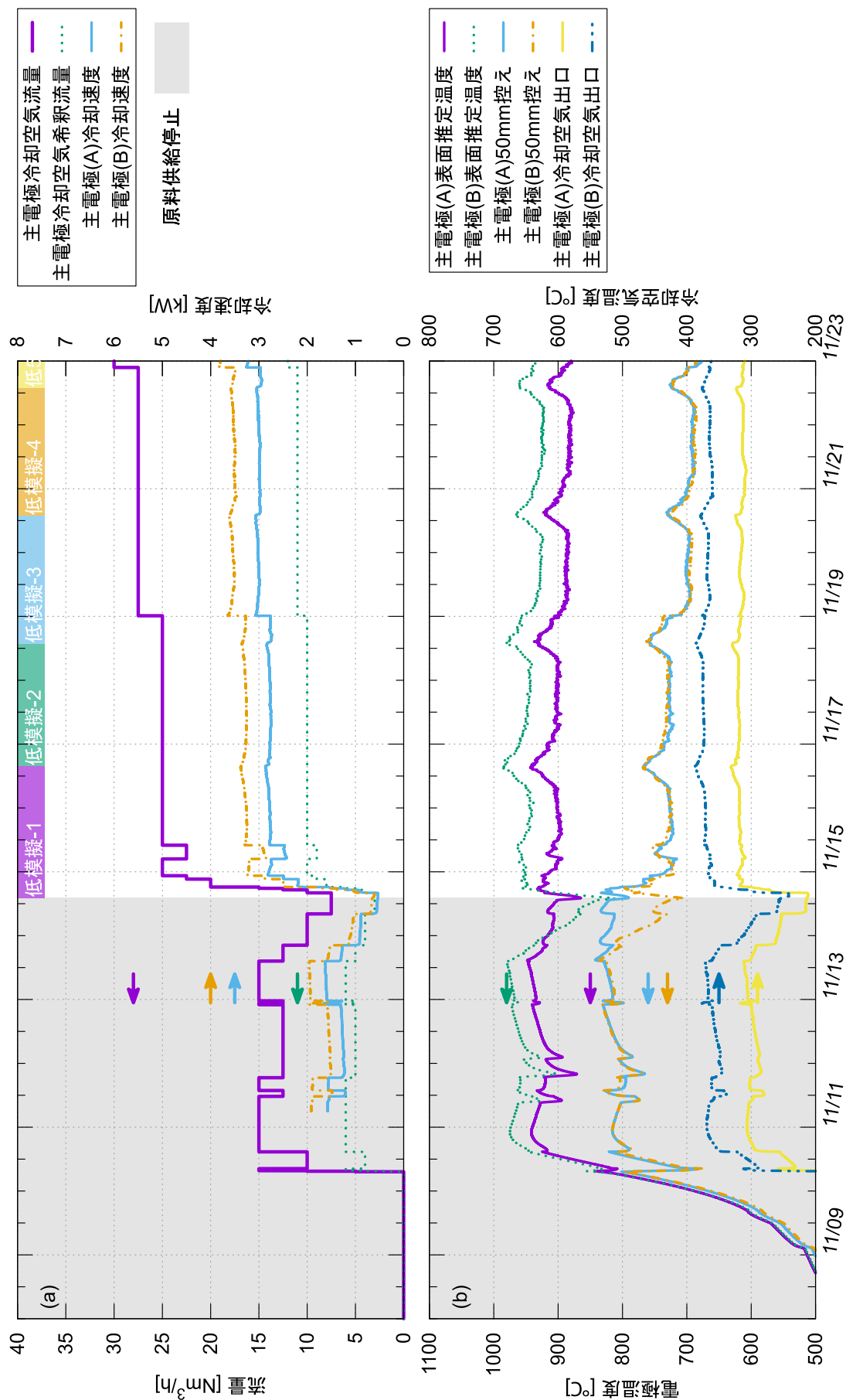


図 3-23 主電極冷却と主電極温度の推移 (1/3)

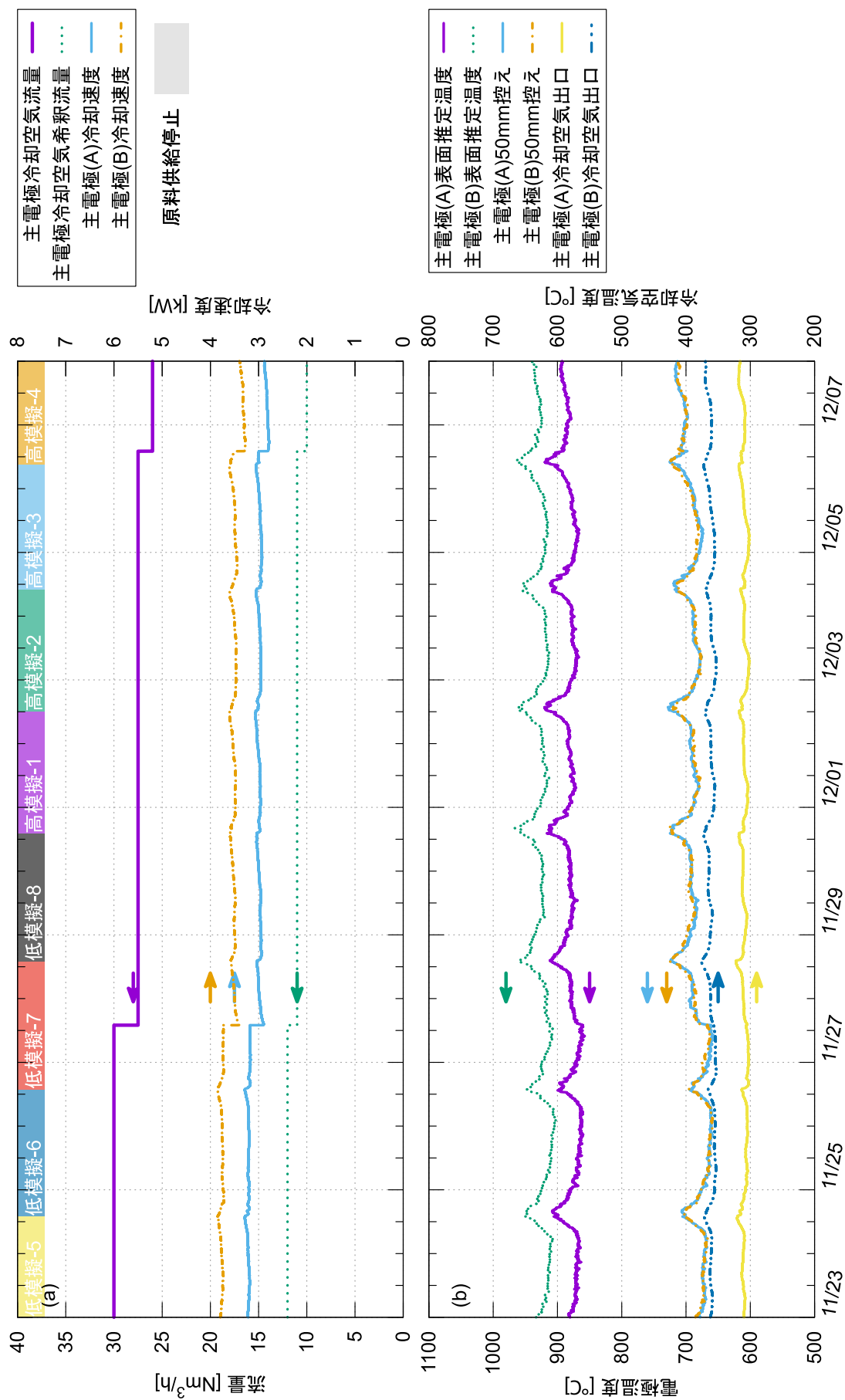


図 3-23 主電極冷却と主電極温度の推移 (2/3)

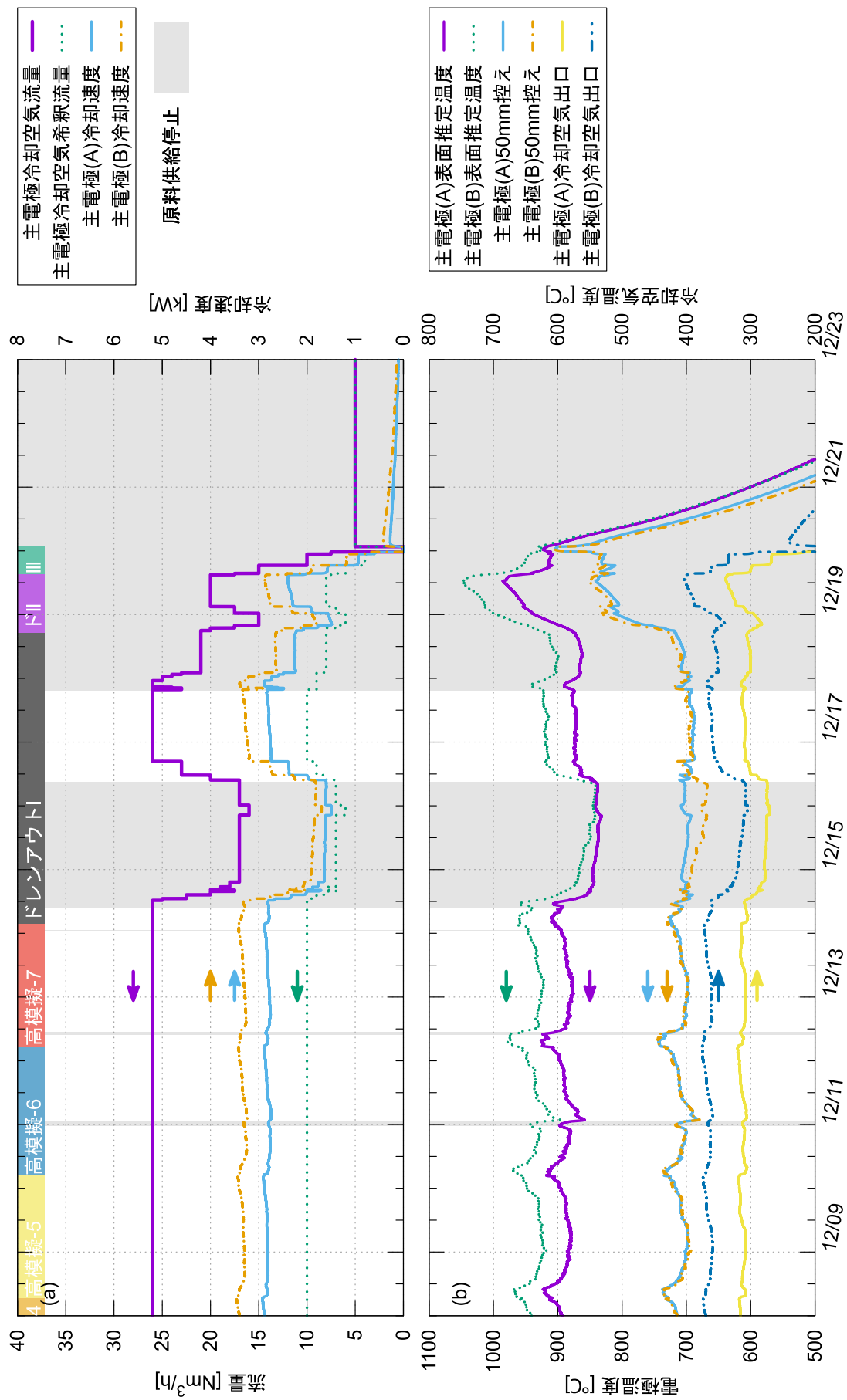


図 3-23 主電極冷却と主電極温度の推移 (3/3)

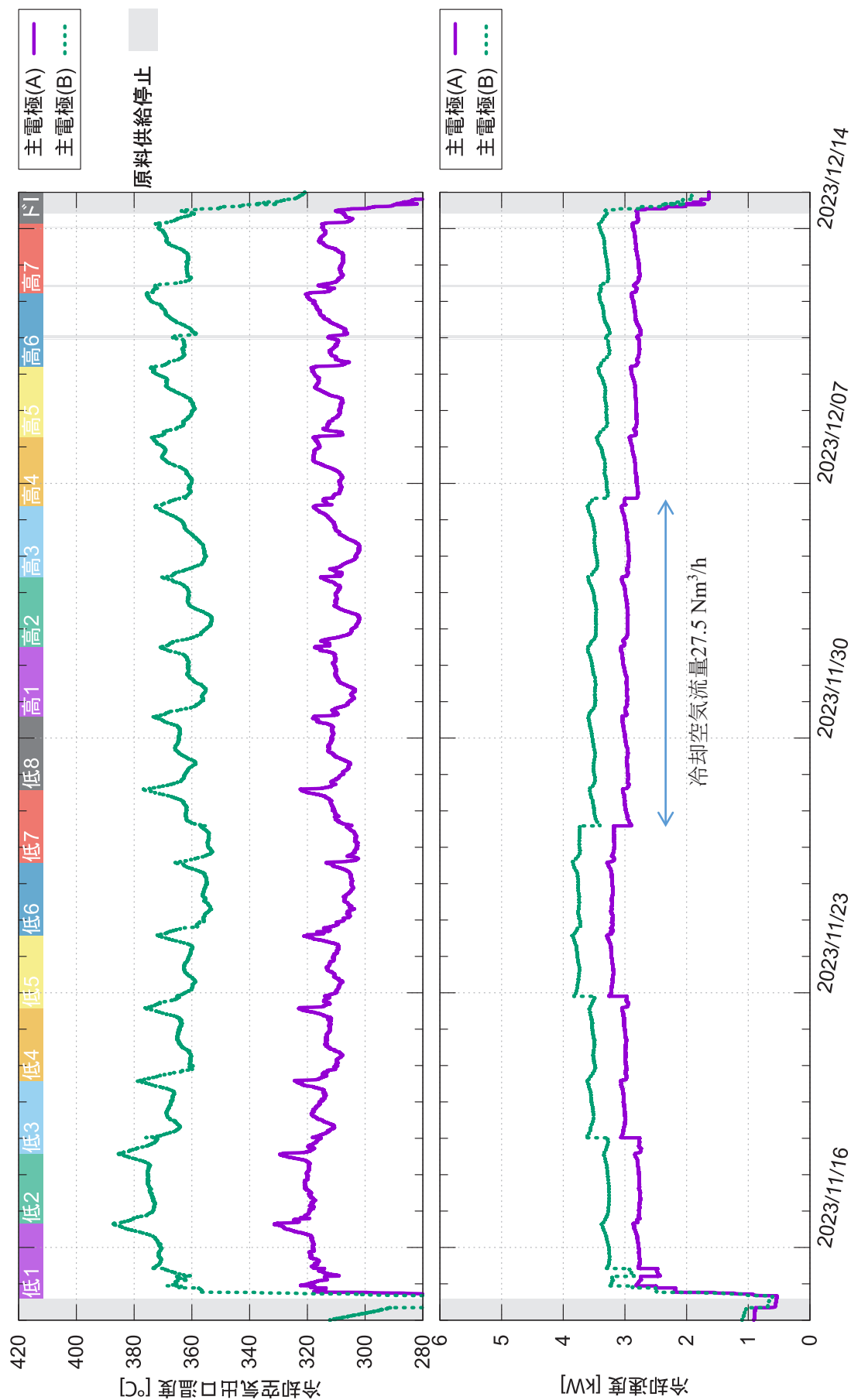


図 3-24 定常運転中の主電極冷却 (TVF3号炉運転条件確認試験)

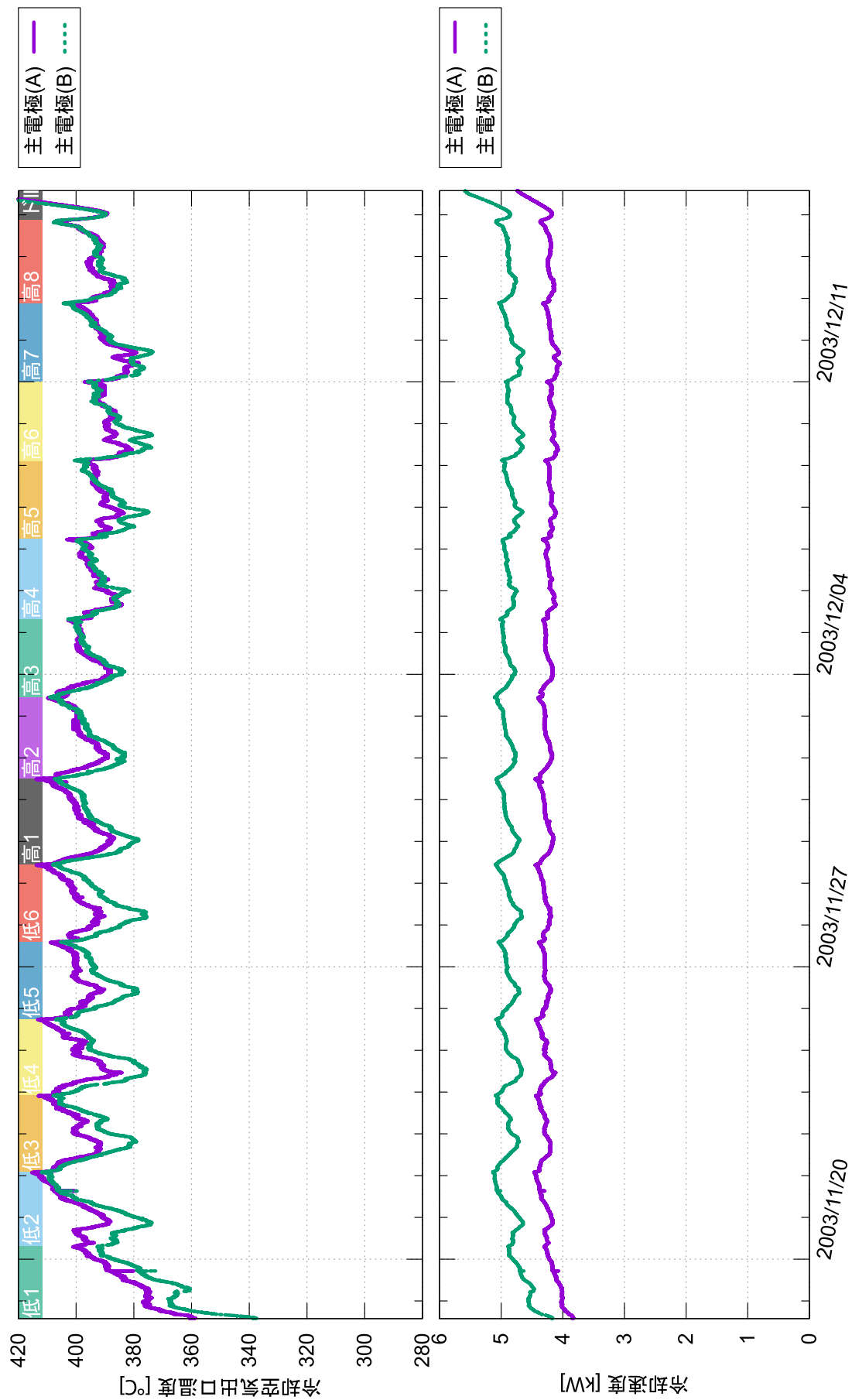


図 3-25 定常運転中の主電極冷却 (TVF2号炉作動試験)

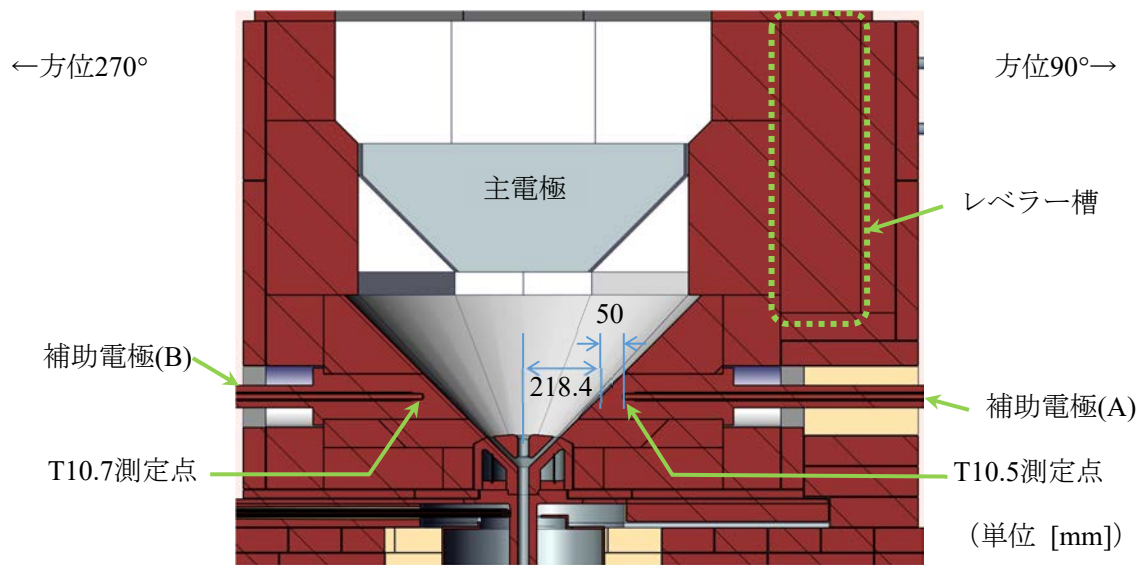


図 3-26 補助電極温度測定点

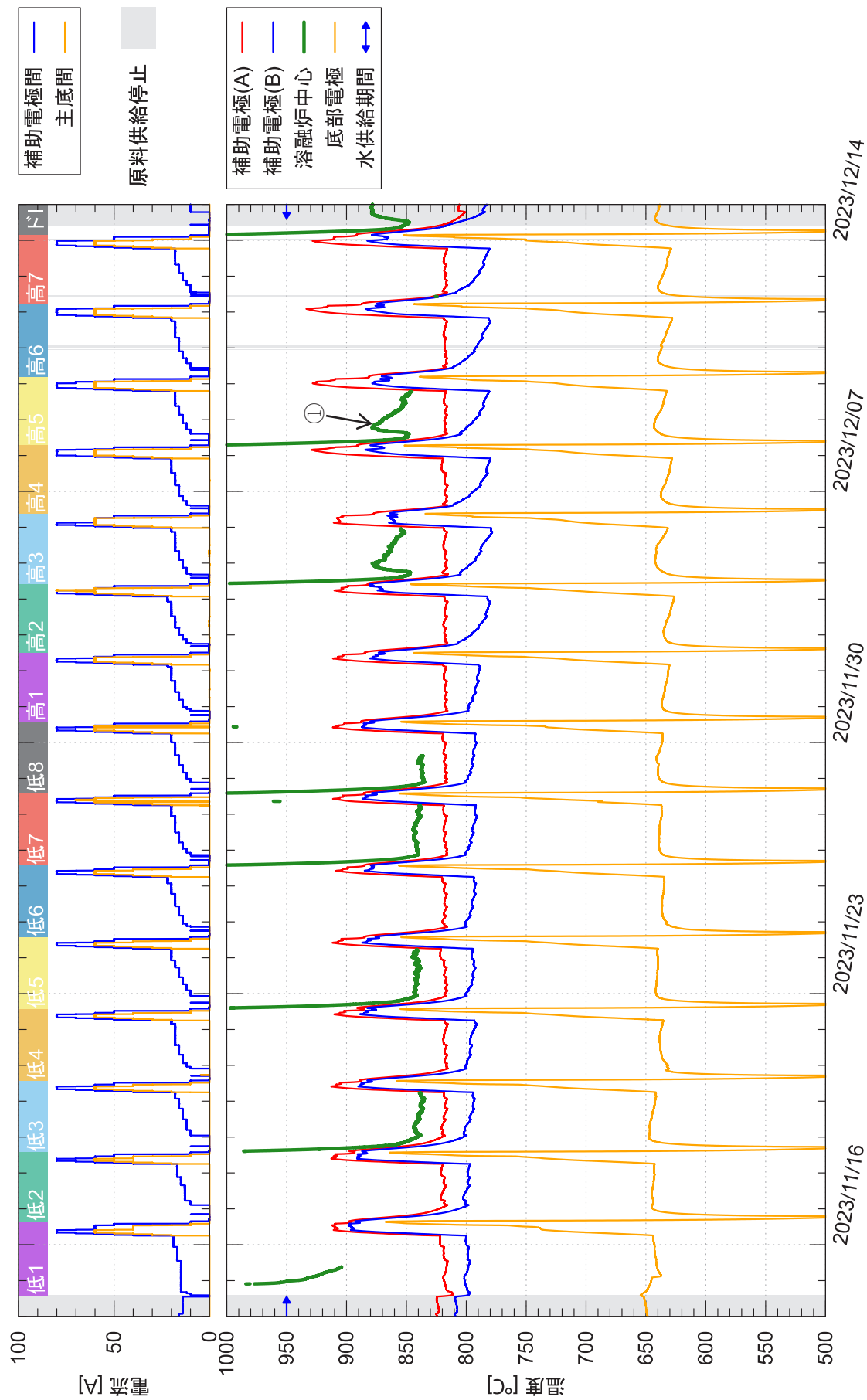


図 3-27 補助電極50 mm控え温度と補助電極間通電電力

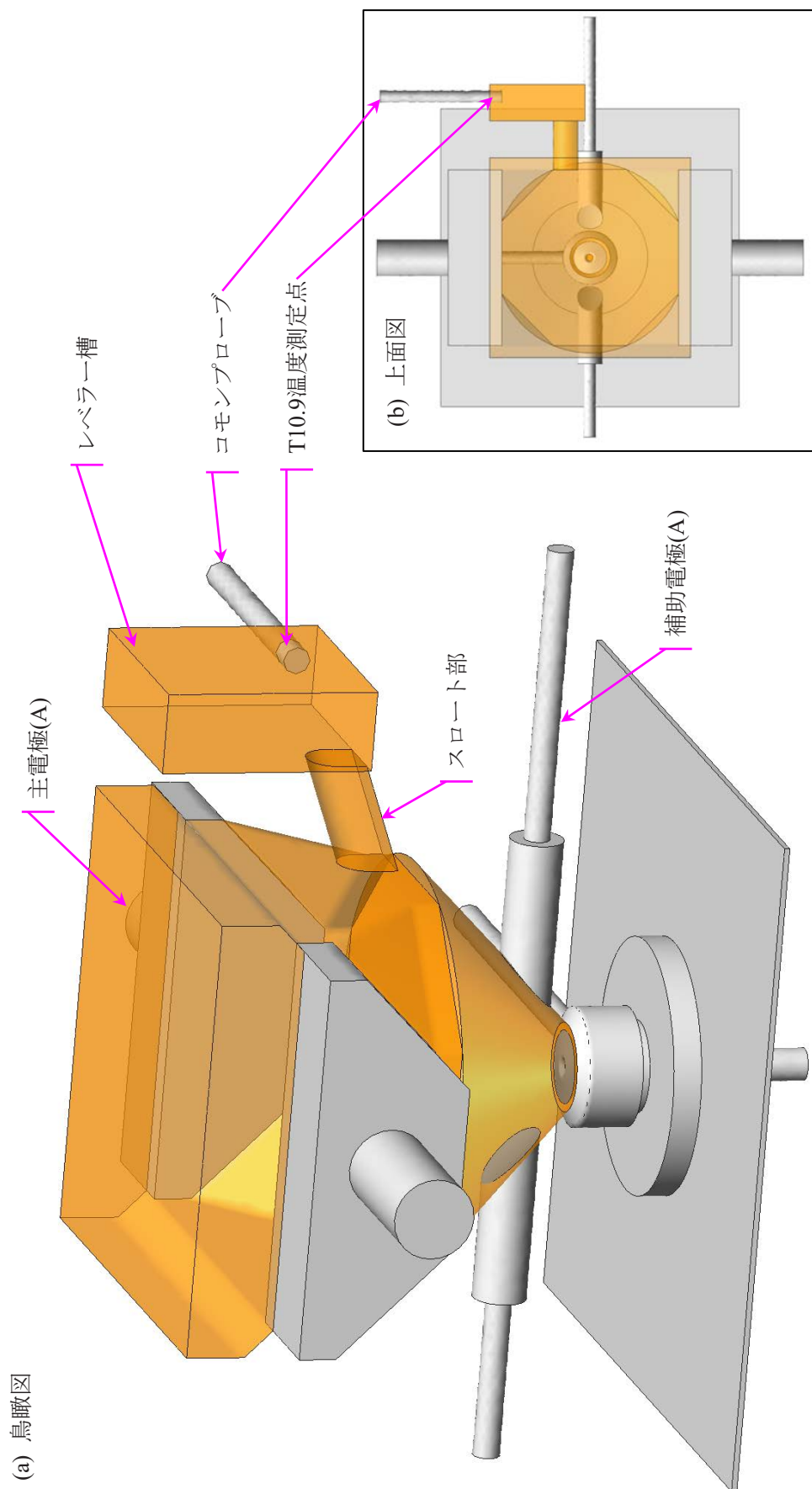


図 3-28 レベラー槽とコモンプローブの位置関係

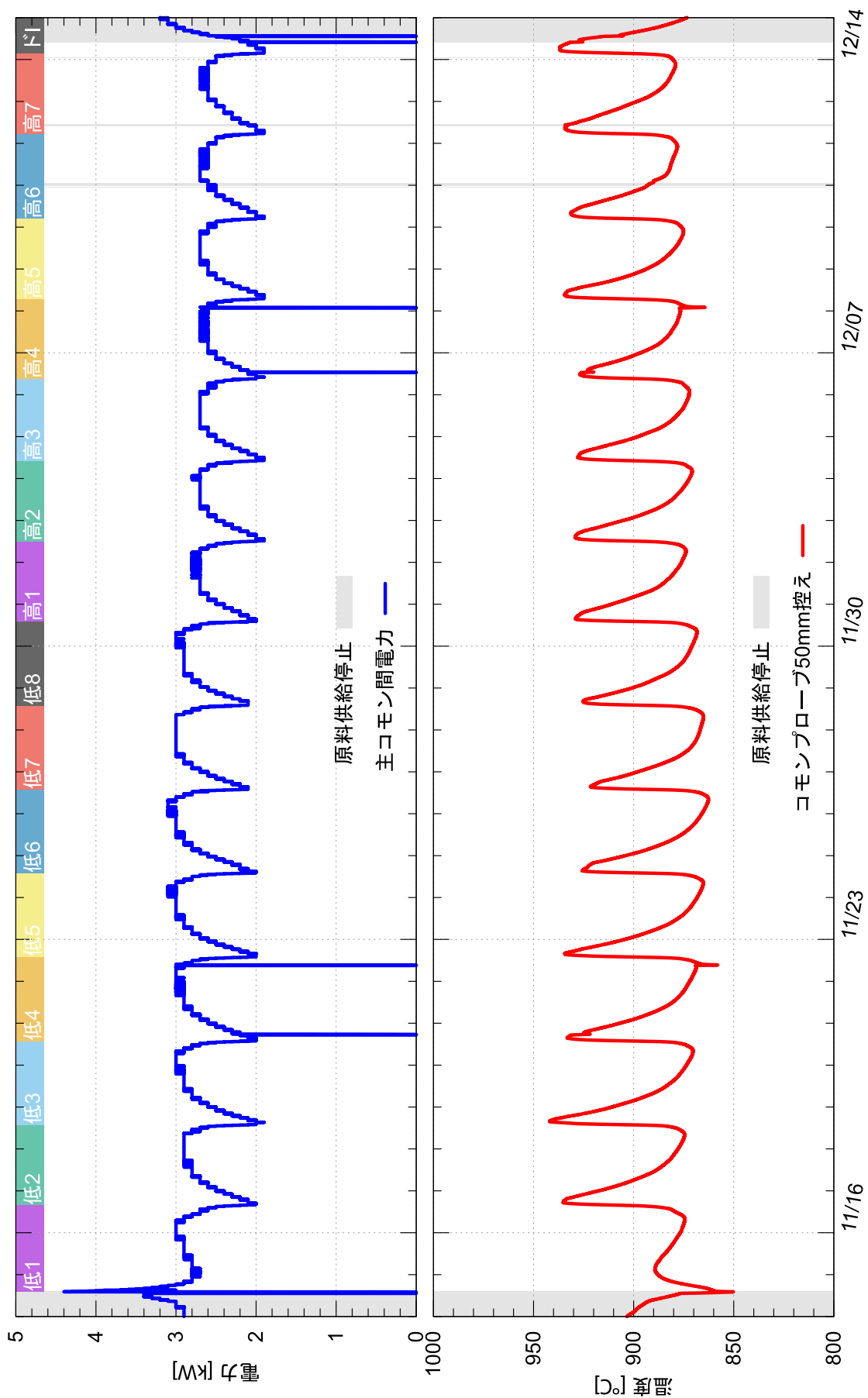


図 3-29 コモンプローブ50 mm控え温度と主コモン間通電力

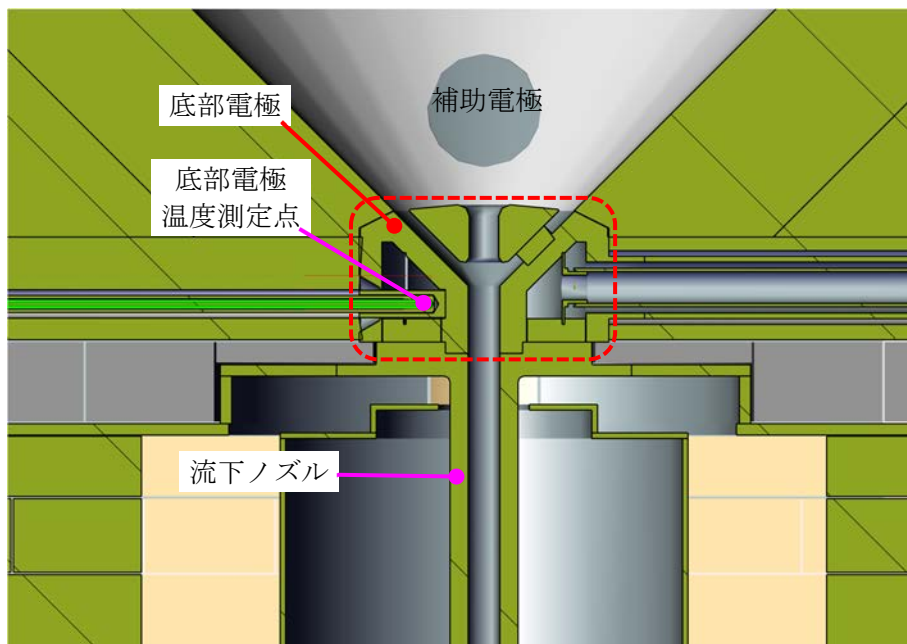
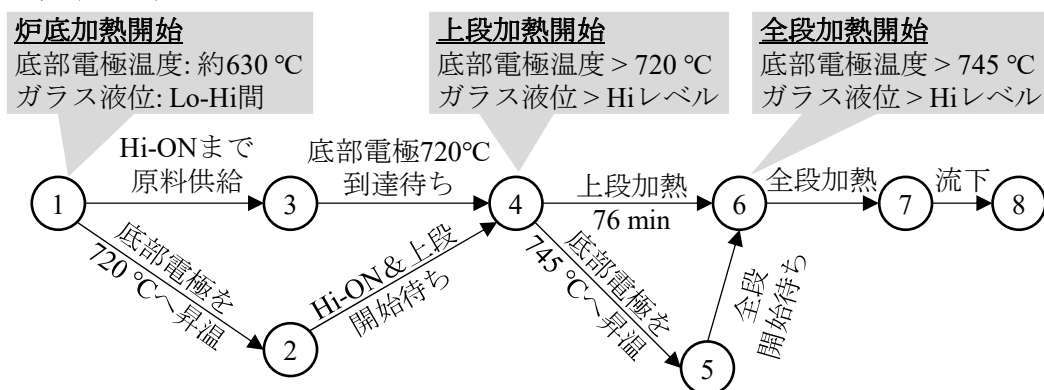
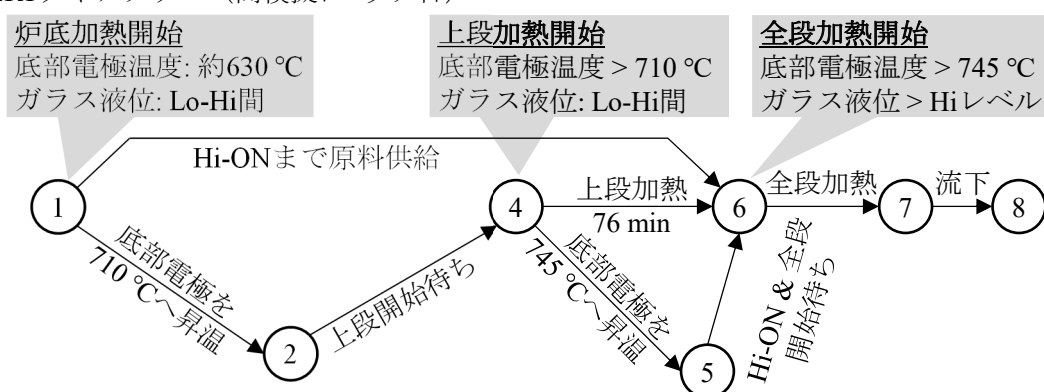


図 3-30 底部電極付近の断面模式図

(a) PERTダイアグラム



(b) PERTダイアグラム (高模擬7バッチ目)



(c) 炉底加熱時間の内訳

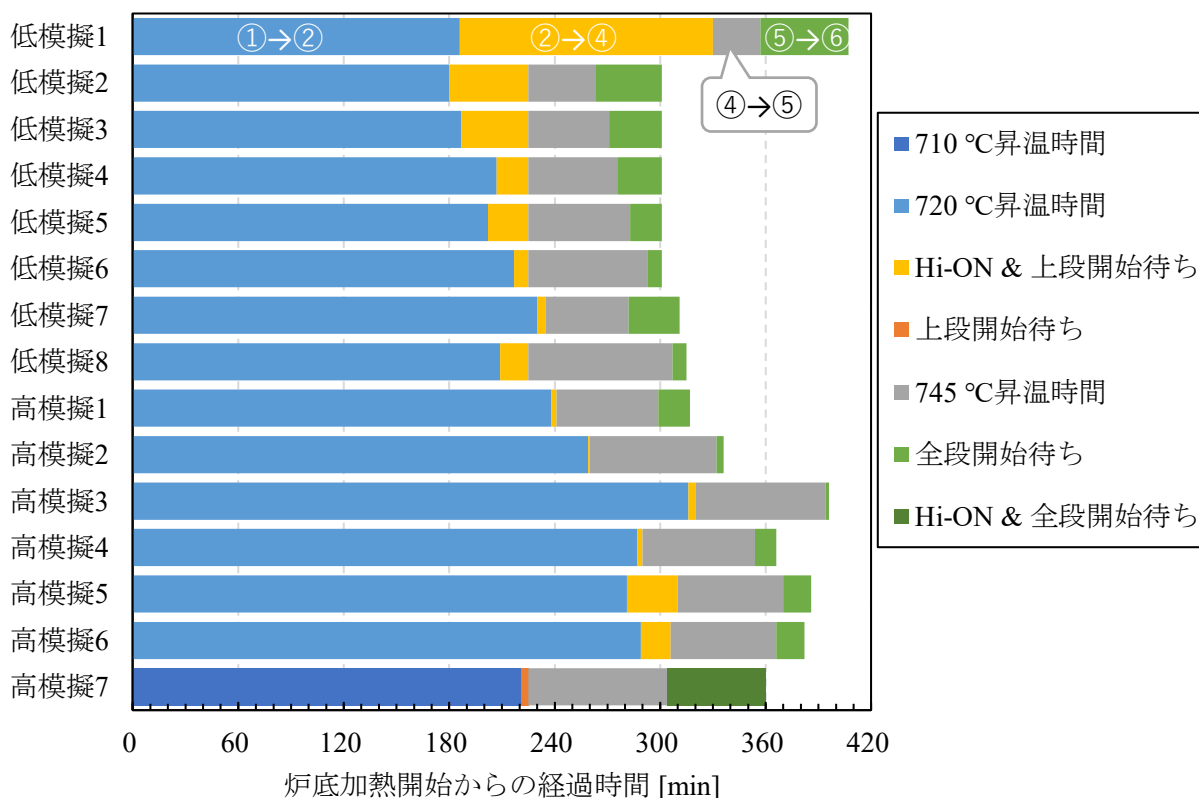
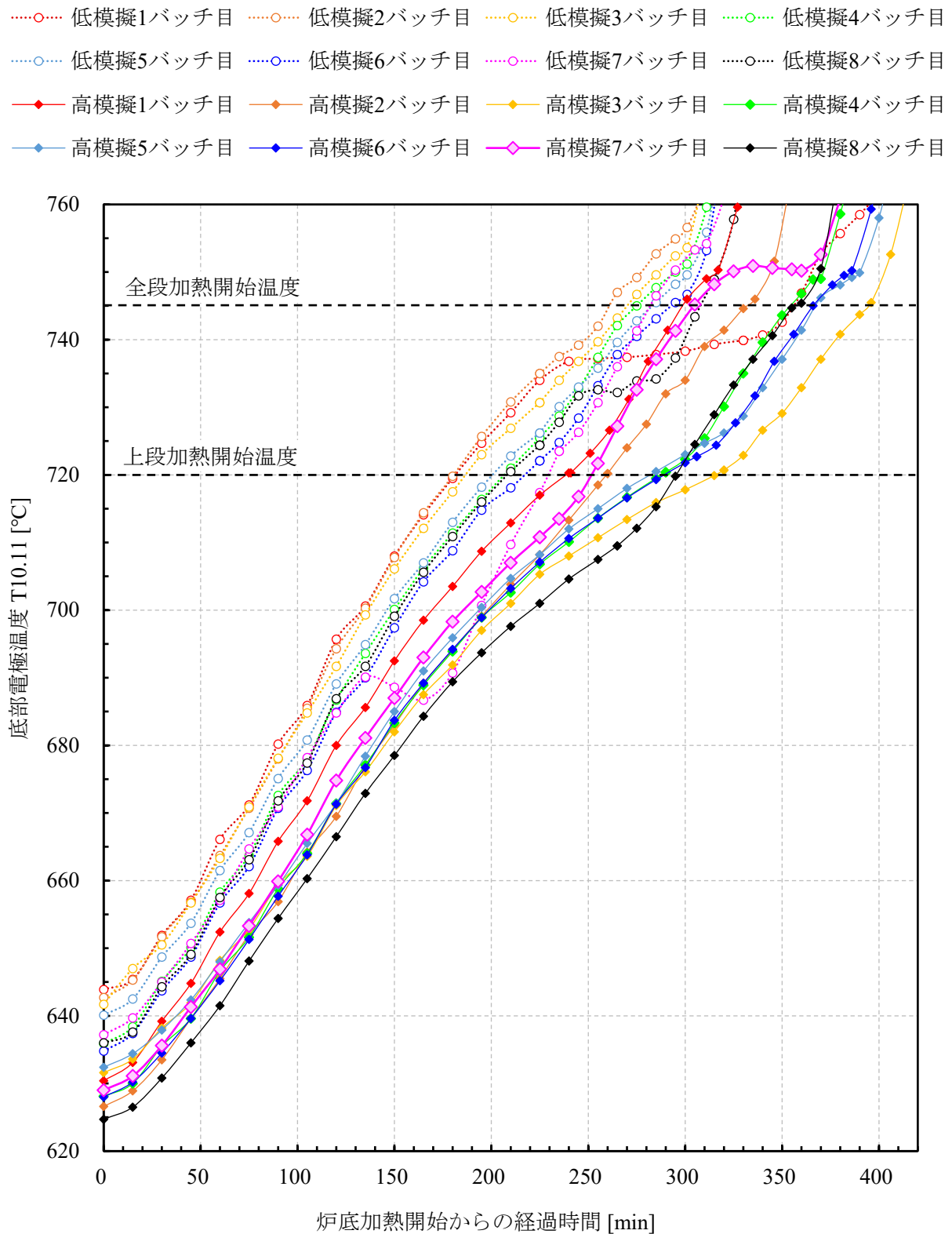
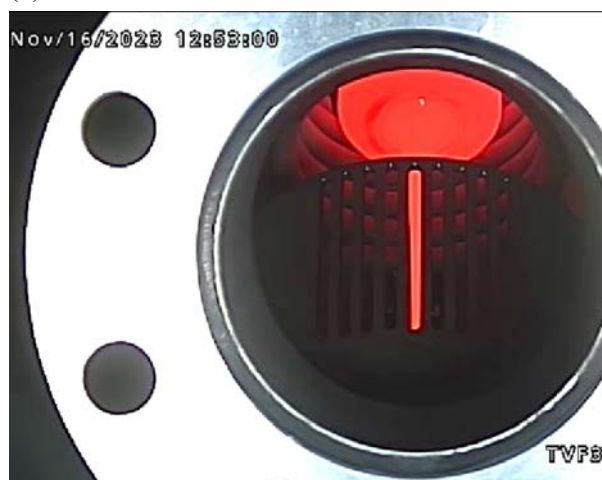


図 3-31 炉底加熱開始から流下までのPERTダイアグラムと所要時間の内訳

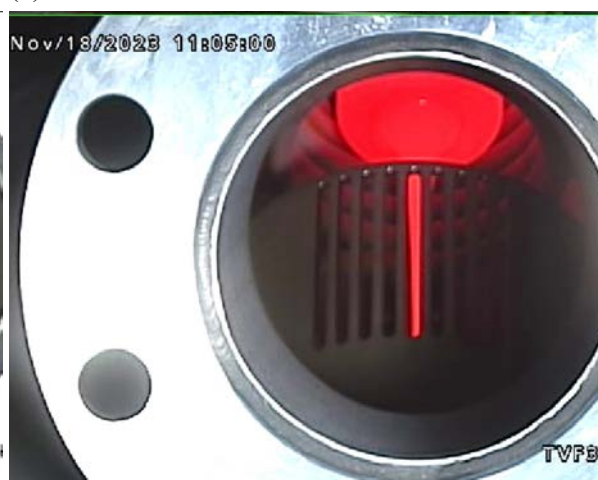
図 3-32 炉底加熱時の底部電極温度推移⁴⁸

⁴⁸ 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。

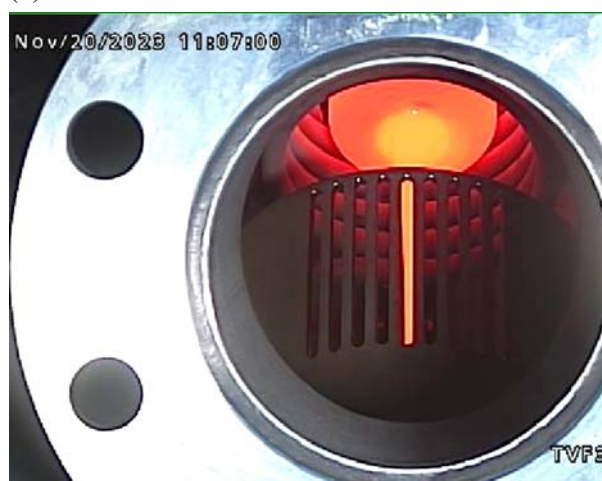
(1) 低模擬1バッチ目



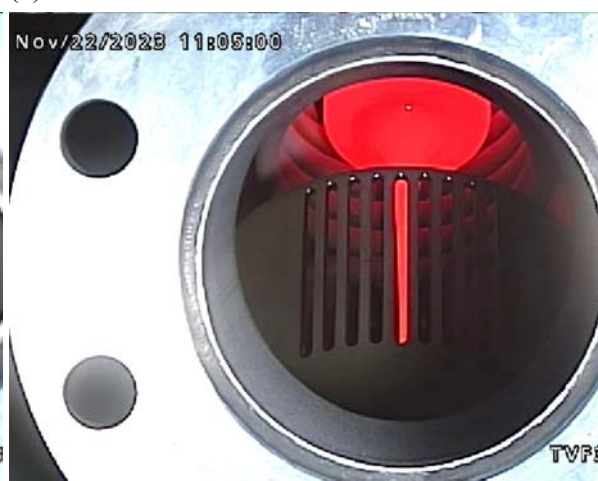
(2) 低模擬2バッチ目



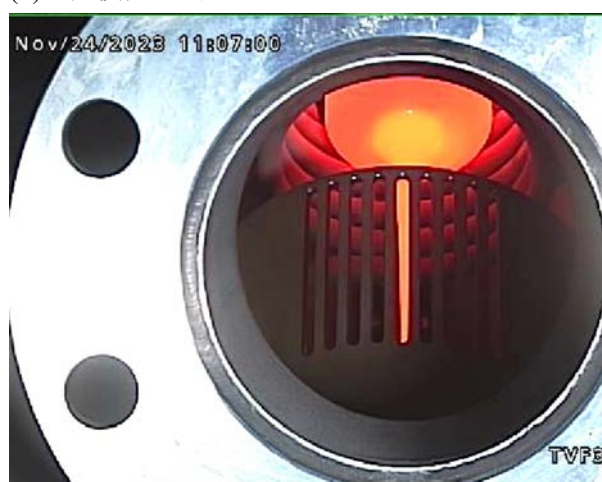
(3) 低模擬3バッチ目



(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

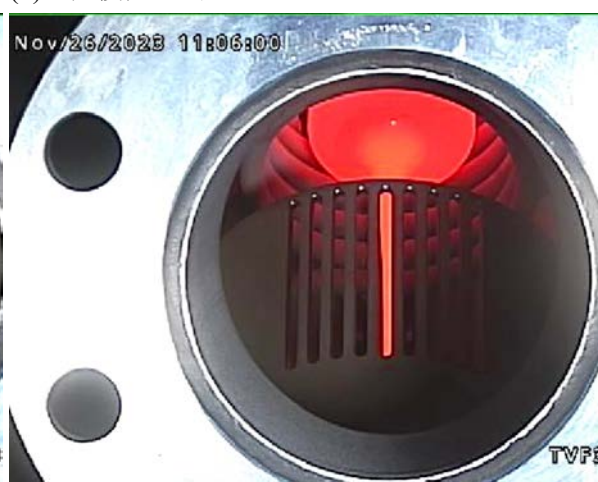
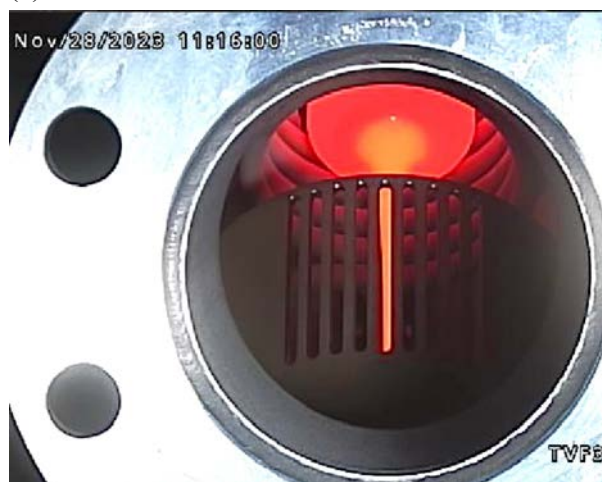


図 3-33 本流下開始時の流下ノズル監視カメラ画像 (1/3)

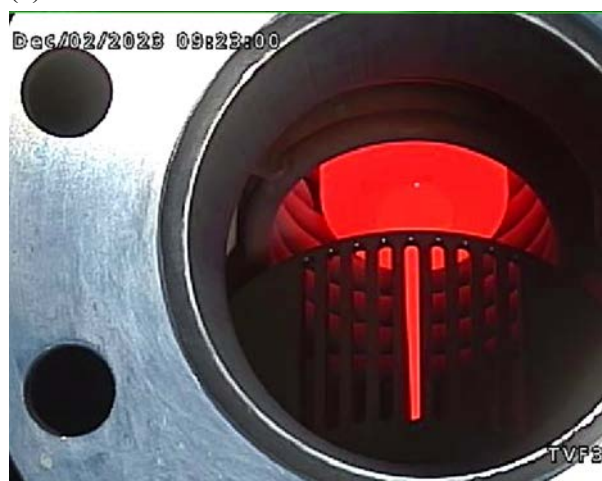
(7) 低模擬7バッチ目



(8) 低模擬8バッチ目



(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

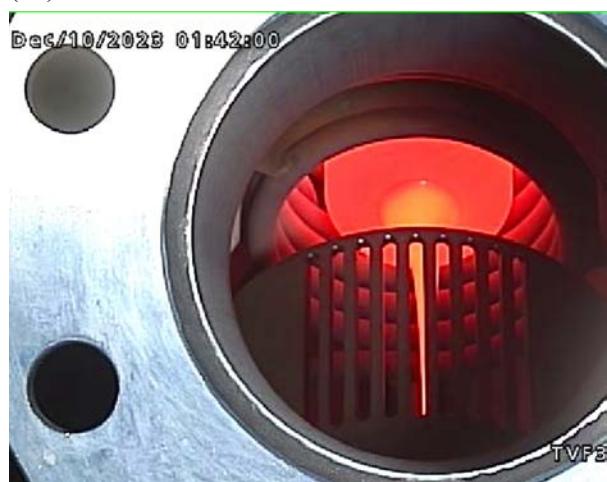


(12) 高模擬4バッチ目

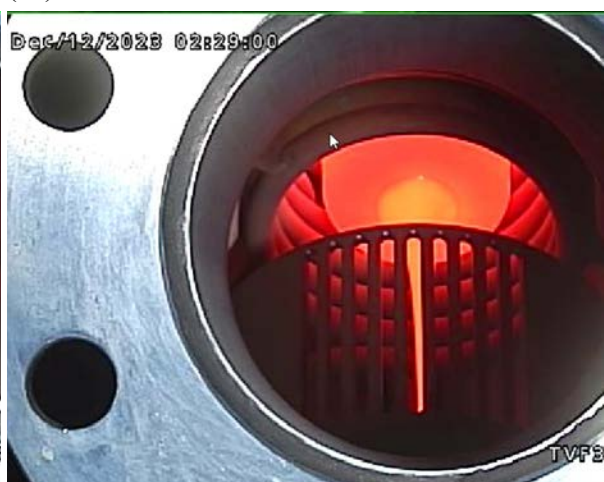


図 3-33 本流下開始時の流下ノズル監視カメラ画像 (2/3)

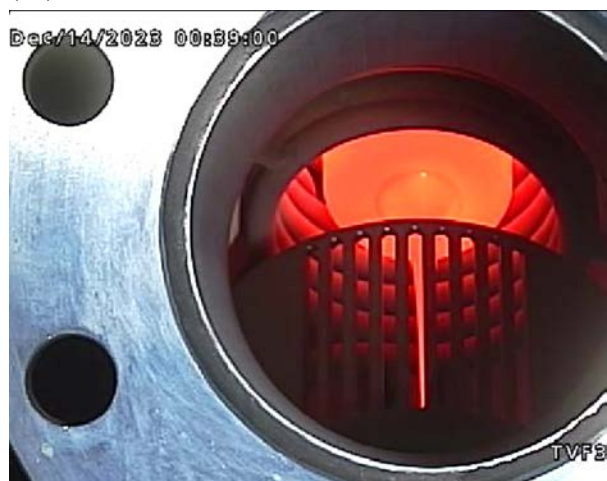
(13) 高模擬5バッチ目



(14) 高模擬6バッチ目



(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)

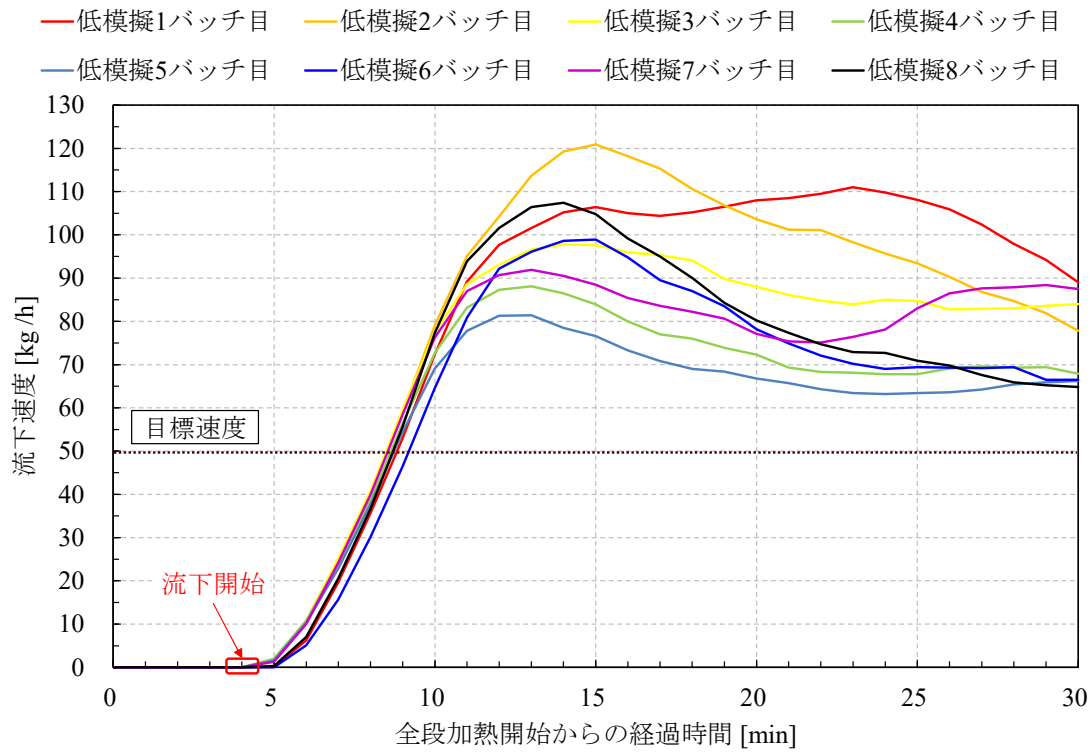


図 3-34 全段加熱開始直後の流下速度変化（低模擬試験）

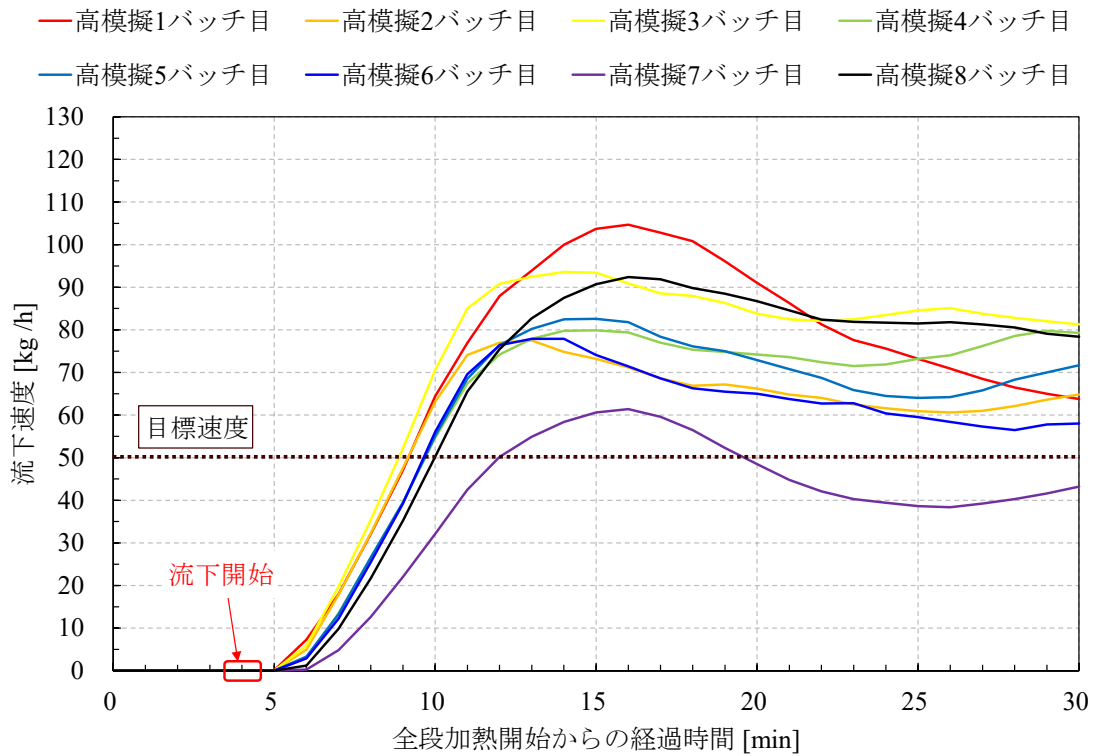
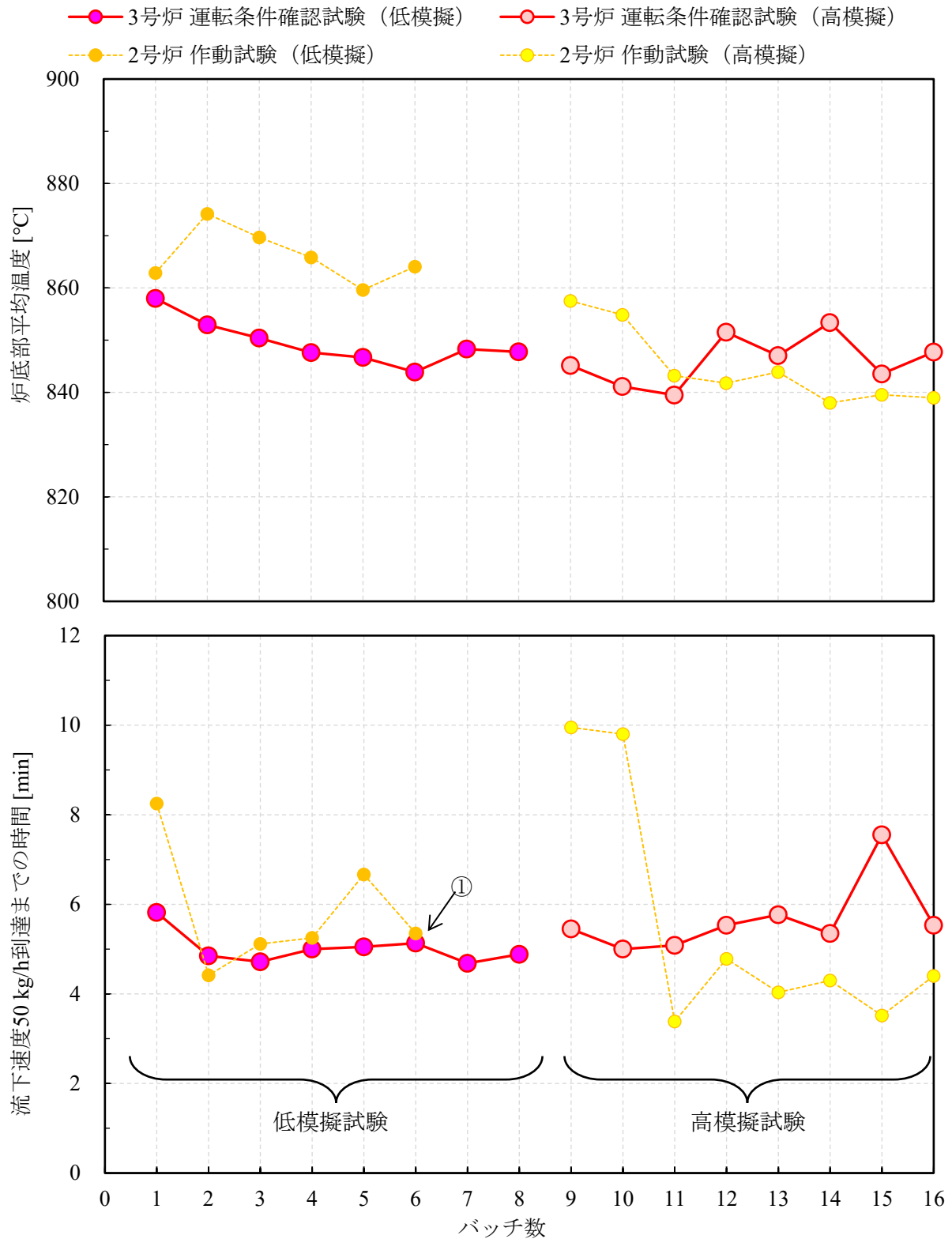


図 3-35 全段加熱開始直後の流下速度変化（高模擬試験）



① 3号炉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到達時間は2号炉と同程度

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

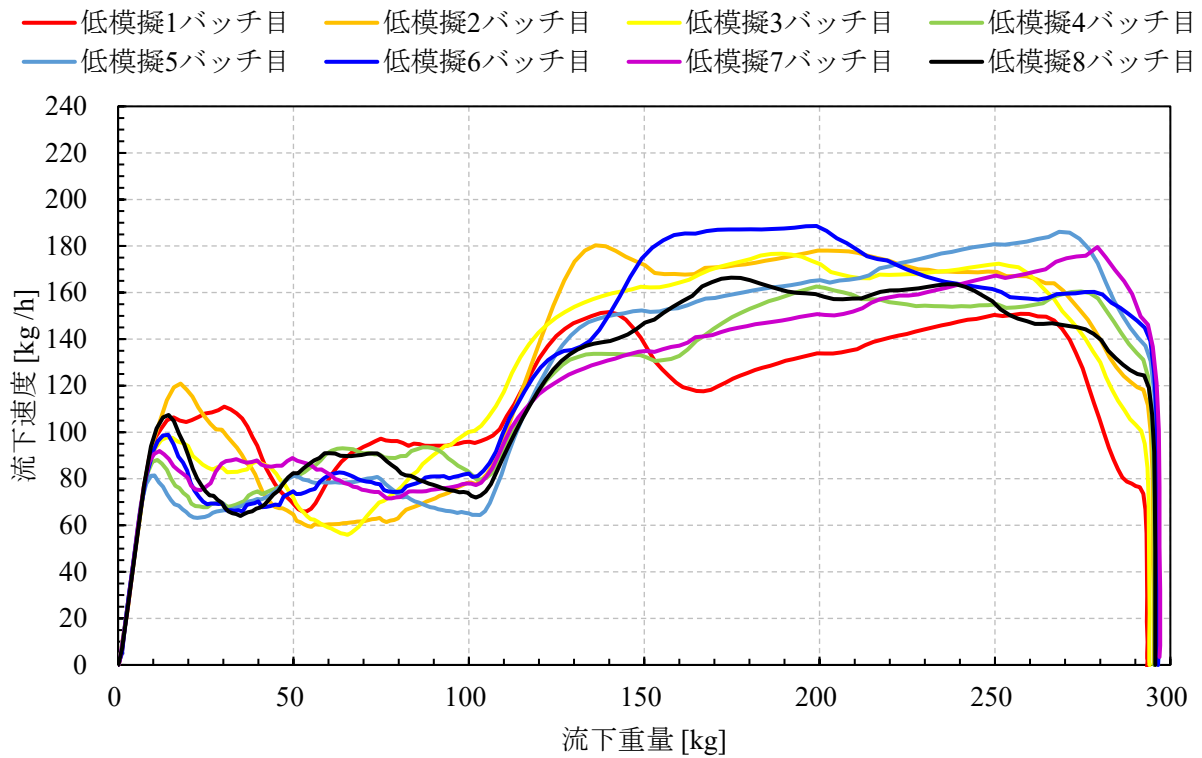


図 3-37 流下重量に対する流下速度（低模擬試験）

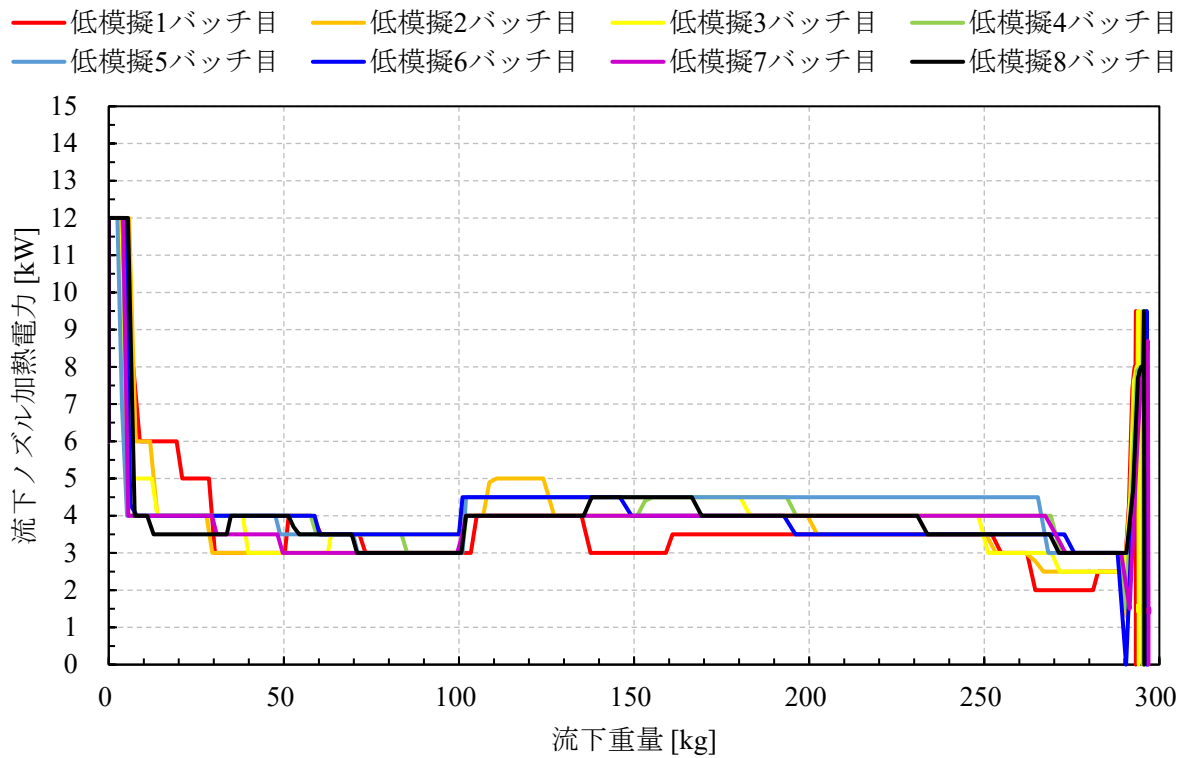


図 3-38 流下重量に対する流下ノズル加熱電力（低模擬試験）

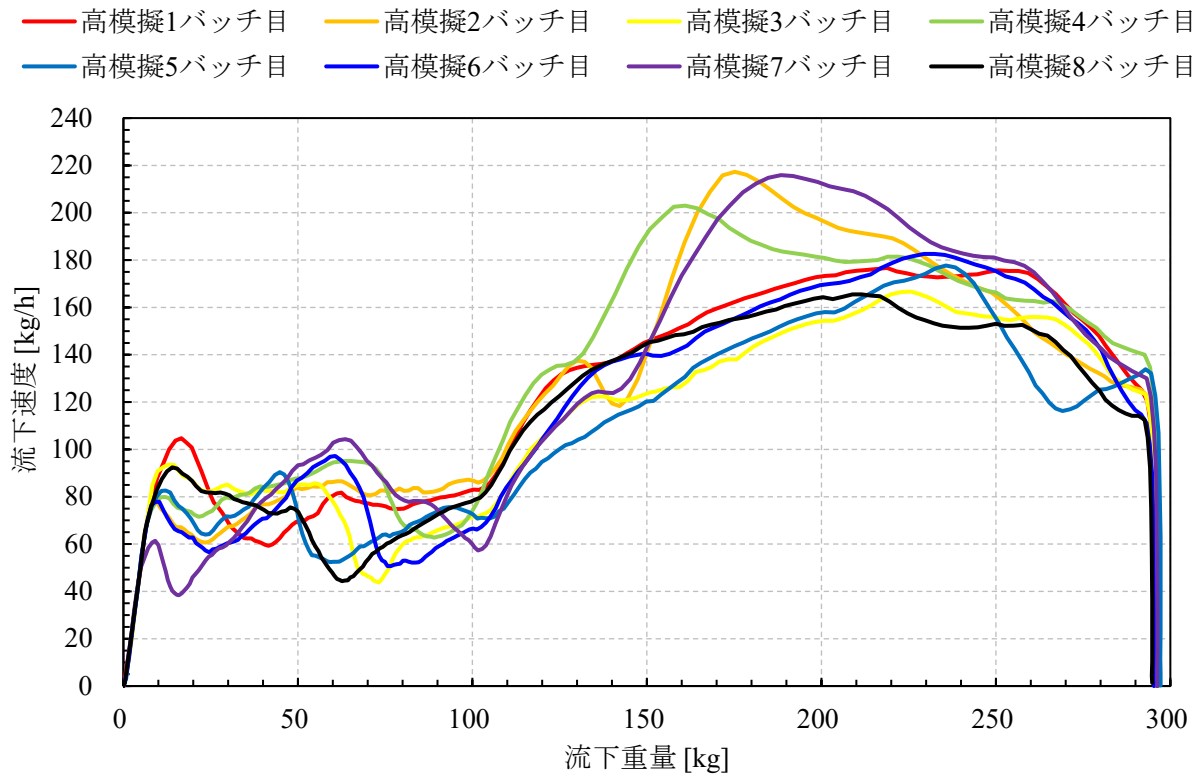


図 3-39 流下重量に対する流下速度（高模擬試験）

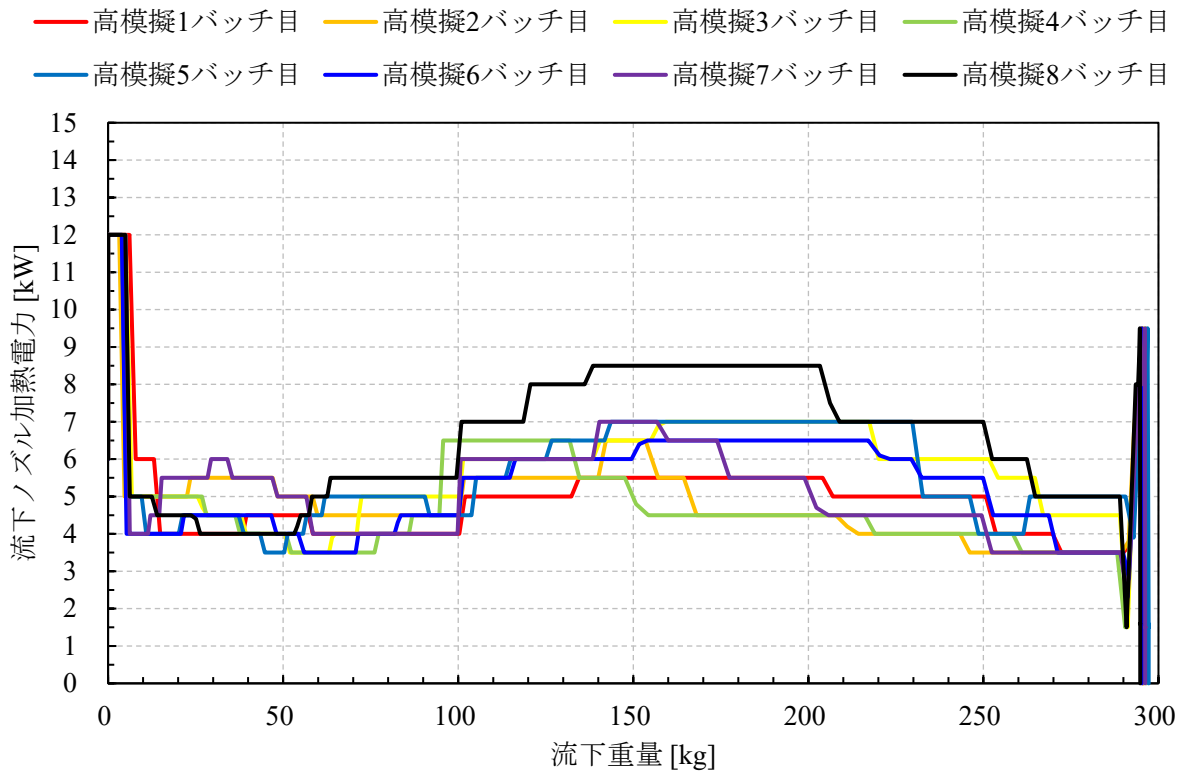
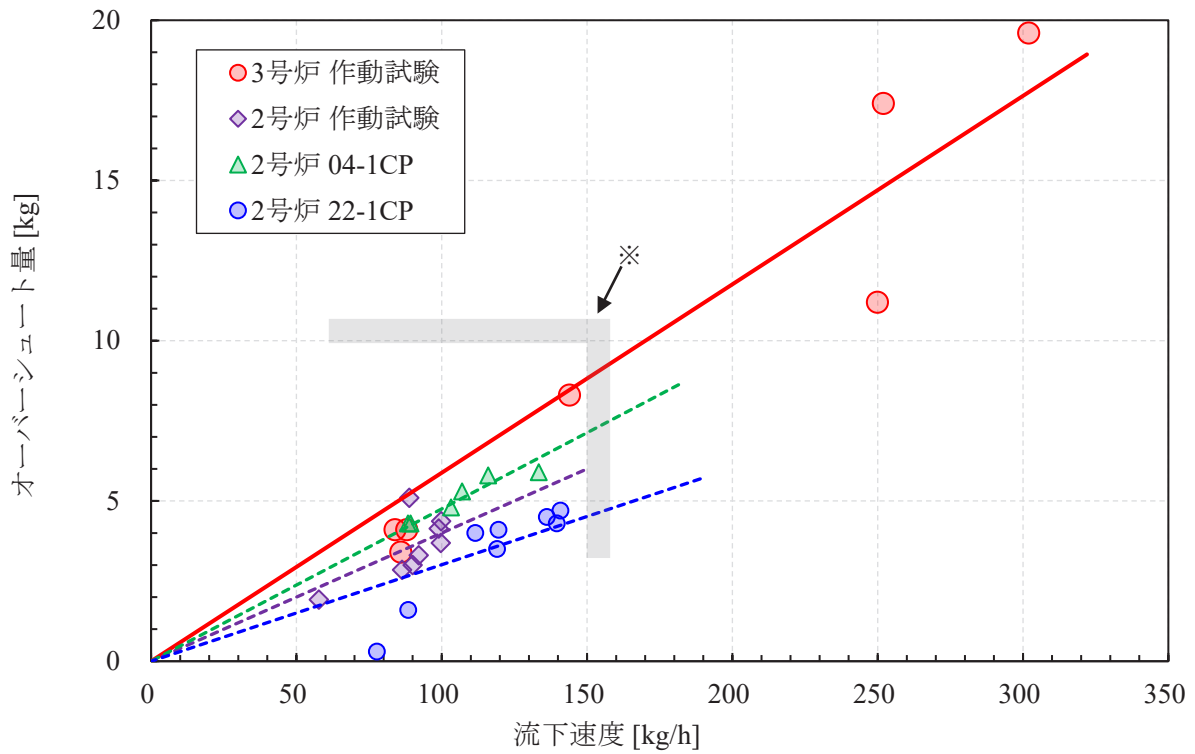
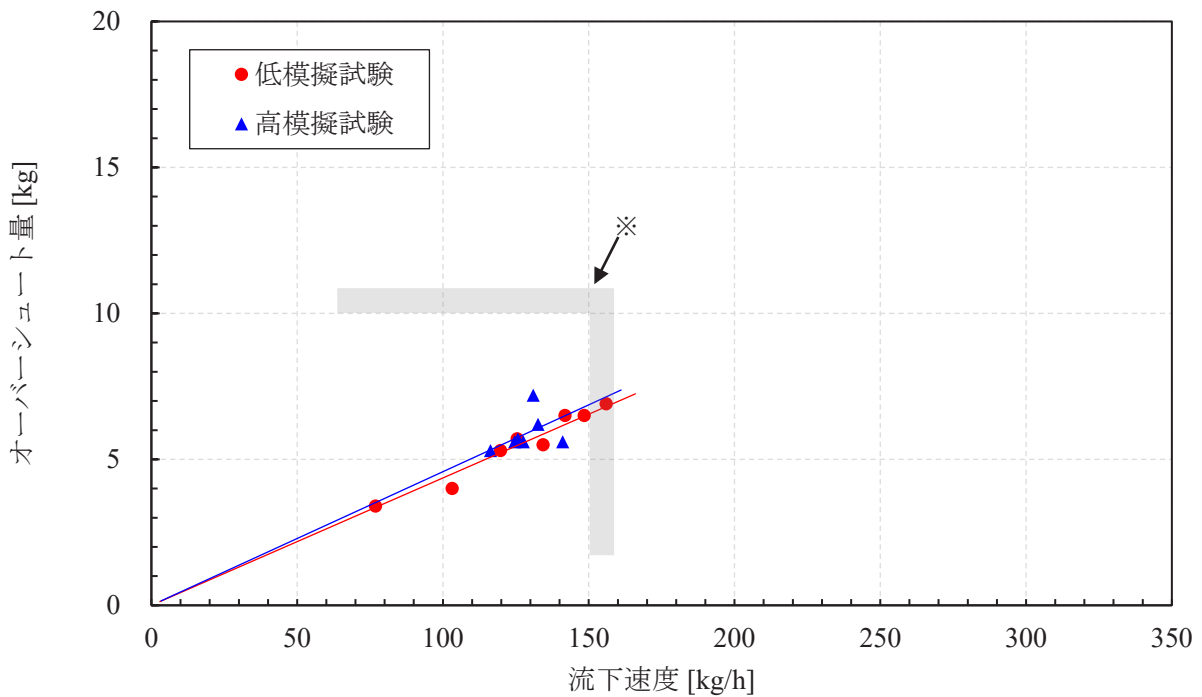


図 3-40 流下重量に対する流下ノズル加熱電力（高模擬試験）



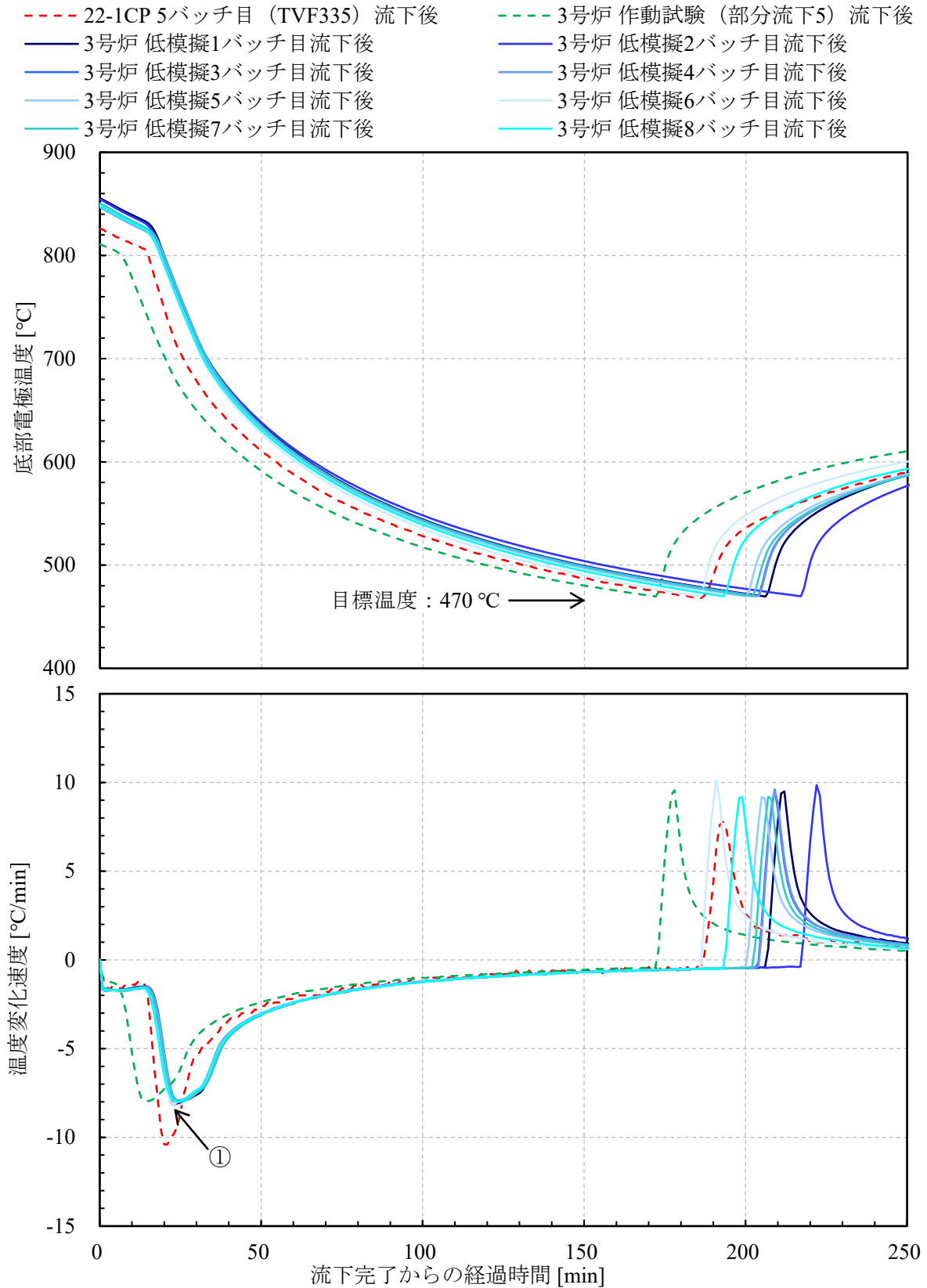
※ 流下速度が150 kg/h以下であれば、オーバーシュート量を10 kg以下とできる。

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）



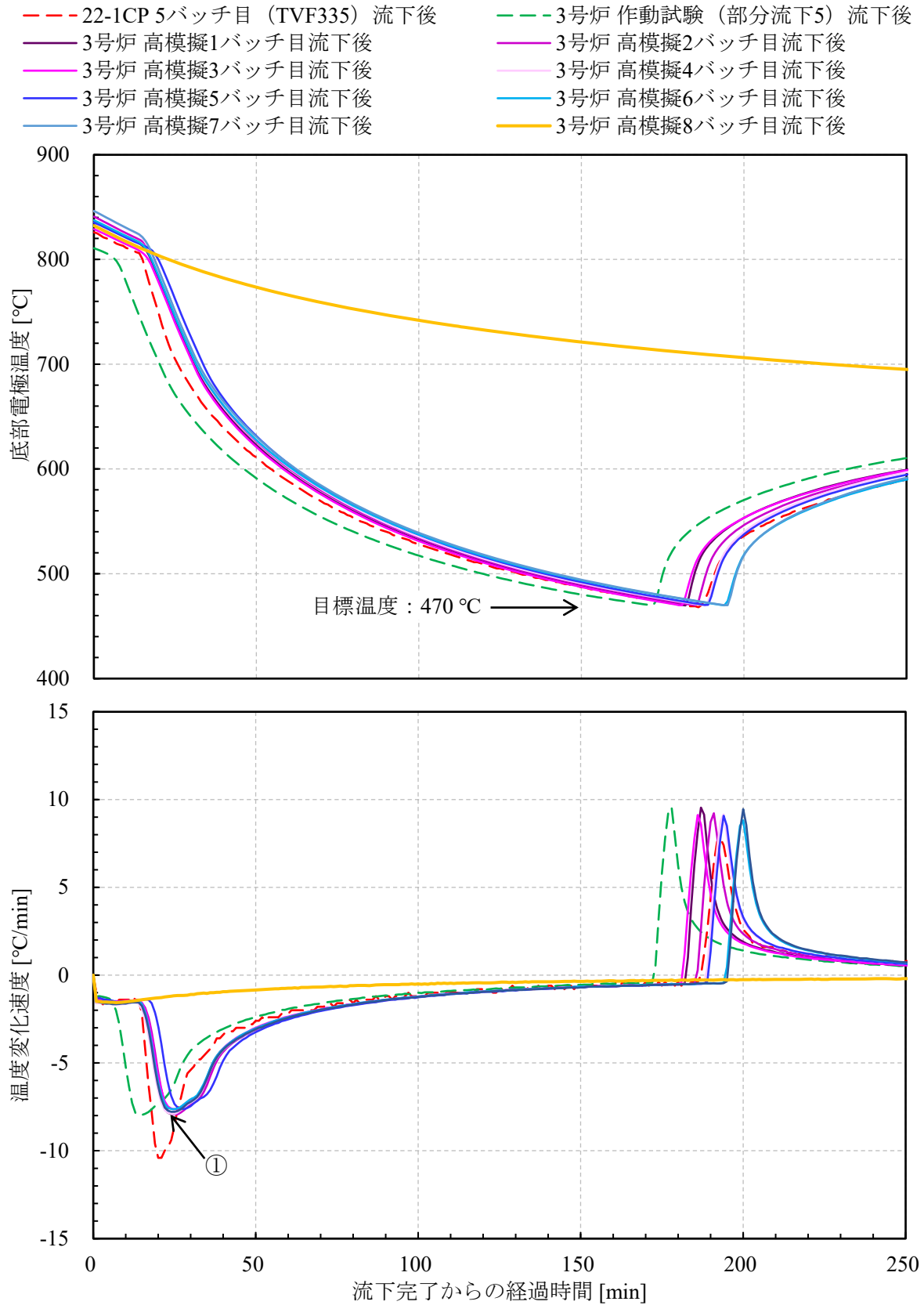
※ 流下速度が150 kg/h以下であれば、オーバーシュート量を10 kg以下とできる。

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）



① 底部電極冷却空気流量30 Nm³/hまでの上昇にかかる時間を20分に延ばすことで、底部電極温度の最大低下速度は2号炉に比べて小さくなった。

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)



① 底部電極冷却空気流量30 Nm³/hまでの上昇にかかる時間を20分に延ばすことで、底部電極温度の最大低下速度は2号炉に比べて小さくなった。

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)

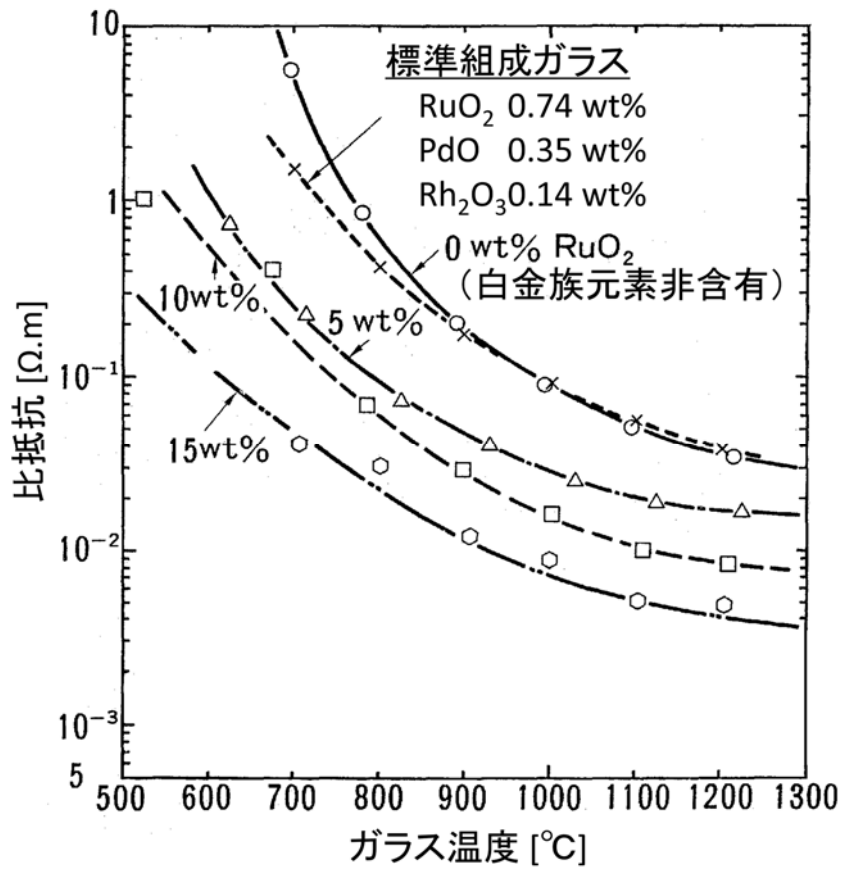


図 3-45 ガラス温度と比抵抗の関係²⁴⁾

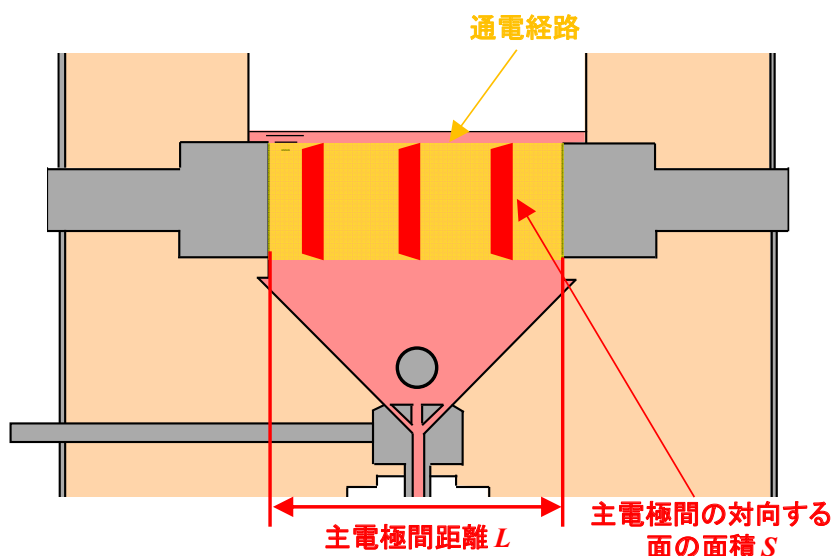


図 3-46 主電極間の通電経路（主電極間の対向する面の面積）

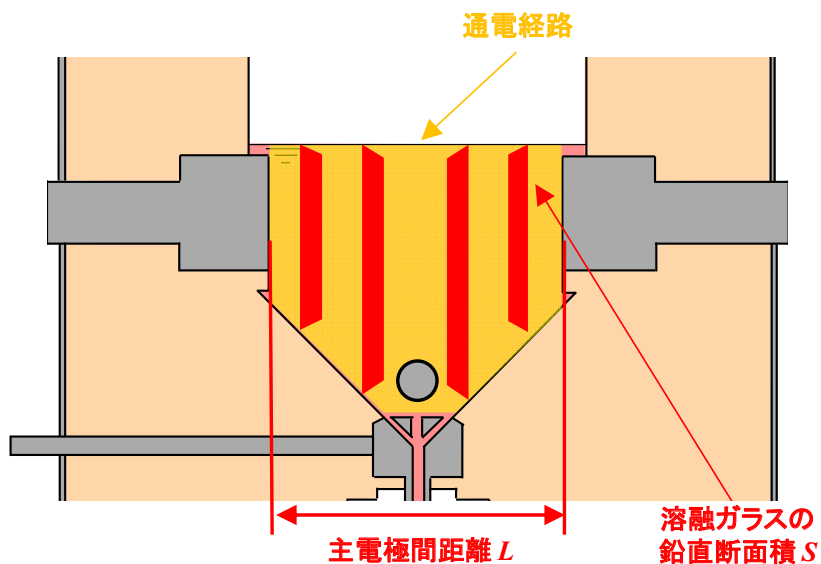
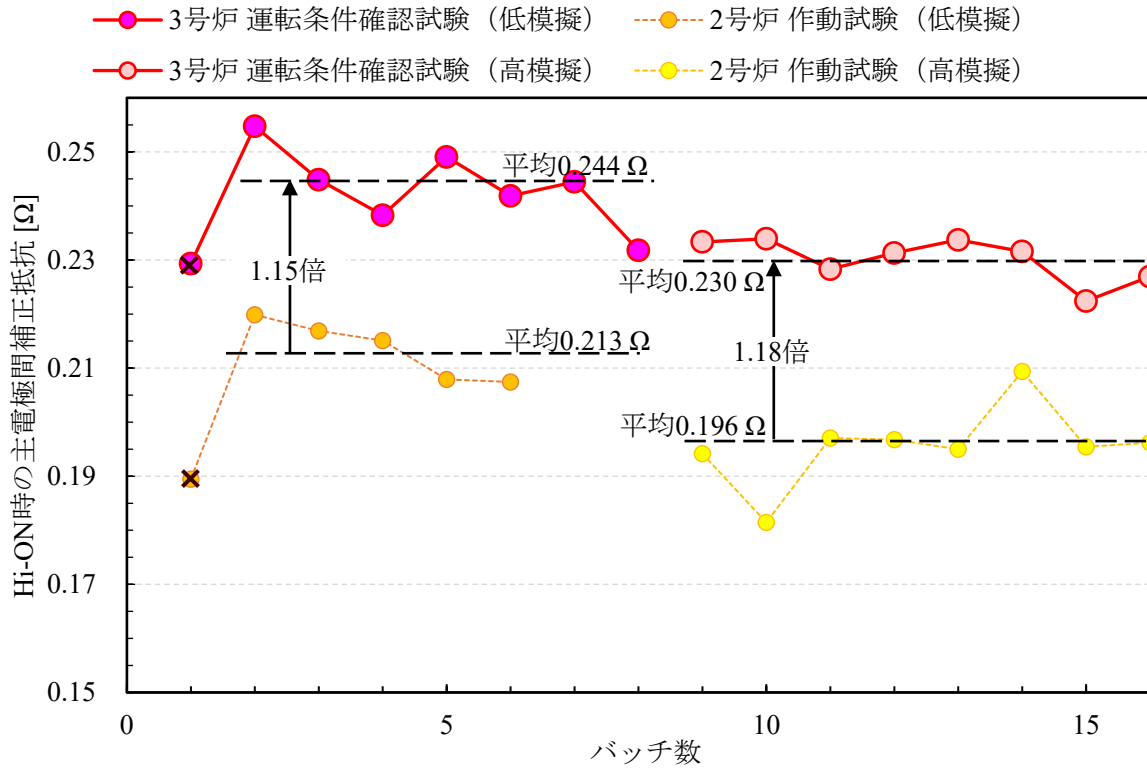
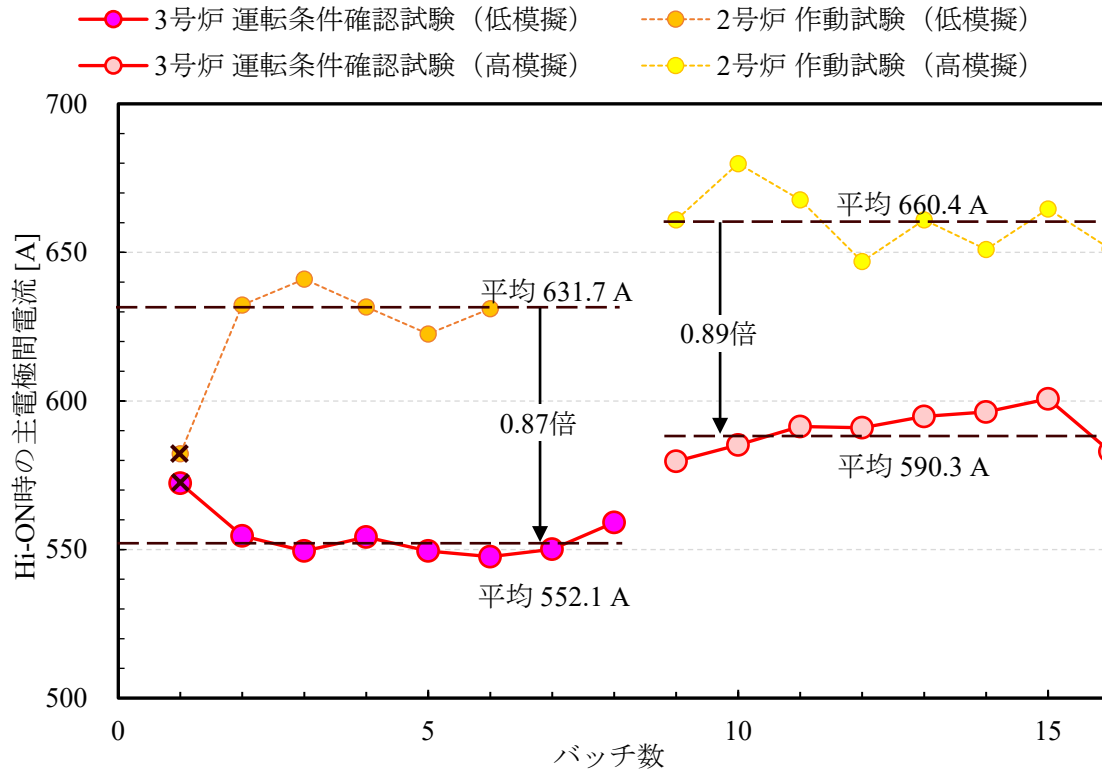


図 3-47 主電極間の通電経路（熔融ガラスの鉛直断面積）

図 3-48 主電極間補正抵抗 (Hi-ON時)⁴⁹

⁴⁹ 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。

図 3-49 主電極間電流 (Hi-ON時) ⁵⁰

⁵⁰ 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。

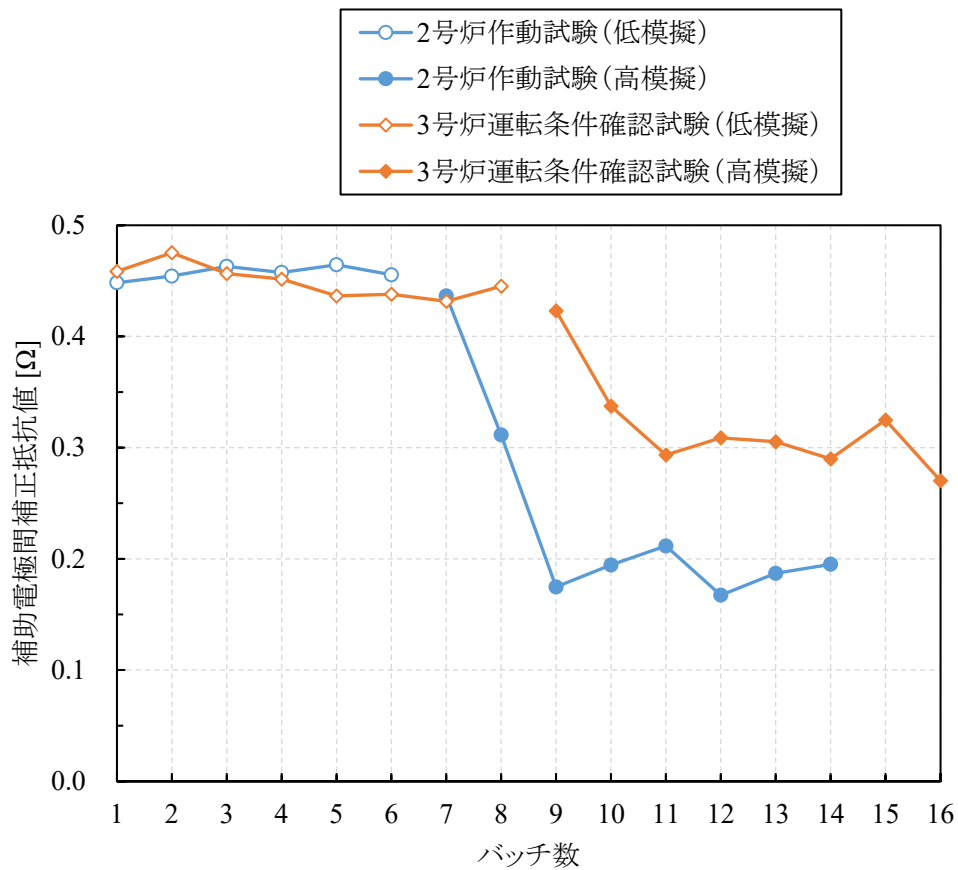


図 3-50 炉底加熱開始時の補助電極間補正抵抗⁵¹

⁵¹ 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。

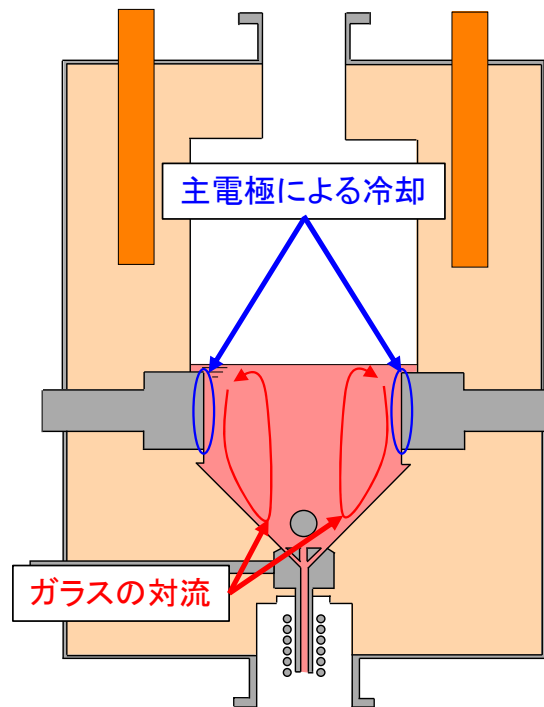
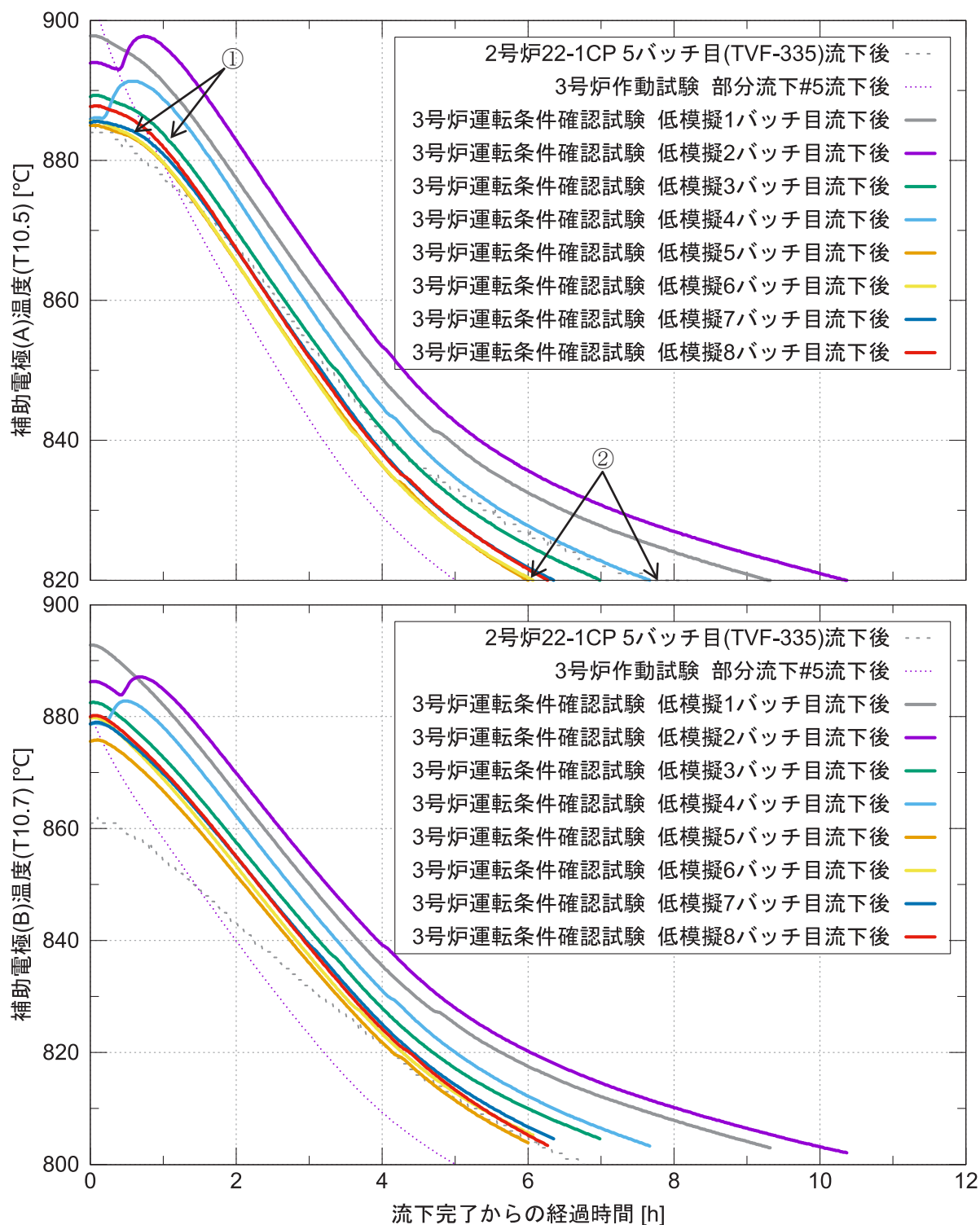


図 3-51 溶融ガラスの流れの模式図

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)⁵²⁵² 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。

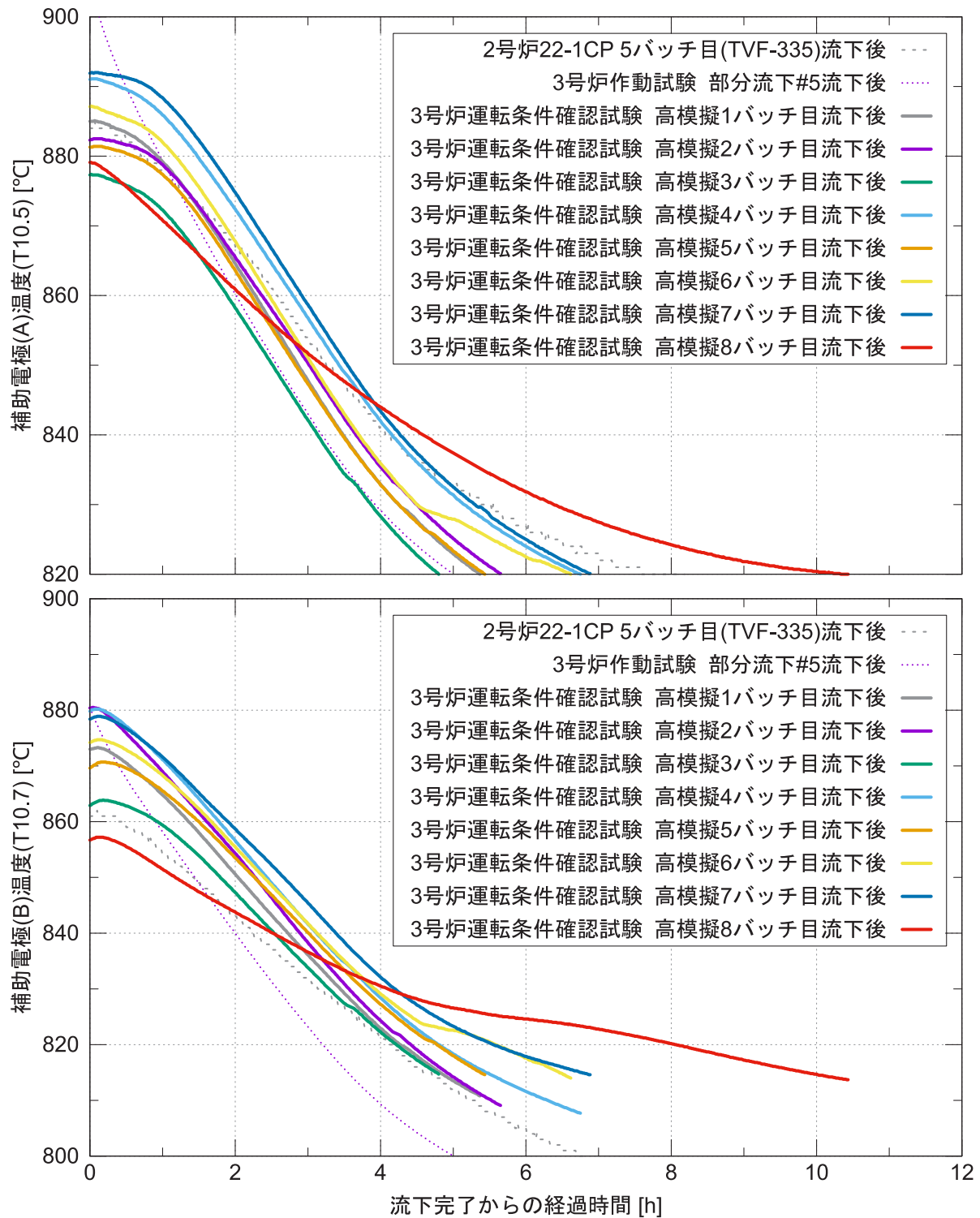


図 3-53 炉底低温運転移行までの補助電極温度の推移（高模擬試験）⁵³

⁵³ 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。

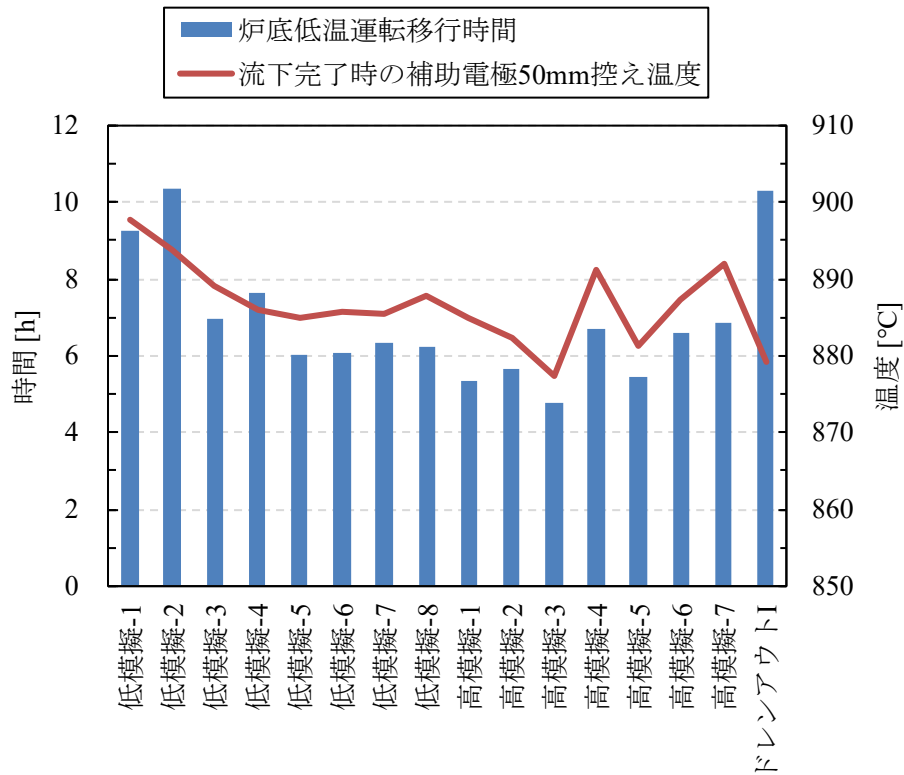


図 3-54 炉底低温運転移行時間と流下完了時の補助電極(A)50 mm控え温度

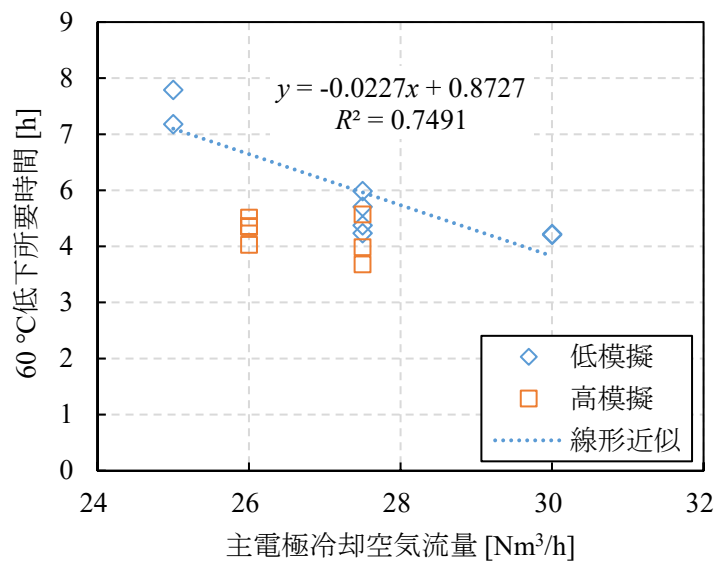


図 3-55 主電極冷却空気流量に対する補助電極(A)50 mm控え温度の60 °C低下所要時間⁵⁴

⁵⁴ 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⁵⁵、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 °C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 °C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 °C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 °C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 °C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⁵⁶。

⁵⁵ 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。

⁵⁶ 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50 mm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）⁵⁷。

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47.5 hのうちに、コモンプローブ50 mm控え温度は932 °Cから843 °C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 \dot{q} は次の式で算出した¹⁰⁾。

$$\dot{q} = (T_{\text{out}} - T_{\text{in}})c_p\rho_{\text{std}}\dot{V} \quad (3-11)$$

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 °C乾燥空気の定圧比熱を用いた。 ρ_{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 $F_{\text{H}_2\text{O}}$ とエンタルピーを用いて

$$\dot{q} = h_{\text{H}_2\text{O}}^{R \rightarrow P}(T_R, T_P) F_{\text{H}_2\text{O}} \quad (3-12)$$

と書ける。 $h_{\text{H}_2\text{O}}^{R \rightarrow P}$ 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、

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

である。ここでは、 T_R を10 °C、 T_P 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 °Cとするため、原料供給停止後、気相部温度が550 °C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 °Cまで低下したら一旦水供給を中断し、550 °C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 °C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 °Cの範囲で変動したが、3号炉では1000 °C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

⁵⁷ 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 $700\pm 10^{\circ}\text{C}$ 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°C 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（ $820\pm 5^{\circ}\text{C}$ ）よりも低い $805\pm 5^{\circ}\text{C}$ 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°C 程度まで低下した⁵⁸。底部電極温度は、定常運転時に $630\sim 640^{\circ}\text{C}$ となるのに対して保持運転終了時点では $620\sim 630^{\circ}\text{C}$ 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°C 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°C 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°C 程度（図 3-59 ⑤）であった⁵⁹。

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30 kg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⁶⁰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_2 で1.13倍、 PdO で1.15倍）であると考え

⁵⁸ 定常運転時は補助電極(A)50 mm控え温度を 820°C に調整すると、補助電極(B)50 mm控え温度は 780°C 程度になる。

⁵⁹ 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°C 程度まで低下後、 $820\pm 5^{\circ}\text{C}$ 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°C 程度まで上昇し、その後16時間程度で 850°C 程度まで低下する。

⁶⁰ 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 °C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抽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の抽出率（図 3-62）に注目すると、保持運転前の高模擬7バッチの抽出率は約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）の抽出率は約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→25.0 Nm^3/h (T10.1: 701.1 $^{\circ}\text{C}$ 、T10.3: 704.6 $^{\circ}\text{C}$)
2023/12/14 13:05	F801、F808: 25.0→22.5 Nm^3/h , F809、F810: 10→9 Nm^3/h (T10.1: 694.1 $^{\circ}\text{C}$ 、T10.3: 699.5 $^{\circ}\text{C}$)
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^3/h (T10.1: 699.0 $^{\circ}\text{C}$ 、T10.3: 694.3 $^{\circ}\text{C}$)
2023/12/15 07:28	Ei10.2 SV: 10→12 A (T10.5: 800.7 $^{\circ}\text{C}$ 、T10.7: 774.8 $^{\circ}\text{C}$)
2023/12/15 13:30	Ei10.2 SV: 12→14 A (T10.5: 801.2 $^{\circ}\text{C}$ 、T10.7: 773.2 $^{\circ}\text{C}$)
2023/12/15 20:30	F801、F808: 17.0→16.0 Nm^3/h , F809、F810: 7→6 Nm^3/h (T10.1: 693.8 $^{\circ}\text{C}$ 、T10.3: 668.7 $^{\circ}\text{C}$)
2023/12/16 00:15	F801、F808: 16.0→17.0 Nm^3/h , F809、F810: 6→7 Nm^3/h (T10.1: 708.2 $^{\circ}\text{C}$ 、T10.3: 677.0 $^{\circ}\text{C}$)
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→20.0 Nm^3/h , F809、F810: 7→8 Nm^3/h (T10.1: 710.5 $^{\circ}\text{C}$ 、T10.3: 690.1 $^{\circ}\text{C}$)

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

パラメータ	2号炉 21-1CP (参考) ⁶¹		3号炉 運転条件確認試験	
	実績	目標値	実績	実績
ガラス温度 (T10.27)	910～950 °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控え温度 (T10.1、T10.3)	A : 約710～750 °C B : 約700～750 °C	どちらか高い方が 700±10 °C	A : 690～710 °C B : 670～700 °C	
補助電極50 mm控え温度 (T10.5、T10.7)	A : 842 °C→808 °Cまで低下 B : 835 °C→814 °Cまで低下	どちらか高い方が 805±5 °C	A : 824 °C→804 °Cまで低下 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	—	932 °C→843 °Cまで低下	
側壁耐火物温度 (T10.24)	787 °C→773 °Cまで低下	—	845 °C→772 °Cまで低下	

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

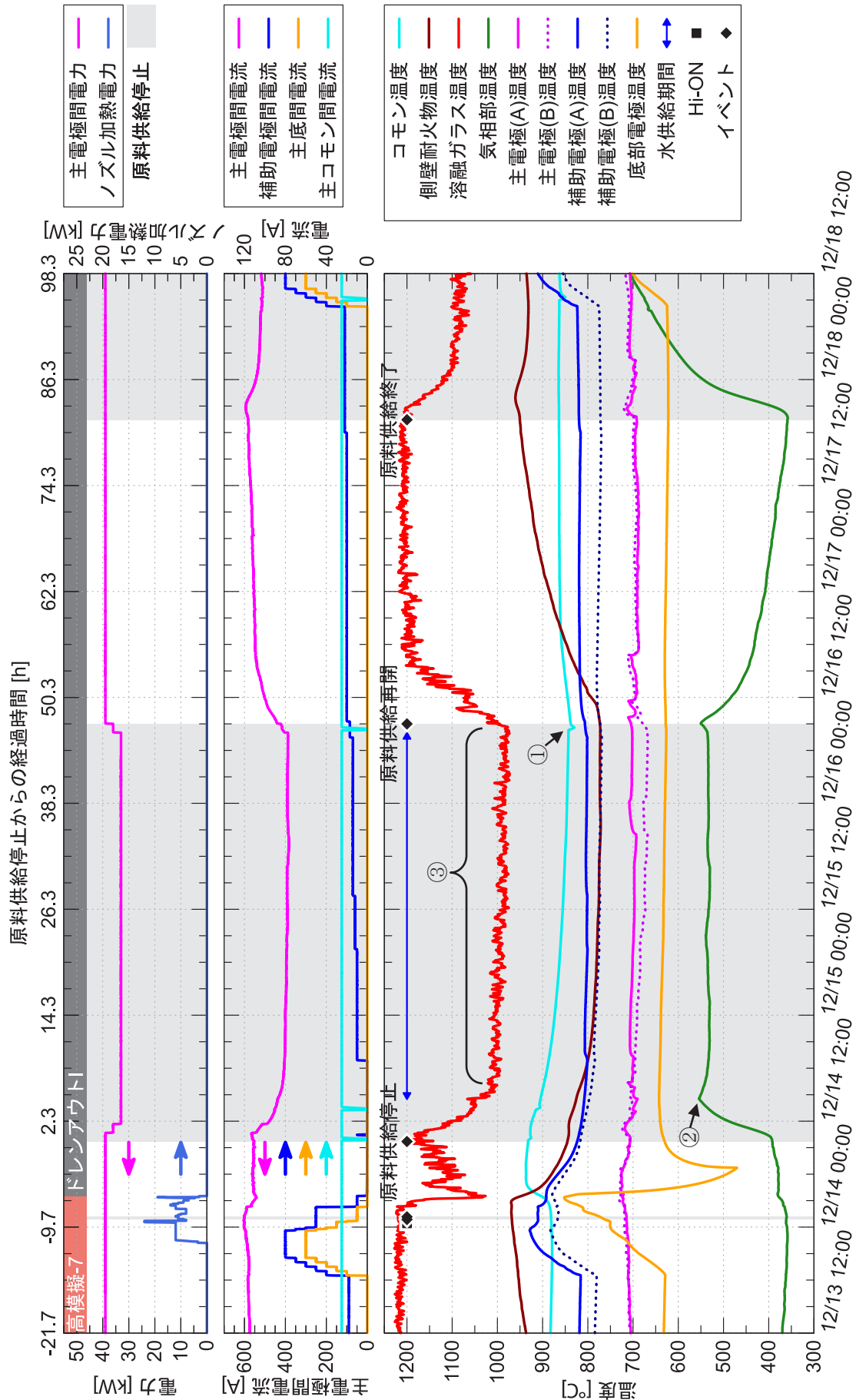


図 3-56 保持運転中の電力、電流、温度の推移

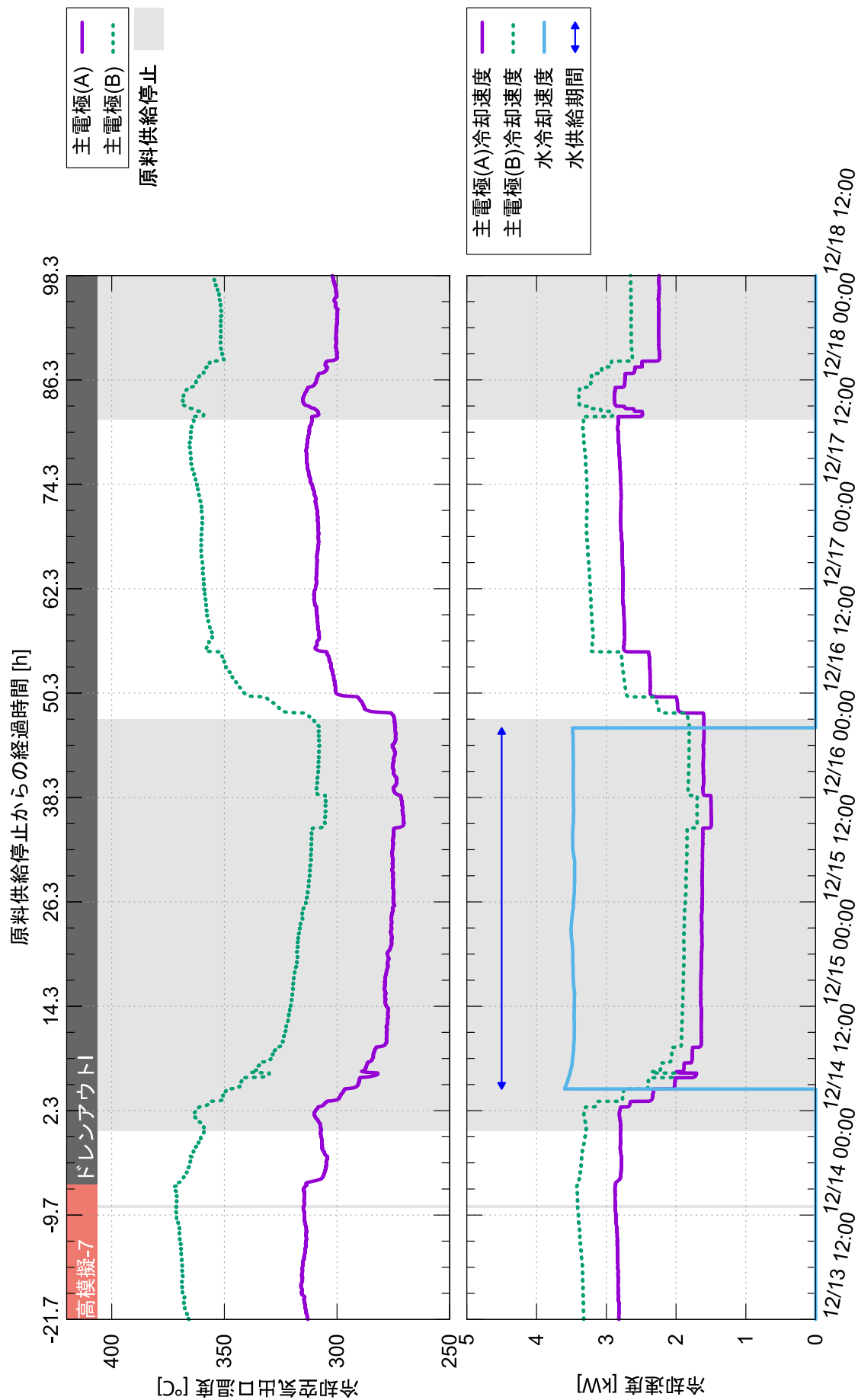


図 3-57 保持運転中の主電極冷却速度と水冷却速度

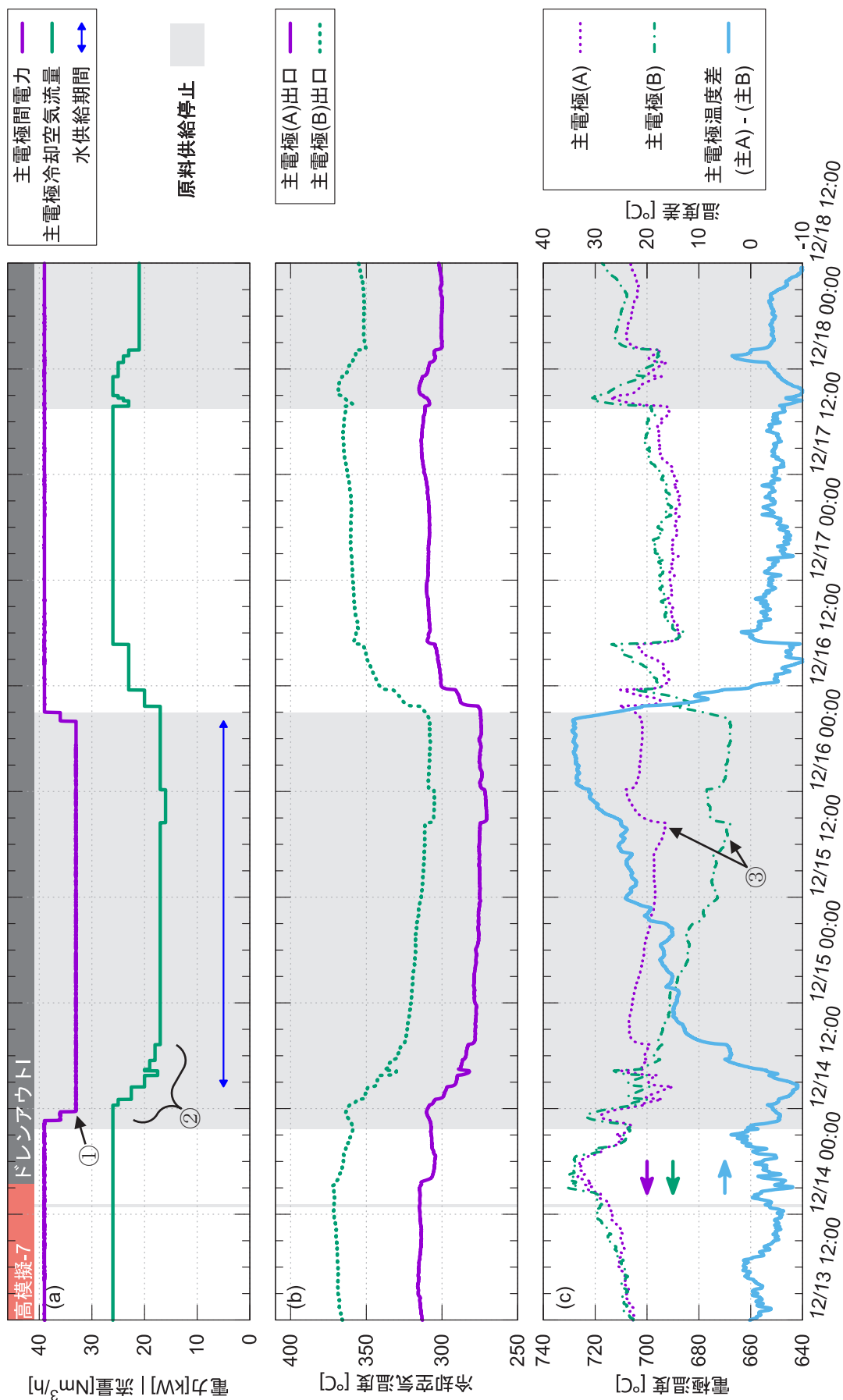


図 3-58 保持運転中の主電極に関する電力と冷却および主電極(A)と(B)の温度差の推移

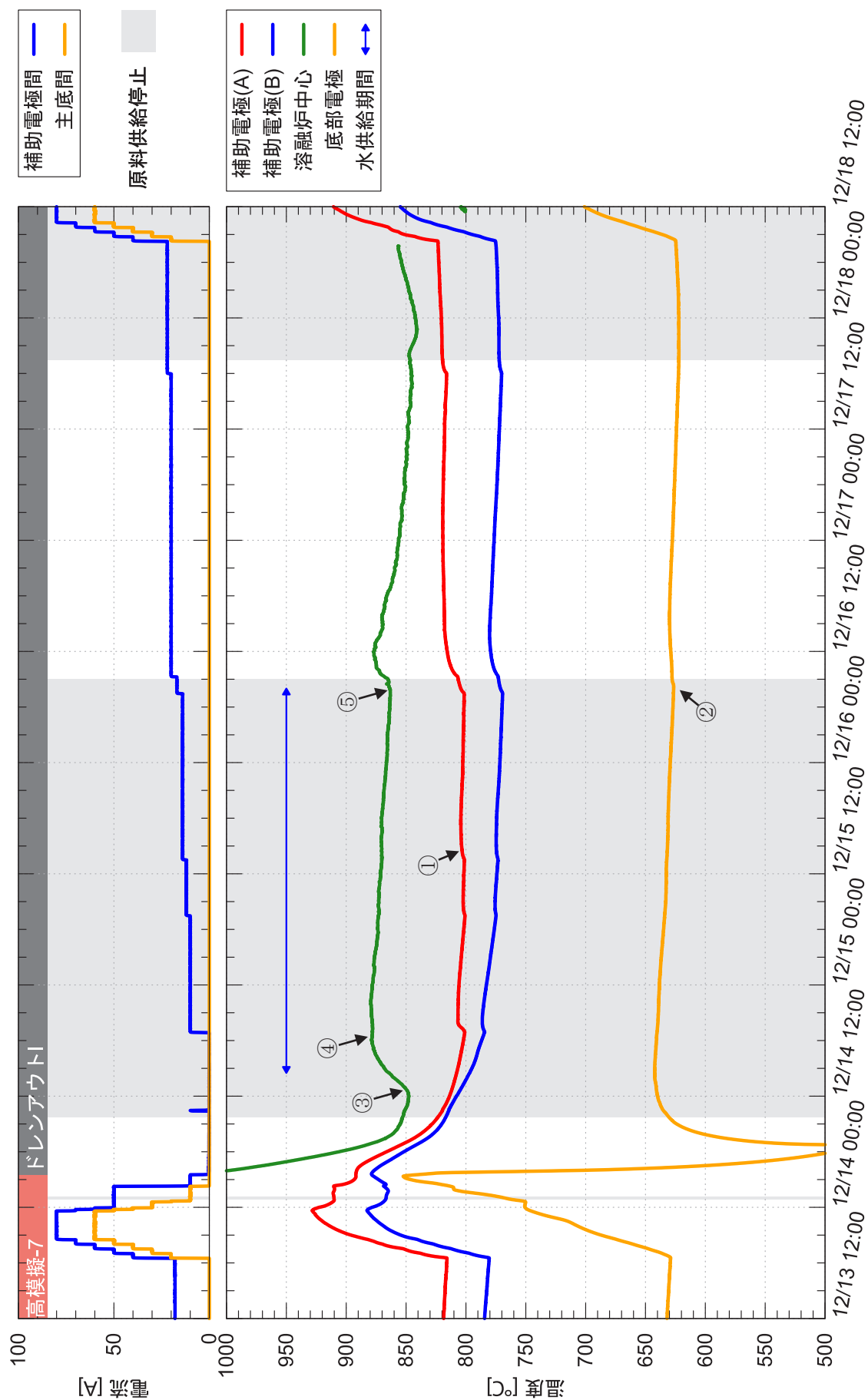


図 3-59 保持運転中の炉底付近の温度推移

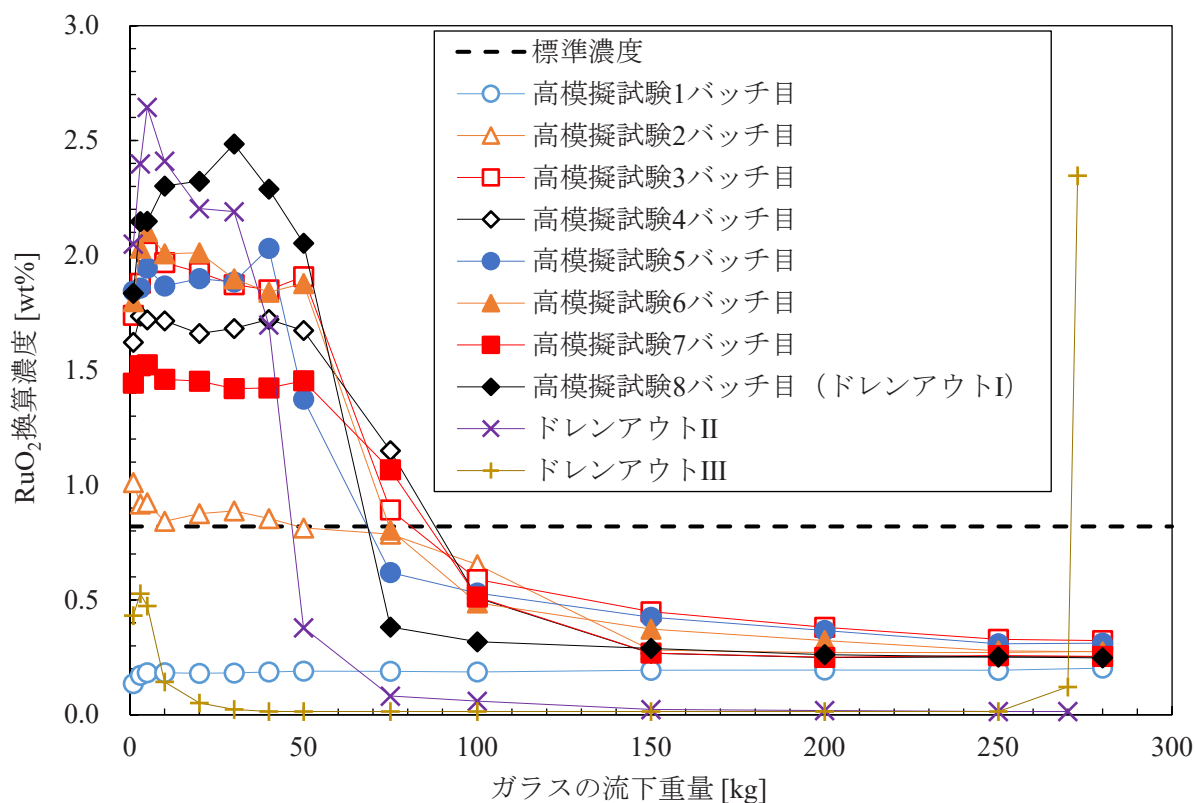


図 3-60 3号炉の運転条件確認試験における流下ガラス中のRuO₂換算濃度の推移

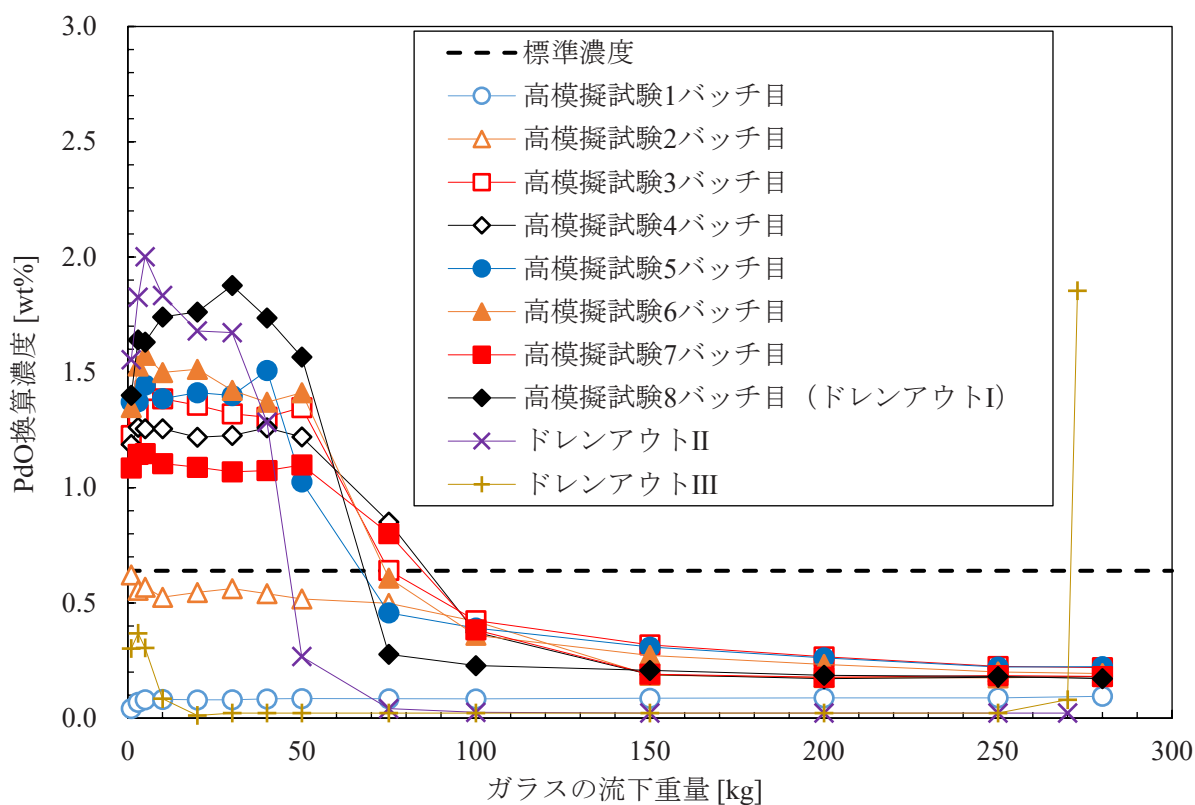


図 3-61 3号炉の運転条件確認試験における流下ガラス中のPdO換算濃度の推移

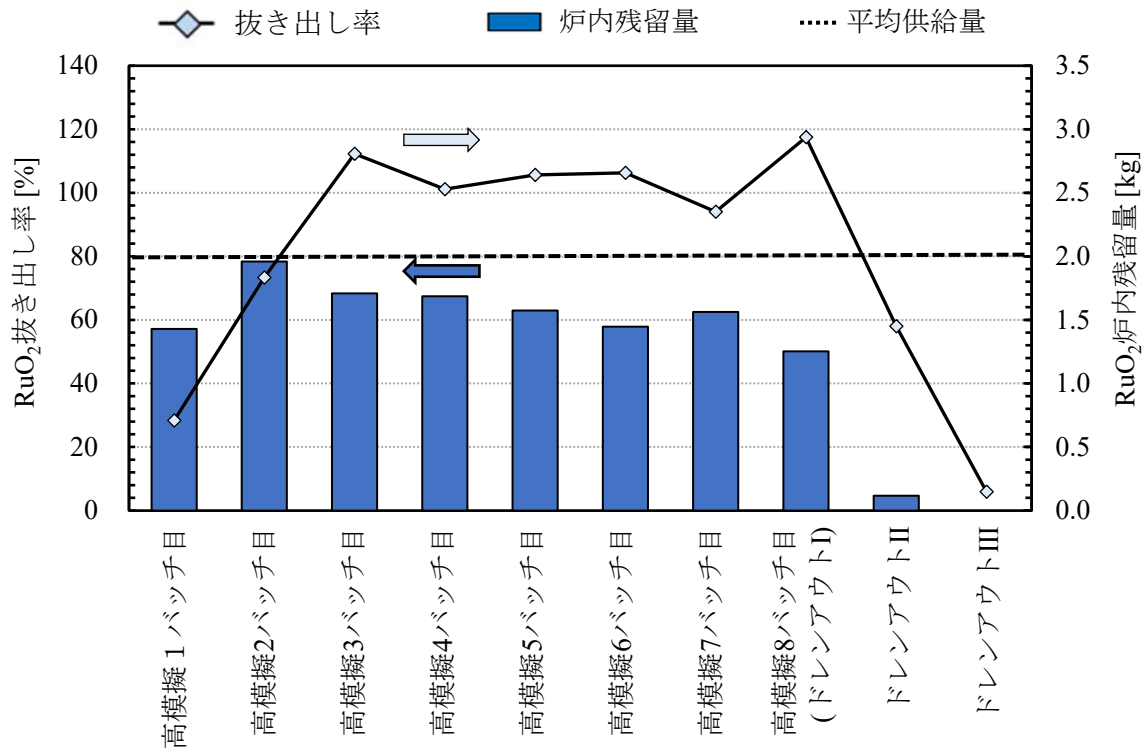


図 3-62 3号炉運転条件確認試験におけるRuO₂抜き出し率と炉内残留量の推移

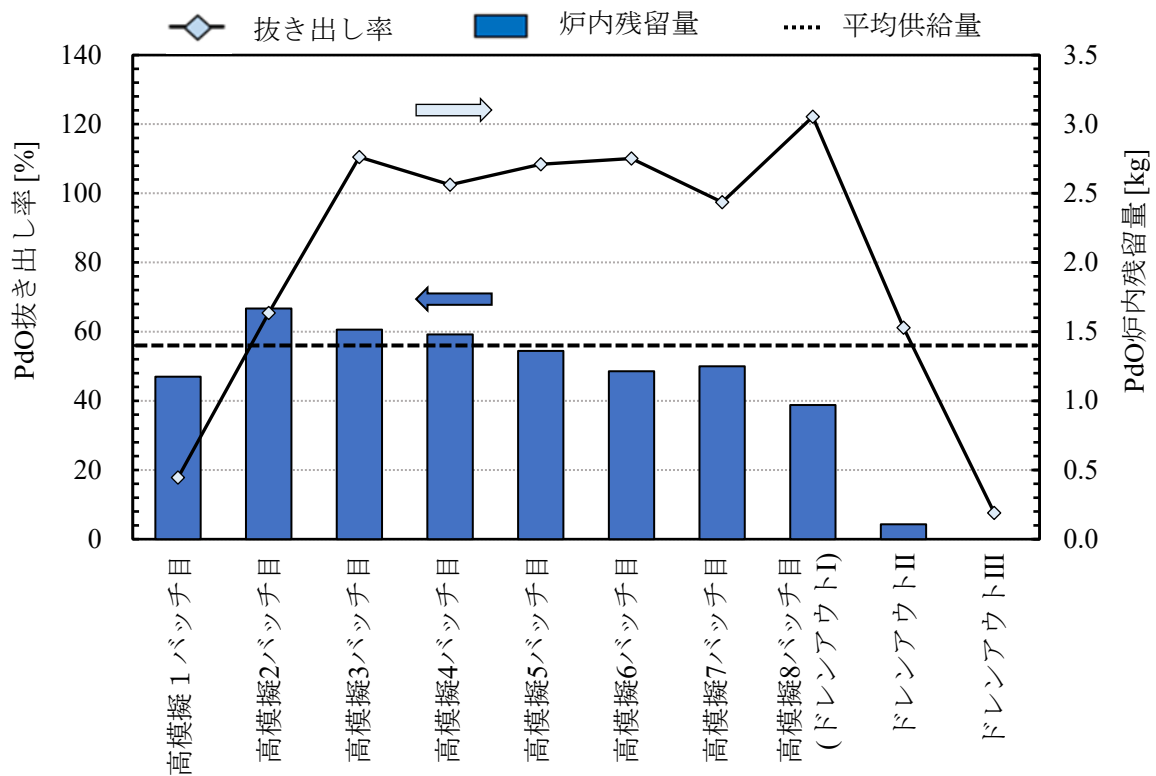


図 3-63 3号炉運転条件確認試験におけるPdO抜き出し率と炉内残留量の推移

3.5. ドレンアウト試験

熔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熔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^2 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システム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、仮焼層を熔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時間以内に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39 kWで溶かし込み運転を実施し、仮焼層を熔融する。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-ICP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13.5 h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-ICP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24 h程度かかり、また流下ノズルの上段加熱開始は約29 h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回の流下で熔融炉が空になり、かつ、固化体容器1本あたりのガラス充填量が300 kg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⁶²。

(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）から熔融ガラス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熔融させ、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、測定棒のストップ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。

- ① 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+2 mm (+3 kg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

⁶² 2号炉の22-ICP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、主電極は熔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860 kgは、ドレンアウト開始前の推定炉内保有量：約865 kgに対して-5 kg程度と許容値（-21 kg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：860.5 kg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、熔融ガラス液面がホットトップ状態となるまで仮焼層を熔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 °Cで同程度だった（図 3-67 ①_I、図 3-68 ①_I）が、流下後のガラス温度は、今回は960 °C程度まで低下し、2号炉22-1CPの場合に比べて約80 °C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⁶³。
- ・ 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480～520 A程度で推移し、上限値（流下前：約758 A、流下後：約700 A）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_I）。

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 °C程度）である700～730 °C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80 A、主底間電流を段階的に60 A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_I）。

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100 kgまでは目標60～80 kg/h、流下重量100～250 kgまでは目標150～180 kg/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。

⁶³ 2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10 mm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1 kW/5minの増加率で最大36 kW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/cm²）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20 mm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520～530 A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39 kW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 A/cm²）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_{II}）、3号炉では3回と大幅に減少した（図 3-67 ②_{II}、または、図 3-74 ②_{II}）。

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95 A程度となるよう電圧調整を行った結果、電力値は4～6 kWとなり、2号炉（約2 kW）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24 A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18 A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/cm²）を超えないよう制御できることを確認した（図 3-67 ③_{II}、または、図 3-74 ③_{II}）。

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80 A、主底間電流を段階的に60 Aまで増加させる（図 3-67 ④_{II}、または、図 3-74 ④_{II}）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100 kgまでは目標60～80 kg/h、流下重量100～250 kgまでは目標150～180 kg/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50 kg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、280 kg/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（285 kg）の20 kg手前となる265 kg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22.8 kgとなり、流下ガラスのサンプリング重量（約2.3 kg）を除いた重量を管理値（300 kg）以下である287.8 kgとすることができ、目標流下重量（285 kg）より約3 kg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よいが、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^2 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°C 以上、底部電極温度を 745°C 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^2 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⁶⁴、主底間電流を 10 A/10min で40 Aまで⁶⁵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300 kg以下（約285 kg）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2 kW以下まで減少するか流下重量が30～40 kg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：200 kg程度）で電流制御

⁶⁴ 最大 120 A

⁶⁵ 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^2 ）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。

① 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°C 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）。

② 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 ②Ⅲ）。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^2 ）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 ②Ⅲ）。

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（ $800\sim 850^\circ\text{C}$ ）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80 A、主底間電流を40 Aで維持した結果、補助電極(A)、(B)の平均温度を約 950°C 、底部電極温度を約 790°C で維持できることを確認した（図 3-67 ③Ⅲ）。

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80 A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27 kgと少なく、流下速度も150 kg/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/cm²）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/cm²）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300 kg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80 kgあたりで流下速度が約190 kg/hと最大となり、その後は徐々に0 kg/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、炉内の熔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において熔融ガ

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 ($E_{w10.1}$) 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 ($E_{i10.1}$) 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 ($E_{v10.1}$) 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 290 kg 時点における 0.45 A/cm^2 であり、電流密度の制限値である 0.5 A/cm^2 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 65 V 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。

表 3-15 ガラス液位測定結果（ドレンアウト液位）

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 3-16 ドレンアウトによる流下ガラス重量

	ドレンアウトⅠ [kg]	ドレンアウトⅡ [kg]	ドレンアウトⅢ [kg]	合計重量 [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

表 3-17 ドレンアウトにおける運転パラメータの実績

計測	ドレンアウトⅠ			ドレンアウトⅡ			ドレンアウトⅢ		
	2号炉 22-1CP	3号炉	2号炉 22-1CP	2号炉 22-1CP	3号炉	2号炉 22-1CP	2号炉 22-1CP	3号炉	3号炉
ガラス温度 (T10.27)	1070～1130 °C	1070～1130 °C	—	—	—	—	—	—	—
気相部温度 (T10.23)	320～1010 °C	360～760 °C	980～1050 °C	760～1080 °C	1000～1040 °C	940～980 °C	820～850 °C	820～850 °C	820～850 °C
主電極温度 (T10.1、T10.3)	700～750 °C	700～730 °C	800～840 °C	800～850 °C	820～840 °C	約2→約0 kW	約6→約0 kW	約2→約0 kW	約6→約0 kW
主電極間電力 (Ew10.1)	36 kW	39 kW	約35→約2 kW	約36→約5 kW	約36→約5 kW	約36→約5 kW	約36→約5 kW	約36→約5 kW	約36→約5 kW
補助電極温度 (T10.5、T10.7)	820～900 °C	820～930 °C	840～930 °C	820～950 °C	820～950 °C	900～940 °C	930～970 °C	900～940 °C	930～970 °C
コモンプローブ温度 (T10.9)	830～870 °C	860～870 °C	870～940 °C	870～990 °C	870～990 °C	920～800 °C	960～860 °C	920～800 °C	960～860 °C
側壁耐火物温度 (T10.24)	880～960 °C	780～960 °C	940～980 °C	900～1000 °C	900～1000 °C	800～920 °C	920～980 °C	800～920 °C	920～980 °C

表 3-18 主電極間電流制限値（ドレンアウトI）

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 ²]	主電極間電流 制限値 [A]	備考
275.0	640	590.0	280	1517	758	a
285.0	633	580.0	273	1468	734	
295.0	626	570.0	266	1420	709	

a. 主電極上端高さ（主電極が溶融ガラスから露出開始）

表 3-19 主電極間電流制限値（ドレンアウトII）

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 ²]	主電極間電流 制限値 [A]	備考
0.0	625	569.0	265	1414	707	a
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	b
200.0	486	369.0	126	510	255	
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	d
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	
290.0	420	279.0	60	205	102	
300.0	413	269.0	53	175	87	

- 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）

表 3-20 主電極間電流制限値（ドレンアウトIII）

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 ²]	主電極間電流 制限値 [A]	備考
0.0	420	278.9	60	204	102	a
10.0	413	268.9	53	175	87	
20.0	405	258.9	45	146	73	
30.0	396	248.9	36	115	57	
40.0	388	238.9	28	85	42	b
50.0	379	228.9	19	55	27	
60.0	370	218.9	10	27	13	
70.0	360	208.9	0	1	0	c
80.0	351	198.9	-	-	-	
90.0	342	188.9	-	-	-	
100.0	332	178.9	-	-	-	
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	-	-	-	

- 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）

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

	流下重量	主電極間 電圧 (E _{v10.1})	主電極間 電流 (E _{i10.1})	主電極間 電流制限値	主電極の 接液面積	電極表面 電流密度
	[kg]	[V]	[A]	[A]	[cm ²]	[A/cm ²]
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

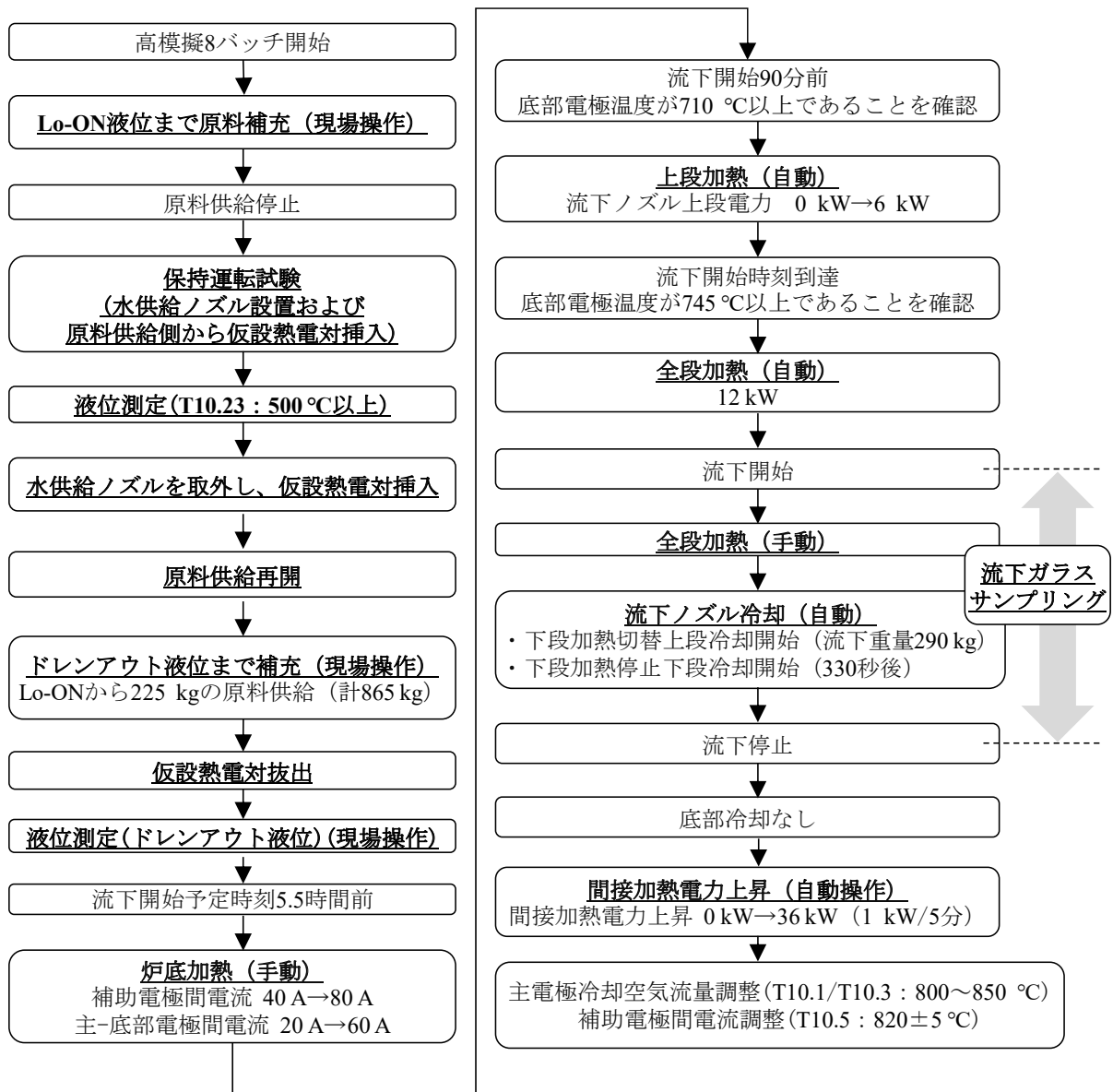


図 3-64 ドレンアウトIにおける試験フロー

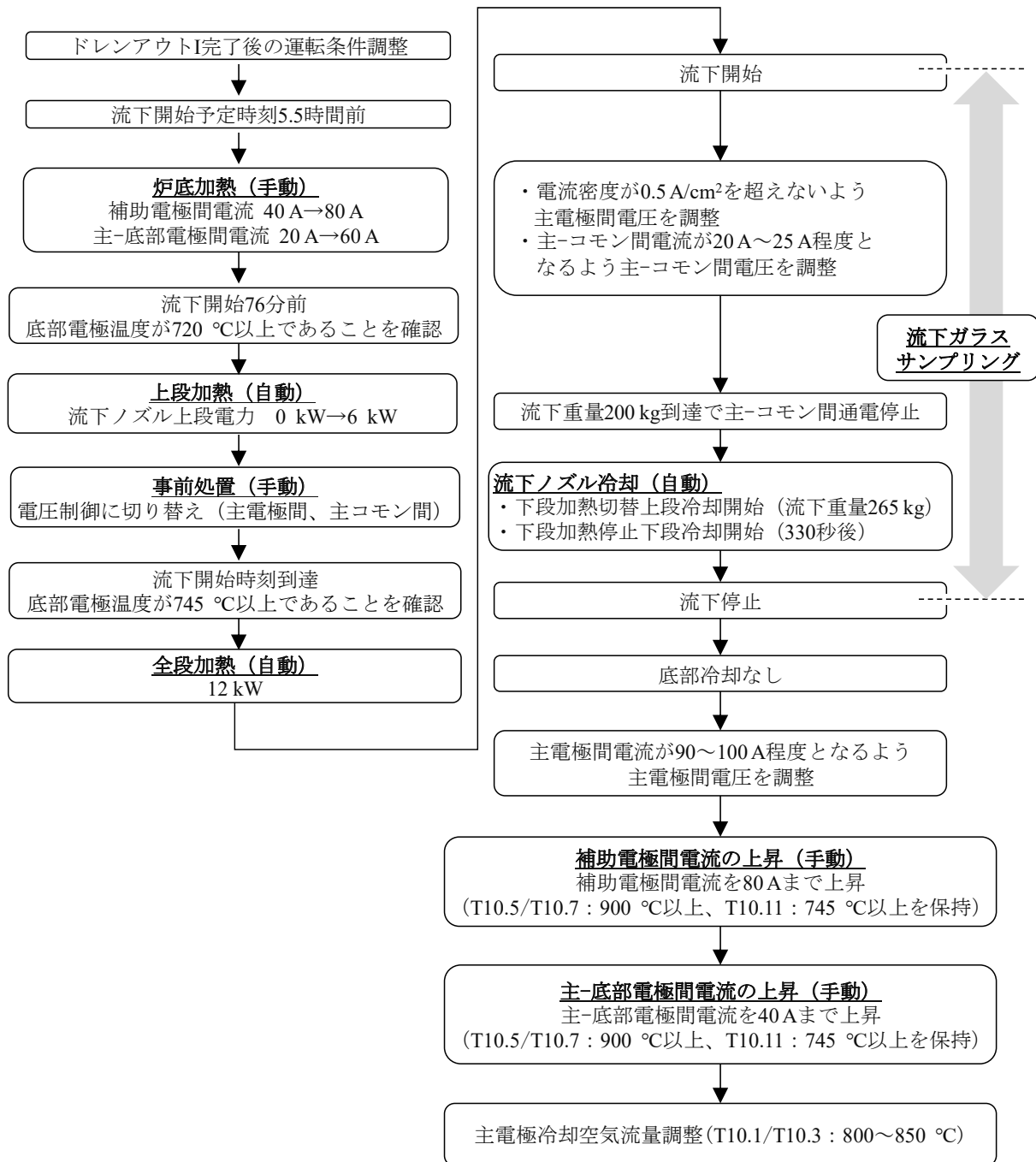


図 3-65 ドレンアウトIIにおける試験フロー

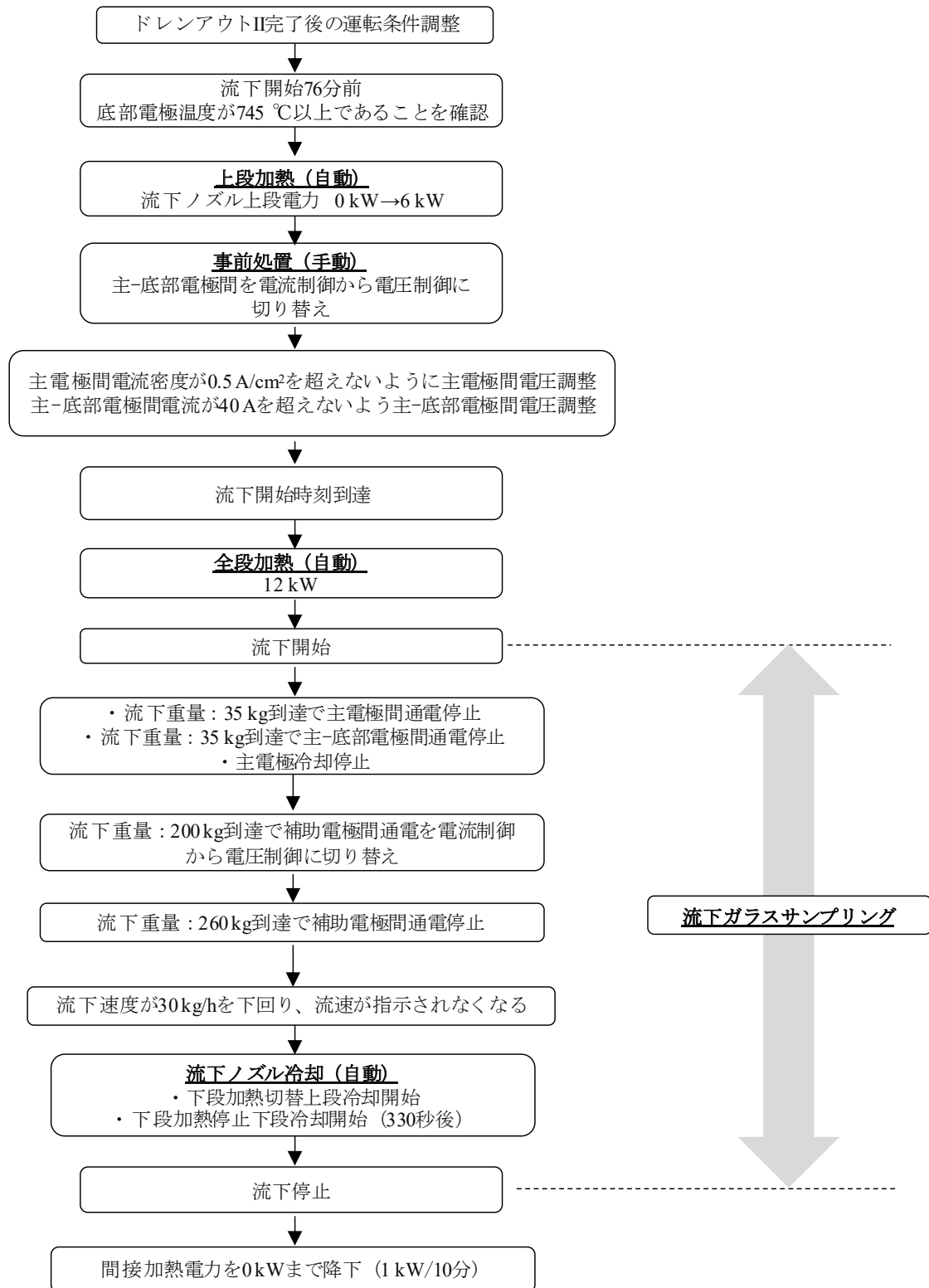


図 3-66 ドレンアウトIIIにおける試験フロー

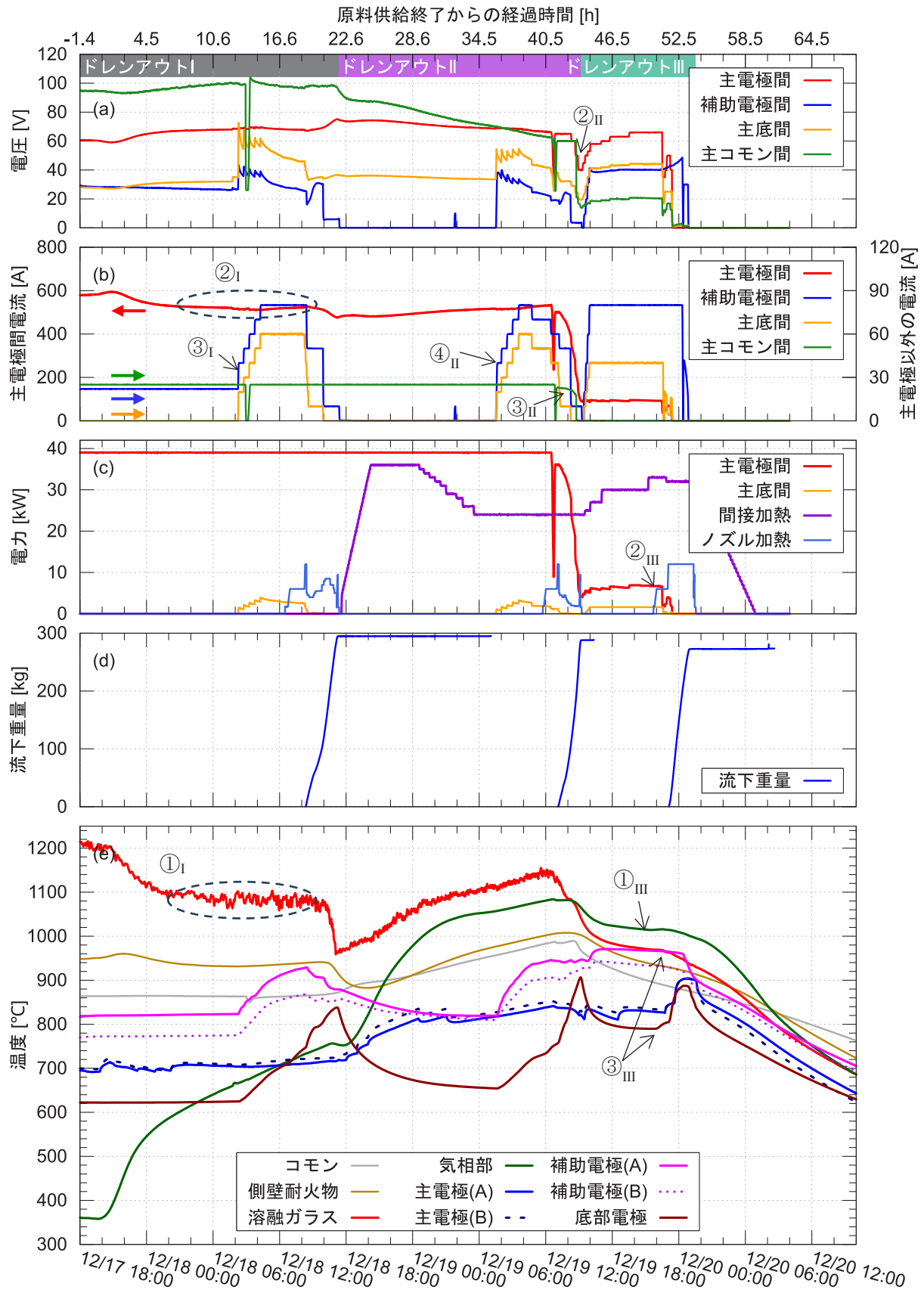


図 3-67 3号炉運転条件確認試験におけるドレンアウト時の運転パラメータと温度推移

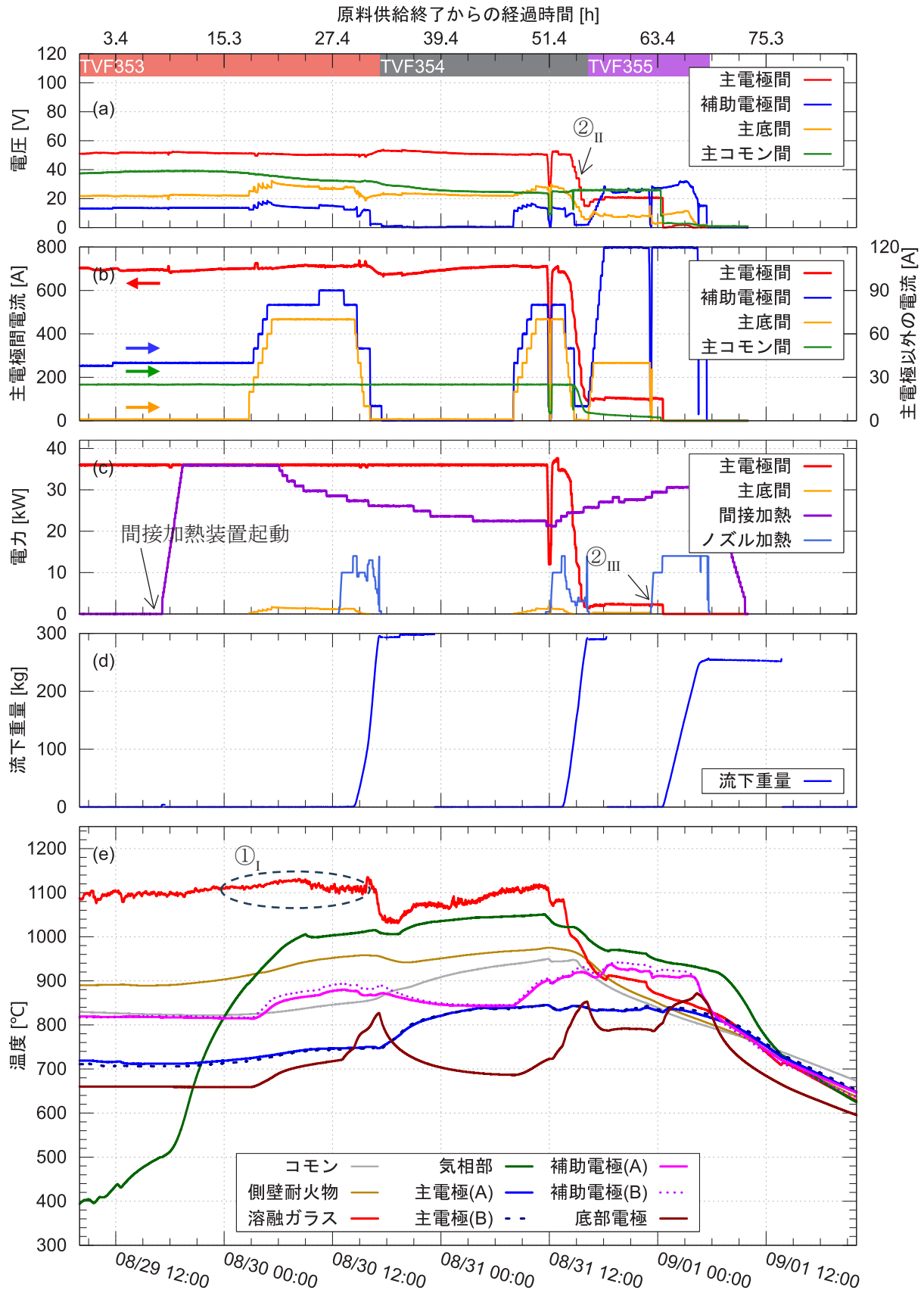


図 3-68 2号炉22-1CPにおけるドレンアウト時の運転パラメータと温度推移

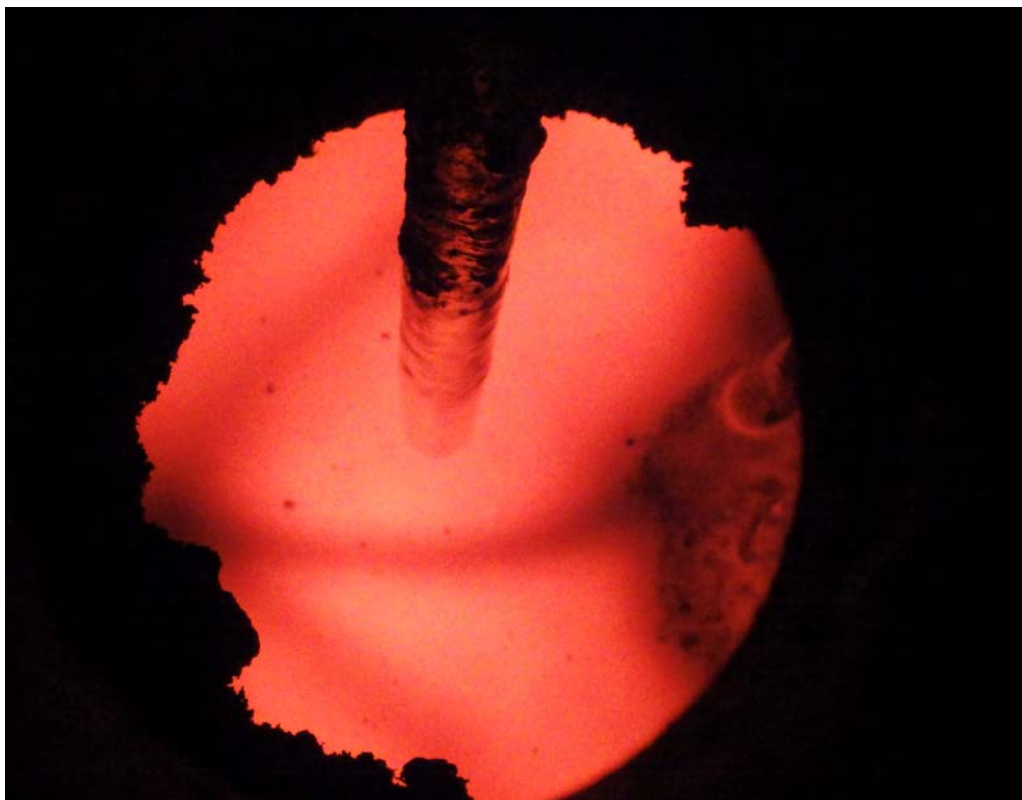


図 3-69 炉内確認時の溶融ガラス液面（2023/12/18 09:09撮影）

(1) ドレンアウトI (高模擬8バッチ目)



(2) ドレンアウトII



(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

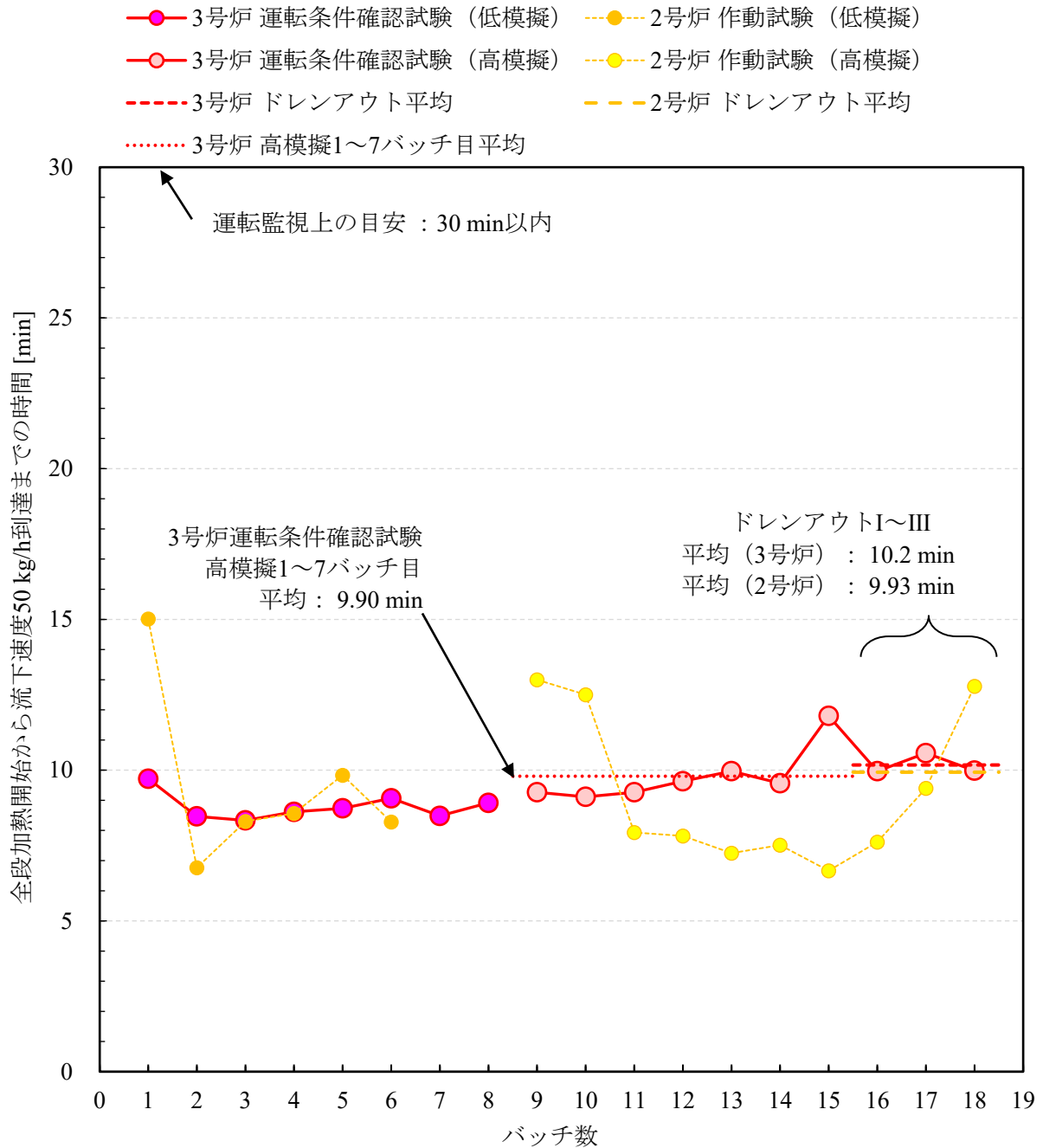


図 3-71 全段加熱開始から流下速度50 kg/h到達までに要した時間の関係

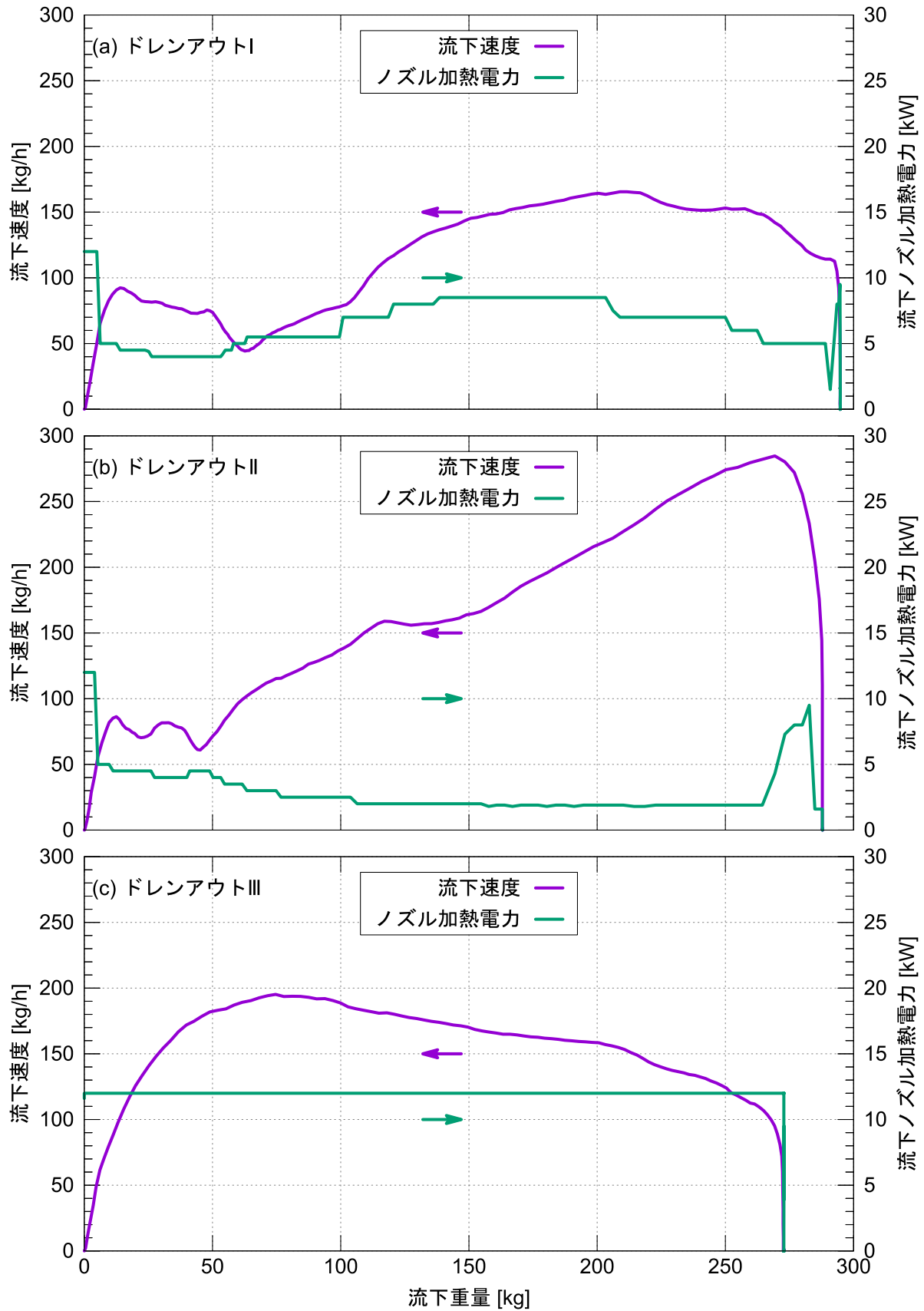
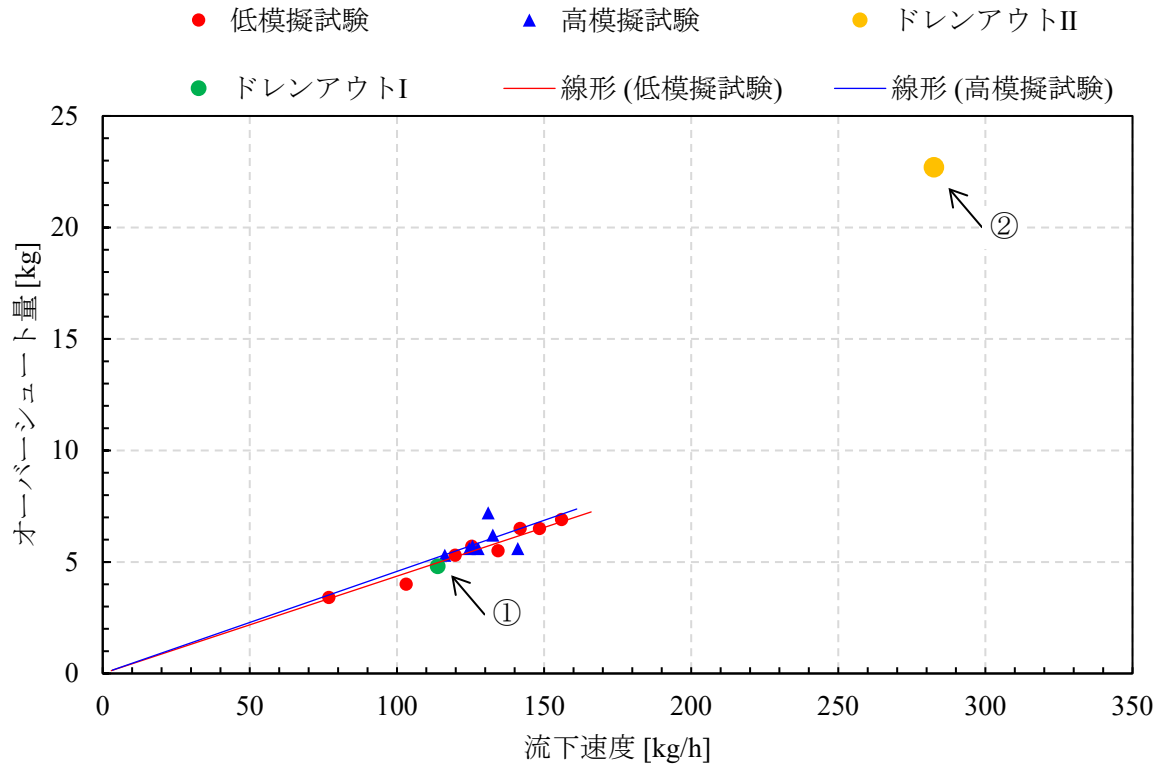


図 3-72 流下重量に対する流下速度と流下ノズル加熱電力（ドレンアウトI～III）



- ①ドレンアウトIにおいて、流下速度を100～120 kg/hの範囲に調整することで、オーバーシュート量を約5 kgに制御できた。
- ②ドレンアウトIIにおいて、流下速度は約283 kg/hとなったが、オーバーシュート量は約23 kgとなり、25 kg以内に制御できた。

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）

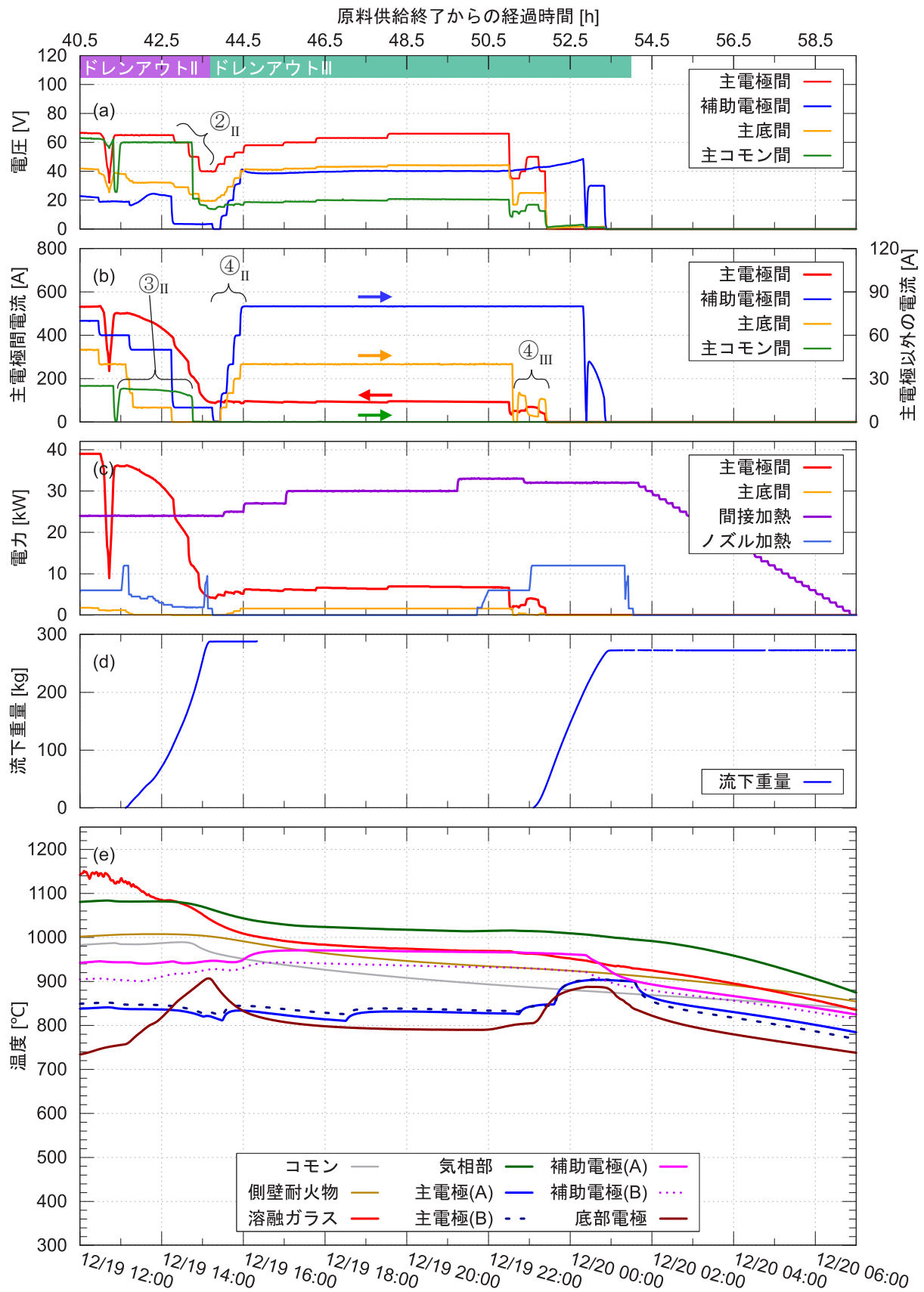


図 3-74 3号炉運転条件確認試験におけるドレンアウトIIIの運転パラメータと温度推移

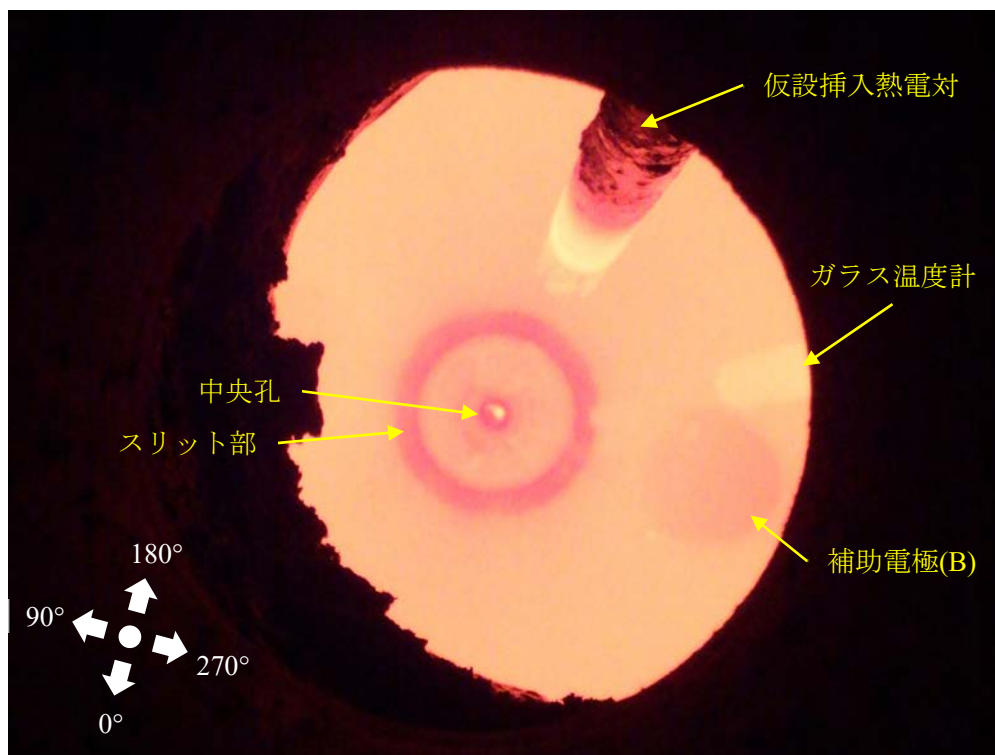


図 3-75 ドレンアウト後の炉底部写真 (2023/12/20 01:11撮影)

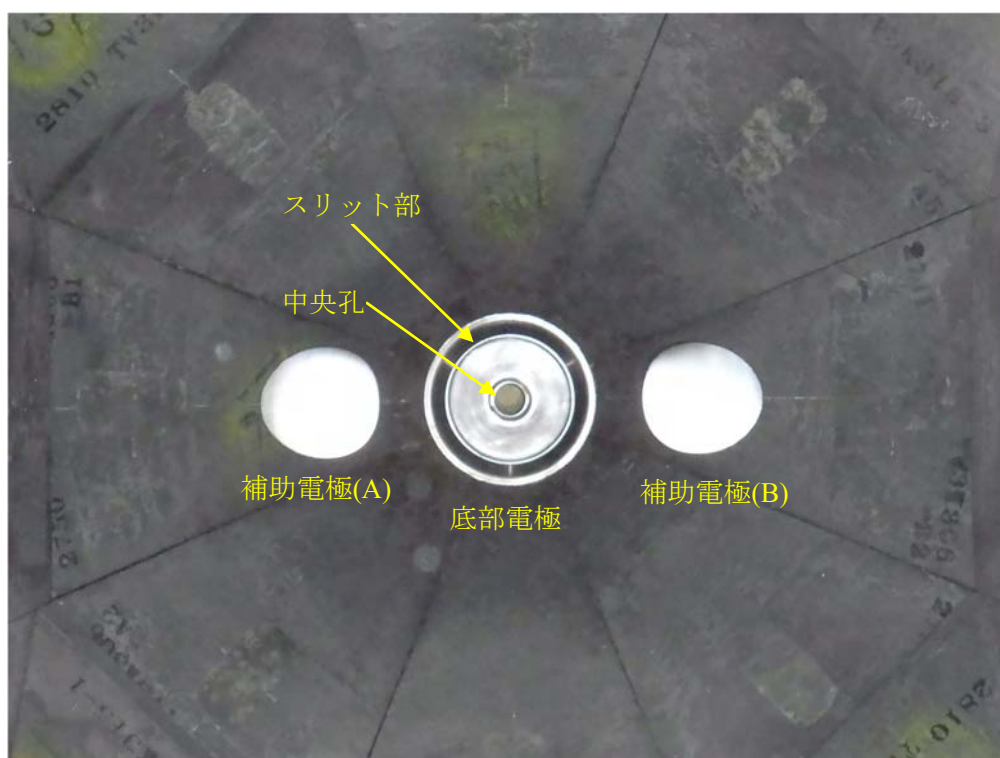


図 3-76 3号炉製作時の炉底部写真 (2022/09/28撮影)

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査されたシリコ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²⁾。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RuO₂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RuO₂、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⁶⁶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200 g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 kg → 3 kg → 5 kg → 10 kg → 20 kg → 30 kg → 40 kg → 50 kg → 75 kg → 100 kg → 150 kg → 200 kg → 250 kg → 280 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 kg → 3 kg → 5 kg → 10 kg → 20 kg → 30 kg → 40 kg → 50 kg → 75 kg → 100 kg → 150 kg → 200 kg → 250 kg → 270 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。

⁶⁶ 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RuO₂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。

$$C_{\text{RuO}_2} = 0.12226 X - 0.00059 \quad (3-14)$$

$$C_{\text{PdO}} = 0.09401 X - 0.02659 \quad (3-15)$$

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碎し、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⁶⁷。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。

$$C_{\text{RuO}_2} = \frac{X - 0.3648}{9.1231} \quad (3-16)$$

$$C_{\text{PdO}} = \frac{X - 1.6011}{14.577} \quad (3-17)$$

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。

⁶⁷ 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

白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⁶⁸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RuO₂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RuO₂濃度推移を図 3-79に示す。比較のため、2号炉におけるRuO₂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50 kg）でのガラスに含まれるRuO₂濃度を標準濃度⁶⁹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。

⁶⁸ 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。

⁶⁹ 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RuO₂（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（RuO₂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50 kg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、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50 kg付近でRuO₂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150 kg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0 wt%近くまで低下し、その後は0.1 wt%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270 kg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⁷⁰の濃度である。流下の最後に濃度が高まる現象はシリコンオイルを使った流下実験²⁾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_x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} と置く。供給された元素のうち、一部の揮発性分子（主にRuO₄）はオフガス系へ移行（ w_{off} ）し⁷¹、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_xはすでに炉内にあるPO_x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_xの重量を W_{rsdu} と置く。 k バッチ目（ $k = 1, 2, \dots, N$ ）における各重量の間には次の関係がある。

$$w_{\text{sply}}^k = w_{\text{off}}^k + w_{\text{melt}}^k \quad (3-18)$$

⁷⁰ 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81.26 gのガラスを採取した。

⁷¹ オフガス系へ移行した物質はスクラップで捕集され、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）。

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

白金族元素の抜き出し率 R_k は次のように定義する。

$$R_k \equiv \frac{w_{\text{pour}}^k}{w_{\text{melt}}^k} = \frac{(k\text{バッチ目の流下ガラスに含まれるPの酸化物換算重量})}{(k\text{バッチのうちに溶融炉へ供給したPの酸化物換算重量})} \quad (3-20)$$

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_x 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 ($i = 1, 2, \dots, M$) にサンプリングしたガラスの PO_x 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。0 kg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_x 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

$$w_{\text{pour}}^k = c_1^k m_1^k + \sum_{i=1}^N \frac{c_i^k + c_{i+1}^k}{2} (m_{i+1}^k - m_i^k) + c_M^k (m_{\text{fin}}^k - m_M^k) \quad (3-21)$$

である。 k バッチ目の PO_x 供給量は、

$$w_{\text{sply}}^k \equiv (k\text{バッチ目の廃液供給量[L]}) \times (\text{廃液中の}\text{PO}_x\text{換算濃度[kg/L]}) \quad (3-22)$$

である。ここで PO_x 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_x 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

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

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、

$$w_{\text{melt}}^k = \frac{\sum_i (w_{\text{sply}}^i - w_{\text{off}}^i)}{\sum_i w_{\text{sply}}^i} w_{\text{sply}}^k = \frac{\sum_i w_{\text{melt}}^i}{\sum_i w_{\text{sply}}^i} w_{\text{sply}}^k \quad (3-24)$$

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 $W_{\text{rsdu}}^N \approx 0$ となり、式(3-19)から $\sum_k w_{\text{melt}}^k \approx \sum_k w_{\text{pour}}^k$ と近似できる。実際、2号炉作動試験⁷²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_x 溶融量 w_{melt}^k は、

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

である。

⁷² 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 RuO_2 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_k を求める。すなわち、

$$S_k \equiv \frac{W_{\text{rsdu}}^k}{\sum_{i=1}^k w_{\text{melt}}^i} = \frac{(k \text{バッチ目の炉内ガラスに含まれるPの酸化物換算重量})}{(k \text{バッチまでに溶融炉へ供給したPの酸化物換算重量})} \quad (3-26)$$

である。これを、2号炉作動試験⁷³のときの値と比較する。

a. ルテニウム

RuO_2 重量換算した残留率の推移を図 3-88に示す。 RuO_2 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 RuO_2 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）²⁾。

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

⁷³ 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。

実際の熔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。

表 3-22 検量線作成に用いた標準試料の白金族元素濃度

標準試料	調合目標		ICP分析結果	
	RuO ₂ 換算濃度	PdO換算濃度	RuO ₂ 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

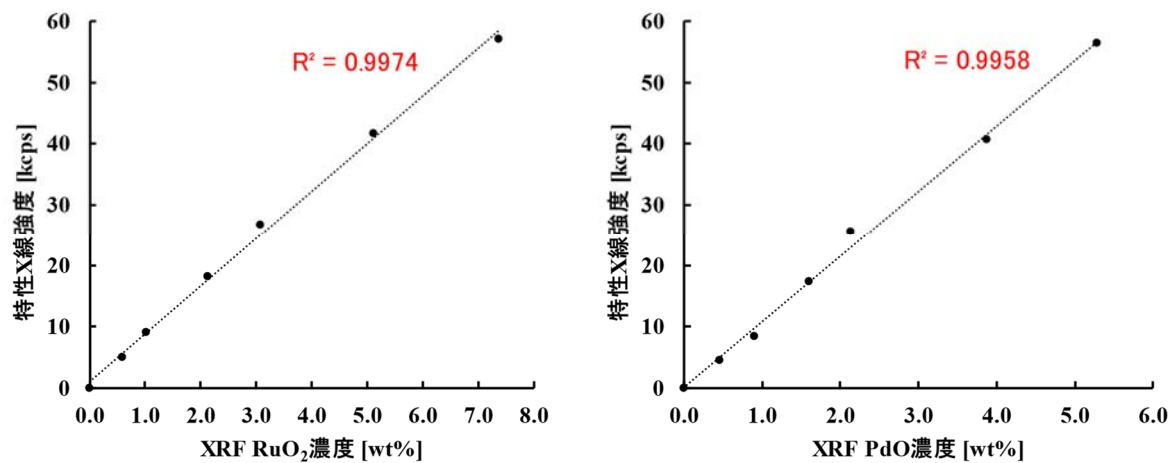


図 3-77 RuO₂とPdOの検量線

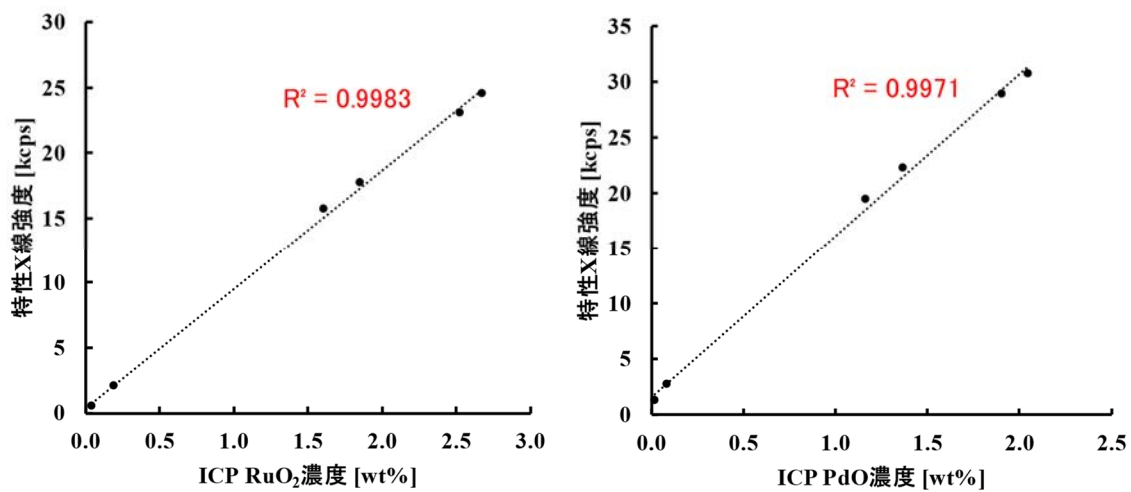


図 3-78 RuO₂とPdOの補正検量線

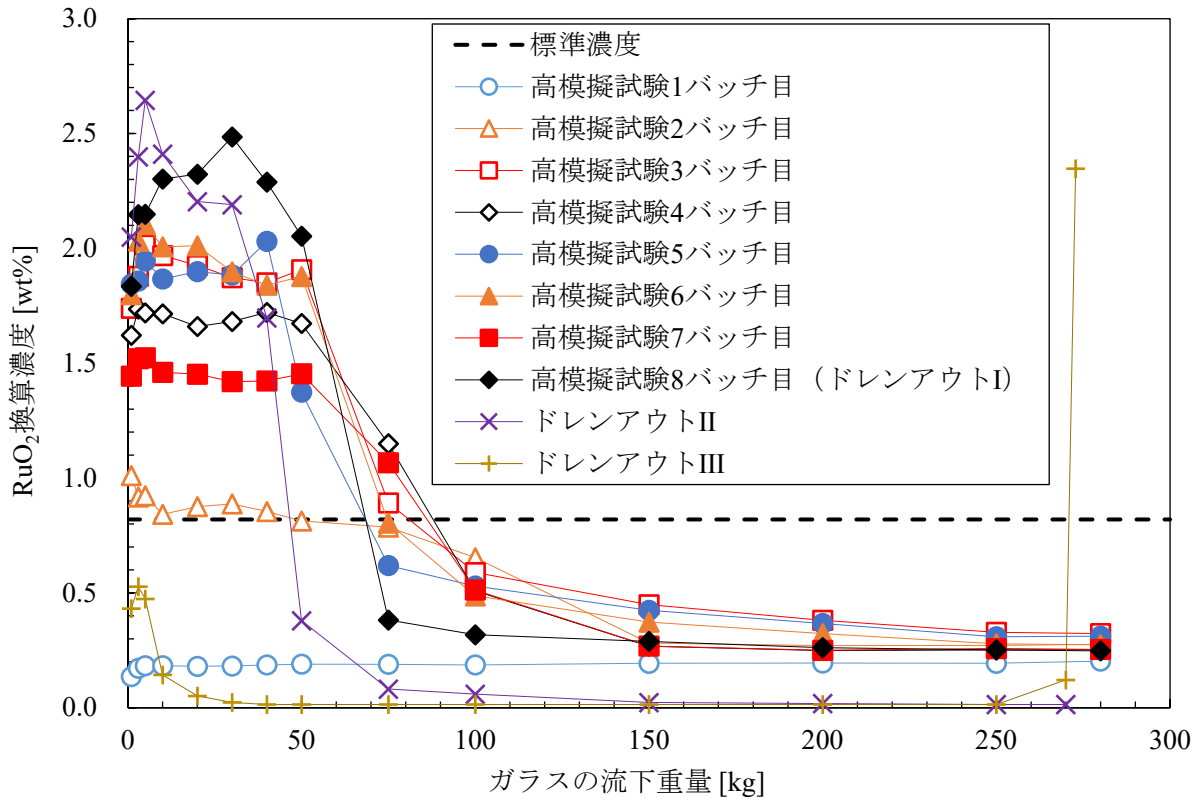


図 3-79 3号炉の運転条件確認試験における流下ガラス中のRuO₂換算濃度の推移（再掲）

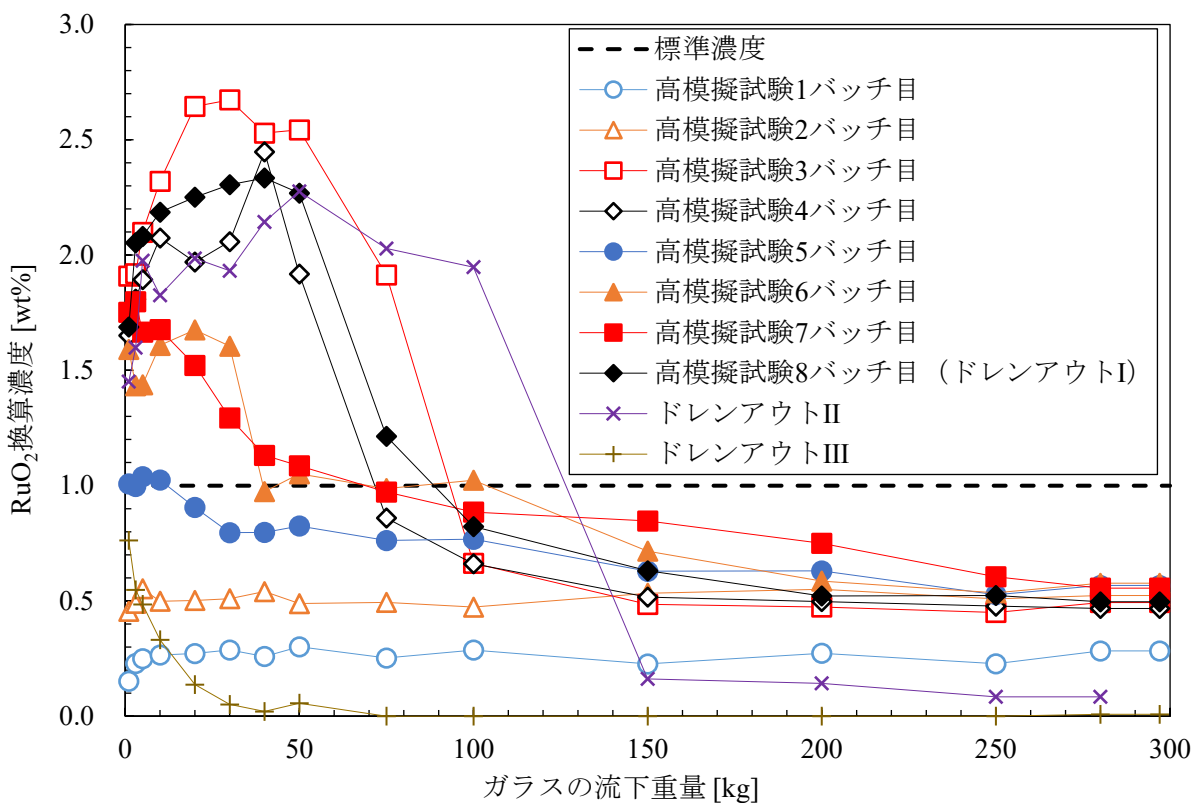


図 3-80 2号炉の作動試験における流下ガラス中のRuO₂換算濃度の推移

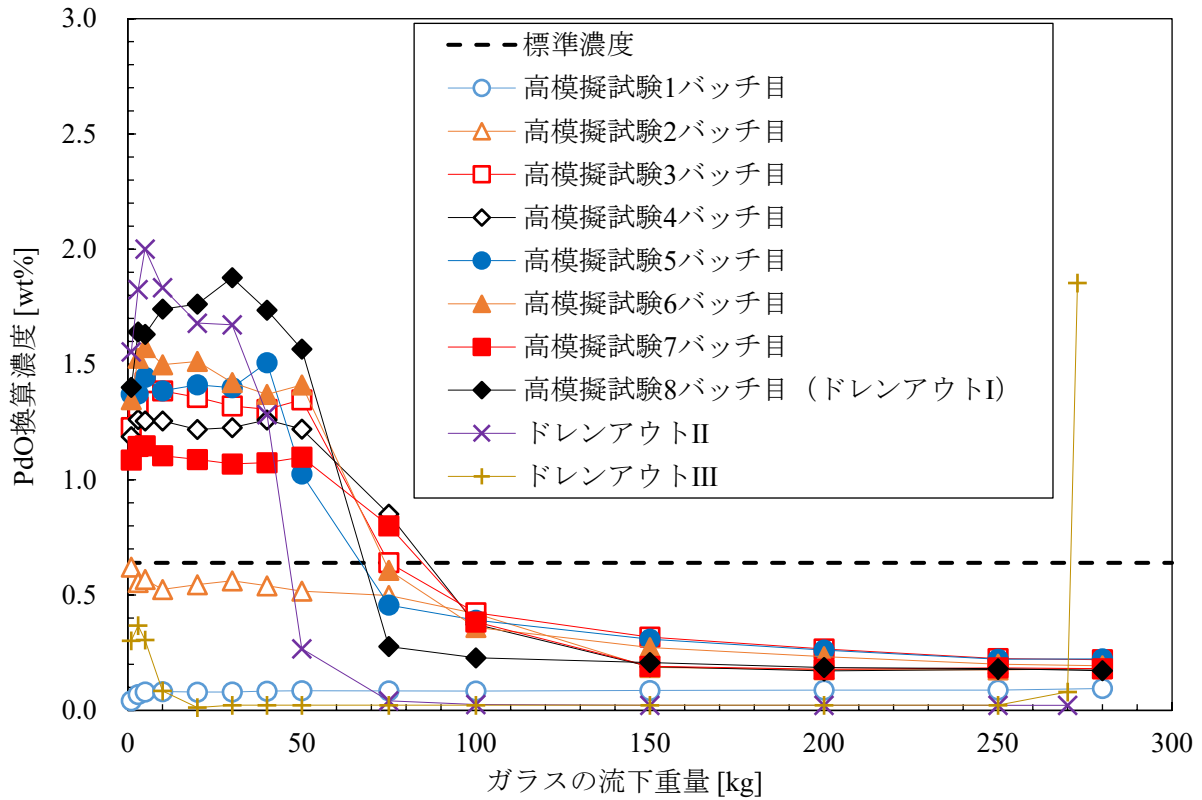


図 3-81 3号炉の運転条件確認試験における流下ガラス中のPdO換算濃度の推移（再掲）

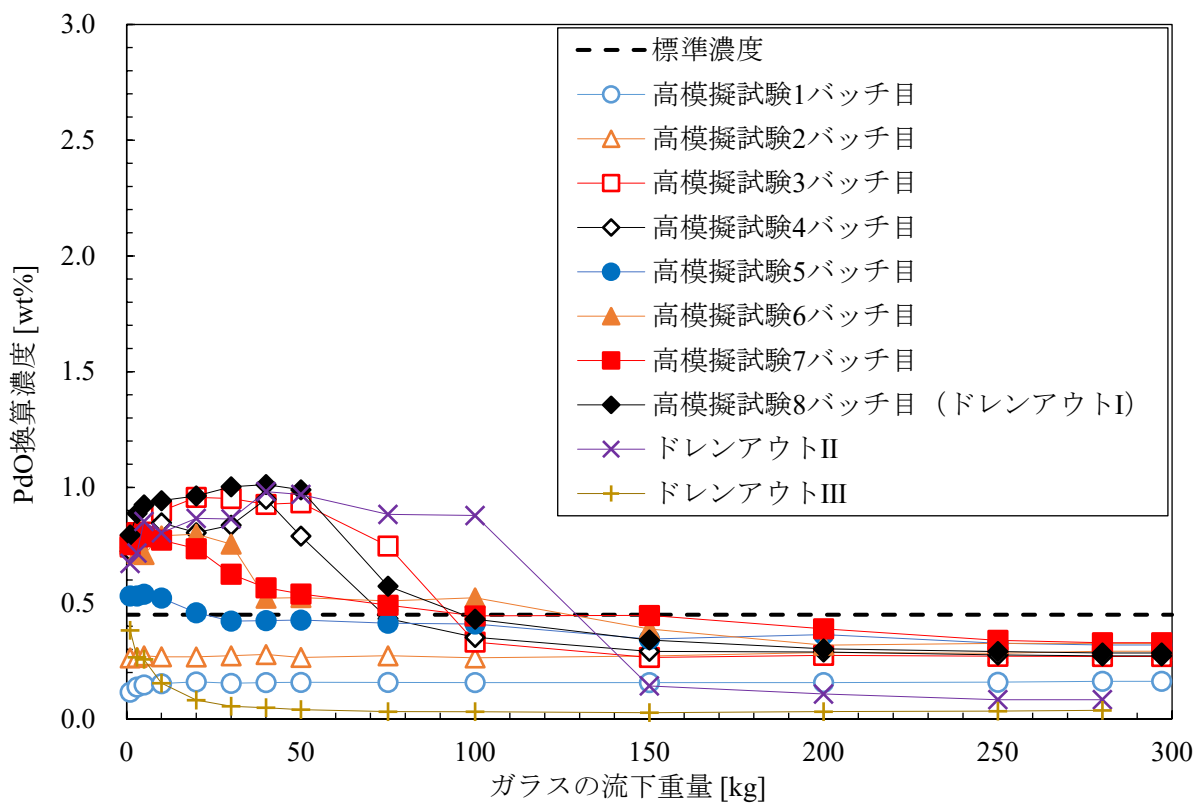


図 3-82 2号炉の作動試験における流下ガラス中のPdO換算濃度の推移

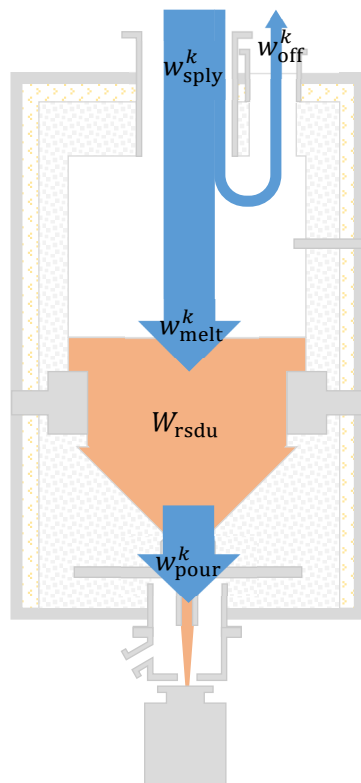
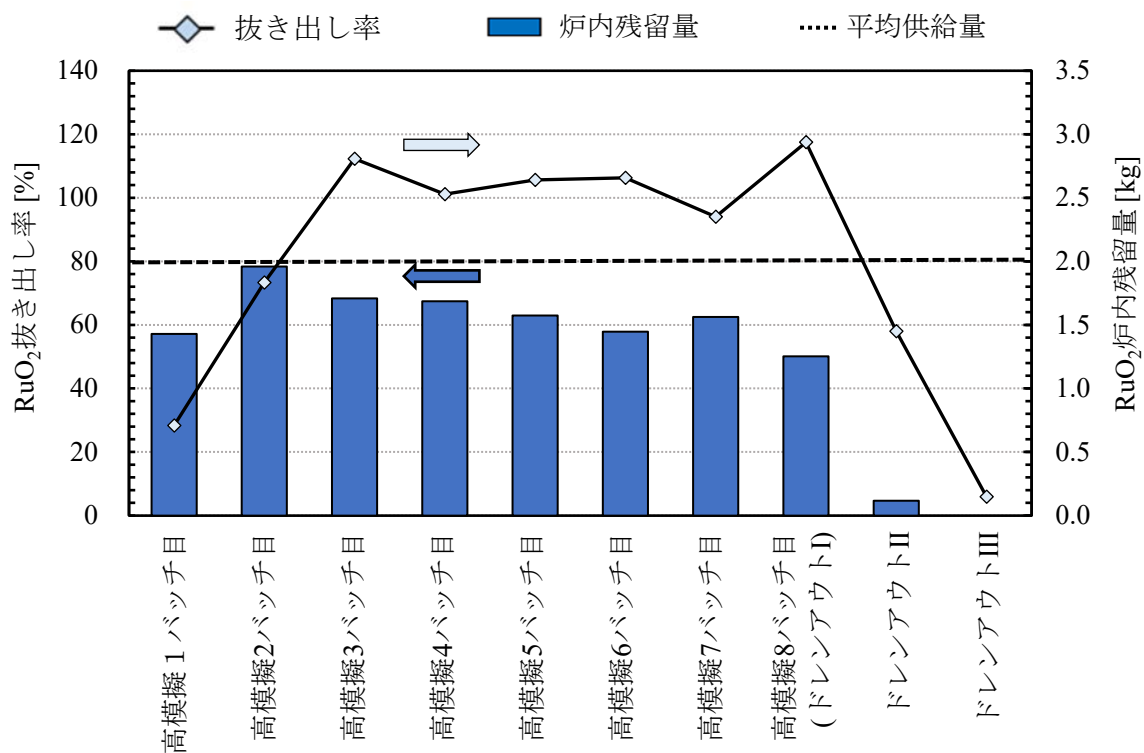
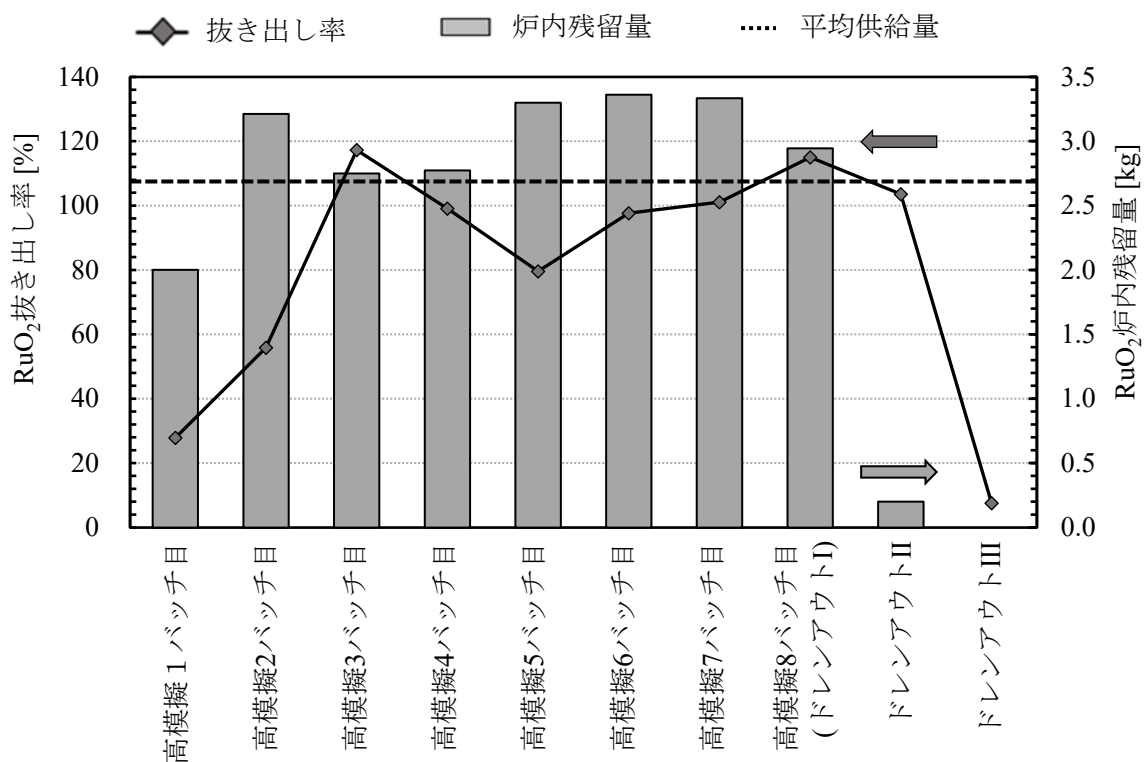


図 3-83 第 k バッチ目における白金族元素酸化物換算重量の収支に関するSankeyダイアグラム

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 3-85 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

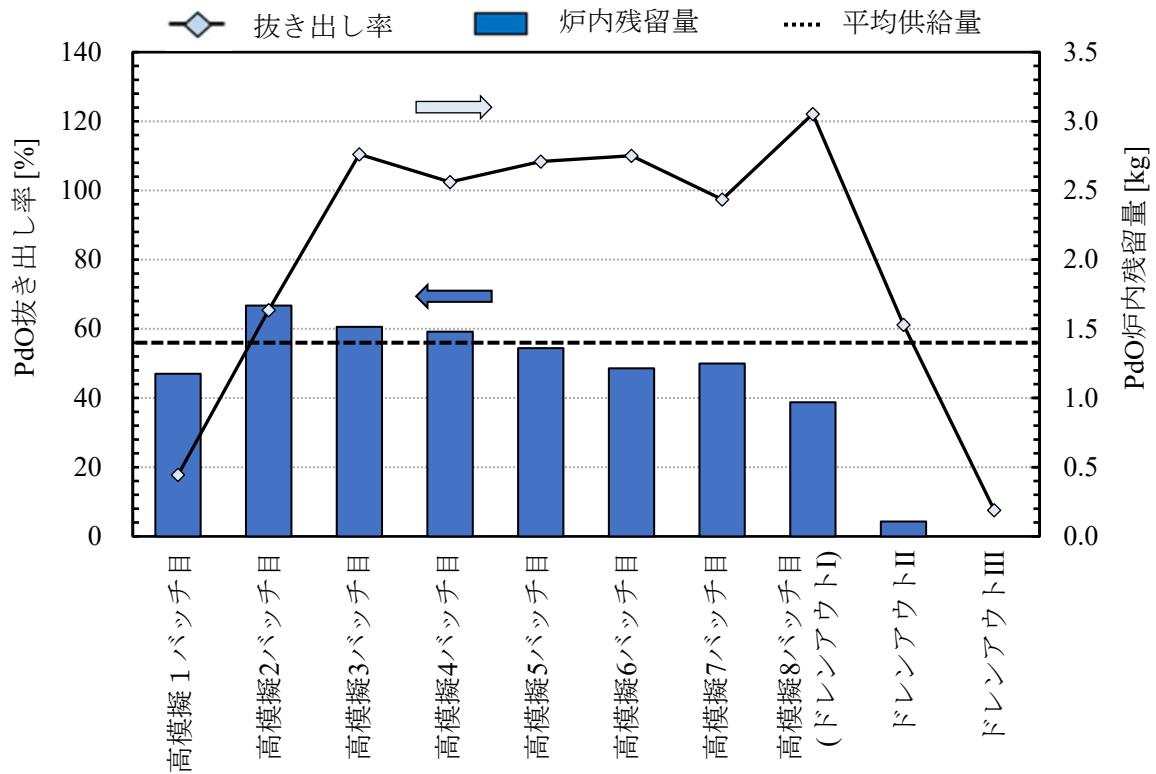


図 3-86 3号炉運転条件確認試験におけるPdO抜き出し率と炉内残留量の推移（再掲）

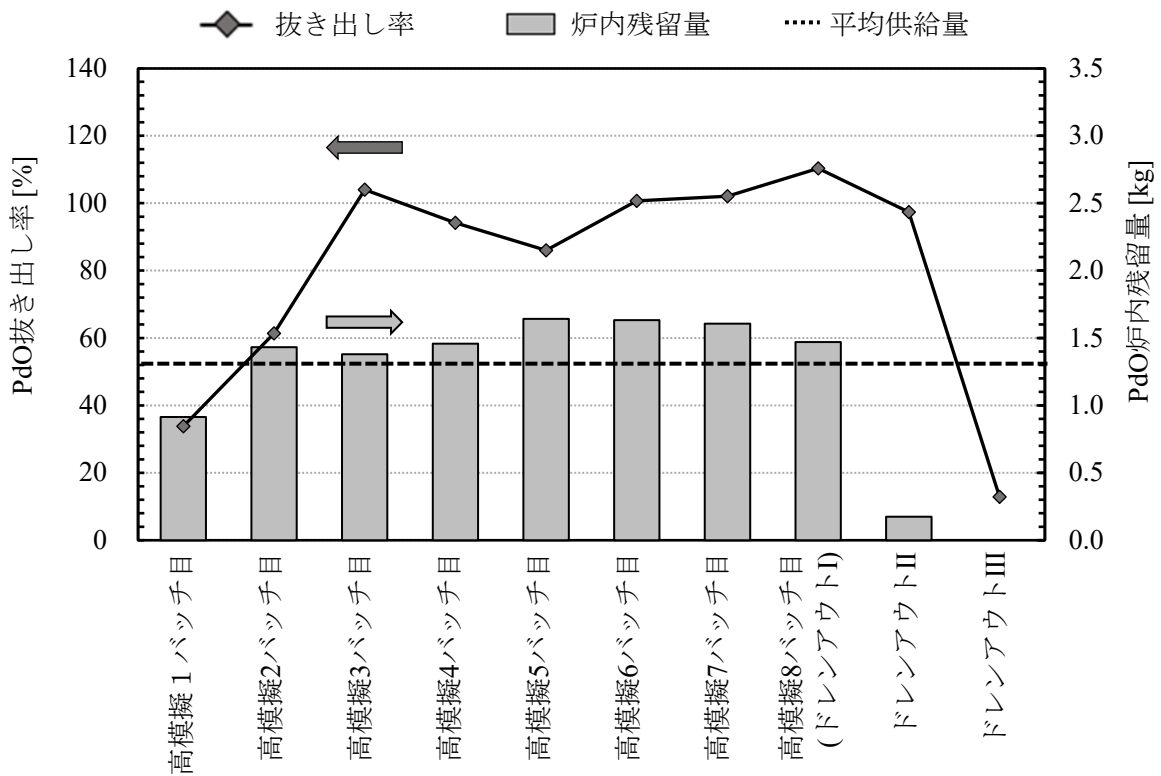


図 3-87 2号炉作動試験におけるPdO抜き出し率と炉内残留量の推移

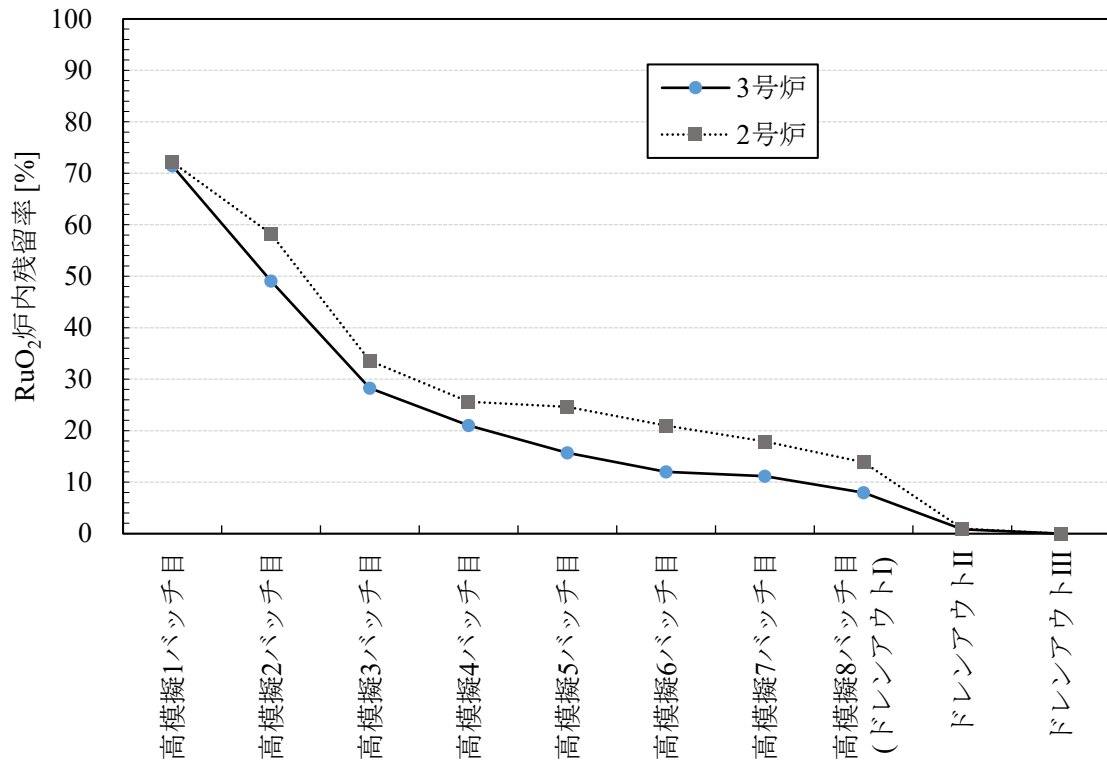


図 3-88 3号炉と2号炉のRuO₂残留率の推移

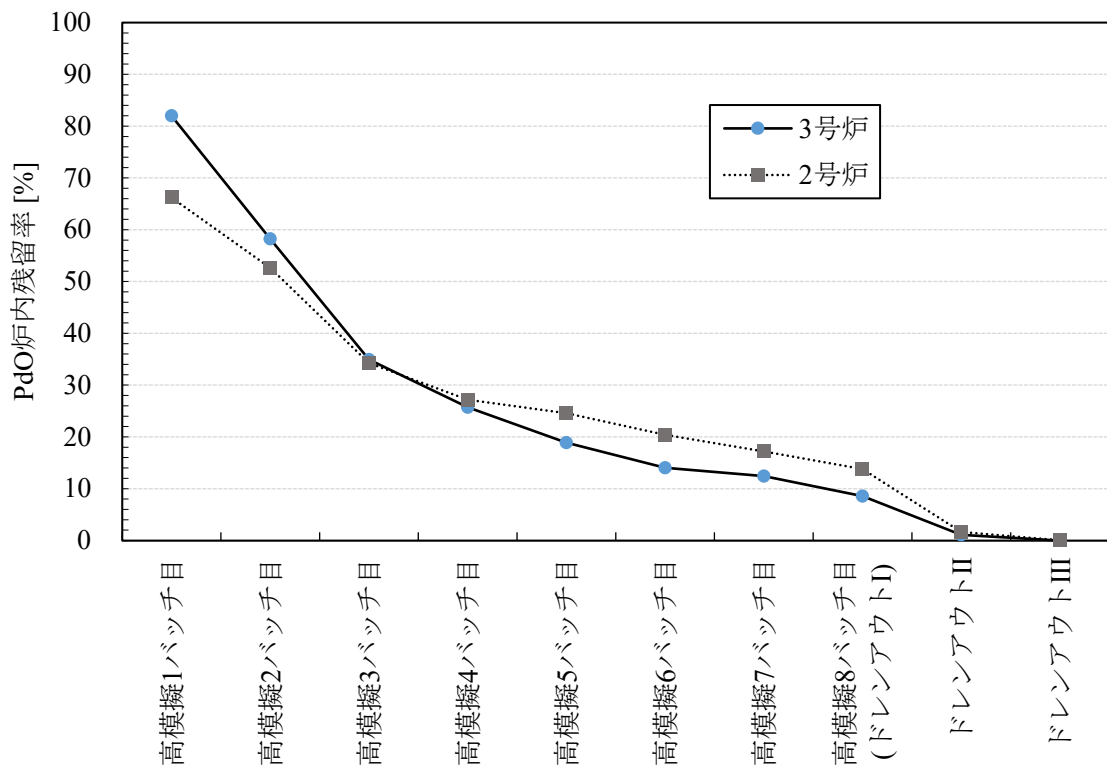


図 3-89 3号炉と2号炉のPdO残留率の推移

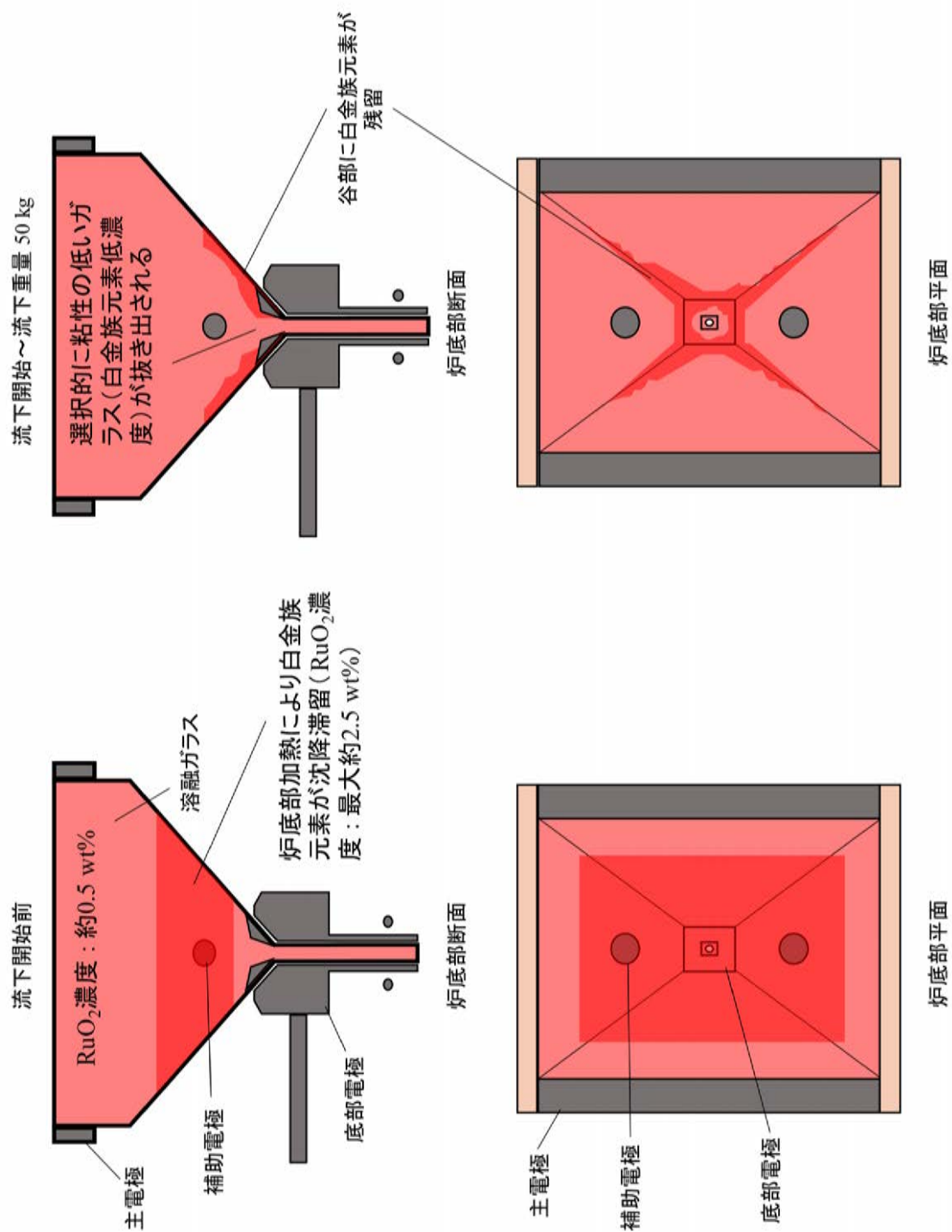


図 3-90 2号炉の流下開始から流下初期における白金族元素挙動の模式図

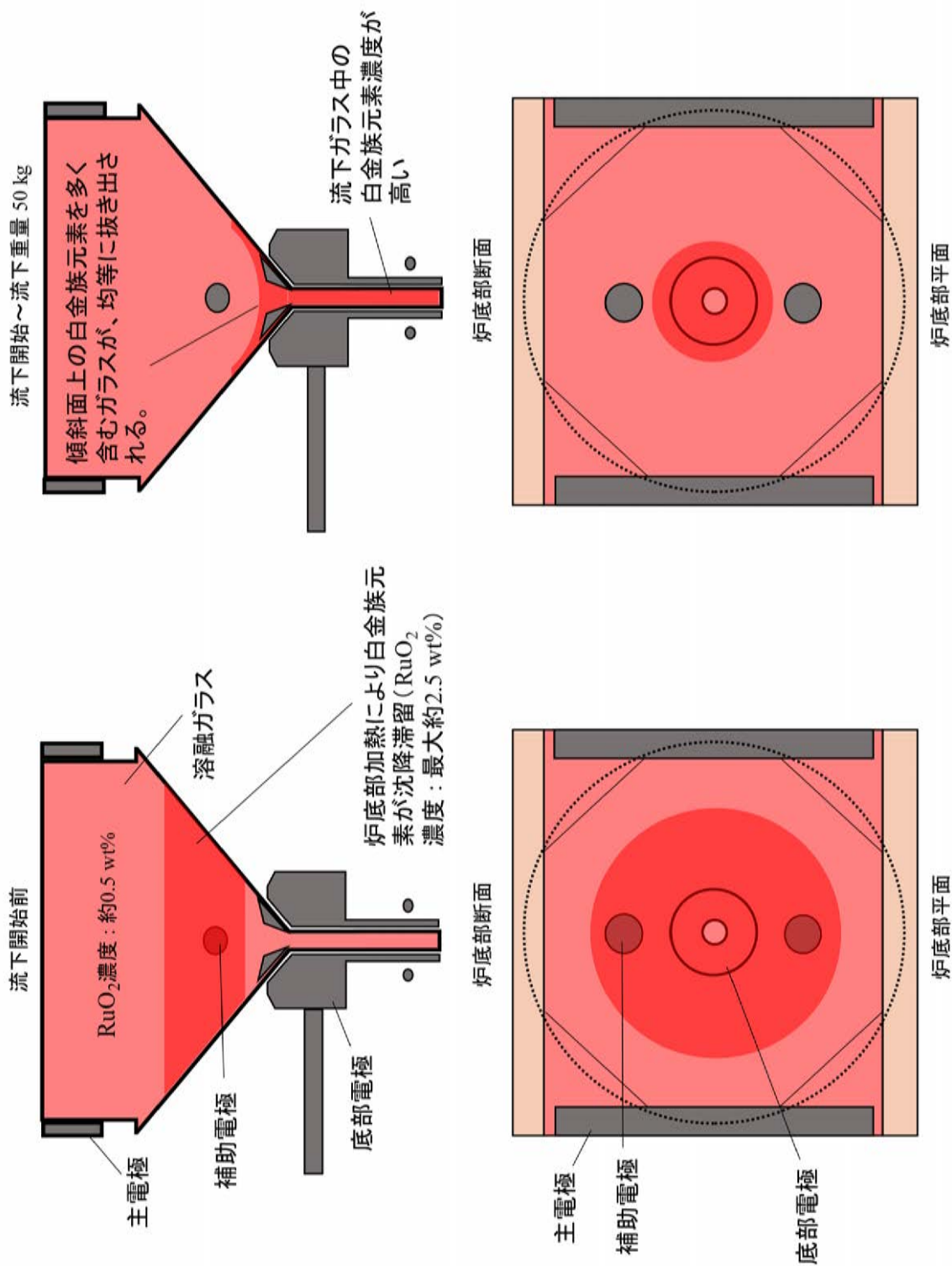


図 3-91 3号炉の流下開始から流下初期における白金族元素挙動の模式図

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^{25),26),27)}、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¹¹⁾や、3号炉の炉底形状を決定する際に用いている²⁾。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^{9),28)}。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一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 °C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¹⁵⁾。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 °C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²⁾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、補助電極高さの熔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50 mm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本の仮設熱電対を熔融ガラスへ挿入する(図 4-1、図 4-2、図 4-3を参照)。既設の熔融ガラス温度計(T10.27)や常設の底部電極温度計(T10.11)と併せて熔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⁷⁴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

熔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熔融炉中心から方位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、熔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熔融ガラスに挿入し、それ以外の時には熔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に示すように熔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熔融ガラスと等電位になるので、熔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氣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⁷⁵。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

⁷⁴ R型(Pt-Rh10%) シース熱電対(JIS C1602-2015)

⁷⁵ 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、NO_x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熔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熔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℃の熔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熔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)のグラフは熔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⁷⁶。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）では計測開始から熔融ガラスの温度が単調に低下し、低模擬2バッチ目終了（11/18 13:50）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熔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

⁷⁶ 2号炉運転シミュレーションの結果から、熔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、熔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、今後の熔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、熔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. 仮焼層の熔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⁷⁷、電流を5 Aまで増加⁷⁸
 2023/11/28 05:44 主底間通電を0 Aへ下げ、熔融ガラスからの仮設挿入熱電対引き抜き⁷⁹
 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、熔融ガラスへ仮設挿入熱電対を再び挿入⁸⁰
 2023/11/28 08:45 熔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

⁷⁷ 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、熔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。

⁷⁸ 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。

⁷⁹ 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0 Aへ下げた。

⁸⁰ 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15 kgの時点で仮設挿入熱電対を熔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10 Aを維持するところを、あえて流下開始後速やかに0 A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0 A、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 °C）
2023/11/28 17:20～17:23	底部電極温度（T10.11）：470 °C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 °C降下確認（T10.5、10.7：820.0、804.6 °C）

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、熔融槽上部の比較的高温なガラスが流下速度130～160 kg/hの比較的高速の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、熔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 °C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 °C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 °C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は電極と同様に熔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^2 で通電⁸¹しながら $1200\text{ }^{\circ}\text{C}$ の熔融ガラスに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。熔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熔融において約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、さや管の先端部は熔融ガラスが約 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熔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熔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、熔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熔融炉の熱収支を見積もる⁸²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⁸³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。

⁸¹ 実際の使用環境での表面電流密度は不明

⁸² 熔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。熔融炉からスクラップ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、熔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。

⁸³ 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. 仮焼層の熔融過程

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。

仮焼層は熔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、熔融ガラス液面から気相部への放熱が抑制され、熔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熔融炉解析システム^{25), 26), 27)}では、仮焼層の厚さを一定と仮定してモデル化してきた⁹⁾。しかし実際の運転中には、仮焼層の厚みが増加する現象が発生しており、シミュレーションで熔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熔融が進むと、熔融ガラスからの放熱が増加して冷えた表層の熔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、仮焼層が熔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熔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熔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) 熔融時間

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熔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熔融した。液面の赤熱具合から、液面からの射度（radiosity）⁸⁴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熔融炉⁸⁵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^{1)§5.4}。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⁸⁶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熔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⁸⁷を適用することは妥当な選択になると考えられる。

カートリッジを熔融する今回の試験や過去のカレット熔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）のカレット熔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

⁸⁴ 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（熔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。

⁸⁵ 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

⁸⁶ 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。

⁸⁷ 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⁸⁸⁾。

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熔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熔融し、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と限られるのが分かる。冷え固まったガラスは熔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熔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⁸⁹⁾を原料として供給する場合、仮焼層と熔融ガラスの間には気泡溜まりの存在が指摘されており^{28), 29)}、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^{30), 31)}。一方でカートリッジを原料とした今回の試験では、仮焼層が熔融した後の熔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

今回の観察では熔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熔融した試験（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

⁸⁸⁾ 白金族元素含有ガラスを熔融するつばサイズの実験では、パラジウム-テルル合金が球状の液滴微粒子を形成し³⁵⁾、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³⁶⁾。

⁸⁹⁾ 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。熔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、その奥の熔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、熔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）。主対流は熔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。

表 4-1 仮設挿入熱電対さや管の寸法

	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 4-2 仮設挿入熱電対の測温点設置位置

さや管	計測点の高さ[mm] (底部電極上端から)	タグ
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	538.5	T10.84
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	613.5	T10.88
水供給ノズル側さや管	763.5	T10.89

表 4-3 ケーシング表面仮設熱電対の設置位置

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

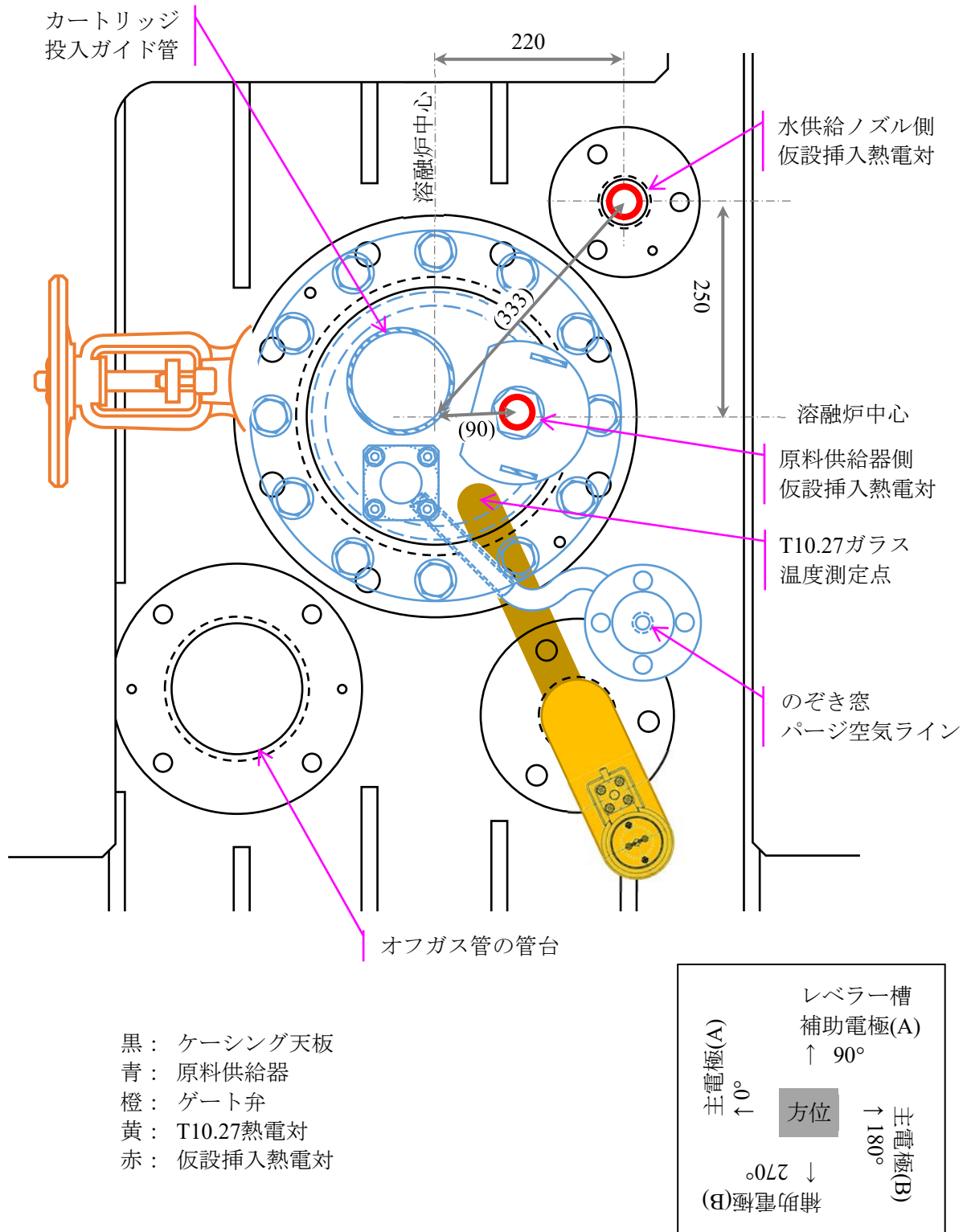


図 4-1 熱電対の水平方向位置

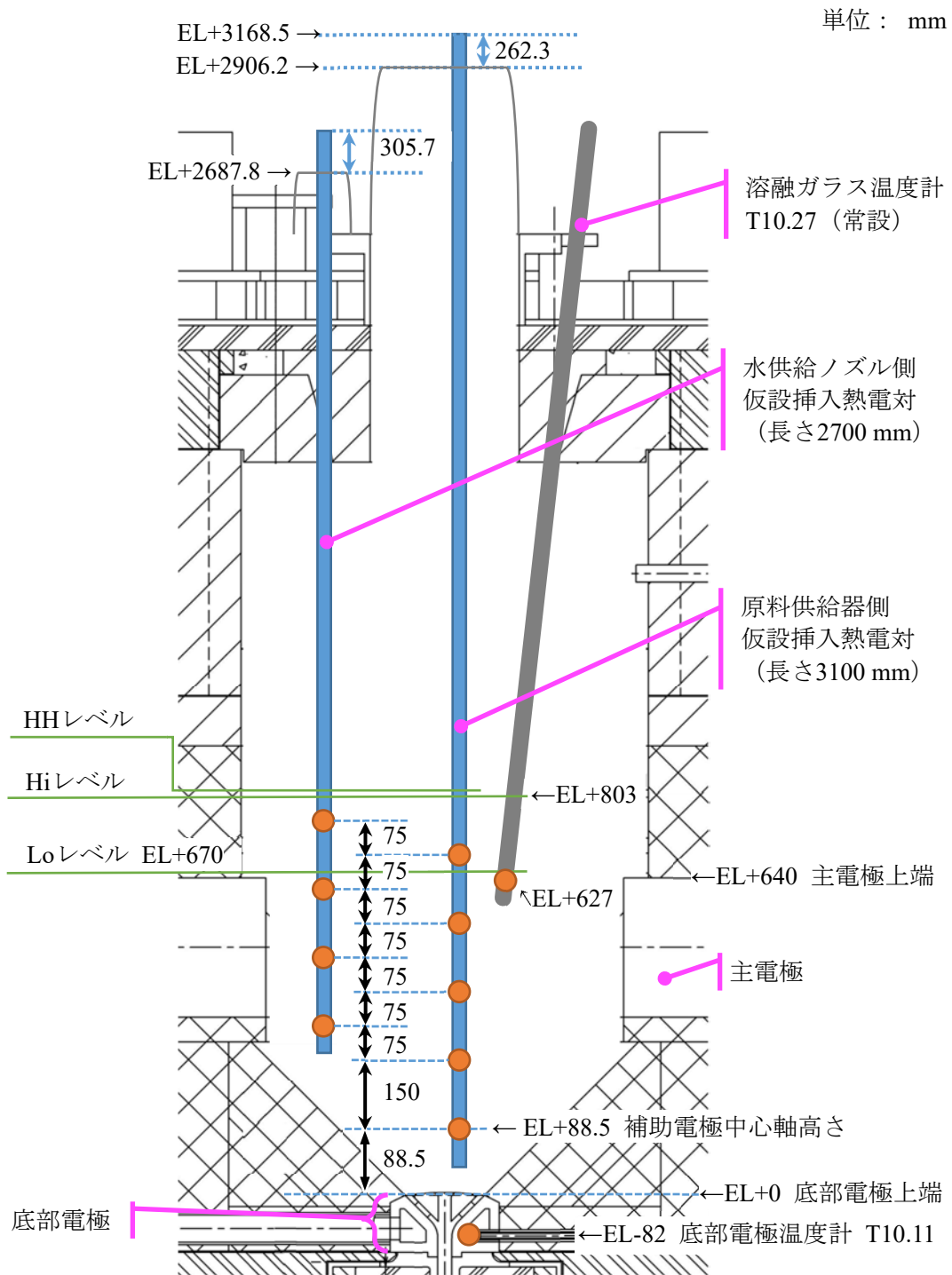


図 4-2 溶融ガラス温度分布計測時の測温点の鉛直方向位置 (再掲)

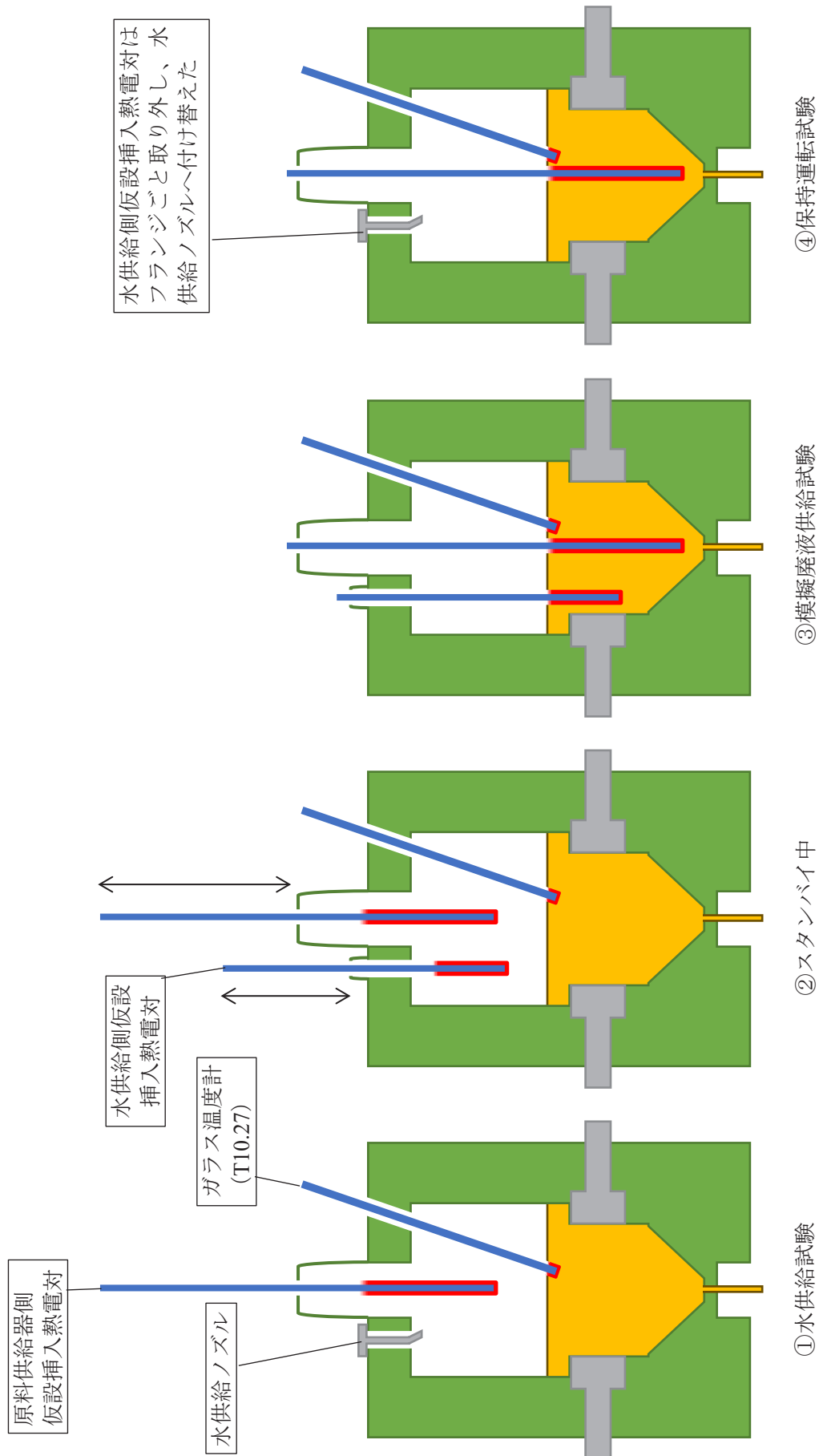
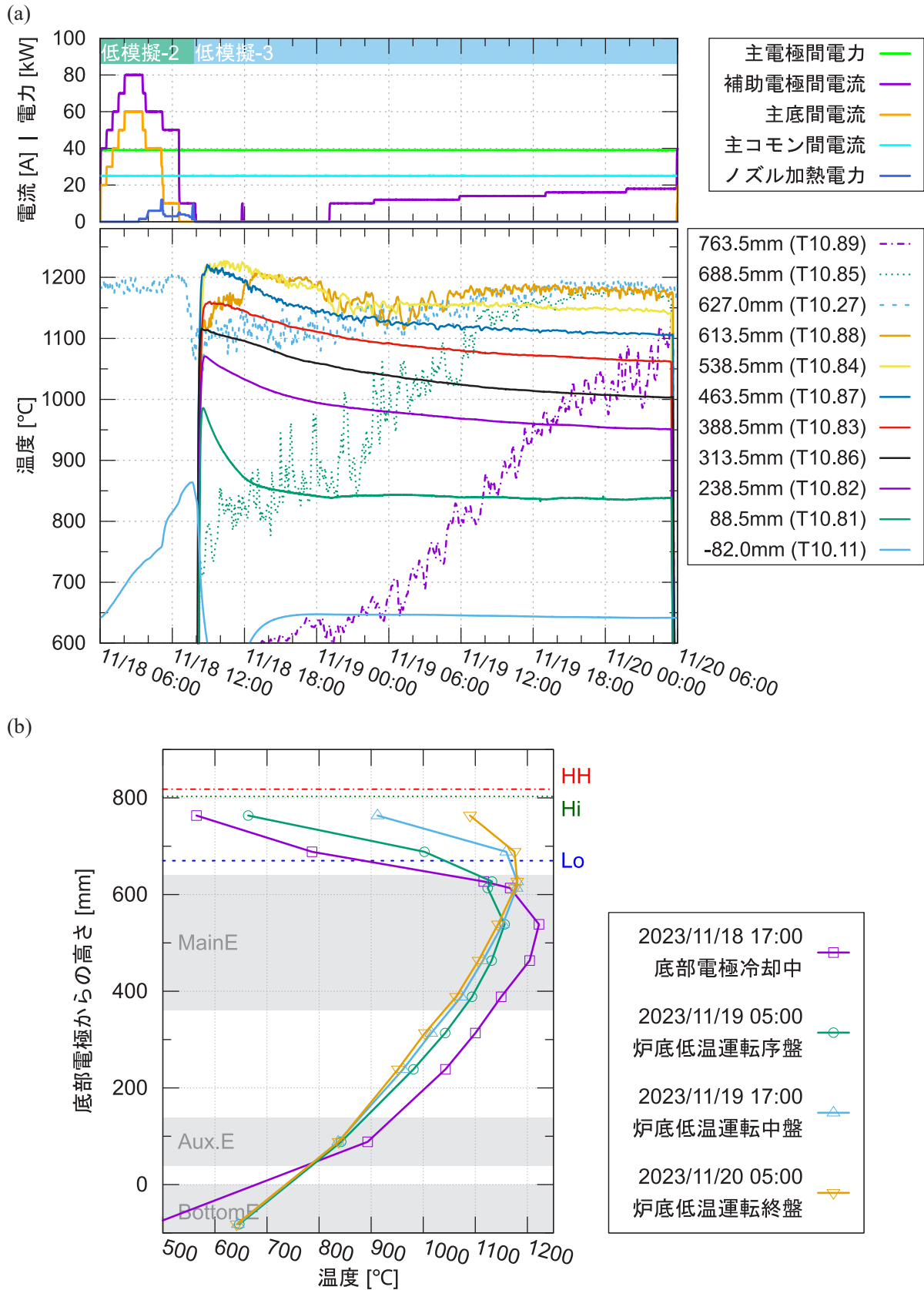
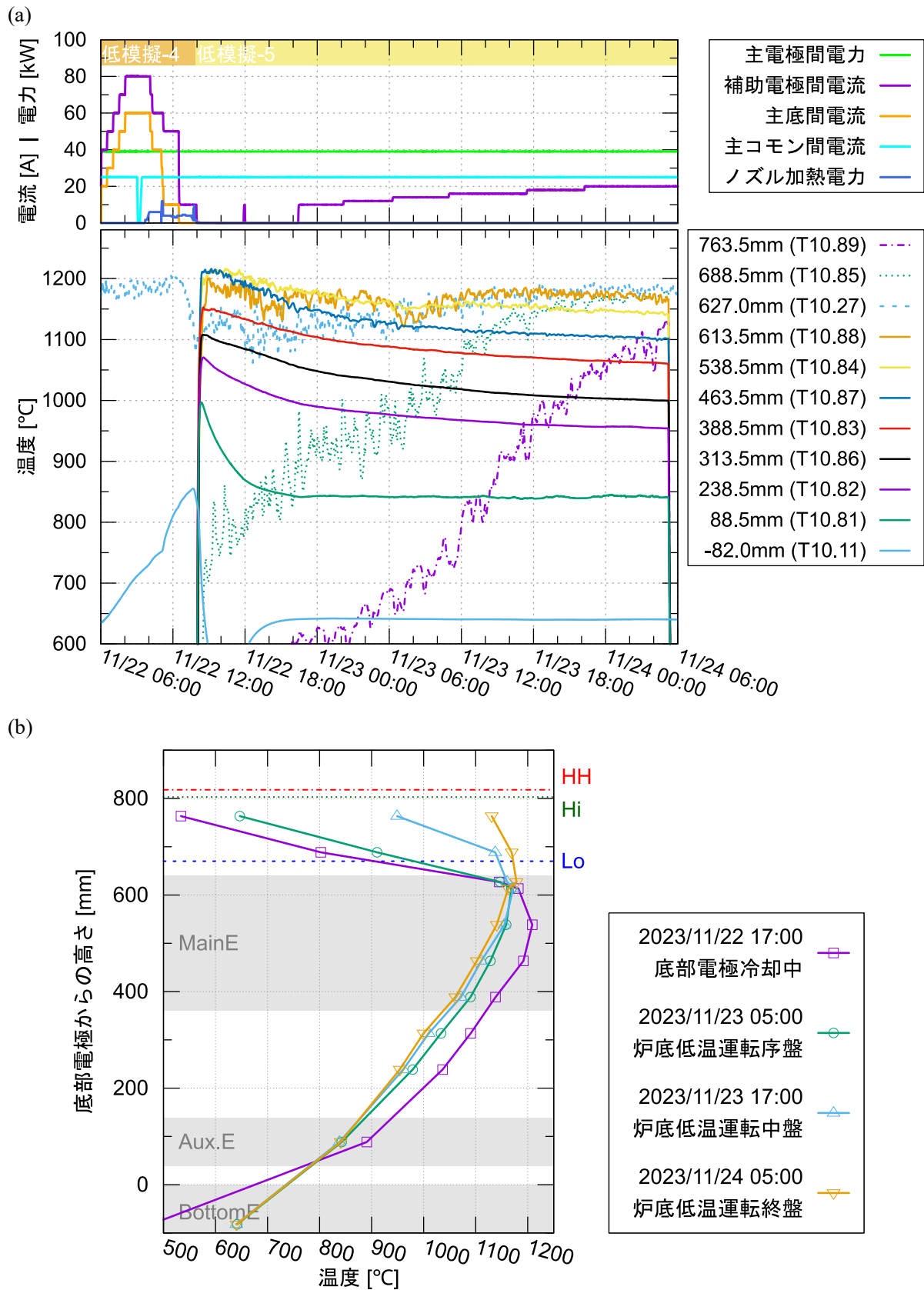


図 4-3 各試験ステップおよびスタンバイ中の仮設挿入熱電対設置状況

図 4-4 低模擬3バッチ目のガラス温度分布計測結果⁹⁰

⁹⁰ 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。

図 4-5 低模擬5バッチ目のガラス温度分布計測結果⁹¹⁹¹ 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。

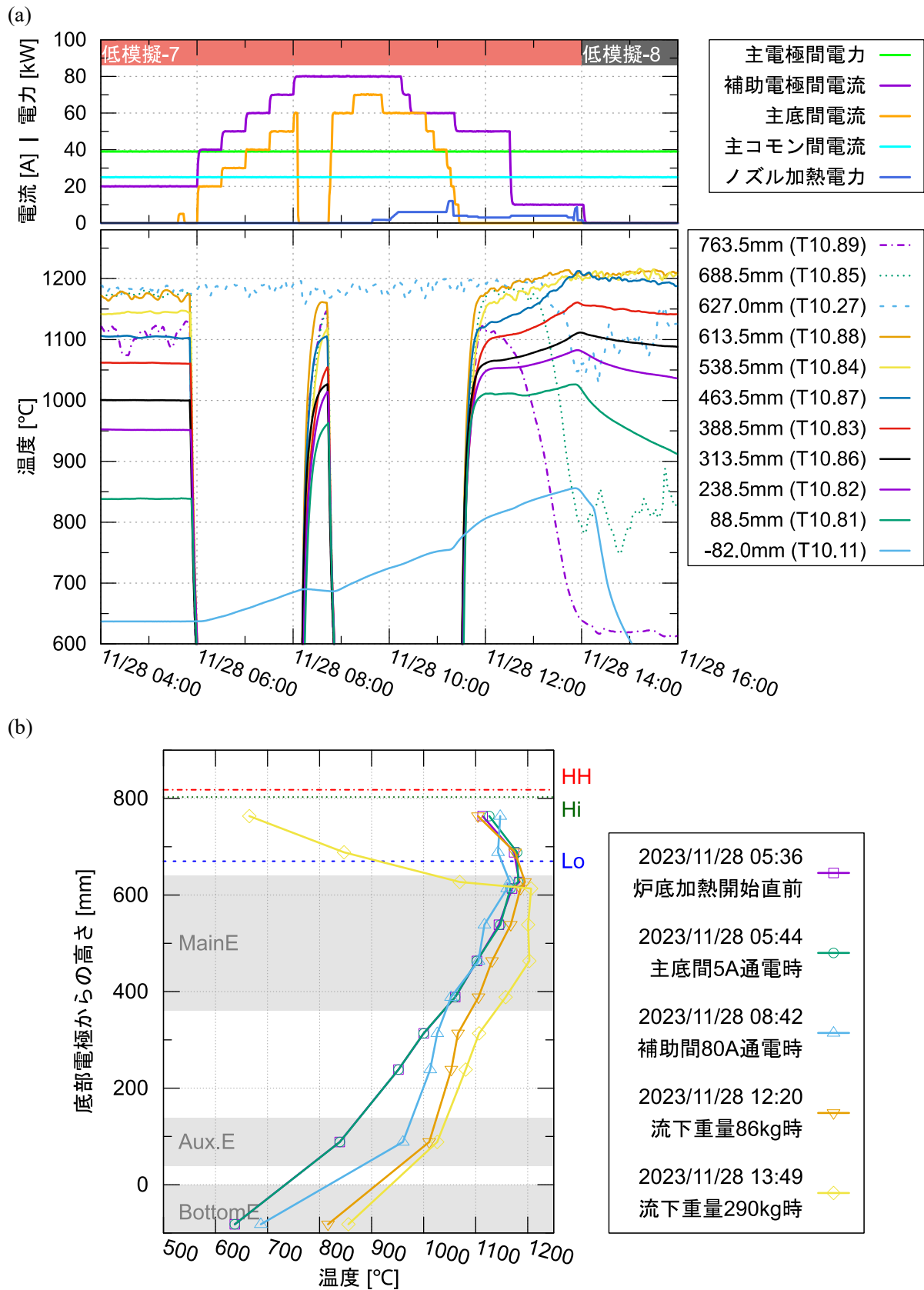


図 4-6 低模擬7バッチ目炉底加熱から流下までのガラス温度計測値推移⁹²

⁹² 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。

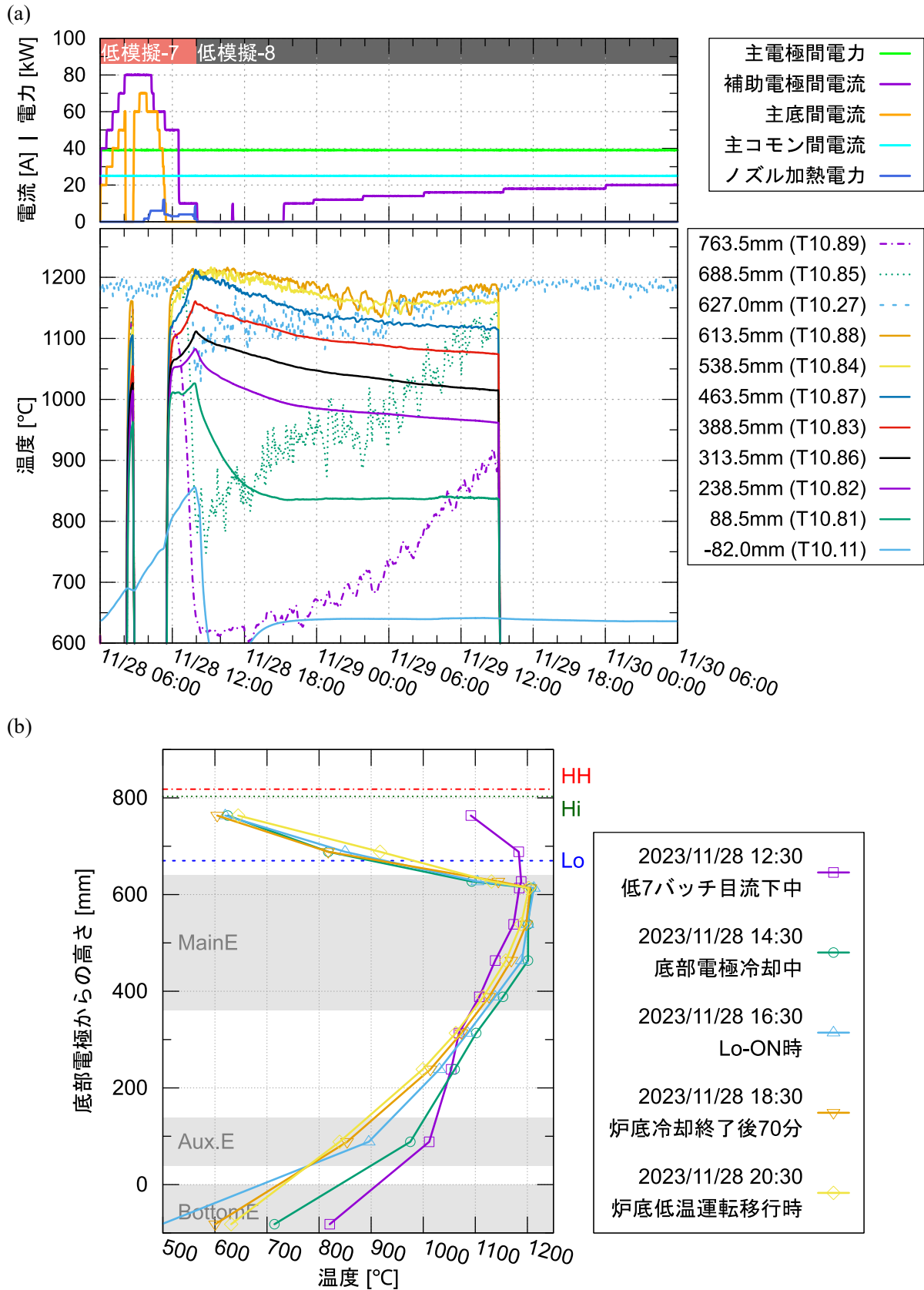
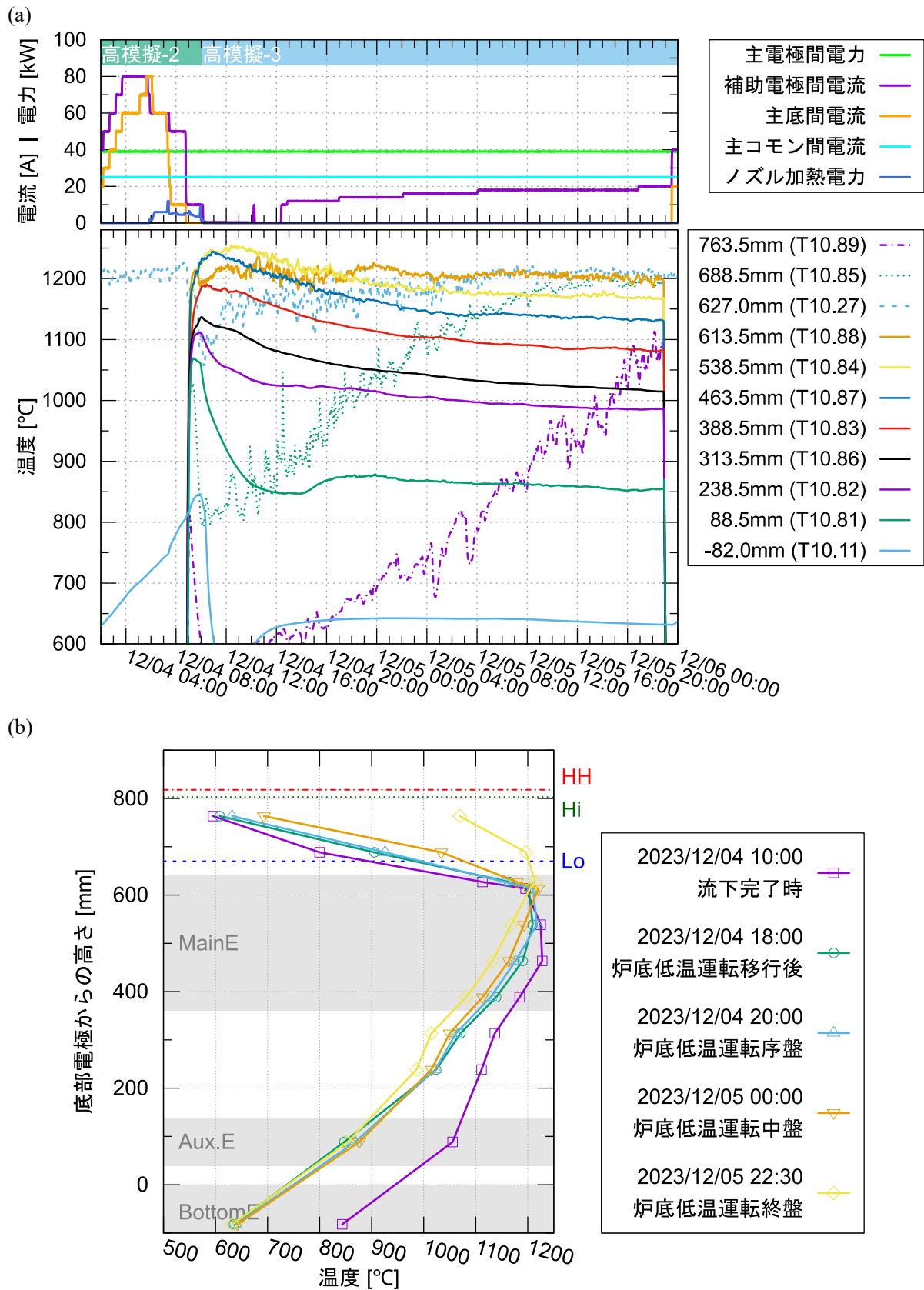
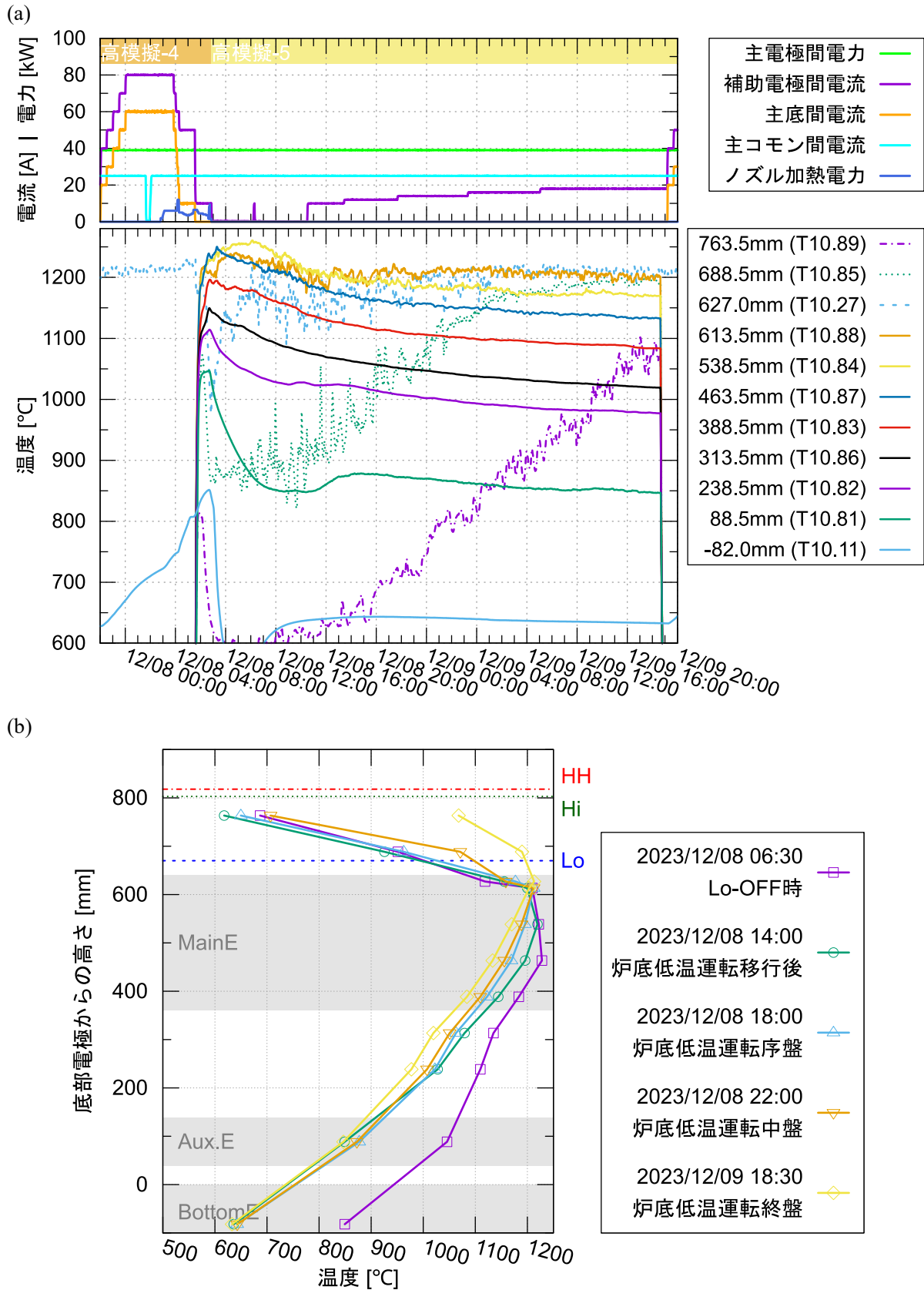


図 4-7 流下終盤から低模擬8バッチ炉底低温運転移行までのガラス温度計測値推移⁹³

⁹³ 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。

図 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⁹⁴⁹⁴ 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。

図 4-9 高模擬5バッチ目のガラス温度計測値推移⁹⁵⁹⁵ 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。

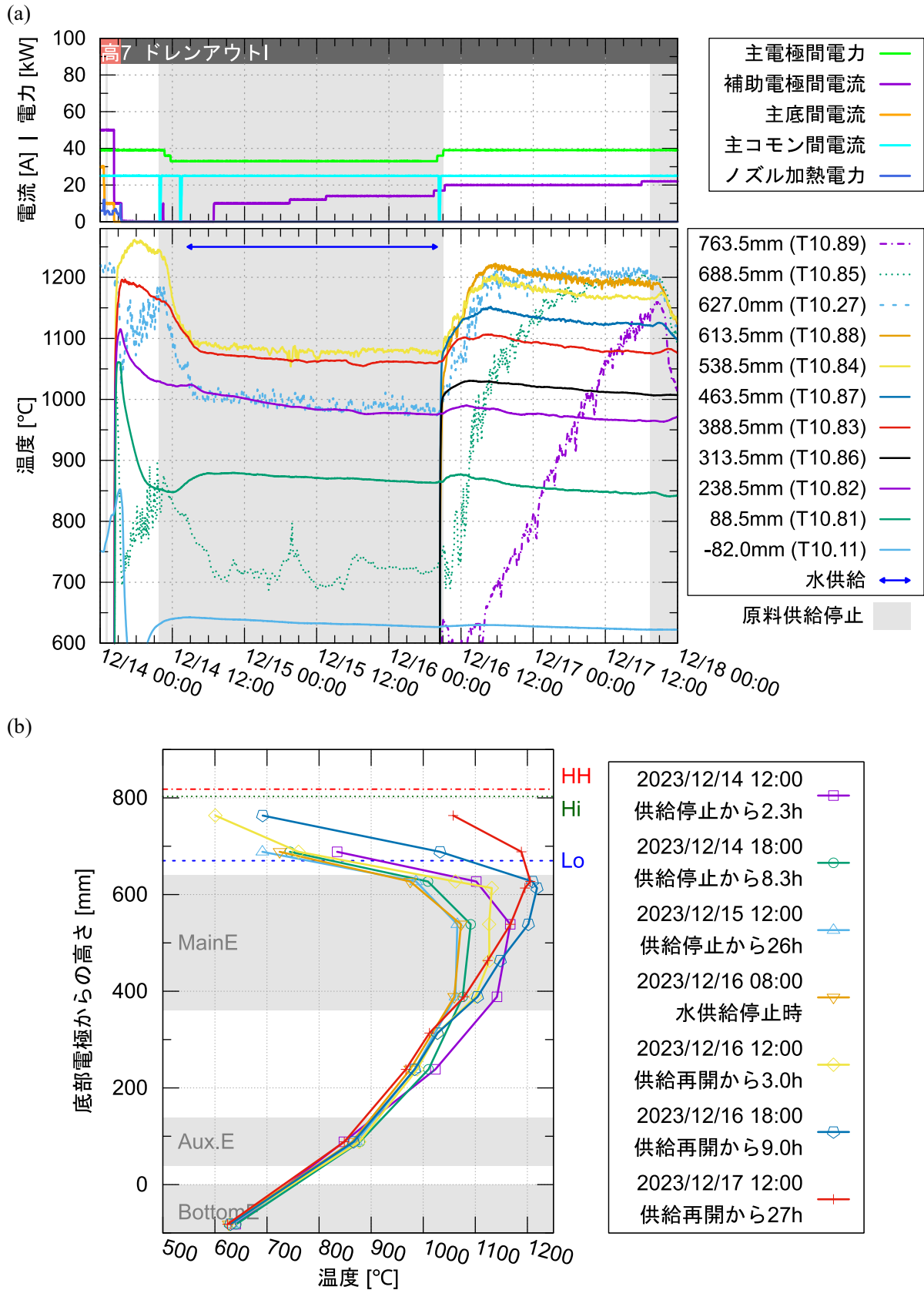


図 4-10 保持運転中のガラス温度計測値推移⁹⁶

⁹⁶ 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。

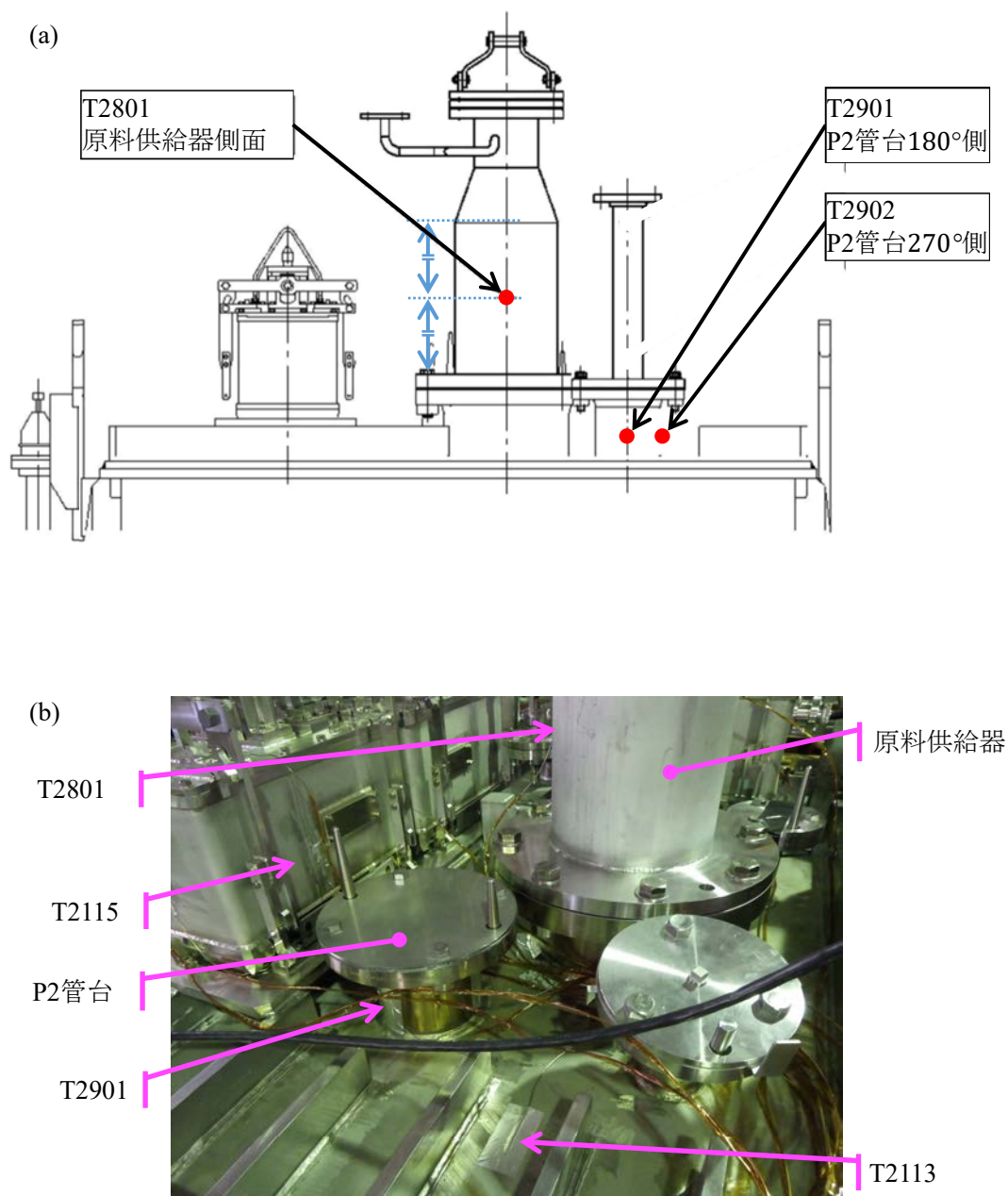


図 4-11 P2管台のケーシング表面仮設熱電対

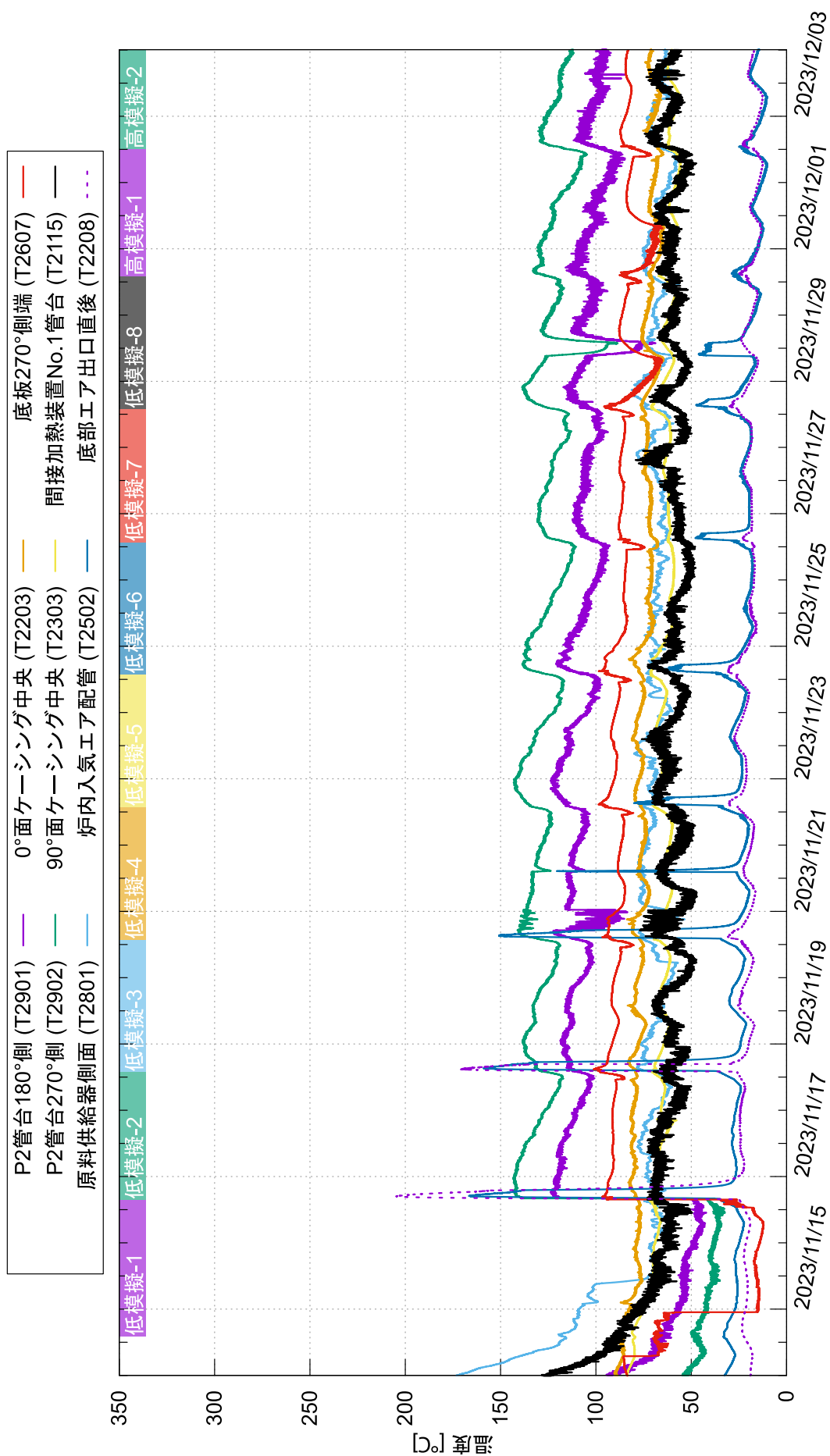


図 4-12 ケーシング、換気配管の表面温度の計測結果 (低模擬1バッチ目から高模擬2バッチ目まで)

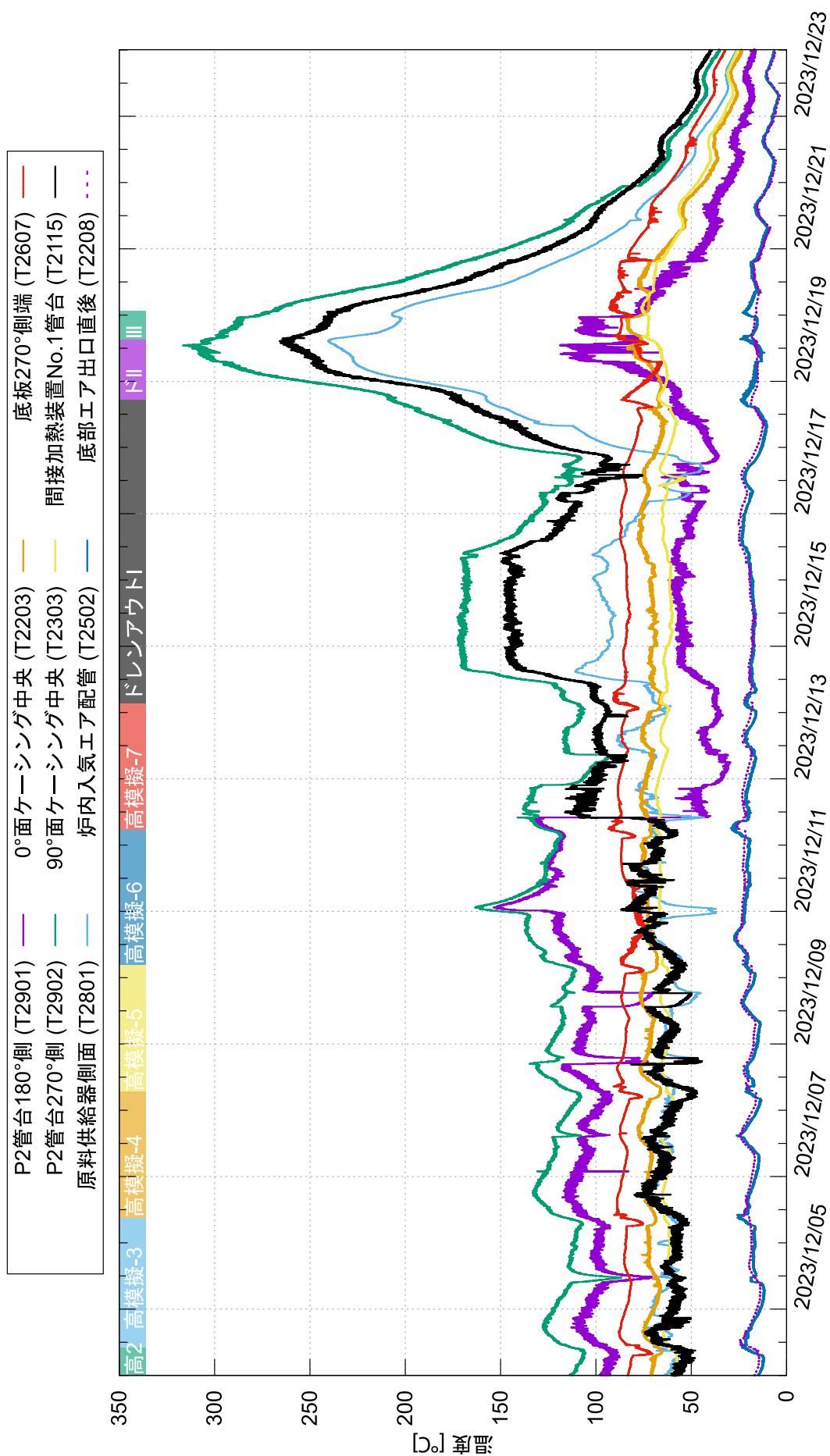


図 4-13 ケーシング、廃気配管の表面温度の計測結果（高模擬2バッチ目から徐冷まで）

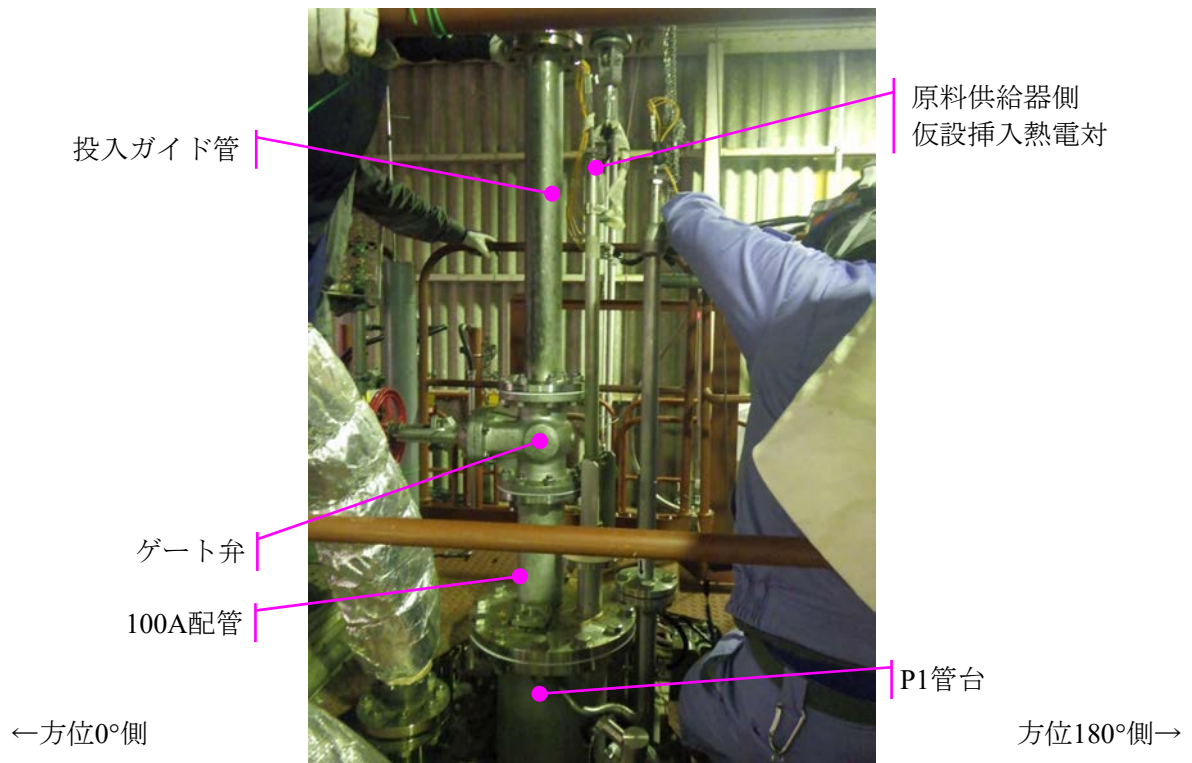


図 4-14 原料供給器

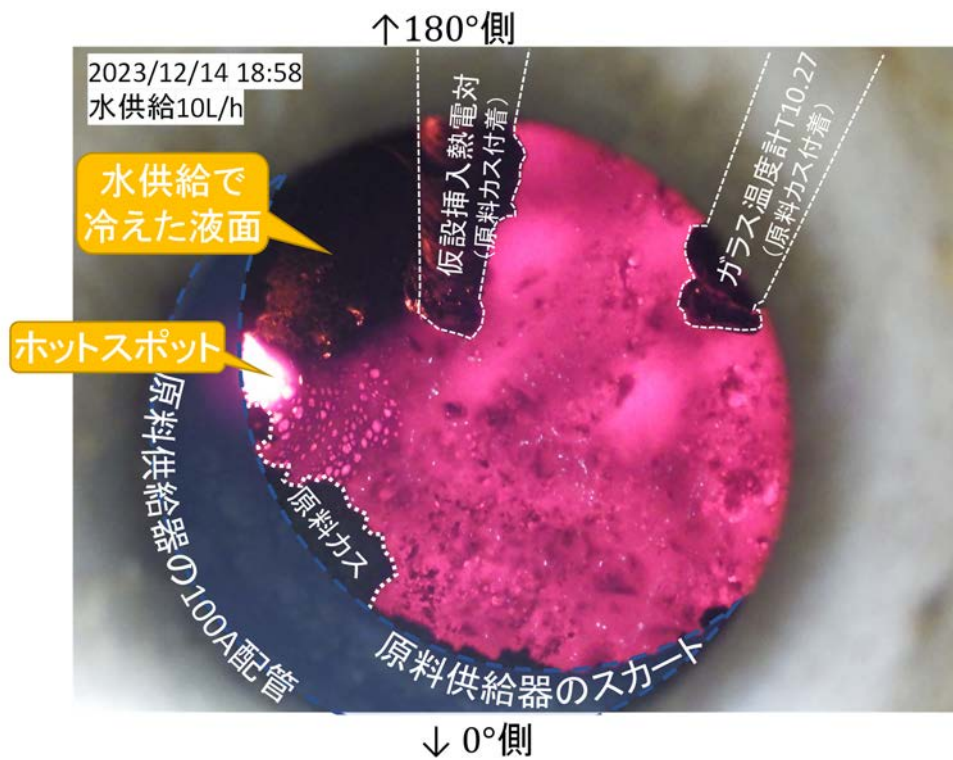
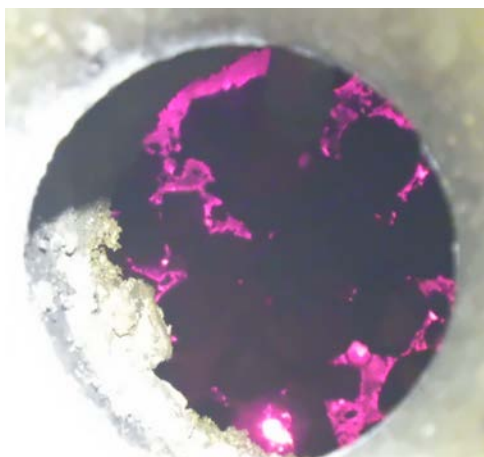


図 4-15 保持運転中の溶融ガラス液面の典型的な様相

(1) 2023/12/14 10:07 (0.4 h⁹⁷)



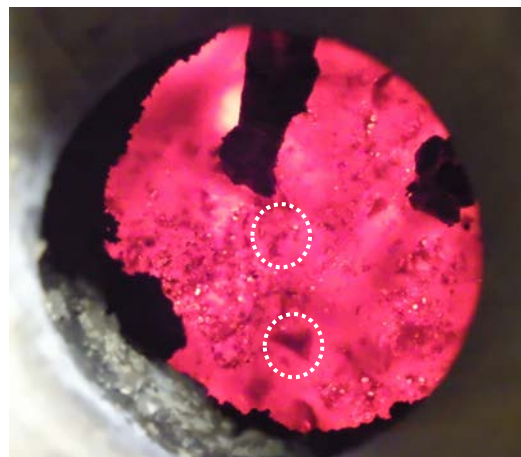
(2) 2023/12/14 11:07 (1.4 h)



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

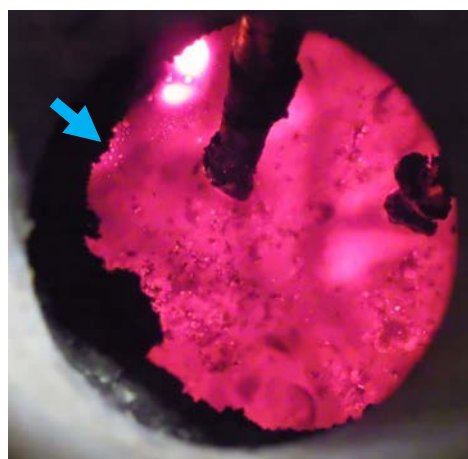
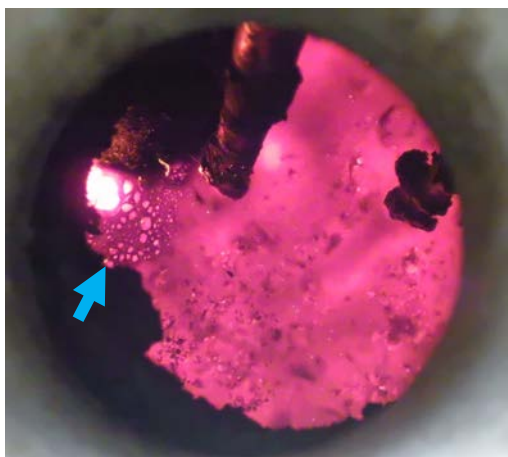


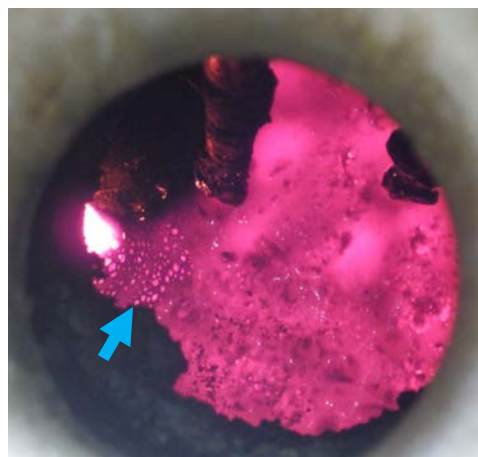
図 4-16 保持運転中の熔融ガラス液面 (1/2)

⁹⁷ 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。

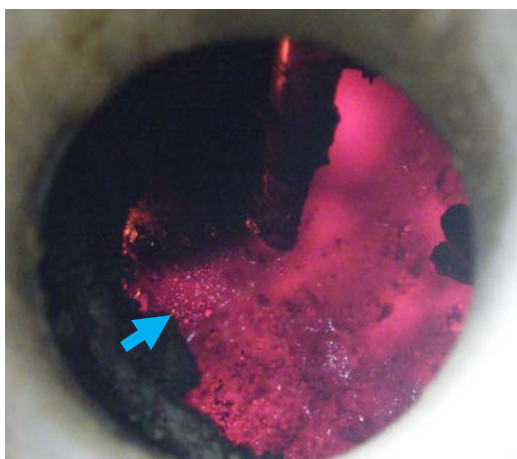
(7) 2023/12/14 17:59 (8.3 h⁹⁸)



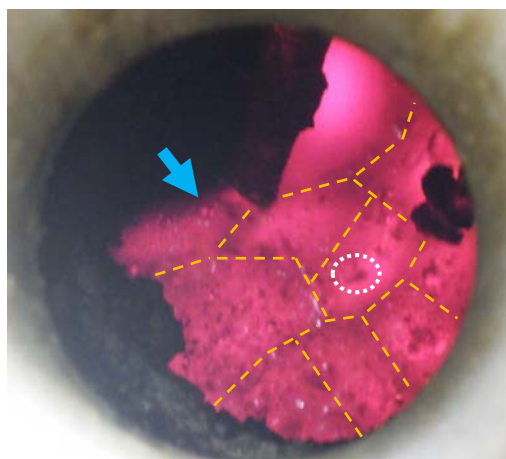
(8) 2023/12/14 18:57 (9.2 h)



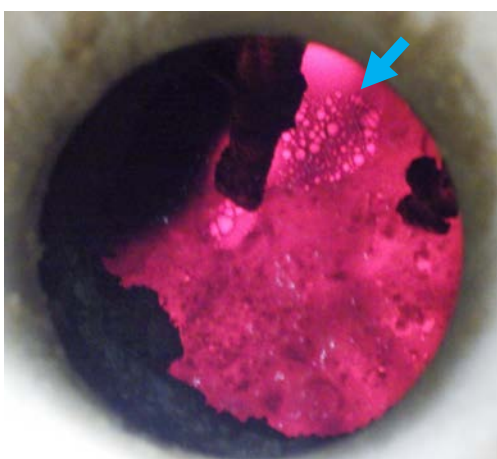
(9) 2023/12/14 20:59 (11.3 h)



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



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



(12) 2023/12/15 09:04 (23.4 h)

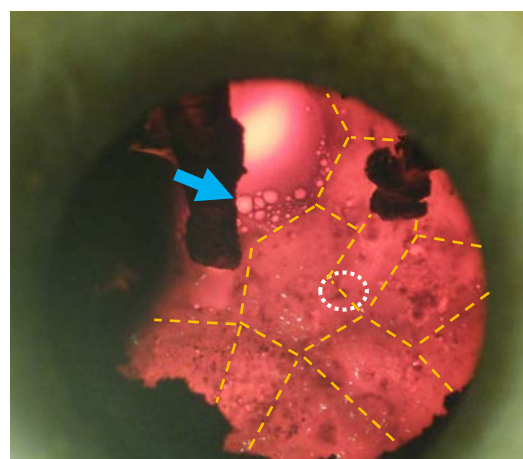


図 4-16 保持運転中の熔融ガラス液面 (2/2)

⁹⁸ 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。

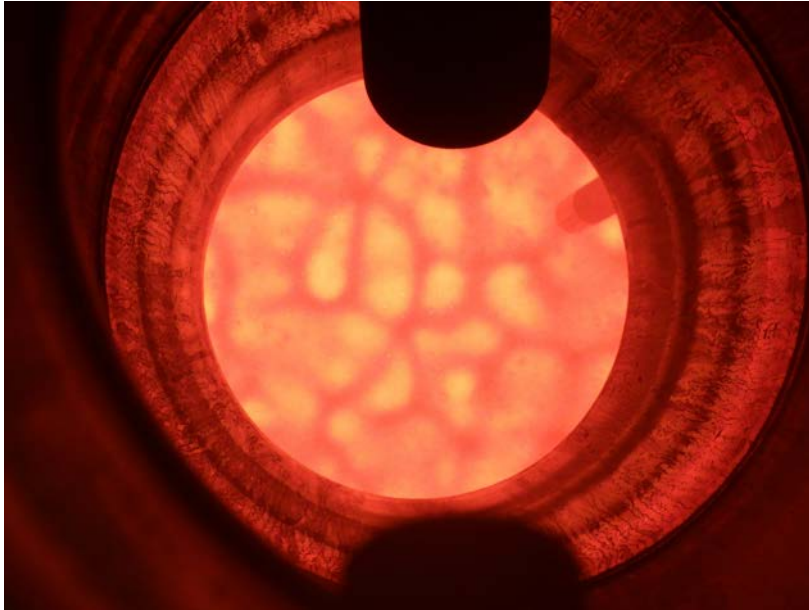


図 4-17 3号炉作動試験のカレット溶融時に原料供給器から観察した液面
(2023/3/20 03:07撮影)

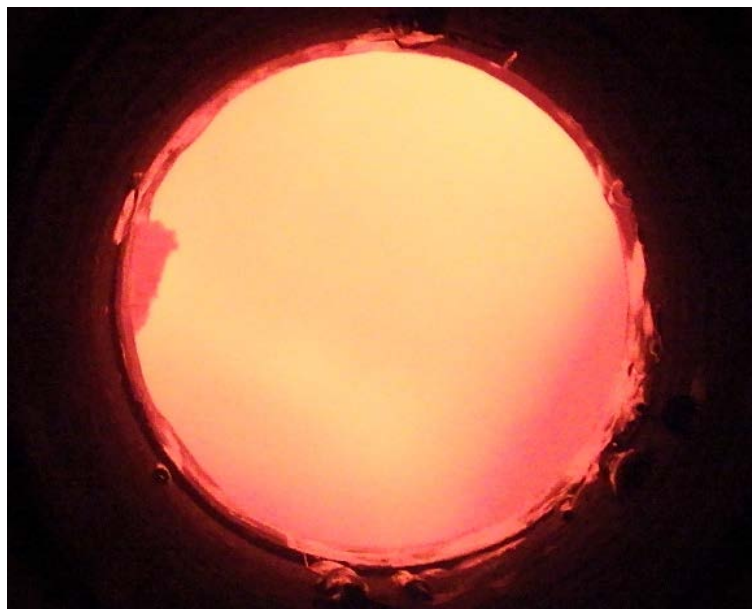


図 4-18 レベラー槽の液面 (2023/12/14 09:55 C2管台から撮影)



図 4-19 液面の気泡（2023/12/15 12:00撮影）

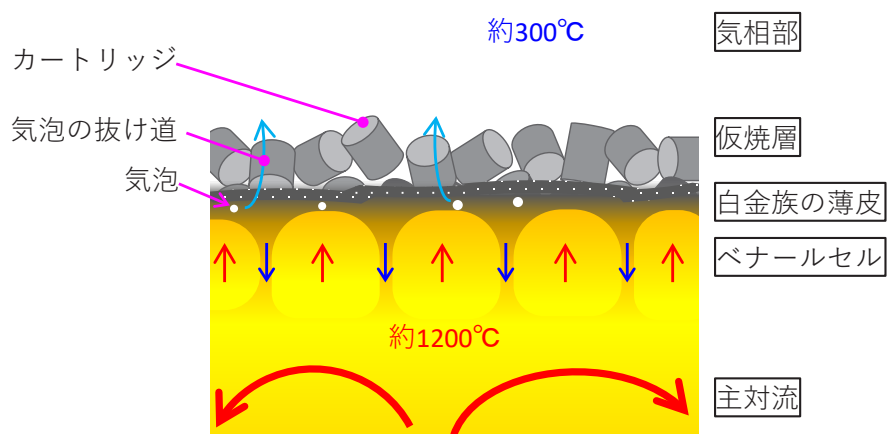


図 4-20 カートリッジで構成された仮焼層の模式図

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可能性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100.0 g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20.0 gであり、間接加熱装置1機あたりの金属保護管の重量約32 kg⁹⁹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321 g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¹⁰⁰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熔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. 熔融槽上部270°側傾斜部の付着物

放冷後の炉内観察の際、熔融槽上部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、熔融炉の運転経過に伴い白金族

⁹⁹ 金属保護管を構成する素材(NCF601)の密度(8.07 g/cm³)³⁷⁾と寸法から重量を算出した。

¹⁰⁰ ガラスカートリッジの繊維径はφ11.0±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¹⁰¹。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、不完全な熔融状態であることが示唆される。

以上を踏まえると、熔融槽上部270°側傾斜部の付着物は熔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、不完全に熔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¹⁰²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

放冷後に熔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。

¹⁰¹ 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、熔融炉の運転には支障ない。

¹⁰² 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、熔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号炉の写真と比較したものを図 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。

表 5-1 炉内観察結果詳細

No.	観察項目	運転条件確認試験における観察結果 (令和6年1月9-12日)	作動試験における観察結果 (令和5年4月10-11日)
①	底部電極表面	溶損等、損傷なし	溶損等、損傷なし
②	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
③	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
⑤	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
⑥	主電極表面	溶損等、損傷なし	溶損等、損傷なし
⑦	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
⑧	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
⑨	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
⑩	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
⑪	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
⑫	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
⑮	レベラー槽内部（接液部耐火レンガ、コモン・Low・Highプロローブ）	接液部耐火レンガの割れ、欠け、ズレなし プロローブの溶損等、損傷なし	接液部耐火レンガの割れ、欠け、ズレなし プロローブの溶損等、損傷なし

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
N	20.58	-	21.10	11.59	-
O	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
P	-	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

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

単位 [at%]

元素	Point-6	Point-7	Point-8	Point-9	Point-10
O	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	-
Mo	-	-	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

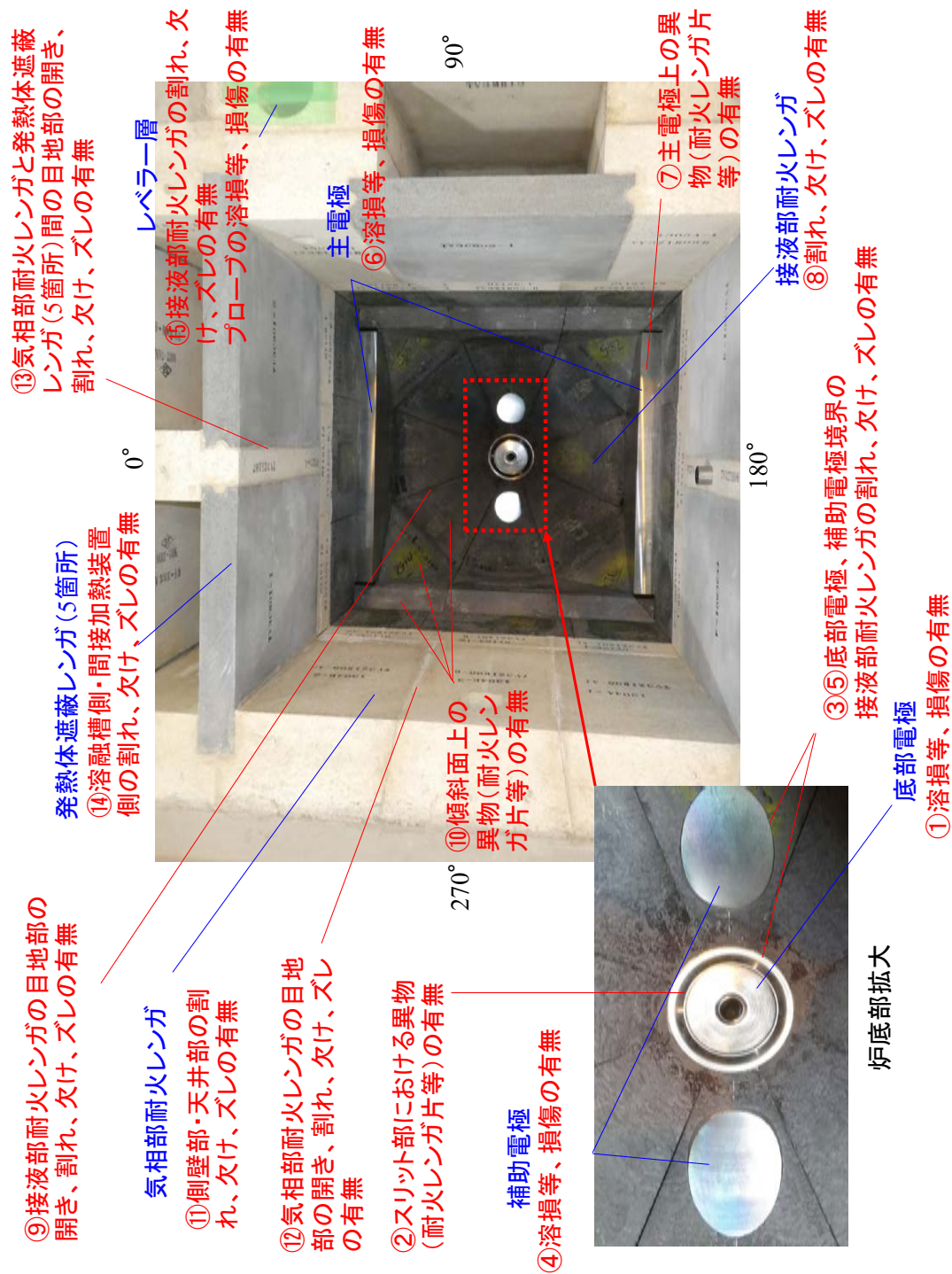
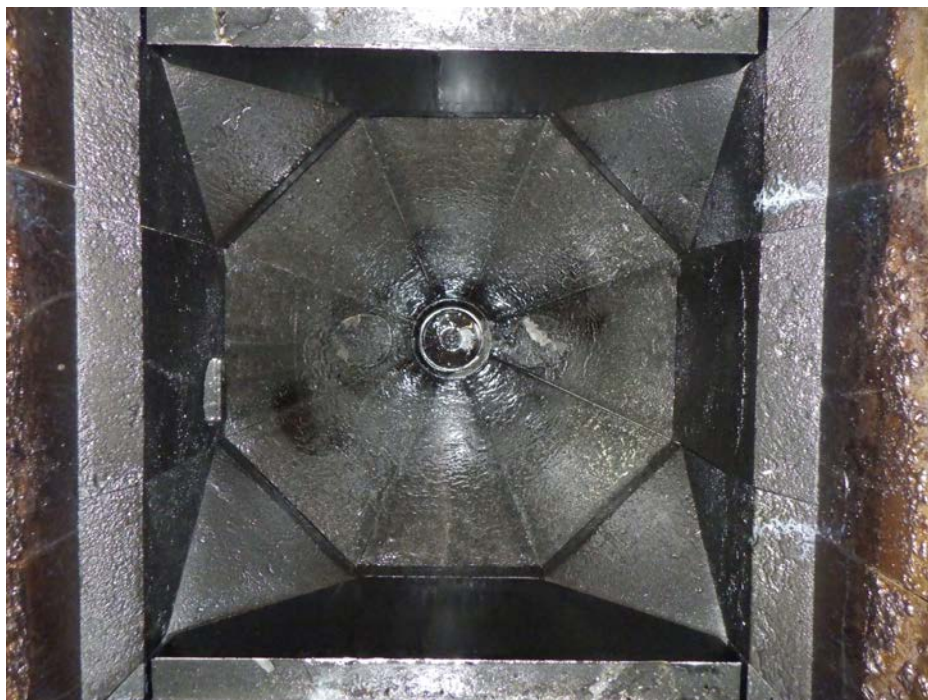


図 5-1 炉内観察対象 (写真は築炉時のもの)

(a) 試験前 (2023/04/10 撮影)



(b) 試験後 (2024/01/09 撮影)

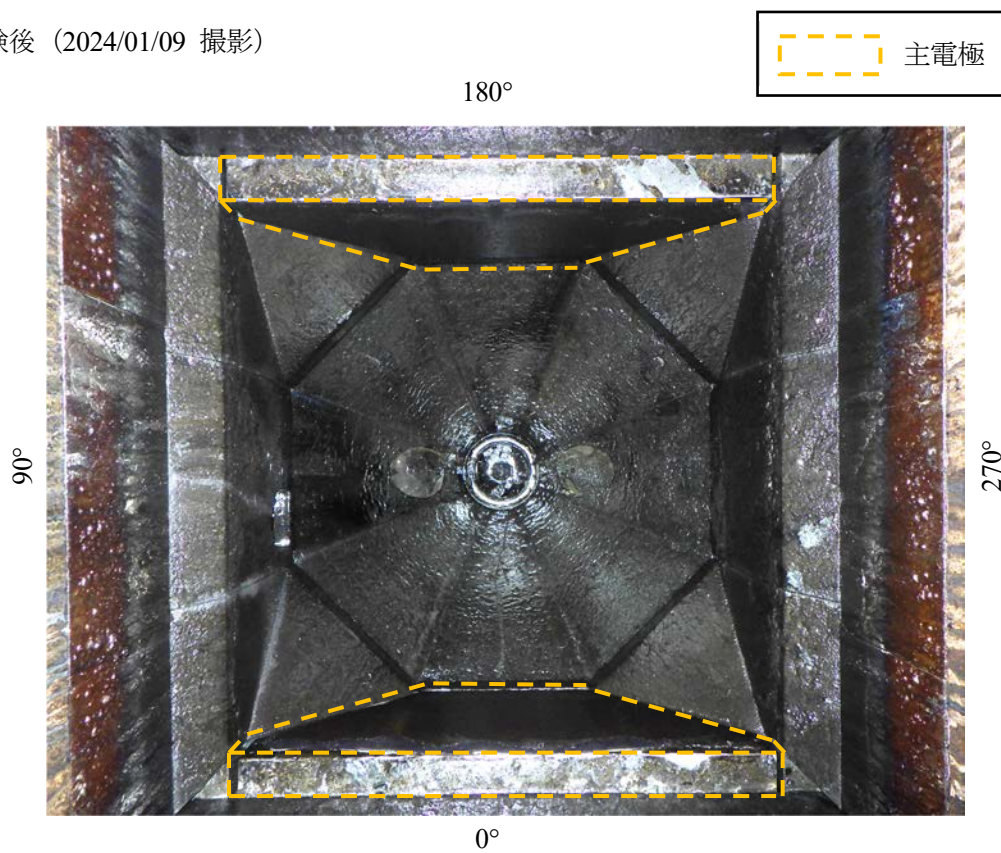


図 5-2 溶融槽内写真

(a) 試験前 (2023/04/10 撮影)



(b) 試験後 (2024/01/09 撮影)

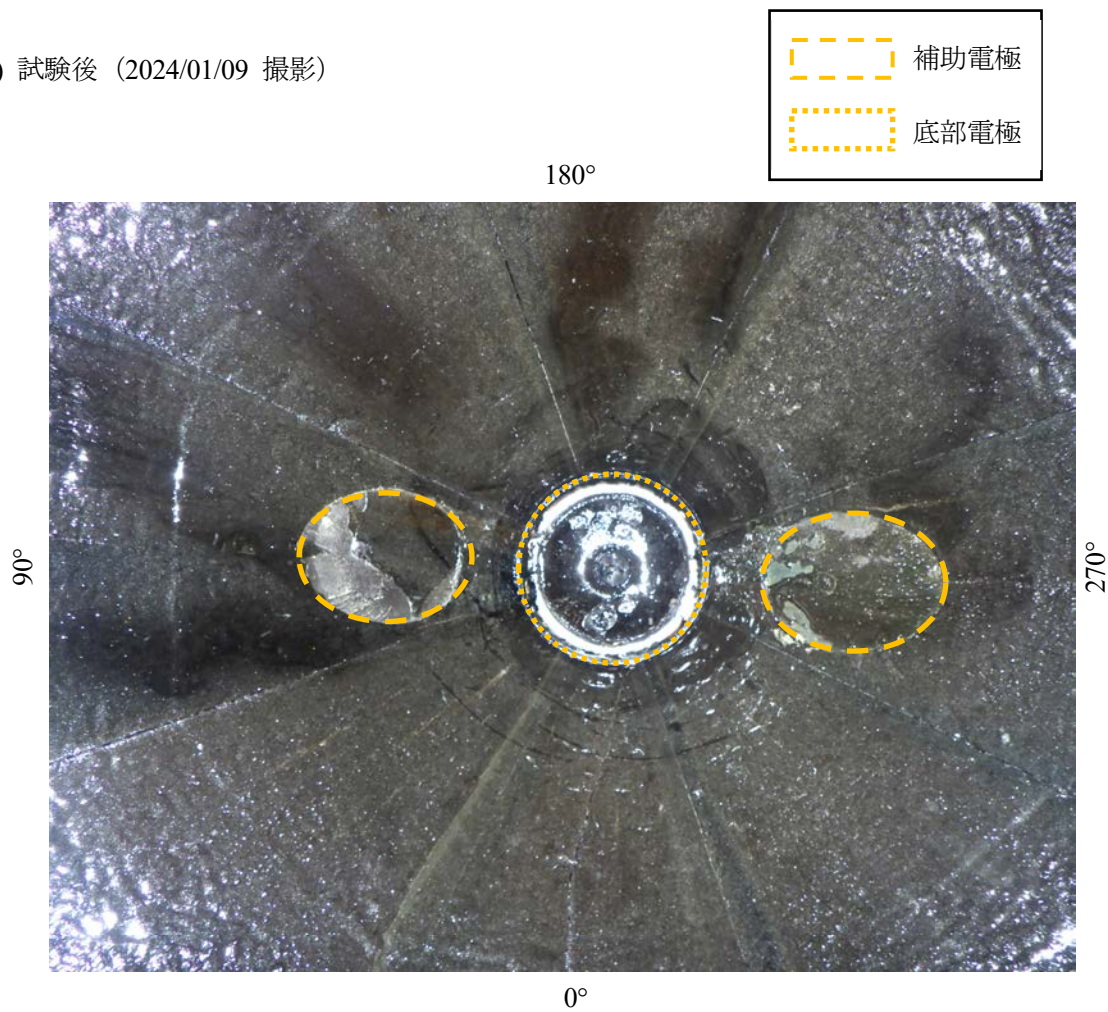


図 5-3 炉底部写真 (集積物除去後)

(a) 試験前 (2023/04/10 撮影)



(b) 試験後 (2024/01/09 撮影)

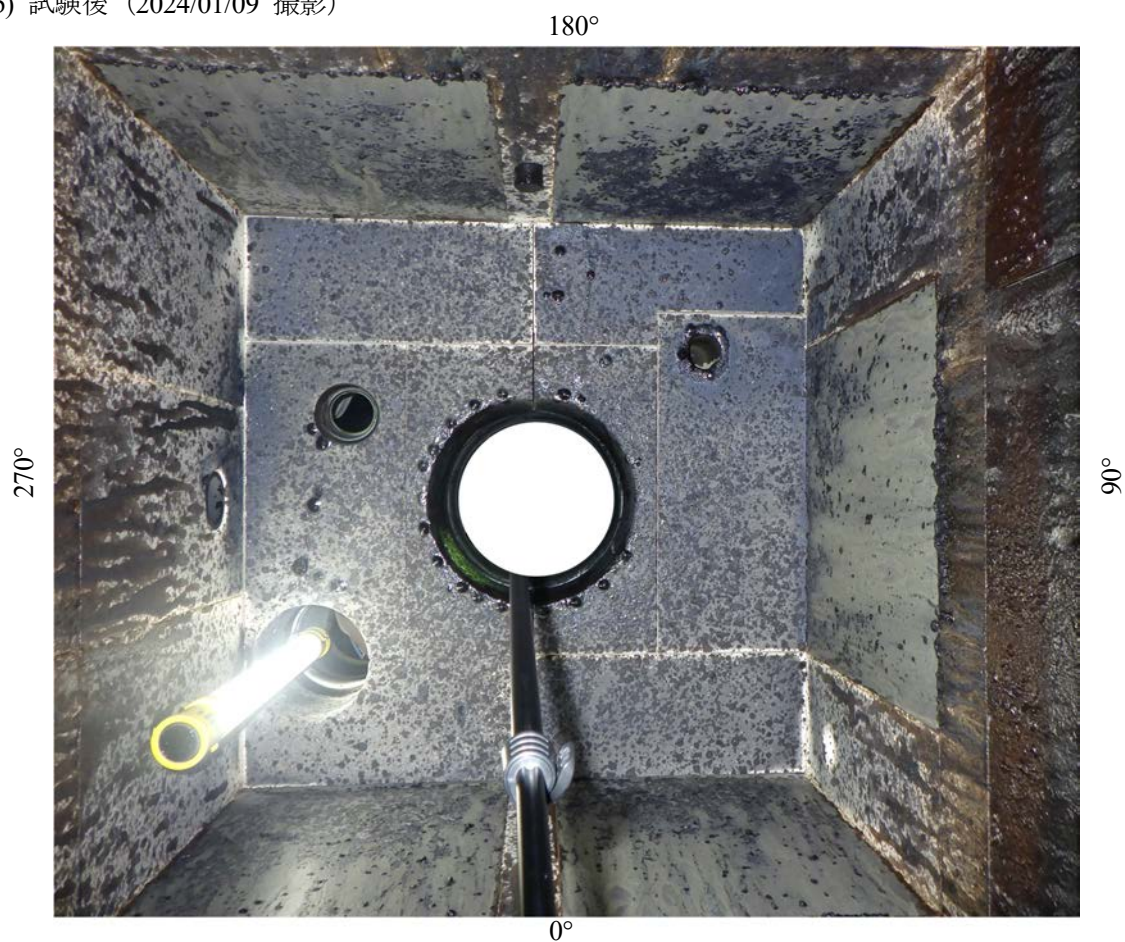


図 5-4 溶融槽天井部の写真

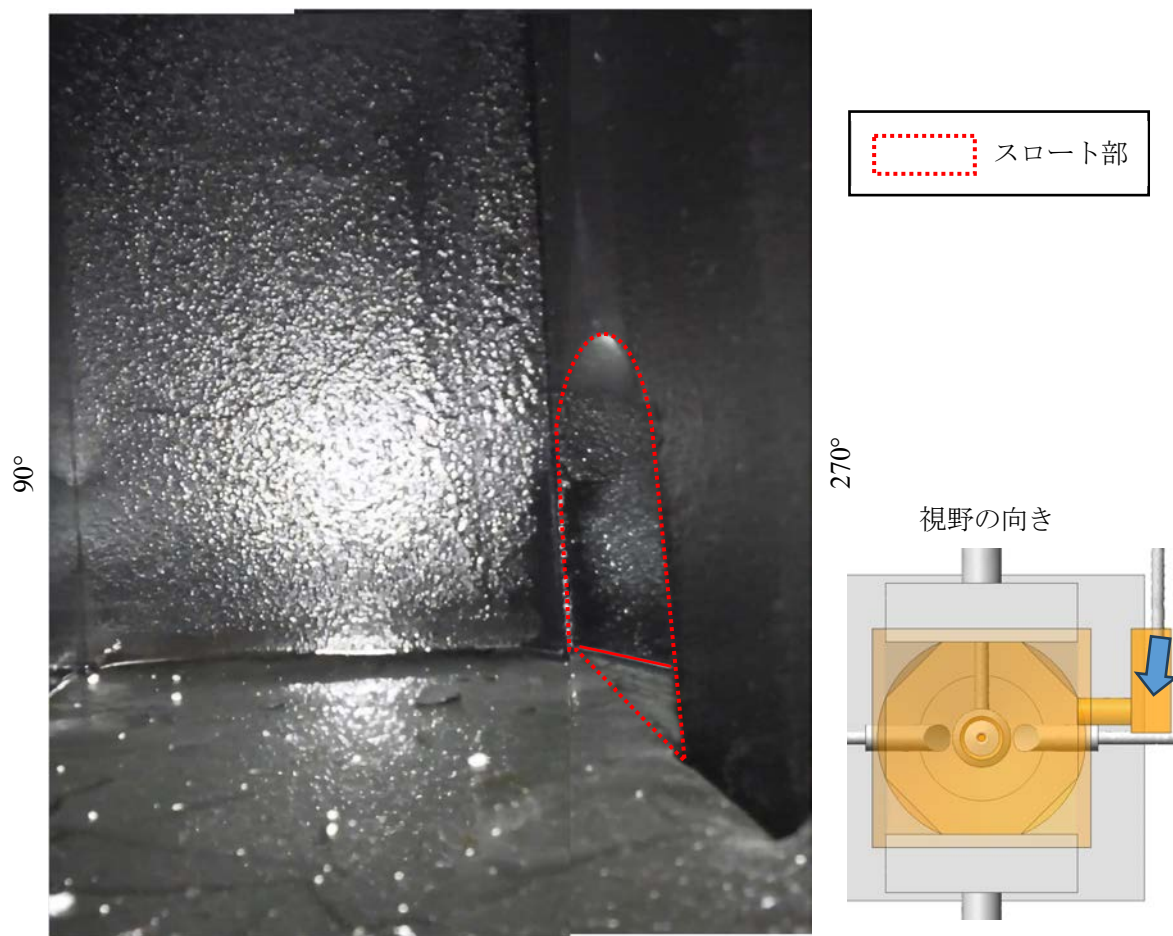


図 5-5 レベラー槽内の写真（2枚連結）

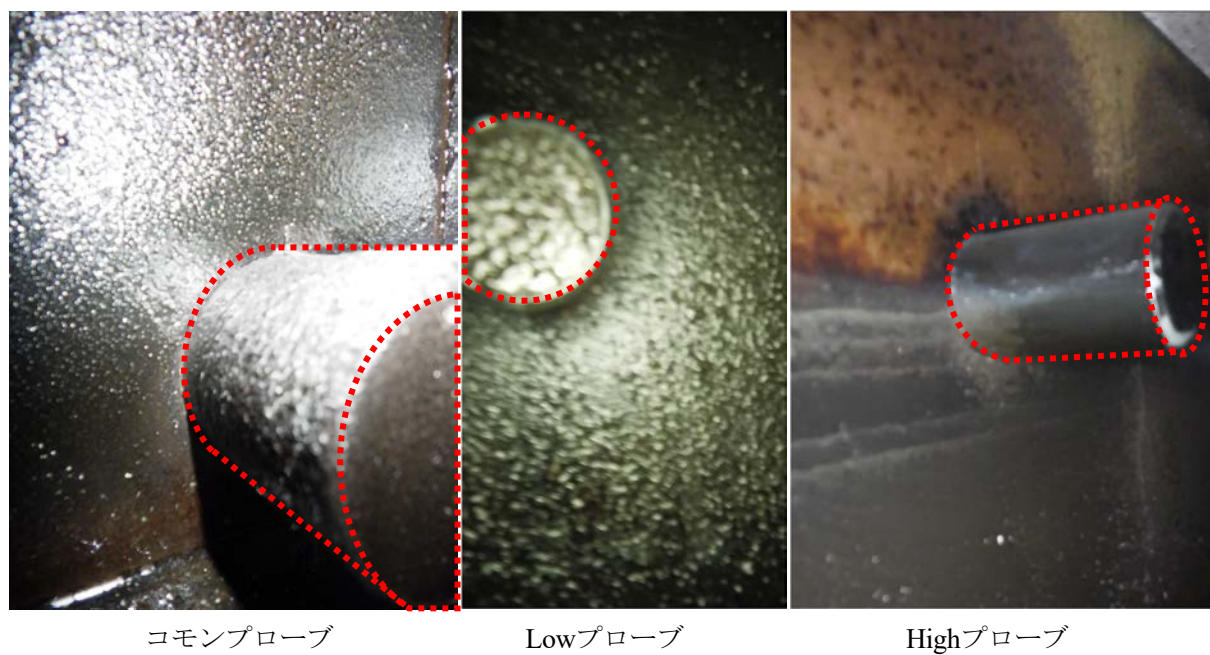


図 5-6 各種プローブの写真

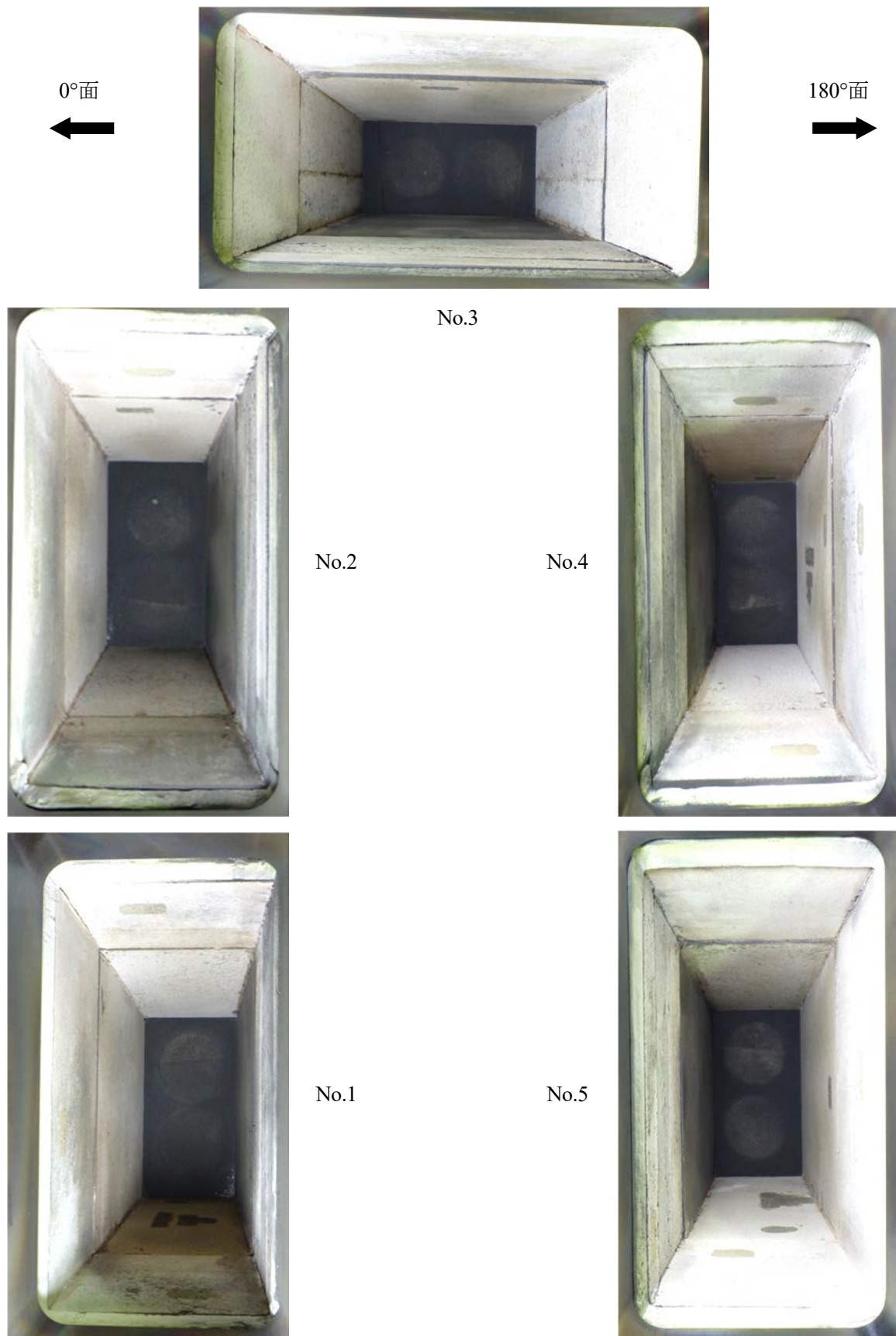


図 5-7 間接加熱装置据え付けウェル内の写真

(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

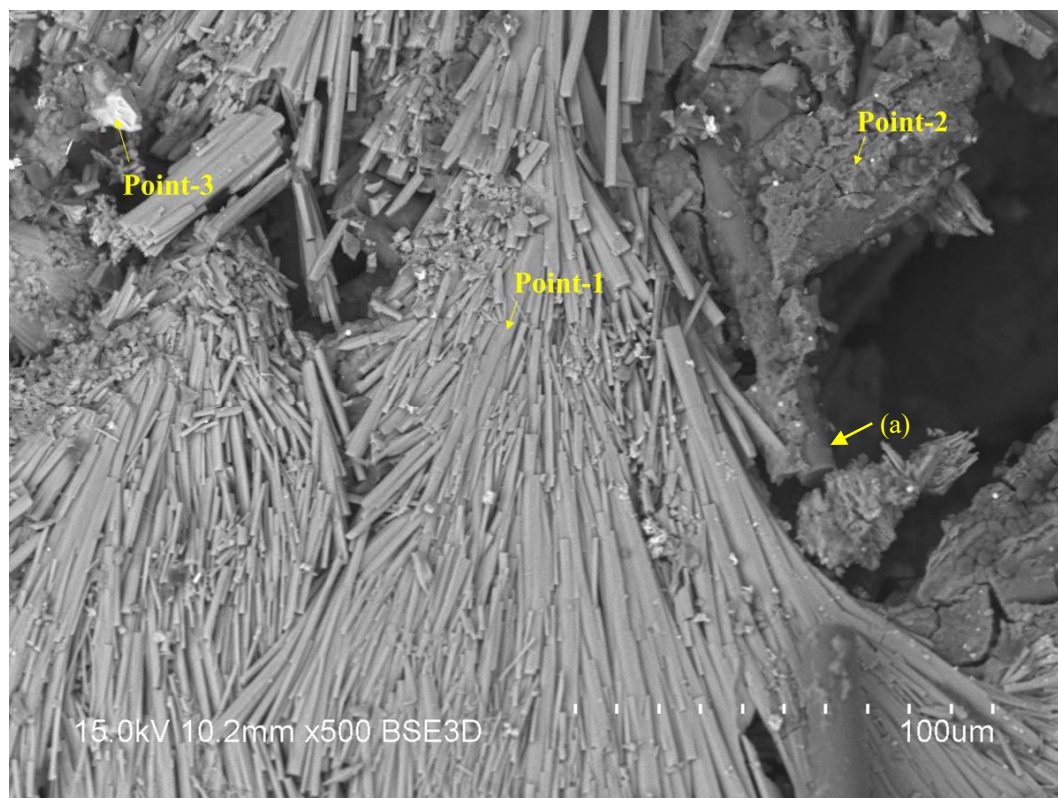


図 5-10 破片物のSEM/EDSによる写真

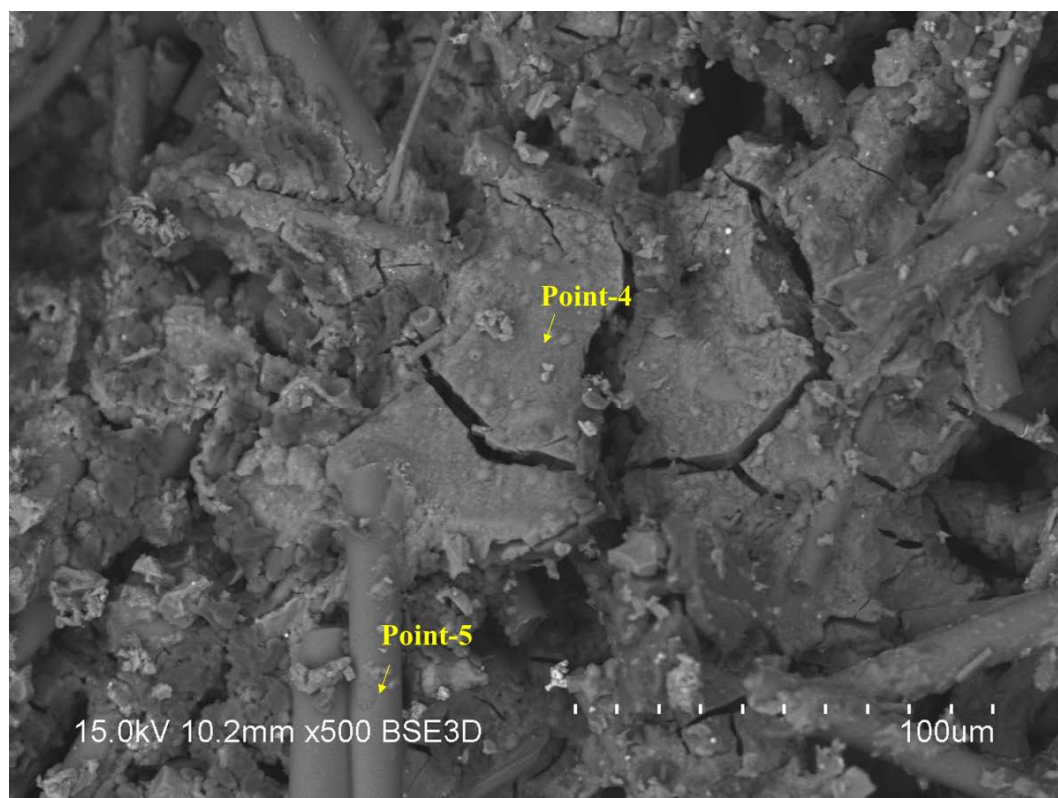


図 5-11 炉底破片物のSEM/EDSによる写真

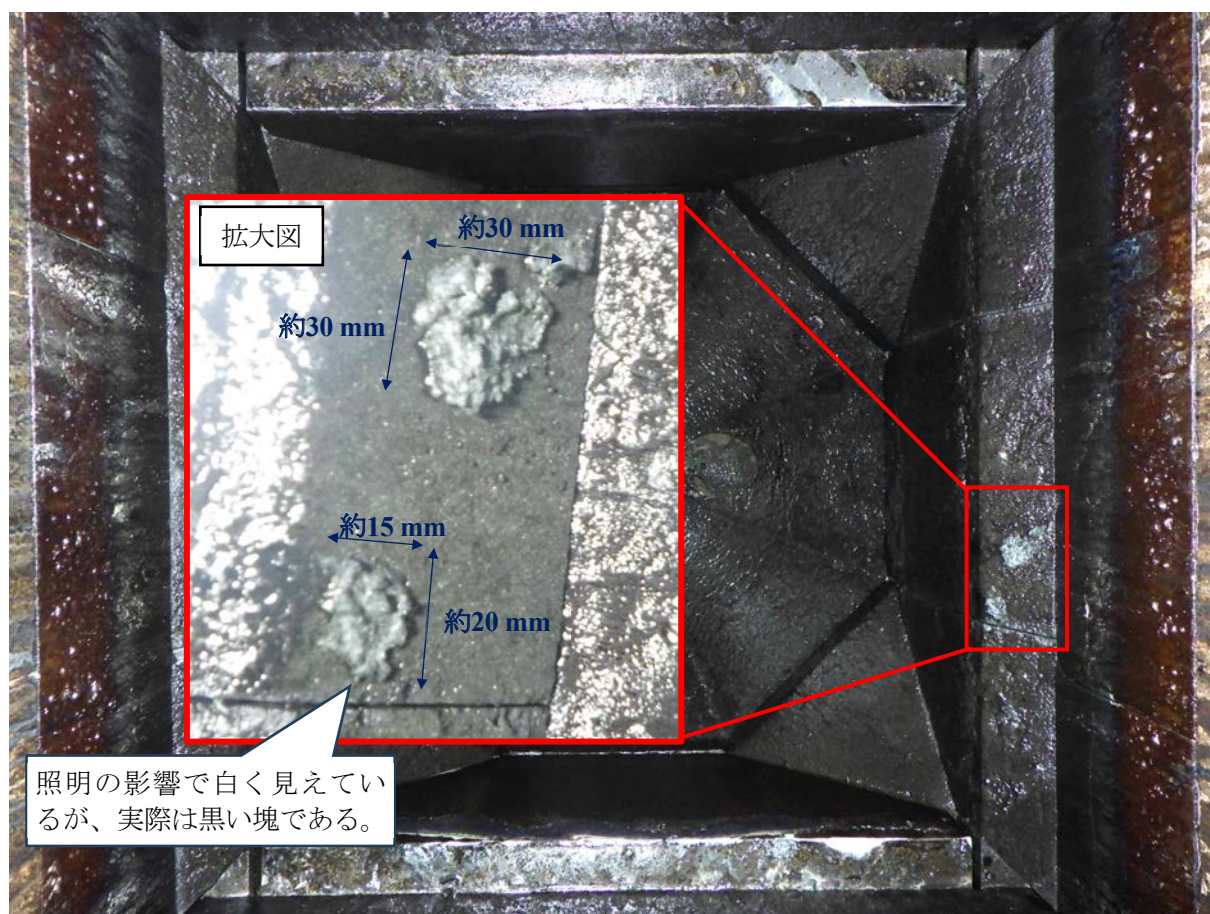


図 5-12 溶融槽上部270°側傾斜部の付着物



図 5-13 溶融槽上部270°側傾斜部の付着物を回収した試料

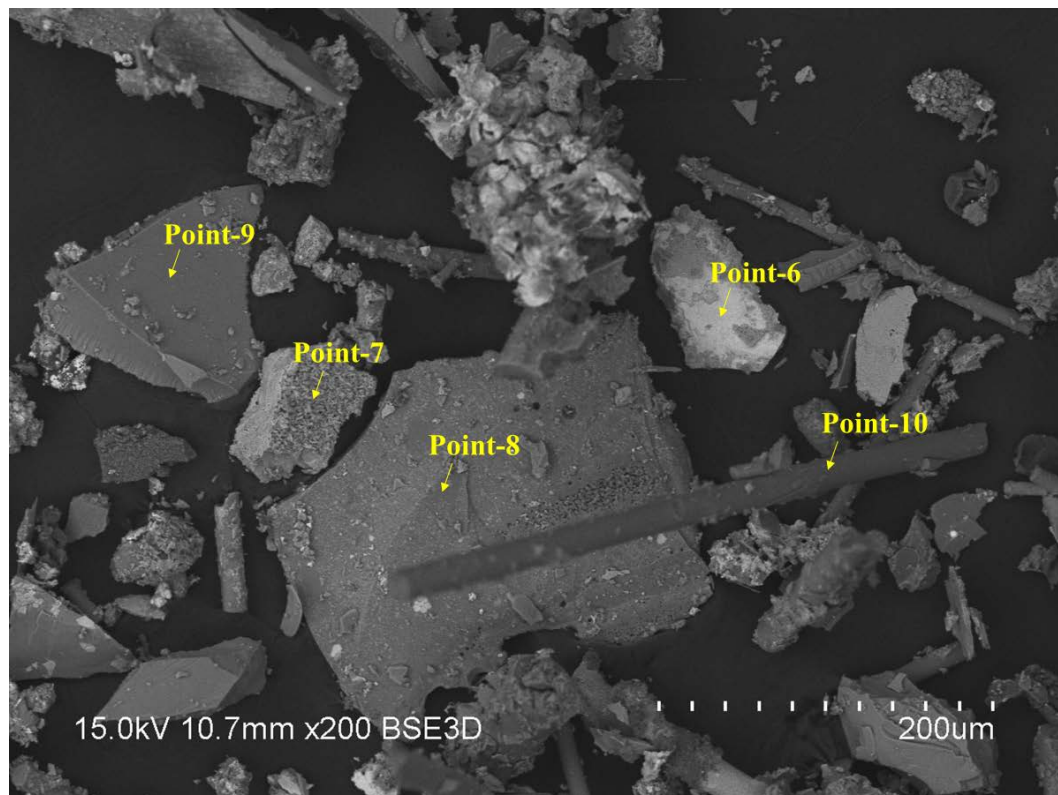


図 5-14 溶融槽上部270°側傾斜部付着物のSEM/EDSによる写真

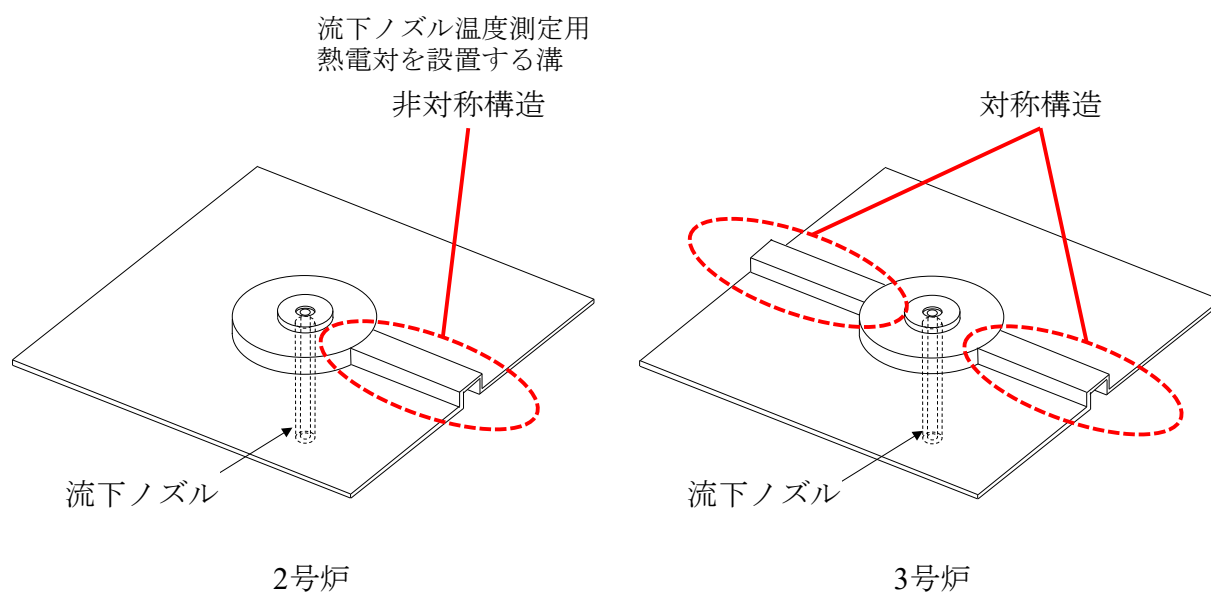
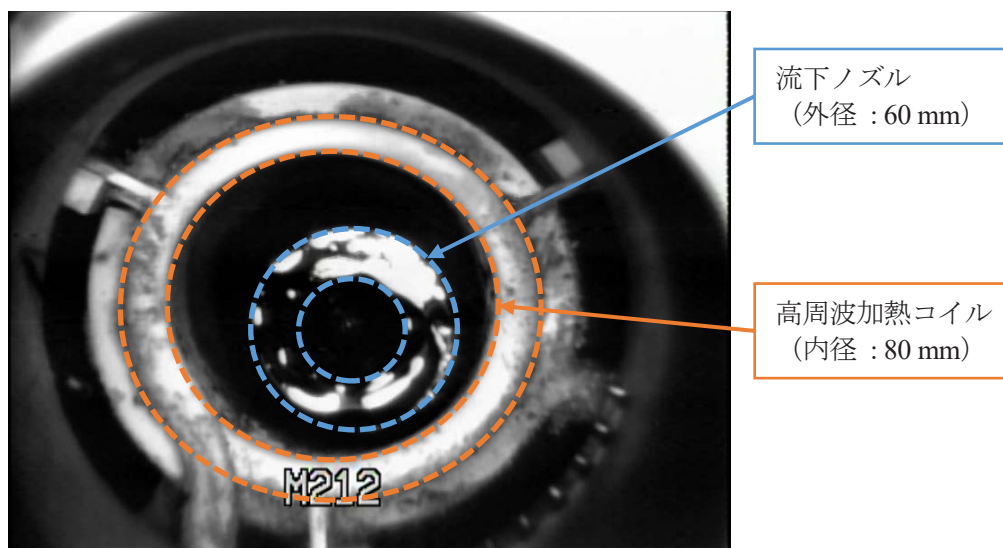


図 5-15 インナーケーシングの比較図

(a) 2号炉（流下停止事象が発生した19-ICP後）



(b) 3号炉（運転条件確認試験の放冷後；2024/01/12撮影）

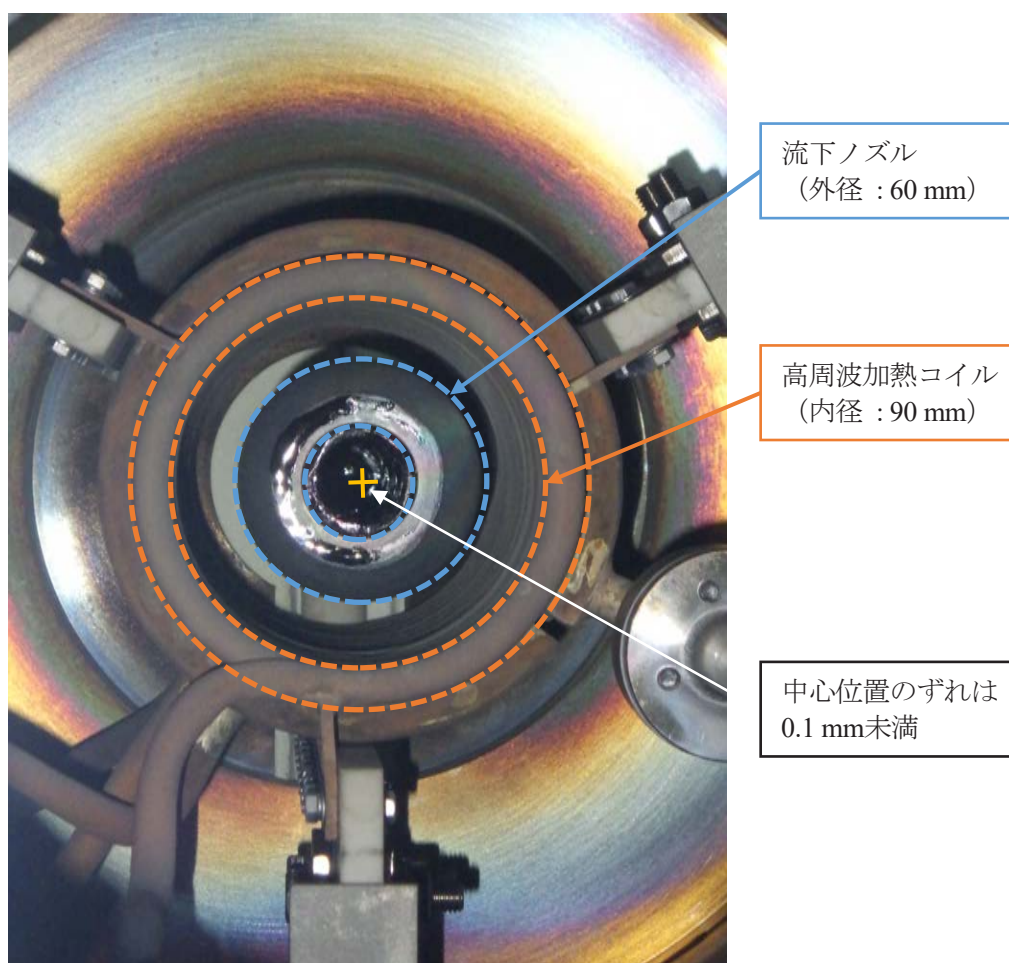


図 5-16 2号炉と3号炉の流下ノズルの傾きの比較写真

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75 mm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 下山穰
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、棚邊祐樹様）
- ・ 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

- 1) 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) .
- 2) 朝日良光, 嶋村圭介, 小林秀和, 小高亮, 『TVF3号熔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/committee/yuushikisya/tokai_kanshi/170000011.html](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, 『ガラス熔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, 小高亮, 『TVFガラス熔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.
- 11) 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/committee/yuushikisya/tokai_kanshi/170000078.html (参照: 2024年10月7日) .
- 12) 五十嵐寛, 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. Grünwald, *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, 『ガラス固化熔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号熔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 ガラス熔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, 鷺忠, 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・熔融された時のガラス組成が、TVF熔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¹⁰³⁾に近くなるよう調整して作られている。ただし、 UO_2 と PuO_2 を Ce_2O_3 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¹⁰⁴⁾した元素組成(模擬廃液SW-27-tの組成¹⁰⁵⁾ ³²⁾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_2 、 Rh_2O_3 、 PdO)のうち特に高価な Rh_2O_3 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_2O_3 を CoO で、 RuO_2 を Fe_2O_3 で代替した。

¹⁰³⁾ 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熔融炉内で均一に混合・熔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。

¹⁰⁴⁾ 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。

¹⁰⁵⁾ 廃液発生量0.5 m³/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¹⁰⁶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) 熔融ガラス組成

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熔融・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浸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熔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。

- ① 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2 Lポリ容器へ分取する。分取量は重量管理¹⁰⁷とし、低模擬廃液は2297 g（許容範囲：2290～2300 g）、高模擬廃液は2171 g（許容範囲：2165～2175 g）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、熔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。

¹⁰⁶ 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。

¹⁰⁷ 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（模擬廃液の硝酸は熔融過程で揮発）。

- 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。

表 A-1 ガラスカレットの組成

酸化物		目標組成 [wt%]	許容誤差 [wt%]	
ガラス成分 75wt%	SiO ₂	46.70	±1.3	—
	B ₂ O ₃	14.30	±1.3	
	Al ₂ O ₃	5.00	±0.5	
	Li ₂ O	3.00	±0.5	
	CaO	3.00	±0.5	
	ZnO	3.00	±0.5	
廃液成分 25wt%	Na ₂ O	10.00	±0.5	— ±5.0
	P ₂ O ₅	0.28	—	
	Fe ₂ O ₃	2.60		
	NiO	0.78		
	Cr ₂ O ₃	0.50		
	Rb ₂ O	0.11		
	Cs ₂ O	0.73		
	SrO	0.29		
	BaO	0.51		
	ZrO ₂	1.39		
	MoO ₃	1.38		
	MnO ₂	0.36		
	CoO	0.15		
	Ag ₂ O	0.01		
	SnO ₂	0.01		
	TeO ₂	0.14		
	CeO ₂	1.25		
	La ₂ O ₃	2.69		
	Nd ₂ O ₃	1.27		
	Pr ₆ O ₁₁	0.50		
Sm ₂ O ₃	0.05			
合計		100	—	

表 A-2 PF798組成 (カートリッジ組成)

成分	組成 [wt%]
SiO₂	62.3 ±1.3
B₂O₃	19.0 ±1.3
Al₂O₃	6.7 ±0.5
Li₂O	4.0 ±0.5
CaO	4.0 ±0.5
ZnO	4.0 ±0.5

表 A-3 模擬廃液の組成（酸化物重量換算）

酸化物	低模擬廃液組成			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 ₂ O	52.68	49.58	9.77	52.80	54.54	10.19
P ₂ O ₅	1.67	1.77	0.35	1.69	1.74	0.32
K ₂ O	0.32	0.30	0.06	0.33	0.33	0.06
Cr ₂ O ₃	2.64	2.41	0.47	2.71	2.58	0.48
MnO ₂	1.24	1.27	0.25	1.28	1.28	0.24
Fe ₂ O ₃	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 ₂ O ₃	0.86	0.88	0.17	0.88	0.89	0.17
ZrO ₂	5.85	5.98	1.18	6.01	5.85	1.09
MoO ₃	5.04	4.59	0.90	5.16	4.94	0.92
RuO ₂	-	-	-	4.42	4.40	0.82
PdO	-	-	-	3.37	3.42	0.64
Ag ₂ O	0.02	0.02	0.00	0.03	0.03	0.01
SnO ₂	0.08	0.08	0.02	0.06	0.06	0.01
TeO ₂	0.88	0.90	0.18	0.93	0.95	0.18
Cs ₂ 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 ₂ O ₃	2.49	2.26	0.45	2.55	2.49	0.47
Ce ₂ O ₃	12.59	12.54	2.47	12.90	13.61	2.54
Pr ₆ O ₁₁	2.20	2.09	0.41	2.25	2.23	0.42
Nd ₂ O ₃	7.64	7.23	1.43	7.83	8.09	1.51
Sm ₂ O ₃	1.85	1.85	0.36	1.89	2.01	0.37
Eu ₂ O ₃	0.27	0.26	0.05	0.28	0.28	0.05
Gd ₂ O 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-4 模擬廃液の組成

成分元素	低模擬廃液 [mol/L]		高模擬廃液 [mol/L]		使用試薬 (参考)
	3号炉 ¹⁰⁸	2号炉 ¹⁰⁹	3号炉 ¹⁰⁸	2号炉 ¹⁰⁹	
H ⁺	3.00E+00	—	3.00E+00	—	HNO ₃
Na	1.60E+00	1.73E+00	1.76E+00	1.74E+00	NaNO ₃
P	2.49E-02	1.55E-03	2.45E-02	1.55E-03	NaH ₂ PO ₄
K	6.40E-03	1.25E-02	7.04E-03	—	KNO ₃
Cr	3.17E-02	3.03E-03	3.40E-02	3.03E-03	Cr(NO ₃) ₃ ・9H ₂ O
Mn	1.46E-02	2.04E-02	1.47E-02	2.04E-02	Mn(NO ₃) ₂
Fe	2.14E-01	1.90E-01	1.56E-01	1.30E-01	Fe(NO ₃) ₃ ・9H ₂ O
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 ・6H ₂ O
Zn	8.67E-04	2.33E-03	7.04E-04	—	Zn(NO ₃) ₂ ・6H ₂ O
Rb	—	—	—	6.63E-03	RbNO ₃
Sr	1.13E-02	1.48E-02	1.16E-02	1.48E-02	Sr(NO ₃) ₂
Y	7.76E-03	—	7.90E-03	7.97E-03	Y(NO ₃) ₃ ・6H ₂ O
Zr	4.85E-02	8.12E-02	4.75E-02	8.12E-02	ZrO(NO ₃) ₂
Mo	3.19E-02	5.50E-02	3.43E-02	5.49E-02	Na ₂ MoO ₄ ・2H ₂ 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 ₃
Cd	—	—	—	1.56E-03	Cd(NO ₃) ₂ ・4H ₂ O
Sn	5.18E-04	1.06E-03	4.11E-04	1.06E-03	Na ₂ SnO ₃ ・3H ₂ O
Sb	—	—	—	2.74E-04	—
Te	5.67E-03	6.64E-03	5.95E-03	5.83E-03	Na ₂ TeO ₃ ・5H ₂ O
Cs	2.96E-02	3.07E-02	3.01E-02	3.07E-02	CsNO ₃
Ba	2.23E-02	1.77E-02	2.47E-02	1.77E-02	Ba(NO ₃) ₂
La	1.39E-02	—	1.53E-02	1.33E-02	La(NO ₃) ₃ ・6H ₂ O
Ce	7.64E-02	—	8.29E-02	6.09E-02	Ce(NO ₃) ₃ ・6H ₂ O
Pr	1.23E-02	—	1.31E-02	1.20E-02	Pr(NO ₃) ₃ ・6H ₂ O
Nd	4.30E-02	—	4.81E-02	4.25E-02	Nd(NO ₃) ₃ ・6H ₂ O
Sm	1.06E-02	—	1.15E-02	7.40E-03	Sm(NO ₃) ₃ ・6H ₂ O
Eu	1.49E-03	—	1.61E-03	1.48E-03	Eu(NO ₃) ₃ ・6H ₂ O
Gd	7.13E-04	—	7.07E-04	4.00E-02	Gd(NO ₃) ₃ ・6H ₂ O

¹⁰⁸ 3号炉運転条件確認試験において使用した模擬廃液。¹⁰⁹ 2003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。

表 A-5 ガラス中の白金族元素酸化物含有量

廃棄物酸化物成分	白金族元素酸化物成分含有率 [wt%]	
	2号炉 作動試験 ¹¹⁰	3号炉 運転条件確認試験
RuO₂	1.00	0.82
Rh₂O₃	0.14	—
PdO	0.45	0.64
合計	1.59	1.46

¹¹⁰ 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。

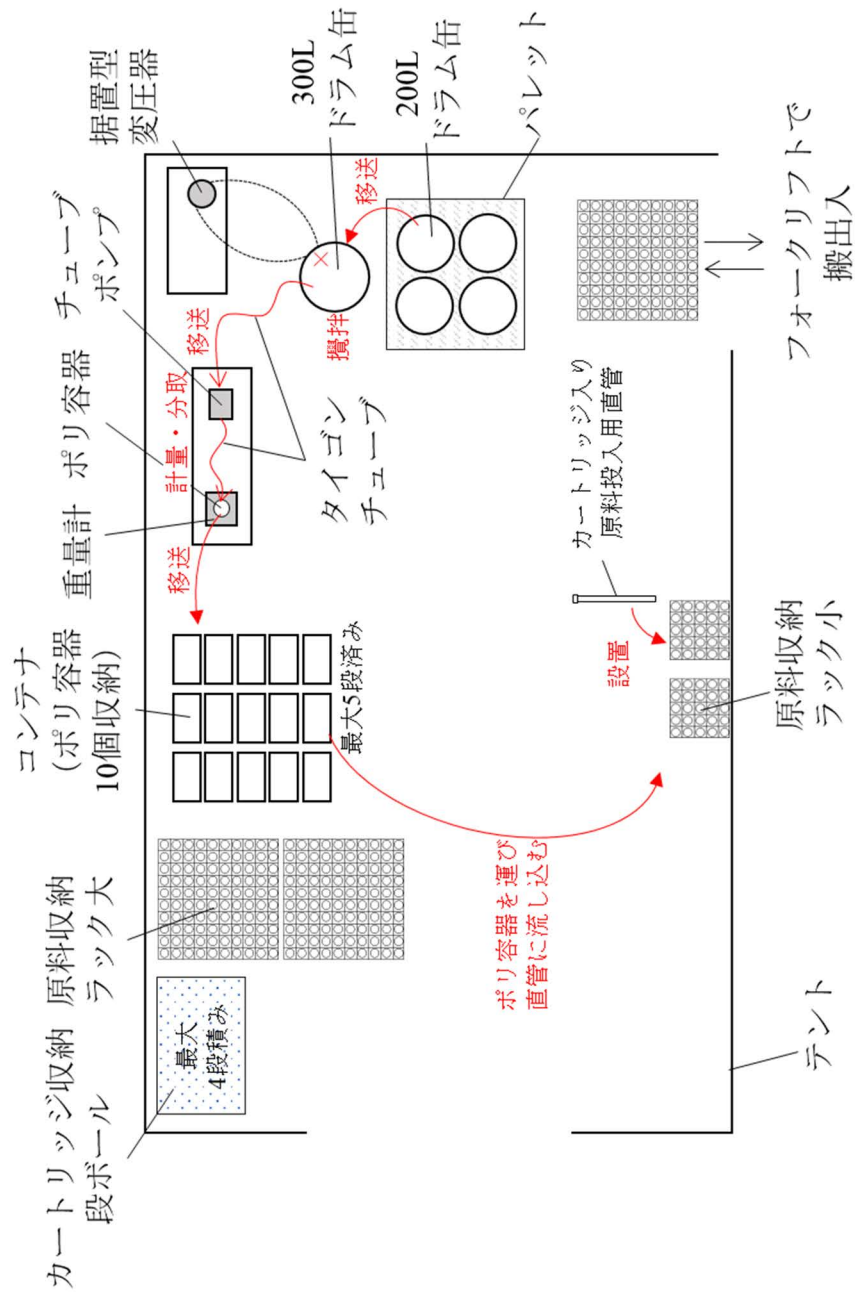


図 A-1 含浸作業用テント内の資材配置図

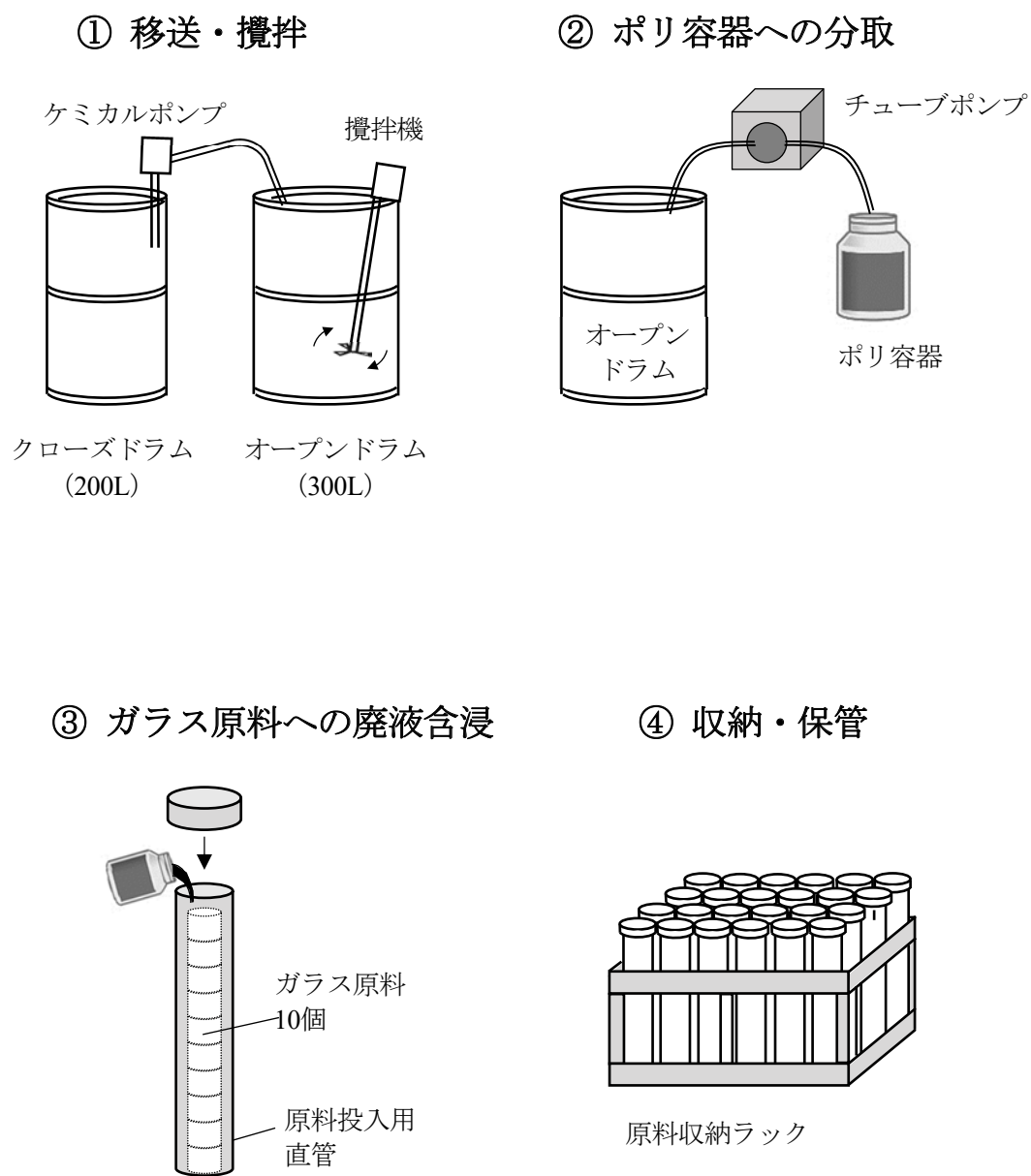
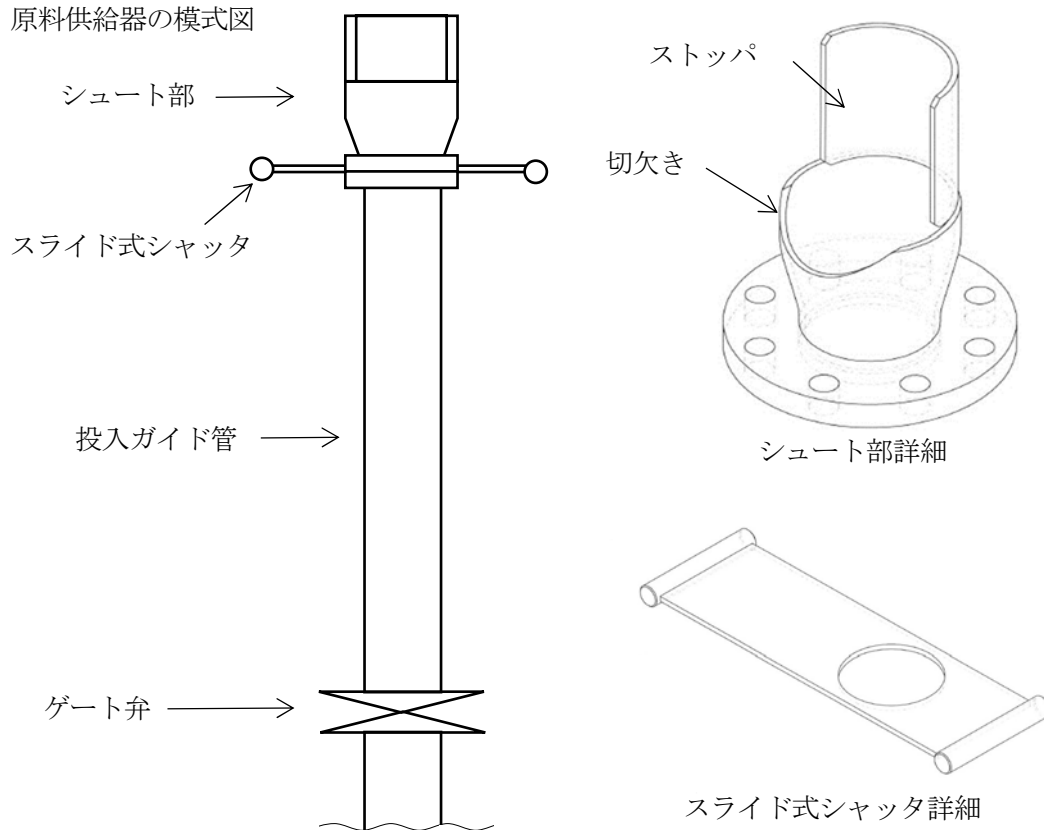


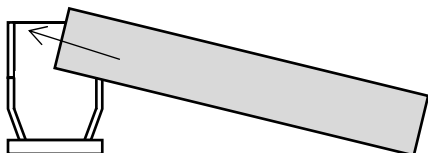
図 A-2 含浸作業概略図

(a) 原料供給器の模式図

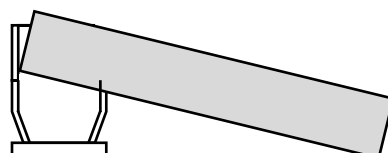


(b) カートリッジ投入手順

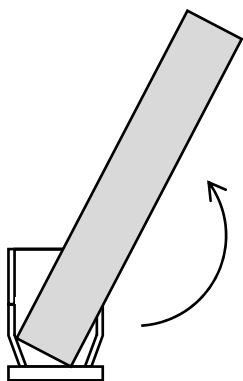
1. 切欠き部にのせる。



2. ストップに押し当てる。



3. ストップに沿って押し上げる。



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.

表 B-1 運転実績

	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 [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 [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
Na ₂ O供給量 [kg]	30.16	29.28	29.37	28.32	29.28	29.28	29.37	28.23
Na ₂ O含有率 [wt%]	9.77	9.77	9.77	9.77	9.77	9.77	9.77	9.77
流下重量確定値 [kg]	293.40	295.30	294.00	295.50	296.50	296.50	296.90	295.70

	高模擬-1	高模擬-2	高模擬-3	高模擬-4	高模擬-5	高模擬-6	高模擬-7	ドレンアウトⅠ	ドレンアウトⅡ	ドレンアウトⅢ
バッチ開始日時	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
バッチ終了日時	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
ガラ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	-	-
廃液供給停止時間 [h:m]	0:00	0:00	0:00	0:00	0:00	1:47	1:07	47:18	-	-
バッチ所用時間 [h]	45.97	45.95	47.17	45.58	46.00	48.75	45.92	109.83	21.87	10.30
ガラス原料供給時間 [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	-	-
ガラス原料供給量 [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	-	-
Na ₂ O供給量 [kg]	30.53	30.43	31.26	30.16	30.43	31.00	29.54	27.04	-	-
Na ₂ O含有率 [wt%]	10.19	10.18	10.19	10.19	10.18	10.19	10.18	10.18	-	-
流下重量確定値 [kg]	295.60	295.70	295.60	296.60	297.20	295.30	296.20	294.80	287.80	272.80

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

試験ステップ	日時	F801, F808 [Nm ³ /h]	F809, F810 [Nm ³ /h]
高模擬試験 4 バッチ目 (12/06 09:15 ~ 12/08 06:50)	12/06 14:11 ~ 12/14 12:26	26	10
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 05:35 ~ 12/14 03:30)			
高模擬試験 8 バッチ目 (ドレンアウトI) (12/14 03:30 ~ 12/18 17:20)	12/14 12:26 ~ 13:05	25	10
	12/14 13:05 ~ 14:30	22.5	9
	12/14 14:30 ~ 15:48	20	8
	12/14 15:48 ~ 16:20	17.5	7
	12/14 16:20 ~ 16:30	20	8
	12/14 16:30 ~ 17:37	19	8
	12/14 17:37 ~ 19:18	18	7
	12/14 19:18 ~ 12/15 20:30	17	7
	12/15 20:30 ~ 12/16 00:15	16	6
	12/16 00:15 ~ 09:44	17	7
	12/16 09:44 ~ 11:35	20	8
	12/16 11:35 ~ 16:45	23	9
	12/16 16:45 ~ 12/17 19:49	26	10
	12/17 19:49 ~ 20:25	23	9
	12/17 20:25 ~ 20:43	24	10
	12/17 20:43 ~ 21:00	25	10
	12/17 21:00 ~ 23:09	26	10
	12/17 23:09 ~ 12/18 00:45	25	10
	12/18 00:45 ~ 01:30	24	10
	12/18 01:30 ~ 02:10	23	9
ドレンアウトII (12/18 17:20 ~ 12/19 15:12)	12/18 02:10 ~ 18:00	21	8
	12/18 18:00 ~ 18:58	20	8
	12/18 18:58 ~ 19:58	17.5	7
	12/18 19:58 ~ 12/19 00:31	15	6
	12/19 00:31 ~ 03:02	17.5	7
	12/19 03:02 ~ 15:01	20	8
ドレンアウトIII (12/19 15:12 ~ 12/20 01:30)	12/19 15:01 ~ 15:30	17.5	7
	12/19 15:30 ~ 18:32	15	6
	12/19 18:32 ~ 22:47	10	4
	12/19 22:47 ~ 23:37	7.5	3
	12/19 23:37 ~ 12/20 01:30	0	0

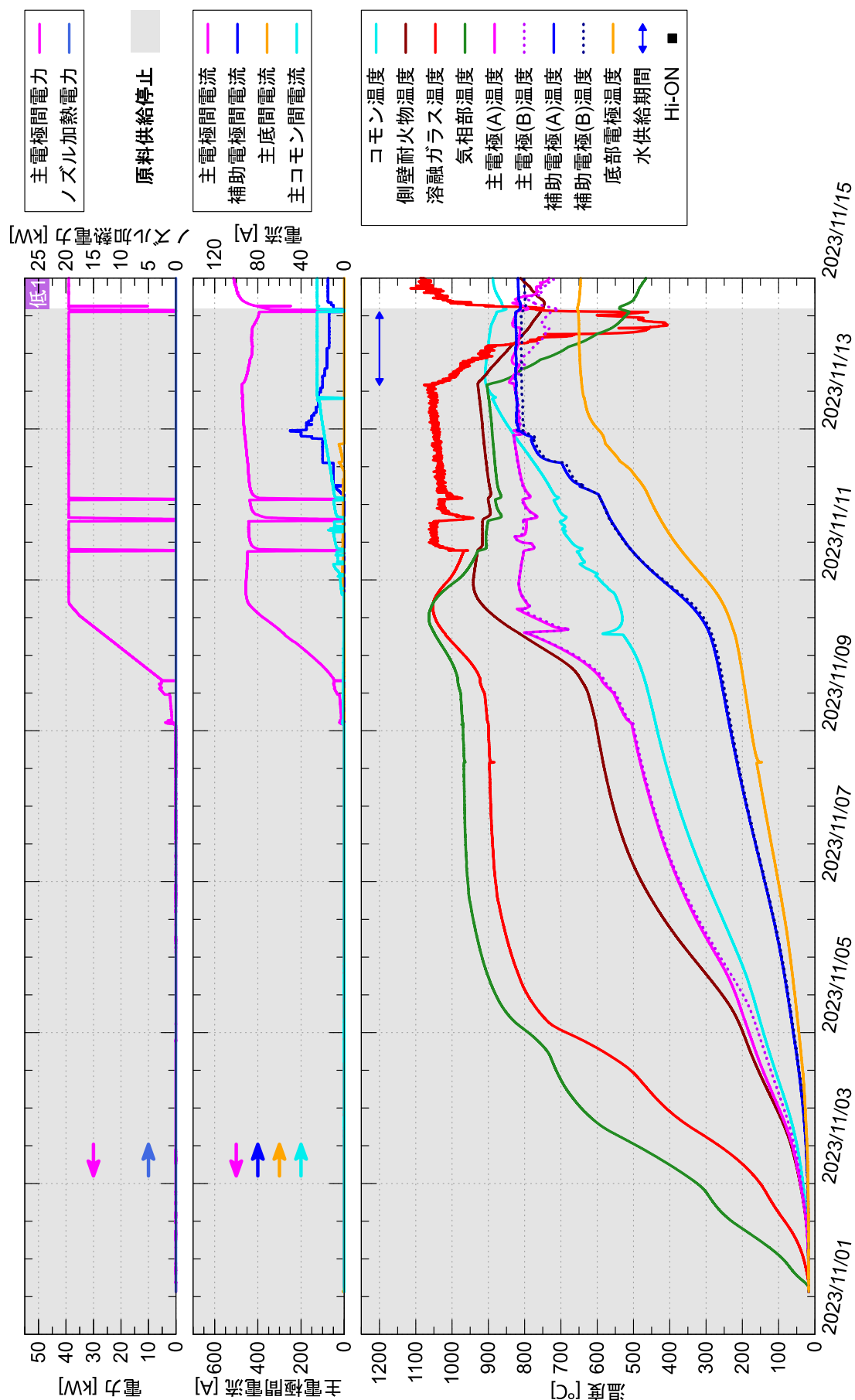


図 B-1 主要な運転データ (1/4)

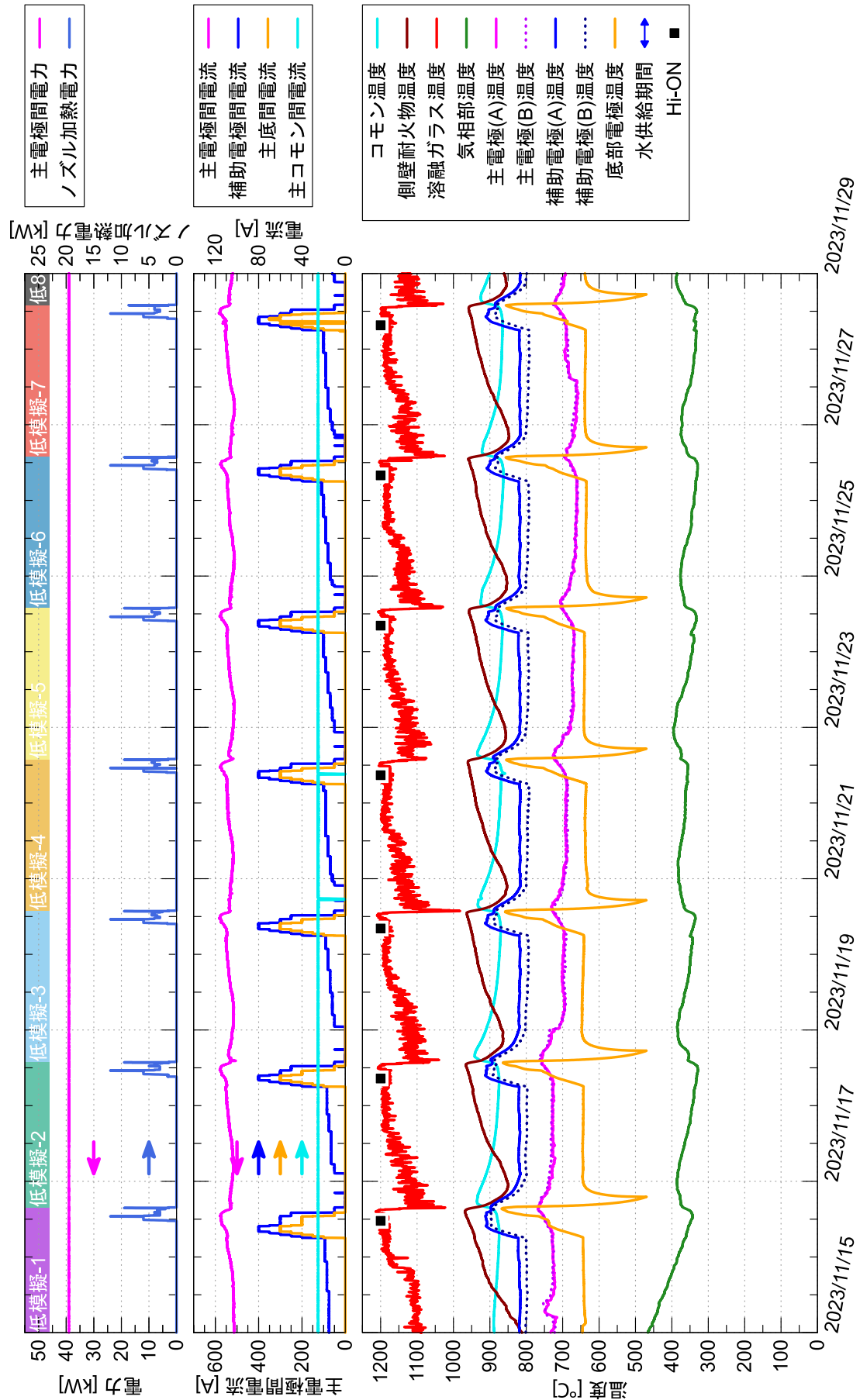


図 B-1 主要な運転データ (2/4)

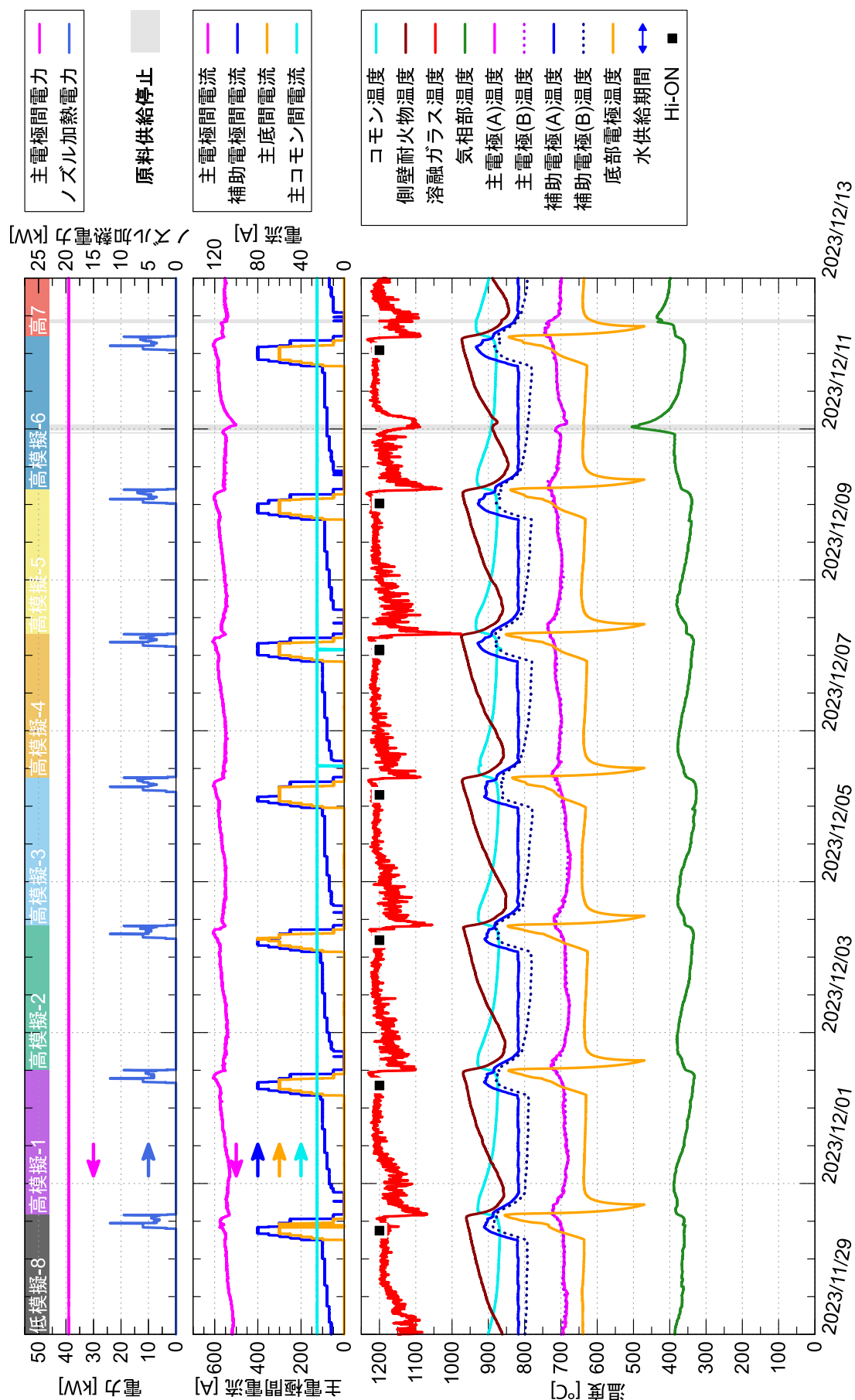


図 B-1 主要な運転データ (3/4)

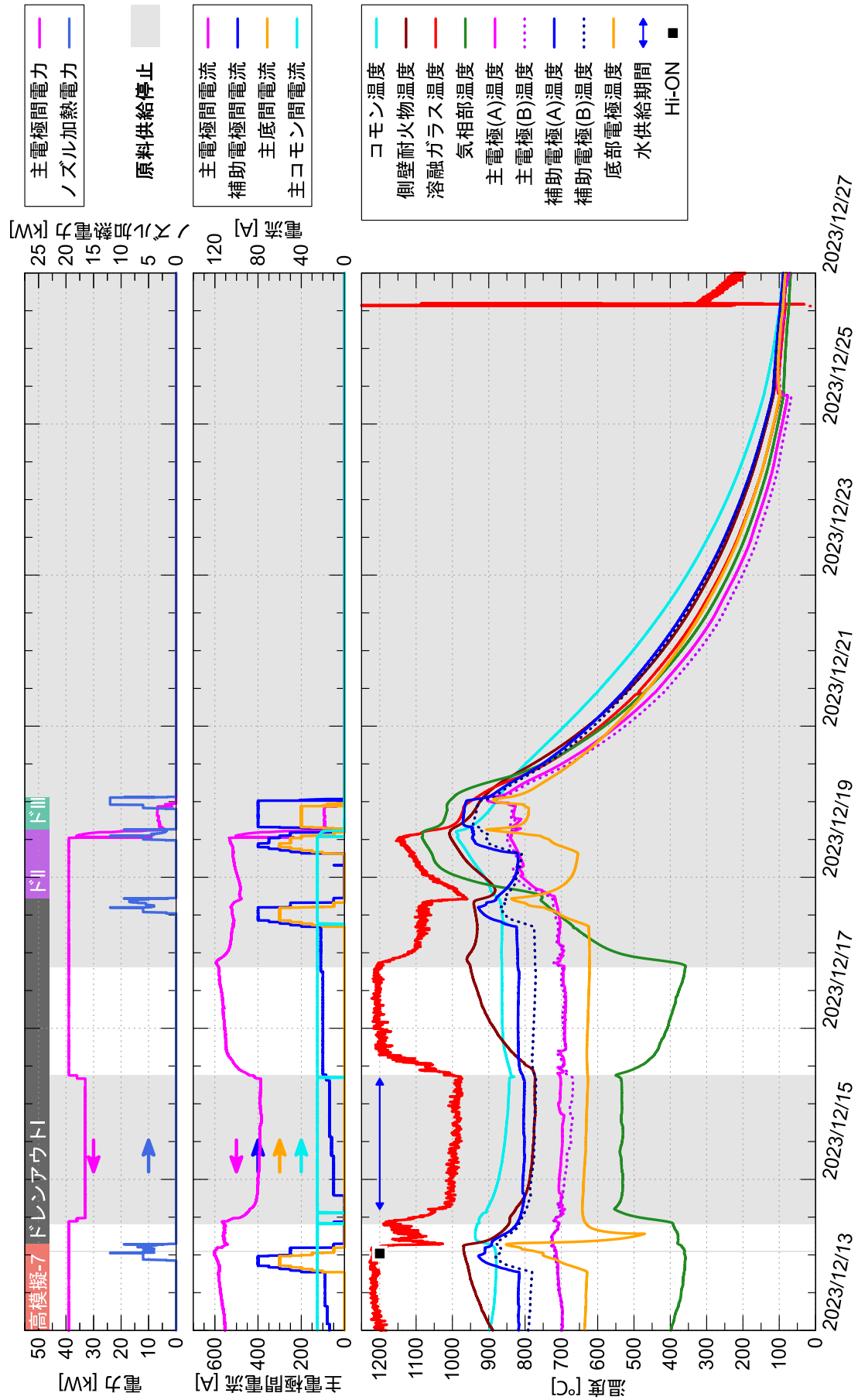
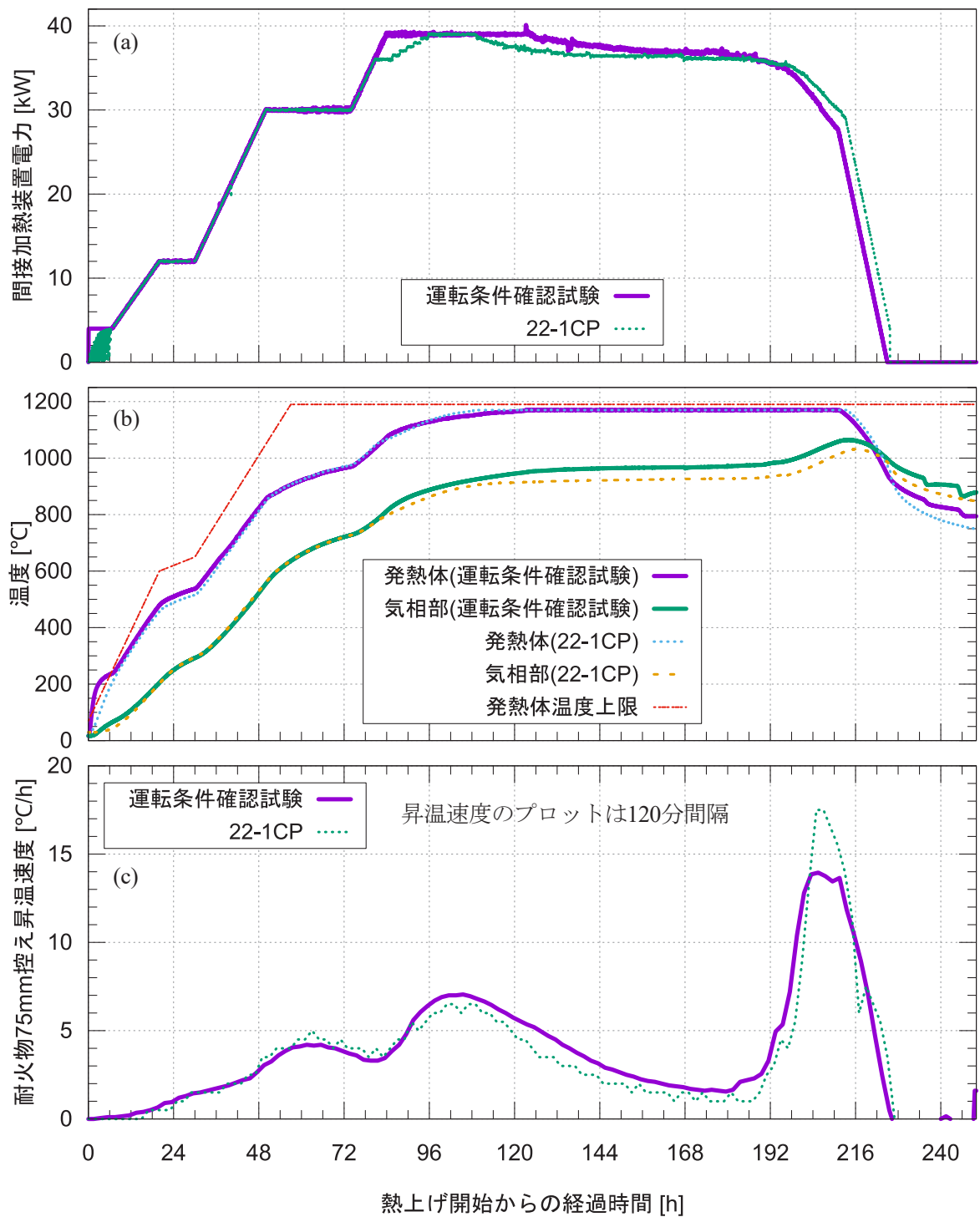


図 B-1 主要な運転データ (4/4)



※ 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4 kW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

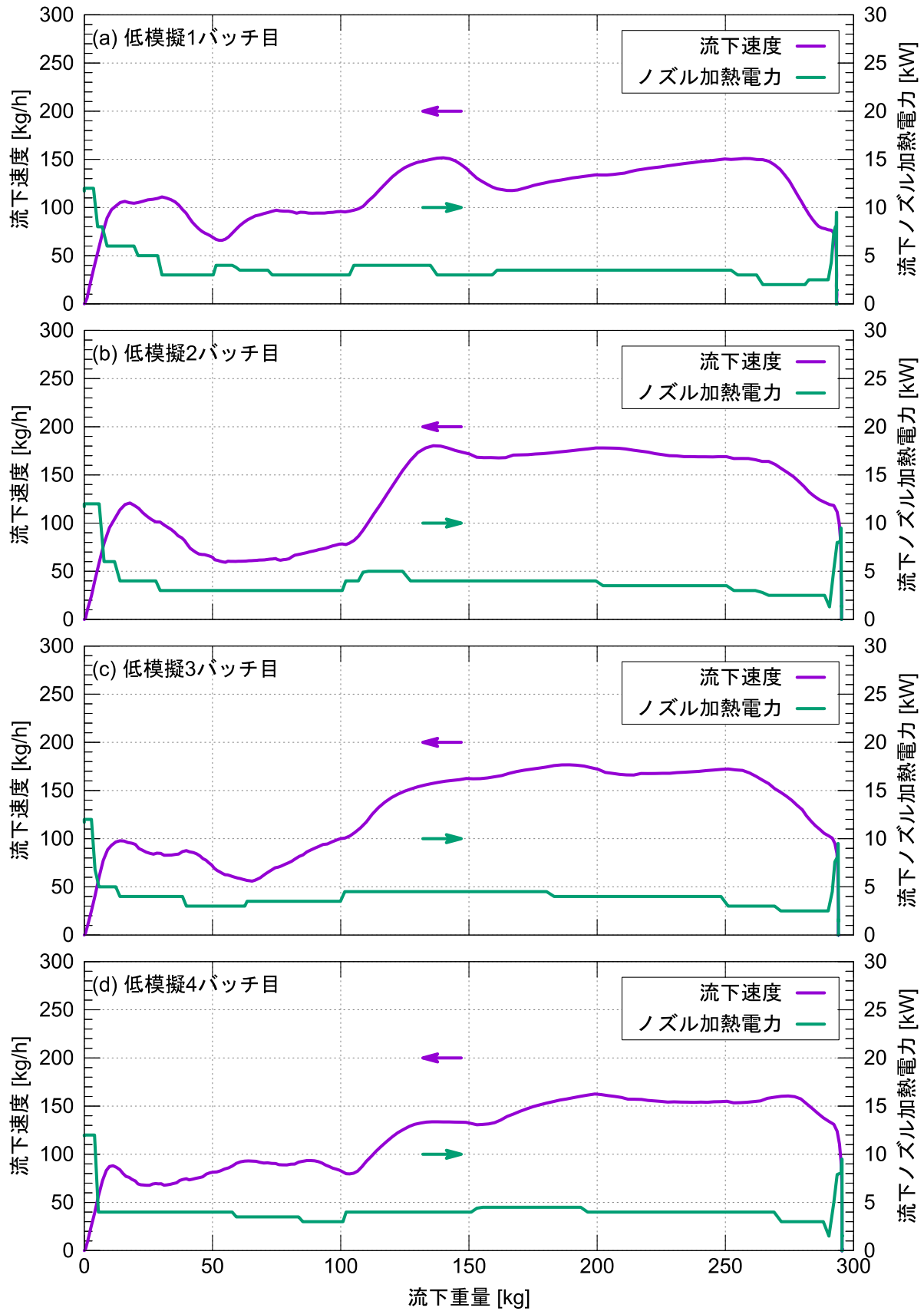


図 B-3 流下重量に対する流下速度と流下ノズル加熱電力（低模擬1～4バッチ目）

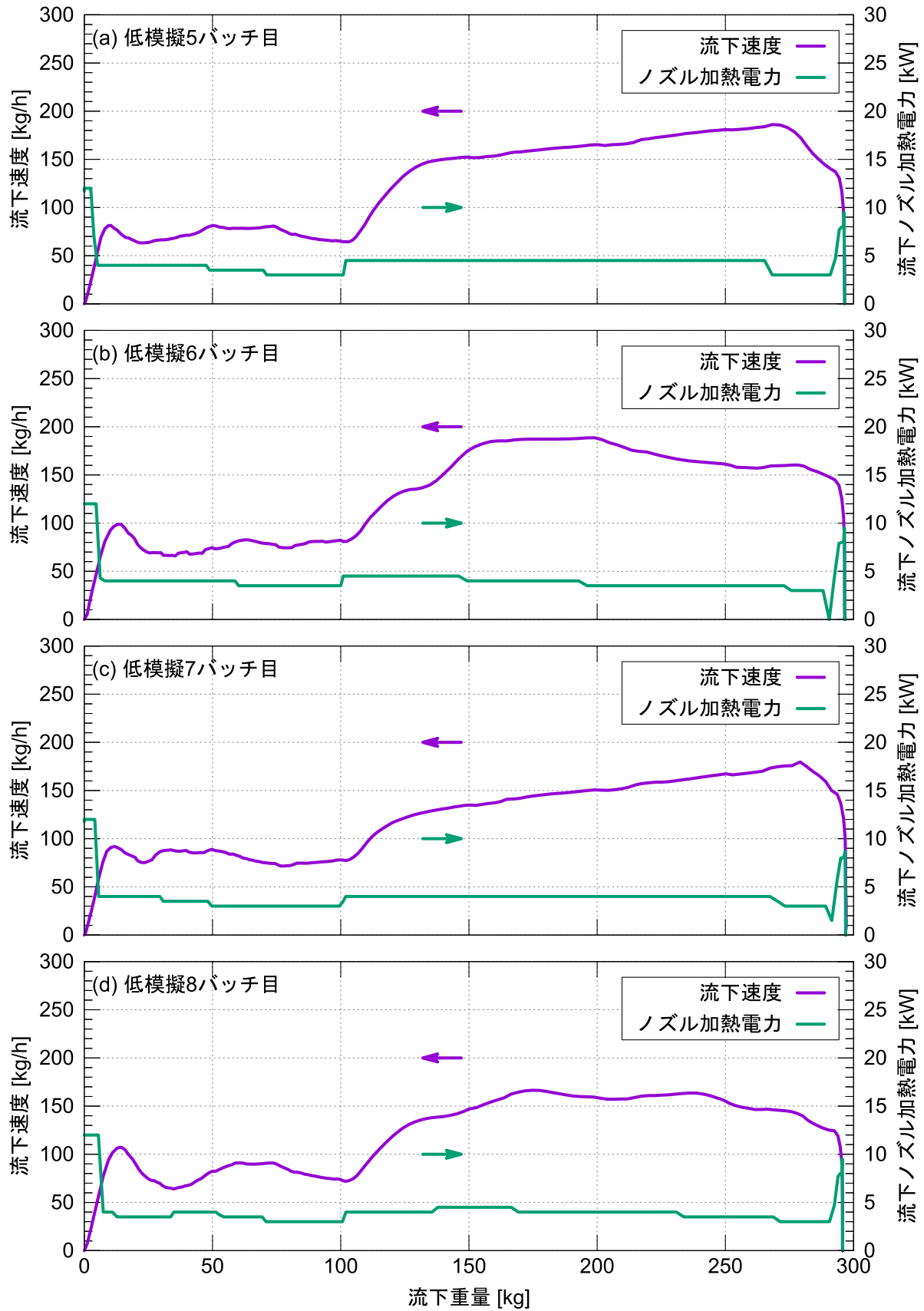


図 B-4 流下重量に対する流下速度と流下ノズル加熱電力（低模擬5～8バッチ目）

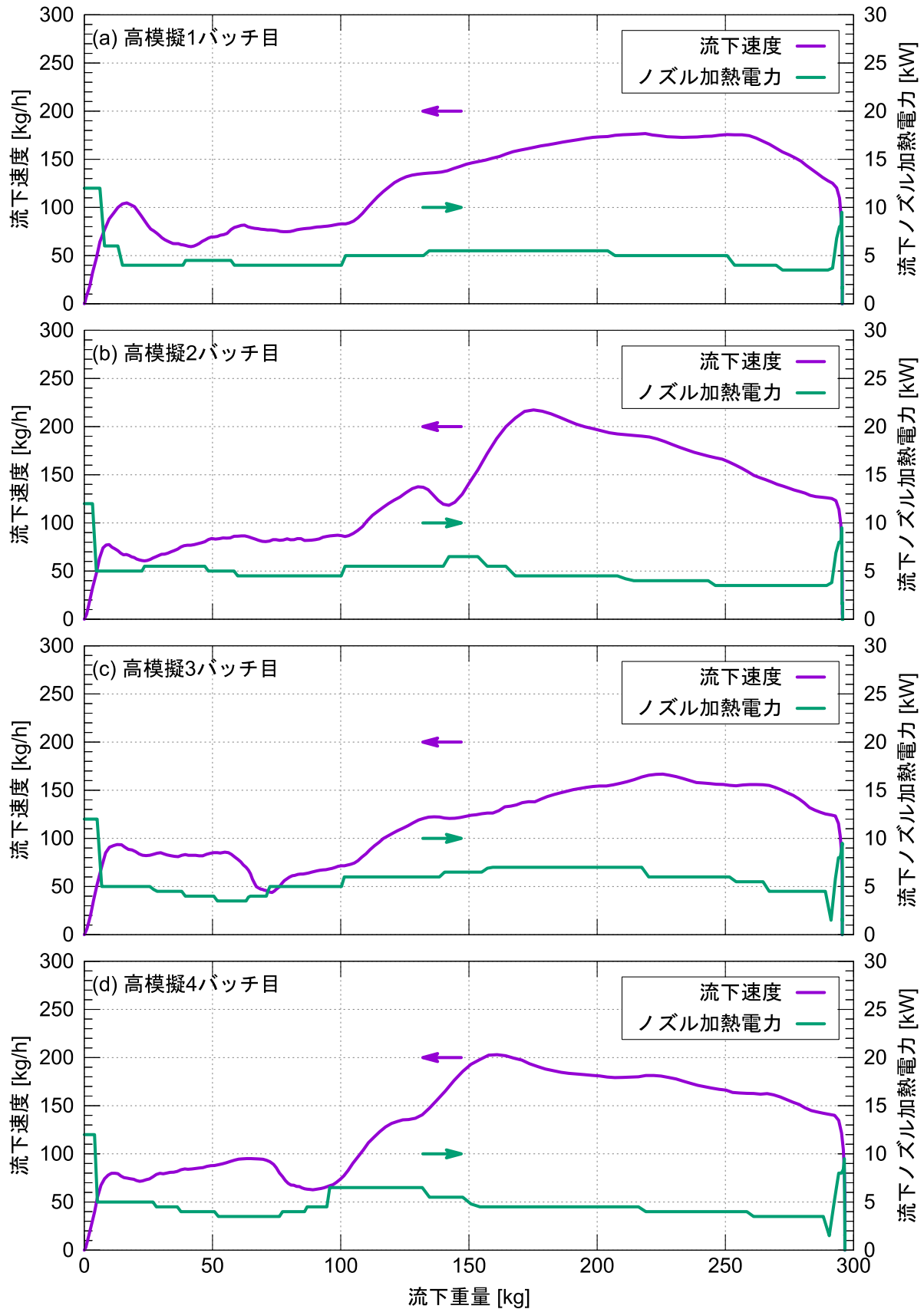


図 B-5 流下重量に対する流下速度と流下ノズル加熱電力（高模擬1～4バッチ目）

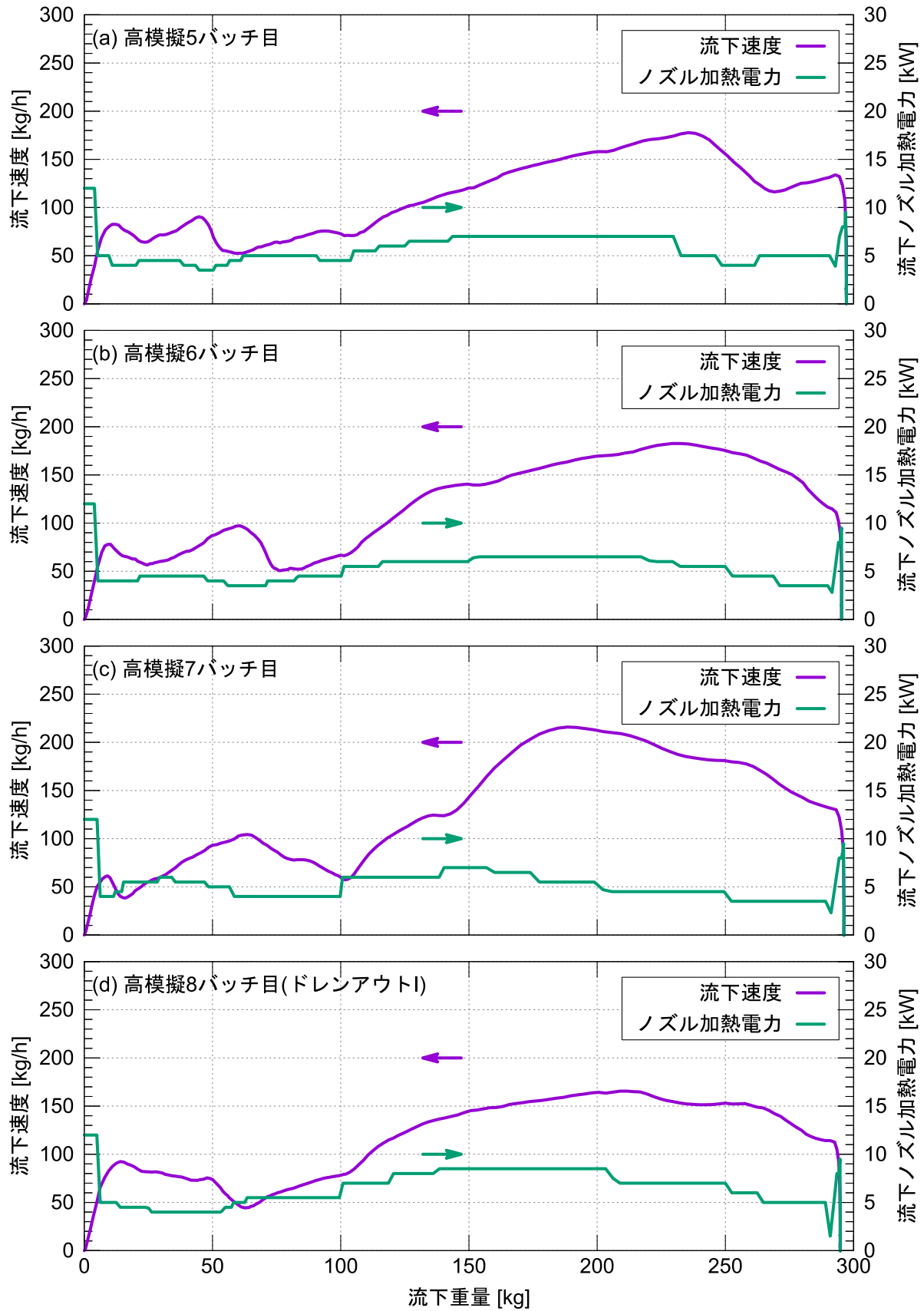


図 B-6 流下重量に対する流下速度と流下ノズル加熱電力（高模擬5～8バッチ目）

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¹¹¹に検出倍率¹¹²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¹¹³）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でガラス保有量の関係を示す。

表 C-1 ガラス液位盤の検出設定

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

¹¹¹ 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。

¹¹² 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。

¹¹³ 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。

炉底からの距離 [mm]	体積 [L]	質量		備考	炉底からの距離 [mm]	体積 [L]	質量		備考	炉底からの距離 [mm]	体積 [L]	質量		備考
		1100℃相当	900℃相当				1100℃相当	900℃相当				1100℃相当	900℃相当	
		[kg]	[kg]				[kg]	[kg]				[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プローブ下端
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	コモン上端	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	Hレベル
243	35.2	88.1	90.6		525	169.8	424.4	436.7		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	主電極切欠き上端	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		907	429.0	1072.4	1103.3	K-3レンガ上端

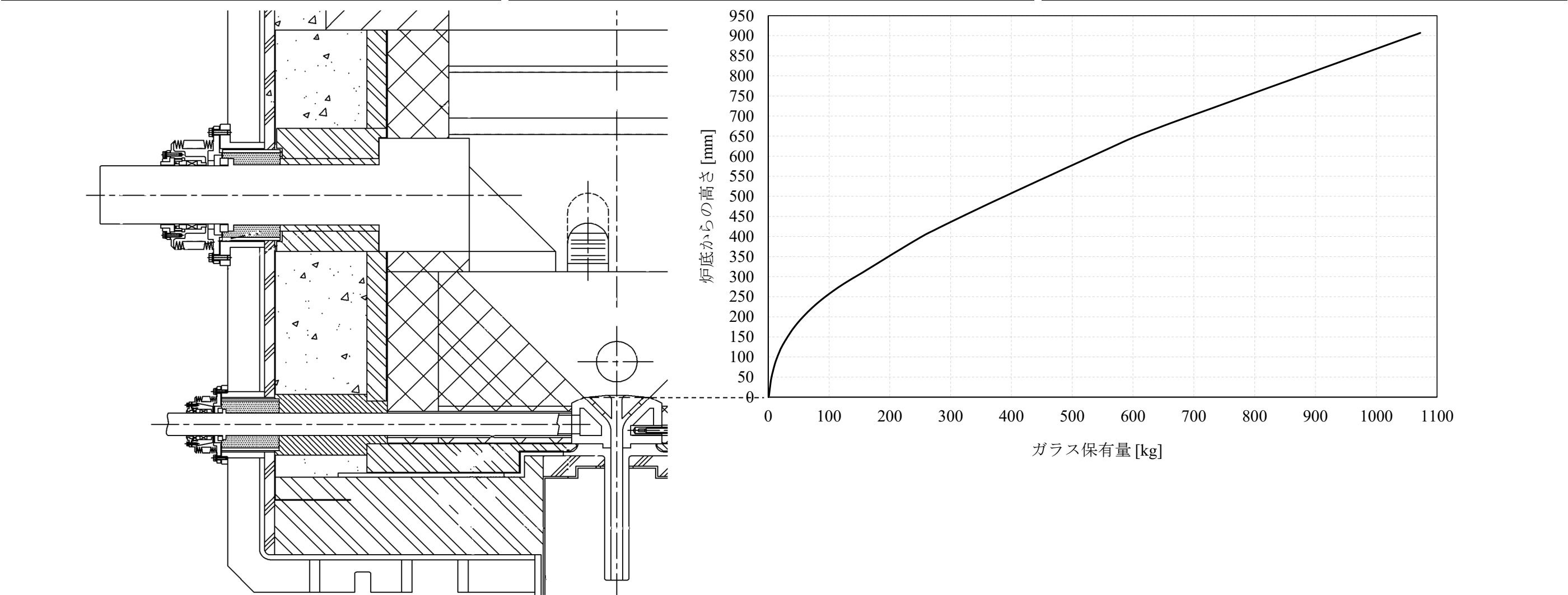
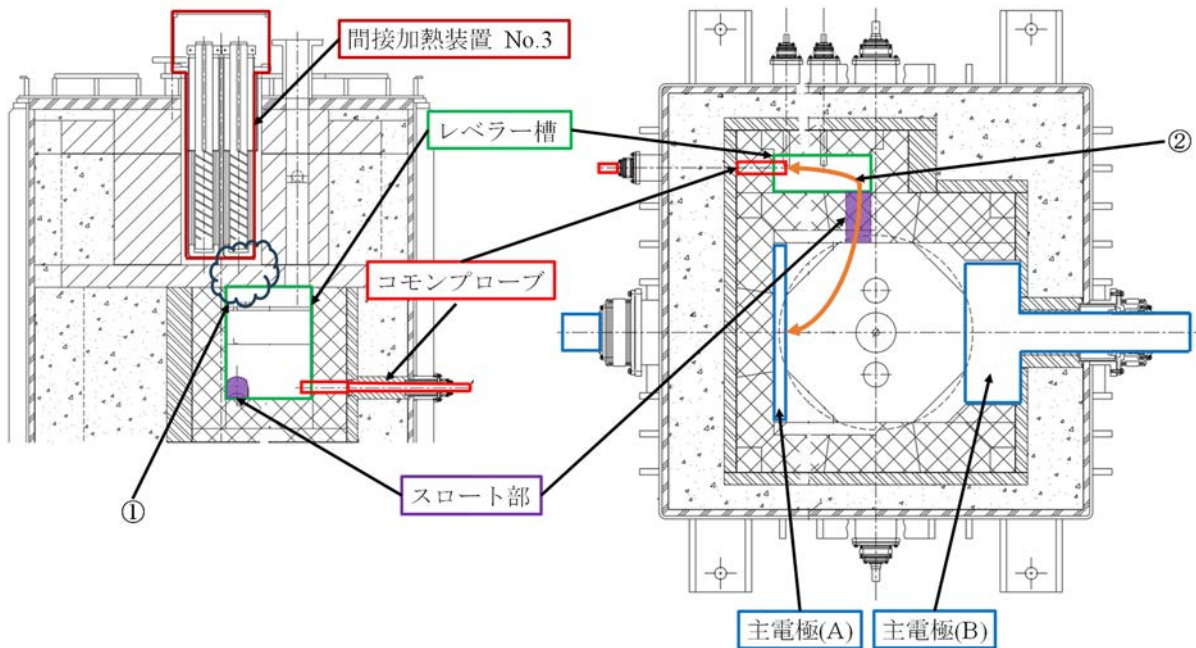
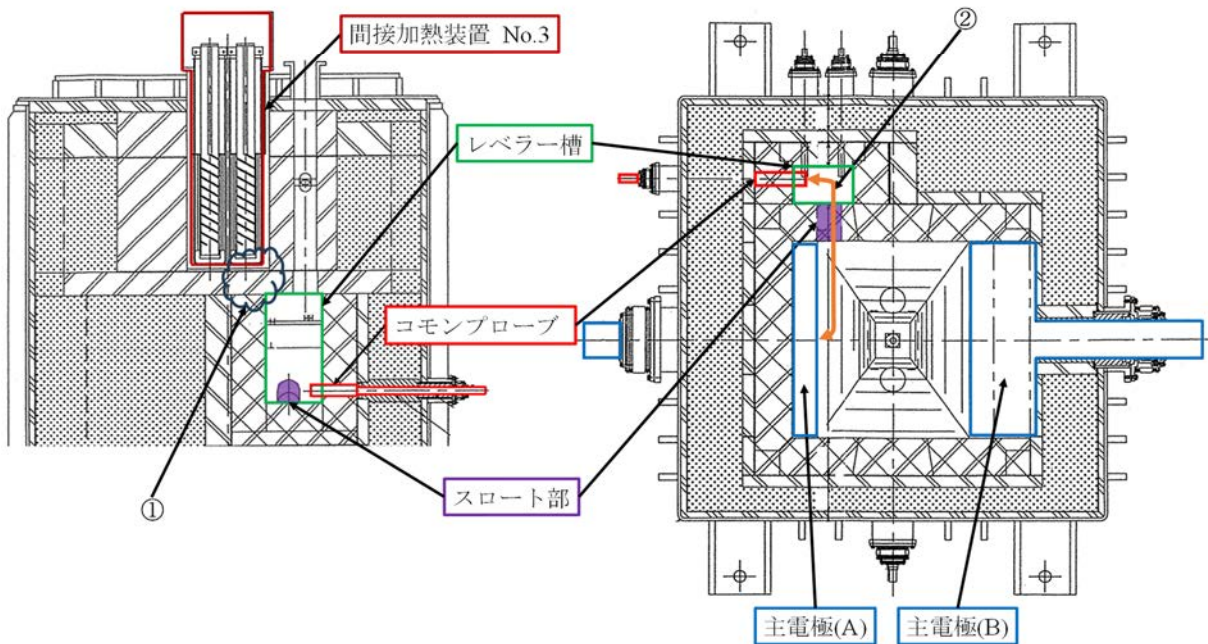


図 C-1 3号炉の底部電極上端からの高さでガラス保有量の関係

(a) 3号炉



(b) 2号炉



- 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5～6 kW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¹¹⁴。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39 kWまで上昇させ、電力一定にて熔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 Nm³/h、希釈空気の流量 (F809、F810) を各8 Nm³/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30 kW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2 kW/hにて降下させる。間接加熱電力 (Ew10.6) が0 kW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) を熔融ガラスへ挿入する。

表 D-1 主電極電力上昇プログラム

目標電力 [kW]	電力上昇速度	継続時間
0～ 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

¹¹⁴ 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、1 h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。

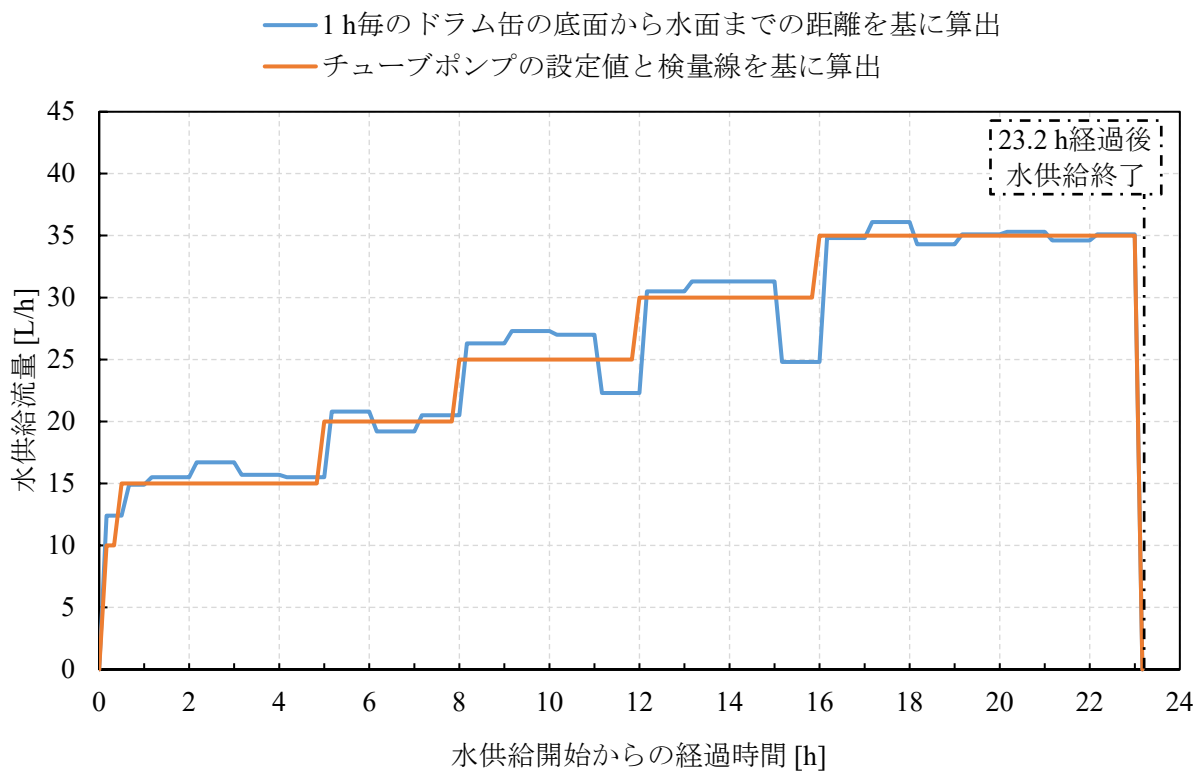


図 E-1 水供給試験における水供給速度の計測方法の比較

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）

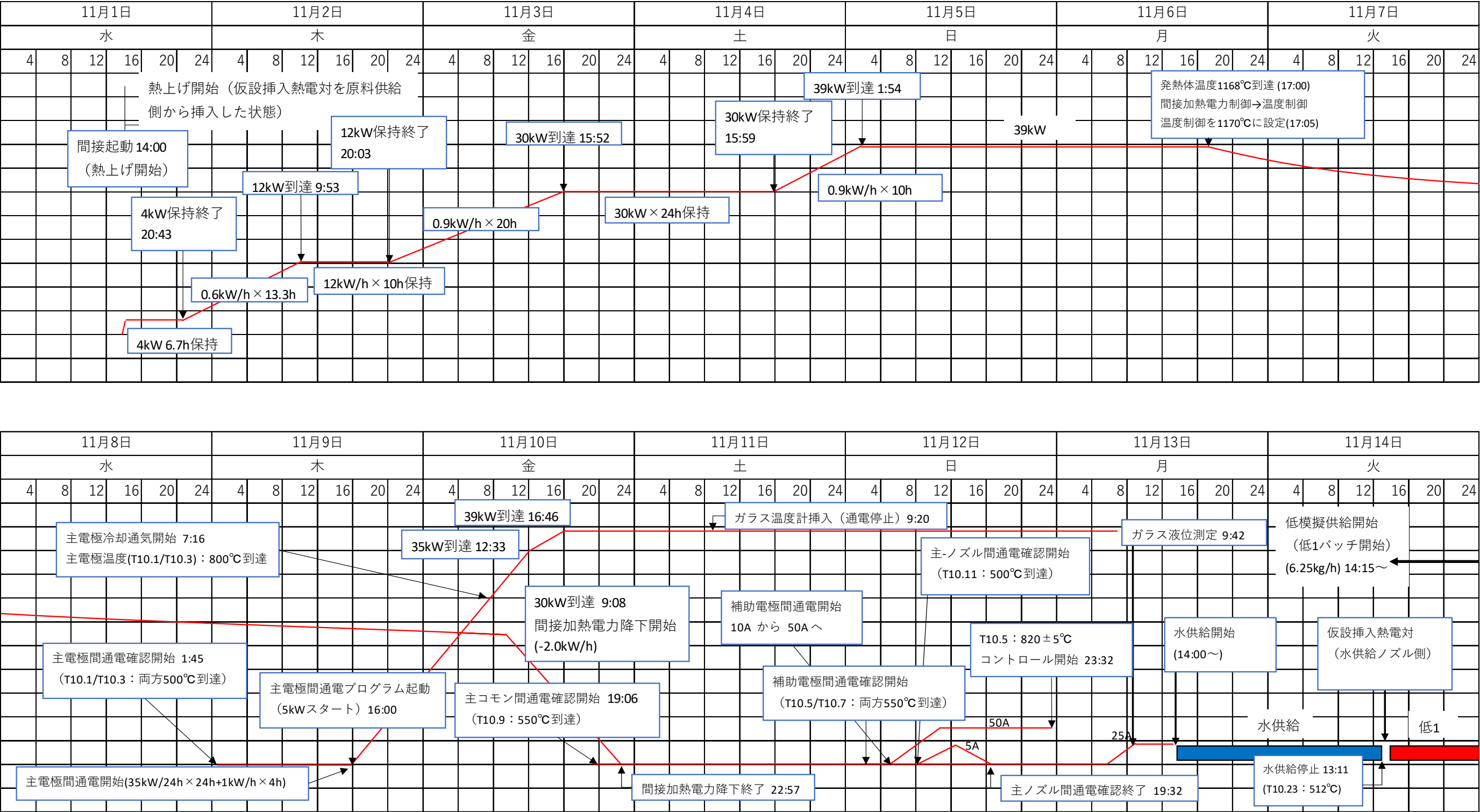


図 F-1 詳細な試験スケジュール (1/5)

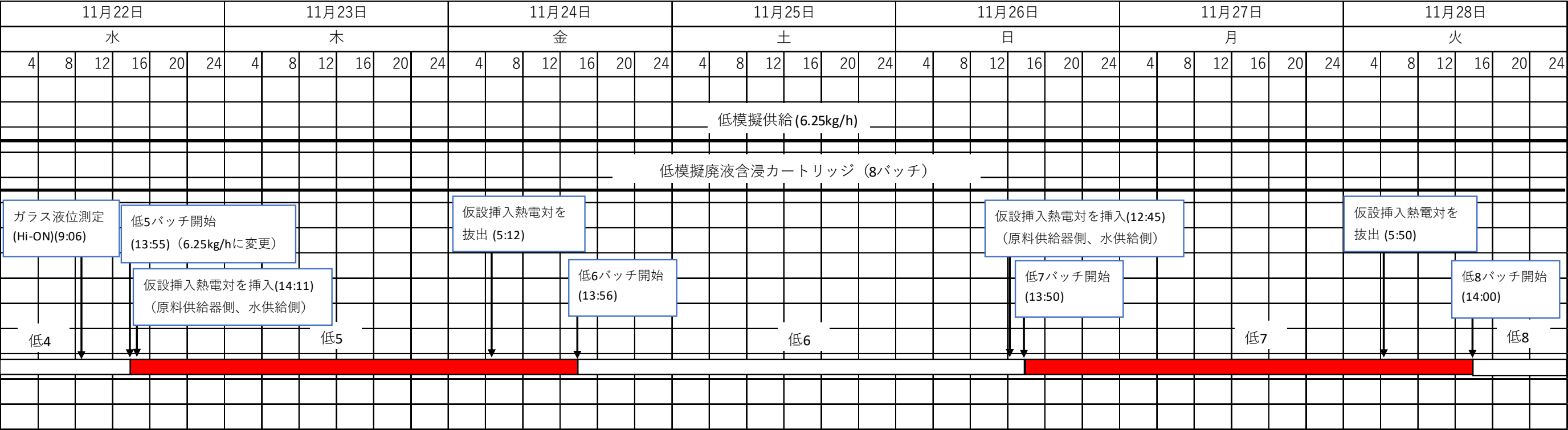
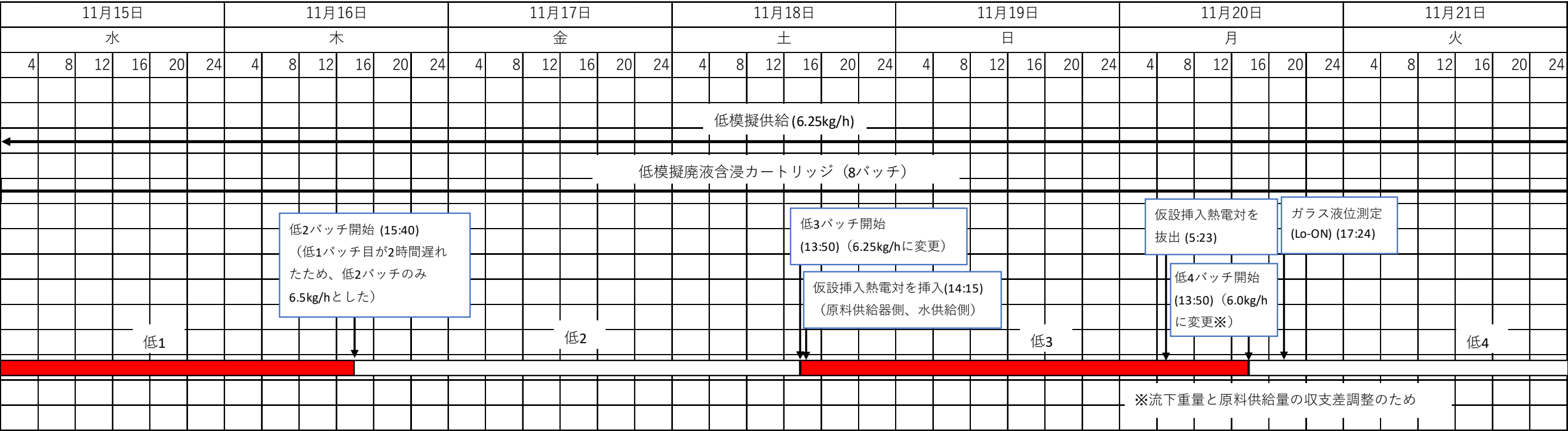


図 F-1 詳細な試験スケジュール (2/5)

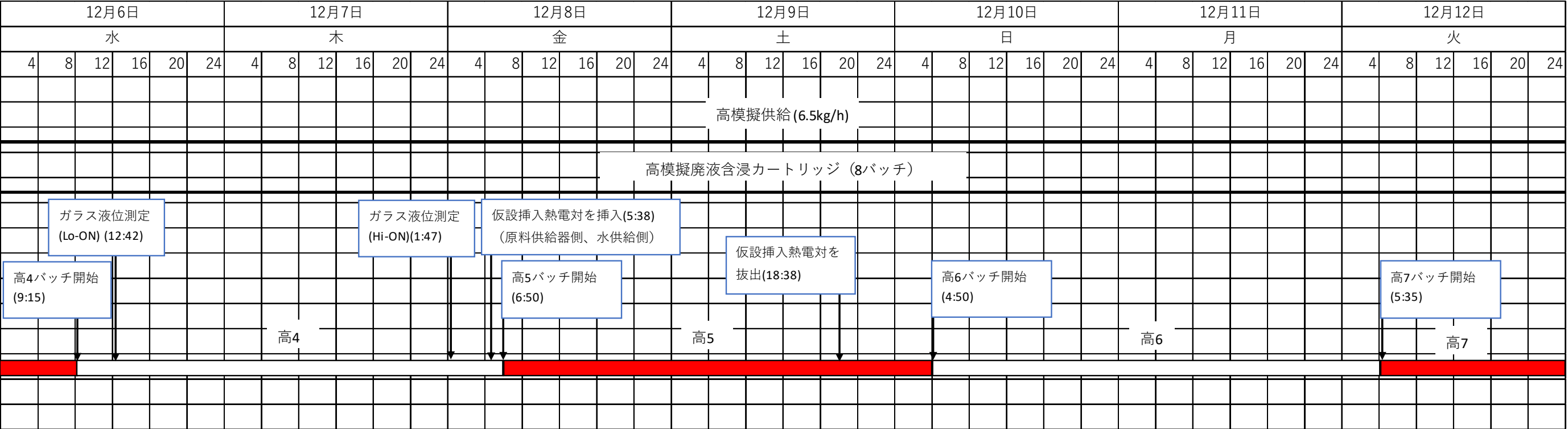
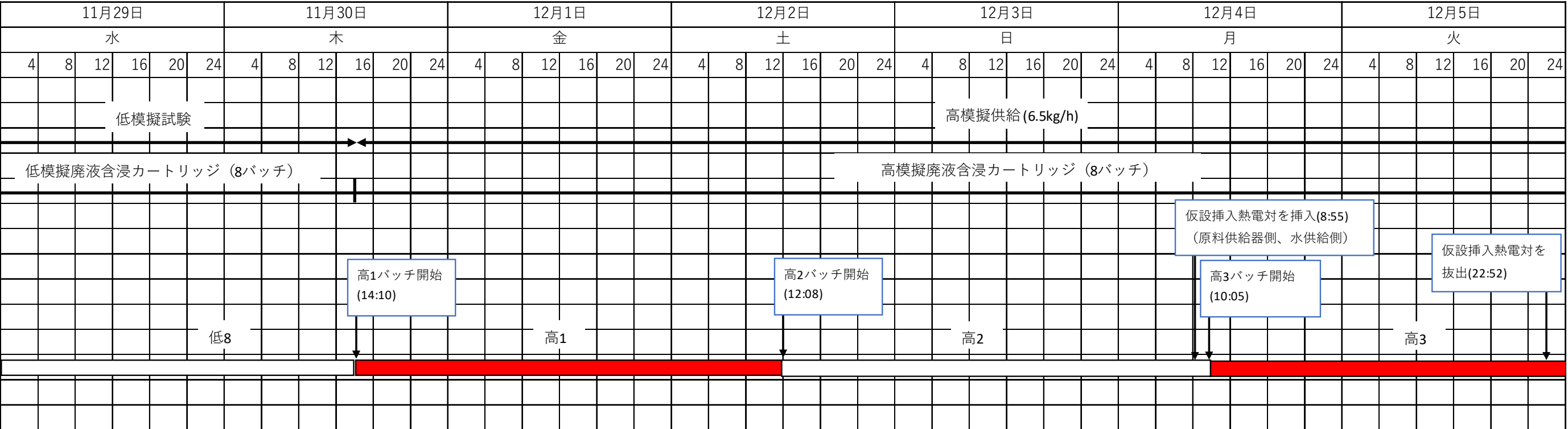
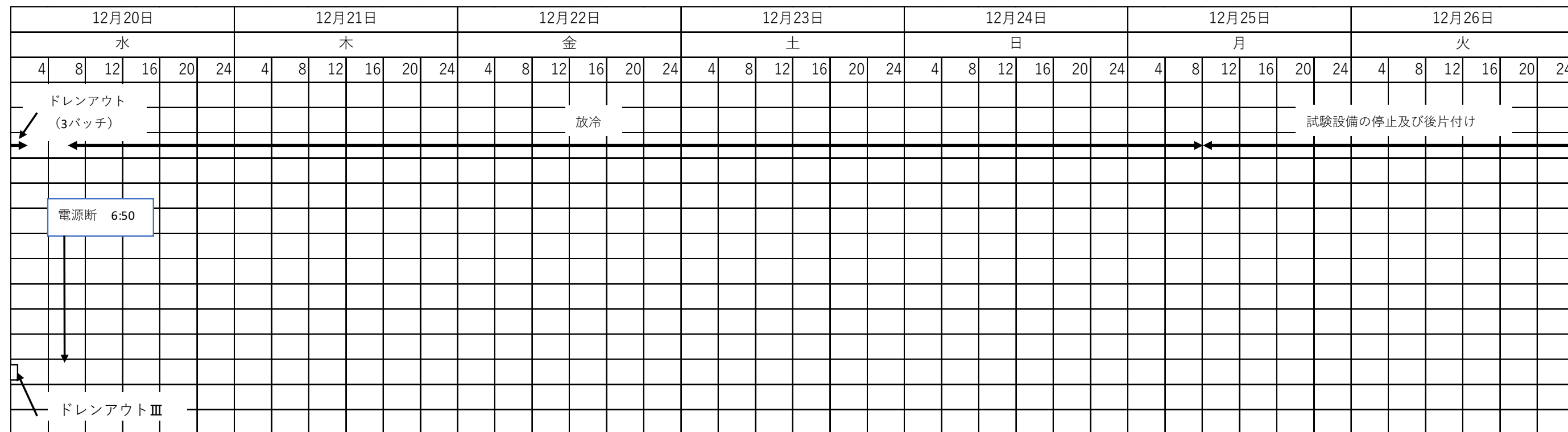


図 F-1 詳細な試験スケジュール (3/5)



[illegible]

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

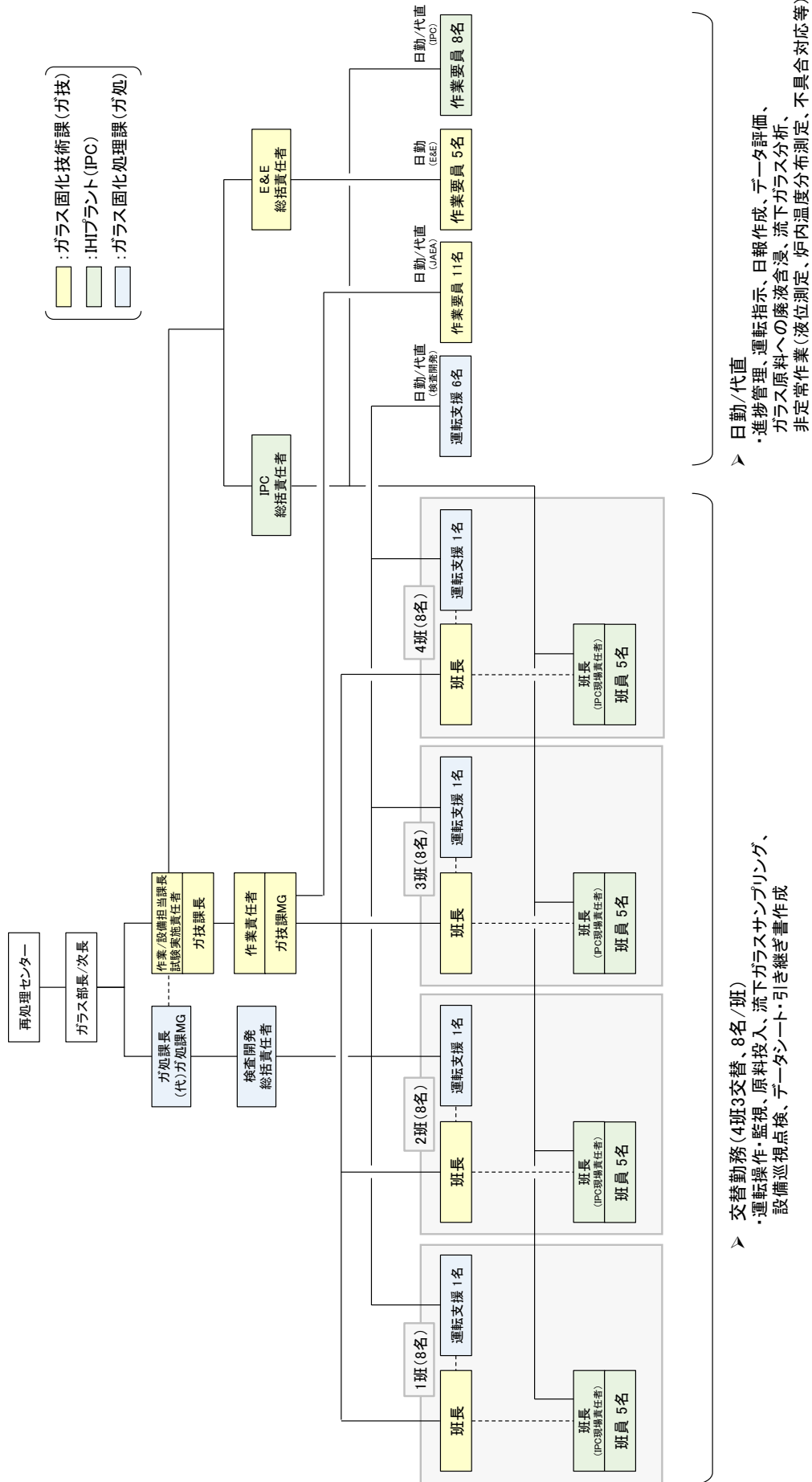
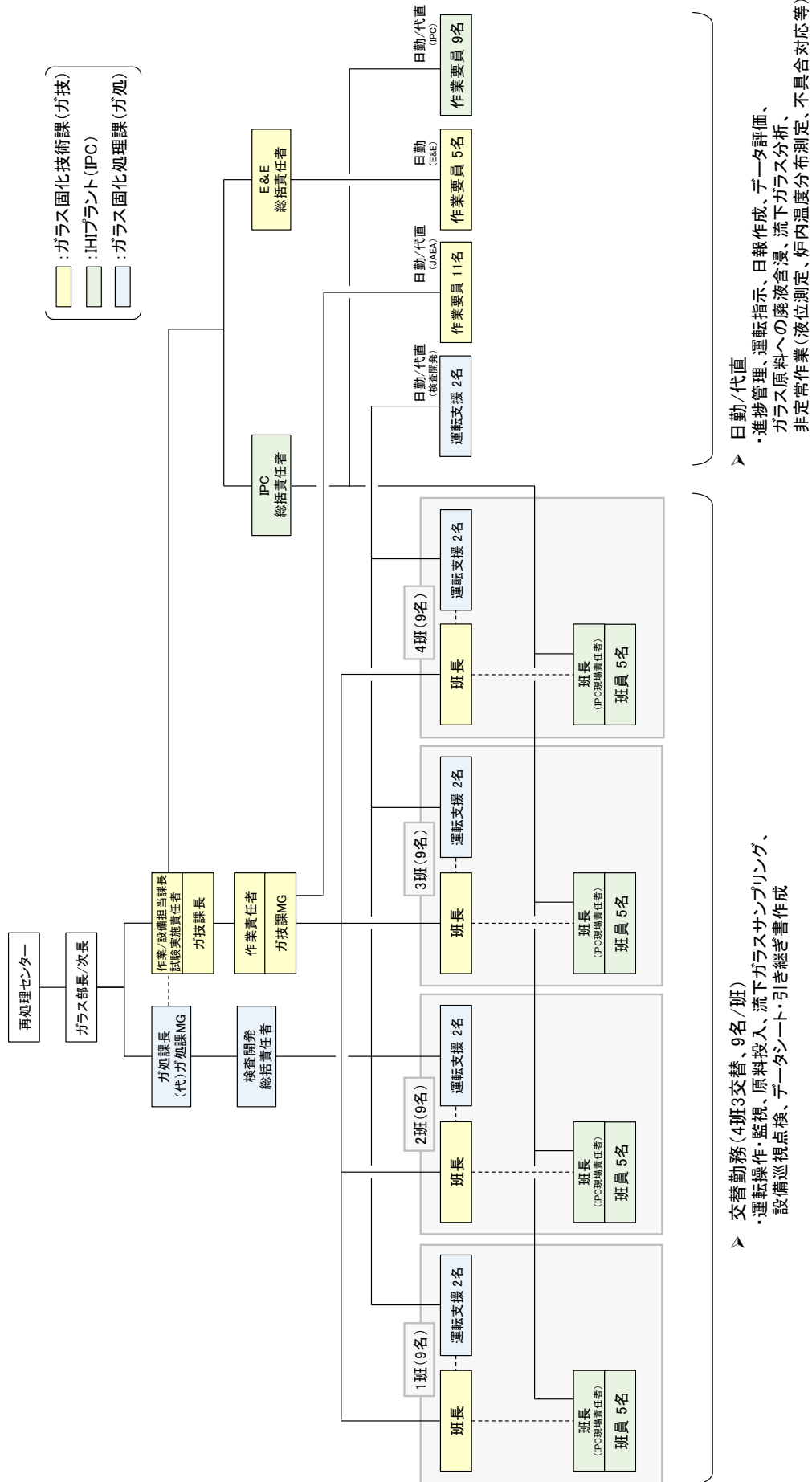


図 F-2 試験実施体制（熱上げ～低模擬試験）



☒ F-3 試験実施体制（高模擬試験～ドレンアウト試験）

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2 m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.

