

Technische Universität Graz
Dekanat für Bauingenieurwissenschaften
Institut für Wasserbau und Wasserwirtschaft

Hydraulischer und baubetrieblicher Vergleich eines Dreikammerwasserschlosses mit einem herkömmlichem Zweikammersystem

Diplomarbeit
verfasst von
Peter Klampfl

Vorgelegt zur Erlangung des
akademischen Grades eines Diplomingenieurs
der Studienrichtung Wirtschaftsingenieurwesen Bauwesen

1. Betreuer: O.Univ.-Prof. Dipl.-Ing. Dr.techn. Günther Heigerth
 2. Betreuer: O.Univ.-Prof. Dipl.-Ing. Dr.mont. Bergrat h.c. Gert Stadler
- Mitbetreuender Assistent: Dipl.-Ing. Dr.techn. Dominik Mayr
Projektassistent: Dipl.-Ing. Markus Larcher

Graz, im März 2006

EID (EHRENWÖRTLICHE ERKLÄRUNG)

Ich erkläre an Eides Statt, dass ich die vorliegende Arbeit selbstständig und ohne fremde Hilfe verfasst, andere als die angegebenen Quellen nicht benutzt und die den benutzten Quellen wörtlich und inhaltlich entnommenen Stellen als solche kenntlich gemacht habe.

Ich versichere, dass ich dieses Diplomarbeitsthema bisher weder im In- noch im Ausland (einer Beurteilerin oder einem Beurteiler) in irgendeiner Form als Prüfungsarbeit vorgelegt habe.

Graz, im März 2006

.....

DANKSAGUNG

Ich bedanke mich bei Herrn Dipl.-Ing. Markus Larcher, der mir bei der vorliegenden Arbeit immer mit Rat und Tat zur Seite gestanden ist.

Herrn O.Univ.-Prof. Dipl.-Ing. Dr.techn. Günther Heigerth und Herrn O.Univ.-Prof. Dipl.Ing. Dr.mont. Bergrat h.c. Gert Stadler danke ich für die Betreuung und die Durchsicht der Arbeit.

Herrn Dipl.-Ing. Andreas Fürst und Herrn Dipl.-Ing. Roland Leitner danke ich für ihre Hilfe bei Fragen bezüglich Baubetrieb und Tunnelbau.

Der größte Dank gilt meiner Familie, im Besonderen meinen Eltern, die es mir ermöglicht haben dieses Studium zu absolvieren und mich immer unterstützt haben.

KURZFASSUNG

Die Liberalisierung des europäischen Marktes hat die Marktbedingungen für die Erzeuger elektrischer Energie grundlegend geändert. Die Anforderungen an die hydraulischen Einrichtungen von Wasserkraftanlagen sind in Folge des erhöhten Bedarfs an Spitzenenergie stark gestiegen. Die „Wasserschlossstrategie“ muss auf Grund der kürzeren Regelzeit und der häufigeren Lastwechsel verbessert werden. Das Dreikammerwasserschloss ist ein neuer Ansatz im Unterwasserbereich von Pumpspeicherkraftanlagen, der am Institut für Wasserbau und Wasserwirtschaft der Technischen Universität Graz entwickelt wird. Das auffälligste Merkmal dieses Wasserschlostyps ist die in Pump- und Stollenkammer zweigeteilte Unterkammer.

Ziel dieser Diplomarbeit ist, an einem Beispiel die erforderlichen Kammervolumina für verschiedene Höhenlagen der Stollenkammer zu ermitteln und die Ergebnisse mit den Daten eines herkömmlichen Zweikammerwasserschlosses zu vergleichen. In weiterer Folge wird für eine Variante des Dreikammerwasserschlosses sowie für das Zweikammerwasserschloss die Baudauer ermittelt.

Das Gesamtvolumen des Dreikammerwasserschlosses nimmt, im Vergleich zu dem Gesamtvolumen eines Zweikammerwasserschlosses mit gleicher Gegendruckhöhe, mit zunehmend tiefer Stollenkammerlage ab. Die baubetrieblichen Vorteile des Dreikammerwasserschlosses sind eine kürzere Baudauer, eine Verringerung des Bedarfs an Baumassen und in weiterer Folge Senkung der Herstellkosten.

ABSTRACT

The liberalisation of the European power market has fundamentally changed the market conditions for the generation of electric power. The requirements to be met by the hydraulic equipment of water-power plants have risen due to the increased demand for peak energy. Because of shorter response times and an increased frequency of load changes the “surge tank strategy” must be reconsidered. The three-chamber surge tank, being developed at the Department of Hydraulic Engineering and Water Resources Management of the TU-Graz, is a new concept for the downstream conduits of pumped-storage schemes, whose central feature is the separation of the lower chamber into a pump- and a tunnel-chamber.

The intention of this diploma thesis is to determine the required volume of surge tank chambers for different altitudes of the “tunnel-chamber” and to compare the results with a conventional two-chamber surge tank. Furthermore for one version of the three-chamber surge tank as well as for the two-chamber surge tank the construction period is determined.

In dependence on the increasing altitude difference between the pump- and the tunnel-chamber the total volume of the three-chamber surge tank is decreasing, compared to the total volume of a two-chamber surge tank providing the same back-pressure head. The economic advantages of the three-chamber surge tank are a shorter construction period, a reduced demand of construction material and in succession a reduction of the construction costs.

INHALTSVERZEICHNIS

1	Einleitung.....	1
2	Das Wasserschloss - Allgemein	2
2.1	Aufgaben des Wasserschlosses	2
2.2	Typen und Bauweisen von Wasserschlossern.....	4
2.2.1	Einfache Becken- bzw. Schachtwasserschlösser	4
2.2.2	Kammerwasserschlösser	5
2.2.3	Gedrosselte Wasserschlösser.....	6
2.2.4	Differentialwasserschlösser.....	6
2.2.5	Windkessel-Wasserschlösser	8
3	Das Dreikammerwasserschloss	9
4	Allgemeine Hydraulische Grundlagen	12
4.1	Stationäre Strömung in Druckrohrleitungen	12
4.1.1	Reibungswiderstand in Rohrleitungen.....	13
4.1.1.1	Allgemeiner Berechnungsansatz	13
4.1.1.2	Laminare und turbulente Rohrströmung	14
4.1.1.3	Wandrauhigkeit	15
4.1.1.4	Widerstands- und Verlustbeiwert	18
4.1.2	Formwiderstände in Rohrleitungen	19
4.2	Instationäre Strömungen in Druckrohrleitungen	21
4.2.1	Druckstoß in Rohrleitungen.....	21
4.2.2	Massenschwingung.....	22
4.2.2.1	Allgemein	22
4.2.2.2	Grundgleichungen Schacht- und Dreikammerwasserschloss	23
5	Die Numerische Berechnung.....	26
6	Kraftwerk und Wasserschloss Häusling	29
6.1	Pumpspeicherkraftwerke in Österreich.....	29
6.2	Die Kraftwerksgruppe Zemm-Ziller	30
6.2.1	Hauptdaten der Kraftwerksgruppe Zemm-Ziller	31
6.2.2	Kraftwerk und Wasserschloss Häusling	32
6.3	Das Vergleichszweikammerwasserschloss	34
7	Berechnung.....	35
7.1	Berechnungsablauf	35
7.2	Exemplarische Beispiele	39
8	Berechnungsergebnisse.....	50

9	Analyse der Berechnungsergebnisse	56
9.1	Vorbemerkung zur Analyse	56
9.2	Analyse	57
9.2.1	Pump- und Stollenkammer.....	57
9.2.2	Oberkammer	63
9.2.3	Schacht und Triebwasserstollen	67
9.2.3.1	Schacht.....	67
9.2.3.2	Triebwasserstollen	70
9.2.3.3	Gegenüberstellung Schacht-Triebwasserweg.....	72
9.2.4	Gesamtvolumen (Wasserschloss plus Triebwasserweg).....	74
9.2.5	Minimaler und Maximaler Stollendurchfluss	77
10	Bauwirtschaft.....	81
10.1	Vorbemerkung.....	81
10.2	Bauablauf	81
10.3	Berechnung der Vortriebsgeschwindigkeit bei konventionellem Vortrieb .	84
10.3.1	Vortrieb Oberkammer.....	84
10.3.1.1	Sprengen	84
10.3.1.2	Schüttern.....	86
10.3.1.3	Sicherung.....	90
10.3.1.4	Gesamtzeit pro Abschlag	91
10.3.2	Vortrieb Triebwasserweg 3-KWS und Fensterstollen.....	92
10.3.2.1	Vorbemerkung	92
10.3.2.2	Sprengen	92
10.3.2.3	Schüttern.....	93
10.3.2.4	Sicherung.....	96
10.3.2.5	Gesamtzeit pro Abschlag	96
10.3.3	Vortrieb Unter-, Pump- und Stollenkammer	97
10.3.3.1	Vorbemerkung	97
10.3.3.2	Sprengen	97
10.3.3.3	Schüttern.....	98
10.3.3.4	Sicherung.....	101
10.3.3.5	Gesamtabschlagszeit Unter-, Pump- und Stollenkammer.....	102
10.3.4	Abteufen des Schachtes	102
10.3.4.1	Sprengen	103
10.3.4.2	Schüttern.....	104
10.3.4.3	Sicherung.....	106

10.3.4.4	Gesamtdauer Schacht abteufen	107
10.4	Berechnung der Vortriebsgeschwindigkeit bei maschinellem Vortrieb	108
10.4.1	Prognosemodell der NTNU Trondheim	108
10.4.2	Vortriebsgeschwindigkeit	109
10.4.3	Zusammenfassung der baubetrieblichen Berechnungsergebnisse...	110
10.5	Bauzeitvergleich	111
10.5.1	Bauzeitplan Vergleichszweikammerwasserschloss	111
10.5.2	Bauzeitplan Dreikammerwasserschloss.....	112
10.6	Risikoanalyse	114
10.6.1	Standfestes Gebirge	114
10.6.2	Gebräches Gebirge	114
10.6.3	Druckhaftes Gebirge	115
10.6.4	Wasserhaltung	116
11	Zusammenfassung	117
	Abkürzungsverzeichnis.....	123
	Abbildungsverzeichnis.....	127
	Diagrammverzeichnis	128
	Tabellenverzeichnis	130
	Literaturverzeichnis	131
	Daten-CD.....	132

1 EINLEITUNG

Die Liberalisierung des europäischen Strommarktes und der Handel der Ware „Strom“ an den europäischen Börsen hat in Teilbereichen die Rahmenbedingungen für Erzeuger von elektrischer Energie grundlegend geändert. Die veränderten Marktbedingungen des europäischen Strommarktes führen zu einem steigenden Bedarf an Spitzenenergie. Die Anforderungen an die hydraulischen Einrichtungen sind dadurch stark gestiegen, die „Wasserschlossstrategie“ muss auf Grund der kürzeren Regelzeiten und der häufigeren Lastwechsel verbessert werden. Verbesserungspotential besteht bei Pumpspeichieranlagen und im Besonderen in deren Unterwasserbereich.

Ein völlig neuer Ansatz im Unterwasserbereich von Pumpspeichieranlagen ist das „Dreikammerwasserschloss“, das im Rahmen eines Forschungsprojektes der österreichischen Forschungsförderungsgesellschaft (FFG) am Institut für Wasserbau und Wasserwirtschaft der Technischen Universität Graz in Zusammenarbeit mit der Energie Baden Württemberg AG (EnBW-AG), der Verbund-Austrian Hydro Power AG und der Voralberger Illwerke AG entwickelt wird. Das auffälligste Merkmal des Dreikammerwasserschlosses gegenüber einem herkömmlichen Zweikammerwasserschloss ist die hydraulische und geometrische Trennung der Unterkammer.

Die Trennung der Unterkammer in eine Pump- und eine Stollenkammer soll es ermöglichen zwei divergierende Forderungen zu erfüllen: Einerseits soll die Pumpkammer beim Anfahren und beim Betrieb der Pumpensätze eine ausreichend große Gegendruckhöhe ermöglichen, wodurch Kavitationsschäden vermieden werden, andererseits soll die Stollenkammer eine maximale Differenzhöhe zwischen den Wasserspiegellagen im Wasserschloss und im Unterbecken bieten, um eine bestmögliche Beschleunigung des Wassers zum Unterbecken sowie eine bestmögliche Verzögerung des Wassers vom Unterbecken zu bewerkstelligen.

Neben der Erfüllung der unterschiedlichen Anforderungen an das Wasserschloss bezüglich Gegendruckhöhe und Differenzhöhe werden gegenüber einem herkömmlichen Zweikammerwasserschloss Einsparungen der Kammervolumina bzw. Reduktion der erforderlichen Tiefe bei einer in Schachtbauweise hergestellten Kraftstation und in Folge geringere Herstellungskosten erwartet.

Im Zuge dieser Diplomarbeit werden mit dem Programm MATLAB 6.5 an einem Beispiel die Volumina der Ober-, Pump- und Stollenkammer für die unterschiedlichen Höhenlagen der Stollenkammer ermittelt, wobei die Höhenlage von Ober- und Pumpkammer nicht verändert wird. Die hydraulischen und baubetrieblichen Auswirkungen, die sich aus der Variation der Stollenkammerhöhenlage ergeben, werden einem Vergleichszweikammerwasserschloss gegenüber gestellt.

2 DAS WASSERSCHLOSS - ALLGEMEIN ¹

Bei Pumpspeicherkraftwerken liegen Speicher und Krafthaus oft weit auseinander und je nach Standort und Topographie kann die Höhendifferenz mehrere hundert Meter betragen. Um das Wasser vom Speicher zum Krafthaus zu leiten sind lange Triebwasserwege notwendig. Im Oberwasserbereich des Krafthauses gliedert sich der Triebwasserweg aus bautechnischen, hydraulischen und ökonomischen Gründen vielfach in ein offenes Gerinne (Triebwasserkanal), eine Niederdruckleitung oder einen Druckstollen und in eine Hochdruckleitung (Falleitung, Druckschacht, Druckrohrleitung). In der Regel wird beim Übergang von der flach geneigten Niederdruckleitung zur steilen Hangrohrleitung oder zum stark geneigten bzw. senkrechten Druckschacht ein Wasserschloss angeordnet. Das Wasserschloss wird bei langen Niederdruckleitungen im Unterwasserbereich möglichst nahe dem Krafthaus angeordnet. Grundsätzlich gilt für die Unterwasserseite, bei geringerer Druckhöhe, dasselbe wie für die Oberwasserseite.

2.1 Aufgaben des Wasserschlosses ^{2,3}

Die Aufgabe eines Wasserschlosses ist, die Druckschwankungen, welche infolge Beschleunigung oder Verzögerung von strömendem Wasser in Druckleitungen entstehen, zu begrenzen. Das Anfahren oder Abbremsen von hydraulischen Maschinen bewirkt Durchflussänderungen, die sich durch Druckwellen und damit Druckstößen bemerkbar machen. Die Größe der Druckstöße hängt von der Dauer ab, die notwendig ist, um die Regelorgane bzw. den Leitapparat von Propeller-, Kaplan- oder Francis-Turbinen zu Öffnen oder zu Schließen. Ist die Regelzeit lang genug, könnte auf ein Wasserschloss verzichtet werden. Entsprechend lange Schieberöffnungs- bzw. -schließzeiten von mindestens 30 Minuten sind jedoch nicht realisierbar bzw. sinnvoll.

Infolge der Durchflussänderung treten Druckwellen auf, die sich in der Wellenlänge deutlich unterscheiden. Die kurzwelligen Druckänderungen, die auf Grund der Kompressibilität des Wasser sowie der Verformungsfähigkeit der Rohrwandung bzw. des Stollenmantels (Geometrie, Materialeigenschaften) entstehen, werden Druckstoß genannt. Die Frequenz der Druckstöße liegt im Sekundenbereich. Die langwelligen Druckschwankungen, Massenschwingung genannt, lassen sich auf die Massenträgheit des Wassers zurückführen. Die Frequenz der Massenschwingungen liegt im Minuten- bis Stundenbereich. Die Druckstöße werden teilweise oder fast vollständig an dem freien Wasserspiegel im Wasserschloss reflektiert und laufen wieder zur Störungsquelle zurück. Die Druckwellen werden dabei durch Druckwellenüberlagerung gedämpft. Die Massenschwingungen lassen sich durch das Wasserschloss dämpfen.

¹ Vgl.: J. Giesecke, E. Mosonyi, Wasserkraftanlagen, S. 293

² Vgl.: J. Giesecke, E. Mosonyi, Wasserkraftanlagen, S. 294 - 297

³ Vgl.: G. Preißler, G. Bollrich, Technische Hydromechanik/1, S. 397

Für ein Wasserschloss lassen sich im Wesentlichen vier Aufgabengebiete, die zum Teil zusammenhängen, definieren:

1) Hydraulische Trennung des Zuleitungsdruckstollens von der Falleitung

Das Wasserschloss fängt den aus der Triebwasserleitung kommenden Druckstoß auf und reflektiert ihn. Die von der Talsperre kommende Niederdruckleitung wird dadurch vor Druckstößen, die sich infolge der Reflexion im Wasserschloss nur auf die Hochdruckleitung zwischen Turbine und Wasserschloss beschränken, geschützt.

Es ist jedoch nicht auszuschließen, dass der am Kammerwasserspiegel ankommende Druckstoß nur teilreflektiert wird. Der Grund ist die Länge und die Ausbildung des Wasserschlosses sowie die zugehörige räumliche Verbindung mit dem Druckstollen und der Druckrohrleitung, die als Ein- und Auslauföffnung eine drosselnde Wirkung besitzt. Der nicht reflektierte Teil der Druckstoßwelle pflanzt sich in den Zuleitungsdruckstollen fort und wird erst an dem großen aufgestauten Wasservolumen der Talsperre vollständig reflektiert.

2) Dämpfung der Druckstoßentwicklung

Der größte Druckstoß tritt dann auf, wenn der Durchfluss schlagartig unterbunden oder ebenso schlagartig freigegeben wird. Die Druckwelle bewegt sich mit großer Geschwindigkeit durch die Falleitung bis zum Wasserschloss, wird dort reflektiert und läuft mit gleich hoher Geschwindigkeit, aber umgekehrtem Vorzeichen zum Ausgangspunkt zurück. Die zurückeilende Druckwelle überlagert sich mit dem Druckstoß, der sich seit dem raschen Schließvorgang noch weiter aufgebaut hat. Die Gesamtbeanspruchung des Druckrohres infolge dynamischer Beanspruchung wird durch die Überlagerung der Druckwellen geringer. Je kürzer eine Falleitung ist, desto eher werden die Druckwellen reflektiert und der Druckstoß fällt geringer aus. Die Triebwasserleitung (Hangleitung, Druckschacht) und die Turbine werden dadurch geschont.

3) Verbesserung der Regelung

Das Wasserschloss bewirkt eine höhere Stabilität im Regelkreis und damit eine bessere Konstanz der Netzfrequenz. Der Turbinenregler steuert den Durchfluss in Abhängigkeit von den Druckänderungen und vom Leistungsbedarf im elektrischen Versorgungsnetz. Die Zwischenschaltung eines Wasserschlosses bewirkt eine kürzere Laufzeit der Druckwelle infolge der geringeren Distanz zwischen Turbine und Talsperre. Je schneller die Druckwellen abklingen, desto geringer werden die Frequenzabweichungen.

4) Beschleunigter Ausgleich der Wassermengen

Die letzte wesentliche Aufgabe des Wasserschlosses ist die Bereitstellung von Wasser im Falle des Öffnens oder Schließens der Turbinen bzw. der Pumpen. Die Überwindung der Massenträgheit der ruhenden Wassermenge und der lange Strömungsweg könnten zuviel Zeit benötigen, was zum

Abreißen und anschließendem Zusammenschlagen der Flüssigkeitssäule führen könnte. Gefährliche Druckstöße wären die Folge. Ohne Wasserschloss könnten außerdem am ellenbogenförmigen Übergang vom Stollen zur Druckleitung erhebliche Unregelmäßigkeiten im Strömungsablauf auftreten. Es besteht die Gefahr des örtlichen Unterdrucks, sowie der ungenügenden Wasserversorgung der Turbine. Es ist darauf zu achten, dass selbst bei tiefstem Abschwngen eine genügende Wasserüberdeckung an der Anschlussöffnung von Wasserschloss und Druckstollen bzw. Druckrohrleitung gegeben ist und ein Lufteintritt damit auf jeden Fall verhindert wird.

Wasserschlösser an der Unterwasserseite von Maschinenhäusern, werden zumeist auch „Schwallkammern“ genannt. Diese Schwallkammern werden im speziellen dann benötigt, wenn ein unter Druck betriebener Unterwasserstollen an das Kraftwerk anschließt.

2.2 Typen und Bauweisen von Wasserschlossern ⁴

Die in Kapitel 1.1 beschriebenen Aufgaben eines Wasserschlosses haben zu unterschiedlichen Ausführungen der Druckausgleichskammer geführt. Die Gründe für die verschiedenen Varianten sind die Topographie, der Baugrund, der Typ der Wasserkraftanlage, der Abstand und Höhenunterschied zwischen Speicher und Krafthaus, die Schwingungsausschläge bewegter Wassermassen, die Baudurchführung etc. sowie die Vielfalt der vorgegebenen Randbedingungen am Standort der Wasserkraftanlage und ihre Konzeption.

Nach der baulichen Ausbildung wird zwischen

- Wasserschloss-Hochbauten aus Beton oder Stahl: bei Verlegung von oberflächennahen Druckrohrleitungen für die Triebwasserführung
- Schacht-/Stollen-/Kavernenwasserschloss: in Verbindung mit unterirdischen Triebwasserstollen oder Druckschächten
- Gemischte Bauweise: bei nicht ausreichender Gebirgsüberdeckung, das Wasserschloss wird als kombiniertes Bauwerk aus freistehendem Turmbau und Felskaverne errichtet

unterschieden.

2.2.1 Einfache Becken- bzw. Schachtwasserschlösser

Die einfachen Becken- bzw. Schachtwasserschlösser weisen eine große Eintrittsöffnung auf. Die große Eintrittsöffnung erlaubt ein ungehindertes Ein- und Ausströmen der Wassermassen. Die große Wasseroberfläche und Öffnungsweite

⁴ Vgl.: J. Giesecke, E. Mosonyi, Wasserkraftanlagen, S. 296 - 300

bewirken eine totale Reflexion der ankommenden Druckwelle. Die Beschleunigungs- und Verzögerungsvorgänge infolge der Triebwasserbewegung laufen bei den ausgedehnten Beckenquerschnitten langsam ab. Die Schachtwasserschlösser weisen in diesem Punkt durch den kleineren Fließquerschnitt bessere Werte auf.

Die Dämpfung der Massenschwingung kann dadurch erhöht werden, dass ein freier Überfall in einen Vorfluter angeordnet wird. Nachteil einer derartigen Konstruktion ist, dass das überströmende Wasser verloren geht und die Gefahr einer Hangrutschung bestehen kann.

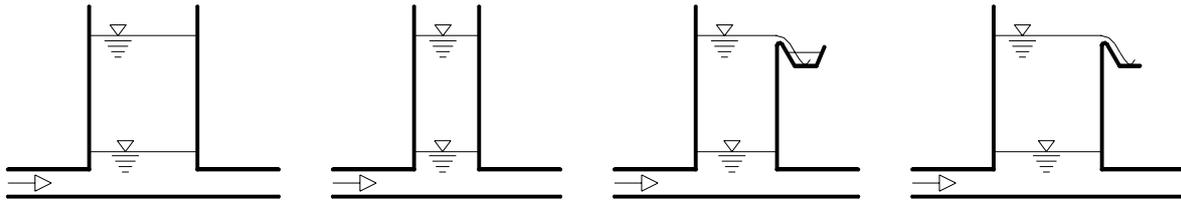


Abbildung 1: einfache Wasserschlösser

2.2.2 Kammerwasserschlösser

Die häufigste Form der Kammerwasserschlösser ist das Zweikammer-Wasserschloss. Dieser Typ besitzt Schwallkammern, die übereinander oder zueinander versetzt angeordnet und durch einen senkrechten oder geneigten Schacht miteinander verbunden sind. Bei Betriebsstillstand liegt der Wasserspiegel im Vertikalschacht zwischen den Kammern, die für die Schwingungsauslässe und die Wasserbereitstellung vorgesehen sind.

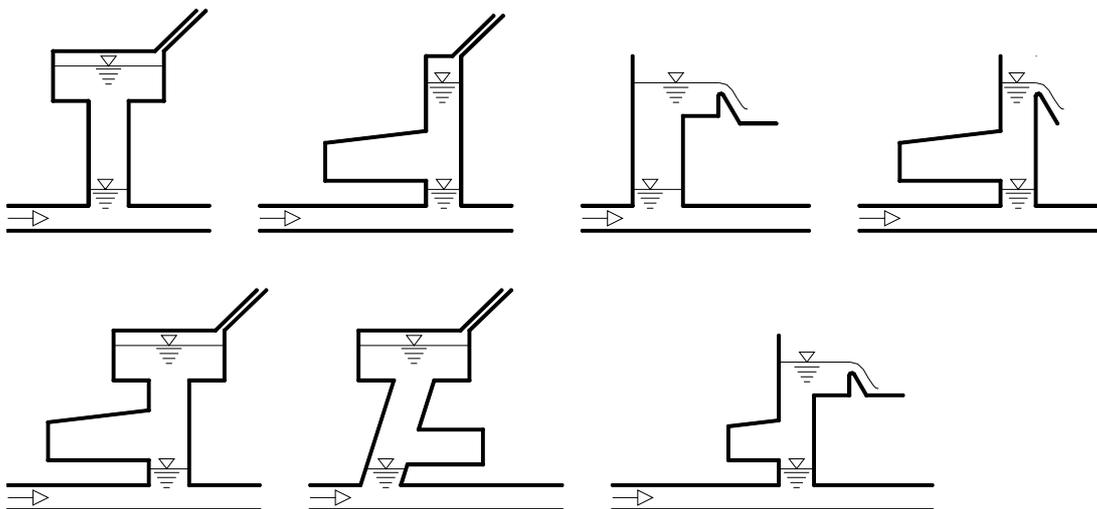


Abbildung 2: Kammerwasserschlösser

Der enge Verbindungsschacht ermöglicht ein vergleichsweise rasches Aufbauen von Druckunterschieden. Schnelle Beschleunigung und Verzögerung sind die Folge. Die obere Kammer begrenzt ein weiteres Ansteigen, die untere Kammer ein weiteres

Absinken der Wassermassen und damit des Wasserspiegels. Die Höhe des Gesamtbauwerks, die für die Wasseraufnahme bzw. Wasserabgabe im Regelbetrieb einer Wasserkraftanlage nötig ist, kann im Vergleich zum Schachtwasserschloss je nach seitlicher Ausdehnung der Schwallkammern erheblich geringer ausfallen. Der Nachteil ist, dass unter Umständen der Bauaufwand steigen kann.

2.2.3 Gedrosselte Wasserschlösser

Die Schacht- und Kammerwasserschlösser zählen zu den schwach gedämpften Systemen. Eingeleitete Schwingungen werden nur durch Reibungs- und andere Energieverluste in der Triebwasserleitung abgebaut. Nachteilig auf den Abbau der Schwingungen wirkt sich der Umstand aus, dass versucht wird, die Reibungsverluste im Triebwassersystem zugunsten der Energienutzung klein zu halten. Die hohe Dämpfung, welche in einem stabilen Regelbetrieb gefordert wird, kann jedoch durch eine gedrosselte Verbindung zwischen Triebwasserleitung und Wasserschloss erreicht werden.

Die Drossel an der Eintrittsöffnung darf nicht zu klein dimensioniert werden, da sonst nur eine Teilreflexion der Druckwelle erfolgt. Der bei stationärem Betrieb auf Niederdruck beanspruchte Teil der Triebwasserleitung wird durch die nicht reflektierten Wellen einer höheren Belastung ausgesetzt.

Die gedrosselten Wasserschlösser haben den Nachteil, dass durch die Drosselung eine zusätzliche Gegendruckhöhe ausgelöst wird. Diese Gegendruckhöhe hängt von dem dynamischen Drosselwiderstand ab und kann für nicht vorhergesehene Lastfälle undefiniert sein. Im oberwasserseitigen Stollen können dadurch unzulässig hohe Drücke entstehen. Weiters können vor allem zu hohe negative Drücke bei Abschwingvorgängen zu Kavitation in der Unterkammer oder im Druckstollen führen!

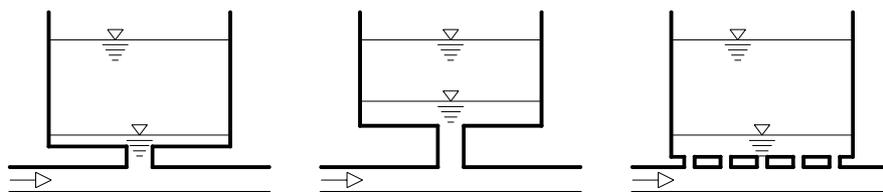


Abbildung 3: gedrosselte Wasserschlösser

2.2.4 Differentialwasserschlösser

Das Kennzeichen von Differentialwasserschlössern sind zwei gekoppelte Schwallkammern unterschiedlichen Querschnitts. Der Querschnitt des Steigschachtes kann dabei klein gehalten werden, woraus sich hohe Spiegelausschläge ergeben, die zu raschen Beschleunigungs- und Verzögerungsvorgängen führen. Das Triebwasser flutet gedrosselt zwischen Leitungssystem und Hauptschacht hin und her. Dieser Vorgang sowie der zusätzliche Überfall des Triebwassers vom Steigschacht in den diesen umschließenden Hauptschacht verstärkt das Dämpfungsverhalten des Wasserschlosses.

Die gedrosselte Kammer umgibt bei der klassischen Anordnung konzentrisch den Hauptschacht. Die Variante mit Steigschacht und davon getrennter gedrosselter Kammer kann jedoch auch betriebliche Vorteile bringen.

Ein Vorteil des Differentialwasserschlosses gegenüber dem konventionell gedrosselten Wasserschloss liegt in der Begrenzung des maximalen Gegendrucks. Die maximale Druckhöhe richtet sich nach der Wasserspiegelhöhe im Steigschacht und kann durch Anordnung eines Überfalls begrenzt werden. Für alle vorhergesehenen und nicht vorhergesehenen Lastfälle ist dadurch die minimale und maximale Druckhöhe im System eindeutig festgelegt.

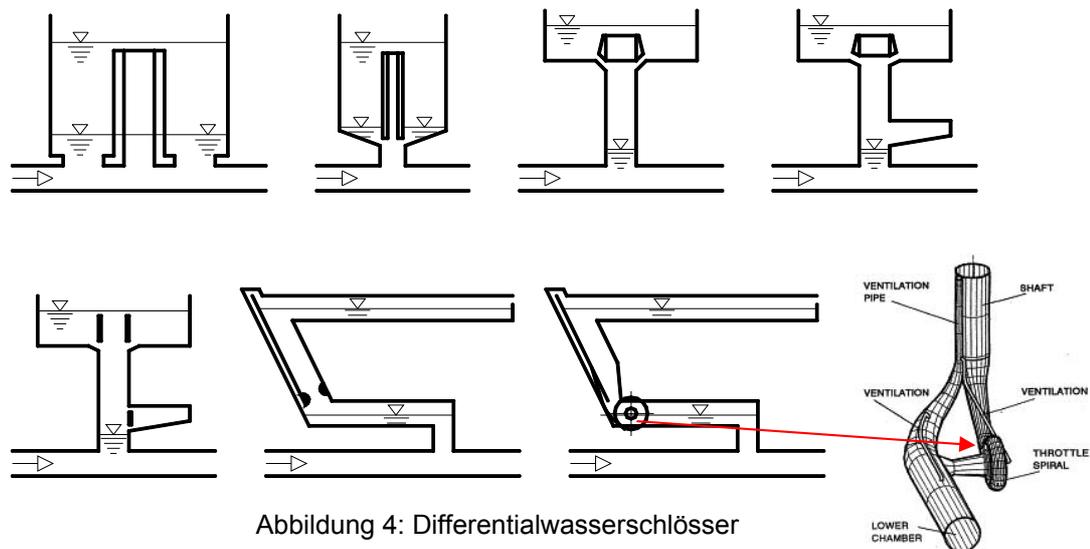


Abbildung 4: Differentialwasserschlösser

Die Wirbeldrossel ist ein unsymmetrisches Drosselorgan, das speziell bei Wasserschlossern im Oberwasserbereich zum Einsatz kommt. Die Wirbeldrossel wird zwischen Unterkammer und Steigschacht eingebaut und bietet bei unverändertem Wasserschlossvolumen eine Möglichkeit die ungünstigsten Mehrfachschaltfälle zu beherrschen. Die Drossel weist beim Aufschwingen der Wassermassen (Abschalten der Turbinen) eine sehr geringe Drosselung auf, beim Abschwingen (Zuschalten der Turbinen) hingegen eine starke Drosselung, um das Zurückschwingen der von Oberkammer in Richtung zum Speicher fließenden Wassermenge möglichst stark abzubremesen. Wesentlich für den Fall des Zuschaltens ist, dass die Unterkammer über ein eigenes Lüftungsrohr belüftet wird.⁵

Die hydraulisch günstige Wirkung des Differentialwasserschlosses und die beträchtliche Abnahme der Kammervolumina rechtfertigen in vielen Fällen den erhöhten baulichen Aufwand der Drossel.

⁵ Vgl: J. Gspan, Untersuchung an der hydraulischen Rückstromdrossel von Wasserschlossern, S. 376

2.2.5 Windkessel-Wasserschlösser

Windkessel-Wasserschlösser, auch als Druckluft-Wasserschlösser bezeichnet, werden vor allem in der Trinkwasserversorgung zur Druckstoßdämpfung eingesetzt. In einzelnen Fällen ist dieser Typ des Wasserschlosses als luftdicht abgeschlossene Felskaverne oder als Schwallkammer, in der ein Luftpolster die Höhe des Wasserspiegels begrenzt, auch bei Wasserkraftanlagen zu finden (z.B. Norwegen, Österreich).

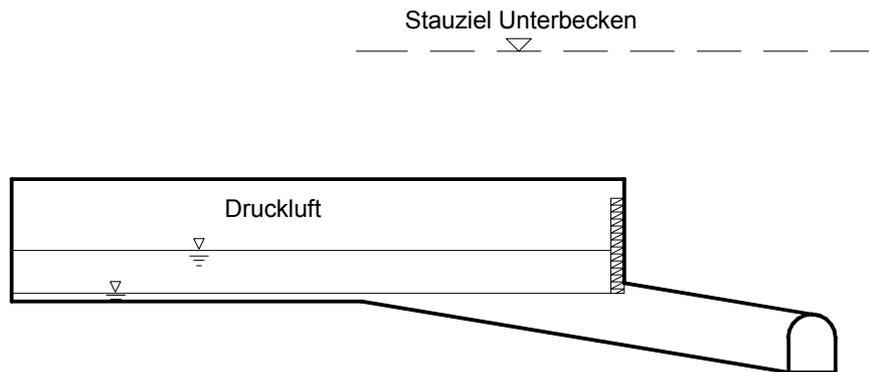


Abbildung 5: Windkessel-Wasserschloss

Das Konzept des Druckluftwasserschlosses im Unterwasserbereich von Kraftstationen, dieser Sonderfall wird zum Beispiel bei dem Kopswerk II ausgeführt, sieht vor, dass die Kaverne so tief gesetzt wird, dass für die Hauptpumpe ausreichend Zulaufdruck vorhanden ist. Die Turbinenlaufradebene rückt so weit unter das Absenkeziel des Speicherbeckens, dass das Laufrad einer Freistrahlturbine mittels Druckluft freigehalten werden muss.

3 DAS DREIKAMMERWASSERSCHLOSS ⁶

Das Dreikammerwasserschloss stellt einen in der Entwicklung befindlichen Wasserschlostyp dar, der bei langen Triebwasserwegen im Unterwasserbereich von Pumpspeicheranlagen Anwendung finden soll.

Die Besonderheit des Dreikammerwasserschlosses ist die in zwei Kammern, die Pumpen- und die Stollenkammer, unterteilte Unterkammer. Die zwei Kammern weisen unterschiedliche Höhenlagen auf. Im Steigschacht befindet sich ein Überfallhöcker, der bei den Abschwingvorgängen für eine Trennung der Wassermassen sorgt. Sowohl Pump- als auch Stollenkammer werden als durchströmte Kammer betrieben. Durchströmte Unterkammern sind schon bei Zweikammerwasserschlässern, wie z.B. bei der Anlage Rosshag der Kraftwerksgruppe Zemm-Ziller, erfolgreich realisiert worden.

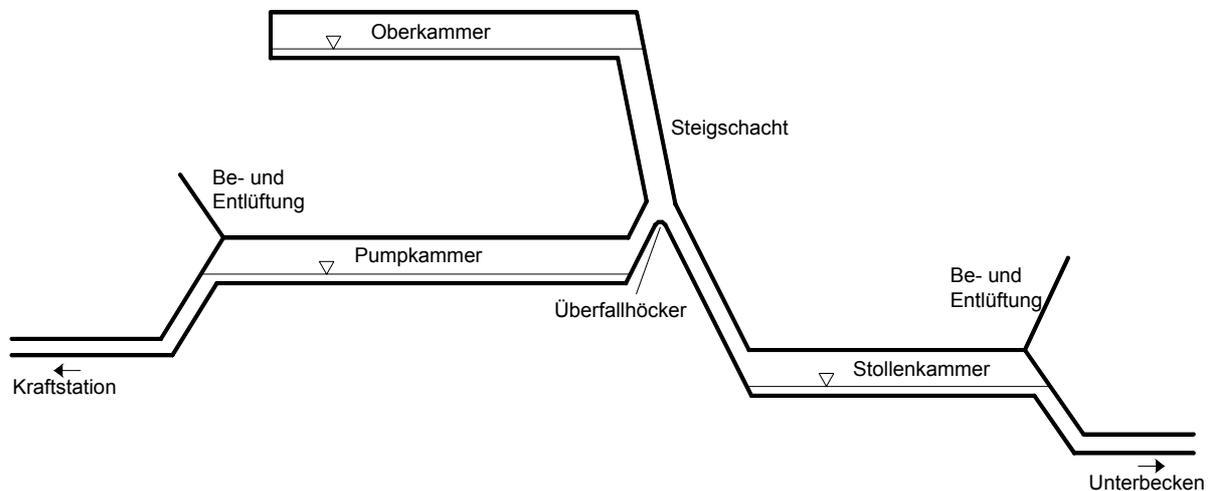


Abbildung 6: Dreikammerwasserschloss

Die sogenannte Pumpkammer, zwischen Kraftstation und Wasserschlossschacht, wird möglichst hoch angeordnet. Sie soll für die Aufrechterhaltung der geforderten Gegendruckhöhe und der Bereitstellung der notwendigen Pumpwassermenge nach Trennung der Wassermassen sorgen. Die Stollenkammer hingegen wird so tief wie möglich angeordnet. Das System Oberkammer – Steigschacht – Stollenkammer übernimmt im Dreikammerwasserschloss die Aufgaben der Beschleunigung und der Verzögerung der Wassermassen, die beim Zweikammerwasserschloss von dem System Oberkammer – Steigschacht - Unterkammer erfüllt werden.

Der für die Bemessung wichtigste Lastfall, in Abbildung 7 dargestellt, ist jener der Teilfüllung der beiden Kammern nach Trennung der Wassermassen. Dieser Fall tritt während eines Abschwingvorganges im System Oberkammer – Steigschacht - Stollenkammer auf, wenn die Pumpensätze angefahren werden und der notwendige

⁶ Vgl.: G. Heigerth, D. Mayr, M. Larcher, Das Dreikammerwasserschloss als innovative Entwicklung für Unterwassersysteme von Pumpspeicheranlagen, S. 4 - 8

Pumpwasserbedarf aus dem in der Pumpkammer vorhandenen Wasser gedeckt werden muss.

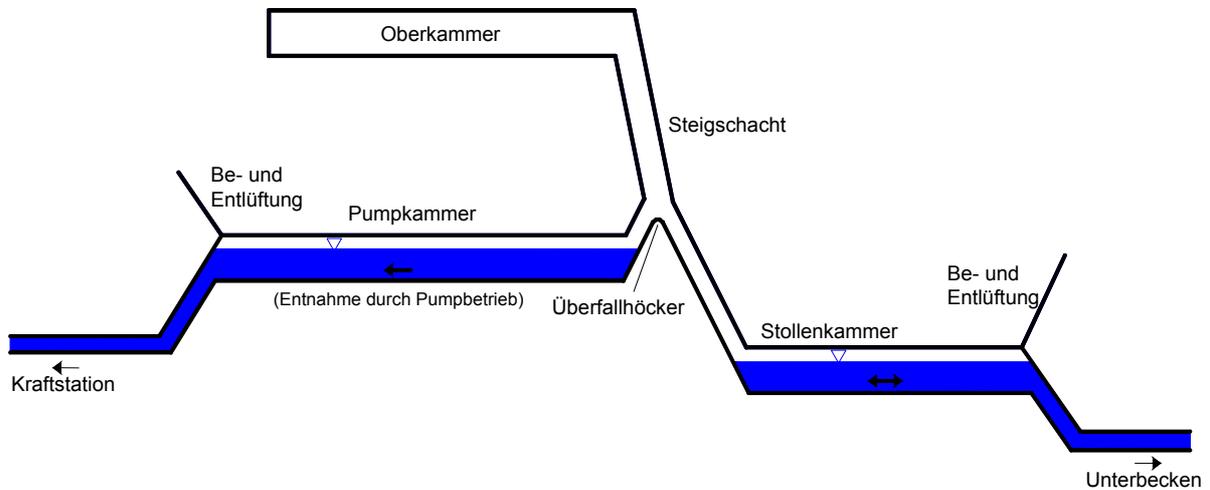


Abbildung 7: Teilfüllungszustände der Stollenkammer und der Pumpkammer während des Abschwingvorganges

Nach der Trennung der Wassermassen infolge des Abschwingvorganges werden zuerst, wie in Abbildung 8 dargestellt, die Stollenkammer und dann der Steigschacht von der Unterbeckenseite gefüllt. Ist der Überfallhöcker erreicht, beginnt das Wasser in die Pumpkammer zu fließen. Die Pumpenkammer beginnt sich erst zu füllen, wenn die von der Unterbeckenseite zufließende Wassermenge größer als die zu den Pumpen abfließende Wassermenge ist. Sobald die Pumpkammer gefüllt ist, setzt sich der Schwingungsprozess in den Steigschacht fort.

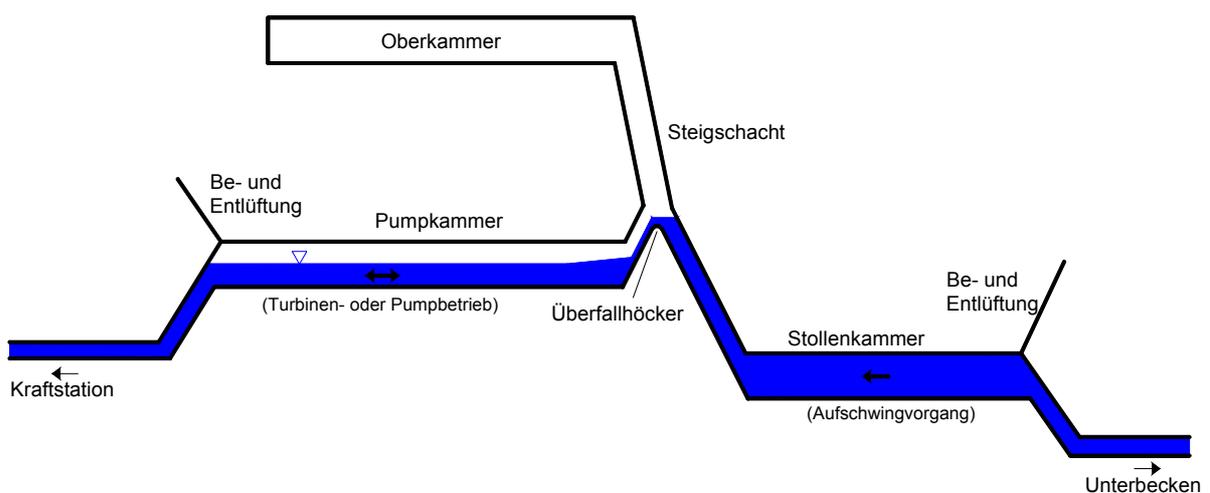


Abbildung 8: Teilfüllungszustand der Pumpkammer während des Aufschwingvorganges

Die im Schwingungsprozess befindliche, teilgefüllte Stollenkammer, welche bei Turbinenbetrieb oder infolge Lastabwurf im Pumpbetrieb von der Pumpkammer aus dotiert wird, stellt einen weiteren wichtigen Lastfall dar.

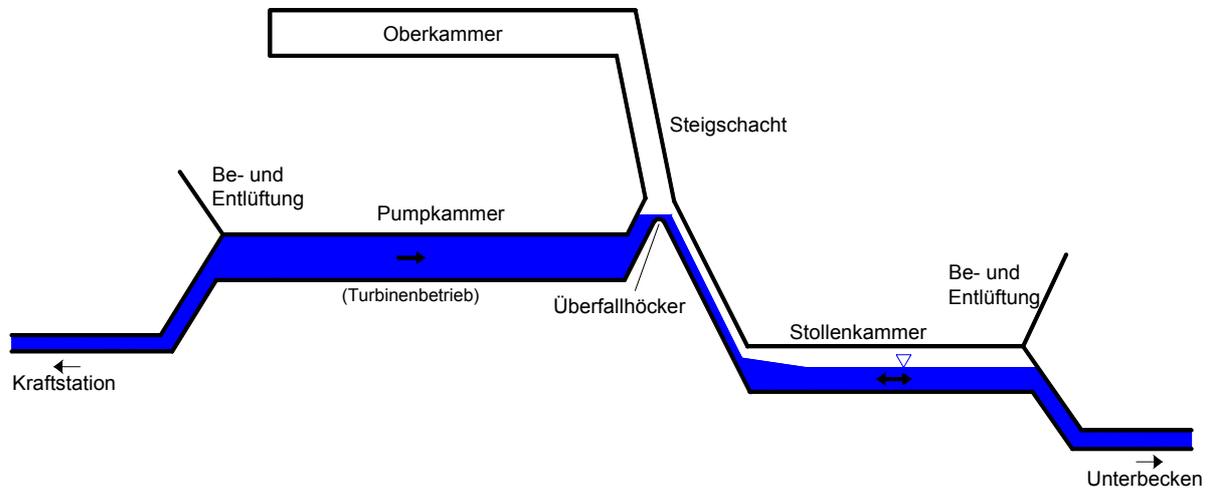


Abbildung 9: Teilfüllungszustand Stollenkammer

Die Vorteile des Dreikammerwasserschlosses gegenüber dem Zweikammerwasserschloss sollen

- erhebliche Einsparung bei Pump- und Stollenkammervolumen gegenüber Unterkammervolumen bzw.
- geringere Tiefenlage des Schachtes bei in Schachtbauweise hergestellten Kraftstationen sowie
- Einsparung an Stollenlänge bzw. -volumen durch Einbeziehung der Pump- und Stollenkammer in den Triebwasserweg (durchströmte Kammern)

sein. Je nach Auslegungskriterium sollen diese Vorteile zu geringeren Herstellungskosten als bei einem herkömmlichen Zweikammerwasserschloss führen.

4 ALLGEMEINE HYDRAULISCHE GRUNDLAGEN ⁷

Das oberste Ziel einer Triebwasserführung ist, die Verbindung zwischen Speicher bzw. Wasserschloss und dem Krafthaus so kurz wie möglich zu gestalten. Aus diesem Grund kommen vollständig gefüllte, unter Druck stehende Rohrleitungen zum Einsatz. Bei diesen sogenannten Druckrohrleitungen können die sonst deutlichen Energieverluste infolge Reibung gering gehalten werden. Die Triebwasserleitung wird bei größerer Länge in zwei Abschnitte unterteilt. Der erste Abschnitt besteht aus einer nahezu horizontal verlaufenden, meist als Druckstollen zwischen Speicher und Wasserschloss ausgebildeten Strecke. Den darauf folgenden Abschnitt bildet eine zum Krafthaus hinabführende Druckrohrleitung bzw. ein Druckschacht.

Die Druckrohrleitung wird dem Gefälle des Geländes angepasst und folgt deshalb im Längsschnitt einer geknickten Linie. Im Grundriss hingegen sollte die Leitung möglichst geradlinig geführt werden. Richtungsänderungen aufgrund der Topographie, des Baugrundes und der Bebauung können jedoch nicht immer vermieden werden.

4.1 Stationäre Strömung in Druckrohrleitungen ⁸

Die Rohrleitungen und Rohrleitungsnetze sind hydraulisch für stationäre Strömungen zu bemessen. Das Kennzeichen der stationären Strömung ist, dass sich der Durchfluss durch einen Fließquerschnitt mit fortschreitender Zeit nicht ändert. Das Fließverhalten zwischen zwei Schnitten 1 und 2 einer Druckrohrleitung mit konstantem Durchmesser d kann durch die Bernoulligleichung für die reale, reibungsbehaftete Strömung beschrieben werden:

$$z_1 + \frac{p_1}{\gamma} + \frac{v_1^2}{2g} = z_2 + \frac{p_2}{\gamma} + \frac{v_2^2}{2g} + \sum h_v$$

z_i	geodätische Höhe
p_i	Wasserdruck
γ	spezifisches Gewicht
v_i	Fließgeschwindigkeit
g	Erdbeschleunigung
$\sum h_v$	Verlusthöhen

In der Bernoulligleichung sind z_1 und z_2 die geodätischen und p_1/γ bzw. p_2/γ die Druckhöhen an den beiden Schnitten. Das spezifische Gewicht γ ist das Produkt der Dichte ρ und der Erdbeschleunigung g . Die Geschwindigkeitshöhe wird durch den Ausdruck $v^2/2g$ beschrieben. Mit dem Ausdruck $\sum h_v$ wird die Summe der entlang der Rohrstrecke auftretenden „Energieumsätze“ (Verlusthöhen h_v) berücksichtigt. Die Verluste werden durch Rohrreibung sowie durch Querschnitts- und

⁷ Vgl.: J. Giesecke, E. Mosonyi, Wasserkraftanlagen, S. 169

⁸ Vgl.: G. Preißler, G. Bollrich, Technische Hydromechanik/1, S. 166 - 167

Richtungsänderungen der Druckrohrleitung, sogenannte Unstetigkeitsstellen, verursacht.

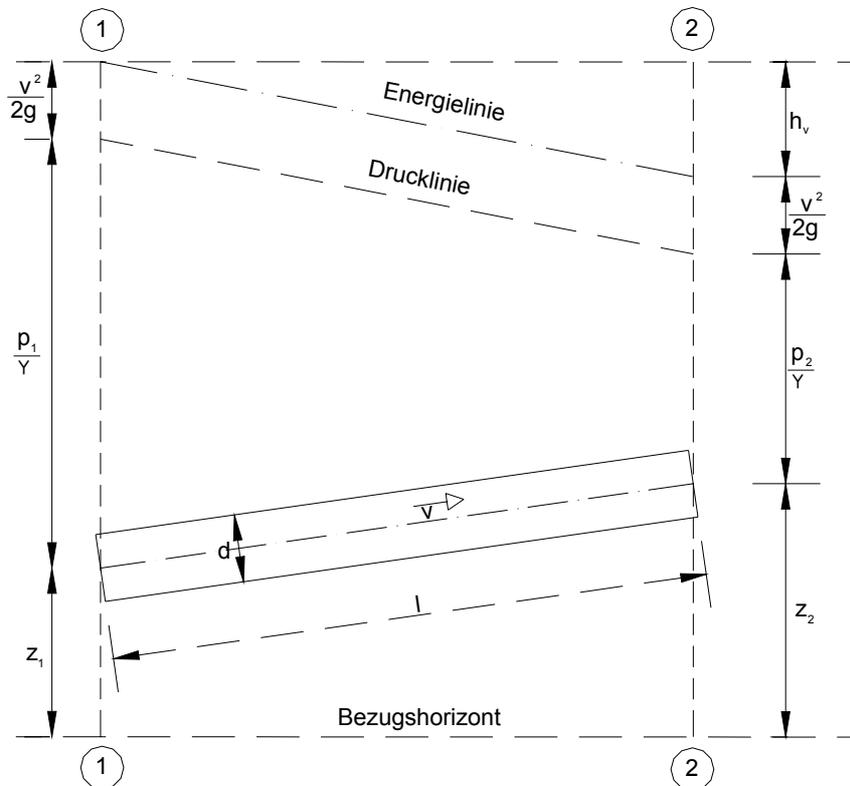


Abbildung 10: Energiehöhen an zwei Querschnitten einer Druckrohrleitung

4.1.1 Reibungswiderstand in Rohrleitungen

4.1.1.1 Allgemeiner Berechnungsansatz⁹

Die Reibungshöhe wird mit der Formel

$$h_r = I_r \cdot L = \lambda \cdot \frac{L}{d} \cdot \frac{v^2}{2g} = \xi_r \cdot \frac{v^2}{2g}$$

h_r	Reibungshöhe
J_r	Reibungsgefälle (Energienlinienneigung)
λ	Rohrreibungsbeiwert
L	Länge des Rohrabchnitts
d	Rohrdurchmesser
ξ_r	Reibungsverlustbeiwert

berechnet.

⁹ Vgl.: Vorlesungsskriptum Hydromechanik/Hydraulik Abschnitt 2, Hydraulik, S. 74

4.1.1.2 Laminare und turbulente Rohrströmung ^{10, 11, 12}

Bei der Ermittlung des Reibungswiderstandes in Rohrleitungen ist zwischen laminarer und turbulenter Rohrströmung zu unterscheiden. Die beiden Strömungsarten „laminar“ und „turbulent“ sowie ihre Umschlagspunkte sind erstmals von dem Engländer Osborne Reynolds sichtbar gemacht worden. Die Flüssigkeitsteilchen bewegen sich so lange auf wohlgeordneten, parallelen Bahnen, bis die, nach ihm benannte, kritische Reynoldsche Kennzahl

$$Re_{krit} = v_{krit} * \frac{d}{\nu} = 2320$$

Re_{krit} kritische Reynoldszahl

v_{krit} kritische Fließgeschwindigkeit

erreicht wird. Die Reynolds-Zahl Re gibt das Verhältnis von Trägheits- zu Zähigkeitskraft wieder und ist eine dimensionslose Kennzahl. Mit Hilfe der Reynolds-Zahl wird eine Aussage über die Art der Bewegung der Wasserteilchen in einer Strömung gemacht.

Laminares Fließen in Druckrohrleitungen (siehe Abbildung 11), d.h., $Re_{krit} < 2320$, kommt kaum vor. Fließvorgänge im Boden und in engen Kapillarröhrchen sind dagegen meist laminar und von technischer Bedeutung.

Strömungen welche die kritische Reynoldsche Kennzahl überschreiten, $Re_{krit} > 2320$, weisen keine stabile laminare Fließbewegung mehr auf. Die laminare Strömung wandelt sich bei geringster Störung in eine turbulente Bewegung um. Der Fließprozess ist durch Querbewegungen von Flüssigkeitsteilchen oder ganzer Flüssigkeitsballen gekennzeichnet. Die Querbewegungen werden der Hauptströmung überlagert und verursachen einen vergleichsweise höheren Energieverlust als das laminare Fließen.

Die sogenannten Turbulenzballen sind rotierende Flüssigkeitspartikel die sich bei turbulenter Strömung bilden. Erreger dieser rotierenden Flüssigkeitspartikel ist die mehr oder minder große Unebenheit der Rohrwand. Dieser Vorstellung widerspricht die Haftbedingung $v = 0$ an der Rohrwand. Die Haftbedingung ist jedoch die einzig brauchbare Annahme für die mathematische Behandlung.

Die Turbulenzballen breiten sich über den gesamten Querschnitt aus und führen die mit hoher Fließgeschwindigkeit in Rohrmitte bewegten Flüssigkeitsteilchen bis nahe an die Rohrwand heran. Das Geschwindigkeitsprofil der turbulenten Strömung ist daher flacher als bei Laminarströmung. Die Fließgeschwindigkeit ist gleichmäßiger über den gesamten Fließquerschnitt verteilt und fällt erst in unmittelbarer Nähe der Rohrwand schnell auf Null ab.

In der Zone, direkt an der Rohrwand, existiert eine laminare Grenzschicht. Diese laminare Grenzschicht ist eine äußerst dünne, kreisringförmige Flüssigkeitsschicht,

¹⁰ Vgl.: J. Giesecke, E. Mosonyi, Wasserkraftanlagen, S. 138

¹¹ Vgl.: G. Preißler, G. Bollrich, Technische Hydromechanik/1, S. 170

¹² Vgl.: G. Preißler, G. Bollrich, Technische Hydromechanik/1, S. 177 - 178

die sich laminar entlang der Rohrwand bewegt und wie eine Schmierung wirkt. Bei zunehmender Geschwindigkeit wird diese Schmierschicht immer dünner.

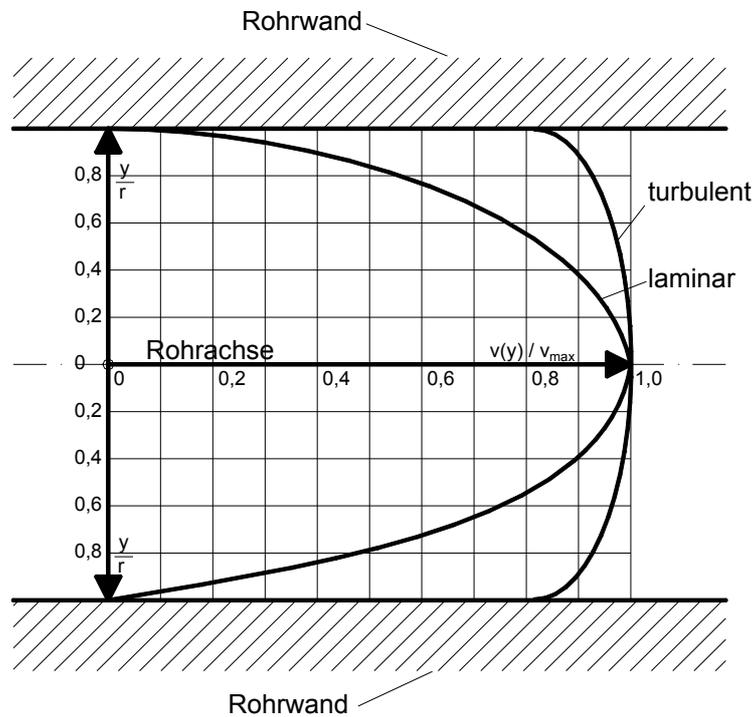


Abbildung 11: Vergleich des laminaren und turbulenten Geschwindigkeitsprofils

4.1.1.3 Wandrauhigkeit¹³

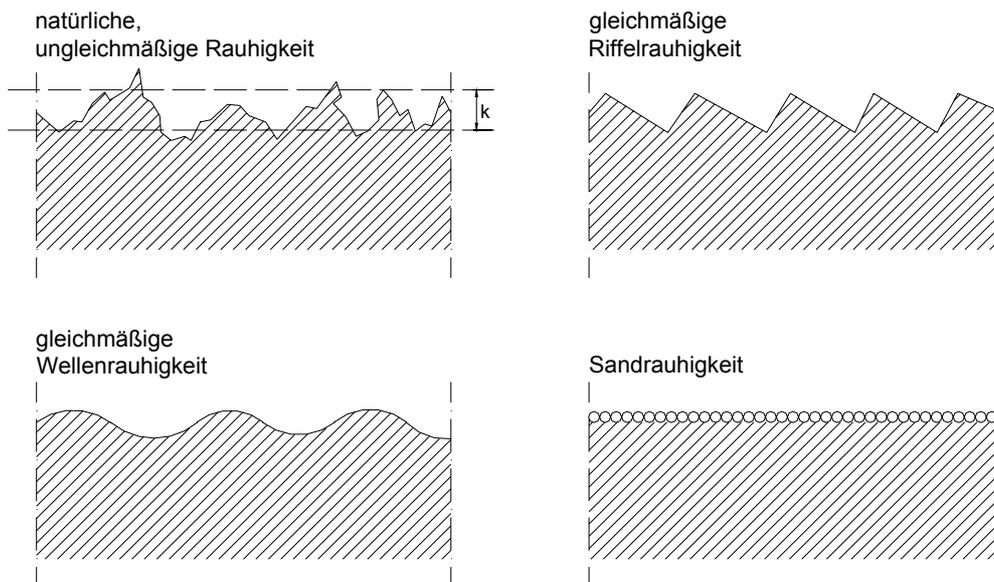


Abbildung 12: Unterschiedliche Arten der Wandrauhigkeit

¹³ Vgl.: G. Preißler, G. Bollrich, Technische Hydromechanik/1, S. 188 - 191

Die ideale glatte Rohrwand gibt es nicht. Jedes Rohr besitzt eine unterschiedlich raue Wand. Die Bandbreite reicht vom technisch glatten Glas bis zum technisch rauhen Beton. Es ist dabei nicht möglich eine exakte Grenze zu ziehen, bei welcher der technisch glatte Bereich aufhört und der technisch raue Bereich beginnt. Eine Tatsache ist, dass die Größe der Rauigkeitserhebung zu der Größe des Reibungsverlustes direkt proportional ist.

Im Allgemeinen besitzen die praktisch verwendeten Werkstoffe in Bezug auf Form und Größe der Rauigkeitselemente eine regellose Oberflächenstruktur, auch „natürliche Rauigkeit“ genannt. Für die praktische Berechnung ist es daher von Bedeutung, einen geeigneten Mittelwert der Rauigkeitserhebungen zu finden. Dieser Mittelwert wird absolute hydraulische Rauigkeit genannt und wird in mm angegeben. Der Mittelwert k ist keine geometrische Größe, sondern kann nur im hydraulischen Versuch bestimmt werden.

Es ist zu beachten, dass das Widerstandsverhalten einer Rohrwand bei gleicher Wandbeschaffenheit, aber unterschiedlichem Rohrleitungsdurchmesser zu unterschiedlichen Ergebnissen führt. Aufgrund dieser Tatsache wird eine Ähnlichkeitsbeziehung eingeführt, bei der die absolute hydraulische Rauigkeit k auf den lichten Rohrdurchmesser d bezogen wird. Diese Ähnlichkeitsbeziehung hat die relative hydraulische Rauigkeit k/d als Rechenwert zum Ergebnis.

Die Wirkung der Rauigkeitserhebungen auf das Widerstandsverhalten ist unterschiedlich und hängt maßgeblich von der in der Strömung vorhandenen Geschwindigkeit und dem damit verbundenen Turbulenzgrad ab. Man unterscheidet drei Formen des hydraulischen Verhaltens der Strömung bzw. der Widerstandswirkung der Rauigkeit der Rohrwand:

a) hydraulisch glattes Verhalten

Alle Rauigkeitselemente werden von der laminaren Grenzschicht der Stärke d_l eingehüllt. Die Grenzschicht wirkt als „Schmierungsschicht“. Nur die Vorgänge im „turbulenten Kern“ beeinflussen die hydraulischen Verluste. Die Wandrauigkeit spielt bei hydraulisch glattem Verhalten keine Rolle

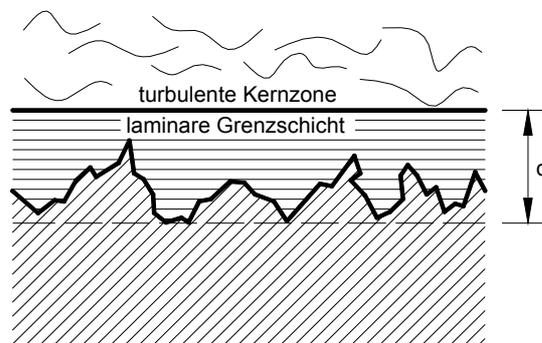


Abbildung 13: hydraulisch glatte Rohrwand

- b) hydraulisches Übergangsverhalten $\Rightarrow Re^* \frac{k}{d} < 1300$

Die laminare Grenzschicht wird von vereinzelt Spitzen der Rauigkeitserhebungen durchstoßen. Die Grenzschicht beginnt sich auf das Widerstandsverhalten auszuwirken.

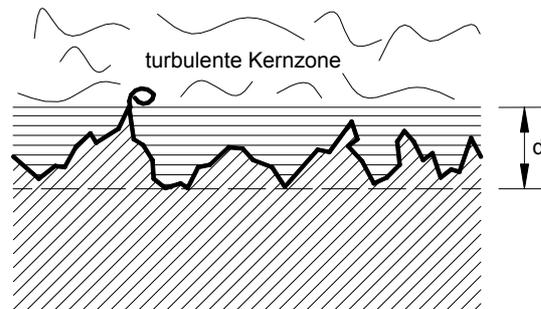


Abbildung 14: Übergangsbereich zwischen hydraulisch glatter und rauer Rohrwand

- c) hydraulisch raues Verhalten $\Rightarrow Re^* \frac{k}{d} > 1300$

Alle Rauigkeitserhebungen durchstoßen die laminare Grenzschicht und ragen in den turbulenten Kern. Das Widerstandsverhalten wird bei hydraulisch rauer Rohrwand allein von den Rauigkeitserhebungen bestimmt.

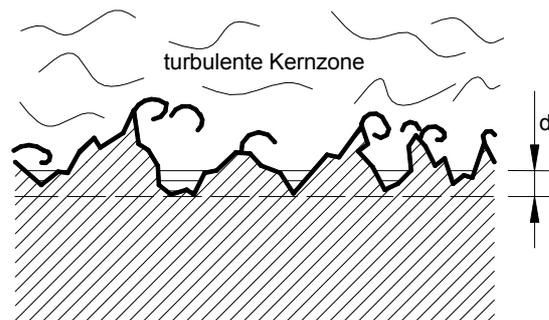


Abbildung 15: hydraulisch raue Rohrwand

Die Größe der Rauigkeitserhebungen sowie die Intensität der Querbewegungen der Flüssigkeitspartikel gelten als Maßstab, ob hydraulisch glattes Verhalten oder hydraulisch raues Verhalten vorliegt. Bei immer intensiverer Querbewegung, d.h. die Reynolds-Zahl nimmt zu, rückt die turbulente Kernzone immer näher an die Rohrwand heran und die laminare Grenzschicht wird immer dünner. Ebenso wird die laminare Grenzschicht schneller durchstoßen, je größer die Rauigkeitserhebungen sind. Die hydraulische Rauigkeit k steigt.

Die Rohrrauigkeit k verändert sich im Laufe der Zeit. Korrosion, Inkrustierungen und Ablagerungen erhöhen die Rauigkeit entscheidend und müssen bei der Bestimmung der k -Werte beachtet werden.

4.1.1.4 Widerstands- und Verlustbeiwert ^{14, 15, 16}

In dem Widerstands- und Verlustbeiwert λ werden die Abweichungen von der Gleichförmigkeit entlang der Fließstrecke zusammengefasst. Der gleichförmige Abfluss ist durch gleich bleibende Strömungscharakteristika gekennzeichnet.

Der Verlustbeiwert λ ist eine Funktion der relativen Rauheit der Rohrwand und der Reynolds-Zahl Re . Der Einfluss der Reynolds-Zahl nimmt mit ihrem Ansteigen ab und kann ab einer Größe von 100.000 bei der Ermittlung von λ unberücksichtigt bleiben. In diesem Bereich hängt der Verlustbeiwert nur mehr von der relativen Rauheit der Rohrwand ab.

In laminaren Rohrströmungen ist der Verlustbeiwert linear abhängig von der Re -Zahl.

$$\lambda = \frac{64}{Re}$$

Bei turbulenten Bewegungen ist der Verlustbeiwert, wie schon vorher erwähnt, abhängig von der relativen Rauheit der Rohrwand und der Reynolds-Zahl Re . Für den hydraulisch glatten Bereich, den Übergangsbereich sowie den hydraulisch rauen Bereich kommen semiempirische Gleichungen zur Anwendung.

$$\text{Hydraulisch glatter Bereich: } \frac{1}{\sqrt{\lambda}} = -2 * \log\left(\frac{2,51}{Re * \sqrt{\lambda}}\right), \lambda = \lambda(Re)$$

$$\text{Übergangsbereich: } \frac{1}{\sqrt{\lambda}} = -2 * \log\left(\frac{2,51}{Re * \sqrt{\lambda}} + \frac{k}{3,71 * D}\right), \lambda = \lambda(Re, D/k)$$

$$\text{Hydraulisch rauer Bereich: } \frac{1}{\sqrt{\lambda}} = -2 * \log\left(\frac{k}{3,71 * D}\right), \lambda = \lambda(D/k)$$

Zur Ermittlung des Verlustbeiwertes λ bei Rohrleitungen kann auch das Diagramm nach Nikuradse-Moody herangezogen werden.

¹⁴ Vgl.: G. Preißler, G. Bollrich, Technische Hydromechanik/1, S. 137 - 139

¹⁵ Vgl.: Vorlesungsskriptum Hydromechanik/Hydraulik Abschnitt 2, Hydraulik, S. 76

¹⁶ Vgl.: J. Giesecke, E. Mosonyi, Wasserkraftanlagen, S. 176

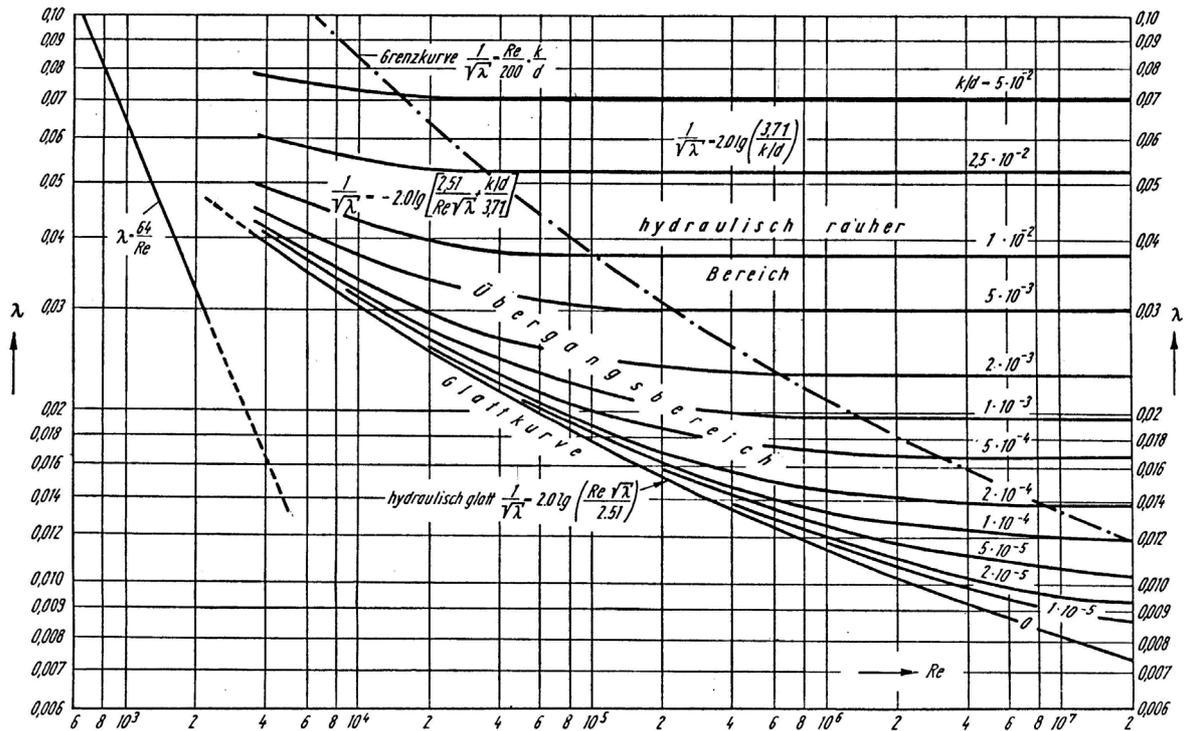


Abbildung 16: Widerstandszahl λ für Druckrohre (Nikuradse-Moody)

4.1.2 Formwiderstände in Rohrleitungen ¹⁷

Die Reibungsverluste nehmen, entsprechend der Formel

$$h_r = I_r \cdot L = \lambda \cdot \frac{L}{D} \cdot \frac{v^2}{2g} = \xi_r \cdot \frac{v^2}{2g}$$

mit der Rohrlänge kontinuierlich zu. Neben den Reibungsverlusten entstehen zusätzlich örtlich konzentrierte hydraulische Verluste an Unstetigkeitsstellen, wie Querschnitts- oder Richtungsänderungen. Die Ursache für an diesen Stellen auftretende hydraulische Verluste sind in erster Linie Ablösungen der Strömung von der Rohrwand und Bildung von am Fließvorgang unbeteiligten Toträumen. In den Ablösungen und Toträumen führt die Flüssigkeit eine rückwärts gerichtete, rotierende Bewegung aus. Der Hauptstrom wird durch die rückwärts gerichtete Bewegung eingengt und beschleunigt. Hinter der Störung stößt der eingengte und beschleunigte Hauptstrom in eine Wassermasse mit geringerer Fließgeschwindigkeit. Daher sind die lokalen Verluste ihrem Wesen nach hauptsächlich Stoßverluste.

¹⁷ Vgl.: G. Preißler, G. Bollrich, Technische Hydromechanik/1, S. 202 - 203

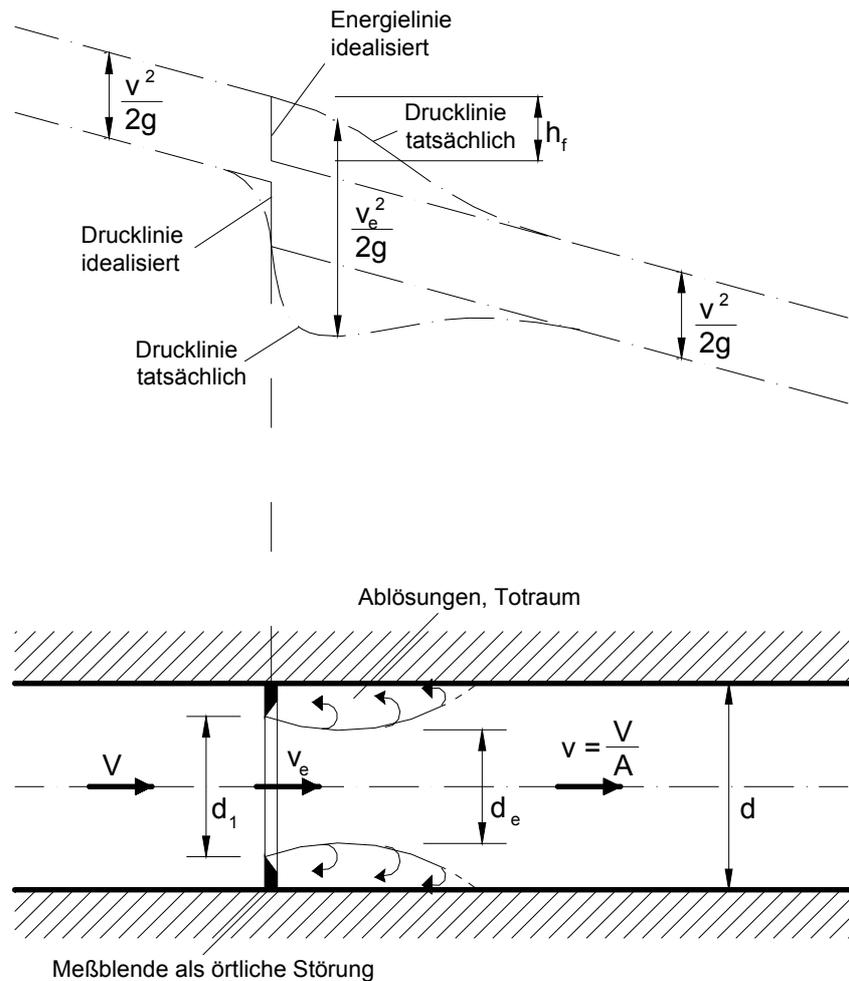


Abbildung 17: Verlauf von Energie- und Drucklinie an einer örtlichen Störung

Die örtlichen Verlusthöhen werden mit den Reibungsverlusthöhen h_r zu $\sum h_v = h_r + h_f$, zusammengefasst. Für h_f wird der empirische Ansatz

$$h_f = \xi_f \cdot \frac{v^2}{2g}$$

h_f örtliche Verlusthöhe
 ξ_f Formverlustbeiwert

eingeführt. Somit wird die örtliche Verlusthöhe h_f als Vielfaches der Geschwindigkeitshöhe $v^2/2g$ dargestellt.

Da der Verlust hinter der örtlichen Störung auftritt, wird in der Regel auch die dort auftretende Geschwindigkeit als Bezugsgeschwindigkeit für die Berechnung herangezogen. In Abbildung 17 wird der idealisierte Verlauf der Energie- und Drucklinie an einer örtlichen Störung dem tatsächlichen Verlauf gegenübergestellt. Die örtliche Verlusthöhe h_f wird als Sprung in der Energienlinie dargestellt.

Die örtliche Fließgeschwindigkeit v ist innerhalb der Störung durch die Einengung auf d_1 und die Einschnürung auf d_e größer als die Fließgeschwindigkeit im Rohr.

4.2 Instationäre Strömungen in Druckrohrleitungen¹⁸

Stationäre Strömungen sind dadurch gekennzeichnet, dass sich der Durchfluss durch einen Fließquerschnitt mit fortschreitender Zeit nicht ändert. In der Regel werden Rohrleitungen und Rohrleitungsnetze sowie künstlich angelegte Kanäle für stationäre Strömungen hydraulisch bemessen.

Die instationären Strömungsvorgänge entstehen durch Änderung des Durchflusses. Ursache für die Durchflussänderung können die raumzeitlich ungleichmäßige Speisung freier Gewässer aus Niederschlag und Grundwasser sowie Regelvorgänge technischer Einrichtungen in Rohrleitungen und Wasserläufen (Schieber, Wehre, u.a.) sein. Atmosphärische und terrestrische Einwirkungen auf große Wassermassen können ebenfalls instationäre Strömungsvorgänge bewirken. Möchte man die Naturprozesse beherrschen und wasserbauliche Anlagen sicher entwerfen, ist es notwendig die mit den instationären Strömungen zusammenhängenden Erscheinungen zu kennen und ihre Auswirkungen ingenieurmäßig zu erfassen.

4.2.1 Druckstoß in Rohrleitungen¹⁹

Jede Geschwindigkeitsänderung in einem durchflossenen Gerinne oder einer Rohrleitung bewirkt Druckschwankungen. In einem offenen Gerinne wird eine plötzliche Durchflussänderung durch ein Anheben bzw. Absenken des Wasserspiegels (Schwall- bzw. Sunkwelle) ausgeglichen. Bei geschlossenen Druckrohrleitungen erfolgt der Ausgleich der Bewegungsenergie durch die Elastizität der Rohrwandung und des Wassers selbst. Die Verzögerung der Fließgeschwindigkeit bewirkt eine Umwandlung der Bewegungsenergie in Druckenergie. Dieser Vorgang wird als Druckstoß bezeichnet. Der Druckstoß ist eine Folge derjenigen Kraft, welche die träge Flüssigkeitsmasse der Änderung ihres Bewegungszustandes entgegensetzt. Erfährt die Flüssigkeit eine Beschleunigung, wird Lageenergie in Bewegungsenergie umgesetzt. Diese plötzlichen Druckänderungen, die in einer Rohrleitung erhebliche Größen annehmen können, sind bei der Bemessung unbedingt zu berücksichtigen.

Druckstöße in Rohrleitungen, die vollständig mit einer Flüssigkeit gefüllt sind, werden durch betätigen von Absperr- und Regelorganen sowie dem Ein- und Ausschalten von Turbinen und Pumpen hervorgerufen. Weitere Gründe für Druckstöße können zu schnelles Füllen von Rohrleitungen, ungenügende Entlüftung, pulsierender Austritt von größeren Luftansammlungen aus Druckleitungen, unregelmäßige Förderung von Pumpen infolge ungenügender Saugrohrentlüftung sowie Kavitationserscheinungen sein.

Die Kompressibilität der Flüssigkeit und die Elastizität der Rohrwand müssen bei der Berechnung von Druckstößen, die in langen Rohrleitungen und bei kurzen Regelzeiten auftreten, berücksichtigt werden. Der Grund ist, dass es an der Störstelle (Regelorgan, Pumpe, etc.) zu einer Dichteänderung kommt.

¹⁸ Vgl.: G. Preißler, G. Bollrich, Technische Hydromechanik/1, S. 372

¹⁹ Vgl.: J. Giesecke, E. Mosonyi, Wasserkraftanlagen, S. 182

4.2.2 Massenschwingung

4.2.2.1 Allgemein ²⁰

Die mit einer Durchflussänderung verbundene Kraftwirkung in der Druckrohrleitung äußert sich in Form eines Druckstoßes. Der Druckstollen sollte „druckstoßfrei“ bleiben. Es besteht je nach Ausbildung des Verzweigungspunktes jedoch die Möglichkeit, dass ein Teil des Druckstoßes vom Wasserschloss nicht aufgefangen wird und sich in den Druckstollen fortpflanzt. Der Druckstoß in der Druckrohrleitung ist kleiner als derjenige, der auftritt, wenn kein Wasserschloss vorhanden ist. Der Grund für den geringeren Druckstoß ist die, im Vergleich zu dem gesamten Triebwasserweg, in der Druckrohrleitung geringere Wassermasse, deren Kraftwirkung elastisch aufgefangen wird, und die kürzere Umlaufzeit der Druckwelle. Infolge der im Druckstollen befindlichen trägen Wassermasse kommt es neben dem Druckstoß zu einer Pendelbewegung des Wasserspiegels im Wasserschloss, der sogenannten Massenschwingung. Die Massenschwingung kann auch als Überlagerung vieler Druckwellen interpretiert werden.

Das Drosseln des Durchflusses bewirkt aufgrund der Trägheit der Wassermasse ein Ansteigen des Wasserspiegels im Wasserschloss. Das Wasser strömt so lange in das Wasserschloss ein, bis die durch das Ansteigen des Wasserspiegels sich ständig erhöhende Gegendruckkraft die Wassersäule abgebremst hat. Unter dem erhöhten Druck schwingt der Wasserspiegel wieder abwärts. Nach und nach pendelt sich der Wasserspiegel in die neue Gleichgewichtslage ein. Die Wassersäule im Druckstollen kommt bei Durchflusserhöhung zunächst nicht so schnell in Bewegung und das erforderliche Wasser muss aus dem Wasserschloss entnommen werden. Der Wasserspiegel im Wasserschloss sinkt und es entsteht das für die Beschleunigung des Wassers im Druckstollen notwendige Gefälle. Die Frequenz der Wasserschlossschwingungen ist wesentlich geringer als die der elastischen Druckstoßschwingungen in der Druckrohrleitung.

Die hydraulische Aufgabenstellung im Zusammenhang mit der Dimensionierung eines Wasserschlusses als Teil eines Rohrleitungssystems besteht in der Ermittlung der Schwingungen des Wasserspiegels. Der Wasserspiegel darf nicht unter den Scheitel der Druckrohrleitung absinken, da es sonst zu einem Luftsaugen kommt. Weiters muss gewährleistet sein, dass die Schwingungen mit der Zeit abklingen. Die Form des Wasserschlusses hat dabei einen wesentlichen Einfluss auf den Verlauf der Wasserschlossschwingungen.

²⁰ Vgl.: G. Preißler, G. Bollrich, Technische Hydromechanik/1, S. 397 - 399

Der erste Schritt ist, die Kräfte zu ermitteln, die auf den Stollenabschnitt zwischen den Querschnitten 1 (Einlaufbauwerk) und 2 (Einlauf Wasserschloss) wirken. Die Gültigkeit der Stromfadentheorie wird vorausgesetzt, d.h., die Kontrollquerschnitte dürfen nicht in Verzweigungen liegen. Die Geschwindigkeits- und Druckverteilungen weichen in Verzweigungen stark von der Annahme der Gleichverteilung über den Querschnitt ab. Im Gegenzug erlauben diese Einschränkungen jedoch in Verbindung mit einer geeigneten Wahl der Lage der Querschnitte den Ansatz von Kräften und Geschwindigkeiten als Skalare. Die Gleichung für die Summe der Reibungskräfte lautet:

$$\sum F = F_1 - F_2 - F_r = \rho_w * g * A_s * (-z - \sum h_e - \sum h_r)$$

F_i	Druckkraft auf Stollenquerschnitt i
F_r	Reibungskraft im Stollenquerschnitt 1 - 2
A_s	Stollenquerschnitt
z	Wasserspiegel im Wasserschloss bezogen auf Ruhewasserspiegel
h_e	Einlaufverlusthöhe
h_r	Reibungsverlusthöhe

In der Gleichung sind die Höhendifferenz zwischen Beckenwasserspiegel und Wasserschlossfußpunkt sowie die Geschwindigkeitshöhen nicht mehr enthalten. Im Verlauf der Schwingung finden stetige Umwandlungen von potentieller in kinetische Energie und umgekehrt statt. Da die momentan jeweils vorhandene kinetische Energie den Druckkräften (F_1 , F_2) „verloren“ geht, muss sie durch die Geschwindigkeitsverlusthöhe $v_s^2/2g$ mit berücksichtigt werden. Die Geschwindigkeitsverlusthöhe ist sowohl im Querschnitt 1 als auch im Querschnitt 2 zu beachten und weist infolge der Annahme konstanter Querschnitte und inkompressiblen Wassers in beiden Fällen zahlenmäßig gleiche Beträge auf. Dieser Term findet daher keinen Eingang in die abzuleitende Differentialgleichung.

Mit dem Ansatz des Newtonschen Grundgesetzes in Richtung des Strömungs- bzw. Kräfteverlaufs ergibt sich mit der vorhergehenden Gleichung

$$\sum F = m_s * \frac{dv_s}{dt} = \rho * A_s * l_s * \frac{dv_s}{dt}$$

m_s	Wassermasse im Stollen
v_s	Geschwindigkeit im Stollen
t	Zeit
l_s	Stollenlänge

Mit $v_s = (Q_s(t)/A_s)$ und $A_s = \text{konst.}$ folgt daraus

$$\sum F = \rho * A_s * l_s * \frac{d}{dt} * \frac{Q_s}{A_s} = \rho * l_s * \frac{dQ_s}{dt}$$

Q_s	Durchfluss im Stollen
-------	-----------------------

Eingesetzt in die Gleichung für die Summe der Reibungskräfte erhält man die Bewegungsgleichung

$$\frac{dQ_s}{dt} = \frac{g * A_s}{l_s} * (-z - h_e - h_r)$$

Die Bewegungsgleichung gilt nicht nur für horizontale Triebwasserleitungen sondern auch für geneigte Stollen.

Die Differentialgleichung der Wasserspiegelschwingung z im Schachtwasserschloss lautet:

$$\frac{dz}{dt} = \frac{1}{A_w} * (Q_s - Q_w)$$

A_w Wasserschlossquerschnitt

Q_w Durchfluss im Schacht

5 DIE NUMERISCHE BERECHNUNG ²²

Die numerischen Näherungslösungen für Wasserschlossschwingungen werden mit Hilfe von Differenzenverfahren ermittelt. An den Stellen t_i , $t_{i+1/2}$, t_{i+1} werden die Tangentensteigungen gewonnen und für das Vorwärtsschreiten von $F(t_i)$ nach $F(t_{i+1})$ je nach Verfahren unterschiedlich gewichtet.

Die einfachen Vorwärtsdifferenzen stellen den am besten nachvollziehbaren Rechengang dar. Bei diesem Verfahren wird nur die Steigung an der Stelle t_i zum Vorwärtsschreiten verwendet. Werden die Zeitschritte Δt genügend klein gewählt, kann eine ausreichende Stabilität und Konvergenz erwartet werden.

Ein derartiges numerisches Verfahren hat den Vorteil, dass es ohne weiteres möglich ist, Reibungseinflüsse, Querschnittsänderungen der Wasserschlosskammern oder Drosselungen rechnerisch zu erfassen, um das Schwingungsverhalten bei den maßgeblichen Lastvorgaben zu erkunden.

Die Grunddefinition für die Ableitung einer Funktion $f(t)$ lautet:

$$\frac{df}{dt} = \frac{f(t + \Delta t) - f(t)}{\Delta t}$$

f Funktion

oder

$$f(t + \Delta t) = f(t) + \frac{df}{dt} * \Delta t$$

Diese Gleichung stellt eine einfache Rechenvorschrift für Vorwärtsdifferenzen dar wenn df/dt im Intervall Δt näherungsweise konstant ist. Wird diese Rechenvorschrift auf die numerische Berechnung der Wasserschlossschwingungen übertragen, kann für die sich zeitlich ändernden Durchflüsse $Q_s(t)$

$$Q_s(t + \Delta t) = Q_s(t) + \frac{dQ_s}{dt} * \Delta t \quad [\text{m}^3/\text{s}]$$

bzw. für die Wasserspiegelschwingungen $z(t)$

$$z(t + \Delta t) = z(t) + \frac{dz}{dt} * \Delta t \quad [\text{m}]$$

²² Vgl.: J. Giesecke, E. Mosonyi, Wasserkraftanlagen, S. 316 - 320

allgemein angesetzt werden. Die Ausdrücke dQ_S/dt und dz/dt , die unmittelbar aus den für das Schachtwasserschloss aufgestellten Grundgleichungen folgen, sind über die Systemparameter Geometrie und Reibungseinflüsse näher zu spezifizieren.

Die gesuchten Größen $Q_S(t+\Delta t)$ sowie $z(t+\Delta t)$ leiten sich beim einfachen Vorwärtsdifferenzenverfahren ausschließlich aus den zum Zeitpunkt t vorliegenden Informationen ab. Ein besseres Ergebnis wird erreicht, wenn die Zuwächse als Funktionen eines mittleren Zeitpunktes t' berechnet werden:

$$Q_S(t + \Delta t) = Q_S(t) + \frac{dQ_S}{dt}(t') * \Delta t \quad [\text{m}^3/\text{s}]$$

$$z(t + \Delta t) = z(t) + \frac{dz}{dt}(t') * \Delta t \quad [\text{m}]$$

t' mittlerer Zeitpunkt

Dabei gilt:

$$t \leq t' \leq t + \Delta t$$

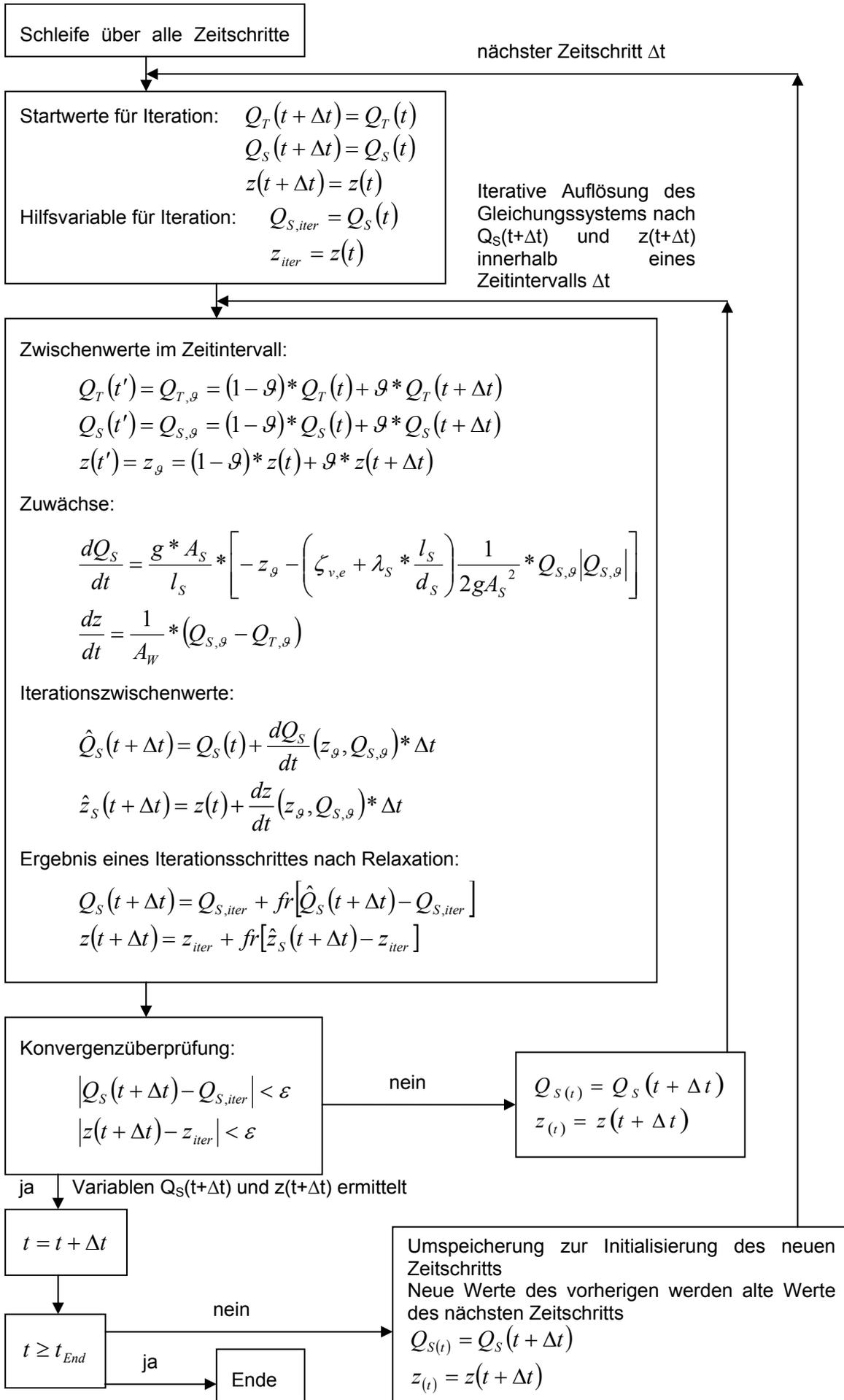
Die Ermittlung der Variablen zum Zeitpunkt t' erfolgt über den Wichtungsfaktor ϑ gemäß:

$$Q_S(t') = (1 - \vartheta) * Q_S(t) + \vartheta * Q_S(t + \Delta t)$$

$$z(t') = (1 - \vartheta) * z(t) + \vartheta * z(t + \Delta t)$$

ϑ Wichtungsfaktor:
 typisch für explizite Vorwärtsdifferenzen: $\vartheta = 0$
 implizite Vorwärtsdifferenzen: $\vartheta = 0,5$
 implizite Rückwärtsdifferenzen: $\vartheta = 1,0$

Werden die Ausdrücke $Q_S(t')$ sowie $z(t')$ in die Gleichungen eingesetzt, ergeben sie, außer für den Fall der expliziten Vorwärtsdifferenzen, zu jedem Zeitpunkt zwei simultan zu lösende Gleichungen für die Bestimmung der unbekannt Variablen $Q_S(t+\Delta t)$ und $z(t+\Delta t)$. Die beiden Gleichungen werden innerhalb eines jeden Zeitschrittes iterativ nach den unbekannt $Q_S(t+\Delta t)$ sowie $z(t+\Delta t)$ aufgelöst. Im folgendem wird ein derartiges Schema für die Berechnung eines einfachen Wasserschlosses gezeigt:



6 KRAFTWERK UND WASSERSCHLOSS HÄUSLING

6.1 Pumpspeicherkraftwerke in Österreich

In Österreich sind in den letzten 50 Jahren auf Grund der günstigen Topographie eine Reihe von Pumpspeicherkraftwerken für die Stromerzeugung errichtet worden. Die Liberalisierung des europäischen Strommarktes und der stetig steigenden Stromverbrauch führen derzeit und in Zukunft dazu, dass bestehende Kraftwerksgruppen erweitert werden müssen sowie weitere Pumpspeicherkraftwerke in Planung sind. Das Interesse an Planung und Errichtung von Pumpspeichieranlagen hat auf Grund der deutlich gestiegenen Anforderungen an die hydraulischen Einrichtungen stark zugenommen.

Kraftwerk	Inbetriebnahme	Turbinenbetrieb			Pumpbetrieb		
		Nennleistung	max. Durchfluss	max. Druckhöhe	Nennleistung	max. Durchfluss	max. Druckhöhe
		MW	m ³ /sec	m	MW	m ³ /sec	m
Gosau IIIA							
Innerfragant	1974	7	55	152	6,9	4	152
Haselstein	1969	4	-	266	5	-	281
Häusling	1987	360	65	744	360	65	744
Jochenstein-Riedl	geplant	700	-	330	860	-	330
Kaprun Bürgkogel	geplant	400	-	780	370	-	780
Kaprun Oberstufe	1956	112	36	446	130	33	446
Kops II	in Bau	458	80	780	450	58	780
Kühtai	1980	286	80	440	247	-	440
Limberg II	geplant	480	140	436	480	140	436
Lünersee	1957	232	32	974	224	28	974
Malta Hauptstufe	1976	730	80	1106	290	22	1106
Malta Oberstufe	1977	125	70	206	116	76	200
Nassfeld	1983	28,5	-	300	28,4	-	229
Oschenik Innerfragant	1968	108	-	1185	87	-	936
Ottenstein	1956	47	-	60	18	-	60
Ranna	1952	19	12	212	15,6	6	212
Ranna-Falkenstein	geplant	120	69	212	120	50	212
Reisseck	1957	67	4,5	1773	18	1,35	1070
Rifa	1969	7	30	34	8	30	34
Rodund I	1943	198	60	353	41	10	353
Rodund II	1976	276	87	354	260	75	353
Roßhag	1971	230	48	676	240	36	676

Tabelle 1: Pumpspeicherkraftwerke in Österreich

Pumpspeichieranlagen besitzen praktisch immer einen oberen und einen unteren Speichersee. Die Speicherseen werden als Tagesspeichern, Wochenspeichern oder Jahresspeichern ausgeführt. Die Größe des Speichersees hängt von dem natürlichen Zufluss und den Wünschen des Energieabnehmers ab. In

Schwachlastzeiten wird der billige Überschussstrom aus dem Stromnetz genutzt um Wasser in den höher gelegenen Speichersee zu pumpen. Zu Spitzenbedarfszeiten wird dieses Wasser über Turbinen wieder abgearbeitet und Strom erzeugt. Das Verhältnis zwischen Stromerzeugung zu Spitzenbedarfszeiten und Nutzung billigen Überschussstromes aus dem Netz zu Schwachlastzeiten bestimmt die Wirtschaftlichkeit der Pumpspeicheranlage.

6.2 Die Kraftwerksgruppe Zemm-Ziller ²³

Die leistungsstärkste Speicherkraftwerksgruppe Österreichs bezüglich Pumpleistung ist die Kraftwerksgruppe Zemm-Ziller. Die Verbund-Austrian Hydro Power AG, vormals Tauernkraftwerke AG, welche heute mehrere Speicherkraftwerke und Laufkraftwerke in Salzburg, Kärnten und Tirol besitzt, ist im Sommer 1947 gegründet worden. 1953 hat die Tauernkraft von der Tiroler Wasserkraftwerke AG (TIWAG) das Kraftwerk Bösdornau im hinteren Zillertal übernommen. Bis in das Jahr 1987 ist in diesem Gebiet in Folge die Kraftwerksgruppe Zemm-Ziller errichtet worden. Heute umfasst die Kraftwerksgruppe, welche im Jahr einschließlich Pumpspeicherung rund 1,84 Mrd. kWh Strom erzeugt,

- das Kraftwerk Häusling mit dem Jahresspeicher Zillergründl,
- das Kraftwerk Roßhag mit dem Jahresspeicher Schlegeis,
- das Kraftwerk Mayrhofen mit dem Wochenspeicher Stillupp,
- das Kraftwerk Gunggl sowie
- das Kraftwerk Bösdornau mit dem Kraftwerk Tuxbach.



Abbildung 19: Kraftwerksgruppe Zemm-Ziller

²³ Vgl.: Strom aus den Zillertaler-Alpen – Die Wasserkraftwerke der AHP in Tirol, Auflage: Februar 2005, VERBUND-Austrian Hydro Power AG (Verleger)

Das Pumpspeicherkraftwerk Roßhag mit dem Schlegeisspeicher und das Pumpspeicherkraftwerk Häusling mit dem Speicher Zillergründl bilden die Oberstufen. Das Kraftwerk Mayrhofen mit dem Speicher Stillupp, der gleichzeitig den beiden Oberstufenspeicherkraftwerken als Entnahmestausee dient, bildet die Hauptstufe. Die in den Kraftwerken Roßhag, Häusling und Mayrhofen erzeugte Energie wird über 220-kV-Leitungen in das Verbundnetz eingespeist.

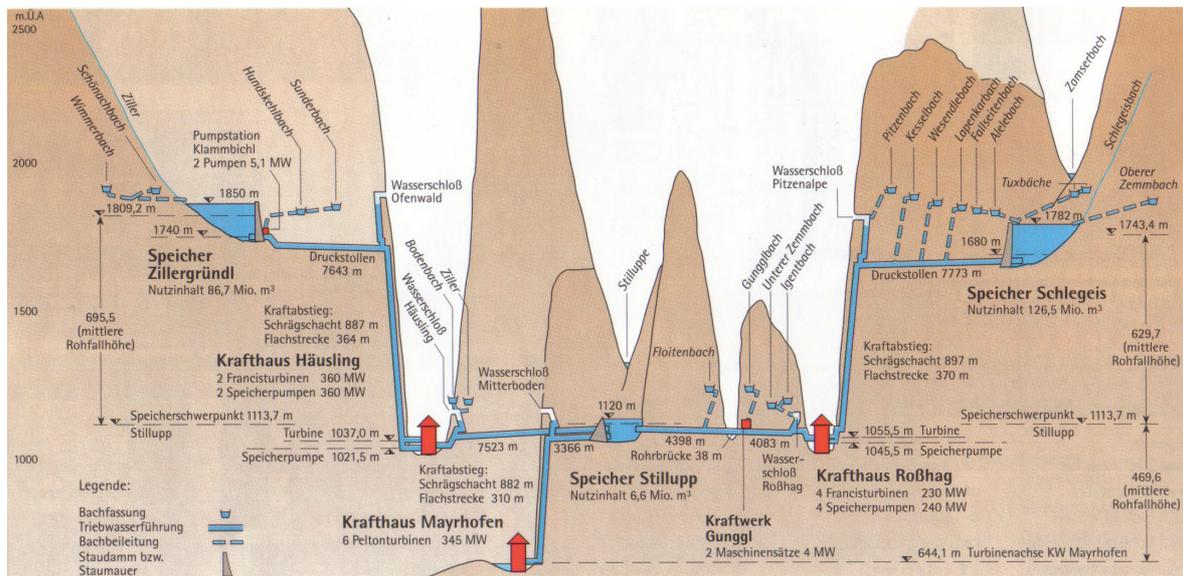


Abbildung 20: Übersichtslängenschnitt der Kraftwerksgruppe Zemm-Ziller

6.2.1 Hauptdaten der Kraftwerksgruppe Zemm-Ziller

Kraftwerk (Speicher)	Einzugsgebiet	Anteil der Gletscher	Nennleistung		Erzeugung aus		Speicher-	
			Turbinen-	Pump-	natürl. Zufluss	Pump-	Nutzinhalt	Energieinhalt
			betrieb	betrieb		wälz-		
	km ²	%	MW	MW	Mio. kWh	Mio. kWh	Mio. m ³	mio. kWh
Häusling (Zillergründl)	67,4	12,6	360	360	179,4	350	86,7	244,3
Roßhag (Schlegeis)	121,5	24,9	230	240	313,2	250	126,5	331,1
Mayrhofen (Stillupp)	203,7	6	345		671,2		6,6	7,4
Bösdornau	156,4	0,1	25,3		68,9			
Summe	549	9,3	960,3	600	1232,7	600	219,8	582,8

Tabelle 2: Hauptdaten der Kraftwerksgruppe Zemm-Ziller

Es ist zu beachten, dass die Werte für die Stromerzeugung aus dem natürlichen Zufluss sowie dem Pumpwälzbetrieb sich auf ein Regeljahr beziehen und die Werte

des Pumpwälzbetriebes Planungswerte sind. Der Speicherenergieinhalt bezieht sich auf die Unterstufe.

6.2.2 Kraftwerk und Wasserschloss Häusling

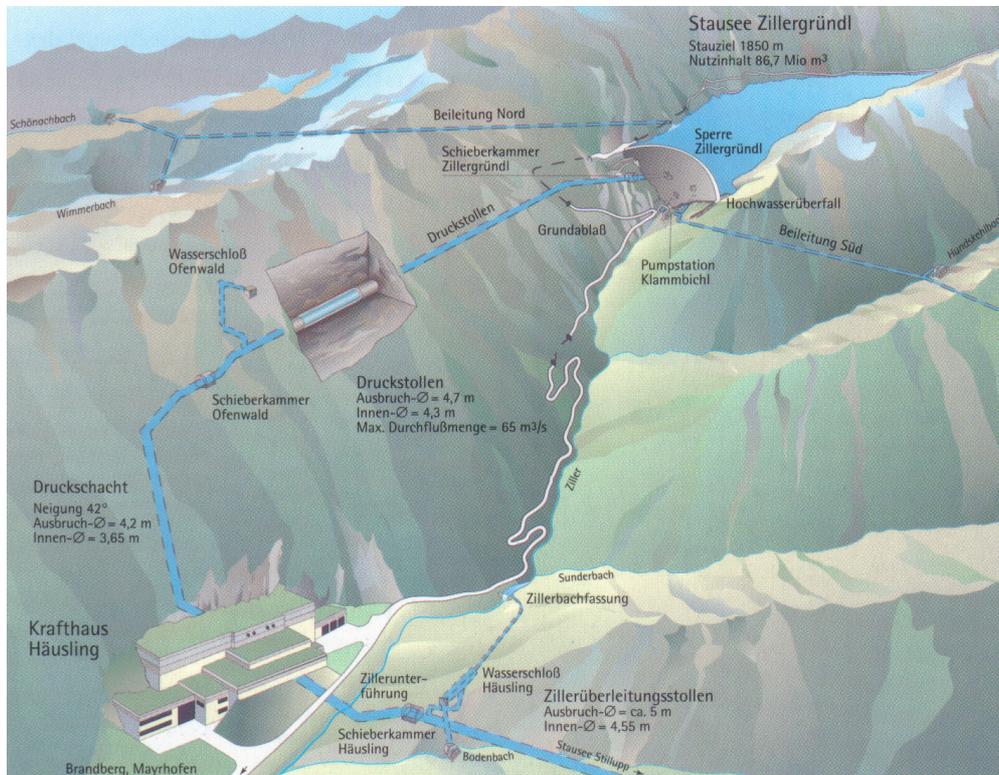


Abbildung 21: Kraftwerk Häusling, schematische Darstellung

Das 1986 in Betrieb genommene Kraftwerk Häusling, eine Oberstufe des Kraftwerks Mayrhofen, wird vom Speicher Zillergründl, dessen Nutzinhalt 86,7 Mio. m³ beträgt, mit Wasser versorgt. Vom Speicher Zillergründl strömt das Triebwasser durch einen ca. 7,6 km langen Triebwasserstollen und einen knapp 0,9 km langen Druckschacht zum Kraftwerk Häusling. Das Wasser treibt im Kraftwerk Häusling zwei Francis Turbinen an, die im Jahr durchschnittlich 179,4 Mio. kWh erzeugen. Vom Kraftwerk Häusling wird das Wasser über einen 7,6 km langen Triebwasserstollen zum Wochenspeicher Stillupp geleitet. In Schwachlastzeiten wird das Wasser aus dem Speicher Stillupp mit Hilfe von zwei zweistufigen, einflutigen Pumpen, die sich im Kraftwerk Häusling befinden, wieder in den Speicher Zillergründl gepumpt. Um die enormen hydraulischen Druckanstiege beim Umschalten von Turbinen- auf Pumpbetrieb bzw. von Pump- auf Turbinenbetrieb abzumindern, ist sowohl im Oberwasserbereich, als auch im Unterwasserbereich jeweils ein Wasserschloss angeordnet worden. Das Wasserschloss Häusling, bei dem es sich um ein herkömmliches Zweikammerwasserschloss handelt, ist im Unterwasserbereich ca. 500 m nach dem Kraftwerk Häusling errichtet worden.

Das Wasserschloss Häusling stellt bis auf die Höhenlage der Unterkammer das Vergleichswasserschloss für die Analysen dar.

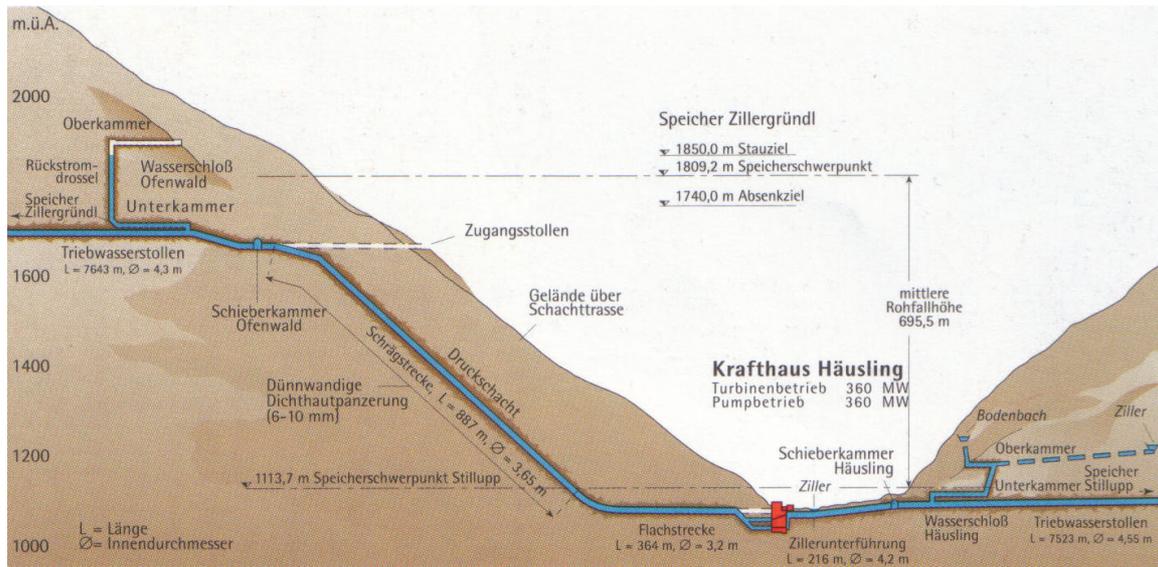


Abbildung 22: Häusling, Längenschnitt

Kurzdaten Kraftwerk Häusling:

Kraftwerkstyp:	Jahrespumpspeicherkraftwerk
Einzugsgebiet:	67,4 km ²
Ø Jahreserzeugung:	179,4 Mio. kWh
Maximale Leistung:	360 MW
Maschinensätze:	2 mit vertikaler Welle
Turbinen, Pumpen:	Francisturbine mit Radialpumpen
Mittlere Rohfallhöhe:	695,5 m
Turbinendurchfluss:	65 m ³ /sec
Pumpdurchfluss:	48 m ³ /sec
Höhenlage der Turbine H_{Turbine} :	1037,0 m
Höhenlage der Pumpe H_{Pumpe} :	1021,5 m

Kurzdaten Jahresspeicher Zillergründl :

Stauziel:	1850 m
Speicherschwerpunkt:	1809,2 m
Absenkziel:	1740 m
Nutzhalt:	86,7 Mio. m ³
Sperrenhöhe:	186 m

Kurzdaten Wochenspeicher Stillupp:

Stauziel STZ:	1120 m
Speicherschwerpunkt:	1113,7 m
Absenkziel AZ:	1106 m
Nutzhalt:	6,6 Mio. m ³
Sperrenhöhe:	28 m

Kurzdaten Triebwasserstollen Schieberkammer Häusling – Speicher Stillupp:

Länge:	7600 m
Durchmesser:	4,55 m
Höhendifferenz:	32,3 m

Kurzdaten Wasserschloss Häusling:

Länge Oberkammer:	470 m
Durchmesser Oberkammer:	5,46 m im Mittel (Achtung: Oberkammer dient auch als Bachbeileitung)
Höhe Oberkammerachse:	1165,27
Länge Unterkammer:	375 m
Durchmesser Unterkammer:	7 m
Höhe Unterkammerachse:	1083,5
Länge Schacht:	115 m
Durchmesser Schacht:	5,8 m

6.3 Das Vergleichszweikammerwasserschloss

Das Wasserschloss Häusling dient auf Grund der idealen Rahmenbedingungen (Lage im Unterwasserbereich der Kraftstation, langer Triebwasserweg, klassisches Zweikammerwasserschloss) als Vorlage für das Vergleichszweikammerwasserschloss und liefert die wichtigsten Daten bezüglich Turbinen- und Pumpdurchfluss, Wasserstände im Speicher, Länge und Geometrie der Kammern und des Triebwasserweges. Verändert worden ist die Höhenlage der Unterkammer, die nicht durchströmt ist. Die Unterkammer soll dieselbe Gegendruckhöhe für den Pumpbetrieb bieten wie sie die Pumpkammer des Dreikammerwasserschlosses auf Grund ihrer Höhenlage, die in allen Varianten gleich ist, bietet. Die Unterkammerachse befindet sich damit statt, wie in der Realität ausgeführt, 22,5 m nur 13,5 m tiefer als das Absenkeziel des Speichers Stillupp. Die Berechnungsergebnisse der Dreikammerwasserschlossvarianten werden den Daten des Vergleichszweikammerschlosses gegenübergestellt.

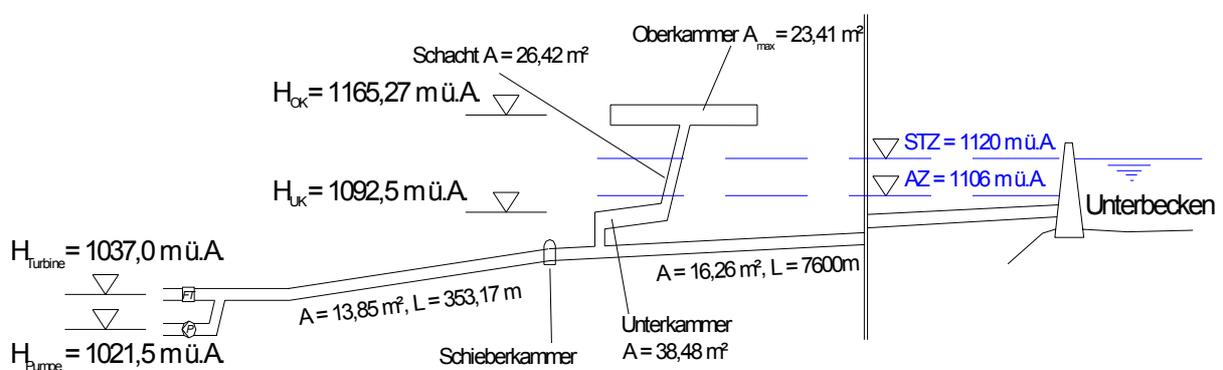


Abbildung 23: Systemskizze Vergleichszweikammerwasserschloss

7 BERECHNUNG

7.1 Berechnungsablauf

Aufgabe dieser Diplomarbeit ist, die Auswirkungen, die sich auf Grund der Variation der Stollenkammerhöhenlage auf die Volumina der Kammern eines Dreikammerwasserschlosses ergeben, zu ermitteln. Um diese Auswirkungen zu ermitteln werden 10 Lastgruppen für das Dreikammerwasserschloss berechnet. Die einzelnen Lastgruppen unterscheiden sich durch die Höhenlage der Stollenkammer und beinhalten 3 Lastfälle für das gedrosselte sowie 3 für das ungedrosselte Dreikammerwasserschloss. Die Lastfälle sind für die Berechnung der erforderlichen Kammervolumina notwendig. Für das Zweikammerwasserschloss werden neben dem Vergleichswasserschloss 9 weitere Lastgruppen berechnet, die sich in der Höhenlage der Unterkammer unterscheiden. Die Lastgruppen des Zweikammerwasserschlosses beinhalten 2 maßgebende Lastfälle für das gedrosselte und 2 für das ungedrosselte Wasserschloss.

Grundlage für die Berechnungen sind die Daten des Unterwasserbereiches des Kraftwerks Häusling. In den Berechnungen entsprechen Geometrie und Länge des Triebwasserweges den Daten des Triebwasserweges im Unterwasserbereich des Krafthauses Häusling. Die Größe und Höhenlage der Oberkammer, die der Größe und Höhenlage der Oberkammer des Wasserschlosses Häusling entsprechen, bleiben bei allen Lastfallberechnungen unverändert. In der Realität wird die Oberkammer des Wasserschlosses Häusling auch als Bachbeileitung zweier Bäche genutzt. Da das Oberkammervolumen des Wasserschlosses Häusling für die Berechnungen übernommen wird, die Bachbeileitungen aber nicht berücksichtigt werden, sind die Oberkammervolumina in Bezug auf die maximalen Füllungen zu groß dimensioniert. Die maximale Oberkammerfüllung beträgt nur ca. 55 % des Kammervolumens, optimal wäre jedoch eine Füllung von 85 %. Für die Analyse in Kapitel 9 werden die Ergebnisse der Oberkammervolumina in die tatsächlich erforderlichen Volumina umgerechnet um bessere Vergleichswerte zu erhalten.

Die Höhe der Pumpkammerachse ist 13,5 m unter dem Absenkziel des Speichers auf einer Höhe von 1092,5 m ü.A. fixiert. Der First der Pumpkammer liegt damit genau 10 m unter dem Niveau des Speicherabsenkziels. Die Höhenlage der Pumpkammerachse bleibt für alle Lastfälle gleich. Die Oberkante des Überfallhöckers befindet sich auf Höhe des Firstes der Pumpkammer.

Die Parameter, die für jeden Lastfall verändert werden, sind Länge der Pump- und Stollenkammer, die Höhenlage der Stollenkammer, die Spiegelhöhe des Speichers sowie die Schaltintervalle von Pumpe und Turbine. Als Schaltintervall wird das mehrmalige Umschalten von Pump- auf Turbinenbetrieb und von Turbinen- auf Pumpbetrieb in Resonanz verstanden. Die Spiegelhöhe des Speichers beeinflusst die maximale Entleerung der Pump-, Stollen- und Unterkammer sowie die maximale Füllung der Oberkammer. Für die Ermittlung der maximalen Entleerung der Kammern wird von dem tiefsten Wasserspiegelstand im Speicher ausgegangen, dem Absenkziel. Das Stauziel, der höchstmögliche Wasserstand des Speichers, ist maßgebend für die Ermittlung der maximalen Füllung der Oberkammer.

Neben dem Extremfall, die Stollenkammerachse liegt auf einer Höhe von 1092,4 m ü.A., d.h., nur 10 cm unter der Pumpkammerachse, werden ausgehend von einer Stollenkammerhöhenlage von 1083,5 m ü.A. 9 weitere Lastgruppen berechnet. Die Höhenlage der Stollenkammerachse wird, ausgehend von einer Höhe von 1083,5 m

ü.A., um jeweils 5 m tiefer gelegt. Die tiefste Lage der Stollenkammer ist erreicht, wenn die Pumpintervalle, die aus den Schritten Pumpe hochfahren, Pumpen und Pumpe herunterfahren bestehen, eine Dauer von 60 Sekunden unterschreiten.

Die gleichen Berechnungen werden, mit unterschiedlichen Höhenlagen der Unterkammer, für Zweikammerwasserschlösser vorgenommen. Für die Analyse in Kapitel 9 wird das Zweikammerwasserschloss mit der höchsten Unterkammerlage herangezogen. Die Daten von Oberkammer und Triebwasserweg entsprechen den Daten des bestehenden Unterwasserbereiches des Krafthauses Häusling. Die höchste Lage der Unterkammerachse befindet sich auf einer Höhe von 1092,5 m ü.A. Für die weiteren Lastgruppen wird die Unterkammerachse, ausgehend von einer Höhe von 1083,5 m, für jede Lastgruppe um jeweils 5 m tiefer gesetzt. Der veränderliche Parameter für jede Lastgruppe ist, neben der Unterkammerhöhenlage, die Größe der Unterkammer.

Für die Ermittlung der jeweiligen Kammergrößen sind beim Dreikammerwasserschloss für jede Lastgruppe drei Lastfälle zu ermitteln. Jeder Lastfall ist durch eine maßgebende Schaltfolge gekennzeichnet. Mit Hilfe dieser Schaltfolgen werden

- die maximale Oberkammerfüllung
- die maximale Pumpkammerentleerung und
- die maximale Stollenkammerentleerung

ermittelt. Wird für die Ermittlung der maximalen Pump- und der maximalen Stollenkammerentleerung dieselbe Schaltfolge verwendet, stellen die Ergebnisse nicht die Maximalwerte für die Pump- und die maximale Stollenkammerentleerung dar.

Die Ermittlung der Kammergrößen des Zweikammerwasserschlosses benötigt nur 2 maßgebende Lastfälle um

- die maximale Oberkammerfüllung und
- die maximale Unterkammerentleerung

zu ermitteln

Die Berechnungen werden sowohl für das Dreikammerwasserschloss als auch für das Zweikammerwasserschloss jeweils mit Drossel und ohne Drossel durchgeführt. Die Drossel beider Wasserschlostypen ist unsymmetrisch und bremst das Auf- und Abschwingen der Wassermassen unterschiedlich stark. Auf Grund des angenommenen Drosseldurchmessers beträgt die auf den Ausbaudurchfluss bezogene Verlusthöhe beim Aufschwingen der Wassermassen 8 m und beim Abschwingen 12 m. Die Drossel verursacht bei Aufschwingen der Wassermasse im Vergleich zu einem Wasserschloss ohne Drossel einen kurzfristig höheren Wasserdruck im Stollen, bei Abschwingen ist der Wasserdruck kurzfristig geringer.

Die Ergebnisse jedes Lastfalls werden in einem Ergebnisdatenblatt, welches einen Z/T-Verlauf, einen Z/Q-Verlauf, einen Q/T-Verlauf sowie die wichtigsten Ergebnisse beinhaltet, dargestellt.

Der Z/T-Verlauf stellt die Veränderung der Spiegelhöhe im Wasserschloss über einen Zeitabschnitt von 2000 Sekunden dar. Die grau strichlierten Linien markieren die Höhenlage von Sohle und First der Ober-, Pump-, Stollen- sowie Unterkammer. Im Z/T-Verlauf für das Dreikammerwasserschloss wird noch zusätzlich die Spiegelhöhe in der Pumpkammer dargestellt. Die Linie der Pumpkammerspiegelhöhe soll deutlich anzeigen, dass es zu keiner vollständigen Entleerung der Kammer kommt. Der Z/T-Verlauf des gedrosselten Dreikammer- sowie Zweikammerwasserschlosses beinhaltet weiters eine Druckhöhenlinie. Die Druckhöhenlinie stellt den Druck dar, der auf Grund der unsymmetrischen Drossel im Triebwasserstollen vorherrscht.

Der Z/Q-Verlauf („Zustandsdiagramm“) zeigt die Veränderung der Spiegelhöhe im Wasserschloss in Abhängigkeit von dem Stollendurchfluss. Z_{\max} und Z_{\min} zeigen den höchsten bzw. tiefsten Wasserspiegelstand im Wasserschloss. Die grün markierten Punkte zeigen den sich in Ruhe befindlichen Wasserspiegel im Wasserschloss bei Turbinenbetrieb sowie bei Pumpbetrieb.

Der Q/T-Verlauf stellt den Maschinen- und Stollendurchfluss über eine Zeitdauer von 2000 Sekunden dar. Der Verlauf des Maschinendurchflusses stellt auch die Schaltfolge dar. Die Schaltfolge ergibt sich durch mehrmaliges umschalten von Turbinen- auf Pumpbetrieb und von Pump- auf Turbinenbetrieb. Die Schaltfolge ändert sich für jede Höhenlage der Stollenkammerachse und für jede zu ermittelnde maximale Kammerfüllung sowie -entleerung. Die Schaltfolge ist zusätzlich im Feld für die Lastfalldaten (siehe Seite 42) beschrieben. Die Beschreibung 2T-2P-2T-2P-2T-2P bedeutet, dass zu Beginn der Schaltfolge Turbinenbetrieb herrscht von dem auf Pumpbetrieb umgeschaltet wird. In weiterer Folge wird zweimal abwechselnd von Pump- auf Turbinenbetrieb und von Turbinen- auf Pumpbetrieb umgeschaltet. Am Ende des Schaltintervalls herrscht Pumpbetrieb. Die Dauer für jeden Pump- sowie für jeden Turbinenbetrieb muss so gewählt werden, dass eine maximale Füllung der Oberkammer oder eine maximale Entleerung der Pump-, Stollen- oder Unterkammer erreicht wird (Resonanz). Die „2“ steht für die 2 Turbinen- sowie die 2 Pumpensätze des Krafthauses Häusling und bedeutet, dass beide Turbinen- oder beide Pumpensätze in Betrieb sind.

Das Ergebnisfeld beinhaltet neben den wichtigsten geometrischen und hydraulischen Daten die Lastfalldaten. Die Lastfalldaten beinhalten die Informationen über

- Art des Wasserschlosses,
- Lastfall,
- Vorhandensein einer Drossel,
- Schaltfolge sowie
- Höhenlage der Stollenkammerachse des Dreikammerwasserschlosses oder Höhenlage der Unterkammerachse des Zweikammerwasserschlosses.

Die Daten in blau stellen die Werte dar, die für jeden Lastfall und für jede Schaltfolge verändert werden. Die Daten in rot stellen das maßgebende Ergebnis dar, auf das die Schaltfolge ausgelegt wird. Das Ergebnis zeigt einerseits die Füllung bzw. die Leerung der Kammer in m^3 als auch die Füllung bzw. Entleerung in Prozent bezogen auf das erforderliche Kammervolumen.

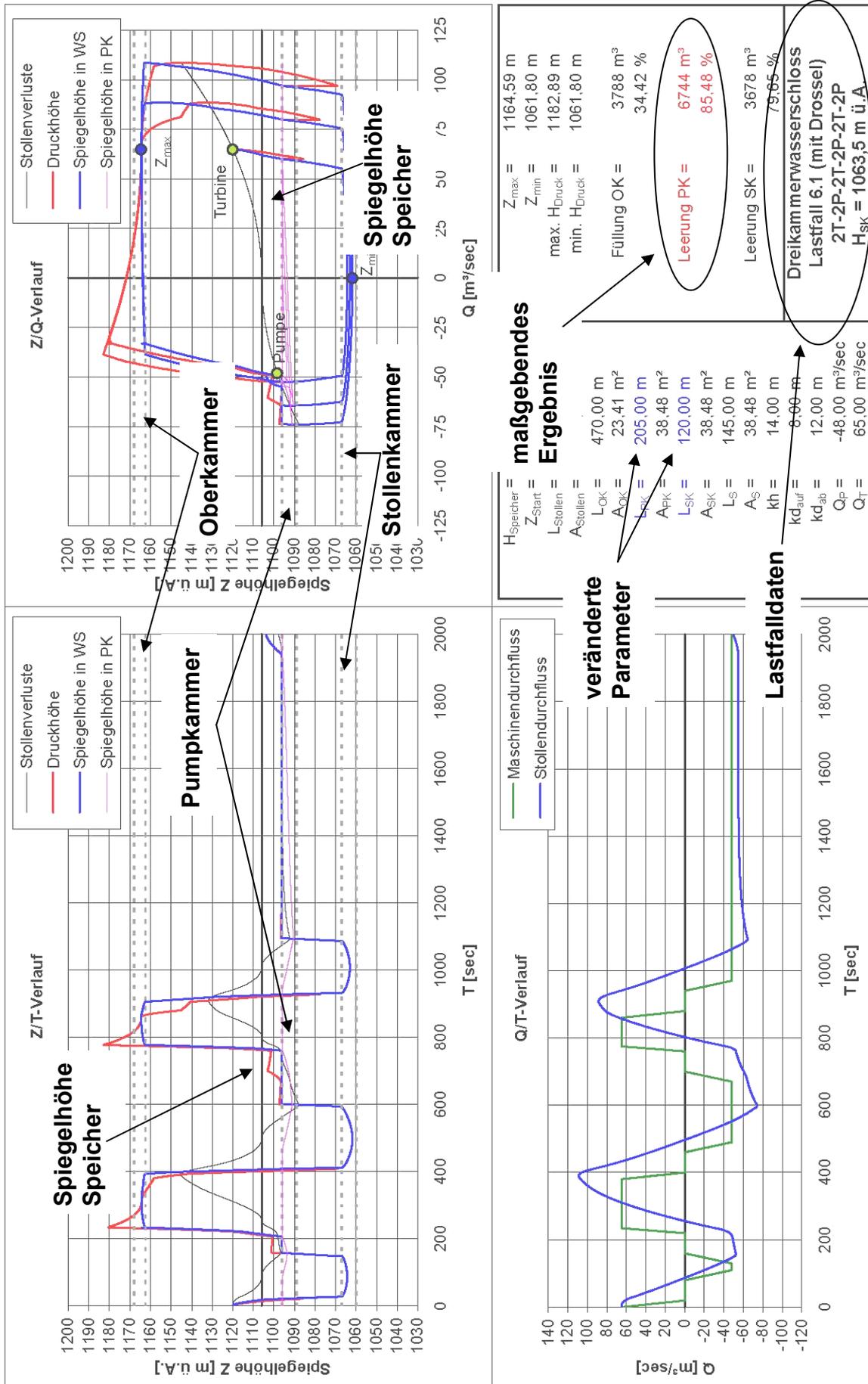


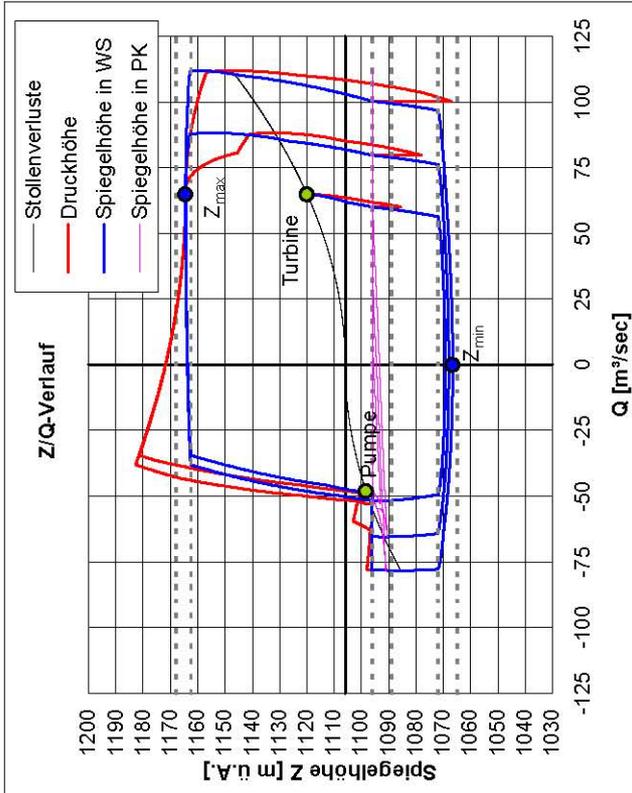
Abbildung 24: Beispiel Ergebnisdatenblatt

Legende zu Abbildung 24:

Z	absolute Spiegelhöhe
T	Zeit
Q	Durchfluss
WS	Wasserschloss
PK	Pumpkammer
H_{Speicher}	Wasserspiegelhöhe im Speicher Stillupp
Z_{Start}	Spiegelhöhe zu Beginn der Schaltfolge
L_{Stollen}	Länge des Triebwasserweges
A_{Stollen}	Querschnittsfläche des Triebwasserweges
L_{OK}	Länge der Oberkammer
A_{OK}	Querschnittsfläche der Oberkammer
L_{PK}	Länge der Pumpkammer
A_{PK}	Querschnittsfläche der Pumpkammer
L_{SK}	Länge der Stollenkammer
A_{SK}	Querschnittsfläche der Stollenkammer
L_{S}	Länge des Schachtes
A_{S}	Querschnittsfläche des Schachtes
kh	hydraulische Verluste
kd_{auf}	Drosselverluste bei Aufschwingen der Wassermasse
kd_{ab}	Drosselverluste bei Abschwngen der Wassermasse
Q_{P}	Durchfluss bei Pumpbetrieb
Q_{T}	Durchfluss bei Turbinenbetrieb
Z_{max}	maximale Spiegelhöhe
Z_{min}	minimale Spiegelhöhe
max. H_{Druck}	maximale Druckhöhe
min. H_{Druck}	minimale Druckhöhe
Füllung OK	maximale Füllung der Oberkammer
Leerung PK	maximale Leerung der Pumpkammer
Leerung SK	maximale Leerung der Stollenkammer
T	Turbinenbetrieb
P	Pumpbetrieb
H_{SK}	Höhenlage der Stollenkammerachse
H_{UK}	Höhenlage der Unterkammer

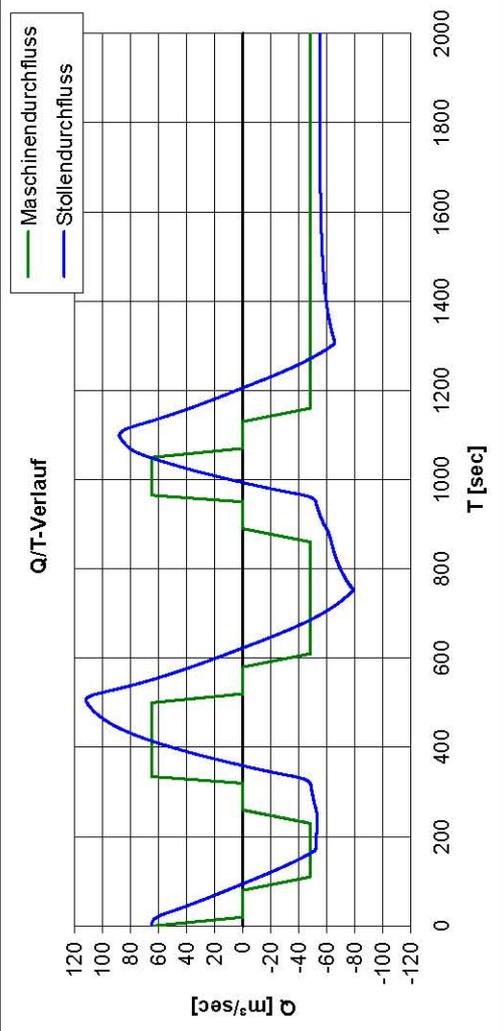
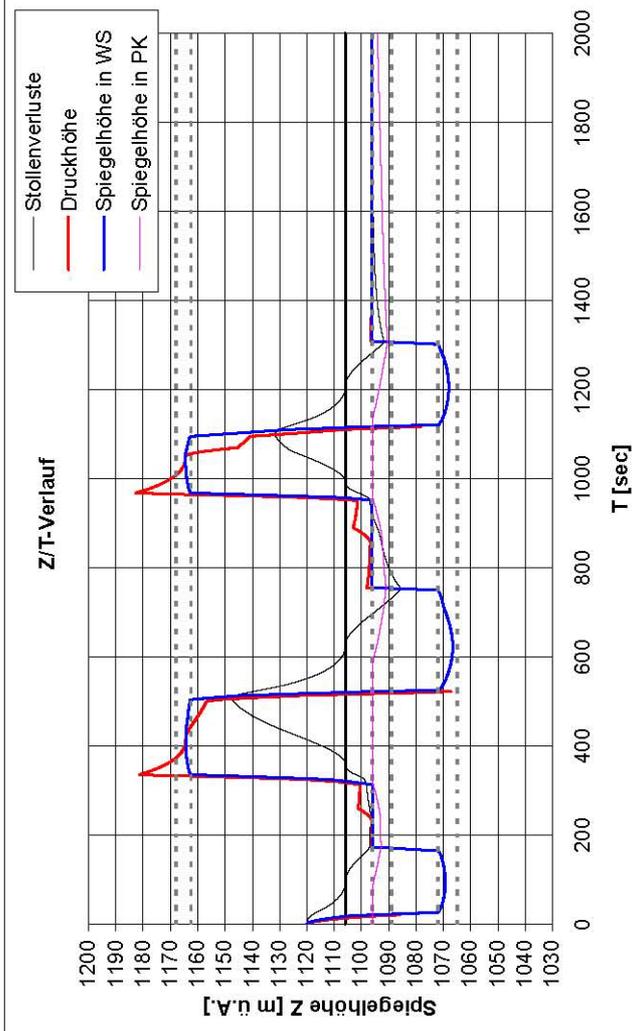
7.2 Exemplarische Beispiele

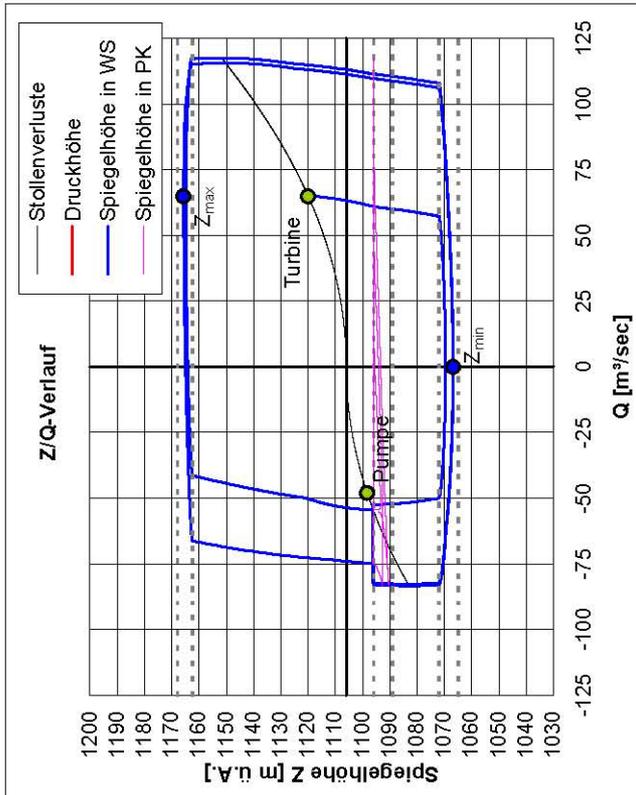
Auf den folgenden Seiten werden beispielhaft die Ergebnisdatenblätter der Lastgruppe 5, eines Dreikammerwasserschlosses, und der Lastgruppe 11, eines Zweikammerwasserschlosses dargestellt. Lastgruppe 11 repräsentiert das Zweikammerwasserschloss, das in Kapitel 9 als Vergleichswasserschloss für die Analysen dient. Die Unterkammerachse des Vergleichswasserschlosses liegt auf einer Höhe von 1092,5 m ü.A. und bietet damit dieselbe Gegendruckhöhe für den Pumpbetrieb wie die Dreikammerwasserschlösser. Die Datenblätter für das Dreikammerwasserschloss der Lastgruppe 5 zeigen die Ergebnisse für eine mittlere Höhenlage der Stollenkammerachse.



$H_{\text{Speicher}} = 1106,00 \text{ m ü.A.}$ $Z_{\text{Start}} = 1120,00 \text{ m ü.A.}$ $L_{\text{Stollen}} = 7523,00 \text{ m}$ $A_{\text{Stollen}} = 16,26 \text{ m}^2$ $L_{\text{OK}} = 470,00 \text{ m}$ $A_{\text{OK}} = 23,41 \text{ m}^2$ $L_{\text{PK}} = 230,00 \text{ m}$ $A_{\text{PK}} = 38,48 \text{ m}^2$ $L_{\text{SK}} = 135,00 \text{ m}$ $A_{\text{SK}} = 38,48 \text{ m}^2$ $L_{\text{S}} = 135,00 \text{ m}$ $A_{\text{S}} = 38,48 \text{ m}^2$ $kh = 14,00 \text{ m}$ $kd_{\text{auf}} = 8,00 \text{ m}$ $kd_{\text{ab}} = 12,00 \text{ m}$ $Q_{\text{P}} = -48,00 \text{ m}^3/\text{sec}$ $Q_{\text{T}} = 65,00 \text{ m}^3/\text{sec}$	$Z_{\text{max}} = 1164,58 \text{ m}$ $Z_{\text{min}} = 1066,57 \text{ m}$ $\text{max. } H_{\text{Druck}} = 1182,69 \text{ m}$ $\text{min. } H_{\text{Druck}} = 1066,57 \text{ m}$ Füllung OK = 3759 m ³ 34,16 % Leertung PK = 7584 m ³ 85,68 % Leertung SK = 4322 m ³ 83,19 %
--	---

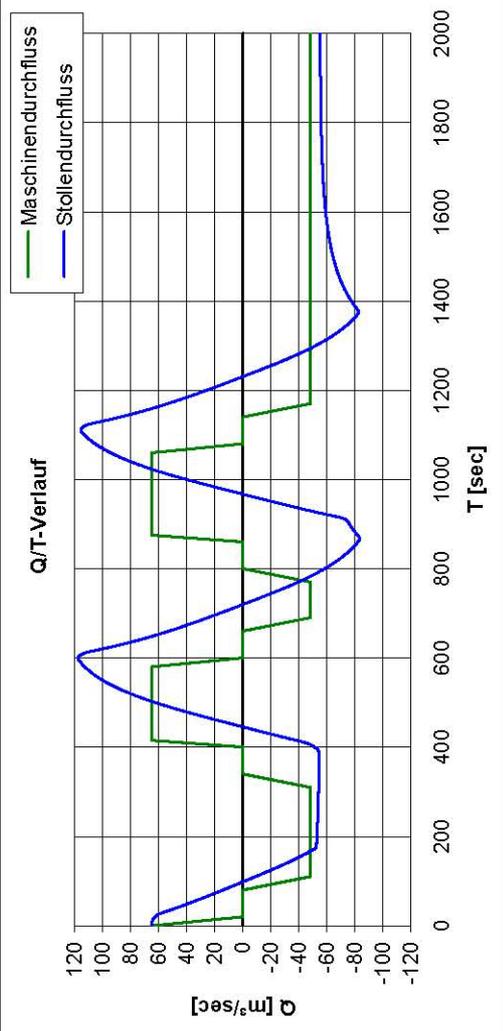
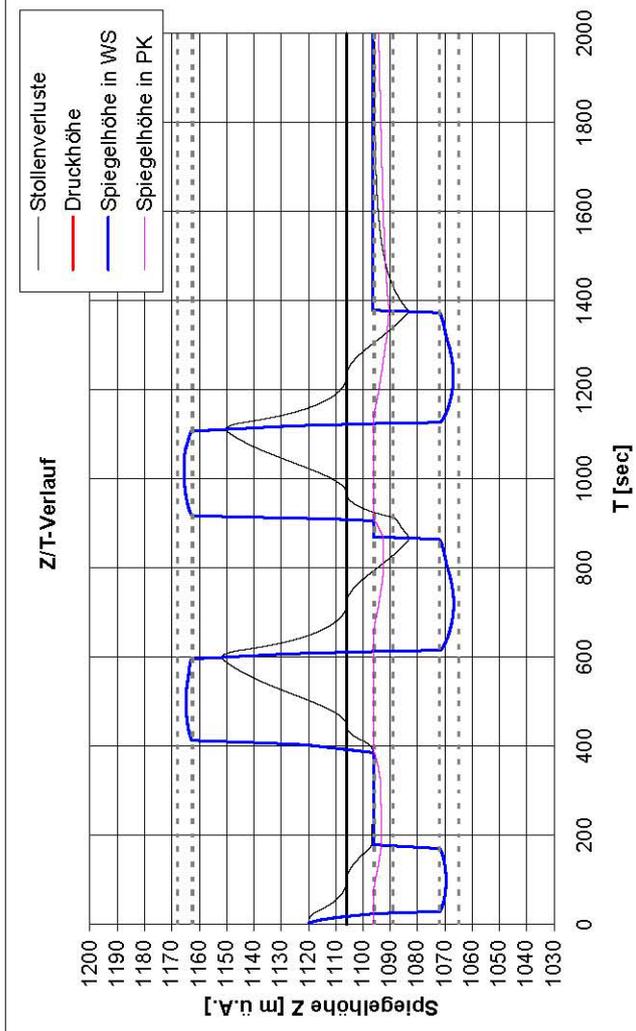
Dreikammerwasserschloss
Lastfall 5.1 (mit Drossel)
2T-2P-2T-2P-2T-2P
 $H_{\text{SK}} = 1068,5 \text{ m ü.A.}$

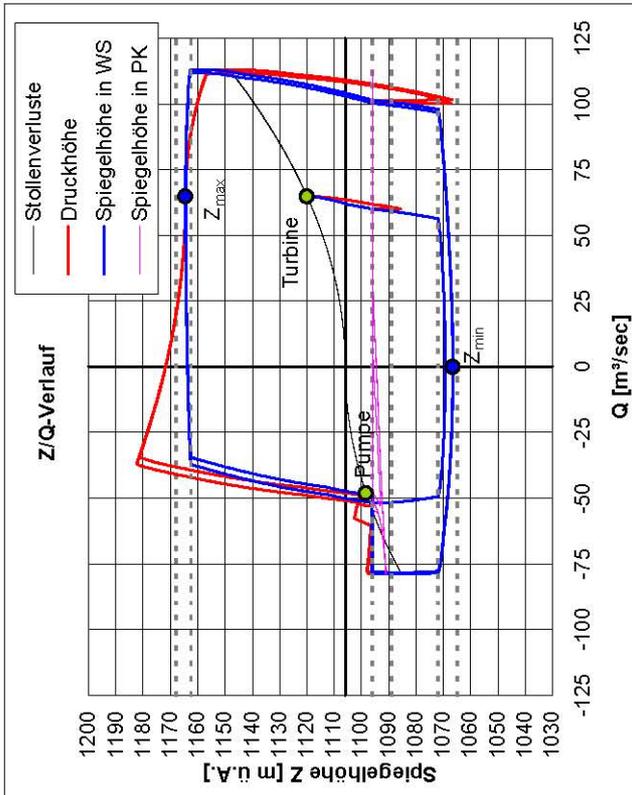




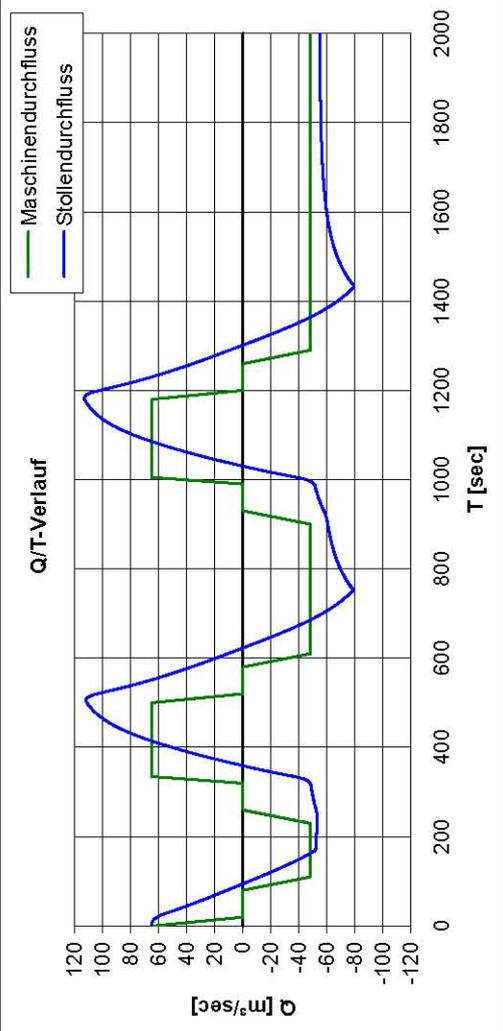
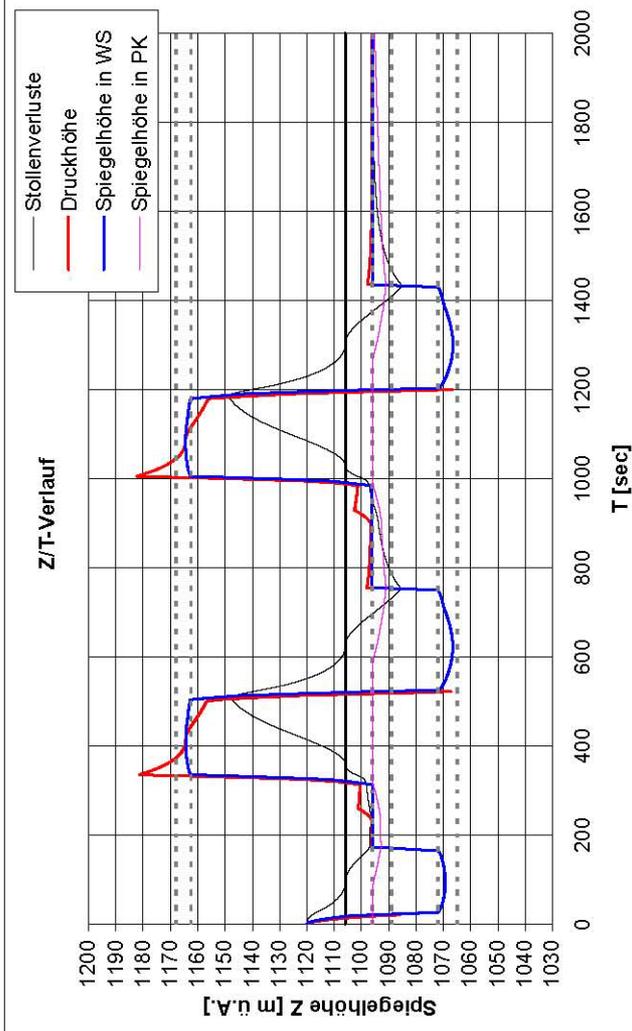
$H_{\text{Speicher}} = 1106,00 \text{ m ü.A.}$ $Z_{\text{Start}} = 1120,00 \text{ m ü.A.}$ $L_{\text{Stollen}} = 7523,00 \text{ m}$ $A_{\text{Stollen}} = 16,26 \text{ m}^2$ $L_{\text{OK}} = 470,00 \text{ m}$ $A_{\text{OK}} = 23,41 \text{ m}^2$ $L_{\text{PK}} = 285,00 \text{ m}$ $A_{\text{PK}} = 38,48 \text{ m}^2$ $L_{\text{SK}} = 165,00 \text{ m}$ $A_{\text{SK}} = 38,48 \text{ m}^2$ $L_{\text{S}} = 135,00 \text{ m}$ $A_{\text{S}} = 38,48 \text{ m}^2$ $kh = 14,00 \text{ m}$ $kd_{\text{auf}} = 0,00 \text{ m}$ $kd_{\text{ab}} = 0,00 \text{ m}$ $Q_P = -48,00 \text{ m}^3/\text{sec}$ $Q_T = 65,00 \text{ m}^3/\text{sec}$	$Z_{\text{max}} = 1165,70 \text{ m}$ $Z_{\text{min}} = 1066,79 \text{ m}$ $\text{max. } H_{\text{Druck}} = 1165,70 \text{ m}$ $\text{min. } H_{\text{Druck}} = 1066,79 \text{ m}$ $\text{Füllung OK} = 6606 \text{ m}^3$ $60,03 \%$ $\text{Leerung PK} = 9437 \text{ m}^3$ $86,04 \%$ $\text{Leerung SK} = 5069 \text{ m}^3$ $79,83 \%$
---	--

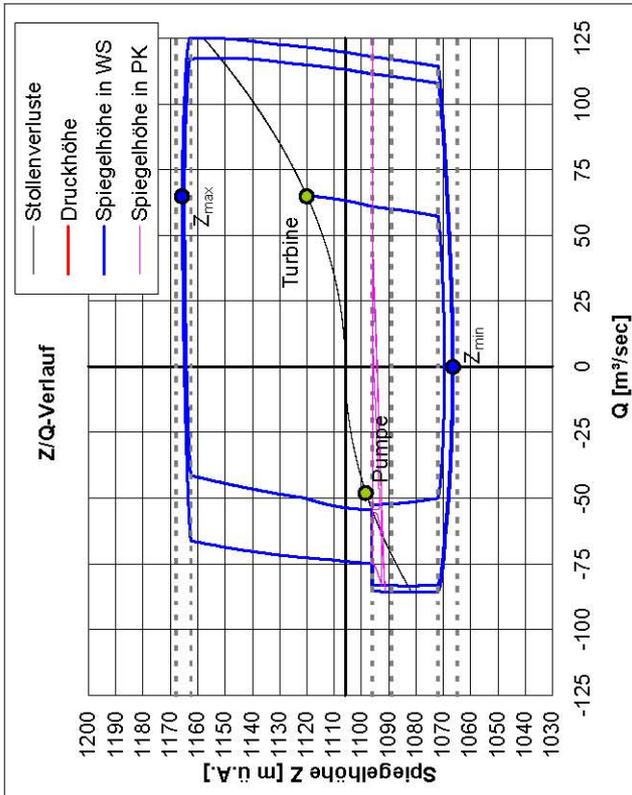
Dreikammerwasserschloss
Lastfall 5.2 (ohne Drossel)
2T-2P-2T-2P-2T-2P
 $H_{\text{SK}} = 1068,5 \text{ m ü.A.}$



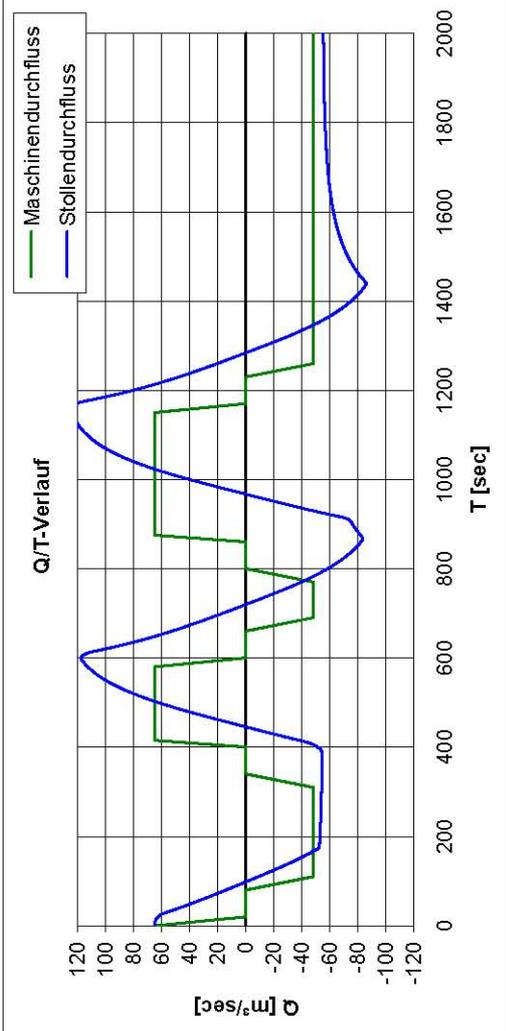
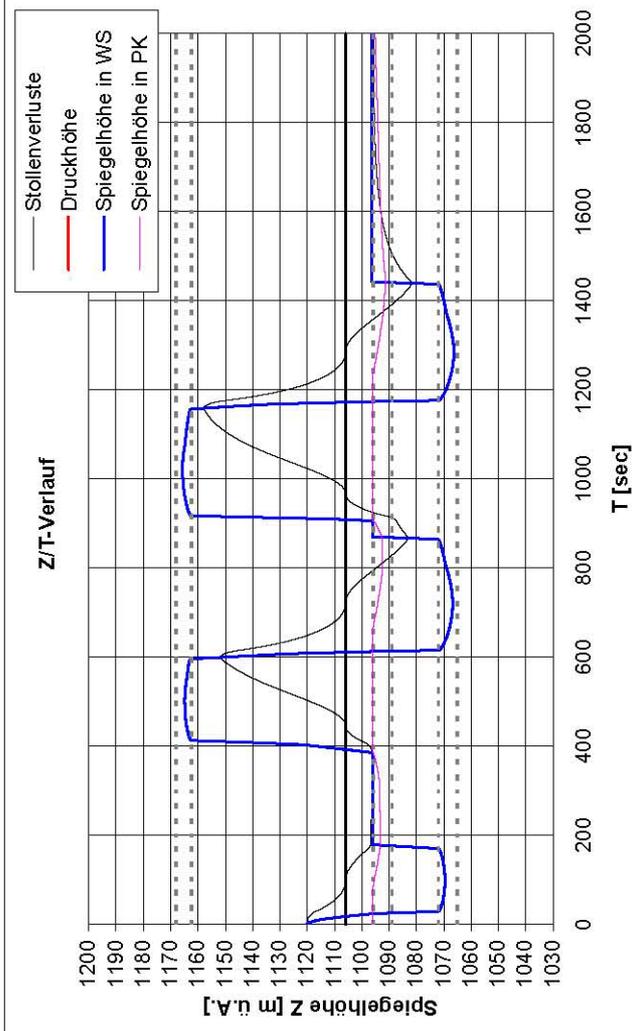


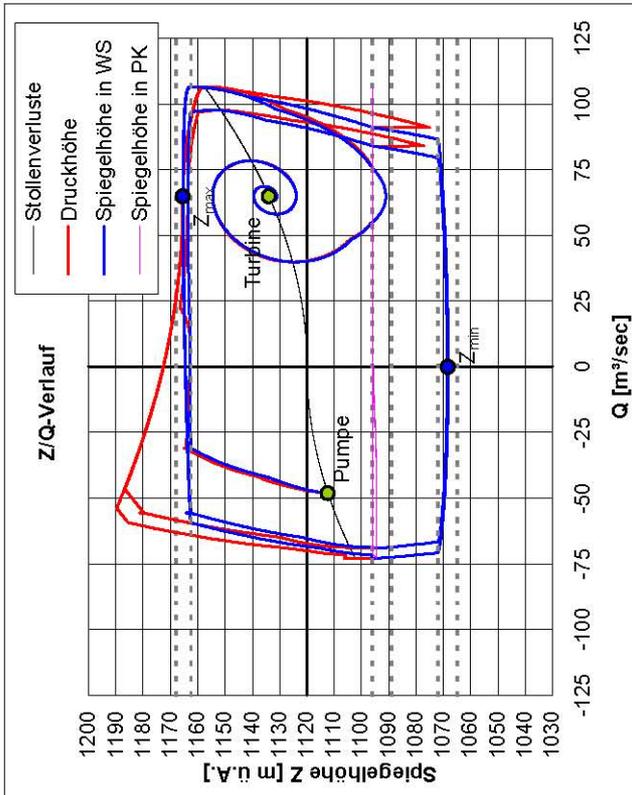
$H_{\text{Speicher}} = 1106,00 \text{ m ü.A.}$ $Z_{\text{Start}} = 1120,00 \text{ m ü.A.}$ $L_{\text{Stollen}} = 7523,00 \text{ m}$ $A_{\text{Stollen}} = 16,26 \text{ m}^2$ $L_{\text{OK}} = 470,00 \text{ m}$ $A_{\text{OK}} = 23,41 \text{ m}^2$ $L_{\text{PK}} = 230,00 \text{ m}$ $A_{\text{PK}} = 38,48 \text{ m}^2$ $L_{\text{SK}} = 135,00 \text{ m}$ $A_{\text{SK}} = 38,48 \text{ m}^2$ $L_{\text{S}} = 135,00 \text{ m}$ $A_{\text{S}} = 38,48 \text{ m}^2$ $kh = 14,00 \text{ m}$ $kd_{\text{auf}} = 8,00 \text{ m}$ $kd_{\text{ab}} = 12,00 \text{ m}$ $Q_{\text{P}} = -48,00 \text{ m}^3/\text{sec}$ $Q_{\text{T}} = 65,00 \text{ m}^3/\text{sec}$	$Z_{\text{max}} = 1164,56 \text{ m}$ $Z_{\text{min}} = 1066,47 \text{ m}$ $\text{max. } H_{\text{Druck}} = 1182,32 \text{ m}$ $\text{min. } H_{\text{Druck}} = 1066,47 \text{ m}$ Füllung OK = 3704 m³ 33,66 % Leerung PK = 6761 m³ 76,38 % Leerung SK = 4399 m³ 84,68 %
Dreikammerwasserschloss Lastfall 5.3 (mit Drossel) 2T-2P-2T-2P-2T-2P $H_{\text{SK}} = 1068,5 \text{ m ü.A.}$	



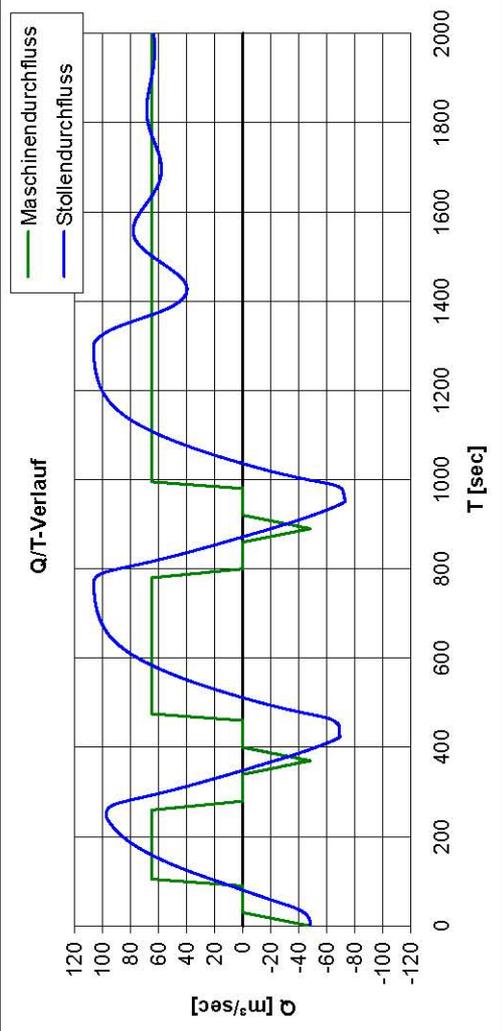
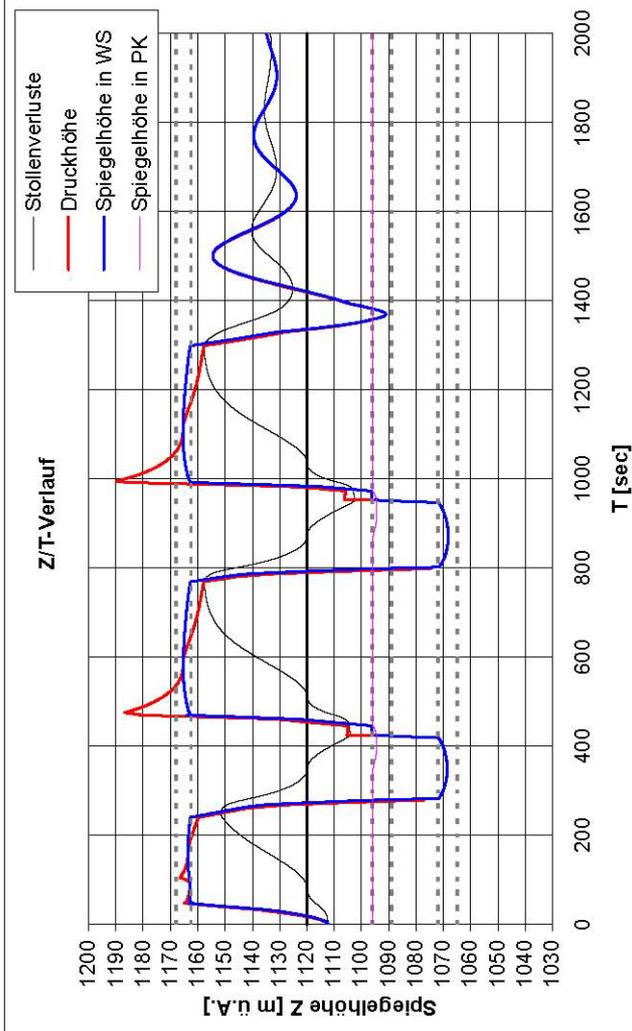


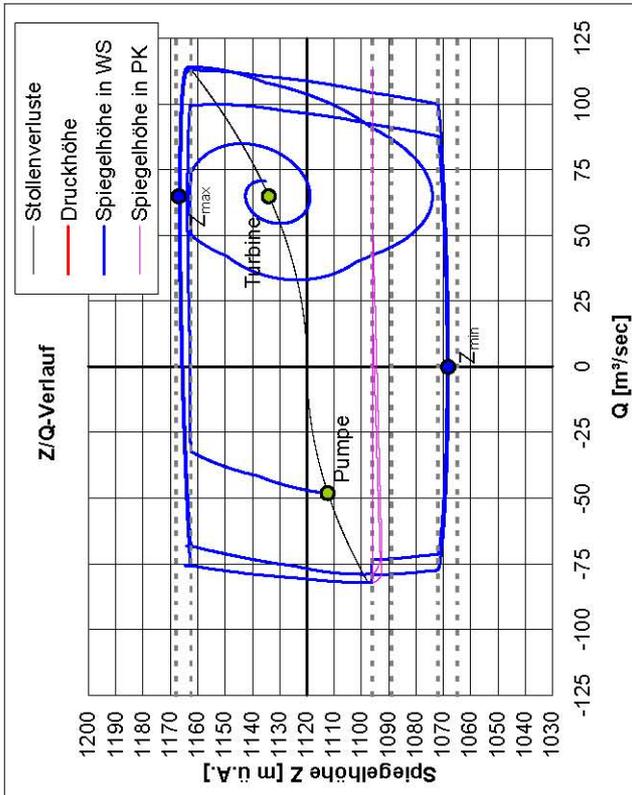
$H_{Speicher} = 1106,00$ m ü.A. $Z_{Start} = 1120,00$ m ü.A. $L_{Stollen} = 7523,00$ m $A_{Stollen} = 16,26$ m ² $L_{OK} = 470,00$ m $A_{OK} = 23,41$ m ² $L_{PK} = 285,00$ m $A_{PK} = 38,48$ m ² $L_{SK} = 165,00$ m $A_{SK} = 38,48$ m ² $L_S = 135,00$ m $A_S = 38,48$ m ² $kh = 14,00$ m $kd_{auf} = 0,00$ m $kd_{ab} = 0,00$ m $Q_P = -48,00$ m ³ /sec $Q_T = 65,00$ m ³ /sec	$Z_{max} = 1165,70$ m $Z_{min} = 1066,36$ m $max. H_{Druck} = 1165,70$ m $min. H_{Druck} = 1066,36$ m Füllung OK = 6606 m ³ 60,03 % Leerung PK = 7934 m ³ 72,34 % Leerung SK = 5478 m ³ 86,28 %
Dreikammerwasserschloss Lastfall 5.4 (ohne Drossel) 2T-2P-2T-2P-2T-2P $H_{SK} = 1068,5$ m ü.A.	



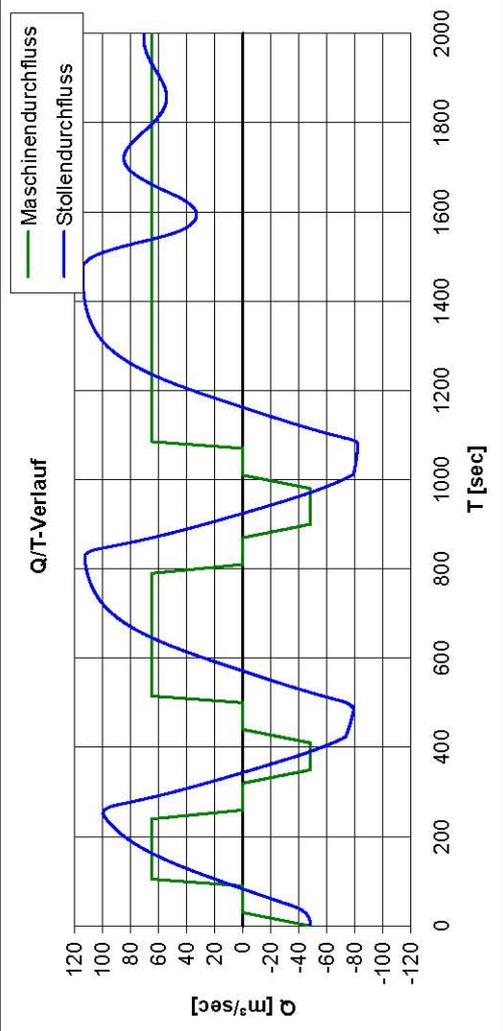
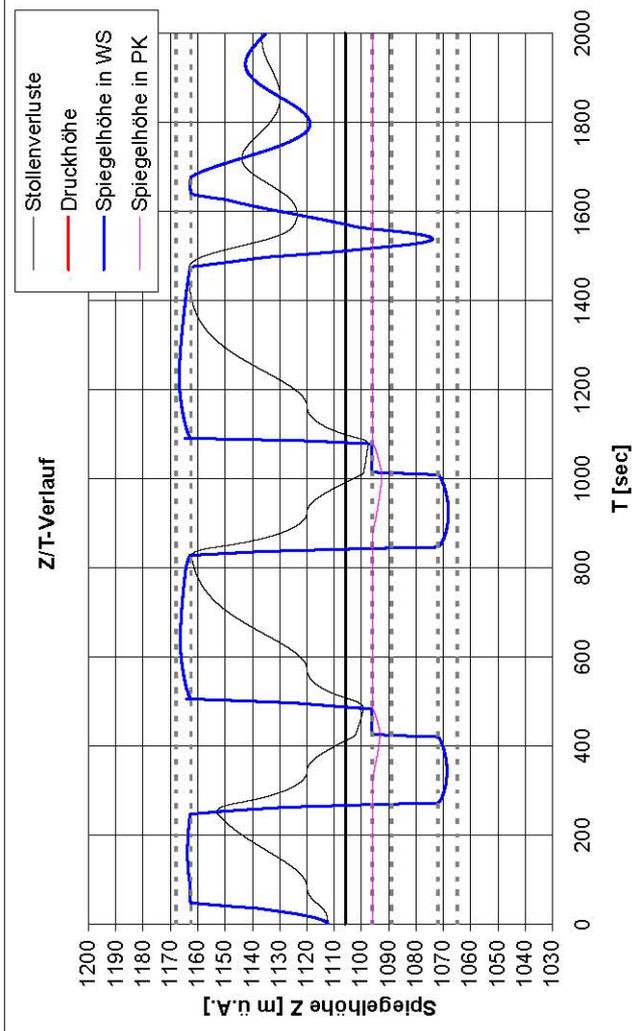


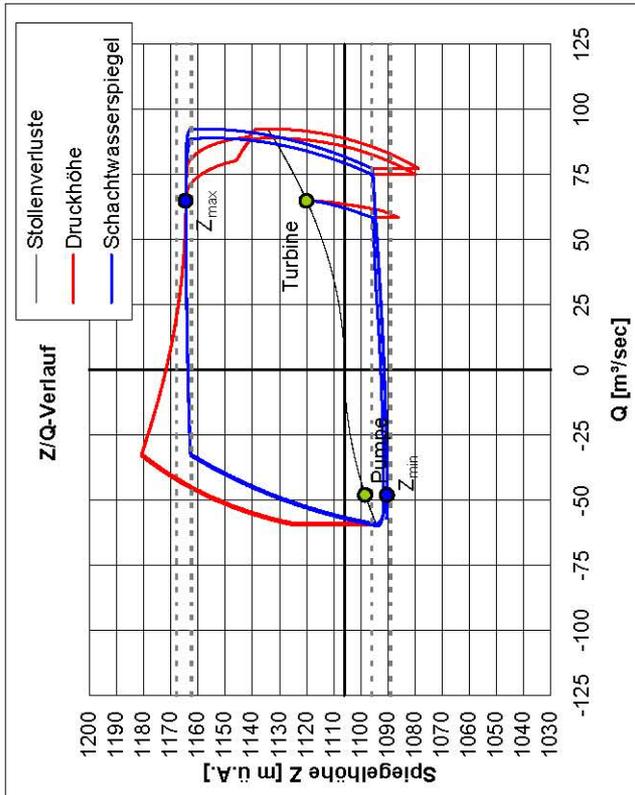
$H_{Spicher} = 1120,00$ m ü.A. $Z_{Start} = 1112,37$ m ü.A. $L_{Stollen} = 7523,00$ m $A_{Stollen} = 16,26$ m ² $L_{OK} = 470,00$ m $A_{OK} = 23,41$ m ² $L_{PK} = 230,00$ m $A_{PK} = 38,48$ m ² $L_{SK} = 135,00$ m $A_{SK} = 38,48$ m ² $L_S = 135,00$ m $A_S = 38,48$ m ² $kh = 14,00$ m $kd_{auf} = 8,00$ m $kd_{ab} = 12,00$ m $Q_P = -48,00$ m ³ /sec $Q_T = 65,00$ m ³ /sec	$Z_{max} = 1165,54$ m $Z_{min} = 1068,22$ m $max. H_{Druck} = 1189,72$ m $min. H_{Druck} = 1068,22$ m Füllung OK = 6204 m³ 56,38 % Leerung PK = 1440 m ³ 16,27 % Leerung SK = 2863 m ³ 55,11 % Dreikammerwasserschloss Lastfall 5.5 (mit Drossel) 2T-2P-2T-2P-2P $H_{SK} = 1068,5$ m ü.A.
--	--



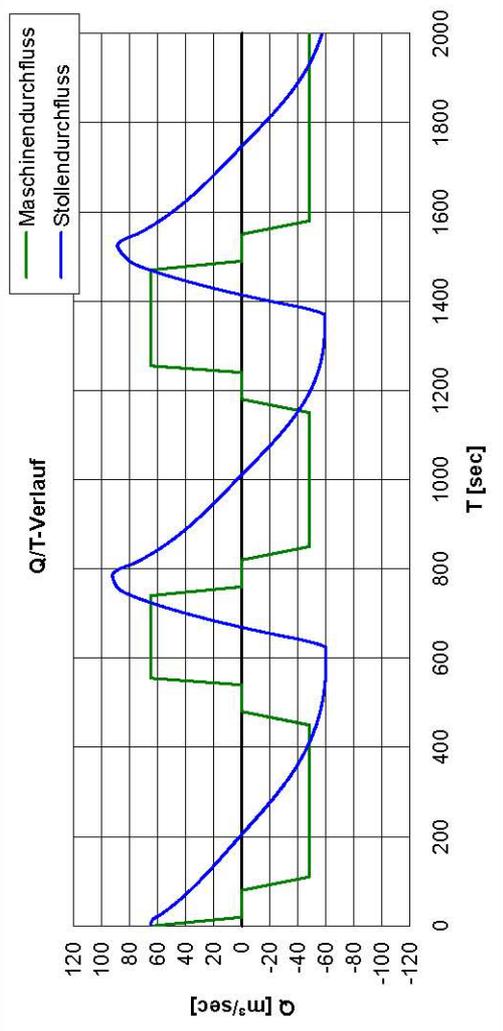
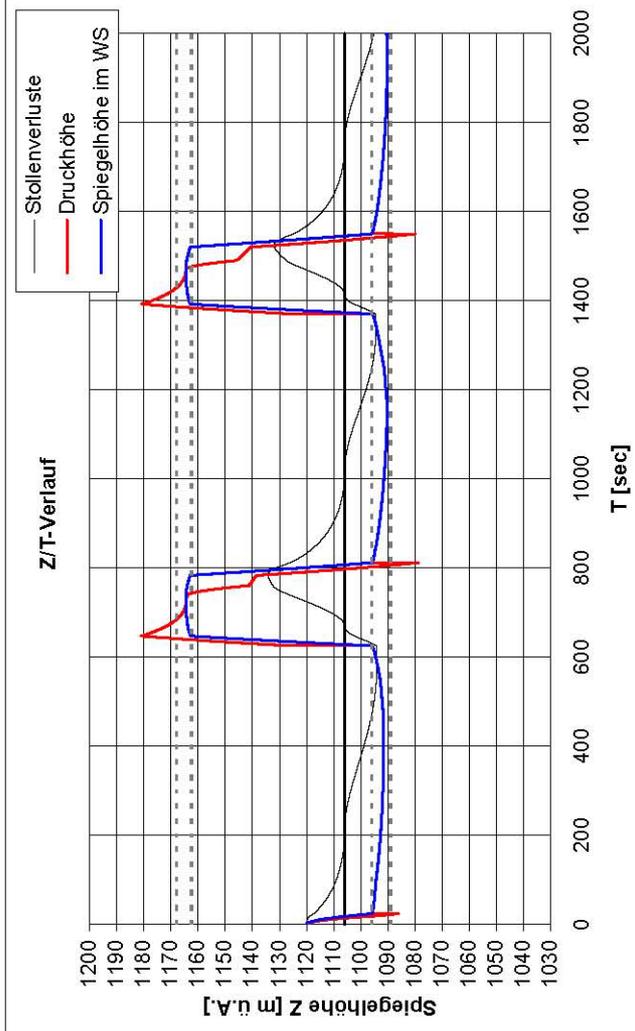


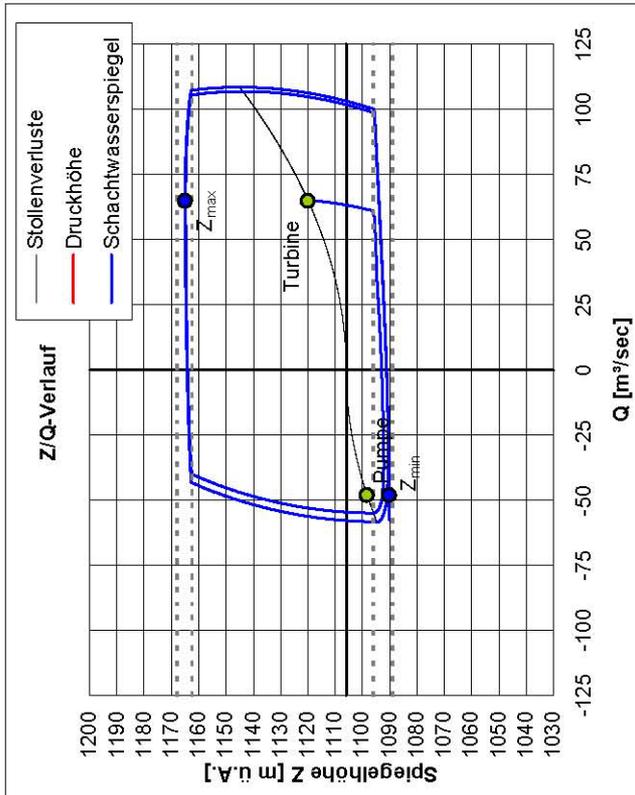
$H_{\text{Speicher}} = 1120,00 \text{ m ü.A.}$ $Z_{\text{Start}} = 1112,37 \text{ m ü.A.}$ $L_{\text{Stollen}} = 7523,00 \text{ m}$ $A_{\text{Stollen}} = 16,26 \text{ m}^2$ $L_{\text{OK}} = 470,00 \text{ m}$ $A_{\text{OK}} = 23,41 \text{ m}^2$ $L_{\text{PK}} = 285,00 \text{ m}$ $A_{\text{PK}} = 38,48 \text{ m}^2$ $L_{\text{SK}} = 165,00 \text{ m}$ $A_{\text{SK}} = 38,48 \text{ m}^2$ $L_{\text{S}} = 135,00 \text{ m}$ $A_{\text{S}} = 38,48 \text{ m}^2$ $kh = 14,00 \text{ m}$ $kd_{\text{auf}} = 0,00 \text{ m}$ $kd_{\text{ab}} = 0,00 \text{ m}$ $Q_{\text{P}} = -48,00 \text{ m}^3/\text{sec}$ $Q_{\text{T}} = 65,00 \text{ m}^3/\text{sec}$	$Z_{\text{max}} = 1168,91 \text{ m}$ $Z_{\text{min}} = 1068,13 \text{ m}$ $\text{max. } H_{\text{Druck}} = 1168,91 \text{ m}$ $\text{min. } H_{\text{Druck}} = 1068,13 \text{ m}$ Füllung OK = 9442 m³ 85,80 % Leerung PK = 5280 m ³ 48,14 % Leerung SK = 3596 m ³ 56,64 %
Dreikammerwasserschloss Lastfall 5.6 (ohne Drossel) 2T-2P-2T-2P-2T-2P $H_{\text{SK}} = 1068,5 \text{ m ü.A.}$	



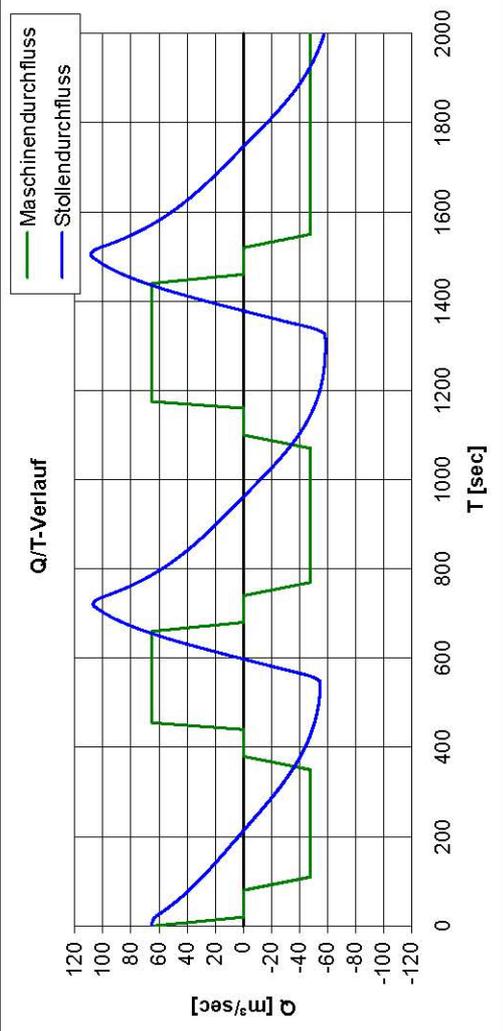
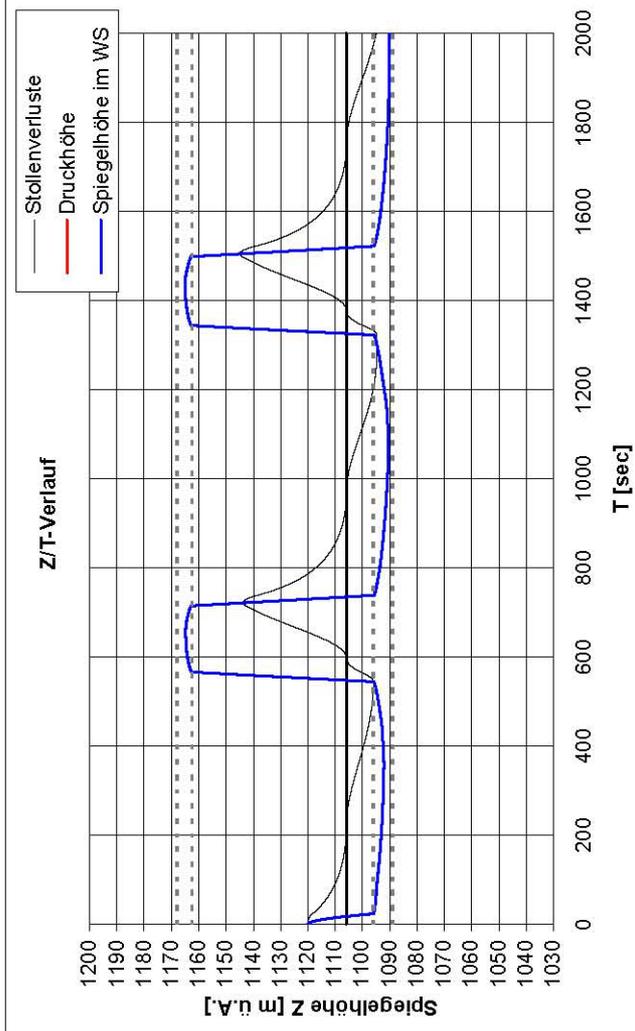


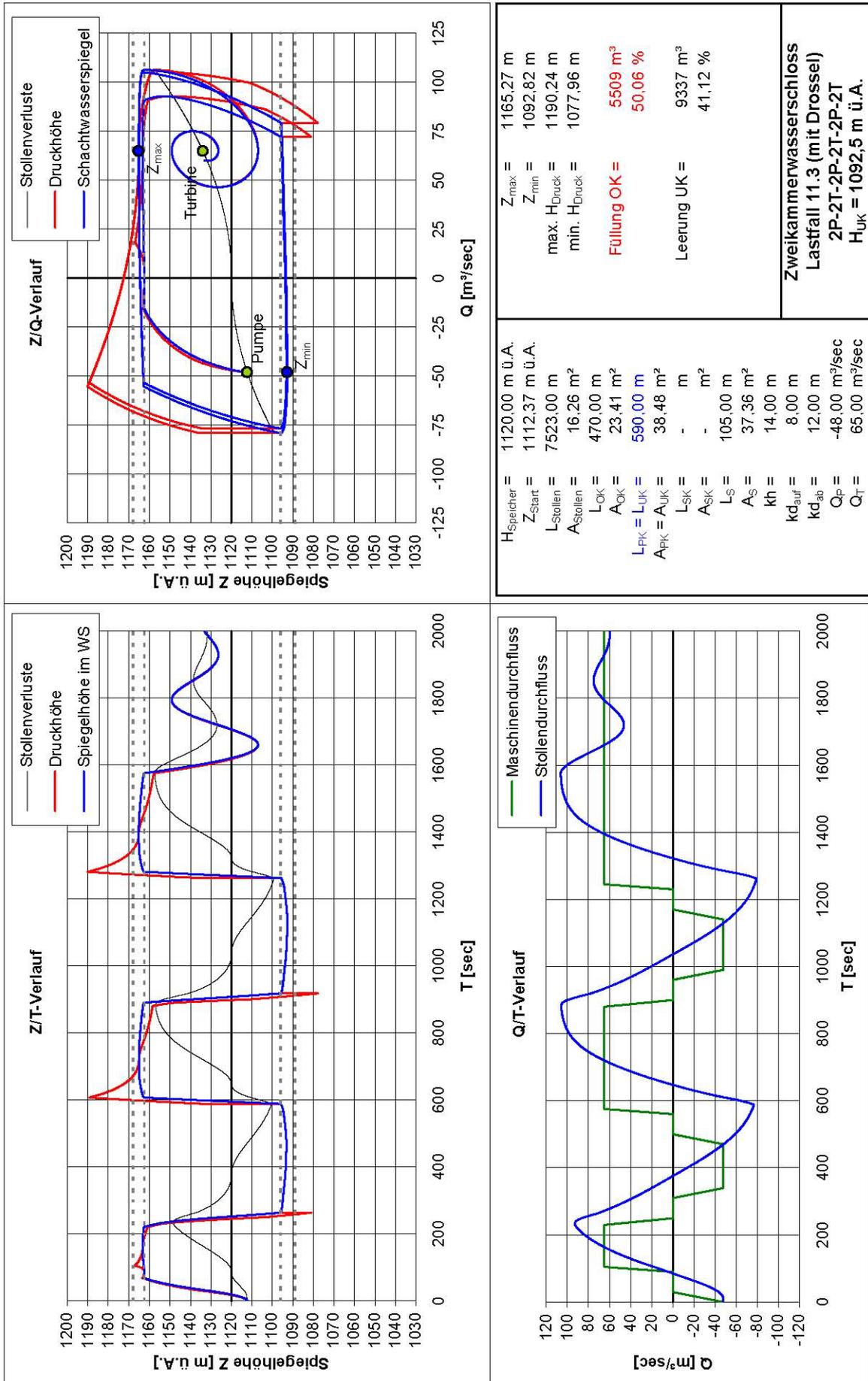
$H_{\text{Speicher}} = 1106,00 \text{ m ü.A.}$ $Z_{\text{Start}} = 1120,00 \text{ m ü.A.}$ $L_{\text{Stollen}} = 7523,00 \text{ m}$ $A_{\text{Stollen}} = 16,26 \text{ m}^2$ $L_{\text{OK}} = 470,00 \text{ m}$ $A_{\text{OK}} = 23,41 \text{ m}^2$ $L_{\text{UK}} = 590,00 \text{ m}$ $A_{\text{UK}} = 38,48 \text{ m}^2$ $L_{\text{SK}} = - \text{ m}$ $A_{\text{SK}} = - \text{ m}^2$ $L_{\text{S}} = 105,00 \text{ m}$ $A_{\text{S}} = 37,36 \text{ m}^2$ $kh = 14,00 \text{ m}$ $kd_{\text{auf}} = 8,00 \text{ m}$ $kd_{\text{ab}} = 12,00 \text{ m}$ $Q_{\text{P}} = -48,00 \text{ m}^3/\text{sec}$ $Q_{\text{T}} = 65,00 \text{ m}^3/\text{sec}$	$Z_{\text{max}} = 1164,51 \text{ m}$ $Z_{\text{min}} = 1090,34 \text{ m}$ $\text{max. } H_{\text{Druck}} = 1180,84 \text{ m}$ $\text{min. } H_{\text{Druck}} = 1078,79 \text{ m}$ Füllung OK = 3579 m ³ 32,52 % Leerung UK = 19328 m ³ 85,13 %
Zweikammerwasserschloss Lastfall 11.1 (mit Drossel) 2T-2P-2T-2P-2T-2P $H_{\text{UK}} = 1092,5 \text{ m ü.A.}$	

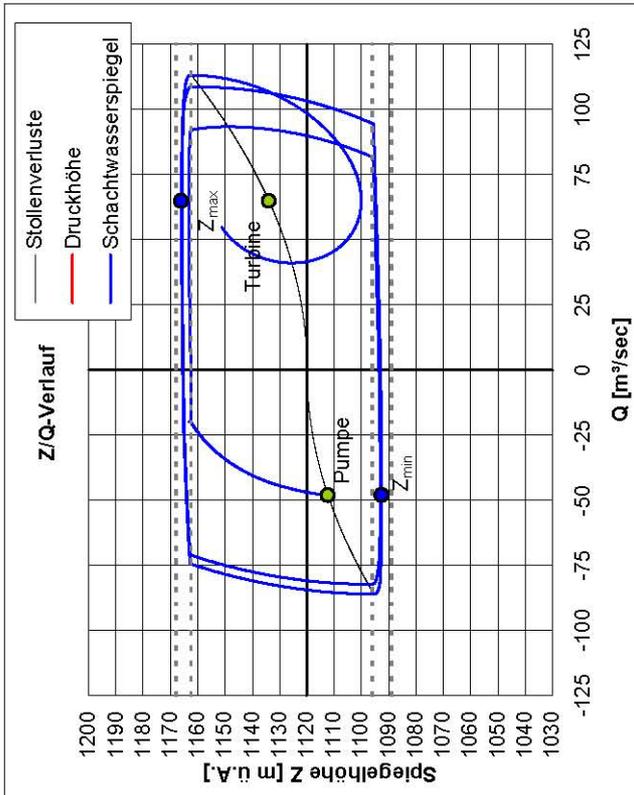




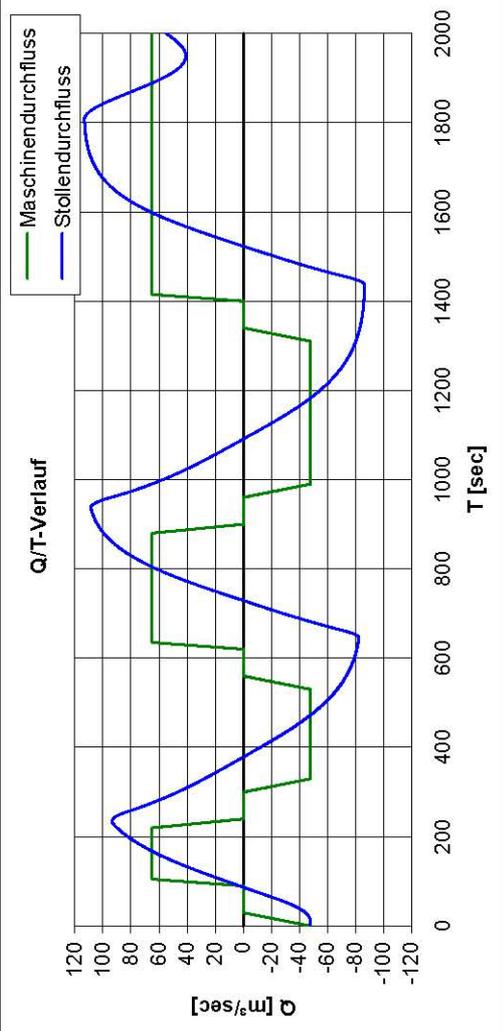
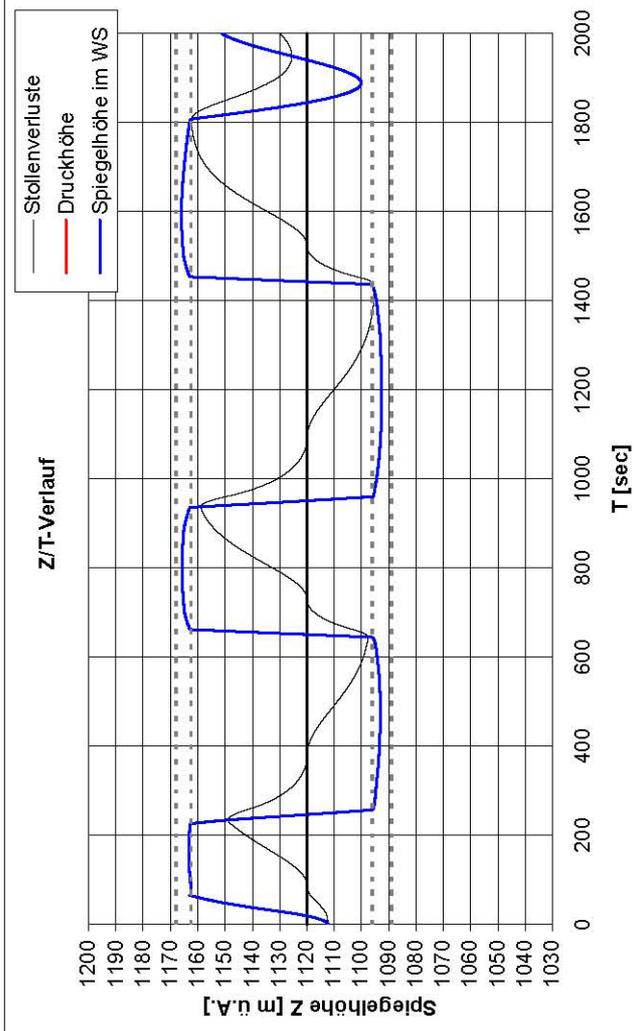
$H_{\text{Speicher}} = 1106,00 \text{ m ü.A.}$ $Z_{\text{Start}} = 1120,00 \text{ m ü.A.}$ $L_{\text{Stollen}} = 7523,00 \text{ m}$ $A_{\text{Stollen}} = 16,26 \text{ m}^2$ $L_{\text{OK}} = 470,00 \text{ m}$ $A_{\text{OK}} = 23,41 \text{ m}^2$ $L_{\text{PK}} = L_{\text{UK}} = 710,00 \text{ m}$ $A_{\text{PK}} = A_{\text{UK}} = 38,48 \text{ m}^2$ $L_{\text{SK}} = - \text{ m}$ $A_{\text{SK}} = - \text{ m}^2$ $L_{\text{S}} = 105,00 \text{ m}$ $A_{\text{S}} = 37,36 \text{ m}^2$ $kh = 14,00 \text{ m}$ $kd_{\text{auf}} = 0,00 \text{ m}$ $kd_{\text{ab}} = 0,00 \text{ m}$ $Q_{\text{P}} = -48,00 \text{ m}^3/\text{sec}$ $Q_{\text{T}} = 65,00 \text{ m}^3/\text{sec}$	$Z_{\text{max}} = 1165,04 \text{ m}$ $Z_{\text{min}} = 1090,28 \text{ m}$ $\text{max. } H_{\text{Druck}} = 1165,04 \text{ m}$ $\text{min. } H_{\text{Druck}} = 1090,28 \text{ m}$ Füllung OK = 4920 m ³ 44,71 % Leertung UK = 23218 m ³ 84,97 %
Zweikammerwasserschloss Lastfall 11.2 (ohne Drossel) 2T-2P-2T-2P-2T-2P $H_{\text{UK}} = 1092,5 \text{ m ü.A.}$	







$H_{\text{Speicher}} = 1120,00 \text{ m ü.A.}$ $Z_{\text{Start}} = 1112,37 \text{ m ü.A.}$ $L_{\text{Stollen}} = 7523,00 \text{ m}$ $A_{\text{Stollen}} = 16,26 \text{ m}^2$ $L_{\text{OK}} = 470,00 \text{ m}$ $A_{\text{OK}} = 23,41 \text{ m}^2$ $L_{\text{PK}} = L_{\text{UK}} = 710,00 \text{ m}$ $A_{\text{PK}} = A_{\text{UK}} = 38,48 \text{ m}^2$ $L_{\text{SK}} = - \text{ m}$ $A_{\text{SK}} = - \text{ m}^2$ $L_{\text{S}} = 105,00 \text{ m}$ $A_{\text{S}} = 37,36 \text{ m}^2$ $kh = 14,00 \text{ m}$ $kd_{\text{auf}} = 0,00 \text{ m}$ $kd_{\text{ab}} = 0,00 \text{ m}$ $Q_{\text{P}} = -48,00 \text{ m}^3/\text{sec}$ $Q_{\text{T}} = 65,00 \text{ m}^3/\text{sec}$	$Z_{\text{max}} = 1166,04 \text{ m}$ $Z_{\text{min}} = 1092,61 \text{ m}$ $\text{max. } H_{\text{Druck}} = 1166,04 \text{ m}$ $\text{min. } H_{\text{Druck}} = 1092,61 \text{ m}$ Füllung OK = 7458 m³ 67,78 % Leerung UK = 14272 m³ 52,23 %
Zweikammerwasserschloss Lastfall 11.4 (ohne Drossel) 2P-2T-2P-2T-2P-2T $H_{\text{UK}} = 1092,5 \text{ m ü.A.}$	



8 BERECHNUNGSERGEBNISSE

Die Berechnungsergebnisse sind auf den folgenden Seiten in den Diagrammen 1 und 2 sowie in den Tabellen 3 bis 7 zusammengefasst. Diagramm 1 zeigt die Entwicklung der maximalen Kammerentleerung bei Variation der Stollenkammerhöhenlage, Diagramm 2 die Entwicklung der maximalen Kammerfüllung. Die Tabellen 3 bis 7 enthalten alle berechneten Schaltfolgen und die dazugehörigen maßgebenden Ergebnisse. Die maßgebenden Ergebnisse in den Tabellen sind in Rot gehalten. Die Daten in blau stellen die Werte dar, die für jede Höhenlage der Stollenkammerachse verändert worden sind.

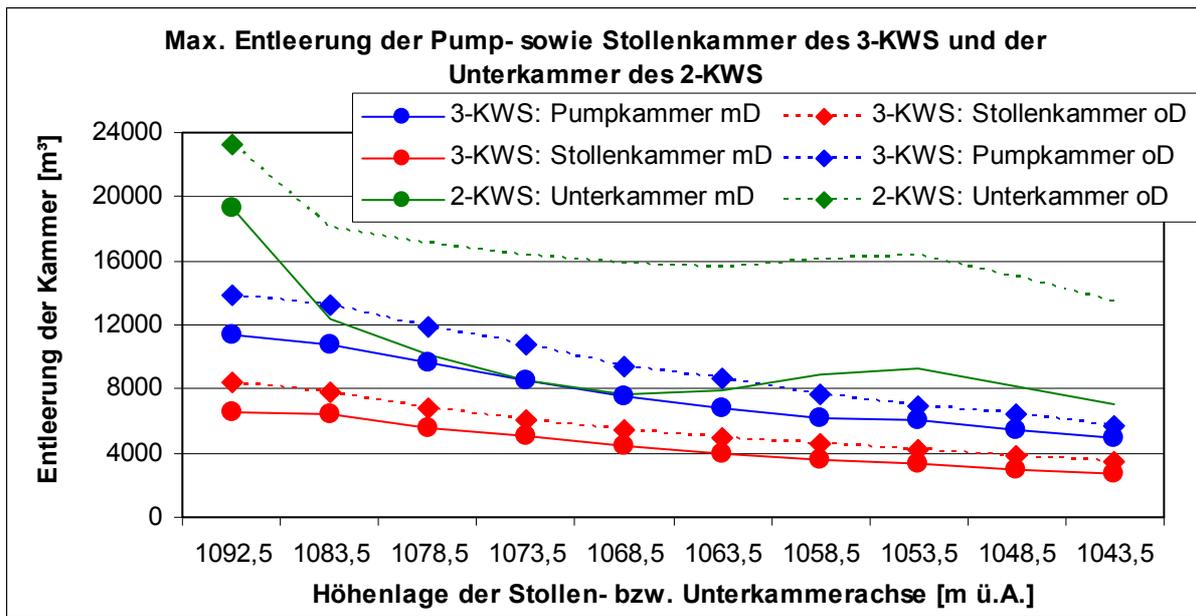


Diagramm 1: Entwicklung der maximalen Entleerung der Pump-, Stollen- und Unterkammer bei 3-KWS und 2-KWS

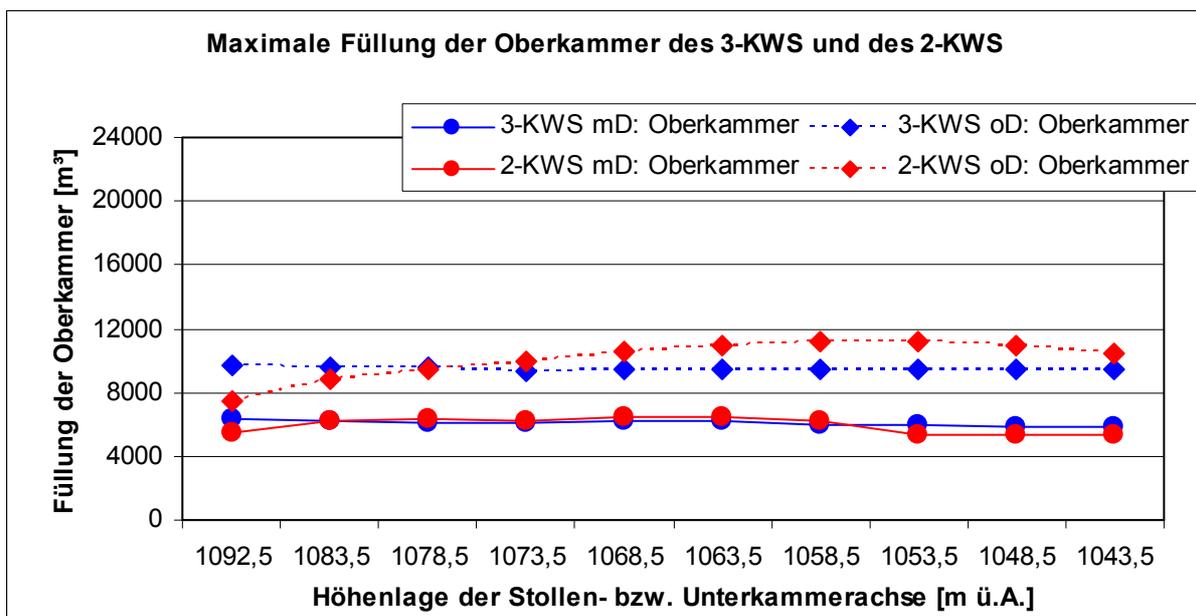


Diagramm 2: Entwicklung der maximalen Füllung der Oberkammer bei 3-KWS und 2-KWS

Lastfall	Schaltfolge	mit/ohne Drossel		Speicherhöhe	Oberkammer-achse		Oberkammer-länge		max. Oberkammerfüllung		Pumpkammer-achse		Pumpkammer-länge		max. Pumpkammer-entleerung		Stollenkammer-achse		Stollenkammer-länge		max. Stollenkammer-entleerung		
		mD/oD			m üA	m²	m	%	m³	m üA	m²	m	%	m³	m üA	m²	m	%	m³	m üA	m²	m	%
1.1	2T-2P-2T-2P-2T-2P	mD		1106	1165,27	23,41	470	2678	24,34	1092,5	38,48	350	84,77	1085,4	38,48	200	85,68	1085,4	38,48	200	85,68	6594	85,68
1.2	2T-2P-2T-2P-2T-2P	oD		1106	1165,27	23,41	470	5033	45,74	1092,5	38,48	420	85,45	1085,4	38,48	255	78,78	1085,4	38,48	255	78,78	7730	78,78
1.3	2T-2P-2T-2P-2T-2P	mD		1106	1165,27	23,41	470	2679	24,34	1092,5	38,48	350	84,77	1085,4	38,48	200	85,68	1085,4	38,48	200	85,68	6594	85,68
1.4	2T-2P-2T-2P-2T-2P	oD		1106	1165,27	23,41	470	5033	45,74	1092,5	38,48	420	85,45	1085,4	38,48	255	85,20	1085,4	38,48	255	85,20	8361	85,20
1.5	2P-2T-2P-2T-2P-2T	mD		1120	1165,27	23,41	470	6399	58,14	1092,5	38,48	350	24,95	1085,4	38,48	200	63,79	1085,4	38,48	200	63,79	4909	63,79
1.6	2P-2T-2P-2T-2P-2T	oD		1120	1165,27	23,41	470	9654	87,73	1092,5	38,48	420	73,38	1085,4	38,48	255	61,85	1085,4	38,48	255	61,85	6069	61,85
2.1	2T-2P-2T-2P-2T-2P	mD		1106	1165,27	23,41	470	3619	32,89	1092,5	38,48	325	85,83	1083,5	38,48	195	85,01	1083,5	38,48	195	85,01	6379	85,01
2.2	2T-2P-2T-2P-2T-2P	oD		1106	1165,27	23,41	470	6051	54,99	1092,5	38,48	400	86,19	1083,5	38,48	235	83,22	1083,5	38,48	235	83,22	7525	83,22
2.3	2T-2P-2T-2P-2T-2P	mD		1106	1165,27	23,41	470	3625	32,94	1092,5	38,48	325	84,41	1083,5	38,48	195	86,29	1083,5	38,48	195	86,29	6475	86,29
2.4	2T-2P-2T-2P-2T-2P	oD		1106	1165,27	23,41	470	6051	54,99	1092,5	38,48	400	79,12	1083,5	38,48	235	85,74	1083,5	38,48	235	85,74	7753	85,74
2.5	2P-2T-2P-2T-2P-2T	mD		1120	1165,27	23,41	470	6217	56,49	1092,5	38,48	325	51,73	1083,5	38,48	195	54,27	1083,5	38,48	195	54,27	4072	54,27
2.6	2P-2T-2P-2T-2P-2T	oD		1120	1165,27	23,41	470	9583	87,08	1092,5	38,48	400	47,41	1083,5	38,48	235	55,07	1083,5	38,48	235	55,07	4980	55,07
3.1	2T-2P-2T-2P-2T-2P	mD		1106	1165,27	23,41	470	3555	32,30	1092,5	38,48	295	85,07	1078,5	38,48	170	85,65	1078,5	38,48	170	85,65	5603	85,65
3.2	2T-2P-2T-2P-2T-2P	oD		1106	1165,27	23,41	470	6267	56,95	1092,5	38,48	360	86,03	1078,5	38,48	210	80,99	1078,5	38,48	210	80,99	6545	80,99
3.3	2T-2P-2T-2P-2T-2P	mD		1106	1165,27	23,41	470	3593	32,65	1092,5	38,48	295	80,65	1078,5	38,48	170	85,68	1078,5	38,48	170	85,68	5605	85,68
3.4	2T-2P-2T-2P-2T-2P	oD		1106	1165,27	23,41	470	6267	56,95	1092,5	38,48	360	77,42	1078,5	38,48	210	84,47	1078,5	38,48	210	84,47	6826	84,47
3.5	2P-2T-2P-2T-2P-2T	mD		1120	1165,27	23,41	470	6044	54,92	1092,5	38,48	295	38,05	1078,5	38,48	170	55,19	1078,5	38,48	170	55,19	3611	55,19
3.6	2P-2T-2P-2T-2P-2T	oD		1120	1165,27	23,41	470	9521	86,52	1092,5	38,48	360	43,78	1078,5	38,48	210	55,09	1078,5	38,48	210	55,09	4451	55,09
4.1	2T-2P-2T-2P-2T-2P	mD		1106	1165,27	23,41	470	3650	33,17	1092,5	38,48	260	85,44	1073,5	38,48	155	81,67	1073,5	38,48	155	81,67	4871	81,67
4.2	2T-2P-2T-2P-2T-2P	oD		1106	1165,27	23,41	470	6762	61,45	1092,5	38,48	325	85,72	1073,5	38,48	185	81,46	1073,5	38,48	185	81,46	5800	81,46
4.3	2T-2P-2T-2P-2T-2P	mD		1106	1165,27	23,41	470	3564	32,39	1092,5	38,48	260	72,72	1073,5	38,48	155	85,24	1073,5	38,48	155	85,24	5084	85,24
4.4	2T-2P-2T-2P-2T-2P	oD		1106	1165,27	23,41	470	6762	61,45	1092,5	38,48	325	72,80	1073,5	38,48	185	85,93	1073,5	38,48	185	85,93	6117	85,93
4.5	2P-2T-2P-2T-2P-2T	mD		1120	1165,27	23,41	470	6152	55,90	1092,5	38,48	260	14,39	1073,5	38,48	155	54,33	1073,5	38,48	155	54,33	3241	54,33
4.6	2P-2T-2P-2T-2P-2T	oD		1120	1165,27	23,41	470	9385	85,28	1092,5	38,48	325	42,21	1073,5	38,48	185	56,36	1073,5	38,48	185	56,36	4012	56,36

Tabelle 3: Berechnungsergebnisse Dreikammerwasserschloss Lastfall 1 - 4

Lastfall	Schaltfolge	mit/ohne Drossel	Speicherhöhe	Oberkammer-achse	Oberkammer-fläche	Oberkammer-länge	max. Oberkammerfüllung	max. Oberkammerfüllung	Pumpkammer-achse	Pumpkammer-fläche	Pumpkammer-länge	max. Pumpkammer-entleerung	max. Pumpkammer-entleerung	Stollenkammer-achse	Stollenkammer-fläche	Stollenkammer-länge	max. Stollenkammer-entleerung	max. Stollenkammer-entleerung
5.1	2T-2P-2T-2P-2T-2P	mD	1106	1165,27	23,41	470	3759	34,16	1092,5	38,48	230	7584	85,68	1068,5	38,48	135	4322	80,80
5.2	2T-2P-2T-2P-2T-2P	oD	1106	1165,27	23,41	470	6606	60,03	1092,5	38,48	285	9437	86,04	1068,5	38,48	165	5069	79,83
5.3	2T-2P-2T-2P-2T-2P	mD	1106	1165,27	23,41	470	3704	33,66	1092,5	38,48	230	6761	76,38	1068,5	38,48	135	4399	84,68
5.4	2T-2P-2T-2P-2T-2P	oD	1106	1165,27	23,41	470	6606	60,03	1092,5	38,48	285	7934	72,34	1068,5	38,48	165	5478	86,28
5.5	2P-2T-2P-2T-2P-2T	mD	1120	1165,27	23,41	470	6204	56,38	1092,5	38,48	230	1440	16,27	1068,5	38,48	135	2863	24,11
5.6	2P-2T-2P-2T-2P-2T	oD	1120	1165,27	23,41	470	9442	85,80	1092,5	38,48	285	5280	48,14	1068,5	38,48	165	3596	56,64
6.1	2T-2P-2T-2P-2T-2P	mD	1106	1165,27	23,41	470	3788	34,42	1092,5	38,48	205	6744	85,48	1063,5	38,48	120	3678	79,65
6.2	2T-2P-2T-2P-2T-2P	oD	1106	1165,27	23,41	470	7012	63,72	1092,5	38,48	260	8652	86,47	1063,5	38,48	150	4569	79,16
6.3	2T-2P-2T-2P-2T-2P	mD	1106	1165,27	23,41	470	3769	34,25	1092,5	38,48	205	5902	74,80	1063,5	38,48	120	3956	85,66
6.4	2T-2P-2T-2P-2T-2P	oD	1106	1165,27	23,41	470	7012	63,72	1092,5	38,48	260	7068	70,64	1063,5	38,48	150	5005	86,72
6.5	2P-2T-2P-2T-2P-2T	mD	1120	1165,27	23,41	470	6168	56,05	1092,5	38,48	205	1440	18,25	1063,5	38,48	120	2586	56,01
6.6	2P-2T-2P-2T-2P-2T	oD	1120	1165,27	23,41	470	9447	85,84	1092,5	38,48	260	3840	38,38	1063,5	38,48	150	3262	56,51
7.1	2T-2P-2T-2P-2T-2P	mD	1106	1165,27	23,41	470	3946	35,85	1092,5	38,48	190	6168	84,35	1058,5	38,48	110	3282	77,55
7.2	2T-2P-2T-2P-2T-2P	oD	1106	1165,27	23,41	470	6654	60,47	1092,5	38,48	230	7678	86,74	1058,5	38,48	140	4145	76,94
7.3	2T-2P-2T-2P-2T-2P	mD	1106	1165,27	23,41	470	3946	35,85	1092,5	38,48	190	5097	69,71	1058,5	38,48	110	3600	85,05
7.4	2T-2P-2T-2P-2T-2P	oD	1106	1165,27	23,41	470	6654	60,47	1092,5	38,48	230	6218	70,25	1058,5	38,48	140	4528	84,06
7.5	2P-2T-2P-2T-2P-2T	mD	1120	1165,27	23,41	470	6029	54,78	1092,5	38,48	190	1450	19,83	1058,5	38,48	110	2165	51,14
7.6	2P-2T-2P-2T-2P-2T	oD	1120	1165,27	23,41	470	9464	86,00	1092,5	38,48	230	2400	27,11	1058,5	38,48	140	2985	55,41
8.1	2T-2P-2T-2P-2T-2P	mD	1106	1165,27	23,41	470	4690	42,62	1092,5	38,48	185	6011	84,43	1053,5	38,48	100	3029	78,71
8.2	2T-2P-2T-2P-2T-2P	oD	1106	1165,27	23,41	470	6802	61,81	1092,5	38,48	210	6989	86,48	1053,5	38,48	125	3685	76,62
8.3	2T-2P-2T-2P-2T-2P	mD	1106	1165,27	23,41	470	4690	42,62	1092,5	38,48	185	4531	63,64	1053,5	38,48	100	3302	85,82
8.4	2T-2P-2T-2P-2T-2P	oD	1106	1165,27	23,41	470	6802	61,81	1092,5	38,48	210	5376	66,52	1053,5	38,48	125	4149	86,25
8.5	2P-2T-2P-2T-2P-2T	mD	1120	1165,27	23,41	470	5989	54,43	1092,5	38,48	185	1498	21,04	1053,5	38,48	100	1823	47,38
8.6	2P-2T-2P-2T-2P-2T	oD	1120	1165,27	23,41	470	9475	86,10	1092,5	38,48	210	1440	17,82	1053,5	38,48	125	2732	56,79

Tabelle 4: Berechnungsergebnisse Dreikammerwasserschloss Lastfall 5 - 8

Lastfall	Schaltfolge	mit/ohne Drossel	Speicherhöhe	Oberkammer-		Pumpkammer-		max. Ober-		Pumpkammer-		max. Pumpkammer-		Stollenkammer-		max. Stollenkammer-		
				achse	fläche	länge	kammerfüllung	achse	fläche	länge	kammerfüllung	achse	fläche	länge	kammerfüllung	achse	fläche	länge
		mD/oD	m üA	m üA	m ²	m	m ³	%	m üA	m ²	m	m ³	%	m üA	m ²	m	m ³	%
9.1	2T-2P-2T-2P-2T-2P	mD	1106	1165,27	23,41	470	4530	41,16	1092,5	38,48	170	5498	84,04	1048,5	38,48	90	2761	79,73
9.2	2T-2P-2T-2P-2T-2P	oD	1106	1165,27	23,41	470	6712	61,00	1092,5	38,48	195	6422	85,58	1048,5	38,48	115	3386	76,52
9.3	2T-2P-2T-2P-2T-2P	mD	1106	1165,27	23,41	470	4530	41,16	1092,5	38,48	170	3974	60,75	1048,5	38,48	90	3006	86,79
9.4	2T-2P-2T-2P-2T-2P	oD	1106	1165,27	23,41	470	6712	61,00	1092,5	38,48	195	4824	64,28	1048,5	38,48	115	3808	86,06
9.5	2P-2T-2P-2T-2P-2T	mD	1120	1165,27	23,41	470	5898	53,60	1092,5	38,48	170	1490	22,77	1048,5	38,48	90	1650	47,66
9.6	2P-2T-2P-2T-2P-2T	oD	1120	1165,27	23,41	470	9493	86,27	1092,5	38,48	195	1441	19,20	1048,5	38,48	115	2447	55,30
10.1	2T-2P-2T-2P-2T-2P	mD	1106	1165,27	23,41	470	4094	37,20	1092,5	38,48	150	4896	84,81	1043,5	38,48	85	2472	75,58
10.2	2T-2P-2T-2P-2T-2P	oD	1106	1165,27	23,41	470	6170	56,06	1092,5	38,48	175	5702	84,67	1043,5	38,48	105	3073	76,05
10.3	2T-2P-2T-2P-2T-2P	mD	1106	1165,27	23,41	470	4094	37,20	1092,5	38,48	150	3422	59,29	1043,5	38,48	85	2736	83,64
10.4	2T-2P-2T-2P-2T-2P	oD	1106	1165,27	23,41	470	6170	56,06	1092,5	38,48	175	4282	63,57	1043,5	38,48	105	3459	85,61
10.5	2P-2T-2P-2T-2P-2T	mD	1120	1165,27	23,41	470	5868	53,33	1092,5	38,48	150	1451	25,13	1043,5	38,48	85	1493	45,66
10.6	2P-2T-2P-2T-2P-2T	oD	1120	1165,27	23,41	470	9476	86,11	1092,5	38,48	175	1487	22,08	1043,5	38,48	105	2185	54,09

Tabelle 5: Berechnungsergebnisse Dreikammerwasserschloss Lastfall 9 - 10

Lastfall	Schaltfolge	mit/ohne Drossel	Speicherhöhe	Oberkammer-achse	Oberkammer-fläche	Oberkammer-länge	max. Oberkammerfüllung	max. Oberkammerfüllung	Unterkammer-achse	Unterkammer-fläche	Unterkammer-länge	max. Unterkammer-entleerung	max. Unterkammer-entleerung
		mD/oD	m üA	m üA	m ²	m	m ³	%	m üA	m ²	m	m ³	%
11.1	2T-2P-2T-2P-2T-2P	mD	1106	1165,27	23,41	470	3579	32,52	1092,5	38,48	590	19328	85,13
11.2	2T-2P-2T-2P-2T-2P	oD	1106	1165,27	23,41	470	4920	44,71	1092,5	38,48	710	23218	84,97
11.3	2P-2T-2P-2T-2P-2T	mD	1120	1165,27	23,41	470	5509	50,06	1092,5	38,48	590	9337	41,12
11.4	2P-2T-2P-2T-2P-2T	oD	1120	1165,27	23,41	470	7458	67,78	1092,5	38,48	710	14272	52,23
12.1	2T-2P-2T-2P-2T-2P	mD	1106	1165,27	23,41	470	4388	39,87	1083,5	38,48	375	12370	85,71
12.2	2T-2P-2T-2P-2T-2P	oD	1106	1165,27	23,41	470	6376	57,94	1083,5	38,48	550	18070	85,37
12.3	2P-2T-2P-2T-2P-2T	mD	1120	1165,27	23,41	470	6238	56,69	1083,5	38,48	375	6832	47,34
12.4	2P-2T-2P-2T-2P-2T	oD	1120	1165,27	23,41	470	8801	79,98	1083,5	38,48	550	13974	66,02
13.5	2T-2P-2T-2P-2T-2P	mD	1106	1165,27	23,41	470	4862	44,18	1078,5	38,48	305	10120	86,22
13.6	2T-2P-2T-2P-2T-2P	oD	1106	1165,27	23,41	470	7068	64,23	1078,5	38,48	515	17121	86,39
13.7	2P-2T-2P-2T-2P-2T	mD	1120	1165,27	23,41	470	6282	57,09	1078,5	38,48	305	6118	52,13
13.8	2P-2T-2P-2T-2P-2T	oD	1120	1165,27	23,41	470	9429	85,68	1078,5	38,48	515	13812	69,69
14.5	2T-2P-2T-2P-2T-2P	mD	1106	1165,27	23,41	470	5068	46,06	1073,5	38,48	260	8577	85,72
14.6	2T-2P-2T-2P-2T-2P	oD	1106	1165,27	23,41	500	7558	64,56	1073,5	38,48	495	16287	85,49
14.7	2P-2T-2P-2T-2P-2T	mD	1120	1165,27	23,41	470	6277	57,04	1073,5	38,48	260	5634	56,30
14.8	2P-2T-2P-2T-2P-2T	oD	1120	1165,27	23,41	500	9976	85,22	1073,5	38,48	495	14090	73,96
15.1	2T-2P-2T-2P-2T-2P	mD	1106	1165,27	23,41	470	5134	46,65	1068,5	38,48	230	7652	86,45
15.2	2T-2P-2T-2P-2T-2P	oD	1106	1165,27	23,41	570	7808	58,50	1068,5	38,48	485	15795	84,62
15.3	2P-2T-2P-2T-2P-2T	mD	1120	1165,27	23,41	470	6474	58,83	1068,5	38,48	230	6711	75,82
15.4	2P-2T-2P-2T-2P-2T	oD	1120	1165,27	23,41	530	10595	85,38	1068,5	38,48	485	15042	80,59

Tabelle 6: Berechnungsergebnisse Zweikammerwasserschloss Lastfall 11 - 15

9 ANALYSE DER BERECHNUNGSERGEBNISSE

9.1 Vorbemerkung zur Analyse

Analysiert werden die Auswirkungen der Variation der Stollenkammerhöhenlage auf die Kammergröße des Dreikammerwasserschlosses sowie den Einfluss auf die Länge des Triebwasserweges zwischen der Schieberkammer und dem Speicher. Die Auswirkungen auf den Triebwasserweg zwischen Schieberkammer und Krafthaus sowie auf das Krafthaus selbst werden im Rahmen dieser Diplomarbeit nicht berücksichtigt, da Art, Größe und Lage des Krafthauses stark abhängig von weiteren Rahmenbedingungen, wie z.B. der Größe und Anzahl der Maschinensätze, den örtlichen Gegebenheiten, sowie den Wünschen des Kraftwerksbetreibers sind.

Die Berechnungsergebnisse der 10 Lastgruppen des Dreikammerwasserschlosses, die durch die unterschiedlichen Höhenlagen der Stollenkammer charakterisiert sind, werden mit den Ergebnissen des Vergleichszweikammerwasserschlosses der Lastgruppe 11 verglichen (siehe Abbildung 25). Das Vergleichswasserschloss weist eine nicht durchströmte Unterkammer auf. Es besteht auch die Möglichkeit die Unterkammer des Zweikammerwasserschlosses durchströmt auszuführen, diese wird im Rahmen dieser Diplomarbeit jedoch nicht untersucht. Die Rahmenbedingungen des Vergleichszweikammerwasserschlosses, betreffend Spiegellagen im Speicher, Höhenlagen der Kammern sowie Daten des Triebwasserweges, sind auf Seite 34 in Abbildung 23 detailliert dargestellt.

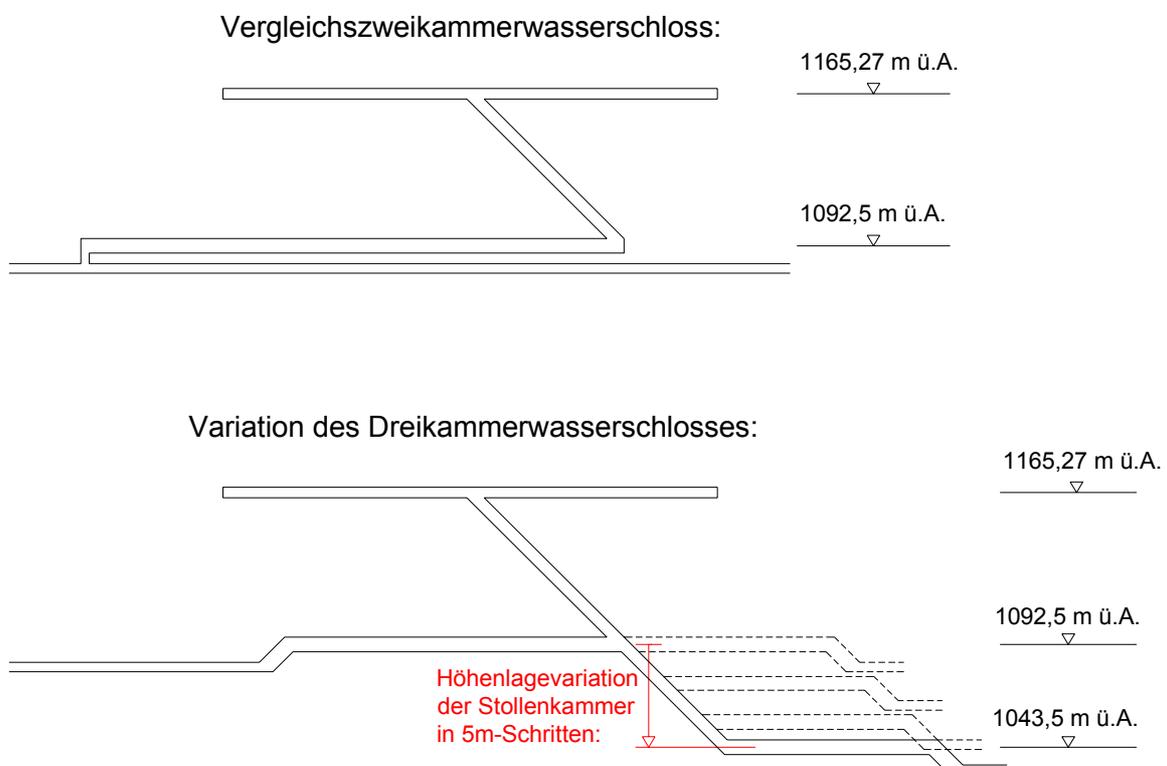


Abbildung 25: Vergleichszweikammerwasserschloss und Dreikammerwasserschloss mit Variation der Stollenkammerhöhenlage

9.2 Analyse

9.2.1 Pump- und Stollenkammer

Die Größe der Pump- und Stollenkammer des Dreikammerwasserschlosses muss, gleich wie die Unterkammer des Zweikammerwasserschlosses, auf die maximale Entleerung der Kammer ausgelegt werden, die etwa 85 % des Kammervolumens betragen soll. Besonders wichtig ist die Reserve für die Pumpkammer, da bei Pumpbetrieb auf keinen Fall Luft aus der Pumpkammer über den Triebwasserweg zu den Pumpen gelangen darf.

Lastgruppe	Höhenlage der Stollenkammer	m ü.A.	max. Pumpkammerentleerung	m³	erford. Volumen Pumpkammer	max. Stollenkammerentleerung	m³	erford. Volumen Stollenkammer	m³	erford. Volumen Pump- + Stollenkammer	m³	Höhenlage der Unterkammer	m ü.A.	erford. Volumen Unterkammer	m³	absolute Volumsänderung bezogen auf Vergleichs-2-KWS	m³	relative Volumsänderung bezogen auf Vergleichs-2-KWS	%
1	1092,5	11419	13470	6594	7697	21166	1092,5	22706	1092,5	22706	-1539	-6,78							
2	1083,5	10735	12507	6475	7504	20012	1083,5	20012	1083,5	20012	-2694	-11,86							
3	1078,5	9658	11353	5605	6542	17895	1078,5	17895	1078,5	17895	-4811	-21,19							
4	1073,5	8549	10006	5084	5965	15971	1073,5	15971	1073,5	15971	-6735	-29,66							
5	1068,5	7584	8851	4399	5195	14047	1068,5	14047	1068,5	14047	-8659	-38,14							
6	1063,5	6744	7889	3956	4618	12507	1063,5	12507	1063,5	12507	-10198	-44,92							
7	1058,5	6168	7312	3600	4233	11545	1058,5	11545	1058,5	11545	-11161	-49,15							
8	1053,5	6011	7120	3302	3848	10968	1053,5	10968	1053,5	10968	-11738	-51,69							
9	1048,5	5498	6542	3006	3464	10006	1048,5	10006	1048,5	10006	-12700	-55,93							
10	1043,5	4896	5773	2736	3271	9044	1043,5	9044	1043,5	9044	-13662	-60,17							
1	1092,5	13812	16163	8361	9814	25977	1092,5	25977	1092,5	25977	-1347	-4,93							
2	1083,5	13267	15394	7753	9044	24438	1083,5	24438	1083,5	24438	-2886	-10,56							
3	1078,5	11918	13854	6826	8082	21936	1078,5	21936	1078,5	21936	-5388	-19,72							
4	1073,5	10721	12507	6117	7120	19627	1073,5	19627	1073,5	19627	-7697	-28,17							
5	1068,5	9437	10968	5478	6350	17318	1068,5	17318	1068,5	17318	-10006	-36,62							
6	1063,5	8652	10006	5005	5773	15779	1063,5	15779	1063,5	15779	-11545	-42,25							
7	1058,5	7678	8851	4528	5388	14239	1058,5	14239	1058,5	14239	-13085	-47,89							
8	1053,5	6989	8082	4149	4811	12892	1053,5	12892	1053,5	12892	-14432	-52,82							
9	1048,5	6422	7504	3808	4426	11930	1048,5	11930	1048,5	11930	-15394	-56,34							
10	1043,5	5702	6735	3459	4041	10776	1043,5	10776	1043,5	10776	-16548	-60,56							

Tabelle 8: Vergleich Pump- + Stollenkammer zu Unterkammer

Die Ergebnisse der Pump- und Stollenkammerentleerung des Dreikammerwasserschlosses, sowohl mit als auch ohne Drossel, weisen in Folge der Variation der Stollenkammerhöhenlage eine sehr gleichmäßig verlaufende Kurve auf. Die maximale Entleerung der Pump- sowie Stollenkammer wird geringer, je größer der Abstand zwischen Pump- und Stollenkammerachse wird. Während das gedrosselte Dreikammerwasserschloss der Lastgruppe 1, Stollenkammerachse 1092,5 m ü.A., eine Pumpkammerentleerung von 11419 m³ und ein Stollenkammerentleerung von 6594 m³ aufweist, beträgt in Lastgruppe 10 (Stollenkammerachse 1043,5 m ü.A.) die Pumpkammerentleerung nur noch 4896 m³ und die Stollenkammerentleerung 2736 m³. Das bedeutet, dass das erforderliche Pumpkammervolumen des gedrosselten Dreikammerwasserschlosses für Lastgruppe 1 13470 m³ und das erforderliche Stollenkammervolumen 7697 m³ beträgt. Für Lastgruppe 10 reduzieren sich diese Werte gegenüber Lastgruppe 1 um ca. 60 % auf 5773 m³ für das Pumpkammervolumen und auf 3271 m³ für das Stollenkammervolumen. Bei Wasserschlossern ohne zusätzliche Drosselung müssen die Werte für Pump- und Stollenkammerentleerung sowie für Pump- und Stollenkammervolumen um ca. 25 % höher angesetzt werden als bei gedrosselten Wasserschlossern.

Die Differenz der Stollenkammerentleerung zwischen ein- und mehrmaligem Durchschalten ändert sich in Folge der Variation der Stollenkammerhöhenlage nur geringfügig. Die Stollenkammerentleerung bei einmaligem Durchschalten ist um durchschnittlich 60 - 70 % geringer als bei mehrmaligem Durchschalten. Die Werte für die Kammerentleerung der gedrosselten Wasserschlosser liegen zwischen 2800 m³ bei Lastfall 2.3, Stollenkammerachse 1083,5 m ü.A., und 900 m³ bei Lastfall 10.3, Stollenkammerachse 1043,5 m ü.A.

Die Ergebnisse der Pumpkammerentleerung bei einmaligem Durchschalten variieren stärker. Je größer der Höhenunterschied zwischen Pump- und Stollenkammerachse ist, desto geringer wird die Pumpkammerentleerung. In Lastfall 1.1, Wasserschloss mit Drossel, beträgt die Pumpkammerentleerung in Folge einmaligen Durchschaltens 8125 m³. Das Ergebnis ist um 40 % geringer als bei mehrmaligem Durchschalten. Die Entleerung der Pumpkammer in Lastfall 10.1, Wasserschloss mit Drossel, beträgt bei einmaligem Durchschalten nur mehr 1481 m³, d.h., der Wert ist um 75 % geringer als bei mehrmaligem Durchschalten. Die Differenz zwischen einmaligem und mehrmaligem Durchschalten beträgt beim Vergleichszweikammerwasserschloss mit Drossel 65 %.

Der Unterschied zwischen den Ergebnissen der Pump- und Stollenkammerentleerung des gedrosselten und des ungedrosselten Wasserschlosses ist bei einmaligem Durchschalten vernachlässigbar gering.

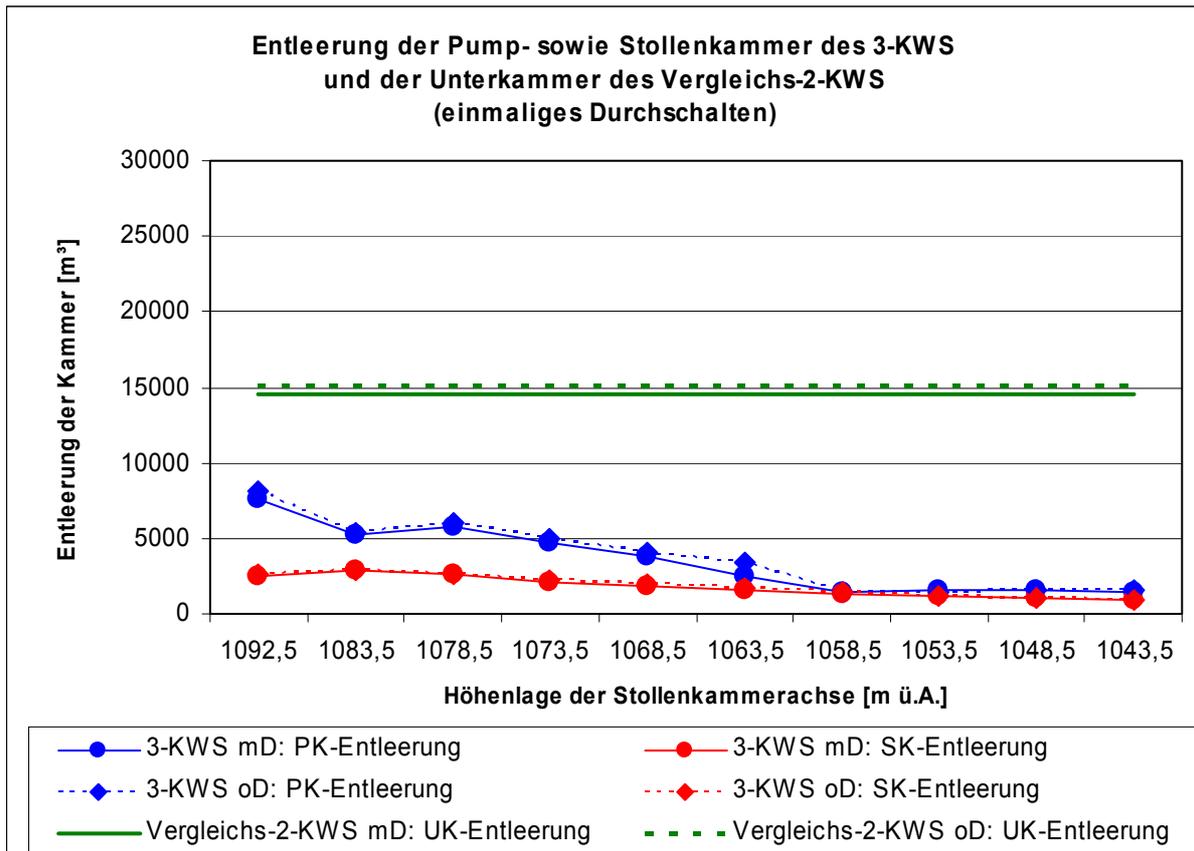


Diagramm 3: Entleerung der Pump-, Stollen- sowie Unterkammer (einmaliges Durchschalten)

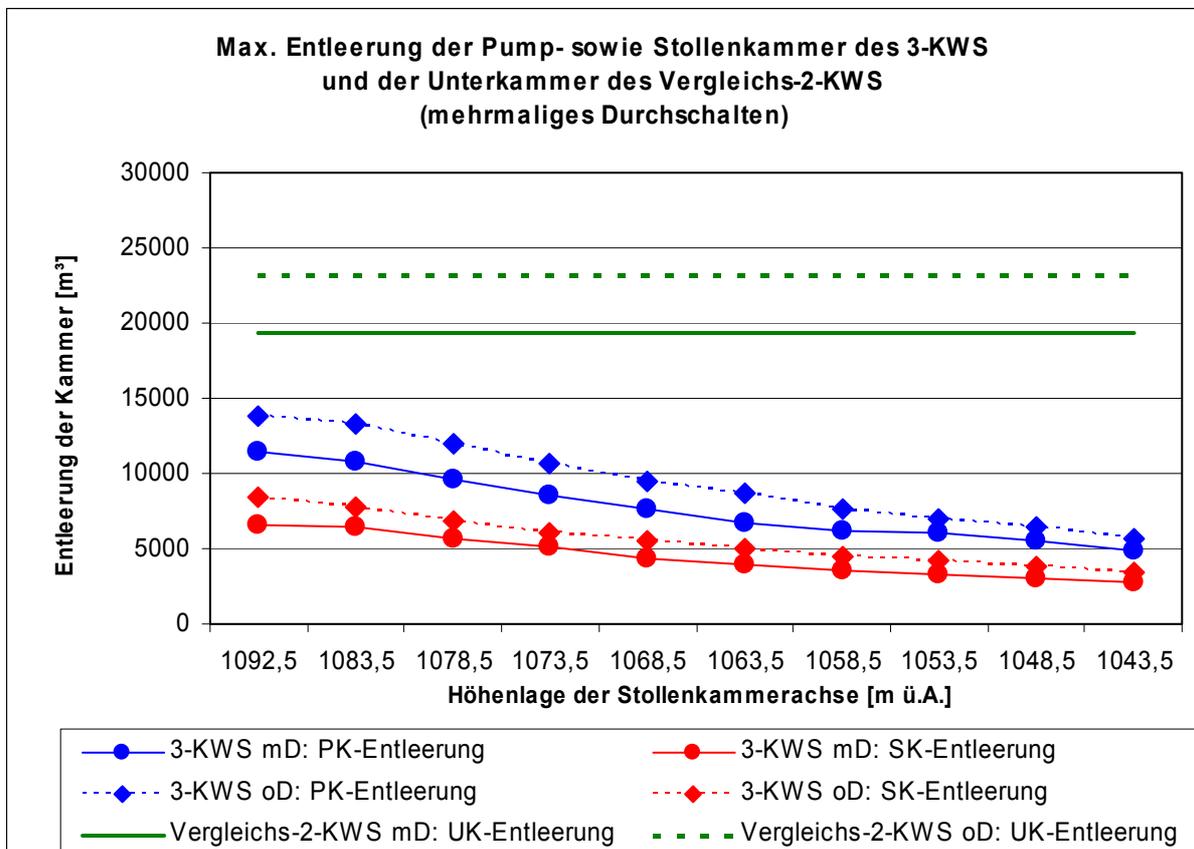


Diagramm 4: Max. Entleerung der Pump-, Stollen- sowie Unterkammer (mehrmaliges Durchschalten)

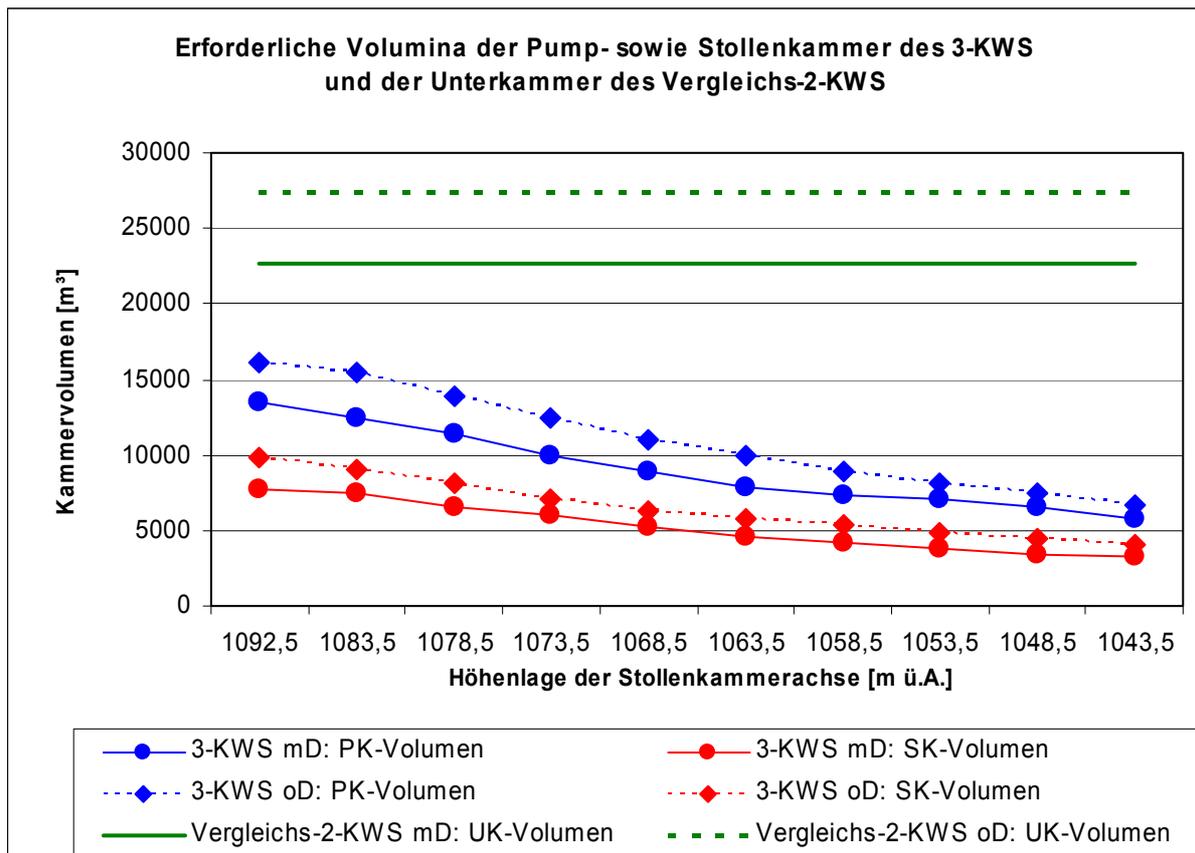


Diagramm 5: Erforderliche Volumina der Pump-, Stollen- und Unterkammer

Die Summe aus Pump- und Stollenkammervolumen nimmt sowohl bei dem gedrosselten als auch bei dem ungedrosselten Dreikammerwasserschloss mit steigender Höhendifferenz zwischen Pump- und Stollenkammerachse gleichmäßig ab. Bereits Lastgruppe 1, Stollenkammerachse auf 1092,5 m ü.A., zeigt, dass das Gesamtvolumen von Pump- und Stollenkammer des Dreikammerwasserschlosses geringer ist als das Unterkammervolumen des Vergleichswasserschlosses. Die Differenz beträgt bei Lastgruppe 1 für das gedrosselte Wasserschloss ca. 7 % bzw. 1539 m³ und für das ungedrosselte Wasserschloss ca. 5% bzw. 1347 m³. Mit steigender Höhendifferenz zwischen Pump- und Stollenkammerachse wird die Volumeneinsparung gegenüber dem Vergleichswasserschloss größer. Für Lastgruppe 10 macht die Differenz sowohl bei dem gedrosselten Wasserschloss als auch bei dem Wasserschloss ohne Drossel etwa 60 % aus. Für das gedrosselte Wasserschloss bedeutet das eine Gesamteinsparung an Pump- und Stollenkammervolumen von 13662 m³ gegenüber dem Unterkammervolumen und für das Dreikammerwasserschloss ohne Drossel 16548 m³.

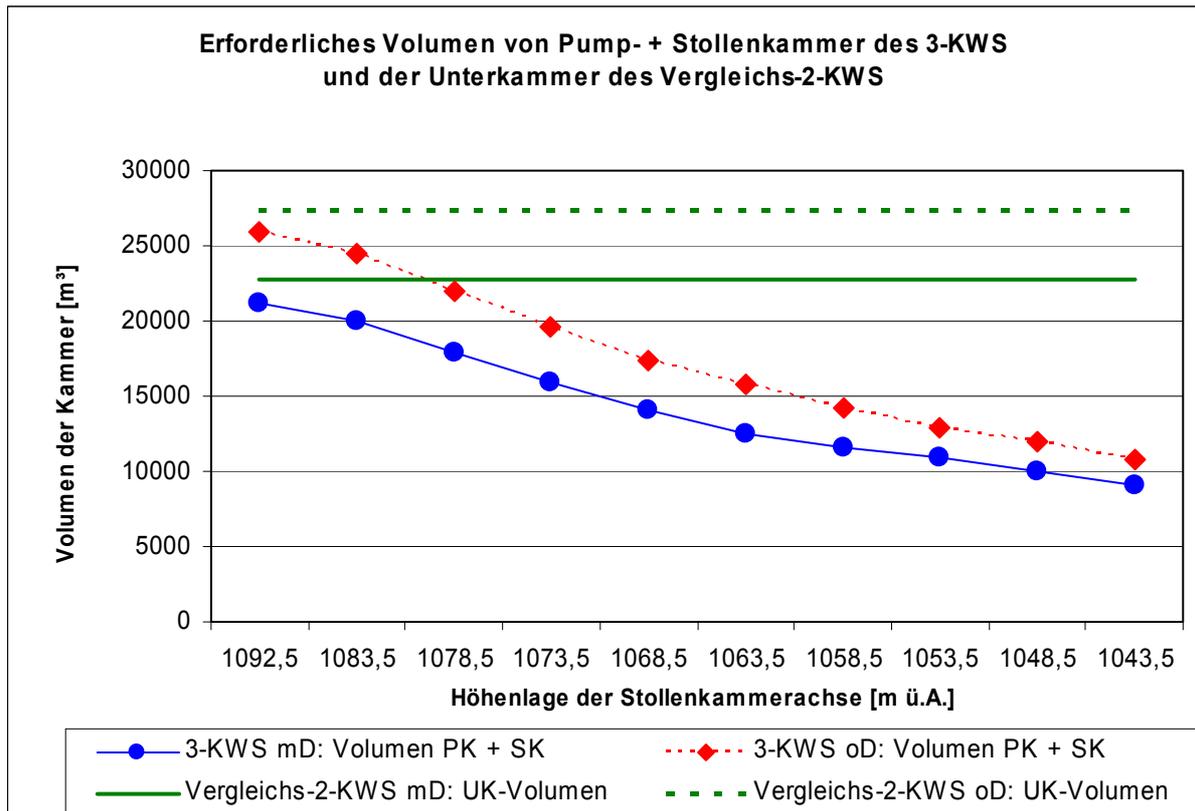


Diagramm 6: Volumen von Pump- + Stollenkammer und Unterkammer

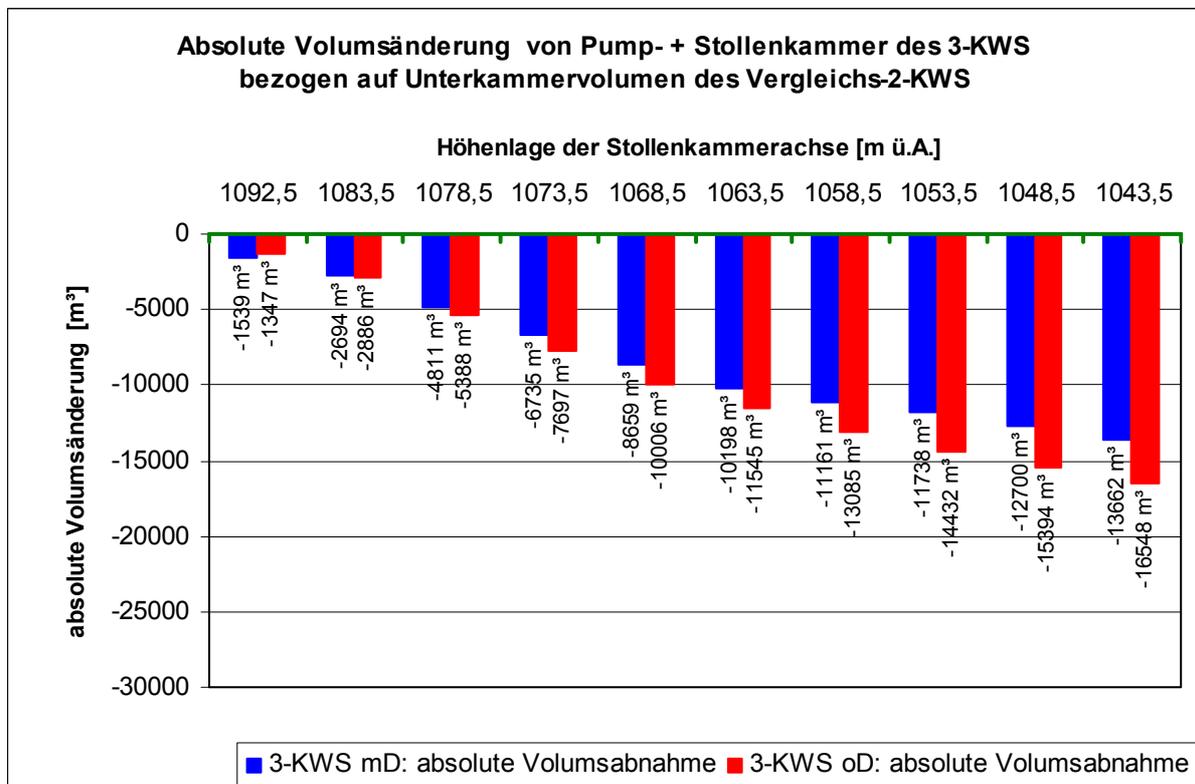


Diagramm 7: Absolute Veränderung von Pump- + Stollenkammervolumen bezogen auf Unterkammervolumen

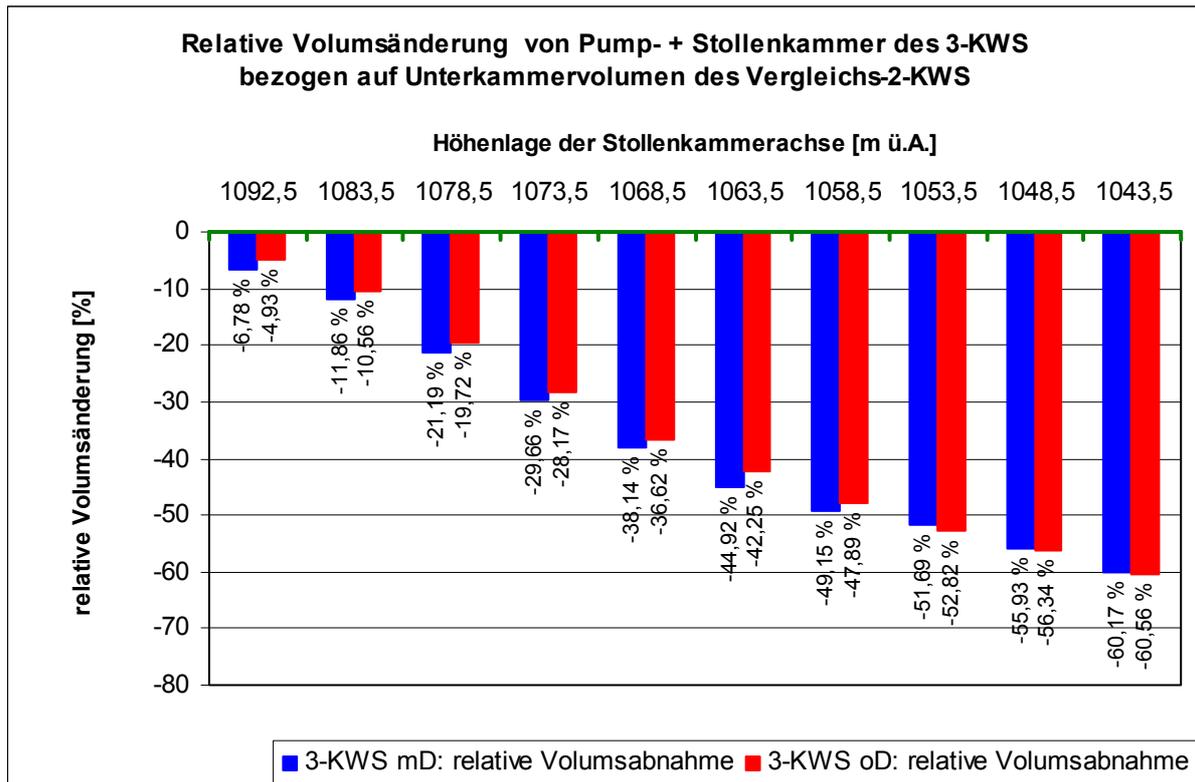


Diagramm 8: Relative Veränderung von Pump- + Stollenkammervolumen bezogen auf Unterammervolumen

Die Volumseinsparungen im Bereich des Dreikammerwasserschlosses werden gegenüber dem Vergleichswasserschlossvolumen ausschließlich durch die geringen Volumina von Pump- und Stollenkammer verursacht. Der Triebwasserweg nimmt in weiterer Folge durch die in den Triebwasserweg integrierte und durchströmte Pump- sowie Stollenkammer ab. Die Volumina der Oberkammer und des Schachtes nehmen, wie in den Kapitel 9.2.2 und 9.2.3.1 beschrieben wird, gegenüber dem Vergleichswasserschloss zu und verringern das Einsparungspotential des Dreikammerwasserschlosssystems geringfügig.

9.2.2 Oberkammer

Die Größe der Oberkammer muss auf die maximale Füllung der Kammer, die etwa 85 % des Kammervolumens betragen soll, ausgelegt werden. Die Variation der Höhenlage der Stollenkammer hat nur sehr geringe Auswirkung auf das Oberkammervolumen. Die Oberkammer des gedrosselten Dreikammerwasserschlosses, die je nach Höhenlage eine maximale Füllung von 5900 bis 6400 m³ fasst, muss zwischen 5 und 15 % größer als bei dem Vergleichswasserschloss geplant werden. Das Oberkammervolumen des Dreikammerwasserschlosses mit Drossel beträgt daher zwischen 6900 und 7500 m³, das Volumen der Vergleichsoberkammer etwa 6400 m³. Je größer der Höhenlageunterschied zwischen Stollenkammer und Oberkammer ist, desto kleiner kann die Oberkammer ausgeführt werden und die Differenz zur Vergleichsoberkammer wird geringer. Während das Oberkammervolumen des gedrosselten Dreikammerwasserschlosses bei höchster Stollenkammerlage gegenüber der Vergleichsoberkammer noch um 1000 m³ größer ist, beträgt die Differenz bei tiefster Stollenkammerlage nur mehr etwa 500 m³.

Lastgruppe	Höhenlage der Stollenkammer	erf. Länge der Oberkammer	max. Oberkammerfüllung	erford. Volumen Oberkammer	Höhenlage der Unterkammer	erf. Länge der Oberkammer	erford. Volumen Oberkammer	absolute Volumsänderung bezogen auf Vergleichs-2-KWS	relative Volumsänderung bezogen auf Vergleichs-2-KWS
	m ü.A.	m	m ³	m ³	m ü.A.	m	m ³	m ³	%
	3-KWS mit Drossel				Vergleichs-2-KWS mit Drossel				
1	1092,5	320	6399	7492	1092,5	275	6439	1054	16,36
2	1083,5	310	6217	7258				819	12,73
3	1078,5	305	6044	7141				702	10,91
4	1073,5	310	6152	7258				819	12,73
5	1068,5	310	6204	7258				819	12,73
6	1063,5	310	6168	7258				819	12,73
7	1058,5	305	6029	7141				702	10,91
8	1053,5	300	5989	7024				585	9,09
9	1048,5	295	5898	6907				468	7,27
10	1043,5	295	5868	6907				468	7,27
	3-KWS ohne Drossel				Vergleichs-2-KWS ohne Drossel				
1	1092,5	485	9654	11356	1092,5	375	8780	2576	29,33
2	1083,5	480	9583	11239				2458	28,00
3	1078,5	480	9521	11239				2458	28,00
4	1073,5	470	9385	11005				2224	25,33
5	1068,5	475	9442	11122				2341	26,67
6	1063,5	475	9447	11122				2341	26,67
7	1058,5	475	9464	11122				2341	26,67
8	1053,5	475	9475	11122				2341	26,67
9	1048,5	475	9493	11122				2341	26,67
10	1043,5	475	9476	11122				2341	26,67

Tabelle 9: Vergleich des Oberkammervolumens des Dreikammerwasserschlosses und Vergleichzweikammerwasserschlosses

Das Oberkammervolumen des ungedrosselten Dreikammerwasserschlosses, das im Durchschnitt 11300 m^3 beträgt, muss gegenüber dem ungedrosselten Vergleichswasserschloss ebenfalls größer ausgeführt werden. Die Volumsdifferenzen zwischen Dreikammerwasserschloss ohne Drossel und Vergleichswasserschloss ohne Drossel sind jedoch größer bei den gedrosselten Wasserschlässern und variieren nicht so stark. Das Oberkammervolumen des Dreikammerwasserschlosses ohne Drossel nimmt gegenüber der Vergleichsoberkammer um 25 bis 30 % bzw. ca. 2300 bis 2600 m^3 zu.

Die maximale Füllung der Oberkammer bei einmaligem Durchschalten, d.h. es wird nur von Pump- auf Turbinenbetrieb umgeschaltet, beträgt beim Dreikammerwasserschloss mit Drossel etwa 25 - 30 % der Maximalfüllung infolge mehrmaligen Durchschaltens. Die Füllung eines Dreikammerwasserschlosses ohne Drossel bei einmaligem Durchschalten beträgt ca. 20 % der Maximalfüllung. Bei dem Vergleichswasserschloss ist die Füllung die Oberkammer infolge einmaligen Durchschaltens geringer als bei den Dreikammerwasserschlässern. Die Füllung der Vergleichsoberkammer erreicht Werte zwischen 10 und 15 % der maximalen Füllung bei mehrmaligem Durchschalten.

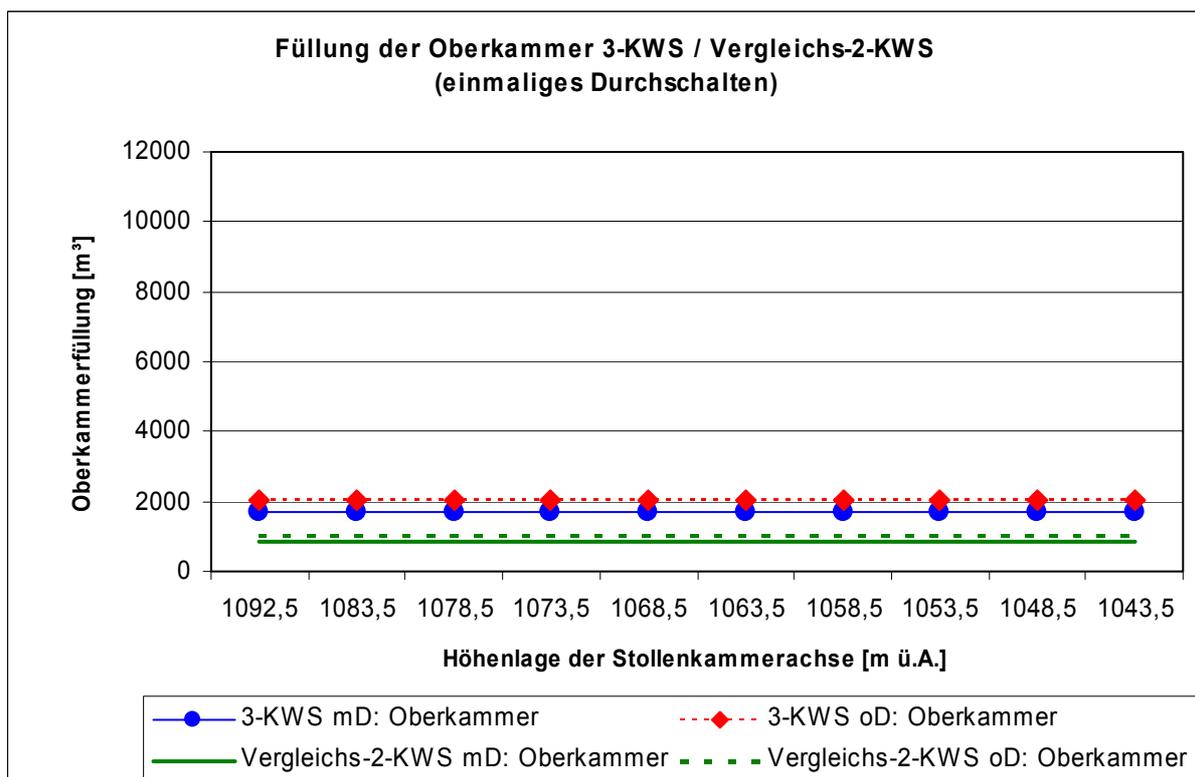


Diagramm 9: Füllung der Oberkammer (einmaliges Durchschalten)

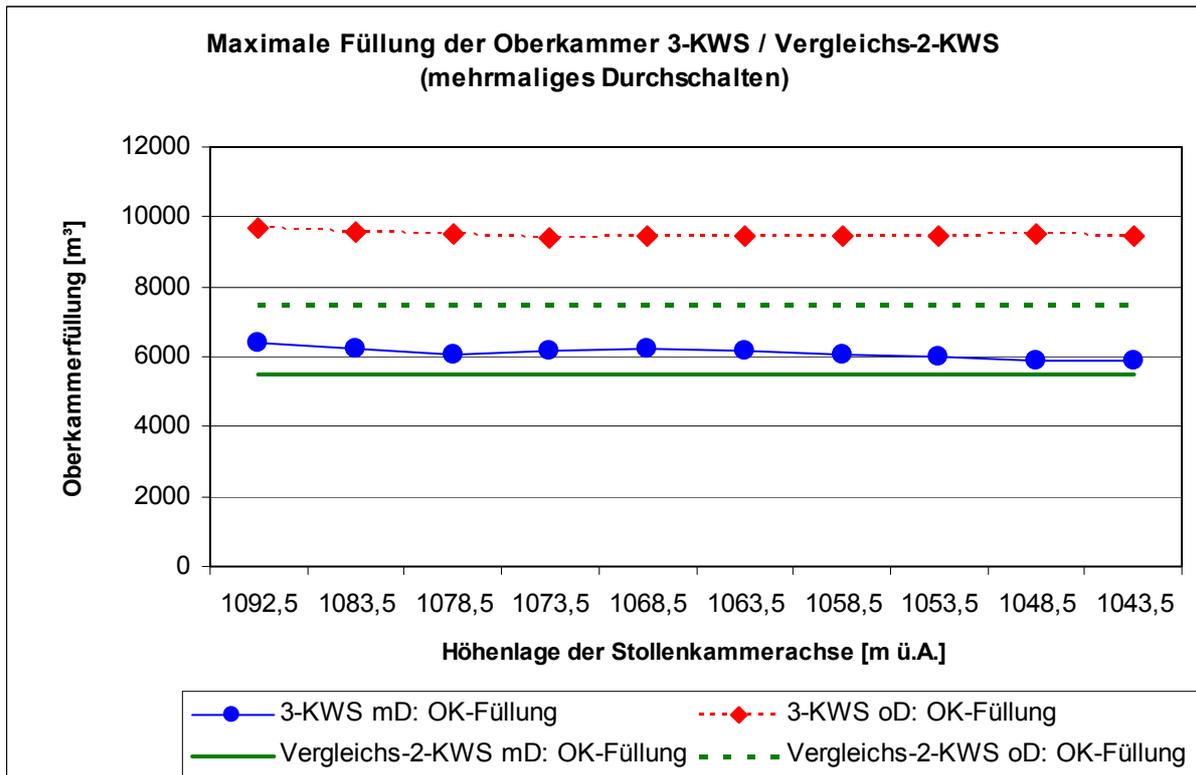


Diagramm 10: Maximale Füllung der Oberkammer (mehrmaliges Durchschalten)

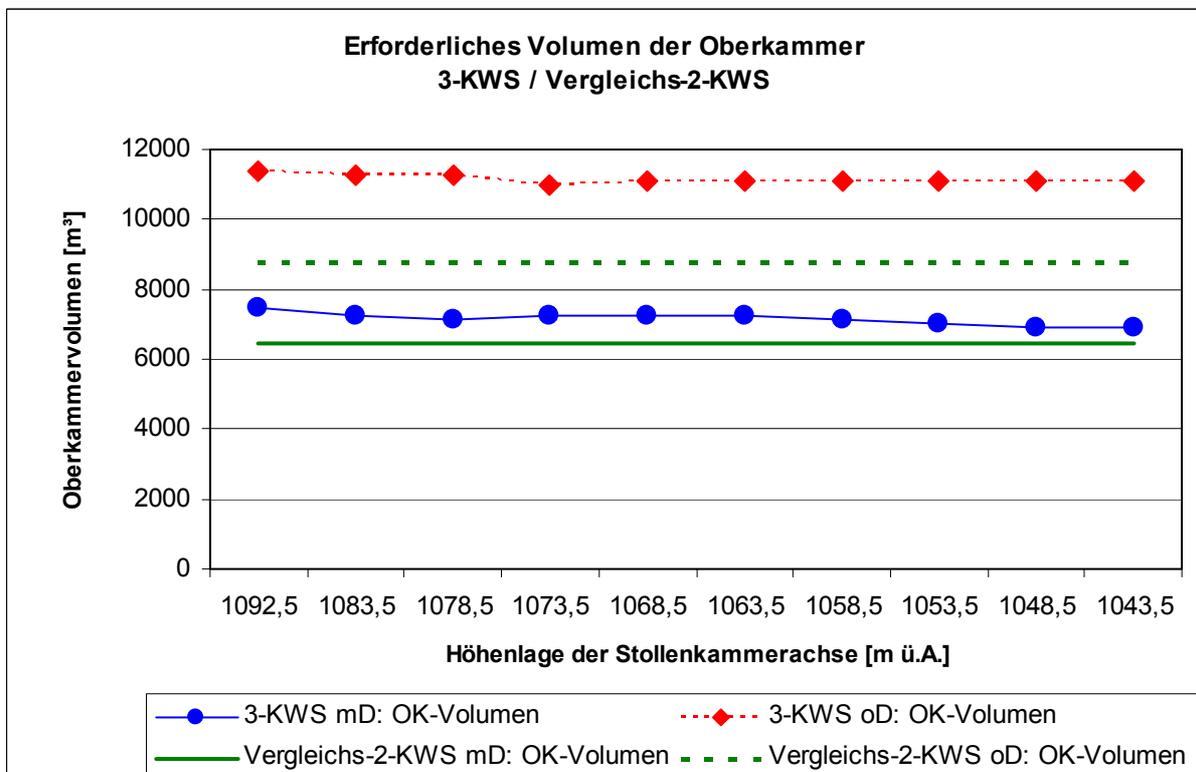


Diagramm 11: Erforderliches Volumen der Oberkammer

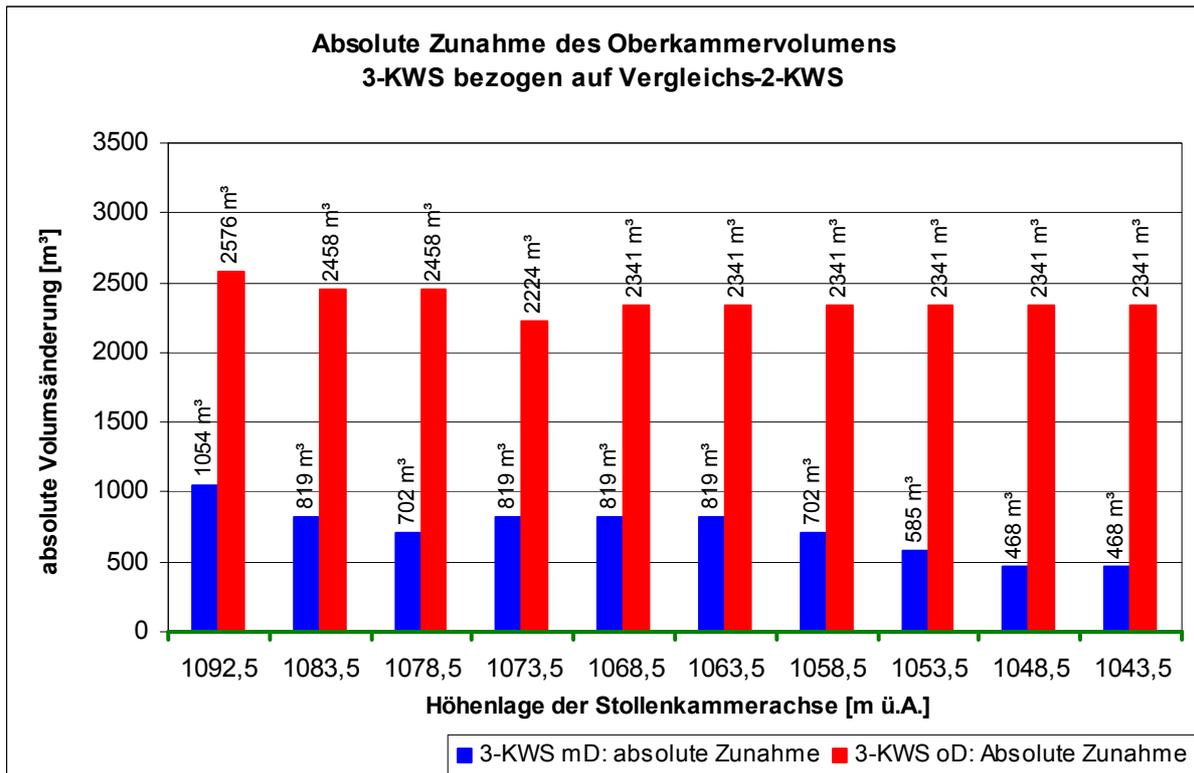


Diagramm 12: Absolute Veränderung des Oberkammervolumens bezogen auf das Vergleichswasserschloss

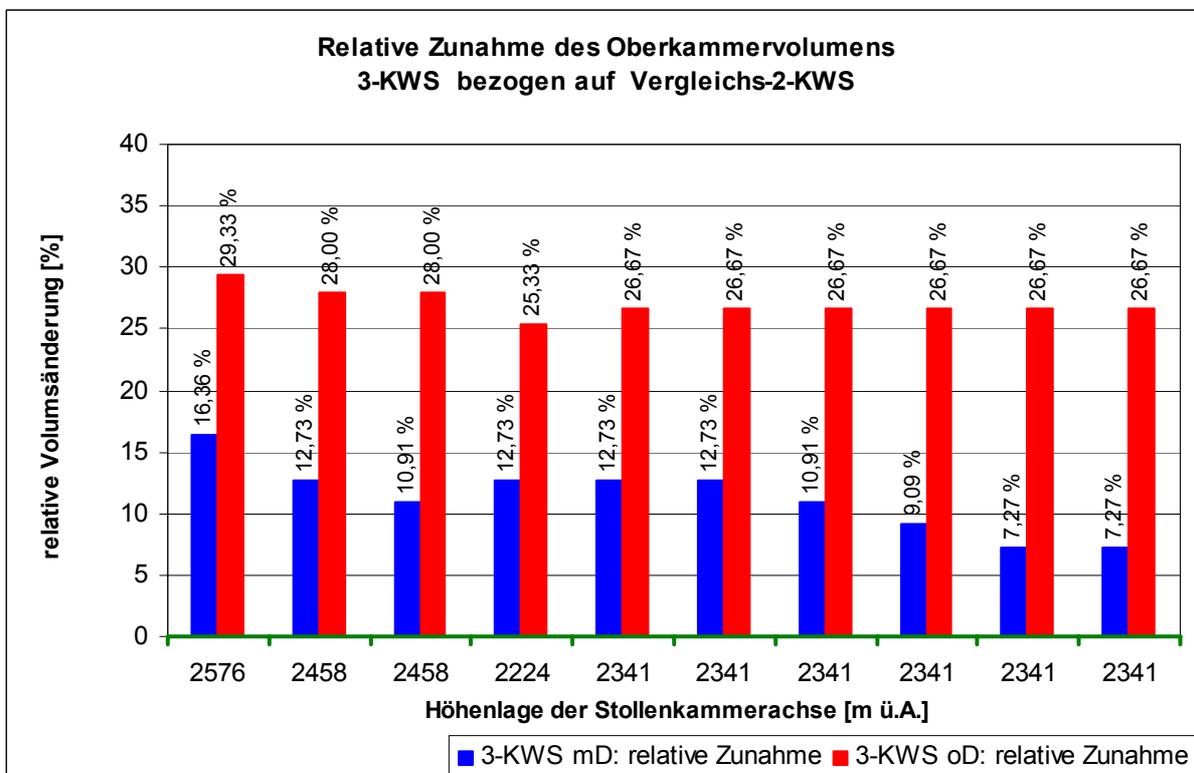


Diagramm 13: Relative Veränderung des Oberkammervolumens bezogen auf das Vergleichswasserschloss

9.2.3 Schacht und Triebwasserstollen

9.2.3.1 Schacht

Das Schachtbauwerk des Dreikammerwasserschlosses verläuft von der Oberkammer zur Stollenkammer, das Schachtbauwerk des Zweikammerwasserschlosses von der Oberkammer zur Unterkammer. Die Schachtlänge nimmt mit zunehmender Höhendifferenz zwischen Pump- und Stollenkammer linear zu. Der Schacht des Vergleichswasserschlosses sowie des Dreikammerwasserschlosses der Lastgruppe 1 weist ein Volumen von 2719 m³ auf, der Schacht des Dreikammerwasserschlosses der Lastgruppe 10 ein Volumen von 4550 m³. Die Differenz zwischen dem Schachtvolumen der Lastgruppe 1 und dem Volumen der Lastgruppe 10 beträgt 67 % bzw. 1831 m³.

Der Querschnitt des Schachtes ist für die Berechnungen nicht verändert worden, dadurch ist das Schachtvolumen des gedrosselten und des ungedrosselten Wasserschlosses identisch. Weiters ist der Schachtquerschnitt im Abschnitt Oberkammer – Pumpkammer gleich wie im Abschnitt Pumpkammer – Stollenkammer angenommen worden. Die Schachtquerschnitte der beiden Abschnitte können auch unterschiedlich dimensioniert werden. Der Querschnitt des Steigschachtes zwischen Ober- und Pumpkammer wird auf den Thoma-Durchfluss ausgelegt, der Querschnitt des Verbindungsschachtes zwischen Pump- und Stollenkammer auf den Stollendurchfluss.

Lastgruppe	Höhenlage der Stollenkammer	erford. Volumen Schacht	Höhenlage der Unterkammer	erford. Volumen Schacht	absolute Volums-änderung bezogen auf Vergleichs-2-KWS	relative Volums-änderung bezogen auf Vergleichs-2-KWS
	m ü.A.	m ³	m ü.A.	m ³	m ³	%
	3-KWS mit und ohne Drossel		Vergleichs-2-KWS mit und ohne Drossel			
1	1092,5	2719	1092,5	2719	0	0,00
2	1083,5	3055			336	12,37
3	1078,5	3242			523	19,24
4	1073,5	3429			710	26,11
5	1068,5	3616			897	32,98
6	1063,5	3802			1084	39,85
7	1058,5	3989			1270	46,72
8	1053,5	4176			1457	53,60
9	1048,5	4363			1644	60,47
10	1043,5	4550			1831	67,34

Tabelle 10: Vergleich des Schachtvolumens von Dreikammerwasserschloss und Vergleichswasserschloss – mit und ohne Drossel

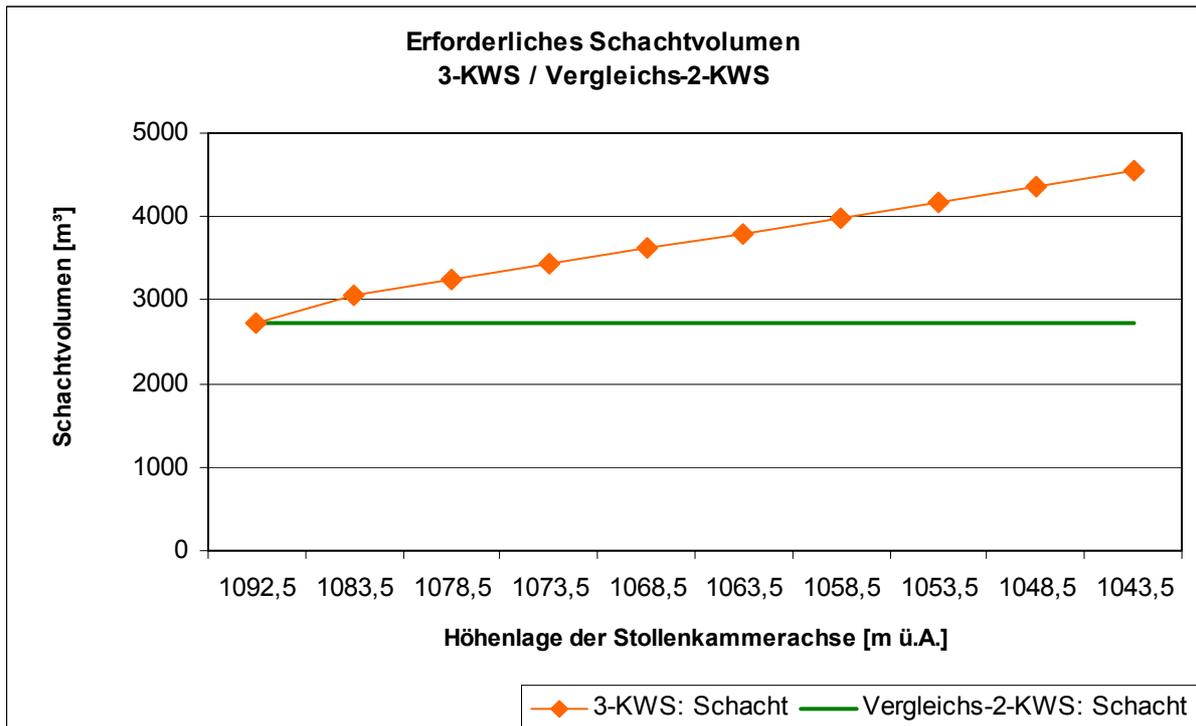


Diagramm 14: Erforderliches Schachtvolumen des Dreikammerwasserschlosses und des Vergleichswasserschlosses

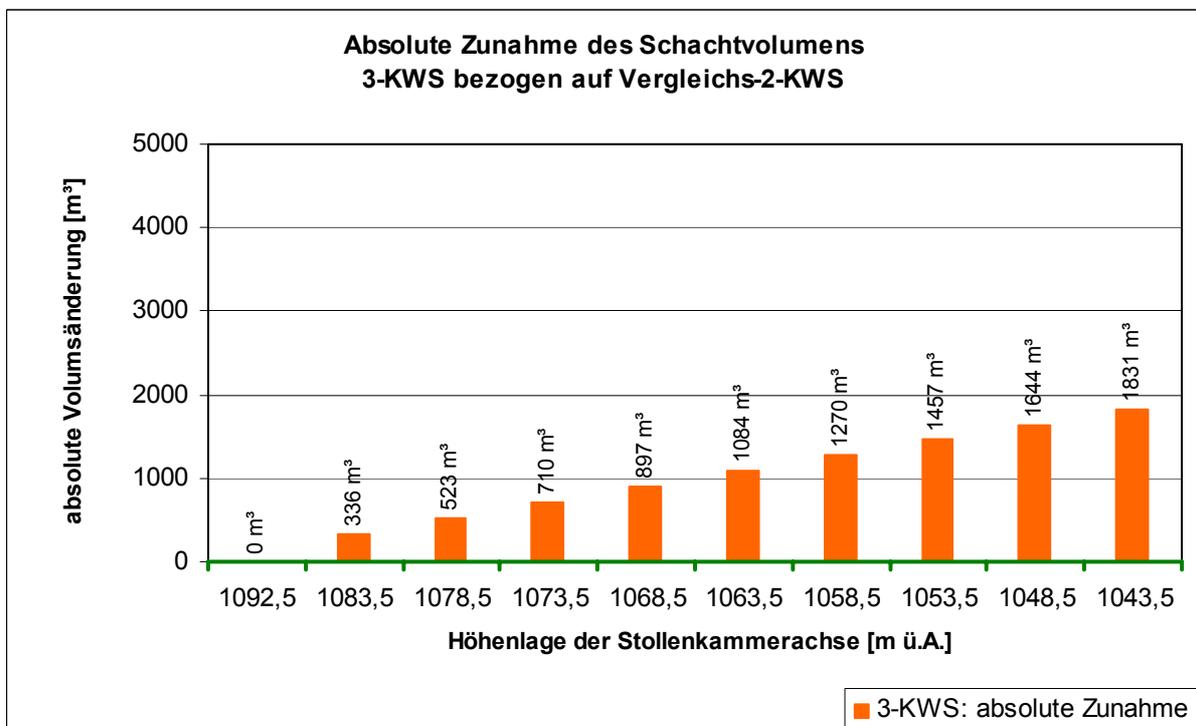


Diagramm 15: Absolute Veränderung des Schachtvolumens gegenüber dem Vergleichswasserschloss

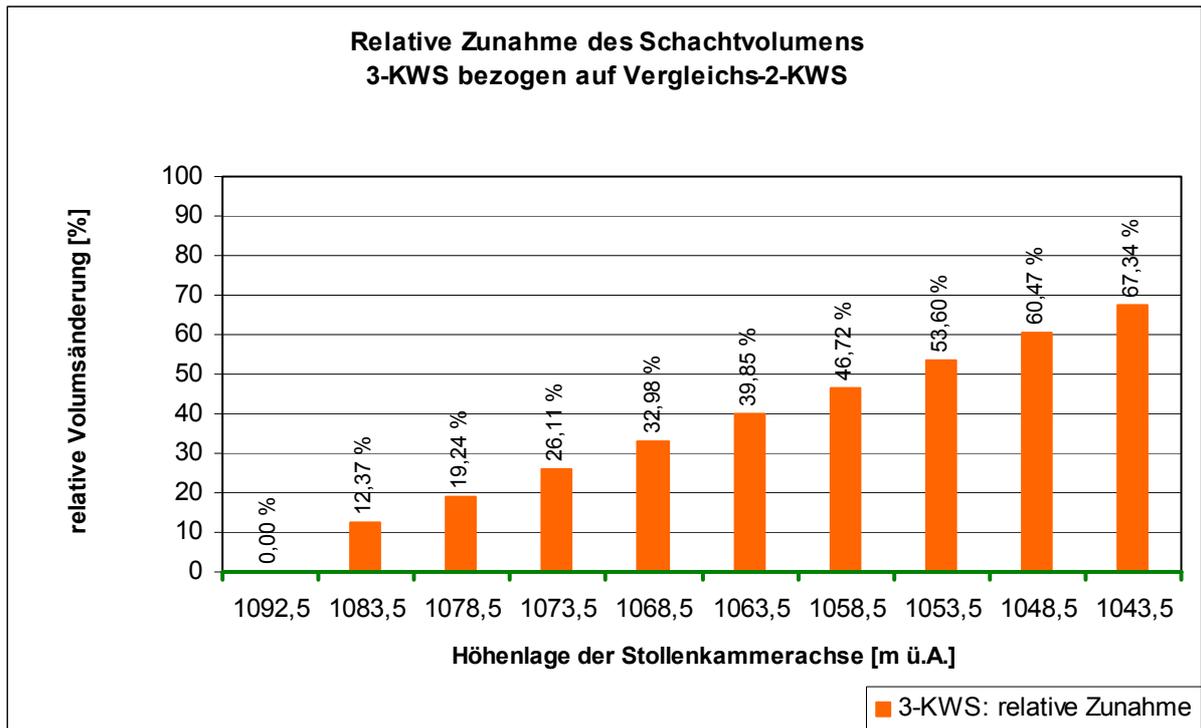


Tabelle 11: Relative Veränderung des Schachtvolumens gegenüber dem Vergleichswasserschloss

9.2.3.2 Triebwasserstollen

Lastgruppe	Höhenlage der Stollenkammer	erford. Volumen Triebwasserstollen	Höhenlage der Unterkammer	erford. Volumen Triebwasserstollen	absolute Volums-änderung bezogen auf Vergleichs-2-KWS	relative Volums-änderung bezogen auf Vergleichs-2-KWS
	m ü.A.	m ³	m ü.A.	m ³	m ³	%
	3-KWS mit Drossel		Vergleichs-2-KWS mit Drossel			
1	1092,5	115688	1092,5	123574	-7886	-6,38
2	1083,5	116176			-7398	-5,99
3	1078,5	116989			-6585	-5,33
4	1073,5	117720			-5853	-4,74
5	1068,5	118452			-5122	-4,14
6	1063,5	119021			-4553	-3,68
7	1058,5	119346			-4228	-3,42
8	1053,5	119509			-4065	-3,29
9	1048,5	119834			-3740	-3,03
10	1043,5	120159			-3415	-2,76
	3-KWS ohne Drossel		Vergleichs-2-KWS ohne Drossel			
1	1092,5	113655	1092,5	123574	-9918	-8,03
2	1083,5	114306			-9268	-7,50
3	1078,5	115281			-8292	-6,71
4	1073,5	116176			-7398	-5,99
5	1068,5	117070			-6504	-5,26
6	1063,5	117639			-5935	-4,80
7	1058,5	118208			-5366	-4,34
8	1053,5	118696			-4878	-3,95
9	1048,5	119021			-4553	-3,68
10	1043,5	119428			-4146	-3,36

Tabelle 12: Vergleich der Volumina des Triebwasserstollens der Dreikammerwasserschlösser mit dem Vergleichszweikammerwasserschloss

Das Volumen des Triebwasserstollens des Dreikammerwasserschlosses ist auf Grund der in den Triebwasserweg integrierten Pump- und Stollenkammer geringer als bei dem Vergleichstriebwasserweg. Die Volumeneinsparung nimmt jedoch mit zunehmender Höhendifferenz zwischen Pump- und Stollenkammerachse ab, da die Volumina von Pump- und Stollenkammer, welche in den Triebwasserweg integriert sind, kleiner werden je tiefer die Stollenkammer liegt. Das Dreikammerwasserschloss mit Drossel der Lastgruppe 10, Stollenkammerachse auf einer Höhe von 1043,5 m ü.A., benötigt unter den berechneten Lastfällen mit 120159 m³ das größte Triebwasserwegvolumen. Das Triebwasserwegvolumen der Lastgruppe 10 ist jedoch noch immer um 3415 m³ bzw. um 2,76 % geringer als das des Vergleichswasserschlosses. Das Dreikammerwasserschloss der Lastgruppe 1, Stollenkammerachse auf 1092,5 m ü.A., benötigt das geringste Triebwasserwegvolumen und es können dadurch 7886 m³ bzw. 6,38 % gegenüber dem Triebwasserwegvolumen des Vergleichswasserschlosses eingespart werden.

Während das Volumen des Triebwasserweges bei dem Vergleichswasserschloss mit Drossel und bei jenem ohne Drossel identisch ist, die Kammern sind nicht in den Triebwasserweg integriert, differenzieren die Volumina der Triebwasserwege der Dreikammerwasserschlösser mit und ohne Drossel. Die Volumina der Triebwasserwege der Dreikammerwasserschlösser ohne Drossel sind zwischen 0,5 und 2 % geringer als die der Dreikammerwasserschlösser mit Drossel

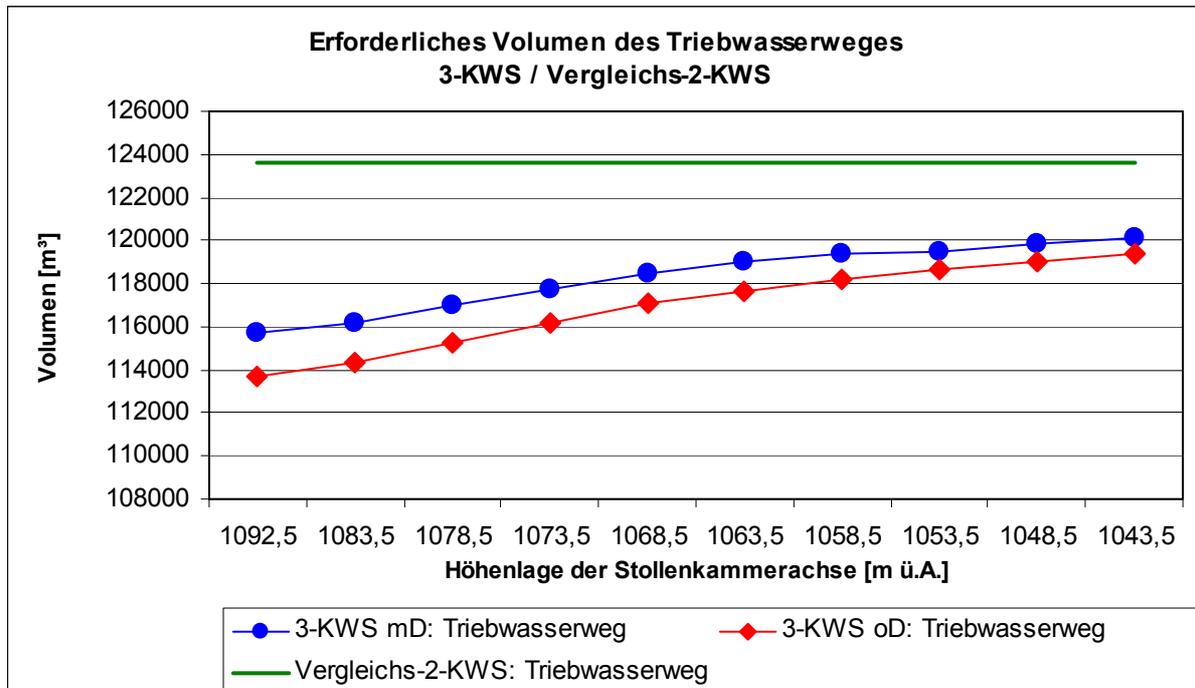


Diagramm 16: Erforderliches Volumen des Triebwasserweges

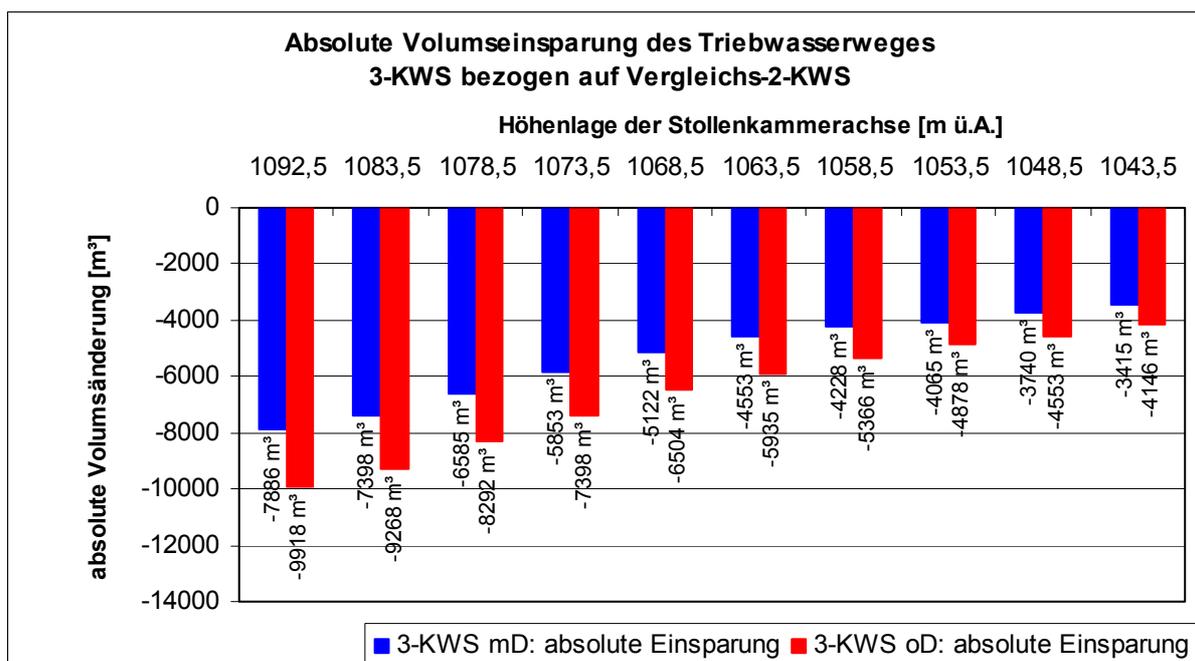


Diagramm 17: Absolute Volumseinsparung des Triebwasserweges bezogen auf Vergleichs-2-KWS

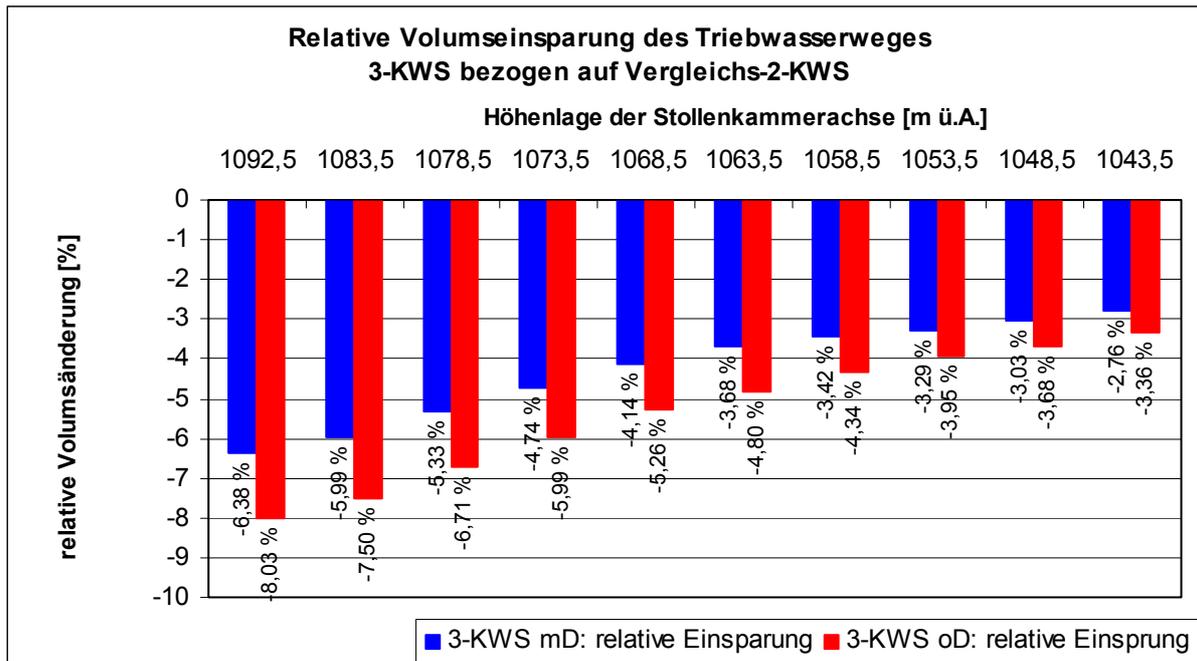


Diagramm 18: Relative Volumseinsparung des Triebwasserweges bezogen auf Vergleichs-2-KWS

Hinweis: Die Unterkammer des Wasserschlosses Häusling ist nicht in den Triebwasserweg integriert. Es besteht jedoch die Möglichkeit die Unterkammer des Zweikammerwasserschlosses als durchströmte Kammer auszuführen, wodurch auch das Volumen des Triebwasserweges des Zweikammerwasserschlosses geringer wird.

9.2.3.3 Gegenüberstellung Schacht-Triebwasserweg

Diagramm 19 zeigt die Zunahme des Schachtvolumens gegenüber dem Schachtbauwerk des Vergleichswasserschlosses bei gleichzeitiger Abnahme des Triebwasserwegvolumens gegenüber dem Volumen des Triebwasserweges des Vergleichszweikammerwasserschlosses. Die Größe des Schachtvolumens ist sowohl für Wasserschlösser mit als auch für jene ohne Drossel dieselbe, beim Triebwasserwegvolumen des Dreikammerwasserschlosses muss zwischen Wasserschloss mit und ohne Drossel unterschieden werden. Da die Unterkammer des Zweikammerwasserschlosses nicht in den Triebwasserstollen integriert ist, muss nicht zwischen dem Triebwasserwegvolumen eines gedrosselten und dem eines ungedrosselten Wasserschlosses unterschieden werden, d.h. der Triebwasserweg ist bei gedrosseltem und ungedrosseltem Wasserschloss gleich lang.

Das Diagramm zeigt, dass bei einer Stollenkammerhöhenlage von 1092,5 m ü.A. es zu keiner Zunahme des Schachtvolumens gegenüber dem Vergleichszweikammerwasserschloss kommt, jedoch die Einsparungen bei dem Triebwasserwegvolumen beträchtlich sind. Mit steigender Differenz zwischen Pump- und Stollenkammer nimmt auch das Schachtvolumen des Dreikammerwasserschlosses zu. Je tiefer die Stollenkammer liegt desto geringer wird der Unterschied zwischen dem Triebwasserwegvolumen des Dreikammerwasserschlosses und dem Volumen des Vergleichstriebwasserweges. Bei einer Stollenkammerhöhenlage von 1092,5 m ü.A. beträgt die Volumseinsparung gegenüber dem gedrosselten Vergleichs-

wasserschloss 7886 m³ und gegenüber dem ungedrosselten Vergleichszweikammerwasserschloss 9918 m³. Diese Werte sinken bei einer Stollenkammerhöhenlage von 1043,5 m ü.A. für das gedrosselte Wasserschlosssystem auf 1584 m³ sowie für das ungedrosselte Wasserschlosssystem auf 2315 m³.

Es ist zu beachten, dass gleichzeitig mit der Abnahme an Einsparungspotential bei Triebwasserweg und Schacht, das Einsparungspotential bei Pump- und Stollenkammer stark steigt.

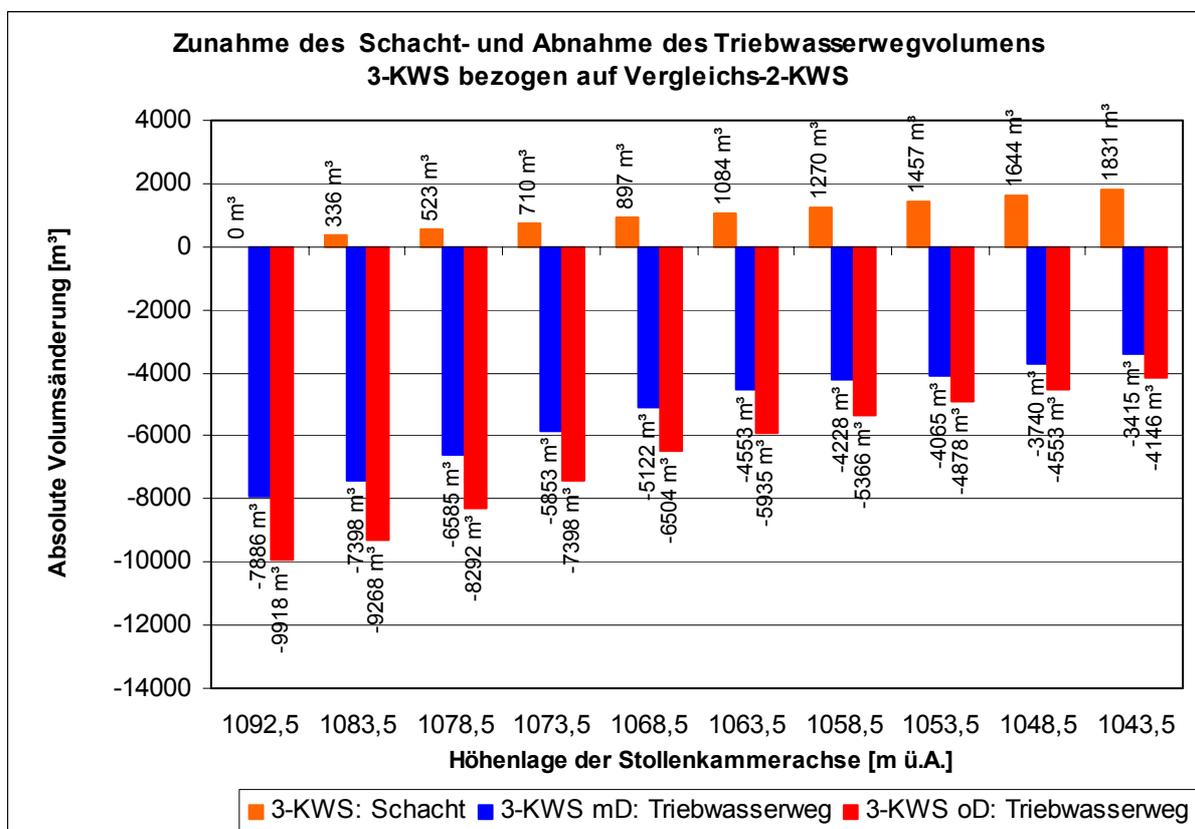


Diagramm 19: Zunahme des Schacht- und Abnahme des Triebwasserwegvolumens bezogen auf das Vergleichs-2-KWS

9.2.4 Gesamtvolumen (Wasserschloss plus Triebwasserweg)

Die Entwicklung der Ober-, Pump- und Stollenkammer, des Schachtes sowie des Triebwasserweges des Dreikammerwasserschlosses sind in Bezug auf das Vergleichszweikammerwasserschloss unterschiedlich. Während die Volumina von Oberkammer und Schacht gegenüber dem Vergleichswasserschloss größer werden, nehmen die erforderliche Volumina des Triebwasserweges sowie der Pump- und Stollenkammer ab. Trotz der unterschiedlichen Entwicklung der Bauteile nimmt das Gesamtvolumen von Dreikammerwasserschloss und Triebwasserweg gegenüber dem Vergleichswasserschloss deutlich ab. Je größer der Höhenunterschied zwischen Pumpen- und Stollenkammer wird, desto größer wird die Differenz der Gesamtvolumina. Die Differenz des Dreikammerwasserschlosses der Lastgruppe 1 zum Vergleichswasserschloss beträgt bei Vorhandensein einer Drossel ca. 8370 m³, das sind 5,39 %, und bei dem ungedrosselten Wasserschloss 8690 m³ bzw. 5,35 %. Die erforderlichen Volumina der Lastgruppe 10 sind bei dem gedrosselten Dreikammerwasserschloss ca. 14800 m³ bzw. 9,5 % und bei dem ungedrosselten Wasserschloss ca. 16500 m³ bzw. 10,17 % geringer als bei dem Vergleichszweikammerwasserschloss.

Lastgruppe	Höhenlage der Stollenkammer	erford. Volumen Wasserschloss	erford. Volumen Triebwasserweg	erford. Gesamtvolumen	Höhenlage der Unterkammer	erford. Volumen Wasserschloss	erford. Volumen Triebwasserweg	erford. Gesamtvolumen	absolute Volums-änderung bezogen auf Vergleichs-2-KWS	relative Volums-änderung bezogen auf Vergleichs-2-KWS
	m ü.A.			m ³	m ü.A.			m ³	m ³	%
	3-KWS mit Drossel				Vergleichs-2-KWS mit Drossel					
1	1092,5	31378	115688	147066	1092,5	31864	123574	155437	-8372	-5,39
2	1083,5	30326	116176	146501					-8936	-5,75
3	1078,5	28279	116989	145267					-10170	-6,54
4	1073,5	26658	117720	144379					-11059	-7,11
5	1068,5	24921	118452	143373					-12065	-7,76
6	1063,5	23568	119021	142589					-12848	-8,27
7	1058,5	22676	119346	142022					-13415	-8,63
8	1053,5	22169	119509	141677					-13760	-8,85
9	1048,5	21276	119834	141110					-14327	-9,22
10	1043,5	20501	120159	140660					-14777	-9,51
	3-KWS ohne Drossel				Vergleichs-2-KWS ohne Drossel					
1	1092,5	40052	113655	153707	1092,5	38823	123574	162397	-8690	-5,35
2	1083,5	38732	114306	153037					-9360	-5,76
3	1078,5	36417	115281	151698					-10699	-6,59
4	1073,5	34061	116176	150236					-12161	-7,49
5	1068,5	32055	117070	149125					-13272	-8,17
6	1063,5	30703	117639	148342					-14055	-8,65
7	1058,5	29350	118208	147558					-14839	-9,14
8	1053,5	28190	118696	146886					-15511	-9,55
9	1048,5	27415	119021	146436					-15961	-9,83
10	1043,5	26447	119428	145875					-16522	-10,17

Tabelle 13: Vergleich des Gesamtvolumens (Wasserschloss + Triebwasserweg)

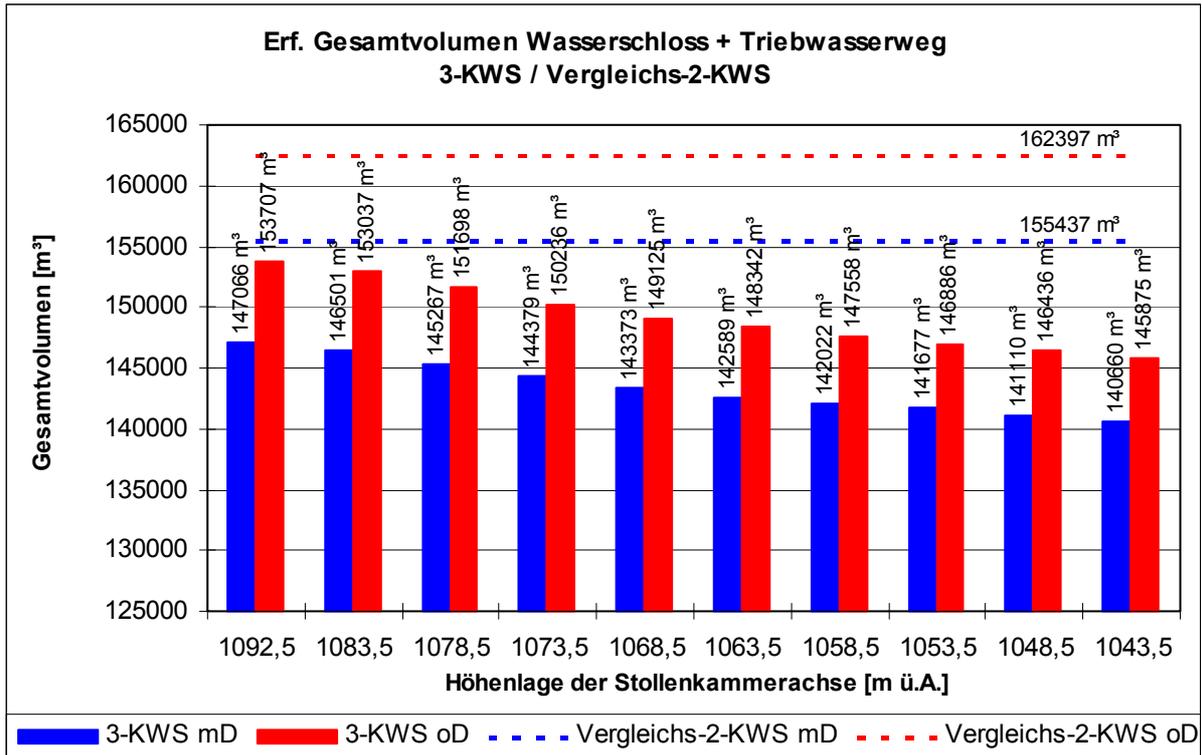


Diagramm 20: Erforderliches Gesamtvolumen Wasserschloss + Triebwasserstollen des 3-KWS und Vergleichs-2-KWS

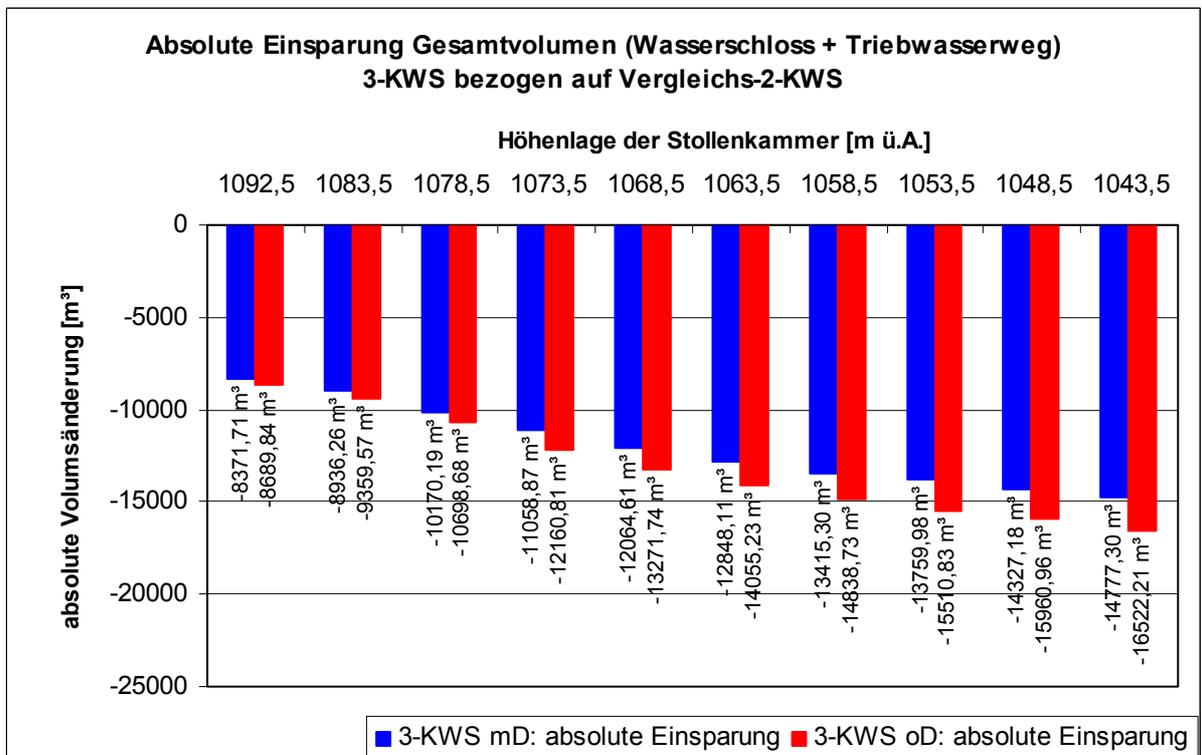


Diagramm 21: Absolute Einsparung an Gesamtvolumen (Wasserschloss + Triebwasserstollen) bezogen auf Vergleichs-2-KWS

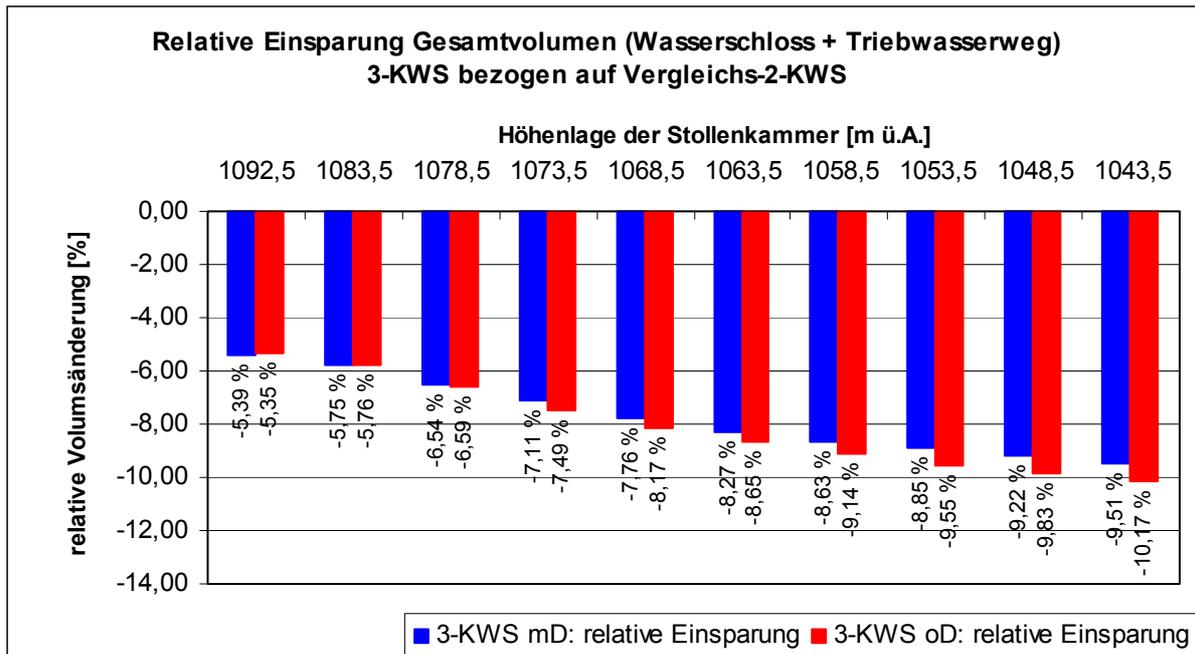


Diagramm 22: Relative Einsparung an Gesamtvolumen (Wasserschloss + Triebwasserstollen) bezogen auf Vergleichs-2-KWS mit 7600 m langem Triebwasserweg

Die Ergebnisse der relativen Gesamtvolumeneinsparungen in Diagramm 22 beziehen sich speziell auf das gewählte Vergleichswasserschlosssystem mit dem 7600 m langen Triebwasserweg. Die Werte der relativen Änderungen des Gesamtvolumens sind sehr von der Länge und dem Querschnitt des Triebwasserweges abhängig, da der überwiegende Anteil des Gesamtvolumens auf das Volumen des Triebwasserweges entfällt. Die Werte der relativen Volumsänderungen der Dreikammerwasserschlösser ohne dazugehöriger Triebwasserwege sind gegenüber dem Vergleichswasserschloss bei weitem höher.

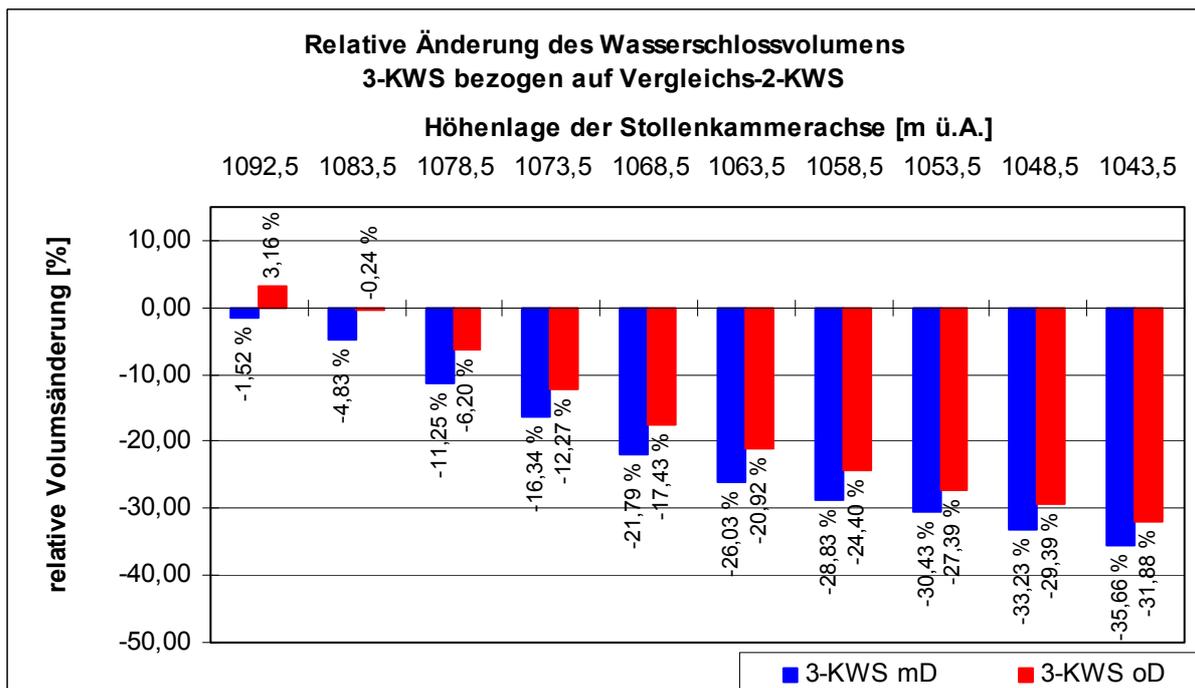


Diagramm 23: Relative Änderung des Wasserschlossvolumens ohne Triebwasserweg

9.2.5 Minimaler und Maximaler Stollendurchfluss

Lastgruppe	Höhenlage der Stollenkammer	min. Stollendurchfluss	max. Stollendurchfluss	Höhenlage der Unterkammer	min. Stollendurchfluss	max. Stollendurchfluss	relative Veränderung zu Vergleichs-2-KWS min. Durchfluss	relative Veränderung zu Vergleichs-2-KWS max. Durchfluss
	m ü.A.	m³/s	m³/s	m ü.A.	m³/s	m³/s	%	%
	3-KWS mit Drossel			Vergleichs-2-KWS mit Drossel				
1	1092,5	-74,93	107,84	1092,5	-79,14	106,25	4,21	1,59
2	1083,5	-77,13	113,12				2,01	6,87
3	1078,5	-77,27	112,97				1,87	6,72
4	1073,5	-78,73	112,33				0,41	6,08
5	1068,5	-78,91	113,24				0,23	6,99
6	1063,5	-76,96	113,59				2,18	7,34
7	1058,5	-76,50	114,10				2,64	7,85
8	1053,5	-78,17	115,44				0,97	9,19
9	1048,5	-79,31	115,09				-0,17	8,84
10	1043,5	-80,10	114,51				-0,96	8,26
	3-KWS ohne Drossel			Vergleichs-2-KWS ohne Drossel				
1	1092,5	-84,39	121,27	1092,5	-86,14	113,08	1,75	8,19
2	1083,5	-83,59	123,98				2,55	10,90
3	1078,5	-82,93	124,21				3,21	11,13
4	1073,5	-84,29	125,61				1,85	12,53
5	1068,5	-85,84	125,20				0,30	12,12
6	1063,5	-86,02	125,83				0,12	12,75
7	1058,5	-84,08	125,09				2,06	12,01
8	1053,5	-84,85	125,62				1,29	12,54
9	1048,5	-86,12	125,37				0,02	12,29
10	1043,5	-87,02	124,18				-0,88	11,10

Tabelle 14: Minimaler und Maximaler Stollendurchfluss

Der maximale Stollendurchfluss stellt den maximalen Wert in Fließrichtung bei Turbinenbetrieb dar. Die Werte für den maximalen Stollendurchfluss liegen sowohl für das gedrosselte Dreikammerwasserschloss als auch für das ungedrosselte über den Werten des Vergleichswasserschlosses. Die maximalen Stollendurchflusswerte sind bei den gedrosselten Dreikammerwasserschlässern durchschnittlich 6 – 9 % bzw. 6 – 9 m³/s höher als bei dem gedrosselten Vergleichswasserschloss, beim ungedrosselten Dreikammerwasserschloss beträgt die Differenz 8 – 12 % bzw. 8 bis 12,5 m³/s.

Der minimale Stollendurchfluss stellt den Maximalwert in Fließrichtung bei Pumpbetrieb dar. Der Stollendurchfluss bei Pumpbetrieb unterscheidet sich sowohl bei den gedrosselten als auch bei den ungedrosselten Wasserschlässern nur geringfügig vom Vergleichswasserschloss. Bei ungedrosselten Dreikammerwasserschlässern liegt der Stollendurchfluss bei Pumpbetrieb bis zu 3 % bzw. 2 m³/s über dem Durchfluss des Vergleichswasserschlosses. Bei den gedrosselten Wasserschlässern gibt es etwas größere Unterschiede. In Lastfall 1 liegt der

Stollendurchfluss ca. 4 % bzw. 4 m³/s unter dem des Vergleichswasserschlosses, in Lastfall 10 ist der Durchfluss um 1 % bzw. ca. 1 m³/s größer als bei dem Vergleichswasserschloss.

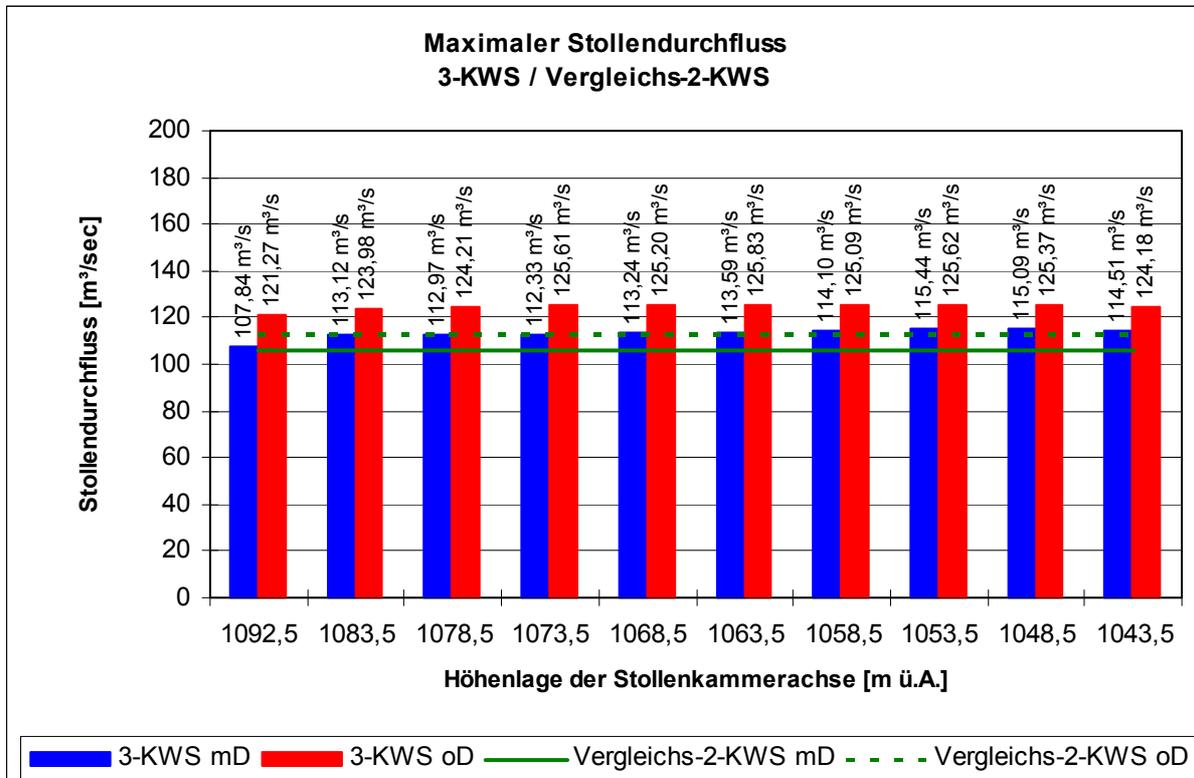


Diagramm 24: Maximaler Stollendurchfluss des 3-KWS und des Vergleichs-2-KWS

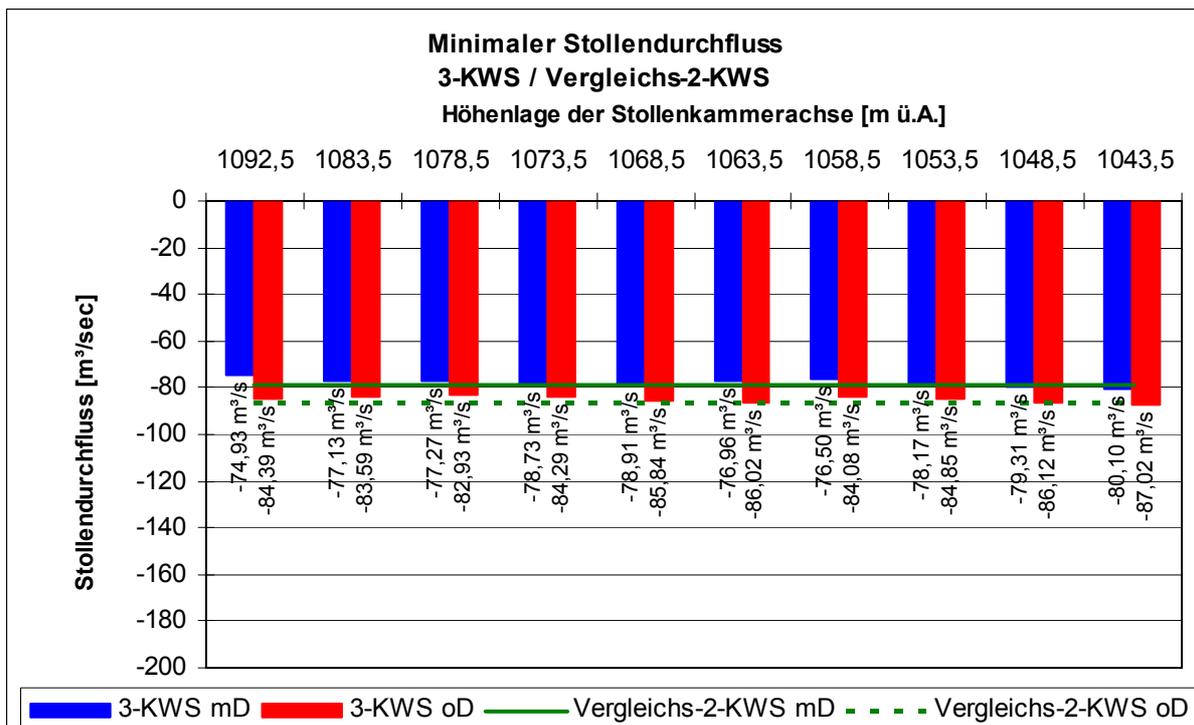


Diagramm 25: Minimaler Stollendurchfluss des 3-KWS und des Vergleichs-2-KWS

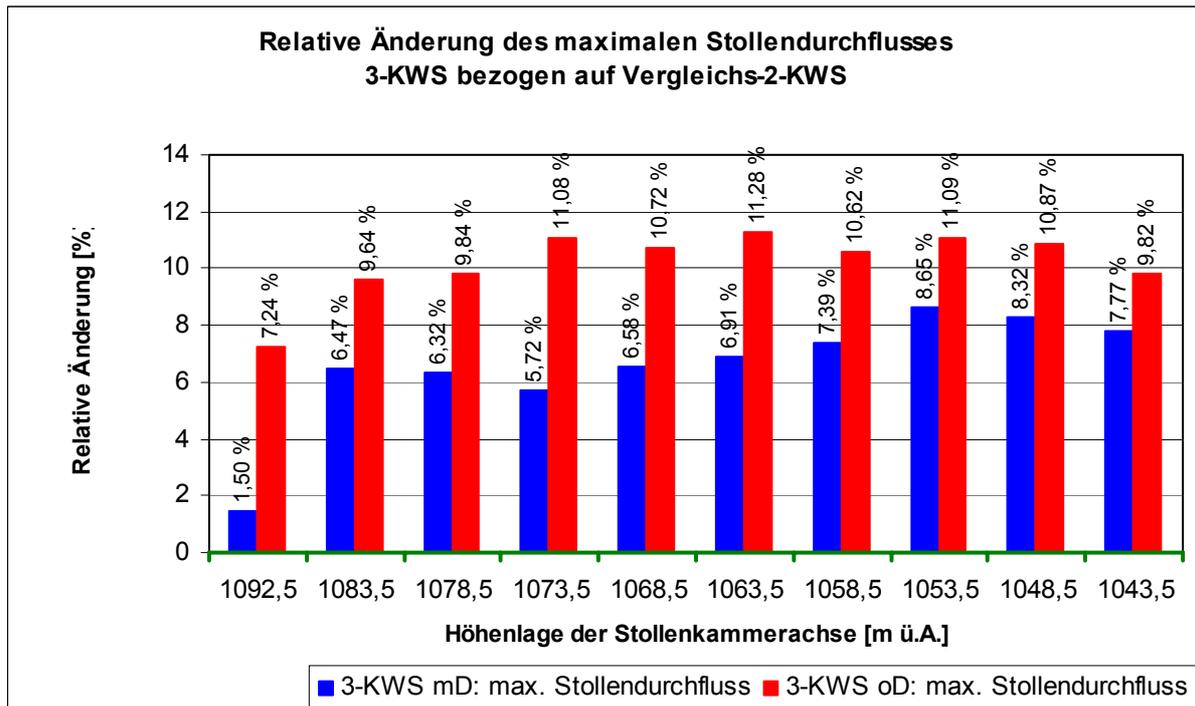


Diagramm 26: Relative Änderung des maximalen Stollendurchflusses bezogen auf Vergleichs-2-KWS

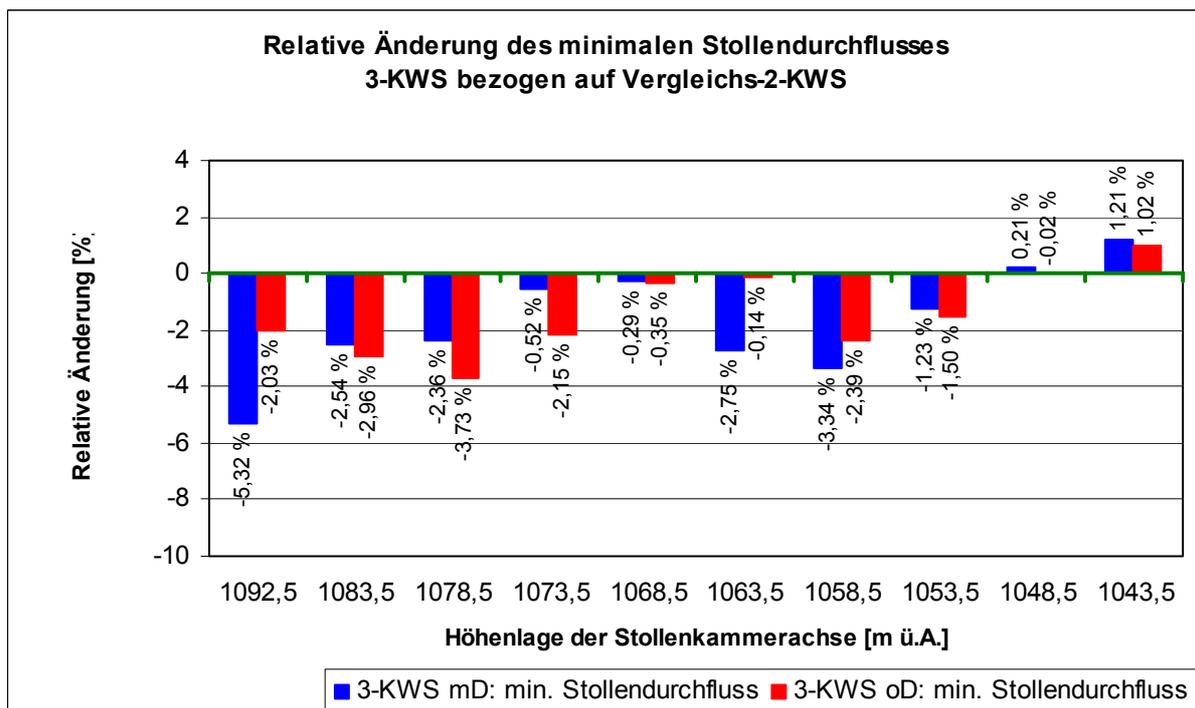


Diagramm 27: Relative Änderung des minimalen Stollendurchflusses bezogen auf Vergleichs-2-KWS

Die Differenz zwischen minimalem und maximalem Stollendurchfluss ist bei den Dreikammerwasserschlossern größer als bei dem Vergleichswasserschloss. Die Stollendurchflussdifferenz des gedrosselten Vergleichswasserschlosses beträgt 185,39 m³/s und des ungedrosselten Vergleichswasserschlosses 199,22 m³/s. Die Stollendurchflussdifferenz der gedrosselten Dreikammerwasserschlosser nimmt mit

zunehmendem Höhenunterschied zwischen Pump- und Stollenkammerachse gleichmäßig bis zu einem Wert von 195 m³/s zu. Die Differenz der ungedrosselten Wasserschlösser steigt bis Lastfall 4 stärker und bewegt sich dann zwischen 209 und 212 m³/s.

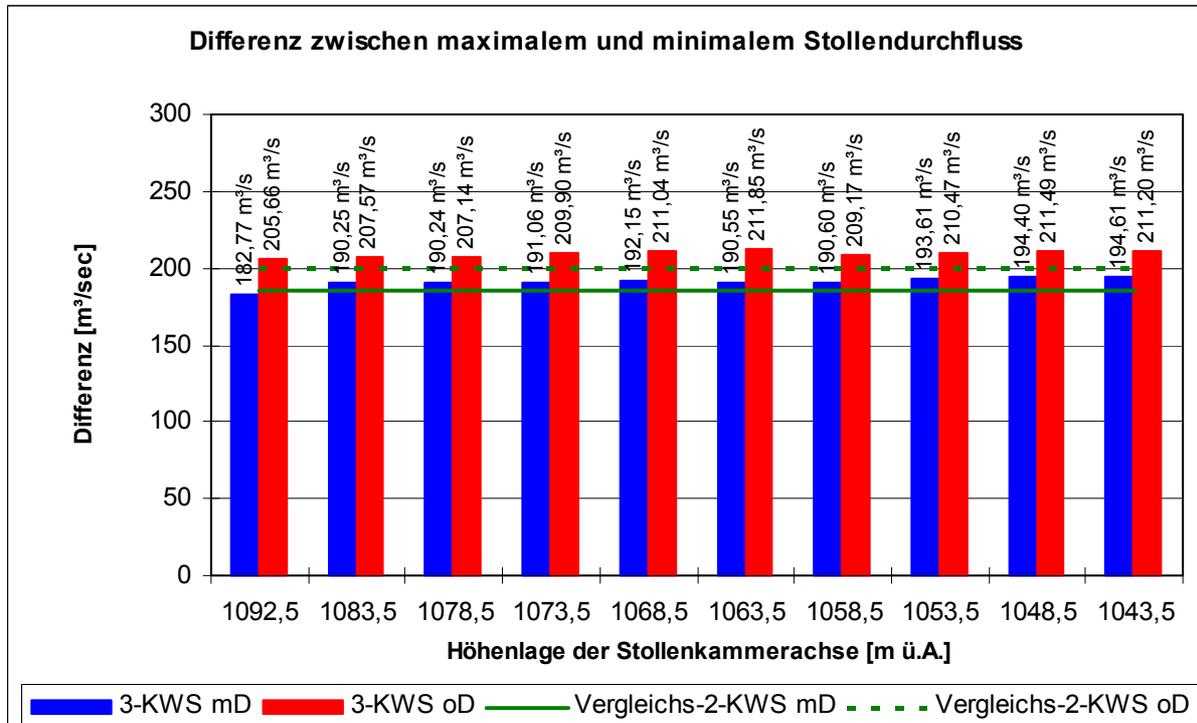


Diagramm 28: Differenz zwischen maximalem und minimalem Stollendurchfluss

10 BAUWIRTSCHAFT

10.1 Vorbemerkung

Das Gebirge, in dem Stollen und Wasserschloss ausgebrochen werden, besteht in der Hauptmasse aus sehr homogenem, harten Granitgneis. Maßgebende Eigenschaft des Gebirges für die Ermittlung der Bohrgeschwindigkeit ist die einaxiale Druckfestigkeit. Auf Grund fehlender Informationen über die vorherrschenden Gebirgseigenschaften im Bereich des Wasserschlosses Häusling sowie des Triebwasserweges wird für die einaxiale Druckfestigkeit eine Annahme getroffen. An der NTNU Trondheim sind an 80 Granitgneisproben unterschiedlicher Herkunft einaxiale Druckfestigkeitsversuche durchgeführt worden. Ergebnis dieser Untersuchungen ist, dass die einaxiale Druckfestigkeit von Granitgneis zwischen 120 und 300 MPa betragen kann. Für die Berechnungen wird eine mittlere einaxiale Druckfestigkeit von 200 MPa gewählt. Die Auswirkung der einaxialen Druckfestigkeit, die über bzw. unter einem Wert von 200 MPa liegt, auf die Bohrgeschwindigkeit ist gering. Die Bohrgeschwindigkeit von Bohrhämmern, wie dem COP 1440 mit 20 kW Leistung, nimmt bis zu einer einaxialen Druckfestigkeit von ca. 100 - 130 MPa stark ab, steigt die Druckfestigkeit weiter sinkt die Bohrgeschwindigkeit jedoch nur mehr gering.

Für die Berechnungen wird auf Grund der einaxialen Druckfestigkeit angenommen, dass der ausgebrochene Hohlraum ohne größere Auflockerungserscheinungen bis zum nächsten Abschlag frei stehen bleibt und es nur zu geringen Ablösungen und Abplatzungen kommt. Das Gebirge wird als standfest, siehe Kapitel 10.6.1, bezeichnet. Eventuell auftretende Bergwässer haben keinen Einfluss auf die Standfestigkeit des Gebirges.

Die Auswirkungen veränderter Gebirgsverhältnisse auf den Baubetrieb werden in Kapitel 10.6 behandelt.

Der Zeitbedarf für Sprengen, Schüttern und Einbau der Sicherung wird für das Dreikammerwasserschloss der Lastgruppe 10, tiefste Lage der Stollenkammer, und für das Vergleichszweikammerwasserschloss ermittelt.

10.2 Bauablauf

Der Triebwasserweg zwischen Schieberkammer und Wasserschloss sowie das Dreikammerwasserschloss bzw. das Vergleichszweikammerwasserschloss werden konventionell vorgetrieben. Für den Vortrieb des Triebwasserweges sowie der Ober-, Pump- und Stollenkammer wird ein Bohrwagen mit drei Bohrräumen eingesetzt. Die Bohrarbeiten werden mit Bohrhämmern mit 20kW Leistung, z.B. Atlas-Copco COP 1440, durchgeführt. Auf Grund der kleinen Ausbruchquerschnitte muss für die Schütterarbeiten eine Spezialmaschine verwendet werden. Diese spezielle Lademaschine besitzt ein Förderband mit dem das Ausbruchmaterial zum Muldenkipper transportiert wird. Derartige Geräte werden z.B. von der Firma Terex-Schaeff angeboten. Da beim Vortrieb der Oberkammer und des Triebwasserweges maximal 70 m³ Schüttermaterial pro Abschlag anfallen und auf Grund der beengten Platzverhältnisse, wird der Abtransport des Schüttermaterials in der Oberkammer mit zwei und in der Unterkammer mit einem Muldenkipper durchgeführt. Das Ausbruchmaterial wird in der Nähe des Portals zwischengelagert um eine kurze

Fahrzeit der Muldenkipper und damit eine kurze Wartezeit des Ladegerätes zu ermöglichen. Da Lage und Orientierung der Oberkammer vom bestehenden Wasserschloss Häusling übernommen werden, ist der Vortrieb eines Fensterstollens erforderlich. Eine andere Orientierung der Oberkammer könnte die Länge des Fensterstollens zumindest deutlich verkürzen.

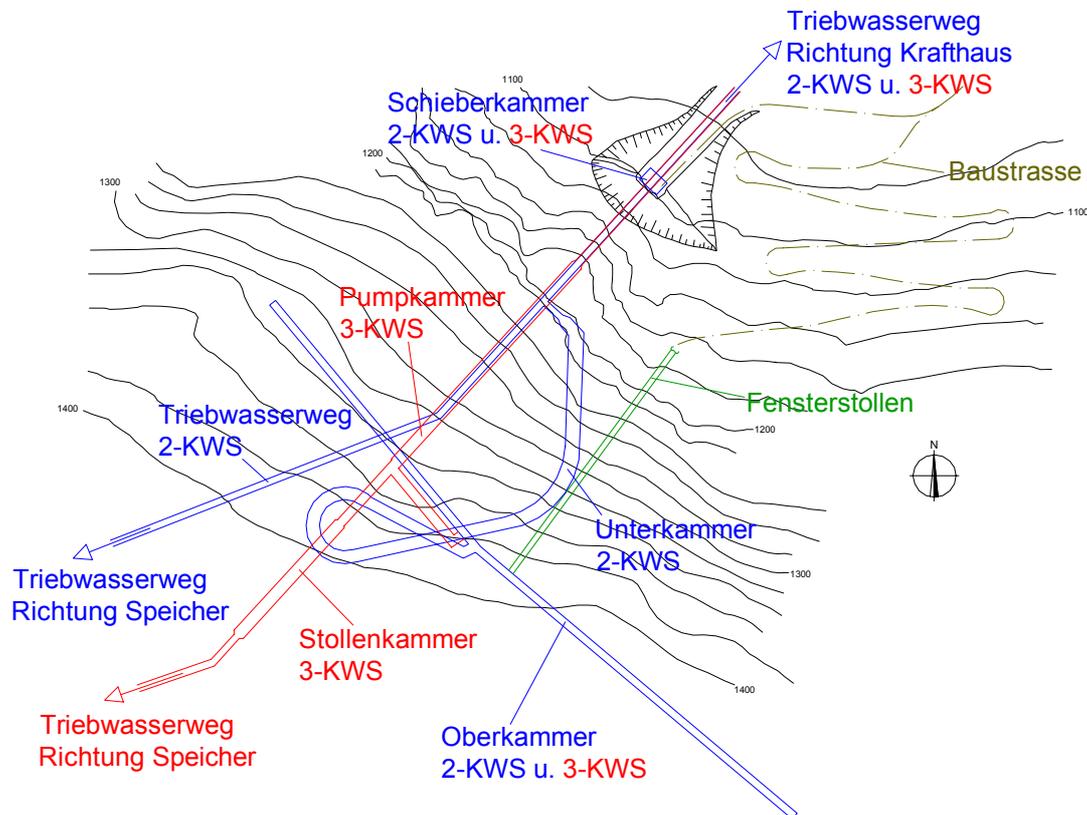


Abbildung 26: Skizze Lageplan Dreikammerwasserschloss und Vergleichszweikammerwasserschloss

Der Maschineneinsatz in Unter- bzw. Pump- und Stollenkammer wird durch den größeren Ausbruchquerschnitt zwar erleichtert, jedoch gestaltet sich die Erreichbarkeit der Kammern als schwieriger. Die Unterkammer des Zweikammerwasserschlosses und die Pumpkammer des Dreikammerwasserschlosses können nur vom tiefer liegenden Triebwasserweg über einen 45° geneigten, ca. 8 m langen Schrägschacht, Durchmesser 5 m, erreicht werden. Die Stollenkammer ist während der Bauarbeiten nur von der Pumpkammer aus über den 69 m langen Verbindungsschacht, Steigung 45°, erreichbar. Der Materialtransport von der Ortsbrust der Pumpkammer erfolgt über Förderbänder zu dem 8 m langen Schrägschacht und gelangt von dort über eine Rutsche in den tiefer liegenden Triebwasserstollen. Im Triebwasserstollen wird das Ausbruchmaterial auf einen LKW geladen und zur nahe dem Portal gelegenen Zwischendeponie transportiert. In der Stollenkammer wird das Ausbruchmaterial ebenfalls mit Förderbändern von der Ortsbrust zum Schacht transportiert. Durch den Schacht wird das Material mit einer Mulde (Inhalt 4,5 m³) im Gleisbetrieb in die Pumpkammer befördert und gelangt über die bereits vorhandenen Förderbänder weiter zum Triebwasserstollen.

Der 45° geneigte Steigschacht zwischen Ober- und Pumpkammer bzw. beim Zweikammerwasserschloss zwischen Ober- und Unterkammer wird von der Oberkammer ausgehend zur Pump- bzw. Unterkammer abgeteuft. Auf Grund der beengten Platzverhältnisse muss für den Vortrieb ein Spezialbohrwagen mit einem Bohrarm und für die Schutterarbeiten ein Minibagger mit 0,2 m³ Schaufelinhalt eingesetzt werden. Das Ausbruchmaterial wird in einer Mulde (Inhalt 4,5 m³) mit einer Seilwinde in die Oberkammer transportiert. Der Spezialbohrwagen und der Minibagger werden im Steigschacht ebenfalls mit Hilfe der Seilwinde auf und ab bewegt. Grund für diese Festlegung der Vortriebsart im Steigschacht ist, dass nur sehr wenige Informationen über das Allimak-Verfahren und das Raise-Boring-Verfahren erhältlich waren. Es konnten daher für diese Verfahren keine zufrieden stellenden Annahmen für die Ermittlung der Vortriebsgeschwindigkeit getroffen werden. Generell würde das Aufbrechen des Schachtes von der Pump- oder Unterkammer aus die Schutterarbeiten bedeutend vereinfachen und die Arbeitsdauer verkürzen. Der Verbindungsschacht zwischen Pump- und Stollenkammer muss jedoch abgeteuft werden, sollen die Bauarbeiten am Wasserschloss vor der Fertigstellung des Triebwasserstollens beendet sein.

Der Triebwasserweg sowohl des Dreikammerwasserschlosses als auch des Zweikammerwasserschlosses wird vom Speicher ausgehend bis zur Stollenkammer mit einer Tunnelbohrmaschine vorgetrieben. Da der Triebwasserweg fallend vorgetrieben wird, muss auf die Wasserhaltung besondere Rücksicht genommen werden. Der Triebwasserweg des Vergleichszweikammerwasserschlosses könnte auch von der Schieberkammer aus vorgetrieben werden, jedoch würde dies in Folge der geringen Platzverhältnisse zu Behinderungen zwischen den Ausbrucharbeiten im Wasserschloss und den Vortriebsarbeiten im Triebwasserweg führen.

Die Arbeiten für den konventionellen und maschinellen Vortrieb werden in einer 4/3-Schicht-Dekade mit Schichtwechsel in vollkontinuierlichem Betrieb durchgeführt. Vollkontinuierlicher Betrieb bedeutet, dass auch an Wochenenden und Feiertagen gearbeitet wird, Schichtwechsel, dass innerhalb einer Dekade die Partien die Schichten wechseln. Jede Arbeitsmannschaft arbeitet 4 Tage in der Frühschicht, danach 4 Tage in der Spätschicht und schlussendlich 4 Tage in der Nachtschicht. Auf diese 12 Arbeitstage folgen 4 freie Tage. Beim konventionellen Vortrieb besteht eine Arbeitsmannschaft aus 7 Mann, beim maschinellen Vortrieb aus 8 Mann.²⁴

Die Schachtarbeiten werden in einem veränderten Rhythmus mit kleineren Arbeitsmannschaften durchgeführt. Da es in einer Schicht nicht möglich ist die kompletten Spreng-, Schutter- und Sicherungsarbeiten durchzuführen, werden diese Arbeiten auf zwei Schichten aufgeteilt. Die Sprengarbeiten werden in einer 8-Stunden-Schicht, die Schutter- und Sicherungsarbeiten in einer 9-Stunden-Schicht durchgeführt. Für diese Arbeiten wird die 3/2-Schicht-Dekade angewendet. Der Arbeitstag wird in eine Tag- und eine Nachtschicht unterteilt. Drei Mannschaften lösen sich in einem Dekadenrhythmus ab. Jede Mannschaft arbeitet 7 Tage in der Frühschicht, 7 Tage in der Spätschicht und hat dann 4 Tage frei. Es wird in kontinuierlichem Betrieb, d.h., auch an Wochenenden und Feiertagen, gearbeitet. Eine Mannschaft besteht aus 5 Mann.²⁵

²⁴ Vgl.: Übungsskriptum: Bauwirtschaftslehre, Ausschreibung – Leistungsbeschreibung, S. 38 - 45

²⁵ Vgl.: Übungsskriptum: Bauwirtschaftslehre, Ausschreibung – Leistungsbeschreibung, S. 33 - 38

10.3 Berechnung der Vortriebsgeschwindigkeit bei konventionellem Vortrieb ^{26, 27, 28, 29}

10.3.1 Vortrieb Oberkammer

Oberkammer des Vergleichszweikammerwasserschlosses (Lastgruppe 11):

- Radius des Ausbruchquerschnittes: 3,35 m
- Fläche des Ausbruchquerschnittes: 35,26 m²
- Länge der Oberkammer: 275 m

Oberkammer des Dreikammerwasserschlosses (Lastgruppe 10):

- Radius des Ausbruchquerschnittes: 3,35 m
- Fläche des Ausbruchquerschnittes: 35,26 m²
- Länge der Oberkammer: 295 m

10.3.1.1 Sprengen

	Ober- kammer 2-KWS	Ober- kammer 3-KWS	
Technische Grundleistung des Bohrgeräts $Q_T = v_B \cdot f_Z =$	0,85	0,85	m/min
Bohrgeschwindigkeit $v_B =$	1,7	1,7	m/min
Zeitfaktor $f_Z =$	0,5	0,5	
Technische Nutzleistung des Bohrgeräts $Q_N = Q_T \cdot f_{E2} \cdot f_{E1} =$	0,69	0,69	m/min
Baustellenfaktor $f_{E2} =$	0,81	0,81	
Betriebsfaktor $f_{E1} =$	1	1	

Für die Gesteinsbohrarbeiten wird der Bohrhammer COP 1440 der Firma Atlas-Copco gewählt. Dieser Bohrhammer erreicht bei einer einaxialen Druckfestigkeit von 200 MPa eine Bohrgeschwindigkeit von 1,7 m/min.

Die Bohrgeschwindigkeit wird mit Hilfe des Zeitfaktors f_Z abgemindert. Der Zeitfaktor f_Z berücksichtigt neben dem Ansetzen des Bohrers, das Ausblasen des Bohrkleins, das Ziehen sowie das Wechseln des Bohrwerkzeuges und das mögliche

²⁶ Vgl.: Übungsskriptum: Allgemeine Baubetriebslehre, Erdbaugeräte, Gruppe 2 und Gruppe 3

²⁷ Vgl.: Ch. Scheuer, Diplomarbeit: Zur Leistungsermittlung von Maschinen und Geräten im Baubetrieb, S. 6.12 - 6.41

²⁸ Vgl.: B. Maidl, Tunnelbau im Sprengvortrieb, S. 83 - 84

²⁹ Vgl.: B. Maidl, Handbuch des Tunnel- und Stollenbaus, S. 146 - 159

Verklemmen des Bohrwerkzeuges. Der Abminderungsfaktor f_z liegt zwischen 0,4 und 0,6.

Der Baustellenfaktor f_{E1} wird 1 gesetzt, da das Umsetzen der Bohrrarme bereits im Zeitfaktor f_z berücksichtigt wird.

Der Betriebsfaktor f_{E2} ist ein Abminderungsfaktor der Motivation und Erfahrung des Bedienungspersonals, den Maschinenzustand sowie die Arbeitsvorbereitung und –kontrolle berücksichtigt. Die Qualität und Einsatzfreude der Maschinisten sowie Alter und Zustand der Maschine werden mit gut angenommen. Daraus resultiert der Betriebsfaktor f_{E2} von 0,81.

	Ober- kammer 2-KWS	Ober- kammer 3-KWS	
Gesamtbohrlänge $L_{\text{bohren}} = n_{\text{Bohrloch}} * L_{\text{Bohrloch}} =$	240,24	240,24	m
Abschlagslänge $L_{\text{Abschlag}} =$	2,5	2,5	m
Bohrlochlänge $L_{\text{Bohrloch}} = L_{\text{Abschlag}} * 1.1 =$	2,75	2,75	m
Bohrlochanzahl $n_{\text{Bohrloch}} = 38 + 1,4 * A =$	87	87	#
 Anzahl der Bohrrarme $n_{\text{Bohrarme}} =$	3	3	#
 Bohrdauer $t_{\text{bohren}} = L_{\text{bohren}} / (60 * Q_N * n_{\text{Bohrarme}}) =$	116	116	min

Die Abschlagslänge wird unter Berücksichtigung der Schutter- und Sicherungsarbeiten ermittelt. Im Zuge einer Arbeitsschicht soll es möglich sein die Spreng-, Schutter- und Sicherungsarbeiten durchzuführen. Diese Rahmenbedingungen geben eine Abschlagslänge von 2,5 m vor. Die höchste mögliche Abschlagslänge für Ausbruchsquerschnitte von 35 m² beträgt 4,1 m.

Die Bohrlochlänge L_{Bohrloch} ergibt sich aus der Abschlagslänge und einem zehnzehnteligen Aufschlag für die Bohrlochtiefe.

Die Bohrlochanzahl n_{Bohrloch} wird mit Hilfe einer empirischen Gleichung berechnet (siehe B. Maidl, Handbuch des Tunnel und Stollenbaus, Band 1, S. 147). Die empirische Gleichung für den Vollausschlag von schwer löslichem Fels lautet $n_{\text{Bohrloch}} = 38 + 1,4 * A$. Die Bohrarbeiten werden mit einem dreiarmligen Bohrwagen durchgeführt.

	Ober- kammer 2-KWS	Ober- kammer 3-KWS	
konstanter Anteil Laden $t_1 = 0,35 * n_{\text{Bohrloch}} =$	31	31	min
längenabhängiger Anteil Laden $t_{1L} = 0,25 * L_{\text{Bohren}} =$	60	60	min
 Verbinden der Zünddrähte $t_3 = 0,15 * n_{\text{Bohrloch}} =$	13	13	min
 Herstellen und Prüfen Zündkreis, Zünden $t_4 =$	10	10	min
 Lüften $t_5 =$	15	15	min
 Vorbau der Wetterleitung $t_6 =$	12	12	min

Der Zeitaufwand für das Laden der Sprenglöcher kann in einen konstanten und in einen von der Bohrlochlänge abhängigen Anteil aufgeteilt werden. Der konstante Anteil berücksichtigt die vom Arbeiter benötigte Zeit zum Erreichen des Bohrloches, das Aufteilen der Zeitzünder, das Untersuchen des Bohrloches auf seine Gängigkeit sowie das Herstellen und Einbringen der Schlagpatronen. Dieser konstante Anteil wird generell mit 0,35 min je Bohrloch angesetzt. Der längenabhängige Anteil berücksichtigt das eventuell notwendige Entfernen von Gesteinsteilen aus dem Bohrloch sowie das Einbringen und Verdichten der restlichen Ladung. Die Dauer der Arbeiten beträgt für Langpatronen 0,25 min je Meter Bohrlochlänge.

Die Werte für das Verbinden der Zünddrähte, das Herstellen und Prüfen des Zündkreises, das Zünden sowie das Lüften und den Vorbau der Wetterleitung sind konstante Zeitschätzungen (siehe B. Maidl, Handbuch des Tunnel und Stollenbaus, Band 1, S. 155 - 156).

$$\text{Gesamtzeit Sprengen } T_{\text{Sprengen}} = (t_{\text{bohren}} + t_1 + t_{1L} + t_3 + t_4 + t_5 + t_6) / 60 = 4,28 \quad 4,28 \quad \text{h}$$

10.3.1.2 Schuttern

	Ober- kammer 2-KWS	Ober- kammer 3-KWS	
Technische Nutzleistung des Fördergeräts $Q_{N, \text{Fördergerät}} = Q_L * f_{E2} * f_L =$	1,73	1,73	m ³ /min
Ladeleistung des Fördergeräts für loses Material $Q_L =$	3	3	m ³ /min
Betriebsfaktor $f_{E2} =$	0,81	0,81	
Ladefaktor $f_L = f_A * f_F =$	0,71	0,71	
Auflockerungsfaktor $f_A =$	0,75	0,75	
Füllungsfaktor $f_F =$	0,95	0,95	
Gesamtfahrzeit des Fördergeräts $t_{\text{Fahrzeit}} =$	10	10	min

Die Schutterarbeiten werden mit einem Ladegerät (Fördergerät) der Firma Terex-Schaeff durchgeführt. Das gelöste Material wird mit der Baggerschaufel auf das, im Ladegerät integrierte, Förderband geladen und zum Muldenkipper transportiert.

Maschinenzustand und Einsatzfreude des Maschinisten werden als gut angenommen, was einen Betriebsfaktor f_{E2} von 0,81 ergibt.

Auflockerungsfaktor f_A und Füllungsfaktor f_F ergeben für gesprengten Fels die Abminderungsfaktoren 0,75 und 0,95.

Auf Grund der beengten Platzverhältnisse wird die Fahrzeit des Geräts zur Ortsbrust und wieder retour berücksichtigt. Während der Fahrzeit des Ladegerätes kann der Vortriebsstollen aus Platzgründen von keinem anderen Fahrzeug befahren werden.

	Ober- kammer 2-KWS	Ober- kammer 3-KWS	
Technische Grundleistung der Muldenkipper			
$Q_T = V_N * f_L / T_S =$	1,31	1,28	m ³ /min
gehäufte Muldeninhalt			
$V_N = \text{Nutzlast} / (\rho * f_L) =$	13,39	13,39	m ³
Nutzlast =	22,7	22,7	to
Lagerungsdichte $\rho =$	2,26	2,26	to/m ³
Ladefaktor $f_L = f_A * f_F =$	0,75	0,75	
Auflockerungsfaktor $f_A =$	0,75	0,75	
Füllungsfaktor $f_F =$	1	1	

Der Abtransport des Schuttermaterials wird mit einem dreiachsigen Muldenkipper durchgeführt. Der Muldeninhalt, z.B. für einen Muldenkipper der Firma Caterpillar (CAT 725), beträgt 13,7 m³ (gehäuft). Der Auflockerungsfaktor f_A für gesprengten Fels wird mit 0,75 festgesetzt, der Füllungsfaktor f_F mit 1.

	Ober- kammer 2-KWS	Ober- kammer 3-KWS	
Spielzeit			
$T_S = t_B + t_{\text{Lastfahrt}} + t_{\text{Leerfahrt}} =$	7,69	7,86	min
Beladezeit des Transportfahrzeugs			
$t_B = V_N * f_L / Q_{N,\text{Fördergerät}} =$	5,80	5,80	min
Lastfahrzeit Gesamt $t_{\text{Lastfahrt}} = t_{\text{Fahrt}} + t_b + t_{br} =$			
Fahrzeit $t_{\text{Fahrt}} = L / v_i * 60 =$	0,68	0,73	min
Länge der Fahrstrecke $L =$	135	150	m
$v_{\text{maßg.}} = v_{\text{min}} * f_{T_S} =$	11,83	12,35	km/h
Transportstreckenfaktor $f_{T_S} =$	0,91	0,9	
kleinstes v maßgebend $= v_{\text{min}} \Rightarrow$	13	13,72	km/h
Geschwindigkeit aus Beschleunigungsweg			
$v_{\text{Beschleunigungsweg}} =$	13	14	km/h
Maximalgeschwindigkeit $v_{\text{max}} =$	51,3	51,3	km/h
Geschwindigkeit aufgrund Fahrwiderstände			
$v_{\text{Fahrwiderstände}} = N_{\text{eff}} * 10,2 / (m * w_{\text{eff}}) =$	13,72	13,72	km/h
effektive Motorleistung $N_{\text{eff}} = N_{\text{max}} * \eta =$	182,4	182,4	kW
maximale Motorleistung $N_{\text{max}} =$	228	228	kW
Wirkungsgrad $\eta =$	0,8	0,8	
$m_{\text{Leerfahrzeug}} =$	22,5	22,5	to
$m_{\text{Ladung}} =$	22,70	22,70	to
Gesamtwiderstandsbeiwert			
$w_{\text{eff}} = (w_R + \Delta H / L * 100) =$	3,00	3,00	%
Rollwiderstandsbeiwert $w_R =$	3	3	
$\Delta H =$	0	0	m

	Ober- kammer 2-KWS	Ober- kammer 3-KWS	
Zeitzuschlag Beschleunigen $t_b = v_i^2 * f_B =$	0,03	0,03	min
Beschleunigungsfaktor $f_B =$	0,15	0,15	
Zeitzuschlag Bremsen $t_{br} = m * v_i^2 / (N_B * 2) =$	0,02	0,03	min
Bremsleistung $N_B =$	175	175	kW
Leerfahrzeit Gesamt $t_{Leerfahrt} = t_i + t_b + t_{br} =$	1,15	1,28	min
Fahrzeit $t_i = L / v_i * 60 =$	1,15	1,28	min
$v_i = v * f_{Ts} =$	7,03	7,03	km/h
Transportstreckenfaktor $f_{Ts} =$	0,89	0,89	
Geschwindigkeit retour $v_{max, retour} =$	7,9	7,9	km/h
Abminderungsfaktor $f =$	0,8	0,8	
Zeitzuschlag Beschleunigen $t_b = v_i^2 * f_B =$	wird nicht berücksichtigt		
Zeitzuschlag Bremsen $t_{br} = m * v_i^2 / (N_B * 2) =$	wird nicht berücksichtigt		
Kippzeit $t_K =$	0,60	0,60	min
=> gewählte LKW-Anzahl $n_{LKW} =$	2	2	#

Die Spielzeit, das ist die Summe aus Fahrzeit, Beladezeit und Kippzeit des Muldenkippers, ist die maßgebende Zeit für die Schutterarbeiten. Die größte Distanz zwischen der Ortsbrust und der Zwischendeponie in unmittelbarer Nähe des Portals beträgt bei dem Vergleichswasserschloss 455 m und bei dem Dreikammerwasserschloss 475 m. Für die Berechnung der Fahrzeit wird jedoch nicht die volle Distanz in Rechnung gestellt, da bei der Einmündung des Fensterstollens in die Oberkammer eine Ausweichmöglichkeit für den zweiten Muldenkipper besteht.

Der wichtigste Einflussfaktor für die Lastfahrzeit ist die mögliche Geschwindigkeit des Fahrzeuges. Verglichen werden die Geschwindigkeit aus dem Beschleunigungsweg $v_{Beschleunigungsweg}$, die maximal mögliche Geschwindigkeit des Fahrzeuges v_{max} und die mögliche Geschwindigkeit auf Grund der Fahrwiderstände $v_{Fahrwiderstände}$. Die geringste Geschwindigkeit ist zugleich die für die Berechnung maßgebende Geschwindigkeit $v_{maßg.}$. Die maßgebende Geschwindigkeit für die Fahrzeitberechnung des Vergleichszweikammerwasserschlosses ist die Geschwindigkeit auf Grund des Beschleunigungsweges, die Geschwindigkeit in Folge der Fahrwiderstände wird für die Fahrzeitberechnung des Dreikammerwasserschlosses maßgebend. Den Berechnungen der Geschwindigkeit werden die Leistungsdaten des Muldenkippers CAT 725 der Firma Caterpillar zu Grunde gelegt.

Auf Grund der Ausweichmöglichkeit auf halber Fahrstrecke wird nur die halbe Oberkammerlänge für die Berechnung der Fahrzeit berücksichtigt. Die Länge des Fensterstollens wird in der Rechnung nicht berücksichtigt. Während der erste Muldenkipper unbeladen zur Ortsbrust fährt, beladen wird und beladen wieder Richtung Deponie fährt, kann der zweite Muldenkipper das Schuttermaterial zur Deponie transportieren und durch den Fensterstollen wieder in die Oberkammer zur

Ausweichstelle gelangen bevor der beladene Muldenkipper in den Fensterstollen einbiegt.

Der Transportstreckenfaktor berücksichtigt den Zustand der Transportstreckenoberfläche. Der Abminderungsfaktor für lange, leichte Wellen beträgt 0,91 für das Vergleichswasserschloss bzw. 0,9 für das Dreikammerwasserschloss. Die Unterschiedlichen Abminderungsfaktoren resultieren aus den verschiedenen Fahrgeschwindigkeiten.

Die Leerfahrzeit wird auf die maximal mögliche Geschwindigkeit des Muldenkippers bei Retourfahrt ausgelegt. Auf Grund der niedrigen Geschwindigkeit kann auf genauere Berechnungen bezüglich Brems- und Beschleunigungszeit verzichtet werden. Die maximale Geschwindigkeit retour wird aus Sicherheitsgründen um 20 % abgemindert.

Die Werte für die Kippzeit liegen zwischen 0,5 und 0,7 Minuten. Es wird eine mittlere Kippzeit von 0,6 Minuten gewählt.

	Ober- kammer 2-KWS	Ober- kammer 3-KWS	
Technische Nutzleistung des Transportbetriebes			
Engpasszeit = t_{LKW}			
$Q_{N, Transport} = V_N / T_S * f_T * f_{E1} * f_{E2} =$	1,46	1,42	m ³ /min
Transportbetriebsfaktor $f_T =$	1	1	
Baustellenfaktor $f_{E1} =$	0,95	0,95	
Betriebsfaktor $f_{E2} =$	0,88	0,88	

Der Baustellenfaktor f_{E1} für eine Übersichtliche Strecke ohne Störstellen wird mit dem Wert 0,95 festgesetzt. Der Betriebsfaktor f_{E2} berücksichtigt die mit gut bewertete Einsatzfreude des Maschinisten sowie den guten Maschinenzustand.

	Ober- kammer 2-KWS	Ober- kammer 3-KWS	
Gesamtzeit Schuttern $T_{Schuttern} =$			
$(A * L_{Abschlag} / Q_{N, Transport} + t_{Fahrzeit}) / 60 =$	1,18	1,20	h

10.3.1.3 Sicherung

	Ober- kammer 2-KWS	Ober- kammer 3-KWS	
Ankerlänge $L_{\text{Anker}} =$	4	4	m
Ankerzahl $n_{\text{Anker}} =$	10	10	#
Ankerlänge gesamt $L_{\text{Anker, ges.}} =$	42	42	m
Gesamtbohrzeit Anker			
$t_{\text{bohren}} = L_{\text{Anker, ges.}} / Q_N / n_{\text{Bohrarme}} =$	20,33	20,33	min
Gesamtzeit Anker setzen			
$t_{\text{setzen}} = 2 \text{ min} * n_{\text{Anker}} =$	20,00	20,00	min

Gefährdete Kluffkörper werden mit Hilfe von Ankern gesichert. Für die Ermittlung der Sicherungsdauer wird eine durchschnittliche Ankerzahl angenommen, die von der Abschlagslänge und dem Umfang der Kammer abhängt.

Die Bohrdaten werden von den Berechnungen in Kapitel 10.3.1.1, Sprengen, übernommen.

	Ober- kammer 2-KWS	Ober- kammer 3-KWS	
$Q_{\text{T, Bewehren}} =$	18,00	18,00	h/to
$m_{\text{Bewehrung}} =$	0,003	0,003	to/m ²
$Q_{\text{T, Bewehren}} =$	3,24	3,24	min/m ²
Abwicklungslänge $L_{\text{Abwicklung}} =$	10,00	10,00	m
Anzahl Mattenlagen $n_{\text{Matten}} =$	1,00	1,00	#
Gesamtzeit Bewehren $t_{\text{Bewehren}} =$	81,00	81,00	min

Der Spritzbeton wird mit einer Mattenlage bewehrt. Hauptaufgabe der Bewehrungsmatten ist die Rissbegrenzung. Es wird der Mattentyp Q188 verwendet. Der Stabdurchmesser dieses Mattentyps beträgt 6 mm, der Stababstand 15 cm und das Gewicht 3,01 kg/m².

Als Richtwert für die Bewehrungsarbeiten mit Matten wird der Arbeitszeitrichtwert für den Hochbau übernommen. Dieser Wert sieht bei einem Mattengewicht von 3 kg/m² eine Arbeitszeit von 18 h/to vor.

	Ober- kammer 2-KWS	Ober- kammer 3-KWS	
Spritzbetondicke $d_{\text{Spritzbeton}} =$	0,1	0,1	m
Technische Grundleistung $Q_{\text{T, Spritzbeton}} =$	30	30	m ³ /h
Zeitfaktor $f_{\text{Z}} =$	0,4	0,4	
Technische Nutzleistung			
$Q_{\text{N, Spritzbeton}} = Q_{\text{T, Spritzbeton}} * f_{\text{Z}} =$	12	12	m ³ /h
$f_{\text{Rückprall}} =$	1,15	1,15	
Menge Spritzbeton			
$M_{\text{Spritzbeton}} = \text{Umfang} * L_{\text{Abschlag}} * d_{\text{Spritzbeton}} * f_{\text{Rückprall}} =$	6,05	6,05	m ³
Gesamtzeit Spritzbeton $t_{\text{Spritzbeton}} =$	30,26	30,26	min

Das Gebirge wird mit einer 10 cm dicken Spritzbetonschicht versiegelt. Der Zeitfaktor f_{Z} für die Spritzbetonarbeiten liegt zwischen 0,35 und 0,45. Es wird ein mittlerer Zeitfaktor von 0,4 gewählt.

	Ober- kammer 2-KWS	Ober- kammer 3-KWS	
Gesamtzeit Stützmittel $T_{\text{Stützmittel}} =$			
$(t_{\text{bohren}} + t_{\text{setzen}} + t_{\text{Bogen}} +$			
$t_{\text{Bewehren}} + t_{\text{Spritzbeton}}) / 60 =$	2,53	2,53	h

10.3.1.4 Gesamtzeit pro Abschlag

	Ober- kammer 2-KWS	Ober- kammer 3-KWS	
Gesamtzeit pro Abschlag =	7,99	8,01	h
Gesamtzeit pro m ³ =	0,09	0,09	h/m ³
Vortriebslänge pro Tag =	7,50	7,50	m/d

Die Gesamtzeit pro Abschlag beinhaltet die Zeitdauer für die Spreng-, Schutter- und Sicherungsarbeiten. Die Abschlagslänge ist so gewählt worden, dass diese Arbeiten innerhalb einer Schicht durchführbar sind. Die Transportwege beziehen sich auf die längste Transportstrecke, die am Ende der Vortriebsarbeiten befahren werden muss. Auf Grund des geringeren Zeitaufwands für die Schutterarbeiten sind zu Beginn der Vortriebsarbeiten größere Abschlagslängen möglich.

10.3.2 Vortrieb Triebwasserweg 3-KWS und Fensterstollen

Triebwasserweg des Vergleichszweikammerwasserschlosses (Lastgruppe 11):

- Radius des Ausbruchquerschnittes: 2,8 m
- Fläche des Ausbruchquerschnittes: 24,63 m²
- Länge der Triebwasserweges: 120 m

Triebwasserweg des Dreikammerwasserschlosses (Lastgruppe 10):

- Radius des Ausbruchquerschnittes: 2,8 m
- Fläche des Ausbruchquerschnittes: 24,63 m²
- Länge der Triebwasserweges: 335 m

Fensterstollen des Vergleichszweikammerwasserschlosses (Lastgruppe 11) und des Dreikammerwasserschlosses (Lastgruppe 10):

- Radius des Ausbruchquerschnittes: 2,65 m
- Fläche des Ausbruchquerschnittes: 22,06 m²
- Länge der Fensterstollen: 180 m

10.3.2.1 Vorbemerkung

Die Spreng-, Schutter- und Sicherungsarbeiten im Triebwasserweg und im Fensterstollen werden in gleicher Weise wie die Vortriebsarbeiten in der Oberkammer Kapitel 10.3.1 durchgeführt. Es wird im Folgenden die Berechnung der Abschlagsdauer gezeigt und auf baubetriebliche Änderungen gegenüber dem Vortrieb der Oberkammer eingegangen.

10.3.2.2 Sprengen

	Triebwasser- weg 2-KWS	Triebwasser- weg 3-KWS	Fenster- stollen	
Technische Grundleistung des Bohrgeräts $Q_T = v_B \cdot f_Z =$	0,85	0,85	0,85	m/min
Bohrgeschwindigkeit $v_B =$	1,7	1,7	1,7	m/min
Zeitfaktor $f_Z =$	0,5	0,5	0,5	
Technische Nutzleistung des Bohrgeräts $Q_N = Q_T \cdot f_{E2} \cdot f_{E1} =$	0,69	0,69	0,69	m/min
Baustellenfaktor $f_{E2} =$	0,81	0,81	0,81	
Betriebsfaktor $f_{E1} =$	1	1	1	

	Triebwasser- weg 2-KWS	Triebwasser- weg 3-KWS	Fenster- stollen	
Gesamtbohrlänge $L_{\text{bohren}} = n_{\text{Bohrloch}} \cdot L_{\text{Bohrloch}} =$	263,11	247,16	257,64	m
Abschlagslänge $L_{\text{Abschlag}} =$	3,3	3,1	3,4	m
Bohrlochlänge $L_{\text{Bohrloch}} = L_{\text{Abschlag}} \cdot 1.1 =$	3,63	3,41	3,74	m
Bohrlochanzahl $n_{\text{Bohrloch}} = 38 + 1,4 \cdot A =$	72	72	69	#
Anzahl der Bohrrame $n_{\text{Bohrarme}} =$	3	3	3	#
Bohrdauer $t_{\text{bohren}} = L_{\text{bohren}} / (60 \cdot Q_N \cdot n_{\text{Bohrarme}}) =$	127	120	125	min
konstanter Anteil Laden $t_1 = 0,35 \cdot n_{\text{Bohrloch}} =$	25	25	24	min
längenabhängiger Anteil Laden $t_{1L} = 0,25 \cdot L_{\text{bohren}} =$	66	62	64	min
Verbinden der Zünddrähte $t_3 = 0,15 \cdot n_{\text{Bohrloch}} =$	11	11	10	min
Herstellen und Prüfen Zündkreis, Zünden $t_4 =$	10	10	10	min
Lüften $t_5 =$	15	15	15	min
Vorbau der Wetterleitung $t_6 =$	12	12	12	min
Gesamtzeit Sprengen $T_{\text{Sprengen}} =$ $(t_{\text{bohren}} + t_1 + t_{1L} + t_3 + t_4 + t_5 + t_6) / 60 =$	4,44	4,24	4,34	h

10.3.2.3 Schuttern

	Triebwasser- weg 2-KWS	Triebwasser- weg 3-KWS	Fenster- stollen	
Technische Nutzleistung des Fördergeräts $Q_{N, \text{Fördergerät}} = Q_L \cdot f_{E2} \cdot f_L =$	2,31	2,31	2,31	m ³ /min
Ladeleistung des Fördergeräts für loses Material $Q_L =$	3	3	3	m ³ /min
Betriebsfaktor $f_{E2} =$	0,81	0,81	0,81	
Ladefaktor $f_L = f_A \cdot f_F =$	0,95	0,95	0,95	
Auflockerungsfaktor $f_A =$	1	1	1	
Füllungsfaktor $f_F =$	0,95	0,95	0,95	
Gesamtfahrzeit des Fördergeräts $t_{\text{Fahrzeit}} =$	5	14	7	min

Im Triebwasserweg sowie im Fensterstollen kann auf Grund der geringen Abmessungen jeweils nur ein Baufahrzeug fahren. Die Gesamtfahrzeit des Fördergerätes t_{Fahrzeit} zur Ortsbrust und wieder zurück zum Portal wird daher der benötigten Gesamtzeit für das Schuttern angerechnet.

	Triebwasser- weg 2-KWS	Triebwasser- weg 3-KWS	Fenster- stollen	
Technische Grundleistung der Muldenkipper				
$Q_T = V_N * f_L / T_S =$	1,39	0,98	1,26	m ³ /min
gehäufter Muldeninhalt				
$V_N = \text{Nutzlast} / (\rho * f_L) =$	13,39	13,39	13,39	m ³
Nutzlast =	22,7	22,7	22,7	to
Lagerungsdichte $\rho =$	2,26	2,26	2,26	to/m ³
Ladefaktor $f_L = f_A * f_F =$	0,75	0,75	0,75	
Auflockerungsfaktor $f_A =$	0,75	0,75	0,75	
Füllungsfaktor $f_F =$	1	1	1	
Spielzeit				
$T_S = t_B + t_{\text{Lastfahrt}} + t_{\text{Leerfahrt}} + t_K =$	7,24	10,21	8,00	min
Beladezeit des Transportfahrzeugs				
$t_B = V_N * f_L / Q_{N,\text{Fördergerät}} =$	4,35	4,35	4,35	min
Lastfahrzeit Gesamt $t_{\text{Lastfahrt}} = t_{\text{Fahrt}} + t_b + t_{br} =$	1,00	2,19	1,34	min
Fahrzeit $t_{\text{Fahrt}} = L / v_i * 60 =$	0,98	2,00	1,32	min
Länge der Fahrstrecke $L =$	150	360	200	m
$v_{\text{maßg.}} = v_{\text{min}} * f_{T_S} =$	9,22	10,79	9,12	km/h
Transportstreckenfaktor $f_{T_S} =$	0,97	0,93	0,95	
kleinstes v maßgebend = $v_{\text{min}} =>$	9,5	11,6	9,6	km/h
Geschwindigkeit aus Beschleunigungsweg				
$v_{\text{Beschleunigungsweg}} =$	9,5	11,6	9,6	km/h
Maximalgeschwindigkeit $v_{\text{max}} =$	51,3	51,3	51,3	km/h
Geschwindigkeit aufgrund Fahrwiderstände				
$v_{\text{Fahrwiderstände}} = N_{\text{eff}} * 10,2 / (m * w_{\text{eff}}) =$	17,64	16,84	16,46	km/h
effektive Motorleistung $N_{\text{eff}} = N_{\text{max}} * \eta =$	182,4	182,4	182,4	
maximale Motorleistung $N_{\text{max}} =$	228	228	228	kw
Wirkungsgrad $\eta =$	0,8	0,8	0,8	
$m_{\text{Leerfahrzeug}} =$	22,5	22,5	22,5	to
$m_{\text{Ladung}} =$	22,70	22,70	22,70	to
Gesamtwiderstandsbeiwert				
$w_{\text{eff}} = (w_R + \Delta H / L * 100) =$	2,33	2,44	2,50	%
Rollwiderstandsbeiwert $w_R =$	3	3	3	
$\Delta H =$	-1	-2	-1	m
Zeitzuschlag Beschleunigen $t_b = v_i^2 * f_B =$	0,01	0,17	0,01	min
Beschleunigungsfaktor $f_B =$	0,13	1,132	0,134	
Zeitzuschlag Bremsen $t_{br} = m * v_i^2 / (N_B * 2) =$	0,01	0,02	0,01	min
Bremsleistung $N_B =$	175	175	175	kW

	Triebwasser- weg 2-KWS	Triebwasser- weg 3-KWS	Fenster- stollen	
Leerfahrzeit Gesamt $t_{\text{Leerfahrt}} = t_i + t_b + t_{br} =$	1,28	3,07	1,71	min
Fahrzeit $t_i = L / v_i * 60 =$	1,28	3,07	1,71	min
$v_i = v * f_{Ts} =$	7,03	7,03	7,03	km/h
Transportstreckenfaktor $f_{Ts} =$	0,89	0,89	0,89	
Geschwindigkeit retour $v_{\text{max, retour}} =$	7,9	7,9	7,9	km/h
Abminderungsfaktor $f =$	0,8	0,8	0,8	
Zeitzuschlag Beschleunigen $t_b = v_i^2 * f_B =$	wird nicht berücksichtigt			min
Zeitzuschlag Bremsen $t_{br} = m * v_i^2 / (N_B * 2) =$	wird nicht berücksichtigt			min
Kippzeit $t_K =$	0,6	0,6	0,6	min
=> gewählte LKW-Anzahl $n_{\text{LKW}} =$	1	1	1	#

Da nur jeweils ein Baugerät den Triebwasserweg bzw. den Fensterstollen befahren kann, wird der Abtransport des Schuttermaterials von einem Muldenkipper durchgeführt.

	Triebwasser- weg 2-KWS	Triebwasser- weg 3-KWS	Fenster- stollen	
Technische Nutzleistung des Transportbetriebes				
Engpasszeit = t_{LKW}				
$Q_{N, \text{Transport}} = V_N / T_S * f_T * f_{E1} * f_{E2} =$	1,63	1,15	1,47	m ³ /min
Transportbetriebsfaktor $f_T =$	1	1	1	
Baustellenfaktor $f_{E1} =$	1	1	1	
Betriebsfaktor $f_{E2} =$	0,88	0,88	0,88	
Gesamtzeit Schüttern $T_{\text{Schüttern}} =$				
$A * L_{\text{Abschlag}} / (Q_{N, \text{Transport}} + t_{\text{Fahrzeit}}) * 60 =$	0,92	1,34	0,97	h

10.3.2.4 Sicherung

	Triebwasser- weg 2-KWS	Triebwasser- weg 3-KWS	Fenster- stollen	
Ankerlänge $L_{\text{Anker}} =$	4	4	4	m
Ankerzahl $n_{\text{Anker}} =$	10	10	10	#
Ankerlänge gesamt $L_{\text{Anker, ges.}} =$	42	42	42	m
Gesamtbohrzeit Anker $t_{\text{bohren}} = L_{\text{Anker, ges.}} / Q_N / n_{\text{Bohrarme}} =$	0,41	0,43	20,33	min
Gesamtzeit Anker setzen $t_{\text{setzen}} = 2 \text{ min} * n_{\text{Anker}} =$	20,00	20,00	20,00	min
$Q_{\text{T, Bewehren}} =$	18,00	18,00	18,00	h/to
$m_{\text{Bewehrung}} =$	0,003	0,003	0,003	to/m ²
$Q_{\text{T, Bewehren}} =$	3,24	3,24	3,24	min/m ²
Abwicklungslänge $L_{\text{Abwicklung}} =$	8,70	8,70	8,40	m
Anzahl Mattenlagen $n_{\text{Matten}} =$	1,00	1,00	1,00	#
Gesamtzeit Bewehren $t_{\text{Bewehren}} =$	102,32	96,12	92,53	min
Spritzbetondicke $d_{\text{Spritzbeton}} =$	0,1	0,1	0,1	m
Technische Grundleistung $Q_{\text{T, Spritzbeton}} =$	30	30	30	m ³ /h
Zeitfaktor $f_Z =$	0,4	0,4	0,4	
Technische Nutzleistung $Q_{\text{N, Spritzbeton}} = Q_{\text{T, Spritzbeton}} * f_Z =$	12	12	12	m ³ /h
$f_{\text{Rückprall}} =$	1,15	1,15	1,15	

	Triebwasser- weg 2-KWS	Triebwasser- weg 3-KWS	Fenster- stollen	
Menge Spritzbeton $M_{\text{Spritzbeton}} = \text{Umfang} * L_{\text{Abschlag}} * d_{\text{Spritzbeton}} * f_{\text{Rückprall}} =$	6,68	6,27	6,51	m ³
Gesamtzeit Spritzbeton $t_{\text{Spritzbeton}} =$	33,38	31,36	32,55	min
Gesamtzeit Stützmittel $T_{\text{Stützmittel}} =$ ($t_{\text{bohren}} + t_{\text{setzen}} + t_{\text{Bogen}} +$ $t_{\text{Bewehren}} + t_{\text{Spritzbeton}}) / 60 =$	2,60	2,47	2,76	h

10.3.2.5 Gesamtzeit pro Abschlag

	Triebwasser- weg 2-KWS	Triebwasser- weg 3-KWS	Fenster- stollen	
Gesamtzeit pro Abschlag =	7,96	8,05	8,07	h
Gesamtzeit pro m ³ =	0,09	0,10	0,11	h/m ³
Vortriebslänge pro Tag =	9,90	9,30	10,20	m/d

10.3.3 Vortrieb Unter-, Pump- und Stollenkammer

Unterkammer des Vergleichszweikammerwasserschlosses (Lastgruppe 11):

- Radius des Ausbruchquerschnittes: 4,15 m
- Fläche des Ausbruchquerschnittes: 54,11 m²
- Länge der Unterkammer: 590 m

Pumpkammer des Dreikammerwasserschlosses (Lastgruppe 10):

- Radius des Ausbruchquerschnittes: 4,15 m
- Fläche des Ausbruchquerschnittes: 54,11 m²
- Länge der Pumpkammer: 150 m

Stollenkammer des Dreikammerwasserschlosses (Lastgruppe 10):

- Radius des Ausbruchquerschnittes: 4,15 m
- Fläche des Ausbruchquerschnittes: 54,11 m²
- Länge der Stollenkammer: 85 m

10.3.3.1 Vorbemerkung

Für die Spreng-, Schutter- und Sicherungsarbeiten in Unter-, Pump- und Stollenkammer gelten die gleichen Annahmen wie in Kapitel 10.3.1, Vortrieb Oberkammer. Im Folgenden werden die Zeitermittlungen für die Arbeiten dargestellt und nur die Abweichungen von den Annahmen in Kapitel 10.3.1 näher behandelt.

10.3.3.2 Sprengen

	Unter- kammer 2-KWS	Pump- kammer 3-KWS	Stollen- kammer 3-KWS	
Technische Grundleistung des Bohrgeräts $Q_T = v_B \cdot f_Z =$	0,85	0,85	0,85	m/min
Bohrgeschwindigkeit $v_B =$	1,7	1,7	1,7	m/min
Zeitfaktor $f_Z =$	0,5	0,5	0,5	
Technische Nutzleistung des Bohrgeräts $Q_N = Q_T \cdot f_{E2} \cdot f_{E1} =$	0,69	0,69	0,69	m/min
Baustellenfaktor $f_{E2} =$	0,81	0,81	0,81	
Betriebsfaktor $f_{E1} =$	1	1	1	

	Unter- kammer 2-KWS	Pump- kammer 3-KWS	Stollen- kammer 3-KWS	
Gesamtbohrlänge $L_{\text{bohren}} = n_{\text{Bohrloch}} \cdot L_{\text{Bohrloch}} =$	225,22	212,71	200,20	m
Abschlagslänge $L_{\text{Abschlag}} =$	1,8	1,7	1,6	m
Bohrlochlänge $L_{\text{Bohrloch}} = L_{\text{Abschlag}} \cdot 1,1 =$	1,98	1,87	1,76	m
Bohrlochanzahl $n_{\text{Bohrloch}} = 38 + 1,4 \cdot A =$	114	114	114	#
Anzahl der Bohrrame $n_{\text{Bohrarme}} =$	3	3	3	#
Bohrdauer $t_{\text{bohren}} = L_{\text{bohren}} / (60 \cdot Q_N \cdot n_{\text{Bohrarme}}) =$	109	103	97	min
konstanter Anteil Laden $t_1 = 0,35 \cdot n_{\text{Bohrloch}} =$	40	40	40	min
längenabhängiger Anteil Laden $t_{1L} = 0,25 \cdot L_{\text{Bohren}} =$	56	53	50	min
Verbinden der Zünddrähte $t_3 = 0,15 \cdot n_{\text{Bohrloch}} =$	17	17	17	min
Herstellen und Prüfen Zündkreis, Zünden $t_4 =$	10	10	10	min
Lüften $t_5 =$	15	15	15	min
Vorbau der Wetterleitung $t_6 =$	12	12	12	min
Gesamtzeit Sprengen $T_{\text{Sprengen}} =$ $(t_{\text{bohren}} + t_1 + t_{1L} + t_3 + t_4 + t_5 + t_6) / 60 =$	4,32	4,17	4,01	h

10.3.3.3 Schuttern

	Unter- kammer 2-KWS	Pump- kammer 3-KWS	Stollen- kammer 3-KWS	
Technische Nutzleistung des Fördergeräts $Q_{N, \text{Fördergerät}} = Q_L \cdot f_{E2} \cdot f_L =$	1,73	1,73	1,73	m ³ /min
Ladeleistung des Fördergeräts für loses Material $Q_L =$	3	3	3	m ³ /min
Betriebsfaktor $f_{E2} =$	0,81	0,81	0,81	
Ladefaktor $f_L = f_A \cdot f_F =$	0,71	0,71	0,71	
Auflockerungsfaktor $f_A =$	0,75	0,75	0,75	
Füllungsfaktor $f_F =$	0,95	0,95	0,95	
Gesamtfahrzeit des Fördergeräts $t_{\text{Fahrzeit}} =$	8	8	5	min

	Unter- kammer 2-KWS	Pump- kammer 3-KWS	Stollen- kammer 3-KWS	
Technische Grundleistung der Muldenkipper				
$Q_T = V_N * f_L / T_S =$	1,12	0,87	0,68	m ³ /min
gehäufter Muldeninhalt				
$V_N = \text{Nutzlast} / (\rho * f_L) =$	13,39	13,39	13,39	m ³
Nutzlast =	22,7	22,7	22,7	to
Lagerungsdichte $\rho =$	2,26	2,26	2,26	to/m ³
Ladefaktor $f_L = f_A * f_F =$	0,75	0,75	0,75	
Auflockerungsfaktor $f_A =$	0,75	0,75	0,75	
Füllungsfaktor $f_F =$	1	1	1	

Zu Beginn der Vortriebsarbeiten muss das Fördergerät jeweils nach Beendigung der Schutterarbeiten aus der Unter-, Pump- bzw. Stollenkammer befördert werden, da es bei den Sprengungen sonst zu nahe an der Ortsbrust stehen würde. Nach einer bestimmten Vortriebslänge kann das Fördergerät in der Kammer bleiben. Die Platzverhältnisse sind ausreichend, die Arbeiten werden durch das geparkte Fördergerät nicht behindert.

	Unter- kammer 2-KWS	Pump- kammer 3-KWS	Stollen- kammer 3-KWS	
Spielzeit				
$T_S = t_B + t_{\text{Lastfahrt}} + t_{\text{Leerfahrt}} + t_K + t_{\text{Schacht}} =$	8,99	11,51	14,70	min
Beladezeit des Transportfahrzeugs				
$t_B = V_N * f_L / Q_{N,\text{Fördergerät}} =$	5,80	5,80	5,80	min
Lastfahrzeit Gesamt $t_{\text{Lastfahrt}} = t_{\text{Fahrt}} + t_b + t_{br} =$	1,14	2,04	1,01	min
Fahrzeit $t_{\text{Fahrt}} = L / v_i * 60 =$	1,11	2,00	0,99	min
Länge der Fahrstrecke $L =$	170	360	150	m
$v_{\text{maßg.}} = v_{\text{min}} * f_{T_S} =$	9,215	10,788	9,118	km/h
Transportstreckenfaktor $f_{T_S} =$	0,97	0,93	0,97	
kleinstes v maßgebend = $v_{\text{min}} \Rightarrow$	9,5	11,6	9,4	km/h
Geschwindigkeit aus Beschleunigungsweg				
$v_{\text{Beschleunigungsweg}} =$	9,5	11,6	9,4	km/h
Maximalgeschwindigkeit $v_{\text{max}} =$	51,3	51,3	51,3	km/h
Geschwindigkeit aufgrund Fahrwiderstände				
$v_{\text{Fahrwiderstände}} = N_{\text{eff}} * 10,2 / (m * w_{\text{eff}}) =$	17,07	16,84	17,64	km/h
effektive Motorleistung $N_{\text{eff}} = N_{\text{max}} * \eta =$	182,4	182,4	182,4	kW
maximale Motorleistung $N_{\text{max}} =$	228	228	228	kW
Wirkungsgrad $\eta =$	0,8	0,8	0,8	
$m_{\text{Leerfahrzeug}} =$	22,5	22,5	22,5	to
$m_{\text{Ladung}} =$	22,70	22,70	22,70	to
Gesamtwiderstandsbeiwert				
$w_{\text{eff}} = (w_R + \Delta H / L * 100) =$	2,41	2,44	2,33	%
Rollwiderstandsbeiwert $w_R =$	3	3	3	
$\Delta H =$	-1	-2	-1	m

	Unter- kammer 2-KWS	Pump- kammer 3-KWS	Stollen- kammer 3-KWS	
Zeitzuschlag Beschleunigen $t_b = v_i^2 * f_B =$	0,01	0,02	0,01	min
Beschleunigungsfaktor $f_B =$	0,131	0,132	0,130	
Zeitzuschlag Bremsen $t_{br} = m * v_i^2 / (N_B * 2) =$	0,01	0,02	0,01	min
Bremsleistung $N_B =$	175	175	175	kW
Leerfahrzeit Gesamt $t_{Leerfahrt} = t_i + t_b + t_{br} =$	1,45	3,07	1,28	min
Fahrzeit $t_i = L / v_i * 60 =$	1,45	3,07	1,28	min
$v_i = v * f_{TS} =$	7,03	7,03	7,03	km/h
Transportstreckenfaktor $f_{TS} =$	0,89	0,89	0,89	
Geschwindigkeit retour $v_{max, retour} =$	7,9	7,9	7,9	km/h
Abminderungsfaktor $f =$	0,8	0,8	0,8	
Zeitzuschlag Beschleunigen $t_b = v_i^2 * f_B =$	wird nicht berücksichtigt			min
Zeitzuschlag Bremsen $t_{br} = m * v_i^2 / (N_B * 2) =$	wird nicht berücksichtigt			min
Kippzeit $t_K =$	0,6	0,6	0,6	min
Zeitzuschlag Mulde Schacht $t_{Schacht} =$	-	-	6	min
=> gewählte LKW-Anzahl $n_{LKW} =$	1	1	1	#

Das Schuttermaterial wird von der Unterkammer bzw. von der Pumpkammer über Förderbänder und eine Rutsche in den Triebwasserweg befördert. Das Material wird direkt auf einen Muldenkipper geladen und dieser transportiert das Ausbruchsmaterial zur Zwischendeponie. Der maßgebende Transportweg für die Schutterarbeiten ist daher der Triebwasserweg und nicht die Länge der Unter- bzw. Pumpkammer. Auf Grund der engen Platzverhältnisse wird der Abtransport nur mit einem Muldenkipper durchgeführt.

Der Zeitbedarf für die Schutterarbeiten in der Stollenkammer muss noch um einen Zeitzuschlag $t_{Schacht}$ für den Transport des Schuttermaterials im Schacht erhöht werden. Das Material wird mit der bereits durch die Schachtarbeiten bestehenden Mulde in die Pumpkammer transportiert. Von der Pumpkammer gelangt das Schuttermaterial wieder über Förderbänder in den Triebwasserweg und wird mit einem Muldenkipper zur Zwischendeponie transportiert.

	Unter- kammer 2-KWS	Pump- kammer 3-KWS	Stollen- kammer 3-KWS	
Technische Nutzleistung des Transportbetriebes				
Engpasszeit = t_{LKW}				
$Q_{N, Transport} = V_N / T_S * f_T * f_{E1} * f_{E2} =$	1,31	1,02	0,80	m ³ /min
Transportbetriebsfaktor $f_T =$	1	1	1	
Baustellenfaktor $f_{E1} =$	1	1	1	
Betriebsfaktor $f_{E2} =$	0,88	0,88	0,88	
Gesamtzeit Schuttern $T_{Schuttern} =$				
$(A * L_{Abschlag} / Q_{N, Transport} + t_{Fahrzeit}) / 60 =$	1,37	1,63	1,88	h

10.3.3.4 Sicherung

	Unter- kammer 2-KWS	Pump- kammer 3-KWS	Stollen- kammer 3-KWS	
Ankerlänge $L_{Anker} =$	4	4	4	m
Ankerzahl $n_{Anker} =$	10	10	10	#
Ankerlänge gesamt $L_{Anker, ges.} =$	42	42	42	m
Gesamtbohrzeit Anker				
$t_{bohren} = L_{Anker, ges.} / Q_N / n_{Bohrarme} =$	20,33	20,33	20,33	min
Gesamtzeit Anker setzen				
$t_{setzen} = 2 \text{ min} * n_{Anker} =$	20,00	20,00	20,00	min
$Q_T, Bewehren =$	18,00	18,00	18,00	h/to
$m_{Bewehrung} =$	0,003	0,003	0,003	to/m ²
$Q_T, Bewehren =$	3,24	3,24	3,24	min/m ²
Abwicklungslänge $L_{Abwicklung} =$	12,50	12,50	12,50	m
Anzahl Mattenlagen $n_{Matten} =$	1,00	1,00	1,00	#
Gesamtzeit Bewehren $t_{Bewehren} =$	72,90	68,85	64,80	min
Spritzbetondicke $d_{Spritzbeton} =$	0,1	0,1	0,1	m
Technische Grundleistung $Q_T, Spritzbeton =$	30	30	30	m ³ /h
Zeitfaktor $f_Z =$	0,4	0,4	0,4	
Technische Nutzleistung				
$Q_N, Spritzbeton = Q_T, Spritzbeton * f_Z =$	12	12	12	m ³ /h
$f_{Rückprall} =$	1,15	1,15	1,15	

	Unter- kammer 2-KWS	Pump- kammer 3-KWS	Stollen- kammer 3-KWS	
Menge Spritzbeton				
$M_{\text{Spritzbeton}} = \text{Umfang} * L_{\text{Abschlag}} * d_{\text{Spritzbeton}} * f_{\text{Rückprall}} =$	5,40	5,10	4,80	m ³
Gesamtzeit Spritzbeton $t_{\text{Spritzbeton}} =$	26,99	25,49	23,99	min
Gesamtzeit Stützmittel $T_{\text{Stützmittel}} =$				
$(t_{\text{bohren}} + t_{\text{setzen}} + t_{\text{Bogen}} +$				
$t_{\text{Bewehren}} + t_{\text{Spritzbeton}}) / 60 =$	2,34	2,24	2,15	h

10.3.3.5 Gesamtabschlagszeit Unter-, Pump- und Stollenkammer

	Unter- kammer 2-KWS	Pump- kammer 3-KWS	Stollen- kammer 3-KWS	
Gesamtzeit pro Abschlag =	8,03	8,04	8,05	h
Gesamtzeit pro m ³ =	0,08	0,09	0,09	h/m ³
Vortriebslänge pro Tag =	5,40	5,10	4,80	m/d

10.3.4 Abteufen des Schachtes

Steigschacht des Vergleichszweikammerwasserschlosses (Lastgruppe 11):

- Radius des Ausbruchquerschnittes: 3,5 m
- Fläche des Ausbruchquerschnittes: 38,48 m²
- Länge des Steigschachtes: 103 m

Steigschacht zwischen Oberkammer und Pumpkammer des Dreikammerwasserschlosses (Lastgruppe 10):

- Radius des Ausbruchquerschnittes: 3,5 m
- Fläche des Ausbruchquerschnittes: 38,48 m²
- Länge des Steigschachtes: 103 m

Verbindungsschacht zwischen Pumpkammer und Stollenkammer des Dreikammerwasserschlosses (Lastgruppe 10):

- Radius des Ausbruchquerschnittes: 3,5 m
- Fläche des Ausbruchquerschnittes: 38,48 m²
- Länge der Oberkammer: 69 m

10.3.4.1 Sprengen

	Schacht 2-KWS	Schacht 3-KWS OK-PK	Schacht 3-KWS PK-StK	
Technische Grundleistung				
Bohrgerät $Q_T = v_B \cdot f_Z =$	0,56	0,56	0,56	m/min
Bohrgeschwindigkeit $v_B =$	1,4	1,4	1,4	m/min
Zeitfaktor $f_Z =$	0,4	0,4	0,4	
Technische Nutzleistung				
Bohrgerät $Q_N = Q_T \cdot f_{E2} \cdot f_{E1} =$	0,45	0,45	0,45	m/min
Baustellenfaktor $f_{E2} =$	0,81	0,81	0,81	
Betriebsfaktor $f_{E1} =$	1	1	1	
Gesamtbohrlänge $L_{\text{bohren}} = n_{\text{Bohrloch}} \cdot L_{\text{Bohrloch}} =$	141,49	141,49	151,60	m
Länge Abschlag $L_{\text{Abschlag}} =$	1,4	1,4	1,5	m
Länge Bohrloch $L_{\text{Bohrloch}} = L_{\text{Abschlag}} \cdot 1.1 =$	1,54	1,54	1,65	m
Anzahl Bohrlöcher $n_{\text{Bohrloch}} = 38 + 1,4 \cdot A =$	92	92	92	#
Anzahl Bohrarne $n_{\text{Bohrarme}} =$	1	1	1	#
Bohrdauer $t_{\text{bohren}} = L_{\text{bohren}} / (60 \cdot Q_N \cdot n_{\text{Bohrarme}}) =$	312	312	334	min

Im Schacht können auf Grund der Platzverhältnisse und des Gerätegewichts die Bohrarbeiten nicht mit einem mehrarmigen Bohrwagen durchgeführt werden. Es kommt daher ein kleiner, leichter Bohrwagen mit einem Bohrarm zum Einsatz. Die Bohrgeschwindigkeit für einen kleinen Bohrwagen muss gegenüber einem großen Bohrwagen niedriger angesetzt werden.

	Schacht 2-KWS	Schacht 3-KWS OK-PK	Schacht 3-KWS PK-StK	
Fahrzeit Bohrwagen (auf und ab) $t_{\text{Fahrzeit}} =$	20	20	10	min
konstanter Anteil Laden $t_1 = 0,35 \cdot n_{\text{Bohrloch}} =$	32	32	32	min
längenabhängiger Anteil Laden $t_{1L} = 0,25 \cdot L_{\text{Bohren}} =$	35	35	38	min
Verbinden der Zünddrähte $t_3 = 0,15 \cdot n_{\text{Bohrloch}} =$	14	14	14	min
Herstellen und Prüfen Zündkreis, Zünden = $t_4 =$	10	10	10	min
Lüften = $t_5 =$	15	15	15	min
Vorbau der Wetterleitung = $t_6 =$	12	12	12	min

Zusätzlich zu den üblichen Zeitanteilen für Laden, Zünddrähte verbinden, Zündkreis Herstellen und Prüfen, Zünden, Lüften und Wetterleitung vorbauen, muss auch das Auf und Abfahren des Bohrwagens berücksichtigt werden. Dieser Zeitanteil t_{Fahrzeit} wird abhängig von der Schachtlänge mit maximal 20 bzw. 10 Minuten angenommen.

	Schacht 2-KWS	Schacht 3-KWS OK-PK	Schacht 3-KWS PK-StK	
Gesamtzeit Sprengen $T_{\text{Sprengen}} =$				
$(t_{\text{bohren}} + t_{\text{Fahrzeit}} + t_1 + t_{1L} + t_3 + t_4 +$				
$t_5 + t_6) / 60 =$	7,50	7,50	7,75	h

10.3.4.2 Schuttern

	Schacht 2-KWS	Schacht 3-KWS OK-PK	Schacht 3-KWS PK-StK	
Technische Grundleistung des Minibaggers $Q_{t, \text{Minibagger}} = V_N * n * f_L * f_Z =$	21	21	21	m ³ /h
Nenninhalt $V_N =$	0,20	0,20	0,20	m ³
Spielzahl $n =$	170	170	170	1/h
Ladefaktor $f_L = f_A * f_F =$	0,71	0,71	0,71	
Auflockerungsfaktor $f_A =$	0,75	0,75	0,75	
Füllungsfaktor $f_F =$	0,95	0,95	0,95	
Zeitfaktor $f_Z =$	0,88	0,88	0,88	

Die Schutterarbeiten werden im Schacht mit einem Minibagger, Schaufelinhalt 0,2 m³, durchgeführt. Ab Bodenklasse 6 (leicht lösbarer Fels und vergleichbare Bodenarten) liegen keine Werte für die Spielzahl vor. Die Spielzahl n wird daher mit dem Wert 170 Spiele/Stunde angenommen.

Der Füllungsfaktor f_F für gesprengten Fels beträgt 0,95 der Auflockerungsfaktor f_A 0,75. Der Zeitfaktor f_Z soll zwischen 0,83 und 0,92 liegen. Es wird ein mittlerer Zeitfaktor von 0,88 gewählt.

	Schacht 2-KWS	Schacht 3-KWS OK-PK	Schacht 3-KWS PK-StK	
Technische Nutzleistung des Minibaggers $Q_{N, \text{Minibagger}} = Q_T * f_{E1} * f_{E2} =$	13,61	13,61	13,61	m ³ /h
Baustellenfaktor $f_{E1} = f_{E11} * f_{E12} * f_{E13} * f_{E14} =$	0,76	0,76	0,76	
Schwenkwinkelfaktor $f_{E11} =$	1,15	1,15	1,15	
Abbautiefenfaktor $f_{E12} =$	1	1	1	
Einsatzartenfaktor $f_{E13} =$	0,73	0,73	0,73	
Entleerungsfaktor $f_{E14} =$	0,9	0,9	0,9	
Betriebsfaktor $f_{E2} = f_{E21} * f_{E22} =$	0,84	0,84	0,84	
Volumsverhältnissfaktor $f_{E21} =$	0,96	0,96	0,96	
Personal- u. Maschinenfaktor $f_{E22} =$	0,88	0,88	0,88	
Fahrzeit Minibagger (auf und ab) $t_{\text{Fahrzeit}} =$	20	20	12	min

Der Baustellenfaktor f_{E1} setzt sich aus dem Schwenkwinkelfaktor f_{E11} , dem Abbautiefenfaktor f_{E12} , dem Einsatzartenfaktor f_{E13} und dem Entleerungsfaktor f_{E14} zusammen. Die jeweiligen Werte sind dem Handbuch BML sowie den Zahlentafeln für Baubetrieb zu entnehmen.

Für die Zeitermittlung der Schutterarbeiten muss wieder der Zeitbedarf für das Auf- und Abseilen der Baugeräte berücksichtigt werden.

	Schacht 2-KWS	Schacht 3-KWS OK-PK	Schacht 3-KWS PK-StK	
Technische Grundleistung der Mulde $Q_{T, \text{Mulde}} = V_N * f_L * 60 / T_S =$	0,18	0,18	0,20	m ³ /min
gehäufte Muldeninhalt $V_N = \text{Nutzinhalt} / (\rho * f_L) =$	6,00	6,00	6,00	m ³
Muldeninhalt $V_{\text{Mulde}} =$	4,5	4,5	4,5	m ³
Ladefaktor $f_L = f_A * f_F =$	0,75	0,75	0,75	
Auflockerungsfaktor $f_A =$	0,75	0,75	0,75	
Füllungsfaktor $f_F =$	1	1	1	
$Q_N = Q_{T, \text{Mulde}} * f_{E2} =$	0,15	0,15	0,16	m ³ /min
Betriebsfaktor $f_{E2} =$	0,81	0,81	0,81	

Das Schuttermaterial wird im Gleisbetrieb mit einer Mulde in die höher gelegene Kammer transportiert. Die Seilwinde soll eine Mulde mit 10 to bewegen können, das entspricht im Falle von Granitgneis einem aufgelockerten Muldeninhalt von 6 m³. Der Weiterbau der Gleise kann während der Bohrarbeiten für die Anker bzw. für die Sprenglöcher durchgeführt werden.

Einsatzfreude des Maschinisten und Zustand der Maschinen wird wieder mit „gut“ angenommen.

	Schacht 2-KWS	Schacht 3-KWS OK-PK	Schacht 3-KWS PK-StK	
Spielzeit				
$T_S = t_B + t_{\text{Lastfahrt}} + t_{\text{Leerfahrt}} + t_K =$	24,94	24,94	22,94	min
Beladezeit des Transportfahrzeugs				
$t_B = V_N * f_L * 60 / Q_{N, \text{Minibagger}} =$	19,84	19,84	19,84	min
Lastfahrzeit $t_{\text{Lastfahrt}} =$	2,5	2,5	1,5	min
Leerfahrzeit $t_{\text{Leerfahrt}} =$	2	2	1	min
Kippzeit $t_K =$	0,6	0,6	0,6	min

Die Spielzeit für die Schutterarbeiten besteht aus der Beladezeit t_B , der Lastfahrzeit $t_{\text{Lastfahrt}}$, der Leerfahrzeit $t_{\text{Leerfahrt}}$ sowie der Kippzeit t_K . Lastfahrzeit und Leerfahrzeit der Mulde sind von der Seilwinde abhängig. Es wird angenommen, dass die Seilwinde die Mulde mit einer Geschwindigkeit von 40 m/min aufwärts zieht und mit ca. 50 m/min abseilt.

	Schacht 2-KWS	Schacht 3-KWS OK-PK	Schacht 3-KWS PK-StK	
Gesamtzeit Schuttern $T_{\text{Schuttern}} =$				
$(A * L_{\text{Abschlag}} / Q_N + t_{\text{Fahrzeit}}) / 60 =$	6,48	6,48	6,26	h

10.3.4.3 Sicherung

	Schacht 2-KWS	Schacht 3-KWS OK-PK	Schacht 3-KWS PK-StK	
Ankerlänge $L_{\text{Anker}} =$	4	4	4	m
Ankerzahl $n_{\text{Anker}} =$	6	6	6	#
Ankerlänge gesamt $L_{\text{Anker, ges.}} =$	25	25	25	m
Gesamtbohrzeit Anker				
$t_{\text{bohren}} = L_{\text{Anker, ges.}} / Q_N / n_{\text{Bohrarme}} =$	55,56	55,56	55,56	min
Gesamtzeit Anker setzen				
$t_{\text{setzen}} = 2 \text{ min} * n_{\text{Anker}} =$	12,00	12,00	12,00	min

	Schacht 2-KWS	Schacht 3-KWS OK-PK	Schacht 3-KWS PK-StK	
$Q_{T, \text{ Bewehren}} =$	18,00	18,00	18,00	h/to
$m_{\text{ Bewehrung}} =$	0,003	0,003	0,003	to/m ²
$Q_{T, \text{ Bewehren}} =$	0,05	0,05	0,05	h/m ²
Abwicklungslänge $L_{\text{ Abwicklung}} =$	21,99	21,99	21,99	m
Gesamtzeit Bewehren $t_{\text{ Bewehren}} =$	99,75	99,75	106,88	min
Spritzbetondicke $d_{\text{ Spritzbeton}} =$	0,1	0,1	0,1	m
Technische Grundleistung $Q_{T, \text{ Spritzbeton}} =$	30	30	30	m ³ /h
Zeitfaktor $f_Z =$	0,4	0,4	0,4	
Technische Nutzleistung				
$Q_{N, \text{ Spritzbeton}} = Q_{T, \text{ Spritzbeton}} * f_Z =$	12	12	12	m ³ /h
Menge Spritzbeton				
$M_{\text{ Spritzbeton}} = \text{Umfang} * L_{\text{ Abschlag}} * d_{\text{ Spritzbeton}} * f_{\text{ R\ddot{u}ckprall}} =$	3,54	3,54	3,79	m ³
Gesamtzeit Spritzbeton $t_{\text{ Spritzbeton}} =$	17,70	17,70	18,97	min

Die Sicherungsarbeiten werden gleich durchgeführt wie in den Kammern und im Triebwasserweg.

	Schacht 2-KWS	Schacht 3-KWS OK-PK	Schacht 3-KWS PK-StK	
Gesamtzeit Stützmittel $T_{\text{ Stützmittel}} =$				
$t_{\text{ bohren}} + t_{\text{ setzen}} + t_{\text{ Spritzbeton}} =$	3,08	3,08	3,22	h

10.3.4.4 Gesamtdauer Schacht abteufen

	Schacht 2-KWS	Schacht 3-KWS OK-PK	Schacht 3-KWS PK-StK	
Gesamtzeit pro Abschlag =	17,07	17,07	17,23	h
Gesamtzeit pro m ³ =	0,32	0,32	0,30	h/m ³
Abteuftiefe pro Tag =	1,40	1,40	1,50	m

10.4 Berechnung der Vortriebsgeschwindigkeit bei maschinellem Vortrieb³⁰

10.4.1 Prognosemodell der NTNU Trondheim

Mit Hilfe des Prognosemodells der NTNU Trondheim wird auf Grund der Trennflächen, des Drilling Rate Index DRI und der Gesteinsporosität ein äquivalenter Gebirgsfaktor ermittelt. Mit diesem äquivalenten Gebirgsfaktor kann ein Penetrationskoeffizient und eine kritische Andruckkraft ermittelt werden. Mit diesen zwei Größen und der äquivalenten Andruckkraft, die sich auf Grund der Meißelform und –größe sowie der Meißelandruckkraft ergibt, kann die Penetration des Gebirges ermittelt werden. Die Penetration gibt die Eindringtiefe der Tunnelbohrmaschine in das Gestein bei einer Umdrehung des Bohrkopfes an.

Der äquivalente Gebirgsfaktor setzt sich aus dem Gebirgsfaktor k_s , dem Faktor für die Bohrbarkeit des Gesteins k_{DRI} und der Porosität des Gebirges k_{por} zusammen. Der Trennflächenabstand berücksichtigt die Häufigkeit und Orientierung der Trennflächen. Der Trennflächenabstand von Granitgneis kann zwischen 20 und 160 cm liegen. Auf Grund fehlender Informationen über den tatsächlichen Abstand wird ein Trennflächenabstand von 40 cm angenommen. Mit Hilfe des Trennflächenabstandes wird der Gebirgsfaktor k_s ermittelt.

Der Faktor k_{DRI} berücksichtigt die Bohrbarkeit des Gesteins. Der Faktor wird mit dem DRI-Wert für Granitgneis, der zwischen 42 und 62 liegt, ermittelt.

Der Faktor der Gesteinsporosität k_{por} berücksichtigt die positive Auswirkung einer hohen Gesteinsporosität auf die Penetration.

Trennflächenabstand =	40 cm
Gebirgsfaktor k_s =	1,1
Bohrbarkeit des Gesteins k_{DRI} =	1
Porosität k_{por} =	1
äquivalenter Gebirgsfaktor $k_{ekv} = k_s * k_{DRI} * k_{por} =$	1,1

Zwischen kritischer Andruckkraft M_1 und dem äquivalenten Gebirgsfaktor k_{ekv} sowie zwischen dem Penetrationskoeffizient b und k_{ekv} besteht ein empirischer ermittelter Zusammenhang. Dieser Zusammenhang ist von A. Bruland im Buch „Hard rock tunnel boring, Advance Rate and Cutter Wear“ in Form von Diagrammen dargestellt und die kritische Andruckkraft sowie der Penetrationkoeffizient können daraus abgelesen werden.

kritische Andruckkraft M_1 =	85 kN/Meißel
Penetrationskoeffizient b =	1,7

³⁰ Vgl.: W. Leitner, Baubetriebliche Modellierung der Prozesse maschineller Tunnelvortriebe im Festgestein, S. 46 - 57

Bei den Berechnungen der äquivalenten Andruckkraft muss der Meißeldurchmesser und der Schneidbahnabstand berücksichtigt werden. Als Standard wird ein Meißeldurchmesser von 483 mm (19 Zoll) sowie ein Schneidbahnabstand von 70 mm festgelegt. Diese Werte müssen mit den Korrekturfaktoren entsprechend korrigiert werden. Die maximale durchschnittliche Meißelandruckkraft bei 430 mm Durchmesser beträgt 230 kN/Meißel.

$$\begin{aligned}
 \text{Meißeldurchmesser } D_{\text{Meißel}} &= 430 \text{ mm} \\
 \text{Schneidbahnabstand} &= 80 \text{ mm} \\
 \text{Korrekturfaktor Meißelgröße } k_d &= 1,15 \\
 \text{Korrekturfaktor Schneidbahnabstand } k_a &= 0,935 \\
 \text{Meißelandruckkraft } M_B &= 230 \text{ kN/Meißel} \\
 \text{Äquivalente Andruckkraft } M_{\text{ekv}} &= k_d * k_a * M_B = 247,31 \text{ kN/Meißel}
 \end{aligned}$$

Mit Hilfe der kritischen Andruckkraft und dem Penetrationskoeffizient, die beide vom äquivalenten Gebirgsfaktor abhängen, sowie der äquivalenten Andruckkraft kann die Penetration p ermittelt werden.

$$p = (M_{\text{ekv}} / M_1)^b = 6,14 \text{ mm/rev}$$

10.4.2 Vortriebsgeschwindigkeit

$$\begin{aligned}
 \text{Bohrkopfdrehzahl } n_B &= 10 \text{ rev/min} \\
 \text{Nettovortriebsleistung } I_n &= p * n_B * 60 / 1000 = 3,69 \text{ m/h} \\
 \text{Ausnutzungsgrad } u &= 0,3 \\
 \text{Vortriebsgeschwindigkeit } Q &= u * I_n = 1,11 \text{ m/h}
 \end{aligned}$$

Die Vortriebsgeschwindigkeit wird mit Hilfe des Ausnutzungsgrades u aus der Nettovortriebsleistung ermittelt. Die Nettovortriebsleistung stellt die maximale mögliche Vortriebsleistung der Tunnelbohrmaschine dar. Der Ausnutzungsgrad wird aus Nachkalkulationen ähnlicher Projekte abgeleitet. Ein guter Ausnutzungsgrad beträgt derzeit 30 % der Nettovortriebsleistung.

Die Nettovortriebsleistung wird über die Penetration p und die Bohrkopfdrehzahl n_B ermittelt. Die Bohrkopfdrehzahl wird über die Rollengeschwindigkeit der Außenmeißel ermittelt. Die Rollengeschwindigkeit der Außenmeißel soll zwischen 160 und 180 m/min betragen.

Bei einem 24-Stunden-Betrieb der Tunnelbohrmaschine können bei einer Vortriebsgeschwindigkeit von 1,11 m/h ca. 26,5 m/Tag vorgetrieben werden.

10.4.3 Zusammenfassung der baubetrieblichen Berechnungsergebnisse

	Vortriebsart	Länge	Abschlagslänge	Gesamtzeit pro Abschlag	Gesamtzeit pro m ³	Vortrieb pro Tag	Baudauer
		m	m/Abschlag	h/Abschlag	h/m ³	m/Tag	Tage
Oberkammer 2-KWS	konventionell	275	2,50	7,99	0,09	7,50	37
Oberkammer 3-KWS	konventionell	295	2,50	8,01	0,09	7,50	39
Fensterstollen	konventionell	180	3,40	8,06	0,11	10,20	18
Triebwasserweg II 2-KWS	konventionell	120	3,30	7,96	0,09	9,90	12
Triebwasserweg II 3-KWS	konventionell	335	3,10	8,03	0,10	9,30	36
Unterkammer 2-KWS	konventionell	590	1,80	8,03	0,08	5,40	109
Pumpkammer 3-KWS	konventionell	150	1,70	8,04	0,09	5,10	29
Stollenkammer 3-KWS	konventionell	85	1,60	8,05	0,09	4,80	18
Schacht 2-KWS	konventionell	103	1,40	17,07	0,32	1,40	74
Schacht OK-PK 3-KWS	konventionell	103	1,40	17,07	0,32	1,40	74
Schacht PK-SK 3-KWS	konventionell	69	1,50	17,23	0,30	1,50	46
Triebwasserweg I 2-KWS	maschinell	7480	26,54	24,00	0,06	26,54	282
Triebwasserweg I 3-KWS	maschinell	7055	26,54	24,00	0,06	26,54	266

Tabelle 15: Zusammenfassung der Berechnungsergebnisse

Die Kammern, der Schacht sowie ein kurzer Abschnitt des Triebwasserweges werden sowohl bei dem Dreikammerwasserschloss als auch bei dem Vergleichszweikammerwasserschloss konventionell im Sprengvortrieb ausgebrochen. Der kurze Triebwasserwegabschnitt der konventionell ausgebrochen wird, wird als Triebwasserweg II bezeichnet. Dieser Triebwasserwegabschnitt erstreckt sich von der Schieberkammer bis zum Beginn der Pumpkammer (Dreikammerwasserschloss) bzw. bis zum Beginn der Unterkammer (Zweikammerwasserschloss). Die Abschlagslänge in der Oberkammer sowie im Fensterstollen und im Triebwasserweg ist auf Grund des kleineren Ausbruchquerschnitts größer als in der Unter-, Pump- oder Stollenkammer. Der Zeitbedarf um 1 m³ Gebirge auszubrechen beträgt im Triebwasserweg und in den Kammern zwischen 0,08 und 0,11 Stunden. Im Schacht erhöht sich der Zeitbedarf auf Grund des eingeschränkten Maschineneinsatzes und infolge der schwierigeren Schutterarbeiten deutlich auf 0,32 m² pro Stunde.

Die Baudauer des Dreikammerwasserschlosses ist in allen Abschnitten, bis auf die Abschnitte Schacht und Oberkammer, deutlich geringer als bei dem Vergleichszweikammerwasserschloss. Die Baudauer der Oberkammer des Dreikammerwasserschlosses ist geringfügig länger als bei der Oberkammer des Vergleichszweikammerwasserschlosses, bei dem Schachtbauwerk ist diese Differenz größer. Diese größere Differenz in Bezug auf das Vergleichszweikammerwasserschloss ergibt sich durch den zusätzlichen Schachtabschnitt zwischen Pump- und Stollenkammer.

Der Triebwasserweg I, zwischen Unterbecken und Wasserschloss, wird bei beiden Wasserschlostypen maschinell vorgetrieben. Der Querschnitt des Triebwasserweges ist bei dem Dreikammerwasserschloss und bei dem Vergleichszweikammerwasserschloss gleich. Die längere Baudauer des Triebwasserweges des Vergleichszweikammerwasserschlosses ergibt sich auf Grund der größeren Distanz zwischen Unterbecken und Wasserschloss.

10.5 Bauzeitvergleich

10.5.1 Bauzeitplan Vergleichszweikammerwasserschloss

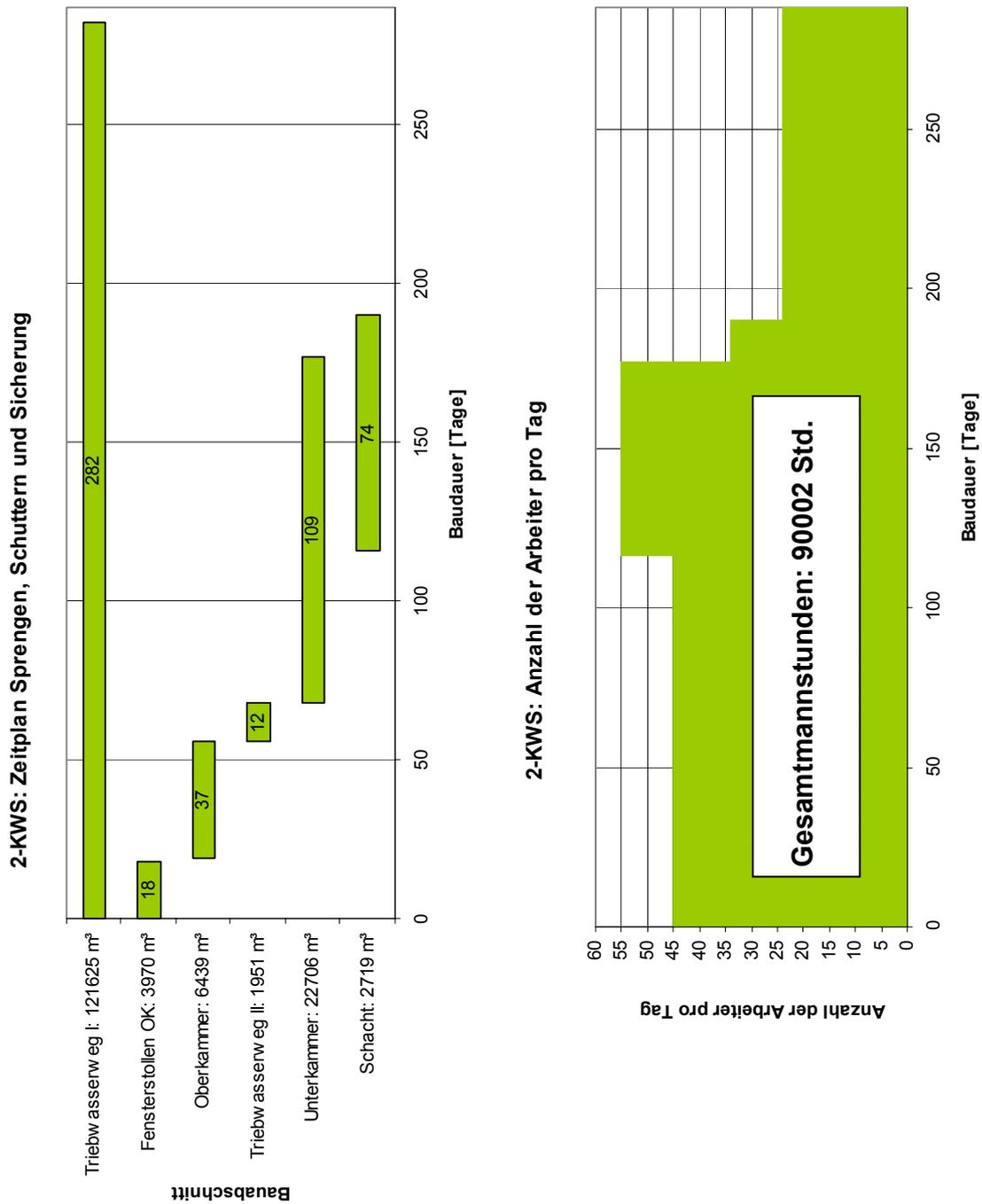


Abbildung 27: Bauzeitplan und Arbeiterzahl für das Vergleichszweikammerwasserschloss

Der Triebwasserweg I des Zweikammerwasserschlosses wird vom Speicher aus mit einer Tunnelbohrmaschine in 282 Tagen vorgetrieben. Mit dem Beginn der Vortriebsarbeiten im Triebwasserweg I wird auch mit den konventionellen Ausbrucharbeiten im Wasserschloss begonnen. Zuerst werden Fensterstollen und Oberkammer hergestellt, dann der Triebwasserweg II zwischen Schieberkammer und Wasserschloss und schlussendlich die Unterkammer. Unterkammer und Schacht können parallel vorgetrieben werden. Es ist darauf zu Achten, dass die Unterkammer zumindest 2 Wochen vor dem Schacht fertig gestellt ist, um negative Beeinflussungen der Vortriebsarbeiten zu vermeiden.

Die Vortriebsarbeiten im Triebwasserweg und in den Kammern werden in einer 4/3-Schicht-Dekade ausgeführt. Täglich sind 3 Arbeitsschichten mit jeweils 8 Arbeitern am Bau des Triebwasserweges sowie 3 Arbeitsschichten mit jeweils 7 Arbeitern am Bau einer Kammer notwendig. Die Abteufarbeiten des Schachtes werden täglich von 2 Arbeitsschichten, eine Schicht besteht aus 5 Mann, ausgeführt.

Insgesamt werden über die gesamte Bauzeit für die Spreng-, Schutter- und Sicherungsarbeiten 90002 Mannstunden kalkuliert, davon entfallen 30818 Std. auf die Herstellung des Zweikammerwasserschlosses, 56160 Std. auf die Herstellung des Triebwasserweges I (maschineller Ausbruch) und des Triebwasserweges II (konventioneller Ausbruch), sowie 3024 Std. auf die Herstellung des Fensterstollens.

10.5.2 Bauzeitplan Dreikammerwasserschloss

Die maschinellen Vortriebsarbeiten für die Herstellung des Triebwasserweges I des Dreikammerwasserschlosses benötigen 266 Tage. Gleichzeitig mit Beginn der maschinellen Vortriebsarbeiten im Triebwasserweg wird mit den konventionellen Ausbrucharbeiten für den Fensterstollen begonnen. Nachdem Fensterstollen und Oberkammer ausgebrochen worden sind, werden der Triebwasserweg II zwischen Schieberkammer und Pumpkammer und die Pumpkammer selbst vorgetrieben. Die Arbeiten am Steigschacht zwischen Ober- und Pumpkammer werden parallel zu den Arbeiten an der Pumpkammer durchgeführt. Es ist darauf zu Achten, dass die Pumpkammer früh genug fertig gestellt ist um eine negative Beeinflussung zwischen den Arbeiten an Pumpkammer und Schacht zu vermeiden. Sobald der erste Teil des Schachtes zwischen Ober- und Pumpkammer fertig gestellt ist, wird der zweite Teil des Schachtes Richtung Stollenkammer abgeteuft. Nach Fertigstellung des Verbindungsschachtes wird die Stollenkammer vorgetrieben.

Die Vortriebsarbeiten im Triebwasserweg und in den Kammern werden wie bei dem Zweikammerwasserschloss in einer 4/3-Schicht-Dekade durchgeführt. Täglich sind 3 Arbeitsschichten mit jeweils 8 Arbeitern für den Vortrieb des Triebwasserweges sowie 3 Arbeitsschichten mit jeweils 7 Arbeitern für die Herstellung der Kammern notwendig. Die Abteufarbeiten des Schachtes werden täglich von 2 Arbeitsschichten, eine Schicht besteht aus 5 Mann, ausgeführt.

Insgesamt werden über die gesamte Bauzeit für die Spreng-, Schutter- und Sicherungsarbeiten 84792 Mannstunden kalkuliert, davon entfallen 24648 Std. auf die Herstellung des Dreikammerwasserschlosses, 57120 auf die Herstellung des Triebwasserweges I (maschineller Ausbruch) und des Triebwasserweges II (konventioneller Ausbruch), sowie 3024 Std. auf die Herstellung des Fensterstollens.

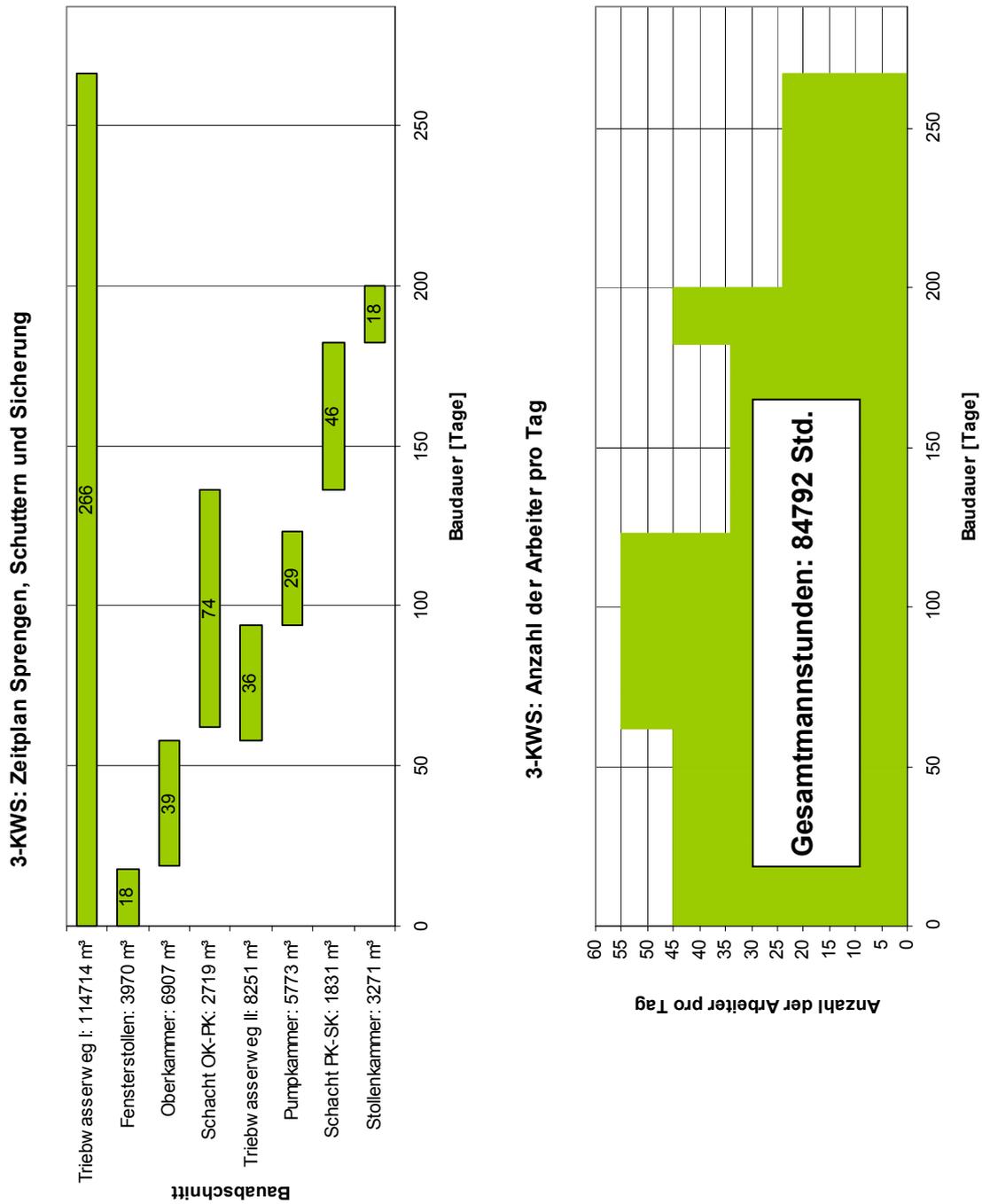


Abbildung 28: Bauzeitplan und Arbeiterzahl für das Dreikammerwasserschloss

10.6 Risikoanalyse^{31, 32}

Die geomechanische Planung beginnt mit der Ermittlung der Gebirgseigenschaften und der Beschreibung der Gebirgsarten. Darauf folgt die Bestimmung der Gebirgsverhaltenstypen. Die Gebirgsverhaltenstypen beinhalten Informationen über die örtlichen Bergwasserverhältnisse, die räumliche Orientierung der Trennflächen, die örtliche Spannungssituation und andere Faktoren, die Einfluss auf das Gebirgsverhalten haben. Mit diesen Informationen können für jeden Vortriebsbereich Ausbruch und Sicherung festgelegt werden.

In der Planungsphase können trotz Voruntersuchungen nur grobe Aussagen über die tatsächliche anzutreffenden Gebirgstypen getätigt werden und der tatsächliche Aufwand sowie die tatsächliche Vortriebsdauer können sich auf Grund geänderter Gebirgsverhältnisse gegenüber der Planung beträchtlich erhöhen.

Auf den folgenden Seiten wird das Verhalten der verschiedenen Gebirgstypen kurz beschrieben und die erforderlichen Sicherungsmaßnahmen werden angeführt.

10.6.1 Standfestes Gebirge

Ein Gebirgstyp wird als standfest bis nachbrüchig bezeichnet wenn das Gebirge die Beanspruchungen im Wesentlichen ohne Brucherscheinungen ertragen kann. Die ÖNorm B 2203 (Ausg. 10/1994) unterscheidet zwischen

- A1 standfest und
- A2 nachbrüchig.

Für den Typ A1, standfestes Gebirge, sind keine Stützmittel erforderlich. Die Abschlagslänge wird rein durch arbeitstechnische Rahmenbedingungen beschränkt. In nachbrüchigem Gebirge, Typ A2, sind Stützmittel örtlich, im First-, Kämpfer- und oberen Ulmenbereich, zur Sicherung einzelner Klufkörper (Anker) und zur Kerbversiegelung (Spritzbeton) erforderlich.

10.6.2 Gebräches Gebirge

Gebräches Gebirge neigt durch gefügebefindete mangelnde Verbandsfestigkeit und bzw. oder mangelnde Verspannung zur Entfestigung. Die ÖNorm B 2203 (Ausg. 10/1994) unterteilt das gebräches Gebirge in

- B1 gebräch
- B2 stark gebräch und
- B3 rollig.

³¹ Tunnelbau im Sprengvortrieb, B. Maidl, S. 298 - 311

³² Vorlesungsskriptum: Felsmechanik und Tunnelbau, S. 67 - 75

Gebräches Gebirge ist dadurch gekennzeichnet, dass es zu Auflockerungen und Ablösungen des Gebirgsverbandes kommen kann. Deformationen klingen rasch ab. Ein derartiger Gebirgstyp benötigt nur einen geringen aber systematischen Stützmittelaufwand, in Form von Bögen, bewehrtem Spritzbeton und Ankern. Vorausstützungen können lokal in Form von vorseilenden Stahlspießen notwendig werden. Die Spieße können wie Anker in vorgebohrte Löcher gesteckt und anschließend vermörtelt werden. Die Länge der Spieße soll mindestens den dreifachen Bogenabstand betragen. Bei rolligem Gebirge, das durch hereinrieselndes Gebirge und teils unzureichende Standsicherheit gekennzeichnet ist, sind Vorausstützungen sowie gebirgs- oder standsicherheitsverbessernde Maßnahmen auf jeden Fall erforderlich. In rolligem Gebirge kann eine Vorausstützung auch mit Rohrschirmen erfolgen. Eine Vorausstützung mit Spießen hat den Nachteil, dass weiterhin ein Hereinrieseln des Gebirges stattfinden kann. Der Rohrschirm befindet sich außerhalb der Hohlraumperipherie und besteht aus Stahlrohren, die mit Mörtel ausinjiziert werden. Die Ortsbrust ist in stark gebrächem und rolligem Gebirge meist mit einer Spritzbetonschicht zu sichern.

10.6.3 Druckhaftes Gebirge

Das druckhafte Gebirge, bei dem die Gebirgsfestigkeit tiefreichend überschritten wird, umfasst laut ÖNorm B 2203 (Ausz. 10/1994)

- C1 Bergschlag
- C2 druckhaftes Gebirge
- C3 stark druckhaftes Gebirge
- C4 fließendes Gebirge
- C5 quellendes Gebirge.

Das Gebirgsverhalten bei Bergschlag ist dadurch gekennzeichnet, dass in meist massigem, hartem und spröden Festgestein in Folge plötzlichen Umsetzens der Energie es zu schlagartigen Bruchvorgängen kommt. Bei diesen Bruchvorgängen können Gesteinsteile herausgeschleudert werden. Den schlagartigen Bruchvorgängen kann mit kurzen, dicht gesetzten Ankern entgegengewirkt werden. Baustahlgitter sollen vor herausgeschleuderten Gesteinsteilen schützen. Eine alternative Möglichkeit der Gefahr von Bergschlag vorzubeugen, stellen Entspannungsbohrungen dar.

Druckhaftes Gebirge des Typs C2 ist durch lang andauernde und langsam abklingende Deformationen sowie durch Entwicklung von Bruchzonen gekennzeichnet. Bei stark druckhaftem Gebirge C3 kommt erschwerend hinzu, dass die Anfangsverformungsgeschwindigkeit der Deformation sehr hoch sein kann. Für die Gebirgstypen C2 und C3 sind Stützmittel, bestehend aus Stahlbögen, zwei Lagen Betonstahlmatten, Spritzbeton und Anker, systematisch über den gesamten Querschnittsumfang erforderlich. Die Stützmittel sollen die Entstehung von Brucherscheinungen begrenzen. Entsprechend der örtlichen Festlegung kann auch eine vorseilende Sicherung mittels Injektionsschirm erforderlich werden. Offene Klüfte werden dabei mit Injektionsgut (z.B. Zement) gefüllt, wodurch eine

Spannungsübertragung ermöglicht wird. Bei maschinellm Vortrieb sind Vorkehrungen gegen das Einklemmen der Tunnelvortriebsmaschine zu treffen.

Fließendes Gebirge C4 ist durch sehr geringe Kohäsion und Reibung gekennzeichnet. Schon bei sehr kleinen und nur kurzfristig freigelegten und ungestützten Flächen kommt es zu einem Hereinfließen des Gebirges. Sondermaßnahmen wie Vorausstützungen und Stützung der Ortsbrust sind für den Vortrieb erforderlich.

Quellendes Gebirge weist Mineralanteile auf, die bei Entspannung eine Volumsvergrößerung durch Wasseraufnahme erfahren. Entweder wird der Quelldruck von den Stützmitteln aufgenommen oder es werden schon im Vorhinein Vorkehrungen getroffen, damit das Auftreten von Quellhebungen keinen Schaden anrichten kann.

10.6.4 Wasserhaltung

Bei Vortriebsarbeiten im Festgestein ist in der Regel mit Kluftwasser zu rechnen. Die Kluftwassermenge wird von der Größe, Gestalt und Verbindung der Kluft Hohlräume untereinander bestimmt. In Granitgneiss ist die Wasserführung meist gering. Eine systematische Entwässerung oder Abdichtung ist im Fels eher selten notwendig. Die Entwässerungsmaßnahmen beschränken sich meist auf gezielte Bohrungen um hohlraumnahe Kluftwasserdrücke abzubauen. Das zutretende Wasser wird in Schläuchen gefasst, in eine offene Drainage oder einen Pumpensumpf abgeleitet und von dort zusammen mit dem Betriebswasser über Absetzbecken und Abwasseraufbereitungsanlagen dem Vorfluter zugeführt.

Treten jedoch größere, möglicherweise unter starkem Druck stehende Wassermassen auf, wird eine Abdichtung notwendig. Neben Vereisung eignen sich besonders bei geringem Kluftvolumen Injektionsverfahren sehr gut. Bei diesen Verfahren werden geeignete Flüssigkeiten (Zementinjektionen, chemische Injektionen, Kunstharzinjektionen) in die Hohlräume des Gebirges gepresst und verringern damit die Wasserdurchlässigkeit. Ein Nebeneffekt der Injektionsverfahren ist die Erhöhung der Standfestigkeit des Gebirges.

11 ZUSAMMENFASSUNG

Das Dreikammerwasserschloss ist ein neuer Ansatz für Wasserschlösser im Unterwasserbereich von Pumpspeichieranlagen, dessen Entwicklung am Institut für Wasserbau und Wasserwirtschaft der Technischen Universität Graz verfolgt wird. Das Dreikammerwasserschloss unterscheidet sich vom Zweikammerwasserschloss durch die hydraulische und geometrische Trennung der Unterkammer in eine Pump- und eine Stollenkammer. Ziel dieser Diplomarbeit ist, die Auswirkungen der Variation der Stollenkammerhöhenlage auf das Dreikammerwasserschloss sowie den Triebwasserweg zu ermitteln und die Ergebnisse mit den Daten eines herkömmlichen Zweikammerwasserschlosses zu vergleichen.

Das Wasserschloss Häusling im Unterwasserbereich des Pumpspeicherkraftwerks Häusling stellt, abgesehen von der Höhenlage der Unterkammer, das Vergleichszweikammerwasserschloss dar und liefert die Daten bezüglich Länge und Querschnitt des Triebwasserweges sowie Länge und Querschnitt der Kammern und des Schachtes, Durchflussmenge bei Pump- und Turbinenbetrieb, Höhenlage des Speichers sowie Stau- und Absenkziel des Speichers. Die Unterkammer des Vergleichswasserschlosses, die nicht in den Triebwasserweg integriert ist, liegt 9 m höher als bei dem Wasserschloss Häusling. Die für den Pumpbetrieb sehr wichtige Gegendruckhöhe ist somit bei dem Vergleichszweikammerwasserschloss gleich wie bei dem Dreikammerwasserschloss. Die Gegendruckhöhe ist für alle Dreikammerwasserschlossvarianten gleich, da die verschiedenen Lastgruppen dieselbe Höhenlage der Pumpkammer aufweisen. Die Möglichkeit einer durchströmten, in den Triebwasserweg integrierten Unterkammer ist im Rahmen dieser Diplomarbeit nicht behandelt worden.

Insgesamt werden für 10 verschiedene Höhenlagen der Stollenkammer die Größen der Ober-, Pump- und Stollenkammer ermittelt. Die Höhenlage der Oberkammer und der Pumpkammer des Dreikammerwasserschlosses werden im Zuge der Berechnungen nicht verändert. Besonders wichtig bei der Ermittlung der erforderlichen Volumina von Pump- und Stollenkammer ist, dass sowohl für die Pump- als auch für die Stollenkammer eine eigene maßgebende Schaltfolge ermittelt wird. Die Ergebnisse der Pump- und Stollenkammervolumina infolge einer gemeinsamen Schaltfolge können stark von den tatsächlichen Maximalwerten abweichen. Die Berechnungsergebnisse der Dreikammerwasserschlossvarianten werden den Daten des Vergleichszweikammerwasserschlosses gegenübergestellt.

Die Berechnungsergebnisse zeigen, dass die Volumina von Pump- und Stollenkammer mit zunehmender Tiefenlage der Stollenkammer immer stärker abnehmen. Die im Vergleich zur Unterkammer des Vergleichswasserschlosses um bis zu 60 % geringeren Volumina von Pump- und Stollenkammer sind verantwortlich für das geringere Gesamtvolumen des Dreikammerwasserschlosses. Die Volumendifferenz der Pump- und Stollenkammer zur Unterkammer bezogen auf das Gesamtvolumen des Vergleichswasserschlosses beträgt bei tiefster Stollenkammerlage über 40 %, wobei die Werte der gedrosselten Wasserschlösser geringfügig über den Werten der ungedrosselten Wasserschlösser liegen.

Die Berechnungsergebnisse bezüglich des erforderlichen Oberkammervolumens zeigen, dass die Höhenlage der Stollenkammer nur geringe Auswirkungen auf das Oberkammervolumen hat. Die Oberkammern der zehn Dreikammerwasserschlossvarianten weisen ein größeres erforderliches Kammervolumen auf als die Oberkammer des Vergleichswasserschlosses. Die Volumendifferenzen zwischen den

Oberkammern der Dreikammerwasserschlöser und der Oberkammer des Vergleichswasserschlosses sind jedoch gering und betragen maximal 3 % bezogen auf das Gesamtvolumen des Vergleichswasserschlosses mit Drossel bzw. 6 – 7 % bezogen auf das Gesamtvolumen des Vergleichswasserschlosses ohne Drossel.

Neben dem Oberkammervolumen des Dreikammerwasserschlosses nimmt auch das Schachtvolumen im Vergleich zum Zweikammerwasserschloss mit zunehmend tiefer Lage der Stollenkammer zu. Bei gleicher Höhenlage der Stollenkammer des Dreikammerwasserschlosses und der Unterkammer des Vergleichswasserschlosses ist das Schachtvolumen gleich. Bei tiefster Lage der Stollenkammer beträgt die Volumszunahme des Schachtes des Dreikammerwasserschlosses mit Drossel 5,7 % bezogen auf das Gesamtvolumen des Vergleichswasserschlosses und 4,7 % bei dem Schacht des Dreikammerwasserschlosses ohne Drossel. Es ist anzumerken, dass der Schachtquerschnitt im Zuge der Berechnungen nicht verändert worden ist und die diesbezüglichen Auswirkungen der unterschiedlichen Stollenkammerhöhenlagen im Rahmen dieser Diplomarbeit nicht untersucht worden sind.

Insgesamt nimmt das Gesamtwasserschlossvolumen des Dreikammerwasserschlosses mit zunehmend tiefer Stollenkammerlage gegenüber dem Gesamtvolumen des Vergleichswasserschlosses deutlich ab. Die relative Volumsabnahme des gedrosselten Dreikammerwasserschlosses ist dabei größer als die des ungedrosselten Dreikammerwasserschlosses. Die Berechnungen ergeben für das Dreikammerwasserschloss mit Drossel bei tiefster Lage der Stollenkammer ein Einsparungspotential gegenüber dem Vergleichswasserschloss von 35 % und für das Dreikammerwasserschloss ohne Drossel 32 %. Das Dreikammerwasserschloss ohne Drossel stellt bei gleicher Höhenlage von Pump- und Stollenkammer den einzigen Fall dar in dem das Gesamtvolumen gegenüber dem Vergleichszweikammerwasserschloss zunimmt.

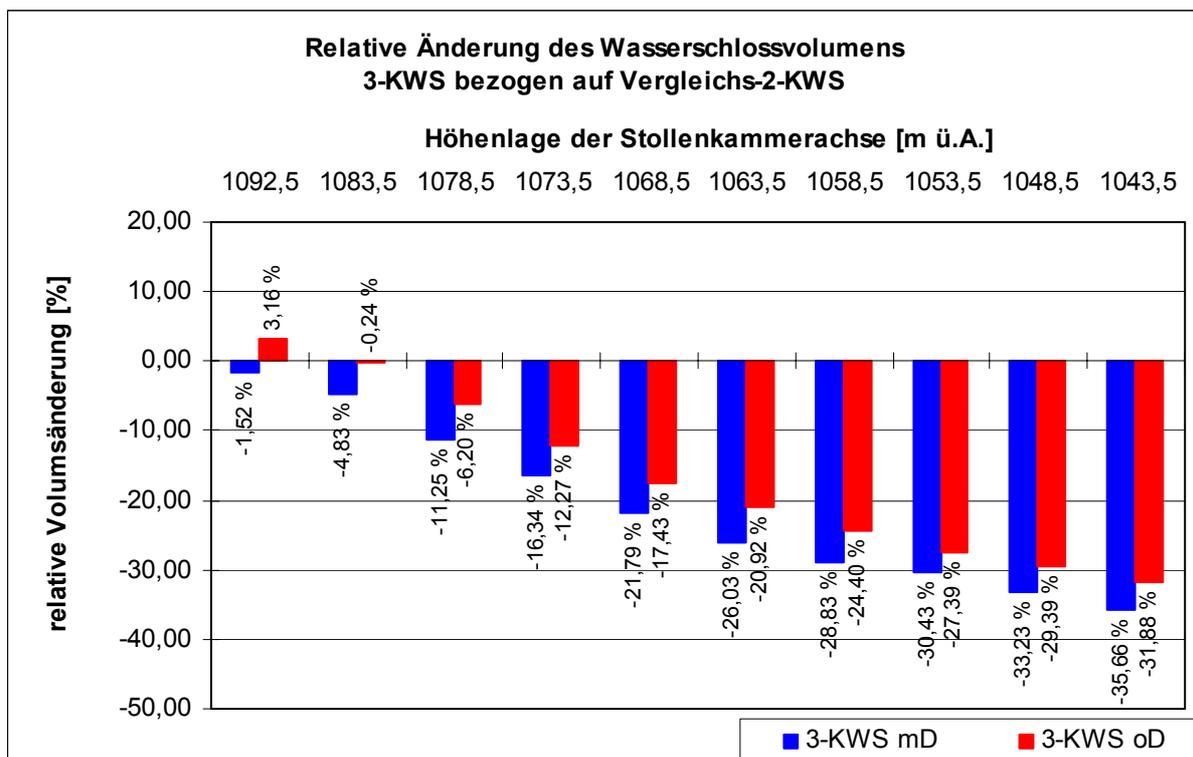


Diagramm 29: Relative Änderung des Wasserschlossvolumens

Da es sich bei Pump- und Stollenkammer des Dreikammerwasserschlosses um durchströmte, in den Triebwasserweg integrierte, Kammern handelt, wird bezogen auf den Vergleichstriebwasserweg, die Unterkammer ist nicht in den Triebwasserweg integriert, das Volumen des Triebwasserstollens des Dreikammerwasserschlosses geringer. Das Volumen des Triebwasserstollens ist bei höchster Stollenkammerlage am geringsten, da in diesem Fall das Volumen der in den Triebwasserweg integrierten Pump- und Stollenkammer am größten ist. Der Triebwasserstollen kann selbst bei tiefster Lage der Stollenkammer, der Triebwasserstollen weist in diesem Fall die größte Länge auf, im Vergleich zu dem Stollen des Vergleichswasserschlosses um 210 m kürzer ausgeführt werden.

Insgesamt nimmt das Gesamtvolumen von Dreikammerwasserschloss und Triebwasserweg gegenüber dem Gesamtvolumen des Vergleichssystems deutlich ab. Die Einsparungen nehmen mit zunehmend tiefer Lage der Stollenkammer bei dem gedrosselten System ungefähr im gleichen Verhältnis wie bei dem ungedrosselten System zu. Da der Großteil des Gesamtvolumens auf den Triebwasserweg entfällt, sind die Werte für die relativen Volumsänderungen sehr von der Länge und dem Volumen des Triebwasserweges abhängig.

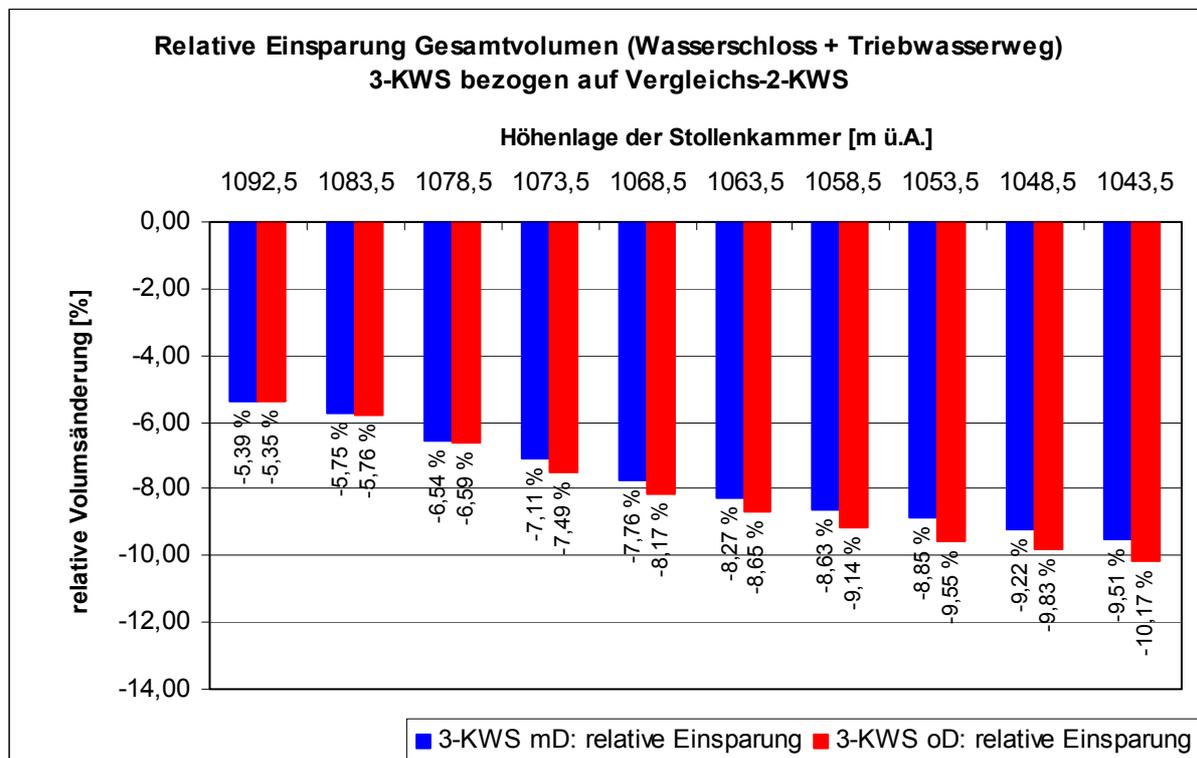


Diagramm 30: Relative Einsparung des Gesamtvolumens bezogen auf das Vergleichssystem mit 7600 m langem Triebwasserweg

Die baubetrieblichen Berechnungen zeigen, dass die Volumseinsparungen des Dreikammerwasserschlosses gegenüber dem Vergleichswasserschloss zu einer kürzeren Baudauer führen. Für das Vergleichswasserschloss mit Drossel und für das Dreikammerwasserschloss der Lastgruppe 10, ebenfalls mit Drossel, ist die Baudauer ermittelt worden. Die Kammern, der Schacht und der Triebwasserweg werden bei beiden Wasserschlosstypen gleich vorgetrieben. Die Berechnungen ergeben, dass, bezogen auf das Vergleichswasserschloss, bei der Herstellung des Dreikammerwasserschlosses 37,6 % (bezogen auf das Gesamtsystem 6,4 %) der Baumassen eingespart werden können und bei der Herstellung des Triebwasser-

weges 2,76 % (bezogen auf das Gesamtsystem 2,3 %). Die erforderlichen Mannstunden für die Spreng-, Schutter- und Sicherungsarbeiten im Dreikammerwasserschloss der Lastgruppe 10 sinken, bezogen auf die erforderlichen Mannstunden des Vergleichswasserschlosses, um 20 % (bezogen auf die Gesamtmanntunden 6,9 %). Die erforderlichen Mannstunden für die Herstellung des Triebwasserweges des Dreikammerwasserschlosses steigen gegenüber dem Vergleichstriebwasserweg um 1,7 % (bezogen auf das Gesamtsystem 1 %). Die Ursache für die Zunahme der erforderlichen Mannstunden bei der Herstellung des Triebwasserweges des Dreikammerwasserschlosses ist der, im Vergleich zu dem Zweikammerwasserschloss, längere, konventionell auszubrechende Triebwasserabschnitt.

Das Ergebnis der Baudauer und damit auch der Mannstunden kann sich durch Wahl einer anderen Schachtvortriebsart zu Gunsten des Zweikammerwasserschlosses verschieben. Die Schachtvortriebsart ist im Rahmen dieser Diplomarbeit für beide Wasserschlosstypen gleich angenommen worden, die Schächte werden abgeteuft. Der Grund für diese Festlegung ist, dass nur sehr wenige Informationen über das Allimak-Verfahren bzw. das Raise-Boring-Verfahren erhältlich waren und damit keine zufriedenstellenden Annahmen für die Berechnung der Baudauer getroffen werden konnten. Sowohl bei dem Zweikammerwasserschloss als auch bei dem Dreikammerwasserschloss würde das Aufbrechen des Steigschachtes zwischen Ober- und Unterkammer Vorteile bringen, die Schutterarbeiten würden sich drastisch vereinfachen. Der Verbindungsschacht des Dreikammerwasserschlosses zwischen Pump- und Stollenkammer muss abgeteuft werden, soll das Wasserschloss vor Beendigung der Vortriebsarbeiten im Triebwasserstollen fertig gestellt sein. Es ist zu ermitteln, wie sich die Gerätekosten für das Aufbrechen des Schachtes gegenüber den Gerätekosten für das Abteufen des Schachtes entwickeln.

Tabelle 16 zeigt zusammenfassend die Ergebnisse der hydraulischen und baubetrieblichen Berechnungen des Vergleichszweikammerwasserschlosses sowie der Extremfälle des Dreikammerwasserschlosses. Erster Extremfall ist das Dreikammerwasserschloss der Lastgruppe 1, gleiche Höhenlage von Pump- und Stollenkammer, zweiter Extremfall ist das Dreikammerwasserschloss der Lastgruppe 10, tiefste Lage der Stollenkammer. Aufbauend auf diese Tabelle stellt Abbildung 29 dem Vergleichszweikammerwasserschloss, das im Maßstab 1:50000 gezeichnet ist, die zwei Extremfälle gegenüber. Die Abnahme der Volumina von Pump- und Stollenkammer jedoch auch die Zunahme des Schachtvolumens sind deutlich erkennbar.

Diese Diplomarbeit liefert an einem Beispiel Vergleichsergebnisse zwischen dem in der Entwicklung befindlichen Dreikammerwasserschloss und dem herkömmlichen Zweikammerwasserschloss. Die Ergebnisse beziehen sich auf den Bereich zwischen Schieberkammer und Unterbecken, der vorangehende Bereich Kraftstation – Schieberkammer ist nicht untersucht worden. Im Zuge der Berechnungen ist nur die Lage der Stollenkammer variiert und in weiterer Folge das erforderliche Kammervolumen bestimmt worden. Wichtige Parameter wie die Geometrie und Neigung des Schachtes, die Höhe des Überfallhöckers sowie die Regelzeiten für Pump- und Turbinenbetrieb sind nicht verändert worden. Der Einfluss des Dreikammerwasserschlosses auf die Kraftstation, insbesondere auf die Tiefenlage der Kraftstation, sowie die Auswirkungen, die sich in Folge der Variation der weiteren Parameter ergeben, wären in zukünftigen Arbeiten zu ermitteln.

Bauteilnummer	Vergleichszweikammerwasserschloss (Lastfall 11)						Dreikammerwasserschloss (Lastfall 1)						Dreikammerwasserschloss (Lastfall 10)					
	L	Ø	A	V	L	Ø	A	V	L	Ø	A	V	L	Ø	A	V		
1	H _{Oberkammer}						1165,27 m ü.A.						1165,27 m ü.A.					
	275 m	5,46 m	23,41 m ²	6439 m ³	320 m	5,46 m	23,41 m ²	7492 m ³	295 m	5,46 m	23,41 m ²	6907 m ³						
2	H _{Unterkammer}						1083,50 m ü.A.											
	590 m	7 m	38,48 m ²	22706 m ³														
3	H _{Pumpkammer}						1092,50 m ü.A.						1092,50 m ü.A.					
					350 m	7 m	38,48 m ²	13470 m ³	150 m	7 m	38,48 m ²	5773 m ³						
4	H _{Stollenkammer}						1043,50 m ü.A.						1043,50 m ü.A.					
					200 m	7 m	38,48 m ²	7697 m ³	85 m	7 m	38,48 m ²	3271 m ³						
5	Schacht																	
	103 m	5,8 m	26,42 m ²	2719 m ³	103 m	5,8 m	26,42 m ²	2719 m ³	172 m	5,8 m	26,42 m ²	4550 m ³						
6	Triebwasserweg																	
	7600 m	4,55 m	16,26 m ²	123574 m ³	7115 m	4,55 m	16,26 m ²	115688 m ³	7390 m	4,55 m	16,26 m ²	120159 m ³						
	Gesamtvolumen netto												147066 m ³					
	Gesamtvolumen brutto												219597 m ³					
	erforderliche Mannstunden												86522 Std.					
													84792 Std.					

Tabelle 16: Vergleichszweikammer- und Dreikammerwasserschloss (Lastgruppe 1 und 10)

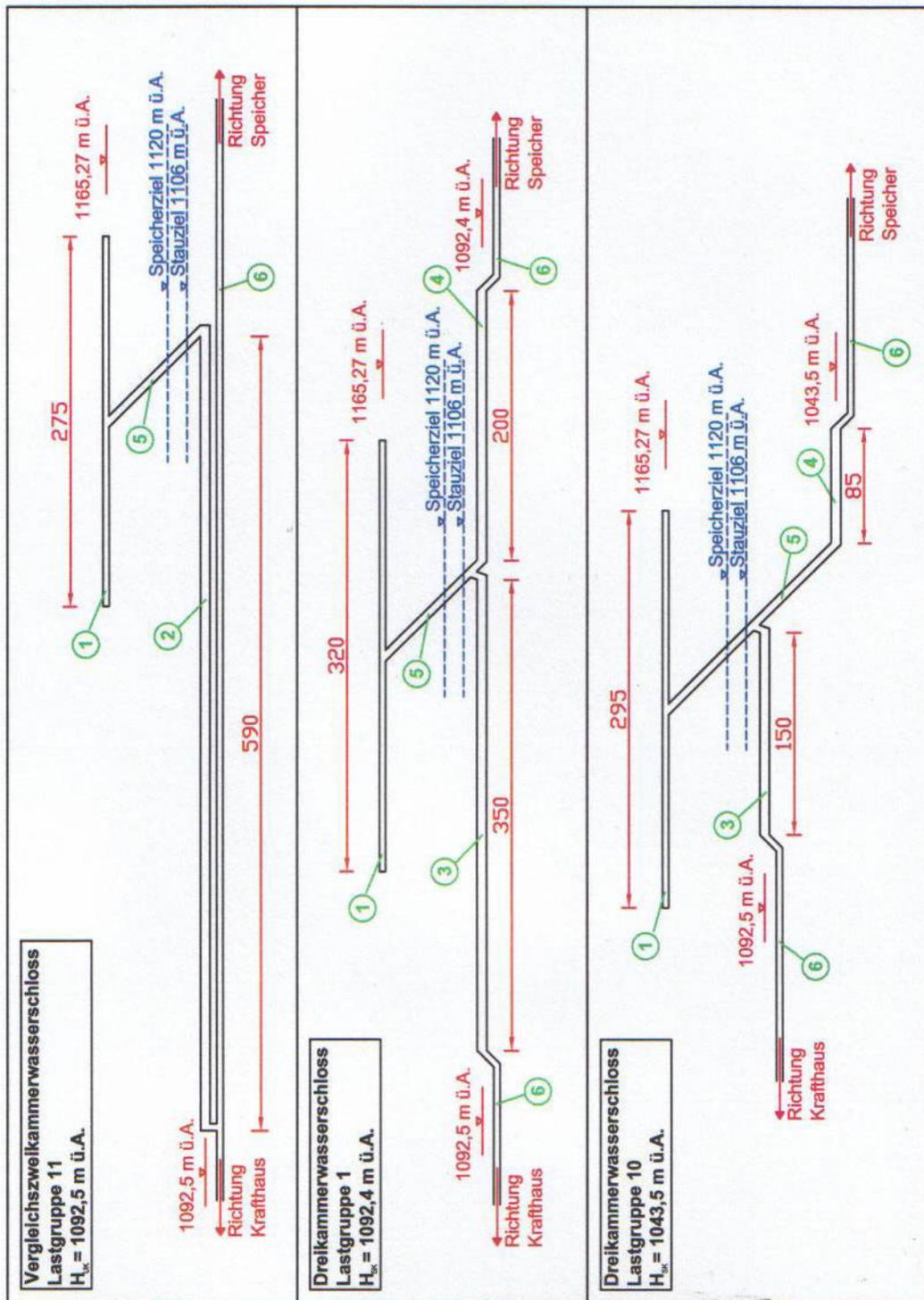


Abbildung 29: Maßstäbliche Zeichnungen von Vergleichszweikammerwasserschloss und Dreikammerwasserschloss (Maßstab 1:50000)

ABKÜRZUNGSVERZEICHNIS

11.1.1.1 Kapitel 2 – Kapitel 9

2-KWS	Zweikammerwasserschloss
3-KWS	Dreikammerwasserschloss
A_{PK}	Querschnittsfläche der Pumpkammer
A_{OK}	Querschnittsfläche der Oberkammer
A_S	Querschnittsfläche des Schachtes
A_s	Stollenquerschnitt
A_{SK}	Querschnittsfläche der Stollenkammer
$A_{Stollen}$	Querschnittsfläche des Triebwasserweges
A_W	Wasserschlossquerschnitt
d	Rohrdurchmesser
d_l	Dicke der laminaren Grenzschicht
F_i	Druckkraft auf Stollenquerschnitt i
F_r	Reibungskraft im Stollenquerschnitt 1 - 2
Füllung OK	maximale Füllung der Oberkammer
g	Erdbeschleunigung
$H_{Speicher}$	Wasserspiegelhöhe im Speicher Stillupp
H_{SK}	Höhenlage der Stollenkammerachse
H_{UK}	Höhenlage der Unterkammer
h_e	Einlaufverlusthöhe
h_f	örtliche Verlusthöhe
h_r	Reibungsverlusthöhe
$\sum h_v$	Verlusthöhen
J_r	Reibungsgefälle (Energienlinienneigung)
kd_{ab}	Drosselverluste bei Abschwngen der Wassermasse
kd_{auf}	Drosselverluste bei Aufschwngen der Wassermasse
kh	hydraulische Verluste
L	Länge des Rohrabschnitts
L_{OK}	Länge der Oberkammer
L_{PK}	Länge der Pumpkammer
L_S	Länge des Schachtes
L_{SK}	Länge der Stollenkammer
$L_{Stollen}$	Länge des Triebwasserweges
Leerung PK	maximale Leerung der Pumpkammer
Leerung SK	maximale Leerung der Stollenkammer
l_s	Stollenlänge
max. H_{Druck}	maximale Druckhöhe
min. H_{Druck}	minimale Druckhöhe
m_S	Wassermasse im Stollen
mD	mit Drossel
OK	Oberkammer
oD	ohne Drossel
P	Pumpbetrieb
PK	Pumpkammer
p_i	Wasserdruck
Q	Durchfluss
Q_P	Durchfluss bei Pumpbetrieb
Q_S	Durchfluss im Stollen

Q_T	Durchfluss bei Turbinenbetrieb
Q_W	Durchfluss im Schacht
Re_{krit}	kritische Reynoldszahl
SK	Stollenkammer
T bzw. t	Zeit
T	Turbinenbetrieb
t'	mittlerer Zeitpunkt
ü.A.	über Meeresspiegel Adria
v_i	Fließgeschwindigkeit
v_{krit}	kritische Fließgeschwindigkeit
v_S	Geschwindigkeit im Stollen
WS	Wasserschloss
Z	absolute Spiegelhöhe
Z_{max}	maximale Spiegelhöhe
Z_{min}	minimale Spiegelhöhe
Z_{Start}	Spiegelhöhe zu Beginn der Schaltfolge
z	Wasserspiegel im Wasserschloss bezogen auf Ruhewasserspiegel
z_i	geodätische Höhe
γ	spezifisches Gewicht
λ	Rohrreibungsbeiwert
ξ_f	Formverlustbeiwert
ξ_r	Reibungsverlustbeiwert
ϑ	Wichtungsfaktor:

11.1.1.2 Kapitel 10

A	Ausbruchquerschnitt
b	Penetrationskoeffizient
$D_{Meißel}$	Meißeldurchmesser
$d_{Spritzbeton}$	Dicke der Spritzbetonschicht
f	Abminderungsfaktor Retourfahrt
f_A	Auflockerungsfaktor
f_B	Beschleunigungsfaktor
f_{E1}	Betriebsfaktor
f_{E11}	Schwenkwinkelfaktor
f_{E12}	Abbautiefenfaktor
f_{E13}	Einsatzartenfaktor
f_{E14}	Entleerungsfaktor
f_{E2}	Baustellenfaktor
f_{E21}	Volumsverhältnissfaktor
f_{E22}	Personal- und Maschinenfaktor
f_F	Füllungsfaktor
f_L	Ladefaktor
$f_{Rückprall}$	Rückprallfaktor des Spritzbetons
fT	Transportbetriebsfaktor
f_{TS}	Transportstreckenfaktor
f_Z	Zeitfaktor
ΔH	Höhenunterschied
k_a	Korrekturfaktor Schneidbahnabstand
k_{DRI}	Faktor für Bohrbarkeit des Gebirges

K_d	Korrekturfaktor Meißelgröße
K_{ekv}	äquivalenter Gebirgsfaktor
K_{por}	Porositätsfaktor des Gebirges
K_s	Gebirgsfaktor
L	Länge der Fahrstrecke
$L_{Abschlag}$	Abschlagslänge
$L_{Abwicklung}$	Abwicklungslänge
L_{Anker}	Ankerlänge
$L_{Bohrloch}$	Bohrlochlänge
L_{bohren}	Bohrlänge
I_n	Nettovortriebsleistung
M_1	kritische Andruckkraft
M_B	Meißelandruckkraft
M_{ekv}	äquivalente Andruckkraft
$M_{Spritzbeton}$	Menge Spritzbeton
m_{Ladung}	Masse der Ladung
$m_{Leerfahrzeug}$	Masse des Leerfahrzeuges
N_B	Bremsleistung
N_{eff}	effektive Motorleistung
n_{Anker}	Anzahl der Anker
n_{LKW}	Anzahl LKW
N_{max}	maximale Motorleistung
n_B	Bohrkopfdrehzahl
$n_{Bohrarme}$	Anzahl der Bohrarme
$n_{Bohrloch}$	Anzahl der Bohrlöcher
n_{Matten}	Anzahl der Bewehrungsmatten
p	Penetration
Q	Vortriebsgeschwindigkeit
Q_L	Ladeleistung
Q_N	Technische Nutzleistung
Q_T	Technische Grundleistung
T_S	Spielzeit
$T_{Schuttern}$	Gesamtzeit Schuttern
$T_{Sprengen}$	Gesamtzeit Sprengen
$T_{Stützmittel}$	Gesamtzeit Stützmitteleinbau
t_B	Beladezeit des Transportfahrzeuges
t_b	Zeitzuschlag Bremsen
$t_{Bewehren}$	Gesamtzeit Bewehren
t_{bohren}	Bohrdauer für Sprengloch oder für Ankerloch
t_{br}	Zeitzuschlag Bremsen
t_{Fahrt}	Fahrzeit
$t_{Fahrzeit}$	Gesamtfahrzeit des Fördergeräts bzw. Fahrzeit des Minibaggers
t_i	Fahrzeit
$t_{Lastfahrt}$	gesamte Lastfahrzeit
t_K	Kippzeit
$t_{Leerfahrt}$	gesamte Leerfahrzeit
$t_{Schacht}$	Zeitzuschlag für Fahrt der Mulde im Schacht
t_{setzen}	Zeit für Setzen der Anker
$t_{Spritzbeton}$	Gesamtzeit für Aufbringen des Spritzbetons
u	Ausnutzungsgrad
V_N	gehäufte Muldeninhalt (Nutzvolumen)

v_B	Bohrgeschwindigkeit
$v_{\text{Beschleunigungsweg}}$	Geschwindigkeit aufgrund des Beschleunigungsweges
$v_{\text{Fahrwiderstände}}$	Geschwindigkeit aufgrund der Fahrwiderstände
$v_{\text{maßg.}}$	Maßgebende Geschwindigkeit
v_{max}	maximale Geschwindigkeit
$v_{\text{max,retour}}$	maximale Geschwindigkeit bei Retourfahrt
v_{min}	minimalste Geschwindigkeit
w_{eff}	Gesamtwiderstandsbeiwert
w_R	Rollwiderstand
η	Wirkungsgrad
ρ	Lagerungsdichte

ABBILDUNGSVERZEICHNIS

Abbildung 1: einfache Wasserschlösser	5
Abbildung 2: Kammerwasserschlösser	5
Abbildung 3: gedrosselte Wasserschlösser	6
Abbildung 4: Differentialwasserschlösser	7
Abbildung 5: Windkessel-Wasserschloss	8
Abbildung 6: Dreikammerwasserschloss	9
Abbildung 7: Teilfüllungszustände der Stollenkammer und der Pumpkammer während des Abschwingvorganges	10
Abbildung 8: Teilfüllungszustand der Pumpkammer während des Aufschwingvor- ganges	10
Abbildung 9: Teilfüllungszustand Stollenkammer	11
Abbildung 10: Energiehöhen an zwei Querschnitten einer Druckrohrleitung	13
Abbildung 11: Vergleich des laminaren und turbulenten Geschwindigkeitsprofils	15
Abbildung 12: Unterschiedliche Arten der Wandrauigkeit	15
Abbildung 13: hydraulisch glatte Rohrwand	16
Abbildung 14: Übergangsbereich zwischen hydraulisch glatter und rauher Rohrwand	17
Abbildung 15: hydraulisch raue Rohrwand	17
Abbildung 16: Widerstandszahl λ für Druckrohre (Nikuradse-Moody)	19
Abbildung 17: Verlauf von Energie- und Drucklinie an einer örtlichen Störung	20
Abbildung 18: Einfaches Schachtwasserschloss	23
Abbildung 19: Kraftwerksgruppe Zemm-Ziller	30
Abbildung 20: Überstichtslängenschnitt der Kraftwerksgruppe Zemm-Ziller	31
Abbildung 21: Kraftwerk Häusling, schematische Darstellung	32
Abbildung 22: Häusling, Längenschnitt	33
Abbildung 23: Systemskizze Vergleichszweikammerwasserschloss	34
Abbildung 24: Beispiel Ergebnisdatenblatt	38
Abbildung 25: Vergleichszweikammerwasserschloss und Dreikammerwasserschloss mit Variation der Stollenkammerhöhenlage	56
Abbildung 26: Skizze Lageplan Dreikammerwasserschloss und Vergleichszwei- kammerwasserschloss	82
Abbildung 27: Bauzeitplan und Arbeiterzahl für das Vergleichszweikammer- wasserschloss	111
Abbildung 28: Bauzeitplan und Arbeiterzahl für das Dreikammerwasserschloss ...	113
Abbildung 29: Maßstäbliche Zeichnungen von Vergleichszweikammerwasserschloss und Dreikammerwasserschloss (Maßstab 1:50000)	122

DIAGRAMMVERZEICHNIS

Diagramm 1: Entwicklung der maximalen Entleerung der Pump-, Stollen- und Unterammer bei 3-KWS und 2-KWS	50
Diagramm 2: Entwicklung der maximalen Füllung der Oberammer bei 3-KWS und 2-KWS	50
Diagramm 3: Entleerung der Pump-, Stollen- sowie Unterammer (einmaligem Durchschalten)	59
Diagramm 4: Max. Entleerung der Pump-, Stollen- sowie Unterammer (mehrmaligem Durchschalten).....	59
Diagramm 5: Erforderliche Volumina der Pump-, Stollen- und Unterammer.....	60
Diagramm 6: Volumen von Pump- + Stollenammer und Unterammer	61
Diagramm 7: Absolute Veränderung von Pump- + Stollenammervolumen bezogen auf Unterammervolumen	61
Diagramm 8: Relative Veränderung von Pump- + Stollenammervolumen bezogen auf Unterammervolumen	62
Diagramm 9: Füllung der Oberammer (einmaligem Durchschalten).....	64
Diagramm 10: Maximale Füllung der Oberammer (mehrmaligem Durchschalten) .	65
Diagramm 11: Erforderliches Volumen der Oberammer	65
Diagramm 12: Absolute Veränderung des Oberammervolumens bezogen auf das Vergleichswasserschloss	66
Diagramm 13: Relative Veränderung des Oberammervolumens bezogen auf das Vergleichswasserschloss	66
Diagramm 14: Erforderliches Schachtvolumen des Dreikammerwasserschlosses und des Vergleichswasserschlosses	68
Diagramm 15: Absolute Veränderung des Schachtvolumens gegenüber dem Vergleichswasserschloss	68
Diagramm 16: Erforderliches Volumen des Triebwasserweges	71
Diagramm 17: Absolute Volumseinsparung des Triebwasserweges bezogen auf Vergleichs-2-KWS	71
Diagramm 18: Relative Volumseinsparung des Triebwasserweges bezogen auf Vergleichs-2-KWS	72
Diagramm 19: Zunahme des Schacht- und Abnahme des Triebwasserwegvolumens bezogen auf das Vergleichs-2-KWS.....	73
Diagramm 20: Erforderliches Gesamtvolumen Wasserschloss + Triebwasserstollen des 3-KWS und Vergleichs-2-KWS	75
Diagramm 21: Absolute Einsparung an Gesamtvolumen (Wasserschloss + Triebwasserstollen) bezogen auf Vergleichs-2-KWS.....	75
Diagramm 22: Relative Einsparung an Gesamtvolumen (Wasserschloss + Triebwasserstollen) bezogen auf Vergleichs-2-KWS mit 7600 m langem Triebwasserweg.....	76
Diagramm 23: Relative Änderung des Wasserschlossvolumens ohne Triebwasserweg.....	76
Diagramm 24: Maximaler Stollendurchfluss des 3-KWS und des Vergleichs-2-KWS	78
Diagramm 25: Minimaler Stollendurchfluss des 3-KWS und des Vergleichs-2-KWS	78
Diagramm 26: Relative Änderung des maximalen Stollendurchflusses bezogen auf Vergleichs-2-KWS	79
Diagramm 27: Relative Änderung des minimalen Stollendurchflusses bezogen auf Vergleichs-2-KWS	79
Diagramm 28: Differenz zwischen maximalem und minimalem Stollendurchfluss ...	80

Diagramm 29: Relative Änderung des Wasserschlossvolumens.....	118
Diagramm 30: Relative Einsparung des Gesamtvolumens bezogen auf das Vergleichssystem mit 7600 m langem Triebwasserweg	119

TABELLENVERZEICHNIS

Tabelle 1: Pumpspeicherkraftwerke in Österreich	29
Tabelle 2: Hauptdaten der Kraftwerksgruppe Zemm-Ziller	31
Tabelle 3: Berechnungsergebnisse Dreikammerwasserschloss Lastfall 1 - 4	51
Tabelle 4: Berechnungsergebnisse Dreikammerwasserschloss Lastfall 5 - 8	52
Tabelle 5: Berechnungsergebnisse Dreikammerwasserschloss Lastfall 9 - 10	53
Tabelle 6: Berechnungsergebnisse Zweikammerwasserschloss Lastfall 11 - 15	54
Tabelle 7: Berechnungsergebnisse Zweikammerwasserschloss Lastfall 16 - 20	55
Tabelle 8: Vergleich Pump- + Stollenkammer zu Unterkammer	57
Tabelle 9: Vergleich des Oberkammervolumens von Dreikammerwasserschloss und Vergleichzweikammerwasserschloss	63
Tabelle 10: Vergleich des Schachtvolumens von Dreikammerwasserschloss und Vergleichswasserschloss – mit und ohne Drossel.....	67
Tabelle 11: Relative Veränderung des Schachtvolumens gegenüber dem Vergleichswasserschloss	69
Tabelle 12: Vergleich der Volumina des Triebwasserstollens der Dreikammerwasserschlösser mit dem Vergleichszweikammerwasserschloss	70
Tabelle 13: Vergleich des Gesamtvolumens (Wasserschloss + Triebwasserweg	74
Tabelle 14: Minimaler und Maximaler Stollendurchfluss.....	77
Tabelle 15: Zusammenfassung der Berechnungsergebnisse.....	110
Tabelle 16: Vergleichszweikammer- und Dreikammerwasserschloss (Lastgruppe 1 und 10)	121

LITERATURVERZEICHNIS

- Arbeitskreis Kostenmanagement.: [ÖGG-Richtlinie, Kostenermittlung für Projekte der Verkehrsinfrastruktur unter Berücksichtigung der Projektrisiken](#), 2005
- Bollrich G., Preißler G.: [Technische Hydromechanik, Band 1, Grundlagen](#), Verlag für Bauwesen, 2. Auflage, 1985
- Giesecke J., Mosonyi E.: [Wasserkraftanlagen](#), Springer-Verlag, Berlin, 2. Auflage, 2002
- Gspan J.: [Untersuchung an der hydraulischen Rückstromdrossel von Wasserschlässern](#), Heft der Wasserwirtschaft 69, Nr. 12, 1979
- Heigerth G.: [Drossel- und Differential-Wasserschlässer von Regelkraftwerken mit freier Betriebsführung, Dissertation](#), Technische Hochschule Wien, 1970
- Heigerth G., Mayr D., Larcher M.: [Das Dreikammerwasserschloss als innovative Entwicklung im Unterwasserbereich von Pumpspeichieranlagen](#), 35. IWASA Energie u. Wasserkraft, Erscheinungsjahr 2005
- Leitner W.: [Baubetriebliche Modellierung der Prozesse maschineller Tunnelvortriebe im Festgestein – Von der Penetration zur Vortriebsgeschwindigkeit](#), Schriftenreihe: Bauwirtschaft und Projektmanagement, Heft Nr. 06, Leopold-Franzens-Universität Innsbruck, 2004
- Maidl B.: [Tunnelbau im Sprengvortrieb](#), Springer-Verlag, Berlin, Heidelberg, 1997
- Maidl B.: [Handbuch des Tunnel- und Stollenbaus - Band 1: Konstruktion und Verfahren](#), Verlag Glückauf, Essen, 1984
- Scheuer C.: [DA Zur Leistungsermittlung von Maschinen und Geräten im Baubetrieb – Hauptgruppen 4 bis 7 nach ÖBGL 1996](#), Institut für Baubetrieb und Bauwirtschaft, Technische Universität Graz, 1997
- Seeber G.: [Druckstollen und Druckschächte – Bemessung – Konstruktion – Ausführung](#), Enke im Georg Thieme Verlag, Stuttgart, 1999
- [Übungsskriptum Allgemeine Baubetriebslehre, Erdbaugeräte](#), Institut für Baubetrieb und Bauwirtschaft, Technische Universität Graz, WS 2003
- [Übungsskriptum Bauwirtschaftslehre, Ausschreibung – Leistungsbeschreibung](#), Institut für Baubetrieb und Bauwirtschaft, Technische Universität Graz, WS 2004
- [Vorlesungsskriptum Felsmechanik und Tunnelbau](#), Institut für Felsmechanik und Tunnelbau, Technische Universität Graz, SS 2004
- [Vorlesungsskriptum Hydromechanik/Hydraulik, Abschnitt 2 - Hydraulik](#), Institut für Wasserbau und Wasserwirtschaft, Technische Universität Graz, WS 2001/2002

DATEN-CD

Die beiliegende CD-Rom enthält die Ergebnisblätter aller berechneten Lastfälle des Dreikammerwasserschlosses und des Zweikammerwasserschlosses sowie die Diplomarbeit im PDF-Format.