

# **Entwicklung einer Anordnung zur Nutzung von Massenschwerebewegungen beim Quarzitabbau im Rheinischen Schiefergebirge**

**Dissertation  
zur Erlangung des Doktorgrades  
der Naturwissenschaften**

**am Fachbereich  
Chemie, Pharmazie und Geowissenschaften  
der Johannes Gutenberg – Universität  
in Mainz**

**von  
Willem Douw  
geb. 31 Mai 1962 in Mainz**

**Mainz, den 23. Januar 2007**

**Dekan:**

**1. Berichterstatter:**

**2. Berichterstatter:**

**Tag der mündlichen Prüfung: 21. Februar 2007**

*«Nichts auf der Welt  
ist so stark wie eine Idee,  
deren Zeit gekommen ist.»  
[Victor Hugo (1802 – 1885)]*

## **Danksagung**

Mein erster Dank gilt meiner Familie: meinen Eltern, die mir das Rüstzeug mit auf den Weg gegeben haben und meiner Frau mit unseren Kindern, die mir den Freiraum für die Ausarbeitung gaben. Ihnen möchte ich diese Arbeit widmen.

Der Weg zu meiner Promotion ist markiert durch die vielen Menschen, die durch ihre Unterstützung und Kritik, ihr Interesse und ihre Diskussionsbereitschaft zum Erfolg dieser Dissertation beigetragen haben. Hier spreche ich die Initiatoren des Themas, meinen Doktorvater, die Gutachter, die Menschen in meinem privaten und beruflichen Umfeld sowie die Mitglieder der Prüfungskommission an. Nicht zu vergessen sind die unermüdlichen Korrekturleser und die Mitarbeiter des Dekanats. Bei allen möchte ich mich auf diesem Wege herzlich bedanken.

## Thema: **Entwicklung einer Anordnung zur Nutzung von Massenschwerebewegungen beim Quarzitabbau im Rheinischen Schiefergebirge**

Die (Wieder-)Nutzung auf Schwerkraft basierender Fördertechniken, die insbesondere durch das niedrige Energiepreisniveau in den Jahrzehnten nach dem 2. Weltkrieg in der Tagebautechnik nahezu vollständig verdrängt wurden, ist bei den heutigen wirtschaftlichen Randbedingungen und anzustrebenden ökologischen Standards eine Herausforderung für die bergbautreibende Industrie.

Seit Aufnahme der Entwicklung des Förderkonzeptes – Geführte Versturztechnik – Mitte der 1990<sup>er</sup> Jahre haben sich die Kosten für Rohöl vor Steuern nach dem Tiefstand um das Jahr 1998 bis heute mehr als verdreifacht, alleine seit 2004 mehr als verdoppelt. Gesetzliche Regelwerke wie die europäische IVU-Richtlinie 96/61/EG zur „integrierten Vermeidung und Verminderung der Umweltverschmutzung“ fordern, Genehmigungen nur noch bei Einsatz der besten verfügbaren Techniken (BVT oder BAT: „best available techniques“) zu erteilen. Die Umsetzung in nationale Vorschriften wie das Bundes-Immissionsschutzgesetz und nachgeordnete Regelwerke fordern hierauf aufbauend, dass Umweltbelastungen nicht in andere Medien verlagert werden dürfen.

Die Anordnung einer Versturzrinne zur Nutzung von Massenschwerebewegungen am Beispiel von Quarzitabbau im Rheinischen Schiefergebirge bei denen die Förderbezugsebene unterhalb der Strossen liegt, die zur sichern und selektiven Gewinnung des Rohstoffs aufgefahren werden müssen, erfüllt durch Rückgriff auf ein vermeintlich „archaisches“ Förderkonzept durch Nutzung der Schwerkraft die obigen Anforderungen. Offenkundige Umweltbelastungen, die alleine durch die Verbrennung von Dieselmotoren und hieraus resultierender Schadstoff- und Wärmeeinträge in die Luft beim verbreiteten Einsatz von SLKW zur Abwärtsförderung entstehen, können erheblich vermindert werden.

Der Aspekt der Betriebssicherheit einer solchen Anordnung kann durch Auffahren eines geradlinigen Bauwerks mit an das Fördergut angepassten Dimensionen sowie Einrichtungen zur Beschränkung der kinetischen Energie erreicht werden. Diese stellen auch gleichzeitig sicher, dass die Zerkleinerung des durch die Versturzrinne abwärts transportierten Materials betrieblich zulässige Grenzen nicht überschreitet. Hierfür kann auf das umfangreiche Wissen zu Massenschwerebewegungen Rückgriff genommen werden. Dem Aspekt des Umweltschutzes, der sich in Bezug auf das Medium Luft auf den autochtonen Staub reduziert, kann durch Vorrichtungen zur Staubbeseitigung Rechnung getragen werden.

Vertiefende Untersuchungen sind erforderlich, um die mit komplexen, aber erprobten Techniken arbeitende Tagebauindustrie auch in dicht besiedelten Regionen wieder an die Nutzung von Schwerkraft (-gestützten) Fördertechniken heranzuführen. Auch das Konzept – Geführte Versturztechnik – ist auf konkrete Anwendungsfälle hin in Details anzupassen.

**Theme: Development of a mass movement based material transport system in quartzite mines of the Rhenish Schist Mountains**

The use of gravity based conveying methods in opencast mining were abandoned in the first five decades after the 2nd World War due to low energy prices. In today's economic conditions these transport systems should be reconsidered as they provide both a cost effective and ecologically friendly solution for the mining industry.

Considerable savings have been obtained by creating a mass movement based rock pass (artificial gully), to move material downwards in an opencast mining environment in the mid 1990s. This is mainly because pre tax Crude Oil prices trebled in 1998 and further doubled since 2004. This trend in oil prices is not expected to abate in the foreseeable future. New European environmental legislation such as the IPPC-Directive 96/61/EG (Integrated Pollution Prevention and Control) demanded that new permits should only be issued if Best Available Techniques (BAT) and Best Environmental Practices (BEP) were applied. These rules were transformed into national guidelines (i.e. the German Federal Emission Control Act). These laws and other regulations require that environmental impact must not be transferred from one environmental media to another.

The implementation of a surface rock pass for the use of mass movement in quartzite quarries located in the Rhenish Schist Mountains fulfils the requirement of the above mentioned regulations. To maintain a constant quality, it is necessary to perform selective mining and to have access to the ore pass at each level. The evident environmental impacts which originate from the combustion of diesel as well as dust development by the widespread application of trucks used for downhill transport can thus be decreased considerably.

The operational safety of a rock pass arrangement can be secured by the development of a linear gully with dimensions adjusted to the size of the rock material that is conveyed, together with facilities to control the kinetic energy of the falling material. At the same time, these will also assure that the comminution of the rock material does not exceed operational limits. To achieve these conditions, the extensive knowledge of mass gravity movement and impact crushing need to be applied. The aspect of environmental protection (in this case only the autochthonous dust suspended in the air) can be taken into account by using facilities for dust suppression.

The open-pit mining industry, which is usually working with complex, but proven technologies, also in densely populated regions, needs more intensive research about the use of gravity based transport technologies. The concept of an artificial gully will have to be optimised in detail for each individual case.

## Тема: **Разработка устройства по транспортировке добытых масс с использованием сил тяготения при отработке кварцитов в Рейнских Сланцевых Горах**

Введение (вновьвведение) добычной техники/технологии основанной на принципе земного тяготения, применение которой почти полностью исчезло из арсенала добычных работ, т.к. уровень цен на энергоносители многие десятилетия после 2-ой мировой войны был относительно очень низким, является своего рода вызовом для всей добывающей промышленности в силу сегодняшних экономических условий и стремлений к экологическим стандартам.

С момента начала разработки концепции добычи – направленное перемещение-сбрасывание (транспортировка) добытых мас при помощи тяготения – с середины 90-ых годов XX века цены на нефть (без НДС), после наинизшего уровня в 1998 году, выросли более чем в три раза, только с 2004 года – более чем вдвое. Регулирующие законодательные акты, такие как европейское предписание IPPC (Integrated pollution prevention and control) 96/61/EG – Итегрированное предотвращение загрязнений и контроль окружающей среды) 96/61/EG – выдача разрешений (на добычу/отработку) только при применении по возможности наилучшей добычной техники/технологии („best available techniques“). Воплощение этого предписывающего акта требует, чтобы влияния загрязнений окружающей среды не перемещались тем самым в другие (смежные) области.

Применение устройства-желоба для перемещения/транспортировки горных масс на примере отработки кварцитов в Рейнских Сланцевых Горах, при котором комплекс обработки сырья расположен ниже уровня добычных уступов, которые проходятся с целью добычи сырья, использует «архаическую» силу тяготения для перемещения добытых масс и, тем самым, выполняет условие вышеназванных предписаний. Только очевидное загрязнение окружающей среды, которое возникало бы при сжигании используемого дизельного топлива тяжелых карьерных самосвалов, а здесь и выбросы выхлопных газов и тепла в атмосферу, может быть при этом значительно снижено.

Аспект техники безопасности такого устройства-желоба может быть решен при строительстве/обустройстве соответствующего по размерам (предохранительного) вала (внизу, на приеме, и из добываемого сырья) и устройств по гашению кинетической энергии. Места расположения устройств по гашению кинетической энергии обеспечивают, одновременно, снижение степени измельчения добываемого сырья в необходимых пределах. Сдесь могут быть использованы огромные накопленные знания по перемещению добытых масс. В аспекте охраны окружающей среды по снижению запыленности могут и должны быть применены устройства по её снижению.

Углубленные исследования таких технологий необходимы, чтобы добывающую промышленность открытых разработок, использующую сложные, комплексные, но апробированные технологии, привести к использованию сил земного тяготения также и в густонаселённых местностях. Своего рода (каждая в отдельности) концепция направленного сбрасывания (скатывания/перемещения) должна рассматриваться детально (тщательно) для каждого конкретного применяемого случая.

**Sujet: Développement d'une installation pour l'utilisation de la gravité concernant le transport de grandes masses de matériel (quartzite) dans les carrières du Massif Schisteux Rhénan**

L' (ré-) utilisation des méthodes de transport basées sur les mécanismes de la gravité, qui ont disparu presque complètement dans les carrières après la deuxième guerre mondiale – en raison des prix peu élevés de l'énergie, est (re-)devenu un défi majeur pour l'industrie de l'exploitation minière compte tenu des conditions économiques actuelles et des contraintes écologiques envisagées.

Depuis le début du développement de la méthode de transport utilisant une technique de chute des masses par un dévaloir artificiel dans les années 90, le prix du pétrole brut (hors taxes) a triplé entre le plus bas niveau en 1998 jusqu'à aujourd'hui et, rien que depuis 2004, ce prix a doublé. L'ensemble des règlements juridiques comme la directive européenne « directive 96/61/CE IPPC relative à la prévention et à la réduction intégrée de la pollution de l'environnement » exigent d'autoriser uniquement l'application des MTD (meilleures techniques disponibles) ou BAT (best available techniques). Le respect de la législation allemande y adhèrent (la loi fédérale sur la protection contre les immissions et les autres lois y relatives) exigent que les influences polluantes ne soient pas déplacées vers d'autres milieux.

L'aménagement d'un dévaloir permet d'utiliser le mouvement gravitaire pour le transport des masses de quartzite extraites des carrières du Massif Schisteux Rhénan. Ces roches sont dévalées depuis différents fronts d'exploitation vers une plate-forme de réception. En effet, l'extraction de matériaux de différentes qualités nécessite d'exploiter plusieurs niveaux avec des gradins d'une hauteur limitée en vue d'assurer la sécurité pour l'accès et l'exploitation. Les matériaux dévalés sont ensuite acheminés vers une installation de traitement. Le dévaloir correspond à un concept de transport dit "archaïque" car il reprend une méthode ancienne qui utilise le principe de la gravité, ce qui satisfait aux règlements précités.

Les pollutions engendrées et les influences sur l'environnement (gaz d'échappement, chaleur, poussières fines), résultant de la combustion des carburants (gasoil) des camions, qui normalement transportent le matériel dans les carrières de haut en bas peuvent donc être diminuées considérablement. Les aspects de la sécurité de travail d'une telle installation peuvent être atteints en construisant un ouvrage rectiligne (dévaloir) dimensionné selon la structure du matériau exploité en prenant en compte les éléments constructifs nécessaires visant à réduire et maîtriser l'énergie cinétique des matériaux dévalés et éviter aussi que ces matériaux soient trop fragmentés. Ainsi il est possible d'intégrer toutes les données concernant « les mouvements gravitaires ». En ce qui concerne les poussières, des dispositifs pour limiter les émissions peuvent être installés en respect des contraintes environnementales.



## **Inhaltsverzeichnis**

|              |  |           |
|--------------|--|-----------|
| <b>1</b>     | <b>Aufgabenstellung und Aufbau</b>   | <b>23</b> |
| <b>2</b>     | <b>Geomorphologie und geologischer Aufbau</b>  | <b>25</b> |
| <b>2.1</b>   | <b>Zielsetzung</b>   | <b>25</b> |
| <b>2.2</b>   | <b>Arbeitsgebiet</b>   | <b>25</b> |
| <b>2.3</b>   | <b>Arbeitsgrundlagen</b>   | <b>27</b> |
| <b>2.4</b>   | <b>Geomorphologie des Arbeitsgebietes</b>  | <b>28</b> |
| <b>2.4.1</b> | <b>Zur Geomorphologie des Rheinischen Schiefergebirges und den fluviatilen Terrassen des Rheines</b>                                   | <b>28</b> |
| <b>2.4.2</b> | <b>Klimatische Bedingungen und deren Einfluss auf die Oberflächenformen</b>  | <b>29</b> |
| <b>2.4.3</b> | <b>Oberflächenformen im großräumigen Arbeitsgebiet</b>   | <b>30</b> |
| <b>2.4.4</b> | <b>Oberflächenform im Arbeitsgebiet</b>  | <b>33</b> |
| <b>2.5</b>   | <b>Zur Geologie des Schiefergebirgs-Sockels im Arbeitsgebiet</b>   | <b>33</b> |
| <b>2.5.1</b> | <b>Erdgeschichtliche Stellung / Entstehung / Variskische Orogenese / Oberflächenform</b>   | <b>33</b> |
| <b>2.5.2</b> | <b>Tektonik</b>  | <b>34</b> |
| <b>2.5.3</b> | <b>Stratigraphie</b>   | <b>34</b> |
| 2.5.3.1      | Bunte Schiefer   | 35        |
| 2.5.3.2      | Hermeskeil-Schichten   | 35        |
| 2.5.3.3      | Taunusquarzit  | 35        |
| 2.5.3.3.1    | Unterer Taunusquarzit  | 36        |
| 2.5.3.3.2    | Oberer Taunusquarzit   | 36        |
| 2.5.3.3.3    | Hunsrückschiefer   | 36        |
| <b>2.6</b>   | <b>Geologische Bearbeitung des Tagebaus Sooneck und seiner näheren Umgebung</b>  | <b>37</b> |
| <b>2.7</b>   | <b>Tektonische und strukturgeologische Merkmale des Tagebaus Sooneck und deren Übertragbarkeit auf die nähere und weitere Umgebung</b> | <b>37</b> |
| <b>2.7.1</b> | <b>Streichen der Schichtverbände</b>   | <b>38</b> |
| <b>2.7.2</b> | <b>Trennflächen, ac-Flächen und Störungen jüngeren Alters</b>  | <b>39</b> |

---

|              |  |           |
|--------------|--|-----------|
| <b>2.7.3</b> | <b>Störungen im Arbeitsgebiet</b>  | <b>39</b> |
| 2.7.3.1      | Störungen auf der linken Rheinseite  | 40        |
| 2.7.3.2      | Störungen auf der rechten Rheinseite   | 41        |
| 2.7.3.3      | Auf- und Überschiebungen   | 41        |
| <b>2.8</b>   | <b>Geländearbeit</b>   | <b>43</b> |
| <b>2.8.1</b> | <b>Einfluss der Vegetation auf die Kartierbedingungen</b>  | <b>43</b> |
| <b>2.8.2</b> | <b>Kartierung der Makro-Invertebraten-Fauna zum Nachweis der Störung</b>                             | <b>44</b> |
| <b>2.9</b>   | <b>Interpretation der regionalgeologischen Verhältnisse ausgehend vom Aufschluss Tagebau Sooneck</b> | <b>45</b> |
| <b>2.10</b>  | <b>Bindung des Rheines an die beschriebenen Strukturen</b>   | <b>46</b> |
| <b>3</b>     | <b>Geschichte des Abbaus</b>   | <b>49</b> |
| <b>3.1</b>   | <b>Gewinnungsstellen im südlichen Rheinischen Schiefergebirge</b>                                    | <b>49</b> |
| <b>3.2</b>   | <b>Abbau von Quarzit</b>   | <b>50</b> |
| <b>3.2.1</b> | <b>Tagebau Sooneck</b>   | <b>51</b> |
| <b>3.2.2</b> | <b>Steinbruch am Pfaffenfels</b>   | <b>53</b> |
| <b>3.3</b>   | <b>Abbau von Felsquarzit</b>   | <b>54</b> |
| <b>3.3.1</b> | <b>Quarzitwerk Lorch</b>   | <b>55</b> |
| <b>3.3.2</b> | <b>Quarzitbruch Niederwald</b>   | <b>57</b> |
| <b>3.4</b>   | <b>Abbau von Braunstein/Brauneisenstein und Dolomit</b>  | <b>59</b> |
| <b>3.4.1</b> | <b>Grube Dr. Geier</b>   | <b>59</b> |
| <b>3.4.2</b> | <b>Grube Höhrkopf</b>  | <b>61</b> |
| <b>4</b>     | <b>Schwerkraft (-gestützte) Fördertechniken</b>  | <b>64</b> |
| <b>4.1</b>   | <b>Schwerkraftfördertechniken</b>  | <b>64</b> |
| <b>4.1.1</b> | <b>Sturzrinne</b>  | <b>64</b> |
| <b>4.1.2</b> | <b>Gruppenabbau</b>  | <b>65</b> |
| <b>4.1.3</b> | <b>Sturzschant</b>   | <b>66</b> |
| <b>4.2</b>   | <b>Schwerkraftgestützte Fördertechniken</b>  | <b>67</b> |
| <b>4.2.1</b> | <b>Förderbänder</b>  | <b>67</b> |

---

|              |   |           |
|--------------|---|-----------|
| 4.2.1.1      | Rollgurtförderer (Pipe Conveyor)  | 68        |
| 4.2.1.2      | RopeCon®  | 69        |
| <b>4.2.2</b> | <b>Schrägaufzüge</b>  | <b>70</b> |
| <b>4.2.3</b> | <b>Seilbahnen</b>   | <b>72</b> |
| <b>5</b>     | <b>Beschreibung des Abbaus</b>  | <b>74</b> |
| <b>5.1</b>   | <b>Beschreibung des Tagebaus</b>  | <b>74</b> |
| <b>5.2</b>   | <b>Beschreibung der angewandten Erkundungsmethoden</b>  | <b>75</b> |
| <b>5.3</b>   | <b>Beschreibung der Gewinnungs- und Lademethode</b>   | <b>76</b> |
| <b>5.3.1</b> | <b>Vorfeldberäumung</b>   | <b>76</b> |
| <b>5.3.2</b> | <b>Bohrarbeiten</b>   | <b>77</b> |
| <b>5.3.3</b> | <b>Sprengarbeiten</b>   | <b>77</b> |
| <b>5.3.4</b> | <b>Laden</b>  | <b>78</b> |
| <b>5.4</b>   | <b>Beschreibung der Fördermethode unter allgemeiner Betrachtung der Randbedingungen der SLKW-Förderung am Beispiel des Tagebaus Sooneck</b> | <b>78</b> |
| <b>5.4.1</b> | <b>Fördermethode</b>  | <b>78</b> |
| <b>5.4.2</b> | <b>Randbedingungen der SLKW-Förderung</b>   | <b>78</b> |
| 5.4.2.1      | Betriebsorganisation  | 78        |
| 5.4.2.2      | Fahrstraßengestaltung   | 78        |
| 5.4.2.2.1    | Allgemeine Anforderungen  | 78        |
| 5.4.2.2.2    | Fahrbahnlängsneigung  | 79        |
| 5.4.2.2.3    | Bremsleistung, maximale Fahrgeschwindigkeit und Bremsweg  | 79        |
| 5.4.2.2.4    | Beschränkung der Fahrbahnlängsneigung und Schlussfolgerung  | 81        |
| 5.4.2.2.5    | Flächenbedarf   | 81        |
| 5.4.2.3      | Schlussfolgerungen  | 82        |
| <b>5.5</b>   | <b>Auswirkungen auf die Umwelt</b>  | <b>82</b> |
| <b>5.6</b>   | <b>Wiedernutzbarmachung</b>   | <b>83</b> |
| <b>6</b>     | <b>Rinne</b>  | <b>84</b> |
| <b>6.1</b>   | <b>Beschreibung des Grundgedankens der Rinne</b>  | <b>84</b> |

---

|               |  |            |
|---------------|--|------------|
| <b>6.1.1</b>  | <b>Entwicklung der Förderanordnung</b>                             | <b>84</b>  |
| <b>6.1.2</b>  | <b>Recherche und Patenterteilung</b>                               | <b>86</b>  |
| <b>6.1.3</b>  | <b>Patentverfahren</b>   | <b>86</b>  |
| <b>6.2</b>    | <b>Positionierung der Rinne im Tagebau</b>                         | <b>87</b>  |
| <b>6.2.1</b>  | <b>Positionierung der Rinne im Tagebau Sooneck</b>                 | <b>88</b>  |
| 6.2.1.1       | Orientierung der Rinne   | 89         |
| 6.2.1.2       | Standsicherheitsbetrachtung der Rinnenseitenwände                  | 89         |
| 6.2.1.2.1     | Slope Stability Probability Classification-System (SSPC)           | 89         |
| 6.2.1.2.1.1   | Herangehensweise des SSPC-Systems an die Standsicherheitsbewertung | 90         |
| 6.2.1.2.1.2   | Felsmechanische Parameter im SSPC-System                           | 92         |
| 6.2.1.2.1.3   | Standsicherheitsanalysen   | 95         |
| 6.2.1.2.1.3.1 | Orientierungsabhängige Standsicherheit                             | 95         |
| 6.2.1.2.1.3.2 | Orientierungsunabhängige Standsicherheit                           | 96         |
| 6.2.1.2.1.3.3 | Lokale Einflüsse: Verwitterung und Herstellungsmethode             | 97         |
| 6.2.1.2.1.3.4 | Durchführung einer Standsicherheitsbetrachtung mit dem SSPC-System | 98         |
| 6.2.1.3       | Ergebnis der Standsicherheitsbetrachtung der Rinnenseitenwände     | 98         |
| 6.2.1.4       | Diskussion der Standsicherheitsbetrachtung                         | 99         |
| <b>6.3</b>    | <b>Methoden zur Herstellung der Rinne</b>                          | <b>100</b> |
| <b>6.3.1</b>  | <b>Anbaufräsen</b>   | <b>100</b> |
| <b>6.3.2</b>  | <b>Bohr- und Sprengtechnik</b>                                     | <b>101</b> |
| 6.3.2.1       | Neigung des Rinnenbodens   | 101        |
| 6.3.2.2       | Rinnenseitenwände  | 102        |
| 6.3.2.3       | Räumen des gelösten Gesteins                                       | 103        |
| <b>6.4</b>    | <b>Bauzeitliche Sicherungsmaßnahmen der seitlichen Rinnenwände</b> | <b>104</b> |
| <b>6.5</b>    | <b>Lage der Versturzzrinne in Bezug auf das Strossensystem</b>     | <b>104</b> |
| <b>6.6</b>    | <b>Entnehmen aus dem Bunker</b>                                    | <b>104</b> |
| <b>6.6.1</b>  | <b>Ladegerät und SLKW</b>  | <b>104</b> |
| <b>6.6.2</b>  | <b>Mechanisierte Entnahme</b>                                      | <b>105</b> |
| <b>6.7</b>    | <b>Kosten/Nutzen-Analyse</b>                                       | <b>106</b> |

---

|              |  |            |
|--------------|--|------------|
| <b>6.7.1</b> | <b>Förderkosten</b>  | <b>107</b> |
| 6.7.1.1      | Ermittlungsgrundlagen  | 107        |
| 6.7.1.2      | Gerätevorschlag  | 108        |
| 6.7.1.3      | Leistungsberechnung  | 108        |
| 6.7.1.3.1    | Transport zur Rinne  | 109        |
| 6.7.1.3.2    | Transport über Rampe   | 110        |
| 6.7.1.4      | Kostenvergleich  | 111        |
| 6.7.1.4.1    | Spezifische Systemkosten   | 112        |
| 6.7.1.4.1.1  | Transport zur Rinne  | 112        |
| 6.7.1.4.1.2  | Transport über Rampe   | 112        |
| 6.7.1.4.2    | Spezifische Systemkosten bei Zielleistung                                | 113        |
| 6.7.1.4.2.1  | Transport zur Rinne  | 113        |
| 6.7.1.4.2.2  | Transport über Rampe   | 113        |
| 6.7.1.5      | Schlussfolgerung   | 113        |
| <b>6.7.2</b> | <b>Kostenabschätzung der Transportanordnungen Rinne und Rampe</b>        | <b>114</b> |
| <b>6.8</b>   | <b>Auswirkungen auf die Umwelt</b>                                       | <b>115</b> |
| <b>6.8.1</b> | <b>Lärm</b>  | <b>115</b> |
| <b>6.8.2</b> | <b>Staub</b>   | <b>115</b> |
| <b>6.8.3</b> | <b>Luftschadstoffe</b>   | <b>116</b> |
| <b>6.8.4</b> | <b>Landschaftsbild</b>   | <b>116</b> |
| <b>7</b>     | <b>Sturzmechanik</b>   | <b>118</b> |
| <b>7.1</b>   | <b>Natürliche Massenschwerebewegungen</b>                                | <b>118</b> |
| <b>7.1.1</b> | <b>Massenschwerebewegung unter dem Begriff Steinschlag / Steinlawine</b> | <b>118</b> |
| <b>7.1.2</b> | <b>Physikalische Grundlagen von Steinschlägen</b>                        | <b>120</b> |
| 7.1.2.1      | Energie des Sturzkörpers   | 120        |
| 7.1.2.2      | Bewegungsarten: Gleiten, Rollen, Springen                                | 121        |
| 7.1.2.3      | Oberflächengestaltung  | 124        |
| 7.1.2.4      | Dämpfung, Eigenschaften des Sturzkörpers und der Fahrbahn                | 125        |
| 7.1.2.5      | Bruchbildung   | 125        |
| <b>7.2</b>   | <b>Massenschwerebewegung im Versturzbauwerk – Prallbeanspruchung</b>     | <b>126</b> |

---

|              |   |            |
|--------------|---|------------|
| <b>7.2.1</b> | <b>Prallbeanspruchung</b>   | <b>127</b> |
| <b>7.2.2</b> | <b>Bruchkriterien von spröden Materialien</b>   | <b>128</b> |
| <b>7.2.3</b> | <b>Bruchverhalten von anisotropen Gesteinskörpern</b>   | <b>130</b> |
| <b>7.3</b>   | <b>Steinschlagsimulationsprogramme</b>  | <b>132</b> |
| <b>7.3.1</b> | <b>Theoretischer Ansatz der Simulation</b>  | <b>133</b> |
| <b>7.3.2</b> | <b>Steinschlagsimulationsprogramm Rockfall 6.1</b>  | <b>133</b> |
| <b>7.3.3</b> | <b>Eingangsdaten, Ergebnisdarstellung und -statistik</b>  | <b>134</b> |
| 7.3.3.1      | Eingangsdaten   | 135        |
| 7.3.3.1.1    | Hangprofil und -oberfläche  | 135        |
| 7.3.3.1.2    | Sturzkörper   | 139        |
| 7.3.3.2      | Rechenprinzip   | 139        |
| 7.3.3.3      | Ergebnisdarstellung   | 139        |
| <b>7.4</b>   | <b>Einsatz eines Steinschlagsimulationsprogramm zur Bestimmung der Bodenneigung der Versturzzrinne und Dimensionierung der Trägheitsbremsen</b> | <b>142</b> |
| <b>7.4.1</b> | <b>Ergebnisse und Interpretation</b>  | <b>143</b> |
| 7.4.1.1      | Kinetische Energie  | 143        |
| 7.4.1.2      | Sprunghöhen   | 144        |
| 7.4.1.3      | Bahngeschwindigkeiten   | 144        |
| 7.4.1.4      | Auftreffwinkel  | 144        |
| 7.4.1.5      | Ergebnisdiskussion  | 144        |
| 7.4.1.5.1    | Rinnenneigung   | 144        |
| 7.4.1.5.2    | Trägheitsbremsen  | 145        |
| 7.4.1.5.3    | Zerkleinerungswahrscheinlichkeit  | 147        |
| <b>8</b>     | <b>Beschreibung von Steinbrüchen und Tagebauen, die Versturztechniken einsetzen</b>   | <b>148</b> |
| <b>8.1</b>   | <b>Sturzzinnen</b>  | <b>148</b> |
| <b>8.1.1</b> | <b>Steinbruch am Drachenfels</b>  | <b>148</b> |
| <b>8.1.2</b> | <b>Steinbruch „Saut du Glacier“ bei Roche (Schweiz)</b>   | <b>150</b> |
| 8.1.2.1      | Geographische Lage  | 150        |
| 8.1.2.2      | Betreiber der Steinbrüche bei Roche   | 151        |
| 8.1.2.3      | Entwicklung der Steinbrüche   | 151        |

---

|              |  |            |
|--------------|--|------------|
| 8.1.2.4      | Betriebsweise der Steinbrüche                      | 152        |
| 8.1.2.5      | Auswirkungen auf das Landschaftsbild               | 157        |
| 8.1.2.6      | Lärm   | 159        |
| 8.1.2.7      | Staub  | 160        |
| 8.1.2.8      | Steinschlagereignis am 01. November 1999           | 161        |
| 8.1.2.8.1    | Untersuchungsergebnis                              | 162        |
| 8.1.2.8.2    | Empfehlungen für den Weiterbetrieb                 | 163        |
| 8.1.2.8.3    | Konsequenzen für den Steinbruch „Saut du Glacier“  | 163        |
| <b>8.1.3</b> | <b>Kalkwerk Steyrling (Österreich)</b>             | <b>163</b> |
| <b>8.1.4</b> | <b>Steinbruch Bursa (Türkei)</b>                   | <b>164</b> |
| <b>8.1.5</b> | <b>Kohleverladung am Yangtze (China)</b>           | <b>165</b> |
| <b>8.2</b>   | <b>Sturzrinnen in Kombination mit Sturzschant</b>  | <b>166</b> |
| <b>8.2.1</b> | <b>Tagebau Kajaran (Armenien)</b>                  | <b>166</b> |
| <b>8.2.2</b> | <b>Steinbruch Bad Harzburg (Deutschland)</b>       | <b>167</b> |
| <b>8.3</b>   | <b>Gruppenabbau / Verstürzen auf Breiter Front</b> | <b>168</b> |
| <b>8.3.1</b> | <b>Hartsteinwerk Johann Düro (Deutschland)</b>     | <b>168</b> |
| <b>8.3.2</b> | <b>Steinbrüche d’Arvel (Schweiz)</b>               | <b>170</b> |
| <b>9</b>     | <b>Zusammenfassung</b>                             | <b>173</b> |
| <b>10</b>    | <b>Literaturverzeichnis</b>                        | <b>175</b> |
| <b>11</b>    | <b>Abkürzungsverzeichnis</b>                       | <b>188</b> |
| <b>12</b>    | <b>Formelzeichenverzeichnis</b>                    | <b>190</b> |
| <b>13</b>    | <b>Lebenslauf</b>                                  | <b>192</b> |

**Abbildungsverzeichnis**

|                |  |    |
|----------------|--|----|
| Abbildung 2.1: | Abgrenzung des Arbeitsgebiets (gelb-) und des Gebiets für großräumige Betrachtungen (rot umrandet) in topografischer Karte und in tektonischen Baueinheiten des Rheinischen Schiefergebirges (Abbildung 11 aus LGB, 2005)  | 26 |
| Abbildung 2.2: | Reliefschatten-Darstellung mit Arbeitsgebieten, Zahlen stehen für im Text angesprochene Strukturen: oben 055°/45°, unten 325°/45° (Azimut/Einstrahlwinkel) (Quelle: Autor)   | 31 |
| Abbildung 2.3: | Reliefschatten-Darstellungen: Ausschnitt des Arbeitsgebietes: Draufsicht (ArcView)/ Gekippt (AUTOCAD) (Quelle: Autor); Zahlen und Signaturen stehen für im Text angesprochene Strukturen oder Lokalitäten  | 33 |
| Abbildung 2.4: | Reliefschatten-Darstellung des südlichen Rheinischen Schiefergebirges in Rheinland-Pfalz (Idarwald, Soonwald) und Hessen (Taunus). Rot gestrichelt hervorgehoben von Westen nach Osten veränderliche Streichrichtung der höchsten Erhebungen bzw. Schichten. Zahlen stehen für im Text angesprochene Strukturen oder Lokalitäten (Quelle: Autor) | 38 |
| Abbildung 2.5: | Konstruktion der „großen“ Störung (rot) in Sonderkarten des Rheinstromes (LVERMGEO 1961) auf geologischen Karten (LEPPLA, 1904-1 und LEPPLA, 1904-2); Lage des Tagebaus (blauer Kreis), gelb gestrichelt Überschiebung Unterer auf Oberer Taunusquarzit in (LEPPLA, 1904-1)  | 40 |
| Abbildung 2.6: | Ansicht des Tagebaus Sooneck und Pfaffenfelsens in Streichrichtung von R 3417400, H5543275 im Februar 2004 (gestrichelt – „große“ Störung, dünn gerissen – Aufschiebung, grau unterlegt Schichtverbände im Hangenden) (Quelle: Autor; Illustration: GERNOT MEYER-GRÖNHOF)  | 42 |
| Abbildung 2.7: | Geologischer Schnitt durch den Tagebau senkrecht zum Streichen über R3415938 / H5543095 (Rampe) und R3416112 / H5542473 (Mittel-Grund); „Große“ Störung (rot), vermutete Verwerfung am NW-Hang des Mittel-Grund (rot gestrichelt) (Quelle: BEUSEKOM 1999 durch Autor modifiziert)  | 46 |
| Abbildung 2.8: | Rheinverlauf zwischen Bingen und Trechtingshausen; Gelb: Talung zwischen Hörkopf und Bacharacher Kopf verlängert bis Ostende des Niederwaldes; Rot: Prallhänge; Zahlen stehen für im Text angesprochene Lokalitäten (Quelle: Autor)  | 47 |
| Abbildung 3.1: | Abbaustellen von Taunusquarzit und Brauneisenstein im großräumigen Arbeitsgebiet. Beschriebene Abbaustellen auf Quarzit sind rot, auf Brauneisenstein grün unterlegt (Quelle: Autor)   | 49 |
| Abbildung 3.2: | Planung Seilbahn (Quelle: Betriebsakte BONG'sche Mahlwerke, Regierungspräsidium Darmstadt, Dezernat Bergaufsicht)  | 56 |
| Abbildung 3.3: | Planunterlagen zum Quarzitwerk Lorch: Talstation Seilbahn, Unterführungen Bahn und Straße, Straßen- und Schiffsverladung   |    |



|                |   |    |
|----------------|---|----|
|                | (Quelle: Betriebsakte BONG'sche Mahlwerke, Regierungspräsidium Darmstadt, Dezernat Bergaufsicht)  | 57 |
| Abbildung 3.4: | Tagesriss des Quarzitwerks Niederwald (Quelle: Betriebsakte HEINRICH KOPPERS GMBH, Regierungspräsidium Darmstadt, Dezernat Bergaufsicht)  | 58 |
| Abbildung 3.5: | Lageskizze der Braunsteingruben und des Felsquarzitsteinbruches Germania und die zugehörigen Fördereinrichtungen (Quelle: KÜMMERLE, 1984)   | 62 |
| Abbildung 4.1: | Wandabbau (Gruppenabbau) von oben nach unten (OBERNDORFER, 2004-1)  | 66 |
| Abbildung 4.2: | Wandabbau (Gruppenabbau) von unten nach oben (OBERNDORFER, 2004-1)  | 66 |
| Abbildung 4.3: | Sturzschächte im Projekt „Tagebau 21“ – Diabas Saalfelden GmbH (Tagebau 21)   | 67 |
| Abbildung 4.4: | TruckLift - Schrägaufzug für SLKW (SIEMAG TRANSPLAN GMBH, 1999)   | 70 |
| Abbildung 5.1: | Tagebau Sooneck: Abbaustand ca. 1960 mit heutiger Betriebsplangrenze (violett) (auf LVERMGEO 1961)  | 74 |
| Abbildung 5.2: | Diagramm zur Ermittlung der Fahrgeschwindigkeit in Abhängigkeit von Fahrbahnneigung und Fahrzeuggewicht bei Aufwärtsförderung (DAWSON, V.E. in KAUFMAN & AULT, 2001)  | 79 |
| Abbildung 5.3: | Fahrgeschwindigkeit eines Retarder-gebremsten SLKW bei Abwärtsförderung auf einer 15 % geneigten Fahrstraße (DAWSON, V.E in KAUFMAN & AULT, 2001)   | 80 |
| Abbildung 5.4: | Bremswegzunahme in Abhängigkeit von Fahrwegneigung und Geschwindigkeit (DAWSON, V.E in KAUFMAN & AULT, 2001)  | 81 |
| Abbildung 5.5: | Konstruierte Fahrstraßen mit Neigungen 5 (gelb punktiert), 10 (rot punktiert) und 15 % (grün punktiert) und existierendes System (rot) (auf LVERMGEO 1961 und LVERMGEO, 2001)                                       | 82 |
| Abbildung 5.6: | Abbauprinzip und Auswirkung auf Rekultivierung (Quelle: Autor)  | 83 |
| Abbildung 6.1: | Figur 1 aus Zusammenfassung Patentschrift DE 196 21 666 C2 (PATENT, 1998)   | 86 |
| Abbildung 6.2: | Bearbeitungsschema Slope Stability Probability Classification-System (SSPC) (HACK, 1996, 1998)  | 91 |
| Abbildung 6.3: | Skizze von oberflächlich anstehendem Gestein mit verschiedenen Verwitterungsgraden, unterschiedlichen Herstellungsmethoden und der Lage des Referenz-Gesteinskörpers (Reference Rock Mass - RRM) (HACK, 1996, 1998) | 91 |
| Abbildung 6.4: | Gesteinsparameter für Bauwerke in oder auf Felsgestein (nach HACK, 2001, Übersetzung aus dem Englischen sowie Modifikationen durch Autor)   | 93 |
| Abbildung 6.5: | Trennflächenparameter in einem Gesteinskörper bei Beurteilung eines Tunnelvortriebs (TU GRAZ, 2006)   | 94 |

|                 |   |     |
|-----------------|---|-----|
| Abbildung 6.6:  | Versagensarten von Felsböschungen; Ebenes Gleiten eines Körpers (a), Gleiten eines Keiles (b), Kippen von Schichten mit Biegung (c), Knicken von Scheiben (d), Felssackung (e) (TU GRAZ, 2006)  | 95  |
| Abbildung 6.7:  | Gleit- und Kippwahrscheinlichkeit für orientierungsabhängige Böschungsstandsicherheit. Die Quotienten der Abszissen und Ordinaten werden mittels Formularsatz bestimmt (HACK, 1996, 1998)   | 96  |
| Abbildung 6.8:  | Wahrscheinlichkeit für eine orientierungsunabhängige Böschungsstandsicherheit. Die Quotienten der Abszisse und Ordinate werden mittels Formularsatz bestimmt (HACK, 1996, 1998)   | 97  |
| Abbildung 6.9:  | Positionierung der Versturzzinne im Tagebau nach stereografischer Analyse und Durchführung der Standsicherheitsbetrachtung; links: optimaler Verlauf; rechts: gemittelt; dünne Linien: Grenzen des Untersuchungsbereichs; gelb schattiertes Rechteck: betrieblich gewünschte Position (Tagebaustand 1998) (BEUSEKOM, 1999, modifiziert durch Autor) | 100 |
| Abbildung 6.10: | Detailansicht Rinne mit herstellungsbedingt getreppter Oberfläche; Neigungswinkel der Rinne, der Sprengbohrlöcher im Fels und des Schutts (Quelle: Autor)   | 102 |
| Abbildung 6.11: | „Smooth-Wall“- und „Pre-splitting“-Verfahren (ATLAS COPCO AB, 2006)   | 103 |
| Abbildung 6.12: | Anordnung der Rinne (Rinnen- und Bunkerrückwand rot) im Strossensystem mit Trägheitsbremsen (grün) und mechanisiertem Abzug aus dem Bunker (KHD HUMBOLDT WEDAG AG 1997, modifiziert durch Autor)  | 104 |
| Abbildung 6.13: | Mechanisierter Abzug aus einem Bunker (KHD Humboldt Wedag AG 1983)  | 106 |
| Abbildung 6.14: | Abbauprinzip und Auswirkung auf Rekultivierung (Quelle: Autor)  | 117 |
| Abbildung 7.1:  | Bereiche unterschiedlicher Bewegungsarten (Zone a: Aufschlag, b: Springen, c: Rollen). (BROILLI, 1974).   | 121 |
| Abbildung 7.2:  | Bewegungsarten von Sturzblöcken in Relation zur Hangneigung zur Dimensionierung von Auffanggräben (RITCHIE, 1963 übersetzt ISSELHORST, 2001)  | 122 |
| Abbildung 7.3:  | Bewegungsarten von Sturzkörpern auf der schiefen Ebene, zweidimensional skizziert (SPANG, 1997)   | 122 |
| Abbildung 7.4:  | Bewegungsbahn und Massenpunktlage (Quelle: Autor)   | 123 |
| Abbildung 7.5:  | Rauhigkeit einer Bewegungsbahn (Quelle: Autor)  | 124 |
| Abbildung 7.6:  | Bewegungsbahn beim Springen und unterschiedlicher Dämpfung (Quelle: Autor)  | 125 |
| Abbildung 7.7:  | Spannungs-Dehnungs-Diagramm im einaxialen Druckversuch in Abhängigkeit von der Gesteinsprobengröße (TU GRAZ, 2006)  | 126 |

|                 |  |     |
|-----------------|--|-----|
| Abbildung 7.8:  | Links – elastische Beanspruchung beim linearen Stoß; rechts – Prall eines Körpers auf eine starre Wand. Elastische Beanspruchung an der Stoßstelle (RUMPF, 1959)   | 128 |
| Abbildung 7.9:  | Kritische Prallgeschwindigkeit nach Formel (7.12)  | 131 |
| Abbildung 7.10: | Generelles Flussdiagramm der Bewegungssimulation im Programm ROCKFALL (Quelle: Dokumentation ROCKFALL 6.1)   | 135 |
| Abbildung 7.11: | Bahneinteilung in Bereiche gleicher Eigenschaften durch Lamellen getrennt (Quelle: Autor)  | 136 |
| Abbildung 7.12: | Beispiel Lamellendaten (Auswertung ROCKFALL 6.1)   | 138 |
| Abbildung 7.13: | Rechenprinzip (Quelle: Autor)  | 139 |
| Abbildung 7.14: | Beispiel Geländeprofil mit Sturzbahnen (Auswertung ROCKFALL 6.1)   | 140 |
| Abbildung 7.15: | Beispiel Hüllkurve: kinetische Energie und Sprunghöhen (Auswertung ROCKFALL 6.1)   | 141 |
| Abbildung 7.16: | Auslegung Trägheitsbremse (Quelle: Autor)  | 145 |
| Abbildung 8.1:  | Detail aus: Meister der Verherrlichung Mariae, Anna selbdritt und die heiligen Christophorus, Gereon und Petrus. Die beim Trachytabbau für den Dom verwendete Steinrutsche am Drachenfels (Wallraf-Richartz-Museum, 2006, Köln, Inventar-Nummer WRM 880) | 149 |
| Abbildung 8.2:  | Ansicht des Drachenfels mit Steinrutsche (Kupferstich, MATTHÄUS MERIAN, 1646, SIEBENBERGSMUSEUM, 2006)   | 149 |
| Abbildung 8.3:  | Geographische Lage von Roche, Standorte HOLCIM (SCHWEIZ) AG (HOLCIM (SCHWEIZ) AG, 2006)  | 150 |
| Abbildung 8.4:  | Lageplan der Steinbrüche bei Roche in beantragtem Betriebsgelände (HOLCIM (SCHWEIZ) AG, 1992-2, Anlage 7.2); Südostgrenze bildet firmeneigene Zahnradbahn; Nummerierte Punkte geben Immissionsmessorte an  | 152 |
| Abbildung 8.5:  | Lage und Ausdehnung der genutzten Sturzrinnen (rot) in der Betriebsfläche (HOLCIM (SCHWEIZ) AG, 1999)  | 154 |
| Abbildung 8.6:  | Verlauf der Sturzrinne mit Knickpunkten und Schutzwall aus dem Unfallbericht (HOLCIM (SCHWEIZ) AG, 1999, Anlage 139-2)   | 155 |
| Abbildung 8.7:  | Längs- und Querschnitte Sturzrinne Steinbruch „Saut du Glacier“, drei Varianten (Erläuterung s. Text) (HOLCIM (SCHWEIZ) AG, 1995)  | 156 |
| Abbildung 8.8:  | Skizze der Flächeninanspruchnahme nach 10 Jahren der Steinbrüche bei Roche (HOLCIM (SCHWEIZ) AG, 1992-1, Croquis n° 1)   | 157 |
| Abbildung 8.9:  | SKIZZE der Flächeninanspruchnahme nach 20 Jahren der Steinbrüche bei Roche (HOLCIM (SCHWEIZ) AG, 1992-1, Croquis n° 2)   | 158 |

|  |     |
|--|-----|
| Abbildung 8.10: Skizze der Flächeninanspruchnahme nach 50 Jahren der Steinbrüche bei Roche (HOLCIM (SCHWEIZ) AG, 1992-1, Croquis n° 3) | 158 |
| Abbildung 8.11: Lärmmessungen und Prognose des Versturzbetriebs (HOLCIM (SCHWEIZ) AG, 1992-2, Anlage n° 139-7.3)                       | 160 |
| Abbildung 8.12: Lokal begrenzte Staubemissionen beim Versturzbetrieb (HOLCIM (SCHWEIZ) AG, 1992-2, Anlage n° 139-8.2)                  | 161 |
| Abbildung 8.13: Profil der Rinne, vermutete Steinschlagbahn, Einschlagstellen (HOLCIM (SCHWEIZ) AG, 1999, Anlage 139-3)                | 162 |
| Abbildung 8.14: 3 D – Modellierung des Steinbruchs Düro Abbaustand 2004 (Quelle: Vermessungsbüro HOHN & GÜTZ)                          | 169 |
| Abbildung 8.15: Geologischer Schnitt der Carrières d’Arvel (CARRIÈRES D’ARVEL, 1991)   | 171 |

### **Bildverzeichnis:**

|           |   |    |
|-----------|---|----|
| Bild 2.1: | Burg Sooneck (LANDESAMT FÜR DENKMALPFLEGE, 1929)  | 44 |
| Bild 3.1: | Schleifrinnen am Westhang des Teufelskadrich gegenüber Trechtingshausen (Quelle: Autor)   | 50 |
| Bild 3.2: | Inbetriebnahme des Bremsberges und Schiffseladers am 22. August 1957. Oben: Beladung der Transportkübel (Skip) mit LKW (Chevrolet aus britischen Kriegsbeständen); Mitte: Talfahrt und Entladung in den Aufgabetrichter des Skips; Unten: Blick auf Schiffselader und Bremsberg (Quelle: Autor) | 52 |
| Bild 3.3: | Links: Steintransport mit Holzschlitten. Rechts: Querung der Eisenbahn in Höhe der heutigen Unterführung bei Rhein-km 537,023 (Quelle: WILHELM HARTUNG, Trechtingshausen)   | 54 |
| Bild 3.4: | Blick über zweitrümmigen Bremsberg auf Verladebrücke und Rhein (Quelle: Betriebsakte HEINRICH KOPPERS GMBH, Regierungspräsidium Darmstadt, Dezernat Bergaufsicht)   | 59 |
| Bild 3.5: | Verladebrücke und Seilbahn der Grube Dr. GEIER (Quelle: KLEMP, 1987; GÜNTER WOJAHN, Waldalgesheim)  | 61 |
| Bild 3.6: | Vegetationsfreie Bremsbergtrasse Grube Höhrkopf (Quelle: Autor)   | 63 |
| Bild 4.1: | Steinschlag- / Erosionsrinne am Rotenfelsmassiv mit Steinschlagschutznetzen (R 3417442, H 5520805) (Quelle: Autor)  | 64 |
| Bild 4.2: | Rollgurtförderer: Links – Einsatzbeispiel Kalkwerk Steyrling (KOCH TRANSPORTTECHNIK GMBH, 2002); Rechts – ein Konstruktionsprinzip (CONVEYORKIT (PTY) LTD, 2006)  | 68 |
| Bild 4.3: | ROPECON <sup>®</sup> : Obere Reihe Steinbruch Zöchling (Österreich); untere Reihe Systemansichten: Bauprinzip und Abwurf (DOPPELMAYR SEILBAHNEN GMBH, 2006)   | 69 |
| Bild 4.4: | Schiffshebewerk Ronquières auf dem Charleroi-Brüssel-Kanal (Belgien) (SIEMAG TRANSPLAN GMBH, 1999)  | 71 |

|           |   |     |
|-----------|---|-----|
| Bild 4.5: | Einsatzbeispiele von Seilbahnen – oben links: Neuseeland, oben rechts und unten: Australien (DOPPELMAYR SEILBAHNEN GMBH, 2006 und CEMENT AUSTRALIA PTY LIMITED, 2006 )                          | 73  |
| Bild 6.1: | Orthofoto Tagebau Sooneck 2001 (auf LVERMGEO, 2001 mit Rampe (rot), durch diese erschlossene Strossen (rote Ziffern) und betrieblich gewünschter Positionsbereich der Versturzrinne (blassgelb) | 88  |
| Bild 6.2: | Anbaufräse (BOART LONGYEAR, 2003)   | 101 |
| Bild 8.1: | Roche und zwei seiner Steinbrüche (Quelle: <a href="http://www.roche-vd.ch/images/photos/maxi/view_aer_1.jpg">http://www.roche-vd.ch/images/photos/maxi/view_aer_1.jpg</a> am 21.09.2006)       | 151 |
| Bild 8.2: | Steinbrüche (rot) und Sturzrinnen (gelb), im Vordergrund Wohnbebauung Roche (Quelle: Autor)   | 153 |
| Bild 8.3: | Sturzrinne im Kalkwerk Steyrling (teilweise abgebaut), Prallwand (Quelle: Werksleiter voestalpine Stahl, BJÖRN KIRCHNER 2006)   | 164 |
| Bild 8.4: | Oben: Sturzrinne im Steinbruch Bursa; unten: Prallwand (Quelle: GUDRUN GEIBLINGER, A-Linz, ANIT İNŞAAT, TR-Gürsu, AYŞE NEUMANN, D-Lennenstadt)  | 165 |
| Bild 8.5: | Kohleverladung am Yangtze (Quelle: KARL-ALFONS PRIEB, Groß-Zimmern)   | 166 |
| Bild 8.6: | Tagebau Kajaran – Kippvorgang, Kippstellen und Rollochmund (Quelle: DR. MARTIN KIRSCHBAUM, Zeitz)   | 167 |
| Bild 8.7: | Gabbrosteinbruch Bad Harzburg: Blick in den Steinbruch nach Norden, Blick in Sturzrinne von oberer Kippstelle, Übergang Rinne in Rolloch, Rolloch, Untere Kippstelle (Quelle: Autor)            | 168 |
| Bild 8.8: | Blick in den Abbaubereich nach SW auf die Förderbezugsebene, im Vordergrund der Haufwerkskegel, links oberhalb Vorsiebmaterial, darüber Kippstelle Vorbrecher (Quelle: Autor)                   | 170 |
| Bild 8.9: | Ansicht des Steinbruchs in Arvel, Blick auf die Lagerplätze mit Schutzwall vor Haufwerkshalde (Quelle: BERNARD STREIFF, Carrières d'Arvel)  | 172 |

### **Tabellenverzeichnis:**

|              |  |     |
|--------------|--|-----|
| Tabelle 6.1: | Standsicherheitswahrscheinlichkeit einzelner Wandbereiche mit und ohne Kluftfüllungsmaterial für verschiedene Neigungen der Rinnenseitenwände bei mittlerer Orientierung der Rinne (355°) (BEUSEKOM, 1999) | 99  |
| Tabelle 6.2: | Verteilung der Förderung auf die Strossen 4-9 (Quelle: Autor)  | 107 |
| Tabelle 6.3: | Einflussgrößen auf Vorhalte- und Betriebskosten sowie Arbeitskosten der betrachteten Betriebsmittel (Quelle: ZEPPELIN BAUMASCHINEN GMBH, Stand September 2006)   | 111 |
| Tabelle 6.4: | Vorhalte-, Betriebs-, Arbeits- und Gesamtkosten der in den Vergleich einbezogenen Betriebsmittel (Quelle: Autor)   | 112 |

---

|              |  |     |
|--------------|--|-----|
| Tabelle 6.5: | Bau- und Betriebskosten der Transporteinrichtungen (Angaben zu Bohr- und Sprengkosten durch BST Bohr- und Sprengtechnik GmbH & Co. KG, Oktober 2006) | 115 |
| Tabelle 7.1: | Ergebnis der Simulationsläufe (Quelle: Autor)  | 143 |

# 1 Aufgabenstellung und Aufbau

In Tagebauen und großen Steinbrüchen werden zur Förderung, unabhängig davon, ob diese aufwärts oder abwärts führt, i.d.R. Schwerlastkraftwagen (SLKW) eingesetzt. SLKW verbrauchen erhebliche Mengen Dieselkraftstoff. Der Betrieb verursacht Staub und Lärm, und es werden Luftschadstoffe emittiert. Zumindest in Betrieben, in denen die SLKW die Steine abwärts transportieren, liegt die (Wieder-) Nutzung der „Schwerkraft“ auch in der von erprobten, aber meist auch komplexen Techniken gekennzeichneten industriellen Umgebung nahe.

Hierfür wurde in Zusammenarbeit mit rheinland-pfälzischen, anderen deutschen und ausländischen Hochschulen ein Förderkonzept – Geführte Versturztechnik – entwickelt, mit dem Gesteinshaufwerk mittels Schwerkraft **ohne** technische Hilfsmittel **kornschonend** über größere Höhen und zur Qualitätssteuerung von unterschiedlichen Abbaustrossen abwärts gefördert wird. Eine Anmeldung beim Deutschen Patentamt führte zur Patenterteilung. Zwischenzeitlich konnten einige Tagebaue recherchiert werden, die über größere Höhen jedoch ohne Qualitätssteuerung verstrzen bzw. verstrzt haben.

Mit dieser Arbeit werden Empfehlungen zum Bau und Betrieb von Versturzrinnen, ausgehend von einer in den 90<sup>er</sup>-Jahren projektierten Errichtung einer Versturzrinne im Tagebau Sooneck erarbeitet. Der Verfasser war in diesem zu den größten Festgesteinstagebaue in Rheinland-Pfalz zählenden Betrieb bei Trechtingshausen am Rhein 9 Jahre betriebsführend tätig, der Quarzite in den Formationen des Unterdevon im südlichen Rheinischen Schiefergebirge abbaut.

Zum besseren Verständnis der das Rheinische Schiefergebirge kennzeichnenden komplexen Lagerungsverhältnisse, u.a. auch der im Tagebau Sooneck im Abbau stehenden Quarzite des Unterdevon, erschien es notwendig, die Beschreibung der geomorphologischen und geologischen Strukturen und deren Entstehung im näheren Umfeld des Tagebaus und darüber hinaus ausführlich zu behandeln. Diese Lagerungsverhältnisse, die hier die Qualitätssteuerung bereits im Abbau und nicht alleine in der Aufbereitung erfordern, sind ursächlich für die Entwicklung des Förderkonzeptes. Der Gliederungspunkt schließt mit einem Exkurs, der sich mit der Morphologie der Talläufe der Fließgewässer insbesondere des Rheins befasst.

Anschließend werden historische und rezente bergbauliche Aktivitäten im Mittelrheintal und dem südlichen Rheinischen Schiefergebirge im Soonwald und Hohen Taunus im Hinblick auf eingesetzte Techniken zur Abwärtsförderung dargestellt. Es folgt eine Übersicht von derzeit in Tagebauen und Steinbrüchen eingesetzten Schwerkraft (-gestützter) Fördertechniken an.

Eine kurze Beschreibung des Tagebaus Sooneck und der dort eingesetzten Fördertechnik SLKW leitet in die für diese Technik zum sicheren und leistungsfähigen Betrieb erforderliche Fahrstraßenkonzeption und deren Auswirkung auf den Flächenverbrauch über.

Es werden Hinweise zur Anordnung der Versturzrinne in einem Gebirge am Beispiel des Tagebaus Sooneck und darüber hinausgehend für weitere Fälle gegeben. Dies beinhaltet auch den Abriss über den Ablauf des Patentverfahrens und die ausführliche Darstellung einer durch Berücksichtigung des Trennflächengefüges optimierten – entgegen der betrieblichbevorzugten – Positionierung der Versturzrinne als angestrebt langfristig nutzbares Bauwerk. Herstellungsmethoden, Anordnung in Bezug auf ein Strossensystem, Ausstattung und Betrieb werden dargestellt. Auch ein Kostenvergleich zwischen der bestehenden Fördertechnik und

bei Abwärtstransport durch die Versturzzinne wird durchgeführt. Die Implementierung des Förderkonzeptes – Geführte Versturztechnik – in Tagebauen und die damit einhergehenden Wirkungen auf die Umwelt, insbesondere auch auf das Landschaftsbild werden behandelt.

Die Sturzmechanik betrachtet den regelmäßigen „Steinschlag“ und die kleinvolumigen „Felsstürze“ in der Rinne. Neben den Grundlagen der Massenschwerebewegungen müssen die physikalischen Grundlagen von Steinschlägen, der Bruchbildung und des elastischen Stoßes an Einzelkörnern anhand zahlreicher Arbeiten zur Prallzerkleinerung bezüglich isotroper und anisotroper Körper dargelegt werden. Mittels eines Steinschlagsimulationsprogramms werden über Rinnenlängsprofile mit unterschiedlichen Neigungen die maximalen Geschwindigkeiten und Energien sich hierauf bewegendender kugelförmiger Sturzkörper unterschiedlicher Masse am Austritt aus der Rinne ermittelt. Hieraus werden dann zusammen mit den theoretischen Grundlagen Aussagen zur Zerkleinerungswahrscheinlichkeit realer Gesteinskörper abgeleitet. Es werden Maßnahmen beschrieben, mit denen die Energien begrenzt und Gefährdungspotentiale beherrscht werden können.

Die Arbeit schließt mit der Beschreibung von Steinbrüchen und Tagebauen, die mit Sturzzinnen oder nach dem Gruppenabbauverfahren in Armenien, Österreich, der Schweiz, der Türkei oder in Deutschland bzw. in der Schweiz arbeiten. Insbesondere auf den Steinbruch „Saut du Glacier“ der HOLCIM AG in Roche, der mit mehreren, z.T. natürlichen Sturzzinnen arbeitete und bis 1999 betrieben wurde, wird ausführlich eingegangen.



## **2 Geomorphologie und geologischer Aufbau**

### **2.1 Zielsetzung**

Mit den folgenden Ausführungen wird die Zielsetzung verfolgt, die geologischen Beobachtungen aus langjähriger Tätigkeit als Betriebsleiter im Tagebau Sooneck, nordwestlich von Trechtingshausen, in morphologisch deutlich gegliederten Gelände in einen regionalgeologischen Kontext zu bringen und Hinweise für weitere Bearbeitungen des Gebietes zu geben. Dies betrifft das generelle Streichen der Schichtflächen bzw. Sattel- und Muldenachsen, den Faltenbau und die Auf- bzw. Überschiebungen, die bei der variskischen Orogenese gebildet wurden, ac-Flächen bzw. Querstörungen, Störungen jüngeren Alters sowie die Ansprache der aufgeschlossenen Schichtverbände. Alle diese von der Natur vorgegebenen Parameter haben entscheidenden Einfluss auf die Aus- und Vorrichtung und sind ursächlich für die vorliegende Arbeit. Insbesondere auch Senkrechtluftbilder einer alliierten Befliegung im März 1945 (LVERMGEO, 1945) gaben den Anstoß für die vorliegenden Betrachtungen, um die auf diesen wahrgenommenen regelmäßig streichenden Strukturen zu erklären.

### **2.2 Arbeitsgebiet**

Im Folgenden wird zwischen dem Arbeitsgebiet und einem Gebiet für großräumige Betrachtungen unterschieden (Abbildung 2.1 oben):

- Das Arbeitsgebiet umfasst naturräumlich den Bereich des Soonwaldes und des Hohen Taunus, zwischen denen das Rheintal liegt. Nach D.E. MEYER (MEYER, 1970) liegt das Arbeitsgebiet tektonisch im Soonwald-Antiklinorium am Südrand des Rheinischen Schiefergebirges, das sich über den Rhein hinweg nach Osten in den Hohen Taunus fortsetzt. Es erfasst dessen nördliche Baueinheiten Taunuskamm-Überschiebungszone sowie den Bodental-Sattel (MEYER & STETS, 2000). In geringem Umfang wird das nordwestlich liegende Gebiet des Hunsrückschiefers einbezogen.
- Für großräumige Betrachtungen wird das Gebiet nach Osten, Süden und Westen ausgedehnt. Naturräumlich liegt im Süden und Südosten an den Soonwald und den Hohen Taunus angrenzend das Mainzer Becken, gebildet aus dem Rheingau im Norden, der Ingelheimer Rheinebene sowie dem rheinhessischen Tafel- und Hügelland im Süden und dem unteren Naheland im Westen. Tektonisch werden außerdem die Einheiten des Soonwald-Antiklinorium (Abbildung 2.1 unten), die Nahe-Mulde und das Mainzer Becken erfasst. Letztere werden durch die WSW-ENE streichende Taunus-Hunsrück-Südrand-Verwerfung von den nördlichen Baueinheiten getrennt. Südlich der Verwerfung stehen bis zur Nahe-Störung in unbestimmter Tiefe im Untergrund, westlich der Nahe an der Oberfläche Gesteine des Rotliegend an. Nördlich davon liegen Schichtverbände des Devon, auch hier von E kommend, zunächst im Untergrund am nordwestlichen Ende von Bingen-Kempton zutage tretend. Die devonischen Gesteine des Schiefergebirges dominieren das Gebiet.

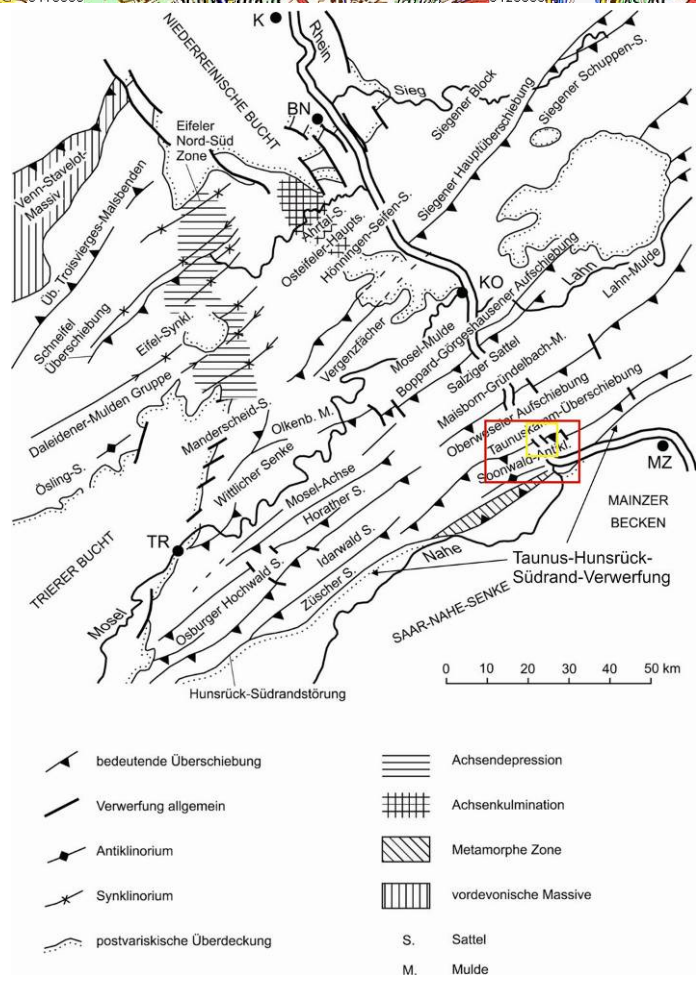
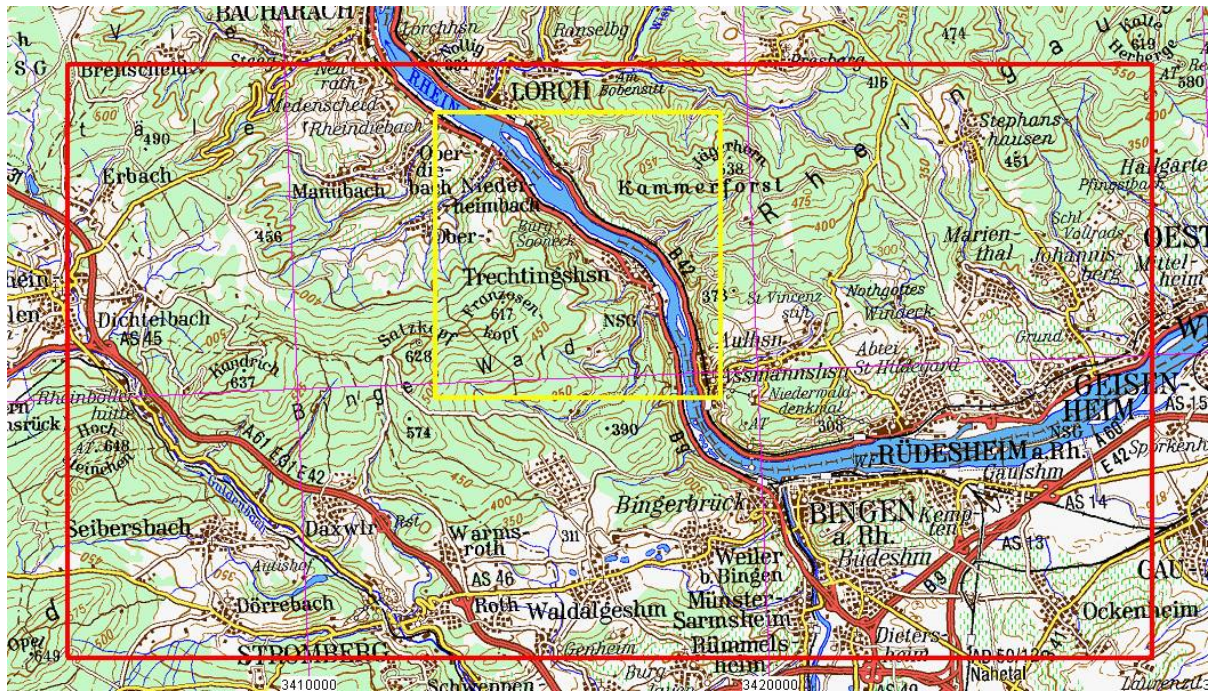


Abbildung 2.1: Abgrenzung des Arbeitsgebiets (gelb-) und des Gebiets für großräumige Betrachtungen (rot umrandet) in topografischer Karte und in tektonischen Baueinheiten des Rheinischen Schiefergebirges (Abbildung 11 aus LGB, 2005)

## 2.3 Arbeitsgrundlagen

Arbeitsgrundlagen sind Senkrechtluftbilder aus den Jahren 1936 (LVERMGEO, 1936) und 2001 (LVERMGEO, 2001), Schrägluftbilder von 1929 (LANDESAMT FÜR DENKMALPFLEGE, 1929) bzw. 1991 (Quelle: Autor) und terrestrische Totalaufnahmen des Tagebaus Sooneck und seiner Umgebung von 1962, 197? und der Gegenwart (Quelle: Autor). Das digitale Höhenmodell 20 (LVERMGEO, 1957), das beim Landesamt für Vermessung und Geobasisinformation für das Land Rheinland-Pfalz, Koblenz, gepflegt wird, wurde herangezogen und mit AUTOCAD (AUTODESK, 2006) und ARCGIS (ESRI, 2006) zur Reliefschatten-Kartierung (HARBAUGH et al., 2005) visualisiert. Die Reliefschatten-Kartierung bedient sich einer Disziplin der Physiogeographie, die sich mit den geomorphologischen Erscheinungen in einem Gebiet befasst. Deren Anwendung im Bereich der Geologie ermöglicht die Erfassung von regelmäßigen geologischen Strukturen, die mit bekannten Techniken zur Linearanalyse (Stereobilder, Luftbildfotogrammetrie, Satellitenbilder) nicht oder nicht ausreichend deutlich erkannt werden bzw. werden können. Das verwendete DHM 20 ist im Bereich des Arbeitsgebietes aus fotogrammetrischen Daten abgeleitet worden, die 1957 aufbereitet worden sind. Satellitenbilder, die mittels fotogrammetrischer Techniken die Erdoberfläche besser abbilden, konnten nicht recherchiert werden.

Die Herleitung wesentlicher Aussagen beginnt mit der geomorphologischen Entwicklung des Rheinischen Schiefergebirges und des fluviatilen Systems des Rheines. Hierzu wurde i. W. auf GURLITT (GURLITT, 1949), QUITZOW (QUITZOW, 1974), SEMMEL (SEMMEL, 1999) und die Erläuterungen zu den geologischen Karten des Gebietes (GK25 N°. 5912 Blatt Kaub (LEPPLA, 1904-1), N°. 5913 Blatt Presberg (LEPPLA, 1904-2, EHRENBERG et al., 1968), N°. 6013 Bingen a. Rh. (vormals Bingen-Rüdesheim), (WAGNER & MICHELS, 1930) zurückgegriffen. Anschließend werden die Oberflächenformen im großräumigen und die im eigentlichen Arbeitsgebiet beschrieben.

Hierauf folgend werden zunächst Ausführungen im Allgemeinen und zur regionalen Geologie getätigt. Weiterhin werden die den Tagebau beherrschenden tektonischen Strukturen und deren Einbindung in die herrschende Vorstellung des geologischen Baus im Arbeitsgebiet betrachtet. Die im Tagebau Sooneck aufgeschlossenen Strukturen sind so ausgeprägt, dass diese visuell auch aus größerer Entfernung wahrnehmbar sind und ein Betreten des Areal, das aus sicherheitlichen Erwägungen des Betreibers nicht möglich ist, nicht unbedingt erfordern. Zur Verifizierung dieser Strukturen über das Areal des Tagebaus hinaus wurde die verfügbare geologische Literatur zum Arbeitsgebiet und der näheren Umgebung ausgewertet. Hierbei bringen es die insgesamt schlechteren Aufschlussverhältnisse der linken Rheinseite zwischen Trechtingshausen und der Taunuskamm-Überschiebungszone mit sich, dass sich die nutzbare und genutzte Literatur auf wenige Quellen HOLZAPFEL (HOLZAPFEL, 1893), ROTHPLETZ (ROTHPLETZ, 1896), LEPPLA (LEPPLA, 1904-1, LEPPLA, 1904-2), WAGNER & MICHELS (WAGNER & MICHELS, 1930), KIENOW (KIENOW, 1934), JUNG (JUNG, 1955), REICHMANN (REICHMANN, 1962), EHRENBERG et al. (EHRENBERG et al., 1968), WÜSTEFELD (WÜSTEFELD, 1994), v. BEUSEKOM (BEUSEKOM, 1999), MEYER & STETS (MEYER & STETS, 2000) und LGB (LGB, 2003-1; LGB, 2003-2; LGB, 2005; LGB, 2006) reduziert. Begehungen des Arbeitsgebietes sollten die in den Luftbildern und in den Reliefschatten-Darstellungen wahrgenommenen Strukturen außerhalb des Tagebauareals verifizieren.

In einem Exkurs wurden einer Anregung von Dr. LIEDMANN, Hessisches Landesamt für Umwelt und Geologie, folgend, als Hilfsmittel zur Kartierung verdeckter geologischer

Strukturen die in Bodenproben enthaltenen rezenten Invertebraten (Wirbellosen) bestimmt und gezählt.

## 2.4 Geomorphologie des Arbeitsgebietes

In vom Zeitgeist geprägten Formulierungen weist GURLITT (GURLITT, 1949, S. 10) in der Einführung zu seiner Beschreibung des Mittelrheintales und dessen Entstehung auf das Zusammenspiel von klimatischen und geologischen Wirkzusammenhängen zur Ausformung der Oberflächenformen hin. Zusammenfassend führt er aus:

„Die Einzelformen bauen sich von zwei Ursachenreihen aus auf: vom Strome her die Abfolge von Terrassen, vom devonischen Gebirge her die Strukturen und Formbeziehungen. Die flussgeschichtlichen (potamogenen) Formen werden den innenbürtigen (endogenen) vorangestellt. Wenn auch die in der Natur auftretenden Gestalten von beiden Ursachenreihen geprägt werden, beide Vorgänge sich durchdringen, so ist es für die Ergründung eines Tales doch berechtigt, die exogenen Vorgänge den endogenen voranzustellen, da sich die endogenen Bewegungen größtenteils aus den potamogenen Formen erschließen lassen, die Strukturen des Untergrundes aber nichts über die exogenen Vorgänge aussagen, diese nur beeinflussen können.“

HEIM (HEIM, 1932) geht in der Einleitung auf die Ursachen der Verwitterung und Talbildung und deren Bedeutung auf die „Formung der Berge“ am Beispiel der Alpen ein. QUITZOW (QUITZOW, 1974) ergänzt die Aussagen insoweit, als er den Einfluss des Klimas auf die Talbildung und Talgestaltung als evident einstuft. Vertiefend wird auf BANSEMER (BANSEMER, 2004) verwiesen. Dieser zeichnet auf, dass die wesentlichen Steuerfunktionen im geomorphologischen System der Gebirgsbildung von den tektonischen Prozessen, dem Klima, der Lithologie sowie von der Reliefstruktur selbst übernommen werden. Dabei stehen die einzelnen Komponenten gleichzeitig in einer dynamischen Wechselwirkung miteinander (BANSEMER, 2004).

Diese Herangehensweise wurde für die vorliegende Bearbeitung genutzt. Der Ansatz, die Oberflächenformen alleine von den geologischen Strukturen ausgehend zu erklären, prägte über lange Zeit die Bearbeitungen des Arbeitsgebietes selbst und die Beurteilung der geologischen Strukturen im Abbaufeld des Tagebaus Sooneck und in seiner Umgebung.

### 2.4.1 Zur Geomorphologie des Rheinischen Schiefergebirges und den fluviatilen Terrassen des Rheines

Während der Norden des Mainzer Beckens durch das breite Stromtal des Rheines dominiert wird, wird das Gebiet des Rheinischen Schiefergebirges nördlich der Taunus-Hunsrück-Südrand-Verwerfung durch das schnell ansteigende Relief der in mehreren Zügen NE-SW streichenden, schwer verwitterbaren Taunusquarzitücken im Soonwald und im Hohen Taunus geprägt. Hierbei steigen die Rücken von SSE nach NNW an und erreichen linksrheinisch im großräumigen Arbeitsgebiet 648 m ü. NN am Hochsteinchen (1) bei Rheinböllen und 617 m ü. NN am Franzosenkopf (2). WAGNER (WAGNER & MICHELS, 1930) weist darauf hin, dass rechtsrheinisch die korrelierenden Höhenzüge im Vergleich dazu deutlich tiefer liegen. Erst nordöstlich des Pfingstbachtals (3) hebt sich das Gebirge – allerdings nach NE nur noch in einem Rücken – wieder über 600 m ü. NN heraus. Zu den Hunsrückschiefern hin fällt das Gebirge schnell nach N zum Rhein-Hunsrück bzw. zum

westlichen Hinter-Taunus in eine etwa auf dem Niveau von 400-450 m ü. NN liegende Hochfläche ab. Diese grundsätzliche Oberflächenform wird von PHILIPPSON (in GURLITT, 1949) als Rumpffläche aufgefasst, auf die das Rheinische Schiefergebirge nach seiner Auffaltung im Laufe von Millionen von Jahren abgetragen worden ist.

Zwischen die Rumpffläche und die fluviatilen Terrassen des Mittelrheines und seiner größeren Nebenflüsse schaltet sich die rheinische Trogfläche ein, die das Mittelrheingebiet umsäumt. QUITZOW (QUITZOW, 1974, S. 73) bezeichnet diese Fläche als Trogregion, „die im unteren Miozän parallel zum Rhein als Einbiegung oder Einbruch der Geländeoberfläche entstand. In dieser tektonisch angelegten Senke, die gegenüber den zentralen Gebirgstteilen 100-200 m tiefer liegt, fand der Rhein zu Beginn des Mittelmiozän seinen Weg zur Nordsee.“ In dieses Flachmuldental tiefte sich der Rhein ein und schuf ein in fünf Gruppen aufgegliedertes Terrassensystem (QUITZOW, 1974). Während die Höhenterrassen und Hauptterrassen z.T. erhebliche Breitenausdehnung erreichen, sind die Mittelterrassen bereits an das tief eingeschnittene Steiltal gebunden. Die Tiefenerosion bzw. die hierfür ursächliche Hebung der Rheinischen Masse setzte nach MEYER (MEYER & STETS, 2000) im Jungtertiär, verstärkt in den letzten 0,8 Millionen Jahren ein. Ablagerungen auf den Niederterrassen sind im Arbeitsgebiet nur selten erhalten geblieben. Im Steiltal treten am Oberen Mittelrhein sowohl an den Hängen als auch auf der Rheinsohle in der Regel unterdevonische Schichten des Schiefergebirges zu Tage.

#### **2.4.2 Klimatische Bedingungen und deren Einfluss auf die Oberflächenformen**

Die oben angesprochene Rumpffläche wird nach SEMMEL (SEMMEL, 1999) als eine Abtragungsform gedeutet, die unterschiedlich harte Gesteine im gleichen Niveau kappt. Die heute erhaltenen Flächenreste der Rumpffläche sind oft mit Erscheinungen eiszeitlicher und tiefgründiger Verwitterung tropischer Natur aus dem Tertiär verbunden FELIX-HENNINGSEN (FELIX-HENNINGSEN, 1990). Nach QUITZOW (QUITZOW, 1974) fallen die Anfänge des Rheintales in der Trogregion ohne ausgeprägte Tiefenerosion in das warme, feuchte Mittel- und Oberoligozän. Im Pliozän und Altpleistozän begann der Rhein unter dem Einfluss eines weniger warmen und zeitweilig trockenen Klimas ein von steileren Hängen begrenztes Tal in den Trog einzutiefen und in besonders trockenen Zeitabschnitten infolge starker Grobsand- und Geröllführung bedingt auch kräftige Seitenerosion auszuüben. Aus dem Pliozän sind Höhenterrassen unterhalb des Trogniveaus überliefert. Die aufkommenden periodischen Wechsel von Kalt- und Warmzeiten des Pleistozän erbrachten, durch die Haupt- und Mittelterrassen dokumentiert, insbesondere in den Kaltzeiten durch gesteigerte Schuttbildung mittels des von BÜDEL 1969 (in QUITZOW, 1974) herausgestellten Eistrindeneffekts größere Talvertiefungen unter gleichzeitiger nur bedingter Seitenerosion mit sich. Weiter ist nach SEMMEL (SEMMEL, 1999) auf den Westwindeinfluss hinzuweisen, der dazu geführt haben soll, dass die Osthänge unterschritten bzw. versteilt sind und die Wasserläufe nach Osten wandern. Hierdurch entwickelte sich die „periglaziale Asymmetrie“ (SEMMEL, 1999, S. 136), die dazu führte, dass auf den flacheren Westhängen die älteren Terrassen erhalten blieben. Im Oberen Mittelrheintal wird die Asymmetriebildung teilweise erheblich von der Tiefenerosion überspielt.

### **2.4.3 Oberflächenformen im großräumigen Arbeitsgebiet**

Im Bereich der Taunuskamm-Überschiebungszone (Abbildung 2.1 unten i.V.m. Abbildung 2.2) fällt zunächst der Versatz des nördlichsten Taunusquarzitzugs östlich des Ohligsbergs (4) bei Rheinböllen um etwa 1 km nach Süden auf. Im Südosten ist auf das abrupte NE-Ende des Rochusbergs (5) und den Azimut der Wasserscheide zwischen Rhein und Nahe südlich des Rochusbergs hinzuweisen. Letzere deckt sich mit den Fließrichtungen der Gewässer im Rheingau. Ebenfalls im Bereich der Taunuskamm-Überschiebungszone fällt linksrheinisch am NW-Hang des Franzosenkopfes eine Reliefgestaltung auf, die auf ein treppenartiges Ausbeiben von Schichtköpfen schließen lässt. Die Schichtköpfe streichen hier in ENE-WSW-Richtung. Diese Streichrichtung lässt sich im gesamten Gebiet durchgängig mit geringen Abweichungen verfolgen. Die gleiche Aussage lässt sich auf hierzu senkrecht stehende Mulden und kleine Täler, z.B. am Nordhang des Franzosenkopfes anwenden.

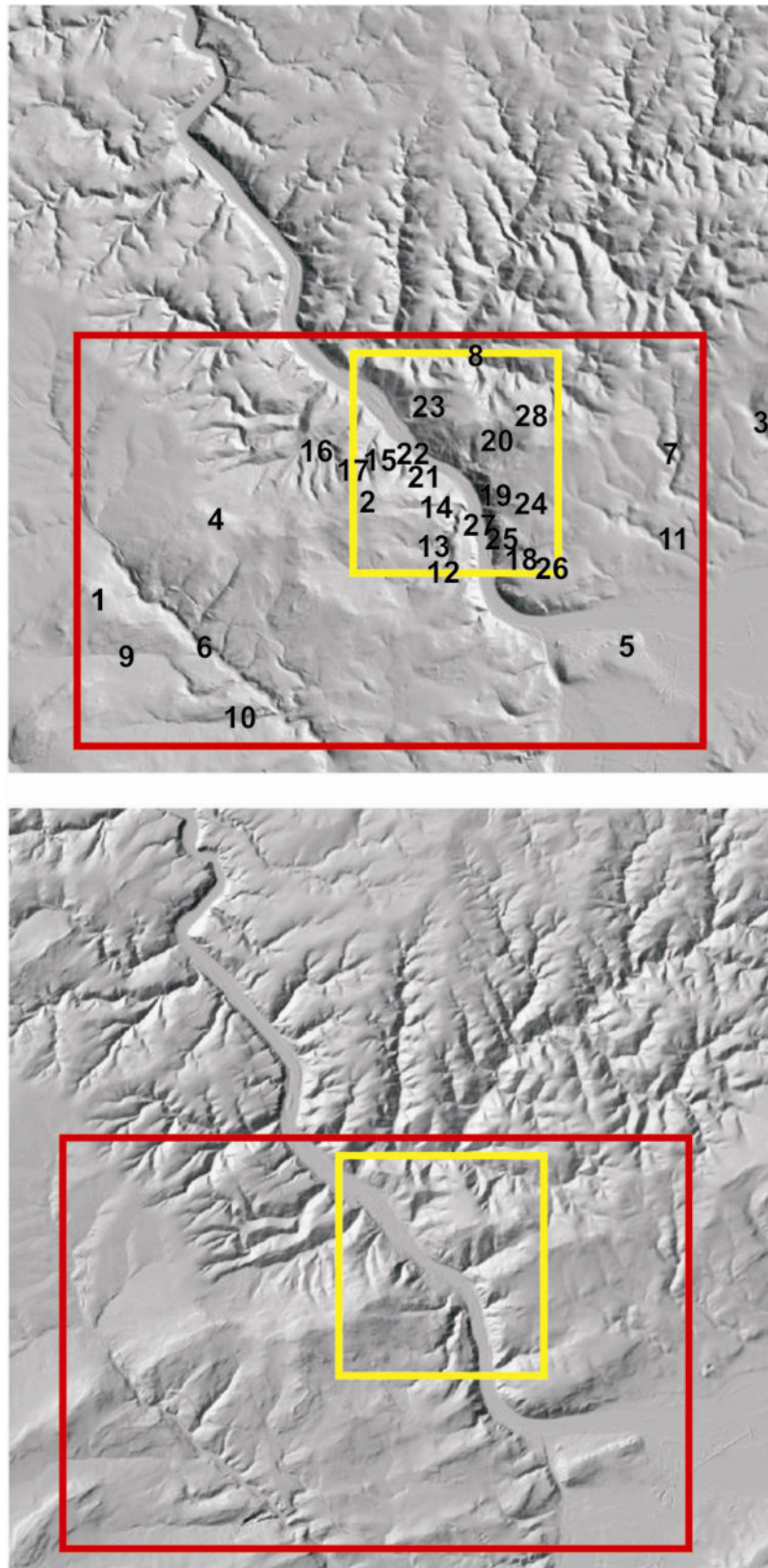


Abbildung 2.2: Reliefschatten-Darstellung mit Arbeitsgebieten, Zahlen stehen für im Text angesprochene Strukturen: oben  $055^{\circ}/45^{\circ}$ , unten  $325^{\circ}/45^{\circ}$  (Azimut/Einstrahlwinkel) (Quelle: Autor)

Im großräumigen Arbeitsgebiet tieften sich neben dem Rheintal die Täler des Guldenbaches im Westen und des Elsterbaches im Osten in das Gebirge ein. Der Guldenbach schneidet

hierbei alle das Gebiet querenden verwitterungsbeständigen Quarzitzüge von seiner Quelle in den nördlich anstehenden Hunsrückschiefern bis zum Eintritt in das Verbreitungsgebiet des Rotliegend im Süden. Der Elsterbach (7) entspringt in einer ausgedehnten Senke an der südwärts gerichteten Flanke des Kammes des Hohen Taunus, ohne hierbei die Wasserscheide zur nördlich liegenden Wisper (8) zu überwinden. Linksrheinisch fallen zudem die nahezu E-W gerichteten Zuflüsse des Guldenbaches, des Seibers- (9) und Dörrebaches (10) auf. Des Weiteren fließen die linksrheinischen, auf den Rhein bzw. die Nahe hin entwässernden Bäche teilweise im gesamten Verlauf in ENE-Richtung. Bei Betrachtung der Talverläufe fällt außerdem auf, dass diese kurz vor der Mündung die Fließrichtung nach Südosten gegen die Fließrichtung des Rheines bzw. der Nahe ändern (WAGNER & MICHELS, 1930). Rechtsrheinisch wird auf die ebenfalls gegen die Fließrichtung des Rheines gerichteten Bachläufe, u.a. des Blaubaches (11) und des Elsterbaches, hingewiesen.

Der Rhein und seine Zuflüsse zertalen das Gebiet. Von der Vielzahl an Zuflüssen tragen die größeren linksrheinisch die Namen Morgenbach (12), Aderbach (13), Trechtingshäuser Bach (14), Erschbach (15), Heimbach (16) und Langwiesbach (17) (s.a. Abbildung 2.3). Rechtsrheinisch sind dies der Eichbach (18) im Frankenthal, der Speisbach (19), der Bach im Bodental (20) und die Wisper. Einige der übrigen Täler sind ebenfalls benannt und heißen linksrheinisch nördlich Trechtingshausen Mittel-Grund (21) und Soonecker-Grund (22) sowie rechtsrheinisch Bodental mit Bodengrube (20) und Bächergrund (23). In sonstigen Beschreibungen des Arbeitsgebietes wurde vielfach auf die Flur- / Lagebezeichnungen zurückgegriffen. Der Trechtingshäuser Bach (14) und der Soonecker Grund (22) haben rheinnah die gleiche Talform. Die Oberläufe der Bäche am NW-Hang des Franzosenkopfes (2), z.B. von Langwies- (17) und Erschbach (15) sowie Abschnitte des Unterlaufes des Morgenbaches (12) haben eine entsprechende Fließrichtung. Eine Struktur gleicher Streichrichtung zieht entlang des Pfaffenfelsens nördlich des Mittel-Grundes (21). Der Trechtingshäuser Bach (14) ist im Oberlauf nahezu E-W ausgerichtet. Dieser Lauf ähnelt dem Lauf des Seibers- (9) und des Dörrebaches (10). Der Aderbach (13), auch der Morgenbach (12) im Mittellauf und der Heimbach (16) im Oberlauf fließen in gleicher ENE-Richtung. Der Mittel-Grund (21) setzt sich rechtsrheinisch in einer Talung südöstlich des Angstfelsens fort. Hierbei versetzt diese Struktur von Südwesten nach Nordosten in Teilstrecken nach Südosten (Abbildung 2.3, Versatz gestrichelt). Rechtsrheinisch ist auf die ähnliche Gestalt der Läufe des Boden- (20) und des Speisbachtals (19) hinzuweisen, die jeweils mindestens einmal um einige 10er Meter nach NW versetzen (Abbildung 2.3, Versatz gestrichelt). An diese Versätze ist jeweils eine Talung gebunden, die auf den Nord- und Südhängen bis zur Verebnungsfläche hinaufzieht. Schließlich ist auf die Ausrichtung der Talung zwischen Hörkopf (24) und Bacharacher Kopf (25) hinzuweisen, die in gleicher Richtung verläuft wie das Rheintal nördlich Trechtingshausen und als dessen Fortsetzung nach SE aufgefasst werden kann. Die gedachte Verlängerung dieser Talung nach SE streicht über das Ostende des Niederwaldes (26) (R3421330, H5539760) dort, wo dieser sich bezogen auf die Isohypsen deutlich verjüngt (s.a. gelb gestrichelte Linie in Abbildung 2.8).

Aus dem Isohypsenverlauf lassen sich Aussagen zur Asymmetrie des Rheintales ableiten. Demnach trifft die Aussage von SEMMEL (SEMMEL, 1999) für deren Ausprägung im Arbeitsgebiet nur bedingt zu. Südlich Trechtingshausen, ab dem Klemensgrund (27) bis nordwestlich zum Mittel-Grund (21) trifft die Asymmetriebeschreibung zu. Am Schachlwald/Schälwald (ein nach NE gerichteter Bergfuß des Franzosenkopf zwischen dem



Mittel- (21), und dem Soonecker Grund (22), auf dem der Tagebau Sooneck baut (Name aus der Karte von TRANCHOT (LVERMGEO, 1974), zweiter – wahrscheinlich zutreffender – Name aus Lohwaldnutzung abgeleitet, nach mündlicher Auskunft des Heimatforschers WILHELM HORNING, Trechtingshausen, ist zunächst Symmetrie, anschließend auf einer Strecke von weniger als einem Kilometer trotz des rechtsrheinisch ausgebildeten Prallhangs, eine Umkehr der Asymmetrie festzustellen.

#### 2.4.4 Oberflächenform im Arbeitsgebiet

Im engeren Arbeitsgebiet (Abbildung 2.3) ist die Rumpffläche ohne den großräumigen Ansatz kaum zu erkennen. Dieses ist vom nördlichsten Quarzitrücken mit dem Franzosenkopf (2) linksrheinisch als höchstem Punkt und den rechtsrheinischen Hochpunkten Hörkopf (24), Bacharacher Kopf (25), Jägerhorn (28), um nur einige zu nennen, geprägt. Der Schachlwald/Schälwald nordwestlich Trechtingshausen ist SW-NE, der namenlose südlich des Mittel-Grundes (21) liegende Fuß dagegen wieder ENE-WSW ausgerichtet. Rechtsrheinisch sind im Prallhang des Rheines nördlich des Bodentales (20) Niederterrassen ausgebildet. Gut zu erkennen sind auch invertierte ziegelähnliche Oberflächenstrukturen südlich und nördlich des Bodentales.



Abbildung 2.3: Reliefschatten-Darstellungen: Ausschnitt des Arbeitsgebietes: Draufsicht (ArcView)/ Gekippt (AUTOCAD) (Quelle: Autor); Zahlen und Signaturen stehen für im Text angesprochene Strukturen oder Lokalitäten

## 2.5 Zur Geologie des Schiefergebirgs-Sockels im Arbeitsgebiet

### 2.5.1 Erdgeschichtliche Stellung / Entstehung / Variskische Orogenese / Oberflächenform

Nach MEYER & STETS (MEYER & STETS, 2000) ist der im Arbeitsgebiet betrachtete Teil des Rheinischen Schiefergebirges ein Teil des Variskischen Gebirges und zählt zu den paläozoischen Gebirgsaufbrüchen Mitteleuropas, für die KOSSMAT (KOSSMAT, 1927) die Bezeichnung Rhenohercynikum eingeführt hat. Danach zählen hierzu auch noch die Ardennen, der Harz, die Flechtingen-Roßlauer Scholle u.a. Nach Süden wird das Gebirge durch die Taunus-Hunsrück-Südrand-Verwerfung gegen die permokarbonischen Sedimente der Saar-Nahe-Senke abgegrenzt.

In den Rheinischen Trog, einem relativ schmalen mobilen Erdkrustenstreifen, dessen Breite auf ehemals ca. 300 km und Länge auf 2.000 km geschätzt wird, wurden im Devon und Unterkarbon erhebliche Mengen an sandigem und tonigem Abtragungsmaterial eingetragen. Der Sedimentstapel hatte in der Trogmitte wahrscheinlich mehr als 10.000 m Gesamtmächtigkeit. Im Oberkarbon wurde dieser Sedimentstapel durch plattentektonische Vorgänge zu einem Faltengebirge – dem Rheinischen Schiefergebirge – zusammen geschoben, gegen die Mitteldeutsche Schwelle verfaultet und herausgehoben. Das entstandene Mittelgebirge war vom Perm bis zum Alttertiär der Verwitterung und einer Abtragung bis auf Meeresniveau unterworfen. Es entstanden die Rumpfflächen. Hierauf folgend einsetzende Hebungsprozesse und gleichzeitig erneut ablaufende Erosionsprozesse – insbesondere auch die Erosionsleistung der Vorfluter, Bäche und Flüsse – formten die bereits beschriebene zertalte Mittelgebirgslandschaft (s.a. Gliederungspunkte 2.4.1 bzw. 2.4.2)

### **2.5.2 Tektonik**

Die Folgen dieser durch einen vorwiegend SE-NW gerichteten Schub bedingten Deformation spiegeln sich nach MEYER & STETS (MEYER & STETS, 2000) in straff NE-SW (erzgebirgisch) verlaufenden Strukturen wider, die in Falten, Schuppen, bis zu zwei Schieferungssystemen und Überschiebungen zum Ausdruck kommen. Nach JUNG (JUNG, 1955) wurde zeitlich etwas später der Gebirgskörper einer seitlichen Einengung unterworfen, die zur Ausbildung von hercynisch verlaufenden ac-Flächen führte. Jüngere Tektonik führte zur Ausbildung von Störungen, die im Arbeitsgebiet steiler als die ac-Flächen streichen (rheinisch). An diesen Verwerfungen hat sich das Gebirge von Osten nach Westen herausgehoben (KÜMMERLE, 1982).

### **2.5.3 Stratigraphie**

Die stratigraphische Einordnung der im Arbeitsgebiet aufgeschlossenen Gesteine orientiert sich an der Stratigraphischen Tabelle von Deutschland (DEUTSCHE STRATIGRAPHISCHE KOMMISSION, 2002) sowie an den Beschreibungen der Geologie des Mittelrheintales (MEYER & STETS, 2000) bzw. der Region 20: Guldenbachtal (LGB, 2005). Wo es zum besseren Verständnis sinnvoll erscheint, werden auch ältere Einordnungen angesprochen. Die geologische Übersichtskarte im Maßstab 1:300.000 des Landes Rheinland-Pfalz (LGB, 2003-2) gibt einen Überblick über die gültige erdgeschichtliche Einteilung und die Nomenklatur der in Rheinland-Pfalz vorkommenden Gesteine und wird dementsprechend in die Erläuterungen einbezogen.

Im Arbeitsgebiet sind Gesteine aus dem Zeitalter des Paläozoikum aufgeschlossen. Ältere Gesteine, die an anderen Stellen des Soonwaldes nachgewiesen wurden (z.B. ordovizische/silurische Keratophyre der Krausaue sowie des Rüdesheimer Ufers), sind im Rheintal nicht aufgeschlossen. Jüngere Gesteine des Tertiär und Quartär überlagern die Gesteine des Devon. Die folgende Betrachtung beschränkt sich auf die Gesteinsserien des Unterdevon, die in einem Zeitraum entstanden sind, der 410-390 Millionen Jahre (DEUTSCHE STRATIGRAPHISCHE KOMMISSION, 2002) zurückliegt. Die stratigraphische Einstufung gründet sich im Taunusquarzit und Hunsrückschiefer auf Fossilien.

Der Schichtverband setzt sich nach D.E. MEYER (MEYER, 1970) aus Schichten des Gedinne, Siegen und Unter-Ems zusammen. In der Gedinne-Stufe sind dies die Bunten Schiefer, in der Siegen-Stufe die Hermeskeil-Schichten, die Formationen des Unteren sowie des Oberen

Taunusquarzit mit eingelagerten Tonschiefern und in der Unter-Ems-Stufe die Hunsrückschiefer. Die Sedimentationsbedingungen im Rheinischen Trog kennzeichnen den Schichtverband dahingehend, dass die Schichtmächtigkeiten innerhalb der Stufen selbst als auch die Schichten über z.T. kürzeste Entfernungen in ihrer Lithofazies erheblich differieren können. Bei den hier anzutreffenden Sandsteinen handelt es sich nicht um „echte“ metamorphe Quarzite, sondern um unterschiedlich stark verfestigte quarzitisches Quarz-Sandsteine (LGB, 2005).

Die folgenden Beschreibungen wurden i.W. EHRENBURG et al. (EHRENBURG et al., 1968) entnommen:

#### 2.5.3.1 Bunte Schiefer

Die Bezeichnung Bunte Schiefer ist der stratigraphische Begriff für die aus violettroten, grünen und grauen Tonschiefern, Quarziten, Sandsteinen und Konglomeraten bestehende Schichtenfolge im Liegenden der Hermeskeil-Schichten. Die aufgeschlossene Mächtigkeit beträgt im Rheintal zwischen 250-300 m. An den Rheinhängen und im Morgenbachtal verdrängen die teilweise dickbankigen Quarzite und  $\pm$  quarzitisches Sandsteine die bunten Tonschiefer auf nur wenige geringmächtige Zwischenlagen. Diese sandige Fazies verzahnt sich auf der Linie Teufelskadrach – Hagelkreuz mit der tonigeren Fazies im Bereich des Bodentales.

#### 2.5.3.2 Hermeskeil-Schichten

Die Hermeskeil-Schichten wurden von GREBE (GREBE, 1881) nach ihren Vorkommen bei Hermeskeil im Hunsrück benannt. Deren Verbreitung ist eng an diejenige der Bunten Schiefer gebunden. Sie stehen im Liegenden des Taunusquarzit an. Die Mächtigkeit schwankt im Rheintal zwischen 30 und 90 m. Die Hermeskeil-Schichten umfassen Sandsteine, Quarzite und zurücktretend auch Tonschiefer. Zum Hangenden wird die Gesteinsfolge durch einen örtlich vorkommenden, bis 10 m mächtigen schluffig-feinsandigen Tonschieferhorizont abgetrennt. Während dieser Tonschieferhorizont im Rheintal zum Hangenden hin die Auskartierung der Hermeskeil-Schichten ermöglicht, ist die Grenzziehung zum Liegenden unsicher. Die in den Hermeskeil-Schichten auftretenden Quarzite ähneln oftmals auch den Quarziten der Bunten Schiefer. Nach REICHMANN (REICHMANN, 1962) muss man vermutlich zwei Faziesbereiche in den Hermeskeil-Schichten unterscheiden:

- Südlicher Faziesbereich

Im Süden sind rote und gelbe Sandsteine und Quarzite vertreten, die oft durch relativ hohen Feldspat- und Glimmergehalt gekennzeichnet sind.

- Nördlicher Faziesbereich

Im nördlichen Rheintalbereich des Blattes Presberg bauen sich die Hermeskeil-Schichten vorwiegend aus grauen und hellgrauen Quarziten auf.

#### 2.5.3.3 Taunusquarzit

Der Taunusquarzit folgt im Hangenden den Hermeskeil-Schichten. Er stellt im Arbeitsgebiet die härtesten Gesteine. Die Schichtenfolge des Taunusquarzit wurde von LEPPLA (LEPPLA, 1904-1) rund ihrer petrographischen Ausbildung in Unteren und Oberen Taunusquarzit gegliedert. Betreffend den Taunusquarzit ist anzumerken, dass es sich hierbei um eine regionalgeologische Namensgebung handelt. Die Entstehung dieser Bezeichnung ist von ROTHPLETZ (ROTHPLETZ, 1896) verständlich nachvollzogen worden.

#### 2.5.3.3.1 Unterer Taunusquarzit

Er baut sich aus einer etwa 270-300 m mächtigen eintönigen und bis jetzt fossilfreien Folge weißgrauer, hellgrauer und grauer Quarzite und untergeordnet quarzitischer Sandsteine auf. Die höheren Gebietsteile des Arbeitsgebietes im Soonwald werden durch den Unteren Taunusquarzit gebildet. Dieser wird als meist grob bis sehr grob geschichtet beschrieben, dem nur geringmächtige, meist hellgraue, glimmerreiche, sandige Tonschiefer eingeschaltet sind. Am Hagelkreuz bei Trechtingshausen wird allerdings auch dickbankiger Unterer Taunusquarzit ausgehalten, in den dunkelgraue Tonschieferzwischenlagen eingeschaltet sind, die petrographisch denen im Oberen Taunusquarzit entsprechen. Dagegen wird in den Steinbrüchen am Geißberg bei Stephanshausen, aus eigener Erfahrung im Steinbruch südlich Assmannshausen, bei Argenthal und Henau im Soonwald sowie bei Morbach im Idarwald meist auch plattige Absonderung beobachtet. In diesen Brüchen sind die eingeschalteten Tonschiefer zumeist vollständig kaolinitisiert. Der dort abgebaute Stein wird überwiegend im Straßen- und Tiefbau eingesetzt. Die kaolinitisierten Tonschiefer erfordern eine schnelle Verarbeitung durch Bohr- und Sprengarbeit gelöster Massen, da diese bei Zutritt von Feuchtigkeit infolge von Niederschlägen die übliche Trockenaufbereitung bei den feinen Körnungen sehr erschweren. Die reineren helleren Quarzite (Felsquarzite) wurden in der Vergangenheit bei ausreichendem Quarzgehalt (>97 %) von der Feuerfestindustrie bezogen. Heute sind im Rheintal keine Steinbrüche für diese Verwendung mehr in Betrieb. Nächstliegend ist die Quarzitgrube „Marie-Louise“ bei Schöneberg im Hunsrück noch aktiv.

#### 2.5.3.3.2 Oberer Taunusquarzit

Die Gesteinsfolge des Oberen Taunusquarzit setzt sich aus dunkelgrauen, grauen, untergeordnet hellgrauen und weißen Quarziten und quarzitischen Sandsteinen zusammen, die mit z.T. mächtigen dunkelgrauen, ± sandigen, oft flaserigen, teilweise stark sandigen Tonschiefern wechsellagern. Ganz allgemein nehmen tonig-schiefrige Verunreinigungen im Oberen Taunusquarzit und die Tonschiefer gegen das Hangende zu. Dies wird in der Signatur des Blattes Presberg dargestellt. Die Mächtigkeit beträgt >220 m. Im Gegensatz zum Unteren ist der Obere Taunusquarzit fossilführend und ermöglicht somit die stratigraphische Einstufung in die Siegen-Stufe. Der Obere Taunusquarzit ist im Rheintal N Bodental und N Trechtingshausen von Bunten Schiefen, Hermeskeil-Schichten und Unterem Taunusquarzit überschoben. Im Rheintal sind auch die reineren, auf den Unteren Taunusquarzit folgenden Schichten des Oberen Taunusquarzit aufgeschlossen.

Nach WAGNER (WAGNER & MICHELS, 1930, S. 104) liefern „die festen Quarzite, besonders die grauen des Oberen Taunusquarzit, in ihrer großen Beständigkeit gegen Verwitterung ein ausgezeichnetes Material für Wasserbauten (Ufer-, Damm- und Brückenbauten). Daneben dienen die Quarzite als Fundamentmauerwerk. Außerdem werden sie beim Straßenbau als Packsteine, vor allem aber als Kleinschlag benutzt. Für die Eisenbahn kommen sie als Packlage für den Oberbau zur Verwendung. Lokal werden die Quarzite zur Herstellung von Weinbergsmauern viel verwandt.“ Diese Anwendungsbreite besteht auch heute noch, wenngleich in anderen Bezeichnungen und Aufbereitungstufen.

#### 2.5.3.3.3 Hunsrückschiefer

Nach WAGNER (WAGNER & MICHELS, 1930) entwickeln sich aus dem Oberen Taunusquarzit durch Zunahme der Tonschieferinlagerungen die Hunsrückschiefer. Nach SOLLE (SOLLE, 1950) besitzen die Hunsrückschiefer i.W. Siegen-Alter. Er ordnete diese in die von ihm

geschaffene Ulmen-Stufe ein. Diese Gesteinsserien werden heute nach MITTMEYER (MITTMEYER, 1980) sowie MEYER & STETS (MEYER & STETS, 2000) als Hunsrückschiefer im engeren Sinne (*sensu stricto*) bezeichnet und in die tiefe Unterems-Stufe eingeordnet. Im NW stehen zunächst die Sauertaler gefolgt von den Bornicher Schichten an. Diese erreichen Mächtigkeiten von <200 bzw. 200-300 m. Hierauf folgen die ungliederten Hunsrückschiefer mit ~3.000 m Mächtigkeit.

## **2.6 Geologische Bearbeitung des Tagebaus Sooneck und seiner näheren Umgebung**

Infolge der Gewinnungstätigkeit im Tagebau Sooneck wurde in den letzten 150 Jahren ein großer geologischer Aufschluss geschaffen, der zum Verständnis des geologischen Aufbaus verschiedentlich herangezogen wurde. Der Aufschluss wurde von JUNG (JUNG, 1955) gestreift sowie wahrscheinlich auch von KIENOW (KIENOW, 1934) begangen. Hierbei kann es sich aber betreffend dessen Ausführungen auch um den stillgelegten kleinen Tagebau unterhalb der Burg Sooneck gehandelt haben. In den Erläuterungen zu Blatt Caub (LEPPLA, 1904-1) finden sich ebenfalls Aussagen zum seinerzeit bestehenden Aufschluss. Das älteste Dokument stammt von HOLZAPFEL (HOLZAPFEL, 1893). Dessen Bericht enthält sogar ein Foto des Aufschlusses mit der Burg Sooneck im Hintergrund. Den Erläuterungen zur Neubearbeitung des Blattes Presberg durch EHRENBERG et al. (EHRENBERG et al., 1968) ist eine grafische Ansicht nebst Beschreibung des Steinbruchs Sooneck zu entnehmen, nach der im Aufschluss sowohl eine Aufschubung von steilstehendem auf flach gelagerten Oberen Taunusquarzit als auch eine auf kurzer Strecke aufgeschlossene Überschiebungsbahn im Nordwesten des Tagebaus beobachtet worden ist. Letztmalig wurde dieser Aufschluss durch v. BEUSEKOM (BEUSEKOM, 1999) bearbeitet.

Dem geologischen Blatt Caub (LEPPLA, 1904-1) folgend – aktuellere Bearbeitungen liegen nicht vor – ist von Südosten kommend die Schichtfolge der linken Rheinseite dadurch gekennzeichnet, dass die Abfolge der Gesteine der Normalabfolge entspricht. Nördlich des Mittel-Grundes wird dann eine SW-NE streichende Störung dargestellt, die einen Steinbruch, bei dem es sich wahrscheinlich um denjenigen am Fuße des Pfaffenfelsens (MÜLLER, 1986) handelt, quert. Hinter dieser Struktur, deren Darstellung hangseitig unter der Quarzitschutt-/Lehmdecke und talseitig unter Ablagerungen des Rheines endet, wird hangseitig Unterer und talseitig Oberer Taunusquarzit dargestellt. Die Trennlinie zwischen Unterem und Oberem Taunusquarzit lässt auf eine in den Hang einfallende Verwerfung schließen. Weiter rheinabwärts, d.h. in Richtung NW, wird die Taunuskamm-Überschiebungsbahn auf die jüngeren Hunsrückschiefer dargestellt. Betrachtet man dagegen das zu gleicher Zeit erstellte Blatt Presberg (LEPPLA, 1904-2), so ist festzustellen, dass auf der rechten Rheinseite Oberer Taunusquarzit nicht dargestellt ist. Hier ist der Untere Taunusquarzit auf Hunsrückschiefer überschoben. In der Neubearbeitung des Blattes Presberg durch EHRENBERG et al. (EHRENBERG et al., 1968) wird dagegen auch rechtsrheinisch Oberer Taunusquarzit dargestellt.

## **2.7 Tektonische und strukturgeologische Merkmale des Tagebaus Sooneck und deren Übertragbarkeit auf die nähere und weitere Umgebung**

Die Elemente der „inneren Tektonik“ sind sehr anschaulich in der geologischen Beschreibung des Mittelrheintales (MEYER & STETS, 2000) beschrieben. Im Rahmen dieser Arbeit werden

von diesen Elementen das Streichen der Schichtverbände, die ac-Flächen und Störungen sowie die Überschiebungen herangezogen.

### 2.7.1 Streichen der Schichtverbände

Aus der Reliefschatten-Darstellung (Abbildung 2.4) wird ersichtlich, dass das Streichen der aus den Quarziten des Devon gebildeten höchsten Erhebungen bzw. Schichten des Idarwaldes und des westlichen Teils des Soonwaldes bei ca.  $60^\circ$  liegt. Hinter dem Schanzerkopf (29) und noch deutlicher hinter dem Ohligsberg (4), somit auch im Arbeitsgebiet, ändert sich das Streichen hin zu  $70^\circ$  und darüber. Erst östlich des Pfingstbachtals (3) auf der rechten Rheinseite verschwenkt diese auch im Taunus wieder in das typisch erzgebirgische Streichen um  $60^\circ$ .

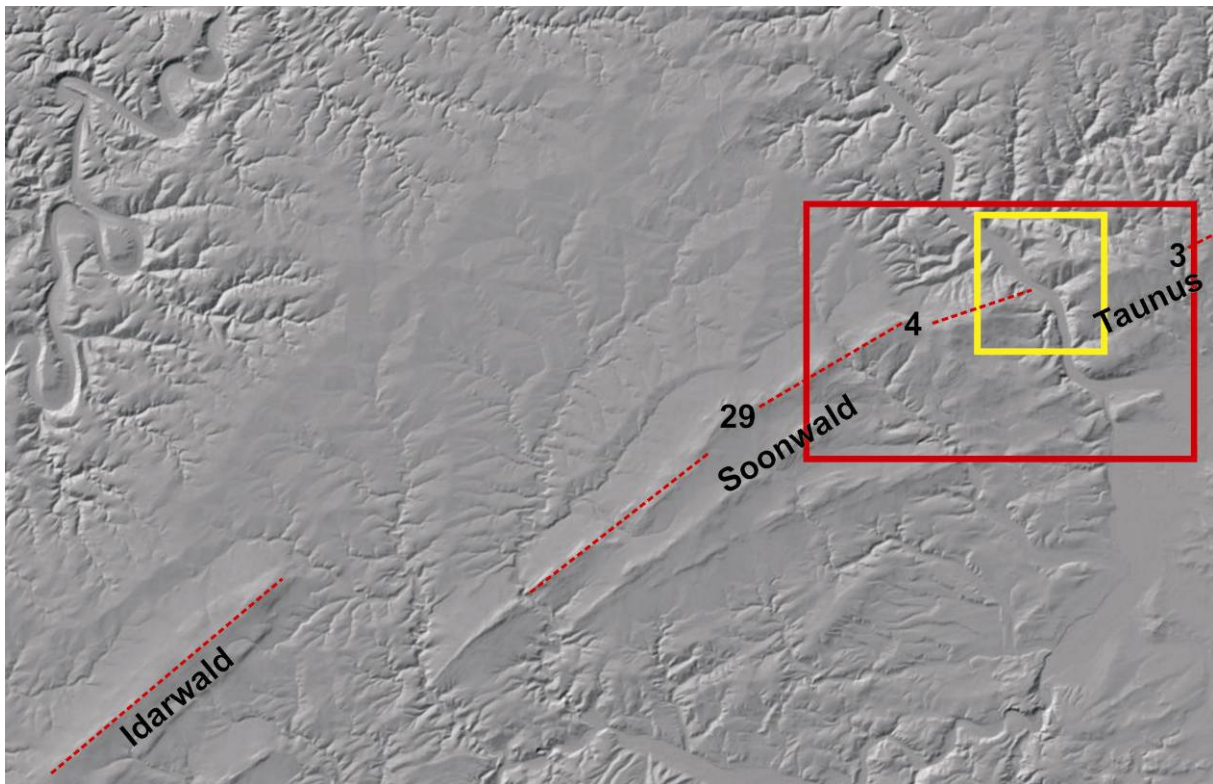


Abbildung 2.4: Reliefschatten-Darstellung des südlichen Rheinischen Schiefergebirges in Rheinland-Pfalz (Idarwald, Soonwald) und Hessen (Taunus). Rot gestrichelt hervorgehoben von Westen nach Osten veränderliche Streichrichtung der höchsten Erhebungen bzw. Schichten. Zahlen stehen für im Text angesprochene Strukturen oder Lokalitäten (Quelle: Autor)

Der Aufschluss des Tagebaus Sooneck kann von der rechten Rheinseite eingesehen werden. Durchgängige Schichtflächen sind auf Längen von mehr als 10 Meter aufgeschlossen. Trotz deren sedimentationsbedingter, ausgeprägter Modulation kann das Streichen, auch das Azimut der Sattel- und Muldenachsen von den Wirtschaftswegen in den Weinbergen bei Lorch aus, um  $70^\circ$  bestimmt werden. Diese Streichrichtung kennzeichnet die Kammerforster Schuppenzone und den nördlichen Teil der Bodental-Sattels, bei WÜSTEFELD (WÜSTEFELD, 1994) Trechtingshäuser Schuppe. Eine tektonische Feinaufnahme des Schichtstreichens und

Einfallens sowie die Lage des Falten spiegels mit mehr als 200 Messungen durch v. BEUSEKOM (BEUSEKOM, 1999) sichert die Aussage mit einem Mittelwert um  $75^\circ$  ab.

Als weitere Quelle wurden Luftbilder ausgewertet, die beim LVERMGEO recherchiert wurden. Einzig REICHMANN (REICHMANN, 1962) berichtet über seinerzeit verfügbare Luftbilder als Quelle, die er infolge der schlechten Qualität ohne Nutzen ausgewertet habe. Hierfür hat sich der alliierte Bildflug Nr. 6070 aus dem März 1945, der seinerzeit noch nicht freigegeben war, als sehr gut geeignet erwiesen. Dieser Bildflug bestrich in hinreichender Aufnahmedichte die rechte und linke Rheinseite, so dass stereoskopische Betrachtungen möglich sind. Beim Auswerten der Luftbilder fielen ebenfalls eine Vielzahl von Strukturen ins Auge, die das ermittelte Streichen um  $75^\circ$  bestätigen. Diese Strukturen queren z.T. auch ungestört den Rhein.

### **2.7.2 Trennflächen, ac-Flächen und Störungen jüngerer Alters**

Im Gestein vorgezeichnete Trennflächen jeglicher Art geben den von der Natur vorgezeichneten Zerfall des zum Abbau anstehenden Materials vor und bedürfen hier unter Bezug auf den Abbau im Tagebau Sooneck und seiner Umgebung einer kurzen Erläuterung.

ac-Flächen bzw. Querstörungen sind wesentliche tektonische Elemente, die bei der variskischen Orogenese im Arbeitsgebiet entstanden. Betreffend die ac-Flächen hat JUNG (JUNG, 1955) ausgeführt, dass diese durch Dehnung entlang der Sattel- und Muldenachsen (b-Achsen) bei deren Durchbiegung entstanden sind. Demnach fallen die ac-Flächen im Kulminationsscheitel der Sattel- und Muldenachsen senkrecht, nordöstlich davon zunehmend nach SW bzw. W und südwestlich zunehmend nach NE bzw. N ein. Die Flächen stehen senkrecht zum Generalstreichen. Die Oberläufe der am Nordhang des Franzosenkopfes abfließenden Bäche und Abschnitte im Unterlauf des Morgenbaches folgen vermutlich derartigen Strukturen.

Störungen vermutlich tertiären Alters (GURLITT, 1949) streichen im Arbeitsgebiet mit  $135\text{--}150^\circ$  (NW-SE) Richtung und fallen mit  $50\text{--}60^\circ$  nach SW ein. An Störungen sind die Schollen des südöstlichen Hunsrücks und des südwestlichen Taunus staffelförmig von Osten nach Westen herausgehoben worden, wie KÜMMERLE anhand geologischer Kartierung im Rheingau (KÜMMERLE, 1982) und unter Wasser im Rhein zwischen Mainz-Weisenau und Bingen nachgewiesen hat (KÜMMERLE, 2004). Nach KÜMMERLE streichen die Störungen steiler als oben angegeben. Laterale Versatzbeträge sind ebenfalls zu verzeichnen. Das einheitliche Streichen dieser Störungen über das Arbeitsgebiet hinaus wird durch die Kartierergebnisse auf dem Blatt Bingen-Rüdesheim (WAGNER & MICHELS, 1930) auf der rechten und linken Rheinseite bzw. auch auf der linken Rheinseite durch SELLNER (SELLNER, 1982) belegt. Das Störungssystem, das auch von WINTER (WINTER, 1984) in Fotolineationen in LANDSAT 1-Aufnahmen kartiert wurde, bestimmt den Verlauf des Rheines im Schiefergebirge und darüber hinaus nach NW (GURLITT, 1949). Die Reliefschatten-Kartierung liefert bestätigende Ergebnisse, ausgeprägt in dem Verlauf des Guldenbaches und der Talung zwischen Hörkopf und Bacharacher-Kopf. Vermutlich folgen auch die linksrheinisch in Rhein und Nahe entwässernden Wasserläufe mündungsnah dieser Art von Störungen.

### **2.7.3 Störungen im Arbeitsgebiet**

Störungen sind im Tagebau Sooneck und dem stillgelegten Steinbruch südlich der Burg Sooneck aufgeschlossen und verschiedentlich beschrieben worden (KIENOW, 1934; JUNG,

1955; REICHMANN, 1962). Eine Fuge ohne erkennbare Versatzbeträge kann am Pfaffenfels beobachtet werden (MÜLLER, 1986). Auf der rechten Rheinseite treten weitere Störungen auf, und zwar eine in der Bodengrube und etwas südwestlich hiervon eine zweite, die beide als Talbildungen / Einkerbungen auf das Bodental hin entwässern, vermutet. Beide kennzeichnen sich in der geologischen Karte Presberg durch geologische Fenster in jüngere Schichten des Oberen Taunusquarzit (EHRENBERG et al., 1968).

### 2.7.3.1 Störungen auf der linken Rheinseite

Im Tagebau Sooneck ist durch jüngere Abbautätigkeiten eine „große“ Störung aufgeschlossen worden. Diese ist im Blatt Caub (LEPPLA, 1904-1) wahrscheinlich als Grenze zwischen Oberem und Unterem Taunusquarzit dargestellt worden.

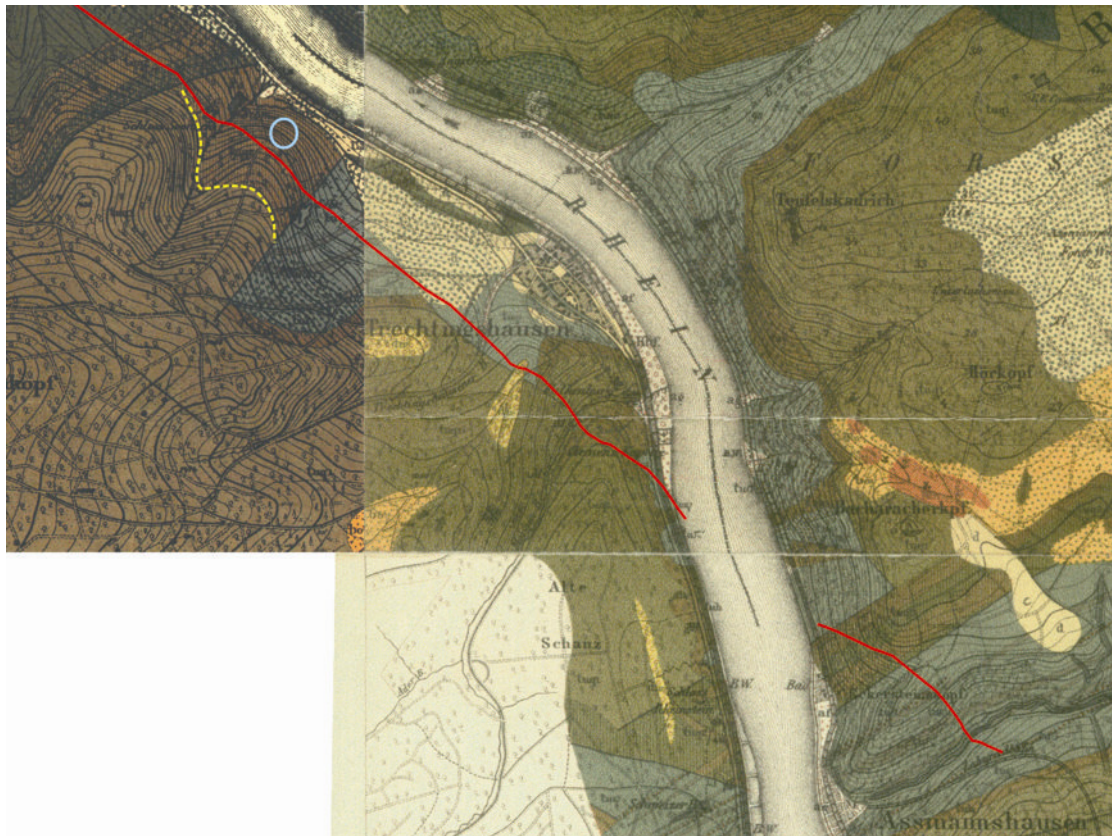


Abbildung 2.5: Konstruktion der „großen“ Störung (rot) in Sonderkarten des Rheinstromes (LVERMGEO 1961) auf geologischen Karten (LEPPLA, 1904-1 und LEPPLA, 1904-2); Lage des Tagebaus (blauer Kreis), gelb gestrichelt Überschiebung Unterer auf Oberer Taunusquarzit in (LEPPLA, 1904-1)

Eine geometrische Konstruktion dieser Störung im großräumigen Arbeitsgebiet wurde in den Sonderkarten des Rheinstromes (LVERMGEO 1961) durchgeführt. Die Übertragung ergab eine signifikante Übereinstimmung mit kartierten Verwerfungen in der geologischen Karte Pressberg<sup>1</sup> (LEPPLA, 1904-2) unterhalb des Hagelkreuzes bei Trechtingshausen und am Hang etwa 400 m unterhalb der Morgenbachmündung (Abbildung 2.5). Hier ist auf Verzerrungen

<sup>1</sup> Die Karte zum Blatt Pressberg ist um einen Gebietsstreifen, der 600 m nach Süden ins Blatt Bingen-Rüdesheim greift, ergänzt.



hinzuweisen, die sich aus der Qualität der LEPPLA zur Verfügung stehenden topografischen Kartenunterlagen, insbesondere westlich des Rheins, ergeben.

An ihr werden erhebliche Versatzbeträge sowohl in lateraler (ca. 300 m) als auch in vertikaler Richtung (50-80 m) vermutet (BEUSEKOM, 1999), die in den zur Verfügung stehenden Karten und über den Tagebau hinaus nicht (mehr) erkennbar sind. Eine genauere Bestimmung ist nicht möglich. Zur Bestimmung des Versatzbetrags müsste idealerweise die Identität der Schichtenfolge auf beiden Seiten der Störung an bestimmten Orten nachgewiesen werden können. Der Nachweis kann in Sedimentgesteinen durch Leithorizonte und Fossilien erfolgen. Dieser Nachweis ist hier nicht möglich, da weder Leithorizonte noch Zonenfossilien vorhanden sind, die die Stratigraphie im Kleinbereich ermöglichen könnten. Des Weiteren sind die Gesteine durch die oben angesprochenen Verwitterungsprozesse, deren Wirkungen an der wassersperrenden Füllung der Störung verstärkt wurden, insbesondere im Nahbereich hinter der Störung z.T. mehrere 10 m tief sowohl in den petrographischen Eigenschaften und insbesondere auch in der Farbgebung verändert. Eine Korrelation von Schichtfolgen vor und hinter der Störung herzustellen, ist daher erst möglich, wenn der Abbau die verwitterten Partien durchörtert hat. Hiernach bietet sich ein Vergleich der Schichtfolgen (Wechselagerung Quarz-Sandsteine/Schiefer) und des Faltenbaus in historischen und aktuellen Fotografien, die vom Tagebau aus größerer Entfernung genommen wurden, an, um zu einer belastbaren Abschätzung des Versatzbetrags zu gelangen. Eine geologisch-tektonische Kartierung sowie petrographische Untersuchungen sollten die Abschätzung stützen. Vorgenanntes setzt voraus, dass der Versatzbetrag kleiner als die laterale und vertikale Ausdehnung des Aufschlusses ist.

Der in der geologischen Übersichtskarte (MEYER & STETS, 2000) nordwestlich Trechtingshausen dargestellte erhebliche Versatz der linksrheinischen Verlängerung der Überschiebungsbahn im Bodental ist möglicherweise in dieser Störung begründet.

#### 2.7.3.2 Störungen auf der rechten Rheinseite

Eine vermutete Störung durch die Bodengrube quert das Bodental an der Stelle (R3418130, H5543090), an der der Talgrund um ca. 120 m nach SE versetzt erscheint. Die Schichten des Unteren Taunusquarzit streichen südlich der Bodengrube ca. 50 m höher aus. Auf einen weiteren Versatz bei (R3419310, H5543720) etwa 600 m weiter im Oberlauf des Bodentales um etwa den gleichen Betrag wird ebenfalls hingewiesen. Eine weitere Störung etwa 200 m weiter im NW ist nicht von einer ausgeprägten Talbildung begleitet. Auch diese lässt sich in der Reliefschatten-Darstellung nachvollziehen (s. Abbildung 2.3).

#### 2.7.3.3 Auf- und Überschiebungen

Auf- und Überschiebungen kennzeichnen den Schuppenbau des Soonwald-Antiklinoriums. Diese sind Bestandteil der variskischen Deformation und folgten nach Abschluss des 2. Teils des Einengungsprozesses, der zur Ausbildung der Falten geführt hat. Der Prozess bedingt seinerseits eine tektonische Überprägung der betroffenen Serien. Die Bahnen sind selten aufgeschlossen (HOLZAPFEL, 1893). Nach REICHMANN (REICHMANN, 1962) und in den Erläuterungen zum Blatt Presberg (EHRENBERG et al., 1968) ist eine Aufschiebung im Tagebau Sooneck von steilstehendem auf fast horizontal gelagerten Oberen Taunusquarzit zu beobachten (Abbildung S. 90). Die den Bodental-Sattel nach NW begrenzende Überschiebung ist ebenfalls in der Nähe des Tagebaus nachgewiesen worden. Der Ausbiss der Bahn ist im geologischen Blatt Presberg (EHRENBERG et al., 1968) eingezeichnet. Verlängert

man dessen Ende am Rheinufer in Streichrichtung, gelangt man zur Mündung des Bodentales. Somit wurde die tektonische Identität dieser Struktur unterstellt. In terrestrischen Fotografien des Tagebaus Sooneck lassen sich die Überprägungen nachvollziehen (u.a. BEUSEKOM, 1999). Im seit 1968 deutlich größeren Aufschluss können die Beschreibungen und zeichnerischen Darstellungen im Blatt Presberg, dort aufgeschlossenen Strukturen betreffend, einer neuen Deutung unterzogen werden. Die Aufschiebung kann mit Sicherheit ausgeschlossen werden. Der Abbau hat vor der „großen“ Störung eine Antiklinale und Synklinale freigelegt (Abbildung 2.6).

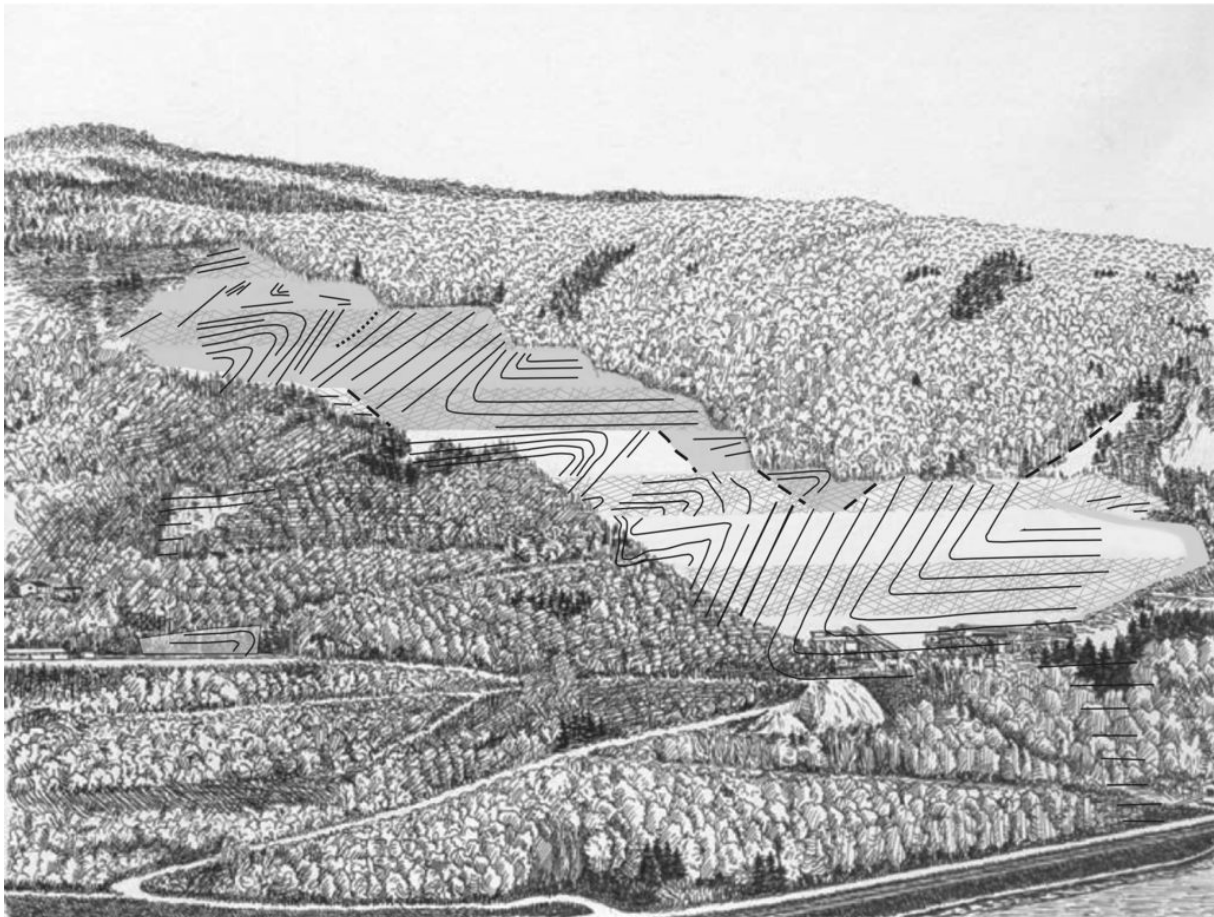


Abbildung 2.6: Ansicht des Tagebaus Sooneck und Pfaffenfels in Streichrichtung von R 3417400, H5543275 im Februar 2004 (gestrichelt – „große“ Störung, dünn gerissen – Aufschiebung, grau unterlegt Schichtverbände im Hangenden) (Quelle: Autor; Illustration: GERNOT MEYER-GRÖNHOF)

Die Faltenachsebenen haben eine Neigung von ca.  $30^\circ$  nach SE ein. Die Faltenachsen fallen mit  $5^\circ$  nach SW. Eine Überschiebungsbahn, die durch eine Ruschelzone angezeigt werden soll (GURLITT, 1949), kann im Aufschluss vor der „großen“ Störung nicht nachgewiesen werden. Die Erweiterung des Abbaus nach Südosten kann möglicherweise diesen Nachweis liefern. Eine Aufschiebung ist südwestlich der „großen“ Störung durch den Tagebau aufgeschlossen worden. Im unverritzten Teil des Schachlwaldes/Schälwaldes lässt sich die Struktur in NW-Richtung über den Soonecker Grund verfolgen (LVERMGEO, 1945).

Die Richtung des Talgrundes des Bodentales in deutlicher NE-SW-Richtung ergibt sich daraus, dass das Gewässer bis kurz vor der Mündung einer Überschiebungsbahn, die nach SE bis S einfällt, folgt. Dies ist dem geologischen Blatt Presberg (EHRENBERG et al., 1968) zu

entnehmen. Die Höhenlinien am Nordwesthang des Talgrundes verlaufen dementsprechend im generellen Streichen. Mit diesen Angaben lässt sich geometrisch das Einfallen konstruieren. Aus dieser Beobachtung lässt sich folgern, dass der Trechtingshäuser Bach in seinem über eine weite Strecke nahezu west-östlichen Verlauf ebenfalls einer Auf-/Überschiebungsbahn, zumindest aber einer erosionsempfindlichen Schicht folgt. Deren Verlängerung auf der rechten Rheinseite ist vermutlich im Speisbachtal, das in seiner Anlage dem Bodental ähnelt, zu suchen. Wird die Suche nach derart gerichteten Strukturen über das Arbeitsgebiet ausgedehnt, so finden sich diese an verschiedenen Orten im südlichen Rheinischen Schiefergebirge. Hier fallen ähnlich dem Trechtingshäuser Bach die Talverläufe des Seibersbaches und des Dörrebaches – westliche Zuflüsse des Guldenbaches nördlich Stromberg – mit deren ost-westlicher Ausrichtung ins Auge (s. Abbildung 2.2). Weitere Strukturen ähnlicher Orientierung lassen sich bis in die südlichen Ausläufer des Hunsrücks erkennen.

## **2.8 Geländearbeit**

Die Ergebnisse der Luftbildauswertung und der Reliefschatten-Kartierung sollten durch Begehungen einzelner Geländeabschnitte verifiziert werden. Die Eintönigkeit der devonischen Gesteine in Verbindung mit der komplexen Tektonik, der oft mächtigen Bedeckung mit Verwitterungsbildungen und jüngeren Ablagerungen und der Mangel an geeigneten Aufschlüssen erschwert bis verhindert dies überwiegend. Einzig die intermittierende Wasserführung im Ober- und Mittellauf des Trechtingshäuser Baches und der Pfaffenfels liefern bestätigende Hinweise auf (Quer-) Störungen außerhalb des Tagebauareals. Erschwerend hinzu kommen die heutigen Kartierbedingungen aufgrund der überwiegend dichten Vegetation auf den Rheinhängen. Dies soll am Beispiel der „großen“ Störung dargestellt werden.

### **2.8.1 Einfluss der Vegetation auf die Kartierbedingungen**

Wie oben beschrieben ist die Störung im Blatt Caub (LEPPLA, 1904-1) wahrscheinlich als Trennlinie zwischen Oberem und Unterem Taunusquarzit dargestellt worden (s.a. 2.7.3.1). Diese Trennlinie kann auf dem Schachlwald/Schälwald infolge der Abbautätigkeit und unter den heutigen Vegetationsbedingungen – dichte Bedeckung des Bodens mit Laub – auf dem Berg, auf dem die Burg Sooneck steht, nicht mehr nachvollzogen werden.

Die Kartierbedingungen zu Beginn des letzten Jahrhunderts waren gänzlich von den heutigen verschieden. Diese können anhand der Schrägluftbildaufnahme der Burg Sooneck (Bild 2.1) aus dem Jahr 1929 aber auch der Abbildungen bei HOLZAPFEL (HOLZAPFEL, 1893) und teilweise noch in den Bildern der alliierten Befliegung veranschaulicht werden. Die Vegetation der Rheinhänge war über Jahrhunderte durch intensive Nutzung gekennzeichnet. Die Hänge wurden auch linksrheinisch in geeigneten Expositionen für den Weinbau, andere Flächen zur Viehwirtschaft genutzt. Die übrigen überwiegend mit Eiche bestockten Flächen dienten der Gewinnung von Eichenlohe, die dem Gerben von Leder diente. Der Binger Wald und die angrenzenden Reviere der Gemeinden Trechtingshausen, Niederheimbach, Oberdiebach u.a. waren in einen Vorder- und Hinterwald geteilt (MÜLLER, 1986). Während der Hinterwald der nachhaltigen Waldentwicklung diente, war der Vorderwald zur Nutzung durch die örtliche Bevölkerung bestimmt. Daneben konnten Schläge gepachtet werden, in denen Holz als Brennstoff für die Hausfeuerungen eingeschlagen wurde. Somit ist die

seinerzeit nahezu fehlende Vegetation zu erklären. Lediglich Kiefern blieben infolge der mangelnden Verwertungspotenziale von der Nutzung ausgespart und waren zum Zeitpunkt der Aufnahme sicherlich schon viele Jahrzehnte alt. Demgegenüber ist die Parkanlage auf den zur Burg gehörigen Grundstücken rund um die Burg Sooneck durch hochwüchsige Bäume zu erkennen. Die Trennung in den Vorder- und Hinterwald ist sehr deutlich dem alliierten Bildflug zu entnehmen.



Bild 2.1: Burg Sooneck (LANDESAMT FÜR DENKMALPFLEGE, 1929)

Aus Sicht des Geologen ist die Fotografie von Interesse, da dieser zwei Strukturen entnommen werden können, die zum Zeitpunkt der Kartierung durch HOLZAPFEL und LEPLA zum Ende des 19. und zu Beginn des 20. Jahrhunderts deutlich zu erkennen waren. So setzen am Berghang des Schachlwaldes/Schälwaldes, direkt unter dem Kiefernbestand, Gesteinsrosseln ein, die durch einen deutlichen Übergang zum oberen Teil des Hanges hin abgegrenzt sind. In den Soonecker Grund hinein, der vor Jahrhunderten als „Tieffenthal“ bezeichnet wurde (MÜLLER, 1986), ist unterhalb dieser Linie noch eine zweite zu erkennen, die als talseitige Begrenzung der Störung interpretiert wird. Es ist davon auszugehen, dass diese Übergänge im Gelände auch auf dem „Burgberg“ zum Zeitpunkt der Kartierung weiter verfolgt werden konnten.

### 2.8.2 Kartierung der Makro-Invertebraten-Fauna zum Nachweis der Störung

Einem Hinweis von DR. LIEDMANN, Hessisches Landesamt für Umwelt und Geologie, folgend wurde in einem Exkurs der Nachweis der Störung mittels der Untersuchung der epigäischen Makro-Invertebraten-Fauna anhand der Quadratmethode an zwei sehr ähnlich aussehenden Probestellen innerhalb eines vegetationskundlich homogen wirkenden Bestandes oberhalb (Probestelle S1) und im Bereich des Ausbisses bzw. möglicherweise

unterhalb der “großen“ Störung (Probestelle S2) am Südhang des Bergs, auf dem die Burg Sooneck steht, durch KLAUS GROH, Hackenheim, unter Mitarbeit von GERHARD WEITMANN & JULIA GROH durchgeführt. Diese Untersuchung erbrachte deutliche Unterschiede in beiden beprobten Flächen. Diese Unterschiede dokumentieren sich nicht nur in höheren Arten- und Individuenzahlen in einer der beiden Probeflächen, sondern besonders auch durch gravierende Unterschiede in der Artzusammensetzung. Die Übereinstimmung des Artenspektrums beider Faunen beträgt nur etwa ein Drittel, und dieser große Unterschied ist – auch wenn man den geringen Probenumfang und die kleinen Flächen der Untersuchung berücksichtigt – als signifikant verschieden anzusehen. Sowohl aufgrund der geringeren Höhe der Laubmulm-Auflage als auch der braunerer Farbe und größeren Mächtigkeit des Humushorizontes bei der Probestelle S2 ist dort von einer besseren und schnelleren Zersetzung der Streu auszugehen. Dies scheint mit einem höheren oberflächennahen Feuchtigkeitsgehalt einher zu gehen, da Feuchtigkeit liebende Tiergruppen wie Schnecken oder Saftkugler deutlich dominieren. Auch ist die Anzahl an der Oberfläche jagender größerer räuberischer Arten (Ameisen, Spinnen, Laufkäfer) höher, was auf ein besseres Nahrungsangebot in der oberen Mulmschicht schließen lässt. Dass letztere – obwohl sie weniger mächtig ist – auch von größeren Insekten stärker besiedelt wird, verdeutlicht auch die wesentlich höhere Anzahl an Waldschaben (*Ectobius* sp.) Dem gegenüber steht in Probefläche S1 bei den Fleischfressern eine höhere Anzahl kleiner Raubmilben und Spalten bewohnender Hundertfüßer. Auch die sich ebenfalls in Spalten zurückziehenden Schnurfüßer sind wesentlich häufiger, ebenso die winzigen Schimmelkäfer. Dies spricht dafür, dass die ökologischen Bedingungen in der Nähe der Oberfläche ungünstiger für großwüchsigeren Arten sind. Nicht besonders aussagefähig und schwerer interpretierbar sind die Unterschiede bei den Arten, die offenbar oberirdisch an Pflanzen fressen. Hier ist bei Schmetterlingen die Anzahl wohl an Eiche lebender Larven (cf. Eichenwickler – Fam. Tortricidae) in S1 deutlich höher als in S2. Dies kann man lediglich spekulativ so interpretieren, dass Bäume unter Trockenstress anfälliger für Pflanzenschädlinge sind. Auf der Probestelle S2 sind hingegen Reste von Rüsselkäfern häufiger, und nur hier treten Reste Pflanzen saugender Wanzen und ein Fransenflügler auf. Ob dies wegen einer besseren Wasserversorgung – infolge des Austritts von hangendseitig anströmendem Grundwasser / Interflow an der vermutlich wassersperrenden Füllung der Störung – mit einer (Ende September kaum feststellbaren) reicheren Krautflora zusammenhängt oder aber mit der höheren Anzahl an Räubern, bleibt offen.

Zur Absicherung der oben dargestellten signifikanten Unterschiede in der epigäischen Makro-Invertebraten-Fauna als geologische Kartierhilfe sind weitere Untersuchungen an einer größeren Zahl von Probeflächen durchzuführen, die im Rahmen der vorliegenden Bearbeitung nicht erfolgen konnten.

## **2.9 Interpretation der regionalgeologischen Verhältnisse ausgehend vom Aufschluss Tagebau Sooneck**

Mit den vorstehenden Ausführungen wird zunächst deutlich, dass sich der Betrachter bei der Beurteilung der geologischen Strukturen ausgehend vom Tagebau Sooneck nicht allein an der Morphologie des Schachlwaldes/Schälwaldes und dem Rheinverlauf orientieren sollte. Dem Streichen in diesem Bereich des Schiefergebirges folgend sind Entsprechungen der dort aufgeschlossenen Schichtfolgen (s. Abbildung 2.7) in Verbindung mit den zu beachtenden

Versatzbeträgen an den Störungen in den Schichtfolgen des Bodental-Sattels zu suchen, die am Teufelskadrich beginnend nach Süden ausgebildet sind.

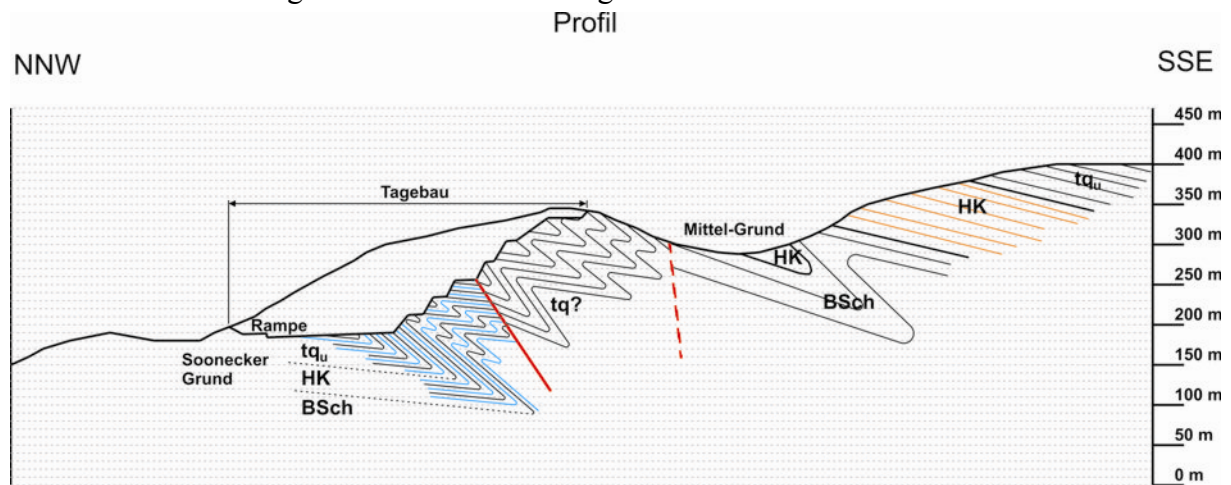


Abbildung 2.7: Geologischer Schnitt durch den Tagebau senkrecht zum Streichen über R3415938 / H5543095 (Rampe) und R3416112 / H5542473 (Mittel-Grund); „Große“ Störung (rot), vermutete Verwerfung am NW-Hang des Mittel-Grund (rot gestrichelt) (Quelle: BEUSEKOM 1999 durch Autor modifiziert)

Damit erklärt sich auch teilweise, warum in dem kleinen Quarzitbruch südöstlich der Ortslage Lorch durch die Abbautätigkeit der Untere Taunusquarzit zwischen 220 und 240 m ü. NN aufgeschlossen ist. Dort ist die durch JUNG (JUNG 1955) bekannt gewordene, auf Oberen Taunusquarzit aufgeschobene, liegende Falte des Unteren Taunusquarzit aufgeschlossen. Dieser steht im Tagebau Sooneck nicht im Eingriff, obgleich der Abbau den Schachlwald/Schälwald bis zu einer Höhe von mehr als 350 m ü. NN aufgeschlossen hat. Der Untere Taunusquarzit steht am Südosthang des Bodentales ebenfalls erst ab 360 m an. Hier wird ein evidenter Zusammenhang mit einem System von Störungen angenommen. Störungen, an denen erhebliche Versatzbeträge angenommen werden, zeichnen sich im Bodental ab, und eine weitere wird im rezenten Rheinverlauf vermutet.

## 2.10 Bindung des Rheines an die beschriebenen Strukturen

Die von MICHELS in den Erläuterungen zum Blatt Bingen-Rüdesheim (WAGNER & MICHELS, 1930, S. 7) beschriebene „auffällige Erscheinung, dass auf der linken Rhein- und Naheseite eine ganze Anzahl der kleinsten Nebenbäche kurz vor ihrer Einmündung gegen den Lauf des Hauptflusses umbiegen und im flussaufwärts gerichteten Teil ihres Schuttkegels münden,“ gilt auch für die Rheinzufüsse im Rheingau. Dies veranlasste den Verfasser eine Begründung für den Rheinverlauf und den seiner Zuflüsse an den im Zuge der Arbeit betrachteten tektonischen Elementen aufzuzeichnen. Demnach werden deren Verläufe durch das Streichen der Schichtverbände, die ac-Flächen bzw. Querstörungen, Störungen sowie Aufschiebungen bestimmt.

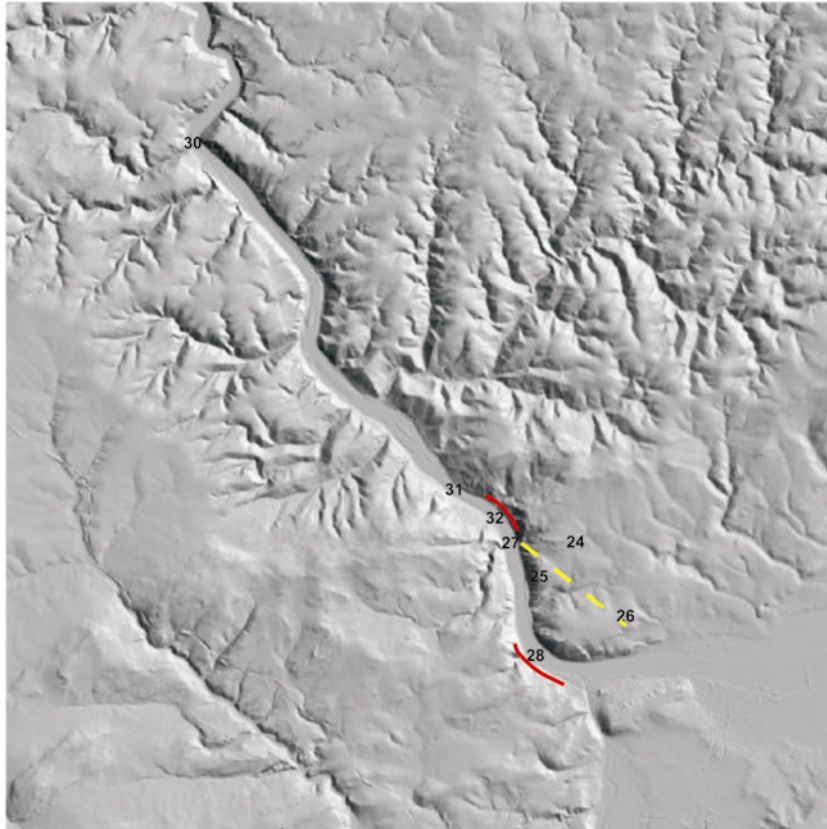


Abbildung 2.8: Rheinverlauf zwischen Bingen und Trechtingshausen; Gelb: Talung zwischen Hörkopf und Bacharacher Kopf verlängert bis Ostende des Niederwaldes; Rot: Prallhänge; Zahlen stehen für im Text angesprochene Lokalitäten (Quelle: Autor)

Der Rhein (s. Abbildung 2.8), der zwischen Rheingau und Ingelheimer Rheinebene in Richtung ENE-WSW fließt, schwenkt nach kurzem nahezu E-W gerichtetem Verlauf kurz hinter der Nahemündung am Mäuseturm bei Rhein-km 530 (28) in das mittelrheinische Engtal, nach der relieflandschaftlichen Gliederung nach GURLITT (GURLITT, 1949) – bis Höhe des Klemensgrund bei Rhein-km 534 (27) – die Binger Pforte, hin ein. Es schließt sich das Bacharacher Engtal an, das bis Rhein-km 550,4 (30) bei Oberwesel reicht. In diesen beiden Einzellandschaften folgt das Tal bis Trechtingshausen einer NNW-SSE, danach einer überwiegend NW-SE Richtung. Zwischen Geisenheim/Bingen-Kempton bei Rhein-km 524 und bis auf Höhe der Burg Sooneck bei Rhein-km 537 (31) fließt der Strom auf Flussniveau durch die devonischen Schichten der Bunten Schiefer, Hermeskeil-Schichten und des Taunusquarzit. Nordnordwestlich schließen sich die Hunsrückschiefer an. Eine Bindung an die beschriebenen Störungen ab Rhein-km 535,5 (32) bei Trechtingshausen ist anzunehmen (GURLITT, 1949). Für den Bereich der Binger Pforte kann eine Bindung an ac-Flächen oder ähnliche Strukturen vermutet werden (ROTHPLETZ, 1896, WÜSTEFELD, 1994).

Eine abweichende Interpretation entwickelt sich nach Auswertung der Reliefschatten-Darstellung. In der Verlängerung des nach NW gerichteten Rheinverlaufs ab Trechtingshausen nach SE findet sich eine entsprechend orientierte Talung zwischen dem Hörkopf (24) (378 m ü. NN) und dem Bacharacher-Kopf (25) (342 m ü. NN). Diese Talung erstreckt sich mit einem Scheitel bei ca. 306 m ü. NN auf eine Länge von mehreren 100 m. Es ist anzunehmen, dass es sich hierbei um ein Relikt des rechten Rheinuferes an der Grenze

zwischen tertiären und quartären Flussterassen (SEMMELE 1999) handelt. Im Ober-Miozän sind Ablagerungen des Ur-Rheines, die Dinotheriensande, großräumig im Mainzer Becken entlang der Linie Osthofen-Alzey-Bingen verbreitet (KUHN & NEUFFER, 1999). Die Ausrichtung dieser Linie steht in Deckung mit der Talung und dem rezenten Talverlauf nördlich von Trechtingshausen. Im Jungtertiär floss der Rhein im Oberrheingraben weiter nach Norden. Die einsetzende Hebung des Rheinischen Schiefergebirges, die auch auf das Mainzer Becken wirkte, führte zur Ausbildung eines Grabens, den W. WAGNER als den „Rheingau-Graben“ oder „Mainz-Binger-Graben“ bezeichnete (QUITZOW, 1974, S. 70). An dessen Kreuzung überschritt der Rhein, heute bei Oppenheim, die westliche Randverwerfung (QUITZOW, 1974). Die Wassermassen des Rheines flossen seither von Osten kommend am Fuß des Rheinischen Schiefergebirges entlang, welches sich dann auf der Höhe von Bingen zusammen mit dem südlich der Hunsrück-Südrandstörung anstehenden nördlichen Pfälzer Bergland an der Nahe-Störung dem Fluss nach Westen entgegenstellte. Hier nutzte der Rhein sicher auch einen bestehenden „Durchbruch“ beim Bacharacher-Kopf und darüber hinaus auf seinem Weg nach Norden durch die Taunusquarzitzüge. Die Lenkung nach Norden führte in Verbindung mit der einsetzenden, verstärkten Hebung des Schiefergebirges und die damit verbundene Ausbildung des heutigen Engtales zum Entstehen der Prallhänge linksrheinisch im Bereich des Eintritts in die Binger Pforte und gegenüber von Trechtingshausen.



### 3 Geschichte des Abbaus

#### 3.1 Gewinnungsstellen im südlichen Rheinischen Schiefergebirge

Im südlichen Rheinischen Schiefergebirge wurden und werden Rohstoffe gewonnen. Dies betrifft vorrangig die Quarzite in den Formationen der Bunten Schiefer, der Hermeskeil-Schichten, des Unteren und Oberen Taunusquarzit des Unterdevon. Heute wird daneben nur noch der mitteldevonische Massenkalk bei Stromberg abgebaut. Der Abbildung 3.1 kann die Vielzahl der überwiegend ehemaligen Gewinnungsstellen von Taunusquarzit entnommen werden.

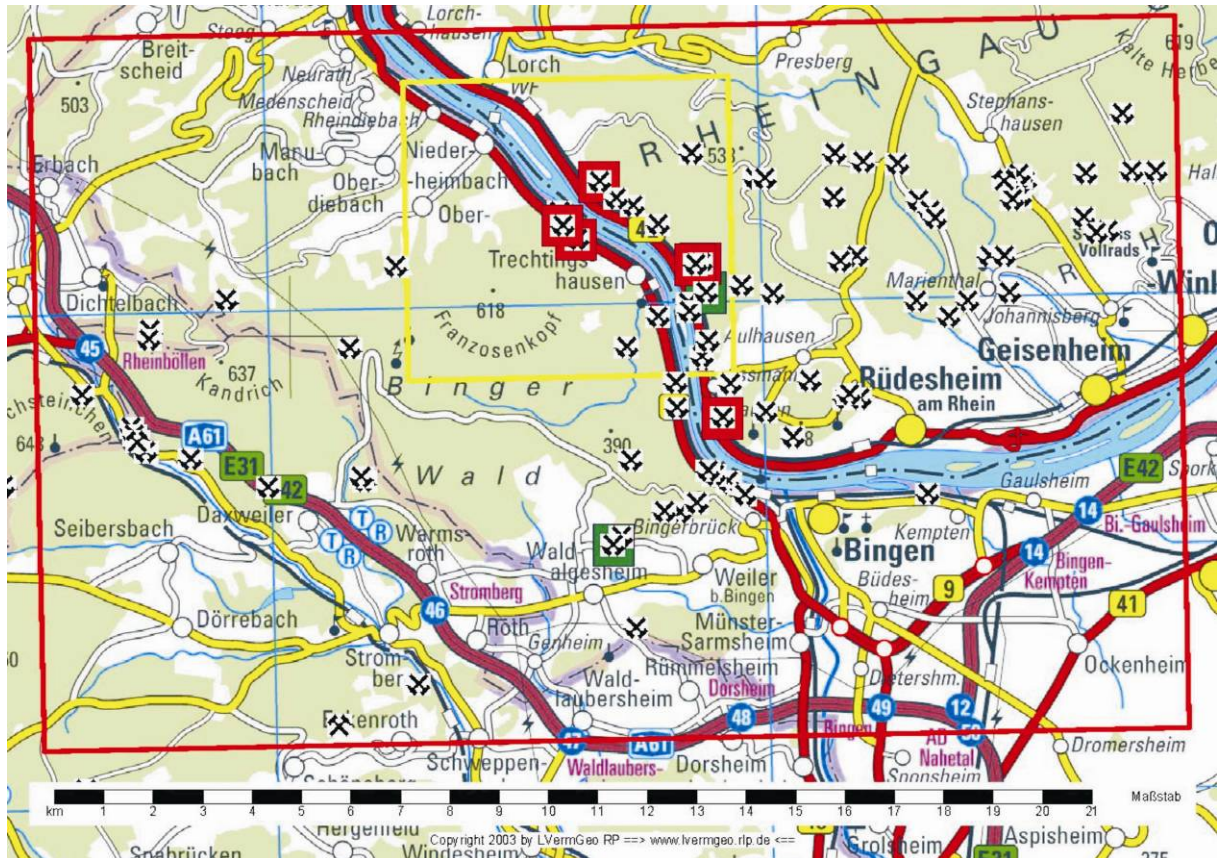


Abbildung 3.1: Abbaustellen von Taunusquarzit und Brauneisenstein im großräumigen Arbeitsgebiet. Beschriebene Abbaustellen auf Quarzit sind rot, auf Brauneisenstein grün unterlegt (Quelle: Autor)

Im Folgenden wird auf die Historie von Gewinnungsstellen von Quarzit am Rhein bei Trechtlingshausen bzw. von Felsquarzit bei Lorch und Aßmannshausen eingegangen, die aufgrund ihrer Lage zu den Ladestellen am Rhein, den Bahnlinien sowie den Rheinuferstraßen über größere Strecken abwärts fördern mussten, und beschrieben, welche Techniken hierbei eingesetzt wurden. Zur Vervollständigung der Darstellung werden auch die Mangan-/Dolomitgrube Dr. GEIER bei Waldalgesheim zwischen Bingerbrück und Stromberg sowie die ehemaligen Braunsteingruben zwischen dem Bacharacher Kopf und dem Hörkopf nördlich von Assmannshausen beschrieben.

Allen Fördertechniken ist gemeinsam, dass die Trasse zwischen Gewinnungsort und Ladestelle möglichst kurz und energetisch optimiert gewählt wird. Dem Bild 3.1, das den Rheinhang des Teufelskadrich gegenüber vom Zeltplatz von Trechtlingshausen nach geringem

Schneefall zeigt, sind Rinnenstrukturen zu entnehmen, die jeweils in der Falllinie, d.h. in Richtung des größten Gefälles, in die Talstrukturen des Hanges hinunter zum Rhein münden. Die Anordnung der Rinnen und der Mangel steinliefernder Felsen im oberen Hangbereich lassen ausschließen, dass es sich hierbei um Steinschlagrinnen handelt. Vielmehr ist davon auszugehen, dass hier Schleifrinne angelegt sind, über die in vergangenen Jahrhunderten sicherlich Holz, möglicherweise aber auch Steine zum Rhein hinunter transportiert wurden. Der Name des Berges – Teufelskadrich –, an dem diese Beobachtung gemacht wurde, bestätigt durch dessen Namensgebung diese Annahme. Demnach wird unter der Lagebezeichnung „-kadrich“ (mundartlich auch Katerich oder Kaarech) eine Schleifrinne zum Holztransport verstanden (MÜLLER, 1986, S. 194). Diese Schleifrinne sind verbreitet nachzuweisen, so z.B. auch in ausgeprägter Form auf der Falllinie vom Franzosenkopf hinab nach Niederheimbach oder am Palmkopf oberhalb von Trechtingshausen. So wurde in den vergangenen Jahrhunderten auch der Soonecker Grund als „Gerichtskaterich“ geführt.



Bild 3.1: Schleifrinne am Westhang des Teufelskadrich gegenüber Trechtingshausen (Quelle: Autor)

### 3.2 Abbau von Quarzit

Quarzite aus den Formationen des Unterdevon wurden in vielen Aufschlüssen, meist in unmittelbarer Nähe von Siedlungen abgebaut (s. Abbildung 3.1). Das abgebaute Gestein wurde überwiegend zum Hausbau eingesetzt. Arbeitsbeschaffungsprogramme in volkswirtschaftlich schwierigen Zeiten des ausgehenden 19. und beginnenden 20. Jahrhunderts führten auch zur Nutzung dieser Steinbrüche für die Gewinnung von Wegebauaterial. Die rheinnah liegenden Betriebe belieferten die umfangreichen Wasserbaumaßnahmen am Rhein und seinen schiffbaren Nebenflüssen, die im 19. Jahrhundert einsetzten. Wie in vielen anderen Wirtschaftszweigen setzte mit der Mechanisierung der Gewinnung und Aufbereitung und des damit einhergehenden Übergangs von arbeitskraft- zu kapitalintensiven Betriebsstrukturen eine Konzentrierung auf wenige

Standorte ein, die zudem auch von der Erschließung des jeweiligen Steinbruchs und der Umweltsituation am zugehörigen Standort beeinflusst wurde. Heute wird „Taunusquarzit“ zur überwiegenden Verwendung im Hoch-, Tief-, Straßen- und Wasserbau im Arbeitsgebiet linksrheinisch nur noch in den Gemarkungen Daxweiler (Tagebau Alexandra) und Trechtingshausen (Tagebau Sooneck) sowie rechtsrheinisch im Steinbruch von Stephanshausen gefördert.

Von den oben genannten Aufschlüssen wird die Historie des Tagebaus Sooneck und des Steinbruchs am Pfaffenfels in der Gemarkung Trechtingshausen beschrieben.

### **3.2.1 Tagebau Sooneck**

Der Tagebau Sooneck kann auf eine lange Geschichte zurückblicken. Namensgeberin ist zweifellos die nördlich liegende preußische Burg Sooneck. Quellen weisen nach, dass sich die Gewinnung bis in das Jahr 1650 zurück verfolgen lässt. Historisch gesichert sind die Anfänge des heutigen Aufschlusses in den Jahren 1823 bis 1835. Die von der Gemeinde Trechtingshausen gepachteten Areale wurden von verschiedenen Pächtern kontinuierlich in kleineren Aufschlüssen betrieben. Zwischen 1941 und 1945 ruhte der Abbaubetrieb. Danach wurde die Abbautätigkeit durch die Vorkriegspächter wieder aufgenommen. Seit 1956 wurden die Abbauprodukte zusammengefasst. Das Unternehmen firmierte unter „Steinwerke bei Burg Sooneck“. 1963 wurde der Steinbruch vom holländischen Kaufmann WILHELMUS DE BEIJER gepachtet. Seit dem 25-jährigen Jubiläum 1988 firmiert der Tagebau unter dem Namen „Hartsteinwerke Sooneck GmbH“ (nach STRAUB, 1998). Mit deutlich mehr als 500.000 Jahrestonnen zählt der Betrieb zu den großen Steinbrüchen von Rheinland-Pfalz und Deutschland. Große Mengen werden für Wasserbaumaßnahmen am Rhein in Deutschland, aber vor allem in den Niederlanden verwendet. Diese können unmittelbar vom Betriebsgelände mittels eines in den letzten Jahren modernisierten Schiffsbeladers mit heb- und senkbarem Ausleger in Schiffe verladen werden, die bis zu 3.800 t laden können. Das Band wird mittels eines Trichters beschickt, in den SLKW die zu verladende Körnung aufgeben. Die Ladeleistung liegt je nach Körnung bei bis zu 700 t/h. Das Band selbst liegt in einer Unterführung unter der Bundesstraße 9 und der Eisenbahnlinie Koblenz-Mainz, die in den 30<sup>er</sup> Jahren des 19. Jahrhunderts von der Provinzialstraßenverwaltung, der Reichsbahn und der Gemeinde Trechtingshausen errichtet worden war. Zuvor hatten in zwei zeitlich einige Jahrzehnte auseinander liegenden Prozessen beide Verwaltungen vergeblich ein Verbot des Kreuzens der Straße und Eisenbahn mit den Transportmitteln zu erwirken versucht. In beiden Fällen stellten die Gerichte unter Rückgriff auf den Code Civil oder auch Code Napoléon fest, dass der Steinbruch die älteren Wegerechte hatte. Nach Errichten der Unterführung wurde zunächst ein Ladesteiger bei Rhein-km 537 errichtet, auf dem ein Gleis endete. Auf diesem Gleis wurden die Kipploren des Steinbruchs herangefahren, die über zwei Bremsberge zu Tal gebracht worden waren. Mit Zusammenfassung der Abbauprodukte in die „Steinwerke bei Burg Sooneck“ wurde im Jahr 1957 ein neuer Bremsberg zusammen mit dem zuvor beschriebenen Schiffsbelader bei Rhein-km 537,023 errichtet und am 22. August 1957 in Betrieb genommen (Bild 3.2).

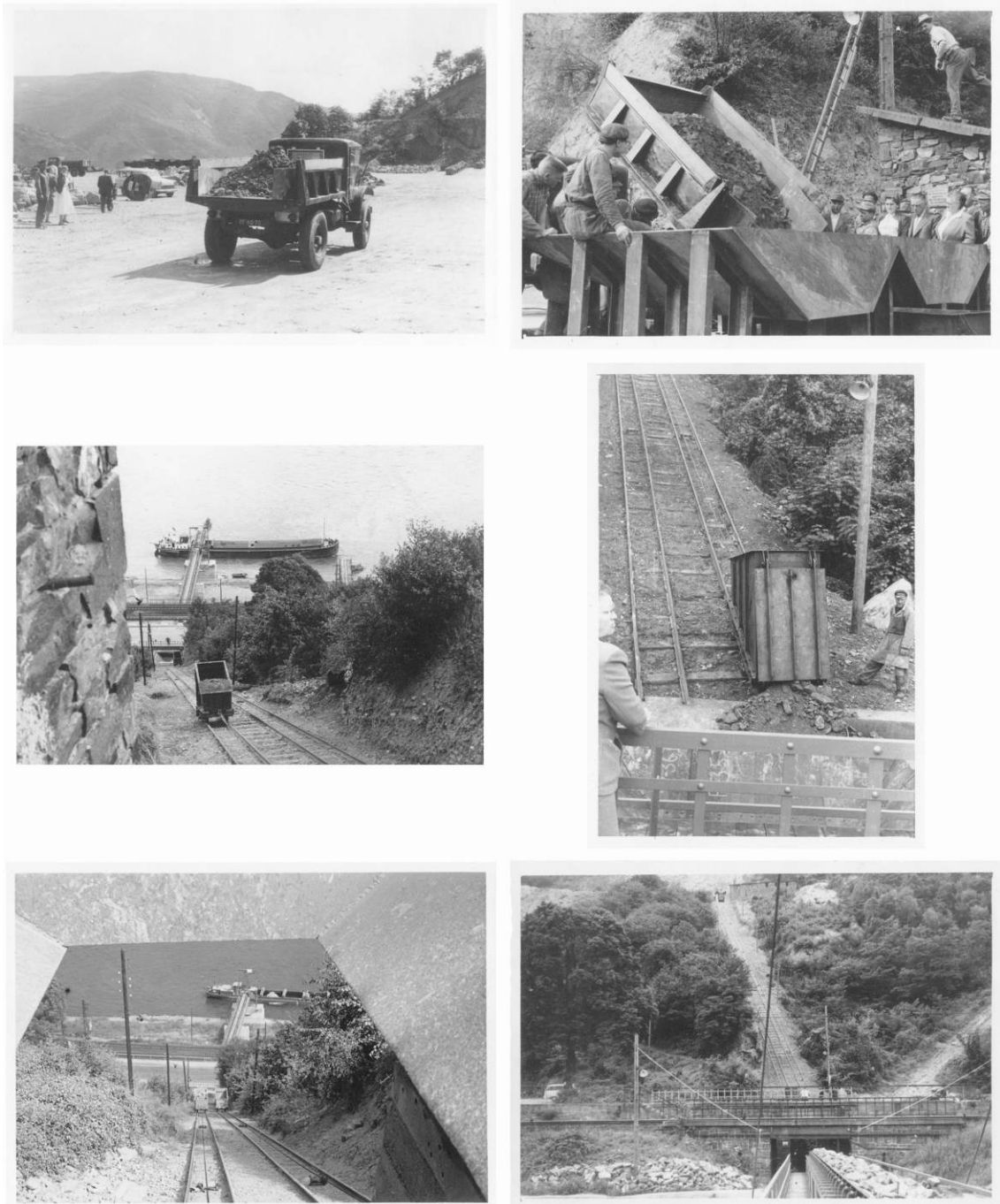


Bild 3.2: Inbetriebnahme des Bremsberges und Schiffsbeladers am 22. August 1957. Oben: Beladung der Transportkübel (Skip) mit LKW (Chevrolet aus britischen Kriegsbeständen); Mitte: Talfahrt und Entladung in den Aufgabetrichter des Skips; Unten: Blick auf Schiffsbelader und Bremsberg (Quelle: Autor)

Auf dem neuen zweitrümmigen Bremsberg wurden nicht mehr die bis dahin in Steinbrüchen weit verbreiteten Kipploren zu Tal gebracht, sondern Transportkübel (Skips) eingesetzt. Diese Transportkübel wurden auf der Fördersohle des Steinbruchs direkt mit dort nun eingesetzten LKW beaufschlagt. Auf der Talfahrt des beladenen Kübels wurde der leere Kübel aufgrund des Differenzgewichts nach oben gezogen. Die Transportkübel entleerten in einen Trichter direkt an der Bundesstraße 9. Ein unter dem Trichter angeordneter Schubwagen beaufschlagte

das Förderband, das auf dem Schiffsbelader endete. Die Fahrgeschwindigkeit wurde über „Bremsen“ reguliert. Die Anlage hatte eine Förderleistung von ca. 80 t/h. Für eine Vorstellung der Betriebsweise sei auf folgenden Link verwiesen, der einen Bremsberg in der Kohlenmine Denniston / Neuseeland zeigt: (Quelle: <http://www.teara.govt.nz/EarthSeaAndSky/MineralResources/CoalAndCoalMining/3/ENZ-Resources/Standard/6/en> am 21.09.2006).

Die rasante Entwicklung der Förderung mittels LKW führte nur einige Jahre später zum Bau einer Fahrstraße zum Trichter an der Bundesstraße 9. Der Bremsberg wurde hiernach außer Betrieb genommen. Heute zeugen nur Gleisstummel am Kipptrichter von dieser Anlage. Die Fundamente der Bergstation wurden im Zuge von Baumaßnahmen in den 1990<sup>er</sup> Jahren freigelegt, nach deren Abschluss jedoch wieder verschüttet.

Mit den Einsatzmöglichkeiten der LKW wurde auch begonnen, den bis dahin nur auf einer Strosse umgehenden Abbau, der gefährliche Wandhöhen von bis zu 60 m mit sich brachte, so zu entwickeln, dass alle 20-25 m eine weitere Strosse aufgefahren werden konnte. Dieses System wurde seither weiterentwickelt. Heute erschließt der Tagebau Sooneck die „Taurusquarzit“-Lagerstätte auf einer Höhe von mehr als 200 m mit insgesamt 10 Strossen. Der aus bergmännischer und geologischer Sicht eindrucksvolle Aufschluss (s.a. <http://earth.google.de/>, Abbaustand ca. 2003, am 26.09.2006) steht wie viele andere Steinbrüche durch dessen Wirkung u.a. auf das Landschaftsbild auch in der öffentlichen Diskussion; dies insbesondere im Mittelrheintal, dem Weltnatur- und -kulturerbe der UNESCO. In einem zweibändigen Werk, das anlässlich der Zuerkennung des Welterbestatus aufgelegt wurde, wird auf diesen Konflikt wie folgt eingegangen und der Gliederungspunkt geschlossen (ZIMMERMANN, 2001, S. 681):

„Wenden wir uns zu den im engeren Sinne ästhetischen Fragen zurück, so lassen sich im Horizont einer genuinen Ästhetik der Moderne Kriterien gewinnen, die die traditionalistische Fixierung auf andere - soziologisch betrachtet durchaus >>elitäre<< - Weise kritisch einschränken. Gegen den Schein romantischer Fassaden und die trügerische Harmonie arrangierter Bilder fordert diese Ästhetik dazu auf, die Bruchlinien der Realität, ihre Fragmentierungen, Unvereinbarkeiten und Widersprüche als solche zu erkennen und unter Umständen sogar Zeichen des Authentischen zu würdigen. Der Steinbruch bei Trechtingshausen gilt allgemein als eine der Landschaft zugefügte >>Wunde<<; die Fortdauer seines Betriebs sei daher allenfalls ökonomisch gerechtfertigt und die angekündigten ökologischen Sanierungsmaßnahmen könnten die Verluste nie vollständig ausgleichen. Steinbrüche sind als großflächige Aushöhlungen der Berge jedoch zugleich Monumente des technisch induzierten Erhabenen und besitzen im Übrigen ihre historische >>Wahrheit<< darin, dass sie eine andere Geschichte der Arbeit im Mittelrheintal wachrufen als der bei Schutzmaßnahmen stets im Vordergrund stehende und seit jeher ins romantische Bild integrierte Weinbau. Eine vergleichbare Rolle spielen jene drei charakteristischen Schornsteine oberhalb der Marksburg bei Braubach, die als weithin sichtbares, die vertraute Silhouette der Berge verfremdendes Zeichen an die Tradition des Bergbaus erinnern.“

### 3.2.2 Steinbruch am Pfaffenfels

Der Pfaffenfels ist ein nordwestlich von Trechtingshausen anstehender, markanter Felsvorsprung (MÜLLER 1986, Seite 41). Der Pfaffenfels (Karte zu LEPPLA, 1904-1) und

weitere kleinere Felsausbisse wurden in der Vergangenheit zur Gewinnung von Baumaterial genutzt. Die Abfuhr zum Rhein erfolgte mittels Holzschlitten, wie diese heute noch zur Heu- und Holzabfuhr in den Alpen eingesetzt werden. Bis heute ist der „Schlierepaad“ (MÜLLER, 1986) eine in der Überlieferung der Bürger von Trechtingshausen genutzte Bezeichnung für einen Weg durch den Mittel-Grund vom Pfaffenfels zur Provinzialstraße, der heutigen Bundesstraße 9. Mit den Schlitten wurde auch die Eisenbahn gequert, wie das rechts unten stehende Bild in Bild 3.3 belegt.

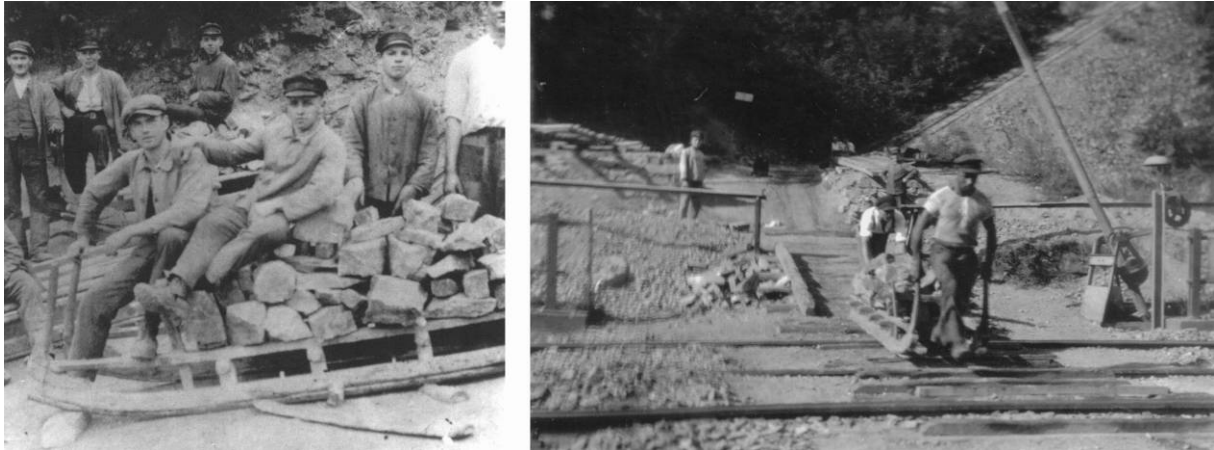


Bild 3.3: Links: Steintransport mit Holzschlitten. Rechts: Querung der Eisenbahn in Höhe der heutigen Unterführung bei Rhein-km 537,023 (Quelle: WILHELM HARTUNG, Trechtingshausen)

### 3.3 Abbau von Felsquarzit

Den folgenden Beschreibungen kommt zugute, dass durch die Verordnung über die Aufsuchung und Gewinnung mineralischer Bodenschätze vom 31.12.1942 (RGBl. 1943 I S. 17, sog. Sylvesterverordnung) und § 214 ABG bestimmte Grundeigentümermineralien in das Bergrecht einbezogen worden sind. Durch die Sylvesterverordnung wurden die wichtigsten Vorkommen aus dem Bereich der volkswirtschaftlich bedeutsamen Steine und Erden, insbesondere die wichtigsten feuerfesten und keramischen Rohstoffe, den berggesetzlichen Bestimmungen unterstellt. Hierunter fällt auch Quarz und Quarzit, soweit sich dieser zur Herstellung von feuerfesten Erzeugnissen oder Ferrosilizium eignet. Durch diese Unterstellung wurden das Quarzitwerk Lorch und der Quarzitbruch Niederwald nach dem Bergrecht betriebsplanpflichtig und sind in den Akten des Dezernates Bergaufsicht beim Regierungspräsidium Darmstadt – Abteilung Umwelt Wiesbaden – sehr gut dokumentiert.

Bei der Fertigung von feuerfesten Materialien kommt aufgrund der zahlreichen industriellen Anwendungen eine sehr große Vielfalt von Rohstoffen zum Einsatz. Die mengenmäßig bedeutendste Gruppe sind die feuerfesten Steine auf Basis von Kieselsäure und Tonerde (Silikasteine, Schamottesteine und tonerdereiche Steine) (DIDIERWERKE AG, 1997). Diese setzen sich aus den Oxiden Siliziumdioxid (Kieselsäure,  $\text{SiO}_2$ ) und Aluminiumoxid (Tonerde,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ) zusammen.

Als Rohstoff für die Silikasteine, die überwiegend aus Siliziumoxid bestehen, werden Quarzite und Quarzsande verwendet. „Wichtig ist hierbei der Gehalt an Tonerde und Alkalien, weil diese den Schmelzpunkt und die Anwendungsmöglichkeiten des Produktes mindern. Wichtig ist ferner das Brennverhalten der Quarzite, da die Hoch- und Tieftemperaturmodifikationen der Kieselsäure unter Dichte- und Volumenänderung reversibel

ineinander übergehen können (Quarz, Cristobalit, Tridymit). Für volumenbeständige Produkte müssen daher die Rohstoffe so gewählt werden, dass eine gute Umwandlungsfähigkeit gegeben ist. Steht jedoch Feuerfestigkeit im Vordergrund, ist die chemische Reinheit maßgeblich. Die Anwendungsbereiche der Silikasteine sind Glasschmelzöfen, Koks- und Gasöfen, die Brennzone in Tunnelöfen und Deckel von Elektrostahlöfen“ (BMLFUW, 2003, S. 33).

Bei den Felsquarziten der Formation des Unteren Taunusquarzit handelt es sich im Grundsatz um solche "SiO<sub>2</sub>-Rohstoffe". Den in den 1950<sup>er</sup> und 1960<sup>er</sup> Jahren stark gestiegenen Qualitätsanforderungen entsprechen die Lagerstätten im südlichen Hunsrück und im Taunus nur bedingt und erfordern selektive Gewinnung bzw. den ergänzenden Einsatz von qualitativ hochwertigeren Tertiärquarziten (WAGNER & MICHELS, 1930). In der Folge wurde die Gewinnung dieser Rohstoffe vielerorts eingestellt. Im Arbeitsgebiet wird nur noch in der Quarzitgrube „Marie-Luise“ bei Schöneberg (R 3411300, H 5533000) Felsquarzit abgebaut.

### 3.3.1 Quarzitwerk Lorch

Die BONG'schen Mahlwerke aus Süchteln beabsichtigten nach dem 01. Januar 1943 den größten der in der Nähe von Lorch gelegenen Quarzitbrüche wieder in Betrieb zu nehmen. Die BONG'schen Mahlwerke gehörten bis zur Übernahme durch die BASALT AG, Linz am Rhein, bis in die 60<sup>er</sup> Jahre zu den führenden Lieferanten von Ton und Formsand mit Betrieben in Grefrath bei Krefeld, Rosenthal bei Wassenberg, Scheuerfeld, Emmerzhausen, Elkenroth und Nauroth im Westerwald sowie in Mainflingen bei Frankfurt. Seit einigen Jahren ist das Gelände im Eigentum des Unternehmens CALDERYS DEUTSCHLAND GMBH & CO. OHG, Neuwied. Dieses Unternehmen ist Mitte 2005 aus der Vereinigung der Geschäftstätigkeit von PLIBRICO FEUERFEST GMBH (**P**liable **F**ire**brick** **C**ompany, IMERYS-Gruppe) und LAFARGE REFRACTORIES GMBH entstanden.

Den Akten des Dezernats Bergaufsicht beim Regierungspräsidium Darmstadt ist zu entnehmen, dass die Förderung wahrscheinlich kriegsbedingt nicht aufgenommen werden konnte. In den Jahren 1958/1959 weisen die Akten neue Planungen aus, die i.W. auf denen des Jahres 1943/1944 aufbauen. Diese Aktivitäten kamen über Aufsuchungs- und Vorrichtungsarbeiten nicht hinaus. Vorgenannte Qualitätsanforderungen der Feuerfestindustrie konnten aufgrund der Größe des Aufschlusses nicht erfüllt werden. Auch eine Verwendung als Straßenbaustoff wurde ausgeschlossen. Zusätzlich hätten aufwändige Erschließungsarbeiten erfolgen müssen, um den Betrieb an die B42 anzuschließen (Abbildung 3.3). Die BONG'schen Mahlwerke gaben die Planungen 1959 auf, ohne einen Betriebsplan eingereicht zu haben.

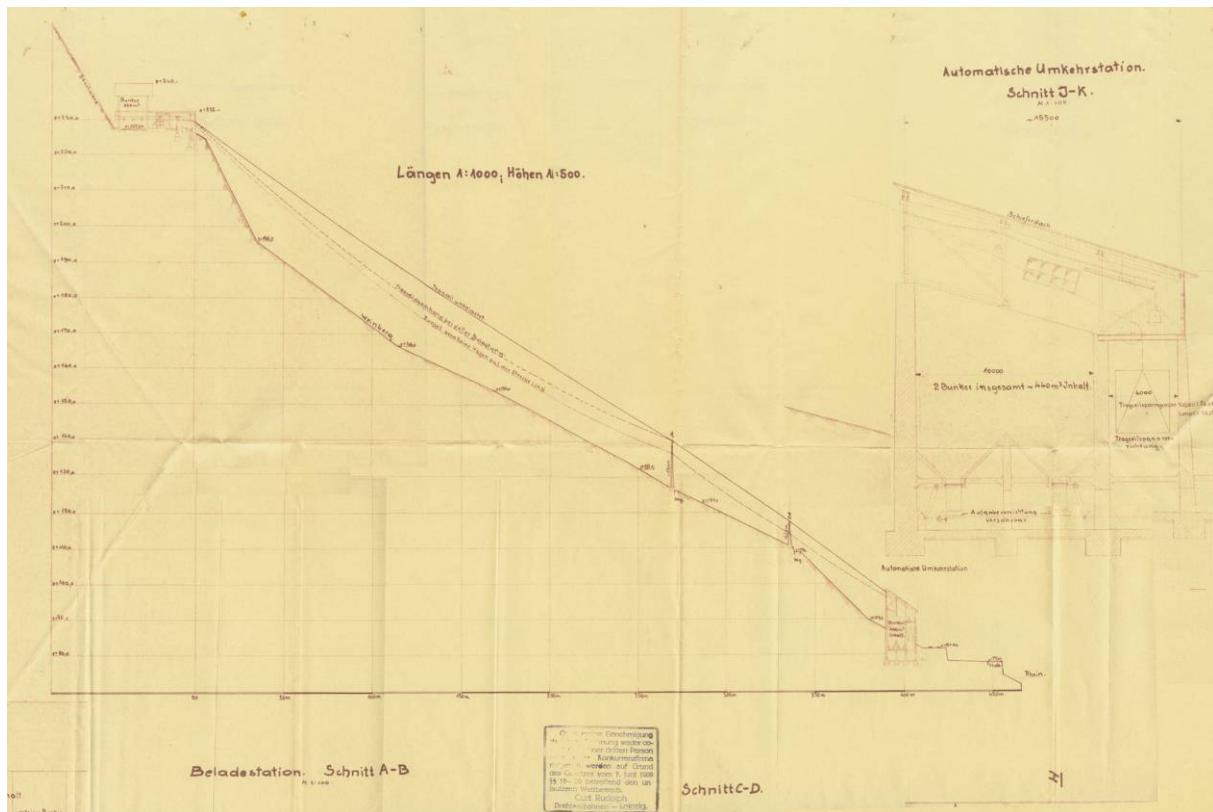


Abbildung 3.2: Planung Seilbahn (Quelle: Betriebsakte BONG'sche Mahlwerke, Regierungspräsidium Darmstadt, Dezernat Bergaufsicht)

Dennoch sind die Akten in dem Sinne aufschlussreich, als diese im Betriebsplan für das Jahr 1944 u.a. auf eine existierende Seilbahnanlage hinweisen. Die Schiffsanlegestelle ist heute noch in Resten vorhanden. Der Betriebsplan beschreibt, dass der durch Sprengungen gewonnene Quarzit in einer zu erstellenden Brechanlage zerkleinert werden sollte. Von der Brechanlage sollte das gebrochene Material mit einem Schrägelevator in einen Bunker gehoben werden, von wo aus es in Transportkübel einer neu zu erstellende Seilbahn der Fa. CURT RUDOLPH, Leipzig, abgezogen werden sollte (Abbildung 3.2). Die Länge der Seilbahn sollte 870 m, der Höhenunterschied 137 m betragen. Die vorgesehene Leistung lag bei 250 t/Tag. Die Seilbahn sollte das Material talwärts bringen und es in einen Bunker verstürzen, der bergseitig vor der Eisenbahn errichtet werden sollte. Aus diesem Bunker sollte das Material dann auf Transportbänder abgezogen werden, die durch einen Tunnel unter der Eisenbahn und anschließend unter der Rheinuferstraße hindurch zu führen wären, um es in Rheinkähne verladen zu können. Die Planungen aus den Jahren 1958/1959 ergänzen die Planungen um eine LKW-Beladung zwischen B42 und Bahnlinie. Der Abbildung 3.3 sind einige der dem Betriebsplan zugehörigen Planzeichnungen zu entnehmen.



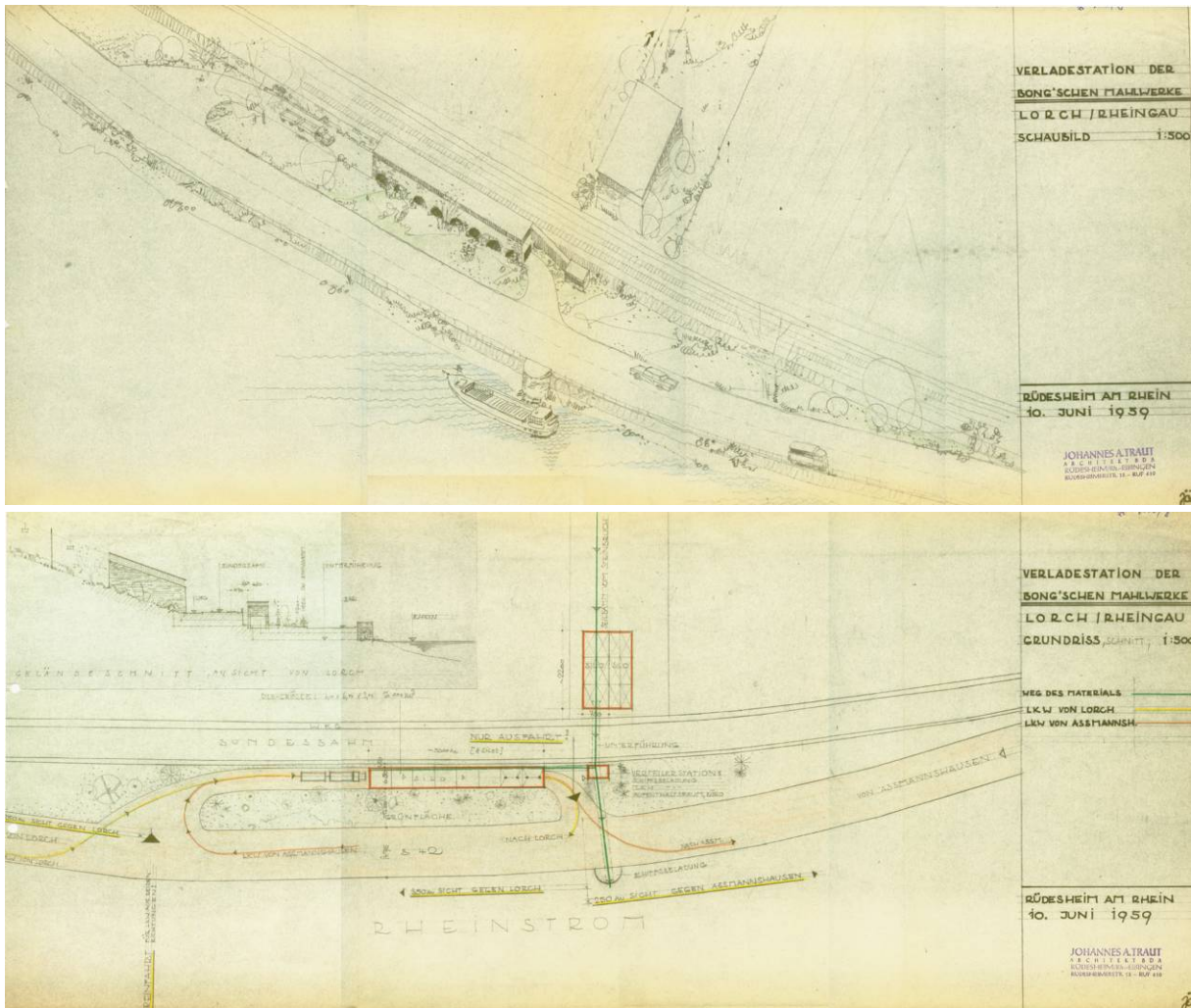


Abbildung 3.3: Planunterlagen zum Quarzitwerk Lorch: Talstation Seilbahn, Unterführungen Bahn und Straße, Straßen- und Schiffsverladung (Quelle: Betriebsakte BONG'sche Mahlwerke, Regierungspräsidium Darmstadt, Dezernat Bergaufsicht)

### 3.3.2 Quarzitbruch Niederwald

Der Quarzitbruch Niederwald südlich von Assmannshausen wurde zuletzt durch die HEINRICH KOPPERS GMBH, Düsseldorf-Heerdt, die 1974 von der heutigen THYSSEN-KRUPP erworben worden ist, betrieben. Das Gelände wurde 1971 von einem ortsansässigen Bauunternehmer erworben, der dort ein Bildungsinstitut errichten wollte. Heute ist das Bruchgelände Naturschutzgebiet.

Im Abschlussbetriebsplan vom 02. Dezember 1971 wird zum Quarzitbruch Niederwald und dem Grund der Stilllegung ausgeführt:

„Der Quarzitbruch Niederwald (Abbildung 3.4) wurde im Jahre 1922 erschlossen. Bis 1964 wurde darin Quarzit für die Herstellung von Silika-Koksofensteinen gefördert. Am 27. Jan. 1964 wurde ein Stundungsbetriebsplan eingereicht. Zum damaligen Zeitpunkt war noch nicht abzusehen, dass der geförderte Quarzit in der Folgezeit aus qualitativen Gründen für eine Produktion von Koksofensteinen nicht mehr eingesetzt werden kann. Die Gründe für die Stilllegung, die im Stundungsbetriebsplan aufgeführt sind, waren in erster Linie der bestehende Auftragsmangel, der sich mit dem Strukturwandel im Energiesektor ergab und die

daraus resultierende fehlende Absatzmöglichkeit für die Endprodukte. Durch die weitere technische Entwicklung und die immer höher werdenden Anforderungen an die Qualität der Silikasteine ist nach dem heutigen Stand des technischen Wissens ein Quarzit, wie er in unserem Bruch gefördert wurde, für die Herstellung von Silikasteinen in Zukunft nicht mehr zu verwenden. Aus diesem Grunde soll der Bruch endgültig stillgelegt und das vorhandene Gelände verkauft werden.“ (Quelle: Betriebsakte HEINRICH KOPPERS GMBH, Regierungspräsidium Darmstadt, Dezernat Bergaufsicht)

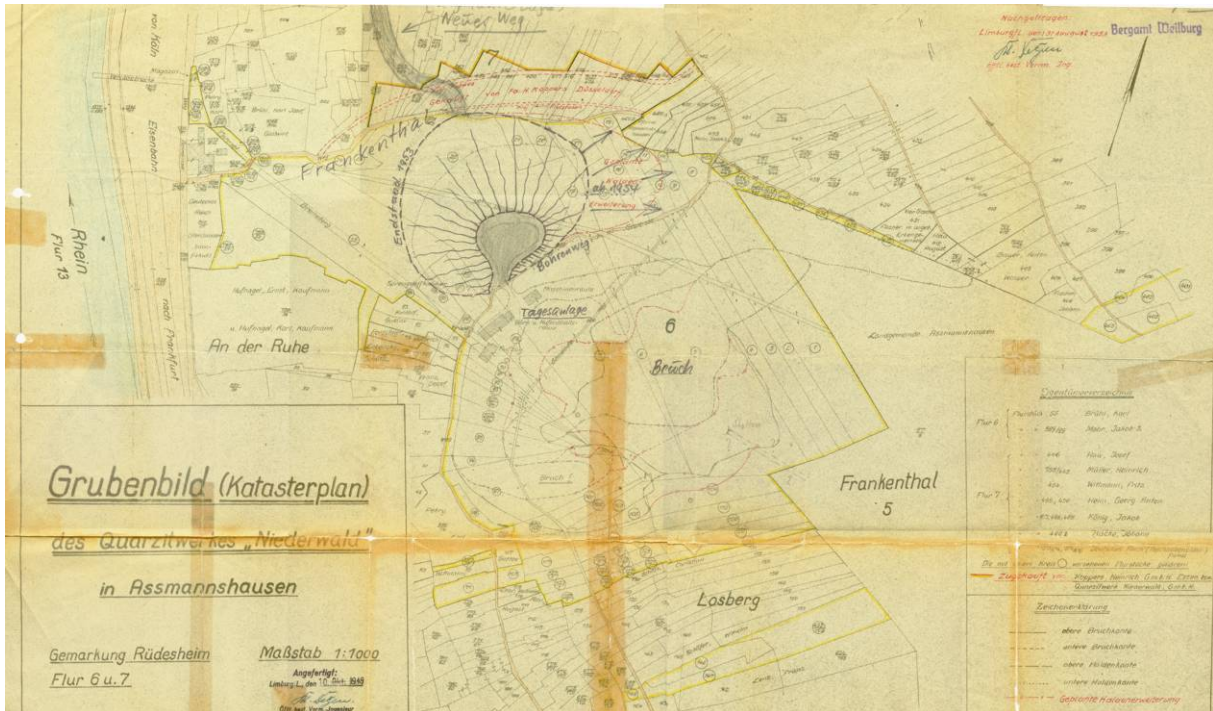


Abbildung 3.4: Tagesriss des Quarzitwerks Niederwald (Quelle: Betriebsakte HEINRICH KOPPERS GMBH, Regierungspräsidium Darmstadt, Dezernat Bergaufsicht)

Von Interesse ist der noch erhaltene Bremsberg (Bild 3.4), der zur Abwärtsförderung des Quarzits zum Rhein eingesetzt worden ist.

Diese seit vielen Jahren stillgelegte Anlage ist heute noch zu besichtigen.



Bild 3.4: Blick über zweitrümmigen Bremsberg auf Verladebrücke und Rhein (Quelle: Betriebsakte HEINRICH KOPPERS GMBH, Regierungspräsidium Darmstadt, Dezernat Bergaufsicht)

### 3.4 Abbau von Braunstein/Brauneisenstein und Dolomit

Braunstein ist die Sammelbezeichnung für Mangan-Mineralen. Der Name Braunstein stammt aus dem Mittelalter. Er ist auf die braune Farbe, die man beim Glasieren von Tonwaren mit Manganoxiden erhält, zurückzuführen. Das dunkelgraue bis pechschwarze Manganerz wurde daher seit altersher in der Keramik-, Glas- und Farbherstellung eingesetzt. Mit Einführung des Thomasverfahrens zur Stahlerzeugung im ausgehenden 19. Jahrhundert trat ein verstärkter Bedarf an manganhaltigen Zuschlagern ein. In Deutschland wurden Mangan-Erze früher unter anderem bei Gießen und Waldalgesheim abgebaut.

Bei der Roheisenherstellung werden dem Erz Zuschläge (hauptsächlich Kalkstein oder Dolomit) zugegeben, die den größten Teil der Beimengungen zu einer flüssigen Schlacke binden.

#### 3.4.1 Grube Dr. Geier

Die steigende Nachfrage nach Manganerz veranlasste den Mainzer Architekten CLAUDIUS GEIER Aufsuchungsarbeiten bei Waldalgesheim, Weiler und Seibersbach durchzuführen. 1883-1885 wurden ihm Grubenfelder auf Eisen- und Manganerz in Waldalgesheim und dessen benachbarten Gemarkungen verliehen. In der Folge entwickelten sich hier und auf der gesamten Lagerstätte, die von Bingerbrück bis Seibersbach reichte, rege bergbauliche Tätigkeiten. Diese wurden 1911 in der Gewerkschaft DR. GEIER zusammengefasst. Die MANNESMANN-RÖHRENWERKE wurden 1927 Alleineigentümer. 1966 stellte das Hüttenwerk der MANNESMANN AG in Duisburg-Huckingen den Bezug von GEIER-Erz ein. Das Erz wurde in der Folge nur noch als Farberz an Ziegeleien und an die keramische Industrie abgesetzt. Die Gewinnung des im Kontakt zum Erz anstehenden Dolomits, der sich nach teilweiser

Zugabe im Hochofenmüller des Hüttenwerks Rheinhausen als besonders geeignet erwies, wurde zunächst seit 1955 beibehalten gewonnen. Später führte dies zu einem Umbau der Grube DR. GEIER zu einem Dolomitbergwerk. Mit der Einstellung des Bezugs von Dolomit durch das Hüttenwerk wurde die Grube am 31.12.1971 stillgelegt. Ausschlaggebend hierfür war neben der fehlenden Wirtschaftlichkeit der Gewinnung der abbauwürdigen Vorräte die Umstellung vom Siemens-Martin- auf das damals neue Oxygenstahlerzeugungsverfahren, die zu einem stark rückläufigen Absatz von Sinterdolomit führte. Die Gesamtförderung des Eisenmanganerzbergbaus betrug etwa 5.534.280 Tonnen. Darüber hinaus wurde zwischen 1955 und 1971 2.613.253 Tonnen Dolomit gewonnen (KLEMP, 1987).

Die einstige Bedeutung des dortigen Bergbaus manifestiert sich noch heute in den erhaltenen Tagesanlagen Amalienshöhe der Manganerz- und Dolomitgrube DR. GEIER oberhalb von Waldalgesheim. Diese sind ein eindrucksvolles technisches Denkmal des Montanwesens und spiegeln wie andere Bauwerke den historischen, sozialen und geistigen Inhalt dieser Epoche wieder. Nur noch die Fundamente zeugen von der am 08. August 1912 in Betrieb genommenen 7.625 m langen Drahtseilbahn, die von der Elisenhöhe über die Amalienshöhe nach Trechtingshausen zu einer Schiffsverladestation führte (Bild 3.5). Die Schiffsverladestation wurde dort errichtet, da die Abladetiefe der Schiffe dort mehrere Dezimeter höher war als nach der Passage durch das Binger Loch. Die Anlage, die zunächst mit einer Dampfmaschine betrieben wurde, hatte eine Leistung von 60 Tonnen pro Stunde. Neben Einrichtungen zum Beladen der Schiffe war diese auch mit einem Greifer zum Entladen von Kohle, Kies und Sand ausgerüstet. Im Mai 1967 wurde die Seilbahn stillgelegt. Hersteller war das Kölner Unternehmen POHLIG, das seit 1962 unter PHB firmierte. Die Firma PHB – VEREINIGTE MASCHINENFABRIKEN AG in Köln entstand 1962 aus der Fusion der Seilbahnhersteller POHLIG (Köln), HECKEL und BLEICHERT (Leipzig). Das Unternehmen war einer der größten Seilbahnhersteller der Welt. Später fusionierte das Unternehmen mit der WESERHÜTTE AG zur "PHB-WESERHÜTTE AG", mit dem Kürzel PWH. Ende 1987 meldete das Unternehmen Konkurs an und wurde an O&K verkauft. Später wurde die Seilbahnsparte an das Unternehmen DOPPELMAYR SEILBAHNEN GMBH, Wolfurt, Österreich, verkauft.

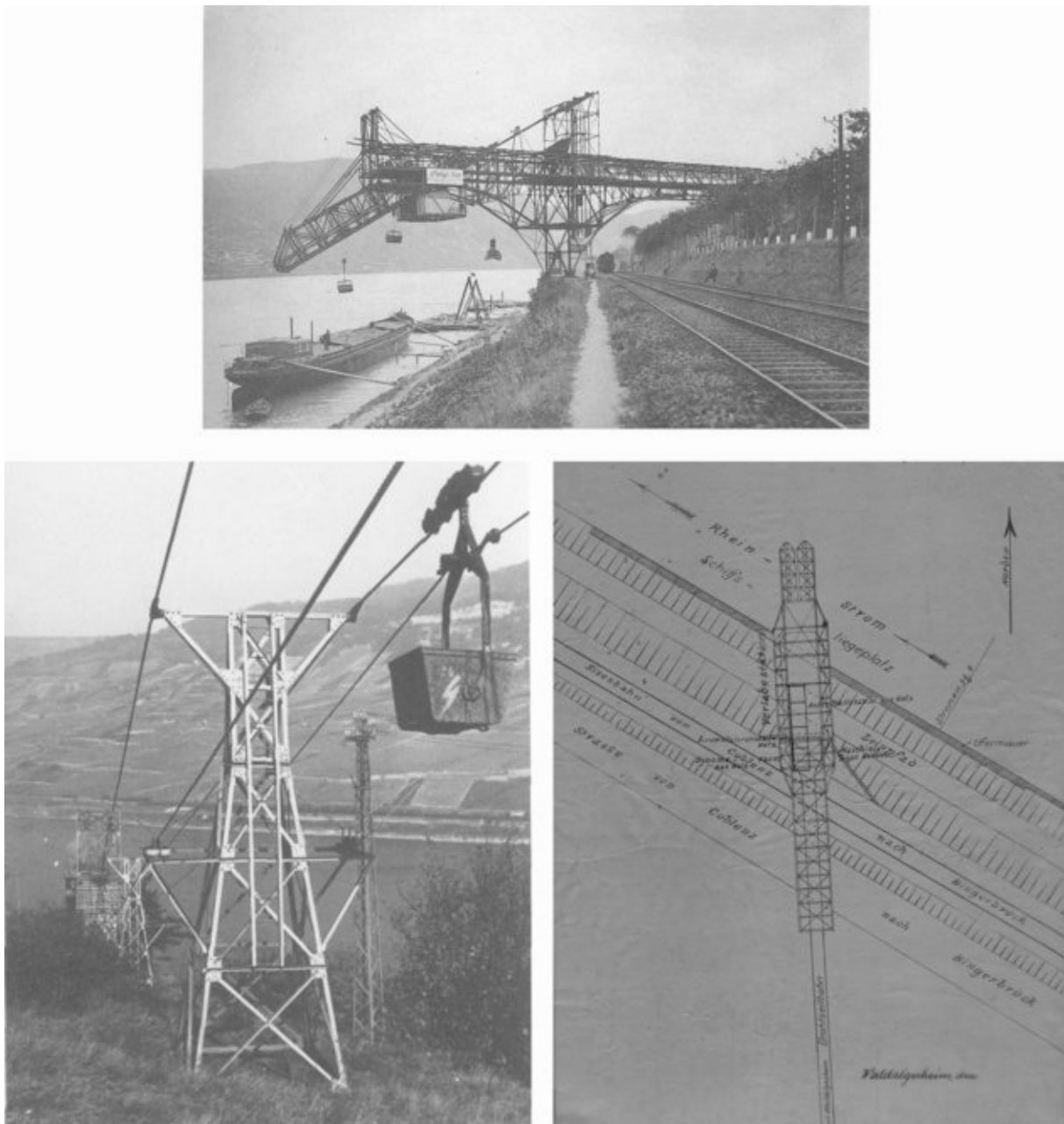


Bild 3.5: Verladebrücke und Seilbahn der Grube Dr. GEIER (Quelle: KLEMP, 1987; GÜNTER WOJAHN, Waldalgesheim)

### 3.4.2 Grube Höhrkopf

Zwischen 1828 und 1860 wurde der gesamte im Herzogtum Nassau geförderte Braunstein nach England und Frankreich ausgeführt. Dort brauchte man ihn, um aus Salzsäure Chlor zu gewinnen, das wiederum zum Bleichen von Baumwolle benötigt wurde. Damals wurde der Abbau bei Assmannshausen zwischen dem Bacharacher Kopf und dem Speisbachtal nur im Kleinen betrieben. Erst nach 1860 wurde der Braunstein in den Gruben Walpurgis, Höhrkopf und Eisenloch intensiver zusammen mit manganhaltigem Brauneisenstein abgebaut. Vor dem Transport rheinabwärts musste das Roherz gewaschen werden. Bis 1860 geschah dies in der „REUSSISCHEN BRAUNSTEIN-AUFBEREITUNGSANSTALT“ oberhalb des Kurhauses (Thomas-Morus-Haus) in Assmannshausen. 1889 wurde rheinabwärts an der Speisbachmündung eine Dampfwäscherei mit Maschinenbetrieb errichtet (Abbildung 3.5). Von Civilingenieur GEYER

aus Bad Ems wurde eine 800 Meter lange Feldbahn vom Feld „Höhrkopf“ zum Speisbachtal verlegt. Hier brachte eine 350 Meter lange Standseilbahn, deren Trasse noch heute im Gelände erkennbar ist (Bild 3.6) das Erz zur Waschanlage. An einer noch heute erkennbaren Rampe wurde es in Kähne verladen, bei niedrigen Wasserständen auch schon einmal per Eisenbahnwaggon abgefahren. Nur wenige Jahre waren die Anlagen in Betrieb, dann führten ungünstige Konjunktur- und Preisentwicklungen zur Aufgabe (KÜMMERLE, 1984).

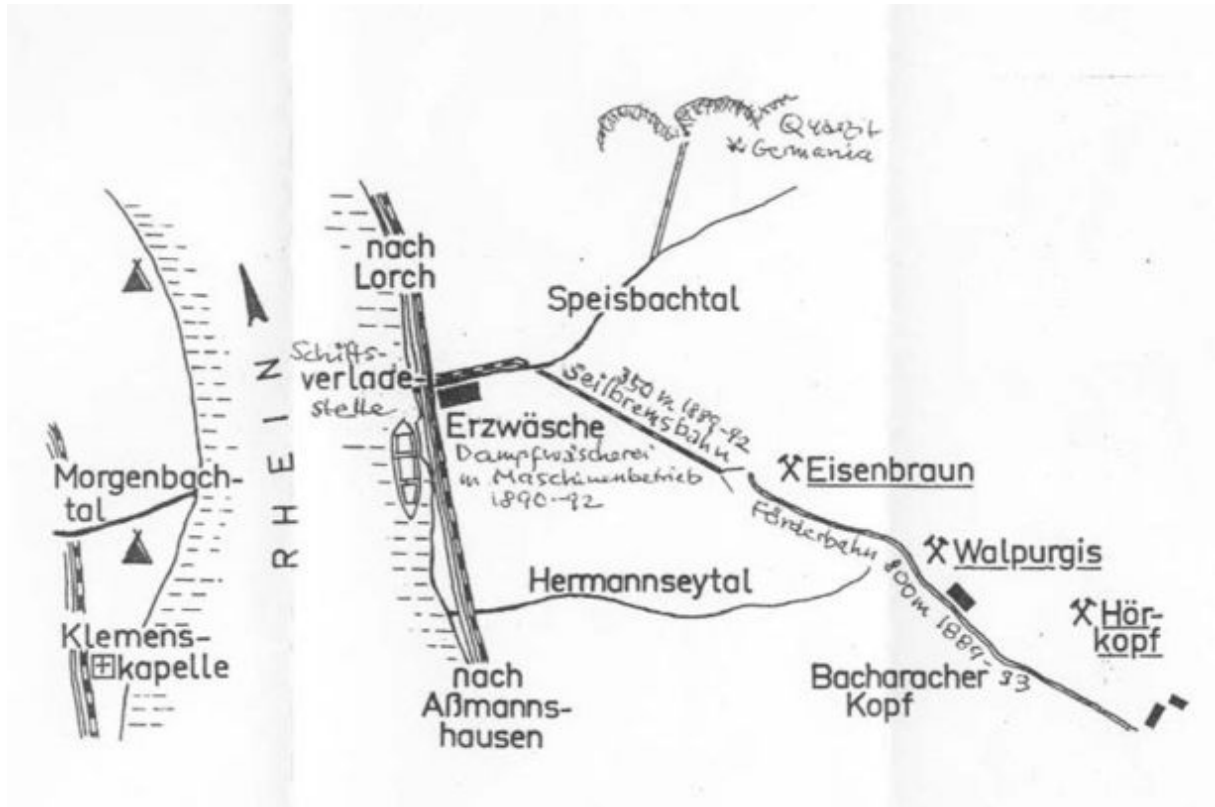


Abbildung 3.5: Lageskizze der Braunsteingruben und des Felsquarzitsteinbruches Germania und die zugehörigen Fördereinrichtungen (Quelle: KÜMMERLE, 1984)

Die RÖCHLING`SCHEN EISEN UND STAHLWERKE Völklingen, die heutige SAARSTAHL AG, erwarben im Jahre 1916 die Rechte an den Bergwerksfeldern Walpurgis, Höhrkopf (heutige Schreibweise „Hörkopf“) und Eisenloch und führten diese unter Grube Höhrkopf. Der Erwerb erfolgte sicher vor dem Hintergrund des 1. Weltkriegs und der hieraus resultierenden Notwendigkeit zur Bedarfsdeckung aus heimischen Lagerstätten. Die Gewinnungstätigkeit kam infolge des hier zuvor bereits umgegangenen Bergbaus, der die Lagerstätte weitestgehend ausgebeutet hatte, schnell wieder zum Erliegen.

Insgesamt dürften bei Assmannshausen um 30.000 Tonnen Braunstein und über 20.000 Tonnen Brauneisenerz gefördert worden sein (KÜMMERLE, 1984).



Bild 3.6: Vegetationsfreie Bremsbergtrasse Grube Höhrkopf (Quelle: Autor)

## 4            **Schwerkraft (-gestützte) Fördertechniken**

Die Abwärtsförderung unter Nutzung der Schwerkraft, d.h. unabhängig von motorisch angetriebenen Fahrzeugen oder Fördermitteln kann mittels Sturzrinnen, Gruppenabbau, Sturzschächten, aber auch mit maschinellm Aufwand mit Förderbändern, Schrägaufzügen und auch Seilbahnen konzipiert werden. Förderbänder und Seilbahnen erzeugen bei kontinuierlichem Betrieb auch Strom, da die Motoren, als Bremsen eingesetzt, wie Generatoren arbeiten können.

### 4.1            **Schwerkraftfördertechniken**

#### 4.1.1        **Sturzrinne**

Sturzrinnen, die dem Prinzip der Versturzinne sehr nahe kommen, sind dem Grunde nach für die Abwärtsförderung genutzte, im Gelände vorgezeichnete ggf. bergmännisch geweitete Steinschlag- oder Erosionsrinnen in felsdominierten Topographien, die steiler als der natürliche Böschungswinkel erodierter Gesteine sind. Solche Rinnen können z.B. am Rotenfelsmassiv bei Bad Münster a.St. – Eberburg beobachtet werden (Bild 4.1).



Bild 4.1:            Steinschlag- / Erosionsrinne am Rotenfelsmassiv mit Steinschlag-schutznetzen (R 3417442, H 5520805) (Quelle: Autor)

Das Ende dieser Rinnen ist von Schuttkegeln gekennzeichnet. Diese Rinnen bieten sich zur Abwärtsförderung aus höher gelegenen, bergbaulich erschließbaren, nicht zu steilen Bereichen der jeweiligen Lagerstätte an. Hierbei erfolgt der Abbau i.d.R. mit steinbruchüblichen Wandhöhen im Gruppenabbauverfahren (s. Gliederungspunkt 4.1.2). Das mit Bohr- und Sprengarbeit gewonnene Haufwerk wird von den schmalen Gewinnungstrossen auf die Förderbezugsebene (TUDESHKI, 2006) verstrzt. Das Material wird mit Radladern aufgenommen und in die Sturzrinne übergeben. Mit dem Sturzbetrieb sind Emissionen verbunden, die vor allem in Form von Staub als belastend empfunden werden können. Des Weiteren ist bei der Abwärtsförderung das Steinschlagrisiko im Auslaufbereich

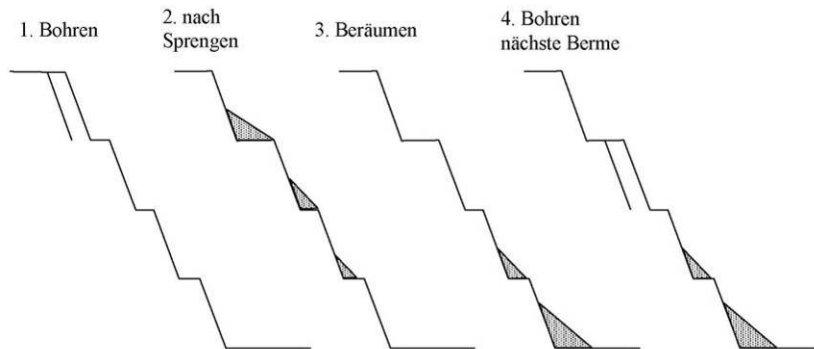


und darüber hinaus zu berücksichtigen. Insbesondere in den hochpreisigen Ländern Österreich und Schweiz wurde der Betrieb von Sturzrinnen in den letzten zwei Jahrzehnten wo möglich durch Sturzschächte oder Rollgurtförderer ersetzt. Seitens des Gesetzgebers in Österreich wurde die Umstellung auf diese Fördertechniken durch Vereinfachung von diesbezüglichen Genehmigungsverfahren (UVPG-NOVELLE 2004) unterstützt. Die hohen Investitionen können nur von Betrieben getragen werden, die hohe Förderungen realisieren bzw. über eine gute Kapitalausstattung verfügen. Dies fördert die volkswirtschaftlich und umweltbilanziell unerwünschte Konzentration auf wenige Abbaustandorte.

#### **4.1.2 Gruppenabbau**

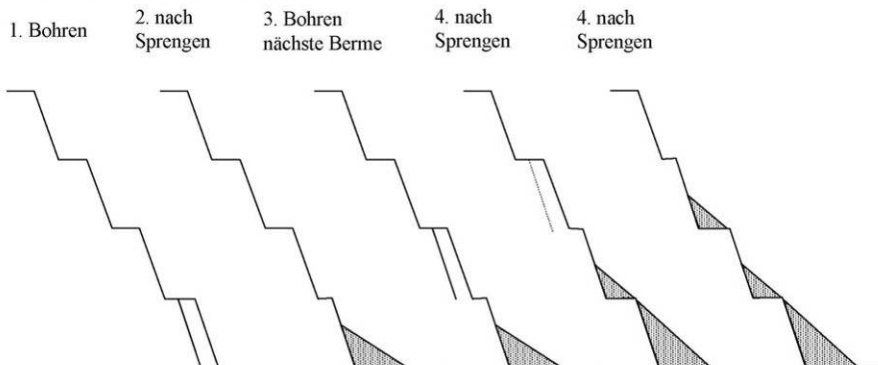
Betriebe, die in steilem Gelände angelegt sind oder aus anderen Gründen (z.B. Naturschutz) den Flächenverbrauch für den Fahrwegbau minimieren müssen, können durch die Anwendung des Gruppenabbaus (in Österreich als Wandabbau bezeichnet) den Betrieb auf eine Förderbezugsebene zuschneiden. Die sonstigen Strossen müssen lediglich für die Bohr-, Spreng- und Beräumarbeit erreichbar sein. Es wird zwischen dem Abbau von oben nach unten (Abbildung 4.1) bzw. von unten nach oben (Abbildung 4.2) unterschieden.

Die Förderung auf die tiefste Strosse wird durch die Schwerkraft bewerkstelligt (OBERNDORFER, 2004-1). Der Gruppenabbau ist mit geringeren Investitionskosten in Wegeinfrastruktur und einer i.d.R. besseren Flächenausnutzung verbunden. Abbauverluste durch den Flächenbedarf für den Fahrstraßenbau sind geringer. Ähnlich der Sturzrinne muss die Arbeit auf der Förderbezugsebene von den Arbeiten auf den Gewinnungsstrossen aus sicherheitlichen Erwägungen entkoppelt werden. Das Verfahren ist nur für kleine bis mittlere Betriebsgrößen geeignet (LECHNER, 1985), die eine zeitliche Entkopplung von Förderbetrieb auf den Gewinnungsstrossen und der Förderbezugsebene zulassen. Ein selektives Gewinnen kann infolge der Durchmischung des Haufwerks mehrerer Strossen nur sehr eingeschränkt erfolgen. Daneben ist dieses Verfahren bei witterungsempfindlichen Haufwerken nachteilig und kann eine Erhöhung des Feinkornanteils durch das Mehrfachhandling mit sich bringen. Auch ist die Lärm- und Staubentwicklung neben dem höheren Gefährdungspotential durch Absturzgefahr von Maschinen und Arbeitern auf den schmalen Strossen und der Steinschlaggefahr zu beachten. Auch dieses Abbauverfahren wird in Österreich nach Novellierung des UVPG-Gesetzes (UVPG-NOVELLE 2004) nicht privilegiert.

**Wandabbau von oben nach unten**

- Abbauzyklus beginnt von oberster Etage - Bohren des 1. Abschlags
- Nach dem Sprengen liegt das Material auf den darunterliegenden Etagen; je nach Tagebauhöhe kommt bereits Material auf die unterste Etage zu liegen.
- Die beiden nächstfolgenden unteren Etagen müssen geräumt werden: die erste um Zugang für die Bohrmaschinen zu schaffen, die zweite weil Sprengen gegen das Haufwerk verboten ist; je nach Tagebauhöhe kommt (etwas mehr) Material auf die unterste Etage zu liegen
- Etagenzyklus beginnt auf der nächsten Etage
- Gesamtzyklus ist nach Erreichen der untersten Etage erreicht; die Tagebauwand ist zu diesem Zeitpunkt durchgehend geräumt.

Abbildung 4.1: Wandabbau (Gruppenabbau) von oben nach unten (OBERNDORFER, 2004-1)

**Wandabbau von unten nach oben**

- Abbauzyklus beginnt auf der untersten Etage - Bohren des 1. Abschlags
- Nach dem Sprengen liegt das Material auf dem Hauptplanum - Förderung der Produktion kann beginnen.
- Der nächste Abschlager auf der nächsten Etage kann unmittelbar folgen. Gesprengtes Material fällt auf die darunterliegende Etage bzw. auf das Hauptplanum.
- Abbauzyklus endet auf oberster Etage; zu diesem Zeitpunkt ist die Abbauwand vollständig mit Material auf den Etagen gefüllt.
- Als letzter Schritt wird das Material auf den Etagen von oben nach unten geräumt, d.h. auf das Hauptplanum verstrützt. Großer Materialanfall - Abbauzyklus beginnt erst wenn Material von Hauptplanum weggefördert.

Abbildung 4.2: Wandabbau (Gruppenabbau) von unten nach oben (OBERNDORFER, 2004-1)

### 4.1.3 Sturzschacht

Unter Sturzschächten (Rolllöchern) versteht man seigere (senkrechte) bzw. steil ausgerichtete, i.d.R. ohne weitere Einbauten dem Materialtransport dienende in der untertägigen Rohstoffgewinnung bewährte Grubenbaue. Auch in Tagebauen werden vielfach Sturzschächte eingesetzt, die zudem als Puffer zwischen Gewinnung und Aufbereitung genutzt werden (Abbildung 4.3). An den Sturzschacht schließt ein söhlig oder leicht geneigter Stollen an, in dem die Förderung über Förderband oder bei sehr großen Tagebauen auch mit Eisenbahn oder

SLKW erfolgen kann. Die Förderfähigkeit des Haufwerks kann durch eine Brechanlage vor Übergabe in den Sturzschaft wie in der Abbildung 4.3 dargestellt, oder durch Anordnung eines Brechers am Übergang Sturzschaft / Förderstollen erfolgen. Der Durchmesser des Sturzschaftes wird durch die Abmessung des Größtkorns des Aufgabegutes bestimmt und muss mehr als das Dreifache betragen. Dementsprechenden Einfluss hat dies auf die Baukosten.

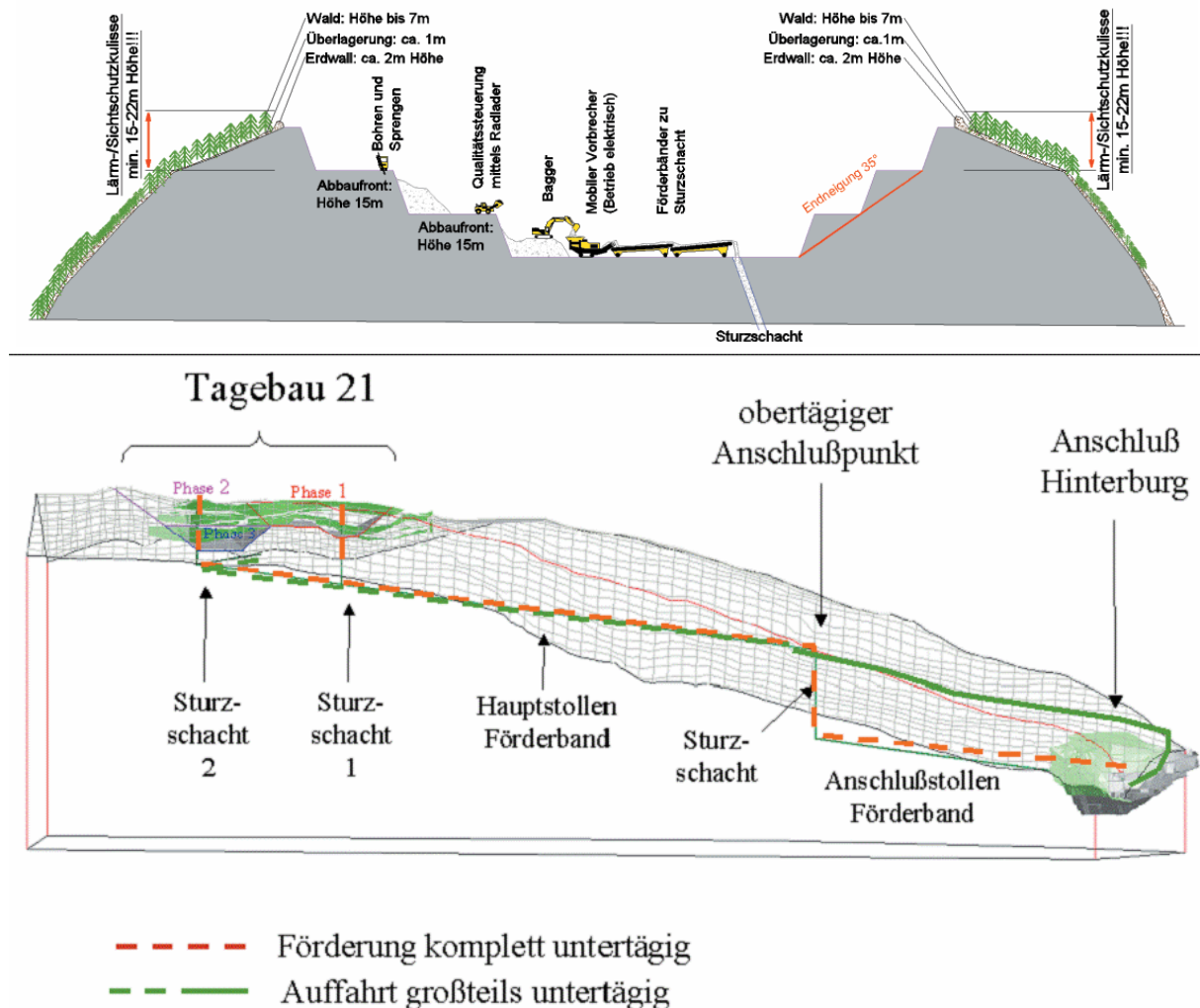


Abbildung 4.3: Sturzschächte im Projekt „Tagebau 21“ – Diabas Saalfelden GmbH (Tagebau 21)

## 4.2 Schwerkraftgestützte Fördertechniken

Schwerkraftgestützte Fördertechniken haben gemein, dass die maschinelle Konzeption, der kontinuierlich oder diskontinuierlich arbeitenden Anlagen, bei der energetischen Betrachtung deutlich günstiger sind als z.B. SLKW. Während SLKW grundsätzlich auch das Eigengewicht bewegen müssen, heben sich die Eigenlasten bei den im Folgenden beschriebenen Techniken nahezu auf.

### 4.2.1 Förderbänder

Förderbänder werden vielfach zur Abwärtsförderung eingesetzt. Die Nutzlast setzt durch die Schwerkraft schon bei geringsten Neigungen das Förderband in Bewegung. Hierbei dienen die motorischen Antriebe zum Bremsen und können beim Normalbetrieb als Generatoren

elektrische Energie erzeugen. Förderbänder zur Abwärtsförderung können in Abhängigkeit von der Gurt- und Förderanlagenausbildung auch zur Seigerförderung und in schwierig zu erschließendem Terrain eingesetzt werden. Der Einsatz von Transportbändern setzt ein vorgebrochenes Fördergut voraus. Im Folgenden wird auf Förderbandsysteme eingegangen, die im bergbaulichen Umfeld eingesetzt werden.

#### 4.2.1.1 Rollgurtförderer (Pipe Conveyor)

Ausgehend vom konventionellen Gurtförderer hat u.a. die CONTITECH CONVEYOR BELT GROUP GMBH ein Rollgurtfördersystem entwickelt. Hierbei wird der Fördergurt zu einem etwa kreisförmigen Querschnitt mit überlappenden Gurtkanten geschlossen (Bild 4.2).

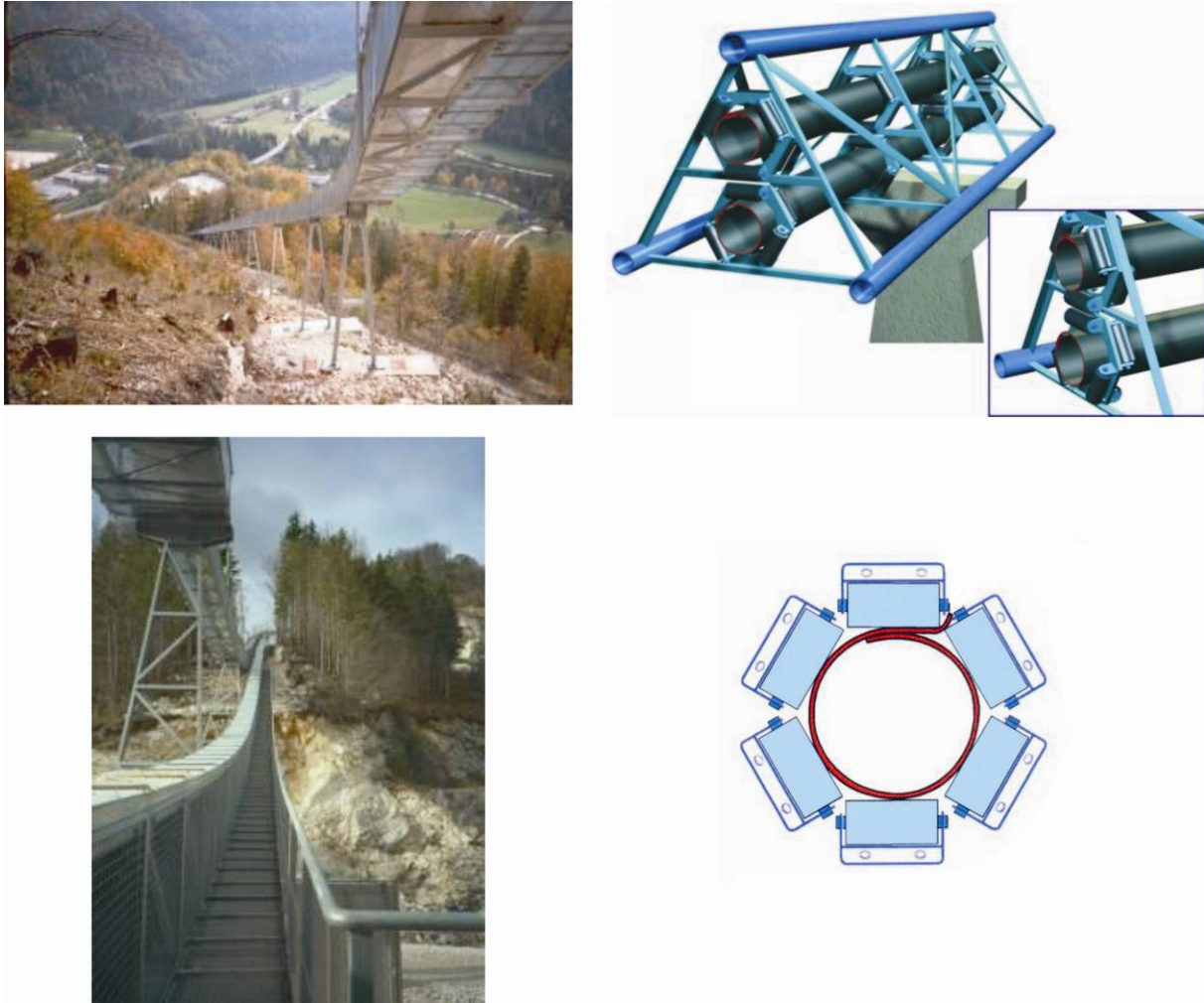


Bild 4.2: Rollgurtförderer: Links – Einsatzbeispiel Kalkwerk Steyrling (KOCH TRANSPORTTECHNIK GMBH, 2002); Rechts – ein Konstruktionsprinzip (CONVEYORKIT (PTY) LTD, 2006)

Durch den Einsatz von Rollgurtförderanlagen können die Emissionen während der Förderung reduziert und das Fördergut vor Witterungseinflüssen geschützt werden (FISCHER, 2005). Bei Rollgurtförderern erfolgt die Förderung des Materials in einem kreis- bzw. ovalförmigen Querschnitt, wobei der Gurt mit überlappenden Gurtkanten zu einem geschlossenen System „gerollt“ wird. Im Bereich der Materialaufgabe ist der Gurt gemuldet und wird wie ein konventioneller Gurtförderer befüllt. Auf der Förderstrecke wird der Gurt durch speziell angeordnete Rollenstationen geführt. Vor dem Materialabwurf wird der Gurt durch die

Anordnung der Tragrollen geöffnet und das Fördergut über die Kopftrommel abgeworfen. Rollgurtförderer können geographischen und baulichen Gegebenheiten auch in sehr engen vertikalen und horizontalen Kurven ( $r \geq 45 \text{ m}$ ) sowie steilen Strecken ( $s \leq 30^\circ$ ) besser angepasst werden als Muldengurtförderer.

#### 4.2.1.2 RopeCon<sup>®</sup>

Dieses völlig neuartige Transportkonzept ROPECON<sup>®</sup> wurde von dem österreichischen Seilbahnhersteller DOPPELMAYR SEILBAHNEN AG entwickelt.

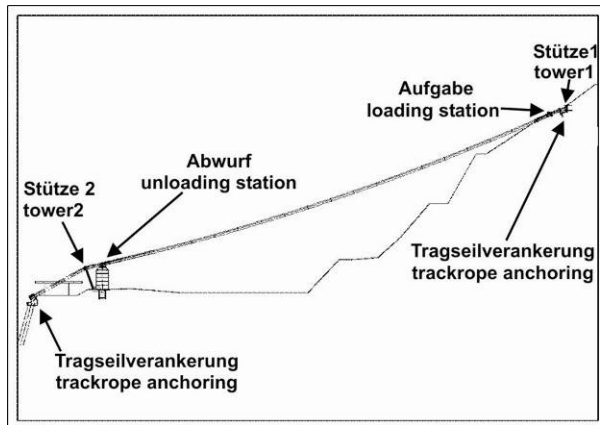


Bild 4.3: ROPECON<sup>®</sup>: Obere Reihe Steinbruch Zöchling (Österreich); untere Reihe Systemansichten: Bauprinzip und Abwurf (DOPPELMAYR SEILBAHNEN GMBH, 2006)

Der ROPECON<sup>®</sup> (Bild 4.3) ist ein Schüttgut-Langstreckenförderer für schwierigstes Gelände. Das System ist eine Mischung aus Fördergurt und Material-Seilbahn und eignet sich zum Transport von Schüttgütern aller Art. Diese Kombination verbindet die Vorteile eines stetig fördernden Bandes mit denen einer Material-Seilbahn und ermöglicht so die Überwindung großer Höhendifferenzen mit wenigen Stützpfählern bei hohen Massendurchsätzen. Die Tragseile für den auf Rollen laufenden Gurt werden über entsprechende Stützen ähnlich einer Seilbahn geführt. Die Distanz zwischen zwei Stützen kann bis zu 500 m betragen, so dass der Förderer problemlos über unwegsames Gelände, Flüsse, Autobahnen und Schluchten geführt werden kann. Dabei sind auch Förderstrecken von bis zu 20 Kilometern möglich (DOPPELMAYR SEILBAHNEN GMBH, 2006). Die Neigungen, die in Abhängigkeit von den

Förderrichtungen bewältigt werden können, sind von der Förderbandart (Glattgurt, Stollenband o.ä.), der Fördergurteschaffenheit etc. abhängig.

#### 4.2.2 Schrägaufzüge

Schrägaufzüge (Bremsberge), die ähnlich der SLKW-Förderung ein diskontinuierliches Fördersystem darstellen, werden in der Tagebautechnik nach derzeitigem Kenntnisstand nicht mehr eingesetzt. Im Rheintal und sicherlich weit darüber hinaus waren diese weit verbreitet.

Der Materialtransport mittels in bergmännischem Sprachgebrauch ein- oder zweirümmiger Skipförderung, wie dieser aus dem untertägigen Bergbau bekannt ist, ist auch in Tagebauen eingesetzt worden (s.a. Bild 3.2). Das Umladen des ungebrochenen Materials von den SLKW in die Skips erfordert eine Beladeanlage, in die vom SLKW in den Skip übergeben wird. Der Skip kann direkt in die Aufbereitung entladen oder wiederum einen SLKW beladen. Die Ablauforganisation der Förderung ist auf die Skipförderung abzustimmen. Für die Leistung ist die Geschwindigkeit der Skipförderung maßgebend, die durch die Erhöhung der Trummanzahl vervielfacht werden kann.

Eine Studie des Unternehmens SIEMAG TRANSPLAN GMBH untersuchte den Einsatz eines Schrägaufzugs zur Minimierung des Energieeinsatzes, der SLKW transportiert (Abbildung 4.4).

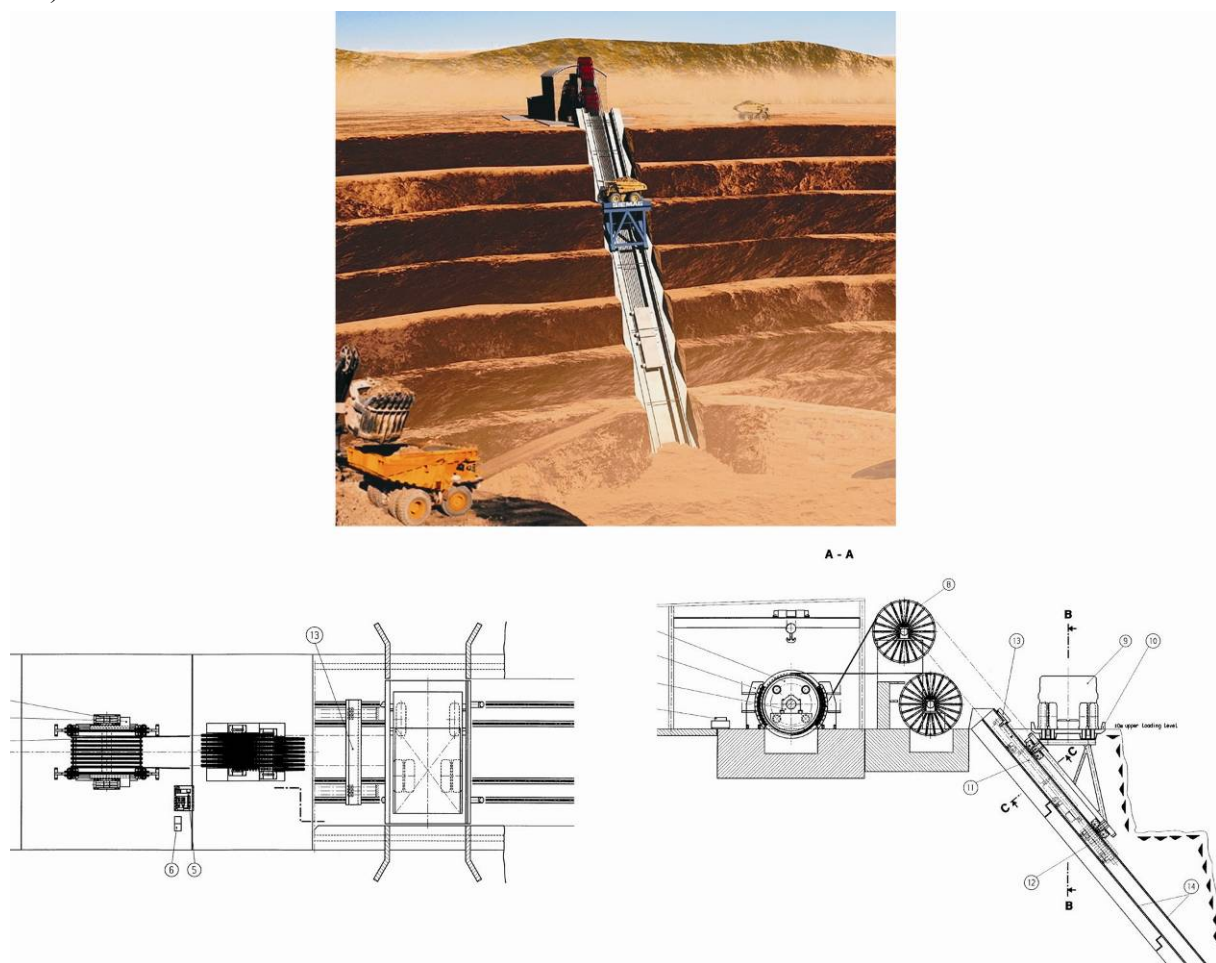


Abbildung 4.4: TruckLift - Schrägaufzug für SLKW (SIEMAG TRANSPLAN GMBH, 1999)

Das System wird TruckLift genannt und wie folgt sinngemäß beschrieben:

Zur Optimierung des Transportes unter Beibehaltung der Flexibilität, die der Transport mittels Trucks bietet, wurde eine Schrägförderanlage entwickelt, der so genannte TruckLift, die den Transport aus einem Tagebau beschleunigt und verbilligt.

Der Vorteil liegt in der verkürzten Transportzeit durch das schnelle Überwinden der Höhendifferenz. Dadurch lässt sich die Größe der Fahrzeugflotte verringern und somit lassen sich auch die Kosten für Erst- und Ersatzinvestitionen ebenso wie für Betrieb und Wartung minimieren. Diese Einsparungen rechtfertigen die Investition einer solchen Schrägförderanlage, da sich deren Kosten innerhalb weniger Jahre amortisieren.

Ein weiterer wesentlicher Vorteil ist, dass mit dem TruckLift zumindest ein Teil der Truckfahrbahn entfallen kann, wodurch weniger Abraum zu beseitigen ist und das Erz zu einem früheren Zeitpunkt abgebaut werden kann. Die Schrägförderanlage besteht aus einer Transportplattform für die Trucks, einem Gegengewicht, dem Fahrweg und den Ladestellen mit den entsprechenden Zufahrten. Der Antrieb erfolgt über eine Mehrseil-Koepefördermaschine mit integriertem elektrischem Antrieb. Die Schrägförderanlage ist nach unten verlängerbar, um dem Abbaufortschritt zu folgen.

Die Förderanlage bietet Möglichkeiten der Optimierung, die bei Anpassung der Trucks an die geänderten Anforderungen möglich sind. So kann das Eigengewicht der Fahrzeuge reduziert werden, da das Fahrwerk und der Antrieb bei nahezu söhliger Förderung deutlich geringer belastet sind und somit eine verhältnismäßig größere Last bewältigen können.

Außerdem sind Trucks in Form von Sattelschleppern denkbar, bei denen nur die Auflieger mit der Schrägförderung transportiert werden. Dadurch werden einerseits die Leergewichte auf der Anlage reduziert, zum anderen wird das Mitfahren der Truckfahrer vermieden (SIEMAG TRANSPLAN GMBH, 1999).

Die Realisierbarkeit solcher Anlagen belegt deren Einsatz als Schiffshebewerk (Bild 4.4).



Bild 4.4: Schiffshebewerk Ronquières auf dem Charleroi-Brüssel-Kanal (Belgien) (SIEMAG TRANSPLAN GMBH, 1999)

Das System wurde bislang nicht zum Einsatz gebracht. In Großtagebauen, in denen dieses System eingesetzt werden kann, werden alternativ zum SLKW-Förderbetrieb Bandanlagen

mit Inpit-Crusher eingesetzt. Hier wird das Material von den Haufwerken zu i.d.R. semimobilen Primärbrechanlagen transportiert. Das dort gebrochene Material wird dann mittels Förderband zum Tagebaurand gehoben.

### 4.2.3 Seilbahnen

Seilbahnen (Bild 4.5) werden in der Tagebautechnik in schwierigem Gelände eingesetzt. In der Vergangenheit weit verbreitet, werden Seilbahnen heute nur noch vereinzelt eingesetzt. Die Wirtschaftlichkeit solcher Anlagen kann bei größeren Förderentfernungen (>5 km) in unwegsamem, steilem und nicht erschlossenem Gelände einsetzen. Aus dem Abbaufeld Buller des neuseeländischen Energiekonzerns SOLID ENERGY wird die Kohle mit einer Seilbahn über einen Höhenunterschied von 700 m zur Eisenbahnverladung in Ngagawau transportiert. Die erst vor wenigen Jahren auf ca. 2 km eingekürzte und mit Gefäßen von 1,7 t Nutzlast versehene Seilbahn hat eine Transportkapazität von 2,2 Mio. t/a (SOLID ENERGY, 2004).

Auf Jamaica wird der im Feld St. Ann geförderte Bauxit mit einer Leistung von 420 t/h über eine Länge von 6,9 km in Gefäßen mit einer Nutzlast von 1,75 t von Schwallenburgh zur Aufbereitung in Ewarton transportiert (WINDALCO, 2006).

Der im Steinbruch abgebaute Kalkstein des Produktionsstandortes Kandos in Ostaustralien der CEMENT AUSTRALIA PTY LIMITED wird mit einer 5 km langen Seilbahn, die mit Neigungen von bis zu 30° unwegsames Terrain überquert, in die Weiterverarbeitung transportiert. Die heutige Seilbahn ist die dritte Anlage, die seit Eröffnung des Standorts im Jahr 1916 eingesetzt wird und wurde 1988 errichtet. Die Leistung der Anlage liegt bei 350 t/h. Die Nutzlast der Gefäße liegt auch hier bei 1,75 t (CEMENT AUSTRALIA PTY LIMITED, 2006).

In Deutschland ist auf die Seilbahn des Zementwerks der HEIDELBERGERCEMENT AG in Leimen hinzuweisen. Diese Seilbahn, die seit 1918 betrieben wird, fördert jährlich 1.000.000 t Rohmaterial aus den Steinbrüchen bei Nussloch zur Weiterverarbeitung nach Leimen.





Bild 4.5: Einsatzbeispiele von Seilbahnen – oben links: Neuseeland, oben rechts und unten: Australien (DOPPELMAYR SEILBAHNEN GMBH, 2006 und CEMENT AUSTRALIA PTY LIMITED, 2006 )

## 5 Beschreibung des Abbaus

### 5.1 Beschreibung des Tagebaus

Der Tagebau Sooneck erschließt die Quarzite in den Gesteinsserien des Unterdevon des „Schachlwald / Schälwald“, der durch den Mittel-Grund im Süden und den Soonecker Grund im Nordwesten begrenzt wird (Abbildung 5.1). Mit einer Neigung von ca. 35° steigt der Berg vom Rheinufer bei ca. 80 m. ü NN nach Südwesten hin an, und geht etwa ab einem Niveau von ca. 340 m ü. NN in eine Verebnung (Höhenterrasse s. Gliederungspunkt 2.4.1) über. Die Verebnung endet mit Erreichen der Höhenlinie 370 m ü. NN, um dann wieder mit etwas flacherer Neigung von 25° zum Franzosenkopf hin anzusteigen.

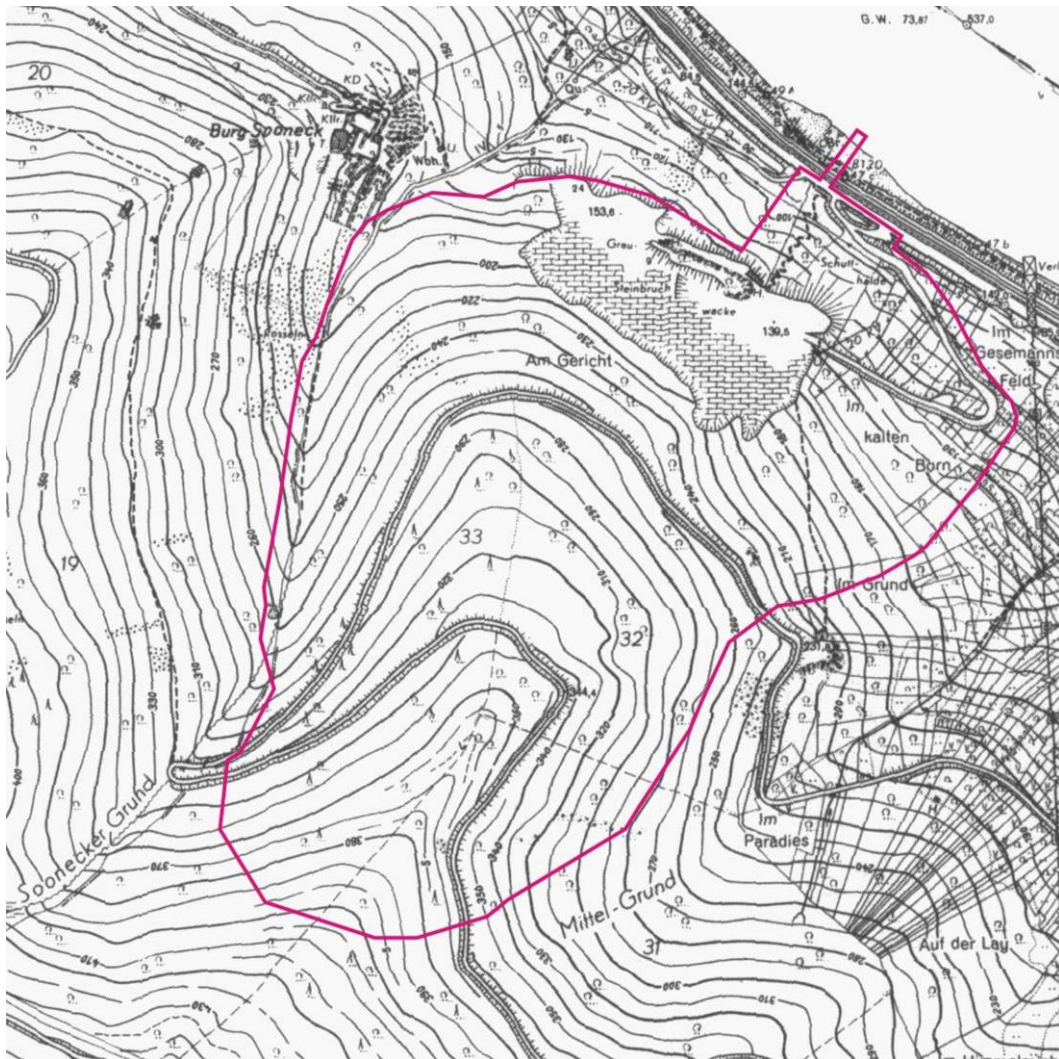


Abbildung 5.1: Tagebau Sooneck: Abbaustand ca. 1960 mit heutiger Betriebsplangrenze (violett) (auf LVERMGEO 1961)

Der Tagebau Sooneck umfasst eine Fläche von ca. 30 ha und erschließt die Lagerstätte in 10 Strossen mit Wandhöhen zwischen 18-25 m. Auf den Strossen 1 und 2 stehen die Aufbereitungsanlagen, Hilfs- sowie Nebenanlagen. Dort werden auch die Fertigprodukte auf Halden gelagert. Die Strossen 3-10 sind über eine 15 % geneigte, ca. 1.250 m lange am westlichen Rand der Betriebsfläche angeordnete Rampe erschlossen. Diese verläuft vom Vorbrecher ausgehend bis zum Anschluss der Strosse 6 in einem geschwungenen Bogen. Der

Anschluss der Strossen 7, 8 und 9 hat aufgrund der morphologischen Gegebenheiten den Bau einer Serpentine mit sehr engen Kurvenradien erfordert. Die Strosse 10 wird durch eine in der Lagerstätte aufgefahrene Rampe erreicht. Auf den Strossen selbst beträgt die sölhliche Förderstrecke im Mittel 190 m. Diese Fahrstraße wurde in den Jahren 1993-1998 errichtet, um die bis dahin mit Neigungen bis 28% dem natürlichen Gefälle des Soonecker Grundes folgende ausgebaute Zuwegung zu ersetzen. Die Fertigprodukte werden regional mit LKW und überregional bis international über den Rhein und mit diesem in Verbindung stehende Wasserstraßen vertrieben. Zur Beladung der Schiffe verfügt der Tagebau über einen Schiffsbelader, der vom Betriebsgelände aus mit SLKW beschickt werden kann (s.a. Bild 3.1).

Die Steine werden in einer Aufbereitung durch Brechen und Klassieren in marktgerechte Korngrößen- oder Gewichtsklassen verarbeitet. Die Sortierungen finden ihre Verwendung im Verkehrswegebau, wobei die feineren im Straßenbau, die groben bzw. schweren im Wasserbau eingesetzt werden. Der Produktionsschwerpunkt liegt auf der Selektion großer Steine zur Verwendung im Wasserbau. Daneben werden die Tagebauerzeugnisse im Tief- und Hochbau sowie in der Tonziegelindustrie eingesetzt (STRAUB, 1998).

Der Abbau ist aufgrund verschiedener Rechtsgrundlagen genehmigt worden. Der Betrieb untersteht der Bergaufsicht und wird auf der Grundlage von Betriebsplänen nach dem Bundesberggesetz (BBergG) betrieben.

Die Grenze der Betriebsplanfläche folgt im Westen, östlich der Burg Sooneck beginnend, dem Soonecker Grund, der die Gemarkungsgrenze zwischen Trechtingshausen und Niederheimbach markiert, bis zur Höhenlinie 250 m ü. NN. Hiernach verläuft diese hangseitig entlang der Förderrampe zur 7. Sohle auf 272 m ü. NN, um dann scharf nach Südwesten abknickend dem Waldwirtschaftsweg zu folgen. Kurz vor der Spitzkehre folgt die Grenze der Falllinie bis zum Erreichen der Höhenschichtlinie 380 m ü. NN. Diese verläuft weiter bis zum Schnittpunkt mit der Mulde des Mittel-Grundes. Von dort geht es in einem in westlicher Richtung gewölbten Bogen am Westhang des Mittel-Grundes bis zur 270 m ü. NN Höhenlinie südlich des Grates, der mit dem Pfaffenfels beginnt und an der ca. 90° bildenden Kurve des Waldwirtschaftsweges innerhalb der Abbauberechtigung endet. Von diesem Punkt verläuft die Grenze der Betriebsplanfläche in einem nach Osten gewölbten Bogen bis zur Anbindung der betriebseigenen Zuwegung von der Erschließungsstraße des Steinbruchs zur B9 hinunter zur Rheinverladung. Die Grenze zeichnet den rheinseitigen Verlauf der Zuwegung, der Aufbereitungs- und Verladeeinrichtungen nach. Nordwestlich der Aufbereitungseinrichtungen verläuft die Grenze nach Südwesten über die Halden, die aus den Betriebstätigkeiten der Anfangszeiten des Tagebaus herrühren, hoch zur 1. Sohle bei ca. 140 m ü. NN. An dieser Hangkante nach Nordwesten entlang schließt der Verlauf auf den oben beschriebenen Anfangspunkt unterhalb der Burg Sooneck im Soonecker Grund an.

## **5.2 Beschreibung der angewandten Erkundungsmethoden**

Der Gesteinskörper, der innerhalb der Bergbauberechtigung ansteht, wurde im Laufe seiner Nutzung in betrieblich erforderlichem Maß erkundet. Im Jahre 1969 wurde der Aufschluss und seine nähere Umgebung von Professor STETS, Bonn, bearbeitet. Seit 1992 erfolgte eine systematische Erkundung, aus der Aussagen über die zukünftige Abbauführung und den Abbauort abgeleitet werden sollten. Hierbei wurde der Tagebau selbst und die nähere Umgebung in südwestlicher Richtung bis hinter den Franzosenkopf durch das Geologische

Landesamt (heute: Landesamt für Geologie und Bergbau – LGB) kartiert. Eine Vielzahl von Schürfen entlang des Wegesystems erfolgten mit dem Ziel, das Anstehende aufzuschließen. Natürliche Aufschlüsse sind in der ab ca. 400 m ü. NN beginnenden Verebnungsfläche, die bis auf 623 m ü. NN zum Franzosenkopf aufsteigt, kaum anzutreffen. Hierauf aufbauend wurden 3 Ansatzpunkte für Kernbohrungen festgelegt. Ein Ansatzpunkt (R 3415060, H 5542260, h = 534 m ü. NN) wurde am Nordhang des Franzosenkopfes, zwei weitere (R 3416004, H 5542643, h = 349 m ü. NN und R 3415968, H 5542773, h = 337 m ü. NN) wurden innerhalb des Tagebaus in der seinerzeit unverritzten Fläche festgelegt. Während die Bohrung 1 bis auf ca. 50 m abgeteuft wurde, wurden die Bohrungen 2 und 3 bis auf ca. 70 m niedergebracht. Diese Erkundungskampagne mündete in einen unveröffentlichten geologischen Bericht, der u.a. zum Ergebnis hatte, dass weitere feintektonische Aufnahmen empfohlen wurden, um das geologische Bild zu verfeinern. Eine geoelektrische Kartierung im Rahmen einer Diplomarbeit, die durch das Institut für Geophysik der TU Clausthal betreut wurde, lieferte keine unmittelbar verwertbaren Ergebnisse, was u.a. auf die komplexe geologische Struktur in Verbindung mit den z.T. mächtigen Schuttdecken zurückzuführen ist. Im Jahr 1993 wurde im Rahmen eines Forschungsvorhabens eine weitere Kernbohrung (R 3416046, H 5543046) auf der Sohle 2 (ca. 163 m ü. NN) angesetzt. Das Forschungsvorhaben hatte zum Ziel, Korrelationen zwischen geologischen Formationen und Bohrfortschritt der betriebsüblichen Großlochbohrmaschinen zu ermitteln, um in der Folge mit diesen Geräten orientierende Untersuchungen zum geologischen Aufbau der Lagerstätte ausführen zu können. Die Bohrung wurde ca. 85 m bis auf das Niveau der B9 (ca. 80 m ü. NN) abgeteuft. Letztere zeigte, dass hier sehr gute Gesteinsqualitäten mit z.T. mächtigen, aber insgesamt untergeordneten Einschaltungen von Schiefen anstehen. Weitere Untersuchungen erfolgten durch das Ingenieurbüro W. STRECK, Brühl und dessen Bearbeiter G. BORTH in den Jahren 1994-1996 durch feintektonische Aufnahmen im Steinbruch und seiner näheren Umgebung. Eine weitere Aufnahme erfolgte im Jahr 1998 im Zusammenhang mit der beabsichtigten Verlagerung des Gewinnungsbetriebs in den Walddistrikt Nattloch südlich des Franzosenkopfes. Alle Berichte wurden im Auftrag des Betreibers erarbeitet und sind nicht frei zugänglich. Die zuletzt niedergebrachte Kernbohrung ist im Kernlager des LGB archiviert. Allgemeine Kenntnisse sind dem Gliederungspunkt „Geologischer Aufbau“ zu entnehmen.

### **5.3 Beschreibung der Gewinnungs- und Lademethode**

#### **5.3.1 Vorfeldberäumung**

Im Tagebau Sooneck wird der die unverritzten Flächen bedeckende, im Laufe der letzten 60 Jahre durchgewachsene Niederwald gerodet. Die Flächen sind überwiegend mit Eichen bestockt; auf den sandigeren Gesteinsschichten, die im Südwesten des Gewinnungsfeldes oberhalb der „großen“ Störung anstanden, wuchsen Kiefern, die deutlich älter waren. Die Hangneigungen erlauben nur sehr eingeschränkt ein Abschieben des geringmächtigen Oberbodens bzw. Bergung der Wurzelstöcke mit Maschinenkraft. Dieser wird daher mit den Wurzelstöcken hereingewonnen. Zur Minimierung der Verschmutzung der Aufbereitungsprodukte mit Holz- und Wurzelresten werden die Areale „besenrein“ hinterlassen, d.h. nicht zu Brennholz verwertbares Holz wird vor Ort verbrannt. Die Wurzelstöcke bleiben mit einem Baumstumpf von ca. ein Meter Höhe stehen, um diese beim

Laden des Haufwerks selektieren zu können. Anderenfalls könnten unbemerkt Wurzelstöcke geladen werden, die im Vorbrecher zu Verstopfungen führen.

### **5.3.2 Bohrarbeiten**

Die Herstellung der Bohrlöcher erfolgt mit Großlochbohrmaschinen. Im Tagebau Sooneck wird die Imlochhammertechnik eingesetzt. Hierbei ist am Gestängekopf ein pneumatisch betriebener Hammer direkt über der Krone montiert. Diese Technik gewährleistet ein richtungsgenaueres Bohren auch bei schwierigen geologischen Verhältnissen. Die Kopfbohrlöcher werden in einem Raster von 5 m Vorgabe (Abstand zur freien Fläche) und 5,5 m Seitenabstand in einem Winkel von  $76^\circ$  bis zum Niveau der nächst tiefer liegenden Strosse niedergebracht. Das Raster ergibt sich aus dem spezifischen Sprengstoffaufwand je Kubikmeter Gestein, der erforderlich ist, um ein ladbares Haufwerk mit möglichst wenig Knäpper zu erhalten. Unter Knäppern versteht man übergroße Steine, die größer sind als die Maulweite des Vorbrechers und nachzerkleinert werden müssen. Zur Verbesserung der Ladbarkeit und um zu vermeiden, dass sich das Ladegerät in die Strosse eingräbt bzw. um sicherzustellen, dass die Strosse in Verhieb Richtung leicht ansteigend für eine geordnete Wasserführung entwickelt wird, werden Sohlbohrlöcher hergestellt, die jeweils mittig zwischen den Kopflöchern angeordnet werden.

### **5.3.3 Sprengarbeiten**

Die Ladesäule der Kopfbohrlöcher baut sich i.d.R. aus 25 kg patroniertem, gelatinösem, wasserunempfindlichem brisantem Sprengstoff, bis zu 75 kg rieselfähigem, wasserempfindlichen ANFO, einer Sprengschnur und Endbesatz auf. Hierbei übernimmt der gelatinöse Sprengstoff die Funktion, das Gestein im Bereich der größten Einspannung zu lockern, der ANFO, der bei der Umsetzung ein großes Gasvolumen entwickelt, wirft das Gesteinspaket. Die Sprengschnur, die bis ins Bohrloch tiefste reicht, bringt den Sprengstoff zur Detonation, wobei diese selbst mittels eines elektrischen Sprengzünders, der am Bohrlochmund an der Schnur befestigt wird, zur Umsetzung gebracht wird. Die erste Patrone wird mit der Sprengschnur verbunden und ins Bohrloch tiefste eingebracht. Die Kontrolle der Tiefenlage erfolgt mittels eines Lots. Die folgenden Patronen werden im freien Fall nacheinander eingebracht. Hierbei wird darauf geachtet, dass die Patronen aufeinander anschließen, um Lücken in der Ladesäule zu vermeiden. Nach Einbringen der Patronen wird die restliche Ladesäule aus rieselfähigem ANFO hergestellt. Für den Fall, dass entlang eines Bohrlochs bedingt durch dessen Verlaufen beim Bohren oder durch die Geometrie des zu sprengenden Wandabschnittes die Vorgabe geringer als 5 m ist, wird die Ladesäule gestreckt, um Steinflug zu vermeiden. Die Sohlbohrlöcher werden mit patroniertem oder gepumptem Sprengstoff besetzt. Abschließend werden die Bohrlöcher mit Bohrklein oder Sand bis zum Bohrlochmund verfüllt, um Steinflug zu vermeiden, den Sprengknall zu minimieren und den Wirkungsgrad der Sprengung zu optimieren. Hiervon abweichend wird bei Wasserführung oder größerer Vorgabe der Bohrlöcher die Ladesäule über die 25 kg hinaus mit gelatinösem oder gepumptem Sprengstoff aufgebaut.

### **5.3.4 Laden**

Das gesprengte Haufwerk wird mit einem Hydraulikhochlöffelbagger oder Radlader auf Schwerlastkraftwagen (SLKW) geladen. Als Nebenarbeit sortiert der Bagger Wurzeln und Holz aus bzw. zerkleinert mittels einer stählernen Fallkugel die Knäpper.

## **5.4 Beschreibung der Fördermethode unter allgemeiner Betrachtung der Randbedingungen der SLKW-Förderung am Beispiel des Tagebaus Sooneck**

### **5.4.1 Fördermethode**

SLKW transportieren das Haufwerk je nach Modell mit 40-80 Tonnen Nutzlast zum Kipptrichter des Vorbrechers. Hauptelement der Fördertrasse ist die randlich angeordnete Rampe.

### **5.4.2 Randbedingungen der SLKW-Förderung**

Für einen effizienten Transport müssen geeignete Fahrstrassen gebaut und ständig unterhalten werden, um die für das Konstruktionsprinzip der SLKW maßgebliche Forderung der Einsetzbarkeit als Hochgeschwindigkeitstransportmittel erfüllen zu können (EYMER, 1995, KAUFMAN & AULT, 2001). Der Tagebaubetrieb muss so organisiert und die Fahrstrassen müssen so ausgelegt werden, dass ein sicheres, schnelles Fahren ermöglicht wird.

#### **5.4.2.1 Betriebsorganisation**

Beim Betrieb von SLKW ist der Fahrsicherheit maximale Aufmerksamkeit zu schenken. Bei dem Grunde nach gleichförmig verlaufenden Arbeitszyklen wird von den Fahrzeugführern gefordert, im Sinne der Produktivität an der Leistungsgrenze zu operieren. Gleichzeitig werden bereits in Steinbrüchen Fahrzeuge mit Abmessungen und Gewichten bewegt, die fern von denjenigen sind, die im normalen Straßenverkehr eingesetzt werden und je nach Modell über 100 t Masse haben. Dementsprechend muss der Tagebaubetrieb so organisiert werden, dass der Förderbetrieb auf der Fahrstraße ungestört durchgeführt werden kann.

#### **5.4.2.2 Fahrstraßengestaltung**

##### **5.4.2.2.1 Allgemeine Anforderungen**

Die Fahrstraße selbst muss auf die Lasten, Abmessungen und Beweglichkeit der Fahrzeuge abgestimmt werden. Für den Bau der Straßenbaukörper und der Fahrbahn müssen standfeste, ausreichend verdichtete Baustoffe eingesetzt werden. Langfristig betriebene Streckenabschnitte können eine Fahrbahndecke aus Beton oder Asphalt erhalten. Eine dauernde Unterhaltung ist selbstredend. Für eine optimale Leistung sollte die Trasse zweispurig ausgeführt werden. Dementsprechend ergeben sich Mindestfahrbahnbreiten (das 1,5-fache der Fahrzeugbreite je Fahrspur) und –kurvenradien. Die Fahrbahn muss mit einem Querprofil gebaut und das Niederschlagswasser auf kurzem Wege in Straßenbegleitgräben abgeleitet werden. Die Kurven sollten in Abhängigkeit vom Radius mit Überhöhungen gebaut werden, um maximale Fahrgeschwindigkeiten zu ermöglichen. Zur Sicherheit der Fahrzeugführer müssen Absturzsicherungen (große Steine, Erdwälle) sowie im Falle von Bremsversagen Auslaufzonen berücksichtigt werden. Die Fahrstraßengestaltung wird i.d.R. durch die Geländemorphologie, den vorhandenen Bauraum und die Höhe der Investitionsmittel beschränkt.

#### 5.4.2.2.2 Fahrbahnlängsneigung

Der Fahrbahnlängsneigung kommt bei der Auslegung eine überragende Bedeutung zu, da diese entscheidend die möglichen Fahrgeschwindigkeiten beeinflusst. Der Abbildung 5.2 kann diese Abhängigkeit entnommen werden.

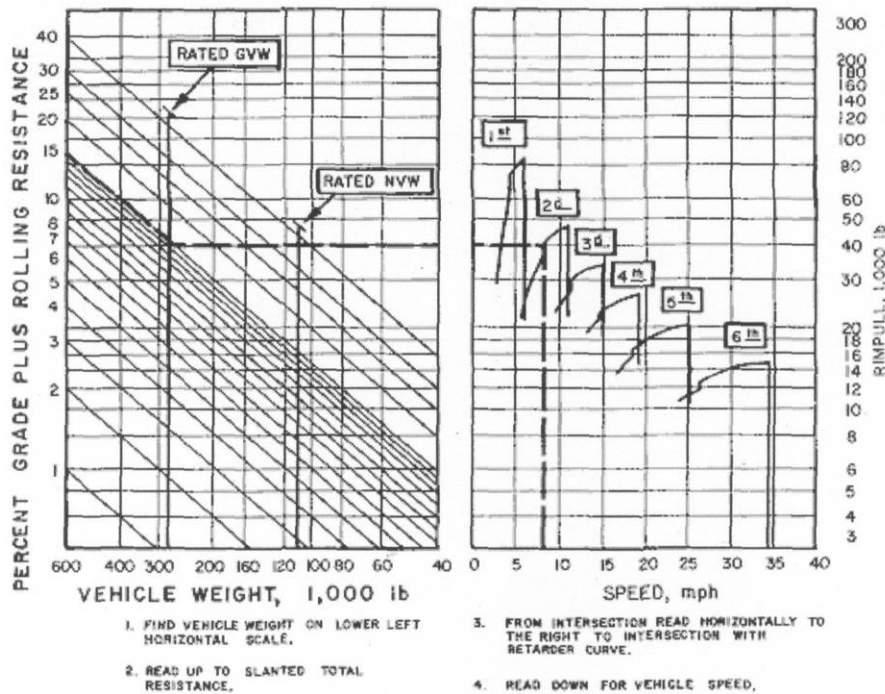


Abbildung 5.2: Diagramm zur Ermittlung der Fahrgeschwindigkeit in Abhängigkeit von Fahrbahnneigung und Fahrzeuggewicht bei Aufwärtsförderung (DAWSON, V.E. in KAUFMAN & AULT, 2001)

Daraus wird ersichtlich, dass leichtere Fahrzeuge schneller als schwere sind, beide aber bei einer Verdopplung der Neigung deutlich langsamer werden. Diese Abhängigkeit ist bei der Ausrichtung von Tagebauen zu berücksichtigen. Geringere Fahrgeschwindigkeiten infolge von steileren Fahrstraßen erfordern mehr Fahrzeugeinheiten, um die angestrebte Stundenleistung zu erreichen.

#### 5.4.2.2.3 Bremsleistung, maximale Fahrgeschwindigkeit und Bremsweg

Die möglichen Fahrgeschwindigkeiten werden nach oben durch die Dauerbremsleistung bei Talfahrt bestimmt. Dies gilt insbesondere bei Abwärtsförderung. Die Fahrgeschwindigkeit steht darüber hinaus in Abhängigkeit von dem Fahrbahnzustand, der in Kombination mit den eingesetzten Reifen über den Rollwiderstandsfaktor beschrieben wird. Zudem muss bei der Geschwindigkeitsbestimmung der Bodenschluss geprüft werden, um sicherzustellen, dass das Fahrzeug abgebremst werden kann. Hierfür stehen Bodenschlusskoeffizienten (EYMER, 1995) zur Verfügung. Der Bodenschluss ist bei Abwärtsförderung ungünstiger als bei Aufwärtsförderung. Dies ergibt sich aus der ungünstigeren Lastverteilung. Bei horizontalem Betrieb verteilen sich 67 % der Last auf die Hinterachse und 33 % auf die Vorderachse. Dem tragen die Hersteller dadurch Rechnung, dass die Hinterachse mit vier Reifen ausgestattet wird. Bei Abwärtsförderung verschiebt sich die Lastverteilung zu Ungunsten der Vorderachse, die zudem noch Lenkfunktion übernimmt. Zum Bremsen stehen den SLKW Betriebsbremsen und Systembremsen zur Verfügung. Der Retarder ist eine Betriebsbremse, die direkt auf den

Antriebsstrang wirkt und in Baueinheit mit dem Getriebe steht. Zusätzlich zum Retarder werden auf allen Rädern Systembremsen (Trommel- oder Scheibenbremsen) benötigt, um das Fahrzeug zum vollständigen Halten zu bekommen, da die Retarderbremsleistung in Abhängigkeit von der Drehzahl steht. So genannte „nasse“ (Lamellen-) Bremsen finden sich in den Hinterachsen der modernen SLKW. Diese benötigen keinen Retarder. Beim Einsatz von Lamellenbremsen werden zusätzlich Notbremsen, meist nur auf der Vorderachse, eingebaut, die gleichzeitig als Parkbremse dienen. Beim Bremsen wird die Translationsenergie in Wärme umgesetzt. Dementsprechend ergibt sich die maximale Fahrgeschwindigkeit als diejenige, bei der Wärmezufuhr und -abfuhr im Bremssystem sich die Waage halten. Die Fahrzeughersteller geben diese Abhängigkeit in Bremskraftdiagrammen (Abbildung 5.3) wieder.

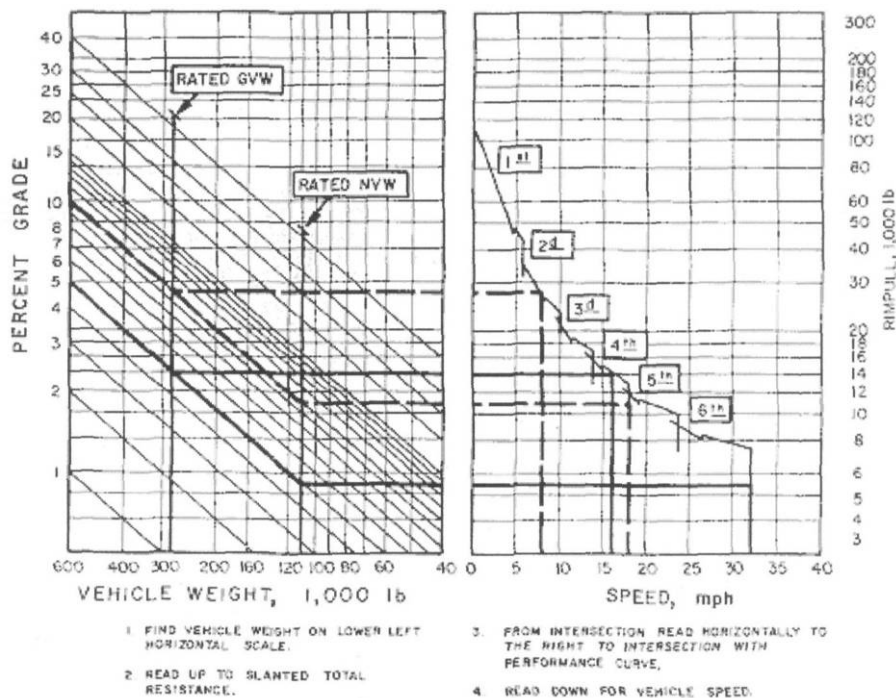


Abbildung 5.3: Fahrgeschwindigkeit eines Retarder-gebremsten SLKW bei Abwärtsförderung auf einer 15 % geneigten Fahrstraße (DAWSON, V.E in KAUFMAN & AULT, 2001)

Die Abbildung 5.3 ergibt für das beladene Fahrzeug eine Fahrgeschwindigkeit von 14 km/h, die der im Tagebau Sooneck gefahrenen entspricht.

Betreffend den Bremsweg, dessen Betrachtung für Gefahrensituationen herangezogen werden muss, ist eine Abhängigkeit von der Neigung (Abbildung 5.4) und vom Fahrzeuggewicht interessanterweise nicht sehr ausgeprägt. Die Bremssysteme müssen über ausreichende Kapazitäten verfügen.



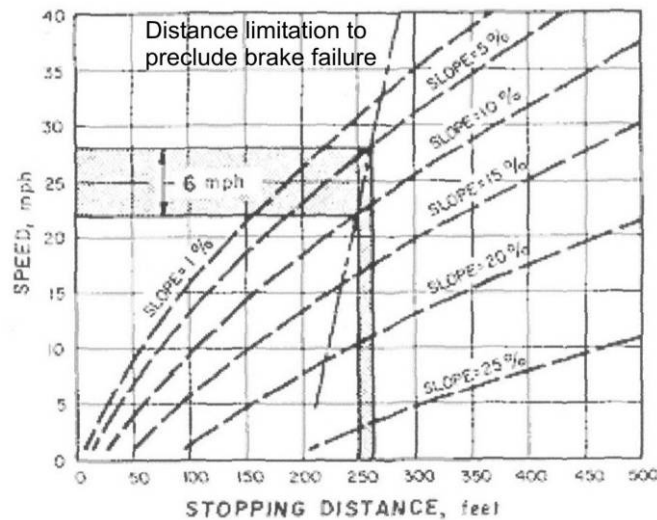


Abbildung 5.4: Bremswegzunahme in Abhängigkeit von Fahrwegneigung und Geschwindigkeit (DAWSON, V.E in KAUFMAN & AULT, 2001)

#### 5.4.2.2.4 Beschränkung der Fahrbahnlängsneigung und Schlussfolgerung

In den Vereinigten Staaten begrenzen Gesetze bzw. Verordnungen aus arbeitssicherheitlichen Gründen die zulässigen Neigungen auf 15 bzw. 10 %. Nur wenige Bundesstaaten erlauben mehr (KAUFMAN & AULT, 2001). Auch aus wirtschaftlichen Gründen sollten die Neigungen der Fahrstraßen bei Aufwärtsförderung nach EYMER (EYMER, 1995) 10 %, nach OBERNDORFER (OBERNDORFER, 2004-1) 8 bis 12 % nicht überschreiten. Tagebaubetreiber in den Vereinigten Staaten setzen eine optimale maximale Fahrstraßenneigung bei 7 bis 9 % fest (KAUFMAN & AULT, 2001).

Aufgrund dieser Forderungen lässt sich schlussfolgern, dass SLKW in Tagebauen, für die aufgrund morphologischer und räumlicher Gegebenheiten keine Fahrstrassen mit oben stehend geringen Neigungen gebaut werden können, entweder nicht eingesetzt werden dürfen oder infolge der dann nur möglichen geringen Fahrgeschwindigkeiten eher ein suboptimales Fördermittel darstellen.

#### 5.4.2.2.5 Flächenbedarf

Auch im Tagebau Sooneck stoßen morphologische und räumliche Beschränkungen bei der Fahrstraßenrassierung aufeinander, an denen diese in Steinbrüchen generellen Beschränkungen beispielhaft dargestellt werden können.

Unter der Maßgabe, dass die Lagerstätte in jeweils 20 m hohen Strossen bis zum Niveau 400 m ü. NN erschlossen werden soll, wurden ausgehend vom Abbaustand etwa im Jahre 1960, wie dieser auf der topographischen Karte der Rheinstrombauverwaltung dargestellt ist, Förderstraßensysteme mit den Neigungen 5, 10 und 15 % skizzenhaft konstruiert und diese dem tatsächlich ausgeführten Rampensystem gegenübergestellt. Die konstruierten Rampen beginnen im Schnittpunkt der Höhenlinie 160 m ü. NN mit des seinerzeitigen Strossenrandes im Westen des Tagebaus (Abbildung 5.5).

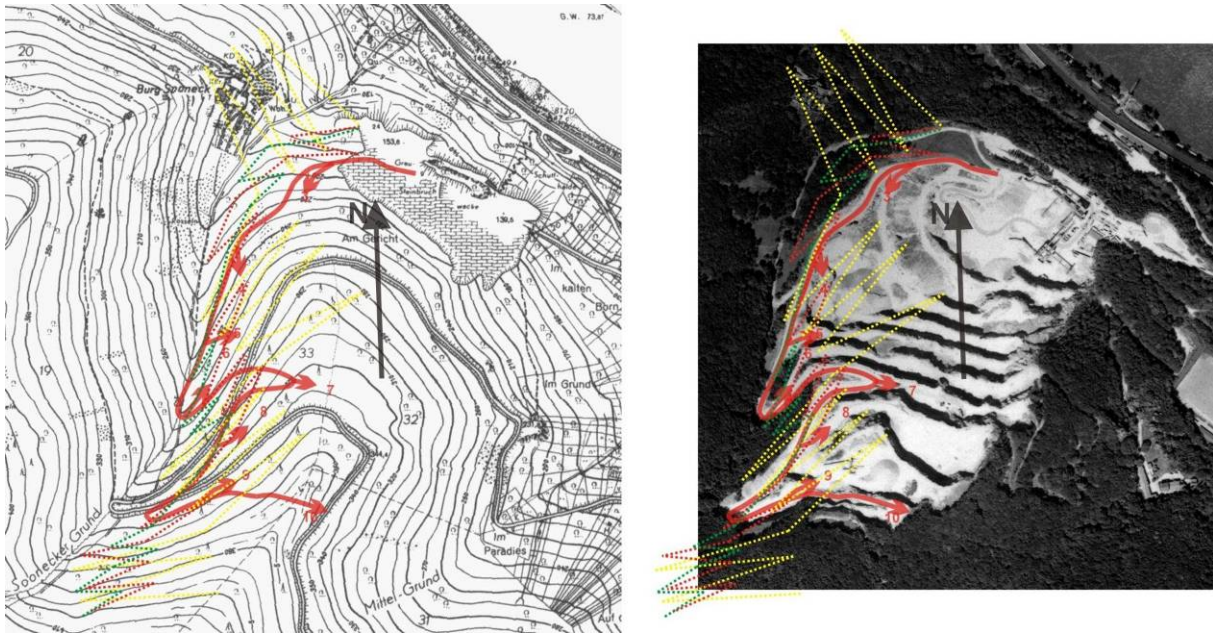


Abbildung 5.5: Konstruierte Fahrstraßen mit Neigungen 5 (gelb punktiert), 10 (rot punktiert) und 15 % (grün punktiert) und existierendes System (rot) (auf LVERMGEO 1961 und LVERMGEO, 2001)

Die Fahrweglängen der einzelnen Varianten betragen 1600, 2400 und 4800 m. Die Morphologie erfordert mit abnehmender Neigung das Anlegen einer großen Zahl von Spitzkehren, die für entsprechende Befahrbarkeit weiteren Flächenbedarf auslösen. Die Konstruktionen mit den Neigungen 10 und 15 % können die im Soonecker Grund verlaufende räumliche Beschränkung der Planung beachten, nämlich die dort verlaufende Gemarkungsgrenze zwischen Trechtingshausen und Niederheimbach nicht zu überschreiten. Die 5 % Konstruktion kann hierauf keine Rücksicht nehmen und überplant auch vollständig die Burg Sooneck, da bei einem Beginn der Konstruktion der Rampe nach Südwesten der Abbau des Schachlwaldes unmöglich geworden wäre. Der Flächenbedarf der Rampe hätte den Berg vollständig beansprucht. Die derzeit genutzte Rampe wurde in der 1990<sup>er</sup> Jahren neu trassiert. Die Neigungen variieren zwischen 12,5 und 20 %.

#### 5.4.2.3 Schlussfolgerungen

Unter den morphologischen Bedingungen des Schachlwaldes kann innerhalb der genehmigten Betriebsplangrenzen mit der im Mittel 15 % geneigten, ausreichend breiten Fahrbahn die Lagerstätte nur bis zur 9. Stosse, d.h. 325 m ü. NN über eine randlich angeordnete Rampe erschlossen werden. Darüber hinaus muss außerhalb der Betriebsplanfläche liegende Fläche in steiler Topographie in Anspruch genommen werden. Eine Versteilung sollte aus sicherheitlichen Gründen nicht erwogen werden. Zudem wäre hiermit auch eine Leistungsreduzierung verbunden. Hieraus folgt, dass bei einem Abbau über das angegebene Niveau hinaus weitere, auch zur Förderung zur selektiven Gewinnung mit SLKW erreichbare Strossen nicht angelegt werden können. Das Gewinnungsverfahren muss dann z.B. in das Gruppenabbauverfahren umgestellt werden.

## 5.5 Auswirkungen auf die Umwelt

Der Tagebau Sooneck wirkt – wie alle Betriebe dieser Art – in Form von Staub- und Lärmemissionen sowie Erschütterungen auf die Umwelt ein. Die vorherrschende

Windrichtung ist hier SW-NE. Dadurch liegt der Steinbruch im Windschatten des Soonwaldes. Nur bei ungünstigen rheinparallelen Windverhältnissen kann die nahe liegende Burg Sooneck beeinträchtigt werden. Die Lärmemissionen des Tagebaubetriebs unterschreiten an den relevanten Immissionspunkten die zulässigen Grenzwerte für den Tagbetrieb nach TA Lärm. Erschütterungen durch den Sprengbetrieb führen gleichfalls nicht zu gefährdenden Schwinggeschwindigkeiten, wie dies bereits mehrfach durch Messungen auf der Burg Sooneck bestätigt wurde.

Neben den Einwirkungen durch Emissionen ist bei der Beurteilung der Eingriffsschwere einer Gewinnungsaktivität die Wirkung auf das Landschaftsbild zu untersuchen. Wenngleich der Tagebau linksrheinisch nur von der Burg Sooneck aus vollständig einsehbar ist, wird die Dimension des Aufschlusses vom Schiff bzw. von der B42 und der Gemeinde Lorch von uninformierten Besuchern des Rheintales nicht positiv beurteilt. In den vergangenen Jahren wurden seitens des Betriebes erhebliche Anstrengungen unternommen, durch Rekultivierung von abgebauten Bereichen, Halden und dem Schütten von Sichtschutzwällen die Einsehbarkeit zu mindern. Dem Abbauprinzip folgend ist eine abbaubegleitende Rekultivierung nicht möglich. Der Verhieb schreitet zur Vergleichmäßigung des Transportaufwandes auf allen Strossen gleichmäßig voran. Erst bei Erreichen des dauerstandsicheren Abbauendstandes werden die Strossen übererdet und bepflanzt werden können, wie nachstehende Abbildung 5.6 verdeutlicht.

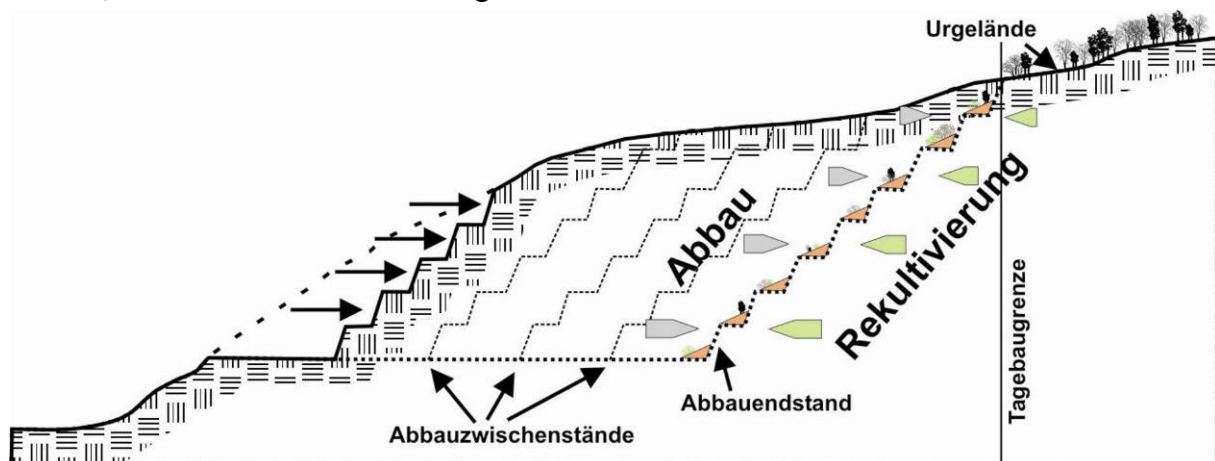


Abbildung 5.6: Abbauprinzip und Auswirkung auf Rekultivierung (Quelle: Autor)

## 5.6 Wiedernutzbarmachung

Der Tagebau Sooneck soll nach Erreichen des Abbauendstandes einer forstwirtschaftlichen Folgenutzung zugeführt werden.

## 6 Rinne

Die vorstehenden Ausführungen haben gezeigt, welche Randbedingungen bei dem gegebenen geologischen Bau und der morphologischen Situation bei der Abwärtsförderung mit SLKW am Beispiel des Tagebaus Sooneck berücksichtigt werden müssen. Infolgedessen wurde mit die Entwicklung der Anordnung einer Versturzzinne aufgenommen.

### 6.1 Beschreibung des Grundgedankens der Rinne

Nach der Gewinnung von mineralischen Rohstoffen im Tagebau, die neben dem Lösen auch das Laden umfasst, wird das Gestein zur Aufbereitung und Weiterverarbeitung transportiert. Hierfür muss das Material oftmals über größere Höhenunterschiede und/oder Strecken gefördert werden. Dies kann jedoch auch in anderen Bereichen, wie etwa Staudammaustellen erforderlich werden. Zur Förderung werden heutzutage, unabhängig ob diese aufwärts oder abwärts gerichtet ist, i.d.R. dieselbetriebene Schwerlastkraftwagen (SLKW) eingesetzt. SLKW verbrauchen Dieselkraftstoff und verursachen – Bestandteil einer an dieser Stelle nicht leistbaren Gesamtökobilanz, die auch die herstellungsbedingten Wirkungen des Fahrzeuges selbst auf die Umwelt (z.B. Erzbergbau, Stahlherstellung etc.) betrachten muss – neben unmittelbar wahrnehmbarem Staub und Lärm weitere Luftschadstoffemissionen (Feinstaub – auch aus Reifenabrieb, CO<sub>2</sub>, NO<sub>x</sub> etc.). In Betrieben, in denen die SLKW das Haufwerk abwärts transportieren, liegt die Nutzung der „Schwerkraft“ auch in der von komplexen Technologien gekennzeichneten industriellen Umgebung nahe. Die Eliminierung oder Reduzierung im Förderbetrieb eingesetzter SLKW ist „mit mehr oder minder einschneidenden Anwendungsbeschränkungen, die aus Lagerstättenbegebenheiten, der Betriebsgröße, dem Problem der Qualitätssteuerung usw. rühren“ (LECHNER, 1985, S. 410) verbunden. „Andererseits weisen sie aber, wenn die jeweils dafür erforderlichen Randbedingungen vorliegen, im Allgemeinen erhebliche wirtschaftliche Vorteile gegenüber der SLKW-Förderung auf.“ (LECHNER, 1985, S. 410).

Der Verfasser entwickelte, beginnend vor etwa 10 Jahren, in Zusammenarbeit mit rheinland-pfälzischen, anderen deutschen und ausländischen Hochschulen eine jedem Betrachter nahe liegende Förderanordnung, bei der das Material mittels Schwerkraft **ohne** technische Hilfsmittel **kornschonend** zur Qualitätssteuerung von mehreren Abbaustrossen über Höhen von mehr als 120 m abwärts gefördert wird. Die hierfür benötigte Anordnung einer Versturzzinne im natürlichen Untergrund wird bergmännisch mit zuvor ermittelten Dimensionen und Neigungen aufgefahren und mit technischen Einbauten zur Begrenzung der Geschwindigkeit / kinetischen Energie des Fördergutes versehen.

#### 6.1.1 Entwicklung der Förderanordnung

Die Entwicklung der Förderanordnung hatte ihren Ursprung in der Aufforderung der Geschäftsführung des Tagebaus Sooneck, die Zahl der im Tagebau eingesetzten SLKW bzw. die Förderkosten zu reduzieren. Zur Qualitätssteuerung musste der Etagenabbau (Definition nach OBERNDORFER, 2004-1) beibehalten werden. Die Umstellung auf das Gruppenabbauverfahren, Sturzschaft o.ä. war daher nicht möglich. Durch die Umsetzung des Vorhabens sollte zudem der Zuschnitt des Tagebaus Sooneck so entwickelt werden, dass die gegenwartsnahe Rekultivierung der abgebauten Bereiche erfolgen kann. Dies deckte sich auch mit dem Interesse, der seinerzeit laufenden Bewerbung des Mittelrheintales um die

Aufnahme in die Welterbeliste der UNESCO, ein Begehren, das seitens des Unternehmens aktiv zu unterstützen war.

Hierauf wurde in folgenden Schritten vorgegangen:

- Formulierung der Idee und Literaturrecherche (1995) (keine Quellen)
- Planungsauftrag an das Ingenieurbüro WILLIBALD STRECK, Brühl, zur „Planung Seigerförderung und Hangbunker“ (Herbst 1995)
- Erörterung des Vorhabens mit Professoren verschiedener Fachrichtungen (Winter 1996)
- Patentanmeldung (Mai 1996) (verbunden mit Prüfungsantrag führte zur Patenterteilung im Juni 1998)
- Versuch zur Herstellung der Rinne mittels tagebaueigener Bohrtechnik (Frühjahr 1996)
- Vergabe einer Diplomarbeit an die Technische Universität Berlin, Fachbereich Bauingenieurwesen und angewandte Geowissenschaften (PROF. DR. J. TIEDEMANN), zur Erfassung der Lithologie und des Trennflächengefüges zur Anwendung der Blocktheorie nach GOODMAN
- Versuch zur Herstellung der Rinne mittels kleinkalibriger Bohrtechnik und Vorspaltverfahren (Herbst 1996)
- Abschätzung der Umweltrelevanz:
  1. Schalltechnisches Ingenieurbüro PIES zur Abschätzung der „Schalltechnischen Auswirkung der geplanten Hangrinne“ (Frühjahr 1997) (PIES, 1997)
  2. TSB Transferstelle für regenerative Energiesysteme, neue Werkstoffe und neue Verfahren an der FH Bingen (PROF. DR. G. SCHAUMANN) zur „energetischen Betrachtung der Gewinnung von Gestein mittels SLKW im Tagebau Sooneck“ (Frühjahr 1997)
- Vergabe einer Diplomarbeit an die Technische Universität Delft (NL) (Prof Dr. PETER W. VERHOEF) zur Ermittlung der optimalen Lage und Geometrie der Rinne im Tagebau Sooneck unter Berücksichtigung der genehmigten Grenzen, von Geologie und Zuschnitt des Tagebaus (Sommer 1998) (BEUSEKOM, 1999),
- Bearbeitung verschiedener Förderprogramme (Deutsche Bundesstiftung Umwelt, Stiftung Rheinland-Pfalz für Innovation) (1996-1998),
- Umsetzungsplanungen (1996-1999),
- Weiterentwicklung der Anordnung durch Zusammenarbeit mit der Forschungsstelle für Rutschungen e.V. (PROF. DR. E. KRAUTER), Mainz,
- Vergabe einer Diplomarbeit an die Universität Mainz (PROF. DR. E. KRAUTER) zur Modellierung der Felsturzvorgänge in der Anordnung und Prognose der Auswirkungen mit Hilfe des Steinschlagsimulationsprogramms ROCKFALL (2001) (ISSELHORST, 2001).

Nach Ausscheiden des Autors aus dem Unternehmen zum Ende des Jahres 1999 wurde das Patent vom Autor erworben und die Planungen zu der vorliegenden Dissertation weiterentwickelt.

### 6.1.2 Recherche und Patenterteilung

Die Nutzung einer solchen Förderanordnung konnte trotz eingehender Recherchen nicht nachgewiesen werden. Vereinzelt nachgewiesene, dem Prinzip der Versturzzrinne angenäherte Sturzzinnen, die u.a. unter Gliederungspunkt 4.1.1 beschrieben wurden, sind nur noch vereinzelt in Betrieb und sind „im wesentlichen nicht mehr Stand der Technik“ (OBERNDORFER, 2004-2). Durch Anmeldung des Förderkonzeptes beim Deutschen Patentamt, die von Herrn Professor STEIN vom NIEDERSÄCHSISCHEN LANDESAMT FÜR BODENFORSCHUNG (NLfB) (heute: Landesamt für Bergbau, Energie und Geologie) angeregt wurde, ging eine weitere durch das Patentamt durchgeführte weltweite Recherche einher. Da auch hier kein Nachweis einer Existenz erbracht wurde, folgte die Erteilung des Patents unter der Nummer DE 196 21 666 C2 (PATENT, 1998).

### 6.1.3 Patentverfahren

Gemäß der Vorgaben der Patentanmeldeverordnung (PatAnmV) wurden die Anordnung und das Verfahren beschrieben. Die Beschreibung eröffnete mit der Einordnung des technischen Gebietes zu dem die Erfindung gehört, eine Darstellung des Standes der Technik, des zugrunde liegenden Problems, der Erfindung selbst, der gewerblichen Anwendbarkeit, der Vorteile unter Bezugnahme auf den bisherigen Stand der Technik und eines Ausführungsweges. Des Weiteren wurden die Patentansprüche nach Merkmalen, d.h. das was als patentfähig unter Schutz gestellt werden sollte, gefasst. Insgesamt fünf Zeichnungen (auszugsweise in Abbildung 6.1, Figur 1) wurden zur Erläuterung beigelegt.

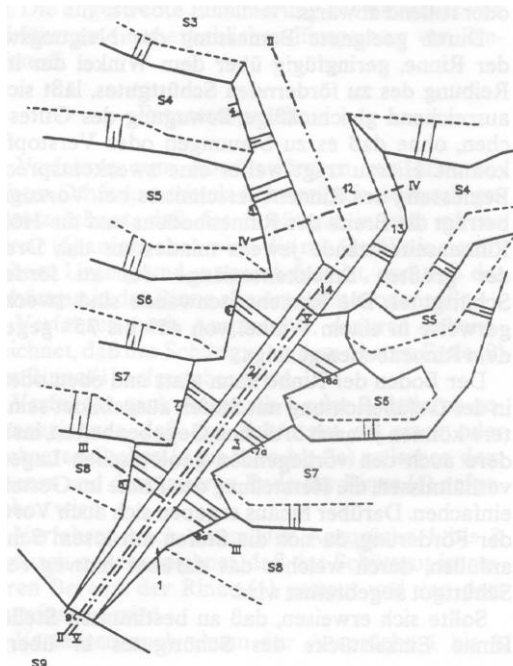


Abbildung 6.1: Figur 1 aus Zusammenfassung Patentschrift DE 196 21 666 C2 (PATENT, 1998)

Die Patentanmeldung unter dem Titel „**Verfahren und Anordnung zum Abwärtsfördern von mineralischem Schüttgut mittels Schwerkraft**“ erfolgte am 30.05.1996, die Offenlage am 18.12.1997.

In der Zusammenfassung wurde die Erfindung wie folgt beschrieben:

„Mineralisches Schüttgut wie z.B. Rohgestein in einem Festgesteinstagebau/Steinbruch wird unter Ausnutzung der Schwerkraft dadurch kornschonend abwärts gefördert, dass es in eine offene Rinne 1 aufgegeben wird, die mit Gefälle in natürlichen Untergrund ausgearbeitet ist, und in der Rinne abwärts gleitet oder rollt. Die Rinne besitzt ein Gefälle, das geringfügig über dem Winkel der inneren Reibung des zu fördernden Schüttguts liegt. Die Seitenwände 3 sind vom Rinnenboden 2 ausgehend nach außen geneigt. Der untere Bereich der Rinne ist zur Bildung eines an der Oberseite offenen Bunkers 12 mit größeren Neigungswinkeln verbreitert und vertieft.“ (PATENTANMELDUNG, 1996)

Das Offenlageverfahren führte dazu, dass sich das Patentamt dem Patentbegehren nicht anschloss. Das Amt führte hierzu bestehende Patente und Literaturquellen an, die diese Auffassung belegen sollten. Diesem wurde widersprochen und Anhörung beantragt. Im Ergebnis wurden einige der Ansprüche modifiziert.

Die Patentschrift (PATENT 1998) wurde hiernach unter dem einschränkenden Titel „**Anordnung zum Abwärtsfördern von mineralischem Schüttgut mittels Schwerkraft**“ am 17.12.1998 veröffentlicht.

Die Zusammenfassung wurde wie folgt modifiziert (Änderungen hervorgehoben):

„Mineralisches Schüttgut wie z.B. Rohgestein in einem Festgesteinstagebau/Steinbruch wird unter Ausnutzung der Schwerkraft dadurch kornschonend abwärts gefördert, dass es in eine offene Rinne 1 aufgegeben wird, die mit Gefälle in natürlichen Untergrund ausgearbeitet ist, und in der Rinne abwärts gleitet oder rollt. **Die Rinne besitzt eine geringfügig größere Neigung als die eine Gleitreibung ermöglichende Neigung. Die Rinne erstreckt sich über mehrere Arbeitsebenen des Tagebaus.** Die Seitenwände 3 sind vom Rinnenboden 2 ausgehend nach außen geneigt. Der untere Bereich der Rinne ist zur Bildung eines an der Oberseite offenen Bunkers 12 mit größeren Neigungswinkeln verbreitert und vertieft.“

## 6.2 Positionierung der Rinne im Tagebau

Die Versturzzrinne mit Bunker ist ein Bauwerk, das über einen langen Zeitraum genutzt werden soll und aufgrund der mit dem Bau verbundenen Kosten auch genutzt werden muss. Bei der Positionierung im Tagebau ist darauf zu achten, dass die Rinne bestimmungsgemäß von jeder Strosse aus angefahren werden kann, um im Abbau die Qualität steuern zu können. Wie bei jeder Positionierung von langlebigen Bauwerken oder Linienführungen von Fördertrassen in Tagebauen sollte auch die Lage der Rinne einerseits fördertechnisch optimiert sein, andererseits nicht zu abbautechnischen Einschränkungen, z.B. durch die Zerstücklung von Abbaustrossen, die sprengtechnisch ansonsten in größeren Einheiten abgetan werden könnten oder zum Liegenlassen guter Lagerstättenpartien durch Berücksichtigung von Sicherheitspfeilern führen. Wenngleich im Abbau einer Hanglagerstätte der Morphologie des Berges entsprechend auf den oberen Strossen weniger Kubatur zum Abtrag kommt und somit bei angenommen mindestens gleichvolumigem Abbau auf den einzelnen Strossen eine sukzessive Verkürzung der Rinne von oben nach unten einhergeht, werden die unteren Abschnitte der Rinne sicher mehr als 20 Jahre genutzt werden. Durch die Vorgabe, die Rinne in den natürlichen Untergrund einzuarbeiten und langfristig nutzen zu können, muss die Raumstellung der Rinne auch ausgehend von den geologischen und geotechnischen Randbedingungen ermittelt werden. Diese bestimmen maßgeblich, dass der Rinnenboden der schleißenden/teilweise schlagenden Beanspruchung möglichst lange standhalten kann und die Rinnenseitenwände dauerstandsicher sind.

### 6.2.1 Positionierung der Rinne im Tagebau Sooneck

Die Gegebenheiten im Tagebau Sooneck legten es nahe, die Versturzzrinne möglichst weit im Osten des Tagebaus anzuordnen, da alle Strossen nur über die im Westen angeordnete Förderrampe der SLKW erschlossen sind (Bild 6.1). Eine mittige Anordnung würde Vorrichtungen erfordern, um die Rinne mit schwerem Gerät überqueren zu können. Alternativ können auch Anschlussrampen an das östlich liegende Waldwegesystem angelegt werden, da bei geringeren Förderentfernungen (<75 m) auf den östlichen Strossenabschnitten ein Radlader im Load-and-Carry Betrieb die Förderung sicherstellen kann.

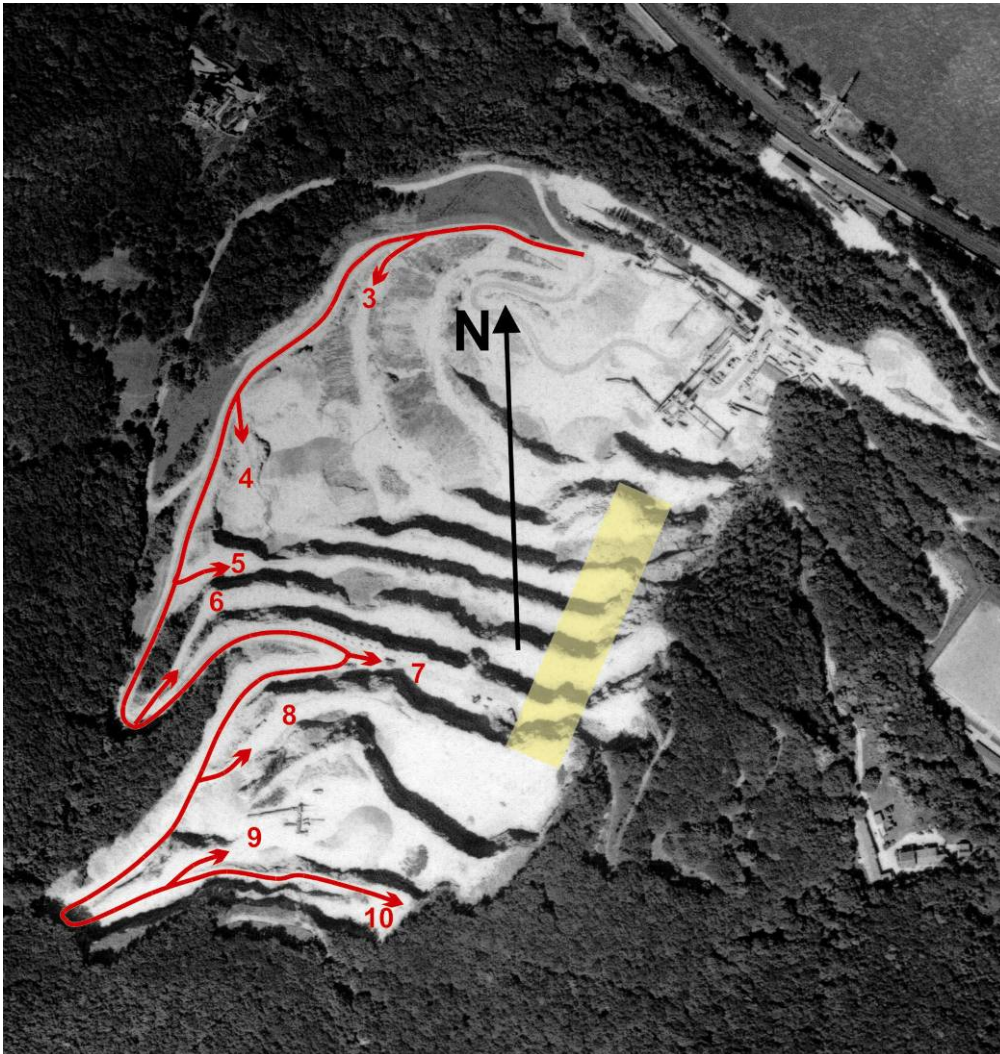


Bild 6.1: Orthofoto Tagebau Sooneck 2001 (auf LVERMGEO, 2001 mit Rampe (rot), durch diese erschlossene Strossen (rote Ziffern) und betrieblich gewünschter Positionsbereich der Versturzzrinne (blassgelb))

Die Positionierung der Versturzzrinne im Tagebau Sooneck unter Berücksichtigung der Standsicherheit der Rinnenseitenwände waren Gegenstand der Diplomarbeit von v. BEUSEKOM (BEUSEKOM, 1999). Zur Erarbeitung der gewünschten Informationen wurden folgende Daten, Dokumentationen und Beprobungen im Tagebau erhoben bzw. durchgeführt:

- Orientierung von Trennflächen (1.200 Messungen),
- Stereografische Fotografien (400 Fotos) und
- Beprobung des Quarzits und des Füllungsmaterials der Störungen und Klüfte.



Es wurde auf insgesamt acht Strossen gemessen, dokumentiert und beprobt. Auf jeder Strosse wurden Wandbereiche mit etwa gleicher Orientierung und Gebirgsqualität abgegrenzt. Dies ergab zwischen zwei und fünf Bereiche auf den einzelnen Strossen.

#### 6.2.1.1 Orientierung der Rinne

Die Trennflächenorientierungen wurden stereografisch unter Anwendung der Lagenkugel mittels entsprechender Software ausgewertet. Dieses Verfahren gibt die Orientierung bzw. Raumstellung der Diskontinuitäten (Schichtung und Klüfte) als Punkte auf der unteren Halbkugel wieder. Im Ergebnis wurden so die Raumstellung der Klüftflächen (-scharen) als auch der Faltenachsen bestimmt. Auf diese Weise wurde auch die optimale Orientierung der Rinne in Förderrichtung innerhalb jedes Wandbereichs unter Ausschluss von Gleit- oder Kippversagen ermittelt. Für die einzelnen Bereiche wurden Orientierungen der Versturzzinne zwischen  $030^\circ$  und  $355^\circ$  ermittelt (s. a. Abbildung 6.9). Diese Orientierungen wurden auch Basis für die Standsicherheitsbetrachtung der Rinnenseitenwände.

#### 6.2.1.2 Standsicherheitsbetrachtung der Rinnenseitenwände

Ziel der Standsicherheitsbetrachtung war die Ermittlung der maximalen Neigungswinkel, bei denen die Rinnenseitenwände als dauerstandsicher eingestuft werden können. Im Idealfall sollen die Rinnenseitenwände eine Neigung von  $90^\circ$  haben, um

- den Herstellungsaufwand zu reduzieren,
- eine optimale Führung des zu verstürzenden Materials zu gewährleisten,
- eine Überfahrbarkeit der Rinne mit einfachen Brückenkonstruktionen zu ermöglichen,
- das Anbringen von Dachkonstruktionen zur Emissionsminderung zu erleichtern

und

- den konstruktiven Aufwand für das Einbauen der Trägheitsbremsen zu minimieren.

Demgegenüber stehen grundsätzlich felsmechanische Abhängigkeiten, die eine dauerstandsichere  $90^\circ$  Böschung nahezu ausschließen. Die Standfestigkeit von Böschungen steht in Abhängigkeit von der Ausbildung des Klüftkörpersystems, der Trennflächeneigenschaften und deren Orientierung in Relation zur Orientierung der Böschung. „Die Instabilität ist eine Funktion der geometrischen und der mechanischen Eigenschaften der Klüfte und Klüftkörper. Der Klüftkörper muss die Möglichkeit haben, aus dem Verband herauszufallen, oder zu gleiten - sowohl kinematisch als auch mechanisch“ (TU GRAZ, 2006, Seite 13-90). Zur Prognose der Standsicherheit werden in der Felsmechanik Klassifikationssysteme eingesetzt. Die Standsicherheitsbetrachtung wurde mittels des Slope Stability Probability Classification-Systems (HACK, 1996, 1998; HACK et al., 2003) durchgeführt, das für die vorliegende Aufgabenstellung als am geeignetsten eingestuft wurde.

##### 6.2.1.2.1 Slope Stability Probability Classification-System (SSPC)

Das International Institute for Geo-Information Science and Earth Observation (ITC), Delft/Enschede (Niederlande), befasst sich seit den neunziger Jahren mit der Entwicklung eines Systems auf der Basis einer Wahrscheinlichkeitsanalyse, zur Standsicherheitsbewertung von Böschungen die überragend durch die Errichtung von technischen Bauwerken in Gesteinskörpern entstanden sind oder entstehen werden. Die Basis dieses Systems sind Daten, die bei der geotechnischen Beschreibung von insgesamt 184 stabilen und instabilen Böschungen in felsigen Gesteinen unterschiedlicher Genese in einer Region südwestlich von

Barcelona aufgenommen wurden. Diese Daten wurden von verschiedenen Bearbeitern zu unterschiedlichen Zeiten gesammelt. Somit konnte der Bearbeiterinfluss eliminiert werden. Das SSPC-System beurteilt in einer dreigestuften Herangehensweise die Standsicherheit unter Berücksichtigung der vergangenen und zukünftigen Verwitterung und der Störung des Gesteinskörpers infolge der Herstellungsmethode sowie die Wahrscheinlichkeit des Eintretens bestimmter Versagensmechanismen. Letzteres auch für den Fall, dass nicht Trennflächen ursächlich für das Versagen sind. Das System verzichtet auf aufwändige Datenerfassung und Laborversuche zur Bestimmung felsmechanischer Parameter. Es beschränkt die Feldarbeit auf die Erfassung von wenigen, leicht messbaren und für die Beurteilung von Felsböschungen wichtigen Parametern. Hierdurch ist Wiederholbarkeit und Zuverlässigkeit gegeben. Das System bewertet die Standsicherheit dreidimensional, da das System anhand realer Böschungen verifiziert wurde. Unter Nutzung von tragbaren Computern kann das SSPC-System die Ergebnisse meist unmittelbar vor Ort bereitstellen.

Die hiermit mögliche Bestimmung der Eintrittswahrscheinlichkeit eines Böschungsversagens in Verbindung mit der Beschreibung der gefährdeten Bereiche vor oder unter einer Böschung und der Vulnerabilität der in diesen Bereichen angeordneten Bauwerke (z.B. einer Eisenbahnstrecke oder einer gering befahrenen Straße) kann z.B. in Risikobewertungen (soziale, ökologische und ökonomische Schadenserwartungswerte) umgesetzt werden, wie diese z.B. auch für hochwassergefährdete Gebiete zur Verfügung stehen.

Weitere in Anwendung stehende Felsklassifikationssysteme für Böschungsstandsicherheitsbetrachtungen (z.B. BIENIAWSKI, 1989 (RMR-System), HAINES & TERBRUGGE, 1991, ROMANA, 1985, 1991 u.v.a.), die ihren Ursprung im Tunnel- und Bergbau haben, beurteilen die Standsicherheit von Böschungen auf der Basis eines Punktesystems (Rating). Punktesysteme haben den Nachteil, dass die maßgeblichen Versagensmechanismen im Punktesystem nicht korrekt identifiziert werden können, oder dass eine zu niedrige Punktzahl für die dem Versagensmechanismus innewohnende Gesteinseigenschaft bzw. eine viel zu hohe für eine für die Standsicherheit unwichtige Eigenschaft eingesetzt wird. Dies führt somit zu Aussageunsicherheiten. Einige Systeme erfordern zusätzlich auch eine Datenerfassung, die oft umfangreiche Feld- und Laborarbeiten erfordert, die zu längeren Bearbeitungszeiten führen. Die Erfahrung des Bearbeiters in der Anwendung des jeweiligen Systems ist entscheidend. Diese Systeme berücksichtigen zudem nur unzureichend die Einflüsse der an der Oberfläche gegebenen Witterungseinflüsse, der oberflächennahen Verwitterung des Gesteinskörpers und nicht zuletzt auch von Übertage gebräuchlichen Herstellungsmethoden der Böschungen auf die ungeschützten, nicht gesicherten Böschungsoberflächen.

#### 6.2.1.2.1.1 Herangehensweise des SSPC-Systems an die Standsicherheitsbewertung

Das Flussbild in Abbildung 6.2 zeigt die Herangehensweise an die Standsicherheitsbewertung einer bestehenden oder herzustellenden Böschung und der hierbei zu berücksichtigenden Parameter.

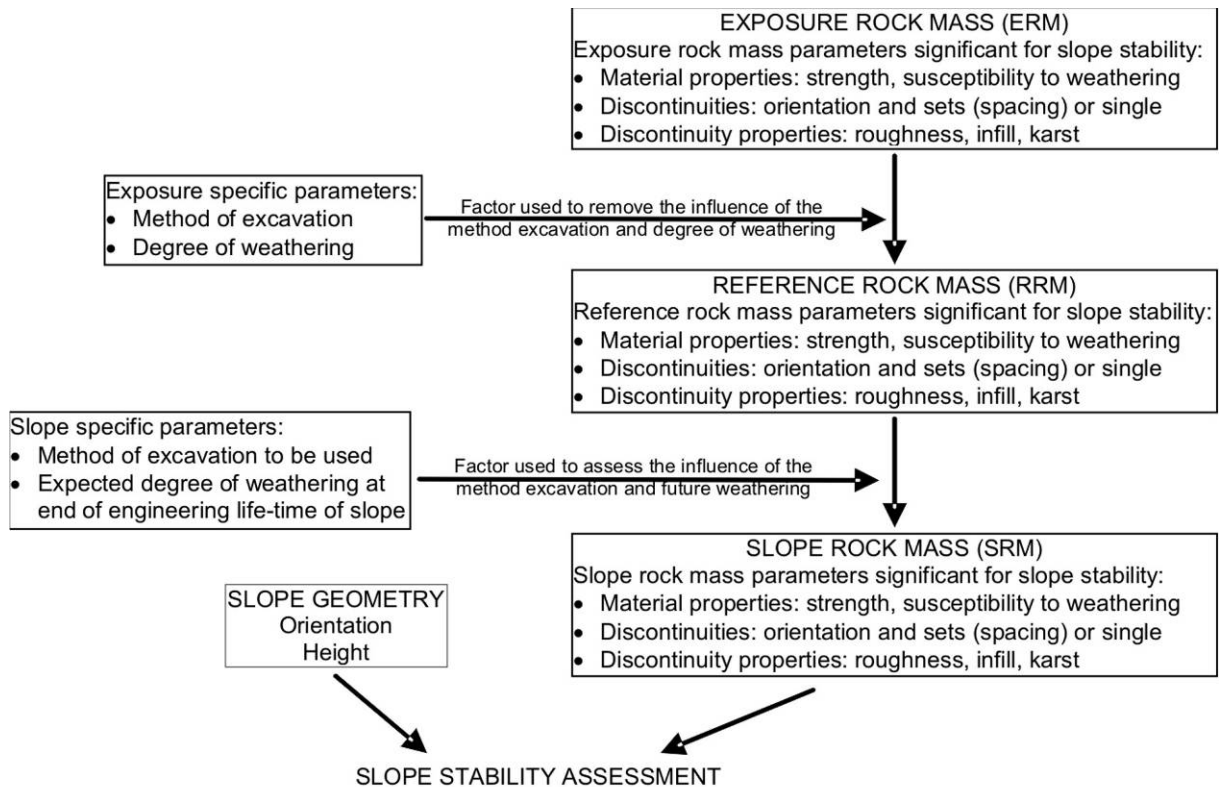


Abbildung 6.2: Bearbeitungsschema Slope Stability Probability Classification-System (SSPC) (HACK, 1996, 1998)

Das SSPC-System betrachtet und charakterisiert drei Gesteinskörper:

- Anstehender Gesteinskörper (ERM),
  - Referenz-Gesteinskörper (RRM), ein imaginärer unverwitterter und ungestörter Gesteinskörper vor der Herstellung der Böschung,
- und
- Böschungs-Gesteinskörper (SRM).

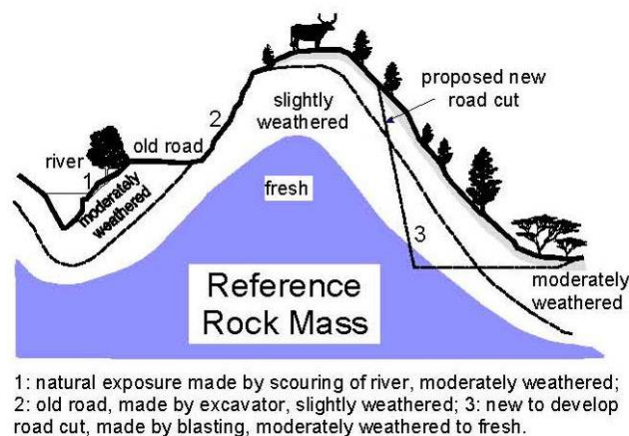


Abbildung 6.3: Skizze von oberflächlich anstehendem Gestein mit verschiedenen Verwitterungsgraden, unterschiedlichen Herstellungsmethoden und der Lage des Referenz-Gesteinskörpers (Reference Rock Mass - RRM) (HACK, 1996, 1998)

Die am ERM ermittelten Parameter werden um die lokalen Einflüsse auf die gemessenen Parameter infolge von z.B. Verwitterung oder Störungen durch die Herstellungsmethode der Böschung kompensiert und konvertieren so die Parameter um den RRM zu erhalten. Zur Konvertierung werden Korrekturfaktoren eingeführt, die „aufschlusspezifische Parameter“ genannt werden. Der RRM liegt unterhalb der Verwitterungszone und herstellungsbedingter Störungen (Abbildung 6.3)

Die „aufschlusspezifischen Parameter“ zeigen innerhalb der jeweiligen geotechnischen Einheit verschiedene Verwitterungs- oder herstellungsbedingte Störungsgrade, die zur Rückrechnung auf die ursprünglichen geotechnischen Eigenschaften eingesetzt werden. Die tatsächliche Standsicherheitsbewertung wird am SRM durchgeführt. Dieser wird mittels Korrekturfaktoren, den „böschungsspezifischen Parametern“, aus dem RRM abgeleitet. Die böschungsspezifischen Parameter sind Korrekturfaktoren, welche die zukünftige Verwitterung innerhalb der Lebensdauer der Böschung und den Einfluss der Herstellungsmethode berücksichtigen. ERM und SRM sind an existierenden Böschungen dieselben, wenn die zukünftige Verwitterung nicht betrachtet wird.

#### 6.2.1.2.1.2 Felsmechanische Parameter im SSPC-System

Die Beschreibung von Gesteinskörpern erfolgt mittels felsmechanischer Parameter. Im SSPC-System wird die Zahl der zur Beurteilung erfassten Parameter eingegrenzt (Abbildung 6.4). In HACK (HACK, 1996, 1998 und HACK, 2001) werden diese und weitere Parameter (z.B. auch die für Gesteinsböschungen i.d.R. untergeordnete Bedeutung von Wasserdruck, sofern das Bauwerk nicht in den Grundwasserspiegel einschneidet und das Einsickern von Niederschlagswasser nicht minimiert wird) ausführlich diskutiert, insbesondere Aussageunsicherheiten, die sich aus Messungenauigkeiten, Ungenauigkeiten in der Definition von homogenen geotechnischen Einheiten und der Erfahrung des Bearbeiters ergeben. Einige der Parameter (u.a. die Böschungshöhe) wurden bislang kaum oder nicht in den Bewertungssystemen berücksichtigt. Auch die Ermittlungsmethodik der einzelnen Parameter ist nicht standardisiert. Beispielhaft weist HACK (HACK, 2001) auf die Druckfestigkeit hin, wie dies z.B. auch bei BISSEN (BISSEN, 2005), in TU GRAZ, 2006 und in HACK (HACK & HUISMAN, 2002) diskutiert wird.

|  |  |   |   |
|--|--|---|---|
| <b>Gebirge</b>                                       | <b>Druckfestigkeit</b>   |   |   |
|  | <b>Diskontinuitäten (Trennflächen)</b>   |   | <b>Orientierung (unter Bezug auf das Bauwerk)</b> |
|  |  | <b>Kluftkörpergröße und -form</b>               | <b>Kluftscharanzahl</b>                           |
|  |  |   | <b>Kluftabstand</b>                               |
|  |  | <b>Durchgängigkeit</b>                          |   |
|  | <b>Scherfestigkeit der Trennflächen (Zustand der Trennfläche)</b>  | <b>Oberflächeneigenschaften der Trennfläche</b> | <b>Reibungswinkel</b>                             |
|  |  |   | <b>Rauheit</b>                                    |
|  |  |   | <b>Festigkeit</b>                                 |
|  |  |   | <b>Deformation</b>                                |
|  |  | <b>Kluftfüllung</b>                             |   |
| <b>Verwitterungsempfindlichkeit</b>                  |  |   |   |
| <b>Verformungsparameter des ungestörten Gesteins</b> |  |   |   |
| <b>Bauwerksstruktur</b>                              | <b>Geometrie des Bauwerks (Größe und Orientierung eines Tunnels, Höhe und Orientierung einer Böschung, etc.)</b> |   |   |
| <b>äußere Einflüsse</b>                              | <b>Wasserdruck/-fluss, Schnee und Eis, Spannungsentlastung, äußere Belastungen, usw.</b>                         |   |   |
|  | <b>Herstellungsmethode</b>   |   |   |

Abbildung 6.4: Gesteinsparameter für Bauwerke in oder auf Felsgestein (nach HACK, 2001, Übersetzung aus dem Englischen sowie Modifikationen durch Autor)

Die meisten der die Diskontinuitäten (Trennflächen) beschreibenden Parameter sind in der Abbildung 6.5 anschaulich skizziert.

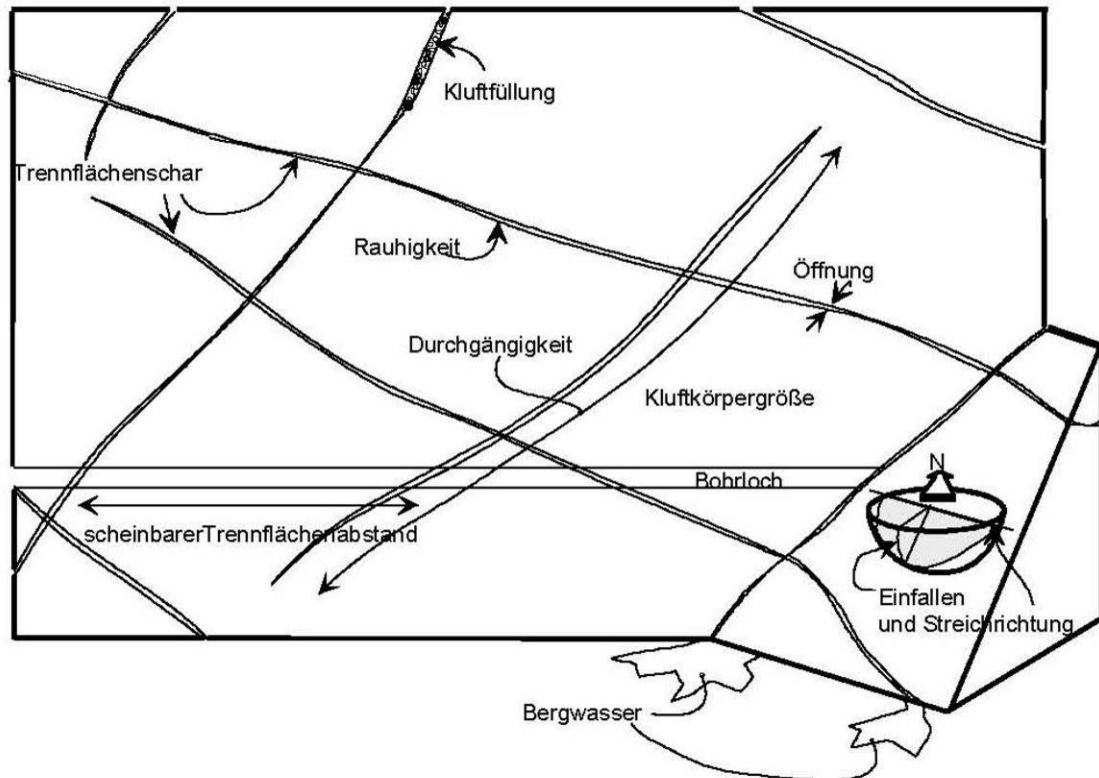


Abbildung 6.5: Trennflächenparameter in einem Gesteinskörper bei Beurteilung eines Tunnelvortriebs (TU GRAZ, 2006)

Die Druckfestigkeit wird im Feld z.B. mit dem Schmidt-Hammer ermittelt. HACK (HACK & HUISMAN, 2002) wies in Testreihen nach, dass die hierdurch ermittelten Werte tendenziell eine geringere Genauigkeit als im Labor ermittelte Druckfestigkeiten (UCS) haben. Für die Betrachtung von Böschungsstandsicherheiten sind letztere meist jedoch zu hoch, da für die Druckversuche ausreichend Probekörper bestimmter Größe und bestimmten Zustands benötigt werden, die von den in Böschungen vertretenen Einheiten nicht in notwendigem Umfang geliefert werden können. Hinzu kommen die hohen Kosten für diese Methode. „Schwache“ Partien sind daher meist unterrepräsentiert. Mit der Schmidt-Hammer-Methode können beliebig viele Tests durchgeführt werden. Sie liefert hierdurch ein statistisch besser abgesichertes Ergebnis der Druckfestigkeitsverteilung als das auf Basis von Laboruntersuchungen.

Die Orientierung von Trennflächen in Kombination mit der Scherfestigkeit entlang der Trennflächen bestimmt die Möglichkeit der Bewegung entlang der Trennflächen und hat somit einen entscheidenden Einfluss auf das mechanische Verhalten eines Gesteinskörpers. Zunächst muss festgestellt werden, ob die Trennfläche zu einer Trennflächenschar gehört oder singular ist. Die Bestimmung der Parameter einer Trennflächenschar erfordert die Mittelung der Eigenschaften der einzelnen Trennflächen. Die durchschnittliche Orientierung kann mit Hilfe der unteren Hälfte der Lagenkugel bestimmt werden. Schwierig kann die Unterscheidung der Trennflächenscharen sein, bzw. wichtige Trennflächenscharen können unterbewertet werden, weil der Trennflächenabstand zu groß ist. Alternativ können Trennflächen beim Messvorgang visuell selektiert werden, denen ein bedeutender Einfluss auf die Böschungsstandsicherheit zugeordnet wird. Diese können besser gezielt gemessen und

beschrieben werden. Diese Selektion stellt auch sicher, dass die verschiedenen Trennflächenscharen mit gleichem Aufwand bearbeitet werden. Wird von dieser Vorgehensweise abgewichen, besteht die Gefahr, dass in den leicht zugänglichen Böschungsbereichen mehr Messungen gemacht werden als in den schwer zugänglichen und dadurch das statistische Ergebnis verfälscht wird. Der Trennflächenzustand wird visuell oder taktil bestimmt, Versatz und Durchgängigkeit ebenso.

#### 6.2.1.2.1.3 Standsicherheitsanalysen

Die Standsicherheit wird durch zwei Analysen bestimmt. Die erste betrifft die Bestimmung der Böschungsstandsicherheit in Beziehung zu den Trennflächen des Gesteinskörpers. Diese Analyse berücksichtigt die Orientierung der Trennflächen in der Böschung. Die zweite bestimmt die Böschungsstandsicherheit in Beziehung zur Festigkeit des Gesteinskörpers, in dem die Böschung hergestellt wurde oder wird. Diese zweite Analyse ist unabhängig von der Orientierung der Trennflächen in der Böschung.

##### 6.2.1.2.1.3.1 Orientierungsabhängige Standsicherheit

Das Versagen einer Gesteinsböschung hängt von der Relation der Orientierung der Böschung zu der Orientierung der Trennflächen des Gesteinskörpers ab. Der wichtigste, diesen Versagenstyp bestimmende Parameter ist die Scherfestigkeit der Trennfläche, die sich aus einzelnen weiteren Parameter zusammensetzt (s.a. Abbildung 6.6).

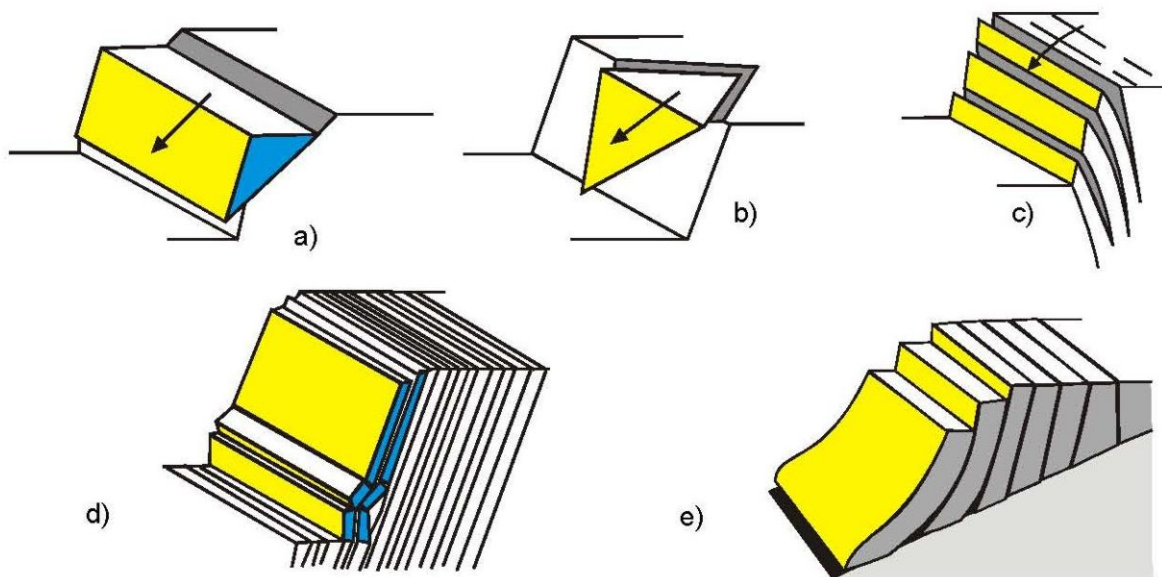


Abbildung 6.6: Versagensarten von Felsböschungen; Ebenes Gleiten eines Körpers (a), Gleiten eines Keiles (b), Kippen von Schichten mit Biegung (c), Knicken von Scheiben (d), Felssackung (e) (TU GRAZ, 2006)

Zwei Kriterien wurden im SSPC-System entwickelt, um die orientierungsabhängige Standsicherheit einer Böschung vorherzusagen: das Gleit- und das Kippkriterium. Das Gleitkriterium berücksichtigt auch das Gleiten eines Keiles. Knicken oder Felssackung sind bei Böschungen aufgrund der geringen Höhen nur von untergeordneter Bedeutung. Diese werden im SSPC-System nicht weiter betrachtet. Für beide Kriterien wurden Diagramme mittels Polynomen zweiten Grades entwickelt. Die Prozentwerte indizieren die

Wahrscheinlichkeit, dass Trennflächen oder -scharen in einer Böschung nicht zum Gleit- bzw. Kippversagen (a) und c) in Abbildung 6.6) führen.

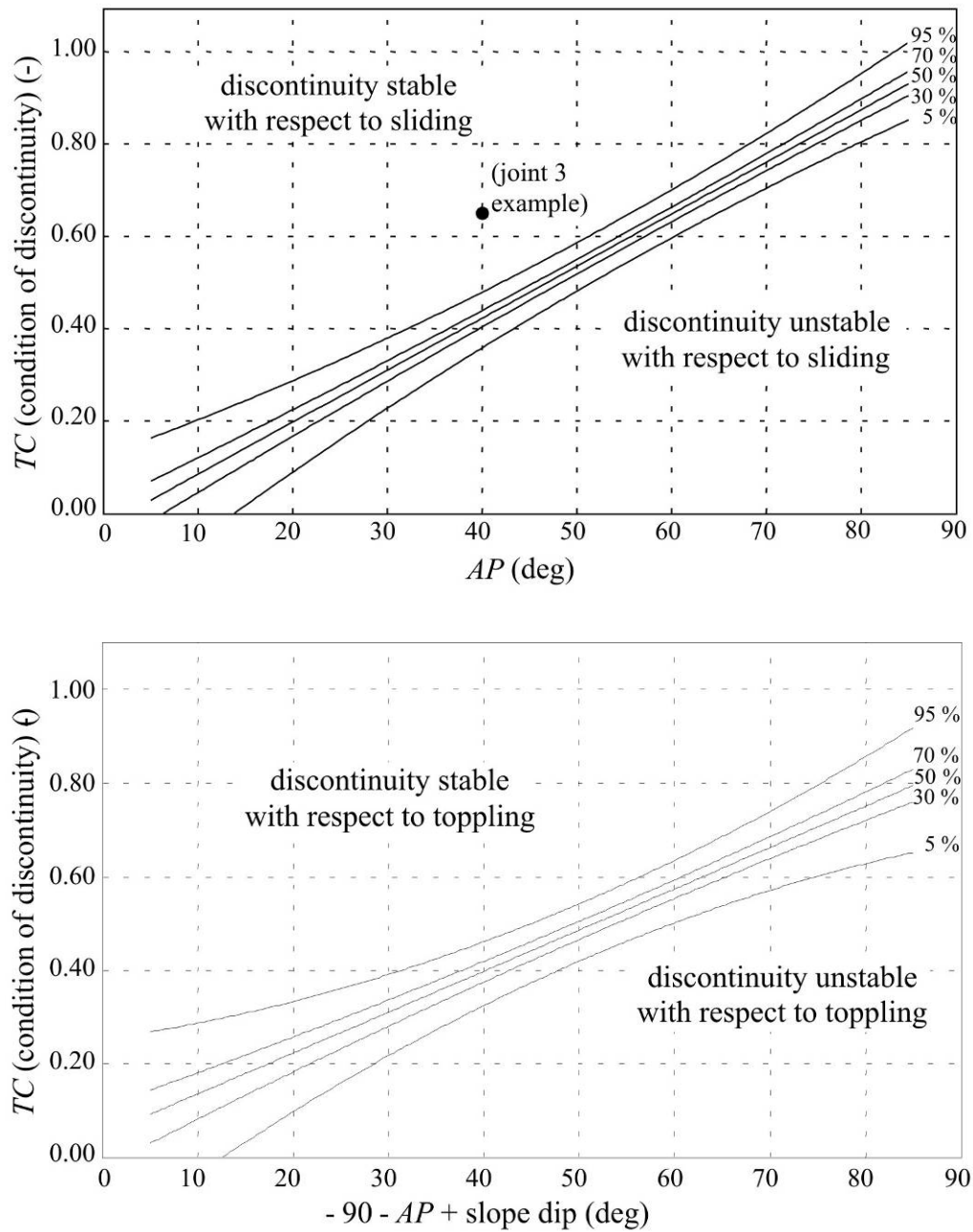


Abbildung 6.7: Gleit- und Kippwahrscheinlichkeit für orientierungsabhängige Böschungsstandsicherheit. Die Quotienten der Abszissen und Ordinaten werden mittels Formularsatz bestimmt (HACK, 1996, 1998)

#### 6.2.1.2.1.3.2 Orientierungsunabhängige Standsicherheit

Eine große Zahl von Böschungen ist instabil, obgleich hier weder Gleit- oder Kippversagen, noch Knicken oder Felssackung vorliegt. Die meisten Versagensmuster in diesen Böschungen sind in etwa linear und nicht notwendigerweise parallel zu Trennflächen. Diese Versagensmechanismen führen auch zum Brechen von ungestörtem Gestein über kurze Entfernungen (kurz im Vergleich zur Abmessung der Böschung). Dieser Effekt ist auffälliger



in Gesteinskörpern mit kleineren Blockgrößen. Das Versagen von ungestörtem Gestein infolge der Wirkung von Schwerkraft kann hierfür eine mögliche Ursache sein. Bei Böschungen mit kleineren Blockgrößen kann die Ursache auch in Verbindung mit Oberflächenwasserabfluss über die Böschung oder Wasserdruck entlang von Diskontinuitäten, die nahe der Oberfläche sind, zusammenhängen. Diese führen zu kleinmaßstäblichem (in Relation zur Böschungshöhe) Gleit-, Kipp- oder Keilversagen oder zu Kombinationen hiervon.

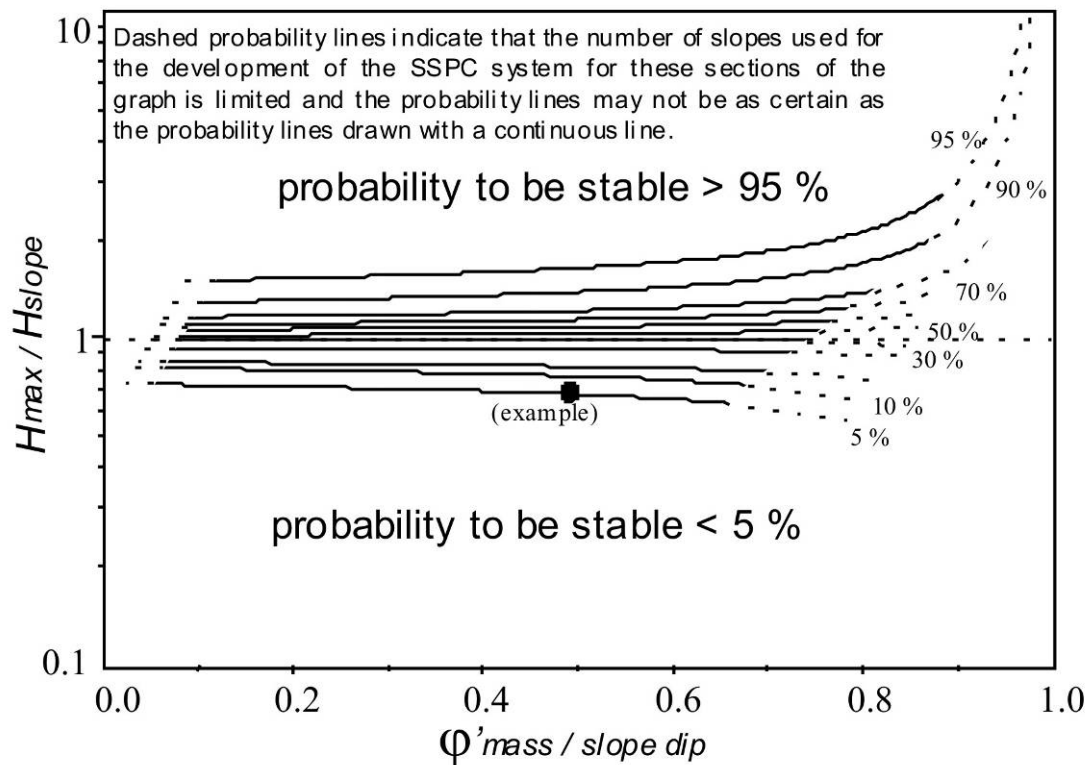


Abbildung 6.8: Wahrscheinlichkeit für eine orientierungsunabhängige Böschungsstandsicherheit. Die Quotienten der Abszisse und Ordinate werden mittels Formularsatz bestimmt (HACK, 1996, 1998)

Für diese Böschungen formulierte HACK (HACK, 1996, 1998) ein mathematisches Modell, das die orientierungsunabhängige Standsicherheit vorhersagt. Die orientierungsunabhängige Böschungsstandsicherheit wurde auf der Grundlage eines linearen Scherflächenmodells, dem Mohr-Coulomb-Kriterium folgend, modelliert. Die Parameter Reibung und Kohäsion im Mohr-Coulomb-Kriterium sind in diesem Fall die Reibung und die Kohäsion des Gesteinskörpers. Die Gesteinskörperreibung und -kohäsion sind abhängig von Druckfestigkeit, Blockgröße (d.h. Trennflächenabstand) und Scherfestigkeit (d.h. Zustand der Diskontinuitäten) entlang aller Diskontinuitäten des Gesteinskörpers. Rückrechnungen erlauben die Einbeziehung von Druckfestigkeit, Blockgröße und Zustand dreier Klufflächenscharen. Das in Abbildung 6.8 wiedergegebene Diagramm dient der Bestimmung der Wahrscheinlichkeit einer orientierungsunabhängigen Standsicherheit von Böschungen.

#### 6.2.1.2.1.3.3 Lokale Einflüsse: Verwitterung und Herstellungsmethode

Die zukünftige Verwitterung ist durch Untersuchung von Böschungen zu bestimmen, deren Exposition über bekannte Zeiträume bestand. Die Verwitterung kann hierbei sehr von lokalen

Einflüssen, so z.B. von der Orientierung des Aufschlusses, der Exposition in der Landschaft (Wind), dem Gebrauch von Düngemitteln durch Bauern oder Huminsäuren, die via Grundwasser die Mineralstabilität verändern, beeinflusst sein.

Die Herstellungsmethode hat einen direkten Einfluss auf die Öffnungsweite von Diskontinuitäten. Die heute nicht mehr übliche manuelle Arbeitsweise übt hierbei keinen Einfluss aus. Der Einsatz von Hydraulikhämmern oder von konventioneller Sprengtechnik kann je nach Qualität der Ausführung den Gesteinskörper graduell unterschiedlich stören. Hier kann eine gebirgsschonende Sprengmethode Qualitäten erreichen, die an die manuelle Arbeitsweise heranreichen.

#### 6.2.1.2.1.3.4 Durchführung einer Standsicherheitsbetrachtung mit dem SSPC-System

Zur Durchführung einer Standsicherheitsbetrachtung stellt das SSPC-System Formulare zur Verfügung. Mit dem Formular „exposure characterisation“ wird die in einzelne geotechnische Einheiten (ERMs) aufgeteilte anstehende Böschung anhand des oben skizzierten Parameterkatalogs differenziert beschrieben. Auf diesen Erhebungen aufbauend werden mit dem Formular „reference rock mass calculation“ die Eigenschaften der unverwitterten und durch die Herstellungsmethoden unbeeinflussten geotechnischen Einheiten abgeleitet. Über das Formular „slope stability probability“ in Verbindung mit den oben beschriebenen Diagrammen wird die Wahrscheinlichkeit der orientierungsabhängigen oder -unabhängigen Standsicherheit der in der jeweiligen geotechnischen Einheit errichteten oder zu errichtenden Böschung ermittelt.

#### 6.2.1.3 Ergebnis der Standsicherheitsbetrachtung der Rinnenseitenwände

Die Standsicherheitsbetrachtung der Rinnenseitenwände mittels des SSPC-Systems wurde für eine mittlere Orientierung der Rinne ( $355^\circ$ ) durchgeführt. Hierbei wurde von einer gebirgsschonenden Herstellungsmethode (Presplitting) ausgegangen. Der Verwitterungsgrad wurde mit Ausnahme der Strosse 8, die als hoch verwittert eingestuft wurde, als moderat eingestuft. Für die einzelnen Wandbereiche wurde die Wahrscheinlichkeit dauerstandsicherer Rinnenseitenwände mit und ohne Kluftfüllungsmaterial (verwitterter Schiefer) für verschiedene Neigungen ermittelt (Tabelle 6.1).

Tabelle 6.1: Standsicherheitswahrscheinlichkeit einzelner Wandbereiche mit und ohne Kluffüllungsmaterial für verschiedene Neigungen der Rinnenseitenwände bei mittlerer Orientierung der Rinne (355°) (BEUSEKOM, 1999)

| Wandbereich | Orientierung | Neigung | Wahrscheinlichkeit der Standsicherheit |                           | Orientierung | Neigung | Wahrscheinlichkeit der Standsicherheit |                           |
|-------------|--------------|---------|--|---------------------------|--------------|---------|--|---------------------------|
|             |              |         | mit Kluffüllungsmaterial               | ohne Kluffüllungsmaterial |              |         | mit Kluffüllungsmaterial               | ohne Kluffüllungsmaterial |
| 3.4         | 265          | 70      | 97                                     | 97                        | 85           | 70      | 97                                     | 97                        |
|             | 265          | 80      | 97                                     | 97                        |              |         | 97                                     | 97                        |
| 3.5         | 265          | 70      | 97                                     | 97                        | 85           | 70      | 97                                     | 97                        |
|             | 265          | 80      | 92                                     | 92                        |              |         | 92                                     | 92                        |
| 4.4         | 265          | 70      | 92                                     | 97                        | 85           | 70      | 8                                      | 97                        |
|             | 265          | 80      | 35                                     | 65                        |              |         | 3                                      | 65                        |
| 4.5         | 265          | 60      | 85                                     | 92                        | 85           | 60      | 3                                      | 92                        |
|             | 265          | 70      | 15                                     | 35                        |              |         | 3                                      | 35                        |
| 5.4         | 265          | 60      | 65                                     | 92                        | 85           | 70      | 8                                      | 25                        |
|             | 265          | 70      | 3                                      | 25                        |              |         | 3                                      | 3                         |
| 5.5         | 265          | 80      | 97                                     | 97                        | 85           | 80      | 97                                     | 97                        |
| 6.2         | 265          | 60      | 75                                     | 97                        | 85           | 70      | 97                                     | 97                        |
|             | 265          | 70      | 3                                      | 97                        |              |         | 92                                     | 92                        |
|             | 265          | 80      | 3                                      | 92                        |              |         |  |                           |
| 6.3         | 265          | 60      | 65                                     | 97                        | 85           | 70      | 97                                     | 97                        |
|             | 265          | 70      | 3                                      | 85                        |              |         | 55                                     | 85                        |
| 7.2         | 265          | 70      | 97                                     | 97                        | 85           | 70      | 15                                     | 97                        |
|             | 265          | 80      | 97                                     | 97                        |              |         | 3                                      | 97                        |
| 8.2         | 265          | 60      | 3                                      | 3                         | 85           | 60      | 3                                      | 3                         |
| 8.3         | 265          | 60      | 3                                      | 3                         | 85           | 60      | 3                                      | 3                         |

#### 6.2.1.4 Diskussion der Standsicherheitsbetrachtung

Das Ergebnis der Standsicherheitsbetrachtung kommt in Abbildung 6.9 zum Ausdruck:

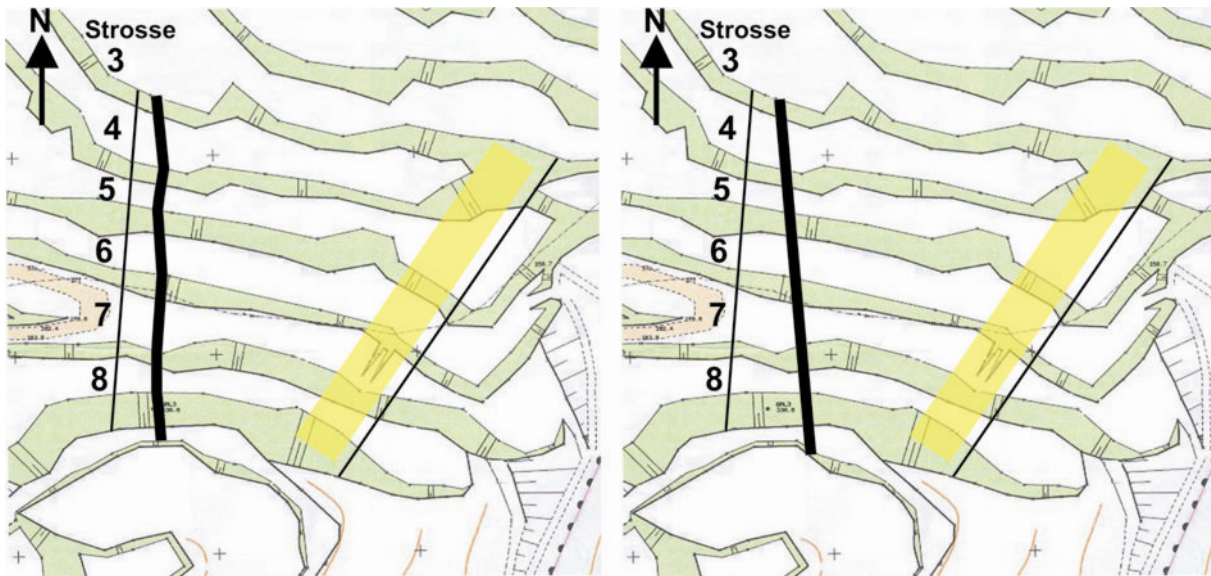


Abbildung 6.9: Positionierung der Versturzrinne im Tagebau nach stereografischer Analyse und Durchführung der Standsicherheitsbetrachtung; links: optimaler Verlauf; rechts: gemittelt; dünne Linien: Grenzen des Untersuchungsbereichs; gelb schattiertes Rechteck: betrieblich gewünschte Position (Tagebaustand 1998) (BEUSEKOM, 1999, modifiziert durch Autor)

Der optimale Verlauf und Orientierung der Rinne im Tagebau ist in der Abbildung links dargestellt. Die Abbildung rechts zeigt den auch betriebstechnisch notwendigen gemittelten, geradlinigen Verlauf. Der Einfluss der geologischen Gegebenheiten im Tagebau erfordert somit eine Abweichung vom betrieblich gewünschten Standort. Zu berücksichtigen ist der Abbaustand zum Zeitpunkt der Felddaufnahme, in dem sich die Bruchwand über der Strosse 8 in einem wenig standsicheren Zustand zeigte. Dies hatte einen entscheidenden Einfluss auf die Bestimmung des Anfangsverlaufs der Rinne oberhalb der Strosse 8, da hier die Ansprache der Wandbereiche erschwert war. Der Zustand der Bruchwand resultierte aus der angewendeten Gewinnungssprengtechnik, die ausschließlich mittels Sohl- und Heberbohrungen durchgeführt wurde, da die Zugänglichkeit des noch unverritzten Hanges für das Bohrgerät zur Herstellung von Großbohrlöchern noch nicht gegeben war. Es ist anzunehmen, dass die Rinne auch weiter im Osten angesetzt werden kann. Bei einer maximalen Verschiebung nach Osten würde die Rinne somit die Strossen ungünstiger zerteilen, da sich die Orientierung zwingend aus dem gegebenen Trennflächensystem ergibt. Ausweislich der Standsicherheitsbetrachtung der Rinnenseitenwände kann die Rinne auf den Strossen 3, 4 und 5 mit steileren Böschungen ausgeführt werden, so dass eine Überführung der Rinne mittels einer einfachen Brückenkonstruktion möglich ist.

### 6.3 Methoden zur Herstellung der Rinne

Die Herstellung einer langfristig nutzbaren Rinne erfordert in Abhängigkeit vom anstehenden Gebirge eine hieran angepasste Herstellungsmethode.

#### 6.3.1 Anbaufräsen

Gesteine, deren Druckfestigkeit 50 MPa – bei günstigen geologischen Strukturen ggf. auch höher – nicht überschreitet, können mittels des Einsatzes von Gesteinsfräsen gelöst werden

(BOART LONGYEAR, 2003). Hierbei ist von Vorteil, dass das Gebirge durch den Herstellungsvorgang nicht gestört und die gewünschte Kontur mit einer Genauigkeit im cm-Bereich ausgearbeitet werden kann. Hierfür können Anbaufräsen zum Einsatz kommen (Bild 6.2). Anbaufräsen entsprechen dem Konzept nach Teilschnittmaschinen, die aus dem Tunnelbau bekannt sind. Diese Fräsen werden an Ausleger bzw. Stiel von Hydraulikbaggern montiert und können in Verbindung mit integrierten Schwenkwerken beliebige Konturen schneiden. In Abhängigkeit von der Auslegerausbildung können auch tiefe Einschnitte von sicheren Standplätzen ausgefahren werden. Mittels Anbaufräsen können Rinnen so hergestellt werden, dass das jeweils gelöste Gestein mittels Schwerkraft kontinuierlich abgefördert wird. Der geringe Anpressdruck schränkt den Einsatz des auch hier möglichen konturgenauen Arbeitens ein, sofern nicht eine Kombination mit der im Folgenden zu beschreibenden Sprengtechnik erfolgt.

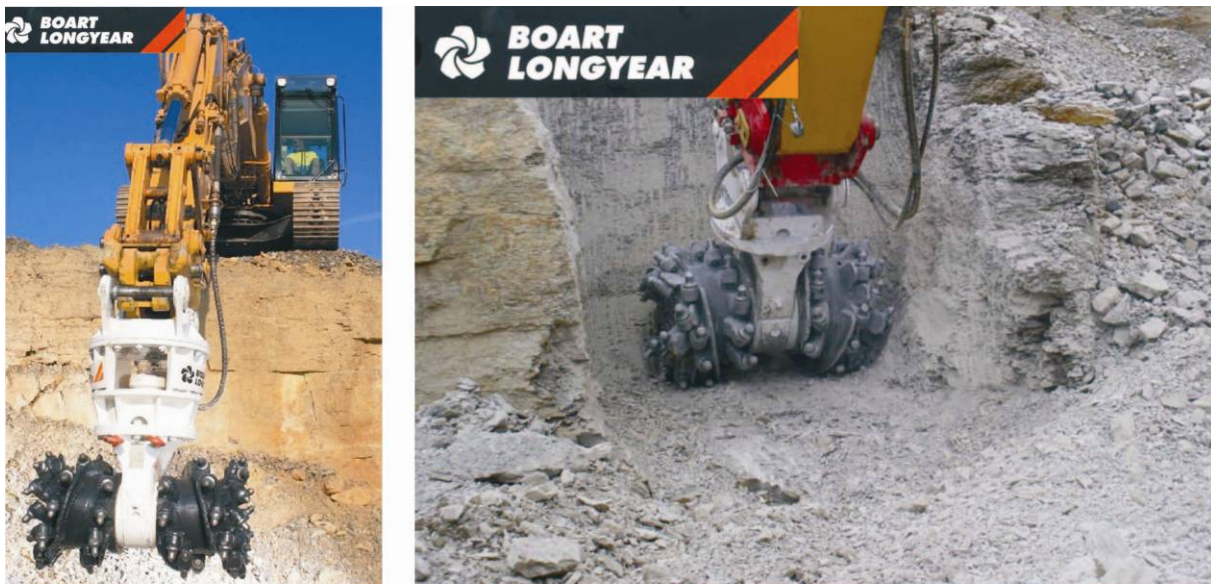


Bild 6.2: Anbaufräse (BOART LONGYEAR, 2003)

### 6.3.2 Bohr- und Sprengtechnik

Die Herstellung der Versturzzrinne in Gesteinen mit höheren Druckfestigkeiten hat mittels Bohr- und Sprengtechnik zu erfolgen. Die Arbeiten sind so zu planen, dass der Rinnenboden die geforderte Neigung hat und die Rinnenseitenwände dauerstandsicher sind. Die Arbeiten sind vermessungstechnisch zu begleiten.

#### 6.3.2.1 Neigung des Rinnenbodens

Die Neigung des Rinnenbodens ist durch das Abbohren der Bohrlöcher an den jeweiligen Bohrpunkten bis auf Höhe des Rinnenbodens herzustellen. Hierbei ist zu beachten, dass mit diesem Verfahren eine getreppte Oberfläche hergestellt wird (Abbildung 6.10) und es ist sicherzustellen, dass die Verbindungslinie der Fußkanten der einzelnen Stufen die geforderte Boden­neigung hat.

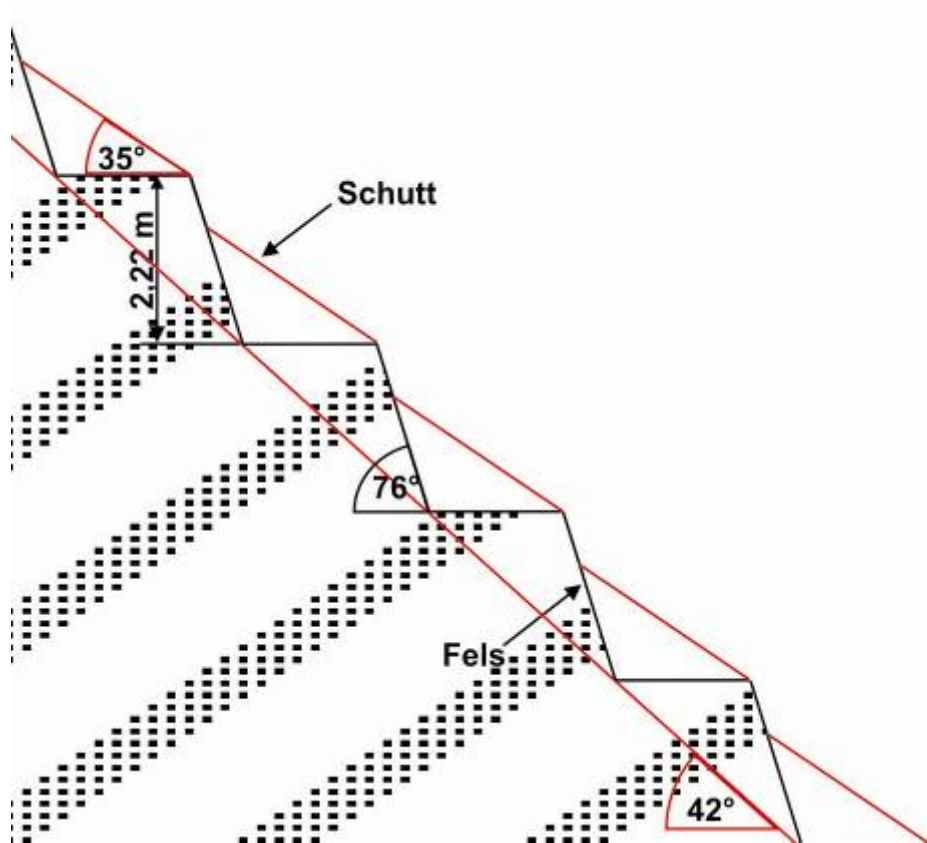


Abbildung 6.10: Detailansicht Rinne mit herstellungsbedingt getreppter Oberfläche; Neigungswinkel der Rinne, der Sprengbohrlöcher im Fels und des Schutts (Quelle: Autor)

### 6.3.2.2 Rinnenseitenwände

Zur Herstellung der erforderlichen Kontur der Rinnenseitenwände sind Bohr- und Sprengtechniken anzuwenden, die aus der Bautechnik – insbesondere dem Staudamm- und Verkehrswegebau – bekannt sind und bei denen möglichst gebirgsschonend gearbeitet wird.

Hier können zwei Verfahren zur Anwendung kommen. Das „Smooth-Wall“- und das „Pre-splitting“-Verfahren (Abbildung 6.11).

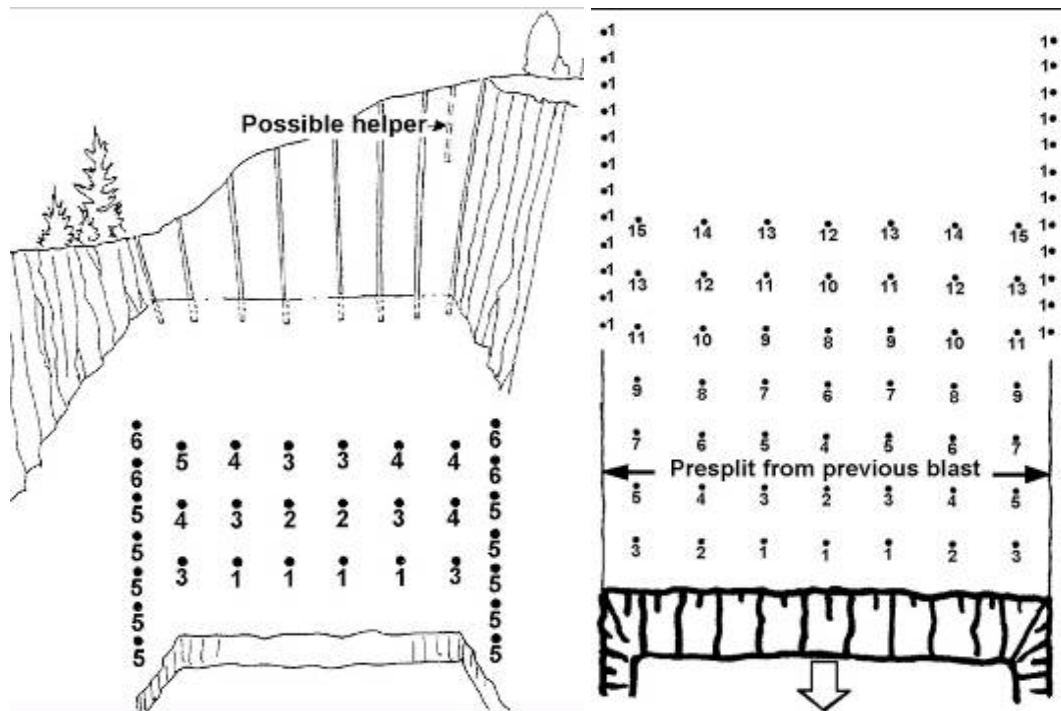


Abbildung 6.11: „Smooth-Wall“- und „Pre-splitting“-Verfahren (ATLAS COPCO AB, 2006)

Beim „Smooth-Wall“-Verfahren (Abbildung 6.11 links) werden in der Kontur des Bauwerks engständig Löcher abgebohrt. Zum Ausbrechen des Gesteins werden die Gewinnungsbohrlöcher in einem weiteren Raster hergestellt. Die Bohrlöcher haben gleichen Durchmesser. Beim Sprengen werden die Konturbohrlöcher mit kleinkalibrigen Patronen oder sprengkräftiger Sprengschnur besetzt, während die Gewinnungsbohrlöcher, an das zu lösende Gestein angepasst, ausgeladen werden. Beim Sprengen werden die Konturbohrlöcher gleichzeitig mit der höchsten Zeitstufe gezündet. Hierdurch wird erreicht, dass die nach dem Herstellungsvorgang verbleibende Bauwerkswand standsicherer ist, da der Gesteinskörperbereich im Nahbereich der Gewinnungsbohrlöcher mit sprenginduzierten Klüften oder aufgeweiteten natürlichen Klüften mit abgetragen werden kann.

Beim „Pre-splitting“-Verfahren (Abbildung 6.11 rechts) wird die Kontur des Bauwerks durch engständig gebohrte Bohrlöcher vorgezeichnet. Diese i.d.R. kleinkalibrigen Bohrlöcher werden mit sprengkräftiger Sprengschnur oder mit kleinkalibrigen Patronen besetzt und auf einer Zeitstufe gezündet. Hierdurch wird im Gesteinskörper eine künstliche Trennfläche erzeugt. Im Folgenden werden die Gewinnungsbohrlöcher abgebohrt, besetzt und anschließend die Sprengung abgetan.

Bei beiden Verfahren wird durch Zeitzünder erreicht, dass aus der Mitte heraus nahe zur freien Fläche gesprengt wird, damit die Sprengkraft nicht auf die Konturwände des Bauwerks wirkt.

### 6.3.2.3 Räumen des gelösten Gesteins

Der Abtransport des gelösten Gesteins erfolgt talwärts. Hierbei kann z.B. eine Planier- oder Laderaupen eingesetzt werden. Diese schiebt oder transportiert das Haufwerk bis zu dem Punkt, an dem das Material mittels Schwerkraft hangabwärts rutscht bzw. dort mit einem Ladegerät aufgenommen und mit SLKW z.B. zum Vorbrecher gefördert wird.

## 6.4 Bauzeitliche Sicherungsmaßnahmen der seitlichen Rinnenwände

Während des Räumens des durch Bohr- und Sprengarbeiten gelockerten Gesteins sind die in der Rinne operierenden Betriebsmittel vor Steinschlag zu schützen. Hier bietet sich der Einsatz von Schutznetzen an, wie diese im Verkehrswegebau zur Hangsicherung eingesetzt werden. Die Schutznetze werden mittels Ankertechnik auf den beräumten Felsoberflächen fixiert. Diese müssen keine langlebige Qualität haben.

## 6.5 Lage der Versturzrinne in Bezug auf das Strossensystem

Die Lage der Versturzrinne in Bezug auf das Strossensystem ist dem Schnitt in Abbildung 6.12 zu entnehmen.

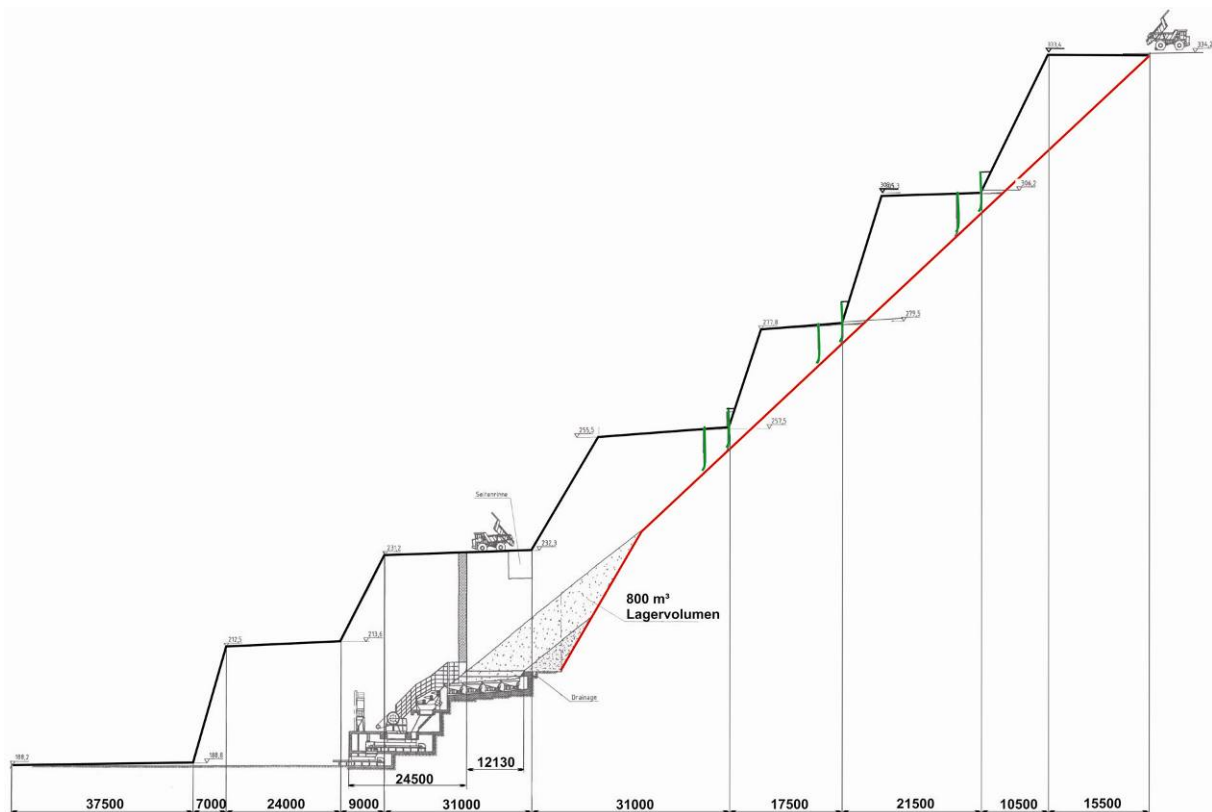


Abbildung 6.12: Anordnung der Rinne (Rinnen- und Bunkerrückwand rot) im Strossensystem mit Trägheitsbremsen (grün) und mechanisiertem Abzug aus dem Bunker (KHD HUMBOLDT WEDAG AG 1997, modifiziert durch Autor)

Die Abbildung konkretisiert die Lage des Rinnenbodens in Bezug auf das Strossensystem eines Tagebaus. Den jeweils geringsten Abstand zur freien Fläche hat der Boden dort wo die Sohlen in die Wände übergehen. Des Weiteren sind in der Zeichnung die beispielhafte Anordnung der Trägheitsbremsen sowie eine vollmechanisierte Entnahmekonzeption zur Aufgabe auf einen Backenbrecher (s.a. Gliederungspunkt 6.6.2) dargestellt:

## 6.6 Entnehmen aus dem Bunker

### 6.6.1 Ladegerät und SLKW

Das in den Bunker geförderte Haufwerk kann alternierend zum Versturzbetrieb mittels Bagger oder Radlader aufgenommen und zur Aufbereitung transportiert werden.



### 6.6.2 Mechanisierte Entnahme

Im Steinbruch Remblinghausen der Firma CRONENBERGER STEININDUSTRIE FRANZ TRICHES GMBH & CO.KG wurde das Diabas-Haufwerk über mehr als 10 Jahre bis zur Erschöpfung der Lagerstätte über drei Kippstellen in einen drittelkreisförmigen Hangbunker gefördert und zugleich gelagert. Der Bunker hatte eine Lagerkapazität von ca. 8.000 t. Die Gesamthöhe der Anlage betrug ca. 50 m. Der Bunker wurde in Förderrichtung durch eine kräftige Betonmauer begrenzt, die zugleich das Ende des Austragsschlitzes bildete (LORENZ & ROMAIN, 1985).

Unterhalb des Austragsschlitzes wurde in einem Tunnel ein Schwingförderrinnen-Set-System der KHD HUMBOLDT WEDAG AG eingebaut (KHD HUMBOLDT WEDAG AG 1983). Dieses besteht aus einer Austragsschwingförderrinne und drei in Längsrichtung hintereinander geschalteten Zufuhrschwingförderrinnen. Alle vier Elemente bilden durch ihre Anordnung und elektrische Verriegelung eine Einheit (Abbildung 6.13).

Jeder Schwingförderrinne ist ein eigenes Bunkerdruckmesssystem zugeordnet. Durch die elektrische Verriegelung ist sichergestellt, dass nur die für die Betriebssituation notwendigen Schwingförderrinnen aktiv werden. Wie aus den vier Phasendarstellungen ersichtlich ist, schalten sich die einzelnen Schwingförderrinnen je nach Bunkerfüllgrad zu.

Wird eine einstellbare Mindestschichthöhe erreicht, schalten sich automatisch alle Schwingförderrinnen aus. Das liegen gebliebene Gestein dient als Schutzpolster, wenn neues Haufwerk aufgegeben wird. Manuell können die Rinnen leer gefahren werden.

Die Gesamtanlage diente zur Beschickung der nachfolgenden Zerkleinerungsaggregate.

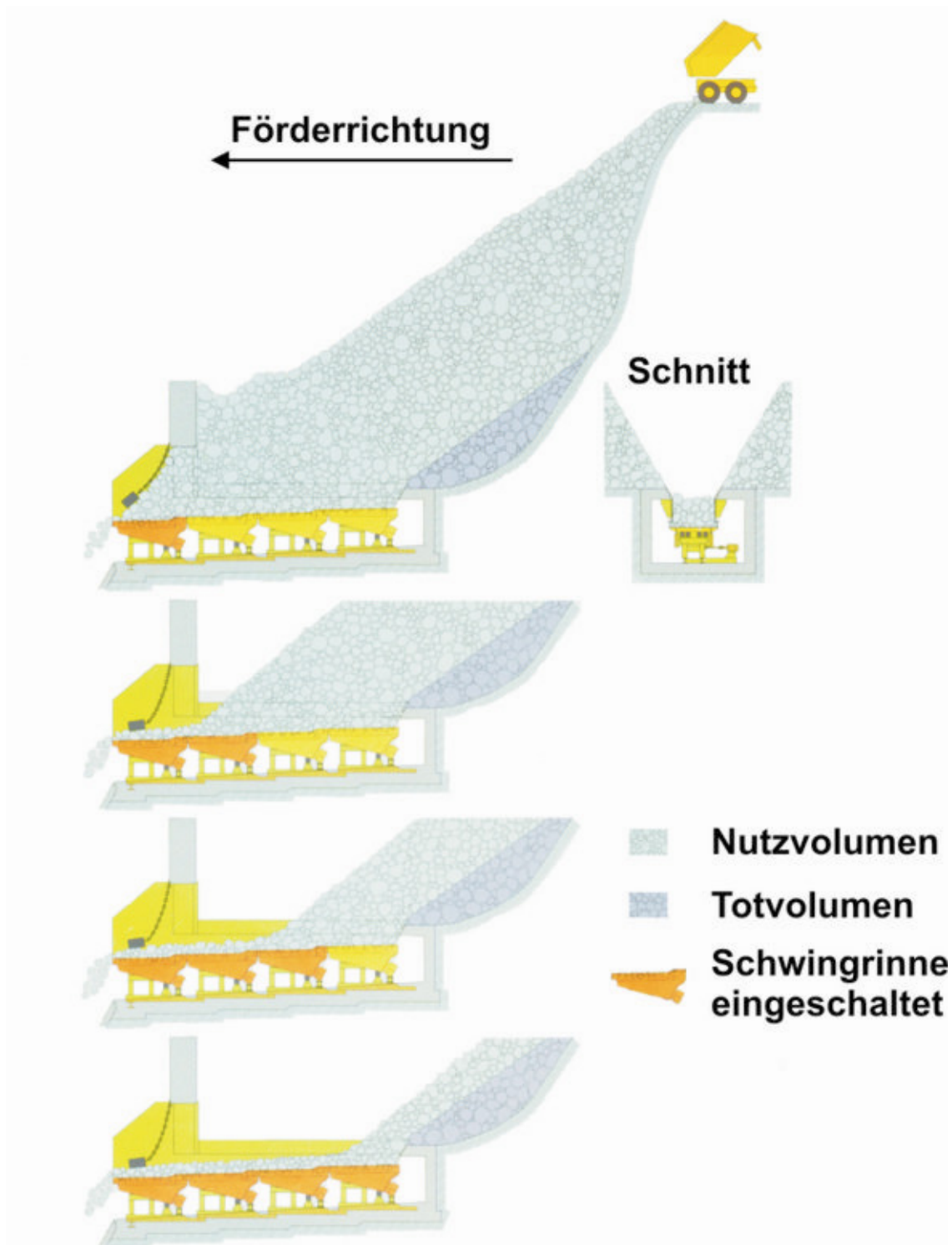


Abbildung 6.13: Mechanisierter Abzug aus einem Bunker (KHD Humboldt Wedag AG 1983)

### 6.7 Kosten/Nutzen-Analyse

Die projektierte Umstellung der im Tagebau Sooneck eingesetzten Fördertechnik auf den sölhigen Transport mit SLKW und Abwärtstransport durch die Versturzrinne in den Bunkerbereich mit automatisiertem Abzug zum Vorbrecher wird in nachfolgender

Kalkulation dem gegebenen Fördersystem gegenübergestellt, bei dem neben dem sölhigen Transport auch der Abwärtstransport über die bis zu 20 % geneigte Rampe mit SLKW erfolgt. Für die Kosten/Nutzen-Analyse werden die Förderkosten mit mobilen Betriebsmitteln im Tagebau Sooneck zur Versturzzrinne sowie zum Vorbrecher über die Rampe einer Abschätzung unterzogen, ebenso die Bau- und Betriebskosten der Transporteinrichtungen Versturzzrinne sowie der Rampe.

### 6.7.1 Förderkosten

Es wurden verschiedene Gerätesysteme untersucht, in denen Radlader und SLKW unterschiedlicher Größen kombiniert werden. Gefördert wird auf den Strossen 4-9.

Die Leistungsberechnung erfolgt auf Basis von CATERPILLAR INC., 2003, und EYMER, 1995.

#### 6.7.1.1 Ermittlungsgrundlagen

- Material

Quarzit, geschossen, grob- bis mittelstückig, Schüttgewicht ca. 1,6 t/m<sup>3</sup>.

- Transportweg zur Rinne

Die Strossen sind eben und bieten ausreichend Platz zum Laden und Manövrieren. Die Fahrbahnen sind leicht wellig, der Rollwiderstand wird bei ca. 5 % liegen. Die maximale Transportentfernung wird bei 300 m erreicht sein. Der Abbauschwerpunkt liegt auf den einzelnen Strossen bei 150 m zur Kippstelle an der Versturzzrinne.

- Transportweg über Rampe

Die Strossen sind eben und bieten ausreichend Platz zum Laden und Manövrieren. Die Fahrbahnen sind leicht wellig, der Rollwiderstand wird bei ca. 5 % liegen. Die Rampe teilt sich in verschiedene Abschnitte mit Neigungen zwischen 12,5 % und 20 % auf. Der Rollwiderstand wird bei ca. 5 % liegen. In einzelnen Streckenabschnitten werden Richtungsänderungen in Spitzkehren durchgeführt. Die hieraus resultierenden Leistungsminderungen werden in die Berechnung ebenso wie die nicht durchgängige Breite, die erforderlich ist, dass zwei SLKW sich begegnen können, nicht mit einbezogen. Auf den einzelnen Strossen wird als Ladeort die Strossenmitte vor der verfügbaren Gewinnungsstoßbreite angenommen. Die maximale einfache Fahrstrecke liegt bei ca. 1.150 m zur 9. Sohle. Die Förderung verteilt sich auf die einzelnen Strossen gemäß der Tabelle 6.2.

Tabelle 6.2: Verteilung der Förderung auf die Strossen 4-9 (Quelle: Autor)

| Strosse | Anteil Förderung |
|---------|------------------|
|         | %                |
| 4       | 14,5             |
| 5       | 19,5             |
| 6       | 19,5             |
| 7       | 17,5             |
| 8       | 14,5             |
| 9       | 14,5             |

Der Abbauschwerpunkt liegt zwischen den Strossen 6 und 7.

- Geforderte Leistung

500 t/h in die Rinne bzw. über die Rampe zum Kipptrichter Vorbrecher.

### 6.7.1.2 Gerätevorschlag

- Radlader

Die Radlader müssen die geforderte Dauerleistung von 500 t/h erbringen und Nebenarbeiten (z.B. Wegebau) durchführen können.

|                   |                               |
|-------------------|-------------------------------|
| Radlader CAT 980H | 322 PS Motorleistung          |
|                   | 33,0 t Einsatzgewicht         |
|                   | 8 t Schaufelnutzlast          |
|                   | 600 t/h Maximale Ladeleistung |

|                   |                               |
|-------------------|-------------------------------|
| Radlader CAT 988H | 481 PS Motorleistung          |
|                   | 50,8 t Einsatzgewicht         |
|                   | 11 t Schaufelnutzlast         |
|                   | 850 t/h Maximale Ladeleistung |

- SLKW

Die SLKW müssen von ihrer Größe auf die Radlader abgestimmt sein. Dem Radlader CAT 980H wird das SLKW-Modell CAT 771D zugeordnet. Der Radlader CAT 988H kann den SLKW CAT 771D und CAT 775F beladen.

|                            |  |
|----------------------------|--|
| SLKW CAT 771D Quarry Truck | 494 PS Motorleistung                       |
|                            | 27,5 m <sup>3</sup> Muldeninhalt (SAE 2:1) |
|                            | 41 t Nutzlast                              |

|                            |  |
|----------------------------|--|
| SLKW CAT 775F Quarry Truck | 730 PS Motorleistung                       |
|                            | 42,3 m <sup>3</sup> Muldeninhalt (SAE 2:1) |
|                            | 63,5 t Nutzlast                            |

Bei den SLKW handelt es sich um Ausführungen, die mit einer Steinbruch-Kippmulde ausgerüstet sind, deren flacher Boden in einem Winkel von 14° nach hinten ansteigt. Ihre Vorzüge sind: gleichmäßige Entleerung, ausgezeichnetes Materialhaltevermögen und tiefliegender Schwerpunkt.

### 6.7.1.3 Leistungsberechnung

Für die Ermittlung der erforderlichen Anzahl von SLKW werden hier drei Systeme berechnet:

- Radlader CAT 980H, in 5 Ladespielen auf SLKW CAT 771D Quarry Truck
- Radlader CAT 988H, in 4 Ladespielen auf SLKW CAT 771D Quarry Truck
- Radlader CAT 988H, in 6 Ladespielen auf SLKW CAT 775F Quarry Truck

Für die Berechnung der Arbeitstaktzeiten werden folgende Schätzungen gemacht:

- |                          |          |
|--------------------------|----------|
| • Ladespielzeit Radlader | 0,65 min |
| • Wagenwechselzeit       | 0,30 min |
| • Entladezeit            | 0,80 min |

- Manöverzeit 0,40 min

Die Wagenwechselzeit, Entladezeit und Manöverzeit werden in einer Fixzeit mit 1,50 min zusammengefasst.

Alle Leistungsangaben sind als Dauerleistungen ausgewiesen und berücksichtigen einen Fahrerwirkungsgrad von 83 % (= 50 Minuten pro Stunde).

#### 6.7.1.3.1 Transport zur Rinne

Dadurch ergeben sich folgende Leistungen für das System 980H - 771D und die Anzahl benötigter SLKW in Abhängigkeit von der Förderentfernung:

| <b>Transportleistung sählig je 771D bei Beladung mit CAT 980G<br/>bei Transport zur Rinne</b> |     |      |      |      |      |      |      |      |      |      |
|---|-----|------|------|------|------|------|------|------|------|------|
| Entfernung  | m   | 50m  | 75m  | 100m | 125m | 150m | 175m | 200m | 250m | 300m |
| Beladezeit  | min | 2,7  | 2,7  | 2,7  | 2,7  | 2,7  | 2,7  | 2,7  | 2,7  | 2,7  |
| Transportzeit   | min | 0,23 | 0,28 | 0,33 | 0,39 | 0,45 | 0,53 | 0,57 | 0,71 | 0,82 |
| Rückfahrzeit  | min | 0,2  | 0,25 | 0,3  | 0,36 | 0,41 | 0,46 | 0,5  | 0,6  | 0,69 |
| Fixzeit   | min | 1,5  | 1,5  | 1,5  | 1,5  | 1,5  | 1,5  | 1,5  | 1,5  | 1,5  |
| ATZ   | min | 4,63 | 4,73 | 4,83 | 4,95 | 5,06 | 5,19 | 5,27 | 5,51 | 5,71 |
| AT/h  |     | 10,8 | 10,6 | 10,4 | 10,1 | 9,9  | 9,6  | 9,5  | 9,1  | 8,8  |
| Leistung  | t/h | 432  | 423  | 414  | 404  | 395  | 385  | 380  | 363  | 350  |
| Anzahl SLKW   |     | 2    | 2    | 2    | 2    | 2    | 2    | 2    | 2    | 2    |

Dadurch ergeben sich folgende Leistungen für das System 988H - 771D und die Anzahl benötigter SLKW in Abhängigkeit von der Förderentfernung:

| <b>Transportleistung sählig je 771D bei Beladung mit CAT 988G<br/>bei Transport zur Rinne</b> |     |      |      |      |      |      |      |      |      |      |
|---|-----|------|------|------|------|------|------|------|------|------|
| Entfernung  | m   | 50m  | 75m  | 100m | 125m | 150m | 175m | 200m | 250m | 300m |
| Beladezeit  | min | 2,05 | 2,05 | 2,05 | 2,05 | 2,05 | 2,05 | 2,05 | 2,05 | 2,05 |
| Transportzeit   | min | 0,23 | 0,28 | 0,33 | 0,39 | 0,45 | 0,53 | 0,57 | 0,71 | 0,82 |
| Rückfahrzeit  | min | 0,2  | 0,25 | 0,3  | 0,36 | 0,41 | 0,46 | 0,5  | 0,6  | 0,69 |
| Fixzeit   | min | 1,5  | 1,5  | 1,5  | 1,5  | 1,5  | 1,5  | 1,5  | 1,5  | 1,5  |
| ATZ   | min | 3,98 | 4,08 | 4,18 | 4,3  | 4,41 | 4,54 | 4,62 | 4,86 | 5,06 |
| AT/h  |     | 12,6 | 12,3 | 12   | 11,6 | 11,3 | 11   | 10,8 | 10,3 | 9,9  |
| Leistung  | t/h | 502  | 492  | 478  | 465  | 454  | 441  | 433  | 412  | 395  |
| Anzahl SLKW   |     | 1    | 2    | 2    | 2    | 2    | 2    | 2    | 2    | 2    |

Dadurch ergeben sich folgende Leistungen für das System 988H – 775F und die Anzahl benötigter SLKW in Abhängigkeit von der Förderentfernung:

| <b>Transportleistung shlig je 775F bei Beladung mit CAT 988G<br/>bei Transport zur Rinne</b> |     |      |      |      |      |      |      |      |      |      |
|---|-----|------|------|------|------|------|------|------|------|------|
| Entfernung  | m   | 50m  | 75m  | 100m | 125m | 150m | 175m | 200m | 250m | 300m |
| <b>Beladezeit</b>   | min | 3,9  | 3,9  | 3,9  | 3,9  | 3,9  | 3,9  | 3,9  | 3,9  | 3,9  |
| <b>Transportzeit</b>  | min | 0,23 | 0,28 | 0,33 | 0,39 | 0,45 | 0,53 | 0,57 | 0,71 | 0,82 |
| <b>Rckfahrzeit</b>   | min | 0,2  | 0,25 | 0,3  | 0,36 | 0,41 | 0,46 | 0,5  | 0,6  | 0,69 |
| <b>Fixzeit</b>  | min | 1,5  | 1,5  | 1,5  | 1,5  | 1,5  | 1,5  | 1,5  | 1,5  | 1,5  |
| <b>ATZ</b>  | min | 5,83 | 5,93 | 6,03 | 6,15 | 6,26 | 6,39 | 6,47 | 6,71 | 6,91 |
| <b>AT/h</b>   |     | 8,6  | 8,4  | 8,3  | 8,1  | 8,0  | 7,8  | 7,7  | 7,5  | 7,2  |
| <b>Leistung</b>   | t/h | 537  | 528  | 519  | 509  | 500  | 490  | 484  | 466  | 453  |
| <b>Anzahl SLKW</b>  |     | 1    | 1    | 1    | 1    | 1    | 2    | 2    | 2    | 2    |

### 6.7.1.3.2 Transport ber Rampe

Dadurch ergeben sich folgende Leistungen fr das System 980H - 771D und die Anzahl bentigter SLKW in Abhngigkeit von den Strossen:

| <b>Transportleistung je 771D bei<br/>Beladung mit CAT 980G<br/>bei Transport ber Rampe</b> |     |     |     |     |     |      |      |
|---|-----|-----|-----|-----|-----|------|------|
| Strosse   |     | 4   | 5   | 6   | 7   | 8    | 9    |
| <b>Beladezeit</b>   | min | 2,7 | 2,7 | 2,7 | 2,7 | 2,7  | 2,7  |
| <b>Transportzeit</b>  | min | 3,3 | 4,1 | 5,2 | 5,6 | 7,3  | 8,3  |
| <b>Fixzeit</b>  | min | 1,5 | 1,5 | 1,5 | 1,5 | 1,5  | 1,5  |
| <b>ATZ</b>  | min | 7,5 | 8,3 | 9,4 | 9,8 | 11,5 | 12,5 |
| <b>AT/h</b>   |     | 6,7 | 6,0 | 5,3 | 5,1 | 4,3  | 4,0  |
| <b>Leistung</b>   | t/h | 266 | 242 | 212 | 203 | 174  | 160  |
| <b>Anzahl SLKW</b>  |     | 2   | 3   | 3   | 3   | 3    | 4    |

Dadurch ergeben sich folgende Leistungen fr das System 988H - 771D und die Anzahl bentigter SLKW in Abhngigkeit von den Strossen:

| <b>Transportleistung je 771D bei<br/>Beladung mit CAT 988G<br/>bei Transport ber Rampe</b> |     |     |     |     |     |      |      |
|---|-----|-----|-----|-----|-----|------|------|
| Strosse   |     | 4   | 5   | 6   | 7   | 8    | 9    |
| <b>Beladezeit</b>   | min | 2,1 | 2,1 | 2,1 | 2,1 | 2,1  | 2,1  |
| <b>Transportzeit</b>  | min | 3,3 | 4,1 | 5,2 | 5,6 | 7,3  | 8,3  |
| <b>Fixzeit</b>  | min | 1,5 | 1,5 | 1,5 | 1,5 | 1,5  | 1,5  |
| <b>ATZ</b>  | min | 6,9 | 7,6 | 8,8 | 9,2 | 10,9 | 11,8 |
| <b>AT/h</b>   |     | 7,3 | 6,6 | 5,7 | 5,4 | 4,6  | 4,2  |
| <b>Leistung</b>   | t/h | 292 | 262 | 228 | 218 | 184  | 169  |
| <b>Anzahl SLKW</b>  |     | 2   | 2   | 3   | 3   | 3    | 3    |

Dadurch ergeben sich folgende Leistungen für das System 988H – 775F und die Anzahl benötigter SLKW in Abhängigkeit von den Strossen:

| Transportleistung je 775F bei Beladung<br>mit CAT 988G<br>bei Transport über Rampe |     |     |     |      |      |      |      |
|--|-----|-----|-----|------|------|------|------|
| Strosse  |     | 4   | 5   | 6    | 7    | 8    | 9    |
| <b>Beladezeit</b>  | min | 3,9 | 3,9 | 3,9  | 3,9  | 3,9  | 3,9  |
| <b>Transportzeit</b>   | min | 3,3 | 4,1 | 5,4  | 5,8  | 7,5  | 8,4  |
| <b>Fixzeit</b>   | min | 1,5 | 1,5 | 1,5  | 1,5  | 1,5  | 1,5  |
| <b>ATZ</b>   | min | 8,7 | 9,5 | 10,8 | 11,2 | 12,9 | 13,8 |
| <b>AT/h</b>  |     | 5,7 | 5,3 | 4,6  | 4,5  | 3,9  | 3,6  |
| <b>Leistung</b>  | t/h | 360 | 330 | 290  | 280  | 243  | 227  |
| <b>Anzahl SLKW</b>   |     | 2   | 2   | 2    | 2    | 3    | 3    |

#### 6.7.1.4 Kostenvergleich

Um die wirtschaftlichste Lösung für den Materialtransport in die Rinne zu finden, werden die Kosten der einzelnen Gerätekombinationen verglichen. Die Grundlagen der Kalkulation wurden durch die ZEPPELIN BAUMASCHINEN GMBH zur Verfügung gestellt (Tabelle 6.3).

Tabelle 6.3: Einflussgrößen auf Vorhalte- und Betriebskosten sowie Arbeitskosten der betrachteten Betriebsmittel (Quelle: ZEPPELIN BAUMASCHINEN GMBH, Stand September 2006)

| Betriebsmittel                | Vorhalte-<br>kosten               |               |             |                     |  |   | Betriebs-<br>kosten                                     |            |     |   |        |      | Arbeits-<br>kosten |
|-------------------------------|-----------------------------------|---------------|-------------|---------------------|--|---|---|------------|-----|---|--------|------|--------------------|
|                               | Investitionskosten<br>ohne Reifen | Nutzungsdauer | Einsatzzeit | Zinsfuß<br>nach BGL | Zinsfaktor (0,0325 x<br>(Nutzungsdauer/Einsatzzeit)) | Reparaturrücklagefaktor (bezogen<br>auf Investitionskosten ohne Reifen) | Verschleißzuschlag (bezo-<br>gen auf Reperaturrücklage) | Kraftstoff |     | Wartungskostenfaktor (bezo-<br>gen auf Reperaturrücklage) | Reifen |      |                    |
| Einheit                       | €                                 | h             | h/a         | %                   |  |   | %   | €          | l/h |   | €      | h    | €/h                |
| <b>Radlader 980H</b>          | 275.000                           | 12000         | 1800        | 6,5                 | 0,2216   | 0,035   | 20  | 1,10       | 30  | 0,08  | 40.000 | 6000 | 26                 |
| <b>Radlader 988H</b>          | 530.000                           | 12000         | 1800        | 6,5                 | 0,2216   | 0,035   | 20  | 1,10       | 45  | 0,08  | 44.000 | 6000 | 26                 |
| <b>SLKW 771D<br/>söhlilig</b> | 395.000                           | 30000         | 1500        | 6,5                 | 0,6500   | 0,03  | 10  | 1,10       | 15  | 0,08  | 30.000 | 6000 | 26                 |
| <b>SLKW 771D<br/>abwärts</b>  | 395.000                           | 20000         | 1500        | 6,5                 | 0,4333   | 0,035   | 10  | 1,10       | 24  | 0,08  | 30.000 | 3000 | 26                 |
| <b>SLKW 775E<br/>söhlilig</b> | 540.000                           | 30000         | 1500        | 6,5                 | 0,6500   | 0,03  | 10  | 1,10       | 20  | 0,08  | 54.000 | 6000 | 26                 |
| <b>SLKW 775E<br/>abwärts</b>  | 540.000                           | 20000         | 1500        | 6,5                 | 0,4333   | 0,035   | 10  | 1,10       | 30  | 0,08  | 54.000 | 3000 | 26                 |

Die Betriebskosten der SLKW für den Abwärtstransport werden durch geringere Maschinenlebenszeit, höheren Gesamtverschleiß und höhere Reifenkosten berücksichtigt.

Hieraus ermitteln sich die zugrunde gelegten Kosten der Geräte gemäß Tabelle 6.4.

Tabelle 6.4: Vorhalte-, Betriebs-, Arbeits- und Gesamtkosten der in den Vergleich einbezogenen Betriebsmittel (Quelle: Autor)

| Betriebsmittel             | Vorhalte-<br>kosten<br>[€/h] | Betriebs-<br>kosten<br>[€/h] | Arbeits-<br>kosten<br>[€/h] | Gesamt-<br>kosten<br>[€/h] |
|----------------------------|------------------------------|------------------------------|-----------------------------|----------------------------|
| Radlader 980G<br>High-Lift | 34,42                        | 40,32                        | 26,00                       | 100,74                     |
| Radlader 988G<br>High-Lift | 70,48                        | 58,19                        | 26,00                       | 154,68                     |
| SLKW 771D<br>söhlig        | 32,77                        | 22,38                        | 26,00                       | 81,15                      |
| SLKW 771D<br>abwärts       | 54,71                        | 37,42                        | 26,00                       | 118,13                     |
| SLKW 775F<br>söhlig        | 54,71                        | 52,36                        | 26,00                       | 133,07                     |
| SLKW 775F<br>abwärts       | 43,94                        | 32,17                        | 26,00                       | 102,10                     |

#### 6.7.1.4.1 Spezifische Systemkosten

Die Kosten beziehen sich auf die Leistung, die das jeweilige System erbringen kann. Beschränkender Faktor ist die Ladeleistung der Radlader. In die Berechnung gehen Vorhaltekosten und Arbeitskosten in voller Höhe ein. Die Betriebskosten der SLKW reduzieren sich um den Prozentsatz der sich aus der Nichtausnutzung der Transportkapazität ergibt. Die rote Linie in den folgenden Darstellungen steht für den Abbauschwerpunkt.

##### 6.7.1.4.1.1 Transport zur Rinne

Dadurch ergeben sich folgende spezifischen Förderkosten für die verschiedenen Gerätesysteme:

| Spezifische Förderkosten bei Systemausnutzung<br>Transport zur Rinne in Abhängigkeit zur Förderentfernung |     |       |       |       |       |       |       |       |       |       |
|---|-----|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|
| Gerätesystem  |     | 50 m  | 75 m  | 100 m | 125 m | 150 m | 175 m | 200 m | 250 m | 300 m |
| 980G - 771D   | €/t | 0,416 | 0,417 | 0,418 | 0,419 | 0,420 | 0,422 | 0,423 | 0,425 | 0,428 |
| 988G - 771D   | €/t | 0,373 | 0,373 | 0,373 | 0,373 | 0,373 | 0,373 | 0,373 | 0,385 | 0,401 |
| 988G - 775F   | €/t | 0,469 | 0,471 | 0,473 | 0,475 | 0,477 | 0,479 | 0,480 | 0,484 | 0,487 |

##### 6.7.1.4.1.2 Transport über Rampe

Dadurch ergeben sich folgende spezifischen Förderkosten für die verschiedenen Gerätesysteme:



| <b>Spezifische Förderkosten bei Zielleistung 500 t/h</b>        |     |       |       |       |       |       |       |       |       |       |
|---|-----|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|
| <b>Transport zur Rinne in Abhängigkeit zur Förderentfernung</b> |     |       |       |       |       |       |       |       |       |       |
| Gerätesystem  |     | 50 m  | 75 m  | 100 m | 125 m | 150 m | 175 m | 200 m | 250 m | 300 m |
| 980G - 771D   | €/t | 0,488 | 0,489 | 0,491 | 0,492 | 0,493 | 0,495 | 0,495 | 0,498 | 0,500 |
| 988G - 771D   | €/t | 0,589 | 0,590 | 0,591 | 0,593 | 0,594 | 0,595 | 0,596 | 0,599 | 0,601 |
| 988G - 775F   | €/t | 0,649 | 0,650 | 0,651 | 0,652 | 0,653 | 0,655 | 0,656 | 0,658 | 0,660 |

#### 6.7.1.4.2 Spezifische Systemkosten bei Zielleistung

Bezieht man die Kosten auf die angestrebte Zielleistung 500 t/h, ergeben sich folgende Vergleichswerte. In die Berechnung gehen Vorhaltekosten und Arbeitskosten in voller Höhe ein. Die Betriebskosten reduzieren sich um den Prozentsatz der sich aus der Nichtausnutzung der Transportkapazität ergibt. Die rote Linie in den folgenden Darstellungen steht für den Abbauschwerpunkt.

##### 6.7.1.4.2.1 Transport zur Rinne

Dadurch ergeben sich folgende spezifischen Förderkosten für die verschiedenen Gerätesysteme:

| <b>Spezifische Förderkosten bei Systemausnutzung</b>              |     |       |       |       |       |       |       |
|---|-----|-------|-------|-------|-------|-------|-------|
| <b>Transport über Rampe in Abhängigkeit von der Förderstrosse</b> |     |       |       |       |       |       |       |
| Gerätesystem  |     | 4     | 5     | 6     | 7     | 8     | 9     |
| 980G + 771D   | €/t | 0,754 | 0,768 | 0,790 | 0,798 | 0,829 | 0,847 |
| 988G + 771D   | €/t | 0,546 | 0,594 | 0,684 | 0,716 | 0,847 | 0,920 |
| 988G + 775F   | €/t | 0,612 | 0,626 | 0,647 | 0,660 | 0,760 | 0,813 |

##### 6.7.1.4.2.2 Transport über Rampe

Dadurch ergeben sich folgende spezifischen Förderkosten für die verschiedenen Gerätesysteme:

| <b>Spezifische Förderkosten bei Zielleistung 500 t/h</b>          |     |       |       |       |       |       |       |
|---|-----|-------|-------|-------|-------|-------|-------|
| <b>Transport über Rampe in Abhängigkeit von der Förderstrosse</b> |     |       |       |       |       |       |       |
| Gerätesystem  |     | 4     | 5     | 6     | 7     | 8     | 9     |
| 980G + 771D   | €/t | 0,877 | 0,891 | 0,913 | 0,921 | 0,952 | 0,970 |
| 988G + 771D   | €/t | 0,839 | 0,853 | 0,875 | 0,883 | 0,914 | 0,932 |
| 988G + 775F   | €/t | 0,939 | 0,952 | 0,974 | 0,981 | 1,009 | 1,024 |

#### 6.7.1.5 Schlussfolgerung

Beim Transport zur Rinne vom Abbauschwerpunkt bei 150 m ist System 988H mit zwei 771D auf Basis der Systemleistung am wirtschaftlichsten. Bei Ansatz der Zielleistung das Gerätesystem 980 H mit zwei 771 D.

Beim Transport über die Rampe zum Vorbrecher ist bei beiden Varianten das System 980H mit drei 771D am wirtschaftlichsten.

Im Vergleich beider Gerätesysteme ergibt sich ein Kostenvorteil von 0,38 €/t, bzw. ein Kostenvorteil von ca. 43 % bei Transport zur Rinne. Bei einer angestrebten Förderleistung von 4.000 t/d bzw. 800.000 t/a ermittelt sich der Kostenvorteil der Rinne zu ca. 300.000 €/a.

Die Leistungsberechnung verdeutlicht, welche Leistungen die Gerätesysteme erbringen können. Die Gerätesysteme Radlader / SLKW finden ihre Beschränkung in den Leistungen

der Ladegeräte. Die Angabe der möglichen Systemleistung ist von Bedeutung, da das System Versturzzinne-Vorbrecher durch den großen Zwischenpuffer im Bunkerbereich mit höherer Leistung beaufschlagt werden kann. Hierdurch können in der Gewinnung z.B. geringere Einsatzzeiten gefahren oder die betrieblichen und sicherheitlichen Vorteile eines größeren Ladegerätes ausgenutzt werden. Unberücksichtigt bleibt zudem, dass bei Förderentfernungen <75 m vom Haufwerk zur Rinne das günstige Load and Carry-Verfahren eingesetzt werden wird.

### **6.7.2 Kostenabschätzung der Transportanordnungen Rinne und Rampe**

Beide Transportanordnungen Rinne und Rampe werden im Folgenden einer Bau- und Betriebskostenabschätzung unterzogen. Am Beispiel des Tagebaus Sooneck werden die Baukosten der bestehenden Rampe den Baukosten der Rinne gegenübergestellt. Die Herstellung des Bunkerbereichs kann mit im Tagebau eingesetzter Bohr- und Sprengtechnik erfolgen und wird nicht in die Baukosten einbezogen. Die vorstehenden Baukosten werden nicht um die Kosten reduziert, die beim üblichen Gewinnungs- und Förderbetrieb je Tonne bzw. Kubikmeter anfallen. Es wird von einer Nutzungsperiode von ca. 20 Jahren bis zum Erreichen des Abbauendstandes oberhalb der 3. Sohle ausgegangen. Im Falle der Erweiterung des Abbaufeldes ist die Rinne neu zu errichten, um auch auf weiteren Sohlen selektiv gewinnen zu können. Die Rampe kann bis zur Hälfte des Weges zwischen Sohle 8 und 9 weiter genutzt werden, darüber hinaus muss die Rampe ausgebaut werden. Hierbei wird auf die unter Gliederungspunkt 5.4.2.2.5 beschriebenen Beschränkungen verwiesen. Eine selektive Gewinnung ist bei der Rampe oberhalb der 9. Sohle nicht möglich

Tabelle 6.5: Bau- und Betriebskosten der Transporteinrichtungen (Angaben zu Bohr- und Sprengkosten durch BST Bohr- und Sprengtechnik GmbH & Co. KG, Oktober 2006)

| <b>Bau- und Betriebskosten Rinne</b>                   |                       |                        |                     |
|--|-----------------------|------------------------|---------------------|
| Gemeinkosten   |                       |                        | 70.000,00 €         |
| Vermessung   |                       |                        | 10.000,00 €         |
| Fertigung der Kontur der Rinne durch Vorspaltverfahren | 1250 m <sup>2</sup>   | 15,70 €/m <sup>2</sup> | 19.662,50 €         |
| Gewinnungssprengungen                                  | 6250 m <sup>3</sup>   | 2,95 €/m <sup>3</sup>  | 18.356,25 €         |
| Laden und Transportieren des gelösten Gesteins         | 6250 m <sup>3</sup>   | 5,00 €/m <sup>3</sup>  | 31.250,00 €         |
| bauzeitliche Hangsicherung                             | 2500 m <sup>2</sup>   | 6,00 €/m <sup>2</sup>  | 15.000,00 €         |
| Einbau der geschwindigkeitbegrenzenden Einrichtungen   |                       |                        | 100.000,00 €        |
| Einbau der staub- und lärmbegrenzenden Einrichtungen   |                       |                        | 100.000,00 €        |
| <b>Summe Baukosten</b>                                 |                       |                        | <b>364.268,75 €</b> |
|  |                       |                        |                     |
| Unterhaltungsarbeiten an der Rinne                     |                       |                        | 20.000,00 €         |
| Staubbegrenzung  |                       |                        | 15.000,00 €         |
| <b>Summe Betriebskosten</b>                            |                       |                        | <b>35.000,00 €</b>  |
|  |                       |                        |                     |
| <b>Bau- und Betriebskosten Rampe</b>                   |                       |                        |                     |
| Gemeinkosten   |                       |                        | 70.000,00 €         |
| Vermessung   |                       |                        | 10.000,00 €         |
| Gewinnungssprengungen                                  | 100000 m <sup>3</sup> | 1,20 €/m <sup>3</sup>  | 120.000,00 €        |
| Laden und Transportieren des gelösten Gesteins         | 100000 m <sup>3</sup> | 2 €/m <sup>3</sup>     | 200.000,00 €        |
| Herstellung Fahrbahn                                   | 20000 m <sup>2</sup>  | 5 €/m <sup>2</sup>     | 100.000,00 €        |
| <b>Summe Baukosten</b>                                 |                       |                        | <b>500.000,00 €</b> |
|  |                       |                        |                     |
| Wegebau  |                       |                        | 20.000,00 €         |
| Staubbegrenzung  |                       |                        | 35.000,00 €         |
| <b>Summe Betriebskosten</b>                            |                       |                        | <b>55.000,00 €</b>  |

Aus der Kostenschätzung wird deutlich, dass die Baukosten der Rinne 30 % geringer sind, jedoch nach der Nutzungsperiode in volle Höhe erneut anfallen. Die Rampe muss lediglich verlängert werden. Der längere mittlere Fahrweg erfordert dann mehr Transporteinheiten. Die Betriebskosten der Versturzrinne sind geringer, da insbesondere der Befeuchtungsaufwand gegenüber dem der Fahrstraße deutlich geringer ausfällt, da die erforderlichen Einrichtungen mit geringem Aufwand fest installiert werden können.

## 6.8 Auswirkungen auf die Umwelt

### 6.8.1 Lärm

Zur Abschätzung der Lärmemissionen des Versturzbetriebs wurden seitens des schalltechnischen Ingenieurbüros PIES die zu erwartenden Geräuschemissionen auf einer Haufwerksböschung zwischen zwei Arbeitsebenen, hervorgerufen durch Abkippen von Haufwerk mittels Radlader, messtechnisch ermittelt. Das Ingenieurbüro (PIES, 1997) kommt zu dem Ergebnis, dass durch die geplante Versturzrinne keine Verschlechterung gegenüber der derzeitigen Geräuschsituation eintreten wird. Im Nahbereich, dort wo Load-and-Carry Betrieb möglich ist, wird eine Verbesserung eintreten.

### 6.8.2 Staub

Die Staubemissionen der Abwärtsförderung durch die Versturzrinne müssen denen des SLKW-Transports über die Rampe gegenübergestellt werden. Fahrbetrieb ist in allen

Tagebauen die größte Staubquelle. Die Fahrzeuge wirbeln den auf der Fahrbahn liegenden Staub permanent auf. Darüber hinaus wird Staub durch die Mahlarbeit zwischen Reifen und Fahrbahn erzeugt, so dass ständig Gesteinsmaterial und Reifenabrieb in Korngrößen erzeugt wird, das durch Luftbewegungen teilweise über größere Strecken fortgetragen werden kann. Die Staubbierhaltung kann insbesondere in warmen, niederschlagsarmen Perioden mittels Wasser nur mit mobilen Einheiten erfolgen. An der Versturzzinne können mit vertretbarem Aufwand stationäre Beregnungsanlagen errichtet werden. Ggf. kann das Bauwerk auch überdacht werden. Dies führt dann auch zur Minderung der Schallemissionen.

### **6.8.3           Luftschadstoffe**

Beim Betrieb der SLKW werden beim Verbrennen des Diesekraftstoffes Luftschadstoffe freigesetzt. Aus der Förderkostenermittlung ergibt sich, dass bei Nutzung der Versturzzinne zur Abwärtsförderung die einzusetzenden SLKW 15 l/h gegenüber 25 l/h bei Förderung über die Rampe verbrauchen. Absolut ergibt sich auf der Basis der angestrebten Förderleistung eine Differenz von 360 l/d bzw. 72.000 l/a.

### **6.8.4           Landschaftsbild**

Die geführte Versturztechnik ist auf allen Arbeitsebenen mit gleichem Betriebsmitteleinsatz verbunden. Daher kann unter Berücksichtigung des Prinzips der Anordnung die Qualitätssteuerung im Abbau durch Beaufschlagen der Rinne von allen Strossen, der relative Abbauswerpunkt auf der höchsten Strosse liegen, wie dies durch den dickeren schwarzen Pfeil in der Abbildung 6.14 dargestellt ist. Dies ermöglicht nach anfänglich maximalem Flächenverbrauch den Abbauendstand auf den oberen Strossen schnell zu erreichen. Dies steht im Gegensatz zum Rampenbetrieb, der zur Vergleichmäßigung der Förderwege und somit der Förderkosten den Abbauswerpunkt auf der Strosse wählen muss, die mit dem Massenschwerpunkt identisch ist. Die dauerstandsichere Endböschung kann zur Rekultivierung vorbereitet und bepflanzt werden. Die dort angepflanzten Bäume können dann bereits während des umgehenden Abbaus auflaufen und erreichen noch während dessen eine Höhe, die den wahrnehmbaren Eingriff in das Landschaftsbild abmildern.

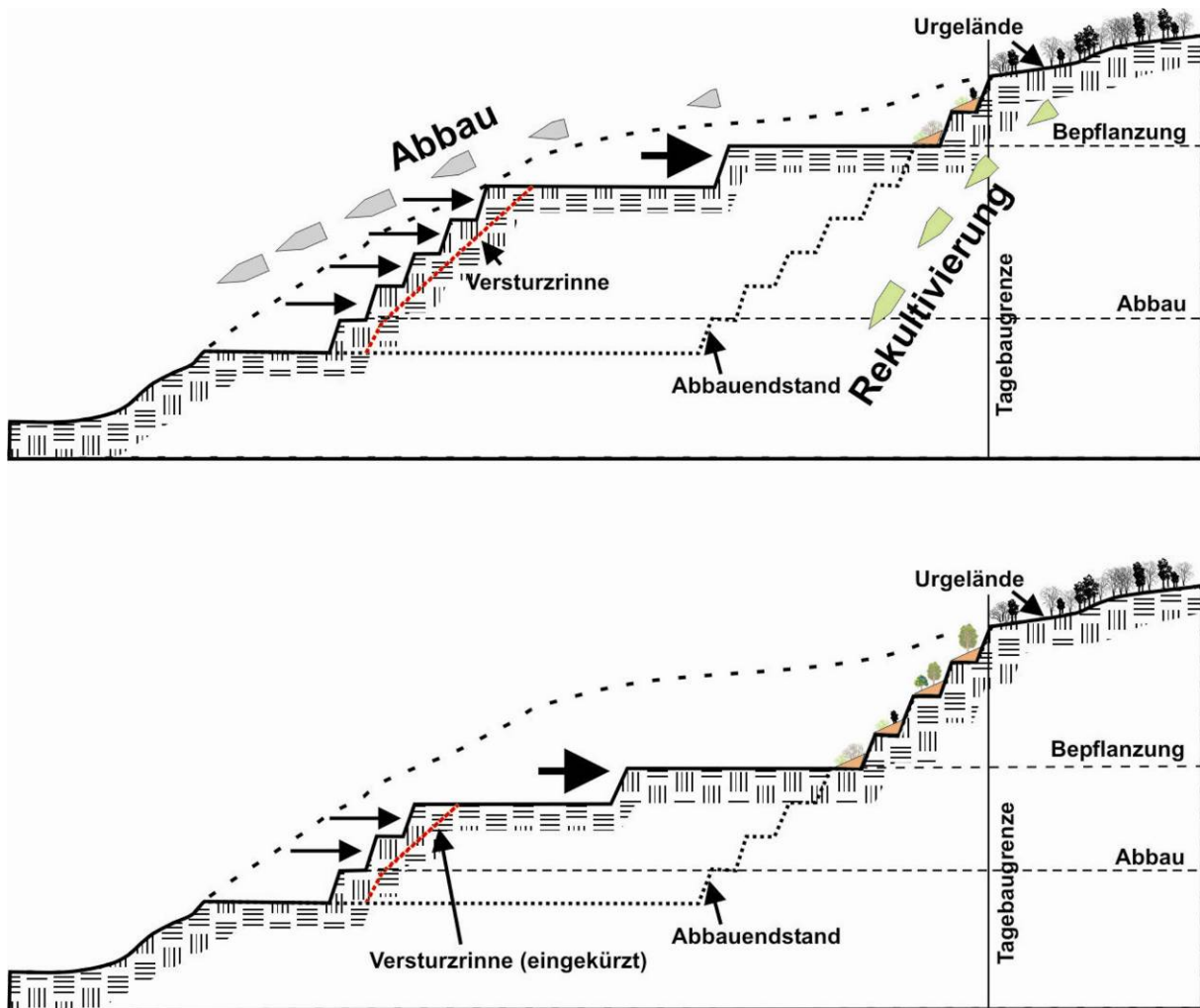


Abbildung 6.14: Abbauprinzip und Auswirkung auf Rekultivierung (Quelle: Autor)

## 7 Sturzmechanik

### 7.1 Natürliche Massenschwerebewegungen

Nach der UNESCO – Arbeitsgruppe "Weltweite Dokumentation von Rutschungen" der internationalen geotechnischen Gesellschaften sind Rutschungen hangabwärts gerichtete Bewegungen von Boden- und Felsmassen. Rutschung ist also der Oberbegriff für Massenschwerebewegungen an Hängen und Böschungen unter Einfluss der Schwerkraft, einschließlich Erosionsvorgängen durch Wasser und Eis (Massentransport). Begriffe wie Steinschlag, Felssturz oder Bergsturz bezeichnen das bewegte Material näher oder geben die Größenordnung des Ereignisses wieder (OTTINGER, 2003).

Die Klassifikation bzw. Einteilung der Rutschungen erfolgt nach dem von der Arbeitsgruppe erarbeiteten Multilingual Landslide Glossary (KRAUTER, 1993).

Massenschwerebewegungen werden unterschieden in:

- Fallen beginnt mit dem Lösen von Boden- oder Felsmaterial in einem steilen Hang entlang einer Fläche, auf der geringe oder keine Scherbewegungen stattfinden. Das Material stürzt dann größtenteils frei fallend, springend oder rollend ab.
- Kippen ist eine Vorwärtsrotation aus dem Hang heraus von Blöcken aus Fels- oder kohäsivem Bodenmaterial um einen Punkt oder eine Achse unterhalb ihres Schwerpunktes.
- Gleiten ist eine hangabwärts gerichtete Bewegung von Boden- oder Felsmassen auf Gleitflächen oder auf verhältnismäßig dünnen Zonen intensiver Scherverformung.
- Driften bedeutet eine laterale Bewegung von Fels- oder kohäsiven Bodenmassen bei einem gleichzeitigen Einsinken in die liegenden, weniger kompetenten Schichten. Eine intensive Scherung auf Gleitflächen findet nicht statt. Driften kann durch Liquifaktion oder Fließen (und Extrusion) des liegenden weniger kompetenten Materials entstehen.
- Fließen ist eine räumliche, kontinuierliche Bewegung, bei der Scherflächen nur kurzzeitig vorhanden, dicht angeordnet und gewöhnlich nicht erhalten sind. Die Geschwindigkeitsverteilung der bewegten Masse gleicht der einer viskosen Flüssigkeit.

#### 7.1.1 Massenschwerebewegung unter dem Begriff Steinschlag / Steinlawine

Grundlegende Betrachtungen zu natürlichen Massenschwerebewegungen, ausgehend von in den Alpen anstehenden Gesteinsformationen und dortigen Rutschungsereignissen, finden sich bei HEIM (HEIM, 1932). HEIM hatte unter dem Oberbegriff Bergsturz vier Hauptgruppen mit insgesamt 20 Typen zur Klassifikation von Bergstürzen eingeführt, die neben anderen in der oben dargestellten Klassifikation von Rutschungen aufgegangen ist. Von Interesse für diese Arbeit sind die Beschreibungen der Bewegungsprozesse in der Hauptgruppe III Felssturz vom Typus XIII Steinschlag.

“Einzelne Felsblöcke stürzen von Zeit zu Zeit über die Gehänge herab.“ (HEIM, 1932, S. 64, Z. 25-26). Mit diesen Worten beschreibt HEIM schon 1932 das Phänomen des Steinschlags. Ferner bezeichnet er Steinschläge als die größte und mitunter am schwierigsten zu beurteilende Gefahr im Gebirge. Es kommt nur zu Interaktionen zwischen Stein und Untergrund. Durch Reibung und Stossvorgänge, die auch zum Brechen führen können, wird

kinetische Energie verbraucht (BROILLI, 1974). Zu Felsstürzen, die im Allgemeinen größere Volumina umfassen, besteht ein fließender Übergang (SPANG 1980). Diesen Übergangsbereich beschreibt HEIM mit Steinlawine, dem Übergang vom Typus Steinschlag zu den Typen Schlipf- bzw. Bruchsturz, sehr zutreffend. Steinlawinen sind bewegte Massen, die den gewöhnlichen Steinschlag übertreffen, aber nicht die Massen erreichen, die Felsstürze ( $V > 10.000\text{-}20.000 \text{ m}^3$ ) charakterisieren. In den Gesteinskollektiven von Steinlawinen / Felsstürzen / Bergstürzen beeinflussen sich die Steine auch unter sich. Steinlawinen beschreibt HEIM (HEIM, 1932, S. 82, 83) sehr anschaulich: „Die Steine rollen und drehen sich wie die Schneekugeln und sie bleiben in der Hauptsache beisammen, wie die Schneekugeln der Grundlawine oder, wie ich einmal eine Steinlawine aus der Ferne sah: Sie halten zusammen wie die Schafe einer erschreckten Herde. Wenn der Kubikinhalt des Stürzenden zwischen 10.000 und 100.000  $\text{m}^3$  beträgt, wird man überrascht durch die sonderbare Tatsache, dass die durch einen Lawinenzug hinunter polternden Steine in der Hauptsache nicht auseinander springen, sondern gut zusammenhalten. Ist das vielleicht deshalb, weil der Widerstand für die Bewegung geringer ist, wenn ein möglichst großer Teil der Blöcke nicht über den festen Boden sich rollen müssen, sondern wenn sie unter sich schon eine gleichgesinnte rollende Blockschicht empfinden? Abrollen, aufliegend auf einer Unterlage von rollenden Blöcken, geht leichter und schneller, als abrollen auf starrem Grunde. Kann man einer Steinlawine etwas nahe zuschauen, so sieht man bei günstiger Beleuchtung deutlich, dass die Blöcke auf der Rückenlinie in der Mitte der Steinlawine rascher abfahren, als diejenigen gegen den Rand. Dies ist schon die Erscheinung des **Fliessens!** ... Wird die Fahrbahn steiler oder finden sich gar in derselben kleine Felsstufen, dann spritzen kleinere Steine nach den Seiten und besonders nach oben hinaus. Die meisten fallen wieder in die Steinlawine zurück. ... Aber die Hauptmasse verspritzt sich nicht, sie bleibt beisammen.“

Auch KUHN (KUHN, 2004, S. 2) beobachtet bei einem dokumentierten, durch Sprengung induzierten Felssturz zur nachhaltigen Sicherung der Bundesstraße B108, dass rollende Einzelblöcke eine größere Reichweite erzielen als eine größere Felsmasse, die gleichzeitig auf die Sturzhalde fiel. Diese Beschreibungen der Bewegungsprozesse von und in Steinlawinen sind auf Kippvorgänge in Tagebauen zu übertragen. Hier werden wiederkehrend Volumina  $< 100 \text{ m}^3$  in Rinnen oder über Bruchwände verstürzt oder auf Produkthalden abgekippt. Eine Entmischung in der Bewegung kann nicht beobachtet werden. Erst beim Stehenbleiben erfolgen eine Streuung der größeren Gesteinsstücke am unteren Kegelrand sowie eine Aggregation der feineren Komponenten in der Kegelspitze.

Für die vorliegende Untersuchung kann daher postuliert werden, dass aus einer Analyse von Bewegungsvorgängen von „Steinschlägen“ die erforderlichen konstruktiven Vorkehrungen zum sicheren und kornschonenden Betrieb einer Versturzzrinne, durch die „Steinlawinen“ geringen Volumens abgehen, dimensioniert werden können. Im Einzelnen regelt sich die Kinetik eines Steinschlags über die Kombination der Faktoren Geländegeometrie und – oberfläche sowie der Eigenschaften des Sturzkörpers. Die Geometrie eines Hanges, die Dämpfung an der Oberfläche und Masse, Form und Formbeständigkeit des Sturzkörpers sind die wichtigsten Faktoren, die über die Reichweite und die Energieentwicklung eines Sturzblockes entscheiden (SPANG, 1997).

## 7.1.2 Physikalische Grundlagen von Steinschlägen

Die physikalischen Grundlagen des Steinschlags werden durch die Kinetik, die Lehre zur Bewegung von Massenpunkten und Körpern als Folge der auf sie wirkenden Kräfte und Momente unter Berücksichtigung der Kinematik, die Lehre zur analytischen und geometrischen Beschreibung der Bewegungszustände von Punkten und Körpern, geliefert.

### 7.1.2.1 Energie des Sturzkörpers

Die Anfangsenergie resultiert aus Fallen, eine lotrechte oder parabelförmige Bewegung ohne Bodenkontakt. Beim Sturz geht die potentielle Energie in kinetische Energie über.

Durch Umformung erhält man die Auftreffgeschwindigkeit:

Kinetische Energie beim freien Fall:

$$\frac{m}{2} * v^2 = m * g * h \quad (7.1)$$

Auftreffgeschwindigkeit:

$$v = \sqrt{2 * g * h} \quad (7.2)$$

Vorstehende Gleichung gilt nicht für natürliche Bewegungen. Innere und äußere Faktoren reduzieren die erreichbare Geschwindigkeit. Unter Vernachlässigung des Luftwiderstandes lässt sich in grober Annäherung aus der Fallhöhe die Initialgeschwindigkeit einer Sturzmasse vor dem ersten Aufprall errechnen<sup>2</sup> (MEIBL, 1996). Folgende Schätzformel für die Maximalgeschwindigkeit wird Steinschlagberechnungen oftmals zugrunde gelegt:

$$v_{\max} = 0,8 * \sqrt{2 * g * h} \quad (7.3)$$

Dem Sturzvorgang geht beim ersten Aufprall nach dem freien Fall ein Großteil der kinetischen Energie verloren. Der Energieverlust beim Aufprall auf nachgiebigem Untergrund kann mit einer Geschwindigkeitsreduktion von 75 % gefasst werden (BROILLI, 1974). Die hieraus ermittelbare Sturzkörperenergie wird bei jedem Aufprall in Rotationsenergie und Verformungsenergie umgewandelt, was neben der Reibung den Sturzkörper bremst. Für die Energieaufteilung beim Springen gilt in erster Annäherung, „[...] dass die Rotationsenergie in der Startphase eines einzelnen Sprunges ca. 20-40 % der Translationsenergie betragen kann. In der Endphase, also kurz vor dem Bodenkontakt, fällt dieser Wert auf 10-20 % zusammen. Das liegt darin begründet, dass die Translationsgeschwindigkeit während der Flugphase

---

<sup>2</sup> Siehe oben stehende Formel der kinetischen Energie für den freien Fall.



infolge Erdbeschleunigung zunimmt, die Rotationsgeschwindigkeit des Steines hingegen nach der Startphase gleich hoch bleibt.“ (GERBER, 1998, S.3, Z. 35-40).

### 7.1.2.2 Bewegungsarten: Gleiten, Rollen, Springen

Beim freien Fall wird der Stein nicht von der Hanglinie beeinflusst, er kann senkrecht mit der Erdbeschleunigung auf ein tiefer gelegenes Niveau auftreffen. Das Gefälle des Geländes ist in Verbindung mit der Oberflächenbeschaffenheit die Ursache für die Bewegungsarten von Steinen, die nach dem Fall auf die Geländeoberfläche auftreffen. An Gefällen ab 60 % (31°) findet am häufigsten eine erste Mobilisierung mit Beschleunigung statt (GERBER, 1998). In flacherem Gelände hingegen kommen Steine schneller zum Stillstand. Für die Startphase des Prozesses lässt sich ein Zusammenhang zwischen Gefälle und Bewegungsart (s.a. Abbildung 7.1 und Abbildung 7.2) herstellen: „Bei Startbedingungen mit Neigungen von 60-70 % [31°-35°] beginnen sie [die Steine] zu rollen und verbleiben mehr oder weniger in dieser Bewegungsart. Die Rotationsgeschwindigkeit der Steine bleibt meist relativ gering und liegt unter 2-3 Umdrehungen pro Sekunde. Bei Startbedingungen von 70-80 % [35°-39°] steigt die Rotationsgeschwindigkeit der Steine schneller an und sie beginnen zu springen. Dieser Übergang vom Rollen ins Springen liegt je nach Steinform etwa bei 4-6 Umdrehungen pro Sekunde. Bei Startbedingungen von 80-100 % [39°-45°] springen die Steine schon nach 1-2 Umdrehungen mit kurzen Sprüngen und nachfolgend vergrößert sich die Sprungweite im Allgemeinen schnell.“ - (GERBER, 1998, S. 6, Z. 10-19). Mit steiler werdendem Gefälle verringert sich die Häufigkeit der Bodenkontakte während der Abwärtsbewegung.

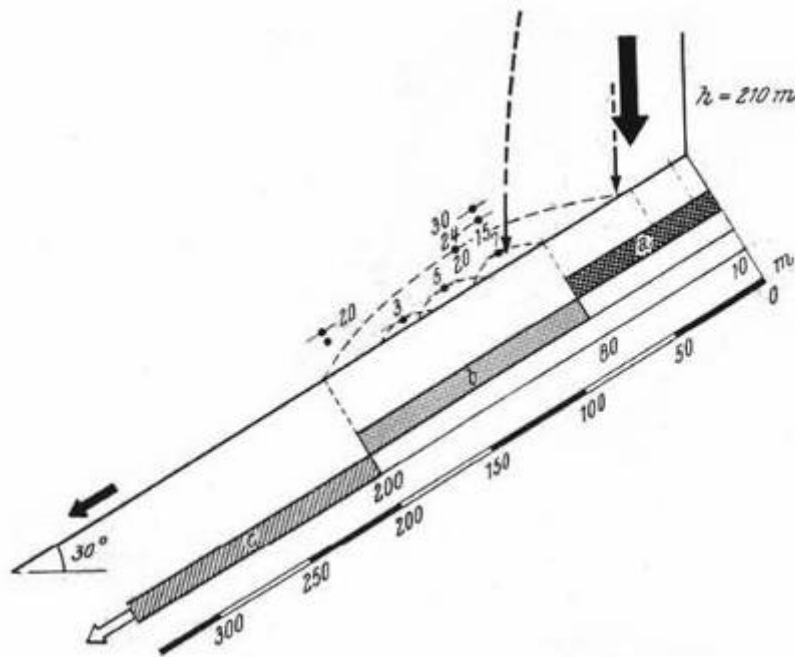


Abbildung 7.1: Bereiche unterschiedlicher Bewegungsarten (Zone a: Aufschlag, b: Springen, c: Rollen). (BROILLI, 1974).

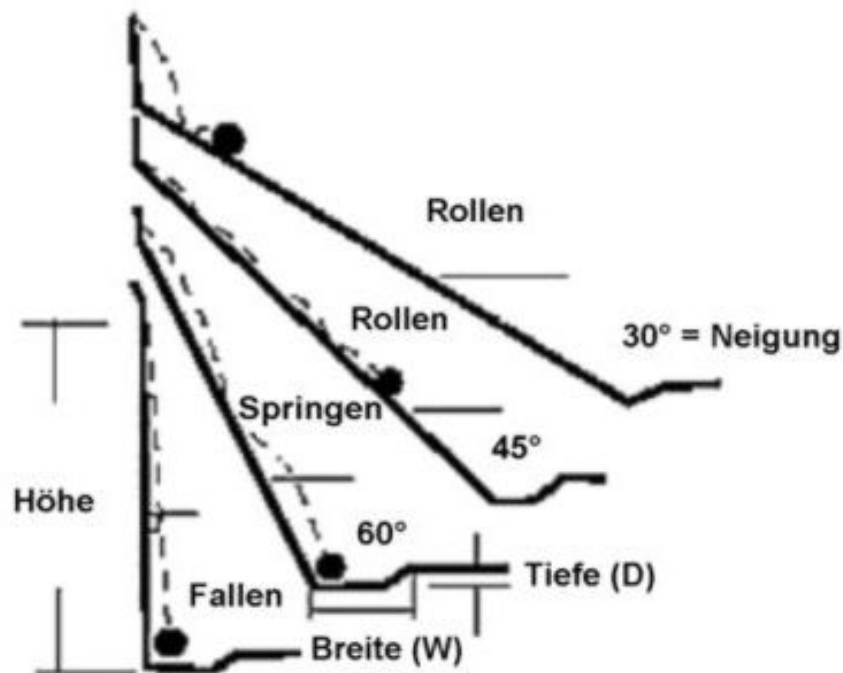
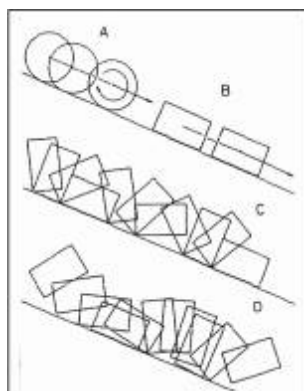


Abbildung 7.2: Bewegungsarten von Sturzblöcken in Relation zur Hangneigung zur Dimensionierung von Auffanggräben (RITCHIE, 1963 übersetzt ISSELHORST, 2001)

In Abbildung 7.3 sind die drei auf einer schiefen Ebene auftretenden Abwärtsbewegungsarten Gleiten, Rollen und Springen von Sturzkörpern mit abstrahierten Formen – Kugel und Quader – dargestellt. Aus der Abbildung ist ersichtlich, dass kugelige Körper (Bild A) ihrer Form gemäß nahezu immer rollen. Rollen ist Abwärtsbewegung mit überwiegender Bodenkontakt und Rotation, wobei die Umfangsgeschwindigkeit des Sturzkörpers ähnlich der Translationsgeschwindigkeit ist (KUHNS, 2004). Die Rollbewegung setzt Reibung mit dem Untergrund voraus. Die Rollgeschwindigkeit steht in Abhängigkeit von der Hangneigung und dem Rollwiderstand, der die Fahrbahn kennzeichnet.



- A: Rollen einer Kugel
- B: Gleiten eines Quaders
- C: Rollen eines Quaders
- D: Springen eines Quaders

Abbildung 7.3: Bewegungsarten von Sturzkörpern auf der schiefen Ebene, zweidimensional skizziert (SPANG, 1997)

Im Gegensatz dazu sind plattige Körper besser für eine Gleitbewegung ausgelegt. Die Gleitbewegung setzt allerdings einen ebenen Untergrund mit gleich bleibenden Eigenschaften in Bewegungsrichtung voraus. Dies wird in der Natur kaum gegeben sein. Gleiten ist reine

Translation mit durchgehendem Bodenkontakt ohne Rotation, die vor allem am Beginn und am Ende der Bewegung auftritt. Maßgeblich sind die Haftreibung bzw. Gleitreibung sowie die Hangneigung (KUHNS, 2004). Für das Gleiten hat die Größe der Reibung einen maßgeblichen Einfluss, da sie Energie aus der Bewegung herausnimmt und in Form von Wärme freisetzt.

Ein Wechsel von der Gleitbewegung in die Rollbewegung kann an Hindernissen der Oberfläche stattfinden: Der Stein trifft gleitend auf ein kleines Hindernis, das seine Abwärtsbewegung kurzfristig stoppt. Er besitzt jedoch ein so großes Trägheitsmoment, dass er die Unebenheit überwinden kann, indem er sich über die blockierte Kante dreht.

Das Verhältnis zwischen Volumen und Masse eines Körpers äußert sich in einem Masse(schwer-)punkt bzw. einem Trägheitsmoment, das sich je nach Symmetrie des Steins und seiner Bewegung auf den Energiehaushalt unterschiedlich auswirkt (Abbildung 7.4).

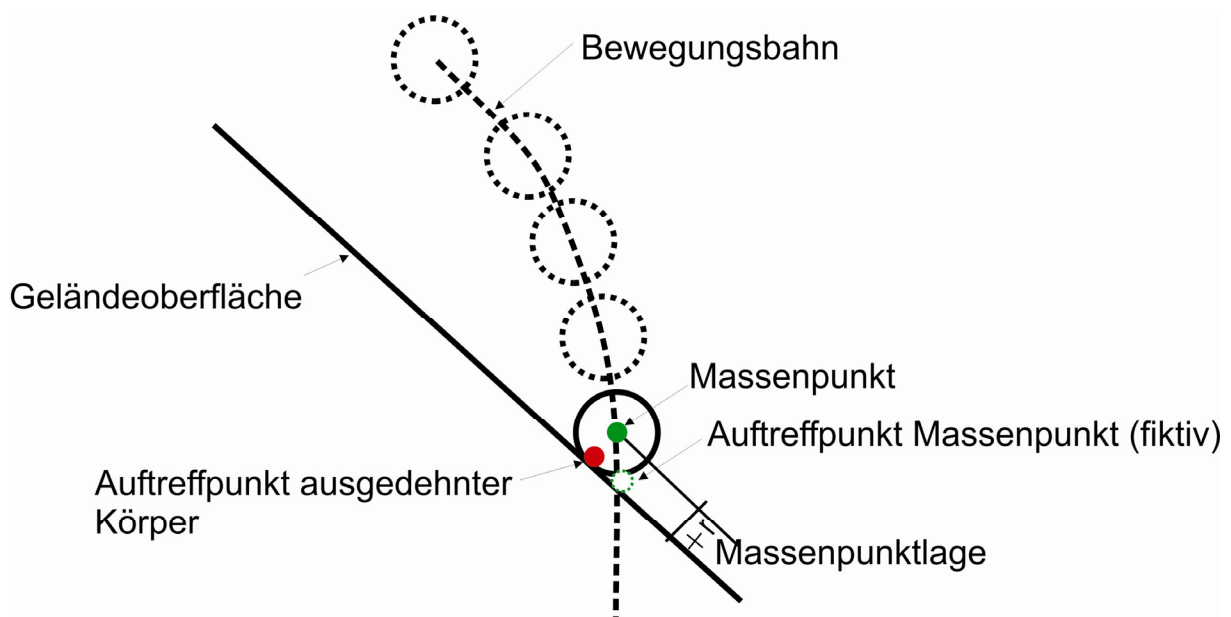


Abbildung 7.4: Bewegungsbahn und Massenpunktlage (Quelle: Autor)

Liegt das Trägheitsmoment oberhalb der Höhe eines Hindernisses, so kann es mit relativ großer Wahrscheinlichkeit überwunden werden. Jedoch ist die kinetische Energie eines Sturzkörpers immer noch als übergeordneter Faktor zu betrachten. Daneben nimmt die Steilheit eines Hindernisses Einfluss auf die Bewegung. An aufrechten Erhebungen kann ein Stein eher gestoppt werden als an flach ansteigenden Erhebungen. Andererseits kann ein Stein an rampenartigen Vorsprüngen sogar hochgeschleudert werden (Sprungschanzeneffekt).

An Hand der Abbildung 7.3 wird verständlich, dass der Rollvorgang für einen elongierten Quader energetisch ungünstig ist und auf Grund dessen weniger spontan in Erscheinung tritt (umso seltener, je stärker er von der kubischen Symmetrie abweicht). Erst ab einem bestimmten Gefälle kann ein Rollen über die kurze Querachse vorkommen, nämlich dann, wenn die kinetische Energie ausreicht, um den Quader aufzustellen und zu drehen. Leichter kann eine Rollbewegung um die Längsachse erfolgen, weil zur Bewegung der Masse weniger Energie aufgewendet werden muss.

Abbildung 7.1, Abbildung 7.2 und Abbildung 7.3 zeigen die Bewegungsart Springen. Springen ist die Abfolge von Bewegungen ohne Bodenkontakt mit kurzem Aufprallen am Boden. Springen tritt meist nach dem ersten Aufprall eines frei fallenden Sturzkörpers und bei der Überwindung von Hindernissen und Stufen auf. Dabei wird der Körper meist in Rotation versetzt. Die Bewegungsenergie wird bei jedem Aufprall teilweise in Rotationsenergie und Verformungsenergie umgewandelt, was den Block bremst. Die Sprungweiten von Steinen auf harten flachen Böden verkürzen sich bei einer Neigung  $<60\%$  ( $31^\circ$ ), wogegen bei Geländeneigungen  $>80\%$  ( $39^\circ$ ) eine Vergrößerung der Sprungweiten festzustellen ist (GERBER, 1998).

### 7.1.2.3 Oberflächengestaltung

Aus- und Einbuchtungen, Kanten und Grate der Hangoberfläche beeinflussen die Bewegungsbahn eines sich auf dieser bewegendem oder auf diese auftreffenden Steins. Diese können den Stein bremsen, ablenken oder sich auch als unüberwindliche Hindernisse erweisen. Für diese Eigenschaft der Hangoberfläche wird der Begriff Rauigkeit, der sich aus der Amplitude und der Frequenz der Unebenheiten zusammensetzt, verwendet (Abbildung 7.5). Die Effektivität der Oberflächenrauigkeit steht in direkter Relation zur Größe der Steine.

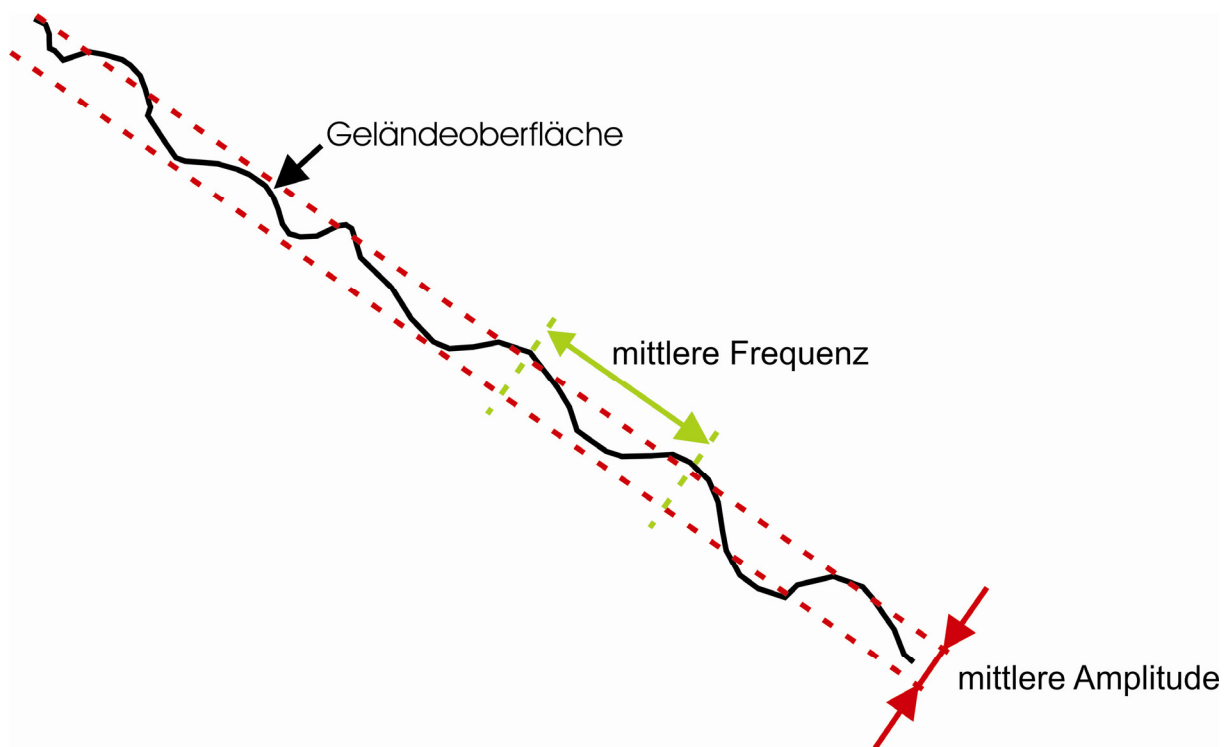


Abbildung 7.5: Rauigkeit einer Bewegungsbahn (Quelle: Autor)

Aus den Erfahrungen von Steinschlagversuchen kann konstatiert werden, dass die Sturzbahn generell bei Steinen ( $m < 100\text{ kg}$ ) eher vom Gelände beeinflusst wird als bei Blöcken ( $m > 1.000\text{ kg}$ ). Kleine Steine lagern sich früher unter höherem Gefälle ab und weisen eine geringere Reichweite auf (GERBER, 1998).

#### 7.1.2.4 Dämpfung, Eigenschaften des Sturzkörpers und der Fahrbahn

Die Dämpfung beschreibt das Ausmaß, in dem ein Block beim Aufprall abgebremst wird. Der zugrunde liegende physikalische Parameter ist die Energierestitution, also der Anteil an Energie, der dem Block nach dem Aufprall verbleibt. Die Restitution kann in eine hangparallele (tangente) und normale Komponente zerlegt angegeben werden (KUHN, 2004).

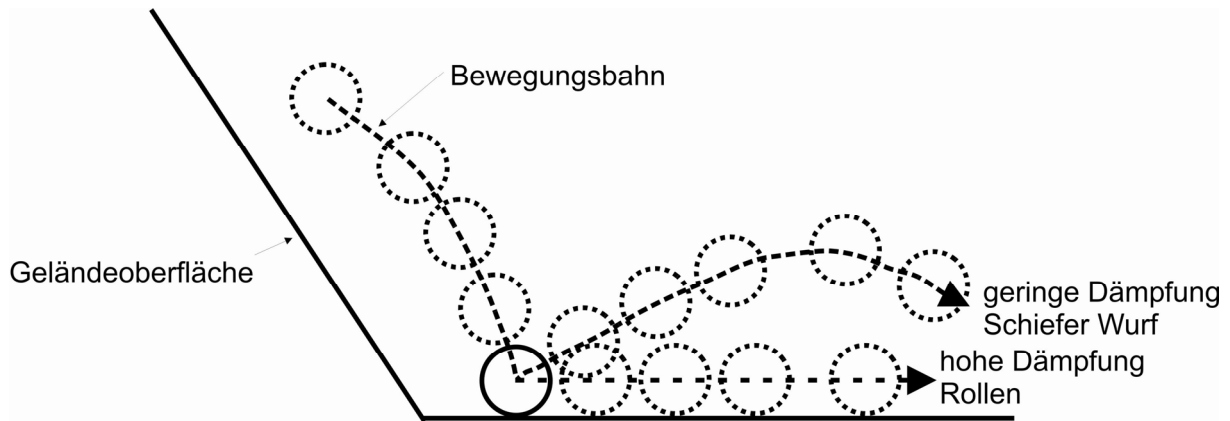


Abbildung 7.6: Bewegungsbahn beim Springen und unterschiedlicher Dämpfung (Quelle: Autor)

Während des Stoßkontaktes spielen die elastischen Eigenschaften der Hangoberfläche und des Steins (RUMPF, 1959), die den Abprallwinkel bestimmen eine dominierende Rolle. Ein plastisches Verhalten der Materialien äußert sich dadurch, dass die Sturzblöcke deformiert werden, bzw. dass die Fahrbahnoberfläche „Schaden“ in Form von Dellen und Einbuchtungen erleidet. Die Stoß (Prall-)vorgänge von Gesteinskörpern untereinander oder mit der Fahrbahn liegen nahe dem vollkommen elastischen Stoß. Eine bleibende Deformation des Gesteins tritt aufgrund dessen sprödbrechender Eigenschaft nahezu nicht ein. Demzufolge können die beiden Körper nicht ineinander eindringen. In der ersten Phase (Kompression) wird die Translations- und Rotationsbewegung der Körper so geändert, dass beide an ihrer Berührungsstelle die gleiche Geschwindigkeit in Richtung der Stoßnormalen besitzen. Die Stoßnormale ergibt sich als Lotrechte auf der Berührungsfläche. Falls in Richtung der Kontaktebene (Berührungsfläche) noch eine Relativbewegung auftritt, führt diese zur Gleitreibung. In der zweiten Stoßperiode (Restitution) wird die gespeicherte elastische Energie wieder in kinetische Energie des Systems gewandelt, gemindert um die eventuell geleistete Reibungsarbeit in Richtung Berührungsfläche und weitere Energieverluste. Elastisches Verhalten kann zum Zerbrechen des Körpers führen. Überschreitet die gespeicherte Energie die Beanspruchungsenergie  $W_B$  (SCHUBERT, 1989), die für einen Bruchvorgang erforderliche Energie, wird ein Teil der Beanspruchungsenergie als Zerkleinerungsenergie  $W_Z$  genutzt. Dementsprechend mindert sich die für die Bruchstücke zur Verfügung stehende kinetische Energie nicht nur um die Reibungsenergie.

#### 7.1.2.5 Bruchbildung

Soll ein Körper zerteilt werden, so sind durch Einwirken von Spannungen die Bindungskräfte zwischen den atomaren Partikeln zu überwinden. Dies geschieht mit Hilfe äußerer Kräfte. Die Ausbildung von Bruchflächen in einem Körper findet an Ebenen statt, die in einem materialabhängigen optimalen Verhältnis von Scher- zu Normalspannungen stehen. Die

theoretische Bruchspannung, die zum Überwinden der atomaren Bindungskräfte erforderlich ist, übersteigt die Bruchspannungen von realen Gesteinskörpern um mehrere Größenordnungen (SCHUBERT, 1989). Die Ursache ist darin zu sehen, dass reale Festkörper anisotrop sind, d.h. es sind Baufehler (makroskopisch, mikroskopisch und submikroskopisch) vorhanden (SCHUBERT, 1989). Diese sind hinsichtlich der Spannungsverteilung Inhomogenitätsstellen. An ihnen stellen sich örtliche Spannungsspitzen ein, die größer als die mittleren Spannungen im Körper sind. Bei ausreichend hoher von außen anliegender Spannung werden an diesen Stellen die Spannungsspitzen durch inelastische Verformung abgebaut oder bei Erreichen der Bruchspannung der Bruch eingeleitet (Abbildung 7.7). In einem Korn wird immer an der jeweils wirksamsten Inhomogenitätsstelle der Bruch eingeleitet. Für folgende Zerkleinerungsereignisse der Bruchstücke stehen dann entsprechend weniger Inhomogenitätsstellen zur Verfügung. Dies führt zu einer Erhöhung der Festigkeit mit abnehmender Korngröße (Abbildung 7.7). Das Ähnlichkeitsgesetz der Bruchmechanik kann nicht angewendet werden (RUMPF, 1973). Die naturbedingt gegebenen Fehlstellen sind hierfür ursächlich. Für die Prallzerkleinerung hat u.a. PRIEMER (PRIEMER, 1965) nachgewiesen, dass  $\sigma_{Bruch}$  nicht konstant ist, sondern mit kleiner werdender Teilchengröße zunimmt, da mit dieser auch eine Verarmung von Fehlstellen eintritt.

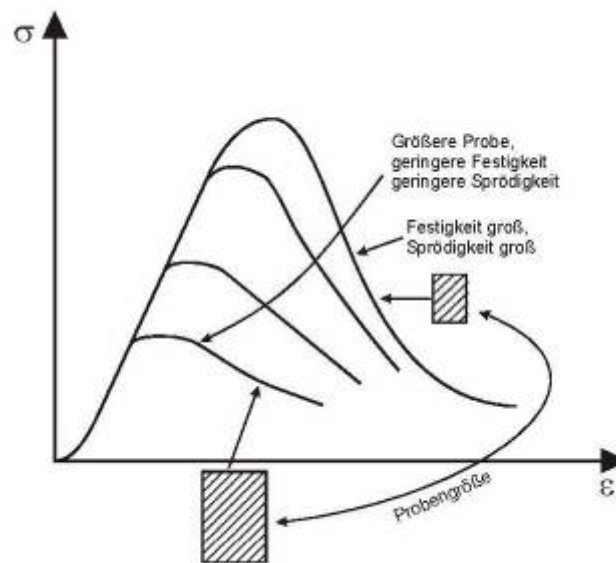


Abbildung 7.7: Spannungs-Dehnungs-Diagramm im einaxialen Druckversuch in Abhängigkeit von der Gesteinsprobengröße (TU GRAZ, 2006)

## 7.2 Massenschwerebewegung im Versturzbauwerk – Prallbeanspruchung

Der Bewegungsprozess eines Gesteinskörperkollektivs in dem Versturzbauwerk (Rinne und Bunker) kommt natürlichen Massenschwerebewegungen – Steinschlag / Steinlawine – nahe. Die wesentlichen Unterschiede liegen in der Bestimmtheit des Quellortes sowie der Reproduzierbarkeit. Während bei natürlichen Massenschwerebewegungen Gesteinskörperkollektive aus dem anstehenden, natürlichen geologischen Verband von einem unbestimmten Ort im Quellgebiet in nicht ermittelbarer Kornverteilung und zuvor bestimmbarer Masse talwärts in Bewegung kommen, wird im Gegensatz dazu beim Förderprozess ein diskretes Gesteinskörperkollektiv mit Radlader oder SLKW bestimmter Ladekapazität dem durch Bohr- und Sprengarbeit aus dem natürlichen Verband erzeugten

Haufwerk entnommen und wiederholt dem Verstürzbauwerk aufgegeben. Die physikalischen Gesetzmäßigkeiten vom Eintreten des Bewegungsprozesses, bei der Bewegung bis zu dessen Stillstand selbst sind dagegen identisch.

Beim Verstürzen des Gesteinskörperkollektivs werden die einzelnen Körper des Kollektivs durch Reibung und durch Stoßvorgänge untereinander oder gegen die Rinnenwände, den Rinnenboden, die Trägheitsbremsen und nicht zuletzt beim Stürzen in den Bunkerbereich mechanisch beansprucht. Die auf die Körper durch die Stoßvorgänge wirkenden Energien können zu deren Zerkleinerung führen, wenn die - aus der Umwandlung der potentiellen Energie resultierende - aus dem kinetischen Energieanteil der Fallkörper beim Zusammenprallen untereinander oder auf die Begrenzungsflächen der Rinne oder des Bunkers aufgenommene Energie, die erforderliche Zerkleinerungsenergie überschreiten (SCHUBERT, 1989). Die eintretende Verfeinerung des Körperkollektivs kann wünschenswert sein, da die hierfür erforderliche Zerkleinerungsarbeit dann nicht mehr in den folgenden Aufbereitungsschritten geleistet werden muss. Die Beanspruchung sollte aber nicht zu ungewünschter Verfeinerung oder zu einer Schwächung von Einzelkörpern mit nutzbaren Abmessungen durch Ausbildung von Anrissen führen. Diese Anrisse können z.B. unerwünschten Bruch bei Beanspruchung in folgenden Aufbereitungs- oder Verarbeitungsprozessen oder durch Eindringen von (Salz-)Wasser die (Salz-) Frostsprengung begünstigen.

### **7.2.1 Prallbeanspruchung**

Beim Verstürzen von Gesteinskörpern und Gesteinskörperkollektiven durch die Rinne und in den Bunker werden diese durch Reibungs- und Stoßvorgänge zwischen dem Bauwerk und untereinander beansprucht. Die Reibung kann zu einer i.d.R. unkritischen Volumenreduzierung und Kantenrundung führen. Die Stoßvorgänge beim Kontakt mit dem Rinnenboden nach dem Abkippen, die möglicherweise eintretende Bewegungsart Springen oder das Auftreffen des Steins auf die Rinnenwände bzw. der Fall auf die Gesteinshalde im Bunker können auch als Prallbeanspruchung beschrieben werden. Diese Form der Beanspruchung ist ein feststehender Begriff in der Aufbereitungstechnik von Gesteinen. Diese ist Gegenstand einer großen Zahl von Bearbeitungen zur Herleitung von Bruchkriterien zur Auslegung von Prallbrechern und -mühlen. Daneben werden noch die Druck- und Schlagbeanspruchung unterschieden. Beim Prall besteht kein Formzwang. Von Bedeutung ist die Frage nach dem maximalen Energieanteil, welcher beim Prallvorgang für die Zerkleinerung genutzt werden kann. Seine Größe hängt von der Stoßgeometrie und Stoßpartnerschaft ab. Die analytische Erfassung des Prallzerkleinerungsvorganges aus energetischer Sicht ist aufgrund seiner Komplexität nur unzureichend möglich. „Die Untersuchung der Energieverluste ist eines der Kernprobleme der Stoßphysik. Die Energiebilanz berücksichtigt im Allgemeinen nur den translatorischen Anteil der kinetischen Energie beider Körper vor und nach dem Stoß. Für den realen Stoß muss jedoch eine vollständige Bilanzierung vorgenommen werden, bei welcher auch die irreversiblen Energieumwandlungen wie bleibende Deformation, Reibung, Schwingung usw. zu berücksichtigen sind.“ (ILLYES & BAUER, 1987, S. 6).

Zur qualitativen Abschätzung kann eine Rückführung auf elementare Stoßvorgänge erfolgen, wobei davon ausgegangen wird, dass die grundlegenden Gesetze des Stoßes gelten. „Beim Stoß berühren sich zwei oder mehrere Körper kurzzeitig unter Änderung ihres

Bewegungszustandes. Sie sind vor und nach dem Stoß getrennt. Wesentliches Merkmal ist die Einmaligkeit und die extrem kurze Zeitdauer des Prozesses, also ein instationärer Ablauf.“ (ILLYES 1987, S. 5).

### 7.2.2 Bruchkriterien von spröden Materialien

Für unregelmäßig geformte Partikel (z. B. Gesteinsbrocken) ist es in der Regel nicht möglich, aus theoretischen Überlegungen zur Stoß- / Bruchtheorie auf den tatsächlichen Spannungszustand im Teilchen und damit auf dessen Bruchverhalten zu schließen. Die analytische Betrachtung der Einzelkornbeanspruchung kann jedoch ein Bindeglied zwischen der Zerkleinerung und der physikalischen Bruchtheorie darstellen. Eine gute Vorstellung über den Belastungsablauf, die relevanten Einflussgrößen und die auftretende maximale Druckspannung an der Berührungsstelle vermitteln die HERTZ'schen Gleichungen (HERTZ, 1882, RUMPF, 1959). Experimente am Einzelkorn des zu zerkleinernden Stoffes bilden hier eine wesentliche Grundlage für die wissenschaftliche Durchdringung der technischen Zerkleinerung (WEGNER, 2005). REINERS (REINERS, 1961) analysierte den geraden, zentralen Einmalstoß von (isotropen) Glaskugeln, Erzen und weiteren Mineralen im Korngrößenbereich von 5 bis 15 mm und für Prallgeschwindigkeiten von 50 bis 800 m/s.

Nach REINERS (REINERS, 1961) u.a. folgt aus dem idealisierten Modell eines dünnen Stabes (s. Abbildung 7.8. links), dass die den Bruchvorgang verursachende Spannung nur von der spezifischen Energie des stoßenden Materials und den elastischen Eigenschaften (Druck-, Zugfestigkeit, E-Modul, Längs- bzw. Querdehnung – hieraus abzuleiten die Poisson-Zahl und Schallgeschwindigkeit) von Material und Wand abhängt.

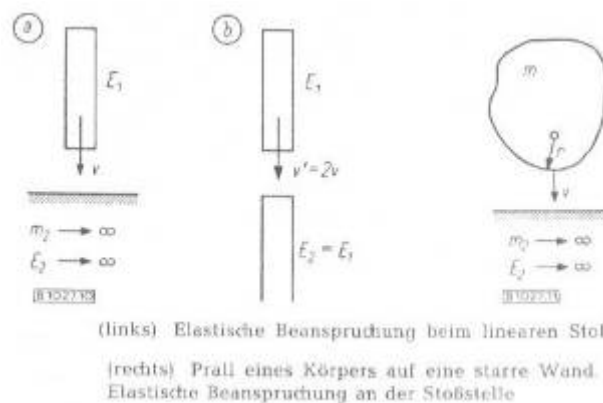


Abbildung 7.8: Links – elastische Beanspruchung beim linearen Stoß; rechts – Prall eines Körpers auf eine starre Wand. Elastische Beanspruchung an der Stoßstelle (RUMPF, 1959)



Zwei Grenzfälle, starre Wand und gleiches Material werden wie folgt beschrieben.

$$\sigma_D = \sqrt{E^* \rho^* v^2} \quad (\text{starre Wand}) \quad (7.4)$$

$$\sigma_D = \frac{1}{2} \sqrt{E^* \rho^* v^2} \quad (\text{gleiches Material}) \quad (7.5)$$

Durch diese oben angegebene Druckspannung wird der Bruch jedoch nicht direkt ausgelöst. Durch die Beanspruchung werden in dem Körper Longitudinalwellen in Beanspruchungsrichtung und Transversalwellen, die Schwingungen senkrecht zur Laufrichtung ausführen, induziert. Der Bruch verläuft senkrecht zur Richtung des größten Zugs und wird durch Zug- oder Schubspannung ausgelöst. Die Primärbrüche gehen dabei vom Stoßzentrum aus. Durch den Druckstoß wird das Material in Querrichtung verdrängt. Der Bruch setzt ein, wenn eine kritische Querdehnung überschritten wird. Mit zunehmender Druckspannung wird ab einem Punkt ein instabiler Zustand des Gefüges erreicht, ab dem die Steigung der Volumenänderungskurve nicht mehr ab-, sondern wieder zunimmt. Das Volumen, welches sich durch die Längsstauchung verringert, wächst nun durch die steigende Querdehnung wieder an. Dieser Punkt der Querdehnungserhöhung, wird als kritische Spannung, „Diskontinuitätspunkt“ oder „lower limit of structural loosening“, bezeichnet und beschreibt in etwa die Dauerstandfestigkeit. Diese kritische Spannung liegt je nach Gestein zwischen 65 % und 90 % der Bruchfestigkeit. Unterhalb dieses Punktes ist ein Versagen infolge fehlender durchgehender Risse nicht möglich (HOHBERG, 2004).

Mit Hilfe der Beziehung

$$\varepsilon_q = \frac{v}{E} * \sigma_D \quad (7.6)$$

lässt sich die Endformel für  $\sigma_D$  in eine Beziehung für die kritische Bruchgeschwindigkeit umformen:

$$\varepsilon_q = \frac{v}{E_2} * \frac{\sqrt{E_2^* \rho_2^* v^2}}{1 + \sqrt{\frac{E_1^* \rho_1}{E_2^* \rho_2}}} \quad (\text{ungleiches Material}) \quad (7.7)$$

Damit ergibt sich  $v_{kr}$  zu:

$$v_{kr} = \frac{\varepsilon_{qkr}}{v} * \left( 1 + \sqrt{\frac{E_2^* \rho_2}{E_1^* \rho_1}} \right) * \sqrt{\frac{E_2}{\rho_2}} \quad (\text{starre Wand}) \quad (7.8)$$

$$v_{kr} = 2 * \frac{\varepsilon_{qkr}}{\nu} * \sqrt{\frac{E}{\rho}} \quad (\text{gleiches Material}) \quad (7.9)$$

Der Wert für  $\varepsilon_{qkr}$  ist aus Zug- oder Druckversuchen zu bestimmen. Dabei wird  $\varepsilon_{kr}$  unter Last unmittelbar vor dem Bruch gemessen. Daraus wird durch Umrechnung mit der Querszahl (Reziprokwert der Poissonzahl)  $\varepsilon_{qkr}$  ermittelt.

Nach der angegebenen Gleichung (7.9) – bestätigt u.a. durch die Versuche von REINERS (REINERS, 1961) an Glaskugeln – ist die Zerkleinerung durch Prallbeanspruchung unabhängig von der Teilchengröße, d.h. es kommt nicht die kinetische Energie des Teilchens in Betracht, sondern die kinetische Energie pro Volumeneinheit, die von der Korngröße unabhängig ist. Diese Aussage gilt nur bei Konstanz der Stoffeigenschaften.

Bis zu einer gewissen Minimalgeschwindigkeit tritt keine Zerkleinerung ein. Für Glas wurde dieser Wert zu 80 m/s ( $v_{kr\ th} = 70$  m/s) ermittelt. Für Granit ermittelte REINERS 50-60 m/s ( $v_{kr\ th} = 45$  m/s), für Basalt 85-95 m/s ( $v_{kr\ th} = 80$  m/s) und für Sandstein 45-55 m/s ( $v_{kr\ th} = 37$  m/s). Die Arbeit enthält keine Angaben über die zugrunde gelegten Festigkeitseigenschaften der Gesteine, so dass die angegebenen Werte nur Tendenzen abbilden.

Auch RUMPF (RUMPF, 1959) führt aus, dass der Bruch erst bei Überschreiten der Festigkeit auftritt und somit die kritische Prallgeschwindigkeit für alle Korngrößen konstant ist. Für den Fall in Abbildung 7.8 rechts, auf der ein Körper mit annähernder Kugelform auf eine ebene Platte mit unendlicher Masse trifft, erhält man durch Umformung der allgemeinen HERTZ'schen Gleichung für den Fall gleicher elastischer Eigenschaften die nachfolgenden Gleichungen (7.10) und (7.11) (RUMPF, 1959, S. 330-332):

$$\left(\frac{\sigma_{\max}}{E}\right)^5 = \frac{0,00257}{(1-\nu^2)^4} * \left(\frac{\nu}{a}\right)^2 \quad (\text{gleiches Material}) \quad (7.10)$$

$$\nu = \pm \sqrt[5]{\frac{(1-\nu^2)^4}{0,00257} * a^2 * \left(\frac{\sigma_{\max}}{E}\right)^5} \quad (\text{umgestellt nach } \nu) \quad (7.11)$$

### 7.2.3 Bruchverhalten von anisotropen Gesteinskörpern

Die theoretischen Ansätze können nur Anhaltswerte für die Ermittlung der Beanspruchungsgröße  $v_{kr\ th}$  liefern. Die von REINERS (REINERS, 1961) ermittelten Größen beruhen hierbei auf den mit Druck- und Zugversuchen ermittelten Festigkeitseigenschaften von realen Gesteinsprobekörpern, ohne jedoch nähere Hinweise auf die Proben und die Versuchsdurchführung zu geben. Die Anhaltswerte decken sich mit Erfahrungen aus der Aufbereitungstechnik, dass Basalt i.d.R. ein zäheres Bruchverhalten als z.B. Granit hat und somit höhere Energien zu dessen Zerkleinerung benötigt werden. Auch die Ergebnisse von ISSELHORST (ISSELHORST 2001) zeigen die sehr unterschiedlichen, mit dem Punkt-Last-Versuch ermittelten Druckfestigkeiten von Quarziten vom Typ Taunusquarzit und

Tonschiefern aus einer Lagerstätte in Abhängigkeit von der Trennflächenlage auf. Für die Ermittlung von  $v_{kr\ th}$  werden gemäß REINERS (REINERS, 1961) Festigkeitskennwerte von realen Gesteinsprobekörpern benötigt. Für die Ermittlung einer gesicherten Bandbreite der  $v_{kr\ th}$  z.B. für die Gesteinsart Quarzit einer bestimmten Lagerstätte in Probengröße ist eine große Zahl von Versuchen erforderlich, um alleine die Einflüsse der Schichtung zu erfassen. Weiterführend wird auf BISSEN (BISSEN, 2005) und MUTSCHLER (MUTSCHLER, 2004) verwiesen, die u.a. auch auf die Wichtigkeit der Probekörperansprache, -herstellung und -dimensionierung in Abhängigkeit vom anzusprechenden Gestein eingehen. Gleichfalls von Interesse ist die Diplomarbeit von SUTTKUS (SUTTKUS, 2006), die sich mit der Ermittlung von Längs- und Querdehnung an bestimmten Gesteinen auseinandersetzt. Deren Ergebnisse sind Gegenstand einer in Vorbereitung (1. Halbjahr 2007) stehenden Veröffentlichung des Instituts für Felsmechanik der TU Karlsruhe.

WEGNER (WEGNER, 2005) hat sich mit der Prallzerkleinerung grober Einzelpartikel für die Auslegungsgrundlagen von Rotorprallbrechern auseinandersetzt. Er recherchierte empirische Auslegungsansätze für den Beanspruchungsfall Kugel auf Platte. Die kritische Prallgeschwindigkeit  $v_{krit}$ , nach der eine Zerkleinerung bereits beim ersten Stoßvorgang eintritt, kann nach folgender Formel berechnet werden:

$$v_{krit} = 1,75 * 10^{-2} \sqrt[3]{\left(\frac{\sigma_Z}{\rho * d}\right)^2} \quad (7.12)$$

Beispiel: Die Zugfestigkeit von harten Materialien wird mit  $\sigma_{Zug} = 12 \text{ MN/m}^2$  angesetzt. Bei einer Aufgabegutdichte von  $\rho = 2700 \text{ kg/m}^3$  ergeben sich für steigende Korndurchmesser abnehmende kritische Geschwindigkeiten (s. Abbildung 7.9).

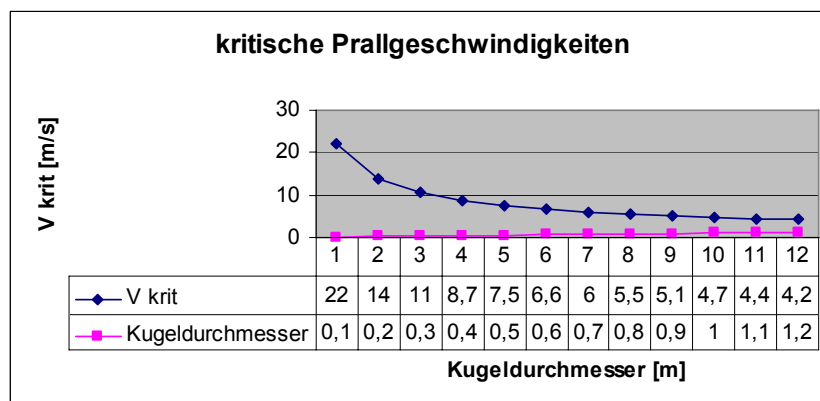


Abbildung 7.9: Kritische Prallgeschwindigkeit nach Formel (7.12)

Aus der empirischen Formel zur Auslegung von Prallgeschwindigkeiten in Rotorbrechern lässt sich eine kritische Geschwindigkeit durch Festlegung einer maximalen Korngröße ableiten. Diese liegt z.B. für einen Diabasstein von 90 kg Gewicht bei einem Kugeldurchmesser von ca. 0,4 m bei ca. 9 m/s. Diese Geschwindigkeit gilt für den Fall, dass der Stein senkrecht auf eine ebene Stahlplatte aufschlägt.

Nach Erfahrungswerten in der Auslegung von Prallbrechern liegen Prall (Rotor-)geschwindigkeiten für die Grob- und Mittelzerkleinerung im Allgemeinen im Bereich von 20 bis 60 m/s, während für die Fein- und Feinstzerkleinerung wesentlich höhere Geschwindigkeiten erforderlich sind (SCHUBERT, 1989). Hierdurch werden den i.d.R. geringeren Wirkungsgraden bei der Beanspruchung von realen Gesteinskörpern in solchen Maschinen Rechnung getragen, so dass die Beanspruchung auch sicher zur gewünschten Verfeinerung des aufgegebenen Brechgutes führt.

Bei der Betrachtung von Zerkleinerungsvorgängen bei Prallbeanspruchungen werden neben dem geraden zentralen Stoß auch der schiefe zentrale Stoß an einer idealen Kugel sowie der gerade und schiefe exzentrische Stoß auch an einem unregelmäßig geformten Korn untersucht (ILLYES & BAUER, 1987). Diesen weiteren Fällen ist gemein, dass die aus der kinetischen Energie dem Partikel zugeführte Formänderungsarbeit unter der des geraden zentralen Stoßes liegt (WEGNER, 2005), der oben diskutiert wurde. In der realen Beanspruchungssituation in der Rinne und im Bunker sind die Körper des Gesteinskörperkollektivs unregelmäßig geformt, werden damit nur den Bedingungen des exzentrischen geraden und schiefen Stoßes mit geringeren Energieübertragungsraten bei Aufprall auf die Begrenzungsflächen des Bauwerks oder die Materialhalde im Bunker ausgesetzt sein. Dies lässt die Schlussfolgerung zu, dass die Geschwindigkeit in der Versturzzinne beträchtlich hoch sein darf, ohne dass hierdurch eine wesentliche Zerkleinerung des Teils des Gesteinskörperkollektivs eintritt, der für die angestrebte Verwendung bereits die gewünschten Endkorngrößen und Festigkeit hat. Die Beanspruchung wird sich demnach dahingehend auswirken, dass Steine an Trennflächen zerfallen, die sicher auch bei Druckbeanspruchung in den Primärbrechern der Aufbereitung (Backen- oder Kegelbrecher) wirksam werden, und an den Kanten gerundet werden.

### **7.3 Steinschlagsimulationsprogramme**

Die Vorhersage der Verläufe von Steinschlagbahnen von Sturzblöcken bestimmter Größe und Form ist von großer Bedeutung zur Abgrenzung von gefährdeten Arealen mit schutzbedürftigen Objekten unterhalb steinschlagliefernder Felsstrukturen, die i.d.R. auch von Menschen (Siedlungsräume und infrastrukturelle Einrichtungen) genutzt werden.

Für die Ermittlung des Gefährdungsbereichs werden Simulationsprogramme von verschiedenen Anbietern ROFMOD3 (GEOTEST, Schweiz), CRSP3 (Colorado Department of Transportation, USA), ROCFALL (ROCSCIENCE, Kanada), ROCKFALL (SPANG GMBH, 2006, Deutschland) u.a. angeboten (KUHN, 2004). Diese Programme modellieren ausschließlich zweidimensional. Programme, die ein Gelände und dessen Bewuchs dreidimensional berücksichtigen, stehen in der Entwicklung. Steinschlagsimulationen werden als ergänzendes Hilfsmittel zu Erhebungen vor Ort eingesetzt. In den Programmen basiert die Berechnung von Sturzbahndaten auf der Grundlage der physikalischen Gesetze der Kinetik. Das Interesse liegt gemeinhin in der Bestimmung der Gefährdungshöhen und deren Eintrittswahrscheinlichkeit an bestimmten Orten der Sturzbahn über die Maximalwerte von Sprunghöhen, Energien und Reichweiten von Stürzkörpern bestimmter Form und Eigenschaften. Hieraus lässt sich in der Folge die Dimensionierung der Schutzeinrichtungen nach Höhe und Energieaufnahmekapazität ausrichten. Die errechneten Hüllkurven, die den Verlauf von Sturzbahnen (Sprüngen) entlang des Hangprofils nachempfinden, erleichtern die Entscheidung über die Platzierung von Fangeinrichtungen, Mauern und Zäunen. Kritisch für die Simulation gestaltet sich ein adäquates Nachempfinden der Hangoberfläche / Fahrbahn

mit ihren vielen morphologischen und qualitativen Einzelheiten, die sich empfindlich auf den Bewegungsprozess auswirken.

### **7.3.1 Theoretischer Ansatz der Simulation**

Natürliche Prozesse lassen sich nicht mit absoluter Präzision in Simulationsmodellen nachbilden. Je komplexer ein natürlicher Ablauf zusammengesetzt bzw. je größer das Spektrum seiner Einflussfaktoren ist, umso schwieriger und aufwendiger wird dessen Berechnung sein und umso mehr muss abstrahiert werden.

Die physikalisch-mathematische Behandlung der Kinetik von Steinschlägen gewährt einen theoretischen Ansatz, mit dem die Empfindlichkeit einzelner Parameter in diesem System näher betrachtet werden kann. Grundsätzlich gilt der Energieerhaltungssatz. Danach ergibt sich theoretisch aus der Differenz der potentiellen Energie der Höhenlagen des Sturzkörpers vor und nach dem Sturz die zur Verfügung stehende Translationsenergie, die im Verlauf des Sturzes durch Wechselwirkungen mit der Sturzbahn verbraucht wird.

In der Dokumentation des Programms ROCFALL können beispielhaft dort verwendete Algorithmen nachvollzogen werden, die in Variationen Grundlage auch des Programms ROCKFALL 6.1 sind, das zur Simulation der Bewegung von einzelnen Gesteinskörpern im Versturzbauwerk eingesetzt wurde. Die diesem Programm zugrunde liegenden Algorithmen sind nicht zugänglich.

### **7.3.2 Steinschlagsimulationsprogramm Rockfall 6.1**

Das im Rahmen dieser Arbeit genutzte Steinschlagsimulationsprogramm ROCKFALL 6.1 (SPANG GMBH, 2006) wurde von Dr. SPANG (†2006), Dr. SPANG Ingenieurgesellschaft für Bauwesen, Geologie und Umwelttechnik mbH, Witten, entwickelt. Ausgehend von einem Vortrag, den Dr. SPANG 1976 auf einer Tagung der Vereinigung der Eisenbahnbetreiber (UIC) über Steinschlaggefahren an Eisenbahnstrecken hielt, entwickelte dieser den Ansatz eines Simulationsprogramms um Gefährdungshöhen zukünftig nicht erst nach einem Ereignis bestimmen zu können. Seither wurde dieses Programm ständig gepflegt und steht derzeit unter der Version 6.1 Anwendern zur Verfügung. Die Version 7.0 steht kurz vor der Marktreife.

Die Leistungsfähigkeit bewies das Programm zuletzt in einem Wettbewerb der CEMAGRÉF, der französischen Forschungseinrichtung der Agrar- und Umweltingenieurwissenschaften (BERGER, 2004). Dieser Wettbewerb wurde durch das französische Ministerium für Umwelt und nachhaltige Entwicklung beauftragt, um Entwicklern und Anwendern von Steinschlagsimulationsprogrammen die Möglichkeit des „Eichens“ der auf dem Markt angebotenen Programme zu bieten. An dem Wettbewerb bewarben sich 12 Teilnehmer, davon 6, die mit den im Markt verfügbaren Programmen ROCFALL, CRSP und ROCKFALL 6.1 arbeiteten. Den Bewerbern wurden Informationen zum Versuchsgelände (Lokalität und Topografie des Geländes) sowie über 100 Gesteinsblöcke (Dimension, Volumen und Masse) zur Verfügung gestellt. Daten, die zur Beschreibung der Oberflächenbeschaffenheit benötigt wurden, wurden durch die Teilnehmer selbst ermittelt. Die Bewerber führten mit diesen Daten Simulationen durch, die Ergebnisse über die räumliche Verteilung der Bahnendpunkte, der Durchgangshöhen und Geschwindigkeiten an zwei Beobachtungspunkten lieferten. Zur „Eichung“ der Aussagezuverlässigkeit der einzelnen Programme zu den Folgen von Steinschlägen stellte die CEMAGRÉF die errechneten Werte beobachteten Werten von

Steinschlagbahnen der 100 einzelnen Blöcke gegenüber, die im Jahr 2001 an einem nordexponierten Waldhang des „Forêt de Burges“ in den französischen Alpen erfasst worden waren. Die Blöcke waren mittels eines Hydraulikbaggers aus definierter Höhe am Anfangspunkt fallen gelassen worden. Der Endpunkt der Bahn wurde ebenso dokumentiert wie an fünf weiteren Punkten die Geschwindigkeit und Durchgangshöhe des jeweiligen Blocks. Die Ergebnisse aller Bewerber wurden anonymisiert den tatsächlich ermittelten Daten gegenübergestellt und gewertet. Hierbei ermittelte alleine das Programm ROCKFALL 6.1, das vom Teilnehmer mit der Codierung 17 genutzt wurde, in 6 von 7 Parametern Werte im Vertrauensbereich, der aus den beobachteten Werten gewählt worden war. Das Ergebnis des Wettbewerbs hält allerdings ausdrücklich fest, dass es nicht das Ziel war, eine Rangfolge der Ergebnisse oder angebotenen Programme zu ermitteln. Hierfür sind weitere Wettbewerbe unter spezifizierteren Randbedingungen erforderlich.

Zur Abschätzung der Betriebsfähigkeit und -sicherheit der Versturzzrinne wurden Konstruktionsvarianten mit ROCKFALL 6.1 modelliert, um die Variante der Anlage mit der besten Funktionsfähigkeit zu ermitteln.

### **7.3.3 Eingangsdaten, Ergebnisdarstellung und -statistik**

Zur Durchführung einer Steinschlagsimulation benötigt ROCKFALL 6.1 Eingangsdaten, die sich aus einer Reihe von Werten zur Charakterisierung des Hanges und seiner Oberfläche sowie der Steinschlagkörper zusammensetzt.

Als Anfangsbewegung sind Rollen, Gleiten und Freier Fall möglich. Es sind die Koordinaten des Anfangspunktes anzugeben; daraus wird die physikalisch realistische Anfangsbedingung bestimmt. Rollen wird mit Rollwiderstand, Gleiten mit Gleitreibung, der Freie Fall mit Luftwiderstand gerechnet. Entsprechend den geometrischen Gegebenheiten berechnet das Programm wechselweise Übergänge zwischen Freiem Fall, Schiefem Wurf, Rollen und Gleiten automatisch. Bei Stoßvorgängen wird die Dralländerung berücksichtigt; entsprechend den Oberflächenverhältnissen erfährt sowohl die normale als auch die tangentielle Geschwindigkeitskomponente eine Dämpfung. An beliebigen Stellen können Steinschlagschutzbauwerke oder Hindernisse errichtet werden, in deren Achse das Programm die totale kinetische Energie, den translatorischen und rotatorischen Anteil sowie den Aufschlagpunkt berechnet.

Im Ergebnis der Parametervariation liefert das Programm Hüllkurven der möglichen Steinschlagbahnen, die für den Bemessungsstein das maximale Ereignis, aber auch die Verteilung der Energien und der Sprunghöhen sowohl über das Profil als auch am Standort vorhandener oder geplanter Bauwerke angeben (SPANG, 1997). Die Bahndaten jedes Steins eines Berechnungslaufes werden gespeichert und können nach Abschluss der Berechnung als Liste dargestellt werden (SPANG & KRAUTER, 2001).

Das Flussdiagramm der Bewegungssimulation im Programm ROCKFALL 6.1 kann der Abbildung 7.10 entnommen werden.

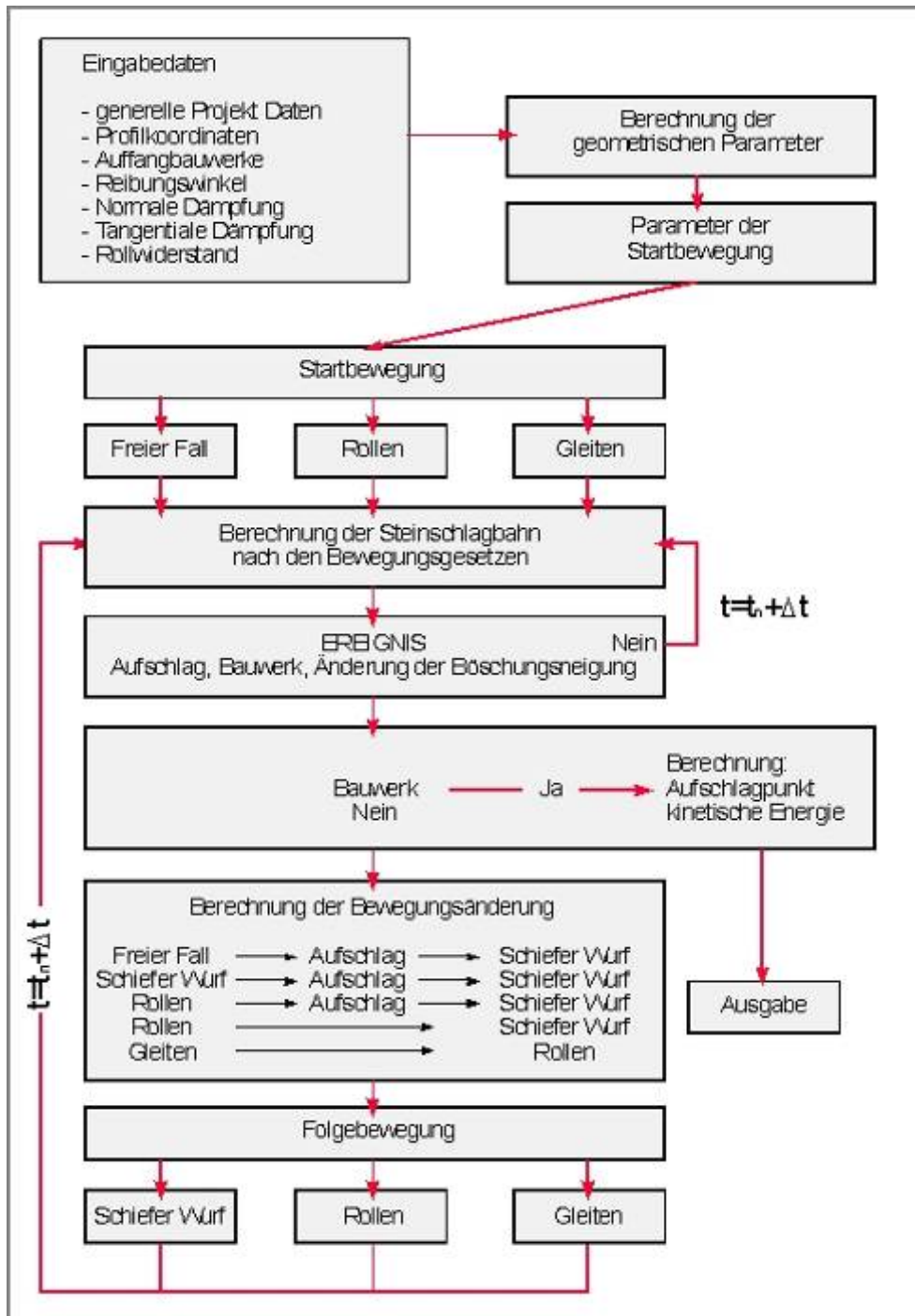


Abbildung 7.10: Generelles Flussdiagramm der Bewegungssimulation im Programm ROCKFALL (Quelle: Dokumentation ROCKFALL 6.1)

### 7.3.3.1 Eingangsdaten

Als Startparameter sind Grenzwerte für eine Endgeschwindigkeit und für ein Zeitintervall, sowie Ausgangswerte für eine Startposition und eine Winkelgeschwindigkeit ( $\text{Sekunde}^{-1}$ ) zu definieren. Außerdem wird ein Wert für die kleinste Hüllkurvenintervallbreite (in Metern) festgelegt.

#### 7.3.3.1.1 Hangprofil und -oberfläche

Das Hangprofil wird über x|y Koordinaten eingegeben, das nach Konvention immer links oben beginnt. Der Hang wird in Bereiche mit in etwa einheitlicher Neigung und

Oberflächenbeschaffenheit eingeteilt, die jeweils durch Lamellen begrenzt werden (Abbildung 7.11). Einfachster Fall ist eine schiefe Ebene mit 2 Lamellen. Je mehr Richtungswechsel oder Änderungen der Bahnbeschaffenheit in einer Laufbahn sind, umso mehr Lamellen sind einzufügen. Somit ergeben sich n-Lamellen und n-1 Abschnitte.



Abbildung 7.11: Bahneinteilung in Bereiche gleicher Eigenschaften durch Lamellen getrennt (Quelle: Autor)

Die Hangoberfläche wird über sieben Koeffizienten/Parameter beschrieben:

- Winkel der Haftreibung
- Winkel der Gleitreibung

Die Winkel bzw. Koeffizienten der Gleit- und Haftreibung sind meist Erfahrungswerte aus der Felsmechanik; sie lassen sich aber auch durch Schertests am betreffenden Gestein feststellen.

- Dämpfung normal
- Dämpfung tangential

Die Dämpfungskoeffizienten normal und tangential der Hangoberfläche sind wichtige Faktoren für die Geschwindigkeitsminderung beim Aufprall eines Steins und beschreiben die Energieaufnahme der Hangoberfläche. Hier handelt es sich um Werte zwischen 0 und 1, entsprechend der totalen und fehlender Dämpfung. In tangentialer Richtung liegen die Werte für Dämpfung generell höher als in der Normalen (in normaler Richtung ist die Dämpfung also größer). Daten über Dämpfungskoeffizienten sind z.B. auf der Homepage von ROCSCIENCE (<http://www.rocscience.com/> am 21.09.2006) abrufbar.

- Rollwiderstand

Der Rollwiderstand (dimensionslos) berücksichtigt über einen Faktor die Minderung der theoretischen Rollgeschwindigkeit  $v_{\text{theo}}$  durch die Hangoberflächenbeschaffenheit auf  $v_{\text{real}}$  für die Bewegungsart Rollen. Den Rollwiderstand kann man als Schätzwert ansehen, und zwar in einem Bezugsrahmen zwischen 1, ein Rollen ist unmöglich, und 0, gleichbedeutend mit fehlendem Widerstand. Als realistischen Wertebereich, der sich aus Versuchen im Gelände ergab, wird ein Intervall zwischen 0 und 0,35 angesetzt (SPANG & SÖNSER, 1995).


- Amplitude
- Frequenz

Mit den Parametern Oberflächenfrequenz und -amplitude (Einheiten in Meter) wird ein Relief aus kleineren morphologischen Unebenheiten in das Hangprofil eingebaut, womit die Oberflächenrauigkeit beschrieben wird.

Vorschläge für Eingangswerte unterschiedlicher Oberflächentypen sind in dem Programm ROCKFALL 6.1 integriert (siehe ISSELHORST, 2001). Außer der Frequenz und der Amplitude der Oberfläche kann das aufgeführte Spektrum der Eingangsdaten nach Bedarf mit einer



beliebigen Variation versehen werden. Allgemein gültige Koeffizienten für Stöße von Steinen mit Böden und Felsoberflächen anzugeben, ist nicht möglich. Die Abschätzung hängt von der Erfahrung des jeweiligen Bearbeiters ab. Zur Berechnung der Kinetik von Steinschlägen werden meist aus Feldversuchen ermittelte Werte herangezogen.

|  <b>Rockfall 6.1</b><br><b>Dr. Spang GmbH</b><br>Westfalenstr. 5-9, D-58455 Witten |                                  | Projekt Nr. : P27.2104<br>Projektname : Dissertation geführte Verstürztechnik<br>Profil Nr. : 1 von 4<br>Datum : 17.10.2006<br>Anlage : |         |   |             |                          |                          |      |               |
|---|----------------------------------|---|---------|---|-------------|--------------------------|--------------------------|------|---------------|
| Bearbeiter : CSp / Chp  |                                  | Bemerkung : Mittlere Neigung Profil 36 Grad, R=0,1  |         |   |             |                          |                          |      |               |
| <b>Lamellendaten</b>  |                                  |   |         |   |             |                          |                          |      |               |
| Lamellen<br>x0(m)   | Reibungswinkel<br>Gleit<br>xe(m) | Reibungswinkel<br>Haft<br>(Grad)  |         | Dämpfungsfaktoren<br>normal<br>tangential |             | Roll-<br>wider-<br>stand | Rauigkeit<br>Amp.<br>(m) |      | Frequ.<br>(m) |
|   |                                  |   |         |   |             |                          |                          |      |               |
| 0.00  | 0.16                             | 25+/-5%   | 35+/-5% | 0.050+/-15%                               | 0.930+/-10% | 0.060+/-10%              | 0.30                     | 1.00 |               |
| 0.16  | 3.06                             | 25+/-5%   | 35+/-5% | 0.050+/-15%                               | 0.930+/-10% | 0.060+/-10%              | 0.30                     | 1.00 |               |
| 3.06  | 3.22                             | 25+/-5%   | 35+/-5% | 0.050+/-15%                               | 0.930+/-10% | 0.060+/-10%              | 0.30                     | 1.00 |               |
| 3.22  | 6.11                             | 25+/-5%   | 35+/-5% | 0.050+/-15%                               | 0.930+/-10% | 0.060+/-10%              | 0.30                     | 1.00 |               |
| 6.11  | 6.27                             | 25+/-5%   | 35+/-5% | 0.050+/-15%                               | 0.930+/-10% | 0.060+/-10%              | 0.30                     | 1.00 |               |
| 6.27  | 9.17                             | 25+/-5%   | 35+/-5% | 0.050+/-15%                               | 0.930+/-10% | 0.060+/-10%              | 0.30                     | 1.00 |               |
| 9.17  | 9.33                             | 25+/-5%   | 35+/-5% | 0.050+/-15%                               | 0.930+/-10% | 0.060+/-10%              | 0.30                     | 1.00 |               |
| 9.33  | 12.22                            | 25+/-5%   | 35+/-5% | 0.050+/-15%                               | 0.930+/-10% | 0.060+/-10%              | 0.30                     | 1.00 |               |
| 12.22   | 12.38                            | 25+/-5%   | 35+/-5% | 0.050+/-15%                               | 0.930+/-10% | 0.060+/-10%              | 0.30                     | 1.00 |               |
| 12.38   | 15.28                            | 25+/-5%   | 35+/-5% | 0.050+/-15%                               | 0.930+/-10% | 0.060+/-10%              | 0.30                     | 1.00 |               |
| 15.28   | 15.44                            | 25+/-5%   | 35+/-5% | 0.050+/-15%                               | 0.930+/-10% | 0.060+/-10%              | 0.30                     | 1.00 |               |
| 15.44   | 18.33                            | 25+/-5%   | 35+/-5% | 0.050+/-15%                               | 0.930+/-10% | 0.060+/-10%              | 0.30                     | 1.00 |               |
| 18.33   | 18.49                            | 25+/-5%   | 35+/-5% | 0.050+/-15%                               | 0.930+/-10% | 0.060+/-10%              | 0.30                     | 1.00 |               |
| 18.49   | 21.39                            | 25+/-5%   | 35+/-5% | 0.050+/-15%                               | 0.930+/-10% | 0.060+/-10%              | 0.30                     | 1.00 |               |
| 21.39   | 21.55                            | 25+/-5%   | 35+/-5% | 0.050+/-15%                               | 0.930+/-10% | 0.060+/-10%              | 0.30                     | 1.00 |               |
| 21.55   | 24.44                            | 25+/-5%   | 35+/-5% | 0.050+/-15%                               | 0.930+/-10% | 0.060+/-10%              | 0.30                     | 1.00 |               |
| 24.44   | 24.60                            | 25+/-5%   | 35+/-5% | 0.050+/-15%                               | 0.930+/-10% | 0.060+/-10%              | 0.30                     | 1.00 |               |
| 24.60   | 27.50                            | 25+/-5%   | 35+/-5% | 0.050+/-15%                               | 0.930+/-10% | 0.060+/-10%              | 0.30                     | 1.00 |               |
| 27.50   | 27.66                            | 25+/-5%   | 35+/-5% | 0.050+/-15%                               | 0.930+/-10% | 0.060+/-10%              | 0.30                     | 1.00 |               |
| 27.66   | 30.56                            | 25+/-5%   | 35+/-5% | 0.050+/-15%                               | 0.930+/-10% | 0.060+/-10%              | 0.30                     | 1.00 |               |
| 30.56   | 30.72                            | 25+/-5%   | 35+/-5% | 0.050+/-15%                               | 0.930+/-10% | 0.060+/-10%              | 0.30                     | 1.00 |               |
| 30.72   | 33.61                            | 25+/-5%   | 35+/-5% | 0.050+/-15%                               | 0.930+/-10% | 0.060+/-10%              | 0.30                     | 1.00 |               |
| 33.61   | 33.77                            | 25+/-5%   | 35+/-5% | 0.050+/-15%                               | 0.930+/-10% | 0.060+/-10%              | 0.30                     | 1.00 |               |
| 33.77   | 36.67                            | 25+/-5%   | 35+/-5% | 0.050+/-15%                               | 0.930+/-10% | 0.060+/-10%              | 0.30                     | 1.00 |               |
| 36.67   | 36.83                            | 25+/-5%   | 35+/-5% | 0.050+/-15%                               | 0.930+/-10% | 0.060+/-10%              | 0.30                     | 1.00 |               |
| 36.83   | 39.72                            | 25+/-5%   | 35+/-5% | 0.050+/-15%                               | 0.930+/-10% | 0.060+/-10%              | 0.30                     | 1.00 |               |
| 39.72   | 39.88                            | 25+/-5%   | 35+/-5% | 0.050+/-15%                               | 0.930+/-10% | 0.060+/-10%              | 0.30                     | 1.00 |               |
| 39.88   | 42.78                            | 25+/-5%   | 35+/-5% | 0.050+/-15%                               | 0.930+/-10% | 0.060+/-10%              | 0.30                     | 1.00 |               |
| 42.78   | 42.94                            | 25+/-5%   | 35+/-5% | 0.050+/-15%                               | 0.930+/-10% | 0.060+/-10%              | 0.30                     | 1.00 |               |
| 42.94   | 45.83                            | 25+/-5%   | 35+/-5% | 0.050+/-15%                               | 0.930+/-10% | 0.060+/-10%              | 0.30                     | 1.00 |               |
| 45.83   | 45.99                            | 25+/-5%   | 35+/-5% | 0.050+/-15%                               | 0.930+/-10% | 0.060+/-10%              | 0.30                     | 1.00 |               |
| 45.99   | 48.89                            | 25+/-5%   | 35+/-5% | 0.050+/-15%                               | 0.930+/-10% | 0.060+/-10%              | 0.30                     | 1.00 |               |
| 48.89   | 49.05                            | 25+/-5%   | 35+/-5% | 0.050+/-15%                               | 0.930+/-10% | 0.060+/-10%              | 0.30                     | 1.00 |               |
| 49.05   | 51.95                            | 25+/-5%   | 35+/-5% | 0.050+/-15%                               | 0.930+/-10% | 0.060+/-10%              | 0.30                     | 1.00 |               |
| 51.95   | 52.11                            | 25+/-5%   | 35+/-5% | 0.050+/-15%                               | 0.930+/-10% | 0.060+/-10%              | 0.30                     | 1.00 |               |
| 52.11   | 55.00                            | 25+/-5%   | 35+/-5% | 0.050+/-15%                               | 0.930+/-10% | 0.060+/-10%              | 0.30                     | 1.00 |               |
| 55.00   | 55.16                            | 25+/-5%   | 35+/-5% | 0.050+/-15%                               | 0.930+/-10% | 0.060+/-10%              | 0.30                     | 1.00 |               |

Seite 1

Rockfall 6.1 - Release: 28.9.2004, Dr. Spang GmbH, Witten, Lizenznehmer: ...

Abbildung 7.12: Beispiel Lamellendaten (Auswertung ROCKFALL 6.1)

### 7.3.3.1.2 Sturzkörper

Sturzkörpergröße und -form (Kugel bzw. Zylinder) sind nach eigener Einschätzung auszuwählen. Mit Hilfe der Dichte ermittelt das Programm Masse und Trägheitsmomente der Sturzkörper für die weiteren Rechenschritte. Die Stoffparameter werden mit Mittelwerten und Streubereichen angegeben. Daneben wird die Variabilität des Radius (in Metern) eines Steinschlagkörpers angegeben.

Das Programm rechnet mit der Geometrie ausgedehnter Körper in allen kinematischen Details. Dadurch ergeben sich geometrisch exakte Bahnkurven, bei denen auch die Aufschlagpunkte aus dem Rollen höhenrichtig berechnet werden. Für die ausgedehnten Körper wird beim Kreuzen von Bauwerksachse und Bahn geprüft, ob der Massenschwerpunkt unterhalb oder oberhalb der Oberkante Bauwerk liegt. Bei oberhalb des Bauwerks liegendem Massenschwerpunkt wird das Bauwerk überrollt oder übersprungen; das Bauwerk wird ignoriert. Bei der Berechnung der Bahn wird das Größenverhältnis zwischen Körper und Rauigkeit der Oberfläche berücksichtigt. Der Drall rechnet mit dem ausgedehnten Körper.

### 7.3.3.2 Rechenprinzip

Das Programm rechnet zeit- und nicht weggesteuert. Das Rechenzeitintervall von 0,05 s bestimmt die Genauigkeit. Das Programm errechnet den physikalisch möglichen Standort und bestimmt wie in der Abbildung 7.13 beispielhaft dargestellt, dass der Körper vom freien Fall in den schiefen Wurf übergegangen ist.

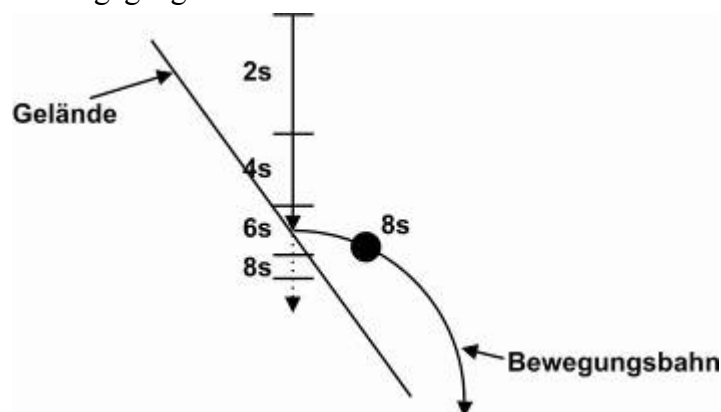


Abbildung 7.13: Rechenprinzip (Quelle: Autor)

Das Programm bricht die Berechnung der Bahndaten ab, wenn die Geschwindigkeit  $v_n$  und  $v_t$  unter 0,1 m/s (0,36 km/h) fällt.

### 7.3.3.3 Ergebnisdarstellung

Nach einem Simulationsdurchlauf werden die Steinschlagbahnen entlang des Hangprofils dargestellt, sowie Hüllkurven der Gesamtenergie (in Kilojoule) und der Sprunghöhen (in Metern) generiert, die deren Höhe entlang der x-Achse zeigen.

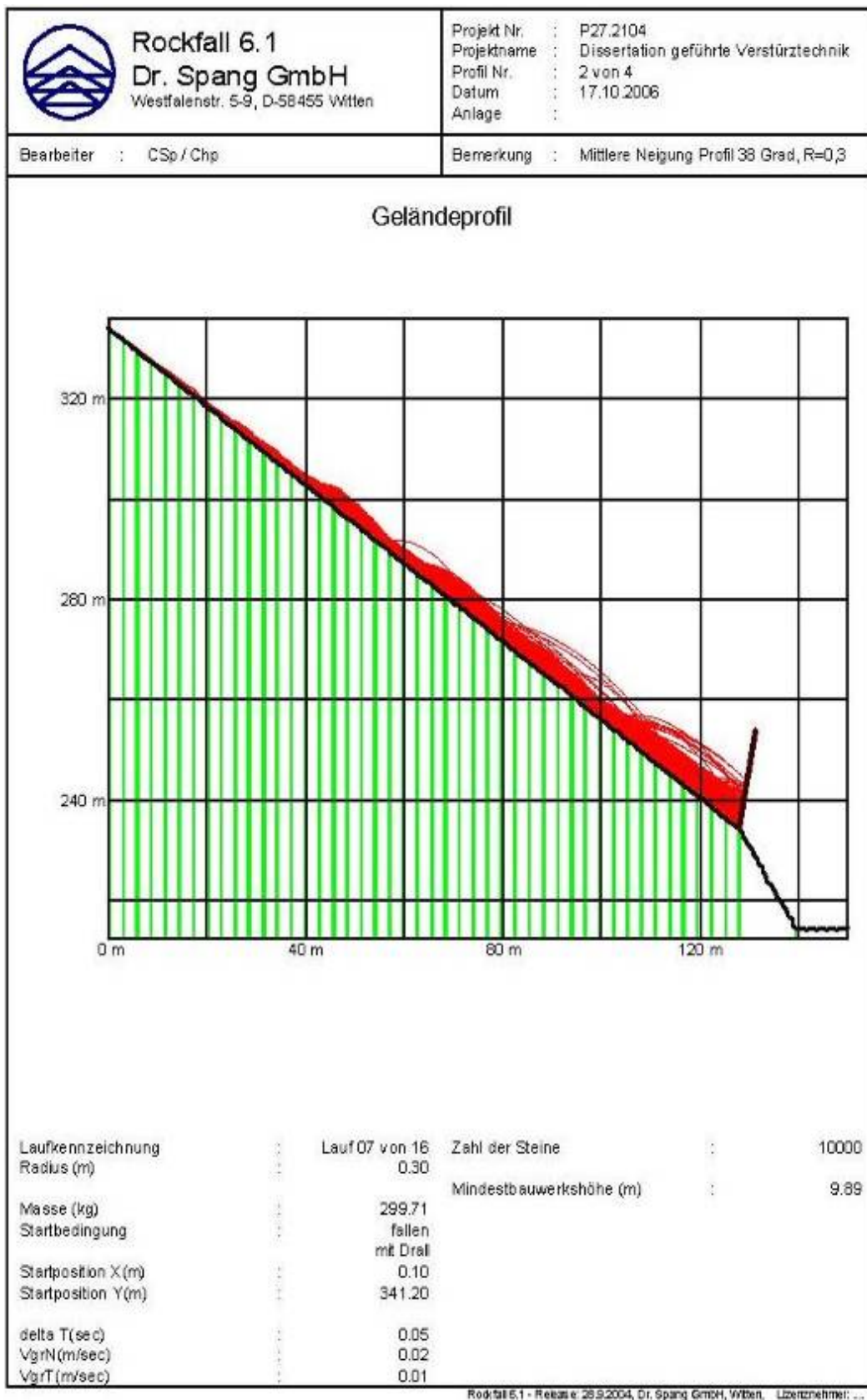


Abbildung 7.14: Beispiel Geländeprofil mit Sturzbahnen (Auswertung ROCKFALL 6.1)

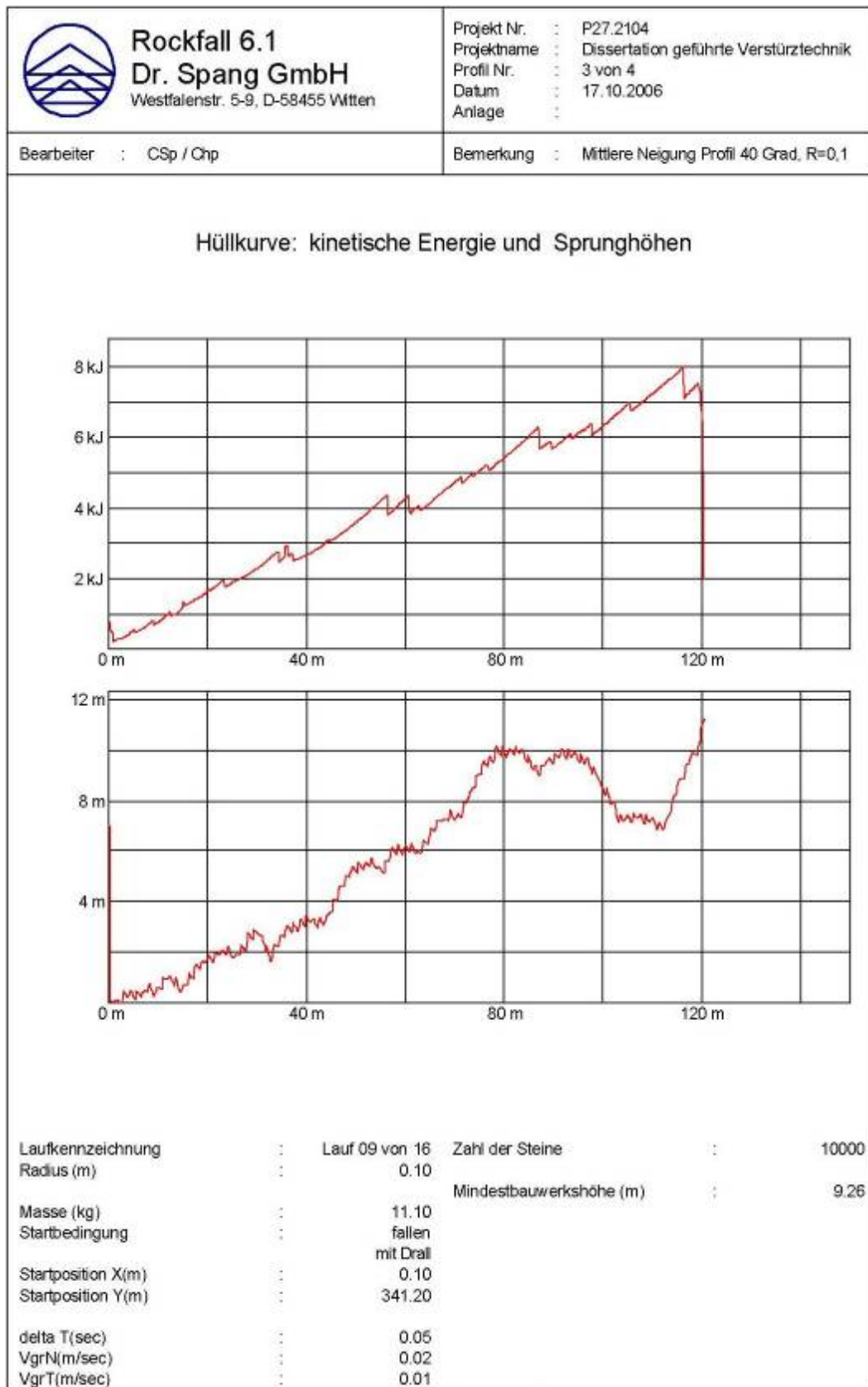


Abbildung 7.15: Beispiel Hüllkurve: kinetische Energie und Sprunghöhen (Auswertung ROCKFALL 6.1)

Maximal 9999 Simulationen können in einem Durchlauf behandelt werden. In Klassen- bzw. Summenhistogrammen wertet das Programm Energien und Sprunghöhen aus, die an einer

Barriere im Hangprofil auftreten. Das Bauwerk, etwa ein Fangzaun, lässt sich in das Hangprofil beliebig einbauen, vorausgesetzt, dass es mit der Hanglinie in Verbindung steht, damit das Programm eine solche Barriere wie ein zusätzliches Hangsegment verrechnen kann. Sofern eine statistische Behandlung aufgrund einer zu geringen Zahl von Treffern am Bauwerk nicht möglich ist, erfolgt eine entsprechende Meldung. In der Statistik werden Bauwerkstreffer berücksichtigt.

Außer der statistischen Auswertung der Gesamtenergie, der kinetischen Gesamtenergie und der Sprunghöhen in Bauwerksachse können auch die Verteilung der Translationsenergie, der Rotationsenergie, der Translationsgeschwindigkeit, der Winkelgeschwindigkeit, des Impulses und des Bahndrehimpulses sowie der Winkel der Bahnkurve zur Bauwerksachse ausgewertet werden. Eine grafische Statistik von Geschwindigkeiten und Reichweiten von Sturzblöcken wird nicht angeboten.

Die Querschnitte für die statistische Auswertung sind nicht auf die Bauwerksstandorte beschränkt. An beliebigen, vom Nutzer vorzugebenden Querschnitten können Statistiken über alle Steine, die diesen Querschnitt passieren, erstellt werden. Es können maximal 20 Querschnitte je Profil eingegeben werden.

Eine zusätzliche Ausgabemöglichkeit ist ein Diagramm, welches über das Profil angibt, wie viele Steine einen Punkt passieren.

Das stochastische Modell führt über die Variation der Eingangsparameter über einen Zufallsgenerator insbesondere auch bei kurzen Profilen mit einem hohen Einfluss der Oberflächenrauigkeit zu konvergenten und reproduzierbaren statistischen Auswertungen.

#### **7.4 Einsatz eines Steinschlagsimulationsprogramm zur Bestimmung der Bodenneigung der Versturzzinne und Dimensionierung der Trägheitsbremsen**

Die mit einem Steinschlagsimulationsprogramm ermittelbaren Werte werden vorliegend für die Auslegung der Rinnegeometrie betreffend Bodenneigung und Trägheitsbremsen genutzt. Im Ergebnis werden durch das Programm Geschwindigkeitswerte sowie Auftreffenergien und Winkel auf Bauwerke an einem bestimmten Bahnpunkt geliefert. Mittels der Geschwindigkeit können Aussagen zur Zerkleinerungswahrscheinlichkeit während des Sturzprozesses getroffen werden. Die Auftreffenergie einzelner Steine an den Bauwerken wird zur Auslegung der Trägheitsbremsen genutzt.

Eine systematische Parametervariation wurde auf die Geometrie der Anlage und auf die Steinschlagkörper in Kugelform mit Radien von 0,1 m, 0,2 m, 0,3 m, und 0,4 m angewendet. Die Rinne wurde mit fünf unterschiedlichen Winkeln 36°, 38°, 40° und 42° mit 100 m Höhenunterschied konstruiert. Das Oberflächenprofil der Bahn entspricht der Abbildung 6.10 aus Gliederungspunkt 6. Der Bunker mit einer Höhe von 20 m und einer Bunkerrückwandneigung von 60° sowie eine anschließend ebene Fläche schließt die Modellierung ab. Als Anfangsbedingung wird Freier Fall aus sieben Meter Höhe angenommen, um somit den Abkippvorgang mit dem SLKW oder dem Radlader zu modellieren. Ein Auffangbauwerk wurde am Rinnenende am Übergang in den Bunker mit einem Neigungswinkel von  $10^{\circ 3}$  platziert. Die Oberflächenparameter wurden teilweise in

---

<sup>3</sup> Sinnvoller wäre 0°, da die Trägheitsbremsen senkrecht hängen

Feldversuchen (BEUSEKOM, 1999) ermittelt bzw. vom Bearbeiter gesetzt und stellen sicher, dass nahezu alle Steine den Bunker erreichen.

### 7.4.1 Ergebnisse und Interpretation

Nachfolgender Tabelle 7.1 können die Ergebnisse der Simulationsläufe für insgesamt 16 Durchläufe entnommen werden.

Tabelle 7.1: Ergebnis der Simulationsläufe (Quelle: Autor)

| Neigung | Radius | Masse  | Mindestbauwerkshöhe | Trefferzahl | Energie Mittelwert | Energie Maximum | Sprunghöhe Mittelwert | Sprunghöhe Maximum | Geschwindigkeit Mittelwert | Geschwindigkeit Maximum | Einschlagwinkel Mittelwert | Einschlagwinkel Maximum |
|---------|--------|--------|---------------------|-------------|--------------------|-----------------|-----------------------|--------------------|----------------------------|-------------------------|----------------------------|-------------------------|
| °       | m      | kg     | m                   |             | kJ                 | kJ              | m                     | m                  | m/s                        | m/s                     | °                          | °                       |
| 36      | 0,1    | 11,1   | 3,83                | 9991        | 4,1                | 7               | 0,8                   | 3,71               | 22,9                       | 32,7                    | 62,6                       | 79,6                    |
| 36      | 0,2    | 88,8   | 5,86                | 9995        | 31,7               | 58,8            | 1,5                   | 5,66               | 22,8                       | 32,9                    | 65,6                       | 81,1                    |
| 36      | 0,3    | 330,69 | 8,00                | 9991        | 114                | 196,2           | 1,1                   | 7,7                | 23,5                       | 32,6                    | 63,9                       | 93,4                    |
| 36      | 0,4    | 710,42 | 10,70               | 9990        | 250,3              | 467,5           | 1,35                  | 10,3               | 22,6                       | 32,3                    | 65,4                       | 95,2                    |
| 38      | 0,1    | 11,1   | 9,56                | 9977        | 4,5                | 7,5             | 1,41                  | 9,46               | 24,3                       | 33,4                    | 64,6                       | 107,6                   |
| 38      | 0,2    | 88,8   | 9,09                | 9990        | 36,3               | 60,7            | 1,97                  | 8,89               | 24,8                       | 33,5                    | 61,9                       | 83,2                    |
| 38      | 0,3    | 330,69 | 9,89                | 9979        | 121,7              | 219,8           | 1,73                  | 9,59               | 24,3                       | 34,2                    | 61,9                       | 83,9                    |
| 38      | 0,4    | 710,42 | 9,35                | 9967        | 282,9              | 470             | 2,03                  | 8,95               | 24,3                       | 33,3                    | 64,5                       | 90,8                    |
| 40      | 0,1    | 11,1   | 9,26                | 9961        | 4,9                | 7,5             | 1,87                  | 9,16               | 25,6                       | 34                      | 61,9                       | 102,6                   |
| 40      | 0,2    | 88,8   | 9,79                | 9970        | 37,1               | 63,9            | 2,72                  | 9,59               | 25,1                       | 34,6                    | 61,9                       | 85,1                    |
| 40      | 0,3    | 330,69 | 12,93               | 9971        | 128,7              | 244,8           | 2,09                  | 12,63              | 25,3                       | 37                      | 61                         | 124,6                   |
| 40      | 0,4    | 710,42 | 10,77               | 9941        | 303,5              | 526,2           | 2,32                  | 10,37              | 25,2                       | 35,5                    | 62                         | 84,5                    |
| 42      | 0,1    | 11,1   | 9,74                | 9910        | 4                  | 7,4             | 3,41                  | 9,64               | 23,8                       | 33,5                    | 58,7                       | 81,8                    |
| 42      | 0,2    | 88,8   | 13,69               | 9845        | 34,8               | 61,9            | 3,25                  | 13,49              | 24,5                       | 33,8                    | 59,6                       | 88,7                    |
| 42      | 0,3    | 330,69 | 11,01               | 9963        | 138,1              | 231,7           | 2,57                  | 10,7               | 23,8                       | 33,7                    | 60,5                       | 147,1                   |
| 42      | 0,4    | 710,42 | 12,80               | 9920        | 277                | 690,4           | 3,38                  | 12,4               | 24,4                       | 34,3                    | 59,6                       | 105,1                   |

Im folgenden Schritt werden die für diese Varianten ermittelten maximalen kinetischen Energien, Sprunghöhen, Bahngeschwindigkeiten und Auftreffwinkel in ihren Mittel- und Maximalwerten betrachtet.

#### 7.4.1.1 Kinetische Energie

Die kinetischen Energien der Sturzkörper zeigen in den Mittelwerten keine Tendenz zu einer Abhängigkeit von der Bodenneigung der Rinne. Im Gegensatz hierzu stehen die Maximalwerte. Der Maximalwert von 690,4 kJ liegt nur etwas unterhalb der kinetischen Energie, die sich durch Umwandlung der Lageenergie bei einem Höhenunterschied von 100 m errechnet.

#### 7.4.1.2 Sprunghöhen

Die Sprunghöhen zeigen in den Mittelwerten eine deutliche Abhängigkeit von der Boden­neigung der Rinne. Die Maximalwerte liegen dagegen bei etwa gleichen Größenordnungen mit höher tendierenden Werten bei größeren Sturzkörperdurchmessern.

#### 7.4.1.3 Bahngeschwindigkeiten

Die Bahngeschwindigkeiten zeigen sowohl für die Mittel- als auch für die Maximalwerte kaum differierende Größenordnungen.

#### 7.4.1.4 Auftreffwinkel

Die Auswertung der Auftreffwinkel zeigt bei den Mittelwerten eine Neigung zu höheren Wurfparabeln mit steiler werdendem Rinnenboden. Die Maximalwerte müssen dahingehend verstanden werden, dass die Sturzkörper das Auffangbauwerk auch von unten, d.h. kurz nach dem Abspringen vom Rinnenboden erreichen.

#### 7.4.1.5 Ergebnisdiskussion

Das Programm kann nur Berechnungen für eine 2-dimensionale Umgebung anbieten und ist auf eine geradlinige Bewegung von Einzelsteinen beschränkt. Schräge Wurf­richtungen und der räumliche Bau der Versturzzrinne können nicht wiedergegeben werden. Effekte, wie die typische Zickzackbewegung, die HEIM (HEIM, 1932) für den Sturz von Steinen in Steinschlagrinnen erwähnt (Billardeffekt), können nicht nachempfunden werden. Ferner können auch Energieverluste durch Kollisionen von Steinen oder bei deren Zerschlagen sowie die Beeinflussung der Sprunghöhen nicht berücksichtigt werden (ISSELHORST, 2001). Die somit ermittelten Werte für das Auslegungskriterium, dass alle Sturzkörper den Übergang Rinne / Bunker erreichen müssen, liegen daher sicher über den tatsächlich eintretenden Werten. Diese decken den Fall ab, dass einzelne Steine zu Beginn des Kippvorgangs losgelöst von der Hauptmasse zu Tal gehen. Sie dienen zur Auslegung der Rinnen­neigung sowie der Trägheitsbremsen und erlauben eine Abschätzung der Zerkleinerungswahrscheinlichkeit des durch die Rinne zu ver­stürzenden Gesteins.

##### 7.4.1.5.1 Rinnen­neigung

Die Neigung des Rinnenbodens muss über dem Gleitreibungswinkel liegen, damit sichergestellt ist, dass die Steine in der Rinne nicht zum Stillstand kommen. Der Gleitreibungswinkel kann mit dem Tilt-Test (BEUSEKOM, 1999) mit geringem Aufwand bestimmt werden. Herstellungsbedingt wird bei anfänglichem Betrieb die Rinne getrepp­te ausgebildet sein (Abbildung 6.10). Auf den Treppenstufen wird sich Gesteinsbruch unter einem natürlichen Böschungswinkel sammeln. Dieser Gesteinsbruch wirkt dämpfend auf sich springend durch die Rinne bewegende Steine aus. Sich gleitend bewegendes Material wird eher gebremst, rollendem stellt sich ein erhöhter Rollwiderstand entgegen. Mit dem Betrieb der Rinne werden die Treppenstufen abgetragen werden, so dass die Bewegungsbahn zunehmend aus dem felsigen Untergrund gebildet wird, in dem die Rinne errichtet wurde. In gleichem Maße reduzieren sich die Dämpfung, die Reibung und der Rollwiderstand. Für die erste Betriebsphase wäre daher ein steilerer Boden­neigungswinkel, nach dem „Einschleifen“ ein geringerer, etwas oberhalb des Gleitreibungswinkels, einzustellen. Diese Vorgabe ist praktisch nicht umsetzbar. Für den Boden­neigungswinkel ist daher eine Größe vorzusehen, die sicherstellt, dass das Versturzbauwerk auch in der Einfahrphase und bei Beaufschlagung mit dem Gesteinskörperkollektiv, das durch einen Radlader oder SLKW aufgegeben wird,



funktionssicher betrieben werden kann. Ein Zuschlag von  $3^\circ$  auf den Gleitreibungswinkel, somit  $39^\circ$  Bodenneigung, wird als minimale Bodenneigung beim Einsatz einer Versturzrinne zum Abwärtstransport von quarzitischem Material empfohlen.

#### 7.4.1.5.2 Trägheitsbremsen

Trägheitsbremsen werden senkrecht zur Rinnenachse vorgesehen, um Steine, die sich in der Bewegungsart Springen durch die Rinne abwärts bewegen, zu beruhigen sowie am Übergang der Rinne in den Bunker, um die Bahngeschwindigkeit zu reduzieren. Die erstgenannten Bremsen hängen frei im Rinnenquerschnitt, damit die Steine, die sich in der Bewegungsart Gleiten und Rollen bewegen, in der Abwärtsbewegung nicht behindert werden und durch die Bremse aufgehaltene springende Steine an dieser herabfallen und sich talwärts weiter bewegen können. Die Trägheitsbremse am Übergang Rinne / Bunker reicht tiefer auf den Rinnenboden hinab bzw. liegt auf dem Rinnenboden auf oder ragt in den Bunker hinein, um das „Hineinschießen“ des Gesteinskörperkollektivs in den Bunker, so zu steuern, dass im Bunker und in der Ebene davor sicher und materialschonend gearbeitet werden kann.

Die Trägheitsbremsen werden mittels der ballistischen Methode ausgelegt. Hierfür wird vereinfachend angenommen, dass die Trägheitsbremsen starre Körper sind, die sich um einen Drehpunkt bewegen. "Ballistisch" drückt hier aus: Nach einer kurzen äußeren Krafteinwirkung bewegt sich ein mechanisches System frei von weiteren äußeren Einwirkungen.

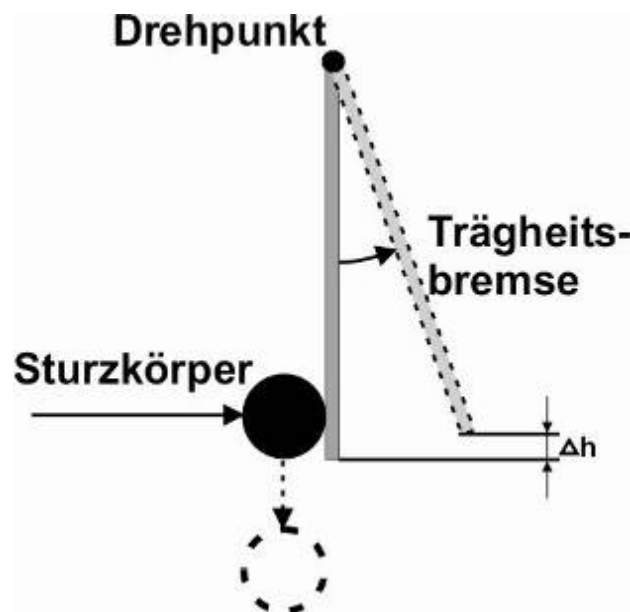


Abbildung 7.16: Auslegung Trägheitsbremse (Quelle: Autor)

Die bewegte Masse des Sturzkörpers  $m_s$  trifft in einem elastischen Stoß senkrecht auf die ruhende Trägheitsbremsenmasse  $m_T$ , wodurch die Bremse ausgelenkt wird und schwingt. Der Sturzkörper fällt nach dem Stoß unzerkleinert senkrecht nach unten. Die Bremse sei in erster Näherung als mathematisches Pendel angesehen. Mit diesen Annahmen wird die Bewegungsenergie des Sturzkörpers verlustfrei und vollständig auf die Bremse übertragen. Trifft der Körper unter einem anderen Winkel auf die Bremse, so wird nur der Energieanteil wirksam, der senkrecht auf die Bremse wirkt.

Den Impuls des Pendels bzw. der Bremse nach dem Stoß kann man aus dem Impulserhaltungssatz bestimmen:

$$m_S * v_S = m_T * v_T \quad (7.13)$$

Für den Fall, dass die Bremse (nahezu) reibungsfrei aufgebaut ist, gilt der Energieerhaltungssatz in folgender Form:

$$E_{kin\ Bremsen} = E_{pot\ Bremsen} \quad (7.14)$$

oder

$$\frac{1}{2} * m_T * v_T^2 = m_T * g * \Delta h \Rightarrow v_T = \sqrt{2 * g * \Delta h} \quad (7.15)$$

Durch Umformung erhält man aus Gleichung (7.13):

$$v_T = \frac{m_S}{m_T} * v_S \quad (7.16)$$

Durch Einsetzen und Umstellen nach  $m_T$  erhält man die Bestimmungsgleichung für die Trägheitsbremsenmasse:

$$m_T = \frac{v_S * m_S}{\sqrt{2 * g * \Delta h}} \quad (7.17)$$

Durch Festlegen einer zulässigen Auslenkhöhe  $\Delta h$  des Pendels lässt sich die Trägheitsbremsenmasse variieren. Sie sollte in jedem Fall ein Mehrfaches der maximalen Sturzkörpermasse betragen, um nicht zu weit ausgelenkt werden zu können und auch kurz hintereinander auftreffende Sturzkörper abbremsen zu können. Bei einer Auslenkhöhe von 1 m, der Sturzkörpermasse von 710,42 kg und einer Geschwindigkeit von 34,3 m/s für den ungünstigsten Fall muss die Trägheitsbremse eine Masse von 5.500 kg haben.

Reale Trägheitsbremsen werden nicht als starre Körper ausgebildet werden, sondern wie in der Patentschrift dargestellt aus einzelnen Ketten, an Seilkonstruktionen abgehängten Autoreifen oder verschlissenen Brechplatten des Primärbrechers bestehen. Diese werden untereinander verbunden und einen Vorhang bilden, der den Querschnitt der Rinne abdeckt. Diese Konstruktionen reagieren alleine schon bei Betrachtung in der Ebene wie kinematische Ketten, deren mathematisch physikalische Beschreibung aufwändig ist und an dieser Stelle nicht weiter detailliert betrachtet wird. Qualitativ ist bei gleicher Masse davon auszugehen, dass der auf solche Trägheitsbremsen auftreffende Sturzkörper nicht unmittelbar am Auftreffort seine Energie vollständig an die Bremse überträgt. Der Sturzkörper wird – ähnlich

dem Durchtritt eines Menschen durch einen Theatervorhang – mit diesem bereichsweise in Stoßrichtung bis zur vollständigen Übertragung der Energie die Auslenkbewegung mitgehen. Durch die Verbindungen der einzelnen Elemente des „Vorhangs“ wird hierbei schließlich die gesamte Masse des Vorhangs, die Reibung und weitere Aktionen die Energie aufzehren. Der Sturzkörper wird am Vorhang hierdurch entweder auch zum Stillstand kommen, nach unten fallen und durch Umwandlung potentieller Energie wieder in Bewegung gesetzt werden oder mit verlangsamer Geschwindigkeit und geänderter Richtung die Bewegung abwärts gerichtet fortsetzen. Das Anordnen mehrerer Trägheitsbremsen geringerer Masse in kurzem Abstand hintereinander kann sinnvoll sein.

#### 7.4.1.5.3 Zerkleinerungswahrscheinlichkeit

Die kinetische Energie der Sturzkörper kann bei der Bewegungsart Springen beim Auftreffen auf die Rinnenwände oder die Trägheitsbremsen sowie für alle Sturzkörper beim Auftreffen auf die Halde im Bunkerbereich so in die Körper eingeleitet werden, dass diese zerbrechen. Den Ausführungen unter Gliederungspunkt 7.2.3 zum Bruchverhalten anisotroper Gesteinskörper folgend zerbrechen diese am Beispiel des Diabas an Inhomogenitätsstellen in Abhängigkeit von den in der Simulation betrachteten Sturzkörperdurchmessern bei senkrechtem Auftreffen auf eine Prallwand:

|                       |   |         |
|-----------------------|---|---------|
| $r_s = 0,1 \text{ m}$ | → | 14 m/s  |
| $r_s = 0,2 \text{ m}$ | → | 8,7 m/s |
| $r_s = 0,3 \text{ m}$ | → | 6,6 m/s |
| $r_s = 0,4 \text{ m}$ | → | 5,5 m/s |

Von wirtschaftlichem Interesse sind am Beispiel Tagebau Sooneck Steine bis zu einem Radius um 0,2 m bzw. ca. 80 kg zur Verwendung im Wasserbau. Dementsprechend liegt die kritische Geschwindigkeit bei ca. 9 m/s.

Beim Verströmen durch die Rinne erreichen die Sturzkörper entsprechend den Ergebnissen der Simulation im Mittel Geschwindigkeiten von 25 m/s und Maximalwerte von 35 m/s. Diese Geschwindigkeiten, liegen im unteren Bereich der von SCHUBERT (SCHUBERT, 1989) angegebenen erforderlichen Geschwindigkeiten für die Grobzerkleinerung von Schlag(Prall-)brechern. Geschwindigkeiten, die zum Zerbrechen isotroper Körper führen können, werden in der Simulation nicht erreicht. Gleichzeitig liefert die Simulation das Ergebnis, dass das Auffangbauwerk / Trägheitsbremse im Mittel im Winkel von ca. 52,5°, aber auch steiler getroffen wird. Dies berücksichtigt, dass das Auffangbauwerk mit einem Winkel von 10° in Laufrichtung der Rinne geneigt ist. Sowohl die Rinnenseitenwände als auch die Halde im Bunker werden in Abhängigkeit von der Entnahme und sich hierdurch einstellende Böschungswinkel des Haufwerks mit flachen Winkeln nahezu tangential getroffen.

## **8 Beschreibung von Steinbrüchen und Tagebauen, die Versturztechniken einsetzen**

Wie ausgeführt, beruht diese Arbeit auf dem Ansatz, im Tagebau Sooneck das Verstürzen von Haufwerk von mehreren Abbaustrossen über eine Rinne zu realisieren. Mangelnde Dokumentationen dieses Förderverfahrens in Tagebauen leiteten zum Patentantrag, der in die Patenterteilung mündete. Parallel wurden Hinweise auf die Anwendung dieser Fördermethode verfolgt. Im Ergebnis konnten einige Steinbrüche und Tagebaue identifiziert werden, die jedoch ohne das Merkmal der Qualitätssteuerung Sturzrinnen, Sturzrinnen in Kombination mit Rolllöchern und Verstürzen auf der Basis des Gruppenabbauverfahrens einsetzen. Diese werden im Folgenden in dieser Reihenfolge dargestellt.

### **8.1 Sturzrinnen**

#### **8.1.1 Steinbruch am Drachenfels**

Das Trachytgestein des Drachenfels bei Königswinter war seit der Römerzeit ein begehrter Werkstein, der auch am Kölner Dom Verwendung gefunden hat. Nach Schätzungen sollen insgesamt 500.000 m<sup>3</sup> (ARENS, 2005) abgebaut worden sein. Die Wiederaufnahme der Bauarbeiten zur Reparatur und schließlich auch zur Fertigstellung des Kölner Doms im Jahre 1823 leitete zu dem Gedanken, den Abbau wieder verstärkt aufzunehmen. Dazu wurde der Drachenfels 1827 von der Königswinterer Steinhauergesellschaft erworben. Dagegen formierte sich – getragen durch den romantisch inspirierten Zeitgeist und unterstützt durch den preußischen Kronprinzen FRIEDRICH WILHELM – erfolgreicher Widerstand. Der preußische König verbot den Steinabbau am Drachenfels. Die preußische Regierung erwarb daraufhin am 26.04.1836 den Drachenfels für 10.000 Taler. Dies gilt als die erste staatliche Maßnahme im Naturschutz. Seit 1923 liegt der Drachenfels in einem der ältesten Naturschutzgebiete Deutschlands bzw. dem größten Nordrhein-Westfalens, dem Naturschutzgebiet „Siebengebirge“. Der Erklärung zum Naturpark 1958 folgte 1971 die Verleihung des Europa-Diploms des Europarates (SIEBENGEIRGE, 2006, SIEBENGEIRGSMUSEUM, 2006).

Von Interesse sind die Darstellungen der Steinrutsche am Drachenfels, welche die Nutzung der Schwerkraft seit altersher zum Abwärtstransport der Steine an den Rhein belegen. Auf dem ‚Altarflügel mit Heiligen vor Kölner Stadtlandschaft, Anna selbdritt und die heiligen Christophorus, Gereon und Petrus‘ vom Meister der Verherrlichung des Marienlebens (Entstanden um 1480?) ist im Hintergrund rechts (vom Betrachter) der Drachenfels mit Steinrutsche zu erkennen.



Abbildung 8.1: Detail aus: Meister der Verherrlichung Mariae, Anna selbdritt und die heiligen Christophorus, Gereon und Petrus. Die beim Trachytabbau für den Dom verwendete Steinrutsche am Drachenfels (Wallraf-Richartz-Museum, 2006, Köln, Inventar-Nummer WRM 880)

Eine weitere eindrucksvolle Darstellung ist dem Kupferstich in Abbildung 8.2 zu entnehmen.

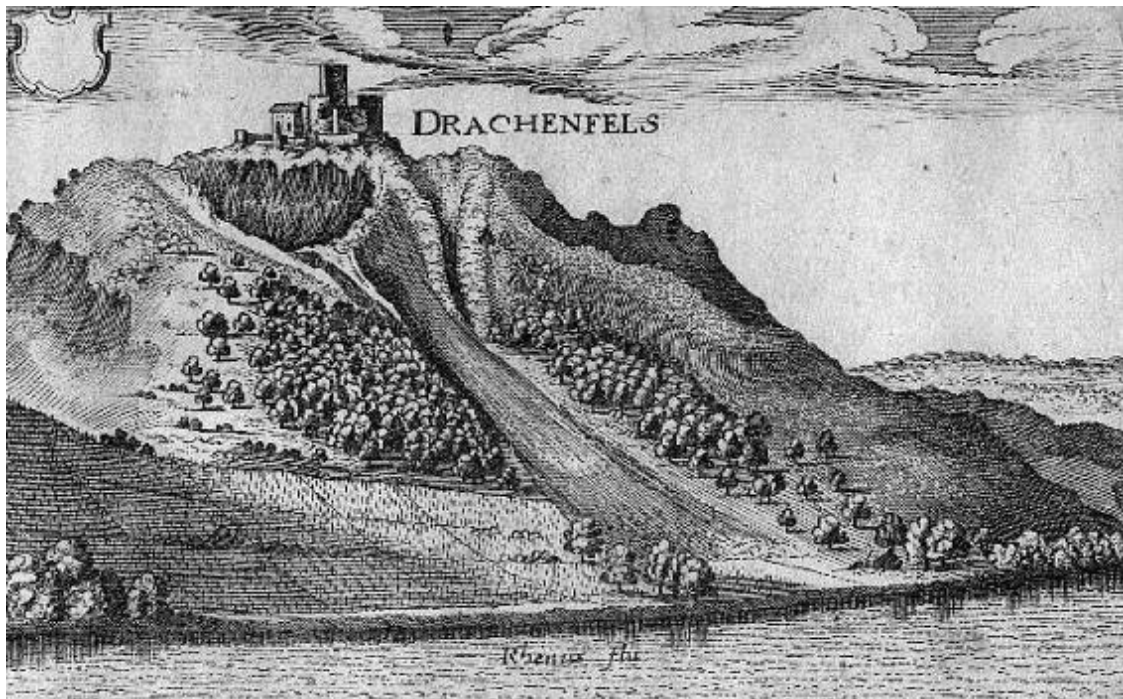


Abbildung 8.2: Ansicht des Drachenfels mit Steinrutsche (Kupferstich, MATTHÄUS MERIAN, 1646, SIEBENGEIRGSMUSEUM, 2006)

Es spiegelt die durch ökonomische Aspekte bis ins ausgehende 18. Jahrhundert geprägte Wahrnehmung wider, nach der das Siebengebirge hauptsächlich wegen seiner Steinvorkommen von Interesse war.

### 8.1.2 Steinbruch „Saut du Glacier“ bei Roche (Schweiz)

Durch Hinweis von OSWALD SINB, dem Betriebsältesten und Schichtführer der Gewinnung im Tagebau Sooneck, wurde der Autor auf die Steinbrüche bei Roche aufmerksam, die dieser bei einem Urlaub in der Schweiz wahrgenommen hatte. Der Autor hat den Betrieb der Sturzrinne im Frühjahr 1998 videodokumentiert. Die dort bis 1999 eingesetzte Sturzrinne kommt der angestrebten Versturzrinne am nächsten. Diese wird daher umfassend dargestellt. Das Unternehmen stellte hierfür dankenswerterweise u.a. die für den zuletzt gestellten Abbaugenehmigungsantrag erarbeitete Eingriffs- und Ausgleichsplanung aus dem Jahr 1992 mit einem Planungshorizont von mehr als 50 Jahren für die Steinbrüche „Scex Rouge“, „Sur le Moulin“ und den neuen Steinbruch „Saut du Glacier“ (HOLCIM (SCHWEIZ) AG, 1992-1, HOLCIM (SCHWEIZ) AG, 1992-2 und HOLCIM (SCHWEIZ) AG, 1992-3), Detailplanungen der Rinne für den neuen Steinbruch (HOLCIM (SCHWEIZ) AG, 1995) sowie einen Bericht über die Ursachen eines Steinschlagereignisses ausgehend von dieser Rinne vom 01.11.1999 (HOLCIM (SCHWEIZ) AG, 1999) zur Verfügung.

#### 8.1.2.1 Geographische Lage

Die Gemeinde Roche liegt im Rhôneetal, Département l’Aigle, Westschweiz am Fuß bzw. im Südwesten der Gebirgskette der Monts d’Arvel, die zu den Préalpes gehören (vgl. Abbildung 8.3). Die Rhône fließt westlich vorbei und mündet ca. 10 km nördlich in den Genfer See. Aus der Flussebene, auf der das Dorf liegt, steigt das Gelände schnell steil an. Die Ansicht des Dorfes wird durch die Gebirgskulisse mit den zahlreichen aufgelassenen Steinbrüchen geprägt (Bild 8.1).



Abbildung 8.3: Geographische Lage von Roche, Standorte HOLCIM (SCHWEIZ) AG (HOLCIM (SCHWEIZ) AG, 2006)



Bild 8.1: Roche und zwei seiner Steinbrüche (Quelle: [http://www.roche-  
vd.ch/images/photos/mini/view\\_aer\\_1.jpg](http://www.roche-<br/>vd.ch/images/photos/mini/view_aer_1.jpg) am 21.09.2006)

#### 8.1.2.2 Betreiber der Steinbrüche bei Roche

Die Steinbrüche bei Roche wurden bis 1999 durch das Unternehmen SCB - SOCIÉTÉ CEMENTS & BETON «HOLDERBANK», eine Tochtergesellschaft der heutigen HOLCIM (SCHWEIZ) AG, betrieben. Die HOLCIM (SCHWEIZ) AG ist eine Tochtergesellschaft des weltweit tätigen Baustoffkonzerns HOLCIM LTD und beschäftigt rund 1300 Mitarbeiterinnen und Mitarbeiter. Das Unternehmen ist der größte schweizerische Zementproduzent und hält in den Bereichen Transportbeton und Zuschlagstoffe (Kies, Sand, Schotter) bedeutende Positionen. Die HOLCIM (SCHWEIZ) AG stellt in den Werken Brunnen, Eclépens, Siggenthal und Untervaz etwa 2,5 Millionen Tonnen Zement pro Jahr her. Aus rund 25 Kiesgruben und Steinbrüchen liefert das Unternehmen im Jahr gut sechs Millionen Tonnen Kies, Sand und Schotter (HOLCIM (SCHWEIZ) AG, 2006).

HOLCIM ist der weltweit (HOLCIM LTD, 2006-1) größte Zementproduzent mit Hauptsitz in Zürich. Der Name leitet sich aus der früheren Firmenbezeichnung **H**olderbank und vom französischen Begriff "**c**iments" für Zement ab. Im Dorf Holderbank im Kanton Aargau in der Schweiz wurde die Firma 1912 gegründet. Seit Mai 2001 trägt der Konzern den Namen HOLCIM LTD. In über 70 Ländern ist HOLCIM vertreten und bietet über 50.000 Menschen Arbeit. Die Familie SCHMIDHEINY besitzt einen bedeutenden Teil der Aktien. Anfang 2005 übernahm HOLCIM für insgesamt ca. 3,5 Mrd. € die britische Aggregate Industries und die indische ACC-Gruppe (HOLCIM LTD, 2006-2).

#### 8.1.2.3 Entwicklung der Steinbrüche

Die Steinbrüche bei Roche wurden im Jahre 1896 aufgeföhren. Pachtverträge zwischen der Gemeinde Roche und der SCC (SOCIÉTÉ DES CHAUX ET CEMENTS) wurden 1952 geschlossen

und mehrfach verlängert. Zuletzt 1986 wurde die Abbaugenehmigung für den Kalksteinbruch „Sur le Moulin“ und die Mergelsteinbrüche „Du Scex Rouge“ und „Vers Bovin“, die auch Angaben zu den Sturzrinnen in diesen Steinbrüchen und Lagerflächen enthielten, erteilt (Abbildung 8.4). Im Jahre 1992 wurde ein Antrag für den Weiterbetrieb des Steinbruchs „Du Scex Rouge“ und den Neuaufschluss des Steinbruchs „Saut de Glacier“, zum Ersatz des in einem Wasserschutzgebiet liegenden Steinbruchs „Sur le Moulin“, gestellt. Dem Antrag wurde Mitte der 90<sup>er</sup> Jahre stattgegeben.

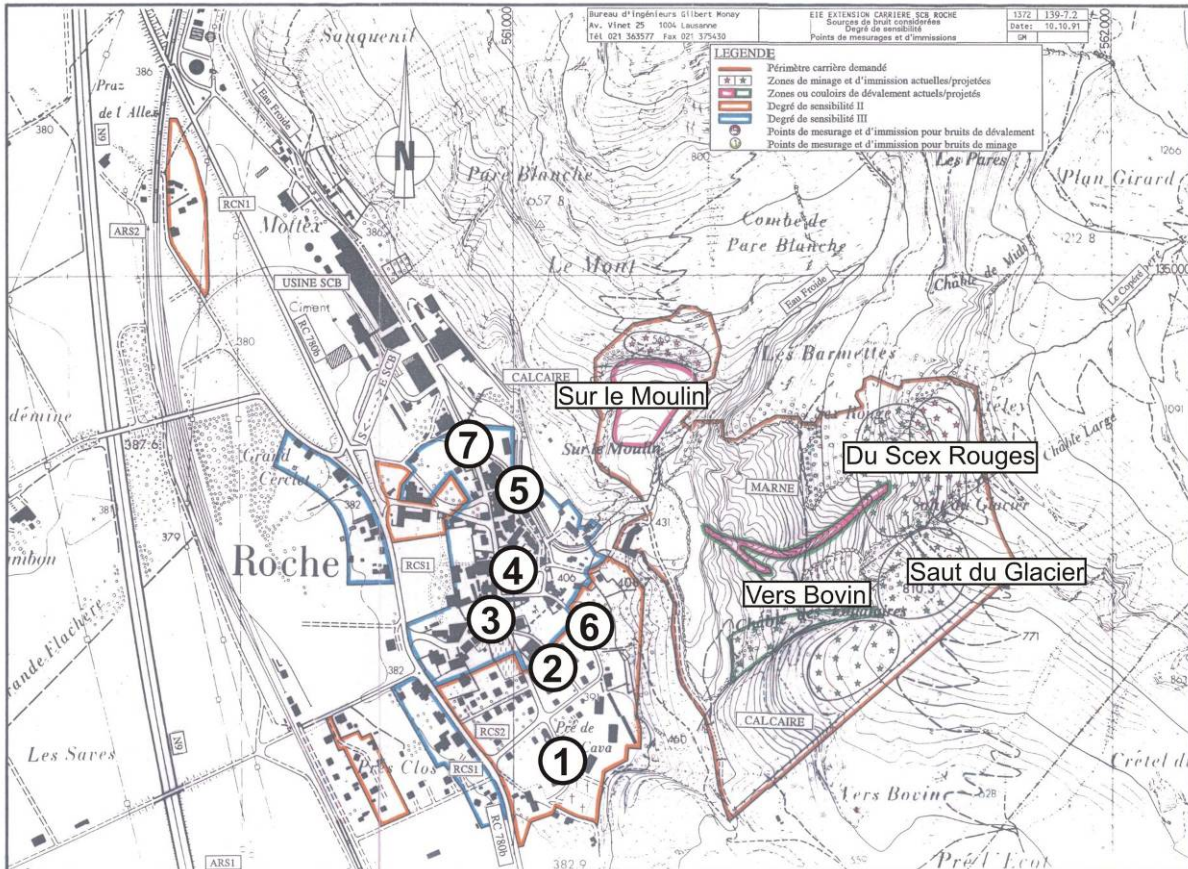


Abbildung 8.4: Lageplan der Steinbrüche bei Roche in beantragtem Betriebsgelände (HOLCIM (SCHWEIZ) AG, 1992-2, Anlage 7.2); Südostgrenze bildet firmeneigene Zahnradbahn; Nummerierte Punkte geben Immissionsmessorte an

Die Konzentration der Zementproduktion durch die HOLCIM (SCHWEIZ) AG auf den Standort Eclépens in der Westschweiz führte zur Stilllegung des Mergel-Steinbruchs „Du Scex Rouge“, der Zementproduktion und auch der Klinkermahlung im Jahre 1998. Der neue Steinbruch „Saut du Glacier“, dessen Betrieb im Jahr 1997 aufgenommen wurde, wurde in der Folge nur noch für die Herstellung gebrochener Zuschläge aus dem dort gewonnenen Kalkstein genutzt. Mit dem Steinschlagereignis vom 01.11.1999 wurde der Betrieb auch hier eingestellt.

#### 8.1.2.4 Betriebsweise der Steinbrüche

Die Steinbrüche bei Roche erschlossen Kalksteine und Mergel (HOLCIM (SCHWEIZ) AG, 1993) bei sehr steiler Geländemorphologie ( $\geq 45^\circ$ ). Während der Steinbruch „Sur le Moulin“ vom Niveau des Rhône-tales erschlossen werden konnte, wurden die übrigen Steinbrüche weit



oberhalb von diesem Niveau aufgefahren. In den Brüchen wurde das Haufwerk mittels Bohr- und Sprengarbeit mit üblichen Wandhöhen hereingewonnen. Das Haufwerk wurde in breiter Front auf die tiefste, die Förderbezugsebene verstürzt. Während im Steinbruch „Sur le Moulin“ von dort der Transport in die Aufbereitung direkt erfolgen konnte, wurde in den übrigen Steinbrüchen der Abwärtstransport durch Sturzrinnen (franz.: dévaloir (Spezialbegriff der romanischen Schweiz – Synonym zu châble)) fortgesetzt. Ein Abwärtstransport über Rampen mit SLKW war infolge der Geländemorphologie nicht möglich. Zur Materialversorgung der Abbaubetriebe hatte der Betrieb an der südöstlichen Betriebsgrenze eine Zahnradbahn errichtet. Die Sturzrinnen sind im Bild 8.2 zu sehen und in Abbildung 8.4 dargestellt. Der Abbildung 8.4 kann entnommen werden, dass auch aus dem Steinbruch „Vers Bovin“ das Haufwerk über eine Sturzrinne abwärts gefördert wurde, deren Verlauf in Abbildung 8.5 nicht farblich angelegt worden ist. Das Haufwerk wurde vor dem Verstürzen mittels Hydraulikhammer so bearbeitet, dass die maximale Stückgröße nicht mehr als  $0,5 \text{ m}^3$  betragen sollte. Weitere Zerkleinerung durch die Beanspruchung während der Passage durch die Sturzrinne war betrieblich gewünscht.



Bild 8.2: Steinbrüche (rot) und Sturzrinnen (gelb), im Vordergrund Wohnbebauung Roche (Quelle: Autor)

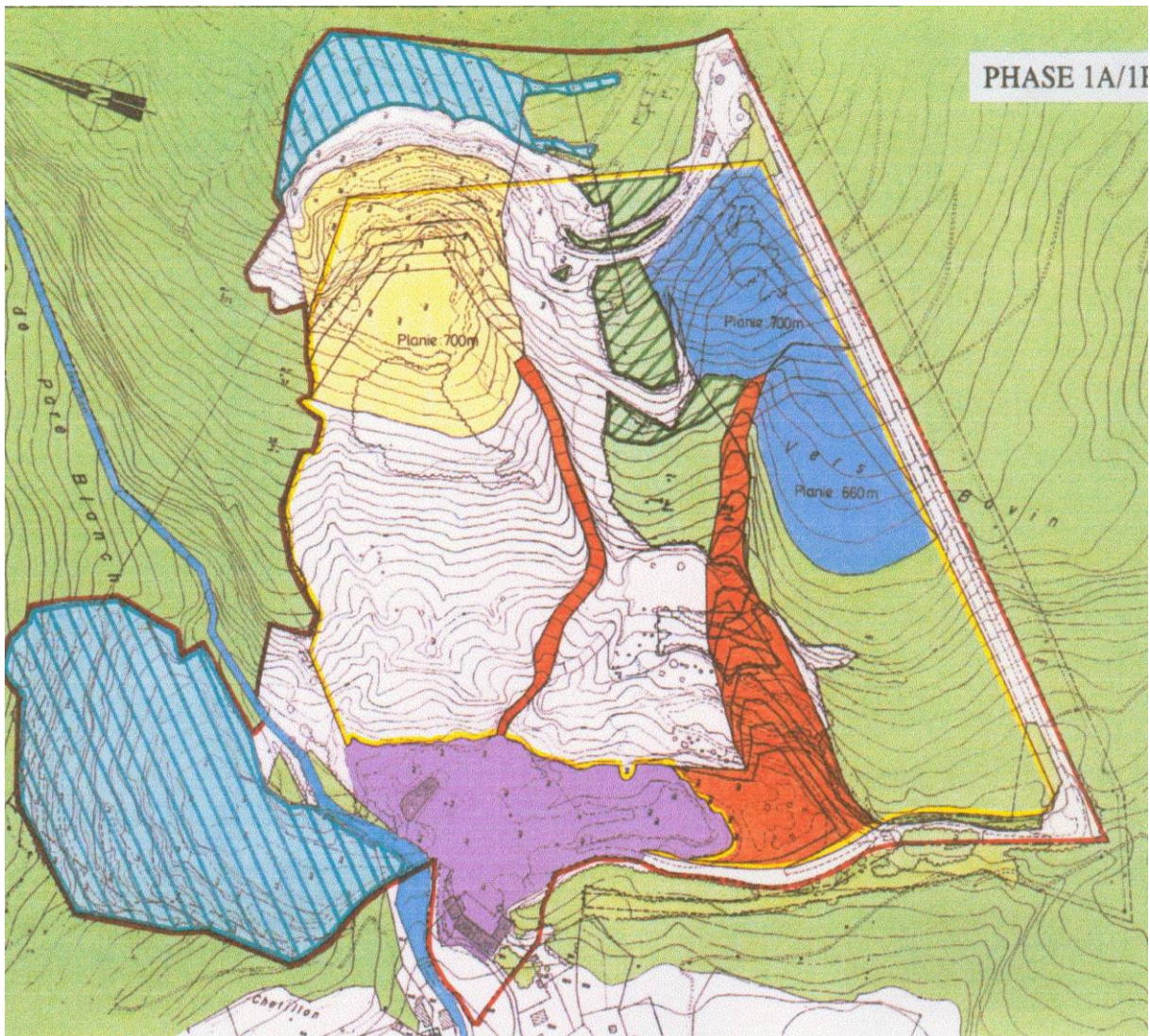


Abbildung 8.5: Lage und Ausdehnung der genutzten Sturzrinnen (rot) in der Betriebsfläche (HOLCIM (SCHWEIZ) AG, 1999)

Das über die Rinnen verstürzte Haufwerk sammelte sich auf Haufwerkskegeln in einer durch Schutzwälle in Richtung Ortslage Roche gesicherten Auslaufzone. Aus diesem Bereich wurde das Material mittels Radlader aufgenommen und zur Aufbereitung transportiert. Die Sturzrinnen folgten in ihrem Verlauf natürlichen Erosionsrinnen oder wurden bergmännisch durch Bohren und Sprengen aufgeföhren bzw. geweitet.

Die Sturzrinne für den Steinbruch „Saut du Glacier“ folgte im oberen Bereich dem „Châble des Follataires“; im unteren Bereich erfolgte die Herstellung bergmännisch (s. Abbildung 8.6 und Abbildung 8.7). Der Verlauf der Sturzrinnen war nicht geradlinig.



Abbildung 8.6: Verlauf der Sturzrinne mit Knickpunkten und Schutzwall aus dem Unfallbericht (HOLCIM (SCHWEIZ) AG, 1999, Anlage 139-2)

In der Planung wurden drei Varianten unterschieden. In der Variante 1 bzw. 2 betrug die Rinnenbodenbreite 10 m bzw. 5 m; die Rinnenwände hatten eine Neigung von  $60^\circ$  und es mussten  $260.000 \text{ m}^3$  bzw.  $220.000 \text{ m}^3$  bewegt werden; in der Variante 3 betrug die Rinnenbodenbreite 5 m und die Rinnenwände hatten eine Neigung von  $80^\circ$  sowie der Ausbruch  $170.000 \text{ m}^3$ . Welche Variante zur Ausführung kam, ist nicht bekannt. In der Rinne wurde auf einer Länge von 390 m mit einer durchschnittlichen Neigung von  $38^\circ$  abweichend von der Planung, die  $45^\circ$  vorsah, ein Höhenunterschied von 240 m überwunden. Die Rinne hatte eine durchschnittliche Tiefe von 10 m. Der Haufwerkskegel hatte eine Höhe von 13 m, die Auslaufzone eine Länge von 60 m und wurde in Wurfriechtung durch einen 7 m hohen Damm begrenzt.

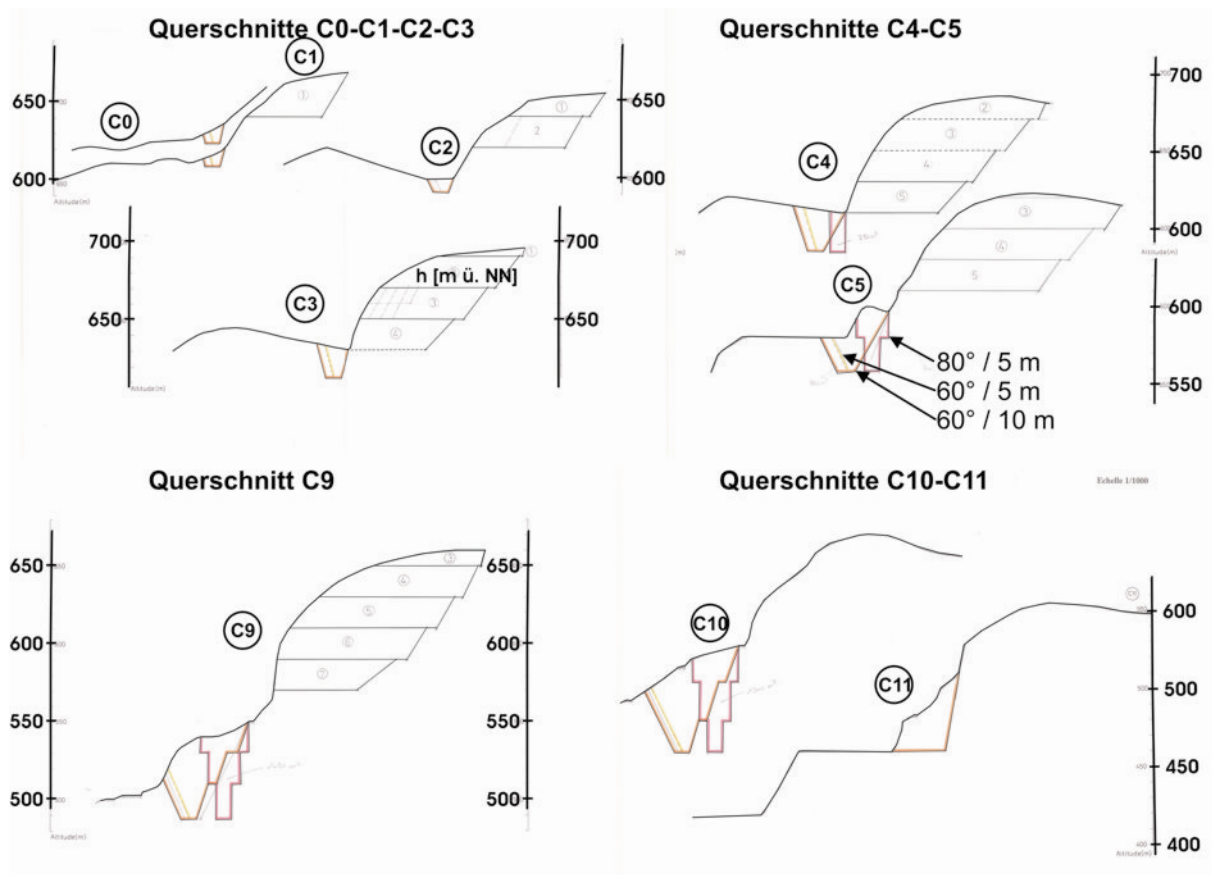


Abbildung 8.7: Längs- und Querschnitte Sturzrinne Steinbruch „Saut du Glacier“, drei Varianten (Erläuterung s. Text) (HOLCIM (SCHWEIZ) AG, 1995)

### 8.1.2.5 Auswirkungen auf das Landschaftsbild

Die Auswirkungen auf das Landschaftsbild sind in Abbildung 8.8, Abbildung 8.9 und Abbildung 8.10 in Abhängigkeit vom Abbaustand nach 10, 20 und 50 Jahren grafisch dargestellt. In den ersten 10 Jahren erfolgt auch die Rekultivierung / Renaturierung des Steinbruchs „Sur le Moulin“. In den Steinbrüchen „Scex Rouges“ und „Saut du Glacier“ unterscheiden die roten Signaturen neben dem aktiven Abbaubereich die Flächen, die abgebaut und für die Rekultivierung vorbereitet sind, die rekultiviert bzw. als renaturiert eingestuft sowie die für Abbau vorbereitet werden. Aus der Abfolge der Abbildungen wird deutlich, dass der Abbau von oben nach unten erfolgt. Der Abbaubereich nimmt einen horizontal ausgerichteten Geländestreifen innerhalb des Betriebsgeländes in Anspruch, der mit der Zeit nach unten wandert. Unterhalb verbleibt das Gelände größtenteils im ursprünglichen Zustand. Oberhalb wird unmittelbar so rekultiviert, dass das in Anspruch genommene Gelände nach wenigen Jahrzehnten bereits einen renaturierten Charakter hat.

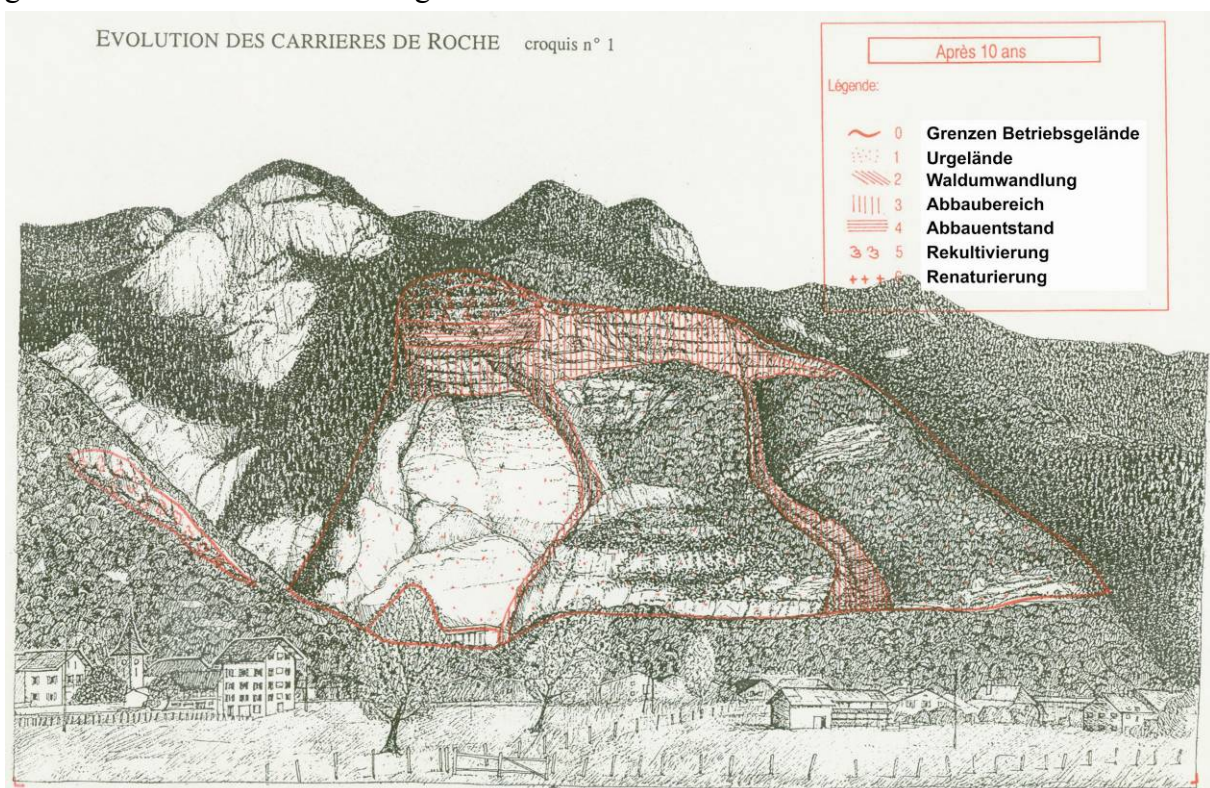


Abbildung 8.8: Skizze der Flächeninanspruchnahme nach 10 Jahren der Steinbrüche bei Roche (HOLCIM (SCHWEIZ) AG, 1992-1, Croquis n° 1)

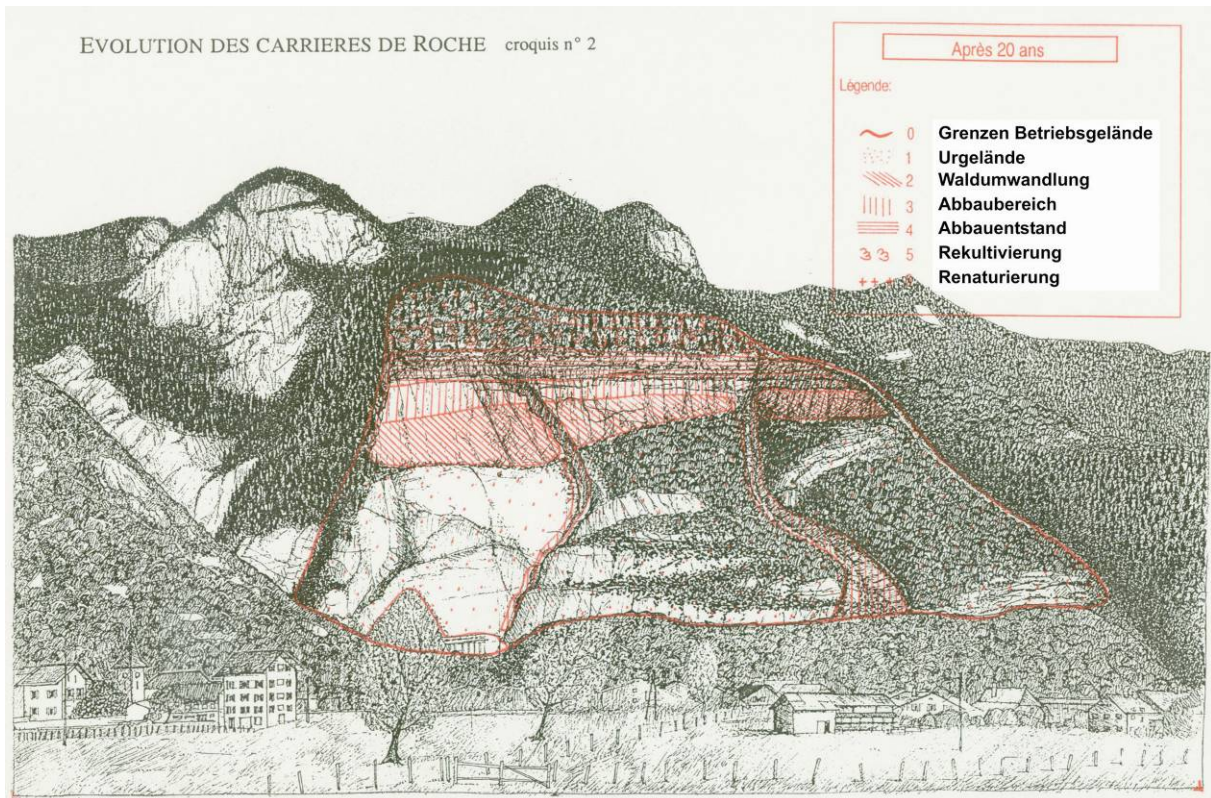


Abbildung 8.9: SKIZZE der Flächeninanspruchnahme nach 20 Jahren der Steinbrüche bei Roche (HOLCIM (SCHWEIZ) AG, 1992-1, Croquis n° 2)

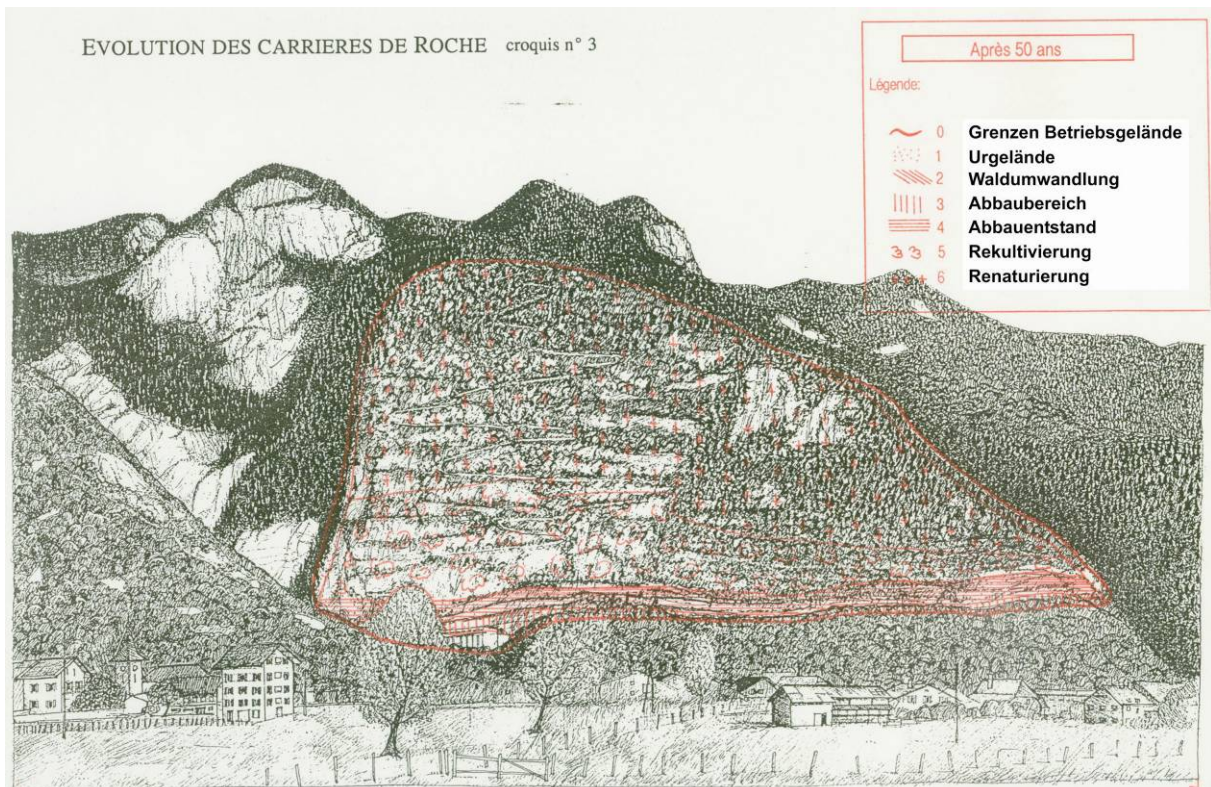


Abbildung 8.10: Skizze der Flächeninanspruchnahme nach 50 Jahren der Steinbrüche bei Roche (HOLCIM (SCHWEIZ) AG, 1992-1, Croquis n° 3)

### 8.1.2.6 Lärm

Der beim Verstürzen in und durch die Rinne verursachte Lärm wurde in der Eingriffs- und Ausgleichsplanung als eigene Emissionsgröße neben den Emissionen des Steinbruchbetriebs und denen des betriebsbezogenen Lieferverkehrs betrachtet. Die Emissionsquelle Zementwerk wurde nicht neu bewertet, da eine Emissionsbetrachtung aus dem Jahr 1991 vorlag. Der Lärm auf dem Gelände des Steinbruchs am Fuße der Rinnen wurde als irrelevant eingestuft. Auch der Eisenbahnbetrieb wurde nicht einbezogen.

Die 3 Lärmquellen wurden in Zeithorizonten betrachtet:

|                    | Jahr(e)   | Förderung [t/a] |
|--------------------|-----------|-----------------|
| Aktuelle Situation | 1991      | 345.000         |
| Phase 1            | 1991-1995 | 400.000         |
| Phase 2            | 1995-2005 | 545.000         |
| Phase 3            | Nach 2005 | 835.000         |

Der Abbildung 8.4 können die Flächen im Gemeindegebiet von Roche entnommen werden, die unterschiedliche Sensibilität (blau: Gewerbe Sensibilität niedrig, orange: Misch-/Wohngebiete Sensibilität höher (im Norden) und hoch (im Süden)) gegenüber Lärmimmissionen kennzeichnen. Des Weiteren sind die Beurteilungspunkte für die Lärmimmissionen aus dem Steinbruch- und dem Verstürzbetrieb zu entnehmen.

Die Messungen wurden für die beiden Rohstoffe Mergel und Kalk an jeweils einem Tag in Messzeiten von 1 bis 15 min durchgeführt. Für Mergel wurde an den Immissionspunkten 2-6, für den Kalk an den Punkten 1,2 und 5 gemessen (s. Abbildung 8.4). Beim Verstürzen des Mergels über die Sturzrinne aus dem Steinbruch „Scex Rouges“ konnte nur der Lärm der Abwärtsbewegung erfasst werden. Da der Verstürzprozess nicht kontinuierlich erfolgte, wurde die Messung aufgeteilt, so dass gleich viele Perioden des Verstürzens und der Pausen gemessen wurden. Das Verstürzen des Kalks auf breiter Front im Steinbruch „Sur le Moulin“ wurde unter Einbeziehung des Radladers aufgenommen. Zum Zeitpunkt der Messungen betrug die Außentemperatur 21°C, die Windgeschwindigkeit 2-3 m/s NO.

Die Ergebnisse der Messungen wurden in einer Tabelle im Anhang n° 139-7.3 (HOLCIM (SCHWEIZ) AG, 1992-2) dargestellt. Für die Immissionspunkte, an denen keine Messung für die unterschiedlichen Rohstoffe durchgeführt wurde, erfolgte eine Berechnung unter der Annahme, dass die Sturzrinne eine lineare, der Verstürzbereich im Steinbruch „Sur le Moulin“ eine flächige Quelle ist. Es wurde konstatiert, dass das Verstürzen des Mergels zwischen 48 und 56 dB(A), das des Kalkes zwischen 50 und 54 dB(A) variierte.

Durch Überlagerung der an den einzelnen Immissionsorten ermittelten Immissionshöhen konnte eine Auswirkungsbetrachtung für die jeweilige Zone erfolgen. In der Abbildung 8.11 kann der Spalte  $L_{ri}$  die Immissionshöhe für die einzelnen Rohstoffe, der Spalte  $L_{eq}$  für die Zusammenschau jeweils unter Berücksichtigung diverser Zuschläge und zeitlichen Bewertung entnommen werden. Die Phasendauern ergeben sich aus der Angabe des Werkes, dass die Förderleistung der einzelnen Rohstoffe 350 t/h beträgt. Mit diesen Daten konnten die Immissionshöhen für die 3 zukünftigen Betriebsphasen prognostiziert werden. Diese ergaben lediglich für den Zeitraum ab 2005 die Tendenz zur Überschreitung der Lärmgrenzwerte an den Beurteilungspunkten 2 und 5.

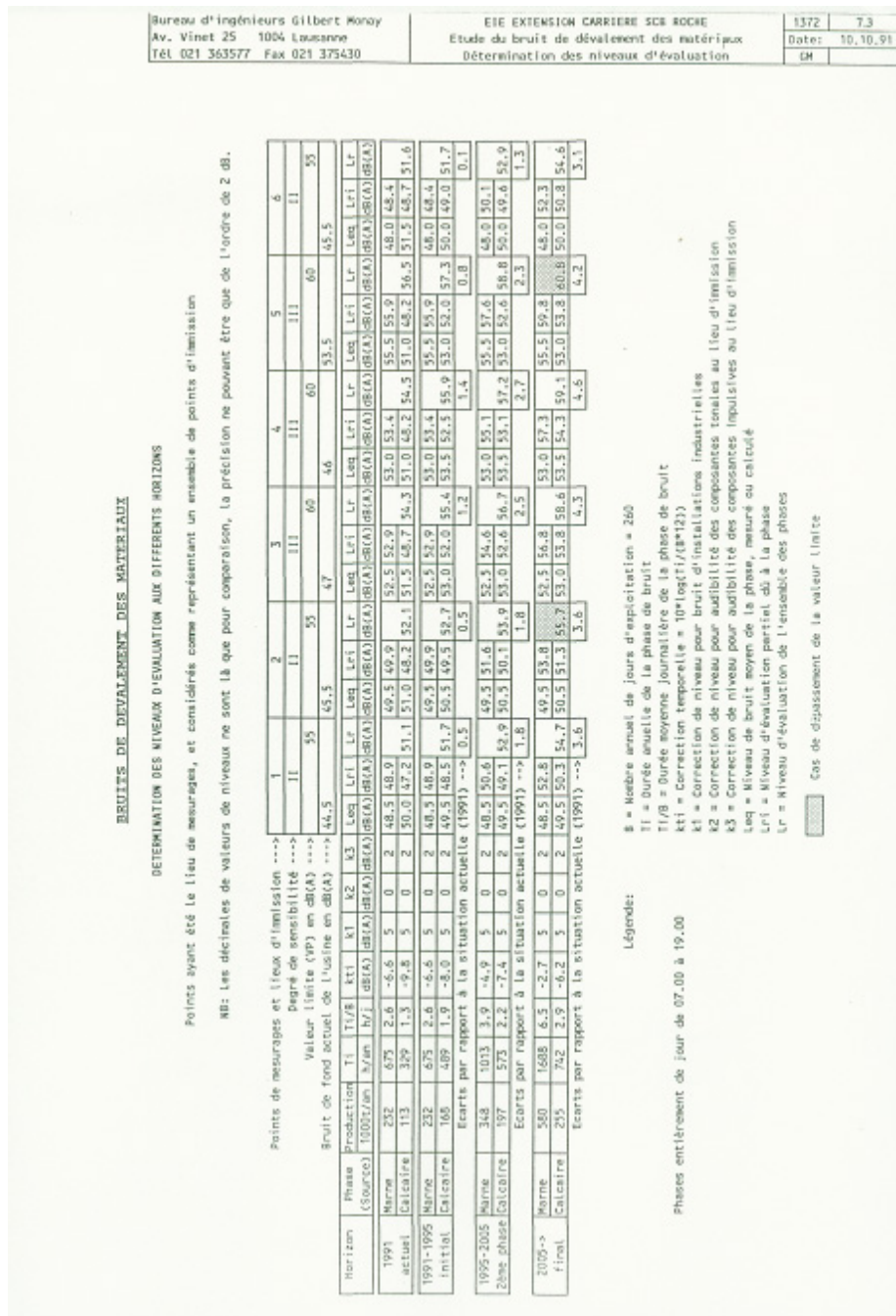


Abbildung 8.11: Lärmmessungen und Prognose des Versturzbetriebs (HOLCIM (SCHWEIZ) AG, 1992-2, Anlage n° 139-7.3)

8.1.2.7 Staub

Auch die Staubemissionen des Versturzbetriebs waren Gegenstand der Untersuchung (s. Abbildung 8.12). Die Bearbeiter dokumentierten die Emissionen für einen ungünstigen Fall. Nähere Betrachtungen wurden nicht durchgeführt, da abschätzbare Depositionen in den besiedelten Räumen die Irrelevanzschwellen nicht überschreiten würden. Allgemein wurde empfohlen, das Verstürzen am Nachmittag zur Ausnutzung aufsteigender Luftströmungen durchzuführen. Bei trockener Witterung wurde eine Berieselung des Haufwerks zur Begrenzung der Staubentwicklung empfohlen.



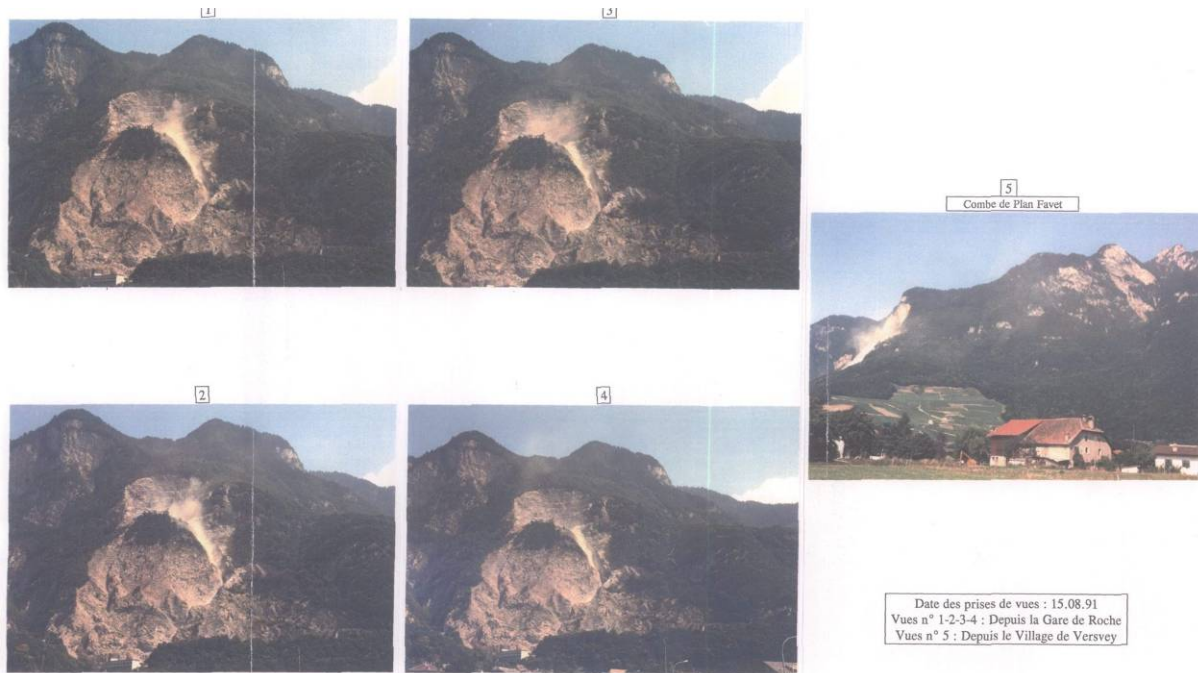


Abbildung 8.12: Lokal begrenzte Staubemissionen beim Versturzbetrieb (HOLCIM (SCHWEIZ) AG, 1992-2, Anlage n° 139-8.2)

#### 8.1.2.8 Steinschlagereignis am 01. November 1999

Am 01. November 1999 kam es für den letzten produzierenden Steinbruch bei Roche, den Steinbruch „Saut du Glacier“ zu einem folgeschweren Steinschlagereignis. Zwei Steine schlugen im Wohnhaus und Garten der Familie M. GRÄBER ein (Abbildung 8.13). Der erste Stein hatte ein Gewicht von ca. 4 kg (ca. 1,5 dm<sup>3</sup>), der zweite ein Gewicht von ca. 3,8 kg (ca. 1,4 dm<sup>3</sup>). Weitere Steine wurden im Wohngebiet nicht aufgefunden, im Waldstück zwischen Wohngebiet und Schutzwall trafen einzelne Steine auf. Der Betrieb wurde sofort eingestellt und eine Untersuchung eingeleitet.

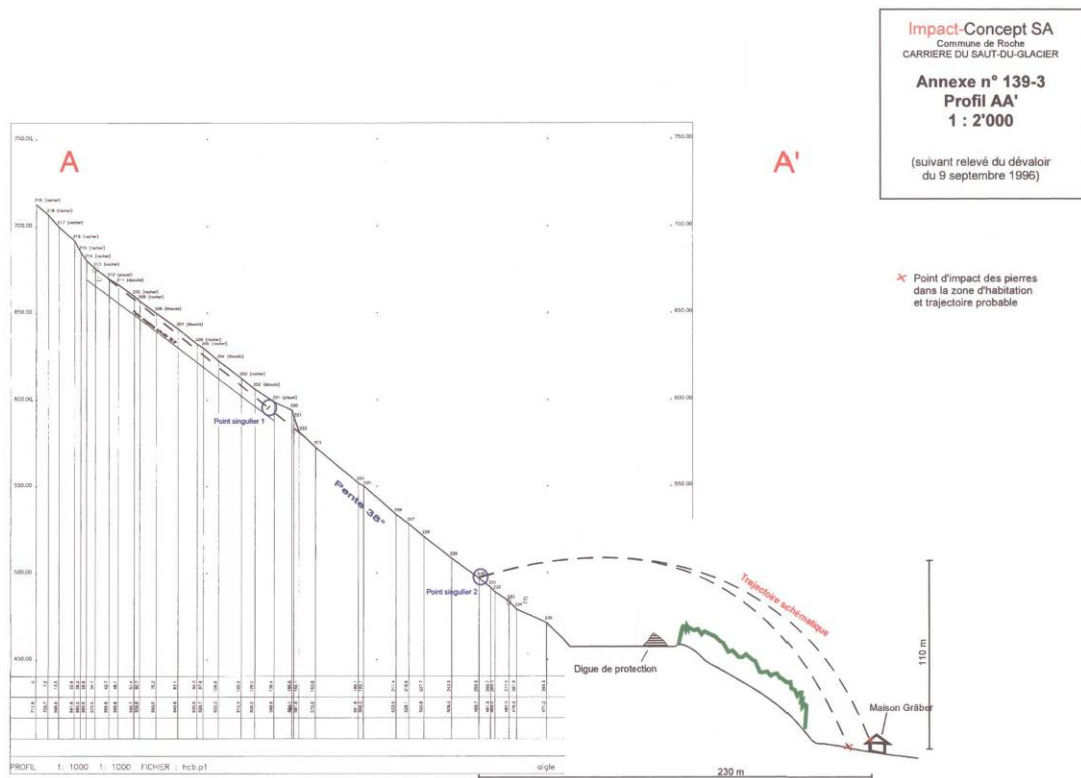


Abbildung 8.13: Profil der Rinne, vermutete Steinschlagbahn, Einschlagstellen (HOLCIM (SCHWEIZ) AG, 1999, Anlage 139-3)

#### 8.1.2.8.1 Untersuchungsergebnis

Das Ingenieurbüro I.C. IMPACT-CONCEPT SA, Le Mont-sur-Lausanne, das die Mehrzahl der Bergbauplanungen in den Steinbrüchen bei Roche, darunter auch die Planung der Rinne, durchgeführt hatte, wurde umgehend mit der Untersuchung beauftragt.

Das Ingenieurbüro äußerte im Bericht n° 139-analyse con/RG/ip vom 30. November 1999 (HOLCIM (SCHWEIZ) AG, 1999) die Vermutung, dass als mögliche Steinschlagsursache die Knickpunkte 1 und 2 (blaue Kreise in Abbildung 8.6) für das Ereignis in Frage kommen können. Im Übergang vom natürlichen „châble“ zum bergmännisch aufgefahrenen Teil bei etwa 600 m ü. NN liegt der Punkt 1. Dort zeigt die Bewaldung, dass einzelne Steine die Rinne verlassen und Schäden an den Bäumen verursacht haben. Beim Punkt 2 hat ein Bergrutsch die linke Rinnenwand in deren Oberflächenform so stark verändert, dass ein Winkel entstand, in den ein Block in Abhängigkeit von seiner Sturzbahn und Dimension hineinprallen und in Bruchstücken austreten konnte. Letzteres wurde auch als Ursache festgestellt. Es wurde dargestellt, dass ein Block von 0,5 m<sup>3</sup> Größe an dieser Stelle eine Geschwindigkeit von 190 km/h und eine kinetische Energie von 1.890 kJ haben kann. Ein Teil dieser Energie ist auf die Bruchstücke übertragen worden, die so eine Distanz von mehr als 200 m überwinden konnten. Ein solches Ereignis ist am Punkt 1 nicht möglich.

#### 8.1.2.8.2 Empfehlungen für den Weiterbetrieb

Auch wenn der Betrieb des Steinbruchs „Saut du Glacier“ durch das sukzessive Absenken der Abbaustrosse somit auch zur Reduzierung der Fallhöhe durch die Sturzrinne führt, würden die Menschen, die in Förderrichtung leben, weiterhin gefährdet sein. Daher wurden Sicherheitsmaßnahmen vorgeschlagen, auch wenn der Steinbruch zuvor drei Jahre ohne gefährdende Steinschläge gearbeitet hat. Es wurde gefordert sicherzustellen, dass das Material in der Achse der Sturzrinne verbleiben muss und dass eine deutliche Zerkleinerung der Gesteinsblöcke, die Steinschläge liefern können, vermieden wird. Zur Umsetzung dieser Forderungen sollten folgende Maßnahmenvarianten durchgeführt werden:

- Variante 1:
  - Im Punkt 1 sollten Fangnetze von 20-30 m Länge und 5 m Höhe die fehlende rechte Rinnenwand ersetzen, da eine Vertiefung nur in diesem Bereich ein Nacharbeiten der gesamten Rinne erforderlich machen würde.
  - Im Punkt 2 sollte ab dem Punkt 2 die Rinne bergmännisch nachgearbeitet werden, indem die Biegung der Rinne in diesem Bereich abgeschwächt wird. Daneben sollte der Auslaufbereich vergrößert werden. Letzteres stand unter dem ausdrücklichen Vorbehalt, dass die maximale Stückgröße des zu verstürzenden Haufwerks neu zu bestimmen ist.
- Variante 2:
  - Vertiefung der gesamten Rinne, Versteilung des Winkels auf 45° (Planzahl!), geradlinigerer Verlauf der Rinne und Verlängerung des Auslaufbereichs auf 100 m. Vor Durchführung dieser Maßnahmen wird eine Steinschlagsimulation mit einem Block von 0,5 m<sup>3</sup> zur Bedingung gemacht.

#### 8.1.2.8.3 Konsequenzen für den Steinbruch „Saut du Glacier“

Der Steinbruch „Saut du Glacier“ war mit der Zielsetzung aufgefahren worden, ab dem Jahre 2005 über 40 Jahre ca. 255.000 Tonnen/a Kalkstein für die Zementproduktion zu liefern. Nach der Stilllegung der Klinkerproduktion und damit des Steinbruchs „Scex Rouges“ wurde der Kalkstein nur noch für die Herstellung von gebrochenen Zuschlägen genutzt. Zum sicheren Weiterbetrieb der Rinne hätte die Variante 2 umgesetzt werden müssen. Dies wäre allerdings mit der Gewinnung von 100-150.000 m<sup>3</sup> Mergel verbunden gewesen, für die es keine Verwendung durch die Aufgabe der Klinkerproduktion einige Jahre zuvor gab. Die Produktionsverantwortlichen trafen daraufhin die Entscheidung, die Gewinnung von Kalkstein und somit auch den Betrieb des letzten Steinbruchs bei Roche einzustellen.

### 8.1.3 Kalkwerk Steyrling (Österreich)

Das Kalk- und Schotterwerk Steyrling befindet sich 70 km südlich von Linz an der Pyhrnpassbundesstraße (B 138) und der Bahnstrecke Linz–Selzthal. Die nächsten Ortschaften, Klaus und Steyrling, sind je drei Kilometer, der nächste Anrainer ist zirka dreihundert Meter vom Bruch entfernt. Bereits 1948 nahm die voestalpine Stahl am Standort Steyrling den Bergbau auf. Seit diesem Zeitpunkt wird im Bereich der Kremsmauer Kalk abgebaut und zum Teil zu Branntkalk weiterverarbeitet. Der Großteil des erzeugten Kalks dient zur Verhüttung von Eisenerz zum Fertigprodukt Stahl (voestalpine STAHL GMBH, 2004). Der Kalkstein wird auf zwei Strossensystemen (770 bis 1.010 m ü. NN und 555 bis 770 m ü. NN), die jeweils in Teilstrossen von 25 m Höhe unterteilt sind, gewonnen. Das auf die Förderbezugsebenen (555 und 770) verstürzte Haufwerk wird durch einen Radlader einem

Backenbrecher zugeführt und für die folgenden Förderbänder transportierbar zerkleinert. Auf der Ebene 770 werden Kalkstücke über 70 mm noch einmal in einem Kegelbrecher zerkleinert. Anschließend wird das Material mit einem Pipe Conveyor über einen Höhenunterschied von 220 m ins Tal transportiert. In der Talstation wird der Kalk gesiebt. Die Verarbeitung des Haufwerkes auf der Ebene 555 erfolgt ähnlich, nur dass ein Pipe Conveyor nicht benötigt wird, da man sich mit dem Kalk bereits auf der Höhe der Auf- und Weiterverarbeitung befindet. Den letzten Verfahrensschritt bildet ebenfalls die Absiebung des Kalks (voestalpine STAHL GMBH, 2004). Im Kalkwerk Steyrling wurde bis zum Jahr 1995 das Material von der Förderbezugsebene 770 m zur Ebene 550 m verstürzt (Bild 8.3). Dieser wurde dort erneut aufgenommen und zur Auf- bzw. Weiterverarbeitung transportiert. Diese Fördermethode wurde i.W. aus sicherheitlichen Erwägungen und aus Umweltgesichtspunkten aufgegeben. Daneben wurde das Material in der Rinne zu sehr verfeinert. Die Prallwände waren einem großen Verschleiß ausgesetzt. Vorteilhaft waren reduzierte Brechkosten und ein geringer Anteil übergroßer Steine (mündliche Auskunft Werksleiter BJÖRN KIRCHNER).



Bild 8.3: Sturzrinne im Kalkwerk Steyrling (teilweise abgebaut), Prallwand (Quelle: Werksleiter voestalpine Stahl, BJÖRN KIRCHNER 2006)

#### 8.1.4 Steinbruch Bursa (Türkei)

In der Fachzeitschrift DNI (heute MIRO) Ausgabe 2/2003 wurde für das Unternehmen HARTL CHRUSHTEK ein Brecher in der Kulisse einer Sturzrinne beworben. Die dort abgebildete Sturzrinne (Bild 8.4) ist in einem Steinbruch des Unternehmens ANIT İNŞAAT in der Provinz Bursa nordwestlich der Stadt Gürsu im gleichnamigen Distrikt in Betrieb.



Bild 8.4: Oben: Sturzzinne im Steinbruch Bursa; unten: Prallwand (Quelle: GUDRUN GEIBLINGER, A-Linz, ANIT İNŞAAT, TR-Gürsu, AYŞE NEUMANN, D-Lennenstadt)

### 8.1.5 Kohleverladung am Yangtze (China)

Anlässlich einer Studienreise nach China wurde ein Kohleumschlag am Yangtze dokumentiert (Bild 8.5). Aus der Größe des Schiffes lässt sich die Höhe des Bauwerkes von ca. 150 m abschätzen. Die Kohle wird am Kopf des Hügels in eine Röhre aufgegeben, die in einen Bunker mündet, der flussseitig durch eine Betonwand begrenzt wird. Am Fuß der Betonwand wird die Kohle über eine weitere Röhre abgezogen und in das Schiff geladen.



Bild 8.5: Kohleverladung am Yangtze (Quelle: KARL-ALFONS PRIEB, Groß-Zimmern)

## 8.2 Sturzzinnen in Kombination mit Sturzschacht

### 8.2.1 Tagebau Kajaran (Armenien)

Der Kupfer-Molybdän-Tagebau Kajaran liegt im äußersten Südosten Armeniens in der rohstoffreichen Provinz Syunik, ca. 20 km westlich der Provinzhauptstadt Kapan am Fluss Vokhchi. Der Tagebau wird von der ZANGEZUR COPPER AND MOLYBDENUM COMBINE AG betrieben. Das Gelände ist gebirgig; die Berge erreichen Höhen bis fast 4.000 m. Die Lagerstätte besteht aus hydrothermal überprägtem Monzonit, in dem die Erze überwiegend fein verteilt (porphery copper-molybdenum) anstehen. Die Lagerstätte hat eine Länge von 3,5 km NE-SW, eine Breite von bis zu 1,5 km. Die Vererzung reicht bis über 500 m Tiefe. Die häufigsten Erzminerale sind Molybdänit und Chalkopyrit. Die Lagerstätte wurde 1952 im Tiefbau, seit 1960 allein im Tagebau abgebaut. Im Tagebau wurden 2005 ca. 9 Millionen Tonnen Erz und etwa 4 Millionen Tonnen Abraum bewegt. Der Tagebau hat eine Größe von 5 km<sup>2</sup> und erreicht derzeit eine Tiefe von 400 m. Das mittels Bohr- und Sprengarbeit ladefähig gemachte Erz und Nebengestein wird mit 5 und 8 m<sup>3</sup> Seilbaggern auf SLKW mit 40 bis 110 t Nutzlast geladen, die das Material zu Rolllöchern transportieren (MINING JOURNAL, 2005). Die Aufgabe erfolgt hierbei teilweise durch Verstürzen aus bis zu 40 m Höhe (s. Bild 8.6). Unter den Rolllöchern sind Bunker angelegt, aus denen das Haufwerk auf eine Eisenbahn verladen wird, die es zur Aufbereitung transportiert (mündliche Auskunft DR. MICHAEL NEUMANN, SACHTLEBEN BERGBAU SERVICES GMBH).



Bild 8.6: Tagebau Kajaran – Kippvorgang, Kippstellen und Rollochmund (Quelle: DR. MARTIN KIRSCHBAUM, Zeitz)

### 8.2.2 Steinbruch Bad Harzburg (Deutschland)

Das Harzburger Gabbro-Massiv ist am südlichen Ortsausgang von Bad Harzburg direkt an der Bundesstraße 4 auf der Westseite des Radautales gelegen. Entstanden ist das Gabbro-Massiv, als vor ca. 320 Mio. Jahren magmatische Schmelzen in großen Spalten, die gegen Ende der Hauptfaltung des Harzes aufgerissen sind, aus dem Erdmantel bis in das Deckgebirge aufgestiegen sind. Die basischen Schmelzen waren kieselsäurearm und magnesiumoxid- sowie eisenoxidreich. Sie gehören im weiteren Sinne zum Brockengranit. Das Nebengestein besteht aus das Gabbromassiv umgebenden Culmablagerungen. Der Harzburger Gabbro-Steinbruch wird seit 1852 betrieben. Heute betreibt die 2003 gegründete NORDDEUTSCHE NATURSTEIN GMBH – NNG – den Steinbruch. Die NNG entstand aus dem Zusammenschluss der SCHAUMBURGER STEINBRÜCHE GMBH & Co. KG, einem Unternehmen der DR. SCHMIDT-GRUPPE, und der HANIEL BAUSTOFF-INDUSTRIE ZUSCHLAGSTOFFE HALDENSLEBEN GMBH, einer Tochter der Fels-Werke im Unternehmensverbund der HANIEL BAU-INDUSTRIE (NORDDEUTSCHE NATURSTEIN GMBH, 2006). Die zur WILH. WERHAHN KG, Neuss, gehörende BASALT AG, Linz, hat Ende 2005 die Bau- und Baustoffsparte des Berliner Familienunternehmens DR. SCHMIDT AG & Co. HOLDING KG und damit auch die NNG erworben (WERHAHN KG, 2005). Im Steinbruch werden jährlich ca. 900.000 t Gestein abgebaut. Die Gewinnung erfolgt durch Bohren und Sprengen auf 6 ca. 20 m hohen Strossen. Das Haufwerk wird mittels Hydraulikbagger oder Radlader auf SLKW verladen, die es zu einem Rolloch bzw. zu einer 20 m höheren Kippstelle, die über eine Sturzrinne an das

Rollloch angeschlossen ist, transportieren. Das Haufwerk in Stückgrößen bis 1 m<sup>3</sup> wird am Fuß des Rolllochs in einen Backenbrecher aufgegeben. Der Gabbro wird hierauf folgend in mehreren Schritten i.W. zu Splitten als Zuschlag in Asphaltdecken aufbereitet.

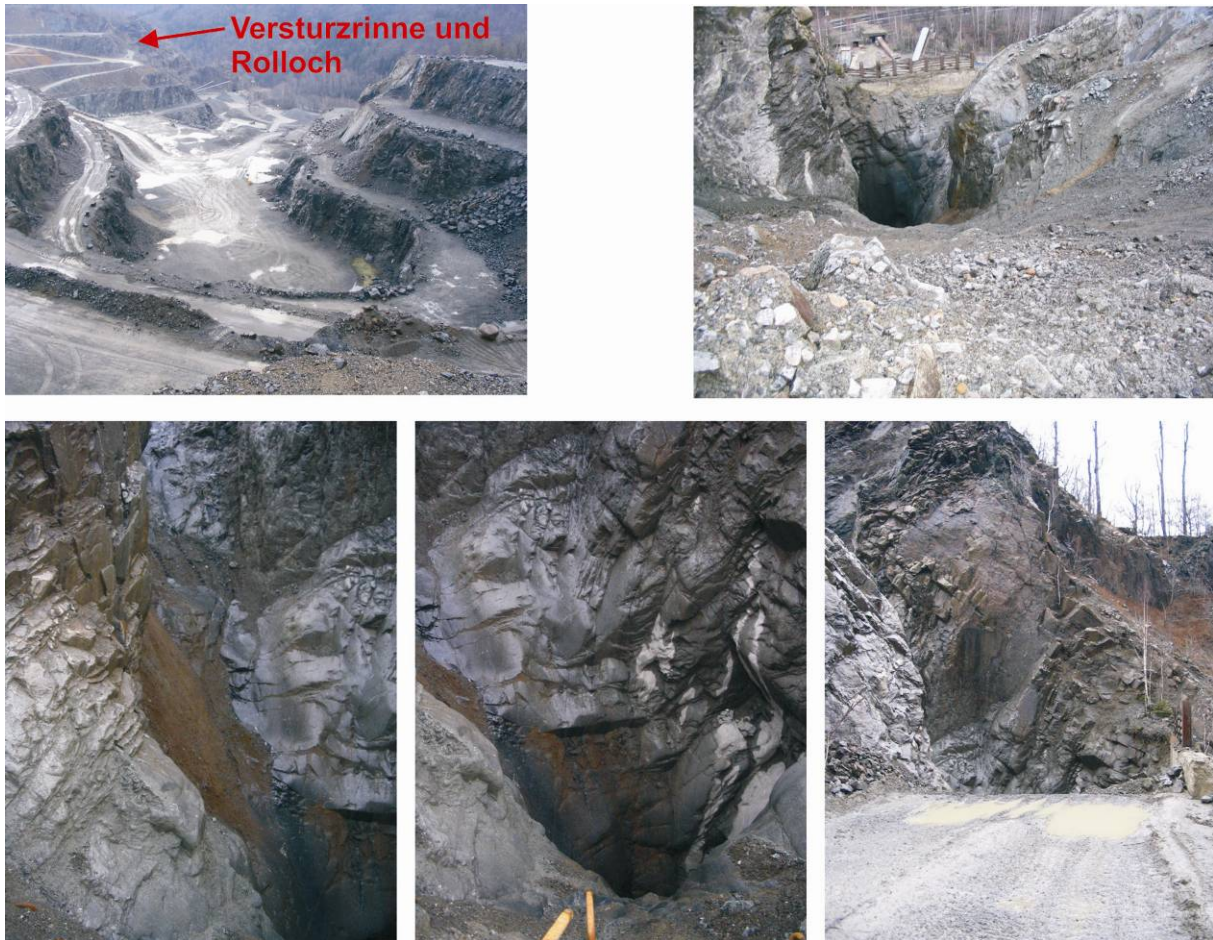


Bild 8.7: Gabbrosteinbruch Bad Harzburg: Blick in den Steinbruch nach Norden, Blick in Sturzrinne von oberer Kippstelle, Übergang Rinne in Rollloch, Rollloch, Untere Kippstelle (Quelle: Autor)

### 8.3 Gruppenabbau / Verstürzen auf Breiter Front

#### 8.3.1 Hartsteinwerk Johann Düro (Deutschland)

Der Steinbruch JOHANN DÜRO befindet sich östlich der Ortschaft Taben-Rodt am Osthang des Saartales. Der Steinbruch steht seit 1990 im Eigentum der Firma PESCHER GMBH & CO.KG. Der Saarlauf fließt hier in einem weiten Mäander, der nach Osten übergreift. Der Tagebau grenzt am Prallhang, dem rechten Ufer der Saar, an die B 51 und an den Bahnhof Taben. Das Quarzitvorkommen gehört zu einer Nordost-Südwest-streichenden Abfolge des unterdevonischen Taunusquarzit im südwestlichen Rheinischen Schiefergebirge. Sie besitzt ein Alter von etwa 405 Millionen Jahren. Die Einheit setzt sich im Bereich des Tagebaus aus einer Wechselfolge von Quarziten und quarzitischen Sandsteinen zusammen. Die flach bis wellig gelagerten Gesteine fallen mit 10 bis 20° nach Südosten ein. Dabei sind sie lokal unterschiedlich stark geklüftet. Hauptstreichrichtungen der meist steil stehenden Klüfte sind 60° und 150° (LGB, 2006).





Abbildung 8.14: 3 D – Modellierung des Steinbruchs Düro Abbaustand 2004 (Quelle: Vermessungsbüro HOHN & GÜTZ)

Das Betriebsgelände, das insgesamt eine Fläche von mehr als 20 ha umfasst, zeichnet die natürliche Morphologie nach, wobei durch den Abbau eine Versteilung in östliche Richtung erfolgt ist (ISSELHORST, 2001). Der südliche obere Teil des Bruchs längs des Talhangs ist nicht mehr in Betrieb und wurde bereits großflächig rekultiviert. Die Bermen dienen der Zuwegung zum Abbaubereich. Die Gewinnung von Quarzit konzentriert sich auf den kesselartig ausgebildeten Bereich im Norden (Abbildung 8.14 und Bild 8.8). Der Kessel öffnet sich nach SSW. Die unteren beiden Sohlen des Tagebaus sind relativ breit und erstrecken sich über die ganze Länge des Steinbruches entlang der Saar. Auf diesen Strossen stehen die Aufbereitungsanlagen und sind die Produktlager angeordnet. Die dritte Strosse bildet die Förderbezugsebene des Kessels und schließt an die Kippstelle des Vorbrechers an. Sprengungen und Förderung werden nach dem Prinzip des Gruppenabbauverfahrens ausgeführt.



Bild 8.8: Blick in den Abbaubereich nach SW auf die Förderbezugsebene, im Vordergrund der Haufwerkskegel, links oberhalb Vorsiebmaterial, darüber Kippstelle Vorbrecher (Quelle: Autor)

Im Hartsteinwerk JOHANN DÜRO werden durchschnittlich 800.000 t/a Taunusquarzit gewonnen und aufbereitet. Die Produktpalette reicht von Gemischen für den Straßenunterbau über Gleis-Schotter bis zum hochwertigen Edelsplitt für den Asphalt-Deckenbau. Dabei spielt vor allem der sehr gute Polierwert (PSV = 60) eine entscheidende Rolle. Begünstigt durch die Lage im Drei-Länder-Eck werden relevante Mengen an Asphalt-Splitten nach Frankreich (Raum Metz / Nancy) geliefert. Darüber hinaus bezieht die SOCIÉTÉ NATIONALE DES CHEMINS DE FER – SNCF größere Mengen Schotter. Der Stein erfüllt die Anforderungen zur Lieferung in Train à grande vitesse – TGV-Neubau-Strecken. Auch die CHEMIN DE FER LUXEMBOURGEOIS CFL nimmt jährlich ca. 35.000 t Bahnschotter ab. Etwa die Hälfte der Edelsplittproduktion wird derzeit nach Frankreich geliefert, das entspricht einer Menge von ca. 250.000 t/a. Der Abtransport erfolgt zu 95 % per Lkw, der Bahnanschluss wurde durch die DEUTSCHE BAHN – DB gekündigt. Der Transport per Schiff spielt nur eine untergeordnete Rolle. Es werden etwa 20.000 t/a Edelsplitt und Schotter nach Holland geliefert, dabei ist der Pegelstand des Rheins der entscheidende Faktor.

### 8.3.2 Steinbrüche d'Arvel (Schweiz)

Die Gemeinde Villeneuve liegt im Rhôneetal etwa 4 km nördlich von Roche am Fuß bzw. im Nordwesten der Gebirgskette der Monts d'Arvel. Die Rhône fließt westlich vorbei und mündet wenige km nördlich in den Genfer See. Die Topografie entspricht der von Roche. Die lange Kette der Monts d'Arvel gehört zur tektonischen Einheit der jurassischen Préalpes.

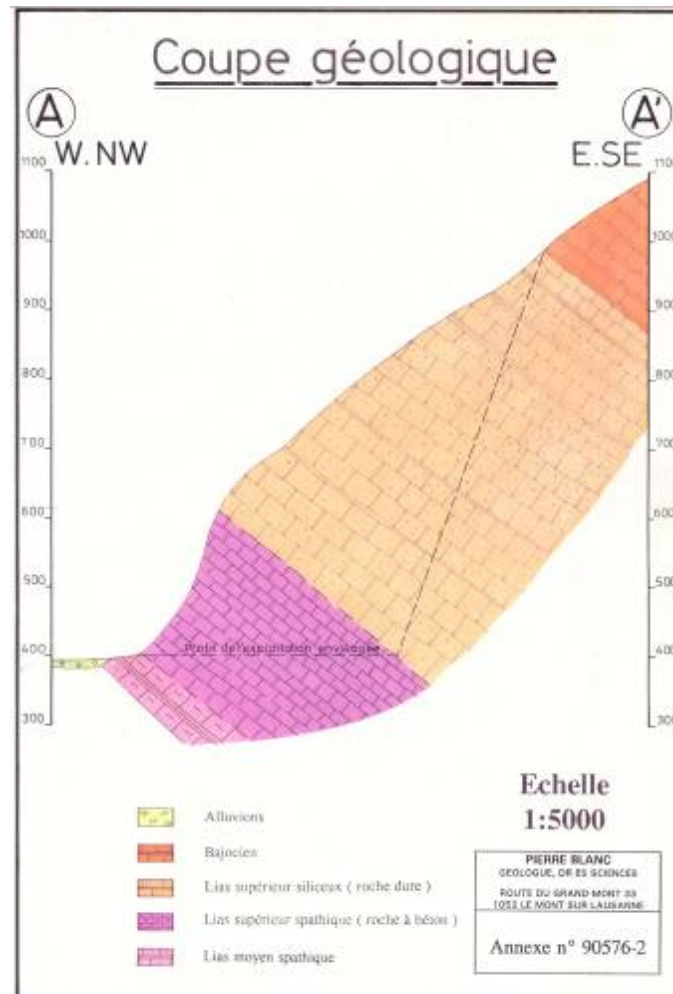


Abbildung 8.15: Geologischer Schnitt der Carrières d'Arvel (CARRIÈRES D'ARVEL, 1991)

Die in zwei Steinbrüchen (Châble-du-Midi und Planche-Boetrix) des Unternehmens CARRIÈRES (franz.: Steinbrüche) D'ARVEL im Abbau stehende Flanke einer Synklinalstruktur wird in einer Normalabfolge von Kalksteinformationen des Lias, Dogger und Malm gebildet.

Der Steinbruch „Châble-du-Midi“ baut in der Formation des Lias die Gesteinsfolgen des Lias Supérieur Siliceux (dt.: Staldengraben-Formation) und des Lias Supérieur Spathique (dt.: Rossinière-Formation) ab. Dem ersteren, quarzreicheren (ca. 30 %  $\text{SiO}_2$ ) Kalkstein in einer Wechselfolge mit mergeligem Kalk und schmalen Schichten schiefriger Mergel gilt das Hauptinteresse der Gewinnung (CARRIÈRES D'ARVEL, 1991). Die hieraus gewonnenen Splitte haben eine nahezu einzigartige Qualität in den Westalpen bzw. der Schweiz. Sie sind aufgrund des hohen PSV-Werts (engl.: Polished Stone Value) für Decken im Asphaltstraßenbau der Schweiz vorgeschrieben. Daneben werden die Produkte als Eisenbahnschotter abgesetzt. Die unterlagernden Schichten des Lias Supérieur Spathique werden zu Betonzuschlägen verarbeitet.

Im Steinbruch „Châble-du-Midi“ wird nach dem Prinzip des Gruppenabbauverfahrens abgebaut. Der Steinbruch erreicht in dem unwegsamen Gelände eine Höhe von fast 400 m. Durch das Verstürzen des Haufwerks auf die Förderbezugsebene auf ca. 400 m ü.NN wird das Gestein so beansprucht, dass die in Wechsellagerung mit dem harten Kalk stehenden Schichten so weit zerkleinert werden, dass in der nachfolgenden Aufbereitung davon

ausgegangen werden kann, dass in der Fraktion  $>100$  mm ausschließlich die für die Edelsplittproduktion geforderten Qualitäten vorhanden sind. Die jährliche Produktion der Steinbrüche d'Arvel liegt bei 450.000 Tonnen (CARRIÈRES D'ARVEL, 2006).



Bild 8.9: Ansicht des Steinbruchs in Arvel, Blick auf die Lagerplätze mit Schutzwall vor Haufwerkshalde (Quelle: BERNARD STREIFF, Carrières d'Arvel)

## 9 Zusammenfassung

Die Entwicklung des Förderkonzeptes – Geführte Versturztechnik – und die Betrachtung der zu beachtenden Randbedingungen zum Bau und Betrieb haben ihre Basis auf der betriebsführenden Tätigkeit des Verfassers im Tagebau Sooneck. Ziel ist primär die Reduzierung der Förderkosten unter Beachtung der Notwendigkeit der selektiven Gewinnung. Eine Umsetzung in diesem Betrieb erfolgte bislang nicht. Wesentlich hierfür waren neben dem niedrigen Energiepreisniveau ausgangs der 1990<sup>er</sup> Jahre der in den Jahren 1992-1998 ausgeführte Bau einer betriebssicheren und leistungsfähigen Rampe im Westen des Tagebaus sowie zum Zeitpunkt des Ausscheidens des Verfassers noch ungeklärte Fragestellungen zu Ausführung, Bau, Auswirkungen auf das Produktsortiment und nicht zuletzt der Wirtschaftlichkeit. Letzteres auch im Hinblick auf die Vernetzung des Versturzbauwerks mit der bestehenden Aufbereitung. Mit Fertigstellung der Rampe konnte bereits die Zahl der zur Förderung eingesetzten SLKW um einen reduziert und hierdurch bereits eine deutliche Optimierung der Förderkosten gestellt werden.

Seit Aufnahme der Entwicklung des Förderkonzeptes – Geführte Versturztechnik – Mitte der 1990<sup>er</sup> Jahre haben sich die Kosten für Rohöl vor Steuern nach dem Tiefstand um das Jahr 1998 bis heute mehr als verdreifacht, alleine seit 2004 mehr als verdoppelt. Gesetzliche Regelwerke wie die europäische IVU-Richtlinie 96/61/EG zur „integrierten Vermeidung und Verminderung der Umweltverschmutzung“ fordern, Genehmigungen nur noch bei Einsatz der besten verfügbaren Techniken (BVT oder BAT: „best available techniques“) zu erteilen. Die Umsetzung in nationale Vorschriften wie das Bundes-Immissionsschutzgesetz und nachgeordnete Regelwerke fordern hierauf aufbauend, dass Umweltbelastungen nicht in andere Medien verlagert werden dürfen.

Die (Wieder-)Nutzung auf Schwerkraft basierender Fördertechniken, die insbesondere durch das niedrige Energiepreisniveau in den Jahrzehnten nach dem 2. Weltkrieg in der Tagebautechnik nahezu vollständig verdrängt wurden, ist bei den heutigen wirtschaftlichen Randbedingungen und anzustrebenden ökologischen Standards eine Herausforderung für die bergbautreibende Industrie.

Die Anordnung einer Versturzrinne in Festgesteinstagebauen, bei denen die Förderbezugsebene unterhalb der Strossen liegt, die zur sicheren und selektiven Gewinnung des Rohstoffs aufgefahren werden müssen, erfüllt durch Rückgriff auf ein vermeintlich „archaisches“ Förderkonzept durch Nutzung der Schwerkraft die obigen Anforderungen. Offenkundige Umweltbelastungen, die alleine durch die Verbrennung von Dieselkraftstoff und die hieraus resultierenden Schadstoff- und Wärmeeinträge in die Luft beim verbreiteten Einsatz von SLKW zur Abwärtsförderung entstehen, können erheblich vermindert werden.

Der Aspekt der Betriebssicherheit einer solchen Anordnung kann durch Auffahren eines geradlinigen Bauwerks mit an das Fördergut angepassten Dimensionen sowie Einrichtungen zur Beschränkung der kinetischen Energie erreicht werden. Diese stellen auch gleichzeitig sicher, dass die Zerkleinerung des durch die Versturzrinne abwärts transportierten Materials betrieblich zulässige Grenzen nicht überschreitet. Hierfür kann auf das umfangreiche Wissen zu Massenschwerebewegungen Rückgriff genommen werden. Dem Aspekt des Umweltschutzes, der sich in Bezug auf das Medium Luft auf den autochthonen Staub reduziert, kann durch Vorrichtungen zur Staubbiederschlagung Rechnung getragen werden.

Die gut dokumentierten, leider aus wirtschaftlichen Gründen stillgelegten Steinbrüche bei Rôche, Schweiz, belegen die Einsatzfähigkeit dieses Förderkonzeptes durch Nutzung auch natürlicher Sturzrinnen unter Darlegung der sicherheitlichen und umweltbezogenen Aspekte. Vertiefende Untersuchungen sind erforderlich, um die mit komplexen, aber erprobten Techniken arbeitende Tagebauindustrie auch in dicht besiedelten Regionen wieder an die Nutzung von Schwerkraft (-gestützten) Fördertechniken heranzuführen. Auch das Konzept – Geführte Versturztechnik – ist auf konkrete Anwendungsfälle hin in Details anzupassen.

|                      |   |
|----------------------|---|
| ARENS, 2005          | Arens, D. (2005): <i>Der Strom und die Warenströme</i> . - Der Rhein als Verkehrsweg durch die Jahrhunderte, Rheinkonferenz 2005 -Logistik, Wesseling<br>< <a href="http://www.regionale2010.de/de/projekte/rhein/rheinkonferenz/rheinkonferenz_2005_logistik/index.html">http://www.regionale2010.de/de/projekte/rhein/rheinkonferenz/rheinkonferenz_2005_logistik/index.html</a> ><br>(21.09.2006). |
| ATLAS COPCO AB, 2006 | Atlas Copco AB (2006): <i>Contour Blasting</i> .<br>< <a href="http://www.atlascopco.com/Websites%5CRDE%5Cwebsite.nsf/\$All/D56DA6D38997CBBE41256749007C73DF?OpenDocument">http://www.atlascopco.com/Websites%5CRDE%5Cwebsite.nsf/\$All/D56DA6D38997CBBE41256749007C73DF?OpenDocument</a> > (26.09.2006).   |
| AUTODESK, 2006       | Autodesk (2006): „ <i>Autocad - Produktinformation San Rafael</i> “<br>< <a href="http://usa.autodesk.com/adsk/servlet/index?siteID=123112&amp;id=2704278">http://usa.autodesk.com/adsk/servlet/index?siteID=123112&amp;id=2704278</a> > (21.09.2006).  |
| BANSEMER, 2004       | Bansemer, K. (2004): <i>Spätkänozoische Reliefentwicklung der Schweizer Alpen</i> . - Mathematisch-Naturwissenschaftliche Fakultät der Rheinischen Friedrich-Wilhelms-Universität Bonn [Diss.].<br>< <a href="http://www.giub.uni-bonn.de/grk/download/phd_bansemer.pdf">http://www.giub.uni-bonn.de/grk/download/phd_bansemer.pdf</a> > (11.01.2007).  |
| BERGER, 2004         | Berger, F. (2004): <i>Réalisation d'un test d'étalonnage des modèles de trajectographie en utilisant des données provenant d'expérimentations grandeur nature</i> . -Ministère de l'Ecologie et du Développement Durable, Cemagrèf: Département Gestion des Territoires, Unité de recherche Ecosystèmes Paysages Montagnards, Montagnards (Grenoble).   |
| BEUSEKOM, 1999       | Beusekom, X.M. v (1999): <i>Design of an ore-pass</i> . - In: "Hartsteinwerke Sooneck", <i>Memoirs of the Centre of Engineering Geology in the Netherlands</i> , <b>183</b> ; Faculty of Civil Engineering and Geosciences, Delft University of Technology. ISSN: 1386-5072.  |
| BIENIAWSKI, 1989     | Bieniawski, Z.T. (1989): <i>Engineering Rock Mass Classifications: A Complete Manual for Engineers and Geologists in Mining, Civil, and Petroleum Engineering</i> . -251 S.; New York (John Wiley & Sons). ISBN: 978-0-471-60172-2.   |
| BISEN, 2005          | Bissen, R. (2005): <i>Felsmechanische Untersuchungen mit der Triaxialzelle</i> . - Geologisches Institut der Albert-Ludwigs-Universität, Freiburg im Breisgau [Dipl.].<br>< <a href="http://omnibus.uni-freiburg.de/~bissenr/Downloads/-Gesamtdokument.pdf">http://omnibus.uni-freiburg.de/~bissenr/Downloads/-Gesamtdokument.pdf</a> > (21.09.2006).   |

|  |   |
|--|---|
| BMLFUW, 2003                               | Bundesministerium für Land- und Forstwirtschaft, Umwelt und Wasserwirtschaft [Hrsg.] (2003): <i>Stand der Technik bei der Herstellung keramischer Erzeugnisse (Dachziegeln, Ziegelsteinen, feuerfesten Steinen und Feinkeramik) durch Brennen</i> . - Schriftenreihe des BMLFUW, 2, Abteilung V/1- Anlagenbezogener Umweltschutz; Wien. ISBN: 3-902 338-18-0. |
| BOART LONGYEAR, 2003                       | Boart Longyear (2003): <i>Anbaufräsen, Serie N Produktinformation</i> . - Eiterfeld.  |
| BROILLI, 1974                              | Broilli, L. (1974): <i>Ein Felssturz im Großversuch</i> . - In: Rock Mechanics, Supplementum 3: 69-78; Springer-Verlag.   |
| CARRIÈRES D'ARVEL, 1991                    | Carrières d'Arvel (1991): <i>Rapport d'impact concernant la géologie et l'hydrogéologie</i> . -Rapport n° 90576, Impact-Concept S.A,12/1991; Le Mont-sur-Lausanne, unveröffentlicht.  |
| CARRIÈRES D'ARVEL, 2006                    | Carrières d'Arvel (2006): <i>Werksinformation</i> . - Villeneuve. < <a href="http://www.arvel.ch/">http://www.arvel.ch/</a> > (21.09.2006).   |
| CATERPILLAR INC., 2003                     | Caterpillar (2003): <i>Caterpillar® Performance Handbook</i> . - Caterpillar Inc., Peoria, Illinois; U.S.A.   |
| CEMENT AUSTRALIA PTY LIMITED, 2006         | Cement Australia Pty Limited (2006): <i>Werksinformation Kandos</i> . - Australien.   |
| CONVEYORKIT (PTY) LTD, 2006                | ConveyorKit (Pty) Ltd (2006): <i>Produktinformation</i> . - < <a href="http://www.pipeconveyor.com/">http://www.pipeconveyor.com/</a> > (21.09.2006).   |
| DEUTSCHE STRATIGRAPHISCHE KOMMISSION, 2002 | Deutsche Stratigraphische Kommission (2002): <i>Stratigraphische Tabelle von Deutschland 2002 (STD 2002)</i> . - 1. Aufl.; Potsdam (Exemplare, Druckerei E. Stein GmbH Potsdam).  |
| DIDIERWERKE AG, 1997                       | Fa. Didierwerke AG (1997): <i>Feuerfeste Werkstoffe und ihre Merkmale</i> . - 12.Aufl.; Wiesbaden.  |
| DOPPELMAYR SEILBAHNEN GMBH, 2006           | Doppelmayr Seilbahnen GmbH (2006): <i>Produktinformation</i> . - Wolfurt, Österreich. < <a href="http://www.doppelmayr.com/">http://www.doppelmayr.com/</a> > (21.09.2006).   |
| EHRENBERG et al., 1968                     | Ehrenberg, K. -H.; Kupfahl, H. -G. und Kümmerle, E. (1968): <i>Erläuterungen zur Geologischen Karte von Hessen, Blatt Presberg</i> . -Hessisches Landesamt für Bodenforschung; Wiesbaden.   |
| ESRI, 2006                                 | ESRI Inc. (2006): <i>ArcView Produktinformation</i> . - Redlands, Kalifornien. < <a href="http://www.esri.com/software/arcgis/index.html">http://www.esri.com/software/arcgis/index.html</a> > (21.09.2006).  |
| EYMER, 1995                                | Eymer, W. (1995): <i>Grundlagen der Erdbewegung</i> . -143 S., Ill.,  |



|                       |  |
|-----------------------|--|
|                       | graph. Darst.; Bonn (Verlag Kirschbaum), ISBN: 3-7812-1372-2.  |
| FELIX-HENNIGSEN, 1990 | Felix-Hennigsen, P. (1990): <i>Die mesozoisch-tertiäre Verwitterungsdecke (MTV) im Rheinischen Schiefergebirge - Aufbau, Genese und quartäre Überprägung.</i> - In: Schäfer, A. et al. (2005): <i>Boden, Relief, Paläoklima.</i> - <b>6</b> , S.192; (Gebr. Borntraeger Verlagsbuchhandlung, Science Publishers), ISBN 3-443-09006-0 brosch.<br>< <a href="http://www.springerlink.com/content/wp2772u026343884/fulltext.pdf">http://www.springerlink.com/content/wp2772u026343884/fulltext.pdf</a> > (21.09.2006) |
| FISCHER, 2005         | Fischer, W. (2005): <i>Beispiele für eine umweltverträgliche und wirtschaftliche Langstreckenförderung.</i> - In: <i>Cement International.</i> - <b>6</b> : 68-74; Düsseldorf.   |
| GERBER, 1998          | Gerber, W (1998): <i>Waldwirkung und Steinschlag.</i> - In: <i>Unterlagen zum GWG/FAN-Kurse.</i> -Engelberg/ Grafenort OW, unveröffentlicht.   |
| GREBE, 1881           | Grebe, H. (1881): <i>Über die Quarzit-Sattel-Rücken im südöstlichen Teile des Hunsrücks (linksrheinischer Taunus).</i> - <i>Jahrbuch Preußische Geologische Landesanstalt</i> , <b>1</b> :243-259; Berlin.   |
| GURLITT, 1949         | Gurlitt, D (1949): <i>Das Mittelrheintal, Formen und Gestalt.</i> - In: <i>Forschungen zur deutschen Landeskunde</i> , <b>46</b> : 159 S.  |
| HACK, 1996, 1998      | Hack, H.R.G.K (1996, 1998): <i>Slope Stability Probability Classification-SSPC.</i> - <i>International Institute for Geoinformation Science and Earth Observation (ITC)</i> , 2. Aufl.: 258 S.; Enschede. ISBN: 90 6164 154 3, < <a href="http://www.darenet.nl/nl/page/repository.item/show?saharaIdentifier=tuddare:oai:tudelft.nl:159359">http://www.darenet.nl/nl/page/repository.item/show?saharaIdentifier=tuddare:oai:tudelft.nl:159359</a> > (21.09.2006).   |
| HACK, 2001            | Hack, H.R.G.K (2001): <i>An evaluation of slope Stability classification.</i> - In: C. Dinis da Gama & L. Ribeiro e Sousa: <i>ISRM EUROCK'2002.</i> -25-28 November 2002, Madeira, Funchal, Portugal, Publ. Sociedade Portuguesa de Geotecnia, Av. Do Brasil, 101, 1700-066, S. 3 – 32; Lisboa, Portugal.  |
| HACK & HUISMAN, 2002  | Hack, H.R.G.K und Huisman, M. (2002): <i>Estimating the intact rock strength of a rock mass by simple means.</i> -Proc.9 <sup>th</sup> Congress of the International Association of Engineering Geology and the Environment; Durban, Republic of South Africa.   |

|                             |   |
|-----------------------------|---|
| HACK et al., 2003           | Hack, H.R.G.K., Price, D. und Rengers, N. (2003): <i>A new approach to rock slope stability - a probability classification (SSPC)</i> . - Bulletin of Engineering Geology and the Environment, Vol. <b>62</b> (2): article: DOI 10.1007/s10064-002-0155-4. S. 167-184 & erratum: DOI 10.1007/s10064-002-0171-4. S. 185-185 (reviewed article); (Springer Verlag). < <a href="http://www.springerlink.com/content/t7ep1mpd0b4e3bec/fulltext.pdf">http://www.springerlink.com/content/t7ep1mpd0b4e3bec/fulltext.pdf</a> > (19.02.2004). |
| HAINES & TERBRUGGE, 1991    | Haines, A. und Terbrugge, P.J. (1991): <i>Preliminary estimation of rock slope stability using rock mass classification systems</i> . - Proc. 7 <sup>th</sup> Int.Cong.Rock Mechanics, ISRM., Aachen, <b>2</b> : 887-892.   |
| HARBAUGH et al., 2005       | Harbaugh, J.W., Merriam, D. F. und Ross, J. A. (2005): <i>Hillshade mapping of fine-scale fracture system in Kansas [Hillshade Mapping (Reliefschatten-Kartierung) des kleinmaßstäblichen krustalen Bruchsystems in Kansas.]</i> . - In: Zeitschrift der deutschen Geologischen Gesellschaft, <b>155</b> (2-4): 247-262; Stuttgart. < <a href="http://www.schweizerbart.de/pubs/books/es/zeitschrift-171015502-desc.html">http://www.schweizerbart.de/pubs/books/es/zeitschrift-171015502-desc.html</a> > (11.01.2007).               |
| HEIM, 1932                  | Heim, A. (1932): <i>Bergsturz und Menschenleben</i> . - Zürich (Fretz & Wasmuth Verlag AG).   |
| HERTZ, 1882                 | Hertz, H. (1882): <i>Über die Berührung fester elastischer Körper</i> . - In: Kronecker, L., Weierstrass, K. [Hrsg]: Journal für die reine und angewandte Mathematik, <b>92</b> :156-171; Berlin. < <a href="http://www-gdz.sub.uni-goettingen.de/cgi-bin/digbib.cgi?PPN243919689">http://www-gdz.sub.uni-goettingen.de/cgi-bin/digbib.cgi?PPN243919689</a> >   |
| HOHBERG, 2004               | Hohberg, R. (2004): <i>Zum Ermüdungsverhalten von Beton</i> . - Fakultät VI Bauingenieurwesen und Angewandte Geowissenschaften, Technische Universität Berlin [Diss.].< <a href="http://edocs.tu-berlin.de/diss/2004/hohberg_ralph.pdf">http://edocs.tu-berlin.de/diss/2004/hohberg_ralph.pdf</a> > (21.09.2006).   |
| HOLCIM (SCHWEIZ) AG, 1992-1 | Holcim AG (1992-1): <i>Rapport d'impact</i> . -Rapport n°139-a, Impact-Concept S.A., 07.04.1992, Le Mont-sur-Lausanne; Schweiz, unveröffentlicht.   |
| HOLCIM (SCHWEIZ) AG, 1992-2 | Holcim AG (1992-2): <i>Rapport d'impact</i> . -Rapport n°139-b, Impact-Concept S.A, 07.04.1992, Le Mont-sur-Lausanne; Schweiz, unveröffentlicht.  |
| HOLCIM (SCHWEIZ) AG, 1992-3 | Holcim AG (1992-3): <i>Rapport d'impact (Catalogue des mesures compensatoires)</i> . -Rapport n°139-c, Impact-Concept S.A., 07.04.1992, Le Mont-sur-Lausanne; Schweiz,  |

|                           |   |
|---------------------------|---|
|                           | unveröffentlicht.   |
| HOLCIM (SCHWEIZ) AG, 1993 | Holcim AG (1993): <i>Estimation des reserves en materiaux pierreux (Rapport preliminaire)</i> . -Rapport n°89488, Impact-Concept S.A., 11.03.1993, Le Mont-sur-Lausanne; Schweiz, unveröffentlicht.   |
| HOLCIM (SCHWEIZ) AG, 1995 | Holcim AG (1995): <i>Principe d'aménagement du devaloir</i> . - Réf.139 RG, Impact-Concept S.A., 08.11.1995, Le Mont-sur-Lausanne; Schweiz, unveröffentlicht.   |
| HOLCIM (SCHWEIZ) AG, 1999 | Holcim AG (1999): <i>Analyse des conditions du dévalage des materiaux (incident du 1er novembre 1999)</i> . -Rapport n° 139, Impact-Concept S.A., 30.11.1999, Le Mont-sur-Lausanne; Schweiz, unveröffentlicht.  |
| HOLCIM (SCHWEIZ) AG, 2006 | Holcim AG (2006):< <a href="http://www.holcim.ch/">http://www.holcim.ch/</a> > (21.09.2006).  |
| HOLCIM LTD, 2006-1        | Holcim Ltd. (2006-1): „Holcim“ < <a href="http://www.holcim.com/">http://www.holcim.com/</a> > (21.09.2006).  |
| HOLCIM LTD, 2006-2        | Holcim Ltd. (2006-2): „Holcim“ < <a href="http://de.wikipedia.org/wiki/Holcim">http://de.wikipedia.org/wiki/Holcim</a> > (21.09.2006).  |
| HOLZAPFEL, 1893           | Holzapfel, E. (1893): <i>Das Rheintal von Bingerbrück bis Lahnstein</i> . - Abhandlungen der Königlich-Preußischen Geologischen Landesanstalt, N.F. (15): S.124; Berlin.  |
| ILLYES & BAUER, 1987      | Illyes, A. und Bauer, H. (1987): <i>Die Energiewandlung bei ein- und mehrmaligem Stoß einer Partikel gegen eine feste Wand</i> . - VDI-Forschungsheft, <b>640</b> : 40 S., Ill., graph. Darst.; Düsseldorf (VDI-Verlag). ISBN: 3-18-850640-6.   |
| ISSELHORST, 2001          | Isselhorst, B. (2001): <i>Entwurf einer Versturzanlage im Tagebau nach dem Vorbild von Steinschlägen</i> . - Institut für Geologie und Paläontologie, Fachbereich 22: Geowissenschaften Geologische Fakultät, Johannes-Gutenberg-Universität, Mainz [Dipl.], unveröffentlicht.  |
| JUNG, 1955                | Jung, H. (1955): <i>Zur Tektonik des Devons im Rheingaugebirge im Rheindurchbruchstal bei Bingen-Rüdesheim</i> . - Institut für Geologie und Paläontologie, Rheinische Friedrich-Wilhelm Universität, Bonn [Diss.], unveröffentlicht.   |
| KAUFMAN & AULT, 2001      | Kaufman, W.W. und Ault, J.C. (2001): <i>Design of Surface Mine Haulage Roads - A Manual</i> . -United States National Institute for Occupational Safety and Health, Department of the Interior, Bureau of Mines; Pittsburgh, USA. < <a href="http://www.cdc.gov/niosh/mining/pubs/pdfs/ic8758.pdf">http://www.cdc.gov/niosh/mining/pubs/pdfs/ic8758.pdf</a> > (21.09.2006). |

|  |  |
|--|--|
| KHD HUMBOLDT<br>WEDAG AG 1997          | KHD Humboldt Wedag AG (1997): <i>Entwurf Vorbrecherei mit Hangsturzlager und Zuführung durch eine Rinne.</i> - Angebot F-00342; Köln, unveröffentlicht.  |
| KHD HUMBOLDT<br>WEDAG AG 1983          | KHD Humboldt Wedag AG (1983): <i>Schwingförderrinnen-Set-System – Produktinformation 9/185/5 d.</i> - Köln.  |
| KIENOW, 1934                           | Kienow, S. (1934): <i>Die innere Tektonik des Unterdevons zwischen Mosel und Nahe.</i> - Philosophische Fakultät, Rheinische Friedrich-Wilhelms-Universität, Bonn [Inaugural-Diss.], In: Jahrbuch Preußische Geologische Landesanstalt, <b>54</b> :58-95; Berlin.  |
| KLEMP, 1987                            | Klemp, K. (1987): <i>Grube Dr. Geier: Monument des deutschen Erzbergbaus.</i> -167 S.; Biebertal (Verlag im Biebertal). ISBN: 3980144704   |
| KOCH<br>TRANSPORTTECHNIK<br>GMBH, 2002 | Koch Transporttechnik GmbH (2002): <i>Voest Alpine Kalkwerk Steyrling – Produktinformation.</i>  |
| KOSSMAT, 1927                          | Kossmat, F. (1927): <i>Gliederung des varistischen Gebirgsbaues.</i> - Abhandlungen der Sächsischen Geologischen Landesanstalt, <b>1</b> :1-39; Dresden.   |
| KRAUTER, 1993                          | UNESCO Working Party for World Landslide Inventory (WP/WPI) (1993): <i>Multilingual Landslide Glossary.</i> - 59 S.; Richmond, British Columbia (Bi-Tech Publishers), Canada. ISBN: 0-920 505-10-4   |
| KUHN, 2004                             | Kuhn, C. (2004): <i>Felsstürze - Beiträge zur ihrer Simulation.</i> - Institut für Angewandte Geologie, Department Bautechnik und Naturgefahren, Universität für Bodenkultur Wien. < <a href="http://homepage.boku.ac.at/h9440283/dafertig.pdf">http://homepage.boku.ac.at/h9440283/dafertig.pdf</a> > (21.09.2006). |
| KUHN & NEUFFER, 1999                   | Kuhn, W. und Neuffer, F. O (1999): <i>Geotope im Mainzer Becken, Positiv- und Negativbeispiele.</i> - Schriftenreihe der Deutschen Geologischen Gesellschaft, Nr. 8:151-163; Hannover.   |
| KÜMMERLE, 1982                         | Kümmerle, E. (1982): <i>Beobachtungen zur Tektonik im Rheingau.</i> - Geologisches Jahrbuch Hessen, <b>110</b> :101-115; Wiesbaden.  |
| KÜMMERLE, 1984                         | Kümmerle, E. (1984): <i>Standseilbahn brachte Erz zur Waschanlage.</i> - In: Wiesbadener Kurier, 02./03.06.  |
| KÜMMERLE, 2004                         | Kümmerle, E. (2004): <i>Geologische Kartierung unter Wasser.</i> - Geologisches Jahrbuch Hessen, <b>131</b> :5-10; Wiesbaden.  |

|                                   |   |
|-----------------------------------|---|
| LANDESAMT FÜR DENKMALPFLEGE, 1929 | Landesamt für Denkmalpflege (1929): Junkers Luftbild Nr. 24880; Mainz.  |
| LECHNER, 1985                     | Lechner, E.M. (1985): <i>Zur Frage des Wandabbaus mit strossenartigem Verhieb</i> . - Neue Bergbautechnik (heute World of Mining), Jahrg. 15 (11); Leipzig.   |
| LEPPLA, 1904-1                    | Leppla, A. (1904-1): <i>Erläuterungen zur Geologischen Karte von Preussen und benachbarter Bundesstaaten – Blatt Caub</i> , Königlich-Preußische Geologische Landesanstalt Bergakademie, Berlin.                    |
| LEPPLA, 1904-2                    | Leppla, A. (1904-2): <i>Erläuterungen zur Geologischen Karte von Preussen und benachbarter Bundesstaaten – Blatt Pressberg Rüdesheim</i> . - Königlich-Preußische Geologische Landesanstalt Bergakademie, Berlin.   |
| LORENZ & ROMAIN, 1985             | Lorenz, K. und Romain, F. (1985): <i>Wirtschaftlicher Transport von Schüttgütern in Schwingfördern</i> . - In: Maschinenmarkt, <b>85</b> : 1653-1655; Würzburg (Vogel-Verlag).                                      |
| LGB, 2003-1                       | Landesamt für Geologie und Bergbau Rheinland-Pfalz [Hrsg.] (2003-1): <i>Steinland-Pfalz Geologie und Geschichte von Rheinland-Pfalz</i> . - 68 S., 115 Abb.; Mainz (Philipp von Zabern).                            |
| LGB, 2003-2                       | Landesamt für Geologie und Bergbau Rheinland-Pfalz [Hrsg.] (2003-2): <i>Geologische Übersichtskarte von Rheinland-Pfalz</i> , 1:300.000; Mainz.   |
| LGB, 2005                         | Landesamt für Geologie und Bergbau Rheinland-Pfalz [Hrsg.] (2005): <i>Geologie von Rheinland-Pfalz</i> . - 400 S., 162 Abb., 36 Tab., 3 Anl.; Stuttgart (E. Schweizerbart'sche Buchhandlung, Nägele u. Obermiller). |
| LGB, 2006                         | Landesamt für Geologie und Bergbau Rheinland-Pfalz [Hrsg.] (2006): <i>Tagungsband- Rohstofftag</i> . - Trier.   |
| LVERMGEO, 1936                    | LVERMGEO (1936): <i>Luftbildplan Blatt 5912 – Blatt Kaub und Blatt Presberg</i> . - Landesamt für Vermessung und Geobasisinformation; Koblenz.  |
| LVERMGEO, 1945                    | LVERMGEO (1945): <i>Alliierter Bildflug 6070</i> . - Landesamt für Vermessung und Geobasisinformation; Koblenz.   |
| LVERMGEO, 1957                    | LVERMGEO (1957): <i>Digitales-Höhen-Modell (DHM) 20</i> . - Landesamt für Vermessung und Geobasisinformation; Koblenz.  |
| LVERMGEO 1961                     | LVERMGEO (1961): <i>Sonderkarten des Rheinstromes, Blätter Trechtingshausen und Assmannshausen</i> . - 1:10.000,  |

|                                    |  |
|------------------------------------|--|
|                                    | Archiv des Landesamt für Vermessung und Geobasisinformation 2006; Koblenz.   |
| LVERMGEO, 1974                     | Tranchot und Müffling v. (1974): <i>Blatt 187 Bingen/Lorch 1803-1820</i> . - Landesamt für Vermessung und Geobasisinformation; Koblenz.  |
| LVERMGEO, 2001                     | LVERMGEO (2001): <i>Orthofoto Tagebau Sooneck</i> . - Landesamt für Vermessung und Geobasisinformation; Koblenz.   |
| MINING JOURNAL, 2005               | Mining Journal (2005): <i>Armenia</i> . – In: Special Publication, S. 12; London.<br>< <a href="http://www.mining-journal.com">www.mining-journal.com</a> > (21.09.2006).  |
| MEIBL, 1996                        | Meißl, G. (1996): <i>Entwicklung eines Modells zur Berechnung der Reichweite von Felsstürzen</i> . - In: Dollinger, F. & Strobl, J.: <i>Angewandte Geographische Informationsverarbeitung VIII = Salzburger Geographische Materialien</i> . - <b>24</b> ; Salzburg (Selbstverlag des Instituts für Geographie der Universität Salzburg). |
| MEYER, 1970                        | Meyer, D. E. (1970): <i>Stratigraphie und Fazies des Paläozoikums im Guldenbachtal/SE-Hunsrück am Südrand des Rheinischen Schiefergebirges</i> . - Rheinische Friedrich-Wilhelms-Universität, Bonn [Diss.], unveröffentlicht.  |
| MEYER & STETS, 2000                | Meyer, W. und Stets, J. (2000): <i>Geologische Übersichtskarte und Profil des Mittelrheintales</i> . - 1:100.000, mit Erläuterungen, 49 S., 4 Abb.; (Geologisches Landesamt Rheinland-Pfalz) Mainz.  |
| MITTMEYER, 1980                    | Mittmeyer, H. -G. (1980): <i>Zur Geologie des Hunsrückschiefers</i> . - <i>Kleine Senckenbergreihe</i> , <b>11</b> :26-33; Frankfurt am Main.  |
| MÜLLER, 1986                       | Müller, H. (1986): <i>Der Binger Wald : Allgemeines, Forstgeschichte, Forstwirtschaft, Jagd, Umweltschutz und Wandern im und um den Binger Wald</i> . - Forstamt Bingen, Bingen.   |
| MUTSCHLER, 2004                    | Mutschler, T. (2004): <i>Einaxiale Druckversuche an zylindrischen Gesteinsprüfkörpern</i> . - In: <i>Bautechnik</i> , <b>81</b> (10):825-834; Berlin (Ernst & Sohn Verlag für Architektur und technische Wissenschaften GmbH & Co. KG).  |
| NORDDEUTSCHE NATURSTEIN GMBH, 2006 | Norddeutsche Naturstein GmbH: < <a href="http://www.nng.de/">http://www.nng.de/</a> > (21.09.2006).  |
| OBERNDORFER, 2004-1                | Oberndorfer, T. (2004-1): <i>Grundlagen des Tagebaus WS 2004/2005 – Kapitel 2: Festgesteinstagebau – Teil 1</i> . - Institut für Bergbaukunde, Montanuniversität Leoben; Leoben.   |

|                       |   |
|-----------------------|---|
|                       | <a href="http://bbksrv.unileoben.ac.at/stud/script_download/Tgb_Teil2.pdf">http://bbksrv.unileoben.ac.at/stud/script_download/Tgb_Teil2.pdf</a> (21.09.2006).   |
| OBERNDORFER, 2004-2   | Oberndorfer, T. (2004-2): <i>Grundlagen des Tagebaus WS 2004/2005 – Kapitel 2: Festgesteinstagebau – Teil 2.</i> - Institut für Bergbaukunde, Montanuniversität Leoben; Leoben.<br><a href="http://bbksrv.unileoben.ac.at/stud/script_download/Tgb_Teil3_LQ.pdf">http://bbksrv.unileoben.ac.at/stud/script_download/Tgb_Teil3_LQ.pdf</a> (21.09.2006).                                    |
| OTTINGER, 2003        | Ottinger, P. C. (2003): <i>Rutschungen im südwestlichen Annapurna-Massiv des zentralen Nepal-Himalaya -Ein Beitrag zur geographischen Hazardforschung.</i> - Naturwissenschaftlich-Mathematischen Gesamtfakultät, Ruprecht-Karls-Universität Heidelberg [Diss.].<br><a href="http://www.ub.uni-heidelberg.de/archiv/3415/">http://www.ub.uni-heidelberg.de/archiv/3415/</a> (11.01.2007). |
| PATENTANMELDUNG, 1996 | Patentanmeldung - Hartsteinwerke Sooneck GmbH (1996), Trechtingshausen, unveröffentlicht.   |
| PATENT, 1998          | Patent (1998), München, Patentamt. Deutschland, DE 196 21 666 C2  |
| PIES, 1997            | Pies (1997): <i>Geräuschemissionen des Tagebaus Sooneck auf die Burg Sooneck – Schalltechnische Auswirkungen der geplanten Hangrinne.</i> - Schalltechn. Ingenieurbüro für Gewerbe-, Freizeit und Verkehrslärm; Boppard, unveröffentlicht.  |
| PRIEMER, 1965         | Priemer, J. (1965): <i>Untersuchungen zur Prallzerkleinerung von Einzelteilchen.</i> - VDI-Zeitschrift, Fortschritt-Berichte Reihe 3, Nr. 8; Düsseldorf.  |
| QUITZOW, 1974         | Quitow, H. -W. (1974): <i>Das Rheintal und seine Entstehung. Bestandsaufnahme und Versuch einer Synthese.</i> - In : Centenaire de la Société Géologique de Belgique l'évolution quarternaire des bassins fluviaux de la mer die nord méridonale, 53-104; Lüttich.  |
| REICHMANN, 1962       | Reichmann, H. (1962): <i>Das Unterdevon des Rheintales zwischen Aßmannshausen und der Burg Sooneck.</i> - Geologische Fakultät, Johannes-Gutenberg-Universität, Mainz [Dipl.], unveröffentlicht.  |
| REINERS, 1961         | Reiners, E. (1961): <i>Der Mechanismus der Prallzerkleinerung beim geraden, zentralen Stoß und die Anwendung dieser Beanspruchungsart bei der Zerkleinerung, insbesondere bei der selektiven Zerkleinerung von spröden Stoffen.</i> - Technische Hochschule Aachen [Diss.], unveröffentlicht.   |

|                          |  |
|--------------------------|--|
| RITCHIE, 1963            | Ritchie, A. M. (1963): <i>Evaluation of rockfall and its control</i> . - In: National Research Council (Canada) Highway Research Board Stability of Rock Slopes, Highway Research Record, <b>17</b> :13-28; Canada.  |
| ROMANA, 1985             | Romana M. (1985). <i>New adjustment rating for application of the Bieniawski classification to slopes</i> . Proc. Int. Symp. Rock Mechanics Mining Civ. Works. ISRM, Zacatecas, Mexico. 59 - 63.   |
| ROMANA, 1991             | Romana M. (1991). <i>SMR classification</i> . Proc. 7 <sup>th</sup> Cong. on Rock Mechanics. ISRM. Aachen, Germany. 2. ed. Wittke W. publ. Balkema, Rotterdam. 955 - 960.  |
| ROTHPLETZ, 1896          | Rothpletz, A. (1896): <i>Das Rheintal unterhalb von Bingen</i> . - Jahrbuch der Preußischen Geologischen Landesanstalt, <b>16</b> :10-39; Berlin.  |
| RUMPF, 1959              | Rumpf, H. (1959): <i>Beanspruchungstheorie der Prallzerkleinerung</i> . - In: Chemie Ingenieur Technik, 31 Jahrgang (5): 323-337.  |
| RUMPF, 1973              | Rumpf, H. (1973): <i>Physikalische Aspekte des Zerkleinerns, Ähnlichkeitsgesetz der Bruchmechanik und die Energieausnutzung der Einzelkornzerkleinerung</i> . - In: Aufbereitungs-Technik, <b>2</b> :59-71.  |
| SCHUBERT, 1989           | Schubert, H. (1989): <i>Aufbereitung fester mineralischer Rohstoffe</i> . - 4. Aufl., <b>1</b> ; Leipzig (Deutscher Verlag für Grundstoffindustrie).   |
| SELLNER, 1982            | Sellner, R. (1982): <i>Geologische Untersuchungen westlich Bingerbrück (Erläuterungen zu einer Neukartierung auf den Blättern Bingen-Rüdesheim und Stromberg)</i> . - VI +224 S., 81 Abb., 1 Tab.; Technische Universität Darmstadt [Dipl.], unveröffentlicht. |
| SEMMEL, 1999             | Semmel, A. (1999): <i>Landschaftsentwicklung am Oberen Mittelrhein</i> . - In: Schriftenreihe der Deutschen Geologischen Gesellschaft, (8):127-149; Hannover.  |
| SIEBENGEIRGE, 2006       | Siebengebirge (2006): „ <i>Urlaubsplanung im Siebengebirge</i> “ < <a href="http://www.siebengebirge.de/sg/pages/natur.php">http://www.siebengebirge.de/sg/pages/natur.php</a> > (21.09.2006).   |
| SIEBENGEIRGSMUSEUM, 2006 | Siebengebirgsmuseum (2006): „ <i>Siebengebirgsmuseum der Stadt Königswinter</i> “ < <a href="http://www.siebengebirgsmuseum.de/natur.htm">http://www.siebengebirgsmuseum.de/natur.htm</a> > (21.09.2006).  |
| SIEMAG TRANSPLAN         | Siemag Transplan GmbH (1999): Produktinformation.  |



|                       |  |
|-----------------------|--|
| GMBH, 1999            |  |
| SOLID ENERGY, 2004    | Solid Energy (2004): „Stockton Factsheet“ < <a href="http://solidenergy.co.nz/download/FactSheets/Stockton_Factsheet.pdf">http://solidenergy.co.nz/download/FactSheets/Stockton_Factsheet.pdf</a> > (21.09.2006).  |
| SOLLE, 1950           | Solle, G. (1950): <i>Obere Siegener Schichten, Hunsrückschiefer, tiefstes Unterkoblentz und ihre Eingliederung ins Rheinische Devon.</i> - Geologisches Jahrbuch, <b>65</b> :299-380; Hannover.  |
| SPANG 1980            | Spang, R.M. (1980): <i>Geologische und geotechnische Aspekte des Steinschlagproblems.</i> - Ruhr-Universität Bochum [Disputation], unveröffentlicht.   |
| SPANG, 1997           | Spang, R.M. (1997): <i>Geologisch-geotechnische Grundlagen des Steinschlagschutzes.</i> - unveröffentlicht.  |
| SPANG & KRAUTER, 2001 | Spang, R. M. und Krauter, E. (2001): <i>Rockfall simulation – A State of the Art tool for Risk Assessment and Dimensioning of Rockfall Barriers.</i> - In: United Eng. Found., Conf. Landslides, 607 – 613; Davos.   |
| SPANG & SÖNSER, 1995  | Spang, R. M. und Sönsler, T.H. (1995): <i>Optimized Rockfall Protection by "Rockfall".</i> - Proc. 8th Int. Congr. Rock Mech; Tokyo.   |
| SPANG GMBH, 2006      | Spang, Dr. R. M. (2006): „Produktinformation und Handbuch ROCKFALL 6.1“ < <a href="http://www.dr-spang.de/download/dmandemo.pdf">http://www.dr-spang.de/download/dmandemo.pdf</a> > (21.09.2006).  |
| STRAUß, 1998          | Strauß, H. (1998): <i>Hartsteinwerke Sooneck setzen Eckpfeiler für die Zukunft, Traditionsbewusstsein und Qualität.</i> - In: Die Naturstein-Industrie. - Sonderdruck, <b>4/98</b> : 4 S.  |
| SUTTKUS, 2006         | Suttkus, H. (2006): <i>Untersuchungen zur Entstehung von Trennbrüchen in Hartgesteinen.</i> - Institut für Bodenmechanik und Felsmechanik, Technische Universität Karlsruhe [Dipl.].   |
| TAGEBAU 21            | „Das Projekt: Tagebau 21 - Diabaswerk Saalfelden“ < <a href="http://www.diabas.at/tb21/projekt.html">http://www.diabas.at/tb21/projekt.html</a> > (21.09.2006).  |
| TUDESCHKI, 2006       | Tudeshki, H. (2006): <i>Planung und Projektierung von Rohstoffbetrieben – Teil A: Einführung in die Planung und Projektierung – Weiterbildung Studiengang Rohstoffversorgungstechnik.</i> Clausthal, Institut für Bergbau, Technische Universität Clausthal. |
| TU GRAZ, 2006         | Graz, TU (2006): <i>Felsmechanik und Tunnelbau.</i> -SS 2006/LV Nr.  |

|                               |   |
|-------------------------------|---|
|                               | 220.008; Technische Universität Graz.<br>< <a href="http://www.tunnel.tugraz.at/skriptum/Skriptum.pdf">http://www.tunnel.tugraz.at/skriptum/Skriptum.pdf</a> ><br>(21.09.2006).   |
| UVPG-NOVELLE 2004             | UVPG-Novelle (2004): <i>Umweltverträglichkeitsprüfungsgesetz 2000 (UVP-G 2000)</i> . - BGBl. Nr. 697/1993 i.d.F BGBl. I Nr.14/2005; Österreich.   |
| voestalpine STAHL GMBH, 2004  | voestalpine Stahl GmbH (2004): „ <i>Gesamtheitlich Denken. Innovationen und Entwicklungen dokumentieren. Die Umwelterklärung 2004</i> “<br>< <a href="http://www.voestalpine.com/stahl/de/company/environment.html">http://www.voestalpine.com/stahl/de/company/environment.html</a> > (21.09.2006).  |
| WAGNER & MICHELS, 1930        | Wagner W. und Michels, F. (1930): <i>Erläuterungen zur Geologischen Karte von Hessen, Blatt Bingen =Rüdesheim</i> . - Hessischer Staatsverlag; Darmstadt.   |
| WALLRAF-RICHARTZ-MUSEUM, 2006 | Wallraf-Richartz-Museum (2006): „ <i>Wallraf-Richartz-Museum</i> “<br>< <a href="http://www.museenkoeln.de/wallraf-richartz-museum/_img/ma/38d.jpg">http://www.museenkoeln.de/wallraf-richartz-museum/_img/ma/38d.jpg</a> > (21.09.2006).   |
| WERHAHN KG, 2005              | Werhahn KG (2005): „ <i>Werhahn erwirbt Bau- und Baustoffsparte der Dr. Schmidt AG &amp; Co.</i> “<br>< <a href="http://www.werhahn.de/173.htm">http://www.werhahn.de/173.htm</a> > (21.09.2006).   |
| WEGNER, 2005                  | Wegner, T. (2005): <i>Prallzerkleinerung grober Einzelpartikel als Auslegungsgrundlage für Rotorprallbrecher</i> . - Fakultät für Maschinenbau, Verfahrens- und Energietechnik, 109 S.,11 Anhänge; Technische Universität Bergakademie Freiberg [Diss.]. ISSN: 1617-3309<br>< <a href="https://fridolin.tu-freiberg.de/archiv/pdf/MaschinenbauWegnerThomas074134.pdf">https://fridolin.tu-freiberg.de/archiv/pdf/MaschinenbauWegnerThomas074134.pdf</a> > (21.09.2006). |
| WINDALCO, 2006                | Winalco (2006): „ <i>West Indies Alumina Company – Operations</i> “<br>< <a href="http://www.winalco.com/Operations/operations.htm">http://www.winalco.com/Operations/operations.htm</a> ><br>(21.09.2006).   |
| WINTER, 1984                  | Winter, K.P. (1984): <i>Ergebnisse luftbildgeologischer Untersuchungen im Bereich des Rheingaus und der nördlichen Abschnitte des Rheinhessischen Plateaus</i> . - In: Jber. Mitt. Oberrhein. Geol. Ver., N.F. <b>66</b> : 187-200, 3. Abb.; Stuttgart.   |
| WÜSTEFELD, 1994               | Wüstefeld, H. (1994): <i>Zur Geologie des südöstlichen Hunsrücks bei Trechtingshausen am Rhein</i> . - Hohe Mathematisch-Naturwissenschaftliche Fakultät, Rheinische Friedrich-Wilhelms-Universität, Bonn [Dipl.], unveröffentlicht.  |
| ZIMMERMANN, 2001              | Zimmermann (2001): <i>Das Rheintal von Bingen und Rüdesheim bis Koblenz - Eine europäische Kulturlandschaft</i> . -   |

---

|  |  |
|--|--|
|  | Landesamt für Denkmalpflege Rheinland-Pfalz, 2. Aufl., 2 Bände:1040 S., 527 Farb- und 169 Schwarzweißabb.; Mainz (Philipp von Zabern). |
|--|--|

## 11 Abkürzungsverzeichnis

|   |   |
|---|---|
| a   | Jahr  |
| ANFO  | Ammonium Nitrat Fuel Oil  |
| bzw.  | beziehungsweise   |
| ca.   | circa   |
| d.h.  | das heißt   |
| DHM   | Digitales Höhen Modell  |
| dt.   | Deutsch   |
| €   | Euro  |
| et al.  | et alteri oder et alii [= und andere]   |
| engl.   | Englisch  |
| franz.  | Französisch   |
| Geol. Jb.                                     | Geologisches Jahrbuch   |
| h   | Stunde  |
| Hess. L.-Amt<br>Bodenforschung                | Hessisches Landesamt für Bodenforschung (heute: Hessisches Landesamt für Umwelt und Geologie – HLUg)                                    |
| Hrsg.   | Herausgeber   |
| i.d.R.  | in der Regel  |
| i.V.m.  | in Verbindung mit   |
| i.W.  | im Wesentlichen   |
| Jg.   | Jahrgang  |
| Jb. Preuß. Geol.<br>L.-Anst.                  | Jahrbuch der Preußischen Geologischen Landesanstalt (auch Jahrbuch der Königlich Preußischen Geologischen Landesanstalt – Bergakademie) |
| Km  | Kilometer   |
| Königl. Preuß.<br>Geol. L.-Anst.<br>Bergakad. | Königlich Preußischen Geologische Landesanstalt – Bergakademie  |
| LGB   | Landesamt für Geologie und Bergbau  |
| LVERMGEO                                      | Landesamt für Vermessung und Geobasisinformation  |
| M   | Meter   |
| m ü. NN                                       | Meter über Normal Null  |
| Mrd.  | Milliarden  |

---

|         |   |
|---------|---|
| N.F.    | Neue Folge  |
| o.ä.    | oder ähnliches  |
| o.g.    | oben genannt  |
| PatAnmV | Patentanmeldeverordnung   |
| pp.     | pages [Seiten]  |
| s.      | siehe   |
| s.a.    | siehe auch  |
| S.A.    | Société Anonyme   |
| SLKW    | Schwerlastkraftwagen  |
| t       | Tonne   |
| u.a.    | und andere bzw. unter anderem                                   |
| UNESCO  | United Nations Educational, Scientific, & Cultural Organization |
| UVPG    | Umweltverträglichkeitsprüfungsgesetz                            |
| z.B.    | zum Beispiel  |
| z.T.    | zum Teil  |

## 12 Formelzeichenverzeichnis

| Formelzeichen  | Einheit             | Benennung   |
|--|---------------------|---|
| $\nu$  | -                   | Poisson- oder Querdehnungszahl                              |
| $\epsilon_{q_{kr}}$  | -                   | Kritische Querdehnung                                       |
| $a_{\text{Festkörper (langer Stab) longitudinal (heute c)}}$ | [m/s]               | Schallgeschwindigkeit                                       |
| D  | [MPa]               | Prüfkörperdurchmesser                                       |
| E  | [MPa]               | Elastizitätsmodul   |
| $E_{\text{kin Bremse}}$                                      | [kJ]                | Kinetische Energie Bremse                                   |
| $E_{\text{pot Bremse}}$                                      | [kJ]                | Potentielle Energie Bremse                                  |
| G  | [m/s <sup>2</sup> ] | Erdbeschleunigung   |
| H  | [m]                 | Höhendifferenz  |
| M  | [kg]                | Masse   |
| $m_S$  | [kg]                | Masse Sturzkörper   |
| $m_T$  | [kg]                | Masse Trägheitsbremse                                       |
| $r_S$  | [m]                 | Sturzkörperradius   |
| T  | [s]                 | Rechenzeitintervall   |
| UCS  | [MPa]               | einaxiale Druckfestigkeit (Unconfined Compressive Strength) |
| V  | [m/s]               | Geschwindigkeit   |
| $v_{kr}$   | [m/s]               | Kritische Geschwindigkeit                                   |
| $v_{kr th}$  | [m/s]               | kritische Geschwindigkeit theoretisch                       |
| $v_{max}$  | [m/s]               | Maximalgeschwindigkeit                                      |
| $v_n$  | [m/s]               | Geschwindigkeit normal                                      |
| $v_S$  | [m/s]               | Geschwindigkeit Sturzkörper                                 |
| $v_t$  | [m/s]               | Geschwindigkeit tangential                                  |
| $v_T$  | [m/s]               | Geschwindigkeit Trägheitsbremse                             |
| $\Delta h$   | [m]                 | Auslenkhöhe   |

---

|                         |                      |                    |
|-------------------------|----------------------|--------------------|
| E                       | -                    | Querdehnung        |
| $\Pi$                   | -                    | Kreiszahl (Pi)     |
| P                       | [kg/m <sup>3</sup> ] | Rohdichte          |
| $\sigma_{\text{Bruch}}$ | [MPa]                | Bruchspannung      |
| $\sigma_{\text{D}}$     | [MPa]                | Druckspannung      |
| $\sigma_n$ (n=1-3)      | [MPa]                | Belastungsrichtung |
| $\sigma_{\text{Z}}$     | [MPa]                | Zugspannung        |

## 13 Lebenslauf

Name: Willem Douw  
Geburtsdaten: 31.05.1962 in Mainz  
Anschrift: Kreuznacher Straße 12  
D-55452 Windesheim  
Telefon: +49 6707-961121  
+49 175-2251378  
Email: dc@quarry-mine.de  
Familienstand: verheiratet, 3 Kinder (13, 11, 8 Jahre)  
Staatsangehörigkeit: niederländisch



Berufserfahrung:

|           |   |
|-----------|---|
| seit 2006 | Aufbau Geschäftsbereich Rohstoffe /<br>Bodenverwertung<br>Wilhelm Faber GmbH & Co.<br>Bauunternehmung KG<br>D-55232 Alzey |
| seit 2000 | selbständiger Unternehmensberater<br>Geschäftsführender Gesellschafter<br>DOUW Consulting GmbH<br>D-55452 Windesheim      |
| 1991-1999 | Technischer Leiter / Prokurist<br>Hartsteinwerke Sooneck GmbH<br>D-55413 Trechtingshausen                                 |
| 1988-1991 | Assistent der Geschäftsführung<br>Argenthaler Steinbruch GmbH & Co. KG<br>D-55496 Argenthal                               |

Studium:

|           |  |
|-----------|--|
| 1982-1988 | Technische Universität Clausthal<br>Bergbau<br>Abschluss Diplom-Ingenieur (Master of<br>Engineering) |
| 1985-1988 | Georg-August-Universität Göttingen<br>Betriebswirtschaftslehre<br>Abschluss Vorexamen                |



---

Spezielle Qualifikationen: Fachkraft für Arbeitssicherheit  
Befähigungsschein nach § 20 SprengG (Großbohrloch)  
E-Schein – Nachweis erweiterter betontechnologischer Kenntnisse  
Planvorlageberechtigung nach § 110 Landeswassergesetz Rheinland-Pfalz

Sprachkenntnisse: Niederländisch, Englisch, Französisch, Russisch

Computerkenntnisse: MS-Office, Adobe, Corel Draw

Mitgliedschaften: GDMB – Gesellschaft Deutscher Metallhütten- und Bergleute e.V.  
WBN – Wirtschaftsverband Naturstein e.V.  
MIRO – Bundesverband mineralische Rohstoffe  
VSVI – Verband der Straßenbau- und Verkehrsingenieure Rheinland-Pfalz und Saarland e. V.  
Corps Hercynia Clausthal