Safety and Health in Mining

Safe and healthy jobs in mining, worldwide: that is the aim of the International Section of the ISSA on Prevention in the Mining Industry, in short ISSA Mining. As a not-for-profit organization, ISSA Mining unites operators, sector associations, experts and regulators to improve occupational safety and health as well as emergency response by means of international exchange on good practice, proven strategies and training concepts. ISSA Mining is one of thirteen prevention sections of the Social Security Association, headquarters in Geneva.

In this section of Mining Report Glückauf we will regularly introduce innovations, new findings and trends from an international point of view, helping to design mining work safer and health supporting.

Do you know of more efficient examples? We are looking forward to your advice as well as your feedback on this section. Send an e-mail to helmut.ehnes@issa-mining.org.

Sicherheit und Gesundheit im Bergbau

Sichere und gesunde Arbeitsplätze im Bergbau, weltweit: das ist das Ziel der International Section of the ISSA on Prevention in the Mining Industry, kurz ISSA Mining. Als Non Profit-Organisation vereint ISSA Mining Unternehmen, Branchenverbände, Experten sowie Regelsetzer, um durch den internationalen Austausch von Guter Praxis, bewährten Strategien und Ausbildungskonzepten den Arbeitsschutz und das Rettungswesen zu verbessern. ISSA Mining ist eine von dreizehn Sektionen für Prävention unter dem Dach der International Social Security Association mit Sitz in Genf.

In dieser Rubrik stellen wir Ihnen regelmäßig Innovationen, neue Erkenntnisse und Trends aus dem internationalen Umfeld vor, die dabei helfen, die Arbeit im Bergbau sicherer und gesundheitsgerecht zu gestalten.

Kennen Sie weitere wirksame Beispiele aus der Praxis? Über Ihre Hinweise freuen wir uns ebenso wie über Rückmeldungen zu dieser Rubrik. Senden Sie eine E-Mail an: helmut.ehnes@issa-mining.org.

Reinhard Wesely

Mine Safety at RAG

Mine safety creates the conditions for a safe mine operation and a safe working environment. To date, RAG Aktiengesellschaft, Essen/Germany, occupies an outstanding position in the field of occupational safety in an international comparison. The following article provides an overview of the main stages of development in ventilation, climatization, gas control and weather monitoring.

Grubensicherheit bei der RAG

Grubensicherheit schafft die Voraussetzungen für einen sicheren Bergwerksbetrieb und ein sicheres Arbeitsumfeld. Bis heute nimmt die RAG Aktiengesellschaft, Essen, auf dem Gebiet der Arbeitssicherheit einen im internationalen Vergleich herausragenden Platz ein. Der nachfolgende Beitrag gibt einen Überblick über die wesentlichen Entwicklungsphasen in der Bewetterung, der Klimatisierung, der Gasbeherrschung und der Wetterüberwachung.

1 Introduction

In addition to other factors, the steadily increasing depth and the increase in operating point subsidies at RAG Aktiengesellschaft, Essen/Germany, led to greater demands on mine safety. Of prime importance was a stable ventilation. The increasing heat release by the mountains and the used extraction and conveying equipment required the development of a suitable climatization for an

1 Einführung

Neben anderen Einflüssen wuchsen durch die stetig zunehmende Teufe und die Steigerung der Betriebspunktförderung bei der RAG Aktiengesellschaft, Essen, die Anforderungen an die Grubensicherheit. Von herausragender Bedeutung war dabei eine stabile Bewetterung. Die zunehmende Wärmeabgabe durch das Gebirge und die eingesetzten Gewinnungs- und För-

adequate employment of the miners. The mastery of the mine gas required corresponding developments in planning, gas drilling technology and gas extraction. The following explanations provide an overview of the main development phases in ventilation, climatization, gas control and weather monitoring. You make no claim to completeness.

2 Review of key development phases in mine ventilation

2.1 Phase 1: 1969 to 1984

In the 1960s and 1970s air circuit calculations were executed by central computers. In the mid-1970s the standardization of ventilation structures began.

In the 1970s, booster fans with a drive power of 15 kW were common. Deduster fans had a drive power of 24 kW. Two consecutive connected fans were usual.

The total return-air flow from the face zone constituted about 20 m^3/s.

Production faces were mainly based on the simple U-layout.

2.2 Phase 2: 1985 to 2000

Since the mid-1990s the ventilation-efficient workplace (WTAP – Wettertechnischer Arbeitsplatz) was introduced. Since the mid-1980s revised standards for ventilation structures, ducting and fans were presented. RAG introduces ventilation regulations, e. g., various operating recommendations and instructions.

Main fans with two active changeover sections and units with fan blades that can be adjusted on the move were introduced. Further increase in air-duct diameter took place.

Significant increase in total return-air flow from the face zone from 25 m^3/s to 45 m^3/s happened.

The proportion of coal faces operating the U-layout fell to about 20 % as Y-layout rose strongly.

2.3 Phase 3: 2001 to 2015

The standardised planning process (GTP – Geometrisch Technisches Planungssystem) includes:

- ventilation network planning;
- positioning of ventilation equipment;
- main ventilation report; and
- fire buoyancy calculation.

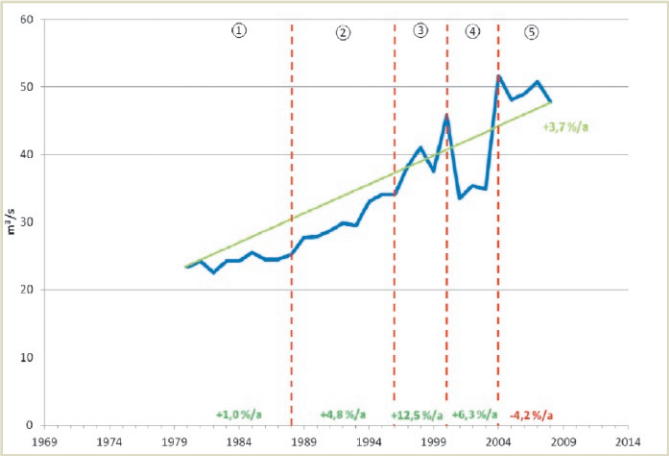

Fig. 1. Trends in total airflow from the face zone.
Bild 1. Entwicklung des Gesamtwetterstroms aus dem Abbau.

dereinrichtungen erforderte für einen adäquaten Einsatz der Bergleute die Entwicklung einer geeigneten Klimatisierung. Das Beherrschen des Grubengases bedurfte entsprechender Entwicklungen in der Planung, Gasbohrtechnik und Gasabsaugung. Die nachfolgenden Ausführungen geben einen Überblick über die wesentlichen Entwicklungsphasen in der Bewetterung, der Klimatisierung, der Gasbeherrschung und der Wetterüberwachung. Sie erheben keinerlei Anspruch auf Vollständigkeit.

2 Wesentlichen Entwicklungsphasen der Bewetterung

2.1 Phase 1: 1969 bis 1984

In den 1960er und 1970er Jahren wurden Wetternetzberechnungen mit Zentralrechnern durchgeführt. Mitte der 1970er Jahre begann die Normung von Wetterbauwerken.

In den 1970er Jahren waren Sonderbewetterungsventilatoren mit einer Antriebsleistung von 15 kW üblich. Entstauberventilatoren hatten gewöhnlich Antriebsleistungen von 24 kW. Zwei solche in Reihe geschaltete Entstauberventilatoren waren an der Tagesordnung.

Der insgesamt aus dem Abbau zurückströmende durchschnittliche Abwetterstrom betrug ungefähr 20 m^3/s.

Abbaubetriebe hatten meistens den einfachen U-Zuschnitt.

2.2 Phase 2: 1985 bis 2000

Ab Mitte der 1990er Jahre wurde der „Wettertechnische Arbeitsplatz“ (WTAP) eingeführt. Gleichzeitig gab es eine Weiterentwicklung der Normen für Wetterbauwerke, Lutten und Sonderbewetterungsventilatoren. Die RAG führte Regelwerke für die Bewetterung ein, so z.B. verschiedene Betriebsempfehlungen und Betriebsanweisungen.

Hauptgrubenventilatoren mit zwei Wechselaktivteilen sowie solche mit im Lauf verstellbaren Laufradschaufeln wurden eingeführt. Es erfolgte ein weiterer Anstieg der Luttendurchmesser.

Der durchschnittliche Gesamtabwetterstroms aus dem Abbau erhöhte sich deutlich von 25 m^3/s bis auf 45 m^3/s.

Der Anteil der Abbaubetriebe mit U-Zuschnitt fiel auf rd. 20 %, der Anteil der Abbaubetriebe mit Y-Zuschnitt stieg dagegen stark an.

2.3 Phase 3: 2001 bis 2015

Der standardisierte Planungsprozess „Geometrisch Technisches Planungssystem“ (GTP) beinhaltete:

- Wetternetzberechnungen,
- Einsatzplanung von wettertechnischen Einrichtungen,
- Hauptwetterbuch und
- Brandauftriebsberechnungen.

Entstauberventilatoren wurden noch leistungsfähiger. Gegenläufige Entstauberventilatoren mit einer Antriebsleistung von 2 x 75 kW wurden standardmäßig verwendet.

Der durchschnittliche Gesamtabwetterstrom aus dem Abbaubereich erreichte fast 50 m^3/s. Bild 1 stellt den zeitabhängigen durchschnittlichen Gesamtabwetterstrom aus dem Abbaubereich dar.

Der Anteil der Abbaubetriebe mit Y-Zuschnitt erreichte rd. 70 % und der Anteil mit H-Zuschnitt etwa 20 %.

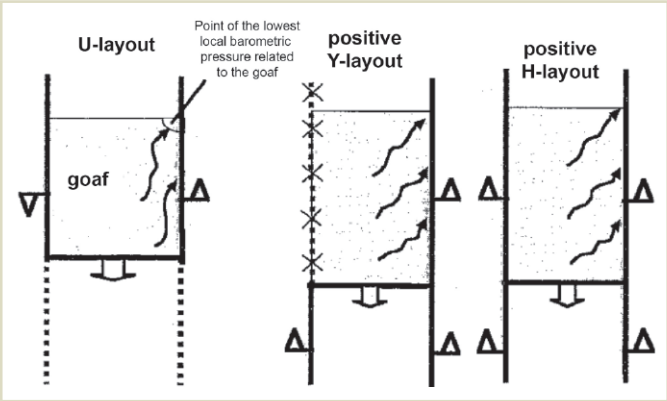

Fig. 2. Types of ventilation layout used for advancing working.
Bild 2. Zuschnittsformen im wettertechnischen Vorbau.

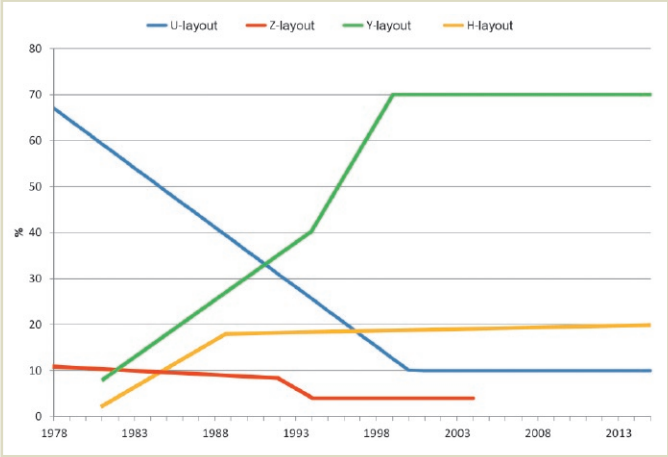

Fig. 3. Trends in the use of different coal-face ventilation layouts.
Bild 3. Anteil der Abbaubetriebe mit verschiedenen wettertechnischen Zuschnitten.

Deduster fans got more powerful. Counter rotating fans with a drive power of 2 x 75 kW were common.

An ongoing increase in the total return-air flow from the face zone to almost 50 m^3/s took place. Figure 1 shows the time-dependent total airflow from the face zone, as previously described.

The proportion of faces with Y-layout increased to around 70 % and H-layout about 20 %.

Advance working (Figure 2) relating to mine ventilation exists when the air pressure gradient – referring to the goaf – is directed to the starting area of the longwall face on the return air side. If presupposed a relatively dense roadside pack, not a sudden influx but a steady influx of gas emission from the adjacent seam as well as the heat from the goaf in the air along the roadside pack cropped up. From economic point of view a high performance longwall operation with stronger gas emission or higher heat load could only be operated by advance working relating to mine ventilation and a positive Y- or H-layout. With such layouts a longwall air flow was refreshed by a fresh and unencumbered air flow.

Figure 3 shows the time-dependent proportion of different coal-face ventilation layouts.

Figure 4 shows main fan installations with two active changeover sections. The active changeover sections were equipped with

Von wettertechnischem Vorbau (Bild 2) spricht man, wenn das wettertechnische Druckgefälle – bezogen auf den Alten Mann – auf die abwetterseitige Anlaufkante des Abbaubetriebs gerichtet ist. Vorausgesetzt, es liegt ein verhältnismäßig dichter Streckenbegleitdamm vor, tritt kein plötzlicher Zustrom, sondern ein stetiger Gaszustrom aus der Zusatzausgasung bzw. eine stetige Wärmezufuhr aus dem Bruchraum in den abwetterseitigen Wetterstrom entlang des Streckenbegleitdamms auf. Aus betriebswirtschaftlicher Sicht kann ein Hochleistungsstrebbetrieb mit höherer Ausgasung bzw. mit höherer klimatischer Belastung nur im wettertechnischen Vorbau sowie mit positivem Y- oder H-Zuschnitt betrieben werden. Mit diesen Zuschnittsformen wird der Strebwetterstrom mit einem zusätzlichen frischen und unbelasteten Wetterstrom aufgefrischt.

Bild 3 stellt die zeitabhängigen Anteile der verschiedenartigen wettertechnischen Zuschnittsformen dar.

Bild 4 zeigt Einrichtungen von Hauptgrubenventilatoren mit jeweils zwei Wechselaktivteilen. Die Wechselaktivteile waren mit einem Fahrwerk sowie mit einer Hebeeinrichtung zum seitlichen Herausfahren ausgestattet. Eines der Wechselaktivteile befand sich in der Arbeitsposition, das Reserveaktivteil in der Reservepo-

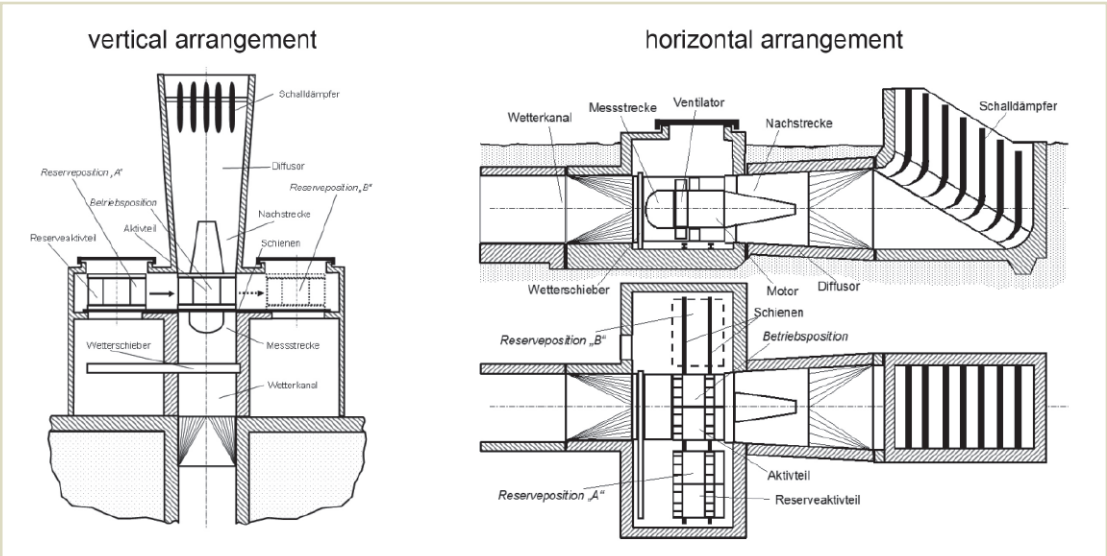

Fig. 4. Main fan system with two active changeover sections.
Bild 4. Hauptgrubenventilatoren mit zwei Wechselaktivteilen.

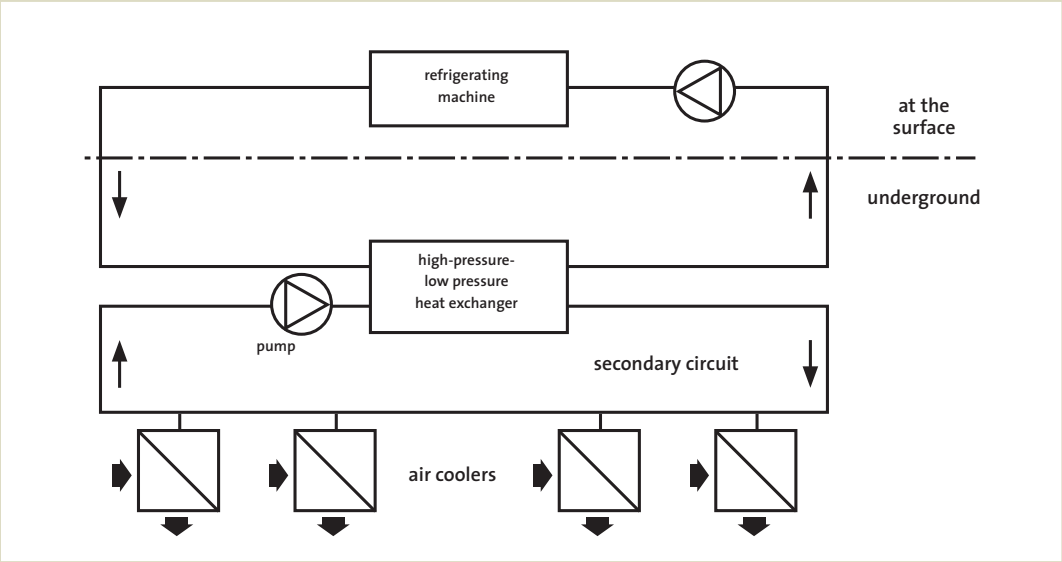

Fig. 5. Twin-circuit coolant transport with high pressure/low pressure heat exchanger.
Bild 5. Zweikreis-Kälteträgertransportsystem mit Hochdruck/Niederdruck-Wärmetauscher.

a chassis and a hoist for the lateral movement. One active component stands in the operating position, and the active component of the reserve is located in the reserve position "A". In case of need the active component can be moved from its operating position to the reserve position "B" and the active component of the reserve can be moved into its place in the operating position. A change of the active components must be done in less than 20 min.

3 Review of key development phases in mine climatization

3.1 Phase 1: 1969 to 1984

This period is affected by basic research into climatization systems for coal mines. Collective wage agreement, North Rhine-Westphalia Mining Ordinance and Federal Mine Climate Ordinance aimed at regulating climate-related restrictions to the daily working time.

The total cooling capacity per mining operation increased to approximately 1,700 kW and the specific cooling capacity to 3,300 kW/M tv.F./a. Decentralized refrigeration machines up to 380 kW were in operation.

High-pressure/low-pressure heat exchangers for cooling distribution and long-haul and long-distance coolers for on-site air conditioning were developed (Figure 5). The surface installed refrigerator set the air conditioning in the mining sector to the problem, to master the enormous hydrostatic pressure differences between the above ground and underground water circuits. The system was divided into two water circuits. The primary circuit was coming from above ground and flew back there. The underground water circulation to and from the working units was called secondary circuit. Both water circuits had a thermic connection at the high pressure/low pressure heat exchanger. Such an apparatus had the disadvantage of a temperature change in the heat exchanger of about 4 K.

The further development of cooling pipes with internal insulation instead of the still used pipes with external insulation was driven forward.

sition „A". Im Bedarfsfall konnte das in Betrieb befindliche Aktivteil von seiner Arbeitsposition in die Reserveposition „B" gefahren werden und das bisherige Reserveaktivteil konnte anstelle dessen in die Arbeitsposition wechseln. Ein Wechsel der Aktivteile musste in höchstens 20 min vollzogen sein.

3 Übersicht der wesentlichen Entwicklungsphasen der Klimatisierung

3.1 Phase 1: 1969 bis 1984

Dieser Zeitraum war durch Grundlagenforschung auf dem Gebiet der Grubenklimatisierung gekennzeichnet. Ein Manteltarifvertrag, die Bergverordnung des Landes Nordrhein-Westfalen und die Klimabergverordnung des Bundes zielten auf Regelungen der klimabedingten Einschränkung der täglichen Beschäftigungszeit ab.

Die Gesamtkälteleistung je Abbaubetrieb stieg bis zum Jahr 1984 auf rd. 1.700 kW und die spezifische Kälteleistung auf 3.300 kW/Mio. tv.F./a. In Betrieb waren dezentrale Kälteerzeugungsmaschinen bis 380 kW.

Hochdruck/Niederdruck-Wärmetauscher zur Kälteverteilung und Strecken- und Strebkühler zur Klimatisierung vor Ort wurden entwickelt (Bild 5). Die übertägige Kälteerzeugung stellte die Grubenklimatisierung vor das Problem, den enormen statischen Druckunterschied zwischen dem übertägigen Kälteträgerkreislauf und dem untertägigen Kälteträgerkreislauf zu beherrschen. Das System war in zwei Wasserkreisläufe unterteilt. Der Primärkreislauf kam von über Tage bis zum untertägigen Hochdruck/Niederdruck-Wärmetauscher und floss wieder nach über Tage zurück. Der untertägige Wasserkreislauf zu und von den untertägigen Arbeitsplätzen wurde Sekundärkreis genannt. Beide Wasserkreisläufe besaßen eine thermische Verbindung im Hochdruck/Niederdruck-Wärmetauscher. Eine solche Einrichtung hatte den Nachteil, dass damit ein Temperatursprung von ungefähr 4 K verbunden war.

Die Weiterentwicklung von Kühlrohren mit Innenisolierung anstelle der noch verwendeten Rohre mit Außenisolierung wurde vorangetrieben.

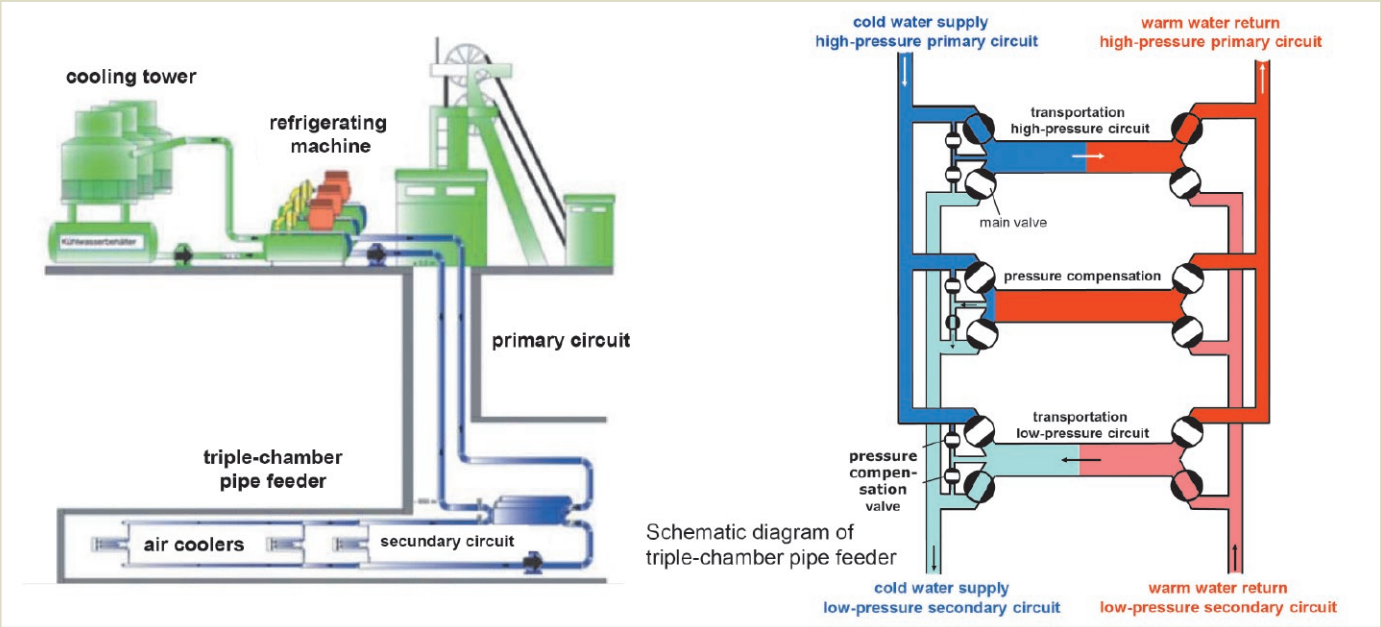

Fig. 6. Surface cooling plant with triple-chamber pipe feeder. // Bild 6. Übertägige Kälteanlage mit Dreikammerrohraufgeber.

3.2 Phase 2: 1985 to 2000

In this phase an RAG standard for weather coolers was developed.

An increase in the total cooling capacity per mining operation to approximately 5,200 kW and the specific cooling capacity to 4,250 kW/M tv.F./a was achieved by the year 2000.

It managed the commissioning of weather coolers up to 1,000 kW. The use of ice machines for decentralized refrigeration in low-power mining operations became necessary. Three-chamber feeders for cooling distribution were used as further developments of the high-pressure/low-pressure heat exchangers (Figure 6).

The triple-chamber pipe feeder was used for the first time in 1984 for air conditioning purposes in mining on the Ruhr. It existed of three exchanger tubes, where alternatively on the one hand high pressure water was channeled into a low-pressure circuit and on the other hand low pressure water into a high-pressure circuit. So cold high pressure water from the shaft pipe flow into the underground cooling water circulation and pressed warm low pressure water into the high pressure return line of the shaft. The exchanger pipes were periodically blocked at the main valves against the shaft lines respectively against the low pressure lines and the particular pressure was compensated.

Triple exchanger tubes, whose work phases ran off time-delayed, were required for the quasi-continuous flow of high pressure and low pressure water. The main valves and pressure compensation valves were operated using a control program. In those locations where cold water and warm water connected, there were minor mixtures. The temperature change in the triple-chamber pipe feeder was very low; it was only about 0.5 K.

3.3 Phase 3: 2001 to 2015

For reasons of environmental protection, the replacement of the refrigerant R-22 was necessary.

During this time interval, the total cooling capacity per mining operation increased to approximately 5,900 kW and the specific cooling capacity to 8,300 kW/M tv.F./a. Figure 7 shows the

3.2 Phase 2: 1985 bis 2000

In dieser Phase wurde eine RAG-Norm für Wetterkühler erarbeitet.

Ein Anstieg der Gesamtkälteleistung je Abbaubetrieb auf rd. 5.200 kW und der spezifischen Kälteleistung auf 4.250 kW/Mio. tv.F./a bis zum Jahr 2000 wurde erreicht.

Es gelang die Inbetriebnahme von Wetterkühlern bis 1.000 kW. Der Einsatz von Eismaschinen zur dezentralen Kälteerzeugung in geringmächtigen Abbaubetrieben wurde notwendig. Dreikammerrohraufgeber zur Kälteverteilung wurden als Weiterentwicklung der Hochdruck/Niederdruck-Wärmetauscher eingesetzt (Bild 6).

Ein Dreikammerrohraufgeber wurde zu Klimatisierungszwecken erstmals im Jahr 1984 an der Ruhr eingesetzt. Er bestand aus drei Austauschröhren, wobei einerseits Hochdruckwasser in den Niederdruckkreislauf eingeschleust wurde, andererseits Niederdruckwasser in den Hochdruckkreislauf. So floss Hochdruckwasser aus der Schachtleitung in den untertägigen Kaltwasserkreislauf und drückte dabei erwärmtes Niederdruckwasser zurück in den Rücklauf der Schachtleitung. Die Austauschröhren wurden periodisch durch die Hauptventile gegen die Schachtleitung blockiert, beziehungsweise gegen die Niederdruckleitung. Der entsprechende Druck wurde durch Ausgleichsventile angeglichen.

Die drei Kammerröhren, die zeitversetzt arbeiteten, waren für eine quasi kontinuierliche Strömung des Hochdruck- und Niederdruckwassers ausgelegt. Die Hauptventile und die Ausgleichsventile wurden durch ein Steuerungsprogramm programmiert. An den Stellen, an denen sich Kaltwasser und Warmwasser berührten, gab es nur minimale Vermischungen. Der Temperatursprung im Dreikammerrohraufgeber war sehr gering und betrug nur etwa 0,5 K.

3.3 Phase 3: 2001 bis 2015

Aus Gründen des Umweltschutzes wurde der Ersatz des Kältemittels R-22 notwendig.

In diesem Zeitintervall erfolgte ein Anstieg der Gesamtkälteleistung je Abbaubetrieb auf rd. 5.900 kW und der spezifischen

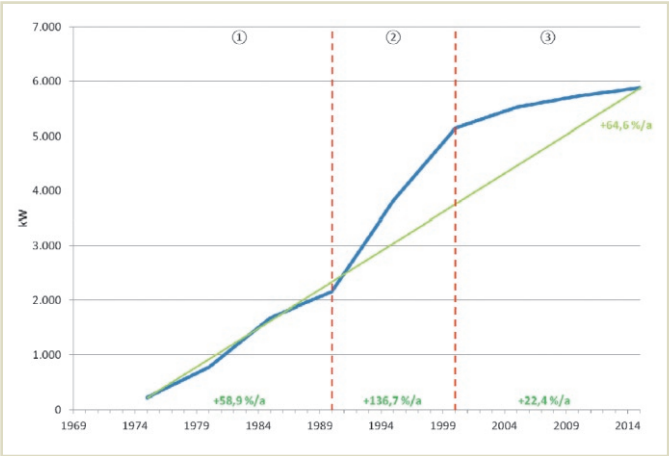

Fig. 7. Specific net cooling capacity of total refrigeration plant.
Bild 7. Durchschnittliche Gesamtkälteleistung je Abbaueinheit.

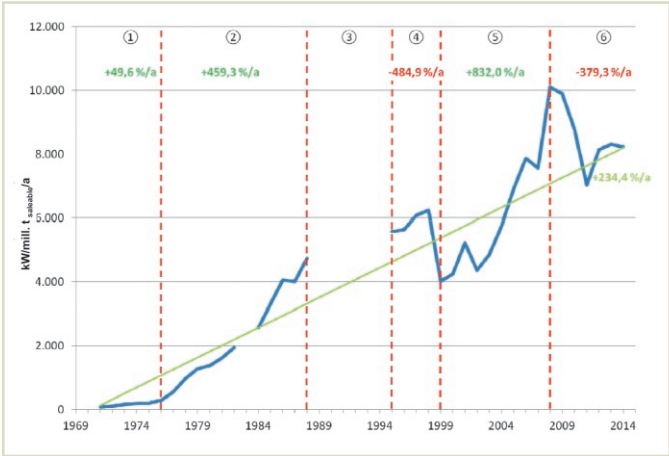

Fig. 8. Trends in total airflow from the face zone.
Bild 8. Spezifische Nettokälteleistungen der gesamten Kältemaschinen.

time-dependent average total cooling capacity per face and Figure 8 shows the time-dependent specific net cooling capacity of the entire chiller.

The most powerful cold water machine at RAG, with a cooling capacity of 20 MW, was put into operation for the climatization of plough faces at deep working levels.

Air coolers (Figure 9) were heat exchangers, in which warm air was cooled by contact with a cold surface, while the cold water supplied in closed circuits picked up the heat. The cooling pipes were made of copper. In air coolers the cold water mainly ran in cross counter current direction to the air.

The modern straight-tube heat exchanger omitted the heat deflectors which were used till then. From several aligned tube coils straight-tube heat exchanger plates were built. Such air coolers with large inspection hatches have been made since 1986.

4 Review of key development phases in mine climatization

4.1 Phase 1: 1969 to 1985

Everywhere the air in the free cross-section of mine workings must contain less than 1 % of CH_4. Exceptions were only allowed at some working spots. There the gas concentrations could be allowed up to 1.5 %. Where higher gas inflow was estimated, advance working relating to air ventilation had to be applied to homogenize the gas emission from the adjacent seam. Exceptions were not allowed for the unfavourable retreat mining operations relating to gas emission.

Kälteleistung auf 8.300 kW/Mio. tv.F./a. Bild 7 stellt die zeitabhängige durchschnittliche Gesamtkälteleistung je Abbaueinheit und Bild 8 die zeitabhängige spezifische Nettokälteleistung der gesamten Kältemaschinen dar.

Zur Klimatisierung von Hobelbetrieben in großer Teufe wurde die leistungsstärkste Kaltwassermaschine bei der RAG mit einer Kälteleistung von 20 MW in Betrieb genommen.

Wetterkühler (Bild 9) waren Wärmetauscher, in denen warme Luft durch den Kontakt mit einer kalten Oberfläche gekühlt wurde. Dabei nahm kaltes Wasser, das im geschlossenen Kreislauf geführt wurde, die Wärme auf und transportierte sie fort. Die Kühlrohre waren aus Kupfer gefertigt. In Wetterkühlern durchlief das Kühlwasser hauptsächlich im Kreuz-Gegenstrom die Richtung der zu kühlenden Luft.

Moderne Glattrohrkühler verzichteten auf die bis dahin verwendeten Kühlrippen. Durch verschiedene aneinander gereihte Rohrbögen wurden Glattrohrkühler gefertigt. Solche Wetterkühler mit großen Wartungsklappen wurden ab dem Jahr 1986 gebaut.

4 Übersicht der wesentlichen Entwicklungsphasen der Gasbeherrschung

4.1 Phase 1: 1969 bis 1984

Überall im freien Wetterquerschnitt von Grubenbauen durfte der CH_4-Gehalt der Wetter nicht mehr als 1 Vol.-% betragen. Ausnahmen hiervon waren lediglich in einigen Abbaubetrieben erlaubt. Dort durfte der Gasgehalt der Wetter bis zu 1,5 Vol.-% betragen. Wo ein höherer Gaszustrom erwartet wurde, musste wettertech-

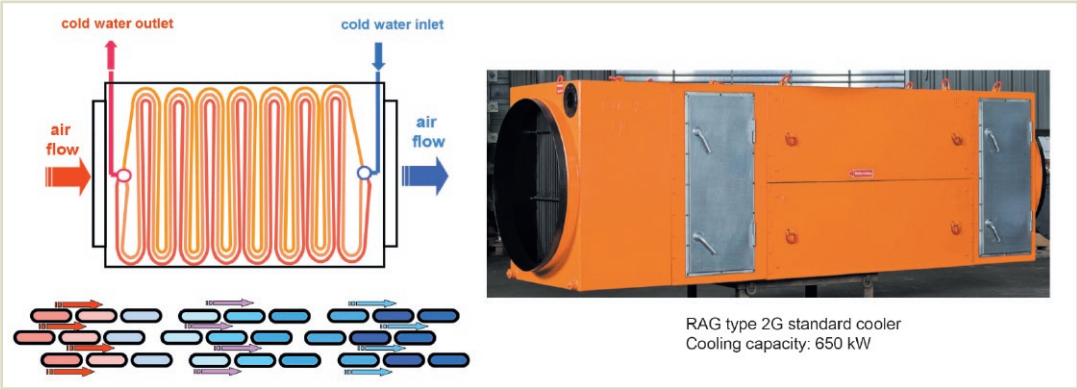

Fig. 9. Modern heat-exchanger element.
Bild 9. Wärmetauscherelement moderner Bauart.

The gas content is determined as the gas volume in relation to the mass of coal in m^3/t. The gas content which can be released underground is the so called desorbable gas content. The difference of both is the gas content which remains in the coal.
For the development of calculation programs for PCs the following items were needed:

- determination of the gas content in the worked seam and in the accompanying seams;
- existing pipe line network to suck off the gas emission from the adjacent seams;
- capacity of the gas drainage plant;
- plan of drilling;
- requirements of air flow; and
- projected roadway cross-sections and face cross-sections.

The calculation of the gas emission for the accompanying seams is based on hypothetical gas emission spaces. That means above and below a mining work a space was defined where the stored gas could be released. This excavation-damaged zone was built by the influence of winning.

For controlling gas emission, boreholes were drilled into the worked seam and into the surrounding strata. CH_4 drainage from the roof and from the floor happened by boreholes oblique to the bed. These boreholes were usually 30 to 60 m long, they were approximately 70 to 90 centesimal degrees inclined and they had a diameter between 50 and 115 mm. The distance to each other borehole was between 10 and 50 m dependent on the CH_4 accumulation.

For the gas emission from the worked seam inseam boreholes were made. The gas boreholes were drilled with rotating drilling machines. These drilling machines predominantly had air-powered drill motors. Occasionally in the particular performance class also hydraulic drives were inserted. The power of the hydraulic drill motors was about 25 kW.

The ejector nozzle was a pneumatic vacuum generator. But it was unfavourable because the consumption of compressed air was high and the efficiency was low. Rotary blowers were suitable for low and medium pressure gradients.

In principle the exhauster had to be regarded as a source of ignition. Therefore a protection against explosions was required both at the suction-side and at the pressure-side. CH_4 exhausters were secured with flame barriers on both sides. Also fire extinguishing installations were necessary on both sides.

The consumer line was interrupted by an emergency shutdown at a CH_4 concentration of less than 25 %. Methane exhausters were turned off at CH_4 concentrations of less than 22 %.

In the 1970s purely mechanical devices were used. Disadvantages like dirt or high flow resistances of mechanical devices resulted in the development of extinguishing barriers with unrestricted cross sections in the tubes. The blocking and extinguishment of flame propagations was achieved by an active system of optical flame detection and an injection of extinguishing powders.

4.2 Phase 2: 1986 to 2000

Post calculations were realized during the operating phases of the mining works to feedback and to improve the forecasting of

nischer Vorbau angewendet werden, um eine Vergleichmäßigung der Zusatzausgasung aus den Begleitflözen zu erreichen. Keine Ausnahmen wurden für den ausgasungstechnisch ungünstigen wettertechnischen Rückbau erlaubt.

Der Gasinhalt der Kohle in m^3/t war definiert als sein Gasvolumen im Verhältnis zur Masse der Kohle. Der Gasinhalt, der unter Tage freigesetzt werden konnte, war der sogenannte desorbierbare Gasinhalt. Die Differenz aus diesen beiden Werten war derjenige Gasinhalt, der in der Kohle bei Umgebungsbedingung verbleibt.

Zur Entwicklung von Vorausberechnungsprogrammen für PCs wurden die folgenden Einflussbedingungen benötigt:

- Bestimmung der Gasinhalte im Bauflöz und in den begleitenden Flözen,
- das Gasabsaugnetz, um das Gas aus den Begleitflözen absaugen zu können,
- die Kapazität der Gasabsauganlage,
- der Gasabsaugbohrplan,
- die vorhandenen Bewetterungsbedingungen und
- die geplanten Strecken- und Strebquerschnitte.

Die Berechnung der Zusatzausgasung beruhte auf angenommenen Ausgasungsräumen. Das bedeutet, dass über und unter einer Abbaufläche ein Raum definiert wurde, aus dem das gespeicherte Gas freigesetzt werden konnte. Diese Auflockerungszone wurde durch den Abbau beeinflusst.

Um die Ausgasung zu beherrschen, wurden Bohrlöcher in das Bauflöz sowie in seine umgebenden Flöz- und Gesteinsschichten gestoßen. CH_4-Absaugung aus dem Hangenden und aus dem Liegenden erfolgte über bankschräge Bohrlöcher. Diese Bohrlöcher waren üblicherweise 30 bis 60 m lang, 70 bis 90 gon zum Flözverlauf geneigt und hatten Durchmesser zwischen 50 und 115 mm. Der Abstand der Bohrlöcher untereinander betrug zwischen 10 und 50 m, je nach Stärke der Zusatzausgasung.

Zur Gasabsaugung aus dem Bauflöz wurden flözgängige Bohrlöcher gestoßen. Die Gasbohrlöcher wurden mit Drehbohrmaschinen hergestellt. Diese Bohrmaschinen hatten überwiegend Druckluftantriebe. Vereinzelt setzte man in besonderen Leistungsklassen hydraulische Antriebe ein. Die Antriebsleistung der hydraulischen Bohrmaschinen betrug ungefähr 25 kW.

Die Absaugejektordüse war ein pneumatischer Unterdruckerzeuger. Ihr Einsatz war jedoch ungünstig, weil ihr Druckluftverbrauch hoch und ihr Wirkungsgrad gering war. Der Einsatz von Drehkolbengebläsen war zur Erzeugung niedriger und mittlerer Unterdrücke dagegen gerechtfertigt.

Prinzipiell musste jedoch der Unterdruckerzeuger als Zündquelle angesehen werden. Daher kam es zur Forderung nach Explosionsschutzmaßnahmen sowohl auf der Saug- als auch auf der Druckseite von Druckerzeugern. Methangasabsauganlagen wurden daher an beiden Seiten mit Flammensperren ausgerüstet. Ebenso waren an beiden Seiten Feuerlöscheinrichtungen erforderlich.

Die Verbraucherleitung wurde bei einer CH_4-Konzentration von weniger als 25 Vol-% durch eine Sicherheitsabschaltung abgesperrt. Die Methanabsauger wurden bei einer CH_4-Konzentration von weniger als 22 Vol-% abgeschaltet.

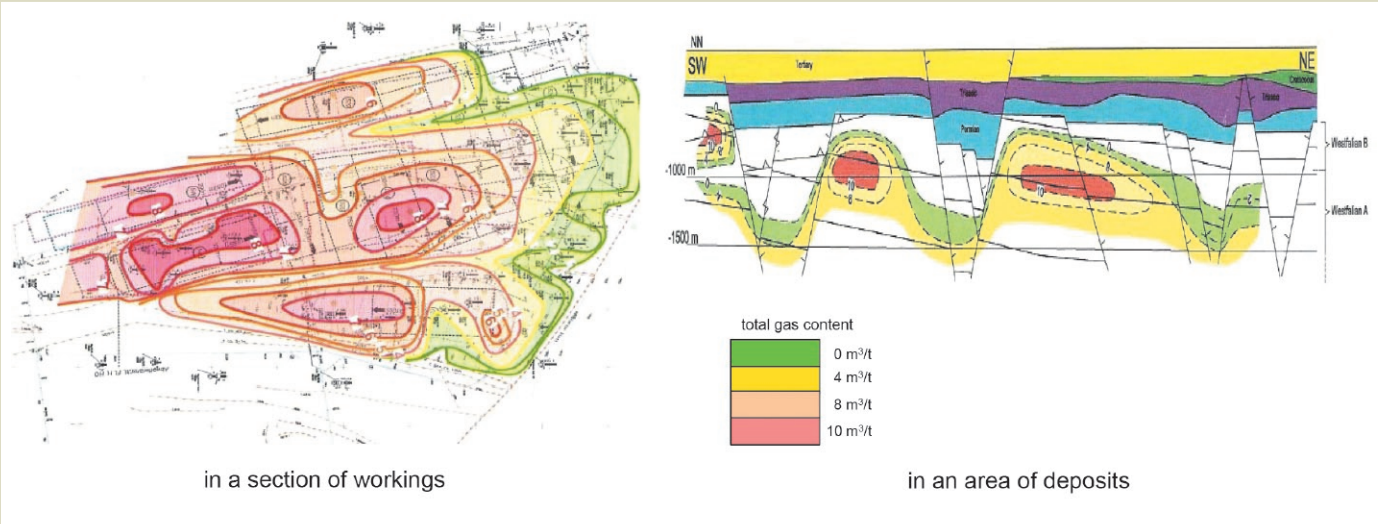

Fig. 10. Isolines indicating desorbable gas content. // Bild 10. Isolinien der desorbierbaren Gasinhalte.

the gas emissions with the purpose to determine the real conditions.

Since the mid-1990s also hydraulic driven rotary drilling rigs were applied systematically to make boreholes oblique to the bed.

4.3 Phase 3: 2001 to 2015

Research into gas emission from the working seam demonstrated the following: At high face output the dwell time of the coal at the longwall was shorter and the desorbed amount of the gas content was lower than those longwalls with low face output. Therefore the gas flow rose less than proportional when the face output got higher or respectively when the face length got longer.

The gas content of the coal could be very different even if the coal type was the same and the seam was the same. Figure 10 shows the changing of the gas contents inside of one working panel. The reasons are manifold. These can be geological faults, anticlines or synclines. Especially excavations above or under the regarded seam may have large influence on the gas content.

The picture on the right side of figure 10 shows, that the gas content even did not depend on the depth.

In the case of a higher gas emission the CH_4 concentrations at the face increased gradually towards the return air side of the

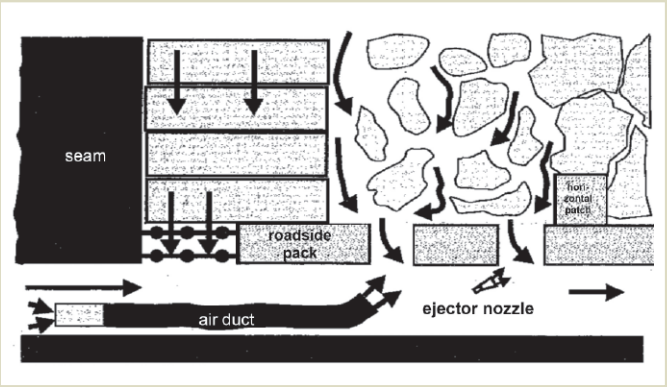

Fig. 11. Roadside pack with window system.
Bild 11. Streckenbegleitdamm mit Fenstertechnik (Grundriss).

In der 1970er Jahren verwendete man hierzu rein mechanische Einrichtungen. Nachteile wie Verschmutzungen oder hohe Strömungsverluste bei mechanischen Sicherheitseinrichtungen führten dazu, dass Löschsperren ohne eingeschränkte Rohrquerschnitte entwickelt wurden. Die Absperrung und das Löschen von Flammenausbreitungen erreichte man durch ein aktives System aus optischer Flammenerkennung und durch das Einblasen von Löschpulver.

4.2 Phase 2: 1986 bis 2000

Während der jeweils aktuellen Abbauphase wurden Nachkalkulationen der Ausgasungsberechnungen durchgeführt, um die Vorausberechnungen zu überprüfen bzw. zu verbessern, um somit die realen Bedingungen zu erhalten.

Seit Mitte der 1990er Jahre kamen systematisch hydraulisch angetriebene Bohreinrichtungen zum Einsatz, um bankschräge Gasbohrlöcher zu erstellen.

4.3 Phase 3: 2001 bis 2015

Forschungsarbeiten über die Grundausgasung führten zu folgendem Ergebnis: Bei hoher Betriebspunktförderung war die Verweildauer der Kohle im Streb kürzer und der desorbierte Anteil des Gasinhalts der Kohle war geringer als bei vergleichbaren Werten und geringer Betriebspunktförderung. Daher nahm der Gasstrom bei steigender Betriebspunktförderung bzw. Streblänge unterproportional zu.

Der Gasinhalt einer Kohle konnte sehr unterschiedlich sein. Das traf sogar für die gleiche Kohlenart und das gleiche Flöz zu. Bild 10 zeigt die unterschiedlichen Gasinhalte in ein und derselben Abbaufläche. Die Gründe dafür sind verschiedenartig. Die Ursache können geologische Störungen sein oder auch Mulden oder Sättel. Insbesondere haben Abbaueinwirkungen über oder unter einem Bauflöz erheblichen Einfluss auf den Gasinhalt.

Die Darstellung auf der rechten Seite von Bild 10 zeigt, dass der Gasinhalt sogar teufenunabhängig war.

Im Falle höherer Grundausgasung stieg die CH_4-Konzentration im Streb stetig in Richtung zum wetterausziehseitigen Stre-

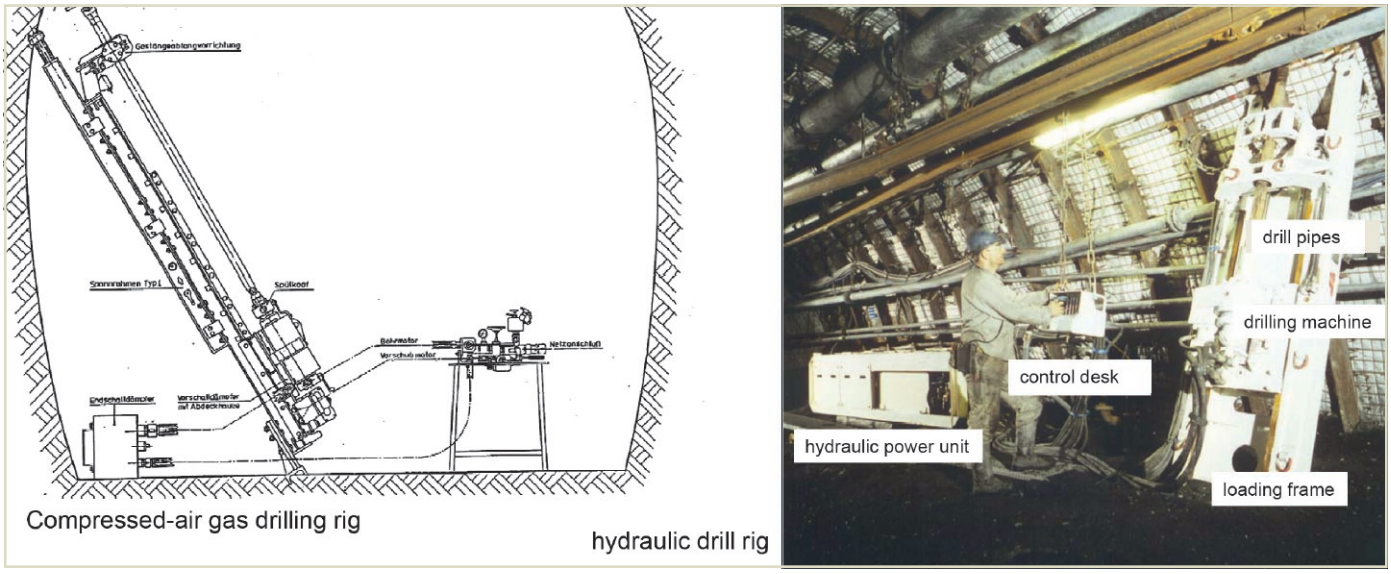

Fig. 12. Gas rig drilling at an oblique angle to the stratification. // Bild 12. Gasbohrgeräte bei bankschräger Gasbohrung.

face. Also the climatic loads could increase appreciably toward the return air side of the face. In such cases regulated leakage air current flow through the goaf behind the shield and parallel to the face. This leakage air current was guided directly towards the return air flow. There the leakage air current was mixed with the longwall air flow and an additional unencumbered air flow. For this purpose so-called windows were created in the roadside pack (Figure 11). The windows had to be closed again at a maximum distance of 30 to 50 m behind the face front. New windows had to be built directly behind a longwall face.

Hydraulic drilling machines were used to produce gas wells (Figure 12). Cutter heads with carbide cutting edges and roller cutter heads were in use in the entire period. Since the mid-1970s diamond-studded drill heads and diamond drill heads were used.

For gas extraction itself, water ring pumps were used (Figure 13). There was a star-shaped impeller eccentrically arranged in the cylindrical housing of the fluid ring pump. The water contained in the enclosure was concentric with the housing liquid ring, which drained off the chambers during rotation. Impeller and casing did not touch while making a spark was excluded.

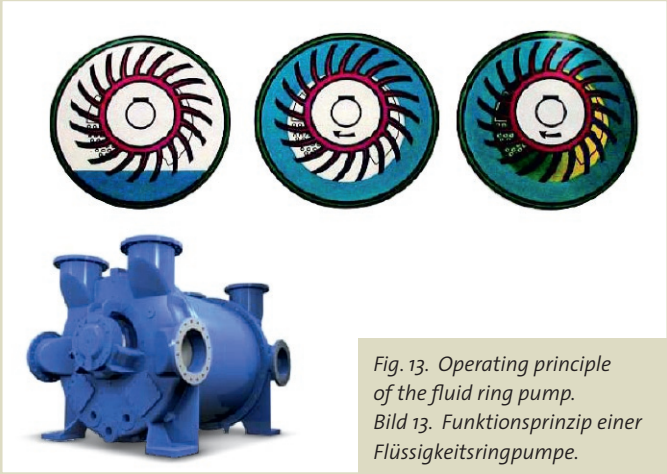

Fig. 13. Operating principle of the fluid ring pump.
Bild 13. Funktionsprinzip einer Flüssigkeitsringpumpe.

bende an. Ebenso konnte die Klimabelastung im Streb nennenswert zum wetterausziehseitigen Strebende ansteigen. In solchen Fällen ließ man hinter der Schildsäule einen dosierten Schleichwetterstrom durch den Bruchraum parallel zum Kohlenstoß strömen. Dieser Schleichwetterstrom wurde unmittelbar in den Abwetterstrom geleitet. Dort wurde der Schleichwetterstrom mit dem Strebwetterstrom und einen zusätzlichen unbelasteten Wetterstrom vermischt. Dafür errichtete man sogenannte Fenster in den Streckenbegleitdamm (Bild 11). Diese Fenster mussten nach einem Abstand von maximal 30 bis 50 m hinter der Strebfront wieder geschlossen werden und neue Fenster wurden unmittelbar hinter dem Streb erstellt.

Zur Herstellung von Gasbohrlöchern wurden hydraulisch betriebene Bohrmaschinen eingesetzt (Bild 12). Bohrköpfe mit Hartmetallschneiden und Rollschneider kamen während des gesamten Betrachtungszeitraums zur Anwendung. Seit Mitte der 1970er Jahre wurden auch diamantbesetzte Bohrköpfe beziehungsweise Diamantbohrköpfe verwendet.

Zur Gasabsaugung selbst kamen Wasserringpumpen zum Einsatz (Bild 13). Sie bestanden aus einem sternenförmigen Laufrad, das exzentrisch in einem zylindrischen Gehäuse angeordnet war. Das in dem Gehäuse enthaltene Wasser bildete bei Rotation durch die Zentrifugalkraft einen zum Gehäuse konzentrischen Flüssigkeitsring, welcher die Laufradkammern abdichtete. Laufrad und Gehäuse berühren sich dabei nicht, wodurch eine Funkenbildung ausgeschlossen wurde. Durch die Exzentrizität tauchten die Laufschaufeln unterschiedlich tief in den Flüssigkeitsring ein. Der Ring wirkte wie ein Kolben, der abwechselnd saugte und komprimierte.

5 Repräsentative Wetterüberwachung in den jeweiligen Zeitschnitten

5.1 Jahr 1970: Gas-Handmessgeräte

In den frühen 1970er Jahren war eine bergbehördliche Forderung, dass stationäre Wettergeschwindigkeitsmessgeräte, stationäre Methanmessgeräte, stationäre Kohlenstoffmonxidmessgeräte und deren Fernübertragung in untertägigen Grubenbauen ein-

5 Representative air monitoring over the years

5.1 Year 1970: mobile gas detectors

In the early 1970s the requirement of the mining authority was the installation of fixed air speed monitors, fixed methane monitors and fixed carbon monoxide monitors and underground telemetry after appropriate handheld devices were already available.

5.2 Year 2000: stationary weather measuring equipment

An example of a flow meter for gas extraction since the year 2000: Several sensors were in one probe. These were, e.g., temperature, absolute pressure, differential pressure and low pressure. A standard gas flow could be calculated with the help of a microprocessor.

5.3 Early fire detection

In Order to identify hidden fires and small embers with CO measurement systems a new phase of early fire detection began in the 1960s. In 1978 the first version of the program for early fire detection was created and constantly advanced. CO increases which are not caused by any fire were the problem for the early detection of fire. For this reason, an automatic filtering of blasting curves with specified parameters was programmed for blasting in the mid-1980s.

To filter the CO content from diesel vehicles automatically was not practicable. If there was an increase of CO content it was necessary to distinguish whether it was a fire or the CO production of a passing diesel vehicle. Therefore about 2000 the sites were visualized in the control room where diesel vehicles were situated in the pit. Process machines of the latest generation stored the measured data.

Author / Autor
Prof. Dr.-Ing. Reinhard Wesely, RAG Aktiengesellschaft, Essen

gesetzt werden sollten, nachdem entsprechende Handmessgeräte bereits vorhanden waren.

5.2 Jahr 2000: Stationäre Wettermesseinrichtungen

Ein Beispiel für ein Messgerät für die Gasabsaugung ab dem Jahr 2000 sah folgendermaßen aus: Verschiedenartige Messwertgeber waren in einem Messgerät vereint. Dazu gehörten beispielsweise Temperaturmessfühler, Absolutdruckgeber, Differenzdruckmessgeber und Unterdruckmessgerät. Mit Hilfe eines Mikroprozessors konnte somit ein standardisierter Gasstrom berechnet werden.

5.3 Brandfrüherkennung

Um verdeckte Grubenbrände und kleine Glutnester durch CO-Messungen zu erkennen, begann in den 1960er Jahren ein neues Zeitalter der Brandfrüherkennung. Im Jahr 1978 erfolgte die erste Programmanwendung für die Brandfrüherkennung und sie wurde stetig verbessert. CO-Anstiege, die nicht durch ein Feuer verursacht waren, führten zu Schwierigkeiten bei der anfänglichen Brandfrüherkennung. Aus diesem Grund wurde Mitte der 1980er Jahre die automatische Filterung von Sprengkurven mit eigenen Einflussgrößen programmiert.

Das automatische Herausfiltern von CO-Gehalten, die von Dieselfahrzeugen stammten, war nicht durchführbar. Wenn es einen CO-Anstieg gab, war es notwendig zu unterscheiden, ob ein Feuer oder ein vorbeifahrendes Dieselfahrzeug die Ursache hierfür war. Daher wurden in den Sicherheitswarten um das Jahr 2000 die Örtlichkeiten kenntlich gemacht, an denen im Grubengebäude Dieselfahrzeuge verkehrten. Prozessrechner der neuesten Generation speicherten von nun an die erfassten Messdaten.