

# **ТОМ 1**

## **Секція 1 – Технології видобутку корисних копалин**

**Кечин М.А., аспирант каф. ТСТ**

*(Государственное ВУЗ "Национальный горный университет", г. Днепропетровск, Украина)*

## **ПОВЫШЕНИЕ ТЕМПОВ ПРОХОЖДЕНИЯ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК ПРИ ПРИМЕНЕНИИ ПЕРЕДВИЖНЫХ МЕХАНИЗИРОВАННЫХ КОНВЕЙЕРНЫХ БУНКЕРОВ В УСЛОВИЯХ ШАХТОУПРАВЛЕНИЯ «ПАВЛОГРАДСКОЕ»**

В комплексе производственных процессов подготовки фронта очистных работ по пластам с активным пучением горных пород в подготовительных выработках призабойный и участковый транспорт являются одним из основных элементов. От бесперебойной его работы во многом зависит своевременная подготовка выемочных столбов и стоимость технологических операций по проведению горных выработок.

Эффективность работы любой производственной системы определяется рациональной расстановкой технологического оборудования и обоснованной схемой организации производственных процессов. В особой степени это относится к транспортно-технологическим системам проведения подготовительных выработок в прирезаемых частях шахтного поля, которые как правило расположены в засбросовых частях шахтных полей и подвержены влиянию горно-геологических, горно-технологических и организационных факторов, проявление которых в значительной степени отличается от типичных условий.

Возрастающий объем добычи и протяжённость транспортных выработок, связанные с удалением горных работ, обуславливают повышение затрат на транспорте.

При вовлечении в разработку засбросовых частей шахтного поля рациональная организация транспортирования грузов на шахте затрудняется тем, что технологические схемы откатки в условиях активного пучения пород почвы существенно отличаются от рекомендуемых типовых схем. Шахтными наблюдениями установлено, что в подготовительных забоях, довольно часто возникают непредвиденные технологические перерывы, в связи с чем интервалы и интенсивность грузопотоков являются случайными величинами. В результате колеблются продолжительность процессов погрузки, транспортирования и разгрузки угля и породы.

В связи с тем, что поток требований и продолжительность обслуживания имеют вероятностный характер, в отдельных транспортных звеньях образуются так называемые «очереди», которые необходимо устранять за счет увязки пропускных способностей смежных звеньев и координации действующих схем транспорта и разрабатываемых для прирезаемых частей шахтного поля. Такую координацию так же возможно осуществить используя для повышения эффективности транспортно-технологической схемы, увеличению пропускной способности и надёжности конвейерного транспорта в местах сопряжения конвейеров передвижной механизированный бункер, который сгладит неравномерность грузопотоков как по величине, так и во времени и сократит простои очистных забоев. Основными достоинствами таких бункеров по сравнению с бункерами камерного типа является возможность:

- установки непосредственно в транспортных выработках без дополнительного их расширения;
- неоднократного использования на различных участках транспортных схем;
- эксплуатации без значительного перепада высоты между точками загрузки и выгрузки горной массы.

Современным конвейерным бункерам, применяемым в угольной промышленности, присуще большое разнообразие конструкций. В данном случае рекомендуется применить бункер со скребковым донным конвейером. Оптимальным вариантом в нашем случае будет конвейерный бункер БС-35П, он представляет собой двухцепной скребковый конвейер с высокими бортами. При ёмкости 35 м<sup>3</sup> полная полезная длина аккумулирующего желоба составляет 37 м. Ёмкость набирается из 24 линейных секций, шарнирно связанных между собой. Каждая секция представляет собой опирающуюся на ось с двумя полускатками на колею 600-900 мм вагонетку прямоугольного сечения 900x1060мм без торцовых стенок. Дно вагонетки выполнено двойным для размещения верхней и нижней ветвей донного скребкового конвейера. Головная секция смонтирована на поворотной платформе и совмещена с приводным блоком, который включает асинхронный короткозамкнутый электродвигатель, редуктор и цепную передачу с общим передаточным отношением 492. Вал двигателя с валом редуктора соединен через пусковую фрикционную муфту с гидравлическим замедляющим устройством, что позволяет производить разгон двигателя без нагрузки и обеспечивает плавный пуск донного конвейера.

Натяжная станция расположена в заднем конце бункера и состоит из рамы, ходовых и боковых роликов, барабана со звездочками, пластинчато-втулочной цепи с гидравлическими домкратами. Максимальный ход натяжного барабана ограничен ходом штоков домкратов и составляет 1000 мм. Привод домкратов от специальной насосной станции.

В головной части бункера имеется пятиметровый скребковый перегружатель, который обеспечивает перегрузку угля или породы на магистральный конвейер. Наличие перегружателя исключает необходимость подрывки почвы выработки в месте перегрузки горной массы из бункера и тем самым значительно упрощает применение бункера в шахте. Перегружатель установлен на общей с головной секцией платформе, рассчитан на производительность выгрузки бункера и имеет самостоятельный привод от асинхронного короткозамкнутого электродвигателя.

### **Перечень ссылок**

1. Шахмейстер, Л.Г., Солод, Г.И. Подземные конвейерные установки. [Текст]: Учебн.пособ./А.О. Спиваковского.- М.: Недра, 1976.- 432 с.
2. Базер, Э.Я., Богомолов, В.П., Гудалов, В.П. и др. Справочник по шахтному транспорту. [Текст]: Учебн.пособ./Г.Я. Пейсаховича и И.П. Ремизова.- М.: Недра, 1977.- 624 с.

## **ПІДЗЕМНА ГАЗИФІКАЦІЯ ВУГІЛЛЯ**

Gasification, which is a means to convert fossil fuels, biomass and wastes into either a combustible gas or a synthesis gas for subsequent utilization, offers the potential both for clean power and chemicals production. (ср. Minchener, A. 2005, p.2222)

Underground coal gasification (UCG) is an in situ technique to recover the fuel or feedstock value of coal that is not economically available through conventional recovery technologies. It has been regarded to be an important way to utilize low-rank and unmineable coals. The international experiences in the modeling and the experimental tests of underground coal gasification (UCG) show that UCG process offers an attractive option of utilizing unmineable coal. Probably the strongest appeal of underground coal gasification at present is its potential value in exploiting marginal coal reserves that otherwise would remain unrecoverable.

The purpose of underground gasification of coal, regardless of method used, is to obtain the energy contained in the fuel for use on the surface, without mining in the usual sense of the term. Underground gasification can be described as (1) a process where coal, in place, is consumed by partial combustion with air, oxygen, steam, or any combination of these to produce a low calorific value gas (80e300 Btu per cu ft) or (2) a complete combustion process in which air is used to produce a gas containing carbon dioxide, nitrogen, and considerable thermal energy. UCG also lowers the capital investment by eliminating the need for specialized coal processing (transporting and stocking) and gasification reactors. UCG has other advantages such as increased work safety, no surface disposal of ash, low dust, and noise pollution.

UCG has been approached in many different ways. The old technique to gasify the coal in situ uses two-vertically drilled wells as the Injection and Production wells. The procedure consists of three steps. In the first step an injection and production well are drilled from the surface to the coal seam and highly permeable path within the coal seams are established between these two well. Prior to the gasification step a linkage path is created between injector and producer. Several techniques can be used for linking the wells, including the Reverse Combustion Linking (RCL), Forward Combustion Linking (FCL), hydro-fracking, electro-linking, explosive and in-seam linking. Other techniques for the in situ gasification include CRIPs, long and large tunnel gasification, and two-stage UCG production well are drilled from the surface to the coal seam and highly permeable path within the coal seams are established between these two well.

Gasification occurs when a mixture of air or oxygen and steams forced into the coal seam through injection well and react chemically with the coal, generating a synthesis gas, which is recovered through product well. At the surface the raw product gas is cleaned for industrial uses. As gasification proceeds, an underground cavity is formed. Water from the surrounding strata will enter the cavity and participate in the gasification process leading to a drop in the local water table. At some point, the coal in the vicinity of the injection well will be exhausted and steps one and two will be repeated to access fresh coal to sustain gas production. In the commercial operations several underground gasifies will be operated simultaneously. Once the gasification operations in a section of coal seam have finished, the third step is to return environment back to its original state. This is achieved by flushing the cavities with steam and/or water to remove pollutants from cal seams to prevent them from diffusing into surrounding water aquifers. Over the time, the water table will return to a level close to that existing prior to the start of gasification. The composition of the product gas

from UCG can vary substantially depending on the injected oxidant used, operating pressure and mass and energy balance of the underground reactor.

The current motivation for underground coal gasification is economic. Most known coal resources are too buried to be economically mined in the near future. The costs of drilling air injection and syngas production wells are a small fraction of the cost of a gasification complex, so deeply buried coal seams may be gasified at a reasonable cost.

#### **Bibliography**

1. van Heek K .H.: Progress of coal science in the 20th century, Fuel, 2000
2. Minchener, A.: Coal gasification for advanced power generation, in Elsevier, 84 (2005) p. 2222 – 2235

**Новосельцев В.В., аспирант каф. ТСТ**

(Государственное ВУЗ "Национальный горный университет", г. Днепропетровск, Украина)

## ХАРАКТЕРИСТИКИ ПОРОД-КОЛЛЕКТОРОВ МЕТАНА ГЛУБОКИХ ШАХТ ДОНБАССА

Интенсивная отработка запасов угольных месторождений приводит к постоянному увеличению глубины ведения горных работ, осложнению условий разработки и требует применения высокотехнологичного оборудования, обладающего высокой производительностью и энергоемкостью. Экспериментально установлено, что в подобных условиях эксплуатации потенциальные возможности такого оборудования не реализуются в полном объеме.

Основным фактором, который ограничивает максимальную скорость подвигания очистного забоя, является высокое содержание метана в шахтной атмосфере, вследствие чего увеличиваются затраты на вентиляцию, появляются новые статьи расходов на дегазационные мероприятия, что приводит к повышению себестоимости добытого угля и нерациональному использованию энергетических мощностей предприятия.

Основными источниками газовой выделения в горные выработки для условий Донбасса являются песчаники, угольные пласты и пропластки, которые выступают в роли природных коллекторов газа.

Породы-коллекторы обладают рядом свойств, которые характеризуют их предрасположенность к газовой выделению. Основными из них являются пористость, проницаемость, влажность и внутрислоежное давление.

Наибольшие объемы свободного газа глубоких шахт Донбасса содержится в трещинно-поровом пространстве песчаников. Однако газ в них может содержаться только в той части пор, которая не заполнена водой. Исследованиями установлено, что с увеличением глубины влажность горных пород уменьшается (влажность песчаников в глубоких шахтах Донбасса составляет 0,3 – 1,2%), что непосредственно влияет на их выбросоопасность. Так выбросоопасные песчаники обладают высокой степенью заполненности пор газом – до 60-70%, а выбросонеопасные всего лишь до 20-30% (характерно для Донецко-Макеевского и Центрального угленосных районов) [1].

Если предположить что поры могут быть заполнены на 100% только газом и водой, то открытую пористость, можно определить по формуле:

$$K_{on} = K_z + K_e \quad (1)$$

где  $K_{on}$  – коэффициент открытой пористости, %;

$K_z$  – коэффициент газонасыщенности, %;

$K_e$  – коэффициент влагонасыщенности, %;

Следовательно, при известных значениях открытой пористости и влажности, можно определить коэффициент газонасыщенности, или, как принято его называть, – коэффициент эффективной пористости ( $K_{en}$ ).

$$K_{en} = K_{on} - K_e \quad (2)$$

При известных значениях эффективной пористости с поправкой на сжимаемость реальных газов, площадь исследуемого песчаника и его мощность определяются объемы газа, которые в нем содержатся.

$$V_z = S \cdot h \cdot K_{en} \cdot Z \quad (3)$$

где  $S$  – площадь участка для которого определяются запасы, м<sup>2</sup>;

$h$  – мощность песчаника, для которого определяются запасы, м;

$Z$  – коэффициент сверхсжимаемости метана, б/р.

Для песчаников Донецкого региона по результатам исследований, приведенных в работе [2], пластовое давление может находиться в пределах 0,5 – 1,1 от гидростатического. При расчетах ожидаемых дебитов скважин начальное пластовое давление, как правило, принимают равным 0,8 – 0,9 от гидростатического уровня. Однако для более точного определения начального пластового давления его значение стоит корректировать с использованием фактических данных давлений в скважинах, которые не подвержены влиянию очистных работ.

Для расчета ожидаемых дебитов скважин во время работы высоконагруженных лав основным показателем, совместно с пластовым давлением, который влияет на приток метана в скважину, является проницаемость конкретного слоя горных пород. Известно, что коэффициент проницаемости  $k_{пр}$  песчаников Донбасса, находится в зависимости от коэффициента эффективной пористости  $k_{эп}$  и она имеет вид:  $k_{пр} = e^{1,08 \cdot k_{эп} - 5,06}$  [3]. Расчет некоторых значений коэффициента проницаемости в зависимости от эффективной пористости в табл.1.

Таблица 1

Зависимость коэффициента проницаемости от коэффициента эффективной пористости для песчаников

$k_{эп}$ , %	0,5	1	1,5	2	2,5	3	3,5	4	4,5	5
$k_{пр}$ , мД	0,011	0,019	0,032	0,055	0,094	0,162	0,278	0,477	0,819	1,405

Следовательно, имея в наличии реальные данные о свойствах пород-коллекторов, представляется возможным определить показатели фильтрации метана в скважину в подработанном углепородном массиве в различные моменты времени и соответственно – при различном положении лавы относительно оси забоя скважины. Что в дальнейшем позволит более эффективно использовать дегазационные системы, повысить уровень добычи метана, улучшить не только условия труда работающих шахтеров, а и экологическую обстановку в угледобывающих регионах.

### Перечень ссылок

3. Булат, А.Ф. Углепородный массив Донбасса как гетерогенная среда. [Текст]: Монография. / А.Ф. Булат, Е.Л. Звягильский, В.В. Лукинов, В.Г. Перепелица, Л.И. Пимоненко, Г.А. Шевелев. – К.: Наук. думка, 2008. – 411 с.
4. Забигаило, В.Е. Геологические факторы выбросоопасности пород Донбасса. [Текст]: Монография. / В.Е. Звягильский, А.З. Широков, И.С. Белый, В.В. Кудельский, Е.А. Моссур, Б.П. Рудометов. – К.: Наук. думка, 1974. – 270 с.
5. Гуня, Д.П. Обоснование параметров фильтрации метана из подработанного углепородного массива в скважины. [Текст]: Диссертация. / Д.П. Гуня. – Днепропетровск, 2008. - 193 с.

**В.О. Расцветаєв – к.т.н., доцент кафедри транспортних систем і технологій**  
(Державний ВНЗ «Національний гірничий університет», м. Дніпропетровськ, Україна)

### **ДОСЛІДЖЕННЯ ТА КОНТРОЛЬ НАВАНТАЖЕНЬ НА АРОЧНЕ КРІПЛЕННЯ ВИРОБОК ВІД МОНОРЕЙКОВИХ ДОРІГ В УМОВАХ ШАХТ ЗАХІДНОГО ДОНБАСУ**

Шахтними дослідженнями встановлено, що застосування надгрунтових рейкових видів транспорту в складних гірничо-геологічних умовах (активний прояв гірського тиску, велика кількість вологи і здимання підшви) вимагає додаткових заходів з перекріплення, піддирання та інших складних технологічних операцій. Додаткові виробничі операції, пов'язані з відновленням перерізу виробок і приведенням трас до допустимих норм експлуатації, призводять до незапланованих перерв у підготовчих вибоях, що неприпустимо при інтенсифікації гірничо-підготовчих робіт [1].

У зарубіжній практиці альтернативою надгрунтовим видам допоміжного транспорту є підвісні монорейкові дороги (рис. 1). Необхідно відмітити, що сферу ефективного застосування підвісних монорейкових доріг в умовах шахт Західного Донбасу можна значно розширити, якщо включити їх в транспортно-технологічні схеми підготовки нових виїмкових стовпів. У подібних схемах процеси транспортування допоміжних матеріалів, устаткування і людей при проведенні очисних і підготовчих робіт, а також спорудженні монтажної камери і монтажу в ній устаткування, об'єднуються в єдину (комбіновану) транспортно-технологічну систему.



Рисунок 1 – Транспортування секцій механізованого кріплення у нерозібраному стані, шахта «Степова» ПАТ «ДТЕК Павлоградвугілля»

Слід зазначити, що для встановлення раціональних показників застосування підвісних монорейкових доріг виникає необхідність у визначенні усіх негативних факторів, у тому числі впливу рухомого складу на арочне кріплення і стану гірських порід навколо виробок (рис. 2), оскільки це є головною причиною перерв при транспортуванні і шкодить ефективному застосуванню цього виду допоміжного транспорту.

З метою визначення ступеню впливу додаткових навантажень від рухомого складу монорейкової дороги на арочне кріплення були проведені експериментальні дослідження на шахті «Степова» ПАТ «ДТЕК Павлоградвугілля».





Рисунок 2 – Деформації порід навколо підготовчої виробки

На рис. 3 наведено результати шахтних досліджень залежності зміни додаткових навантажень від дії рухомого складу монорейкових доріг на арочне кріплення виробок. Слід відмітити, що умови шахти «Степова» характерні для більшості шахт Західного Донбасу.

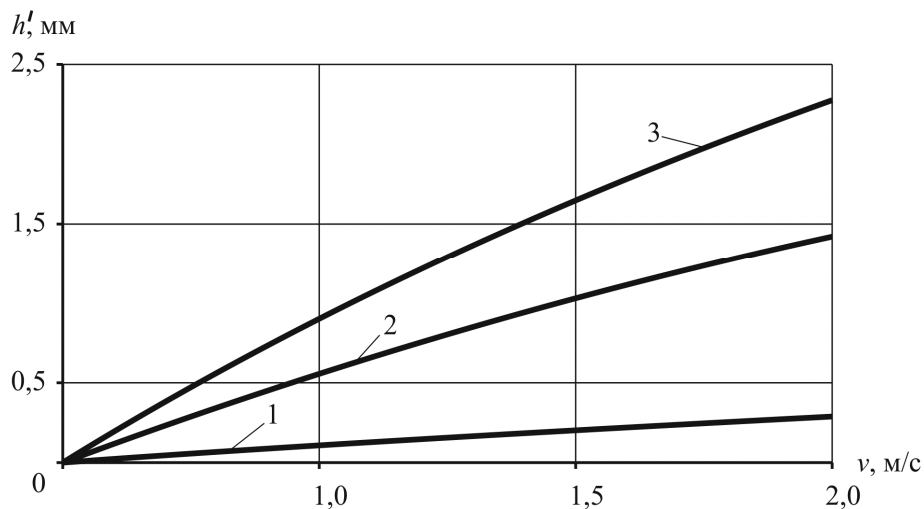


Рисунок 3 – Залежність піддатливості елементів арочного кріплення  $h'$  від швидкості транспортування вантажу  $v$  для різних мас  $m'$  на одному «візку» монорейкової дороги:  
1 – для  $m' = 140$  кг; 2 – для  $m' = 840$  кг; 3 – для  $m' = 2100$  кг

Наведені на рис. 3 залежності можуть бути використані для визначення раціональних діапазонів швидкостей, які забезпечать не лише своєчасне транспортування матеріалів, устаткування і людей в межах навіть однієї підготовчої виробки, але і безперебійну роботу усього комплексу прохідницьких робіт в межах одного виїмкового стовпа, ярусу, крила шахти та інше.

### Перелік посилань

1. Расцветаев В.А. Обоснование параметров взаимодействия подвесных монорельсовых дорог с креплением участковых выработок для интенсификации подготовительных работ: автореф. дис. канд. тех. наук: 05.15.02: защищена 30.03.12: утв. 17.05.12 / Расцветаев В.А. – Днепропетровск: ГВУЗ НГУ, 2012. – 20 с.

## TECHNOLOGICAL BASICS OF HYDRAULIC COAL MINING

### Design, constrains, examples

#### Introduction

The coal industry continues to be an important sector of world energy, and coal fuel - take "second place" in the structure of global energy consumption. Development of this industry is more stable compared to the oil that is due to several reasons. Among them - much better provision of proven resources and demand from electric power and metallurgy.

Coal has many important uses worldwide. The most significant uses of coal are in electricity generation, steel production, cement manufacturing and as a liquid fuel. Around 6.6 billion tonnes of hard coal were used worldwide last year and 1 billion tonnes of brown coal.

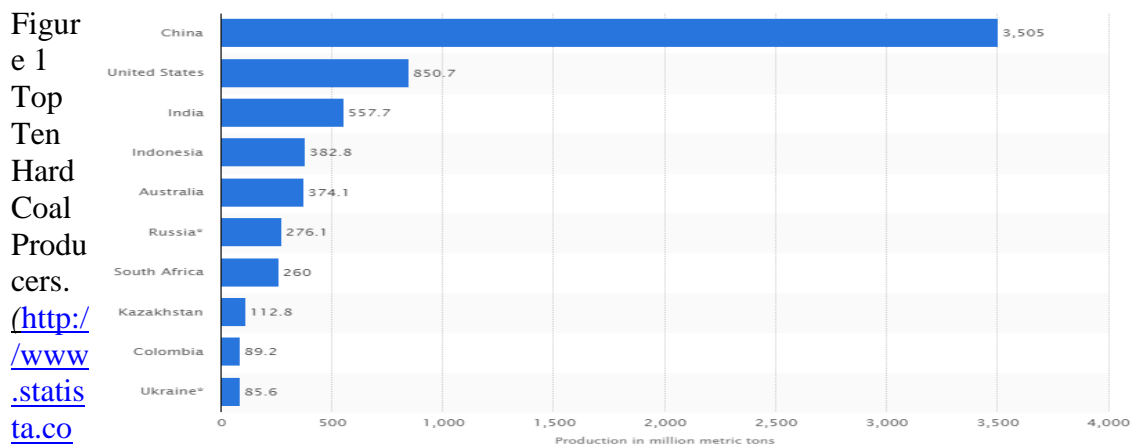
Since 2000, global coal consumption has grown faster than any other fuel. The five largest coal users - China, USA, India, Russia and Japan - account for 76% of total global coal use.

Different types of coal have different uses. Steam coal - also known as thermal coal - is mainly used in power generation. Coking coal - also known as metallurgical coal - is mainly used in steel production.

Over 6185 million tons of hard coal is currently produced worldwide and 1042 Mt of brown coal/lignite. The largest coal producing countries are not confined to one region - the top five hard coal producers are China, the USA, India, Australia and South Africa. Much of global coal production is used in the country in which it was produced; only around 15% of hard coal production is destined for the international coal market.

(<http://www.worldcoal.org/coal/coal-mining/> 20.12.2013)

Top 10 countries based on hard coal production in 2012 (in million metric tons)



(<http://www.statis.ta.com/statistics/264775/top-10-countries-based-on-hard-coal-production/> 30.11.14)

#### General information

Hydraulic mining relate to special methods of coal mining. Hydraulic coal mining is a process in which the coal is excavating, transporting, and lifting to the surface by using the energy of a water jet. The source is usually underground water flowing into the mine. In hydraulic coal mining the coal bed is broken down either by means of a high-pressure water jet (5 to 10 meganewtons per sq. m), which is formed by monitors, or by means of mechanohydraulic machines (mechanical breakdown of the coal with subsequent washing out by the water). The water is supplying to a stope through pipes from centrifugal pumps. The

coal that has been broken down in a stope is washed off by the water and transported along metal channels laid out in the mine workings that run with a slope of 3° to 3.5° to a central chamber of a hydraulic lift. From here the water-coal mixture is transported to the surface and then to a concentrating mill, where the coal is concentrated, dehydrated, and dried. (*M. N. Markus, and M. N. Butyl'kov, Moscow, 1967*)

---

### Conditions suitable for hydraulic mining of coal

---

Trials for hydraulic mining of coal have been done in a variety of conditions. *e.g.* in seams from 0.9 to 20 m thick with dips varying from 5 to 80°, in coals extremely hard to soft, highly gassy to no-gassy, with uniform structure to highly distributed coal seams. Generally, the conditions, which influence the choice of this system of coal mining, are summarized below:

1. *Seam Thickness*: Hydraulic mining could be done in any seam thickness but in seams of average to high thicknesses, this technology offers better economics.
2. *Seam Gradient*: The gradient of the seams should be such that the coal-water slurry can flow out easily. A practical gradient using steel flumes is about 7°.
3. *Roof of the Seam*: The roof of the seam should be sufficiently stable to allow extraction of coal from under it before it collapses.
4. *Floor of the Seam*: The seam floor should retain its strengths when wetted. Swelling floors limit the application of this technique.
5. *Hardness of Coal*: The coal seam should be soft or 'ploughable', and be free of dirt bands of any importance.

Table 1 gives the geomechanical characteristics of some seams in which hydraulic mining has proved successful.

Table 1 Geomechanical characteristics of some successful hydro mining projects. (*Singh R.D. 2004, p. 344*)

Country	China	China	Canada
Location			
1) Colliery	Hsiehchiachi №3 Colliery	Yaugchunyg colliery	Kootenay coalfield of British Columbia
2) Seam	C13	№3	Balmer seam
Thickness of the seam	3,6 (average)	4,5	
Dip of the seam	23°	-	25°-55° average 35°
Depth from the surface	250-550 m	-	250-300 m
Roof	cleated and fissured	fairly hard coal	-
	immediate 1,3 to 3,0 sandy mud stone; Main roof 6-8 m medium grained sandstone	immediate 5 m Silts to be fairly stable; overlying roof medium grained sandstone 8 m.	Shale, sandstone and siltstone of varying thickness
Gas condition	super gassy	-	-

---

### Hydraulic breaking down of coal

---

The coal is broken down by a high-pressure water jet (the water is used from mine) directed against the face, the pressure being increased or decreased according to the hardness of the seam. The hardness of the seam is of primary importance. The minimum pressure ( $P_e t$ )

necessary, for effective breaking down of coal can be determined by the following expression:  
(Singh R.D. 2004, p. 344f)

---

## Hydraulic transport

---

Hydraulic transport of broken coal is done in the following three ways:

1. Along the floor
2. In flumes
3. In pipes

### *Hydraulic transportation along the floor*

At the face, hydraulic transportation can be carried out along the floor of the working and can, if the face is short, proceed even though there is no gradient in the roadway. The quantity of water required for floor flushing depends on the size of the material. (Singh R.D. 2004, p. 347)

### *Hydraulic transport in flumes*

In the roadways, it is customary to employ flumes, of trapezoidal section for this purpose. These must be laid at a gradient of at least  $7^\circ$  in the direction of flow. The throughput of coal/water mixture along 40.65 cm channels is 5.000 litres/min and along 50.8 cm channels 8.410 litres/min. (Singh R.D. 2004, p. 348)

### *Hydraulic transport in pipe*

Transportation of coal slurry in pipes is the most popular and used more often than the previous methods. Pipes are from the sump to the surface for transporting pulp horizontally and vertically by special pumps.

The entire pipeline system should be designed to have a pipe friction of less than 1%. Many free on-line calculators for pipe friction and other pumping parameters are available on the Internet. (Darling, P 2011 p. 1050 f)

---

## Hydrohoist

---

The Hydrohoist is a high pressure pumping system that uses a system of three-feed pipes which are filled with slurry in sequence and by turns have their slurry content forced into the transport pipe and to the surface by high pressure clear water. The result is that the slurry is pumped to the surface by high-pressure pumps but the high pressure pumps themselves are never subjected to the damaging abrasiveness of slurry because the slurry never passes through the pumps. Hydrohoist makes it possible to carry raw coal out of the mine by means of a single pipeline after having mixed coal with water. Hydrohoist equipment is used in combination with hydraulic coal mining.

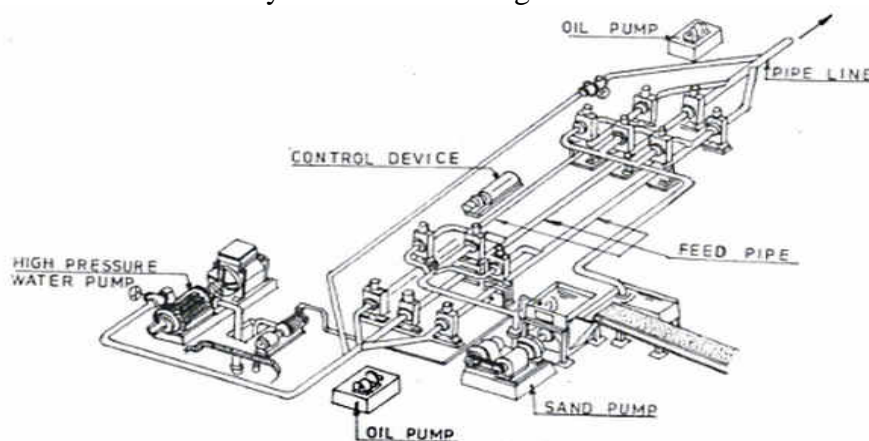
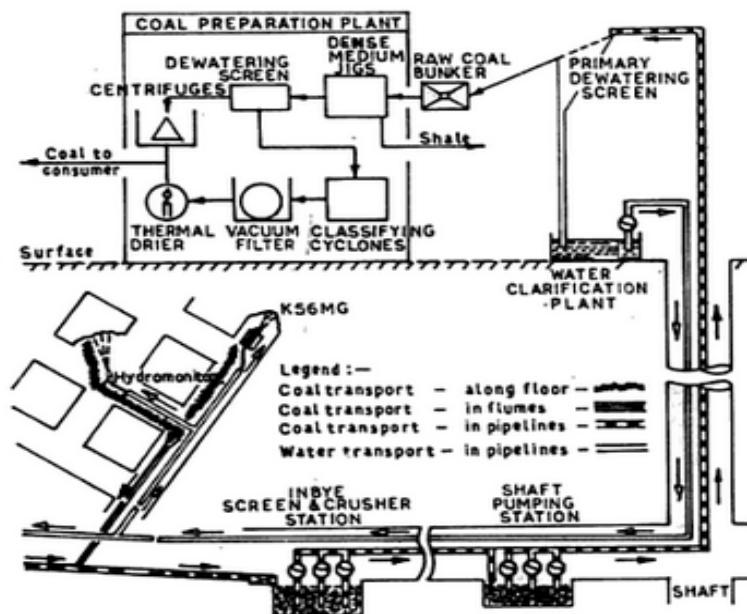


Figure 2 Hydrohoist (Singh R.D. 2004, p. 350)

A Standard model of Hydrohoist developed by HITACHI, Japan is shown in Figure 2  
The equipment comprises the following:

*Advantages of hydrohoist*

1. Installation costs are low because topography is not an important factor and there are no reloading points along the pipeline.
2. Reduction of labour cost is possible since all the equipment is concentrated at the end of the pipeline. Maintenance is extremely simple and equipment can be operated completely automatically, therefore only one operator is needed.
3. Practically no need to pay attention about safety. No danger of coal dust explosion; no danger of fatal accidents
4. Coal can be transported in big pieces; however, it should be less than one-third the pipe diameter.
5. High head and long distance transportation of ordinary raw coal is possible i.e. up to 1,000 m vertically, or 10 km horizontally. Consequently, coal can be transported outside the mine in a single, unbroken stream, no matter how deep the mine shaft may be.
6. No-high precision adjustments are required. (Singh R.D. 2004, p. 351)



The scheme of coal mining and transportation

Figure 7 Diagrammatic layout of a hydraulic mine (Singh R.D. 2004, p. 345)

**Comparison of economic indicators of various production methods**

Table 4 Comparative economic indices of hydraulic and conventional mining systems

	Hydraulic mine	Conventior mine
Capital investment in Rubbles per ton	18-25	30
Volume of Mining works, m <sup>3</sup>	170,000	420,000
Volume of production building, m <sup>3</sup>	400,000	760,000
Monthly labour productivity, tons	144	58
Cost of production, rubble/ton	3 to 4.5	6 to 6.5
Overall production cost, rubble/ton	6 to 7	10

*Source: Astakhov. A. (1979) "Development possibilities of USSR coal mining in the first quarter of 21st Century, in Future Coal Supply for the World Energy Balance. pp. 36-46.*

### **Advantages and disadvantages of hydraulic mining**

#### *Advantages:*

1. It is continuous in character.
2. There are small number of inherent operations and the process is simple.
3. The elements of various mining processes as common with traditional mining arc reduced and hence there is reduction in labour.
4. The system lends well to automation and remote control.
5. As the presence of workers and the equipment is not needed at the working face, the space need not be supported.
6. Coal pulp can be transported if the slope is more than 7°; with special type of lining the angle may be as low as 4°.
7. Hydro transport reduces the volume of roadways in shafts needed for transport purposes.
8. The process of coal breaking is flexible and can be easily adapted to tectonic changes.
9. There is reduced health hazard.
10. The frequency of occupational injuries is 2-3 times lower than with traditional methods because of the absence of workers at the face and of rolling stock and mobile equipment in the mine workings.
11. Air pollution by coal dust is insignificant not exceeding 0.25 to 0.5 mg/m<sup>3</sup>.
12. Because of the lower number of main and auxiliary operations and reduced labour consumption, the productivity in hydraulic mines could be 1.3 to 2 times higher than in traditionally worked mines.
13. The cost of production in hydraulic mines is 10 to 15% lower than in conventional mines in the same coalfield with identical conditions.
14. The cost of hydro transport within a mine is 10 time less than conventional transport.
15. The cost of fixed assests per ton of coal mined is 25% lower than in the conventional system.
16. There is less chance of explosion due to simplified ventilation system and due to reduction in the use of electricity and cutter bits.

#### *Disadvantages:*

1. Fuel and electric power expenses are 1.5 to 2 times higher than those of traditional mines.
2. Humidity in the underground mine environment is high.
3. The entire mine must be planned around the gravity driven hydraulic transportation system; roadways must have an average inclination of at least 4.0°, even if" this means coal is left in the floor.

4. High influx of water can cause problems with acid mine drainage; this acidity increases with high sulphur coals.
5. Hydraulic mining can require the consumption of larger volumes of water and more electricity than conventional mechanised techniques; this is especially true for operations where the drainage level is underground.
6. Coal is broken along its entire transportation route resulting in higher levels of fines in the run-of-mine product. This increases the capital and operating cost of dewatering facilities.
7. Water reduces the strength of geological materials and therefore there may be an increased propensity to roof falls.
8. During coal extraction, the operator is unable to see the coal face and as a result is unable to ascertain exactly what is happening. As a result, a collapse of roof strata may bury the monitor/face equipment. (*Hebblewhite B. K., 2005. p. 173*)

---

## Bibliography

---

1. Singh R. D: Principles and Practices of Modern Coal Mining, 2004.
2. M. N. Markus, and M. N. Butyl'kov: *Analiz tekhniko ekonomicheskoi effektivnosti gidravlicheskoj dobychi uglia*. Moscow, 1967.
3. Darling, P. (ed.): SME Mining Engineering Handbook, 3rd ed., Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, 2011, p. 1050f.
4. Tsiapko, N. F., and A. M. Chapka: *Gidrootboika uglia na podzemnykh rabotah*. Moscow, 1960.
5. [Prokhorov](#), A. (ed): Great Soviet Encyclopedia, 1979.
6. Astakhov. A.: Development possibilities of USSR coal mining in the first quarter of 21st Century, in Future Coal Supply for the World Energy Balance, 1979.
7. Hebblewhite B. K.: School of mining engineering, the University of New South Wales, Sidney, Australia in the 19<sup>th</sup> International Mining Congress and Fair of Turkey; Izmir, Turkey, June 09-12, 2005, p. 173
8. Bondarenko, V.I. et al: *Tehnologiya podzemnoi razrabotki plastovih mestorogdeniy poleznych iskopaemih*, NMU Dnepropetrovsk, 2002.

**Загубинога В.В. м. н. с. кафедры відкритих гірничих робіт**  
(Державний ВНЗ “Національний гірничий університет”)

## СРАВНИТЕЛЬНАЯ ОЦЕНКА МОДЕЛИ ПРИНЯТИЯ РЕШЕНИЯ И МОДЕЛИ КЛАССИЧЕСКОЙ УСЛОВНОЙ ОПТИМИЗАЦИИ ЗАДАЧИ ПЛАНИРОВАНИЯ ГОРНЫХ РАБОТ

Основные этапы решения задачи планирования горных работ, представленной моделью принятия решения и моделью классической условной оптимизации представлено в таблице 1.

Таблица 1

### Основные этапы решения задачи планирования

Этапы решения задачи, представленной моделью классической условной оптимизации	Этапы решения задачи, представленной моделью принятия решения
<b>1. Формирование исходных данных в соответствии с постановкой задачи</b>	
Задается область допустимых решений, значения системы ограничений и критерий оптимальности.	Задается область допустимых решений, значения системы ограничений и множество критериев оптимальности.
<b>2. Непосредственное решение задачи планирования горных работ.</b>	
<p>Решается задача по математической модели, где из области допустимых значений находится один вариант решения.</p> <p>Если используется несколько критериев, то технолог рассчитывает так называемые веса критериев. Далее приводит критерий оптимальности к виду, необходимому при решении задачи математическими методами.</p> <p>В математической модели учитываются технологические условия, в качестве ограничений и критерия оптимальности, которые можно выразить количественно.</p> <p>В качестве критерия на практике, как правило, используют минимальное отклонение по качественным характеристикам или объему руды.</p> <p>Для полученного варианта решения рассчитываются значения технологических условий.</p>	<p>2.1. Формируется множества допустимых вариантов решения, где выполняются технологические условия, которые возможно учесть количественно.</p> <p>2.2. Проводится сужение множества альтернативных вариантов, методом попарного сравнения.</p> <p>Сравниваются значения указанных технологических условий и в случае, если в каком-то варианте эти значения меньше по обоим условиям, то такое решение отбрасывается для дальнейшего рассмотрения, а остальные формируют множество альтернативных вариантов.</p> <p>2.3. Рассчитываются веса всех критериев оптимальности.</p> <p>На данном этапе используют критерии оптимальности, формального и неформального характера.</p> <p>Для каждого из критериев рассчитывается значение отклонения от оптимального значения. Проводится ранжирование суженного множества альтернативных вариантов решения с учетом информации о важности критериев оптимальности.</p>
<b>3. Анализ полученного решения.</b>	
В случае если решение не удовлетворяет требуемые значения	В случае если решение не удовлетворяет технолога, то



<p>технологических условий или необходимо формирование альтернативных вариантов, изменяются исходные данные и решение задачи повторяется.</p> <p>После получения нескольких вариантов решения, проводится их сравнительная оценка, где определяется наиболее предпочтительное решение.</p>	<p>определяется, какие технологические условия не соответствуют требуемым значениям. На основании степени отклонения от требуемого значения пересматривается ранжирование критериев оптимальности и значения допустимых отклонений от оптимальных значений. Далее повторяет повторное ранжирование альтернативных вариантов решений. Также возможно формирование нового множества альтернативных вариантов решений, в результате изменения исходных данных.</p>
--	---

Сравнительная оценка этапов решения задачи планирования горных работ, представленной моделью принятия решения и моделью классической условной оптимизации выполнялась для каждого этапа.

1. Формирование исходных данных в модели принятия решения и модели классической условной оптимизации не отличаются.

2. Принципиальным отличием структуры этапа решения задачи планирования по модели принятия решения от модели классической условной оптимизации является системное использование информации неформального характера:

- учет технологических условий неформального характера;
- информация об относительной важности критериев оптимальности.

Решение задачи планирования с помощью модели принятия решения в отличие от модели классической оптимизации реализует системный подход, что выражается в использовании принципов учета информации неформального характера.

Решение задачи, представленной моделью классической условной оптимизации, требует дополнительного расчета технологических условий уже после решения задачи планирования (качество руды по сортам и разновидностям по обогатимости), что исключает определение их рациональных значений. При формировании альтернативных вариантов по модели принятия решения предусмотрен учет качества руды по сортам и разновидностям по обогатимости, что позволяет найти варианты с наилучшими значениями этих критериев.

3. Этап анализа решений, представленный моделью принятия решения в отличие от модели классической условной оптимизации, в зависимости от количества неудовлетворяющих значений критериев и степени их отклонения предусматривает конкретные действия по изменению информации на разных этапах модели принятия решения. Это позволит получить более приемлемое решение или убедиться в том, что полученное решение наиболее рационально.

#### **Выводы.**

Сравнительная оценка задачи принятия решения и задачи классической условной оптимизации демонстрирует превосходство первой. В задаче принятия решения используется большее количество информации, что дает возможность дать более обоснованное решение, чем в задаче классической условной оптимизации.

На практике, при решении задачи планирования горных работ, имеет место учет неформальных факторов и принятие решений в условиях неопределенности, но процесс учета этой информации выполняются на эвристическом уровне. Решение задачи планирования с помощью модели принятия решения, в отличие от модели классической оптимизации, содержит принципы учета информации неформального характера наряду с учетом количественных технологических условий. Таким образом, реализуется системный подход при решении задачи планирования горных работ.

**Чернієнко А. Я. студент гр. Гі-13-м2**

*(Державний ВНЗ "Національний гірничий університет", м. Дніпропетровськ, Україна)*

## **Hydraulic transportation of slurries. Basics and applications**

### **1 Introduction**

**Slurry** is essentially a mixture of solids and liquids. Its physical characteristics are dependent on many factors such as size and distribution of particles, concentration of solids in the liquid phase, size of the conduit, level of turbulence, temperature, and absolute (or dynamic) viscosity of the carrier. *(BAHA E. ABULNAGA, PE.,2002, p. 1.3)*



Figure 1 Slurry. (<http://www.sweeta.illinois.edu/slurry.cfm> 10.01.2014)

### **2 History of Slurry transport**

The science of slurry hydraulics started to flourish in the 1950s with simple tests on pumping sand and coal at moderate concentrations. It has evolved gradually to encompass the pumping of pastes in the food and process industries, mixtures of coal and oil as a new fuel, and numerous mixtures of minerals and water. Because of the diversity of minerals pumped, the wide range in sizes [43  $\mu\text{m}$  (mesh 325) to 51 mm (2 in)], and the various physical and chemical properties of the materials, the engineering of slurry systems requires various empirical and mathematical models. The engineering of slurry systems and the design of pipelines is therefore fairly complex. *(BAHA E. ABULNAGA, PE.,2002, p. XVII)*

### **3 Slurry transport ways**

Slurry transport uses two methods:

Transportation in pipes;

Transportation in open channels;

#### **3.1 Slurry transportation in open channels**

The design of mineral processing plants and tailings disposal systems often includes gravity flows in open channels. Such flows are often called slack flows. They involve a free boundary to the atmosphere. In the past, many launders were designed using rules of thumb; however, the development of large mines requires a rigorous scientific approach.

Most of the published papers on sediment transportation in open channels dwell extensively on the geophysics of canals and rivers. .

One subject of great interest to civil engineers is the carrying capacity of the channel for sediments. This is often termed the sediment load and is measured as a function of the flow rate, width of the channel, and sediment concentration. Using channels to transport solids has limitations due to the fact that no pumps are used to force the flow. *(BAHA E. ABULNAGA, PE.,2002, p. 5.51)*



FIGURE 2 Large concrete structures offer a method of conveying large quantities of slurry. This structure was built to convey 150,000 tons per day of soft high clay tailings at a Peruvian copper mine. (BAHA E. ABULNAGA, PE.,2002, p. 6.2)

In the case of open launders, particularly those of rectangular and U-shape, the main concern is to avoid spills. At certain bends, around certain obstacles, or at a sudden reduction of physical slope, the flow may slow down considerably and even spill out of the launder. For straight runs away from such bends and junctions of launders, open conduits are designed to be one-third full. When pipes are used as open launders, they are typically sized to be 50% full, but in the case of tenacious froth they may be sized to be 25% or 30% full (Figure 3).

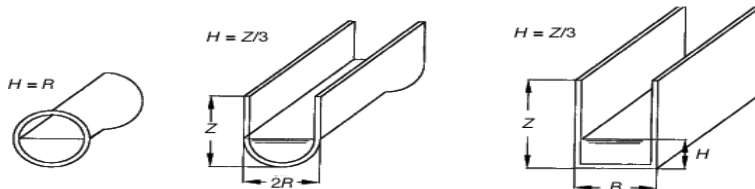


FIGURE 3 Recommended degree of fill for open channel slurry flows. . (BAHA E. ABULNAGA, PE.,2002, p. 6.8)

### 3.2 Slurry transportation in pipes

The entire pipeline system should be designed to have a pipe friction of less than 1%. Many free on-line calculators for pipe friction and other pumping parameters are available on the Internet.

Because collisions between mobile plant and the pipeline network are inevitable, having the ability to isolate a section without losing production is a necessity. The use of ring mains with multiple pathways and isolation points will allow the friction losses to be kept to a minimum. Multiple pathways enable smaller-diameter pipes to be used, thus saving money and making pipe handling, maintenance, and movement considerably easier. The location and inclusion of both drain points and air bleed-off points should be considered during the design process.

If there are a variety of pipe sizes in the system, it is obviously wise to put the biggest diameters where the highest lows occur. Any large pipe, however, wherever it is located in the main feed system (before a branch occurs); will always reduce the friction losses.

It is normal to use steel pipes with rubber-lined steel wraps for pipe jointing; this allows a slight give for ease of fitting, movement under varying pressure, and some flexibility in alignment. Some industries have experimented successfully with high-density polyethylene pipes, which can be constructed in convenient lengths for dragging around the mine (typically 100 m). These longer lengths of pipe suffer proportionately less from the friction associated with the pipe joints and short bends. (Darling, P 2011 p. 1050 f)

### 4 Slurry Pumps

There are a number of different pump types used in the pumping of slurries. Positive displacement and special effect types such as venturi eductors are used but by far the most common type of slurry pump is the centrifugal pump. The centrifugal slurry pump utilizes the centrifugal force generated by a rotating impeller to impart kinetic energy to the slurry in the

same manner as clear liquid type centrifugal pumps.

### **Components of a Slurry Pump Impellers**

The impeller is the main rotating component which normally has vanes to impart and direct the centrifugal force to the liquid. Usually, slurry pump impellers have a plain or a Francis type vane.

The plain vane has a leading edge square to the back shroud, whereas the Francis vane has a leading edge projecting into the impeller eye.

Some advantages of the Francis vane profile are the higher efficiency, improved suction performance and slightly better wear life in certain types of slurry because the incidence angle to the fluid is more effective.

The plain vane type impeller exhibits better wear life characteristics in very coarse slurry applications or where the mold design precludes the Francis type where an elastomer impeller is required.

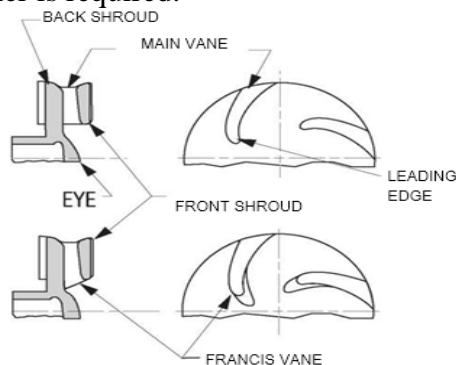


Figure 4 Impeller vane profile (WARMAN, 5-th edition, 2009 p. 1-2)

The number of impeller vanes usually varies between three and six depending on the size of the particles in the slurry.

Slurry impellers are more commonly of the closed type as illustrated (with a front shroud) but semi-open type impellers (without a front shroud) are sometimes used for special applications.

Impellers are generally closed because of higher efficiencies and are less prone to wear in the front liner region. Semi-open impellers are more common in smaller pumps, where particle blockage may be a problem, or where the shear provided by an open impeller is an aid to pumping froth. (WARMAN, 5-th edition, 2009 p. 1-2)

### **Casings**

Most slurry pump casings are "slower" than water pumps, primarily to reduce wear through lower internal velocities.

The casing shape is generally of a semi-volute or annular geometry, with large clearance at the cutwater. These differences are illustrated in figure.

Efficiencies of the more open casings are less than that of the volute type, however, they appear to offer the best compromise in wear life. (WARMAN, 5-th edition, 2009 p. 1-5)

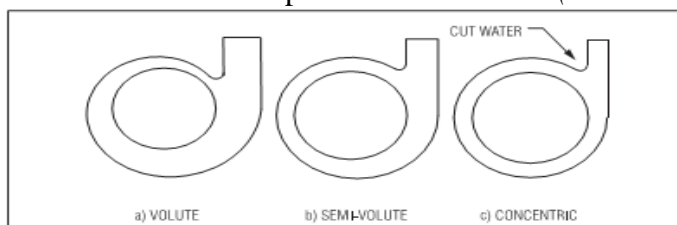


Figure 5 Pumps casings shapes (WARMAN, 5-th edition, 2009 p. 1-5)

### **Range of Applications of a Slurry Pump**

Slurry pumps are used widely throughout the beneficiation section of the mining industry where most plants use wet separation systems. These systems usually move large volumes of slurry through the process.

Slurry pumps are also widely used for the disposal of ash from fossil fuel power plants. Other areas where slurry pumps are used include the manufacture of fertilizers, land reclamation, mining by dredges, and the long distance transportation of coal and minerals.

Increased global focus on the environment and energy consumption will certainly generate much wider uses for slurry pumping in years to come. . (WARMAN, 5-th edition, 2009 p. 1-6)

### **5 Examples of slurry pipeline transportation**

A good example of the low transport costs attainable using slurry pipelines is the Savage River iron ore pipeline in Tasmania. The existence of this ore deposit has been known for over a hundred years and even though it is located only 50 miles from the coast, it was considered inaccessible. Indeed, the intervening terrain is extremely rugged, as shown in Figure 6. The use of a slurry pipeline, which started operation in 1970, enabled this ore body to be developed.

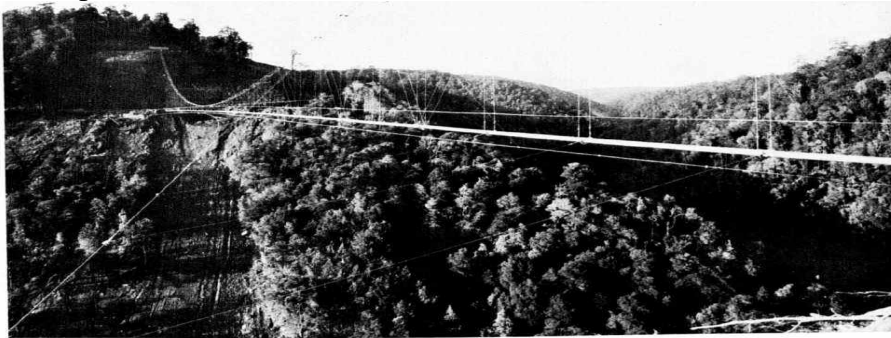


Figure 6. **Savage River Iron Ore Pipeline — Aerial Crossing** .(E.J. Wasp 1977 p. 10)

### **6 Conclusions**

It is not always a straightforward process and may involve trade-off studies based on the rheology of the slurry, the budget restrictions, the size and capabilities of the equipment, and mining plans.

This effort is only accomplished through teamwork that involves engineers and designers from different professions including an estimator, a purchasing officer, technicians in test labs, geophysicists, and even specialists for reclamation of plants and vegetation. It is a very important step to sell the concept to decision makers and financing institutions, and the expert in slurry systems should be consulted on the various options. (BAHA E. ABULNAGA, PE.,2002, p. 12.27)

### **Bibliography**

1. Baha E. Abulnaga, Pe. SLURRY SYSTEMS HANDBOOK, 2002 Darling, P 2011 p. 1050.
2. Warman \*Slurry pump Handbook – 2009\* Fifth Edition Electronic Version, 2009
3. Weir \*Slurry pumping manual\* First Edition Electronic Version, 2002.