

**МЕЖДУНАРОДНАЯ НАУЧНО-ПРАКТИЧЕСКАЯ КОНФЕРЕНЦИЯ
«УРАЛЬСКАЯ ГОРНАЯ ШКОЛА – РЕГИОНАМ»**

28-29 апреля 2014 года

**ГЕОТЕХНОЛОГИЯ. ГЕОМЕХАНИКА.
МАРКШЕЙДЕРСКОЕ ДЕЛО**

УДК 624.131

**ПОВТОРНАЯ ПРОМЫВКА ПЛАТИНОНОСНОЙ РОССЫПИ В УСЛОВИЯХ
ОАО «АС АМУР»**

Старцев В. А.

Научный руководитель Багазеев В. К., д-р техн. наук, профессор
ФГБОУ ВПО Уральский государственный горный университет

Для повторной промывки отложений россыпи, необходимо определить содержание частиц платины в хвостах промывки и распределения их на откосе гидроотвала первичной промывки песков (ГОПП).

Цель исследования – определение распределения частиц платины на откосе ГОПП.

Задачи исследования: расчет распределения хвостов промывки по крупности на откосе ГОПП; расчет распределения частиц платины на откосе ГОПП.

По результатам исследований в лабораторных условиях на кафедре РМОС была разработана методика расчета распределения частиц по крупности на откосе ГОПП, установлено, что распределение частиц отдельных фракций возле центра размещения этой фракции можно аппроксимировать нормальным распределением случайных величин, с нормированным параметром t :

$$t = \frac{3(x - 0,01R_i)}{0,01R_i}, \quad (1)$$

где x – относительное расстояние от начала гидроотвала до рассматриваемого сечения; R_i – суммарный выход (остаток) частиц породы (песков), %.

В практике обогащения и классификации зернистых материалов различной крупности и плотности используется характеристика равнопадаемости частиц. Частицы, имеющие одинаковую скорость осаждения в спокойной воде (одинаковую гидравлическую крупность), называются равнопадающими, и отношение их эквивалентных диаметров называется коэффициентом равнопадаемости. При равных условиях осаждения:

$$e_{G_k} = \frac{d_n}{d_T} = \frac{\rho_T - 1}{\rho_n - 1}, \quad (2)$$

где e_{G_k} – коэффициент равнопадаемости для частиц крупностью более 1 мм; d_n – эквивалентный диаметр более крупной и легкой частицы плотностью ρ_n (т/м³), мм; d_T – эквивалентный диаметр более мелкой тяжелой частицы плотностью ρ_T (т/м³), мм.

Зная диаметр частиц определенной плотности d_n , выносимых в слив, какого-либо классификатора, и коэффициент равнопадаемости e_{G_k} , можно рассчитать размер частиц любой плотности d_T , выносимых в слив, по формуле:

$$d_T = \frac{d_n}{e_{GK}}, \quad (3)$$

При движении потока пульпы на шлюзах П. В. Лященко введена характеристика движения с одинаковой скоростью частиц – коэффициент равносторонности – это отношение размеров зёрен различной плотности, которые начинают двигаться по дну шлюза при одинаковой скорости движения пульпы или воды. По П. В. Лященко, этот коэффициент e_V равен коэффициенту равнопадаемости e_{Gk} , умноженному на отношение коэффициентов трения тяжелого и легкого зерна о поверхность шлюза:

$$e_V = e_{Gk} \frac{f_T}{f_L}, \quad (4)$$

где f_T, f_L – коэффициент трения тяжелого и легкого зерна.

По результатам исследований в лабораторных условиях, на кафедре РМОС, была установлена зависимость расчета распределения частиц золота от крупности осевших частиц горной породы на откосе ГОПП по коэффициенту равнопадаемости:

$$d_{Au} = 0,163 \left(\frac{d_n}{e_{Gk}} \right)^{0,185}, \quad (5)$$

где d_{Au}, d_n – крупность осевших на участке частиц золота и породы, мм; e_{Gk} – коэффициент равнопадаемости.

По аналогии распределения частиц золота, мы можем вывести формулу зависимости крупности осевших частиц платины от крупности осевших частиц породы и коэффициента равнопадаемости:

$$e_{Gk} = \frac{d_n}{d_T} = \frac{\rho_T - 1}{\rho_n - 1} = \frac{19,3 - 1}{2,65 - 1} = 11,09,$$

где $\rho_T = 19,3$ – плотность платины (т/м^3), $\rho_n = 2,65$ – плотность горной породы (т/м^3).

$$d_{Pt} = 0,163 \left(\frac{d_n}{e_G} \right)^{0,185} = 0,163 \left(\frac{d_n}{11,09} \right)^{0,185} = 0,163 (0,09017 \cdot d_n)^{0,185} = 0,104 (d_n)^{0,185},$$

$$d_{Pt} = 0,104 (d_n)^{0,185}. \quad (6)$$

Таким образом, по методике расчета распределения частиц по крупности на откосе гидроотвала первичной промывки, через нормированный параметр (1), коэффициент равнопадаемости (2), а также по формуле зависимости крупности осевших частиц платины от крупности осевших частиц породы (6) определяет распределение частиц платины на откосе ГОПП.

ПОДЗЕМНАЯ ГАЗИФИКАЦИЯ УГЛЯ

Усольцев Ф.

Научный руководитель Гусманов Ф. Ф., канд. техн. наук, доцент
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Выбросы тепловых электростанций, использующих уголь, могут содержать естественные радионуклиды элементов. Эти радиоактивные элементы есть и в золе, выбрасываемой через трубы вместе с дымовыми газами. Если дымовые газы очищать от золы с эффективностью даже 98,5%, что имеет место лишь на некоторых наиболее современных ТЭС и является очень дорогостоящим процессом, то и в этом случае доза облучения, обусловленная естественными радионуклидами в выбросах тепловых электростанций, превысит аналогичную дозу, полученную населением, живущим вблизи АЭС аналогичной мощности, в 5 и даже в 40 раз.

Единственным методом, который даст возможность использовать угольные месторождения для получения тепла и электроэнергии с большей радиационной безопасностью, это реализация идеи Рамзая – Менделеева о подземной газификации углей и очистке полученных газов в подземных газогенераторах.

Преимущество подземной газификации не только в этом. В ней исключается тяжелый и очень вредный труд горнорабочих. Транспортировка, погрузка, разгрузка и дробление угля, требующие больших энергетических затрат и загрязняющие топливной пылью окружающую среду, заменяются безвредной и простой транспортировкой очищенного горючего газа в места его непосредственного использования. Подземная газификация в экологическом плане предпочтительней и открытой добычи угля в угольных разрезах, так как в ней отсутствует нарушение верхнего покрова Земли. Наконец, подземная газификация предоставляет широкие возможности для автоматизации процесса.

В России работы по подземной газификации углей начались в 30-х гг. После Второй Мировой войны ее опыт стали использовать в США, Великобритании, Франции, ФРГ, Бельгии и других странах. Способ подземной газификации углей дает возможность эксплуатировать глубокозалегающие пласты малой мощности. Например, общие запасы каменного угля в ФРГ составляют примерно 230 млрд. тонн, в то время как потенциально извлекаемые запасы методами современной горной техники составляют лишь 24 млрд. тонн. Таким образом, 90% запасов угля остаются неиспользованными. Однако процесс подземной газификации пока находится в стадии полупромышленных исследований. По расчетам в США газ подземной газификации обходился бы в 1,3-3,9 раза дешевле газа, получаемого с Аляски, и в 1,45 раза дешевле газа получаемого наземном газогенераторе.

Бесшахтный способ использования угольных залежей, отсутствие терриконов возле угольных залежей и отвалов золы возле тепловых электростанций – таков новый облик добычи и использования угля. Решение глобальных экологических проблем требует коронного изменения отношения к природе посредством создания такой технологии, которая не приводила бы к ее возмущению. Такой технологией является подземная газификация твердого топлива.

Разработка процессов газификации твердого топлива в самых разных их проявлениях: парогазового цикла, плазменной газификации топлива, подземная газификация угля дает условие для широкого использования твердого топлива.

ПОВЫШЕНИЕ НЕФТЕОТДАЧИ СКВАЖИН ПОСЛЕ ГИДРОРАЗРЫВА ПЛАСТА

Паняк С. Г.¹, Аскеров А. А.²

¹ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

²ООО «РН-Пурнефтегаз»

Вынос пластового песка, а также проппанта после гидроразрыва пласта приводит к засорению ствола скважины, износу и отказу глубинного оборудования, а также к отказу установок электроцентробежных насосов, что приводит к росту затрат на ремонт скважинного оборудования. Такое засорение призабойной зоны приводит также к изменениям проницаемости этого пространства, уменьшению продуктивности скважин, снижению темпов конечной нефтеотдачи [1, 2, 3]. Вынос песка обусловлен литологическим составом продуктивных пластов, сложенных слабосцементированными коллекторами, и зависит от комплекса факторов: прочности пород, горных напряжений, истощённости пластов, их депрессии [4].

Основным объектом нефтедобычи является пласт ПК19-20 на Барсуковском месторождении в Западной Сибири, который обеспечивает около 85 % текущей добычи нефти. С учетом того, что почти все пласты месторождения слабо сцементированы и являются основными объектами добычи, поиск решения проблем их нефтеотдачи является актуальным.

Практика показывает, что вынос песка из пласта в процессе гидроразрыва пласта приводит также к разрушению структуры пласта в призабойной зоне, обрушению вышележащих горизонтов, деформации эксплуатационных колонн, обводнению скважин верхними водами [4]. В результате проблемные скважины временно или вовсе выбывают из действующего фонда.

Для эффективной эксплуатации скважин необходима технология закрепления трещин химическими реагентами и создания в призабойной зоне гравийных фильтров.

Ограничение выноса песка из пласта в скважину осуществляется креплением пород призабойной зоны с применением различных цементирующих вяжущих веществ и наполнителей [3]. Ранее на двух скважинах Комсомольского месторождения с активным выносом песка была использована технология создания в околоскважинной зоне гравийного фильтра с креплением трещины прорезиненным проппантом RCP. Закачивали активаторы спекания MS-1, ПКК-1, что не привело к ожидаемым результатам. Наблюдался лишь временный эффект (рис. 1). На скв. 3304 и 243 не было получено качественное спекание проппанта RCP из-за того, что температура пласта недостаточна для протекания этого процесса. Ранее этот температурный фактор кинетики реакций, обеспечивающий ускорение процессов в 2–5 раз с повышением температуры на 10 градусов, не учитывался. Отсутствие положительного эффекта было обусловлено также неправильным подбором состава активатора для необходимого спекания проппанта. Перечисленные проблемы связаны с выносом песка и снижением $K_{пр}$ (коэффициент продуктивности).

На втором графике (рисунок 2) видно, что после ГРП запускной прирост (когда скважина выходит на установившийся режим работы) добычи нефти по двум скважинам составляет около 37 т в сутки, затем наблюдается падение. Почти через полгода уровень добычи в скважинах снизился до прежнего уровня.

Согласно рисунку 1, причина падения дебита нефти связана с увеличением КВЧ (кол-во взвешенных частиц). Можно сделать вывод, что эффективность борьбы с выносом песка при использовании активатора MS-1, ПКК-1 проявляется в короткий отрезок времени. Причиной этого является, как уже отмечалось выше, некачественное спекание проппанта RCP в условиях слишком низкой температуры пласта, которая в обрабатываемых скважинах составляет около 70 °С.

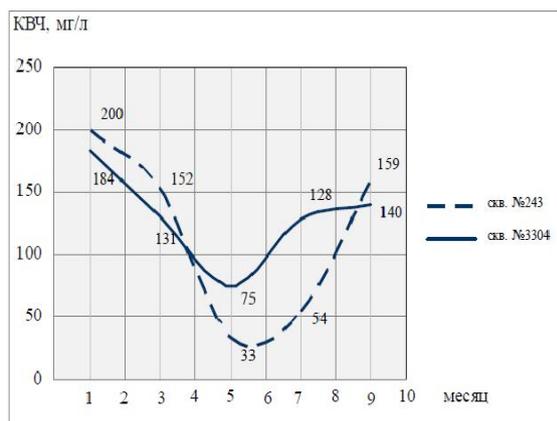


Рисунок 1 – Изменение КВЧ на скважинах с применением активатора MS-1, ППК-1

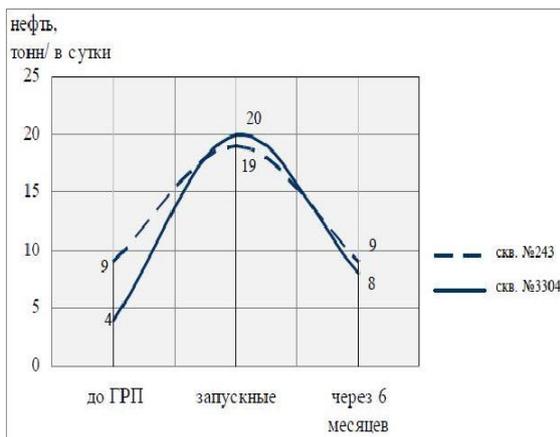


Рисунок 2 – Прирост и изменение дебита нефти с применением активатора MS-1, ППК-1

По рекомендации подрядчика, совместно с ООО Роснефть-Пурнефтегаз и ООО РН-Уфанинефть был спроектирован и внедрён активатор Fore LK-11, который может эффективно работать в условиях реальных пластовых температур. Практика показала, что новая химическая добавка (активатор Fore LK-11) обеспечивает спекания проппанта RCP в качестве расклинивающего агента даже при еще более низких температурах пласта (около 25 °С). Опыты показали, что загрузка продукта должна определяться конкретной температурой пласта, при этом оптимальное нормативное значение составляет 5–50 л/м³ жидкости для температурного диапазона от 25–50 °С. В результате проведенных на четырёх скважинах работ с внедрением нового вида активатора было получено значительное снижение выноса песка (и проппанта).

Применение активатора спекания проппанта Fore LK-11 в отличие от активаторов MS-1, ППК-1 помогло решить ряд проблем: обеспечить стабильно низкий КВЧ, прирост и стабильный дебит нефти, увеличить МРП (межремонтный период), уменьшить затраты на ремонт скважин.

Таким образом, применение активатора спекания проппанта Fore LK-11 в пластах с низкими температурами в качестве одного из методов борьбы против выноса песка позволяет повысить эффективность добычи нефти на месторождениях Западной Сибири со слабосцементированными коллекторами. Рассматриваемый активатор может широко применяться нефтегазодобывающими компаниями и в других регионах с аналогичными литологическими свойствами вмещающих пород.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Багиров М. К., Эфендиев И. Ю., Кязимов Ш. П. Новый способ борьбы с песком в нефтедобыче // Азербайджанское нефтяное хозяйство. 1995. № 5-6. С. 28-30.
2. Паняк С. Г., Аскеров А. А. Пескопроявление в скважинах после гидроразрыва // Известия высших учебных заведений. Нефть и газ. 2013. № 5. С. 35-39.
3. Эфендиев И. Ю. Зависимость эффективности крепления пород от характера формирования призабойной зоны скважин // Сб. научн. тр. Баку: АзНИПИнефть, 1978. Вып. 47. С. 56-60.
4. Экономидес М. Ю., Олни Р., Валько П. Унифицированное проектирование гидроразрыва пласта. 2003. 221 с.

ГЕОМЕХАНИЧЕСКАЯ КЛАССИФИКАЦИЯ Д. ЛОБШИРА ДЛЯ ОЦЕНКИ РЕЙТИНГА МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД

Ахмет Д. М., Боранов Е. А., Акбанбетова Д. Е., Рашид Ж. Б.
 Научный руководитель Имашев А. Ж., магистр горного дела
 Карагандинский государственный технический университет

Свойства массивов горных пород достаточно разнообразны, и для описания их характеристик возникла необходимость систематизации и сведения к общему числовому показателю [1].

Классификации массивов являются основой эмпирического подхода к проектированию различных сооружений в скальных массивах, и нашли в этой области широкое распространение. Данные системы оценки качества были с большим успехом использованы при проектировании в Австрии, Южной Африке, Соединенных Штатах, Индии и Европе.

Разработкой классификаций массивов горных пород занимались такие ученые, как Протодьяконов, Дир (RQD), Мюллер, Франклин, Терцаги, Лин, Ланди, Бартон, Бенявски (RMR), Романа (SMR), Лобшир (MRMR), Булычев и др. [2].

На сегодняшний день в мировой практике наиболее многофункциональной и практичной является рейтинговая классификация Д. Лобшира (MRMR – *Mining Rock Mass Rating*).

Рейтинговая классификация Лобшира применяется для следующих целей: составление проекта крепления, составление диаграмм зон обрушения, расчет устойчивости целиков, определение степени обрушаемости и дробимости при самообрушении, обоснование порядка ведения горных работ и т. д. [3, 4].

Рейтинг MRMR складывается из частных рейтингов (IRMR), учитывающих прочностные характеристики массива, количественные и качественные характеристики трещиноватости, которая, в свою очередь, домножается на поправочные коэффициенты, отражающие степень выветрелости пород, ориентацию трещин в массиве, параметры напряженного состояния, гидрогеологические условия и др.

Также получение рейтинга MRMR можно выразить формулой:

$$MRMR = RMR \times k . \quad (1)$$

Для вычисления рейтинга MRMR как видно на формуле 1 необходимо умножить рейтинг RMR на соответствующие коэффициенты:

- Выветривание. Коэффициент влияния выветривания;
- Коэффициент ориентации трещин. Коэффициенты, учитывающие ориентацию трещин;
- Давление, вызванное горными работами. Сжимающие напряжения повышают устойчивость массива пород и препятствуют обрушению;
- Взрывные работы. Результатом ведения взрывных работ является появление новых трещин и раскрытие уже имеющихся, что ведет к снижению прочности массива;
- Влияние подземных вод. В общем случае наличие подземных водоносных горизонтов приводит к снижению прочности массива, ослабляя трение между структурными блоками;
- Смерзаемость пород. При наличии льдистости пород в районах вечной мерзлоты массив может иметь большую устойчивость, которая обычно снижается со временем.

$$RMR = R_{RBS} + J_s + J_c , \quad (2)$$

где R_{RBS} – прочность породного блока; J_s – рейтинг по количеству трещин; J_c – рейтинг условий трещиноватости.

Составляющая рейтинга RBS в однородном массиве, без жил, даек и разрывов, вычисляется следующим образом:

$$RBS = IRS \times 0,8, \quad (3)$$

где IRS – прочность нетронутого массива (*Intact Rock Strenght*).

Если же массив сильнотрещиноватый, имеются разрывы сплошности, параметр RBS определяется по номограмме представленная на рисунке 1, учитывающей крепость пород, а также степень трещиноватости.[2] Перемножив данные показатели, по номограмме находят показатель степени снижения $IRS - FF/m$ (количество трещин на 1 м).

Таким образом, RBS определяется по формуле:

$$RBS = IRS \times 0,8 \times k, \quad (4)$$

где k – коэффициент корректировки IRS , доли ед.

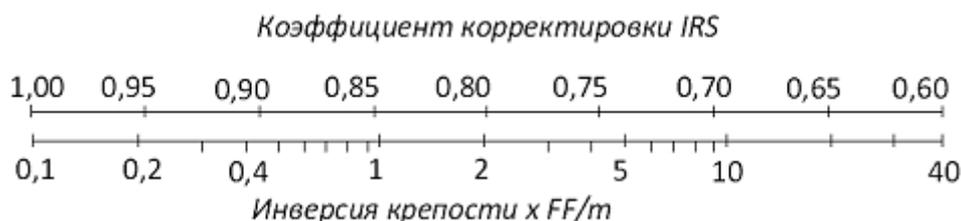


Рисунок 1 – Номограмма корректировки прочности нетронутого массива с учетом крепости руды и густоты трещин

Исходя от значения MRMR определяется рейтинг горных пород по таблице 1.

Таблица 1 – Классификация пород по методике Д. Лобшира

Класс / рейтинг MRMR	1 / 5-20	2 / 21-40	3 / 41-60	4 / 61-80	5 / 81-100
устойчивость (обрушаемость)	Очень низкая (очень высокая)	Низкая (высокая)	Средняя (средняя)	Высокая (низкая)	Очень высокая (очень низкая)

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Введение в механику скальных пород / под ред. Х. Бока. – М.: Мир, 1983. 276 с.
2. Губинский Н. О. Определение рейтинга массива горных пород по геомеханической классификации Д. Лобшира для условий алмазного месторождения // Вестник МГТУ, 2009. Т. 12. № 4. С. 694-701.
3. Jacubec J., Laubscher D.H. The MRMR rock mass rating classification system in mining practice. – Brisbane: 2000. P. 413-421.
4. Кузьмин Е. В., Узбекова А. Р. Рейтинговые классификации массивов скальных пород: предпосылки создания, развитие и область применения // ГИАБ, 2004. № 4. С. 201-202.

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ НА ГОРНОДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЯХ МАШИН ПОСЛОЙНОГО ФРЕЗЕРОВАНИЯ

Сандригайло И. Н., Балтачев С. А.
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

В настоящее время при разработке крепких пород на карьерах подготовка горной массы к выемке осуществляется с использованием буровзрывных работ.

К недостаткам БВР относятся:

- значительные затраты (до 30-60 % себестоимости 1 м³ горной массы);
- повышенная опасность работ;
- увеличение потерь и разубоживания полезного ископаемого;
- сейсмическое воздействие взрывов на расположенные вблизи карьера здания и сооружения;
- выброс в атмосферу при взрыве больших объемов пыли и газов;
- значительные простои оборудования, связанные с проведением взрывных работ.

В связи со сказанным выше в течение многих десятилетий конструкторская мысль была направлена на поиск возможностей создания горных машин, способных осуществлять выемку и погрузку горной массы без предварительного рыхления ее взрывом.

В определенных условиях выполнять эти функции могут машины послыйного фрезерования – горные комбайны. Их выпуск сегодня осуществляют фирмы «Виртген», «Крупп», «Тенова» и ряд других. Производимые этими фирмами машины имеют различные конструктивно-компоновочные схемы и осуществляют разработку месторождения по различным технологическим схемам работы.

Они могут иметь переднее или центральное расположение рабочего органа на раме, переднее расположение рабочего органа на стреле (консоли) отдельно от подающего конвейера или совместно с ним. Большое разнообразие конструкций машин позволяет подбирать оборудование для конкретных условий, конкретного месторождения.

Так при использовании машин с центральным расположением рабочего органа, затруднительна отработка запасов полезного ископаемого в торцевой части заходки. А наличие четырехгусеничной ходовой части существенно снижает маневренность машины.

Этих недостатков нет у машин с передним расположением рабочего органа и двухгусеничной ходовой частью. Кроме того при переднем расположении рабочего органа все гусеницы машины перемещаются по отфрезерованной ровной поверхности. Однако при таком конструктивном решении жесткость конструкции несколько ниже.

Особенностью большинства машин послыйного фрезерования является то, что забоем при их использовании служит не уступ, а поверхность горизонтальной или слабонаклонной площадки. При размещении рабочего органа на стреле появляется возможность отработки месторождения по более традиционной схеме - уступами.

Схемы работы машин послыйного фрезерования определяются как их конструктивными особенностями, так и горно-геологическими условиями конкретного месторождения. Разработан ряд типовых технологических схем отработки слоя для машин различных типов.

На горнодобывающих предприятиях мира сегодня работают более 200 машин послыйного фрезерования, различных производителей, различной конструкции и различных типоразмеров.

В последние годы на целом ряде горнодобывающих предприятий России и СНГ введены в работу машины послыйного фрезерования фирм «Виртген», «МАН ТАКРАФ», «Крупп». Они используются на угледобывающих предприятиях, на добыче бокситов и сырья для производства строительных материалов.

Наиболее распространены на отечественных карьерах машины послыйного фрезерования фирмы «Виртген» моделей 2200SM и 2500SM (таблица 1).

Таблица 1 – Технические характеристики машин послыоного фрезерования

Показатель	2200SM	2500SM
Ширина фрезерования, мм	2200	2500
Глубина фрезерования, мм	0-350	0-600
Диаметр барабана с рабочим инструментом, мм	1140	1400
Мощность двигателя, кВт (л. с.)	596,5 (811)	783 (1065)
Рабочая масса с полными баками, т	47,73	100,5
Вместимость топливного бака, л	1500	2400
Расчетный расход топлива при полной загрузке, л/ч	150	191,5
Возможная производительность комбайна, т/ч, по породам с прочностью на сжатие:		
– 10 МПа	750	1150
– 70 МПа	300	320

Эти машины отличаются высокой надежностью, высокой производительностью и благодаря их широкому распространению на горнодобывающих предприятиях мира сравнительно большими объемами их выпуска (по сравнению с машинами других фирм-производителей).

Кроме машин послыоного фрезерования фирмы «Виртген» в России накоплен опыт эксплуатации на угледобывающем разрезе «Талдинский» машины фирмы «Крупп» модели KSM 2000R. Эта машина работала на разрезе с 1996 года и продемонстрировала за время эксплуатации хорошие технико-экономические показатели. Техническая производительность KSM 2000R при отработке вскрышного блока представленного преимущественно алевролитами с прочностью на сжатие от 20 до 30 МПа, составляла 1800 м³ твердой горной массы в час.

На Средне-Тиманском бокситовом руднике (СТБР), ОАО «Боксит Тимана» в Республике Коми с 2008 года успешно работает на добыче бокситов Вежаю-Ворыквинского месторождения машина послыоного фрезерования фирмы «МАН ТАКРАФ» модели MTS-180.

Анализ опыта работы этой машины на добыче бокситов Вежаю-Ворыквинского месторождения показывает, что в условиях данного рудника ее применение позволяет отрабатывать участки рудных тел, разработка которых по традиционной технологии (с использованием буровзрывных работ для рыхления боксита) неэффективна из-за малой мощности рудного тела и сильной трещиноватости массива. Использование машины послыоного фрезерования позволяет снизить разубоживание бокситов до 2,5 и 5 % для байеровского и спекательного сортов соответственно и как следствие – повысить их качество, а так же уменьшить потери полезного ископаемого.

В целом обобщая опыт использования машин послыоного фрезерования на карьерах и разрезах можно отметить, что их применение позволяет:

- осуществлять без применения буровзрывных работ выемку пород и полезного ископаемого, имеющих значительную крепость;
- снизить за счет отказа от буровзрывных работ отрицательное воздействие горных работ на окружающую среду;
- снизить потери и разубоживание при добыче и, как следствие, извлечение полезного ископаемого из недр с большим содержанием полезного компонента и меньшим содержанием вредных примесей;
- получить в процессе работы куски горной массы, не требующего последующего дробления и годного для транспортировки конвейерным транспортом;
- осуществлять горные работы вблизи зданий и сооружений в связи с отсутствием сейсмического воздействия, имеющего место при проведении взрывных работ.

ОПЫТ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ БОКСИТОВ В ГВИНЕЕ

Сандригайло И. Н., Диалло Альфа Салиу
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Гвинея – государство в западной Африке, богатое полезными ископаемыми: бокситами, железной рудой, золотом, алмазами. По запасам бокситов Гвинея занимает первое место в мире (таблица 1).

Таблица 1 – Запасы и объем добычи бокситов в мире

Страна	Запасы бокситов в 2012 г, млн т	Объем добычи бокситов в 2012 г., млн т
Гвинея	7400	19,0
Австралия	6000	73,0
Бразилия	2600	34,0
Вьетнам	2100	-
Ямайка	2000	10,3
Индонезия	1000	30,0
Индия	900	20,0
Китай	830	48,0
Весь мир	28000	263,0

По объему добычи бокситов Гвинея занимает 6 место в мире, уступая Австралии, Китаю, Бразилии, Индонезии и Индии (таблица 1).

Значительные объемы бокситов в Гвинее добывают на предприятиях компании «РУСАЛ» – крупнейшего мирового производителя алюминия.

Бокситы из Гвинее поставляются на предприятия России уже много десятилетий. Еще в 1974 году на месторождении бокситов Дебеле провинции Киндия был введен в эксплуатацию рудник с производственной мощностью 3 миллиона тонн, бокситовая руда с которого поставлялась в Советский Союз.

При разработке месторождения применялась традиционная технология, предусматривающая рыхление руды и каменистой вскрыши с использованием БВР. Бурение скважин диаметром 160 мм осуществлялось станками шнекового бурения. В качестве взрывчатого вещества в сухой сезон использовалась смесь АС-ДТ, а во влажный Сигмажель. Выемка и погрузка горной массы осуществлялись 3 карьерными экскаваторами ЭКГ-5А и двухколесными погрузчиками Caterpillar 988В. Транспортирование бокситовой руды к отделению дробления осуществлялось автосамосвалами БелАЗ-548 грузоподъемностью 42 тонны.

Однако при использовании традиционной технологии было затруднительно осуществление селективной выемки и при подсчете запасов безрудные интервалы, сложенные некондиционными рудами, включались в контуры рудных тел. Из-за применения взрывных работ значительные запасы, находящиеся вблизи промышленных зданий и сооружений, пришлось оставлять в охранных целиках.

В 2000 году с целью проведения селективной выемки, обеспечивающей повышение качества полезного ископаемого, и отработки охранных целиков было предложено использовать на добычных работах карьерный комбайн Виртген 2100SM. При этом боксит грузился комбайном в автосамосвалы КраЗ-256 и транспортировался на прирельсовый склад.

Анализ опыта использования комбайна Виртген 2100SM при добыче бокситов показал, что в условиях карьеров Киндии внедрение безвзрывной тонкослоевой выемки позволяет

снизить себестоимость на 2-3 доллара. При этом за счет ввода в эксплуатацию запасов, расположенных в целиках вблизи зданий и сооружений и некондиционных при использовании традиционной технологии слоев боксита мощностью менее 2 м, расширилась сырьевая база. Ранее эти запасы относились к потерям. Использование комбайна обеспечило безвзрывную выемку с получением в забое мелкокускового материала, не требующего последующего крупного и среднего дробления.

Положительный опыт использования комбайна Виртген 2100SM на руднике Дебеле позволил сделать вывод о целесообразности ввода в эксплуатацию на нем в 2001 году нового комбайна Виртген 2200SM, имеющего улучшенные технические характеристики. Совместная работа карьерных комбайнов фирмы «Виртген» моделей 2100SM и 2200SM позволила за четыре года дополнительно добыть из запасов, законсервированных ранее в охранных целиках, около двух миллионов тонн бокситовых руд с хорошими экономическими показателями.

В 2003 году комбайн Виртген 2200SM был переведен с рудника Дебеле на карьер, разрабатывающий бокситы района Фрия, где до этого использовалась традиционная технология с взрыванием горной массы скважинными зарядами диаметром 100 и 180 мм, и погрузкой ее двумя колесными погрузчиками САТ-992 в карьерные автосамосвалы фирмы Caterpillar грузоподъемностью 65, 85 и 100 тонн. Добытый боксит транспортируется автосамосвалами до приемного бункера дробильного отделения фабрики. В связи с тем, что на этом предприятии применялись автосамосвалы грузоподъемностью 100 тонн, имеющие большую высоту и длину кузова погрузка бокситовой руды в них комбайном была затруднена. Для обеспечения нормальной работы был осуществлен переход на схему работы комбайна с боковой отсыпкой горной массы в штабель, откуда она отгружалась колесным погрузчиком САТ-992D в автосамосвалы САТ-777. При такой схеме исключаются простои, связанные с ожиданием самосвалов, что как показал опыт, позволяет примерно на 10% повысить производительность комбайна.

В 2005 году с использованием комбайна Виртген 2200SM началась разработка месторождения Баландугу, где в середине этого года был введен в работу второй такой комбайн.

Применение комбайнов на месторождении Баландугу позволило существенно снизить капиталовложения на строительство рудника за счет отказа от сооружения дробильного корпуса.

По результатам применения на добыче бокситов комбайнов «Виртген» моделей 2100SM, 2200SM было принято решение о вводе в эксплуатацию на добыче бокситов еще более мощного и производительного комбайна модели 2500SM.

К настоящему времени накоплен большой положительный опыт использования компанией «РУСАЛ» на месторождениях бокситов в Гвинее пяти карьерных комбайнов «Виртген» моделей 2100SM, 2200SM и 2500SM.

Их применение позволило:

- вовлечь в разработку значительные запасы бокситов из охранных зон около промышленных зданий и сооружений, которые при традиционной технологии консервируются или относятся к потерям;
- обеспечить снижение потерь и разубоживания и извлечение полезного ископаемого из недр с большим содержанием полезного компонента и меньшим содержанием вредных примесей;
- снизить отрицательное воздействие горных работ на окружающую среду за счет отказа от БВР;
- уменьшить площадь земельного отвода за счет отказа от строительства дробильного корпуса на месторождении Баландугу;
- обеспечить получения непосредственно в карьере куска горной массы, не требующего последующего крупного и частично среднего дробления;
- повысить безопасность горных работ;
- начинать добычные работы при минимальном подготовительном цикле.

ЭФФЕКТИВНОСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ ШАРНИРНО-СОЧЛЕНЕННЫХ АВТОСАМОСВАЛОВ В УСЛОВИЯХ ДАЛЬНЕБУЛАНАШСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ УГЛЯ

Сандригайло И. Н., Арефьев С. А., Мойсиев Х. С., Глебов И. А.
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Дальнебуланышское месторождение каменных углей вытянуто с севера на юг на 3-5 километров, при ширине от 400 до 1600 метров. Покровные отложения имеют мощность от 15 до 25 метров и представлены четвертичными и опоковыми глинами, ниже которых залегают алевролиты и аргиллиты. Промышленная угленосность включает угольные пласты, разделенные на девять угленосных зон мощностью от 10 до 30 метров и залегающие под углом 20–25 градусов. Угли каменные. Объемный вес угля-1,38 т/м³, а угольной массы – 1,6 т/м³. Среднее значение временного сопротивления сжатию угля равно 15 МПа.

Проектная глубина разреза на месторождении равна 140 м, длина по поверхности составит в конце разработки 1500 м, а ширина 600 м. Промышленные запасы угля в контурах разреза составляют 8503 тыс. м³. Объем вскрыши в контуре разреза – 35727 тыс. м³. В том числе рыхлой вскрыши 15100 тыс. м³. Средний коэффициент вскрыши 4,1 м³/м³ (2,6 м³/т). Годовая производительность разреза по углю 800 тысяч тонн, а по вскрыше – 3000 тысяч м³.

На добыче угля используется гидравлический экскаватор с рабочим оборудованием «обратная лопата» и вместимостью ковша 3,8 м³, а на вскрышных работах гидравлические экскаваторы с рабочим оборудованием «прямая лопата» и вместимостью ковша 5,7 м³. Бурение скважин производится станком D245KS. Рыхление угля осуществляется бульдозером D8R. Разрыхленный уголь перемещается бульдозером в компактный штабель и отгружается экскаватором в автосамосвалы. Породы вскрыши размещаются во внешний отвал с высотой яруса 15 метров. На отвале используется бульдозер D8R.

Важным вопросом, в значительной степени определяющим эффективность разработки месторождения является выбор модели автосамосвала, используемого при транспортировании вскрышных пород в отвалы и полезного ископаемого на склад угля. Анализ показал, что применяемым при разработке месторождения экскаваторам в наибольшей степени соответствуют машины грузоподъемностью 35-45 тонн.

Исходя из этого, для сравнения были выбраны два варианта:

– первый вариант: карьерные автосамосвалы БелАЗ-7547 Белорусского автозавода, грузоподъемностью 45 тонн.

– второй вариант: шарнирно-сочлененные автосамосвалы САТ-740 фирмы «Caterpillar», грузоподъемностью 38 тонн.

В пользу автосамосвала БелАЗ-7547 говорит то, что эта сравнительно дешевая, надежная, и производительная машина успешно используется на многих горных предприятиях России и других государств. Но в связи с тем, что горные породы на Дальнебуланышском месторождении (четвертичные и опоковые глины, а так же алевролиты и аргиллиты) имеют сравнительно небольшую крепость, для эффективной эксплуатации карьерных автосамосвалов БелАЗ-7547 требуются значительные затраты на строительство карьерных автодорог. Дорожная одежда при эксплуатации таких автосамосвалов при годовой грузонапряженности равной 8 миллионам тонн брутто должна иметь 2 –х слойную конструкцию. Необходим слой основания 15 сантиметров из щебня фракции +40 - +80 мм с расклинкой +5 - +20 мм и слой покрытия 15 см из щебня фракции +20 - +40 мм с расклинкой +5 - +20 мм. Затраты на строительство такой дорожной одежды составляют около 0,5 тысяч рублей за 1 м².

В то же время опыт работы шарнирно-сочлененных автосамосвалов на предприятиях России и мира показал, что они могут эффективно работать в условиях бездорожья. Расчеты показывают, что эксплуатация автосамосвалов повышенной проходимости модели САТ 740 в условиях Дальнебуланышского месторождения позволяет существенно снизить затраты на строительство автодорог в карьере.

Кроме того шарнирно-сочлененные автосамосвалы имеют высокую маневренность и обладают способностью преодолевать повышенные уклоны. Использование автосамосвалов САТ-740 позволяет увеличить уклон съездов до 160 промилей, против 80 промилей при использовании БелАЗ-7547. За счет увеличения уклонов длина съезда сократилась с 125 до 62,5 метров (рисунок 1) и удалось сократить расстояние транспортирования горной массы по наклонным участкам трассы.

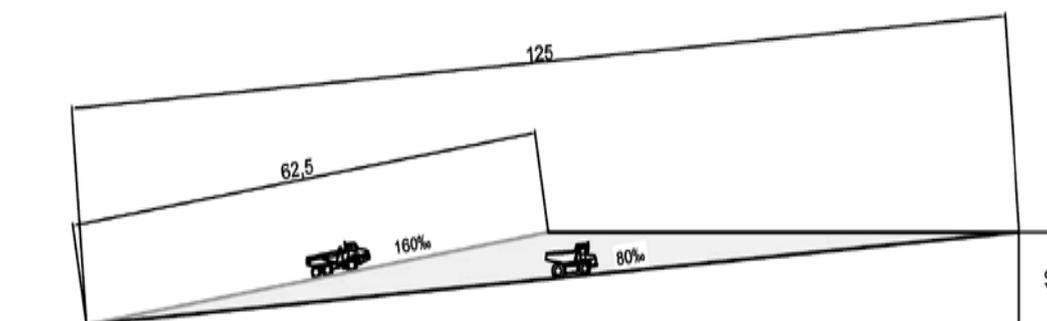


Рисунок 1 – Изменение длины съезда при увеличении уклона

Расстояние транспортирования вскрыши сократилось с 2,15 до 1,47 км, а расстояние транспортирования угля снизилось с 1,46 до 1,03 км.

За счет проходки съездов с большими уклонами появилась возможность увеличить на четыре градуса угол погашения борта и снизить объемы выемки вскрыши, удаляемой при разноразном бортовом разрезе на которых находятся основные транспортные коммуникации.

Однако существенным недостатком САТ-740 является более высокая цена, чем у карьерного самосвала БелАЗ-7547. В связи с этим для принятия окончательного решения необходимо сравнение предлагаемых вариантов в конкретных условиях Дальнебуланашского месторождения (таблица 1).

Таблица 1 – Показатели по сравниваемым вариантам

Показатели	САТ 740	БелАЗ-7547
Уклон съездов, промилей	160	80
Расстояние транспортирования, км		
– до отвала вскрышных пород;	1,47	2,15
– до склада угля	1,03	1,46
Количество автосамосвалов, шт.	7	12
Угол погашения борта разреза, градусы	28	24
Объем вскрыши, м ³	35727000	39727000

Как видно из таблицы 1, использование шарнирно-сочлененного автосамосвала САТ-740 позволяет в условиях Дальнебуланашского месторождения:

- уменьшить дальность транспортирования вскрышных пород на 32 %;
- уменьшить дальность транспортирования угля на 29 %;
- увеличить угол погашения борта разреза на 4 градуса;
- уменьшить объем вскрыши на 4 миллиона кубометров.

За счет этого, а так же за счет сокращения затрат на дорожно-строительные работы, себестоимость 1 тонны полезного ископаемого при применении автосамосвалов САТ-740 для транспортирования угля и вскрышных пород на Дальнебуланашском месторождении снижается на 12 %.

ПЕРСПЕКТИВЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ МОЩНЫХ ЭКСКАВАТОРНО-АВТОМОБИЛЬНЫХ КОМПЛЕКСОВ НА КАРЬЕРАХ РОССИИ

Сандригайло И. Н., Арефьев С. А., Петухов М. А.
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

В последнее десятилетие на многих крупных карьерах России и мира введены в работу мощные экскаваторно-автомобильные комплексы. Практически все основные производители горного и транспортного оборудования создали современные образцы оборудования большой единичной мощности: карьерные экскаваторы с вместимостью ковша 30-62 м³ и автосамосвалы грузоподъемностью 290-360 тонн. Новое мощное оборудование поступает на предприятия Австралии, Канады, США, Чили и других стран.

В ближайшие годы в России должны существенно увеличиться объемы добычи угля. Причем значительная доля прироста придется на открытый способ разработки. Добыча угля открытым способом должна вырасти с 255,1 миллионов тонн в 2012 году до 268,2 миллионов тонн в 2030 году. При этом среднегодовая производственная мощность разрезов должна увеличиться в 1,7 раза. Существенно вырастет производственная мощность действующих предприятий и будут построены новые крупные разрезы.

В цветной металлургии строится крупнейший в отрасли Михеевский ГОК с производственной мощностью по медной руде 18 миллионов тонн в Челябинской области и планируется освоение находящегося в том же регионе Томинского месторождения медно-порфириновых руд, где будет создано предприятие с производственной мощностью по руде 28 миллионов тонн в год.

В черной металлургии намечено существенное увеличение мощности действующих горнодобывающих предприятий, а так же строительство новых крупных карьеров на перспективных месторождениях - Собственно-Качканарском, Чинейском и других.

Обеспечить выполнение намеченных планов возможно лишь путем внедрения новых мощных горных машин. В то же время, парки выемочно-погрузочного оборудования основных горнодобывающих предприятий России состоят в основном из машин сравнительно небольшой мощности (таблица 1).

Таблица 1 – Распределение парка карьерных экскаваторов по вместимости ковша на основных горных предприятиях России

Вместимость ковша экскаватора, м ³	Доля в общем парке, %
5	17
8-10	63
12-15	14
18-25	3
25-35	1
35-40	1
40-57	1

Однако в последние годы на горные предприятия России стало поступать новое горное и транспортное оборудование мирового уровня: канатные карьерные экскаваторы компании «Харнишфегер» модели РН4100ХРС с вместимостью ковша 56 м³, компании «Бюсайрус» модели 495HD с вместимостью ковша 41 м³, гидравлические экскаваторы компании «Комацу» РС8000 с вместимостью ковша 38 м³, а так же автосамосвалы БелАЗ-75306 грузоподъемностью 220 тонн и автосамосвалы БелАЗ-75600 грузоподъемностью 320 тонн.

В настоящее время эта новая техника работает на крупнейших предприятиях России – разрезах «Черниговец», «Бачатский», «Галдинский», «Кедровский», «Междуреченский»,

«Сибиргинский», «Виноградовский» в Кузбассе, на разрезе «Нерюнгринский» в Якутии, на разрезах «Заречный» и «Тугнуйский» Сибирской угольной энергетической компании (ОАО «СУЭК»).

В ходе работы новые крупные экскаваторы демонстрируют высокие, а иногда и рекордные показатели.

Так, на угольном разрезе «Талдинский» ОАО «УК«Кузбассразрезуголь» 23 марта 2010 года крупнейшим карьерным экскаватором «Харнишфегер» 4100ХРС № 184 установлен рекорд сменной выработки. При плане в 21 тыс. м³ в смену в автосамосвалы БелАЗ-75306 отгружено 30 тыс. м³ горной массы.

На разрезе «Тугнуйский» компании СУЭК в мае 2013 года карьерным экскаватором «Бюсайрус» 495HD № 1 установлен рекорд месячной выработки. За месяц в автосамосвалы БелАЗ-75306 отгружено 2,011 млн м³ горной массы.

В то же время отечественной промышленностью созданы новые образцы выемочно-погрузочного оборудования большой единичной мощности. Так на Ижорском заводе (ИЗ-КАРТЭКС) закончено проектирование экскаваторов ЭКГ-18Р, ЭКГ-20К, ЭКГ-32Р, ЭКГ-35К, ЭКГ-50. Особенностью этих машин является то, что по требованию заказчика на них можно устанавливать рабочее оборудование с речным (Р) или канатным (К) напором. Экскаваторы с индексами Р и К отличаются только рабочим оборудованием (ковшом, стрелой, рукоятью), устанавливаемым в кронштейне поворотной платформы. Узлы экскаваторов унифицированы между модификациями на 80 %. Первые образцы экскаваторов ЭКГ-18Р и ЭКГ-32Р уже успешно работают на угледобывающих предприятиях Кузбасса.

На «Уралмашзаводе» так же начат выпуск нового карьерного экскаватора - ЭКГ-18 и осуществляется проектирование еще более мощной машины ЭКГ-30 с традиционным для «Уралмаша» речным напором.

Все перечисленные модели экскаваторов имеют новейшие информационные системы, позволяющие осуществлять непрерывный автоматический контроль текущих значений основных технических параметров оборудования и автоматический учет показателей работы машины. Это обеспечивает повышенную комфортность и производительность работы машиниста, позволяет исключить аварии на оборудовании с тяжелыми последствиями и повысить коэффициент использования экскаватора.

Расчеты показывают, что применение этих экскаваторов позволит снизить себестоимость экскавации на 20-40%.

Для работы в комплексе с новыми мощными экскаваторами Белорусским автозаводом разработаны автосамосвалы БелАЗ-75600 грузоподъемностью 320 тонн и БелАЗ-75601 грузоподъемностью 360 тонн, первые образцы которых уже работают на угледобывающих предприятиях Кузбасса.

Создан первый образец автосамосвала грузоподъемностью 450 тонн - БелАЗ-75710. Эта машина с электромеханической трансмиссией переменного тока фирмы Siemens, имеет два дизельных двигателя. Кузов самосвала изготовлен из высоколегированной сверхпрочной стали. На машине, имеющей 8 колес, установлены шины Michelin.

Новые автосамосвалы особо большой грузоподъемности предназначены для работы с экскаваторами, имеющими вместимость ковша 50-60 м³, способными загружать их за 3-5 циклов (по 90-120 тонн за цикл), что позволит сократить время погрузки и повысить производительность как экскаватора, так и автосамосвала и в конечном итоге повысить эффективность разработки месторождения.

Сказанное выше позволяет сделать вывод о целесообразности ускоренного внедрения новых высокопроизводительных экскаваторно-автомобильных комплексов на горнодобывающих предприятиях России.

ПРИНЦИП ОЦЕНКИ НАДЕЖНОСТИ РЕЗУЛЬТАТОВ ПЛАНИРОВАНИЯ СМЕННЫХ ОБЪЕМОВ ВЫРАБОТКИ ЭКСКАВАТОРНО-АВТОМОБИЛЬНОГО КОМПЛЕКСА КАРЬЕРА

Стенин Ю. В., Ганиев Р. С.

ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Основным показателем эффективности системы планирования на карьере является степень сходимости плановых объемов работ с фактически реализуемыми на предприятии. Вместе с тем, достоверность получаемых в процессе расчета данных о производительности горнотранспортного оборудования в современной практике управления экскаваторно-автомобильными комплексами (ЭАК) практически не учитывается, вследствие чего поставленный план по выемке и транспортированию горной массы может быть заведомо невыполнимым. Это связано с тем, что при расчете нормативной производительности экскаваторов и автосамосвалов используются средневзвешенные показатели продолжительности элементов циклов погрузки и транспортирования горной массы, взаимосвязь которых со горнотехническими условиями карьера не учтена. Таким образом, любое изменение условий работы экскаваторно-автомобильного комплекса (качества подготовки забоев и дорожной одежды, физико-механических свойств пород и т. д.) приводит к изменению продолжительности основных элементов цикла «выемка-транспортирование», вследствие чего достоверность расчетов при планировании снижается. В связи с этим высокую актуальность обретает вопрос оценки надежности результатов планирования и определения требуемого резерва материально-технических ресурсов для обеспечения стабильности показателей ЭАК во времени. К примеру, в случае систематического перевыполнения плана должны быть предусмотрены площадки для временного складирования полезного ископаемого; в случае недовыполнения – дополнительные объемы готовых к выемке запасов и соответствующий им парк выемочного оборудования и транспортных средств.

В данной статье рассмотрен принцип количественной оценки надежности результатов планирования, основанный на вероятностно-статистическом анализе и теории рисков. Преимущество данного метода заключается в возможности учёта динамически изменяющихся условий работы в карьере. Показатель риска позволяет учитывать неограниченное количество факторов, влияющих на производительность автосамосвала, использовать как уже существующие закономерности влияния элементов погрузочно-транспортного процесса на его производительность, так и получать новые, основываясь на созданной математической модели. Таким образом возможна оценка влияния горнотехнических факторов на величину риска отклонения плановой производительности от фактической и, как следствие, организация достаточного резерва производительности.

Начальным этапом для создания математической модели погрузочно-транспортного процесса является определение закономерной взаимосвязи его элементов между собой и параметрами среды, в которой он протекает. Согласно теории вероятностей величину производительности ЭАК можно представить в виде события, которое формируется путем реализации ряда других событий (длительность погрузки, количество циклов экскавации и т. д.), являющихся взаимозависимыми и обладающими вероятностью, из чего следует, что и сама производительность комплекса является событием вероятностным. Исходя из представленной схемы, вероятность выполнения плана экскаваторно-автомобильным комплексом можно представить, как произведение вероятностей соответствия параметров технологической схемы, продолжительности элементов погрузочно-транспортного цикла, а так же физико-механических характеристик развала горной массы их плановым значениям. Количественная оценка этих вероятностей и законы их распределения производится на следующем этапе по результатам обработки статистических данных и хронометражных наблюдений за работой техники в карьере. На основе обработки этих данных возможно установить закономерную взаимосвязь между показателем риска невыполнения сменного

задания элементами ЭАК (экскаваторами, автосамосвалами) и условиями их работы. Таким образом, располагая информацией о распределении оборудования по технологическим схемам и статистическими данными о работе оборудования по данным схемам, можно заранее определить риск невыполнения сменного задания и в случае превышения установленной на предприятии нормативной величины риска принимать меры для повышения производительности комплекса.

В качестве примера произведем оценку надежности результатов планирования по технологической схеме, в которой работают экскаватор ЭКГ-8И и автосамосвалы БелАЗ-7547 грузоподъемностью 45 тонн. Согласно расчету потребного парка автосамосвалов, для обеспечения заданных сменных объемов выработки (600 м^3) достаточно использование 2 автосамосвалов Белаз-7547, величина среднеквадратичного отклонения среднего размера куска по развалу от его нормативного значения (70 см) согласно статистическим данным составляет 20 см. Используя предложенные Н. Я. Репиным¹ [1] закономерности изменения величины коэффициентов наполнения ковша, разрыхления породы в ковше и длительности черпания экскаватора в зависимости от величины кусковатости горной массы в развале определим закономерность изменения величины риска невыполнения сменного задания по данному забою при различных уровнях дисперсии среднего куска по развалу. Результаты анализа представлены на графике (рисунок 1) в виде линии регрессии, описываемой уравнением $y = 0,001x^3 - 0,0804x^2 + 2,3674x + 1,8231$. При подстановке в данное уравнение значения среднеквадратичного отклонения среднего куска по рассматриваемому забою получим, что его значению соответствует 25% уровень риска невыполнения плана. Для повышения надежности результатов планирования по данной технологической схеме возможны следующие решения: 1) Повышение качества дробления горной массы; 2) Увеличения количества добычных забоев, находящихся в работе.

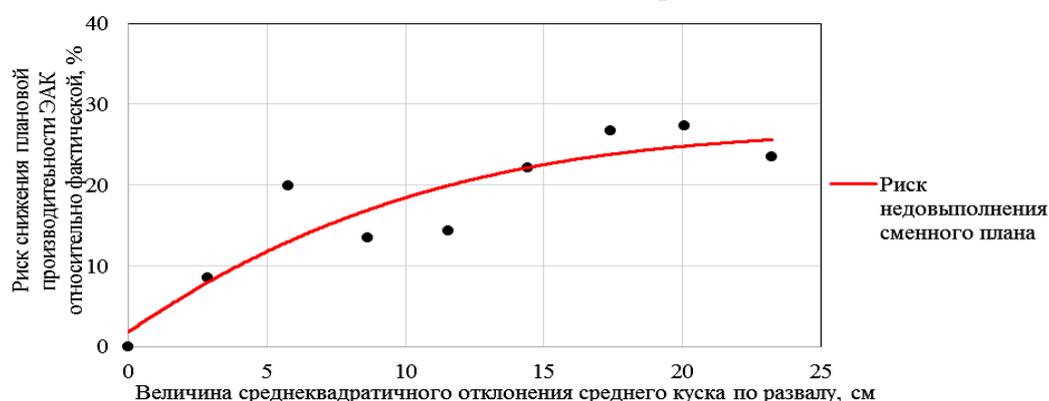


Рисунок 1 – Зависимость величины риска невыполнения сменного задания ЭАК от величины среднеквадратичного отклонения среднего куска по развалу

Таким образом, располагая информацией о диапазоне изменения параметров ЭАК можно определить величину риска отклонений его фактических показателей от плановых и на основе полученных значений разрабатывать решения по обеспечению плановой производительности комплекса (например, создания резерва производительности или улучшения горнотехнических условий эксплуатации комплекса). Осуществлять учет риска целесообразно не только на стадии составления посуточных планов, но и в процессе оперативного управления комплексом, поскольку в условиях крупных карьеров автосамосвалы редко работают по закрытому циклу, в большинстве случаев перераспределяются диспетчером между забоями в процессе смены, что приводит к смене условий работы, а следовательно, и к изменению величины риска невыполнения автосамосвалами сменного задания.

¹ Буровзрывные работы на угольных разрезах / Репин Н. Я., Богатырев В. П., Будкин В. Д. [и др.] / Под ред. Репина Н. Я. – М.: Недра, 1987. 254 с.

ЗАВИСИМОСТЬ ХАРАКТЕРИСТИК КАРЬЕРНЫХ АВТОДОРОГ ОТ ПАРАМЕТРОВ КАРЬЕРА

Стенин Ю. В., Арефьев С. А., Фадеев А. А.
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Карьерные автодороги это неотъемлемая часть карьеров с транспортированием горной массы автосамосвалами. Это элемент системы вскрытия карьера. Поэтому характеристики карьерных автодорог зависят от параметров карьера, в частности от его глубины.

Исследованиями установлено, что максимальная грузонапряжённость на участках дорожной сети карьерных автодорог в зависимости от объёмов автотранспортных перевозок составляет от 2 до 15 млн т нетто в год. Как правило, она не превышает 55-60 % от объёмов перевозок, в том числе для карьеров с комбинированным автомобильно-железнодорожным транспортом не более 30–35 %. Средняя грузонапряжённость технологических автодорог карьеров составляет 1-5 млн т нетто в год. При этом суммарная грузонапряжённость за срок службы участков дороги с четкой закономерностью изменяется по глубине карьера: максимальная на верхних горизонтах и минимальная – на нижних горизонтах (рисунок 1).

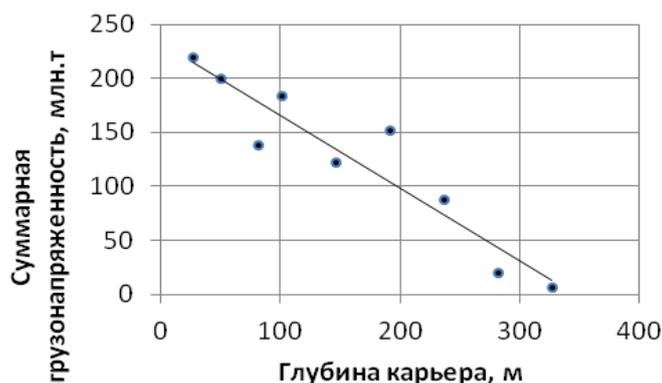


Рисунок 1 – Суммарная грузонапряжённость участка автодороги за срок его службы в зависимости от глубины его расположения в карьере

Срок службы технологических автодорог колеблется от нескольких месяцев до 5-10 лет и более. При этом максимальный срок службы технологических автодорог определяется размерами карьера, схемой его вскрытия и развития горных работ, которые находятся во взаимосвязи, в том числе, и с объемами автотранспортных работ.

Закономерность изменений срока службы отдельных участков дороги от глубины их расположения в карьере приведена на рисунке 2.

Одними из основных параметров автодорог является ширина проезжей части и мощность дорожных одежд. Оба параметра прежде всего зависят от размеров и грузоподъёмности автосамосвалов, следовательно, от производительности системы «рудник».

Так, связь между шириной проезжей части и грузоподъёмностью карьерного автосамосвала описывается регрессионной зависимостью¹:

¹ Ильбульдин Д. Х. Рациональные параметры автотранспортных берм карьеров / Известия высших учебных заведений. Горный журнал. 2010. № 4.

$$Ш_{п.ч} = (4,75 \div 5) G_T^{0,35},$$

где $Ш_{п.ч}$ – ширина проезжей части автодороги, м; G_T – грузоподъемность автосамосвала, т.

Грузоподъемность автосамосвала определяет так же мощностью (толщиной) дорожной одежды, от которой зависит величина горизонтального проложения откоса насыпи дорожной одежды и транспортной полосы в целом.

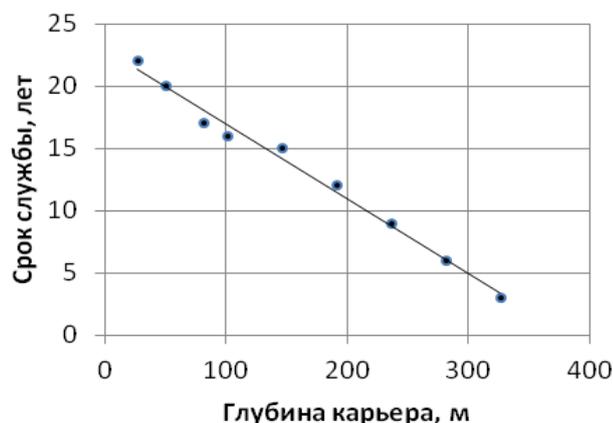


Рисунок 2 – Срок службы участка автодороги от глубины его расположения в карьере

В то же время, ширина проезжей части определяет ширину транспортных берм карьера ширину рабочих площадок, от которых зависят углы откоса нерабочих и рабочих бортов карьера.

Максимальные и минимальные значения размеров транспортных берм соответственно в верхней и глубинной зоне для автосамосвалов БелАЗ-75137, рассчитанные для карьеров во втором ливневом районе, разрабатывающих скальные и полускальные породы уступами высотой 15 м, приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Расчетные размеры автотранспортных берм карьеров «Верхне-Мунского месторождения» в верхней и глубинной зоне для автосамосвалов БелАЗ-75137

Модель автосамосвала	Ширина транспортной бермы, м			
	максимальная		минимальная	
На временных уступах				
БелАЗ-75137 (136т)	с 1-й обочиной	с 2-мя обочинами	с 1-й обочиной	с 2-мя обочинами
	35,2	36,7	28,0	29,5
На постоянных уступах				
БелАЗ-75137 (136т)	с 1-й обочиной	с 2-мя обочинами	с 1-й обочиной	с 2-мя обочинами
	32,0	33,5	31	32,5

Назначение конкретных параметров автотранспортных берм в конкретных условиях карьера требует решения оптимизационной задачи по затратам на транспортирование горной массы и на формирование борта карьера, обеспечивающего безопасное и производительное перемещение горной массы из карьера.

УПЛОТНЕНИЕ КАРЬЕРНЫХ АВТОДОРОГ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИМИ АВТОСАМОСВАЛАМИ

Стенин Ю. В., Арефьев С. А., Самихов Д. М.
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Уплотнение является основным элементом технологии сооружения дорожных одежд. Именно процесс уплотнения обеспечивает прочность и работоспособность конструкции автомобильной дороги на весь срок ее эксплуатации. Однако при строительстве технологических автодорог на отечественных карьерах эта операция практически исключается. Неуплотненная дорожная одежда быстро теряет свои прочностные свойства, деформируется с образованием неровностей и колеиности, требует частой подсыпки щебня для выравнивания рабочей поверхности, значительных затрат на содержание автодорог.

Среди горных инженеров существует мнение о достаточности уплотнения автодорог в процессе движения по ним технологических автосамосвалов. Расчеты показывают, что воздействие большегрузных машин на дорожную одежду идентично пневматическим каткам и глубина воздействия может достигать 0,7-1,2 м [1]. Но для действенного и качественного уплотнения необходимо соблюдать определенный режим движения автомобилей по уплотняемому участку, режим изменения загрузки автосамосвалов и равномерное распределение движения автосамосвалов по ширине проезжей части автодороги.

Предлагаемая технология уплотнения дорожной одежды автосамосвалами заключается в тщательном соблюдении режима уплотнения путем регулирования проходов машин по ширине автодороги, скорости и загрузки автомобилей и состоит из трех стадий:

- подкатка на малой скорости и с минимальной нагрузкой (уплотнение поверхностного слоя и придание ему требуемой плотности);
- укатка или непосредственное уплотнение слоя дорожной одежды на глубину. Так как глубина проработки зависит от величины нагрузки и времени ее приложения, скорость движения автосамосвала по участку и его загрузка должны повышаться постепенно;
- расклиновка или окончательное уплотнение производится на минимальной скорости с максимальной загрузкой. При этом происходит завершение формирования окончательной структуры материалов дорожной одежды и поверхности придается максимальная ровность и прочность (при уплотнении верхнего слоя).

Количество проходов по одному следу и максимальная толщина уплотняемого слоя определяются расчетом в зависимости от свойств грунтов и материалов дорожной одежды, массы уплотняющей машины, давления воздуха в шинах, влажности материалов и грунтов [2]. С целью достижения максимальной плотности материалов дорожной одежды и толщины уплотняемого слоя укатывать участок уплотнения должны автосамосвалы максимальной грузоподъемности. Перекрытие предыдущего прохода машины последующим проходом производится на ширину одного заднего наружного колеса.

В процессе реализации технологии выполняется разметка строящегося участка для регулирования движения автосамосвалов по ширине дороги. Управление загрузкой, направлением, скоростью движения автомобилей и количеством их проходов по одному следу осуществляется в соответствии с разработанными требованиями к технологии уплотнения.

Разработаны две схемы уплотнения технологическими автосамосвалами: движение автосамосвалов по участку без исключения их из процесса транспортирования горной массы и движение специально выделенных автосамосвалов с отрывом от транспортирования горной массы на время работ по уплотнению. Для каждой схемы определены режимы перемещения автосамосвалов по участку и предложены системы регулирующих дорожных знаков.

Таблица 1 – Результаты экспериментальных исследований прочности дорожных одежд опытного и контрольного участка автодороги на карьере ОАО «Ураласбест»

Наименование показателей прочности	Значение показателей					
	на опытном участке автодороги			на контрольном участке автодороги		
	минимальное	максимальное	среднее	минимальное	максимальное	среднее
Упругая деформация, мм	1,7	2,4	2,05	1,5	4,5	3,0
Модуль упругости (E_y), МПа	391,8	277,6	334,7	444,1	148,0	296,1
Коэффициент надежности	1,28			0,44		
Коэффициент вариации модуля упругости	0,11			0,39		

Результаты испытаний опытного участка автодороги, уплотненного по предлагаемой технологии, и контрольного, построенного по традиционной для карьеров технологии (см.табл. 1) показывают, что опытный участок обладает более равномерной прочностью (коэффициент вариации модуля упругости в 3 раза меньше) и более высокой надежностью. Это обеспечивает улучшение транспортно-эксплуатационных показателей дороги и снижение затрат на ее содержание и ремонт. Так, по сравнению с контрольным участком расход щебня на содержание и ремонт опытного участка дороги снизился за год на $1\ 100\ м^3$ в расчете на 100 м длины дороги.

Таким образом, процесс уплотнения является ключевым в строительстве и содержании карьерных автодорог и наиболее рационально для его реализации использовать машины на пневмоколесах, в качестве уплотняющей машины, кроме пневмокатков, возможно использовать карьерные автосамосвалы грузоподъемностью 55 т и выше при соблюдении технологии уплотнения и соответствующем технико-экономическом обосновании

Уплотнение технологическими автосамосвалами следует выполнять путем регулирования их загрузки и скорости движения по уплотняемой захватке от 2-5 до 20 км/ч, а также равномерного распределения их движения по ширине захватки.

Как показывают исследования, в этом случае глубина активной зоны уплотнения составит 80-140 см против 40-45 см при уплотнении существующими пневмокатками. При этом суммарная ширина, уплотняемой за один проход автосамосвала, полосы составит 4,4 м, а количество проходов по одному следу должно составлять 6-12 в зависимости от толщины уплотняемого слоя и режима загрузки автосамосвала.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК.

1. Стенин Ю. В., Могилат В. Л. Особенности технологии уплотнения карьерных автодорог // Проблемы карьерного транспорта: Материалы международной научно-технической конференции. 3-4 декабря 2002 г. – Екатеринбург: ИГД УрОРАН. С. 60-64.
2. Машины для уплотнения грунтов и дорожно-строительных материалов / под ред. С. А. Варганова, Г. С. Андреева. – М.: Машиностроение, 1981. 240 с.

К ОЦЕНКЕ ГОРНОТЕХНИЧЕСКИХ И ДОРОЖНЫХ УСЛОВИЙ ЭКСПЛУАТАЦИИ КАРЬЕРНОГО АВТОТРАНСПОРТА

Лель Ю. И., Арефьев С. А., Сандригайло И. Н., Шлохин Д. А.
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Повышение эффективности работы карьерного автотранспорта неразрывно связано с учётом влияния сложности горнотехнических и дорожных условий эксплуатации, в частности, высоты подъёма и глубины спуска горной массы, на результирующие показатели (производительность, расход дизельного топлива, себестоимость транспортирования и т. п.). При этом фактическую длину трассы принято приводить к условному горизонтальному расстоянию транспортирования.

Приведенное расстояние транспортирования ($L_{пр}$) определится из выражений:

$$L_{пр} = L_T + H_n \mathcal{E}_n + H_c \mathcal{E}_c \text{ или } L_{пр} = L + H_n \mathcal{E}'_n + H_c \mathcal{E}'_c, \quad (1)$$

где L – общая длина трассы, м; L_T – протяженность горизонтальных участков трассы, м; H_n, H_c – высота подъема (глубина спуска) горной массы, м; $\mathcal{E}_n, \mathcal{E}_c$ – горизонтальные эквиваленты вертикального перемещения (подъема и спуска) горной массы, м/м. Горизонтальные эквиваленты показывают, какое расстояние транспортирования по горизонтальной карьерной автодороге эквивалентно подъему (спуску) горной массы по наклонному участку на высоту (глубину) 1 м; $\mathcal{E}'_n, \mathcal{E}'_c$ – коэффициенты приведения, характеризующие приращение (сокращение) расстояния транспортирования по горизонтальной автодороге относительно фактического расстояния откатки при подъеме (спуске) горной массы на 1 м, м/м.

$$\mathcal{E}'_n = \mathcal{E}_n \cdot i_n^{-1}, \quad \mathcal{E}'_c = \mathcal{E}_c \cdot i_c^{-1}, \quad (2)$$

где i_n, i_c – уклон подъема (спуска) горной массы, доли ед.

На основе экспериментально-аналитических исследований, выполненных кафедрой РМОС ФГБОУ ВПО «УГГУ» на карьерах ОАО «Ураласбест», ОАО АК «АЛРОСА» и других горнодобывающих предприятий, разработана методика расчета горизонтальных эквивалентов и коэффициентов приведения по энергетическому критерию (расходу дизтоплива) и времени движения (производительности) автосамосвалов.

Горизонтальные эквиваленты определялись из выражений:

– по расходу дизельного топлива

$$\mathcal{E}_n = P_n / P_T; \quad \mathcal{E}_c = P_c / P_T; \quad (3)$$

– по времени движения (производительности)

$$\mathcal{E}_n = T_n / T_T; \quad \mathcal{E}_c = T_c / T_T, \quad (4)$$

где P_n, P_c – удельный расход дизельного топлива в грузовом и порожняковом направлениях при подъеме (спуске) горной массы на 1 м, г/(т·м); P_T – удельный расход дизельного топлива в грузовом и порожняковом направлениях при движении автосамосвалов по горизонтальной автодороге, г/(т·м); T_n, T_c – время движения автосамосвала по уклону в грузовом и порожняковом направлениях при подъеме (спуске) горной массы на 1 м, с; T_T – время движения автосамосвала в грузовом и порожняковом направлениях при перемещении горной массы по горизонтальной автодороге на расстояние 1 м, с.

Полученные экспериментально-аналитические выражения для расчета горизонтальных эквивалентов вертикального перемещения горной массы представлены в таблице 1. В выражениях: k_T – коэффициент тары автосамосвалов; k_r – коэффициент использования грузоподъемности; ω_0 – коэффициент сопротивления качению груженых автосамосвалов, доли ед.; k_1 – коэффициент, учитывающий расход топлива при движении порожних автосамосвалов на спуск в тормозном режиме ($k_1 \approx 1,05 \div 1,07$); k_2 – коэффициент, учитывающий увеличение удельного расхода дизтоплива при номинальной нагрузке двигателя при движении порожних автосамосвалов по горизонтальной автодороге ($k_2 \approx 1,1$); k_3 – коэффициент, учитывающий увеличение ω_0 при движении порожних автосамосвалов ($k_3 \approx 1,15 \div 1,2$); k_4 – коэффициент,

учитывающий расход топлива при движении груженых автосамосвалов на спуск в тормозном режиме ($k_4 \approx 1,2 \div 1,3$); $N_{уд}$ – удельная мощность автосамосвала, кВт/т; η_a – коэффициент полезного действия трансмиссии автосамосвала; k_{Ni} – коэффициент использования мощности двигателя автосамосвала при движении по уклону i_{Π} , доли ед.; $k_{NГ}$, $k_{N\Pi}$ – коэффициенты использования мощности двигателя груженых и порожних автосамосвалов при движении по горизонтальной автодороге, доля ед.; $v_{Гi}$, $v_{\Pi i}$ – скорости груженых и порожних автосамосвалов при движении и на спуск в тормозном режиме, км/ч.

Таблица 1 – Экспериментально-аналитические выражения для расчета горизонтальных эквивалентов вертикального перемещения горной массы

Технологическая схема движения	Горизонтальные эквиваленты вертикального перемещения горной массы, м/м	
	по расходу дизтоплива	по времени движения автосамосвалов
Подъем горной массы	$\mathcal{E}_{\Pi} = \frac{k_1(k_T + k_{Г})(\omega_0 + i_{\Pi})}{i_{\Pi}\omega_0[k_T(1 + k_2k_3) + k_{Г}]}$	$\mathcal{E}_{\Pi} = \frac{k_{Ni}^{-1}(\omega_0 + i_{\Pi}) + 0,367N_{уд}\eta_a v_{\Pi i}^{-1}}{i_{\Pi}\omega_0[k_{Ni}^{-1}k_3(1 + k_{Г}k_T) + k_{NГ}^{-1}]}$
Спуск горной массы	$\mathcal{E}_{c} = \frac{k_2k_3k_4(\omega_0 + i_c)}{i_c\omega_0[k_T(1 + k_2k_3) + k_{Г}]}$	$\mathcal{E}_{c} = \frac{(1 + k_Tk_{Г})(\omega_0 + i_c)k_{Ni}^{-1} + 0,367N_{уд}\eta_a v_{Г i}^{-1}}{i_c\omega_0[k_{N\Pi}^{-1}k_3(1 + k_{Г}k_T) + k_{NГ}^{-1}]}$

Расчетные значения эквивалентов вертикального перемещения горной массы и коэффициентов приведения для автосамосвалов грузоподъемностью 30-120 т, эксплуатирующихся в условиях карьеров ОАО «Ураласбест», приведены в таблице 2.

Таблица 2 – Значения горизонтальных эквивалентов вертикального перемещения горной массы и коэффициентов приведения в условиях карьеров ОАО «Ураласбест» ($\omega_0 = 0,020$; i_{Π} , $i_c = 0,08$)

Горизонтальные эквиваленты и коэффициенты приведения		Модель автосамосвала		
		БелАЗ-7540В ($G=30$ т, $k_T=0,72$, $k_{Г}=1,0$)	БелАЗ-7555В ($G=55$ т, $k_T=0,73$, $k_{Г}=0,93$)	БелАЗ-75125М, БелАЗ-7512 ($G=120$ т, $k_T=0,75$, $k_{Г}=0,71$)
Подъем горной массы	\mathcal{E}_{Π} , м/м	<u>42,9</u> 25,4	<u>42,2</u> 25,9	<u>39,8</u> 23,6
	\mathcal{E}'_{Π} , м/м	<u>30,4</u> 12,9	<u>29,7</u> 13,4	<u>27,3</u> 11,1
Спуск горной массы	\mathcal{E}_c , м/м	<u>26,0</u> 17,8	<u>26,8</u> 19,1	<u>29,6</u> 18,4
	\mathcal{E}'_c , м/м	<u>13,5</u> 5,3	<u>14,3</u> 6,6	<u>17,1</u> 5,9

Примечание: в числителе – по расходу дизельного топлива;
в знаменателе – по времени движения (производительности) автосамосвалов

Разработанная методика имеет достаточно широкую область практического применения при планировании и нормировании производительности и расхода дизельного топлива карьерных автосамосвалов, обосновании парка машин, режима горных работ, выборе оптимальных трасс и т. п.

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНО-СТАТИСТИЧЕСКИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ ПОСТУПЛЕНИЯ И ОБСЛУЖИВАНИЯ АВТОСАМОСВАЛОВ НА ПЕРЕГРУЗОЧНЫХ ПУНКТАХ

Лель Ю. И., Мусихина О. В., Ибатуллин А. Г., Арефьев С. А.
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Производительность сборочного автотранспорта в значительной степени обусловлена организацией обслуживания в пунктах приема горной массы. В целях количественной оценки продолжительности обслуживания на перегрузочных пунктах были проведены хронометражные наблюдения на Сарбайском, Ингулецком и Первомайском карьерах и карьерах ОАО «Ураласбест». При этом фиксировалась интенсивность поступающего на обслуживание автомобильного потока, продолжительность ожидания, маневровых операций и разгрузки.

Установлено:

1. При поступлении на склад горной массы от одного экскаватора распределение интервалов прибытия автосамосвалов может быть аппроксимировано законом Эрланга с параметрами, зависящими от дальности транспортирования и равномерности обслуживания в пункте приема горной массы.

2. При изменении количества обслуживающих экскаваторов (N°) от 2 до 4-5 распределение интервалов прибытия автосамосвалов может быть аппроксимировано функцией гамма-распределения с параметрами, зависящими от вариации расстояний транспортирования, характеристик трасс движения и средней интенсивности поступления автосамосвалов.

3. При $N^{\circ} \geq 5$ распределение интервалов прибытия автосамосвалов адекватно описывается экспоненциальным законом распределения, а интенсивность поступления - законом Пуассона. В этом случае с некоторыми допущениями поток автосамосвалов можно считать простейшим. Он обладает свойством ординарности, а в установившийся период, занимающий 70-80% продолжительности смены, также свойствами стационарности и отсутствия последствия.

Для экскаваторных перегрузочных пунктов при автомобильно-железнодорожном транспорте характерны первые два случая, для автомобильно-конвейерного – второй и третий. Причем, второй случай чаще наблюдается при мобильных комплексах ЦПТ, а третий – при стационарных.

Выполненные исследования и проверка статистических данных по критерию χ^2 подтверждают правомерность принятия гипотезы о пуассоновском распределении интенсивности поступления автосамосвалов на стационарные перегрузочные пункты Ингулецкого карьера (таблица 1).

Таблица 1 – Статистические характеристики интенсивности поступления автосамосвалов БелАЗ-7523 (42 т) в пункты приема горной массы (Ингулецкий карьер)

Пункт приема горной массы	Статистические характеристики распределения Пуассона				Критерий χ^2	
	\bar{X} , 1/мин	σ , 1/мин	k_v , %	λ , 1/мин	χ_p^2	χ_r^2
Внутрикарьерный перегрузочный пункт (ККД-1500/180, гор. –60 м)	1,210	1,196	98,84	1,203	8,9	9,5
Перегрузочный пункт на поверхности (ККД-500/180, отм. +76 м)	0,678	0,672	99,12	0,675	3,2	9,5
Отвал пустых пород (отм. +88 м)	0,721	0,699	99,95	0,705	6,7	7,8

$$m_{k(t)} = \frac{(\lambda t)^k}{k!} e^{-\lambda t} \quad (k = 0, 1, 2 \dots), \quad (1)$$

где $P_{k(t)}$ – вероятность того, что в промежуток времени продолжительностью t на перегрузочный пункт поступит k автосамосвалов; λ – интенсивность потока автосамосвалов, 1/мин.

Полное время обслуживания автосамосвалов на внутрикарьерном перегрузочном пункте ($t_{об}$) описывается логарифмически нормальным законом распределения с параметрами: $\bar{x} = 92,1$ с, $\sigma = 17,3$ с, $k_v = 18,6$ % (таблица 2).

Таблица 2 – Статистические характеристики продолжительности обслуживания автосамосвалов БелАЗ-7523 в пунктах приема горной массы

Пункт приема горной массы	Закон распределения	Статистические характеристики			
		\bar{x} , с	σ , с	k_v , %	$x_{мо}$, с
Перегрузочный пункт на поверхности (КЖД-1500/180, отм. +76 м)	Логарифмически нормальный	92,13	17,18	18,56	78,50
Отвал пустых пород (отм. +88 м)	Бета-распределение	140,96	24,50	17,38	138,67
В том числе:					
рыхлая вскрыша ($\gamma = 1,92$ т/м ³)	Бета-распределение	143,23	23,43	16,36	125,88
скальные породы ($\gamma = 2,95$ т/м ³)	Нормальный	135,03	22,39	16,58	135,00

Вид закона распределения времени обслуживания играет важную роль при математическом описании транспортного процесса и расчете показателей обслуживания. В большинстве исследований, посвященных организации работы автосамосвалов в пунктах приема горной массы, рассматриваются пуассоновские системы массового обслуживания. В этом случае $t_{об}$ аппроксимируется показательным законом, а λ – законом Пуассона. Результаты проведенных исследований доказывают несостоятельность допущений о показательном законе распределения $t_{об}$. Наиболее адекватной является аппроксимация нормальным, логарифмически нормальным, законом Эрланга, а также бета-распределением. При этом вариация на стационарных и полустационарных перегрузочных пунктах, оборудованных дробилками, составляет 15-25 %, а на временных экскаваторных – 25–40 %. Как известно, вариация при описании показательным законом равна 100%. Поэтому при определении основных параметров реальной системы обслуживания на основе марковских моделей необходимо вводить поправочный коэффициент

$$k_{п} = 0,5(1 + k_v^2), \quad (2)$$

где k_v – коэффициент вариации времени обслуживания автосамосвалов на перегрузочном пункте.

При определении времени ожидания и простоев автосамосвалов на перегрузочных пунктах без учета $k_{п}$ допускается ошибка, рассчитываемая по формуле

$$\bar{\varepsilon} = \frac{(1 - k_v)^2}{2} \cdot 100\%. \quad (3)$$

В рассмотренных случаях $\bar{\varepsilon} = 46 \div 48$ %.

Статистические характеристики обслуживания автосамосвалов на перегрузочном пунктах и показатели надежности являются исходным материалом для расчетов взаимодействия сборочного и выдачного звеньев комбинированных транспортных систем глубоких карьеров.

ОСОБЕННОСТИ ОТРАБОТКИ МАЛОМОЩНЫХ ЗАЛЕЖЕЙ ВАЛУНЧАТЫХ ХРОМОВЫХ РУД В РАЙОНЕ ПОС. САРАНЫ ПЕРМСКОГО КРАЯ

Скорик Ю. А.¹, Мартынов Н. В.²

¹ ЗАО «Проекты и Технологии – Уральский Регион»,

² ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

В районе пос. Сараны Пермского края известны элювиально-делювиальные россыпи валунчатых хромовых руд, которые разрабатываются с начала прошлого века. Образование россыпей произошло за счет денудации коренных магматических источников (Главного Сарановского и Южно-Сарановского месторождений, а также небольших рудопроявлений). Природные условия Сарановских россыпей достаточно просты и благоприятны для отработки их запасов открытым способом.

Продуктивный слой представлен вязким коричневым суглинком (60-90 % масс.), содержащим полуокатанные, окатанные и хорошо окатанные (по [1]) валуны хромитов, серпентинитов, габбро-долеритов, дресву и щебень слюдисто-кварцевых сланцев (10-40 % масс.). Размеры рудных обломков – 1-40 см; иногда достигают 80 см. Руды, преимущественно, густовкрапленные.

Россыпи расположены на склонах возвышенностей, имеют в разрезе пластообразную форму, вытянутую в плане вниз по склону, длину в пределах нескольких сотен – первой тысячи метров, ширину первые сотни метров, мощность продуктивного слоя от десятых долей до первых метров (средняя по разным россыпям 1,0–1,3 м) и мощность перекрывающих «торфов» 0,3-0,9 м [2].

Хромитоносные отложения залегают на глинисто-щебенистых продуктах выветривания слюдисто-кварцевых сланцев, реже серпентинитов, габбро.

Согласно геологоразведочным работам 2010-2011 гг. характерной особенностью всех россыпей является существенная неоднородность качества продуктивного слоя, хаотичность выхода хромового валуна в пробах. Структура продуктивных отложений объясняется древними погребенными логами, в которых наблюдается наибольший выход хромового валуна. Границы высокопродуктивных участков достаточно резкие. В большинстве случаев внешний контур интерпретируется между высокопродуктивными (с выходом рудного валуна более 100 кг/м³) и безрудными выработками. Переходная зона (выход валуна 10-100 кг/м³) вскрыта единичными выработками. В приконтурной зоне (в плане) непрерывный контур оруденения сохраняется при выходе рудного валуна из краевой выработки 30 кг/м³ и более. При меньшем выходе сплошность оруденения нарушается. При анализе данных полученных при ГРП удалось проследить некую закономерность распределения «качества» продуктивного слоя. Участки россыпи, имеющие приблизительно равную продуктивность распределяются по россыпи вдоль её простираения (см. рисунок 1).

Для получения из продуктивного слоя хромового концентрата, добытая горная масса проходит две стадии обогащения:

- промывка горной массы в скруббер-бутаре;
- гравитационное обогащение в тяжелых суспензиях.

Промывка пород в скруббер-бутаре позволяет отделить скальную составляющую от глинистой. Гравитационное обогащение в тяжелых суспензиях позволяет выделить хромовый валун из скальной составляющей.

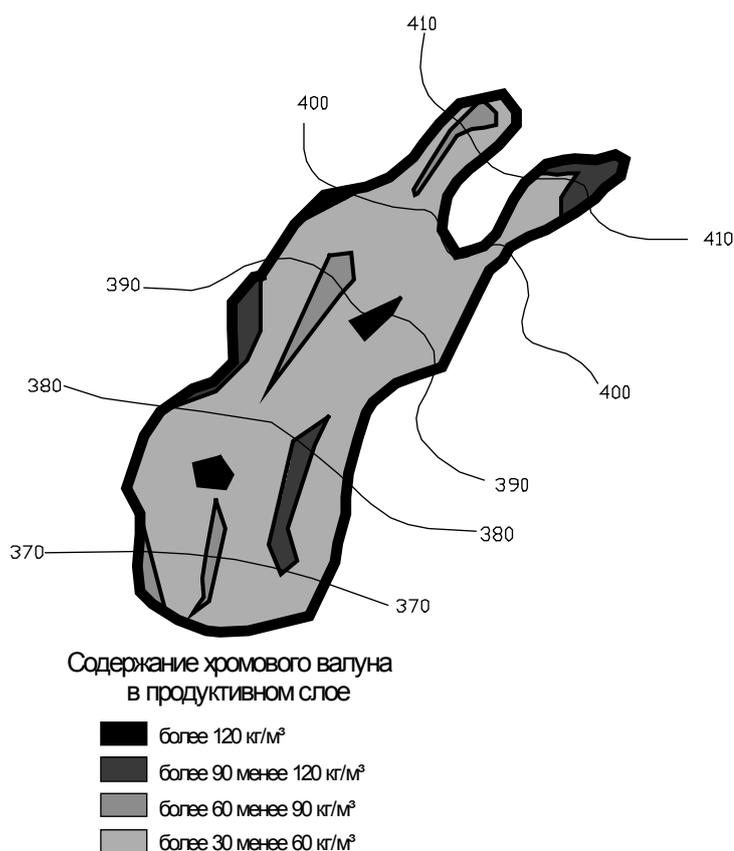


Рисунок 1 – Участки россыпи с различной продуктивностью

Промывка пород в скруббер-бутаре процесс сезонный и ресурсоемкий. Потребление воды при промывке может превышать 4 м³ на 1 м³ промываемой породы. Для более качественной и равномерной промывки необходимо подавать с прибутарного склада промывочный материал усредненного «качества». При решении данной задачи возник ряд вопросов: 1) как обеспечить равномерную продуктивность во всем объеме склада; 2) не прибегнув при этом к дополнительным затратам.

Среднюю продуктивность в объеме одного автосамосвала обеспечить невозможно, но в объеме смены этого можно добиться путем добычи разнопродуктивных участков в течении смены. Для этого экскаваторные заходки предлагается расположить вкрест пространства россыпи. Подвигание забоя происходит вкрест простирания, что обеспечивает отработку разнопродуктивных участков в течение смены. Направление подвигания фронта работ происходит вдоль простирания от нижней части к верхней, а, учитывая гидрогеологические и топографические условия, предложенная схема работы является более рациональной.

В течение смены на прибутарный склад руда попадает из разнопродуктивных участков и в процессе переэкскавации для подачи на скруббер-бутару дополнительно перемешивается.

Для обеспечения равномерности промывки на период отработки всех россыпей, предлагается в течение года производить добычу с разных россыпей в объеме необходимом для сохранения постоянной продуктивности склада.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Петтиджон Ф. Дж. Осадочные породы. – М.: Недра, 1981. 751 с.
2. Отчет о результатах геологоразведочных работ, проведенных на Главном Сарановском месторождении хромитов и россыпях валунчатых хромитов за 1967-1976 гг. / А. А. Бронников [и др.]. – Сараны, 1977. 125 с.

ВЕРОЯТНОСТНАЯ ОЦЕНКА БУРИМОСТИ ГОРНЫХ ПОРОД НА ОСНОВЕ СТАТИСТИЧЕСКОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ ПРОЦЕССА

Карасёв К. А., Ноженко Р. Е.

ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Бурения шпуров является наиболее трудоемким и значимым процессом при проходке выработок в скальных породах. Для обоснованного проектирования циклической организации проходки требуется оценка эффективности буровых работ в данных горно-геологических условиях. С этой целью нами разработан соответствующий критерий, основанный на взаимосвязи и взаимообусловленности показателей интенсивности разрушения, определяемой техникой и технологией процесса, и комплексной характеристики свойств горных пород, характеризующего трудность их разрушения [1]. Формула критерия имеет вид:

$$K_6 = \ln \left\{ q_i \frac{\rho E_d (1 + \nu)}{k_n} \left[\frac{nQ}{d^2 P_k^2} \right]^2 \right\}, \quad (1)$$

где q_i – нормирующий множитель; ρ – плотность горных пород, кг/м³; E_d – динамический модуль упругости, Па; ν – коэффициент Пуассона; k_n – коэффициент неоднородности; n – частота ударов, 1/с; Q – энергия ударов, Дж; d – диаметр шпура, мм; P_k – контактная прочность, Па

Анализ результатов опытно-промышленных испытания в условиях месторождений Урала и Донбасса позволил установить связь данного критерия эффективности со скоростью бурения шпуров:

$$V_6 = 1,6 K_6. \quad (2)$$

Коэффициент вариации опытных значений скорости от полученных по уравнениям (1, 2) составил 27,7 %, что представляется вполне приемлемым для практических расчетов. Однако каждый из входящих в уравнение показателей имеет свою вариацию значений, что неизбежно сказывается на результатах расчетов. Для учета этого нами установлены вероятностные законы распределения различных свойств пород, описываемые уравнениями Гаусса или Вейбулла.

Для оценки совокупности совместного влияния вариации данных факторов нами разработана статистическая модель на базе метода Монте-Карло [2]. При реализации модели имитация вероятностных аспектов процессов и явлений основана на генерации случайных чисел. Например, в системе электронных таблиц *Microsoft Excel* появление случайного равномерно распределенного числа в интервале от 0 до 1 вызывается командой «СЛЧИС()». Генерация случайных чисел, имеющих нормальное распределение производится по формуле:

$$X_n = \left(\sum_{i=1}^{12} r_i - 6 \right) S + a, \quad (3)$$

где a – истинное значение измеряемой величина, оценкой которого является среднее арифметическое; S – среднее квадратическое отклонение; r_i – случайное равномерно распределенное число в интервале от 0 до 1.

Формула для генерации случайных чисел, имеющих распределение Вейбулла:

$$X_v = [-\alpha \ln(1 - r_i)]^{1/\beta}. \quad (4)$$

Здесь α и β – известные параметры распределения.

В качестве примера ниже приведены результаты реализации модели для условий бурения в забое №3 шахты «Ново-Кальнинская». На рисунке представлена гистограмма распределения значений скорости бурения по результатам 100 итераций программы. Для количественной оценки распределения программа автоматически вычисляет наиболее значимые статистические характеристики, представленные в таблице 1.

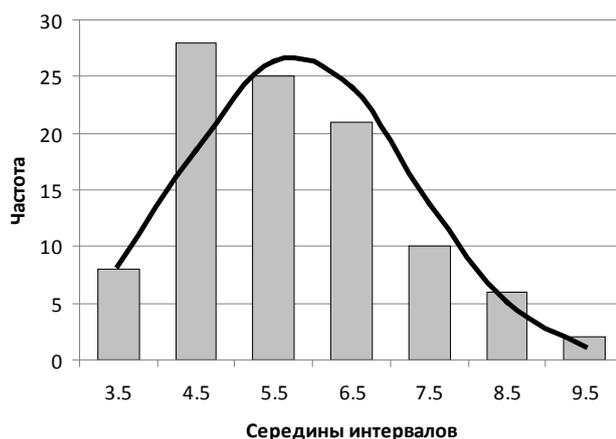


Рисунок 1 – Гистограмма и теоретическая кривая распределения скорости бурения

Таблица 1 – Статистические характеристики результатов имитационного моделирования (100 итераций)

Объем выборки	100
Среднее арифметическое, мм/с	5,79
Доверительный интервал, мм/с	0,29
Среднее квадратическое отклонение, мм/с	1,49
Коэффициент вариации, %	25,7
Медиана, мм/с	5,57
Асимметрия	1,10
Экцесс	2,70

Анализ статистических характеристик показывает следующее. Средняя скорость бурения ($5,79 \pm 0,29$) мм/с соответствует результатам, полученным при шахтном бурении. Проверка гипотезы о нормальном распределении по критерию χ^2 дала положительный результат.

Таким образом, разработанная процедура имитационного моделирования позволяет осуществлять прогноз эффективности процесса бурения шпуров в различных горно-геологических условиях.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Латышев О. Г., Карасев К. А., Еремизин А. Н. Выбор критерия эффективности использования поверхностно-активных веществ в процессах разрушения горных пород // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. 2011. № 3. С. 113-119.
2. Соболев И. М. Метод Монте-Карло. – М.: Наука, 1978. 64 с.

БУРЕНИЕ ШПУРОВ С ПРОМЫВКОЙ РАСТВОРАМИ ПАВ КАК СРЕДСТВО ПОВЫШЕНИЯ СКОРОСТИ ПРОХОДКИ ПОДЗЕМНЫХ ВЫРАБОТОК

Карасёв К. А.

ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Основным инструментом разработки скальных пород являются буровзрывные работы. По трудоемкости и времени процесс бурения составляет до половины затрат на строительство выработок и добычу полезного ископаемого. В этой связи главной задачей науки и практики является повышение эффективности процесса бурения.

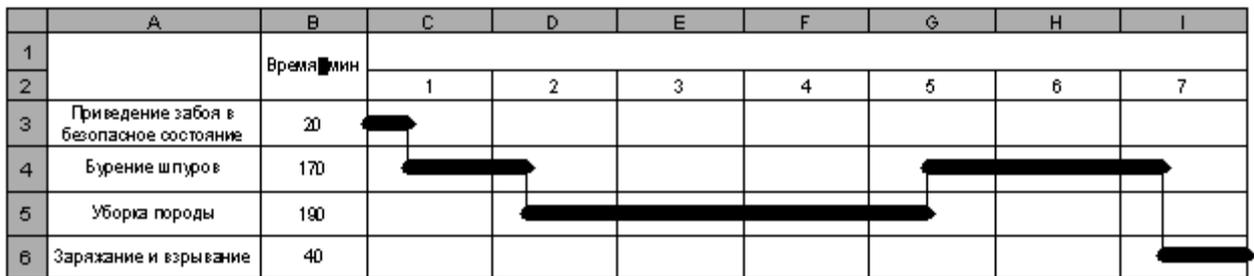
Эффективным средством управления свойствами пород в процессах горного производства является использование поверхностно-активных веществ (ПАВ). Их действие, основанное на адсорбционном понижении поверхностной энергии тел (эффект Ребиндера), сопровождается снижением прочности и упругости горных пород¹. Нами разработана технология бурения шпуров с использованием в качестве промывочной жидкости специально подобранных растворов ПАВ. Опытные-промышленные испытания в условиях строительства шахт Урала и Донбасса показали, что при использовании ПАВ на 25-50 % увеличивается скорость бурения при снижении в 1,5-2,5 раза износа и затупления бурового инструмента. Это позволяет за фиксированное время проходческого цикла увеличить глубину шпуров.

Это неизбежно повлечет за собой изменение других процессов проходческого цикла: заряжания и взрывания, уборки взорванной породы, крепления и пр. Поскольку все эти процессы взаимосвязаны и взаимообусловлены, для нахождения оптимальных параметров проходческого цикла разработана математическая модель, основанная на методе последовательных приближений. Использование модели позволяет для различных горно-геологических условий определять оптимальные параметры технологии проходки и достигаемый при этом экономический эффект.

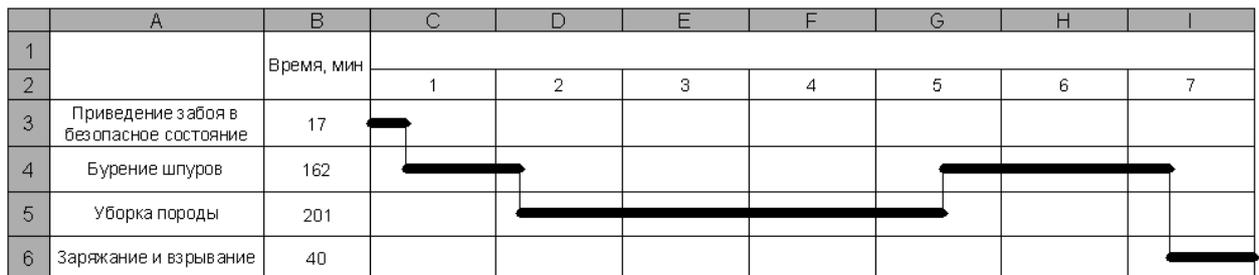
Рассмотрим реализацию модели применительно к реальным условиям проходки вскрывающего квершлага гор. – 860 м СУБРа. Непосредственные шахтные испытания в забое квершлага показали, что использование в качестве промывочной жидкости 0,001 % раствора $AlCl_3$ увеличивает чистую скорость бурения до $V_{ч(ис)} = 5,7$ мм/с = 34,2 см/мин и снижает износ буровых коронок в 2,2 раза. Использование поверхностно-активных веществ позволяет при том же оборудовании и неизменной продолжительности цикла увеличить глубину шпуров с 1,75 до 2,05 м. Графики циклической организации труда по исходному варианту и с использованием ПАВ представлены на рисунке 1.

Таким образом, при трехсменной работе и 25 рабочих днях скорость проходки при использовании ПАВ увеличивается со 118 м/мес до 138 м/мес, т. е. в 1,17 раза. Следует отметить, что это минимально возможная оценка. Здесь не учтено снижение износа и затупления буровых коронок при использовании ПАВ, повышение производительности работы погрузочной машины при увеличении объема отбитой породы и пр. Поэтому в реальных условиях повышение скорости проходки выработки можно ожидать большим, чем дают расчеты.

¹ Латышев О.Г., Карасев К.А., Еремизин А.Н. Выбор критерия эффективности использования поверхностно-активных веществ в процессах разрушения горных пород // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. 2011. № 3. С. 113-119.



а



б

а – при исходной технологии; б – с использованием ПАВ

Рисунок 1 – Графики цикличной организации труда

Расчет экономической эффективности предлагаемой технологии проходки квершлага показал, что при использовании в качестве промывочной жидкости поверхностно-активных веществ общая стоимость 1 м готовой выработки при новой технологии строительства сократиться на 20 %.

Таким образом, использование поверхностно-активных веществ не только повышает скорость бурения, но и в целом увеличивает скорость проходки, что дает ощутимый экономический эффект.

К РАСЧЕТУ ДАВЛЕНИЯ ГАЗООБРАЗНЫХ ПРОДУКТОВ ВЗРЫВА В ШПУРАХ (СКВАЖИНАХ) ПРИ ПРИМЕНЕНИИ КОНТУРНОГО ВЗРЫВАНИЯ

Петрушин А. Г., Ладейщиков И. В.
ФБГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

При применении метода контурного взрывания в оконтуривающих шпурах (скважинах) применяют заряды ВВ специальных конструкций, позволяющих снизить давление газообразных продуктов на границе поверхности зарядной полости до значений, при которых минимизируется разрушения законтурного массива. Обычно при достижении эффекта контурного взрывания по контуру отбойки сохраняются следы шпуров или скважин (рисунок 1).

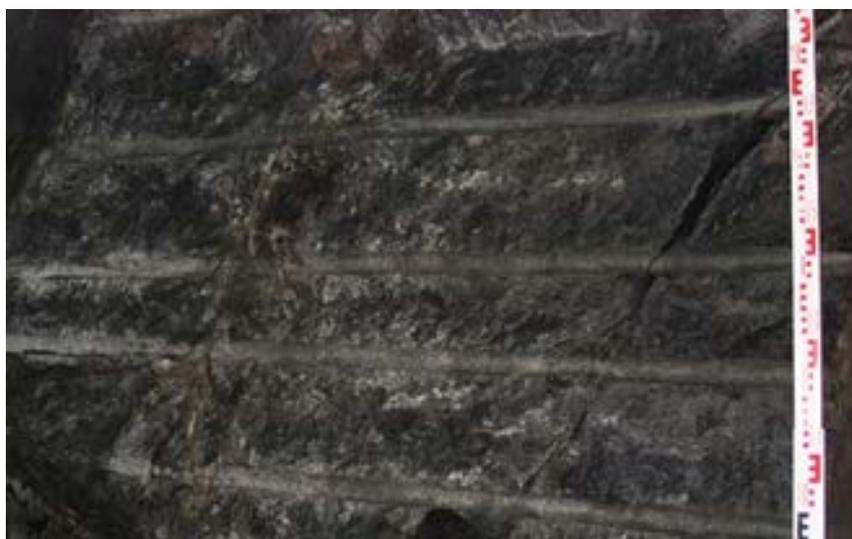


Рисунок 1 – Следы шпуров на контуре выработки

Отсутствие нарушений поверхности шпура или скважины, как это бывает при обычном взрывании, объясняется тем, что напряжения, возникающие в породе в момент удара расширяющихся газообразных продуктов, не превышают предела прочности горных пород при сжатии.

В связи с этим представляет интерес оценка величины давления газообразных продуктов взрыва в зависимости линейной плотности заряда ВВ в оконтуривающих шпурах или скважинах.

Давление при взрыве в шпуре или скважине (в объеме заряда ВВ) в начальный момент времени после детонации заряда оценивается по известной формуле [1]:

$$P = \frac{P_{\text{ЛВ}} \Delta g}{2} = \frac{\rho D^2}{8}, \quad (1)$$

где $\rho = \Delta/g$ - массовая плотность ВВ в заряде; Δ - плотность ВВ в заряде (патроне); g - ускорение свободного падения; D - скорость детонации ВВ.

При использовании зарядов с воздушными промежутками в процессе расширения газообразных продуктов взрыва до объема зарядной полости зависимость давления продуктов взрыва от объема полости описывается адиабатой:

$$P_n V_n^k = P_k V_k^k, \quad (2)$$

где P_n, V_n - параметры продуктов детонации (давление, объем) в начальный момент взрыва; P_k, V_k - параметры продуктов детонации в точке сопряжения; P, V - параметры продуктов

детонации на заключительной стадии расширения газообразных продуктов взрыва; k, γ – показатели адиабат.

Показатель адиабаты $k = 3$ при больших плотностях изменяется до $\gamma = 1,15-1,4$ при расширении продуктов взрыва, когда величина давления становится менее 200 МПа. Объем газов в точке сопряжения определяется по формуле

$$V_k = V_H \left(\frac{P_H}{200} \right)^{1/3} \quad (3)$$

При применении в оконтуривающих шпурах или скважинах сплошных колонковых зарядов малого диаметра $V_n \sim S_n$ и $V_k \sim S_k$, давление газов в момент завершения расширения в зарядной полости P_n можно определить из выражений:

$$P_n = P_H \left(\frac{S_n}{S_H} \right)^3 \quad \text{при } P_n \geq 200 \text{ МПа}; \quad (4)$$

$$P_n = P_H \left(\frac{S_k}{S} \right)^{4/3} \quad \text{при } P_n < 200 \text{ МПа}; \quad (5)$$

или

$$P_n = P_H \left(\frac{d_n^2}{d_3^2} \right)^{3(4/3)} \quad (6)$$

Расчет параметров контурного взрывания для сплошных колонковых зарядов малого диаметра выполняется в следующем порядке [2]:

1. Начальное давление в объеме заряда ВВ определяется по формуле (1)
2. Относительный объем газообразных продуктов в точке сопряжения

$$V_k = (P_n / 200)^{1/3}, \quad (7)$$

3. Степень расширения газообразных продуктов в полости (шпуре или скважине)

$$V' = \frac{d_n^2}{d_3^2}, \quad (8)$$

4. Давление газообразных продуктов в полости при $V' > V_k$:

$$P_n = \left(\frac{V_k}{V'} \right)^{4/3} 200. \quad (9)$$

Рассмотрим, как будет изменяться величина газообразных продуктов взрыва на границе зарядной полости (скважины диаметром 100 мм) при взрывании колонковых зарядов ВВ различного диаметра.

В качестве ВВ принимаем аммонит 6ЖВ в патронах 24, 32, 35, 45, 60, 90 мм (стандартные диаметры), а также диаметром 65, 67, 80, 95, 99 мм.

Плотность ВВ в патронах принимает $\Delta = 1000 \text{ кг/м}^3$, скорость детонации – 4200 м/с.

Тогда начальное давление газов взрыва (1) в объеме заряда (патрона ВВ) составит 2205 МПа.

Результаты расчетов представлены в таблице 1 и на рисунке 2.

Таблица 1 – Давление газообразных продуктов взрыва при различных диаметрах заряда в скважине

Диаметр заряда ВВ, мм	24	32	36	45	60	65	67	70	80	90	95	99	100
dзар/ Дскв	0,24	0,32	0,36	0,45	0,6	0,65	0,67	0,7	0,8	0,9	0,95	0,99	1
Степень расширения	17,36	9,77	7,72	4,94	2,78	2,37	2,23	2,04	1,56	1,23	1,11	1,02	1
Давление, МПа	13	28	38	69	149	184	199,5	259	577	1182	1617	2071	2205

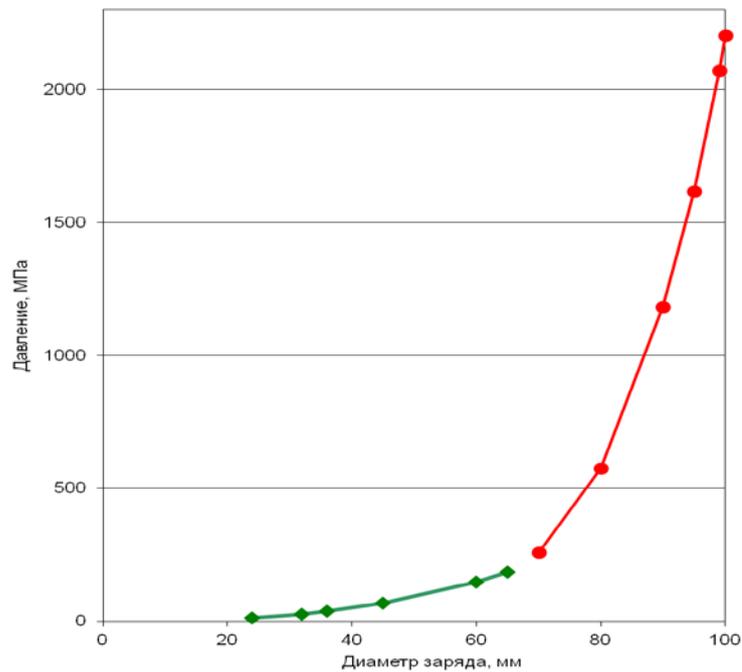


Рисунок 2 – Давление газообразных продуктов в скважине диаметром 100 мм в зависимости от диаметра заряда

Анализ выполненных расчетов позволяет сделать следующие выводы:

1. При соотношении диаметра сплошного колонкового заряда эталонной мощности (аммонит 6ЖВ, граммонит 79/21) к диаметру скважины менее 0,4 давление газообразных продуктов взрыва становится меньше предела прочности скальных пород при сжатии с коэффициентом крепости по шкале Протодяконова $f > 7$.

2. Предлагаемая методика позволяет рассчитывать линейную плотность колонковых зарядов ВВ для контурного взрывания при использовании различных по мощности ВВ с учетом прочности горных пород.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Родионов В. Н. К вопросу повышения эффективности взрыва в твердой среде. – М.: ИГД им. А. А. Скочинского, 1962. 30 с.

2. Петрушин А. Г. Исследование закономерностей образования запрессовки при взрывании удлиненных зарядов на компенсационную полость // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. 1996. № 12. С. 68-73.

ОСНОВНЫЕ ПОНЯТИЯ ДЛЯ ОПРЕДЕЛЕНИЯ БАЗЫ ДЛЯ НАЛОГА НА ДОБЫЧУ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ ПРИ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ БЛОЧНОГО И СТРОИТЕЛЬНОГО КАМНЯ

Кокунин Р. В., Кокунина Л. В.
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Существует много противоречий с определением налога на добычу полезных ископаемых, особенно при разработке месторождений блочного камня. Для начала необходимо упомянуть базовые понятия.

Недра являются частью земной коры, расположенной ниже почвенного слоя, а при его отсутствии - ниже земной поверхности и дна водоемов и водотоков, простирающейся до глубин, доступных для геологического изучения и освоения [1]. То есть недра – обобщенный термин, под которым понимается вся совокупность горных пород, часть которых экономически или потенциально пригодна для разработки твердых, жидких или газообразных полезных ископаемых.

В настоящий момент термин «полезное ископаемое» определяется Налоговым кодексом РФ [2], как добытое полезное ископаемое, где под полезным ископаемым признается продукция горнодобывающей промышленности и разработки карьеров, содержащаяся в фактически добытом (извлеченном) из недр (отходов, потерь) минеральном сырье (породе, жидкости и иной смеси), первая по своему качеству соответствующая национальному стандарту, региональному стандарту, международному стандарту, а в случае отсутствия указанных стандартов для отдельного добытого полезного ископаемого - стандарту организации. Не может быть признана полезным ископаемым продукция, полученная при дальнейшей переработке (обогащении, технологическом переделе) полезного ископаемого, являющаяся продукцией обрабатывающей промышленности.

Участок недр - предоставляемый в пользование в соответствии с лицензией на пользование недрами для добычи полезных ископаемых, строительства и эксплуатации подземных сооружений, не связанных с добычей полезных ископаемых, образования особо охраняемых геологических объектов, а также в соответствии с соглашением о разделе продукции при разведке и добыче минерального сырья. Участок недр предоставляется пользователю в виде горного отвода - геометризованного блока недр [1].

При определении границ горного отвода учитываются пространственные контуры месторождения полезных ископаемых, положение участка строительства и эксплуатации подземных сооружений, границы безопасного ведения горных и взрывных работ, зоны охраны от вредного влияния горных разработок, зоны сдвижения горных пород, контуры предохранительных целиков под природными объектами, зданиями и сооружениями, разности бортов карьеров и разрезов и другие факторы, влияющие на состояние недр и земной поверхности в связи с процессом геологического изучения и использования недр.

Предварительные границы горного отвода устанавливаются при предоставлении лицензии на пользование недрами. После разработки технического проекта, получения на него положительного заключения государственной экспертизы, определяющие уточненные границы горного отвода, включаются в лицензию в качестве неотъемлемой составной части.

Участки недр, содержащие общераспространенные полезные ископаемые, относятся к участкам недр местного значения [1]. Месторождения блочного камня относятся к общераспространенным полезным ископаемым, если таковые попали в соответствующий перечень при формировании совместно с субъектами Российской Федерации региональных перечней полезных ископаемых, относимых к общераспространенным полезным ископаемым [1].

Запасы полезных ископаемых - количество полезных ископаемых в недрах Земли, установленное по данным геологоразведочных работ или в процессе разработки месторождений [7]. Согласно «Классификации запасов...» [5] запасы твердых полезных

ископаемых, к таким и относятся месторождения блочного камня, подсчитываются по результатам геологоразведочных и эксплуатационных работ, выполненных в процессе их изучения и промышленного освоения. Прогнозные ресурсы твердых полезных ископаемых оцениваются по металлогеническим (минерагеническим) зонам, бассейнам, рудным районам, полям, рудопроявлениям, флангам и глубоким горизонтам месторождений твердых полезных ископаемых. Объектом подсчета запасов полезных ископаемых является месторождение (часть месторождения) твердых полезных ископаемых. Подсчет и учет запасов по месторождению (или его части), оценка и учет прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых по участку недр производится в единицах массы или объема в целом, в соответствии с экономически обоснованными параметрами кондиций, без учета потерь и разубоживания при добыче, обогащении и переработке полезных ископаемых.

Согласно классификации запасов месторождений полезных ископаемых, запасы делятся на несколько категорий. Балансовые - запасы, которые при данном уровне развития науки и техники могут быть извлечены из недр земли с достаточной эффективностью. Забалансовые - запасы, которые на данном этапе с экономической точки зрения нецелесообразно извлекать из недр земли. Промышленные запасы - это балансовые запасы за вычетом эксплуатационных или проектных потерь.

Может быть несколько основных варианта подсчета полезных ископаемых, входящий в контур подсчета запасов:

1. Запасы подсчитаны по ГОСТ 9479-2011 [4], определен коэффициент выхода блоков. Остальная горная масса определена как некондиционная горная масса – некондиционные запасы, при этом специальные исследования на предмет пригодности ее в качестве продукции согласно ГОСТ, ОСТ, ТУ и т.д. не проводилось. 2. Запасы подсчитаны по ГОСТ 9479-2011 [4], определен коэффициент выхода блоков. Остальная горная определена, как пригодная для производства продукции согласно ГОСТ, ОСТ, ТУ и т.д. 3. Запасы подсчитаны по ГОСТ 9479-2011 [4], определен коэффициент выхода блоков. Остальная горная масса определена, как не пригодная для производства какой-либо продукции согласно ГОСТ, ОСТ, ТУ и т.д.

Таким образом, возникает как минимум три направления при расчете налогооблагаемой базы для уплаты налога НДС. При любом варианте необходимо списывать весь объем полезного ископаемого добытый в контурах подсчета запасов в пределах горного отвода.

В данной статье приведены основные термины, необходимые для понимания процесса разработки месторождений природного блочного камня. В целом осветить все сути проблемы рассмотреть невозможно в рамках одной статьи, необходимо к каждому случаю подходить отдельно, учитывая особенности расположения месторождения, виды горных пород, горно-технические условия и т. д.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Закон РФ «О недрах» от 21.02.1992 № 2395-1 (действующая редакция от 01.07.2013).
2. «Налоговый кодекс Российской Федерации» (НК РФ). Часть 2 от 05.08.2000 N 117-ФЗ (принят ГД ФС РФ 19.07.2000) (действующая редакция от 01.10.2013).
3. Постановление Госстандарта РФ от 06.08.1993 N 17 «Об утверждении общероссийского классификатора видов экономической деятельности, продукции и услуг».
4. ГОСТ 9479-2011 «Блоки из горных пород для производства облицовочных архитектурно-строительных, мемориальных и других изделий. Технические условия».
5. Классификация запасов и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых. Утверждена Приказом МПР России от 11.12.2006 № 278.
6. Горное положение Союза ССР, утвержденное постановлением ЦИК и СНК СССР от 9 ноября 1927 г.
7. Отраслевая инструкция по определению и учету потерь нерудных строительных материалов при добыче. 1973 г.

КАК СОВРЕМЕННЫЕ МЕГАПОЛИСЫ МОГУТ ИЗМЕНИТЬ ДОБЫЧУ ПРИРОДНОГО КАМНЯ

Меньшиков А. А.

ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

В современном мире изменения в потребностях людей всё больше нарастают. Что-то становится неактуальным, что-то развивается и быстро набирает популярность. Эти изменения не обошли стороной и природный камень. С появлением большого количества полимерных материалов потребность в камне тоже изменилась. Где-то выгоднее применять камень, созданный на полимерной основе. Однако рынок природного камня постоянно смещается в сторону увеличения прямых продаж. Здесь наблюдается уверенный рост. То есть в натуральном природном камне всё больше становятся заинтересованы частные архитекторы и дизайнеры.

Изменение потребности в камне должно повлиять на позиционирование этого природного материала для потребителя. А это повлечет за собой изменение в номенклатуре продукции и повлияет на добычу камня, так как изменение производства под современные условия рынка позволит уменьшить себестоимость конечного продукта [1].

В настоящее время при оценке запасов месторождений блочного камня, в основном учитываются показатели и свойства материалов, указанных в ГОСТ 9479 «Блоки из горных пород для производства облицовочных, архитектурно-строительных, мемориальных и других изделий» и ГОСТ 9480 «Плиты облицовочные пиленные из природного камня». В тоже время природный камень, добываемый на месторождениях, может применяться в качестве основного материала в изделиях, применяемых в различных условиях, при этом не всегда материал подбирается правильно, что приводит к разрушению, камня, потери его декоративных и функциональных свойств. С другой стороны, для инвестора, вкладывающего средства в разработку месторождения важно понимать, какой ассортимент продукции можно получить, разрабатывая определенное месторождение или его часть. Отсюда следует вывод, что должны существовать такие критерии, по которым можно определить области и условия применения материалов из природного камня, добытых на определенном месторождении или его части, которые будут комфортны для их эксплуатации. Другими параметрами, влияющими на параметры и свойства материалов из природного камня, являются параметры технологических операций при отделении камня от массива. Например, если в конечном итоге камень должен кроме декоративных функций еще и выдерживать определенные нагрузки, находясь в агрессивной среде. Одним из вариантов такого сочетания условий эксплуатации является мощение набережных из блоков камня массой от нескольких сот килограмм до нескольких тонн, соответственно должна быть отлажена технология по получению таких блоков на карьере, это должна быть технология, позволяющая получать и транспортировать блоки максимальных размеров. При этом должны учитываться определенные геологические характеристики массива, такие как параметры трещиноватости, физико-механические свойства массива и т.д. Еще одним примером может служить применение облицовочной плиты для облицовки зданий при наружной или внутренней отделке. Материал должен быть с высокими декоративными характеристиками, соответствовать гигиеническим требованиям и обладать свойствами, обеспечивающими долговечную эксплуатацию, при этом все равно материал должен подбираться в соответствии с тем, где именно будет использован [2, 3].

В данный момент основным направлением работы становятся маркетинговые исследования видов продукции на рынке. Для начала, следует определить какая продукция и в каком соотношении требуется на рынке, при таком исследовании будет выявляться фактический объем продукции и его качество предлагаемый и применяемый на рынке. На данный момент наибольшую популярность имеет следующая продукция из камня: бортовой камень, брусчатка и облицовочные плиты, архитектурно-строительные изделия. Это связано с ростом прямых продаж, когда покупателями все больше становятся частные лица. Растет

благополучие жителей страны в целом и растет спрос на строительство частных загородных домов и коттеджей, увеличивается потребность в продукции из природного камня. Дальнейшее изучение позволит более детально изучить распределение потребности природного камня на рынке.

При дальнейших исследованиях должны быть решены задачи поиска параметров технологических операций, и ориентация забоев по отношению к массиву горных пород для получения продукта с заданными параметрами и свойствами. Следует отметить, что в настоящее время в технологии добычных работ практически не учитывается, каким же будет в конце технологической цепочки сам продукт, его размеры и свойства. В результате исследования будут выявляться параметры отделяемых монолитов и блоков, получение которых возможно на изучаемых месторождениях, такие как размеры блоков и их свойства, необходимые для получения готовой продукции с учетом трещиноватости массива. В результате, после определения размеров и свойств добываемых каменных блоков, производится расчет параметров системы разработки и, как следствие производится выбор технологического оборудования, также будет производиться поиск наиболее оптимальных грузотранспортных связей забоев с поверхностью. Сейчас создается большое количество производительного и компактного добычного оборудования, применение которого в наших новых условиях требуется лишь экономически обосновать. Также возрастают требования к качеству продукции, поэтому требуется переход, в большинстве случаев, на новое зарубежное оборудование, либо нужно делать выбор в пользу нового отечественного оборудования, которое в основном России не изготавливается или имеет в большинстве случаев не высокое качество [4].

Такой комплексный подход позволит выбрать оптимальный порядок ведения горных работ, подобрать комплексы добычного оборудования, транспорт, оборудование камнеобрабатывающего цеха, а также склады с определенными условиями хранения готовой продукции. В конечном итоге изучение эксплуатационных показателей конечной продукции из природного камня в определенных условиях позволит создать классификаторы по областям применения, выявить технологические параметры отделения камня от массива и параметры дальнейшей переработки блочного камня для получения конечной продукции с заданными свойствами с максимальным выходом. Следование разработанным комплексным рекомендациям для разработки месторождений блочного камня позволит повысить эффективность добычных работ на карьерах, увеличить прибыль предприятий и снизить расходы, что немаловажно в условиях высокой конкуренции на рынке природного камня, особенно в лице зарубежных компаний [5].

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Бычков Г. В. Прочность горных пород в массиве // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. 1985. № 1. С. 7-10.
2. Бычков. Г. В. Добыча и обработка облицовочного камня на Урале // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. 1994. № 11-12. С.128-136.
3. Бычков Г. В. Эволюция технологии добычи блоков на Коелгинском мраморном карьере // Камень и бизнес. 1997. № 3/12. С. 4-7.
4. Сементовский Ю. В. Минеральное сырье. Камни облицовочные: справочник. – М.: ЗАО «Геоинформмарк», 1998. 24 с.
5. Синельников О. Б. Добыча природного облицовочного камня – М.: Изд-во РАСХН, 2005. 245 с.

ГЕОМЕХАНИЧЕСКИЙ МОНИТОРИНГ И КОНТРОЛЬ КАЧЕСТВА КРЕПИ ПРИ СТРОИТЕЛЬСТВЕ СТАНЦИИ «ТОРГОВЫЙ ЦЕНТР» ПЕРВОЙ ЛИНИИ МЕТРОПОЛИТЕНА Г. ЧЕЛЯБИНСКА

Канков Е. В., Кугаевский Н. М.

Научный руководитель Корнилков М. В., д-р техн. наук, профессор
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

При строительстве городских подземных сооружений горным способом первостепенными являются работы по креплению пройденных выработок, независимо от вида обделки или временной крепи. От вида крепи и, главное, от качества её установки зависит, как срок службы выработки (без проведения капитальных ремонтных работ), так и условия её эксплуатации. Особенно остро данный вопрос стоит для однопролетных станций метрополитена в сложных горно-геологических условиях.

Станция «Торговый центр» является однопролетной выработкой с прямым и обратный сводами. Станция располагается под руслом р. Миасс в трещиноватом крупноблочном массиве, в котором также имеются дайки. Расстояние от свода станции до дна р. Миасс в середине русла составляет 14-15 м. Строительство станции началось в 2006 г. Проектный срок строительства станции составлял четыре года. Однако в настоящее время на станции пройдены временная штольня (пилот-тоннель) со стороны правого станционного тоннеля и раскрыта калотта станции. Крепь пилот-тоннеля и калотты станции представляет собой комбинацию металлической рамной крепи из двутавров № 25, бетонной крепи толщиной 250-300 мм, заполняющей пространство между рамами и железобетонными анкерами длиной 5 м. Кроме того, из-за отсутствия финансирования работы по дальнейшему строительству станции приостановлены на неопределенный срок. При этом могут возникнуть проблемы поддержания пройденных выработок в работоспособном состоянии.

Наиболее сложная ситуация складывается на раскрытой калотте станции. Поэтому для эффективного поддержания её работоспособного состояния необходимо, во-первых, проведение геомеханического мониторинга напряженно-деформированного состояния системы «временная крепь – грунтовый массив» свода станции «Торговый центр»; во-вторых, контроль качества выполнения работ по креплению, в частности, железобетонных анкерами.

Работы по геомеханическому мониторингу напряженно-деформированного состояния системы «временная крепь – грунтовый массив» свода станции в настоящее время ведутся сотрудниками ООО «НПО УГГУ» и маркшейдерской службой ОАО «Челябметрострой». Мониторинг ведется с помощью глубинных реперов в своде станции и маркшейдерских марок, установленных на временной крепи. Порядок проведения мониторинга описаны в [1, 2].

Проверка качества выполненных работ по креплению имеет свои сложности. Проверить качество установки металлических рам и работ по бетонированию не составляет особого труда. Положение рамной крепи контролируется маркшейдерской службой, а толщину бетонной крепи и её контакт с массивом можно проверить бурением кернов (заодно проверить прочность бетона на соответствие проектным значениям). В то же время проверка качества установки железобетонных анкеров создает достаточно серьезные сложности. Основным способом контроля качества железобетонных анкеров является метод выдергивания металлического стержня из тела анкера с помощью специальных приборов (ПА-3, ПКА и др.) [3]. При этом необходимо отметить, что при качественном заполнении шпурового пространства более чем на 0,8-1,0 м при испытании происходит, как правило, разрушение металлического стержня [4]. Поэтому оценка несущей способности анкера длиной более 1 м данным способом не дает нам гарантии, что пространство шпура между металлическим стержнем и породными стенками полностью заполнено цементно-песчаным раствором. В настоящее время сотрудниками ФГБОУ ВПО «Уральского государственного горного университета» разработана методика неразрушающего контроля качества железобетонных анкеров электрометрическим способом [5]. Данная методика позволяет проверять

полноту заполнения цементно-песчаным раствором полости шпура, т.к. от этого параметра напрямую зависит работоспособность анкера и в целом эффективность анкерного крепления массива.

Подтверждением необходимости проведения выше перечисленных мероприятий служит ситуация, возникшая в апреле-мае 2013 г. в калотте станции «Торговый центр». По результатам геомеханического мониторинга напряженно-деформированного состояния системы «временная крепь – грунтовый массив» свода станции были зафиксированы смещения свода и временной крепи около 5-7 мм, что является весьма значительными, хотя и не превышают максимально допустимые. Поверочные расчеты показали, что несущая способность и запас прочности временной крепи достаточен, но в связи с тем, что неизвестны сроки начала работ по дальнейшему строительству станции прогнозировать развитие или стабилизацию смещений достаточно сложно. Поэтому комиссией, созданной для выхода из сложившейся ситуации, было принято решение о возведении подпорных конструкций на участке, где были зафиксированы данные смещения. Подпорные конструкции состоят из прогонов (два сваренных двутавра № 40) и подпорных труб \varnothing 600 мм, установленных на бетонные подушки на рисунке 1 показан закрепленный свод калотты. Данное конструктивное решение позволяет решить проблему поддержания свода калотты в период длительного стояния при отсутствии работ на станции, но при дальнейшей разработке станции создает определенные проблемы, связанные с загроможденностью рабочего пространства.



Рисунок 1 – Подпорная крепь калотты станции «Торговый центр».

Таким образом, безопасное ведение горных работ, по дальнейшему строительству станции, можно обеспечить только с помощью качественного контроля за смещениями массива и установкой временной крепи и постоянной обделки. Кроме того, длительное приостановка работ может привести к дополнительным (и весьма значительным) затратам на поддержание работоспособности временной крепи.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Канков Е. В., Криницин Р. В., Селин К. В. Мониторинг деформаций кровли станции «Торговый центр» Челябинского метрополитена с помощью глубинных реперов // Материалы Уральской горнопромышленной декады, г. Екатеринбург, 14-23 апреля 2008 г.
2. Канков Е. В. Наблюдения за деформациями свода строящейся станции «Торговый центр» I-й линии Челябинского метрополитена // Международный научно-промышленный симпозиум «Уральская горная школа – регионам», г. Екатеринбург, 12-21 апреля 2010 г.: сборник докладов. Уральский государственный горный университет. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2010. 689 с.
3. Заслов В. Я. Механизация крепления горных выработок. – М.: Недра, 1980. 224 с.
4. Рогинский В. М. Применение железобетонной штанговой крепи. – М.: Недра, 1967. 54с.
5. Контроль качества установки железобетонных анкеров электрометрическим способом / М. В. Корнилов, В. Е. Петряев, В. Е. Боликов [и др.] // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. 2014. № 3.

СПОСОБЫ ПОВЫШЕНИЯ НЕСУЩЕЙ СПОСОБНОСТИ МЕТАЛЛИЧЕСКОЙ АРОЧНОЙ КРЕПИ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ УПРАВЛЯЮЩИХ СИЛОВЫХ ВОЗДЕЙСТВИЙ (НА ПРИМЕРЕ ШАХТЫ «СОКОЛОВСКАЯ»)

Глубоковских Ю. С., Хлебников П. К.

Научный руководитель Корнилков М. В., д-р техн. наук, профессор
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Снижение напряжений, действующих на контуре выработок на шахте «Соколовская» (Республика Казахстан), достигается выбором оптимальных сечений выработок в зависимости от величины зон разрушения, назначения и срока службы выработок. С целью сохранения прочности массива за контуром выработки межрамное пространство заполняется забутовкой. Необходимость крепления выработок устанавливается на стадии проектирования по предварительным геологическим данным. В процессе проходки по уточнённым свойствам массива горных пород конкретизируется паспорт крепления [1, 2].

В утверждённой инструкции по креплению горизонтальных горных выработок и их сопряжений на шахте «Соколовская» АО «ССГПО» имеется пять категорий устойчивости пород в выработках. Их классификация приведена в таблице 1. Категория устойчивости приконтурного массива устанавливается в зависимости от размера зоны возможного разрушения в кровле выработки и структурных свойств.

Оценка устойчивости пород в выработках сводится к прогнозу вида нарушения устойчивости и отнесению рассматриваемых условий к одной из пяти категорий.

Таблица 1 – Классификация категорий устойчивости

Категория устойчивости	Интенсивность разрушения пород по визуальным наблюдениям	h_3 , м*
I	Разрушения отсутствуют	0,1-0,3
II	Обрушение отдельных кусков породы	0,3-0,6
III	Локальные обрушения и отдельные вывалы	0,6-1,0
IV	Разрушения охватывают большую часть контура сечения выработки	1,0-2,5
V	Обрушение значительной массы пород вслед за обнажением	$\geq 2,5$

* h_3 – размер зоны возможного обрушения в кровле выработки.

Согласно инструкции по креплению шаг установки рам крепи определяется по формуле [2]:

$$L = \frac{N_s}{P_1},$$

где N_s – несущая способность выбранной крепи; P_1 – максимальную нагрузку на крепь.

$$P_1 = 0,02R\gamma h_3,$$

где R – радиус свода крепи; γ – удельный вес породы (руды).

Рассмотрим расчет прочих параметров арочной крепи для откаточного штрека ОШ-15 гор. – 260 м (необходимые данные приведены в таблице 2).

Геологическая характеристика вмещающих пород представлена зоной дробления, обломками метасоматитов по туффитам, андезито-базальтовым порфиритам, туфам, гранат-пироксеновых скарнов неравномерно сцементированных хлоритом, магнетитом (зональное оруденение). Породы высокой трещиноватости, тектонически нарушены, перемяты, раздроблены, повсеместно милонитизированы, хлоритизированы. Массив низкой крепости, слабой устойчивости склонный к самообрушению, вываливанию отдельных обломков и кусков породы с кровли и бортов выработки.

Таблица 2 – Характеристика выработки ОШ-15

Наименование выработки	Характеристика выработки
Откаточный штрек ОШ-15	Высота выработки Н=3,1 м, ширина выработки В=3,1 м.
	Характеристика пород: богатая магнетитовая руда
	Угол падения 65°
	КУМ IV
	Плотность пород (руд) $\gamma = 3\ 870\ \text{кг/м}^3$
	Крепость пород $f=7$
	Угол внутреннего трения $\varphi = 32^\circ$, $\text{tg } \varphi = 0,624$
	Глубина заложения Н=445 (гор.-260 м, отм. ур. поверхности +185 м)
	Площадь поперечного сечения выработки в свету $10,1\ \text{м}^2$
	Тип крепи – арочная податливая (СВП-22)

$$L = \frac{300}{321,9} \approx 0,9\ \text{рам/м},$$

Фактический шаг установки рам крепи составил 1,0 м.

На исследуемом участке откаточного штрека ОШ-15 после продолжительного срока эксплуатации были обнаружены зоны пластических деформаций отдельных рам крепи, приведшие к потере ее работоспособности. Участки с наибольшими деформациями были расположены в стойках на расстоянии от 0,8 м до 1,0 м от почвы выработки. Таким образом, при шаге установки 1 м несущей способности крепи из профиля СВП-22 в ОШ-15 оказалось недостаточно. При перекреплении данного участка выработки в нем были установлены рамы крепи с шагом 0,5 м.

Так как крепь является своего рода датчиком, характеризующим нагрузку на крепь, в том числе, соотношение вертикальной и боковой нагрузки, представляется возможным решение обратной задачи: по максимальному изгибающему моменту, действующему в раме крепи (в нашем случае – в стойке), определяем вертикальную и боковую нагрузку на крепь, считая ее загрузку симметричным.

С помощью программы «Расчет металлических крепей с управляющими силовыми воздействиями», разработанной на кафедре шахтного строительства для персональных компьютеров в среде программирования «Delphi» (Object Pascal), была решена такая задача для откаточного штрека ОШ-15. Для данных условий получена предельная вертикальная и боковая нагрузка (кН/м), которую в дальнейшем увеличили на 10 %. Таким образом, в дальнейших расчетах будет приниматься следующая величина нагрузок на раму крепи: вертикальная нагрузка $q_v=140\ \text{кН/м}$ и боковая нагрузка $q_b=60\ \text{кН/м}$ (см. рисунок 1).

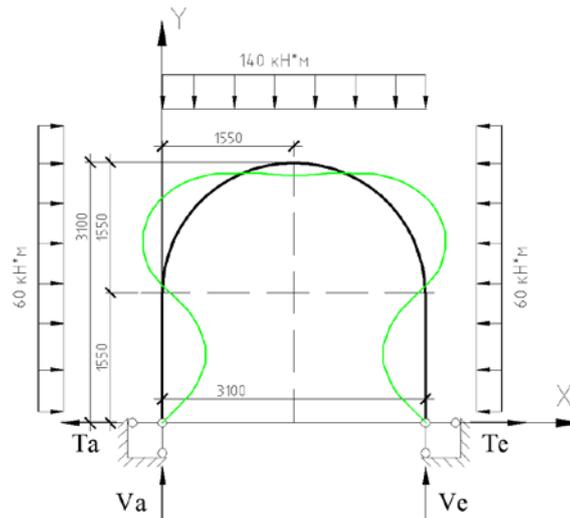


Рисунок 1 – Расчетная схема

РАСЧЕТ КОЭФФИЦИЕНТА КОМПЕНСАЦИИ ПРИ ПРОЕКТИРОВАНИИ ПРЯМЫХ ВРУБОВ

Петрушин А. Г., Петров М. А.

ФБГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

В настоящее время в связи с широким применением при проходке горизонтальных выработок высокопроизводительной буровой техники получили распространение прямые призматические врубы с компенсационными полостями.

Основная идея конструкций таких врубов заключается в том, что зона врубовой полости насыщается необходимым компенсационным объемом, образованным компенсационными скважинами, рядом с которыми в пределах пробивных расстояний располагают заряжаемые врубовые шпуровые.

Общий компенсационный объем врубовой полости принимается таким, чтобы разрушаемая порода разместились внутри врубовой полости без запрессовки и была выброшена из образующейся полости за счет энергии газообразных продуктов взрыва. Здесь также используется принцип дублирования с целью компенсации неточности при бурении.

Диаметр и количество компенсационных скважин изменяется соответственно с 42 мм до 105 мм и от одной до трех и более по мере увеличения глубины шпуров с 2 до 5 м. По сравнению обычными конструкциями прямых врубов, например прямого спирального или двойного спирального врубов, надежность работы их существенно выше, но с другой стороны необходимо существенное увеличение объема буровых работ. Поэтому важной задачей представляется разработка эффективных конструкций таких врубов при оптимальных объемах буровых работ. На рисунке 1 представлены некоторые конструкции прямых врубов с компенсационными полостями.

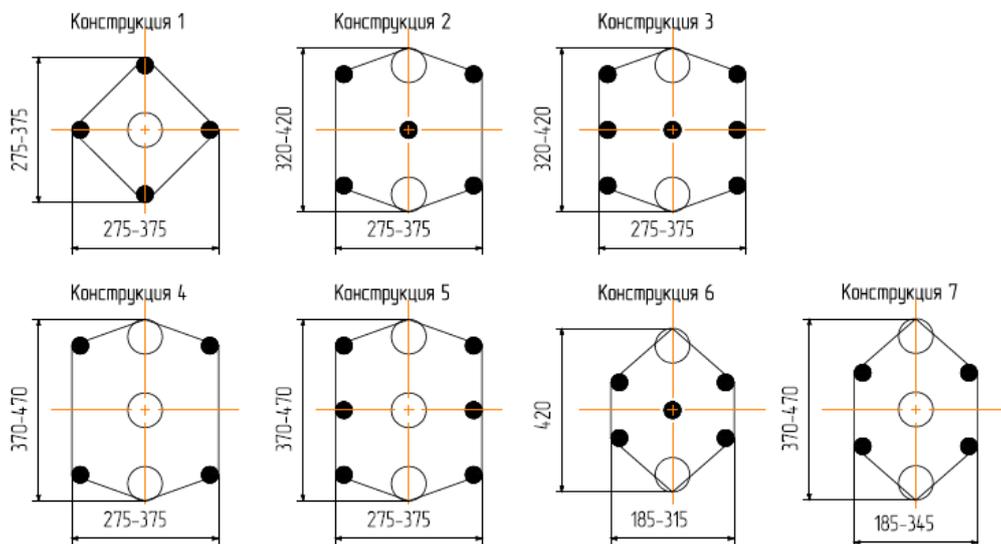


Рисунок 1 – Конструкции врубов (центральная часть)

Для оценки оптимального расхода буровых работ выполнены расчеты величины коэффициентов компенсации на этапе формирования центральной части врубовой полости. Экспериментальные исследования формирования врубовой полости, показали, что наибольшие осложнения возникают на начальном этапе образования полости, когда в условиях ограниченного компенсационного объема происходит запрессовка формируемой полости разрушаемой породой. После формирования врубовой полости шириной 300 – 400 мм взрывание оставшихся во врубе шпуров происходит уже без осложнений. Поэтому расчет

коэффициента компенсации выполнен для центральной части вруба. Результаты расчетов приведены в таблице 1. Коэффициент компенсации определялся по формуле:

$$K = \frac{V_{\text{п}}}{V_{\text{р}}} = \frac{S_{\text{п}}}{S_{\text{п}} - S_{\text{б}}},$$

где $V_{\text{п}}$ – объем полости; $V_{\text{р}}$ – объем разрушения породы в целике; $S_{\text{п}}$ – площадь поперечного сечения полости; (геометрической фигуры); см. рисунок 1; $S_{\text{б}}$ – площадь поперечного сечения буровых полостей (скважин и шпуров).

Таблица 1 – Значения коэффициента K при различных Л. Н. С. (W) для всех конструкций врубов

W , мм	Конструкция вруба № 1	Конструкция вруба № 2	Конструкция вруба № 3	Конструкция вруба № 4	Конструкция вруба № 5	Конструкция вруба № 6	Конструкция вруба № 7
100	1,21	1,17	1,21	1,20	1,22	1,28	1,31
90	1,24	1,20	1,24	1,21	1,24	1,31	1,34
80	1,27	1,23	1,27	1,22	1,26	1,34	1,37
70	1,32	1,27	1,32	1,24	1,28	1,42	1,46
60	1,38	1,32	1,39	1,26	1,30	1,48	1,53
50	1,47	1,39	1,48	1,29	1,33	1,61	1,68

Расчеты выполнены для пород с коэффициентом крепости $f = 10-12$ по шкале М. М. Протоdjeяконова. Диаметр шпуров и скважин – соответственно 89 мм и 42 мм. Расстояния между заряжаемыми шпурами и компенсационными скважинами приняты с учетом пробивных расстояний и составляют 0,8 – 0,4 от максимального пробивного расстояния для данных условий¹. С учетом крупности дробления породы во врубе коэффициент разрыхления разрушенной породы в неуплотненном состоянии не превышает 1,3.

Поэтому, исходя из возможности размещения разрушенной взрывом породы во врубовой полости без запрессовки, величину компенсации для вруба следует принимать не менее 1,3 (см. таблицу 1). В таблицах 2-5 приведены результаты расчетов при комбинациях взаимного расположения шпуров и скважин во врубах различных конструкций.

Таблица 2 – Значения коэффициента K при различных расстояниях между холостыми шпурами (H) для конструкций врубов №№ 4, 5 и 7 (Л. Н. С. (W) составляет 100 мм)

H , мм	Конструкция вруба № 4	Конструкция вруба № 5	Конструкция вруба № 7
100	1,20	1,22	1,31
90	1,21	1,24	1,32
80	1,22	1,25	1,34
70	1,24	1,27	1,35
60	1,26	1,30	1,36
50	1,28	1,32	1,39

¹ Лещуков Н. Н., Петрушин А. Г. Определение зависимости предельной ЛНС удлиненного заряда ВВ от формы и размеров ограниченной компенсационной полости // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. 2002. № 1. С. 72-77.

Таблица 3 – Значения коэффициента K при различных Л. Н. С. (W) и расстояниях между холостыми шпурами (H) для конструкции вруба № 4

$H, \text{ мм}$ $W, \text{ мм}$	100	90	80	70	60	50
100	1,20	1,21	1,22	1,24	1,26	1,29
90	1,21	1,22	1,24	1,26	1,28	1,31
80	1,22	1,24	1,25	1,28	1,30	1,33
70	1,24	1,25	1,27	1,30	1,32	1,35
60	1,26	1,27	1,30	1,32	1,35	1,39
50	1,28	1,30	1,32	1,35	1,38	1,42

Таблица 4 – Значения коэффициента K при различных Л. Н. С. (W) и расстояниях между холостыми шпурами (H) для конструкции вруба № 5

$H, \text{ мм}$ $W, \text{ мм}$	100	90	80	70	60	50
100	1,22	1,24	1,26	1,28	1,30	1,33
90	1,24	1,25	1,27	1,30	1,32	1,36
80	1,25	1,27	1,29	1,32	1,35	1,38
70	1,27	1,29	1,32	1,34	1,38	1,41
60	1,30	1,32	1,34	1,37	1,41	1,45
50	1,32	1,35	1,37	1,41	1,45	1,50

Таблица 5 – Значения коэффициента K при различных Л. Н. С. (W) и расстояниях между холостыми шпурами (H) для конструкции вруба № 7

$H, \text{ мм}$ $W, \text{ мм}$	100	90	80	70	60	50
100	1,31	1,34	1,37	1,46	1,53	1,68
90	1,32	1,34	1,38	1,46	1,53	1,69
80	1,34	1,37	1,40	1,47	1,57	1,72
70	1,35	1,40	1,42	1,48	1,58	1,73
60	1,36	1,41	1,45	1,53	1,59	1,74
50	1,39	1,43	1,46	1,51	1,61	1,80

Выполненные расчеты коэффициента компенсации для различных конструкций прямых врубов могут быть использованы при выборе оптимальных параметров при проектировании буровзрывных работ.

СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ ПРИМЕНЕНИЯ БУРОВЫХ СТАНКОВ НА КАРЬЕРАХ

Стенин Ю. В., Батдэлгэр Т., Андреев К. В.
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

На открытых горных разработках первоочередным и весьма трудоемким, важнейшим производственным процессом является бурение взрывных скважин. Затраты на буровые работы составляют до 30 % всех затрат, приходящих на 1 т полезного ископаемого. Техническое состояние буровых станков во многом определяет эффективность всех процессов технологии горного производства.

Основным показателем технологической эффективности буровой техники карьеров является её производительность в метрах пробуренных скважин. Наряду с этим показателем, экономичность её определяется и такими показателями как: энергоёмкость, металлоёмкость, мобильность, простота управления и обслуживания.

К современным тенденциям развития буровой техники карьеров относится широкое применение станков с дизельным типом привода, что делает их более мобильными и автономными, менее тяжелыми с более простой системой управления, широко использующей гидравлический привод основных элементов станка

При бурении твердых пород хорошие результаты дают комбинированные способы разрушения, позволяющие увеличить скорость проходки в 2-2,5 раза, а при бурении пород наибольшей крепости существенно повысить производительность можно за счет снижения времени вспомогательных операций.

Ведущие мировые фирмы «Бюсайрус-Ири», «Ингерсолл-Рэнд», «Харнишфигер», «Тамрок Дрилтек», «Дрессер-Марион» и др. ведут интенсивную работу по обновлению номенклатуры станков, повышению потребительских свойств машин, созданию сети высокоэффективных сервисных центров.

Некоторые фирмы сохранили традиционные комбинированные системы приводов. Так, «Харнишфигер» и «Дрессер-Марион» используют электрический привод вращения бурового става и гидравлическую подачу, в то время как «Бюсайрус-Ири» применяет в основном электрический привод, а «Ингерсолл-Рэнд» и «Тамрок-Дрилтек» - только гидравлический.. Гидрофикация основных приводов на и оправдана тем что гидравлические станки имеют меньшую массу, неограниченные возможности регулирования параметров, отличаются удобством в управлении и сравнительно несложным обслуживанием. Электрический привод постоянного тока, применяющийся на всех российских станках, достаточно громоздкий, требует сложных и дорогостоящих систем управления, высокой квалификации обслуживающего персонала.

Западные фирмы выпускают станки, как правило, под конкретного потребителя. При этом в процессе заключения контракта вносятся любые возможные изменения в конструкцию. В российской практике до недавнего времени станки выпускались большими сериями и доводились, при необходимости, силами местных механических служб. В настоящее время российские производители начали переходить на общепринятые в мире принципы работы с потребителями.

Различают легкие шарошечные буровые станки. В России это СБШ-160-48; СБШ-160/200-40Д с дизельным приводом; они применяются для небольших карьеров и разрезов. На западе это универсальные буровые станки легкого класса типа DM-35SP и DM-45E фирмы «Ингерсолл-Рэнд», D-45KS «Тамрок-Дрил». Основные тенденции совершенствования их конструкции заключается в полной гидрофикации приводов, максимальной простоте обслуживания и эксплуатации, автономности, высокой маневренности и надёжности гусеничного хода, открытом расположении оборудования на платформе.

Шарошечные буровые станки среднего класса (СБШ-200/270) наиболее широко распространены на горных предприятиях России и стран СНГ, а также в Монголии. Российская

промышленность серийно выпускает две модели на Бузулукском заводе (ЗСБШ-200-60 и 6СБШ-200-36) и две модели на Воронежском (СБШ-200МНА-32 и его модификации, а также новый станок СБШ-250/270 «РД-10»). Машины данного типоразмера, российские станки, существенно отстают от мирового уровня развития буровой техники. Главные их недостатки - низкая надёжность, невысокая производительность, плохая ремонтпригодность. Практически отсутствуют сервисные службы, до последнего времени существовал дефицит запасных частей. Главным преимуществом российских станков остаётся их доступность потребителям и относительно невысокая стоимость.

Зарубежные фирмы предлагают более 20 моделей станков среднего класса, выпускаемых всеми известными фирмами. Основные тенденции в развитии станков данного класса: универсальный главный привод, высокая степень механизации основных и вспомогательных операций; широкий выбор вариантов комплектации по длине и диаметру штанг, мощности приводов, компрессорным установкам и др.

Из новых российских разработок станков среднего класса можно отметить перспективную модель Воронежского завода СБШ-250/270. Эта высоковольтная машина пока сохранила ряд недостатков прошлых моделей и находится в процессе доработки.

Тяжёлые шарошечные станки - высокопроизводительные, машины, способные бурить скважины диаметром 270-350 мм и более, наиболее совершенные в техническом отношении, хорошо энерговооруженные, оснащаемые самыми современными устройствами автоматизации и программного управления. В основном находят применение на крупных горнодобывающих предприятиях угольной промышленности, цветной и черной металлургии. Широко распространены на открытых разработках в Южной Америке, США, Канаде, Южной Африке, Китае, Индии, в России – на крупных железорудных карьерах и предприятиях цветной металлургии.

Характерными чертами современных машин этого класса являются постепенная гидрофикация привода, в первую очередь ходовой части, применение открытых конструкций мачт, оснащение станков кабельными барабанами большой ёмкости, эффективными и надёжными системами управления, диагностики, пожаротушения, устройствами для борьбы с пылью и вибрациями, централизованной смазки, вспомогательными дизель генераторами. На угольных разрезах и карьерах горнодобывающих предприятий Монголии эксплуатируются в настоящее время более 70 единиц буровых станков; более 80% составляет шарошечные буровые станки двух основных типоразмеров-2СБШ200, СБШ-250МН. В горнорудной промышленности Монголии применяются преимущественно российские буровые станки.

Существующий в данное время в Монголии парк буровых станков морально и физически устарел. Средняя производительность бурового станка в Монголии по горной массе не превышает 1.8-2 млн м³ в год. А средний диаметр для шарошечных станков составляет 205 мм, что по параметрам соответствует производительности экскаваторов с ковшами 5-8 м³.

Наивысшая годовая производительность станков эксплуатируемых на карьере СП «Эрдэнэт», была достигнута в 1986 году и составила 64850 м по породам XII-XIV категорий крепости]. К 1996 году производительность станков снизилась до 55000 м по причине увеличения крепости пород и старения бурового парка. Дальнейшее развитие буровой техники в мире предусматривает: создание станков для бурения скважин шарошечными долотами диаметром до 400 мм и более; разработку новых способов бурения; совершенствование автоматизации управления режимами бурения на спускоподъемные операции в 1,5-2 раза; осуществление бурения взрывных скважин глубиной до 18-24 м без наращивания буровых штанг; разработку не вращающихся буровых ставов; использование стабилизаторов и амортизаторов; совершенствования и внедрение на станках шарошечного бурения электровибробуров; освоение новых типов шарошечных долот и дополнительных устройств к ним и более интенсивное применение станков комбинированного бурения.

Из исследований современного состояния и перспективы применения буровых станков на открытых разработках можно сделать вывод о том, что для решения научно-технических проблем и повышения технического уровня необходимо проведение значительного объёма научно-исследовательских и опытно-конструкторских работ, включая фундаментальные исследования в области горных наук.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ КОЭФФИЦИЕНТА ТРЕНИЯ ОКАТЫШЕЙ ПО ПОЛИЭТИЛЕНОВОЙ ПЛЕНКЕ

Лушников Я. В.

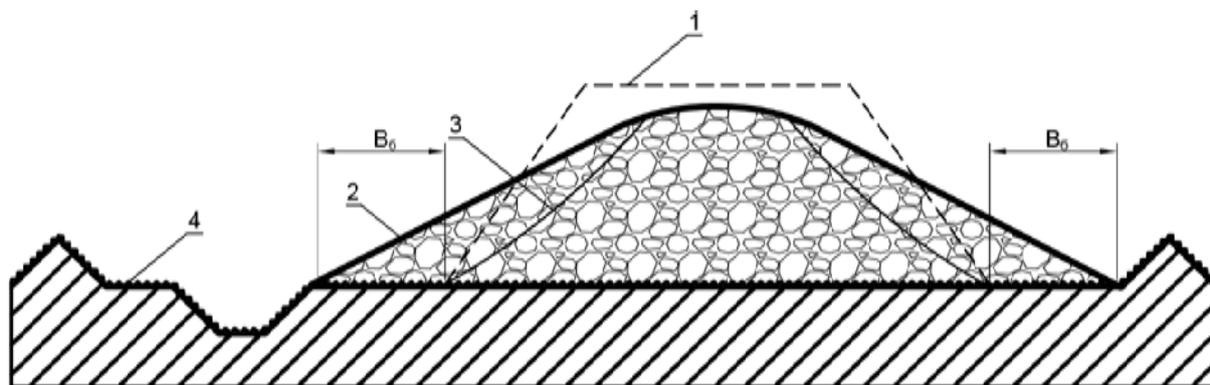
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Штабель кучного выщелачивания (КВ) представляет из себя навал руды, уложенный на гидроизоляционное основание, служащее для сбора продуктивного раствора и предотвращения просачивания его в окружающую среду.

При формировании штабеля большое внимание необходимо уделять его устойчивости. При длительных и затяжных дождях происходит переувлажнение штабеля, что может приводить к образованию оползней и оплывин.

На устойчивость штабеля, помимо угла их откоса, высоты и характеристик материала, из которого сформирован штабель, так же влияет фактор того, какой материал лежит в основании насыпи. При отсутствии специального дренажного слоя из щебня и защитного слоя песка, окатыши контактируют непосредственно с полиэтиленовой пленкой. В этом случае переувлажненный массив штабеля может скользить по пленке.

Для того, чтобы оплывающие массы руды остались на площадке выщелачивания, необходимо предусматривать формирование зон безопасности, шириной, достаточной для размещения оплывших пород, и ограничивающих валов, которые так же изолируются полиэтиленовой пленкой. Схема планирования показана на рисунке 1.



1 – первоначальные откосы штабеля; 2 – откосы штабеля после оползня; 3 – линия ската; 4 – полиэтиленовая пленка; B_0 – безопасное расстояние

Рисунок 1 – Схема планирования площадки

Цель исследования – определить коэффициент трения окатышей, слагающих штабель КВ по полиэтиленовой пленке, находящейся в основании штабеля.

Для экспериментов использовались окатыши, взятые со штабеля КВ на предприятии ОАО «Березовский рудник». Работа производилась на сдвиговом приборе ВСВ-25. В ходе экспериментов полиэтиленовая пленка помещалась между двумя слоями окатышей, нижний из которых покоился на подвижном основании. Образец нагружался вертикально и горизонтально, в момент сдвига основания показания давления.

Расчет коэффициента трения производился по формуле:

$$f = \frac{T}{N} \quad (1)$$

где T – горизонтальная сдвигающая нагрузка, МПа; N – вертикальная нагрузка, МПа.

Измерения были проведены при сухом и влажном состоянии окатышей, для имитации насыщения штабеля раствором.

По результатам 24 измерений средние значения коэффициента трения составили 0,36 и 0,30 для сухого и влажного состояния соответственно.

Поскольку окатыши рассматриваются как сыпучий материал без внутреннего сцепления, то из полученных коэффициентов трения могут быть вычислены углы внутреннего трения по следующей формуле:

$$\varphi = \arctg(f) \quad (2)$$

В таблице 1 приведено сравнение результатов, полученных в ходе экспериментов, и данных, приведенных в [1].

Таблица 1 – Сравнение результатов

Материал	Значения коэффициента трения		Угол внутреннего трения, градусы
	насухо	в воде	
Окатыши «Березовского рудника»	0,36	0,3	16,5-20
Песок [1]	0,27-0,45	0,25-0,4	14 -24
Гравий [1]	0,3-0,45	0,25-0,4	14- 24

Полученные данные коррелируются с данными, представленными в [1], а значит можно сделать выводы о том, что их можно использовать при дальнейших вычислениях.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Инструкция по проектированию и строительству противofильтрационных устройств из полиэтиленовой пленки для искусственных водоемов. СН-551-82. – М.: Недра, 1983.

ОРГАНИЗАЦИЯ ГЕОДИНАМИЧЕСКИХ НАБЛЮДЕНИЙ ПРИ РАЗРАБОТКЕ ВЕРХНЕЧОНСКОГО НЕФТЕГАЗОКОНДЕНСАТНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Шмонин И. Б.¹, Шмонин В. И.²

¹ОАО «Верхнечонскнефтегаз»

²ФГБОУ ВПО «Иркутский государственный технический университет»

Верхнечонское нефтегазоконденсатное месторождение (ВЧНГКМ) расположено в Катангском районе Иркутской области. Месторождение разрабатывается с 2006 года. Площадь лицензионного участка – 1340 кв. км. Годовая добыча нефти составляет 7,5 млн т.

Верхнечонский нефтяной пласт мощностью 14 – 20 м, представленный песчаником, залегает на кристаллическом фундаменте на глубине 1700 м от земной поверхности. Пласт перекрыт осадочными частично метаморфизованными породами, имеющими практически горизонтальное залегание. Наиболее представительны в толще доломиты и известняки различных свит и возрастов. Месторождение разбито серией крупных тектонических разломов.

Для организации геодинимических наблюдений на ВЧНГКМ проектом предусмотрен комбинированный способ, включающий определение высотных отметок нивелированием II класса и плано-высотного положения пунктов с помощью GPS-измерений [1].

Реперы закладывались по профильным линиям общей длиной 34 км, которые пересекают основные разломы. На участках пересечения разломом расстояния между реперами сокращались до 100 м. Рабочие пункты распределены по площади месторождения и заложены возле производственных объектов, что обеспечивает к ним доступ и позволяет контролировать устойчивость места расположения объектов. Всего было заложено 115 пунктов и 126 реперов. Такой подход позволяет оптимизировать затраты на создание геодинимического полигона (ГДП). В результате сокращается количество реперов и происходит более равномерный охват наблюдениями площади месторождения и производственных объектов. Существенным достоинством такого построения полигона является обеспечение месторождения пунктами опорного геодезического обоснования.

Пункты разделены на три категории – исходные, опорные и рабочие. Соответственно GPS-измерения строятся по трёхуровневой схеме: от исходных к опорным и от опорных к рабочим.

Несмотря на оптимизацию количества реперов и пунктов, которые закрепляются капитальными геодезическими центрами, затраты на создание ГДП весьма высокие и составляют около 20 млн рублей. Кроме того, стоимость одной серии наблюдений оценивается в 10-12 млн рублей. В течение первых пяти лет необходимо выполнить 4 серии. Затем период между сериями можно увеличить до 2-3 лет в зависимости от полученных результатов. Исходя из вышеизложенного, можно сделать вывод, что наблюдения за геодинимическими процессами при добыче углеводородного сырья с помощью геодезических методов требуют значительных затрат от предприятия.

Исходя из современного уровня развития техники и спутниковых технологий дистанционного зондирования Земли, наиболее перспективным можно считать спутниковую радарную интерферометрию [2].

Наблюдения за деформациями земной поверхности заключаются в периодическом получении космических радиолокационных снимков и их обработке по специальной программе.

В качестве опорной используется поверхность Земли (в безлесных районах), а также поверхности стационарных сооружений и специально закрепленные пункты, оборудованные уголковыми отражателями. Применение отражателей повышает точность измерений и позволяет получать точность вертикальных деформаций (оседаний) земной поверхности, сопоставимую с геодезическими методами, в частности с результатами геометрическим нивелированием II класса.

Выводы о смещениях точек земной поверхности делаются на основе сопоставления смежных серий наблюдений. При этом не требуется создания на участке наблюдений плотной геодезической сети и закрепления на местности большого количества постоянных пунктов, т.к. предлагается использовать наземные объекты инфраструктуры нефтепромысла, выделенные в качестве хорошо опознаваемых знаков по первым 10 сериям наблюдений.

Затраты на выполнение годового цикла наблюдений (10-12 комплектов радиолокационных космоснимков и их обработка) составляют ориентировочно 3,5 млн рублей. Это примерно в 3 раза меньше стоимости выполнения одной серии наблюдений геометрическим нивелированием II класса.

По результатам сопоставления описанных выше способов организации геодинимических наблюдений возможно выделить следующие преимущества спутниковой радарной интерферометрии:

1. Геодинимические наблюдения производятся одновременно на большой, зачастую труднодоступной территории;

2. Точность измерения вертикальных деформаций (оседаний) земной поверхности по точкам с металлическими отражателями сопоставима с точностью геометрическим нивелированием II класса;

3. Снижаются затраты на полевые работы по закреплению геодезической сети, связанные с высокой трудоемкостью и обеспечением безопасности работающих в таежных условиях;

4. Проведение серии наблюдений не привязано летнему периоду года;

5. Сокращается численность работников (в 3-4 раза), занятых на выполнении наблюдений;

6. Примерно в 3 раза снижаются расходы на выполнение одной (годовой) серии наблюдений.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Технический проект (Программа) системы геодинимических наблюдений на территории Верхнечонского нефтегазоконденсатного месторождения: Отчет по научно-исследовательской работе, ИГД УрО РАН, г. Екатеринбург, 2008.

2. Использование метода интерферометрии устойчивых отражателей при геодинимическом мониторинге Самотлорского месторождения / А. В. Филатов, А. В. Евтюшкин, В. М. Брыксин [и др.] // Маркшейдерский вестник. 2012. № 4. С. 57-62.

КОМПЛЕКСНОЕ ПРИМЕНЕНИЕ СИСТЕМ МОБИЛЬНОГО ЛАЗЕРНОГО СКАНИРОВАНИЯ И СПУТНИКОВОЙ ГЕОДЕЗИИ (ГНСС) ПРИ РАЗРАБОТКЕ РОССЫПНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ МАГАДАНСКОЙ ОБЛАСТИ

Голубко Б. П.¹, Михно А. А.¹, Михно А. Н.²

¹ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

²ТОО «КазГеоТехнологии», Республика Казахстан

В последнее время технология лазерного сканирования находит все более широкое применение в различных областях инженерной геодезии и маркшейдерского дела. В маркшейдерии это – контроль за правильным и безопасным ведением горных работ; производство маркшейдерских съемок; определение объемов горных работ, складов и отвалов; мониторинг геомеханических процессов.

С 2013 года маркшейдерской службой ООО «Статус» для решения данных задач применяется система мобильного сканирования Dynascan (рисунок 1).

При создании данной системы, разработчикам пришлось решать задачу интеграции высокоскоростного лазерного сканера, блока инерциальных измерений, спутникового приемника, обеспечивающего точное позиционирование системы, а также компьютера с программным обеспечением для оперативного управления системой и сохранения собранных данных.



Рисунок 1 – Основные компоненты системы мобильного сканирования Dynascan (RT3005G)

За год использования система зарекомендовала себя наилучшим образом. Необходимо отметить следующие сильные стороны Dynascan: рабочие температуры сканирующего лазерного модуля составляют -20 - +60; хорошая степень защиты сканера (IP 67); высокая скорость сбора данных (36000 точек в секунду); радиус сканирования 250м (весьма высокий показатель для систем мобильного сканирования); быстрый монтаж и запуск системы; простота экспорта данных сканирования; поддержка большинства ГИС формата данных сканирования (ASCII); интуитивно понятное программное обеспечение.

Главное преимущество лазерного сканирования по сравнению с классическим методом измерений, тахеометрическая съемка - высокая производительность сбора и высокая информативность данных.

Разработка россыпных месторождений открытым способом подразумевает большие площади в связи с неглубоким залеганием и сложной лентообразной формой залежи. Поэтому применение системы мобильного лазерного сканирования в значительной степени повышает эффективность маркшейдерских работ, сокращая время полевых работ и повышая точность съемки.

При разработке россыпей необходимо фиксировать границы подготовленных к промывке, активированные и вскрываемые площади и с высокой точностью наносить их на планы ведения горных работ. Однако при использовании системы лазерного сканирования, в период камеральной обработки результатов съемки, не всегда удается определить четкие границы этих площадей в общем облаке точек.

Для устранения данного недостатка методов лазерного сканирования с одновременным решением задачи корректного отображения на оперативном плане границ различных площадей предлагается комплексное использование мобильной системы лазерного сканирования и ГНСС. Для решения данной задачи была разработана и внедрена в производство следующая методика¹: установка и запуск базовой станции в режиме RTK (кинематики в реальном времени); сбор данных системой мобильного лазерного сканирования; запуск передвижного ГНСС приемника в режиме RTK с настройками радиомодема аналогичными радиомодулю блока системы мобильного лазерного сканирования; съемка характерных точек границ подготовленных, активированных и вскрываемых площадей; экспорт и обработка в специализированном программном обеспечении, как облака точек, так и характерных точек границ площадей, полученных в результате ГНСС съемки.

Все это позволяет экономить время, используя одну станцию и для сканирования и для ГНСС съемки.

Комплексное применение систем мобильного лазерного сканирования и ГНСС приемников позволяет в значительной степени автоматизировать процесс сбора полевых данных съемки и камеральную обработку этих данных, в то же время, внося корректировку, за счет съемки характерных точек границ, подготовленных, активированных и вскрываемых площадей.

Результатом обработки облака точек в специализированном программном обеспечении является построение цифровой модели рельефа (ЦМР), позволяющее вести мониторинг за состоянием ведения горных работ и производить высокоточное определение объемов выполненных работ. Для последнего предлагается следующая методика: создание облака точек в специализированном программном обеспечении из собранных в полевом компьютере текстовых данных (каждая точка из облака имеет пространственные координаты и интенсивность отраженного сигнала); упрощение облака точек (корректировка количества точек и шумовой составляющей); построение ЦМР дневной и расчетной поверхностей из соответствующих облаков точек; расчет объема выемки и/или насыпи горной массы.

¹ Набиуллин Р. Н., Михно А. А. Эксплуатация системы мобильного лазерного сканирования Dynascan (RT3005G): рабочая инструкция? принятая на ООО «Статус». П. Ягодное, 2013.

ОЦЕНКА ТОЧНОСТИ И МЕТОДИКА СНИЖЕНИЯ ПОГРЕШНОСТИ ЦЕНТРИРОВАНИЯ ИНСТРУМЕНТОВ В ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТКАХ

Галеев Р. И., Голубко Б. П.

ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Современные методы маркшейдерской съёмки в подземных горных выработках не возможны без центрирования инструментов. Как правило, 99 % случаев установки инструмента осуществляется под знаком, и, как правило – это шнуровой отвес. Отвес выполняет роль проектирования центра маркшейдерского знака, и точность проектирования является одной из существенных погрешностей в общей погрешности измерения горизонтальных углов и длин подземной полигонометрии. Погрешность проектирования в данном случае это качание отвеса. Известно, что только при амплитуде качания менее 0,3мм отвес считается неподвижным. На раскачивание отвеса влияют два фактора: эффект маятника и эффект воздушного потока (вентиляция горных выработок).

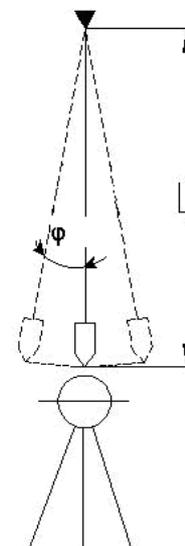
Эффект маятника (математического) проявляется при совершении отвесом гармонических колебаний, при которых угол отклонения от вертикальной оси не превышает $\varphi_0 = 8^\circ$ (рисунок 1).

Колебания, в случае отвеса, условно начинаются из положения покоя, поэтому они описываются по закону синуса

$$X = A \sin\left(\sqrt{\frac{g}{L}} t + \varphi_0\right),$$

где X – смещение отвеса, g – масса отвеса; L – длина нити отвеса; t – момент времени. То есть на максимальное отклонение, создаваемое эффектом маятника, оказывают влияние длина нити и вес отвеса. Данное явление пресекается, достаточно просто, при нормальных условиях (успокоение отвеса до амплитуды <0,3 мм).

Рисунок 1 – Эффект математического маятника



В случае, когда речь идет о подземных выработках, на отвес постоянно воздействуют внешние силы, в виде воздушных потоков вентиляционной струи. Опытным путём доказано, что распределение воздушных потоков в выработке можно описать определенной зависимостью, описанной формулой Бернулли $y' + p(x)y = q(x)y^n$.

Согласно данному закону, можно выделить зоны, распределения скоростей воздушного потока (рисунок 2), а следовательно, и зоны минимального влияния на отвес.

Исходя из вышесказанного, для минимизации влияния раскачивания отвеса на точность центрирования необходимо располагать инструмент в зоне минимального потока воздуха, т. е. как можно ближе к стенкам выработки (рисунок 3).

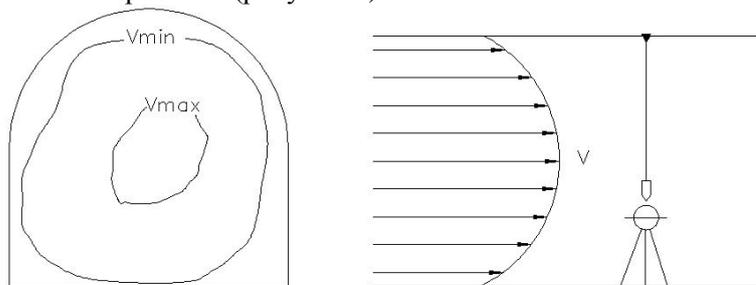


Рисунок 2 – Распределение воздушных потоков в выработке

Решение было найдено путем использования центрировочной пластины. Пластина устанавливается в зоне А (см. рисунок 3), Центрировалась под отвесом, а над ней устанавливается инструмент и центрируется оптическим или лазерным центриром с погрешностью не более 0,5 мм.

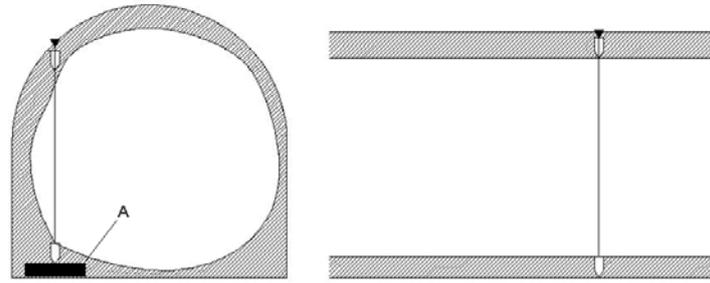


Рисунок 3 – Зоны наименьшего влияния воздушных потоков

Центрировочная пластина – это пластина круглой формы с подвижным центром, на который нанесена по центру точка (кern диаметром 1-1,5 мм). Центрировочная пластина устанавливается на почву выработки (рисунок 4). Пластина имеет достаточный вес, чтобы находиться в неподвижном положении, несмотря на возможность наличия водных потоков по почве шахты.

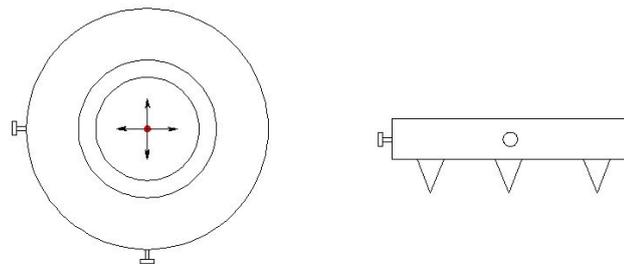


Рисунок 4 – Центрировочная пластина

Влияние погрешности центрирования рассчитывается по формуле.

$$m_{\rho_{\text{ц}}} = \pm \sqrt{\frac{\rho^2}{2a^2b^2} [e_c^2 (a^2 + b^2) + e^2 (a^2 + b^2 - 2ab \cos \beta)]}$$

Результаты расчетов приведены на графике (рисунок 5)

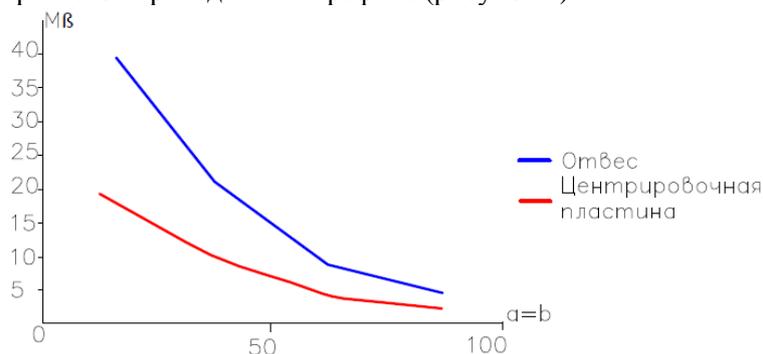


Рисунок 5 – График сравнения погрешностей

Таким образом погрешность центрирования при использовании центрировочной пластины в заданных условиях уменьшается в 2-3 раза, при этом время на центрирование сокращается более чем в 2 раза.

ГЕОМЕХАНИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ ЩИТОВОЙ ПРОХОДКИ ТОННЕЛЕЙ МЕЛКОГО ЗАЛОЖЕНИЯ ВТОРОЙ ЛИНИИ ЕКАТЕРИНБУРГСКОГО МЕТРОПОЛИТЕНА ПО ВМЕЩАЮЩИМ МАССИВАМ, СЛОЖЕННЫМ СКАЛЬНЫМИ, ПОЛУСКАЛЬНЫМИ, ДИСПЕРСНЫМИ И СМЕШАННЫМИ ПОРОДАМИ

Кряжевских А. Н., Кузьмин Н. Г.

Научный руководитель Половов Б. Д., д-р техн. наук, профессор
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Опыт строительства перегонных тоннелей 1 линии Екатеринбургского метрополитена показал, что отнесение инженерно-геологических условий к категории сложных и выполненный согласно требованиям ВСН 190-78 [3] объем изысканий, не исключил возникновения аварийных ситуаций в ходе строительства. Основной причиной возникновения осложнений при проходке явилась высокая степень нестабильности вмещающих массивов по трассе. Традиционные расчеты [2] в плоской постановке не обеспечивают должной надежности. Выход из создавшегося положения – переход на объемное, трехмерное моделирование. В связи с этим в целях геомеханического анализа проектируемых перегонных тоннелей использовался пакет программного обеспечения Plaxis 3D [1] ориентированный на современные методы строительства с использованием щитов типа Herrenknecht с гидропригрузом.

Геомеханический анализ щитовой проходки тоннелей мелкого заложения выполнялся в следующем порядке.

1. Построение геометрической модели.
2. Формирование конструкций и их привязка на геометрической модели.
3. Задание граничных условий, для фиксации геометрической модели в пространстве.
4. Введение наборов данных по материалам (свойства грунтов, обделка тоннеля и оболочки щита) и интерфейсов (отражающих степень связи массива с тоннельной обделкой и оболочкой щита).
5. Последовательное построение двухмерной и пространственной сетки конечных элементов.
6. Учет гидравлических условий, включая генерирование давления воды.
7. Ввод начальных эффективных напряжений.
8. Поэтапное моделирование напряженно-деформированного состояния. Рассмотрены две ситуации: проходка одиночного тоннеля; проходка двух тоннелей при наличии ранее пройденного.

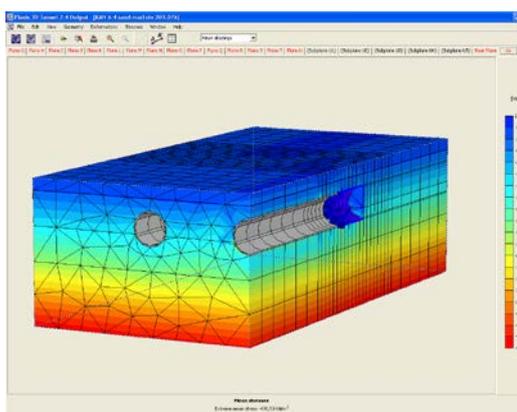
В первой ситуации строительство выполнено в одной фазе.

Вторая ситуация:

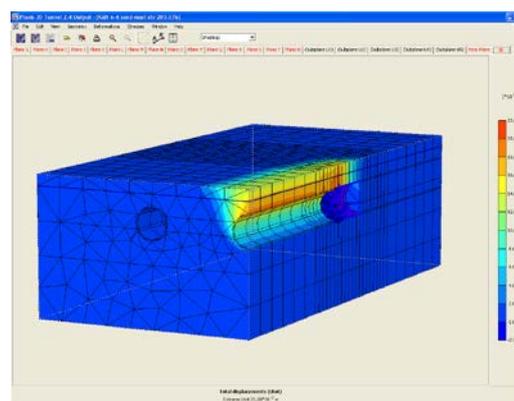
- первая фаза: моделирование пройденного тоннеля на всю длину участка;
 - вторая фаза: начало строительства второго тоннеля, ввод в забой тоннелепроходческого комплекса;
 - третья-шестая фазы – моделирование по стадиям строительства тоннеля.
- Моделирование проводилось для четырех типов пород:
- пески аллювиальные крупные и средней крупности;
 - дресвяные породы;
 - граниты Верх-Исетские средней прочности;
 - смешанные породы (пески аллювиальные и дресвяные породы; пески аллювиальные и граниты средней прочности).

Пример результатов моделирования приведен на рисунках 1 и 2.

а



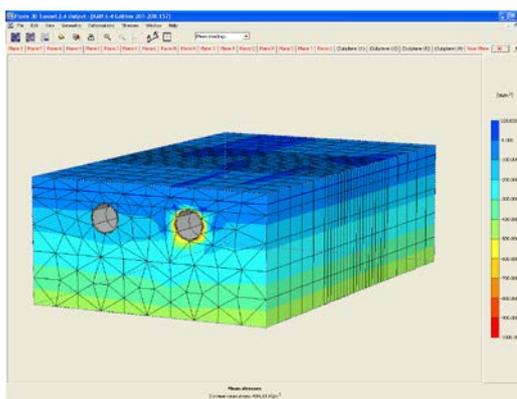
б



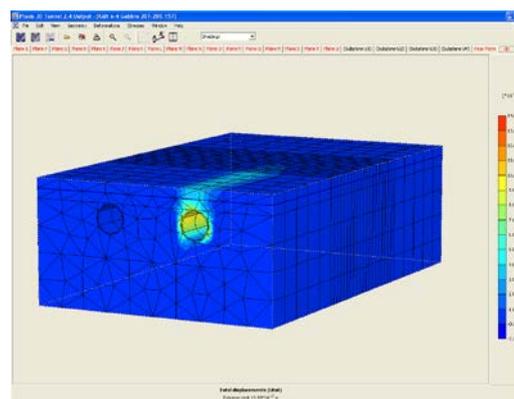
а – полные напряжения; б – общие деформации

Рисунок 1 – Напряженно-деформированное состояние перегонных тоннелей в дисперсных породах (диаметр 6 м, глубина заложения от поверхности 4 м)

а



б



а – полные напряжения; б – общие деформации

Рисунок 2 – Напряженно-деформированное состояние перегонных тоннелей в скальных породах (диаметр 6 м, глубина заложения от поверхности 4 м)

Проведенные исследования показали, что проходка одного тоннеля с отставанием от другого может быть выполнена в безаварийном режиме, при этом деформации поверхности не превышают 22 мм.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Руководство пользователя. PLAXIS 3D Tunnel: учебное пособие. – СПб.: Изд-во «НИП-Информатика», 2004. 105 с.
2. О геотехнической категории объекта строительства / В. А., Ильичев, В. П. Петрухин, В. В. Михеев [и др.] // Основания, фундаменты и механика грунтов. 2003. № 1. С. 20-24.
3. ВСН 190-78. Инструкция по инженерно-геологическим изысканиям для проектирования и строительства метрополитенов, горных железнодорожных и автодорожных тоннелей. – М.: Минтрансстрой, 1978. 23 с.

ГЕОМЕХАНИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ РАЦИОНАЛЬНОЙ ГЛУБИНЫ ЗАЛОЖЕНИЯ ПЕРЕГОННЫХ ТОННЕЛЕЙ ПУСКОВОГО УЧАСТКА ВТОРОЙ ЛИНИИ ЕКАТЕРИНБУРГСКОГО МЕТРОПОЛИТЕНА

Кузьмин Н. Г., Кряжевских А. Н.

Научный руководитель Половов Б. Д., д-р техн. наук, профессор
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Динамичное развитие города Екатеринбурга и тяжелая ситуация с наземным транспортом в час пик способствовало началу работ над II линией метрополитена. Пусковым участком предполагаемого строительства второй ветки предусматривает быстрый доступ из центральной части города к центральному стадиону и далее в Верх-Исетский район.

Первоначальное проектное решение базировалось на схеме глубокого заложения, учитывалась напряженная улично-дорожная ситуация, высокая плотность застройки города Екатеринбурга по линии метрополитена.

К настоящему времени в связи с общемировой тенденцией строительства тоннелей на малых глубинах (тоннельными комплексами роторного типа) появилась возможность прокладки тоннелей диаметром от 6 до 14 метров без нарушения уличного и дорожного движения с обеспечением минимальной деформации окружающих зданий и строений.

На рисунке 1 показаны варианты трасс глубокого и мелкого заложения, подлежащие сопоставлению.

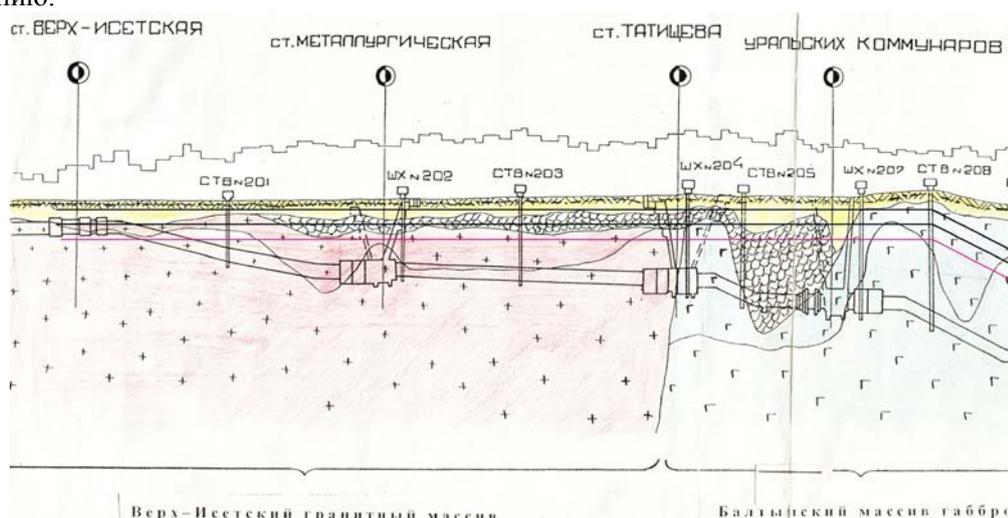


Рисунок 1 – Трассировка пускового участка второй линии метрополитена

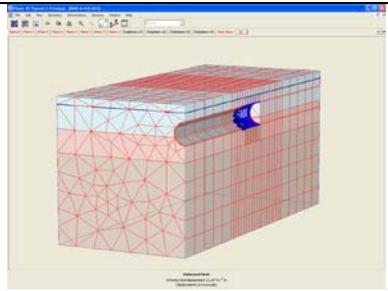
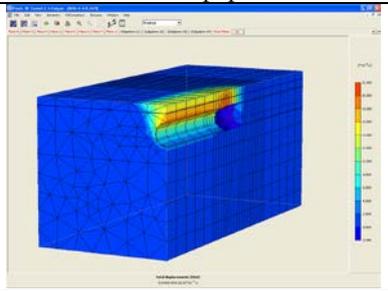
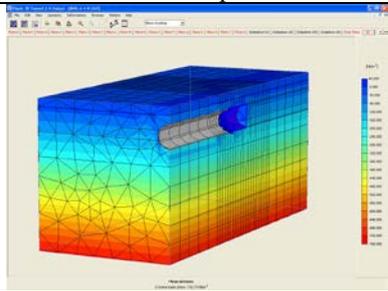
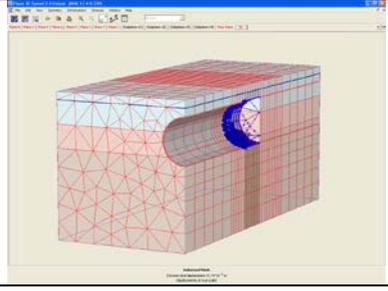
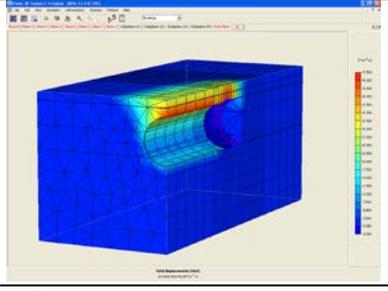
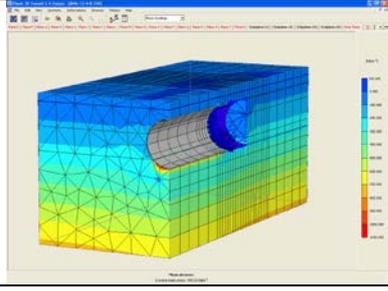
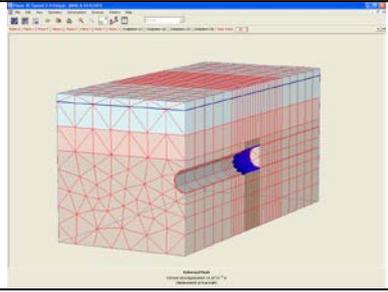
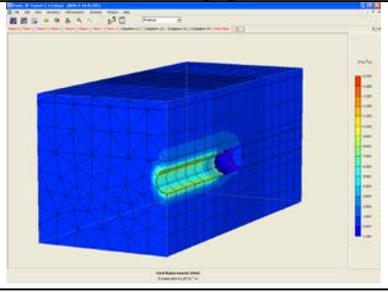
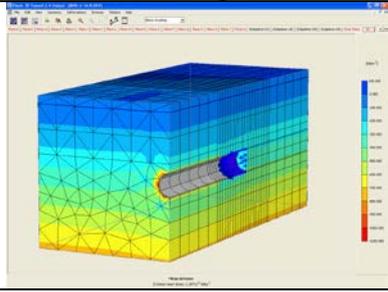
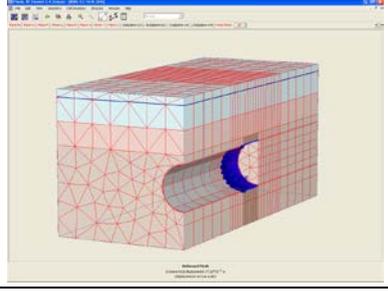
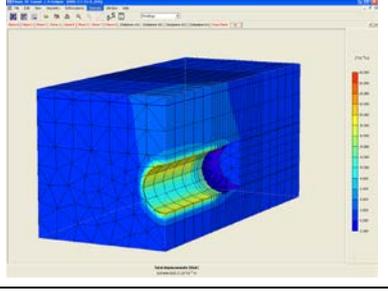
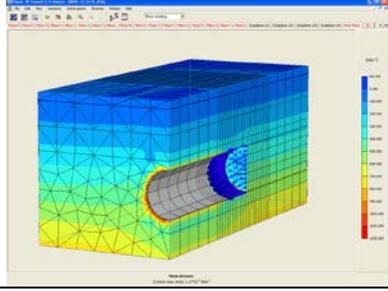
Для обоснования оптимального варианта необходимо решить следующие задачи:

1. Определить оптимальное расстояние от поверхности земли до верха тоннеля с учетом размещения сетей коммуникаций.
2. Выяснить возможность строительства тоннеля диаметром 12 метров по схеме мелкого заложения.
3. Изучить особенности напряженно-деформированного состояния перегонных тоннелей при различных глубинах для скальных, полускальных, дисперсных и смешанных пород.

Решение поставленных задач выполнено на основе современной редакции программы PLAXIS 3D Tunnel¹. В таблице 1 показаны типичные результаты моделирования PLAXIS 3D.

¹ Руководство пользователя. PLAXIS 3D Tunnel: учебное пособие. СПб: «НИИ-Информатика», 2004. 105 с.

Таблица 1 – Пример моделирования состояния перегонных тоннелей

Глубина заложения 4 метра Диаметр тоннеля 6 метров		
Сетка конечных элементов	Общие деформации	Полные напряжения
		
Диаметр тоннеля 12 метров		
		
Глубина заложения 16 метров Диаметр тоннеля 6 метров		
Сетка конечных элементов	Общие деформации	Полные напряжения
		
Диаметр тоннеля 12 метров		
		

По результатам моделирования установлена возможность проходки перегонных тоннелей диаметром 6 и 12 метров на глубинах 4 и 16 метров от поверхности. Изученное напряженно-деформированное состояние является надежным основанием для последующего выбора оптимального безаварийного варианта трассы.

НОВЫЙ ПОДХОД К ОЦЕНКЕ УСТОЙЧИВОСТИ ОТКОСОВ С ОБРАТНОЙ КРУТОПАДАЮЩЕЙ СЛОИСТОСТЬЮ

Ильясов Б. Т.

ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

В 1968 г. немецким ученым Мюллером [1] выдвинуто предположение, принятое позже научным сообществом, что деформирование и разрушение откосов с обратной крутопадающей слоистостью может происходить в виде вращения отделенных друг от друга поверхностями ослабления блоков породы под действием собственного веса.

Пошаговый способ расчета устойчивости подобных откосов предложен Гудманом и Брэм в 1976 г [2]. Несмотря на дальнейшее развитие, устранению некоторых потенциальных недостатков способа посвящено недостаточно внимания. Согласно способу расчета Гудмана-Брэя разрушение откоса происходит вдоль некоторой ломаной линии, лежащей между поверхностью откоса и нормалью к поверхностям ослабления, как показано на рисунке 1.

Существует мнение, что разрушение происходит вдоль поверхности иной формы, а применение способа Гудмана-Брэя приводит к завышению коэффициента запаса устойчивости.

Рассмотрим некоторый блок горной породы, ограниченный поверхностями ослабления и дневной поверхностью (рисунок 2).

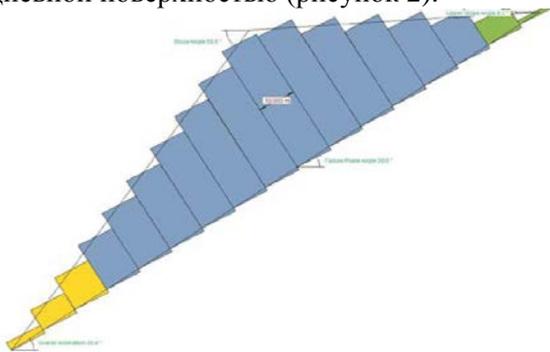


Рисунок 1 – Откос Гудмана-Брэя (согласно Rocscience inc.)

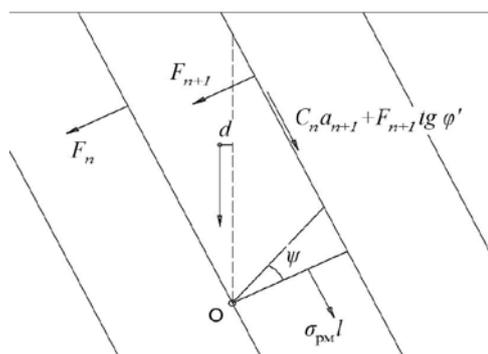


Рисунок 2 – Силы, определяющие устойчивость блока

Устойчивость данного блока определяется действием собственного веса, реакциями соседних блоков и прочностью материала блока. При потере устойчивости блоком в основании блока образуется трещина отрыва. Препятствовать ее образованию будет сила $\sigma_{pm} l / \cos \psi$, где σ_{pm} – прочность на разрыв материала блока, l – ширина блока, ψ – угол между поверхностью отрыва и нормалью к поверхности ослабления.

Блок принят жестким (недеформируемым), следовательно осью вращения будет точка O, лежащая на пересечении трещины отрыва с поверхностью ослабления. При повороте блока должна быть также преодолена сдвиговая прочность по поверхности ослабления, которую в общем случае можно представить в виде $C' a_{n+1} + F_{n+1} \operatorname{tg} \varphi'$, где C' и $\operatorname{tg} \varphi'$ – соответственно, сцепление и коэффициент внутреннего трения по поверхности ослабления, F_{n+1} – нормальная сила, действующая со стороны блока лежащего справа. Вес блока можно определить как $S_n \gamma$, где S_n – объем блока, а γ – объемный вес горной породы. Момент силы M_n является реакцией блока $n-1$ на воздействие со стороны блока n . Реакцию M_n можно также представить как силу, с которой блок n действует на блок $n-1$, в виде $F_n = 3M_n / 2a_n$.

Условие равновесия блока выглядит так:

$$S_n \gamma d_n - \frac{2l^2 \sigma_{pm}}{3 \cos^2 \psi} - C' a_{n+1} l + F_{n+1} \left(\frac{2a_{n+1}}{3} + l \sin \psi - l \operatorname{tg} \varphi' \right) - M_n = 0. \quad (1)$$

Из условия (1) видно, что форма принятой поверхности разрушения не является ступенчатой, принятой Гудманом и Брэм.

Для блоков, находящихся ниже поверхности откоса механизм разрушения может быть различен. Некоторые из них будут терять устойчивость в виде среза по основанию при воздействии на основание либо сжимающих, либо растягивающих усилий.

При $\psi \geq 0$ поверхность разрушения формируется либо в результате сдвига при воздействии в основании напряжений растяжения (рисунок 4), либо в результате отрыва по основанию. В случае отрыва по основанию расчет осуществляется по формуле (1).

В случае сдвига с растяжением расчет производится так:

$$F_i = F_{i+1} + S_i \gamma \cos \beta - (C - \sigma_p \operatorname{tg} \varphi_p) l - \sigma_p l \operatorname{tg} \psi, \quad (2)$$

где β – угол падения поверхностей ослабления, σ_p – напряжение в основании блока, φ_p – угол внутреннего трения в области растягивающих напряжений. Так как растягивающие усилия возникают из-за воздействия со стороны следующего (находящегося справа) блока, напряжения в основании блока рассчитываются из условия моментов:

$$S_i \gamma d_i - C' a_{i+1} l + F_{i+1} \left(\frac{2a_{i+1}}{3} + l \sin \psi - l \operatorname{tg} \varphi' \right) - M_i = \frac{2l^2 \sigma_p}{3 \cos^2 \psi}. \quad (3)$$

В случае, если результатом решения выражений (2) и (3) будет значение $\sigma_p > \sigma_{pm}$, к дальнейшему расчету принимается сила F_i , найденная в соответствии с выражением (1).

Если выполняется условие $\sigma_p > \sigma_{pm}$, то производится сравнение значений F_i , найденных в соответствии с формулой (1) и выражениями (2)+(3). К дальнейшему расчету принимается меньшее значение F_i .

При $\psi < 0$ блок может потерять устойчивость только в результате сдвига по основанию (рисунок 3), а условие устойчивости блока будет следующим

$$\begin{cases} F_i = F_{i+1} - (Cl + N \operatorname{tg} \varphi) \cos \psi + S_i \gamma \cos \beta \\ (F_{i+1} - F_i) \operatorname{tg} \varphi' + C'(a_{i+1} - a_i) + S_i \gamma \sin \beta = N \cos \psi \end{cases}$$

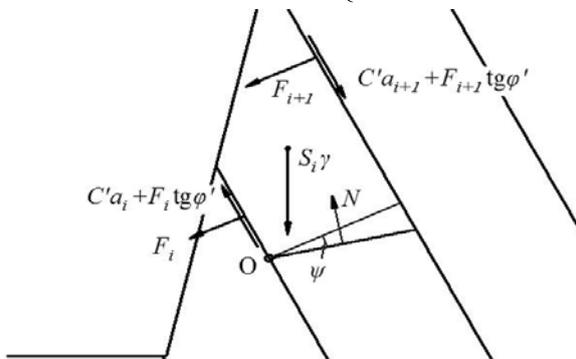


Рисунок 3 – Схема действующих сил при сдвиге с воздействием сжимающих усилий

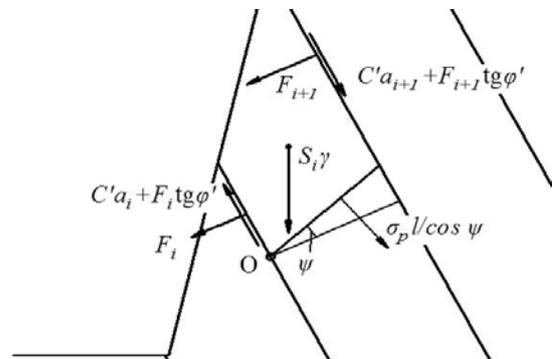


Рисунок 4 – Схема действующих сил при сдвиге с растяжением

Блоки, следующие после первого сдвигающегося блока, рассчитываются в соответствии с выражением (3).

Результатом расчета будет сила F_1 , принимающая отрицательное значение при наличии запаса устойчивости (при $K_{zy} > 1$). Перебором различных вариантов расположения кривой разрушения находится кривая, обеспечивающая наибольшее значение силы F_1 .

Для данной кривой разрушения находится значение коэффициента запаса устойчивости K_{zy} , при делении на которое всех показателей прочности получим $F_1 = 0$.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Hoek E., Bray J. Rock slope engineering. – 1981. С. 257.
2. Goodman R.E., Bray J.W. Toppling of rock slopes // Proceedings of the specialty conference on rock engineering for foundations and slopes. – 1976.

ПРИМЕНЕНИЕ КОСВЕННОГО ТРИГОНОМЕТРИЧЕСКОГО НИВЕЛИРОВАНИЯ ПРИ СОЗДАНИИ ВЫСОТНЫХ ОПОРНЫХ СЕТЕЙ

Банников А. Е., Голубко Б. П.
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

В связи с быстрым развитием и существенным повышением точности маркшейдерских приборов возникают новые методы проведения традиционных маркшейдерских работ. На сегодняшний день широкое распространение получили высокоточные тахеометры. При проведении тригонометрического нивелирования определение превышений, не смотря на все свои плюсы, не лишено и недостатков. Измерения проводят в прямом и обратном направлениях [1], соответственно необходимо центрировать прибор на двух точках при определении превышений между ними, а также учитывать высоту инструмента, следовательно, и ошибку определения высоты инструмента.

В данной работе рассмотрен и обоснован способ косвенного тригонометрического нивелирования на примере проложения опорного подземного высотного обоснования на ОАО «Сафьяновская медь» [2]. Суть предложенного метода заключается в установлении инструмента между наблюдаемыми точками и измерении превышений между задним пунктом – инструментом – передним пунктом (рисунок 1). Превышение равно:

$$H_{i+1} - H_i = l_{i+1} \sin \delta_{i+1} - l_i \sin \delta_i,$$

где H – высота пункта; l – наклонное расстояние от места стояния до цели визирования; δ – вертикальный угол; Δh – превышение между наблюдаемым пунктом и инструментом; индексы i и $i+1$ – маркировка измерений на заднюю и переднюю точки соответственно; $h_{и}$ – высота инструмента (не участвует в расчетах); $h_{р}$ – высота рейки (светоотражателя).

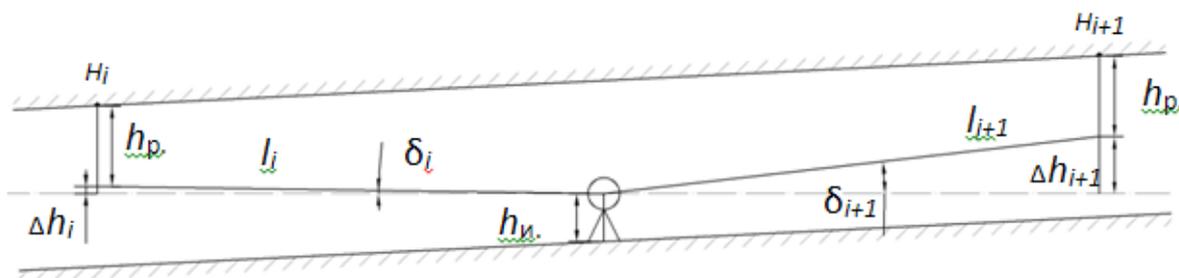


Рисунок 1 – Схема косвенного тригонометрического нивелирования

Рассматриваемый метод определения превышений применялся при создании опорной подземной маркшейдерской сети на ОАО «Сафьяновская медь» [2]. В 2012 году были определены высоты пунктов полигонометрического хода п.3 – мт.22 (количество пунктов – 21, длина хода – 1,6 км), в 2013 – п. 8 – мт. 28 (количество пунктов – 8, длина хода – 0,6 км). Измерения проводились при двух горизонтах инструмента.

Высотные невязки по данным полевых измерений составили:

$$f_{п.3-мт.22} = \sum h_{пр.} + \sum h_{обр.} = -0,003 \text{ м};$$

$$f_{мт.8-мт.28} = \sum h_{пр.} + \sum h_{обр.} = -0,008 \text{ м};$$

$$f_{мт.28-мт.30} = \sum h_{пр.} + \sum h_{обр.} = -0,002 \text{ м}.$$

Допустимая невязка ходов нивелирования, пройденных в прямом и обратном направлениях, рассчитывается по формуле:

$$f_{\text{доп}} \leq 50\sqrt{L}$$

Тогда допустимые невязки для пройденных ходов составляют соответственно:

$$f_{\text{доп.п.3-мт.22}} \leq 50\sqrt{1.600} \leq 63 \text{ мм};$$

$$f_{\text{доп.мт.8-мт.28}} \leq 50\sqrt{0.600} \leq 39 \text{ мм};$$

$$f_{\text{доп.мт.28-мт.30}} \leq 50\sqrt{0.300} \leq 27 \text{ мм}.$$

Формулу определения СКО превышения методом косвенного тригонометрического нивелирования можно найти по стандартной формуле СКО функции от некоррелированных аргументов [3]:

$$m_{\Delta H}^2 = (\sin^2 \delta_i + \sin^2 \delta_{i+1})m_l^2 + (\cos^2 \delta_i + \cos^2 \delta_{i+1})\left(\frac{im_\delta}{\rho}\right)^2 + 2m_B^2,$$

где $m_{\Delta H}$ – СКО определения превышения, m_l и m_δ – паспортные ошибки определения линейных измерений и вертикальных углов, m_B – ошибка визирования.

При малых углах наклона стороны нивелирного хода первым слагаемым можно пренебречь. Ошибку визирования можно принять равной 0,7 мм, руководствуясь исследованиями проф. Чеботарева А.С.: при увеличении зрительной трубы 30 крат и разрешающей силы трубы 2 угл. с.

Работы выполнялись с использованием современных тахеометров «Trimble-3601» (точность угловых и линейных измерений составляет соответственно $m_\alpha=1,5''$ и $m_l=1+1\cdot 10^{-6}L$, мм) и «LeicaTS02» ($m_\alpha=5''$ и $m_l=2+2\cdot 10^{-6}L$, мм) [2]. Приняв расстояние между реперами равное в среднем 100 м, были рассчитаны СКО определения превышения предложенным методом: при двукратном определении превышения тахеометром «Trimble-3601» $m_{\Delta h} = 0,8$ мм, для «LeicaTS02» - $m_{\Delta h} = 1,4$ мм.

Формула СКО конечного пункта нивелирного хода имеет вид [3]:

$$m_{H_k} = \sqrt{m_{H_0}^2 + \sum_{i=1}^k m_{\Delta H_i}^2}.$$

Тогда для последнего пункта нивелирного хода п. 3-мт. 22 без учета ошибки исходных данных – $m_{H \text{ мт.22}} = 3,5$ мм, для хода мт. 8-мт. 28 – $m_{H \text{ мт.28}} = 4,1$ мм, для хода мт. 28-мт. 30 – $m_{H \text{ т.30}} = 4,5$ мм. С учетом ошибки исходного пункта п. 3, равной 8 мм, получим: $m_{H \text{ мт.22}} = 8,7$ мм, $m_{H \text{ мт.28}} = 9,0$ мм, $m_{H \text{ мт.30}} = 9,2$ мм. Полученные значения хорошо согласуются с невязками в пройденных нивелирных ходах.

Можно сделать вывод о возможности применения рассматриваемого метода косвенного тригонометрического нивелирования при создании высотных опорных сетей, так как удовлетворяются все требования инструкции по производству маркшейдерских работ [1]. Предложенный метод определения превышения имеет точность аналогичную традиционному тригонометрическому нивелированию, исключает ошибки связанные с односторонним наведением на сигнал, сокращает время выполнения полевых работ в три раза.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. РД 07-603-03 «Инструкция по производству маркшейдерских работ».
2. Отчет о научно-исследовательской работе «Создание опорной подземной маркшейдерской сети на Сафьяновском подземном руднике», 2013. 29 с.
3. Гордеев В. А. Теория ошибок измерений и уравнильные вычисления: учебное пособие. – Екатеринбург: УГГУ, 2004. 429 с.

ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ ГИРОСКОПИЧЕСКОГО ОРИЕНТИРОВАНИЯ

Мусаллямова Ю. Х., Голубко Б. П.
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Среди прогрессивных решений, применяемых в геодезической и маркшейдерской практике, особое место занимает технология, основанная на методе гироскопического ориентирования. Свое название этот метод получил в XX веке, когда наблюдалось его активное развитие. Гироскопический метод ориентирования предназначен для измерения азимута направления при проведении геодезических и маркшейдерских работ, т.е. угла между направлением на север и направлением на заданную точку. В настоящее время известны различные конструкции наземных гироскопов, разработанных и изготовленных как в нашей стране, так и за рубежом: М-1 (1950 г., 550 кг) и SOKKIA Торсон «Автоматическая гиросанция GYRO X» (2000 г. 3,8 кг).

Особое внимание стоит уделить разработке фирмы SOKKIA Торсон автоматической гиросанции GYRO X. Прибор представляет собой систему, включающую маятниковый торсионный гироскоп и роботизированный тахеометр марки SRX. Гироскопическая часть (гироблок) системы выполнена в виде отдельного съемного самостоятельного модуля GYRO X. В целом гироблок выполнен по традиционной схеме – маятниковый чувствительный элемент (ЧЭ), включающий гироскоп, подвешен в корпусе прибора на торсионе.

Основная область применения гироскопов – маркшейдерские съемки: при ориентировании в пространстве оси сооружения, в метростроении и туннелестроении, для ориентирования сторон подземных сетей при их создании, развитии, контроле, пополнении и возобновлении.

По результатам наших исследований предлагается использование гироскопа при решении ответственных задач и в других отраслях горного производства: при разработке рудных и россыпных месторождений. Это направление не случайно, поскольку из работ [1], известно, что использование ГНСС в карьерах не всегда возможно.

Решение угловых засечек: прямая и обратная. Известно, что более точные результаты дает прямая засечка, но полевых работ меньше при обратной засечке. Использование гироскопа дает возможность полевые работы свести к обратной засечке, а получить точность прямой.

Аналогичное решение при прокладке теодолитных ходов. Дирекционные углы определяются гироскопическим способом, все остальные измерения согласно требованиям инструкции [2]. Преимущество в этом случае: не требуется дополнительных точек опорного обоснования, достаточно только координаты этих точек. Подобная маркшейдерская задача решается при строительстве горнопромышленных предприятий, при выносе в натуру контуров и осей зданий, инженерных сооружений.

В лабораториях МГТУ им. Н.Э. Баумана создан гироскопический акселерометр, чувствительность которого позволяет фиксировать отклонения поверхности на угол $0,02''$. В приборе установлены три гироскопа с взаимно-перпендикулярными осями, чтобы регистрировать наклон в любой плоскости. Если прибор укрепить на стене или перекрытии, он позволит улавливать малейшие деформации, например возникающие от изменения температуры окружающего воздуха. Суточный график деформаций представляет собой отрезок кривой, напоминающей синусоиду. Если день за днем в одно и то же время амплитуда деформаций оказывается постоянной, значит, здание стоит прочно, постепенное увеличение амплитуды говорит о приближающихся опасных деформациях [3].

Сокращение средств, выделяемых для военно-промышленного комплекса в бюджетах ведущих мировых стран, резко повысило интерес к гражданским применениям гироскопической техники. Например, сегодня широко распространено использование микромеханических гироскопов в системах стабилизации автомобилей или видеокамер.

По мнению сторонников таких методов навигации, как GPS и ГЛОНАСС, выдающийся прогресс в области высокоточной спутниковой навигации сделал ненужными автономные

средства навигации (в пределах зоны покрытия спутниковой навигационной системы (СНС), то есть в пределах планеты). В настоящее время СНС системы по параметрам массы, габаритов и стоимости превосходят гироскопические.

Сейчас разрабатывается система навигационных спутников третьего поколения. Она позволит определять координаты объектов на поверхности Земли с точностью до единиц сантиметров в дифференциальном режиме, при нахождении в зоне покрытия корректирующего сигнала DGPS. При этом якобы отпадает необходимость в использовании курсовых гироскопов. Например, установка на крыльях самолета двух приёмников спутниковых сигналов, позволяет получить информацию о повороте самолёта вокруг вертикальной оси.

Однако системы СНС оказываются неспособны точно определять положение в городских условиях, при плохой видимости спутников. Подобные проблемы обнаруживаются и в лесистой местности. Кроме того прохождение сигналов СНС зависит от процессов в атмосфере, препятствий и переотражений сигналов. Автономные же гироскопические приборы работают в любом месте — под землёй, под водой, в космосе [4].

За последние десятилетия, эволюционное развитие гироскопической техники подступило к порогу качественных изменений. Именно поэтому внимание специалистов в области гироскопии сейчас сосредоточилось на поиске нестандартных применений таких приборов. Открылись совершенно новые интересные задачи: геологоразведка, предсказание землетрясений, сверхточное измерение положений железнодорожных путей и нефтепроводов, медицинская техника.

Значительное удешевление производства МЭМС – гироскопов (микроэлектромеханические системы) привело к тому, что они начинают использоваться в смартфонах и игровых приставках. Появление МЭМС – гироскопа в смартфоне Apple iPhone 4 открывает новые возможности в 3D-играх и в формировании дополненной реальности. Уже сегодня, разные производители смартфонов и игровых приставок собираются использовать МЭМС-гироскопы в своих продуктах. Вскоре появятся приложения на смартфонах и игровых приставках, которые сделают компьютерный экран окном в другой — виртуальный мир.

На данный момент разработано несколько десятков приборов, с помощью которых можно проводить гироскопическое ориентирование в самых сложных условиях. И хотя при съемке и навигации на поверхности сейчас в основном используются спутниковые методы (GPS), в маркшейдерском деле – при строительстве тоннелей, шахт, коллекторов и других подземных объектов – без гироскопов не обойтись. Кроме того, некоторые военные склонны считать, что GPS может отказать в работе в случае военных действий, или США как оператор глобальной навигационной системы может значительно ограничить использование сигналов в период военных действий. И только с помощью гироскопических приборов инженеры способны будут осуществить сбойку тоннелей, а военные – правильно вычислить направление.

Поэтому фирмы Германии, Японии, Швейцарии и других стран продолжают создавать гироскопическое геодезическое оборудование.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Планирование полевых работ ГНСС, проводимых в карьерах / Б. П. Голубко [и др.] // Маркшейдерия и недропользование. 2012. № 5.
2. РД 07-603-03 «Инструкция по производству маркшейдерских работ».
3. Гироскопы предупреждают о катастрофе // Наука и жизнь. 2006. № 2.
4. Гироскоп. URL: <http://science.mirtesen.ru/pedia/Гироскоп>.

ПРОЦЕСС СЕРТИФИКАЦИИ ПРОГРАММНОГО ОБЕСПЕЧЕНИЯ

Мусаллямова Ю. Х., Голубко Б. П.
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Большинство современных средств измерений сложно представить без использования в них в том или ином виде программного обеспечения. Программное обеспечение расширяет функциональные возможности средств измерений, повышает точность и оперативность обработки измерительной информации.

В ряде случаев применение программного обеспечения может приводить к проявлению рисков, обусловленных как внутренними свойствами самих программных продуктов, так и возможностями внешнего воздействия на них. Все это приводит к необходимости проведения независимой, в том числе метрологической, экспертизы используемого программного обеспечения. Такая экспертиза может быть реализована, например, в виде сертификации программного обеспечения на предмет установления его соответствия требованиям соответствующей нормативной документации.

Общие правовые основы сертификации продукции и услуг в Российской Федерации установлены Законом «О сертификации продукции и услуг», где определены права и ответственность в области сертификации органов государственного управления, а также изготовителей (продавцов, исполнителей) и других участников сертификации.

В этом законе, в частности, указано, что сертификация проводится в целях:

- создания условий для деятельности предприятий, учреждений, организаций и предпринимателей на едином товарном рынке Российской Федерации, а также для участия в международном экономическом, научно-техническом сотрудничестве и международной торговле;
- содействия потребителям в компетентном выборе продукции;
- защиты потребителя от недобросовестности изготовителя (продавца, исполнителя);
- контроля безопасности продукции для окружающей среды, жизни, здоровья и имущества;
- подтверждения показателей качества продукции, заявленных изготовителем.

Основными целями сертификации средств информатизации, информационных технологий и услуг являются:

- защита пользователей средств и систем информатизации от приобретения средств и систем, в том числе импортных, которые представляют опасность для жизни, здоровья, имущества, а также для окружающей среды;
- обеспечение разработчиков систем, а также широкого круга пользователей этих систем достоверной информацией о состоянии отечественного и зарубежного рынков средств информатизации, телекоммуникаций, информационных технологий и услуг;
- обеспечение условий для информационного взаимодействия субъектов негосударственной принадлежности с субъектами государственной принадлежности;
- содействие повышению научно-технического уровня и конкурентоспособности отечественных систем информатизации, информационных технологий и услуг;

Необходимо отметить, что сертификация средств информатизации не только обеспечивает удовлетворение интересов потребителя, но приносит определенные выгоды и изготовителю (поставщику) продукции. Так, в частности, сертификация способствует расширению рынка сбыта (распространению продукции в тех районах, где потребителю неизвестна репутация фирмы) и обеспечивает подтверждение качества продукции фирмы по сравнению с продукцией конкурентов. С точки зрения организации торговых взаимосвязей сертификация способствует созданию доверительных отношений между производителями (поставщиками) и потребителями продукции.

В 2009 г. ФГУП ВНИИМС разработал национальный стандарт ГОСТ Р 8.654-2009 «Требования к программному обеспечению средств измерений». Стандарт устанавливает

требования к программному обеспечению средств измерений, обусловленные необходимостью оценки влияния ПО на метрологические характеристики СИ и защиты обрабатываемой информации.

В соответствии с Законом РФ «О техническом регулировании» была создана и зарегистрирована в Росстандарте «Система добровольной сертификации программного обеспечения средств измерений» (регистрационный номер РОСС RU.V1018.04ЖЗУ0 от 8 февраля 2013 г.). Объектами добровольной сертификации, согласно «Правилам функционирования, являются: программное обеспечение средств измерений как автономное, так и встроенное; программное обеспечение измерительных и информационно-измерительных систем; программное обеспечение контроллеров и вычислительных блоков, не входящих в состав информационно-измерительных систем.

Порядок проведения сертификации ПО в СДС ПО СИИИС включает:

- подачу заявки на сертификацию ПО;
- принятие решения по заявке на сертификацию, в том числе назначение экспертов на проведение основных работ по сертификации из числа экспертов органа по сертификации;
- оформление договора на проведение работ по сертификации;
- проведение сертификационной проверки ПО СИИИС, в том числе при необходимости проведение испытаний ПО (ПП) по согласованным с заказчиком методикам;
- принятие решения о выдаче Сертификата соответствия и разрешения использования знака соответствия либо об отказе в выдаче Сертификата соответствия;
- выдача Сертификата соответствия и разрешения использования знака соответствия;
- занесение юридического лица или индивидуального предпринимателя и перечня сертифицированного ПО (ПП) в Реестр СДС ПО СИИИС;
- проведение инспекционного контроля сертифицированного ПО (ПП).

Перечень информации подаваемой заявителем для прохождения процедуры добровольной сертификации (сертификации ПО):

- описание структуры ПО (ПП) и выполняемых функций, в том числе последовательность обработки данных;
- описание функций и параметров ПО (ПП), подлежащих метрологическому контролю (в соответствии с Рекомендацией МИ 2891-2004;
- описание реализованных в ПО (ПП) расчетных алгоритмов, а также их блок-схемы;
- описание модулей ПО (ПП);
- перечень интерфейсов и перечень команд для каждого интерфейса, включая заявление об их полноте;
- список, значение и действие всех команд, получаемых от клавиатуры, мыши и других устройств ввода;
- описание реализованной методики идентификации ПО (ПП);
- описание реализованных методов защиты ПО (ПП) и данных;
- описание интерфейсов пользователя, всех меню и диалогов;
- описание хранимых или передаваемых наборов данных;
- руководство пользователя;
- характеристики требуемых системных и аппаратных средств, если эта информация не приведена в руководстве пользователя.

По результатам сертификационных испытаний программного обеспечения от имени органа по сертификации ФГУП ВНИИМС, выдается сертификат соответствия установленного образца и приложение к сертификату соответствия с указанием характеристик ПО, установленных в процессе испытаний. Кроме того, в процессе сертификации разрабатывается методика испытаний, которая в обязательном порядке согласовывается с заказчиком. Все проверки и выводы из сертификационных испытаний заносятся в протокол испытаний, на основании которого выпускается Сертификат и приложение к сертификату.

Относительно программного обеспечения практической маркшейдерии необходимо отметить, что такая сертификация отсутствует. Считаем необходимым ее организацию на базе метрологического центра УГГУ.

ВЕДЕНИЕ ТОННЕЛЕПРОХОДЧЕСКОГО КОМПЛЕКСА НАВИГАЦИОННОЙ СИСТЕМОЙ SN-PA

Кузнецова М. А., Голубко Б. П.
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Разработанные навигационные системы «SN-P» и «SN-PA» для ведения ТПК по запроектированной трассе успешно применяются на тоннельных машинах иностранного производства. Системы разработаны российскими инженерами – маркшейдерами имеющих большой опыт работ на механизированных щитах. Применение данных систем исключает производство всех вычислений связанных с ведением ТПК по сложным кривым трассам, а соответственно и ошибки связанные с человеческим фактором.

Оперативность решения всевозможных проблем, связанных с неисправностью оборудования дает колоссальное преимущество российских систем перед иностранными производителями (языковой барьер, сроки поставки оборудования, таможенные проблемы, валютные операции и т. д.).

В комплект оборудования для данной системы входят: тахеометр фирмы Leica TCA 1203; промышленный компьютер (ноутбук); проводная связь между тахеометром и компьютером; призмы в корпусе 3шт. (рисунок 1).

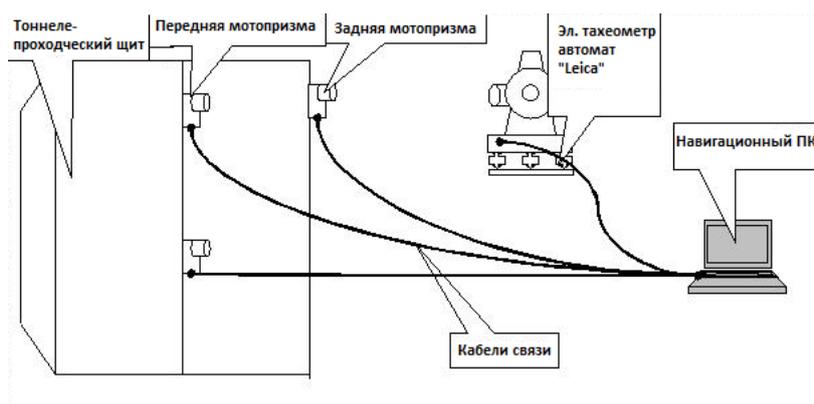


Рисунок 1 – Принципиальная схема навигационной системы SN-PA

Актуальная позиция ТПК определяется после определения 3-х призм закрепленных на ТПК. Крен и продольный уклон не измеряется, а вычисляется по 3-м призмам. Выполняются непрерывные автоматические замеры тахеометром фирмы Leica TCA 1203 во время проходки. Каждые 20-30 секунд (или другой промежуток времени, который устанавливается пользователем) происходит автоматический замер координат призм закрепленных на ТПК. Причем, измерения могут производиться как во время остановки щита, так и во время движения. Полученные данные автоматически передаются на компьютер, находящийся на пульте управления ТПК, обрабатываются, и на экран выводится положение ТПК в графической и цифровой форме.

Для шарнирных щитов в программу вводится выдвижение шарнирных домкратов, так называемая артикуляция, которая либо замеряется вручную, либо эти данные считываются с бортового компьютера управления ТПК.

Основой каждого измерения являются координатные системы. В SN-P это три различные системы.

Глобальная система координат. Всё измеренное на строительной площадке относится к этой системе. В ней ведутся практически все основные геодезические работы (разбивки, съемки и т. д.). Требуемые координаты в глобальной системе со строительной площадки

передаются для программного обеспечения SN-P. Сюда относятся координаты трассы тоннеля, консолей для тахеометра и т. д. (см. рисунок 2).

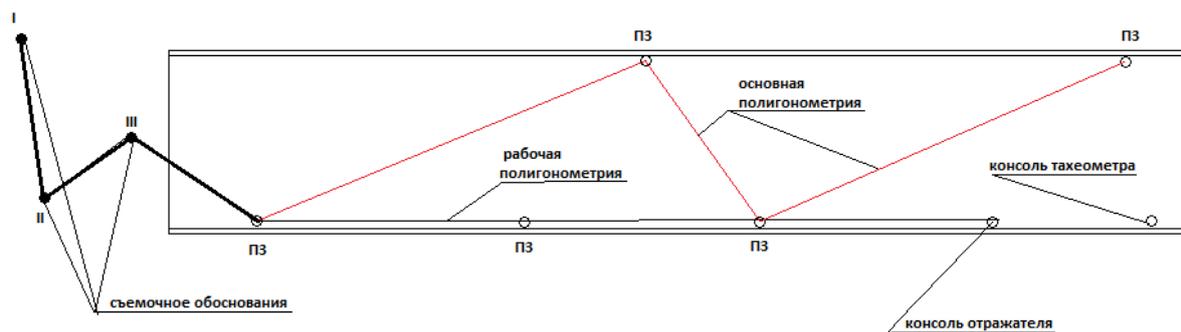


Рисунок 2 – Подземная полигометрия тоннеля

Система координат ТПК. Данная система основана на оси ТПК. Все точки, имеющие отношение к измерению, собраны и документированы в ней. При основных контрольных измерениях можно использовать контрольные точки для определения положения ТПК (см. рисунок 3).

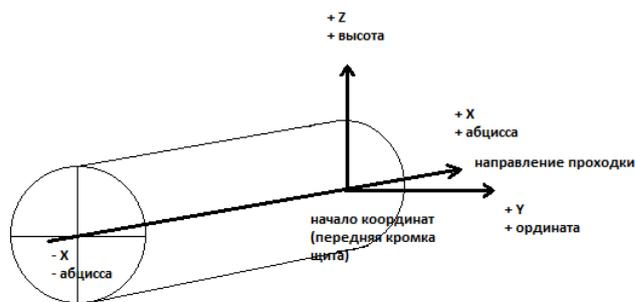


Рисунок 3 – Система координат ТПК

Системы координат трассы. Пикетаж и отклонения передней и задней опорной точки ТПК указываются в этой системе. Получение координат в этой системе является непосредственной целью системы SN-P. Положение ТПК всегда выводится с этой системой. Координаты указываются в виде горизонтального и вертикального отклонения величин, а также в виде пикетажа (см. рисунок 4).

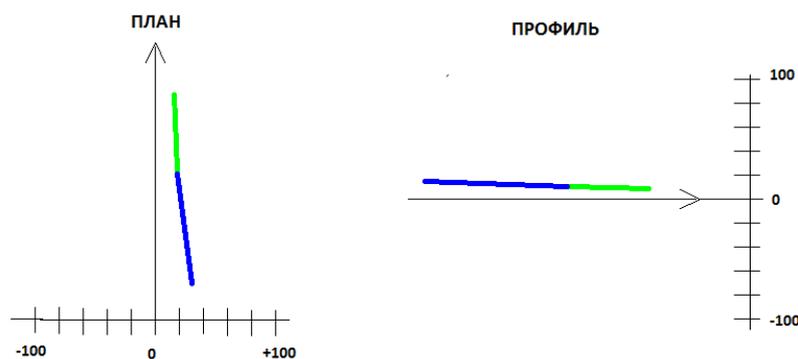


Рисунок 4 – Определение положения ТПК с помощью навигационной системой SN-P

Центральное место в навигационной системе занимает тахеометр-автомат, с помощью которого проводится определение местоположения мотопризм, установленных в корпусе ЩМ на заданном друг от друга расстоянии.

Сам тахеометр устанавливается неподвижно на специальном кронштейне тоннельной обделки сзади ТПК с определенным отставанием по длине. Через некоторый интервал времени происходит определение координат мотопризмы.

Достижимая точность всей системы зависит от точности определения координат призм в системе координат ТПК и в глобальной системе. Как правило - в плане и профиле +/-5мм.

СРАВНИТЕЛЬНЫЙ АНАЛИЗ НАВИГАЦИОННЫХ СИСТЕМ UNS ФИРМЫ HERRENKNECHT И SLS-RV ФИРМЫ VMT

Щеткин А. С.¹, Небосенко А. А.^{1,2}, Голубко Б. П.²

¹ЗАО «МПСО «Шахтоспецстрой»

²ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

При современном развитии сети подземных инженерных коммуникаций, особенно в условиях плотной городской застройки зачастую нет возможности прокладывать коммуникации на большую глубину и строить прямолинейные участки. Поэтому возникает необходимость обхода проблемных участков по криволинейной траектории, что не возможно при применении только проходческого лазера.

По экономическим соображениям необходимо минимизировать сроки строительства коллекторов, что требует сокращения сроков простоя комплекса во время контрольных маркшейдерских замеров.

Также необходимо учесть специфику строительства коллекторов методом микротоннелирования, она заключается в постоянном движении всего става трубопровода, что исключает создание маркшейдерских съемочных сетей внутри тоннеля.

Для выполнения данных требований необходимо внедрение современных навигационных систем, обеспечивающих максимальную скорость проходки, минимальное время присутствия маркшейдерского персонала в тоннеле и необходимую точность сбойки.

В данной статье рассмотрены 2 навигационные системы UNS (гирокомпас+гидроуровень) фирмы Herrenknecht (Германия) и SLS-RV фирмы VMT (Германия), применяющиеся в ЗАО «МПСО «Шахтоспецстрой».

Краткое описание системы UNS (гирокомпас+гидроуровень) и принцип работы.

Принцип работы системы UNS заключается в определении плано-высотного положения щита посредством определения азимута, высотной отметки оси и пройденного расстояния от стартовой шахты до забоя.

Система состоит из гироскопа, размещенного в головной управляемой части проходческого комплекса. Гироскоп помещен в герметичный, ударопрочный контейнер с выходами для контактных кабелей. В головной части щита и в стартовой шахте закреплены 2 датчика давления, которые соединены между собой прозрачным шлангом ПВХ со специальной подкрашенной незамерзающей жидкостью. В системе присутствует контроллер, который отвечает за прием данных с гироскопа и датчика давления в головной части щита. Датчик пройденного расстояния (курвиметр) устанавливается в стартовой шахте в месте входа рабочей трубы в массив. Все компоненты навигационной системы связаны между собой соединительными контактными кабелями.

При запуске системы, в рабочий компьютер вводятся исходные данные - проектируемая трасса тоннеля (начальные и конечные координаты каждого прямого и криволинейного участка, географические координаты района строительства тоннеля) и поправочные коэффициенты на фактическое положение щита (уклон, разворот относительно проектной оси). Перед запуском навигации необходимо останавливать работу тоннелепроходческого комплекса во избежание влияния вибрации и прочих факторов на работу системы.

Данная навигационная система периодического действия, т.е. определение фактического пространственного положения щита в процессе проходки производится через равные заданные промежутки пройденной дистанции (например, через 1 м).

Для расчета планового положения щита при запуске системы гироскоп определяет фактический азимут, далее определяется пройденное расстояние и производится расчет плановых координат головной части щита и отклонения от проектного положения. Посредством гидроуровня и курвиметра определяется фактическая высотная отметка оси тоннеля и отклонение ее от проектной. Результаты расчетов выводятся на монитор компьютера оператора комплекса, по которым производится корректировка положения щита.

Первый контрольный маркшейдерский замер производится через 15 м проходки, последующие через каждые 50 м.

Краткое описание системы SLS-RV и принцип работы. Принцип работы навигационной системы SLS-RV кардинальным образом отличается от системы UNS. Основой работы системы является практическая неизменность положения оси отдельного участка тоннеля, т.е. даже при передвижении всего става положение оси на конкретном участке коллектора не изменяется, это обуславливается тем, что в затрубном пространстве отсутствуют пустоты, а зазор, возникающий из-за разницы между диаметром рабочего органа и рабочей трубы сразу заполняется бентонитовым раствором. Поэтому пройденный участок тоннеля остается практически неизменным на протяжении всего времени строительства.

Данная система включает в себя роботизированный тахеометр типа Leica TCA1203. Тахеометр постоянно находится в тоннеле, на расстоянии 40 – 50 метров от светочувствительной мишени, управление им производится дистанционно из контейнера управления. В контейнере управления находится компьютер со специализированным программным обеспечением. Для обеспечения сбора и обмена данными между мишенью, тахеометром, и контейнером управления используются контроллеры. Для контроля изменения положения опорных призм и консоли тахеометра устанавливаются инклинометры. Контроль горизонтального положения прибора во время проходки обеспечивает горизонтирующая подставка тахеометра. Все компоненты системы взаимодействуют между собой посредством соединительных контактных кабелей. В месте установки тахеометра размещены 3 отражательные призмы на консолях, закрепленных в обделке тоннеля. Одна призма позади тахеометра на расстоянии около 50 м, две другие впереди с обеих сторон трубы, на расстоянии 20-25 м перед прибором. Для съемки оси тоннеля используется специальный циркуль с отражателем.

Существует 3 фазы работы системы. Различие фаз обуславливается местом установки прибора – либо в стартовой шахте, либо в тоннеле (при отсутствии видимости стартовой шахты) после щита. Фаза работы системы выбирается в зависимости от конфигурации тоннеля – его протяженности и геометрии трассы.

В ЗАО «МПСО «Шахтоспецстрой» применение системы началось сразу с третьей фазы, т.к. первый прямолинейный участок длиной 300 метров был пройден с помощью проходческого лазера. Навигационная система была установлена при прохождении криволинейного участка.

После монтажа и наладки компонентов системы производится контрольная съемка тоннеля, в ходе которой определяется положение задней и передних призм, а также станции (временная промежуточная станция всяческого теодолитного хода) с установки тахеометра. Особенно подробно снимается участок от задней опорной призмы до передних призм (начало и конец каждой трубы).

Процесс обработки заключается в анализе точности всяческого теодолитного хода от стартовой шахты до станции установки тахеометра, расчете точного положения опорных призм относительно оси тоннеля, получения поправочных коэффициентов. Обработка измерений производится в специализированном программном обеспечении Poly RW. Полученные данные вводятся в компьютер навигационной системы.

В процессе проходки идет непрерывный контроль положения щита. Отклонение от проектного положения отображается на мониторе компьютера.

Безусловным достоинством обеих систем является возможность проходки коллекторов большой протяженности (более 300 м) и криволинейных участков.

Область применения системы UNS ограничивается уклоном тоннеля, однако его более рационально применять при строительстве коротких криволинейных участков и коллекторов малого сечения (1.2 – 0.8 м).

В свою очередь SLS-RV отличается своей мобильностью и возможностью установки на любой проходческий комплекс. С помощью данной системы возможно прохождение тоннелей с любой кривизной трассы как в плане, так и в профиле.

Важным аспектом внедрения в организации любой из систем является подготовка квалифицированных кадров. Для обучения маркшейдеров и операторов привлекаются специалисты из организаций-разработчиков - фирм Herrenknecht и VMT.

МЕТОДЫ НАБЛЮДЕНИЙ ЗА РЕЗЕРВУАРАМИ С ВЕРТИКАЛЬНОЙ СТЕНКОЙ ДЛЯ ХРАНЕНИЯ НЕФТЕПРОДУКТОВ

Шмонин В. И.

Научный руководитель Волохов А. В., канд. техн. наук, доцент
ФГБОУ ВПО «Иркутский государственный технический университет»

Для хранения нефти и нефтепродуктов широко используются резервуары с вертикальной стенкой (РВС) различной ёмкости. В силу пожарной опасности углеводородов указанные сооружения относятся к опасным производственным объектам (ОПО). Согласно требований Административного регламента [1] все объекты, зарегистрированные в свидетельстве об ОПО предприятия, подлежат регулярным наблюдениям за целостностью их конструкции.

Среди разных методов контроля за состоянием ОПО можно выделить геодезический метод, который является основным для определения величин деформаций конструкции.

Например, на Верхнечонском НГКМ, среди прочих опасных производственных объектов инфраструктуры месторождения, эксплуатируются РВС ёмкостью 700, 2 000, 5 000 и 20 000 кубических метров, которые используются для хранения сырой нефти и дизельного топлива.

Для наблюдений за резервуарами на промышленных площадках созданы наблюдательные станции, которые включают в себя опорные реперы и марки. Опорные реперы (2-3 шт.) закрепляются капитальными геодезическими знаками и закладываются на промышленной площадке или вблизи наблюдаемого объекта. Марки обычно закрепляются на уторном кольце резервуара и раме его основания.

О деформациях объекта судят по величине оседания марок. Оседание определяют как разность отметок марки, определённых из двух серий наблюдения. Отметки марок определяют относительно опорных реперов методом нивелирования III класса.

Деформации резервуаров оценивают как по абсолютному оседанию точки, так и по относительным смещениям двух точек, для которых устанавливаются критические значения. Такими точками являются: центр днища и точка на окружности резервуара; диаметрально противоположные точки на окружности основания резервуара; две смежные точки на окружности резервуара.

Величина предельных деформаций зависит от геометрических размеров резервуара и прежде всего от его диаметра.

Существующая на данный момент система наблюдений сводится к определению деформаций основания РВС или его фундамента. Методика наблюдений с помощью геометрического нивелирования не позволяет непосредственно контролировать геометрию ёмкости и состояние его боковой стенки. Деформирование стенок может быть оценено только косвенным методом через наклоны основания конструкции.

Использование электронных тахеометров с возможностью измерения расстояний без отражателя позволяет значительно повысить точность, скорость и информативность измерений при выполнении такого вида работ по сравнению с традиционными методами.

Постоянное развитие геодезического приборостроения позволяет совершенствовать методики определения деформаций и создавать новые. Геодезические приборы с функцией сканирования позволяют получать большое количество геометрической информации в кратчайшие сроки. К таким приборам относятся лазерные сканеры, которые успешно внедряются в практику геодезических съёмок. А относительно недавно на рынке геодезического оборудования появились роботизированные тахеометры с функцией сканирования.

К примеру, роботизированные тахеометры Topcon серии IS-3 (Imaging Station) являются одной из последних разработок компании. Наличие двух встроенных цифровых фотокамер, улучшенная функция сканирования (до 20 точек в секунду на расстояние до 150 метров),

различные способы задания области сканирования, без отражательный режим измерения расстояний до 2000 метров, многофункциональное программное обеспечение и дистанционное управление через ноутбук по Wi-Fi соединению делают этот роботизированный тахеометр незаменимым при наблюдениях за изменениями геометрических параметров зданий и сооружений [2].

В условиях Сибири, важным параметром приборов является возможность их использования при отрицательных температурах. Известные модели лазерных сканеров могут работать при отрицательных температурах до минус 10° С . Техническая характеристика тахеометра IS-3 позволяет использовать его при температурах до минус 20° С, а кратковременно и при более низких.

Полный охват наружной боковой поверхности роботизированным электронным тахеометром производится с трех стоянок прибора, связанных в одну систему координат. Перед началом работ, на удалении около 20 метров от резервуара, размещаются штативы, с которых и проводится сканирование вертикальных стенок. Определение положения прибора перед съёмкой выполняется методом обратной линейно-угловой засечки от пунктов опорного геодезического обоснования. Область сканирования на каждой из стоянок задаётся по видеоизображению, которое передается на дисплей тахеометра из встроенных фотокамер. В тахеометре Topcon IS-3 предусмотрено пять вариантов задания области сканирования: Прямоугольником, полигоном, вокруг тахеометра, по линии, тремя точками.

По данным [3] время, затрачиваемое на сканирование поверхности резервуара объемом 700 м³ с одной стоянки, составляет около четырех минут с шагом 0,02 метра по горизонтали и 0,25 метра по вертикали. За это время определяются координаты порядка 3500 точек. Для отдельных локальных участков может производиться дополнительное сканирование (подсканирование) с более высокой плотностью точек.

В результате выполнения полного цикла обмерных работ получается облако точек резервуара, достаточно точно характеризующее геометрию объекта. Фотографирование объекта и сохранение фотографий во внутреннюю память тахеометра значительно упрощают дальнейший процесс редактирования полученных результатов.

Высокая плотность точек позволяет не только определить общие геометрические параметры объекта, но и учесть практически все локальные деформации вертикальных стенок, которые не заметны при визуальном обследовании. Выявить деформации стенок во время выполнения работ стандартными методами достаточно сложно, кроме явных повреждений.

Использование роботизированных электронных тахеометров, с функцией сканирования, позволяет значительно сократить время полевых работ и получать более полную информацию о геометрии объекта. Также следует отметить, что стоимость тахеометра с функцией сканирования в 3 – 5 раз ниже стоимости выпускающихся в настоящее время сканеров.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Приказ Ростехнадзора от 04.09.2007 № 606 (ред. от 01.12.2011) «Об утверждении Административного регламента Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору по исполнению государственной функции по регистрации опасных производственных объектов и ведению государственного реестра опасных производственных объектов» (Зарегистрировано в Минюсте РФ 01.10.2007 № 10224).

2. Технические характеристики прибора Imaging Station (IS-3). URL: http://www.topcon-positioning.eu/29/Imaging/Imaging_Station/42/457/IS-3_Imaging_Station/product_details.html.

3. Обмеры резервуаров с использованием роботизированного тахеометра Imaging Station. ЗАО «Геостройзыскания» Кукушкин Д. А. URL: <http://geoid.kz/ObmRez>.

МАРКШЕЙДЕРСКИЙ МОНИТОРИНГ ОСАДОК ФУНДАМЕНТОВ ИНЖЕНЕРНЫХ СООРУЖЕНИЙ

Назарова А. Э., Шмонин А. Б.
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Деформации инженерных сооружений возникают в связи с воздействием различных природных и техногенных факторов, как на основание, так и на само сооружение. В основном, опасны деформации фундаментов зданий и сооружений, причиной которых являются смещения грунтов или горных пород в их основаниях. Эти смещения могут происходить как в вертикальной, так и в горизонтальной плоскостях. Наиболее часто происходят вертикальные деформации оснований, называемые осадками фундаментов инженерных сооружений.

Большие величины осадок могут сильно деформировать инженерное сооружение и сделать опасной его строительство или эксплуатацию. Поэтому маркшейдерский мониторинг за осадками фундаментов в некоторых нестандартных ситуациях строительства и эксплуатации инженерных сооружений является важной инженерной задачей.

Основным методом маркшейдерского мониторинга за осадками фундаментов инженерных сооружений является нивелирование и одной из основных задач маркшейдера является выбор оптимального способа нивелирования в зависимости от требуемой точности измерений, характера местности, грунтов в основании и типа самого инженерного сооружения.

Характеристики максимальной точности возможных способов нивелирования следующие:

1) геометрическое нивелирование – основной метод нивелирования (для определения вертикальных перемещений открытых и легкодоступных точек сооружений): средняя квадратическая ошибка (СКО) высокоточного нивелирования (на станции):

$$m_h = 0,05-0,08 \text{ мм при } L = 10-15 \text{ м; и } m_h = 0,5 \text{ мм при } L = 500 \text{ м;}$$

2) тригонометрическое нивелирование (при измерениях вертикальных перемещений фундаментов в условиях резких перепадов высот):

$$m_h = 0,2-0,4 \text{ мм при } L \leq 100 \text{ м;}$$

3) гидростатическое нивелирование (для определения вертикальных перемещений закрытых, труднодоступных точек и расположенных примерно на одном горизонте):

$$m_h = 0,1 \text{ мм при } L \leq 100 \text{ м;}$$

микронивелирование (для наблюдения за близко расположенными марками):

$$m_h = 0,1 \text{ мм при } L \leq 1 \text{ м;}$$

4) фотограмметрическая съемка (для измерения деформаций и в частности осадок при наблюдениях за крупными объектами):

$$m_h \geq 1 \text{ мм.}$$

Наиболее часто используемым способом для маркшейдерского мониторинга осадок фундаментов является геометрическое нивелирование, так как оно обеспечивает высокую точность при сравнительно невысокой трудоёмкости. Методики измерений в геометрическом нивелировании хорошо разработаны и есть большой выбор приборов (нивелиров) различной точности. Другой задачей маркшейдера является выбор оптимального класса точности геометрического нивелирования и типа прибора (нивелира) [1], а также методики нивелирования, чтобы обеспечить точность, заданную заказчиком или определённую строительными нормами и правилами (СНиП) [2].

Эту задачу маркшейдер может решить, выполнив предварительный расчёт точности геометрического нивелирования, обеспечивающий в самой «слабой» точке нивелирного хода заданную точность определения высотной отметки или превышения.

Для нахождения «слабой» точки и близкой к этой точке деформационной марки маркшейдер должен выполнить работы в следующем порядке:

1. Обследовать инженерное сооружение и наметить места закладки осадочных марок (составить проект закладки осадочных марок);
2. Обследовать местность для нахождения опорных реперов и получения исходных данных для составления проекта нивелирных ходов;
3. Заложить (забетонировать) осадочные марки в стены или фундаментные блоки инженерного сооружения;
4. Составить проект нивелирных ходов и рассчитать ожидаемую относительную характеристику точности для каждого нивелирного хода в виде обратного веса;
5. Преобразовать запроектированную систему нивелирных ходов методом эквивалентной замены в одиночный эквивалентный по точности нивелирный ход;
6. Найти «слабую» точку, которой будет точка в середине одиночного нивелирного хода и найти осадочную марку, ближайшую к этой точке («слабую марку»);
7. Рассчитать по заданной точности среднюю квадратическую ошибку (СКО) определения высотной отметки «слабой» осадочной марки и по этому значению выбрать класс точности геометрического нивелирования;
8. Выбрать прибор (нивелир) и методику нивелирования.

Кроме того, маркшейдер должен после проведения первой серии наблюдений составить календарный план выполнения периодического нивелирования (мониторинга), обосновав периодичность наблюдений. В ряде случаев (после землетрясений, наводнений и т.д.) необходимо производить внеплановые серии измерений.

После каждой серии наблюдений составляются сводные ведомости осадок деформационных марок, анализируются величины осадок и скорость роста деформаций. На основании этого анализа даются рекомендации по дальнейшему строительству или эксплуатации наблюдаемого инженерного сооружения.

Выводы:

1. Маркшейдерский мониторинг за осадками фундаментов в некоторых нестандартных ситуациях строительства и эксплуатации инженерных сооружений является важной инженерной задачей;
2. Исходя из конкретных условий, типа инженерного сооружения и установленной заказчиком или СНиПом точности, необходимо выбрать способ нивелирования;
3. При мониторинге за осадками фундаментов методом геометрического нивелирования, следует на основе предварительных инженерных расчетов выбрать класс точности нивелирования, прибор и методику измерений;
4. Чтобы гарантировано обеспечить заданную заказчиком или СНиПом точность определения осадок фундаментов, предварительный инженерный расчёт точности следует проводить относительно «слабой» точки нивелирного хода («слабой» осадочной марки).

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Спиридонов А. И., Кулагин Ю. Н., Крюков Г. С. Справочник-каталог геодезических приборов. – М.: Недра, 1984. С. 69-91.
2. Строительные нормы и правила (СНиП) Ш-2-75 Геодезические работы в строительстве. — М.: Стройиздат, 1986.
3. Пискунов М. Е. Методика геодезических наблюдений за деформациями сооружений. — М.: Недра, 1980.

СРАВНИТЕЛЬНЫЕ МЕТРОЛОГИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ЭЛЕКТРОННЫХ ТЕОДОЛИТОВ VEGA TEO-20B И VEGA TEO-5B

Шамсутдинов Р. М., Шмонин А. Б.
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Сравнительные метрологические исследования новых модификаций электронных теодолитов фирмы VEGA (модификация В) приборов TEO 20B и TEO 5B проводились с целью выбора оптимального угломерного блока для создания модульного тахеометра.

Основной особенностью модульных тахеометров является то, что они создаются на базе серийно выпускаемых промышленностью самостоятельных приборов, которые используются в качестве функциональных (измерительных) блоков (модулей) создаваемого тахеометра.

Модульные тахеометры были созданы на основе электронных теодолитов VEGA TEO 5B и TEO 20B (угломерные блоки) и ручного лазерного безотражательного светодальномера (РЛБС) Leica Disto D3 в качестве дальномерного блока. Конструктивно эти тахеометры представляют собой теодолиты VEGA TEO 20B и TEO 5B у которых сверху визирных труб на специальных кронштейнах закреплены РЛБС Leica Disto D3. Тахеометры исследованы в лаборатории метрологической службы УГГУ, а также испытаны в натуральных условиях на полигоне «Зелёная роща» с целью определения их эксплуатационных характеристик и выработки рекомендаций по применению в производственных условиях.

Основные технические характеристики теодолитов [1], используемых в качестве угломерных блоков созданных модульных тахеометров приведены в таблице 2. Эти характеристики у рассматриваемых теодолитов практически одинаковы, но точность приборов согласно их техническим паспортам указана разная: у теодолита TEO 5B средняя квадратическая погрешность измерения угла одним приёмом не более 5 секунд, а у теодолита TEO 20B не более 20 секунд.

Однако по результатам наших исследований этих теодолитов в лаборатории метрологии УГГУ на эталонном коллиматоре УК-1, реальная точность угловых измерений (горизонтальных и вертикальных углов) одним приёмом оказалась одинакова для TEO 5B и для TEO 20B, т.е. средняя квадратическая ошибка измерения углов не превысила 5 секунд.

Погрешности визирования у теодолитов VEGA TEO 5B и TEO 20B одинаковы, т.к. оба теодолита имеют визирные трубы прямого изображения с увеличением 30 крат, однако у этих электронных теодолитов возможно выбирать различную дискретность отсчёта на ЖК дисплее.

В лаборатории метрологии УГГУ на эталонном коллиматоре УК-1 нами были проведены исследования точности измерения горизонтальных углов одним приёмом в зависимости от дискретности цифровых отсчётов на ЖК дисплее для этих электронных теодолитов. Данные представлены в таблице 1.

Таблица 1 – Результаты исследования точности электронных теодолитов на УК-1

№ п.п.	Дискретность отсчётов на ЖК дисплее, с	СКО измерения угла одним приёмом, с	
		VEGA TEO 20B	VEGA TEO 5B
1	20"	10"	-
2	10"	5"	5"
3	5"	3"	2,5"
4	1"	5"	5"

Анализ данных в таблице 1 показывает следующую закономерность: точность измерения углов одним приёмом, в два раза выше дискретности отсчёта на ЖК дисплее прибора и для TEO 5B и для TEO 20B. Исключение составляет лишь дискретность отсчёта в 1 секунду, которая не только не приводит к повышению точности, но и снижает её до 5 секунд.

Это возможно объяснить тем, что сама конструкция теодолитов обеспечивает точность измерения углов лишь 3-5 секунд, а дискретность отсчётов 1 секунда является избыточной и

приводит к некорректной работе электронных интерполяторов у теодолитов ТЕО 5В и для ТЕО 20В [2].

Таблица 2 – Основные технические характеристики электронных теодолитов

№ п.п.	Основные технические характеристики	Значения параметров	
		ТЕО-20В	ТЕО-5В
1	Увеличение зрительной трубы, крат	30	30
2	Средняя квадратическая погрешность измерения угла одним приёмом (по паспорту прибора)	20"	5"
3	Дискретность цифровых отсчётов на ЖК дисплее	1", 5", 10", 20"	1", 5", 10"
4	Цена деления цилиндрического уровня при алидаде горизонтального круга	30"	30»
5	Диапазон работы компенсатора при вертикальном круге	компенсатора нет	±3'
6	Коэффициент нитяного дальномера	100±0,5	100±0,5
7	Рабочий диапазон температур, °С	-20 +50	-20 +50
8	Напряжение электропитания (4x1,5 V AA),	6,0	6,0
9	Время непрерывной работы от 1-го комплекта батарей AA/аккумулятора, час	6/20	6/20
10	Точность центрирования теодолита лазерным центриром на высоте 1,5 м, мм	0,8	0,8
11	Масса теодолита с подставкой, кг	4,5	4,8

Исследования точности и других технологических характеристик этих двух вариантов модульных тахеометров позволяют сделать вывод о их технологической равноценности, т.к. угломерные блоки на основе теодолитов ТЕО 5В и ТЕО 20В оказались идентичны практически по всем параметрам.

Выводы:

1. Оба варианта созданных модульных тахеометров по точности и другим технологическим характеристикам оказались идентичны. Их целесообразно использовать для угловых и линейных измерений в подземных полигонометрических и теодолитных ходах, для съёмки подземных выработок и разбивочных работ в них;

2. Отсутствие компенсатора при вертикальном круге теодолита VEGA ТЕО 20В позволяет выполнять измерения углов в условиях вибрации, вызванной работой различных механизмов в шахте или на строительной площадке. Однако у теодолита VEGA ТЕО 5В предусмотрена возможность отключения электронного компенсатора вертикального круга, что позволяет теодолиту также работать в условиях вибраций

3. Для точных угловых измерений электронными теодолитами ТЕО 5В и ТЕО 20В следует выбирать дискретность цифровых отсчётов на ЖК дисплее 5 секунд;

4. Цена теодолита VEGA ТЕО 5В 36000 руб., а теодолита ТЕО 20В на 4000 руб. ниже. Поэтому цена модульного тахеометра на основе теодолитов ТЕО 5В или ТЕО 20В и РЛБС Disto D3 невысока, не превышает 48-50 тыс. руб., что в 3,5-4 раза меньше цены самого дешевого серийного электронного тахеометра, выпускаемого промышленностью.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Захаров А. И. Геодезические приборы: справочник. – М.: Недра, 1989. С. 146-147.
2. Земских Г. В., Кортев Н. В. Маркшейдерско-геодезические приборы: учебное пособие. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2009. С. 37-46.

ИМИТАЦИОННАЯ МОДЕЛЬ ФОРМИРОВАНИЯ КОНТУРА ПОДЗЕМНОЙ ВЫРАБОТКИ ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ

Прищепа Д. В., Садрыев Д. Р., Казак О. О.

Научный руководитель Латышев О. Г., д-р техн. наук, профессор
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Качество буровзрывных работ при проходке подземной выработки оценивается по отклонению ее реального контура от проектного. Кроме того, геометрия выработки определяет концентрацию напряжений на ее контуре и в конечном итоге ее устойчивость. Интегральной характеристикой неровностей (изломанности) контура служит фрактальная размерность сечений d_f . На основе анализа замеров реальных сечений выработок СУБРа установлена надежная связь коэффициента концентрации напряжений и фрактальной размерности выработки [1]. Однако реализуемые в ходе проведения БВР контуры выработок зависят от множества случайных независимых факторов (свойства пород, удельный расход ВВ, количество шпуров, тип вруба, параметры контурного взрывания и т.п.). Аналитически учесть все эти факторы не представляется возможным, поэтому эффективным инструментом может служить статистическое моделирование (метод Монте-Карло).

Основой разработанной нами компьютерной имитационной модели положена теория итерированных функций [2] и, в частности, так называемые «*L-системы*». Для графической реализации *L-систем* используется «*тертл-графика*» (*turtle* – черепаха). При этом точка (черепашка) движется по экрану дискретными шагами, прочерчивая свой след. Формально *L-система* состоит из инициатора, т.е. набора переменных начального состояния фрактала, и порождающих правил, указывающих, как должен изменяться инициатор от итерации до итерации. В качестве инициатора использованы аффинные преобразования вида:

$$T(x) = Ax + a, \quad (1)$$

где A – в общем случае матрица аффинного преобразования; в простейшем случае движение точки на плоскости может рассматриваться как угловой коэффициент прямой. Алгоритм построения координат контура выработки состоит в следующем:

1. В соответствии с принятым числом итерации I определяется шаг моделирования $\delta = P/I$ и его приращения $p_i = \delta_i$, где i – номер итерации. Вычисляется число интервалов на своде выработки $n_{св} = I - 2h/\delta$.

2. На каждом шаге моделирования вычисляются:

а) Угол отклонения точки контура от вертикального направления β_i с помощью функции: $IF(p_i < h; 0; IF(p_i > (P-h); 0; \Delta\beta + \beta_{i-1})$. Для точек свода шаг изменения угла $\Delta\beta = \pi/n_{св}$. Для координат стен выработки $\beta_i = 0$.

б) Величина проекции шага моделирования δ на ось абсцисс δ_{xi} для каждой итерации с помощью оператора: $IF(\beta_i < \pi; \Delta\beta \sin \beta_i; 0)$.

в) То же с учетом формы свода выработки: $\delta_{xi}^* = \delta_{xi} \cdot 2a / \sum \delta_{xi}$.

г) Приращение абсцисс точек контура по отношению к началу координат, совмещенному с левой стороной выработки: $\Delta x_i = x_{i-1} + \delta_{xi}^*$.

д) Абсциссы точек контура выработки в системе координат, совпадающей с ее осью: $x_i = \Delta x_i - a$.

е) Ординаты точек контура в этой же системе координат y_i с помощью оператора: $IF(\beta_i > 0; (b^2(1 - x_i^2/h^2))^{1/2} + h; y_{i-1} + \delta)$.

3. По координатам $x_i - y_i$ производится построение проектного контура горной выработки и дисперсия ее отклонений от проектного сечения, определяемая свойствами пород и параметрами БВР.

В качестве примера на рисунке 1 приведена распечатка результатов реализации компьютерной программы.

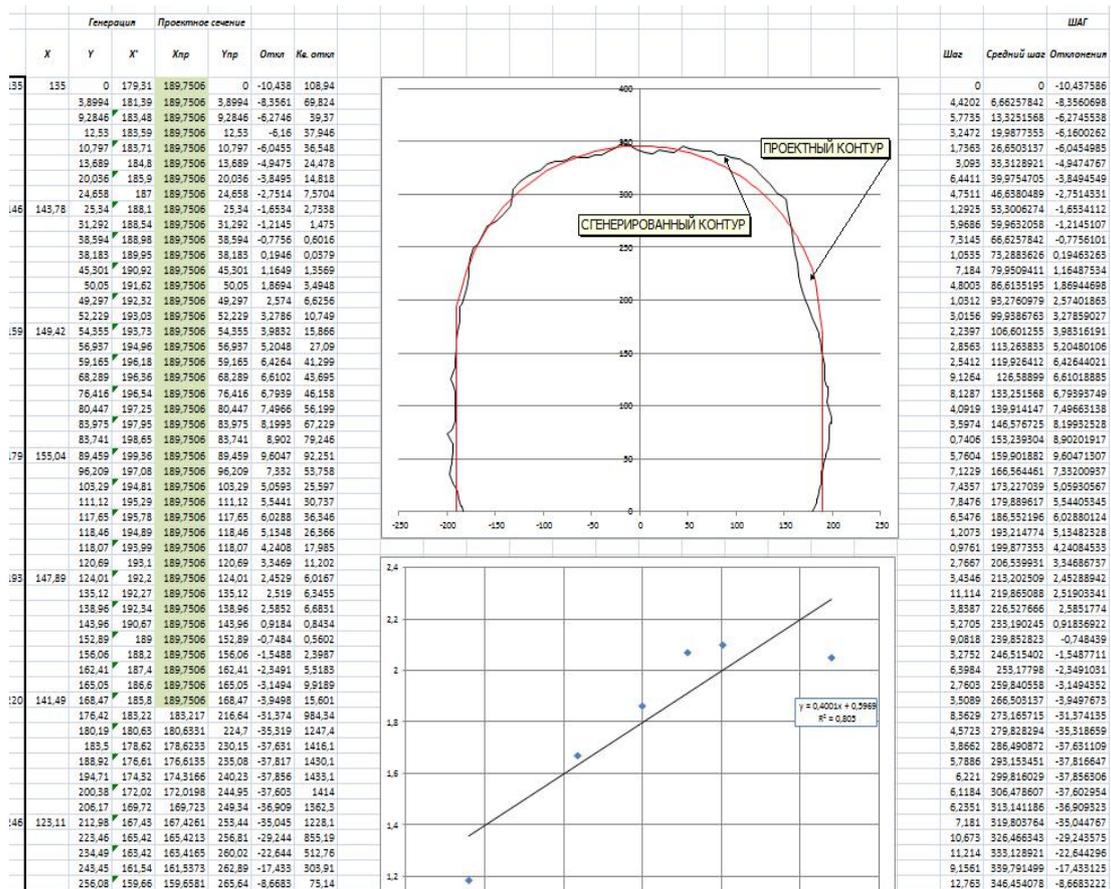


Рисунок 1 – Распечатка результатов реализации компьютерной программы

Таким образом, разработанная модель может служить базой для дальнейшего исследования и анализа оптимальных параметров буровзрывных работ при проходке выработок в различных горно-геологических условиях.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Соколов В. В. Прогнозирование прочности и устойчивости горных пород по фрактальной размерности линии контура подземных выработок: дис. ... канд. техн. наук. – Екатеринбург, 2010. 152 с.
2. Мандельброт Б. Фрактальная геометрия природы: пер. с нем. – М.: Изд-во ИКИ, 2002. 656 с.

КОМПЬЮТЕРНАЯ ПРОГРАММА ПОСТРОЕНИЯ И АНАЛИЗА ПАСПОРТОВ ПРОЧНОСТИ СКАЛЬНЫХ ПОРОД

Гиндулина А. А.

Научный руководитель Казак О. О., канд. техн. наук, доцент
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Паспорт прочности характеризует разрушаемость горной породы в сложном напряженном состоянии и в этом качестве является необходимым документом при проектировании любых процессов, связанных с устойчивостью и разрушением горных пород. В соответствии с ГОСТ 21153.4-85 его построение производится по двум кругам напряжений – прочность при одноосном растяжении σ_p и сжатии $\sigma_{сж}$. В общем случае уравнение огибающей можно представить в виде [1, 2]:

$$\tau = \sqrt{K(\sigma_p + \sigma)}. \quad (1)$$

Важнейшими прочностными характеристиками горных пород являются сцепление $\tau_c = (K \sigma_p)^{1/2}$ и угол внутреннего трения $\varphi = \arctg (R/2\tau_c)$. Наименьшие значения угла внутреннего трения дает уравнение огибающей кругов напряжений Рихтера. В этом случае параметр K определится формулой:

$$K = [2\sigma_p - 2\sqrt{\sigma_p(\sigma_p + \sigma_{сж})} + \sigma_{сж}]. \quad (2)$$

Но даже и это уравнение для скальных пород дает явно завышенные значения угла внутреннего трения $\varphi > 45^\circ$. Так, если воспринимать коэффициент трения пород как $f_{тр} = \tg \varphi$, то углы $\varphi > 45^\circ$ вообще недопустимы, поскольку при этом $f_{тр} > 1$. Данное обстоятельство обусловлено следующим.

Сцепление τ_c представляет собой прочность на горной породе на срез и определяется отношением силы u единичной площадке. Реальная порода всегда имеет значительное количество трещин, пор и других дефектов. Поэтому сопротивление срезу оказывает не вся геометрическая площадь образца S , а только ее часть S_0 . По мере увеличения сжимающих напряжений σ трещины и поры смыкаются, и истинная площадь контакта S_0 приближается к фактической площади бездефектного образца S . Напротив, в области растяжения трещины раскрываются и при $\sigma = \sigma_p$ истинное значение среза S_0 падает до нуля. Тогда паспорт прочности можно представить уравнением касательной к огибающей в точке $\sigma_i = X$ (рисунок 1):

$$\tau = \sqrt{K(\sigma_p + X)} \left[\frac{\sigma - X}{2(\sigma_p + X)} + 1 \right]. \quad (3)$$

В точке пересечения касательной с осью ординат

$$\tau_0 = \sqrt{K(\sigma_p + X)} \left[1 - \frac{X}{2(\sigma_p + X)} \right]. \quad (4)$$

Тогда угол наклона касательной в данной точке, т. е. угол внутреннего трения горной породы при $\sigma_i = X$, определится выражением:

$$\varphi_0 = \arctg (K/2\tau_0). \quad (5)$$

Величина $\sigma_i = X$ и, следовательно, угол внутреннего трения определяются реальным напряженно-деформированным состоянием породного массива. Однако априори величина НДС неизвестна и, более того, она будет достаточно произвольно (по определенным вероятностным законам) меняться по мере развития горных работ. Поэтому для определения угла внутреннего трения как некоторой константы горной породы предлагается следующий подход. Доказано, что все предлагаемые уравнения, описывающие паспорт прочности горных пород, имеют приемлемую точность в диапазоне нормальных напряжений от $\sigma = -\sigma_p$ до $\sigma = (0,3-0,7) \sigma_{сж}$. А при $\sigma > \frac{1}{2} \sigma_{сж}$ график нелинейной огибающей практически вырождается в

прямую линию, т. е. ее угол наклона остается постоянным. Исходя из этого, касательную к огибающей кругов напряжений Мора целесообразно строить в точке с абсциссой $\sigma_i = X = 0,7\sigma_{сж}$, где она будет являться асимптотой графика.

Перенесем асимптоту огибающей в точку τ_c (рисунок 1). Тогда разность ординат огибающей и линии A будет соответствовать изменению прочности породы за счет смыкания или раскрытия трещин. Следовательно, график огибающей кругов напряжений Мора в координатах $[\tau - A]$ можно интерпретировать как характеристику трещиноватости пород в зависимости от действующих напряжений. Разница в ординатах прямых A и B соответствует изменению предельных касательных напряжений за счет сближения (при сжатии) или удаления (при растяжении) атомов в узлах кристаллической решетки.

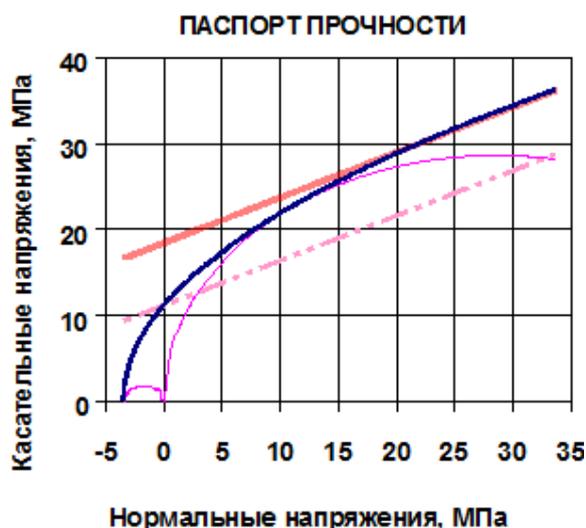


Рисунок 1 – Паспорт прочности

Для описанного анализа и построения паспортов прочности скальных пород разработана компьютерная программа на базе электронных таблиц Microsoft Excel. Программа обрабатывает данные лабораторных экспериментов, вычисляет величины прочности при растяжении и сжатии, их коэффициент вариации и доверительный интервал. По формулам (1 – 5)

производит построение паспорта прочности и асимптоты огибающей с вычислением истинных значений угла внутреннего трения и сцепления горной породы. На рисунке 1 в качестве примера приведена компьютерная распечатка реализации программы для гравилита Быстринско-Ширинского золоторудного месторождения, в исследовании которого авторы принимали непосредственное участие. Сравнение значение сцепления и угла внутреннего трения, вычисленные по стандартной методике и их истинные значения по формулам (4, 5) приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Сравнение величин сцепления и угла внутреннего трения гравилита

Опытные значения	
Прочность при растяжении, МПа	3,42
Прочность при сжатии, МПа	57,2
Сцепление, МПа	11,0
Угол внутреннего трения, град.	58,1
Расчетные значения	
Истинная величина сцепления, МПа	35,44
Истинный угол внутреннего трения, град.	18,59
Мера трещиноватости (дефектности горной породы)	1,69

Таким образом, разработанная компьютерная программа позволяет автоматизировать расчеты прочностных характеристик горных пород, производить построение их паспортов прочности и выполнять анализ. В частности, отношение τ_0/τ_c в контексте выше изложенного можно рассматривать как меру трещиноватости (дефектности) горной породы (последняя строка таблицы).

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Чирков С. Е. Влияние масштабного фактора на прочность углей. – М.: Наука, 1969. 151с.
2. Латышев О. Г. Разрушение горных пород. – М.: Теплотехник, 2001. 672 с.