

Содержание:

| | |
|---|----|
| <i>ВВЕДЕНИЕ</i> | 4 |
| <i>Рогов Е.И., Рогов А.Е.</i> К теории разрушения бортов карьеров (часть I) | 5 |
| <i>Рогов Е.И., Рогов А.Е.</i> К теории разрушения бортов карьеров (часть II) | 12 |
| <i>Нифадьев В. И., Коваленко А.А.</i> Непрерывное разрушение скальных пород – альтернатива массовым взрывам на карьерах | 17 |
| <i>Артемов В.Б., Коваленко В.А., Каинов А.И., Опанасенко П.И., Исайченков А. Б.</i> Современные информационные технологии в подготовке и проведении БВР на угольных разрезах СУЭК | 21 |
| <i>Танайно А.С.</i> Методология нетто-энергетического анализа угледобычи (на примере открытого способа разработки) | 36 |
| <i>Косолапов А.И., Черепанов Е.В., Кадеров М.Ю., Назарова Е.Ю.</i> Исследование сейсмического действия взрывных работ при различных системах инициирования скважинных зарядов | 42 |
| <i>Долгушев В.Г.</i> Модернизация САПР БВР «Blast Maker» по результатам эксплуатации на карьерах ОАО «Разрез Тугнуйский» | 51 |
| <i>Татарчук С., Долгушев В.</i> Имитационное моделирование массовых взрывов в ПО "Blast Maker" | 56 |
| <i>Воробьев Д.А.</i> Элементы пространственного анализа в программе «BLAST MAKER» | 61 |
| <i>Строгий И.Б.</i> Концепция работы с эффективностью автомобильных погрузочно-транспортных комплексов в условиях технического перевооружения разрезов СУЭК | 64 |
| <i>Гаврилин М.Л.</i> Адаптация и применение ПКТ «Blast Maker» на Тугнуйском угольном разрезе | 71 |
| <i>Самихов Ш.Р.</i> Исследование и разработка технологии тиомочевинного выщелачивания благородных металлов из рудного сырья | 83 |
| <i>Адилханова Ж.А., Фарахов К.А.</i> Программное обеспечение системы оперативного управления внутрикарьерным рудопотоком | 87 |
| <i>Райымкулов М.А., Воробьев Д.А., Борисенко В.А.</i> Метод конечных элементов для расчета сейсмического воздействия при массовом взрыве | 92 |
| <i>Демиденко А.П.</i> Анализ возможных смещений наиболее опасных участков бортов карьера | 96 |

ВВЕДЕНИЕ

В текущем году в ИКИТ КРСУ продолжались научно-исследовательские и конструкторские работы по ставшему традиционным направлению: использование информационных компьютерных технологий в горном деле с целью оптимизации производственных процессов. Различные аспекты исследований будут представлены в докладах международной конференции. Вопросам развития системы автоматизированного проектирования буровзрывных работ (САПР БВР) посвящены доклады сотрудников института. Так основные направления модернизация САПР БВР «Blast Maker» по результатам эксплуатации на карьерах ОАО «Разрез Тугнуйский» нашли свое отражение в докладе Долгушева В.Г. О разработке имитационной модели массовых взрывов представлена информация в докладе Татарчука С.Ю. В докладе Воробьева Д.А. рассматриваются вопросы пространственного анализа для САПР «Blast Maker».

Гаврилин М.Л. расскажет об адаптации и применении ПКТ «Blast Maker» на Тугнуйском угольном разрезе. Последствия сейсмического воздействия взрывных работ исследуются в ряде докладов. Косолапов А.В., Черепанов Е.В., Кадеров М.Ю. ознакомят с результатами работ по исследованию сейсмического действия взрывных работ при различных системах инициирования скважинных зарядов. Использованию метода конечных элементов для расчета сейсмического воздействия при массовом взрыве посвящена работа Раимкулова М.А., Воробьева Д.А., Борисенко В.А.. Вопросы устойчивости бортов карьера исследуют Рогов Е.И. и Рогов А.Е.. Разработана математическая модель, описывающая механизм разрушения борта карьера. Демиденко А.П. анализирует возможные смещения наиболее опасных участков бортов карьера. Танайно А.С. представил методологию нетто-энергетического анализа угледобычи. Нифадьев В.И. и Коваленко А.А. предложили экологически безопасную технологию непрерывного разрушения скальных пород. Вопросы повышения эффективности технологических процессов при добыче полезных ископаемых рассмотрены в докладах Строгого И.Б., а также Адилхановой Ж.А. и Фарахова К.А..

Председатель оргкомитета конференции, директор ИКИТ КРСУ,
Коваленко В.А.

К ТЕОРИИ РАЗРУШЕНИЯ БОРТОВ КАРЬЕРОВ (часть I)

Рогов Е.И. (ae_rv@mail.ru), Академик НАН РК, докт.техн.наук, проф.
Рогов А.Е., Академик Международной эколог.академии, докт.техн.наук, проф.

Разрушение рабочего борта карьера по нашей классификации относится к катастрофическим отказам [1], время и место которого можно только предсказать с определенной вероятностью.

В этой связи необходимо обосновать стохастическую математическую модель условия разрушения бортового карьера как рабочего, так и не рабочего с тем, чтобы решить две задачи:

- вычислить вероятность разрушения борта карьера - P_p ;
- минимизировать P_p для любого многообразия условий работы карьера.

Далее нами даны решения этих сложных и многофакторных задач горных наук.

Предметом дальнейшего исследования является любой рудник с открытыми горными работами (ОГР), на котором имеются все известные параметры технологии.

Для ОГР существуют рабочие и не рабочие борта, которые в принципе могут терять устойчивость и разрушаться.

Аналитические модели будем строить относительно устойчивой плоскости 1 условно проходящей под углом естественного откоса - φ пород откоса. При этом будем учитывать активные силы, способные разрушить борт и тормозные (пассивные) силы, препятствующие этому событию.

К активным силам относятся вес пород, сейсмические нагрузки и технологические нагрузки.

К пассивным или тормозным силам относятся:

- силы трения покоя - $f_{тр}(0)$, тормозящие отрыв и перемещение горной массы;
- силы сцепления пород, тормозящие отрыв к перемещению горной массы;
- силы разрыва пород по всей площади отрыва.

Рассмотрим силовую схему единичного борта карьера (рис. 1).

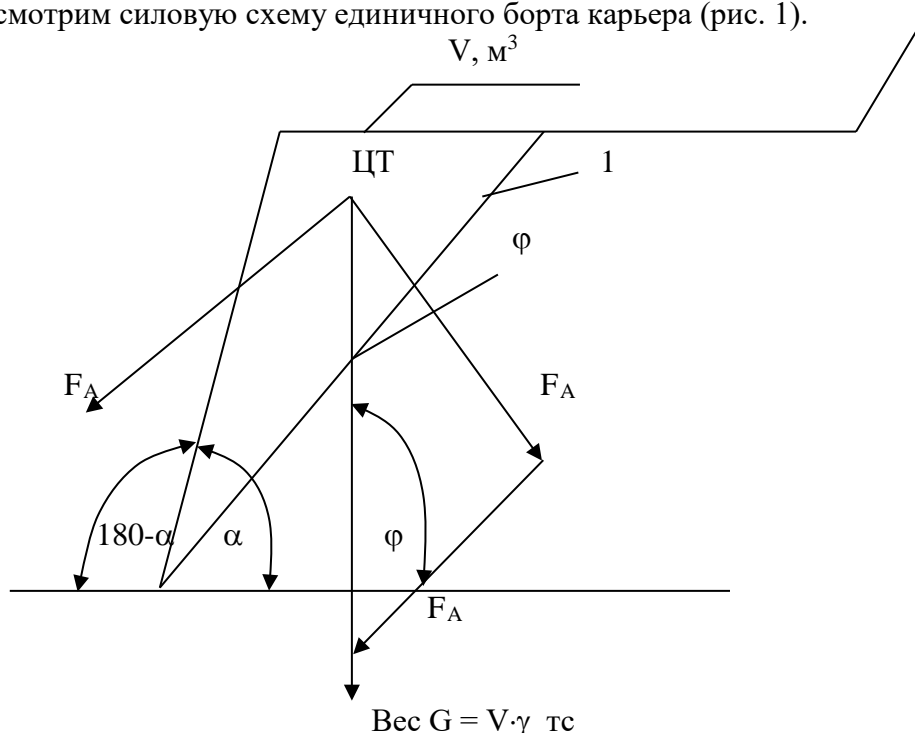


Рисунок 1 – Схема взаимодействия активных и тормозных сил.

Активные силы:

$$F_A = G \cdot \sin \varphi. \quad (1)$$

Тормозящие силы:

$$F_T = (G \cdot \cos \varphi) \cdot f_{\text{тр}}(0) \quad (2)$$

или

$$F_T = (G \cdot \cos \varphi) \cdot f_{\text{тр}}(0) + \sigma_p S \quad (3)$$

Условие обрушения борта:

$$G \cdot \sin \varphi \geq (G \cdot \cos \varphi) \cdot f_{\text{тр}}(0) + \sigma_p S + F_c. \quad (4)$$

Следовательно, необходимое условие будет при $\varphi = \text{const}$

$$\hat{V} \cdot \gamma \cdot \sin \varphi \geq \hat{f}_{\text{тр}}(0) \cdot \hat{V} \cdot \gamma \cdot \cos \varphi + \hat{\sigma}_p \hat{S}.$$

Если $\varphi \in \left\{ \varphi \div \hat{\varphi} \right\}$, то F_A достигает при $\hat{\varphi} \rightarrow \max$, а F_T при φ , тогда $\cos \varphi = \frac{1}{\sin \varphi}$ и

условие:

$$V \cdot \gamma \cdot \sin^2 \varphi \geq f_{\text{тр}}(0) \cdot V \cdot \gamma + \sigma_p \sin \varphi.$$

Тогда противоречие.

F_A достигает \min при:

$$F_A = V \cdot \gamma \cdot \sin^2 \varphi.$$

\hat{F} достигает \min при:

$$F_T = \hat{f}_{\text{тр}}(0) \cdot \hat{V} \cdot \gamma + \hat{\sigma}_p \cdot \hat{S} \cdot \sin \hat{\varphi}.$$

В естественном массиве без предварительного укрепления γ , φ , $f_{\text{тр}}(0)$, σ_p являются случайными величинами или даже случайными функциями, распределяемыми, как правило, по усеченному нормальному закону.

Где F_c – активные сейсмические силы от взрывных работ в карьере. Можно предположить, что

$$F_c = \beta \cdot Q_3, \text{ тс}, \quad (5)$$

где Q_3 – масса одновременно взрываемых зарядов, т;

β – статистический параметр, определяемый экспериментально $\beta = \frac{c}{m}$. Или можно

записать иначе:

$$F_c = G \cdot \beta_1, \text{ тс}, \quad (6)$$

где $G = V \cdot \gamma$, тс, а $\beta = 1$ безразмерный и $\gamma = \text{const}$.

С учетом сейсмических активных сил запишем условие обрушения не рабочего борта карьера:

$$G \cdot \sin \varphi + G \cdot \beta_1 \geq f_{\text{тр}}(0) \cdot G \cdot \cos \varphi + \sigma_p S, \text{ тс}. \quad (7)$$

Для рабочего борта карьера к активным силам необходимо прибавить максимальную технологическую нагрузку – G_T , тс (электровозы, самосвалы и т.д.)

Общее условие разрушения борта:

$$G \cdot \sin \varphi + G \cdot \beta_1 + G_T \geq f_{\text{тр}}(0) \cdot G \cdot \cos \varphi + \sigma_p S. \quad (8)$$

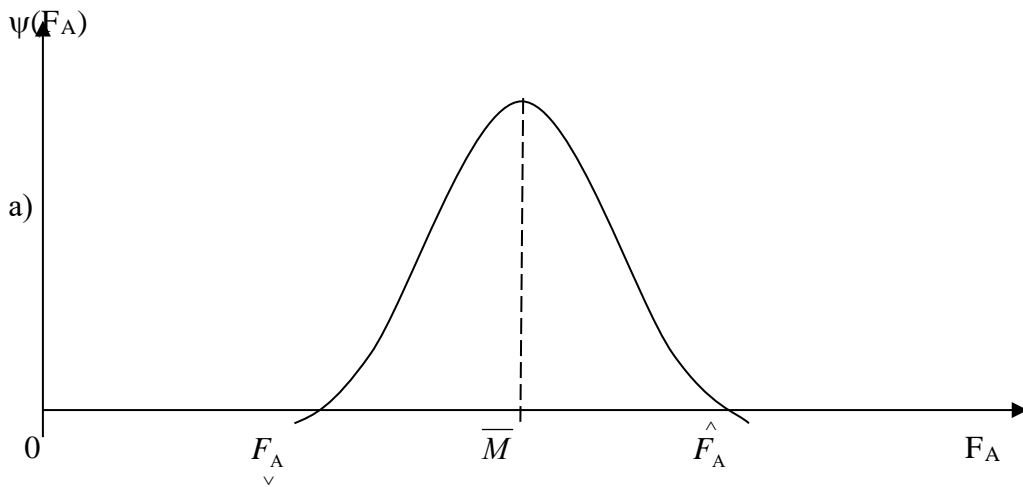
Величины V и S имеют прямую связь:

$$S = \alpha \cdot V,$$

где α - параметр (статистика).

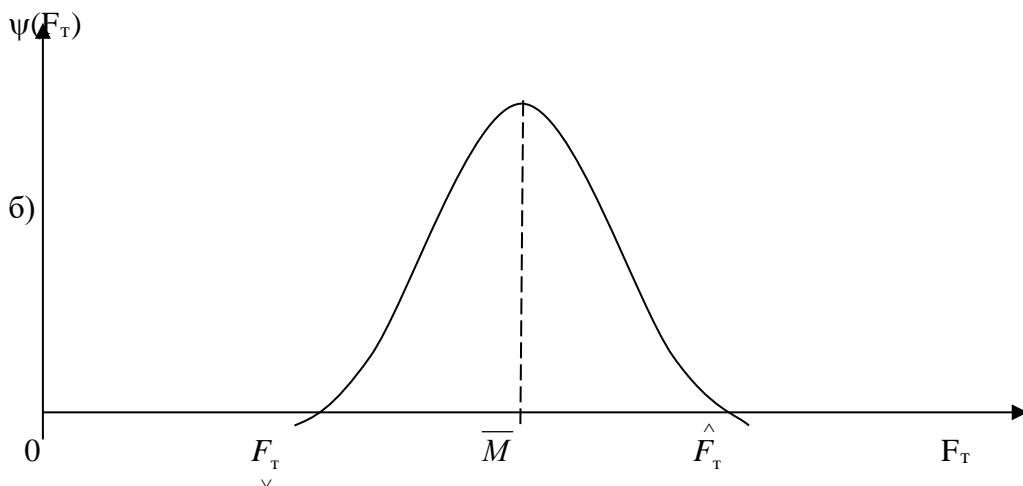
Следовательно, имеем:

$F(A)$ – активные силы, тс или МПА – случайная величина.



Причем: $\int_{F_{A \downarrow}}^{\hat{F}_A} \psi(F_A) \cdot dF_A = 1$; $\bar{M} = \frac{F_{A \downarrow} + \hat{F}_A}{2}$ и $\sigma_{F_A} = \frac{\hat{F}_A - F_{A \downarrow}}{6}$.

Аналогично:



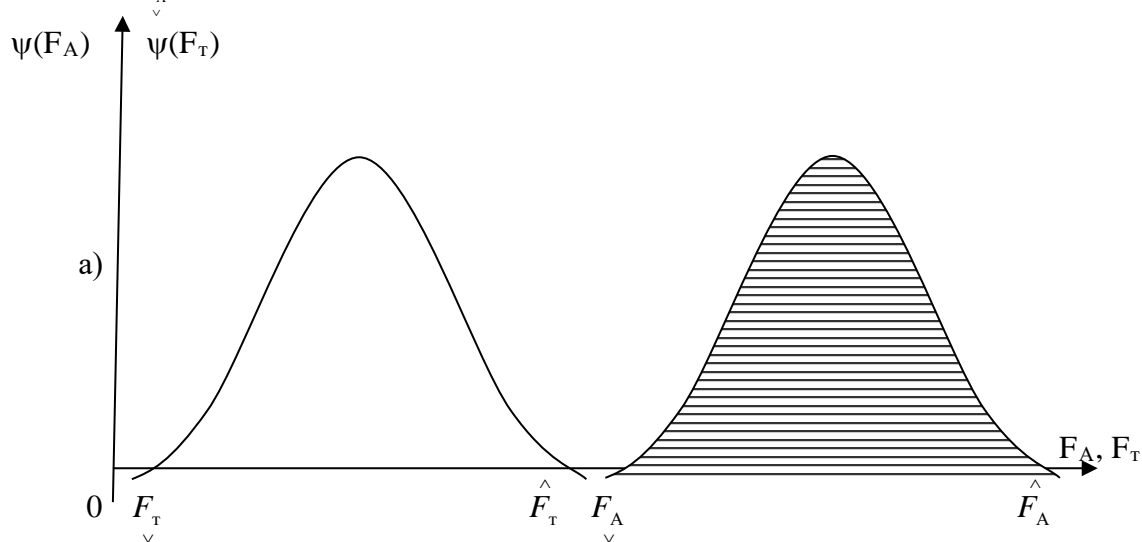
$\int_{F_{T \downarrow}}^{\hat{F}_T} \psi(F_T) \cdot dF_T = 1$; $\bar{M} = \frac{F_{T \downarrow} + \hat{F}_T}{2}$ и $\sigma_{F_T} = \frac{\hat{F}_T - F_{T \downarrow}}{6}$.

Рисунок 2 – Случайная величина.

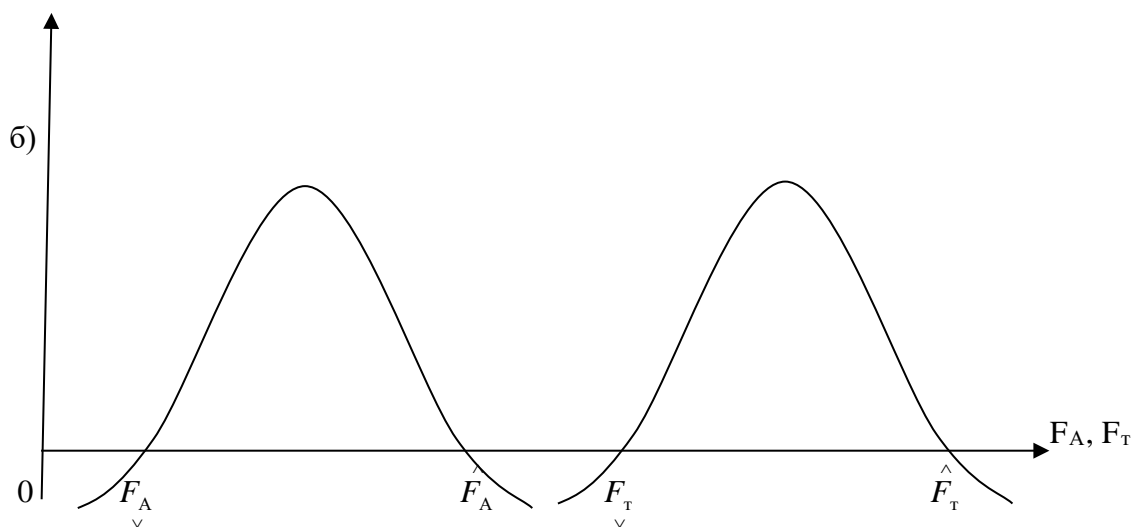
Очевидно, что существует всего три исхода взаимодействия F_A и F_T , а именно:

- первый $\psi(F_A) > \psi(F_T)$ на всем интервале при $F_A > \hat{F}_T$, тогда вероятность разрушения борта карьера будет равна единице, т.е.

$$P_p = \int_{F_A}^{\hat{F}_A} \psi(F_A) \cdot dF_A = 1;$$



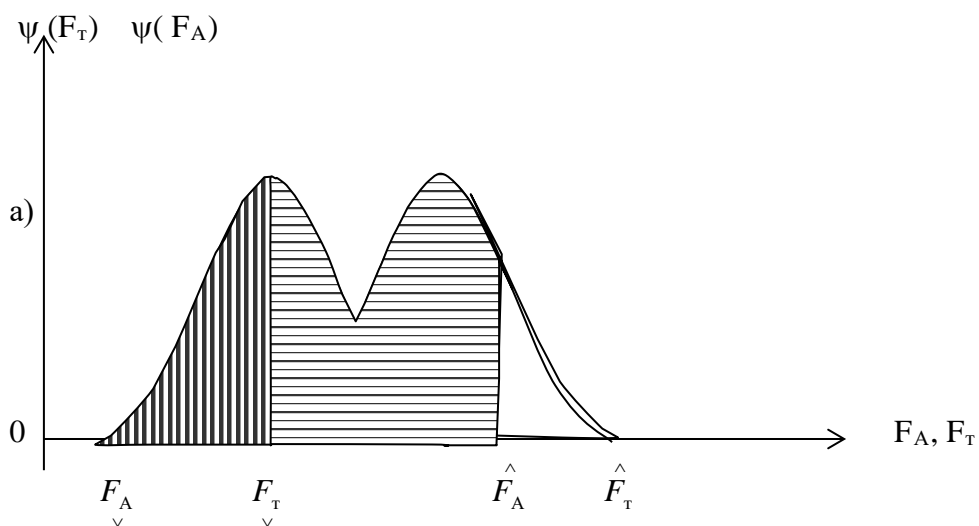
- второй:



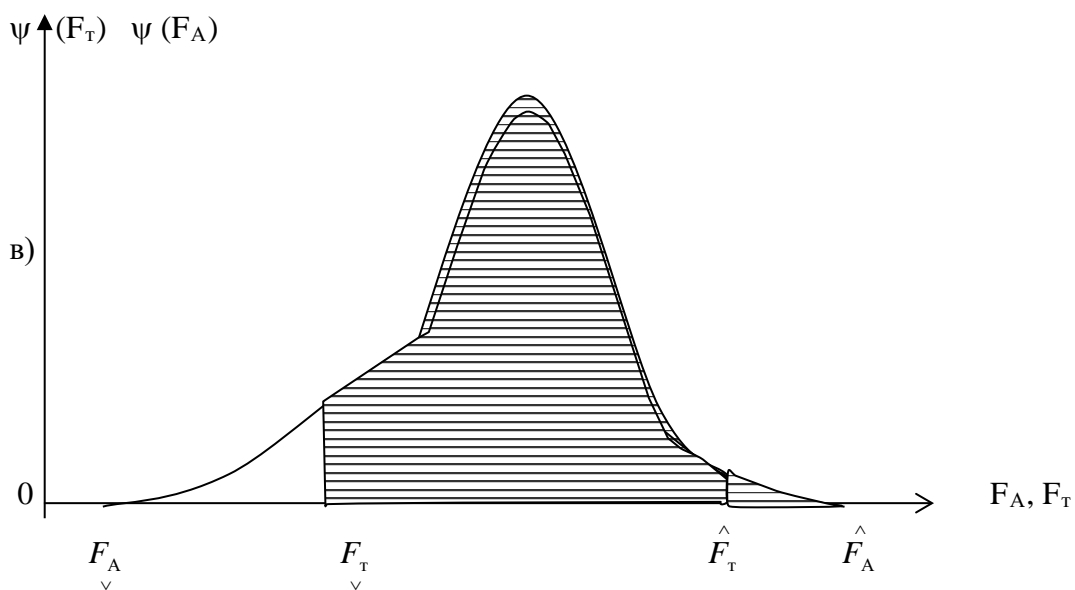
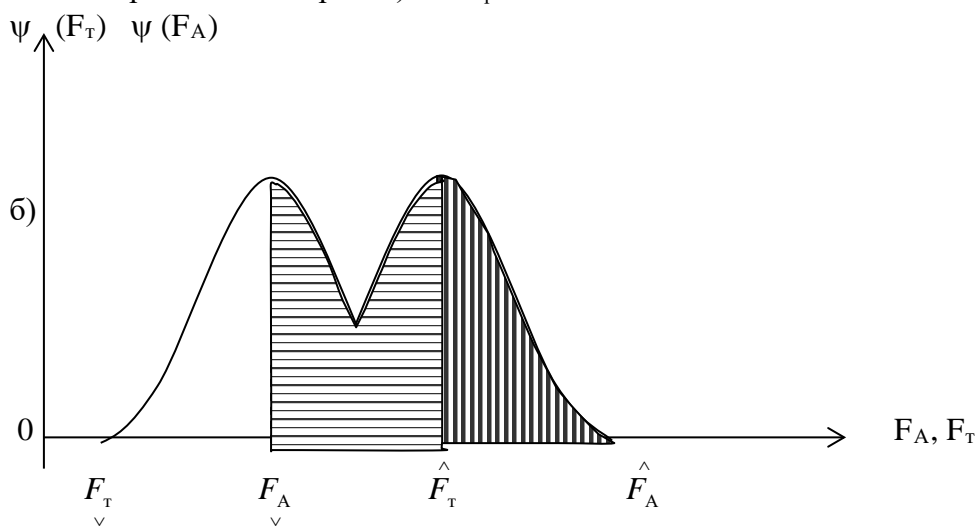
при этом $P_p = 0$, т.е. устойчивость борта будет обеспечена с вероятностью равной единице 1.

Рисунок 3 – Взаимодействие случайных величин а) и б).

Третий исход наиболее частый и представлен на графиках рис. 4.



Здесь в третьем исходе рис. а) $0 < P_p < 1$.



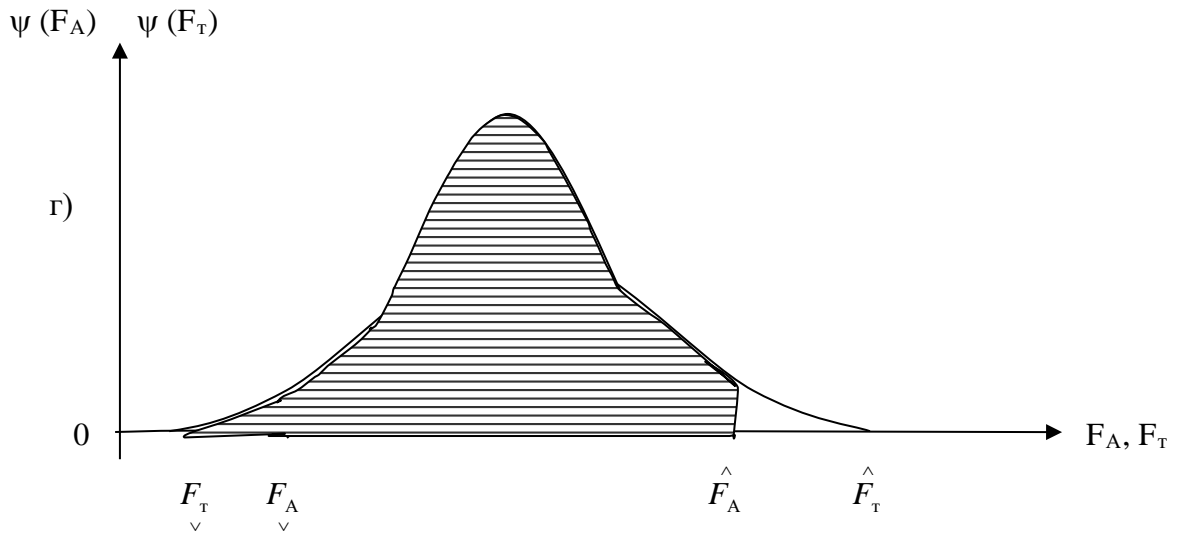


Рисунок 4 – Случайные величины и их взаимодействие.

Таким образом четыре схемы взаимодействия активных - F_A и тормозящих сил F_T , действующих в массиве борта карьера – откоса имеют различный уровень вероятности разрушения борта:

$$0 < P_p < 1.$$

Аналитические формулы для вычисления P_p для всех четырех случаев приведены ниже.

Рисунок а):

$$P_p = \int_{F_T}^{\hat{F}_A} \left[\psi(F_A) \cdot \int_{F_T}^{\hat{F}_A} \psi(F_T) \cdot dF \right] \cdot dF.$$

Рисунок б):

$$P_p = \int_{F_A}^{\hat{F}_T} \left[\psi(F_A) \cdot \int_{F_A}^{\hat{F}_T} \psi(F_T) \cdot dF \right] \cdot dF + \int_{F_T}^{\hat{F}_A} \psi(F_A) \cdot dF.$$

Рисунок в):

$$P_p = \int_{F_T}^{\hat{F}_T} \left[\psi(F_A) \cdot \int_{F_T}^{\hat{F}_T} \psi(F_T) \cdot dF \right] \cdot dF.$$

Рисунок г):

$$P_p = \int_{F_A}^{\hat{F}_A} \left[\psi(F_A) \cdot \int_{F_A}^{\hat{F}_A} \psi(F_T) \cdot dF \right] \cdot dF.$$

Вторая задача – минимизировать вероятность P_p – разрушения борта карьера отдельная самостоятельная и не простая проблема будет рассмотрена нами в отдельной работе.

Выводы

1. В результате проведенных исследований обоснован комплекс математических моделей, описывающих взаимодействие активных и пассивных сил для оценки устойчивости бортов карьеров.

2. Выведены строгие аналитические зависимости для вычисления вероятности разрушения рабочего и не рабочего бортов карьера.

Литература:

1. Рогов Е.И., Рогов С.Е., Рогов А.Е. Теория геотехнологий. Алматы. FORTRESS. 2010.

К ТЕОРИИ РАЗРУШЕНИЯ БОРТОВ КАРЬЕРОВ (часть II)

Рогов Е.И. (ae_rv@mail.ru), Академик НАН РК, докт.техн.наук, проф.
Рогов А.Е., Академик Международной эколог.академии, докт.техн.наук, проф.

В первой части нашей работы были даны теоретические обоснования и расчетные математические модели для определения вероятности разрушения борта карьера для любых условий отработки открытым способом.

При этом рассмотрены рабочие и не рабочие борта карьеров. Поскольку эта часть работы направлена на минимизацию вероятности катастрофических отказов в виде разрушения бортов карьеров, то необходимо переходить от моделей констатации фактов к моделям оптимального управления P_p , когда они стремятся к минимуму при определенных ограничениях на управляемые параметры и характеристики системы ОГР.

Для дальнейших исследований приведем два основных условия устойчивого состояния борта карьера для не рабочего борта:

$$G \cdot \sin \varphi + G \cdot \beta_1 \geq f_{\text{тр}}(0) \cdot G \cdot \cos \varphi + \sigma_p S, \quad (1)$$

и для рабочего борта:

$$G \cdot \sin \varphi + G \cdot \beta_1 + G_T \geq f_{\text{тр}}(0) \cdot G \cdot \cos \varphi + \sigma_p S, \quad (2)$$

где

$$\left. \begin{aligned} G &= V \cdot \gamma, \\ S &= \alpha \cdot V. \end{aligned} \right\} \quad (3)$$

В настоящей ситуации по решению задачи об минимизации P_p существует всего два альтернативных подхода.

1. Статистическими методами получить в явном аналитическом виде функции распределения вероятности активных сил - $\psi(F_A)$ и тормозящих пассивных - $\psi(F_T)$.

После этих операций достаточно сложных и трудоемких по формулам, приведенным в первой части работы, определить для всех необходимых случаев вероятности разрушения бортов карьера.

Рассмотрим более простой метод приближенного решения задачи на квазиупорядоченном графе.

Определим квазиупорядоченный граф в виде $G = (X, \Gamma)$, где X – множество вершин графа. Сформируем X , исходя из следующего принципа перевода непрерывных параметров в дискретные, т.е. вершины графа по подмножествам:

$$X = \{X_1, X_2, \dots, X_N\}, \quad (4)$$

где

$$\bigcap_{j=1}^N X_j = \emptyset \text{ и } X_j \neq \emptyset. \quad (5)$$

Из условия (2) будем иметь: $V_1 = X_1$ в пределах:

$$V \leq V \text{ и } V \leq \hat{V}. \quad (6)$$

Вершины X_1 обозначим:

$$X_1 = \left\{ V, V + \delta V, \dots, \hat{V} \right\},$$

где

$$\delta V = \frac{\hat{V} - V}{N_1}. \quad (7)$$

Аналогично для X_2 :

$$X_2 = \left\{ \underset{\vee}{\varphi}, \underset{\vee}{\varphi} + \delta \varphi, \dots, \underset{\vee}{\hat{\varphi}} \right\},$$

где

$$\delta \varphi = \frac{\hat{\varphi} - \varphi}{N_2}. \quad (8)$$

Аналогично для сейсмических активных сил:

$$\left. \begin{aligned} \underset{\vee}{F_c} = \beta \cdot \underset{\vee}{G} \text{ и } \underset{\vee}{\hat{F}_c} = \hat{\beta} \cdot \underset{\vee}{\hat{G}} \\ X_3 = \left\{ \underset{\vee}{F_c}, \underset{\vee}{F_c} + \delta F_c, \dots, \underset{\vee}{\hat{F}_c} \right\} \end{aligned} \right\} \quad (9)$$

Далее по аналогии:

$$X_4 = \left\{ \underset{\vee}{G_T}, \underset{\vee}{G_T} + \delta G_T, \dots, \underset{\vee}{\hat{G}_T} \right\}, \quad (10)$$

$$X_5 = \left\{ \underset{\vee}{f_{\text{TP}}}(0), \underset{\vee}{f_{\text{TP}}}(0) + \delta F_{\text{TP}}, \dots, \underset{\vee}{\hat{f}_{\text{TP}}}(0) \right\}, \quad (11)$$

$$X_6 = \left\{ \underset{\vee}{\sigma_p}, \underset{\vee}{\sigma_p} + \delta \sigma_p, \dots, \underset{\vee}{\hat{\sigma}_p} \right\}, \quad (12)$$

$$X_7 = \left\{ \underset{\vee}{S}, \underset{\vee}{S} + \delta S, \dots, \underset{\vee}{\hat{S}} \right\}. \quad (13)$$

В семи подмножествах будет на графе G вершин:

$$\tilde{N} = \sum_{j=1}^k (N_j + 2). \quad (14)$$

Пусть теперь $N_1 = N_2 = \dots = 6$, тогда на граф $G = (X, \Gamma)$ будет число независимых путей от минорант X_1 до мажорант X_7 :

$$|M(G)| = 6^6. \quad (15)$$

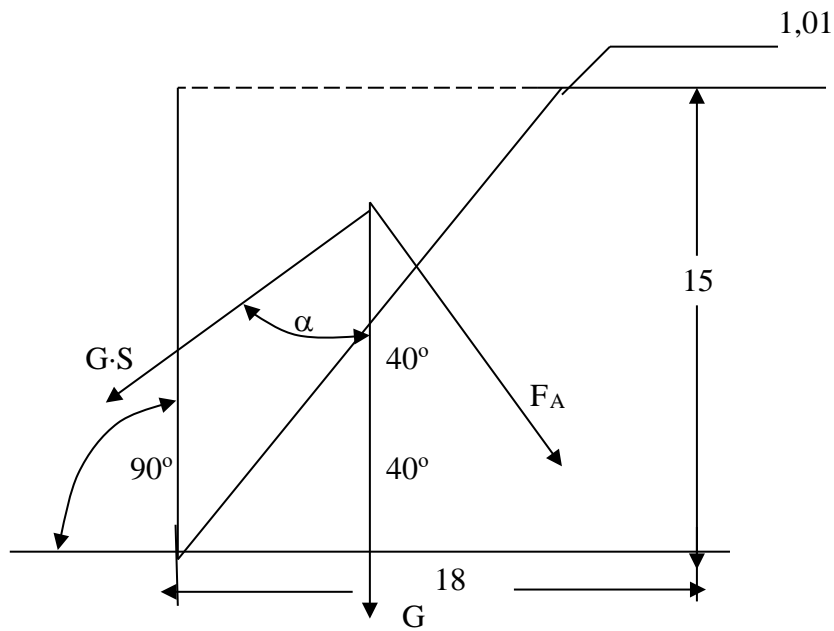
Это громадное число, перебор всех независимых путей $\mu_j \in M(G)$ на G будет делом трудным.

Критерием для поиска оптимального пути μ_0 вместо минимальной вероятности разрушения борта карьера следует принимать величину:

$$J(\mu_j) = (V\gamma \cdot \sin \varphi + G \cdot \beta_1 + G_T) - [f_{\text{TP}}(0) \cdot V\gamma \cdot \cos \varphi + \sigma_p S] \rightarrow \min. \quad (16)$$

При реализации модели (16) рекомендуется использовать не полный перебор всех путей (15), а целенаправленный перебор по нашему алгоритму условно названного нами «киевского веника» [2].

Приведем усредненный пример. Рассмотрим рабочий уступ карьера высотой $H = 15$ м, угол пород естественного откоса (в навале) $\varphi = 40^\circ$; $\gamma = 1,8$ тс/м³; $V = S \cdot L$; $L = 10$ см; $V = 1340$ м³; $S = \frac{1}{2} \cdot 15 \cdot \frac{15}{\operatorname{tg} 40^\circ} = 134$ м²; $S_1 = 23,3 \cdot 10 = 233$ м²; $G = 1340 \cdot 1,8 = 2412$ тс; $G\beta_1 = 12$ тс; $G_T = 14$ тс; $f_{\text{TP}}(0) = 25$ тс/м²; $\sigma_p = 18$ тс/м².



Активные силы составят при $\alpha = 90^\circ$:

$$F_A = 2412 \cdot \sin 4^\circ = 1550 + 14 + 12 = 1576 \text{ тс.}$$

Пассивные или тормозящие силы составят:

$$F_T = 1848 + 25 + 18 = 1891 \text{ тс.}$$

Здесь видно, что борт будет устойчивым, т.к. $F_{TP} > F_{AC}$ запасом прочности $n = 1,2$.

Если породы на разрыв σ_p окажутся, например, слабыми с $\sigma_p = 5 \text{ МПа}$ или 5 тс/м^2 , а их удельный вес будет $\gamma = 2,4 \text{ т/м}^3$, то уже ситуация изменится

$$F_A = 1340 \cdot 2,4 = 3242 \text{ тс}$$

и

$$F_T = 1848 + 25 + 5 = 1878 \text{ тс.}$$

Тогда с вероятностью равной единице произойдет разрушение борта, т.к. активные силы в 1,7 раза выше пассивных.

Рассмотрим общий случай пересечения случайных величин $\psi(F_A)$, $\psi(F_T)$ в виде рис.

1.

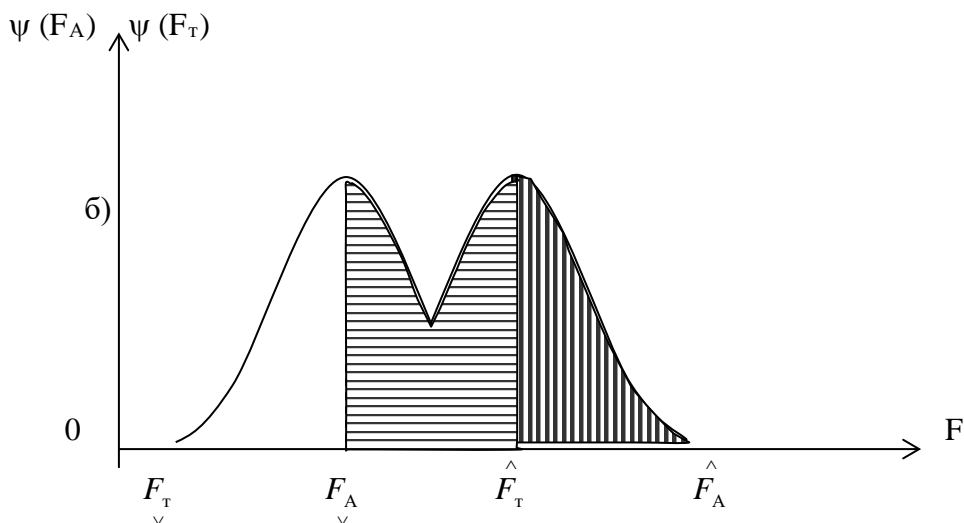


Рисунок 1 – Пересечение случайных величин активных и пассивных сил.

Вероятность разрушения борта определяется по нашей формуле []:

$$P_p = \int_{F_A}^{\hat{F}_T} \left[\psi(F_A) \cdot \int_{F_A}^{\hat{F}_T} \psi(F_T) \cdot dF \right] \cdot dF + \int_{\hat{F}_T}^{\hat{F}_A} \psi(F_A) \cdot dF. \quad (17)$$

Примем закон распределения случайных величин треугольным, для него запишем для значений $\hat{F}_A = 3500$ тс; $F_A = 1600$ тс; $\hat{F}_T = 3000$ тс; $F_T = 1000$ тс; (рис. 2):

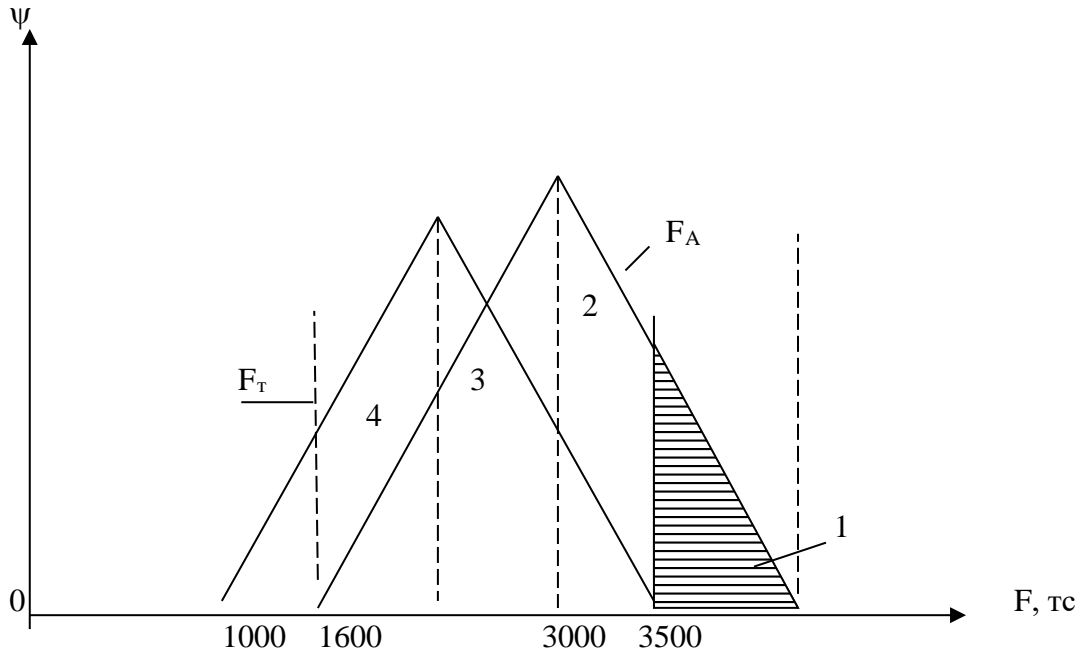


Рисунок 2 – Пересечение двух случайных величин $\psi(F_A)$ и $\psi(F_T)$.

Аналитические зависимости законов распределения:

для активных сил правая сторона:

$$\frac{4 \left(F_A - F_A \right)}{\hat{F}_A - F_A}; \quad (18)$$

для F_A – левая сторона:

$$\frac{4 \left(\hat{F}_A - F_A \right)}{\hat{F}_A - F_A}; \quad (19)$$

для пассивных сил левая сторона:

$$\frac{4 \left(\hat{F}_T - F_T \right)}{\hat{F}_T - F_T}; \quad (20)$$

правая сторона:

$$\frac{4 \left(F_T - F_T \right)}{\hat{F}_T - F_T}. \quad (21)$$

Теперь интеграл (17) будет расписан в следующем виде:

$$P_p = \int_{1600}^{3000} \left[\frac{4 \left(F_A - F_A \right)}{\hat{F}_A - F_A} \cdot \int_{1600}^{3000} \frac{4 \left(F_T - F_T \right)}{\hat{F}_T - F_T} dF \right] \cdot dF + \int_{3000}^{3500} \frac{4 \left(F_A - F_A \right)}{\hat{F}_A - F_A} dF. \quad (22)$$

Вычисления (22) весьма кропотливы и занимают много места, поэтому они опускаются. В результате была вычислена вероятность разрушения борта карьера:

$$P_p = 0,52.$$

Из этого следует, что вероятность P_p достаточно высока, и она утверждает, что из 100% неустойчивого состояния борта чуть более 50%.

Более сложные аналитические функции $\psi(F_A)$ (F_T) не оставляют надежд на возможность получить точные решения.

В идеальном варианте управления надежностью устойчивого состояния рабочих и не рабочих бортов карьера состоит в поиске таких вариантов управления, чтобы достигалась нулевая вероятность разрушения борта.

Литература

1. Рогов Е.И., Рогов С.Е., Рогов А.Е. Теория геотехнологий. Алматы. FORTRESS, 2010, 365 с.
2. Рогов Е.И. Системный анализ в горном деле. Алма-Ата, Наука, 1976, 207 с.

НЕПРЕРЫВНОЕ РАЗРУШЕНИЕ СКАЛЬНЫХ ПОРОД – АЛЬТЕРНАТИВА МАССОВЫМ ВЗРЫВАМ НА КАРЬЕРАХ

В. И. Нифадьев (krsu@krsu.edu.kg), докт. техн. наук, проф., ректор, КРСУ;
А. А. Коваленко (akovalenko@istc.kg), канд. техн. наук, главн. научн. сотр., КРСУ

Показаны достоинства и недостатки цикличной технологии и устройств открытой разработки месторождений полезных ископаемых в скальных породах с массовыми взрывами штатных взрывчатых веществ. В качестве альтернативы предложены способ и устройства непрерывного разрушения скальных пород экологически чистыми взрывами зарядов из воды. Представлена новая технология разработки месторождений без экскаваторов с полной конвейеризацией транспорта вскрышных пород и полезных ископаемых.

Ключевые слова: скальные породы, массовые взрывы, непрерывное разрушение пород, исключение экскаваторов и автосамосвалов.

Со времени изобретения Альфредом Нобелем в 1868 г. безопасного взрывчатого вещества (ВВ) – динамита горные работы, в частности, объем открытой разработки полезных ископаемых с предварительным разрушением скальных пород массовыми взрывами составил сотни миллиардов кубических метров. Созданы гигантские горнодобывающие предприятия – карьеры Бингем, Чукикамата, Грасберг, Кумтор, Мурунтау и другие.

Для рентабельного производства такого объема работ машиностроительная промышленность выпускает высокопроизводительное и надежное горнотранспортное оборудование. Например, на высокогорном золоторудном месторождении «Кумтор» (Кыргызская Республика) компании Centerra Gold Inc. для выполнения горных работ в объеме 75,2 млн м³ в год¹ применяют тяжелые буровые станки для взрывных скважин диаметром 300 мм; экскаваторы-механические лопаты с ковшами емкостью от 11 до 23 м³, автосамосвалы грузоподъемностью от 90 до 200 т².

Общий вес 130 единиц машин и механизмов, включая бульдозеры и погрузчики, равен 32,9 тыс. т, суммарная установленная мощность приводов – 146 тыс. кВт [1].

Собственно вскрышные и добычные работы в объеме 14,4 млн м³ осуществляются 30 % указанных машин и механизмов [2]. Металлоемкость и энергоемкость такого оборудования составляют 9,9 тыс. т. и 44,1 тыс. кВт соответственно. Себестоимость разработки 1 м³ вскрыши по данным за 2011 г. – 5,4 долл. США. [1]

С целью дальнейшего снижения эксплуатационных расходов и повышения производительности труда предприятия горного машиностроения выпускают еще более мощное оборудование: буровые станки P&H 320 XPC для проходки скважин диаметром 440 мм, глубиной до 21 м, экскаваторы TEREХ O&K RH400 с объемом ковша 50 м³, автосамосвалы Liebherr T 282 В грузоподъемностью 400 т [3 – 5].

¹ Из общего объема горных работ переэкскавация старых отвалов составила 30,6 млн м³, отгрузка льда и морены из ледника – 30,2 млн м³ [2].

² Буровые станки Sandvik DR-460 и Drilltech D45KSH; зарядные машины Charmec MF 605 D; самосвалы CAT 789, CAT 785 и CAT 777 В; экскаваторы CAT 5130 В, Liebherr 9350 и Hitachi 3600; погрузчики CAT 992С, бульдозеры Caterpillar D9.

Таким образом, к достоинствам общепринятых технологии и комплексов горнотранспортного оборудования цикличного действия можно отнести: высокие надежность и производительность, сравнительно низкие эксплуатационные расходы.

Вместе с тем, циклическим технологии и комплексам горнотранспортных машин, применяемым для разработки месторождений в скальных породах, особенно в глубоких карьерах, присущи неустраняемые недостатки: значительная первоначальная стоимость и высокие металло- и энергоемкость оборудования, большие потери полезных ископаемых в результате разубоживания, негабариты в разрушенной породе, повторные взрывные работы.

Однако, главные недостатки циклической технологии и указанных комплексов оборудования – тотальное загрязнение окружающей среды выбросами газов при производстве массовых взрывов ВВ и выхлопными газами дизельных двигателей – приводов мощных экскаваторов, буровых станков, автосамосвалов, бульдозеров, а также неизбежный подъем (преодоление силы тяжести) всего объема вскрышных пород и полезных ископаемых в процессе погрузочных работ, выполняемых ковшовыми экскаваторами в карьерах.

Известно, что современная технология буровзрывных работ в каждом забое включает бурение от нескольких десятков до сотен глубоких скважин большого диаметра, размещение в них зарядов ВВ, общий вес которых может достигать нескольких сот тонн. Взрывы таких зарядов вызывают нарушение устойчивости бортов, что приводит к их разрушению и создает серьезную опасность для людей и механизмов, работающих на нижних горизонтах карьеров.

Для устранения части указанных недостатков на открытых разработках мира все более широко применяют циклично-поточную технологию, в соответствии с которой автомобильный транспорт внутри карьеров и на отвалах заменяется полностью либо частично ленточными конвейерами. Такая реконструкция осуществлена, например, на золоторудном карьере «Мурунтау» (Республика Узбекистан) [6]. Несмотря на некоторые усовершенствования процессов транспортирования и отвалообразования вскрышных пород и руды, а также появившуюся возможность отработки нижележащих горизонтов месторождения, ни один из указанных недостатков, свойственных разработке глубоких карьеров в скальных породах, не удалось устранить, так как сохранились массовые взрывы, негабариты в разрушенной породе, внутрикарьерный автомобильный транспорт, но появились дополнительные устройства – стационарные дробильные установки у конвейерных подъемников на борту карьера.

С целью устранения указанных недостатков предлагаются новые непрерывные технология и устройства для производства вскрышных и добычных работ без штатных ВВ, независимо от крепости горных пород.

Предлагаемая технология отличается тем, что:

1) силу тяжести не преодолевают, а используют как основополагающий элемент горных работ;

2) непрерывное разрушение скальных пород осуществляют в приповерхностном слое откоса высоких уступов чередующимися экологически чистыми газовыми потоками высокой энергии, причем порода отделяется от целика наименее энергоемким способом – на отрыв;

3) отделение пород от целика производят буроклиновзрывными стругами [7] в плоскости, параллельной откосу уступа в направлении от верхней бровки до нижней рабочей площадки;

4) мощность отделяемого слоя пород у обнаженной поверхности откоса и расположение буровых штанг породоразрушающего инструмента струга таковы, что в результате подачи чередующихся газовых импульсов в полости непрерывно образуемых шпуров через каналы в буровых штангах, негабариты исключаются непосредственно в забое;

5) потоки разрушенной породы, переместившиеся к основанию откоса уступа под действием силы тяжести, размещают, например, на ленточные конвейеры без погрузочных машин и механизмов.

Буроклиновзрывной струг включает:

- 1) многомашинное буроклиновзрывное породоразрушающее устройство;
- 2) генераторы газовых импульсов высокого давления;
- 3) наклонную платформу для установки струга в исходное положение на верхней рабочей площадке уступа;
- 4) подъемные лебёдки на несущей платформе струга;
- 4) аппаратуру дистанционного или автоматизированного управления призабойным комплексом устройств – стругом, перегружателем разрушенной породы на забойный ленточный конвейер и несущей платформой струга на верхней рабочей площадке.

Более подробные сведения о содержании предлагаемых технологии и устройствах изложены в [7 – 10].

Таким образом, из традиционной цикличной технологии открытых горных работ исключаются мощные буровые станки, массовые взрывы штатных ВВ, либо из смеси аммиачной селитры с дизельным топливом, ковшовые экскаваторы, автосамосвалы с соответствующей инфраструктурой.

Для горногеологических условий, в частности, карьера «Кумтор» с конвейерным транспортом для выемки вскрышных пород и руды в объеме 14,4 млн м³ в год понадобится два рабочих горизонта и 5 – 6 стругов для загрузки каждого из конвейеров производительностью 1000 м³/ч.

Такая реконструкция способов и средств добычи полезных ископаемых в условиях высокогорья позволит заменить автомобильный транспорт вскрышных пород и полезных ископаемых ленточными конвейерами и устранить источники выброса вредных газообразных веществ в атмосферу карьеров. Кроме того, в результате замены дискретных процессов непрерывными станет возможным автоматизировать производство горных работ и построить в будущем карьеры нового типа без непосредственного присутствия операторов в забоях.

Расчеты по укрупненным показателям приводят к выводу, что отработка нижних горизонтов месторождения, например, на карьере «Кумтор» предлагаемыми поточной технологией и устройствами непрерывного действия – стругами и ленточными конвейерами – уменьшит в 3 – 3,5 раза металлоемкость и в 2 – 2,5 раза – энергоемкость всего комплекса горнотранспортного оборудования при соответствующем сокращении капитальных и эксплуатационных затрат. Кроме того, такая реконструкция позволит решить экологические проблемы и инновационные задачи открытой разработки высокогорных и других месторождений полезных ископаемых.

Список литературы:

1. Thalenhorst, Henrik, Redmond, Dan, Roberto Raponi Tommaso and others. Technical Report On The Kumtor Gold Project Kyrgyz Republic For Centerra Gold Inc. 2012. September 30th.
2. Кумтор Оперейтинг Компани. Технический отчет по охране окружающей среды за 2011 г. http://www.kumtor.kg/wp-content/uploads/2012/07/eco2011_ru.pdf
3. Chadwick, John. On surface, the best. International Mining, 2010, August.
4. Чэдвик, Дж. Технический прогресс открытых горных работ за рубежом. Горный журнал. 2010. №1. С. 91–94.
5. P&N 320XPC Rotary Blasthole. // <http://www.phmining.com/equipment/drills.html>
6. Санакулов, К. С., Шеметов, П. А. Карьер «Мурунтау» на пути к рекордной глубине: основные этапы развития и модернизации горных работ. // Горный журнал. М., 2009. № 11. С. 98–102.

7. Пат. 013438 ЕАПВ. Способ открытой разработки месторождений полезных ископаемых и призабойный комплекс устройств для его осуществления. 2008.
8. Коваленко А. А. Технология и устройство для непрерывного формирования устойчивых бортов в глубоких карьерах // Вестник КРСУ. 2007. Т. 7. № 4.
9. А. А. Коваленко. Технологические и технические основы высокорентабельной экологически чистой разработки золота, алмазов, урана в глубоких карьерах // Вестник КРСУ, Том 7, № 4, 2007.
10. Пат. 885 КР. Способ разрушения горных пород газовыми импульсами высокого давления и генератор газовых импульсов высокого давления. Коваленко А. А. КРСУ (Кыргызская Республика).

СОВРЕМЕННЫЕ ИНФОРМАЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ В ПОДГОТОВКЕ И ПРОВЕДЕНИИ БВР НА УГОЛЬНЫХ РАЗРЕЗАХ СУЭК

Артемьев В.Б., Коваленко В.А. (kovalenko@istc.kg), Каинов А.И. (KainovAI@suek.ru), Опанасенко П.И. (opanasenkoPI@suek.ru), Исайченков А. Б. (IsaychenkovAB@suek.ru)

В статье представлены современные информационные технологии, применяемые при подготовке и проведении буровзрывных работ (БВР) на угольных разрезах компании СУЭК.

Ключевые слова: угольный разрез, программно-технический комплекс, системы автоматизированного проектирования буровзрывных работ.

В 2009 г. Сибирской Угольной Энергетической Компанией (СУЭК) принято решение о дальнейшем продвижении современных информационных технологий в подготовку и проведение буровзрывных работ (БВР) на угольных разрезах компании. Рассмотрено несколько вариантов реализации этого решения. В результате выбор был остановлен на предложении компании «Blast Maker»[®] (г. Бишкек, Киргизская Республика) о внедрении одноименного программно-технического комплекса (ПТК), выгодно отличающегося комплексным подходом к автоматизации подготовки БВР на разрезе, а также уникальными компонентами этой системы: программным пакетом системы автоматизированного проектирования буровзрывных работ (САПР БВР) «Blast Maker» и автоматизированной системой сбора и передачи данных с буровых станков (АССД БС) «Кобус»[®].

Существующая технология БВР

В качестве пилотного предприятия для внедрения комплекса выбран разрез «Тугнуйский» (п. Саган-Нур, Республика Бурятия).

Несколько слов об условиях добычи на разрезе «Тугнуйский». Угольные пласты месторождения имеют пологое залегание, при этом по мере развития горных работ мощность пород вскрыши постепенно возрастает и в ближайшие несколько лет достигнет максимальных глубин - до 90 м. В настоящее время мощность вскрышных пород достигает 30 - 40 м. Коэффициент крепости пород по шкале проф. Протодяконова изменяется от 3 (алевролиты на глинистом цементе) до 8,5 (песчаники на известковом цементе с прослоями кремненных пород), имеются крепкие прослойки с коэффициентом крепости до 14.

Вскрышные работы на разрезе практически полностью выполняются с применением БВР. В качестве исходной геологической информации для проектирования БВР используются данные по геологоразведочным скважинам, которые зачастую находятся даже вне взрываемого блока. При этом принимается, что представленная по этим данным геологическая структура едина для всего блока, а это далеко не всегда соответствует действительности, поскольку разрабатываемый массив горных пород имеет сложноструктурированное строение, расположение крепких и слабых слоев постоянно меняется, и предсказать размещение крепких слоев по глубине практически было невозможно. Проект на БВР, выполненный на основе таких данных, зачастую приводил к неравномерному дроблению горной массы, большому количеству негабаритов. В некоторых случаях оказывается необходимым повторное взрывание части блока.

Следует также отметить тот факт, что в отсутствие детальной геологической информации геологи предприятия при формировании предполагаемой структуры

выбранного блока ориентируются, в соответствии с общепринятой в отрасли практикой уменьшения выхода негабаритов, на максимально возможную крепость породы на блоке. Это приводит к завышению требуемой энергии взрыва для разрушения блока и как следствие - к перерасходу ВВ и к переизмельчению массива.

Потери на дополнительное бурение и взрывание при таком способе проектирования БВР в среднем по отрасли достигают 10 % от общего объема БВР.

Программно-технический комплекс «Blast Maker»

Для эффективного ведения БВР необходимо иметь максимально полную информацию о геологическом строении взрываемого массива. Одним из способов получения дополнительных сведений о структуре и прочностных свойствах массива горных пород является использование данных, получаемых с буровых станков непосредственно в процессе бурения взрывных скважин [1]. Такой способ, реализованный в ПТК «Blast Maker», привлекателен тем, что не нарушает существующей технологии ведения работ на карьере и не требует дополнительных затрат на проведение геологических исследований. Одновременно становятся возможными автоматический сбор и накопление объективной производственной информации по каждому буровому станку и экипажу (пробуренные метры и скважины, производительность потраченного времени и время на ожидание, и выполнение ремонта, заправки или техобслуживания, расход топлива, использование шарошек и применяемые режимы бурения, и другие сведения).

Схема информационного обмена между компонентами комплекса приведена на рис. 1.



Непрерывный сбор и концентрация получаемых данных в единой информационной базе позволяют учитывать фактические свойства массива горных пород и следить за динамикой их изменения, анализировать производственную деятельность бурового цеха и смежных с ним подразделений, оперативно планировать и оптимизировать горные работы и в результате снижать их себестоимость [2,3].

Система «Кобус»

Как уже отмечалось, ПТК состоит из пакета САПР БВР «Blast Maker» и системы сбора и передачи данных с буровых станков «Кобус».

Система «Кобус» включает в себя оборудование сбора и передачи данных (контроллер «Кобус», датчики, радиопередающее устройство), размещаемое на буровых

станках, оборудование базовой станции (БС) «Кобус», размещаемое в центральном офисе разреза, и оборудование ретрансляционных станций (РС), размещаемое на мачтах по периметру карьерного поля разреза. Программная компонента системы представлена программным обеспечением (ПО) БС и ПО системы управления базой данных (СУБД), встроенным ПО контроллеров «Кобус», и пакетом пользовательского ПО.

Взаимодействие всех компонентов комплекса (контроллеры «Кобус», сервер БС с базой данных, программные пакеты на компьютерах специалистов предприятия) осуществляется по локальной вычислительной сети (ЛВС) предприятия. Оборудование беспроводной передачи данных на буровых станках, на базовой станции и на ретрансляционных станциях образует радиосеть системы сбора данных и архитектурно является беспроводным продолжением ЛВС, или, иначе, беспроводным сегментом ЛВС предприятия. При этом доступ к этому беспроводному сегменту есть только у специализированных серверов предприятия. Схема взаимодействия компонентов системы приведена на рис 2.

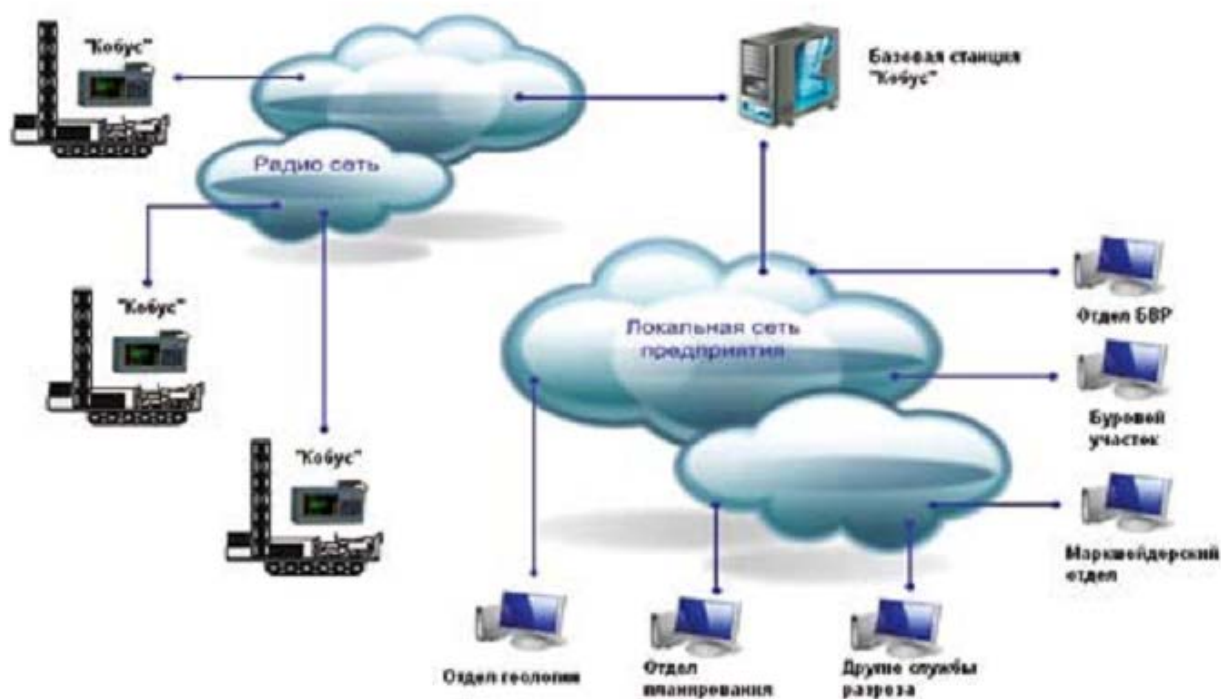


Рис 2. Схема взаимодействия компонентов системы

Организация обмена данными между компонентами ПТК на основе ЛВС предприятия с использованием Интернет- технологий позволила также обеспечить удаленный доступ к базе данных комплекса специалистов головного офиса СУЭК (Москва), что дало возможность оперативно контролировать как работоспособность технических средств комплекса, так и использование парка буровых станков и выполнение текущих плановых заданий на разрезе. Более того, возможность получения доступа к базе данных и к оборудованию комплекса через Интернет позволило производить обновление ПО, а также осуществлять полноценное удаленное техническое сопровождение всех программных и технических средств ПТК разработчиком комплекса из офиса компании в г. Бишкек. Разумеется, специалистами подразделения обеспечения компьютерной безопасности разреза для этого были предоставлены соответствующие права доступа к ЛВС предприятия с соблюдением всех необходимых мер информационной безопасности.

Передаваемая с буровых станков информация сохраняется в базе данных «Кобус» и доступна по ЛВС предприятия как для пакета САПР БВР, так и для программ пакета пользовательского ПО, установленных на компьютерах специалистов предприятия. Пользовательское ПО системы сбора данных обеспечивает специалистам предприятия

быструю и эффективную обработку информации, содержащейся в базе данных системы, для формирования отчетов о производственной деятельности бурового и смежных с ним подразделений.

Согласованные с предприятием формы отчетов содержат данные об эффективности использования парка бурового оборудования, расходе топлива, производительности труда, выполнении производственных плановых заданий за разные отчетные периоды, а также сведения для углубленного анализа структуры затрат времени машинистами буровых станков, ремонтными и обслуживающими подразделениями на выполнение различных технологических операций (чистое время бурения, время на вспомогательные технологические операции — смену штанг, переезд к новой скважине и к новому блоку, дозаправка, техобслуживание, ремонт, время на ожидание обслуживания, и пр.), позволяет учитывать непроизводительно затрачиваемое время для принятия мер с целью его уменьшения. В составе пакета пользовательского ПО имеется также подсистема мониторинга технического состояния и использования компонентов комплекса, позволяющая в удаленном режиме диагностировать оборудование и своевременно принимать меры для устранения его возможных отказов.

На рисунках ниже приведены примеры рабочих окон некоторых программ пользовательского ПО, визуализирующие зарегистрированные параметры бурения по одной скважине (рис. 3) и работу системы мониторинга буровых станков (рис. 4).

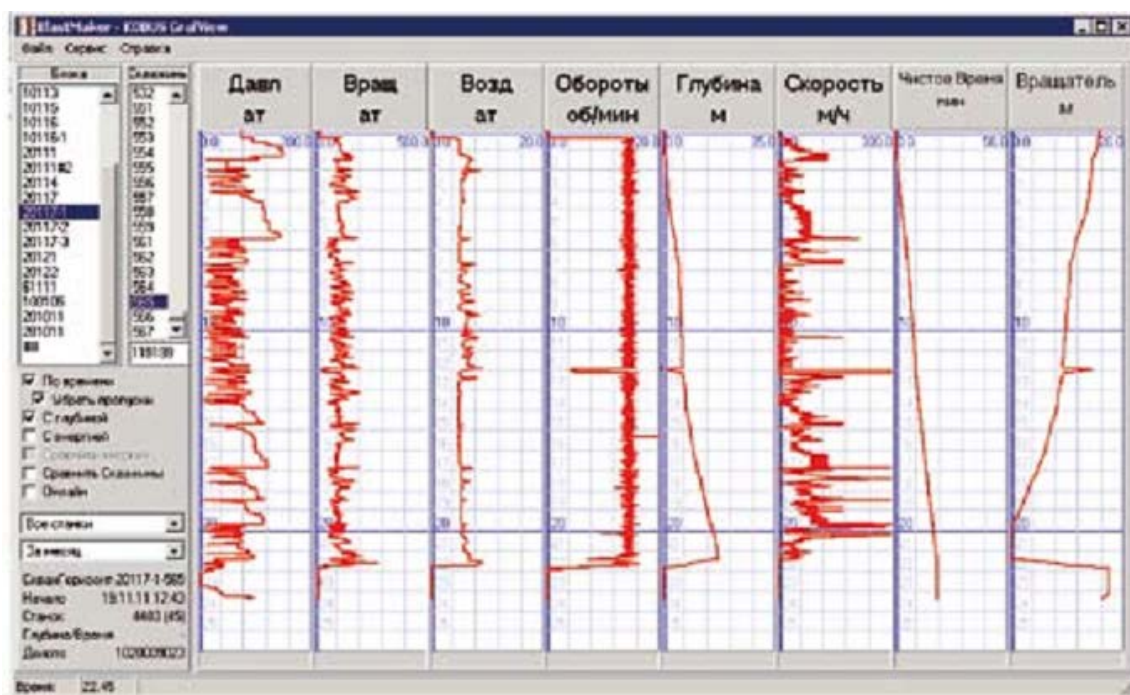


Рис 3. Пример рабочего окна, визуализирующего зарегистрированные параметры бурения по одной скважине

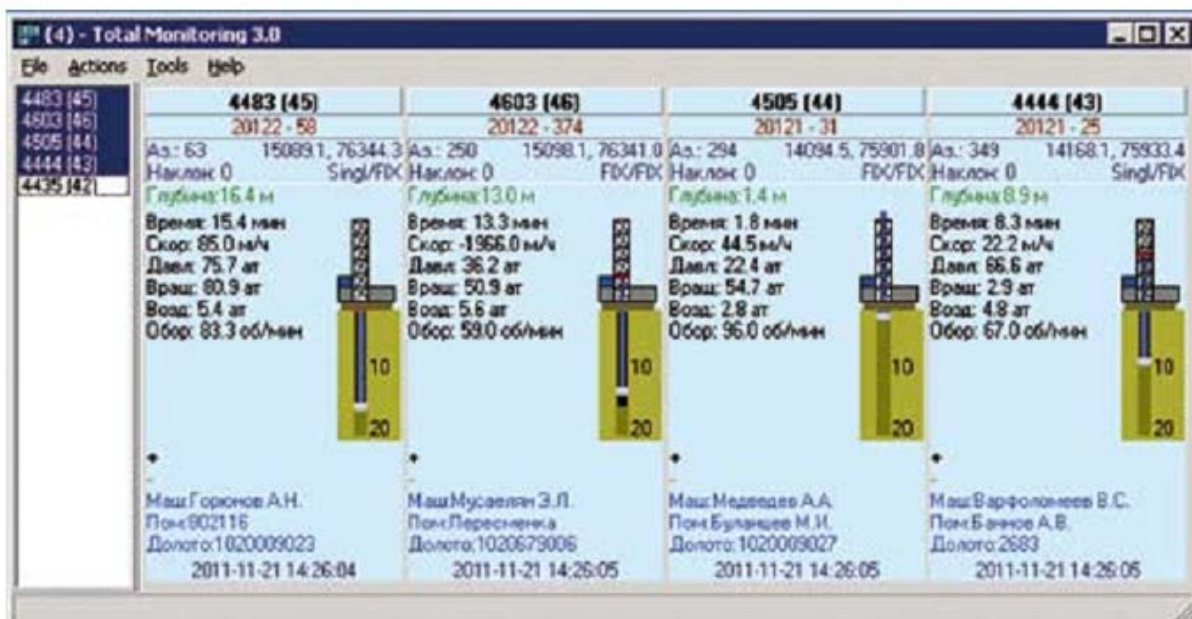


Рис. 4. Пример рабочего окна, визуализирующего работу системы мониторинга буровых станков

Сбор данных на буровых станках

В основу работы системы сбора данных на буровых станках положена методика определения физико-механических характеристик массива (прочности, буримости, взрываемости) по данным удельной энергоёмкости бурения (энергии, затрачиваемой на бурение единицы длины или объема скважины), которая зависит от типа шарошечного долота, осевой нагрузки, вращающего момента, скорости вращения, скорости проходки и сечения скважины и некоторых других. При соответствующей обработке полученных данных определяется распределение удельной энергоёмкости бурения и, соответственно, прочностных характеристик породы и крупных трещин в ней по всей глубине скважины. Регистрацию указанных параметров, а также глубины бурения, координат устьев скважин и положения станка, углов разворота станка и углов наклона мачты, и других технологических данных, связанных с эксплуатацией бурового станка, обеспечивает контроллер сбора данных «Кобус» (рис. 5) с комплектом соответствующих датчиков.



Рис 5. Контроллер сбора данных «Кобус»

Текущие значения всех регистрируемых и вычисляемых параметров отображаются на дисплее контроллера. Машинист вводит необходимую производственную информацию, в частности, табельные номера экипажа в начале смены, текущий режим использования станка (работа, простой и его причина) и другие, используя клавиатуру

контроллера. Введенная машинистом информация о начале и окончании смены, об изменении режима работы и причине простоя в привязке ко времени, номеру станка, табельным номерам экипажа сохраняется в базе данных системы и в режиме реального времени доводится до сведения диспетчера предприятия или начальника бурового участка, которые могут уточнить у машиниста станка причину простоя, принять или не принять ее, а также предпринять действия по ее устранению.

Контроль текущего положения станка и фактических координат устьев пробуренных скважин в местной трехмерной системе координат, углы разворота станка в горизонтальной плоскости и углы наклона мачты станка в двух вертикальных плоскостях обеспечиваются использованием в составе системы высокоточных двухантенных приемников сигналов глобальной навигационной спутниковой системы (ГНСС) GPS/ГЛОНАСС и двухосевых инклинометров.

Для учета расходования топлива на буровых станках применяется датчик уровня топлива, подключенный к контроллеру «Кобус». Информация о текущем уровне топлива в баке постоянно регистрируется в привязке ко времени, номеру станка, табельным номерам экипажа, отражает все его изменения, как в процессе работы, так и при дозаправке, и при этом отображается на дисплее контроллера для машиниста, на экране у диспетчера и сохраняется в базе данных комплекса. Обработка этой информации с помощью пользовательского ПО позволяет формировать отчеты о расходовании топлива на каждом станке в привязке к смене, станку, машинисту за разные интервалы времени, а также сводные отчеты.

Важной функцией системы сбора данных является отображение на дисплее контроллера текущего проекта на бурение и возможность наведения станка на новую скважину в соответствии с этим проектом. Проекты на бурение, создаваемые специалистами отдела проектирования в пакете САПР БВР, рассылаются на все станки по радиосети; машинист бурового станка выбирает актуальный для него проект на дисплее контроллера и производит бурение в соответствии с этим проектом, при этом наведение станка на новую скважину осуществляется им в реальном времени по отображаемому на дисплее контроллера положению данного станка на масштабируемом фрагменте плана обуриваемого блока. При этом точность следования проекту не будет зависеть от внешних условий, таких как снежный покров, грязь или ночное время, отпадает необходимость выноски меток сетки скважин на блок, на что в среднем тратится до 40% времени. Кроме того, на дисплее может аналогичным образом отображаться и использоваться для управления движением станка рекомендованный путь перегона станка к новому месту бурения через весь разрез. Это полезно с точки зрения того, что рельеф и геометрия карьера постоянно меняются в силу очевидных причин, и тот путь, которым машинист пользовался ранее, в данный момент может оказаться невозможным.

Востребованной функцией системы сбора данных также является предоставляемая диспетчеру или руководителю бурового подразделения возможность отправки на станки и отображения на дисплее контроллера текстовых сообщений для машиниста, с возможностью его ответа «да-нет» или цифрового ответа.

Базовая станция

Базовая станция «Кобус» включает в себя сервер, базовый приемник сигналов ГНСС для формирования Real Time Kinematic (RTK) - поправок, и базовое радиопередающее устройство. RTK - поправки регулярно рассылаются по радиосети на ГНСС-приемники буровых станков для обеспечения необходимой точности определения координат станка (ошибка по каждой координате на всем поле разреза не превышает ± 5 см, что на практике позволяет обеспечить точность позиционирования станка для бурения скважин точнее, чем $\pm 0,25$ м). Новые проекты на бурение, создаваемые в пакете САПР БВР, и текстовые запросы к машинистам станков также поступают в базу данных и передаются по радиосети на станки. Все поступающие с буровых станков данные

регистрируются в базе данных комплекса в привязке к времени номеру станка, табельным номерам экипажа.

Радиосеть

Радиосеть комплекса построена с использованием беспроводного широкополосного оборудования, реализующего технологию радиосвязи MESH, что обеспечивает высокую надежность и устойчивость радиосвязи с буровыми станками. Выбор такой технологии обусловлен геометрией разреза, представляющего собой достаточно узкую, глубокую и протяженную выемку неправильной формы. При использовании технологии радиосвязи WiFi, и других аналогичных, даже несмотря на достаточно большое количество ретрансляционных станций (на разрезе оказалась необходимой установка по периметру разреза до пяти таких станций), оставались бы зоны, в которых была бы невозможна радиосвязь со станками. При использовании технологии MESH оконечные точки радиосети на буровых станках обеспечивают дополнительную ретрансляцию сигналов от других точек, при этом создание новых маршрутов передачи данных осуществляется автоматически, что в результате и обеспечивает полное радиопокрытие всей площади разреза. Нужно также отметить, что исходно заложенная избыточность полосы пропускания оборудования радиосети ПТК обеспечила возможность ее одновременного использования внедряемой в настоящее время компанией «ВИСТ Групп» на разрезе системой диспетчеризации подвижного технологического оборудования (карьерные самосвалы, экскаваторы, и др.). Возможности радиосети оказались после этого далеко не исчерпанными, что позволит использовать ее для дальнейшего развития информационных технологий на разрезе, например внедрения системы видеонаблюдения, голосовой связи и других, без дополнительных затрат на развертывание новой радиосети.

Несмотря на то, что собираемые на станках данные в отсутствие радиосвязи сохраняются в энергонезависимой памяти контроллера и передаются после ее восстановления, сказывалась невозможность их своевременного получения для использования пакетом САПР БВР, особенно при длительных, до 1 -2 дней, отключениях электроэнергии. Кроме того, отсутствие радиосвязи хотя бы на несколько минут делало невозможным получение РТК-поправок приемниками сигналов ГНСС на станках, что приводило к серьезному ухудшению точности местоопределения станка (до ± 3 м, и больше, вместо $\pm 0,25$ м в нормальном режиме) и делало невозможным использование режима наведения. Бесперебойное и надежное электроснабжение в связи с этим имеет решающее значение для успешной работы всего комплекса.

Программный пакет САПР БВР «Blast Maker»

Пакет САПР БВР «Blast Maker» обеспечивает оперативность создания многовариантных проектных решений массового взрыва и выбор наиболее оптимального из них в условиях высокой интенсивности горных работ. Использование САПР БВР позволяет учитывать геометрию блока и прочностные свойства слагающих пород, а также рационально распределять скважинные заряды для эффективного разрушения массива. При этом создание проекта на бурение производится на основе прогнозных значений о прочностных свойствах пород взрываемого блока, а создание проекта на взрыв производится по фактически пробуренным скважинам и по данным о прочностных характеристиках пород, полученным в процессе бурения этих скважин.

Пакет САПР БВР состоит из набора модулей, обмен информацией между которыми осуществляется через единую базу данных. Пакет объединяет в себе цифровую модель месторождения, математическую модель взаимодействия заряда со средой, средства обработки информации о массиве и средства, обеспечивающие подготовку необходимой проектной документации для производства массовых взрывов. Цифровая модель месторождения является информационной основой пакета, аккумулирующей

основные геометрические, технологические и физико-механические свойства горного массива в карьере. Информационное наполнение базы данных пакета САПР БВР осуществляется на основе:

- проектной геологической информации, полученной при разведочном бурении;
- уточняющих геологических данных при эксплуатационном бурении;
- данных об энергетических параметрах бурения скважин на взрывааемых блоках;
- экспертных заключений о фактически произведенных взрывах на разрезе.

Применение пакета САПР БВР в процессе внедрения и эксплуатации комплекса осуществляется поэтапно.

На этапе первичной подготовки данных осуществляется ввод в базу данных полученных от соответствующих служб горнодобывающего предприятия сведений о геометрии и геологической структуре разреза.

На основе цифровой модели рельефа, предоставляемой маркшейдерской службой предприятия в одном из цифровых форматов (AutoCAD, и др.) в пакете САПР БВР, создается модель рельефа (рис 6).

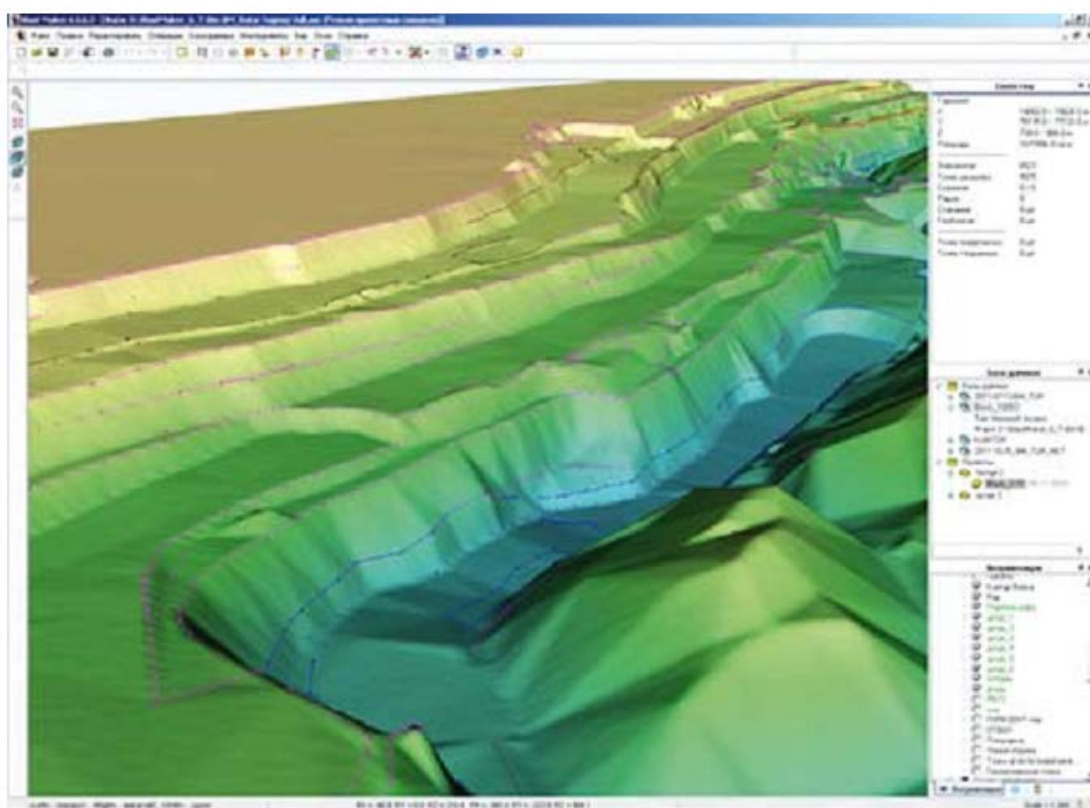


Рис 6. Пример модели рельефа в одном из цифровых форматов

К этой модели осуществляется привязка информации от геологических служб предприятия (на первом этапе) и данных об энергоёмкости бурения блоков (на последующих этапах) для выделения областей с различными типами пород. После этого появляется возможность осуществлять автоматизированное проектирование буровых работ.

При разработке проекта на бурение производится расчет сеток скважин и компоновка схемы размещения скважинных зарядов в пределах проектируемого блока с учетом его прогнозируемых прочностных свойств (рис. 7).

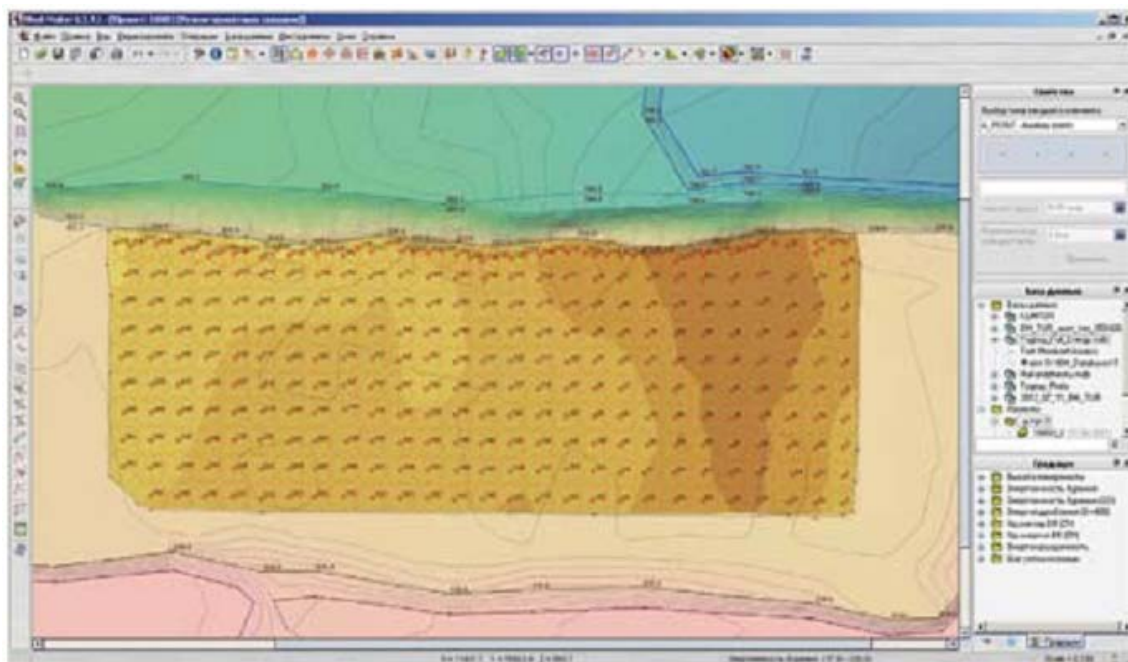


Рис 7. Пример расчета сеток скважин и компоновка схемы размещения скважинных зарядов в пределах проектируемого блока

Результатом работы является комплект технической документации (паспорт на бурение, графическая схема обустройства блока, технический расчет и т.д.), отображающий набор координат и глубин проектных скважин, которые при заданных параметрах зарядов обеспечивают качественную проработку подошвы и оптимальное насыщение взрываемого массива энергией ВВ.

На последующих этапах изменяющаяся в процессе разработки месторождения геометрия разреза должна постоянно и своевременно обновляться в базе данных по информации, предоставляемой маркшейдерской службой предприятия.

На втором этапе, в процессе эксплуатации комплекса, системой сбора данных ПТК производится непрерывная регистрация и обработка параметров бурения на каждом из элементарных отрезков (порядка 0,1 м) скважин в привязке к их глубинам и к трехмерным координатам устьев скважин. По данным, получаемым в процессе бурения скважин и зарегистрированным в базе данных системы «Кобус», автоматически рассчитывается распределение удельной энергоёмкости бурения и связанных с ней физико-механических характеристик горных пород - прочности, буримости, взрываемости по объему обуриваемых блоков.

На этом этапе после завершения обустройства блока и получения от маркшейдерской службы дополнительных фактических данных об осыпании и обводненности пробуренных скважин появляется возможность создания проекта на взрыв.

Данные по энергоёмкости бурения из базы данных «Кобус» импортируются в базу данных САПР БВР с соответствующими фактическими атрибутами скважин (номер, координаты, угол и азимут наклона, диаметр, глубина и т. д). Полученная информация используется пакетом САПР БВР для идентификации прослоек твердых и мягких пород, крупных трещин и их пространственного расположения, то есть для построения реальной структуры массива, которая может быть графически визуализирована на экране компьютера в виде горизонтальных и вертикальных 2D - и 3D-сечений массива с цветовой кодировкой прочностных характеристик пород. На рис. 8 приведено 3D-сечение прочностной структуры пород взрываемого блока. На сечении серым цветом показана поверхность кровли угольного пласта, также восстановленная поданным об энергетических параметрах бурения.

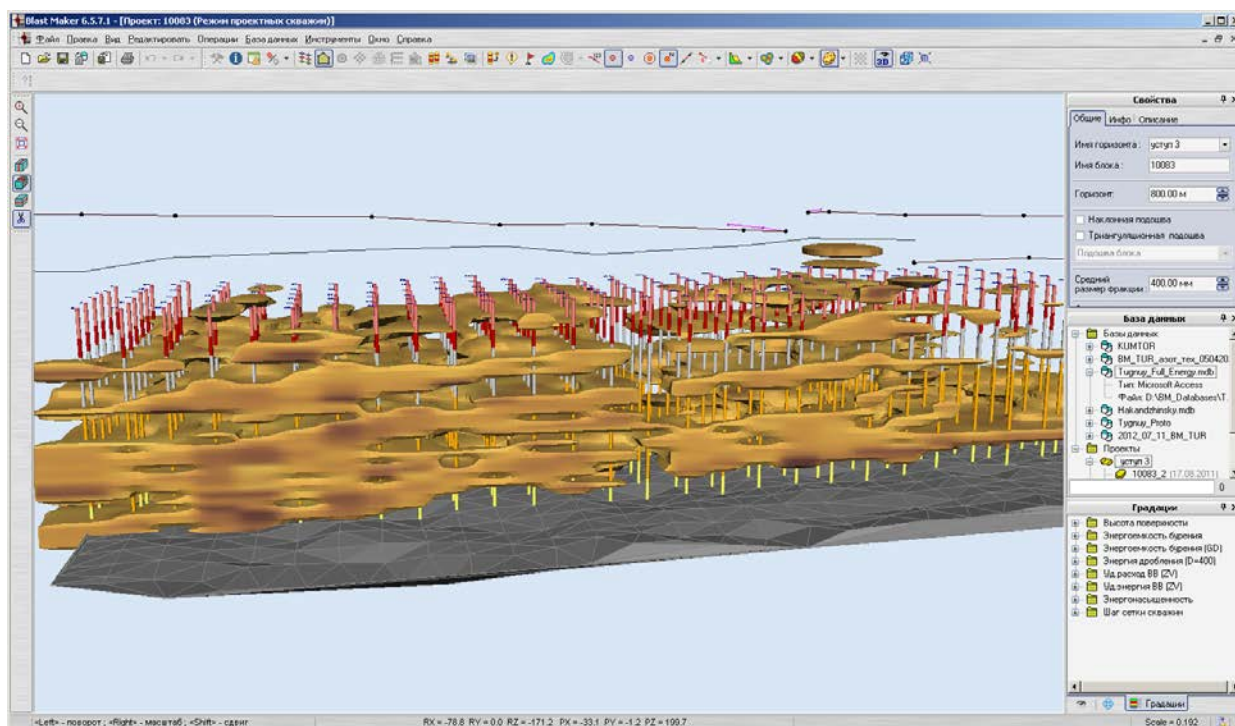


Рис. 8. 3D-сечение прочностной структуры пород взрываемого блока

Имея дополнительную информацию подобного рода, инженер-проектировщик БВР может учесть все детали строения массива и разместить заряды в скважинах так, чтобы обеспечить максимальную эффективность взрыва.

Заряд скважины моделируется по стандартной схеме и расчету, принятому на разрезе, проводится анализ прочности пород вдоль скважин, по горизонтальным и вертикальным сечениям, по изоповерхностям в модели блока. По результатам анализа выдаются рекомендации по усилению или уменьшению зарядов в каждой конкретной скважине и рекомендации по размещению рассредоточенной части заряда, с тем, чтобы точно попасть в прочные прослойки, если они будут обнаружены (координаты таких прослоек могут быть точно определены по результатам бурения), с целью улучшения качества дробления горной массы.

Изменчивость свойств пород на большинстве взрываемых блоков разреза «Тугнуйский» настолько велика, что требует индивидуального учета неоднородностей и соответствующего распределения ВВ в колонках скважинных зарядов. Для этих целей в САПР БВР предусмотрено использование составных скважинных зарядов с одним или несколькими воздушными промежутками (рис. 9).

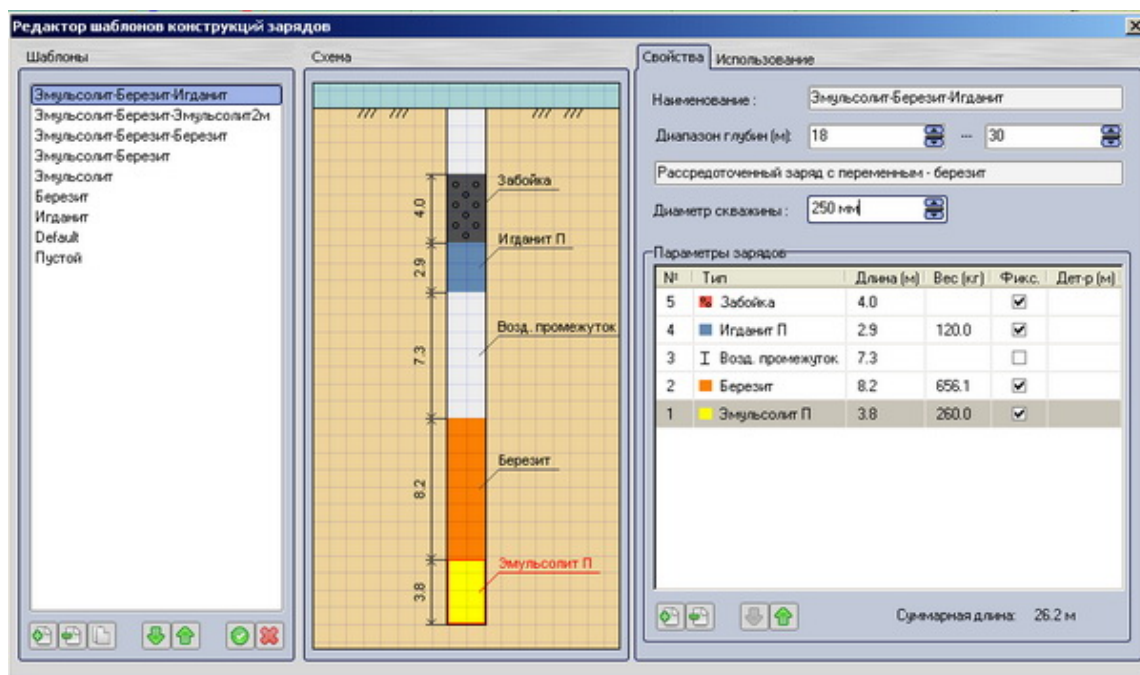


Рис 9. Составные скважинные заряды с одним или несколькими воздушными промежутками

Наряду с возможностью точного позиционирования зарядов в пределах прочных прослоев, дополнительным преимуществом скважинных зарядов с воздушными промежутками считается [3] увеличение длительности волны сжатия, что позволяет повысить время активного воздействия продуктов взрыва на разрушаемый массив.

Данные по энергоемкости бурения скважин обеспечивают получение информации о залегании кровли угольного пласта с гораздо большей точностью, чем данные геологической разведки. Знание пространственного расположения кровли позволяет корректировать глубины пробуренных скважин таким образом, чтобы они точно располагались над поверхностью угольного пласта. Это приводит к существенной экономии ВВ за счет устранения перебуров и предотвращает разубоживание угля раздробленными фрагментами пустой породы. На рис. 10 приведены примеры сечений реальных блоков, отработанных на разрезе «Тугнуйский». На сечениях линиями синего цвета показаны поверхности угольной кровли, восстановленные по данным энергоемкости бурения.

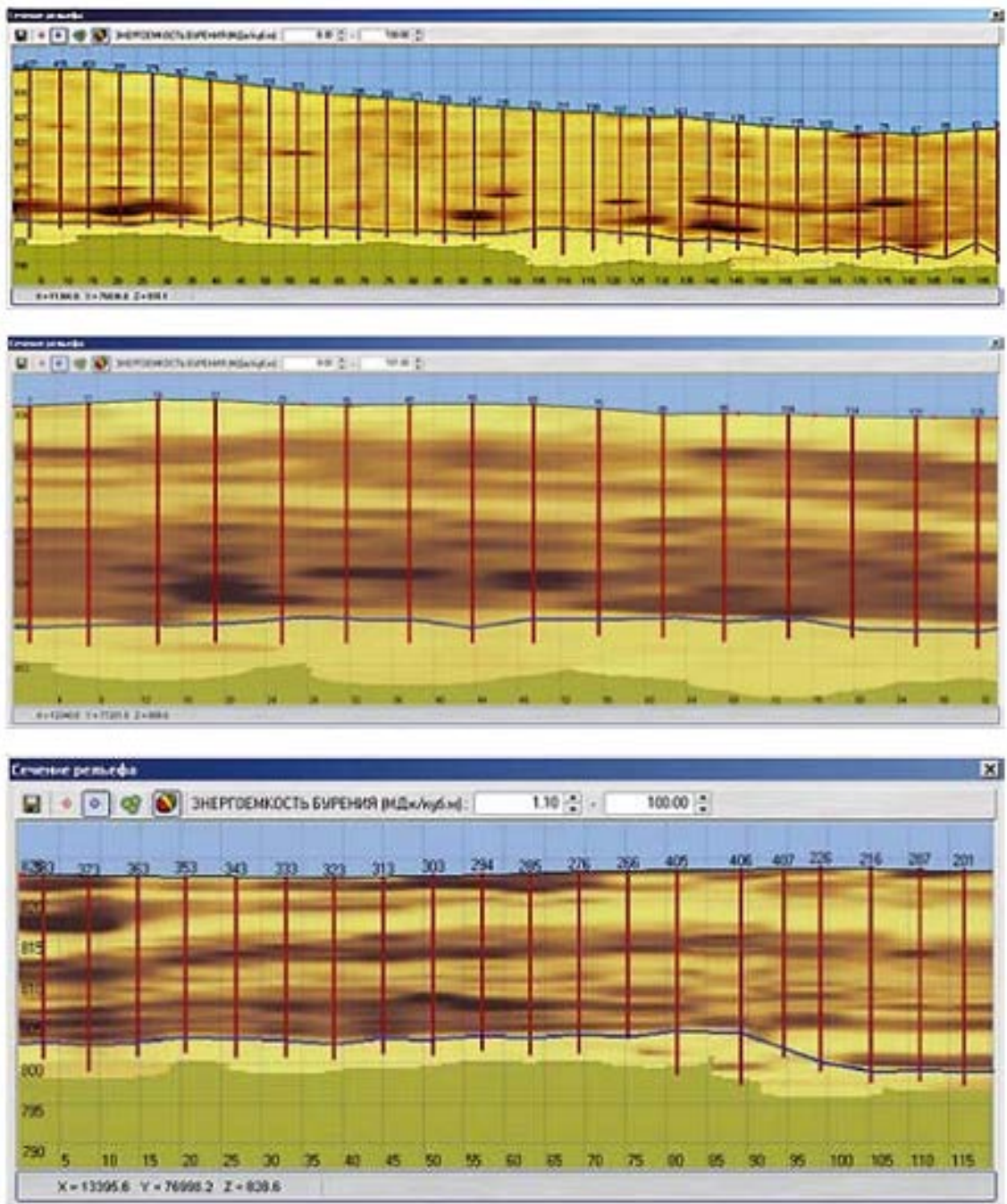


Рис 10. Примеры сечений реальных блоков, отработанных на разрезе «Тугнуйский»

В САПР БВР применяются математические модели и вычислительные алгоритмы, настроечные параметры которых определяются методами математической статистики по фактическим данным о свойствах взрывающей среды. Горный массив каждого разреза имеет уникальные физико-механические и структурные особенности, которые определяют характер диссипации энергии взрыва и степень дробления пород. В связи с этим внедрение САПР БВР в производственный процесс потребовало предварительной настройки системы к реальным условиям разреза «Тугнуйский». В ходе опытной эксплуатации ПТК «Blast Maker» уточнялись корреляционные функции крепости горных пород в зависимости от энергетических параметров бурения; подбирались способы фильтрации данных, получаемых с буровых станков; корректировались параметры вычислительных алгоритмов с целью максимального соответствия результатов имитационного моделирования с результатами фактических выполненных взрывов (рис. 11).

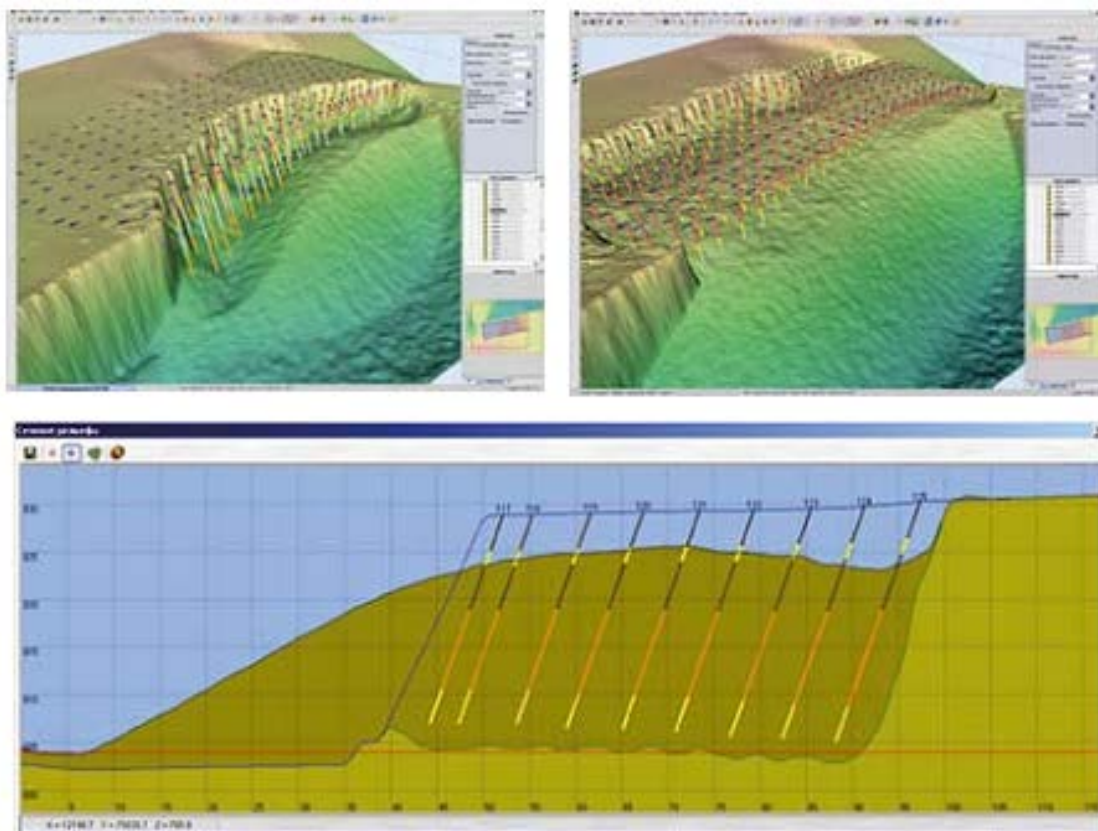


Рис.11. Примеры имитационного моделирования

Пакет САПР БВР позволяет достаточно быстро в автоматизированном режиме создать несколько вариантов проектов на взрыв с разными удельными расходами взрывчатых веществ и разными конструкциями зарядов в скважинах, осуществить компьютерное моделирование и визуализацию результатов массового взрыва (профиль образующейся выемки, предполагаемый контур границ разлета горной массы и т. д.) по текущему проекту и выбрать из них оптимальный с точки зрения минимизации удельного расхода ВВ при заданном качестве дробления пород и направлении развала. По завершении анализа и выбора предпочтительного варианта создаются и выводятся на печать необходимые документы - таблицы на зарядку блока, подсыпку скважин и плана массового взрыва с указанием глубин скважин до угольного пласта и других предусмотренных технологическим процессом документов.

На третьем этапе информация о строении и прочностных характеристиках ранее обуренных и, возможно, взорванных, блоков, соседних с проектируемым, используется пакетом САПР БВР для прогнозирования строения проектируемого блока и прочностных характеристик пород, его слагающих; результаты прогноза позволяют выполнить расстановку скважин проектируемого блока не по регулярной сетке, создать проекты на бурение и на массовый взрыв, смоделировать и оценить результат; при необходимости повторить эти действия, изменив некоторые параметры, и выбрать лучший вариант, обеспечивающий минимизацию объемов бурения и расхода ВВ, и исключаящий переизмельчение породы и появление негабаритов. Таким образом, становится возможным оптимальное проектирование БВР в полном объеме и в сжатые сроки.

Детальная информация о прочностных характеристиках пород и их качественном составе, полученная в процессе бурения взрывных скважин, может также использоваться для прогнозирования устойчивости бортов карьера и ряда других инженерно-технических и производственных задач.

Результаты внедрения

Работы по внедрению и опытно-промышленной эксплуатации комплекса на разрезе были выполнены в 2010-11 гг., с начала 2012 г. комплекс эксплуатируется в промышленном режиме.

Несмотря на небольшой срок промышленной эксплуатации комплекса, эффект от его внедрения заметен уже сейчас. Сравнение затрат на подготовку и выполнение вскрышных работ на карьере до и после внедрения ПТК показывает, что уменьшение количества скважин и расхода ВВ за счет оптимизации расстановки скважин и рационального распределения скважинных зарядов составляет по блокам от 3 до 7 %, повышение производительности экскаваторов за счет качественного дробления породы и исключения появления негабаритов - до 6 %, в значительной степени уменьшена непроработка подошвы уступа и разубоживание угля в связи с сохранением кровли пласта. Таким образом, большинство проблем, связанных с качеством дробленной массива горных пород массовым взрывом на разрезе, решены при внедрении комплекса.

Помимо прямой экономии затрат на вскрышные работы, внедрение ПТК сопровождается:

- повышением производительности труда специалистов при проектировании БВР за счет уменьшения доли ручного труда при выполнении рутинных и трудоемких операций,
- повышением эффективности и оперативности проектирования массовых взрывов за счет осуществления картирования карьерного поля по буримости и взрываемости пород, обеспечения оперативного доступа специалистов к статистической и аналитической информации, хранящейся в базах данных ПТК, подготовки сводных отчетов для соответствующих подразделений и служб предприятия о ходе выполнения БВР,
- повышением производительности труда при бурении скважин за счет наведения станка на новые скважины в соответствии с проектом, передаваемым на буровые станки по радиосети, и исключения необходимости выноски меток сетки скважин на блок,
- повышением эффективности использования бурового оборудования и оснастки за счет внедрения средств объективного контроля за использованием парка буровых станков предприятия и мониторинга режимов бурения.

Проектирование БВР на разрезе в настоящее время выполняется только в программной среде «Blast Maker». Инженеры-проектировщики получили мощный инструмент для подготовки массовых взрывов, значительно повысилась производительность труда специалистов за счет автоматизации процесса проектирования БВР. Сейчас в течение короткого времени специалист может спроектировать массовый взрыв блока, оценить проект, используя возможности имитационного моделирования; наглядно увидеть слабые места проекта; оперативно внести изменения и получить оптимальный проект на БВР. Генератор выходных документов позволяет легко и просто осуществлять вывод результатов проектирования БВР, данных маркшейдерской съемки, геологических изысканий, различной аналитической, статистической и оценочной информации, используемой на горном предприятии.

В качестве примера, на (рис. 12) ниже приведена карта распределения коэффициента крепости пород по шкале проф. М.М. Протодяконова для одного из участков разреза «Тугнуйский», созданная в пакете САПР БВР «Blast Maker» по результатам обработки информации об энергетических параметрах бурения от системы сбора данных «Кобус» в процессе проходки примерно 4000 взрывных скважин.

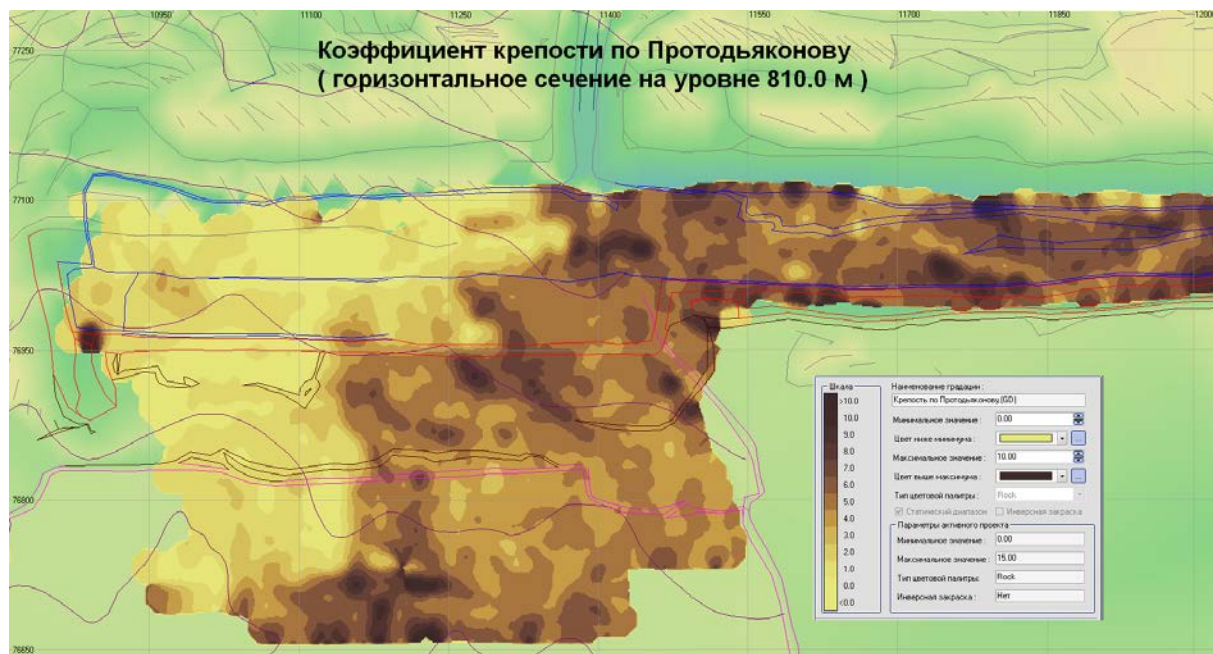


Рис 12. Карта распределения коэффициента крепости пород по шкале проф. М. М. Протодьяконова для одного из участков разреза «Тугнуйский»

Использование программного пакета САПР БВР «Blast Maker», программного обеспечения и технических средств АССД БС «КОБУС» предоставило реальную возможность комплексной автоматизации операций, выполняемых при проектировании и осуществлении БВР на разрезе.

Внедрение комплекса потребовало от предприятия также некоторой перестройки сложившейся практики ведения проектных и других работ, в том числе работы проектировщиков, буровиков, геологов, взрывников и маркшейдеров, и в итоге повысило общую организованность и оперативность работы служб.

В инвестиционных планах СУЭК на ближайшие годы предусматривается внедрение ПТК «Blast Maker» еще на нескольких разрезах, а в перспективе — на всех разрезах СУЭК.

Литература:

1. Тангаев И. А. Буримость и взрываемость горных пород. — М.: Недра, 1978.
2. Коваленко В. А., Долгушев В. Г. Способ производства буровзрывных работ. Евразийское патентное ведомство. 30.06.2008. №010244.
3. Жариков И.Ф. Энергоснабжающие технологии ведения взрывных работ на разрезах. В сб. «Взрывное дело», № 91/48, М., 1998, с. 191-195.

МЕТОДОЛОГИЯ НЕТТО-ЭНЕРГЕТИЧЕСКОГО АНАЛИЗА УГЛЕДОБЫЧИ (на примере открытого способа разработки)

Танайно А.С. (tanaino@misd.nsc.ru),
Институт горного дела СО РАН, г. Новосибирск, Россия

АННОТАЦИЯ: Рассматривается применение методологии полного энергетического анализа (энергетический анализ-нетто) для оценки энергоэффективности технологического базиса добычи угольного топлива открытым способом.

Введение. В наступившем столетии основные источники благополучия страны будут определять прогрессивные (высокие) технологии, а не территориальные просторы и природные ресурсы в недрах. На этом фоне проблема оценки прогрессивности технологического базиса для добычи полезных ископаемых приобретает особую актуальность. Она важна для всей горнодобывающей промышленности, но особенно характерна для отраслей ориентированных на добычу углеводородных ресурсов (нефти, газа, угля и пр.). Здесь существует явная (на уровне законов термодинамики) связь между количеством энергии содержащейся в добытом топливном ресурсе и затраченной на его добычу и последующие преобразования. При этом конечная цель производственной деятельности состоит в достижении возможно большего выхода полезной энергии.

В условиях нарастающего в мире дефицита энергии, наряду с вынужденным вовлечением в эксплуатацию все более трудно извлекаемых запасов энергетических ресурсов, усиливается роль точных знаний об энергетических затратах на получение полезной (свободной) энергии. Учет их соотношений призван способствовать отбору оптимальных решений при решении вопросов об освоении новых месторождений энергетических ресурсов, целесообразности дальнейшего функционирования действующих предприятий.

Критерий энергетической эффективности добычи угольного топлива (η) определим отношением:

$$\eta = \frac{E - G_{\Sigma}}{G_{\Sigma}} = \frac{E}{G_{\Sigma}} - 1, \quad (1)$$

где E – количество полученной (свободной) энергии из добытого топлива, гДж; G_{Σ} – полные затраты энергии на геологическую разведку, добычу и последующие технологические процессы (транспорт топлива, энергопреобразование, передача энергии и пр.), гДж.

Из (1) следует, что если $G_{\Sigma} = E$, то $\eta = 0$, и, следовательно, добыча угля теряет смысл. Денежная стоимость в данном случае не имеет никакого значения в виду её очевидной эфемерности. Как ни странно, это простое соотношение (1) осознается далеко не всеми экспертами в области определения перспективы использования углеводородного топлива. Не является исключением и программа развития угольной отрасли до 2030г, в которой размещение добывающих мощностей определены по денежным (прогнозируемым) критериям [1]. При этом заметим, что показатель η в (1) не идентичен коэффициенту полезного действия, поскольку им оценивается кратность между полученной («чистой» или «свободной») энергией и затраченной на её получение. И это принципиально важно, поскольку именно полученная («свободная») энергия является

базой для, не только развития, но существования общества в современных условиях цивилизации.

Несмотря на общность подхода к оценке η , специфичность его представления обусловлена различиями технологических базисов добычи и переработки видов углеводородного сырья. В данном докладе акцентировано внимание на вопросах оценки η с использованием угольных ресурсов при открытом способе их добычи.

Энергетическая оценка промышленных запасов.

Оценку угольных энергоресурсов логично выполнять в предположении известных границ горного отвода по площади и глубине, в пределах которых учтены геологические и промышленные запасы. При известных запасах угля (P) энергетическая их оценка для сопоставимости выполняется либо количеством условного топлива (у.т.), либо количеством потенциальной теплоты, образующейся при его сгорании:

$$R_y = \sum_1^k P_i \cdot (1 - \varepsilon_i) \cdot \gamma_i \cdot e_i, \quad i=1,2,\dots,k, \quad (2)$$

$$e_i = Q_i^r / 29.3 = 0.03413 \cdot Q_i^r,$$

$$Q_i^r = (0.972 \cdot Q_i^{\text{daf}} - 0.36) \cdot [1 - 0.01 \cdot W_i^r - A_i^d \cdot (0.01 - 10^{-4} \cdot W_i^r)] - 0.0244 \cdot W_i^r$$

где R_y – промышленные запасы угля, т у.т.; P_i – геологические запасы угля i -го качества, м³; ε_i – коэффициент потерь угля i -го качества в недрах с учётом забалансовых и при его извлечении ($\varepsilon_i < 1$); γ_i – удельный вес угля i -го качества, т/м³; e_i – калорийный эквивалент угольных запасов i -го качества; Q_i^r – теплота сгорания рабочего топлива из угля i -го качества, мДж/кг; Q_i^{daf} – теплота сгорания горючей массы по бомбе, мДж/кг; A_i^d – зольность топлива в сухом состоянии, %; W_i^r – общая влажность топлива в рабочем состоянии, %; 29.3 – теплота сгорания 1 т условного топлива, ГДж.

Коэффициент вскрыши, вычисляемый по отношению к условному топливу ($K_{\text{вт}}$, м³/т у.т.), является более информативным, в виду учета качественных свойств добываемого угля:

$$K_{\text{вт}} = \frac{V}{R_y} = \frac{K_{\text{в}}}{e}, \quad e \leq 1, \quad (3)$$

где V – объём вскрыши в границах горного отвода, м³; $K_{\text{в}}$ – традиционно определяемый коэффициент вскрыши по выражению: $K_{\text{в}} = V/P$, м³/т.

Показатели R_y, V исчерпывающе характеризуют энергетическую ценность угольных ресурсов и условия их извлечения в принятых границах горного отвода. Поэтому эта пара показателей является достаточно информативной для оценки энергетической ценности угольных ресурсов в соотношении их добычи.

Известно, что чем более качественные угли, тем выше затраты на их добычу. На качество угля в недрах в основном влияют: граница зоны окисления и стадии метаморфизма углей. В общем случае с повышением стадий метаморфизма Кузбасса пределы прочности на одноосное сжатие увеличиваются для всех вмещающих типов горных пород [3]. Повышение прочностных свойств горных пород и угля, как следствие, приводит к увеличению энергозатрат на разработку, как угольных запасов, так и вмещающих пород. Ниже обратимся к содержанию составляющих G_{Σ} в (1).

Составляющие полных энергозатрат на угледобычу открытым способом.

Полные энергозатраты на разработку угольных ресурсов подразделяются на прямые (или текущие), предшествующие, последующие. Эти энергозатраты непосредственно требуются для добычи топлива. Однако, процессы добычи сопровождаются вредными выбросами различных компонент в атмосферу и водную среду, нарушение гидрологического режима, что в конечном итоге снижает биологический потенциал

прилегающих территорий (снижение урожайности выращиваемых культур, снижение прироста биомассы лесов и сенокосных угодий, уменьшение численности обитателей фауны и пр.). Эти биологические потери, также можно оценить в энергетических единицах измерениях. Они не соизмеримы со сроками добычи топливных ресурсов конкретными предприятиями, так как их восстановление требует многих последующих лет после прекращения деятельности предприятий. Поэтому потери биологического потенциала условно отнесём к безвозвратным потерям энергии.

Прямые энергозатраты (G_T) – количество энергии потребляемой предприятием на обеспечение функционирования основных и вспомогательных технологических процессов. G_T удобно вычислять по годам работы предприятия:

$$G_{Tt} = A_{эt} \cdot b_{э} + W_t \cdot b_T + \sum_{i=1}^r C_{it} \cdot q_{ci} + \sum_{i=1}^k S_{it} \cdot q_{si} + N_t \cdot A_r + \sum_{i=1}^k M_{it} \cdot r_{it} + B_{вт} + B_{пт}], \text{ гДж}, \quad (4)$$

где $A_{э}$, $b_{э}$ – количество потреблённой электроэнергии (кВт·ч) предприятием в целом (показатели счётчика) и полные затраты на её производство и передачу, гДж/кВт·ч; W , b_T – количество потреблённой тепловой энергии (ккал) и полные затраты на производство единицы теплоты, гДж/ккал; C_i , S_i , q_{ci} , q_{si} – соответственно, количество (т) жидких энергоносителей (диз. топливо, бензин), смазочных материалов и полные затраты на производство единицы потребляемых видов, гДж/т; N , A_r – списочный состав трудовых ресурсов (включая занятых на основных и вспомогательных технологических процессах, ИТР, МОП и др. службы) и затраты энергии на поддержание и воспроизводство трудовых ресурсов, гДж/чел.; M_i , r_i – количество i -го вида металла (т) потребляемое предприятием и энергозатраты на производство единицы, гДж/т; $B_{в}$, $B_{р}$ – полные энергозатраты на производство и доставку ВВ (гДж/т) и запасных узлов (частей) к технологическим машинам (частей), гДж.

Структурно (5) аналогично расчёту текущих затрат в денежном выражении, но принципиально отличается тем, что вместо ценовых показателей используются полные энергетические затраты на используемый ресурс. Из составляющих (5) требует особого объяснения показатель A_r , сущность которого заключается в следующем. В [4] показано, что на поддержание жизненного уровня населения в конце 80-х годов в СССР расходовалось 6.79 т у.т. /год на одного человека (в развитых странах этот показатель находился на уровне 10-20). Это количество включает все виды энергопотребления населением: затраты энергии на производство продуктов питания, строительство и содержание жилья, услуги, транспорт личный и общественный, одежда, обувь, бытовые приборы, государственное потребление и пр. Согласно [4], нижний предел душевого энергопотребления, соответствующий минимально допустимому росту уровня жизни и максимальной эффективности экономики, определяется на уровне 7.5 т у.т./чел., а верхний пред (достаточный для обеспечения всех разумных потребностей общества) находится на уровне 9 т у.т./чел., который прогнозируется достигнуть в ближайшие 20-25 лет. При этих данных, принимая средний коэффициент семейственности равным 1.3 и душевое потребление топлива 8 т у.т./чел. получим ориентировочное значение затрат на содержание одного трудящегося на предприятии (в энергетическом представлении): $A_r = 8 \cdot 1.3 \cdot 29.304 \approx 305$ гДж/чел. в год.

Предшествующие (овеществлённые) энергозатраты ($G_{П}$) направлены на: геологическую разведку (G_r , гДж); подготовку территории ($G_{пт}$, гДж) для строительства предприятия (транспортные коммуникации, строительство технологической инфраструктуры); вскрытие месторождения ($G_{в}$, гДж); минимально-необходимые затраты (G_c , гДж) энергии на обустройство социального сектора (жильё, школы, больницы, коммунальное хозяйство и пр.); на создание машин и оборудования (G_m , гДж) для технологических процессов угледобычи. Понятно, что отнесение этих энергозатрат на

количество добываемого топлива выполняется согласно существующим нормам амортизации и составляют:

$$G_{\text{Пт}} = (G_r + G_{\text{Пт}} + G_B) / T_o + \sum_{i=1}^n G_{ci} / T_{ci} + \sum_{j=1}^k G_{mj} / T_{cj}, \quad (5)$$

где T_o – принятый срок окупаемости капитальных вложений, лет; T_{ci} – сроки службы i -го социального объекта, лет; C_{mj} , T_{cj} – полные энергозатраты на создание j -го типа машины (гДж) и принятый срок её службы, лет.

Последующие энергозатраты связаны с необходимостью выполнения работ по рекультивации нарушенных территорий. Выполнение их отодвигается на N_p лет от начала процессов добычи угля и обусловлено выполнением работ по планировке нарушенной территории и, определённой в проекте, типом биологической рекультивации. При этом проект рекультивации может осуществляться как компанией ведущей добычу угля, так и сторонней организацией. Независимо от этого полные энергозатраты на рекультивацию ($G_{p(N_p+t)}$) в t -м году определяются согласно структурным выражениям (5, 6), но с корректировкой на затраты энергии, отнесённых только на рекультивацию нарушенных земель:

$$G_{p(N_p+t)} = G_{Tp(N_p+t)} + G_{Pr(N_p+t)} + G_{B(N_p+t)} \quad (6)$$

где $G_{Tp(N_p+t)}$ – текущие (прямые) затраты энергии, отнесенные на процессы рекультивации (определяется аналогично (4), но применительно к технологическим процессам рекультивации), гДж; $G_{Pr(N_p+t)}$ – предшествующие энергозатраты, овеществлённые в машинах, используемых для рекультивации, гДж; $G_{B(N_p+t)}$ – полные затраты энергии на компоненты биологической рекультивации (нанесение плодородного слоя, посадочный материал, семена трав и пр.).

Безвозвратные потери энергии. Несостоятельна точка зрения о способности природы к самоочищению при условии, что уровень загрязнения не будет превышать установленного минимального предела. В природе идет процесс частичной трансформации загрязнителей в менее вредные или, наоборот, в еще более канцерогенные вещества и их распределение (разбавление в природной среде) [5]. В конечном итоге, нарушение эпохально сложившихся равновесий в литосфере и выбросы отходов в окружающую среду, приводят к постепенному накоплению загрязнений и к инерционности реакции экосистем на прямые воздействия современного периода, которые будут проявляться спустя многие десятилетия. В практике нарушение экологического баланса принято определять в виде ущерба в денежном исчислении по ценам теряемой биологической продуктивности на изъятых и деградированных землях [6].

Не касаясь глубины этой огромной и всё возрастающей по актуальности экологической проблемы, безвозвратные потери (G_B) от влияния горного производства на окружающую среду представим в общем виде учётом биологической продуктивности в энергетическом измерении различных видов ресурсов на изъятых и деградированных землях:

$$G_B = \sum_{t=1}^{T_i} \sum_{i=1}^k S_{\text{Иит}} \cdot Y_{\text{Иит}} \cdot e_{\text{Иит}} - \sum_{j=1}^n S_{\text{Дј}} \cdot (Y_{\text{Дј}} - Y_{0j}) \cdot e_{\text{Дј}}, \quad (7)$$

$$Y_{\text{Дј}} < Y_{0j},$$

где $S_{\text{Иит}}$, $S_{\text{Дј}}$ – площади изъятых t -том году и деградированных земель, соответственно i -го и j -го бонитетов, га; $Y_{\text{Иит}}$, $Y_{\text{Дј}}$ – биологическая продуктивность на изъятых и деградированных землях, т/га; Y_{0j} – биологическая продуктивность до деградации земель, т/га; $e_{\text{Иит}}$, $e_{\text{Дј}}$ – энергетический эквивалент единицы биологической продукции на изымаемых и деградированных землях, Гдж/т.

Выражение (7) представлено нами, как обобщение подходов к оценке экологического ущерба в энергетическом измерении, изложенных в [7]. Входящие в (7)

эквиваленты биологической составляющей в отечественной литературе представлены в основном для продукции сельского хозяйства (зерновые культуры, разнообразие лесных и кормовых продуцентов, животного мира). Распределение во времени потерь биологического потенциала на деградируемых землях от длительности воздействия выбросов в окружающую среду (с учётом их элементного состава) затруднено по причине неизученности проблемы в части инерционности процессов. Например, зафиксированный в настоящее время рост усыхания лесов в Мурманской области - результат более чем 30-летнего воздействия выбросов серы и тяжелых металлов в т.ч. от функционирующих здесь горно-металлургических предприятий [8]. Однако интенсивность усыхания во времени неизвестна.

Предельно допустимые энергозатраты на добычу. Представим G_{Σ} в (1) в виде:

$$G_{\Sigma} = G_{rz} + G_{pe};$$

$$G_{rz} = \left(\sum_{t=1}^{T_c} G_{Tt} + \sum_{t=1}^{T_c} G_{\Pi t} + \sum_{t=1}^{T_p} G_{p(N_p+t)} + G_B \right); \quad (8)$$

$$G_{pe} = R_y \cdot (1 - \delta) \cdot b \cdot \omega + R_y / e_c \cdot (1 + k_{эм}) \cdot L_T \cdot \theta, \quad (9)$$

где G_{rz} – полные затраты энергии на добычу промышленных запасов топлива в границах разреза, гДж; G_{pe} – полные энергозатраты на последующие технологические процессы получения энергии (транспорт угля, энергопреобразование, передача по энергосетям), гДж; R_y , – промышленные запасы угля (по (2)), т у.т., δ – коэффициент потерь угля в процессе транспортирования, доля един.; b – количество энергии, произведенной с одной тонны условного топлива, гДж/т у.т.; ω – полные энергозатраты на производство энергии и передачу её по сетям (гДж/кВт·ч); e_c – средневзвешенный калорийный эквивалент промышленных запасов в границах разреза; L_T – расстояние транспортирования угля до энергопроизводящего предприятия, км; θ – удельные полные энергозатраты на транспортирование угля, ГДж/ткм брутто; $k_{эт}$ – эксплуатационный коэффициент тары ж/д вагонов.

Используя (1), с учётом (8 и 9) получим зависимость для определения предельно допустимых энергозатрат [G_{rz}] на добычу угольного топлива:

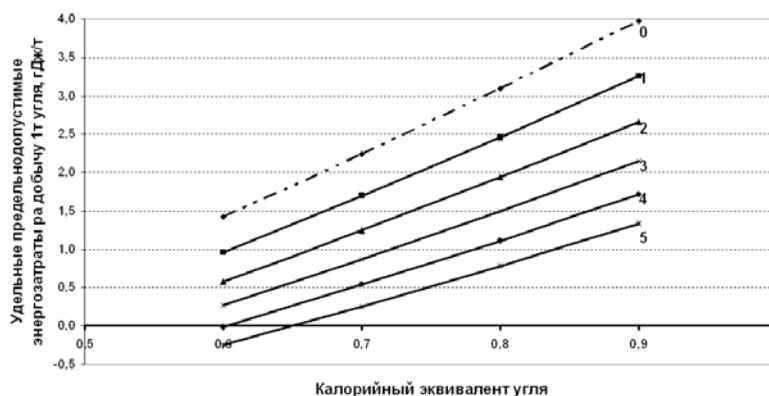
$$[G_{rz}] = \frac{10^{-3} \cdot 3.6 \cdot R_y (1 - \delta) \cdot b}{1 + \eta} - G_{pe}. \quad (10)$$

$$b = 10^{-3} \cdot 3.6 \cdot \frac{1000 \cdot (1 - \rho) \cdot (1 - s)}{q},$$

где 3.6 – соотношение 1 кВт·ч = 3.6·10⁶ Дж = 10⁻³·3.6 гДж; q – удельный расход топлива на производство электроэнергии, кг у.т./кВт·ч; ρ , s – коэффициенты учёта, соответственно, затрат энергии на собственные нужды производителя энергии и потерь в сетях, доли единицы.

Удельный расход топлива на производство электроэнергии (q) зависит от калорийного его эквивалента (e_c): $q \approx 0.4 \cdot \exp(-0.18 \cdot e_c)$ – формула получена нами.

Для количественного восприятия (10) выполним расчёты приняв: $R_y = 1000$ т у.т.; $L_T = 1000$ км (на уровне среднего расстояния транспортирования угля); $k_{эт} = 0.55$; $\delta \approx 0.03$; $\rho \approx 0.06$; $s \approx 0.09$ (по [10]); $\theta \approx 10^{-3} \cdot 1.43$, гДж/т·км; $\omega \approx 10^{-3} \cdot 0.62 \cdot (e_c)^{-0.4}$, гДж/кВт·ч (θ и ω рассчитаны нами с учётом [4], [9], [10]). Результаты отнесены на 1 т рядового угля



(см.рисунок).

Зависимость допустимых энергозатрат на добычу 1т угля от его калорийного эквивалента и требуемого показателя эффективности η . Обозначения 0,1,...,5 соответствуют значениям $\eta = 0; 0.1; 0.2; 0.3; 0.4; 0.5$.

Понятно, что представленные на рис. удельные энергозатраты в общем случае включают, не только полные затраты энергии на разработку месторождения (выемку угля и вскрыши), но и затраты энергии на рекультивацию с учётом безвозвратного ущерба нанесённого окружающей среде. Анализ полученных данных приводит к следующему заключению.

Предельные энергозатраты на добычу угля ограничиваются возможностями технологического уровня развития энергопроизводящих производств и транспорта топлива, в конечном итоге характеризующимися показателями q, ω, θ , которые на протяжении многих лет не проявляют заметную тенденцию к снижению. При этих условиях источниками повышения эффективности угледобычи являются свойства углей (калорийный эквивалент e_c) и снижение энергозатрат на угледобычу. Возможности этих источников также ограничены. Повышение качества угля (увеличение e_c), посредством обогащения существующими технологиями незначительно, хотя требуются немалые затраты энергии. Снижение энергозатрат на разработку угля существующими технологиями оценивается на уровне 15-20% за счет оптимизации сочетаний параметров оборудования в системах разработки и рациональной организации производства¹. На действующих предприятиях практически нет возможности уменьшить энергозатраты за счёт рационального порядка обработки месторождений.

Подводя итоги сказанному приходим к выводу, что наиболее вероятная энергетическая эффективность использования угля, при существующих уровнях технологических базисов добычи, транспорта и энергопреобразования, оценивается в пределах 10-30%, т.е. $\eta = 1.1 \div 1.3$

Литература:

1. Долгосрочная программа развития угольной промышленности России на период до 2030 года. Утверждена распоряжением Правительства от 24 января 2012г. №14-р.
2. Энергетическое топливо СССР (ископаемые угли, горючие сланцы, торф, мазут и горючий природный газ): Справочник / В.С. Вдовченко, М.И. Мартынова и др. – М.: Энергоиздат, 1991.
3. Опарин В.Н., Потапов В.П., Танайно А.С. К проблеме информационного обеспечения мониторинга геодинамических процессов в условиях интенсивного недропользования в Кузнецком бассейне. // ФТПРПИ. –2006. – № 5.
4. Медведева Е. А., Никитин В.М. Энергопотребление и уровень жизни. Новосибирск: Наука, 1991.
5. Осипов В.И. Концептуальные основы экологической политики. //Вестник АН СССР. 1994.N 12. С.91-102.
6. Певзнер М. Е. Экология горного производства. - М., Недра, 1990.
7. Одум Ю. Экология. Т.1-2. Перевод с английского. М. «Мир», 1986.
8. Обзор санитарного состояния лесов за 1993 г. М., Росагросевис, 1994.
9. Постановление Госкомстата РФ от 23 июня 1999 г. № 46 об утверждении «Методических положений по расчёту топливно-энергетического баланса Российской Федерации в соответствии с международной практикой».
10. Энергетика СССР в 1986-1990 годах / С.С. Воробьёв, Ю. К. Воскресенский, Ю.А. Гончаров и др. –М.: Энергоиздат, 1987.

¹В устном докладе будут представлены демонстрационные материалы по вопросам энергоёмкости добычи угля открытым способом существующими технологиями.

ИССЛЕДОВАНИЕ СЕЙСМИЧЕСКОГО ДЕЙСТВИЯ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПРИ РАЗЛИЧНЫХ СИСТЕМАХ ИНИЦИИРОВАНИЯ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ

Косолапов Александр Иннокентьевич – зав. кафедрой, профессор, доктор технических наук, Сибирский федеральный университет;
 Черепанов Евгений Викторович (cherepanov7777@mail.ru) – доцент, кандидат технических наук, Сибирский федеральный университет;
 Кадеров Михаил Юрьевич (kaderov@list.ru) – доцент, кандидат технических наук, Сибирский федеральный университет;
 Назарова Е.Ю. - Сибирский федеральный университет.

В настоящее время на большинстве карьеров подготовка горных пород к выемке осуществляется взрывным способом. Проведение массовых взрывов на предприятиях с большой производительностью стало, практически обыденным делом, поскольку взрывы проводят по 5-7 раз в месяц и даже чаще. Интенсивность горных работ постоянно возрастает, что неизбежно влечет за собой увеличение объемов расходуемых взрывчатых веществ, а также внедрения новых технологий и материалов, повышение требований к качеству и безопасности взрывания.

Приоритетными направлениями сейчас являются переход на новейшие неэлектрические системы инициирования взрывной сети, которые обеспечивают высокую точность срабатывания замедлителей и безопасность использования, а также эмульсионные взрывчатые вещества, приготовление которых осуществляют в непосредственной близости от карьеров. Совершенствование взрывчатых материалов все время продолжается, и среди производителей уже существует острая конкуренция.

Одним из важнейших показателей безопасности взрывных работ, является снижение сейсмического действия массовых взрывов на близко расположенные промышленные и жилые здания и сооружения, а также борта карьеров.

Общий принцип охраны сооружений определяется соотношением

$$u \leq u_{\text{пр}}, \quad (1)$$

где u и $u_{\text{пр}}$ – возможная и предельно-допустимая скорости сейсмических колебаний при взрывах, м/с.

Выбор допустимой скорости колебаний производят из условия, чтобы повторяющиеся взрывы не вызывали в объектах повреждений или накопления скрытых деформаций.

Научные основы сеймики промышленных взрывов разработаны академиком М.А. Садовским, определившим основную зависимость скорости колебаний от массы зарядов и расстояний до них

$$u = K_u \left[\frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right]^n = K_u \left[\frac{R}{\sqrt[3]{Q}} \right]^{-n}, \quad (2)$$

где u – скорость смещения грунта, см/с;

K_u – коэффициент пропорциональности, зависящий от условий выполнения взрыва и распространения колебаний;

n – постоянная величина показателя эффективного затухания скорости смещения;

Q – масса заряда взрывчатого вещества, кг;

R – расстояние до охраняемого объекта, м.

При этом эквивалентное приведенное расстояние $R_э$, м/кг^{1/3} равно

$$R_э = \frac{R}{\sqrt[3]{Q}}, \quad (3)$$

Показатель эффективного затухания скорости смещения с расстоянием с достаточной степенью достоверности принимают из условий:

$$n = 2 \quad \text{при} \quad \frac{R}{\sqrt[3]{Q}} \leq 12$$
$$n = 1,5 \quad \text{при} \quad \frac{R}{\sqrt[3]{Q}} \geq 12$$

Для проведения расчетов безопасной по сейсмическому воздействию массы одновременно взрываемого заряда взрывчатых веществ необходимо обосновать допустимую скорость колебаний и определить значение коэффициента пропорциональности $K_ц$. Ошибки при установлении указанных параметров могут привести к повреждениям зданий и сооружений, а необоснованное снижение массы зарядов – к значительному удорожанию буровзрывных работ.

Решение данной задачи весьма актуально для карьера Горевского ГОКа, ведущего разработку крупнейшего месторождения свинцово-цинковых руд в непосредственной близости от селитебной территории и дамбы, ограждающей карьер от реки Ангары.

Карьер Горевского ГОКа построен на базе Горевского свинцово-цинкового месторождения в Мотыгинском районе Красноярского края на левом берегу реки Ангары. Горно-геологические условия залегания рудных тел месторождения определили транспортную, углубочную систему разработки с вывозкой вскрышных пород во внешние отвалы.

Коэффициент крепости по Протодяконову: для руды – 8-12; для известняков зон дробления и рассланцевания 2-7; для известняков висячего и лежащего бока рудных тел 6-10. Объемный вес руды – 3,3 т/м³, известняков – 2,7 т/м³, рыхлых вскрышных пород – 1,8 т/м².

Высота уступа по вскрыше – 10 м, на добыче 5-10, что соответствует параметрам применяемого выемочно-погрузочного оборудования.

Взрывные вертикальные скважины диаметром 170-250 мм бурят станками с погружными пневмоударниками Atlas Copco ROC L8 и шарошечными станками СБШ-250 МНА.

Сложность разработки Горевского месторождения связана с необходимостью защиты его от вод реки Ангары, под руслом которой расположены основные объемы балансовых запасов руды. Водозащитная дамба каменно-земляного типа с суглинистым распластанным ядром, которое заключено между двумя banquetами, отсыпана в 2001 году. Дамба, ограждающая карьер от реки Ангары, является одним из охраняемых объектов по сейсмическому воздействию взрывов.

Водозащитная дамба рассчитана выдерживать сейсмическое воздействие в 7 баллов. В соответствии с нормативными требованиями к строительству в сейсмических районах следует учитывать необходимость сохранения сооружений при повторном воздействии землетрясений интенсивностью, меньшей расчетной на 1 балл. Поэтому следует ограничить сейсмическое воздействие на дамбу 6 баллами по шкале MSK-64, что соответствует скорости сейсмической волны 3-6 см/с. С учетом того, что проведение массовых взрывов в непосредственной близости от дамбы имеет эпизодический характер было принято значение предельно-допустимой скорости сейсмических колебаний ($u_{пр}$) равное 6 см/с.

Для решения задачи сейсмической безопасности взрывных работ в условиях Горевского карьера в 2008 году были проведены первые исследования, включающие замеры скоростей сейсмических колебаний с учетом свойств взрывааемых пород, массы заряда ВВ и расстояния от места взрыва. Глубина карьера составляла 45-50 м. Взрывные блоки располагались на глубине 30-50 м от уровня основания водозащитной дамбы.

В 2008 году на карьере применяли гранулотол в обводненных породах, граммонит 30/70 в сухих скважинах и патронированный аммонит №6 ЖВ Ø32 в контурных скважинах. В качестве средств инициирования использовали детонирующий шнур и пиротехнические замедлители РП-Д с интервалом замедления 20 мс.

Регистрацию скорости сейсмических колебаний проводили прибором «Дельта-Геон-02» и при помощи стальных стержней по методике Э. Роквелла.

Регистратор сейсмических сигналов (РСС) «Дельта-Геон» производится в России ООО «Логис» и НИИП им. В.В. Тихомирова предназначен для автоматической регистрации колебаний от землетрясений и взрывных работ при проведении региональных сейсморазведочных работ, микросейсморайонировании и других исследований. РСС разработан для автономной работы в жестких климатических условиях. В комплект РСС входит блок управления и синхронизации, который обеспечивает точную синхронизацию по времени и позиционирование на местности каждого РСС с использованием GPS-приемника, а также установку требуемого режима работы.

В комплекте с РСС используется сейсмоприемник пьезоэлектрический А0531. Данный сейсмоприемник позволяет регистрировать значения скорости сейсмических колебаний по трем взаимно перпендикулярным осям.

Скорость сейсмической волны является векторной величиной и определяется по формуле:

$$u = \sqrt{u_x^2 + u_y^2 + u_z^2}, \quad (4)$$

где u_x – скорость соответственно по оси X , Y и Z .

Способ применения стальных стержней, заключается в следующем. Стержни разной высоты, но одинакового диаметра, устанавливаются вертикально на горизонтальном основании таким образом, чтобы при падении ни один из них не смог задеть и опрокинуть другой стержень. Основание стержней весьма точно обработано и имеет впадину, обеспечивающую надежную опору по всему контуру. Группы стержней размещаются в различных пунктах наблюдений, расположенных на разных расстояниях от места взрыва. Колебания грунта передаются стержням и при определенных значениях интенсивности колебаний, происходит опрокидывание стержней определенной высоты.

Формула для определения скорости смещения грунта, при которой происходит падение стального стержня диаметром d (мм) и высотой h (см) имеет следующий вид:

$$u = 22,2 \frac{d}{\sqrt{h}}, \text{ см/с.} \quad (5),$$

Данный способ регистрации скорости сейсмических колебаний был нами успешно применен при обосновании сейсмобезопасной массы взрывааемых зарядов на Мазульском известняковом руднике в 2005 году.

На Горевском карьере применяли металлические стержни диаметром 6,0 мм и высотой 20 см. Минимальное значение скорости, необходимое для опрокидывания этих стержней составляет 3 см/с.

Стержни использовали для проверки полученных в расчетах значений скорости сейсмических колебаний по всей протяженности дамбы. При этом, следует отметить высокую сходимости измерений скорости смещения грунта с помощью стержней и с помощью РСС.

По результатам измерений, проведенных в 2008 году, были установлены значения коэффициента пропорциональности $K_u = 283$ при значении показателя эффективного

затухания скорости смещения $n=1,5$ и максимальная масса заряда взрывчатых веществ на различных расстояниях от водозащитной дамбы (табл. 1). В расчетах масса одновременно взрывающегося заряда ВВ рассчитывалась, как максимальная суммарная масса скважинных зарядов в ряду, инициируемых от одной магистральной нити детонирующего шнура.

Таблица 1

Сейсмобезопасные параметры буровзрывных работ на Горевском карьере
по результатам исследований 2008 года

| Назначение взрыва | Расстояние от границы блока до охраняемого объекта, м | Максимальная масса заряда, кг |
|---|---|-------------------------------|
| Рыхление | 200 и более | 5000 |
| | 100-200 | 3000 |
| | 80-100 | 1500 |
| | 50-80 | 1000 |
| Взрывание контурного ряда и приконтурных блоков | 25-30 | 700 |
| | >30 | 1000 |

Все параметры производства взрывных работ, приведенные в табл. 1, имели рекомендательный характер, поскольку в процессе разработки месторождения могут изменяться и взрывчатые вещества, и средства инициирования, и конструкция заряда, вследствие чего обязательно требуются дополнительные исследования влияния взрывных работ на безопасную эксплуатацию дамбы карьера Горевского ГОКа.

В настоящее время номенклатура применяемых взрывчатых материалов полностью обновлена. В обводненных породах используют Риофлекс-7000, Эмульсолит П-А-20; в необводненных породах - Риофлекс-7000; средства инициирования Rionel-X-9-750; ПТ-П-750; DDX 42-500-18; EZTL 67-9, MS-20-500-15; СИНВ-СТАРТ-ВШ-750.

Поэтому потребовались дополнительные исследования влияния взрывных работ на безопасную эксплуатацию защитной дамбы карьера. За период с мая 2011 г. по февраль 2012 г. года были зарегистрированы сейсмические колебания 16 массовых взрывов на вскрышных и добычных уступах карьера.

Регистрацию скоростей смещения выполняли приборами «Дельта-Геон» и MineMate Plus.

Применяемые в настоящее время средства инициирования обеспечивают замедление между скважинами в ряду 42 мс, а между рядами взрывающихся скважин 67 мс. С учетом таких исходных данных были составлены матрицы значений времени замедления, позволяющие определить количество взрывающихся одновременно скважин по диагонали (табл. 2, 3) и с врубом (табл. 4, 5). Одновременно взрывающимися являются заряды со временем замедления между взрывами каждого заряда менее 20 мс, что соответствует требованиям правил безопасности при ведении взрывных работ.

В табл. 2-5 *курсивом* выделены замедлители между рядами скважин с интервалом 67 мс, цветом выделены одновременно взрывающиеся скважины.

Таблица 2

Матрица поверхностных замедлений взрывной сети с диагональной
схемой коммутации зарядов

| | | | | | | | | | | | | | | | |
|--------------|----|----|----|----|----|----|----|----|----|----|----|----|----|----|----|
| 67 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 |
| 67 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 |
| 67 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 |
| 67 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 |
| старт | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 |

Таблица 3

Матрица действительных интервалов замедлений скважинных зарядов
с диагональной схемой коммутации

| | | | | | | | | | | | | | | | |
|------------|-----|------------|------------|-----|------------|------------|-----|-----|-----|-----|-----|-----|-----|-----|-----|
| 268 | 310 | 352 | 394 | 436 | 478 | 520 | 562 | 604 | 646 | 688 | 730 | 772 | 814 | 856 | 898 |
| 201 | 243 | 285 | 327 | 369 | 411 | 453 | 495 | 537 | 579 | 621 | 663 | 705 | 747 | 789 | 831 |
| 134 | 176 | 218 | 260 | 302 | 344 | 386 | 428 | 470 | 512 | 554 | 596 | 638 | 680 | 722 | 764 |
| 67 | 109 | 151 | 193 | 235 | 277 | 319 | 361 | 403 | 445 | 487 | 529 | 571 | 613 | 655 | 697 |
| 0 | 42 | 84 | 126 | 168 | 210 | 252 | 294 | 336 | 378 | 420 | 462 | 504 | 546 | 588 | 630 |

Таблица 4

Матрица поверхностных замедлений взрывной сети на блоке
с врубовой схемой коммутации зарядов

| | | | | | | | | | | | | | | | |
|--------------|-----------|-----------|-----------|-----------|-----------|-----------|-----------|-----------|-----------|-----------|-----------|-----------|-----------|-----------|-----------|
| 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 |
| 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 |
| 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 |
| 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 |
| 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 |
| 67 | 67 | 67 | 67 | 67 | 67 | 67 | 67 | 67 | 67 | 67 | 67 | 67 | 67 | 67 | 67 |
| старт | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 |
| 67 | 67 | 67 | 67 | 67 | 67 | 67 | 67 | 67 | 67 | 67 | 67 | 67 | 67 | 67 | 67 |
| 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 |
| 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 |
| 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 |
| 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 |
| 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 |
| 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 | 42 |

Таблица 5

Матрица действительных интервалов взрывов на блоке
с врубовой схемой коммутации зарядов

| | | | | | | | | | | | | | | | |
|--------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|------------|
| 277 | 319 | 361 | 403 | 445 | 487 | 529 | 571 | 613 | 655 | 697 | 739 | 781 | 823 | 865 | 907 |
| 235 | 277 | 319 | 361 | 403 | 445 | 487 | 529 | 571 | 613 | 655 | 697 | 739 | 781 | 823 | 865 |
| 193 | 235 | 277 | 319 | 361 | 403 | 445 | 487 | 529 | 571 | 613 | 655 | 697 | 739 | 781 | 823 |
| 151 | 193 | 235 | 277 | 319 | 361 | 403 | 445 | 487 | 529 | 571 | 613 | 655 | 697 | 739 | 781 |
| 109 | 151 | 193 | 235 | 277 | 319 | 361 | 403 | 445 | 487 | 529 | 571 | 613 | 655 | 697 | 739 |
| 67 | 109 | 151 | 193 | 235 | 277 | 319 | 361 | 403 | 445 | 487 | 529 | 571 | 613 | 655 | 697 |
| старт | 42 | 84 | 126 | 168 | 210 | 252 | 294 | 336 | 378 | 420 | 462 | 504 | 546 | 588 | 630 |
| 67 | 109 | 151 | 193 | 235 | 277 | 319 | 361 | 403 | 445 | 487 | 529 | 571 | 613 | 655 | 697 |
| 109 | 151 | 193 | 235 | 277 | 319 | 361 | 403 | 445 | 487 | 529 | 571 | 613 | 655 | 697 | 739 |
| 151 | 193 | 235 | 277 | 319 | 361 | 403 | 445 | 487 | 529 | 571 | 613 | 655 | 697 | 739 | 781 |
| 193 | 235 | 277 | 319 | 361 | 403 | 445 | 487 | 529 | 571 | 613 | 655 | 697 | 739 | 781 | 823 |
| 235 | 277 | 319 | 361 | 403 | 445 | 487 | 529 | 571 | 613 | 655 | 697 | 739 | 781 | 823 | 865 |
| 277 | 319 | 361 | 403 | 445 | 487 | 529 | 571 | 613 | 655 | 697 | 739 | 781 | 823 | 865 | 907 |
| 319 | 361 | 403 | 445 | 487 | 529 | 571 | 613 | 655 | 697 | 739 | 781 | 823 | 865 | 907 | 949 |

Анализ табл. 3 и табл. 5 позволяет утверждать, что на блоках с диагональными и врубовыми схемами количество одновременно взрывааемых зарядов равно числу рядов скважин на блоке.

В качестве примера приведены сведения о взрыве блока №46 на глубине 60 м ниже уровня дамбы. Место установки регистраторов сейсмических сигналов выбрано в соответствии с направлением распространения взрывной волны с целью фиксации максимальной скорости сейсмической волны.

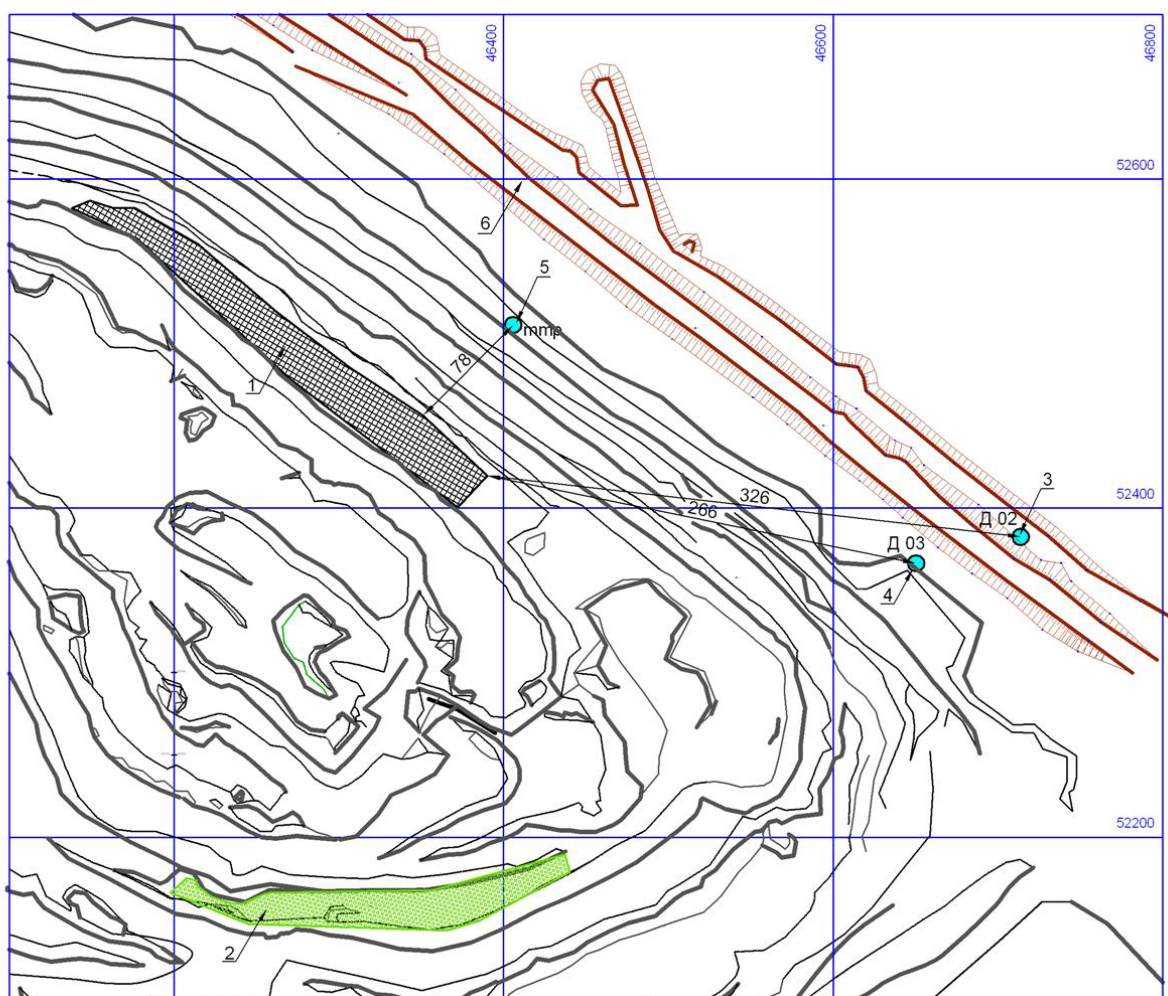


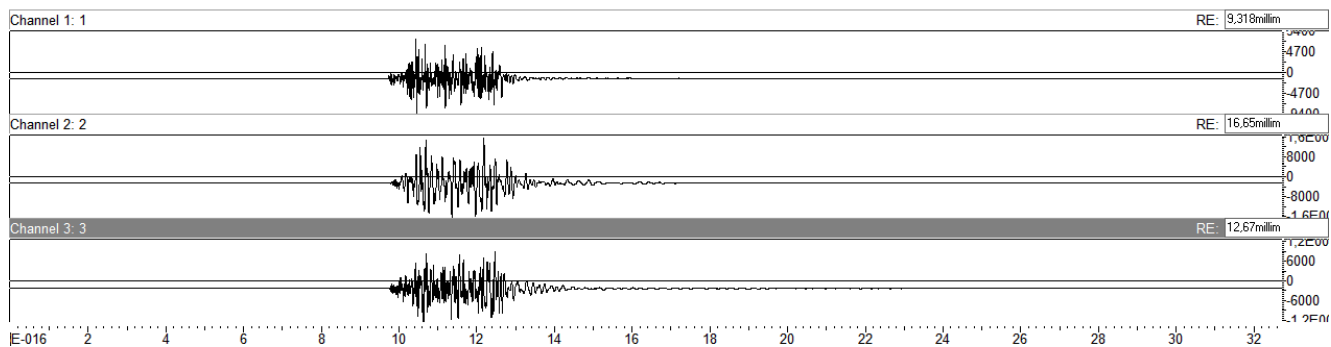
Рисунок 1 – Схема размещения взрывных блоков и приборов в карьере:
 1 – блок №46; 2 – блок №79; 3 – РСС Дельта-Геон-02;
 4 – РСС Дельта-Геон-03; 5 – РСС Minimate plus; 6 – дамба

Блок №46 на вскрышном уступе. Представлен карбонатными обводненными породами, выветренными, трещиноватыми, коэффициент крепости по шкале проф. Протоdjяконова $f=9$.

Диаметр скважин 0,25 м, сетка скважин 6×6 м, высота уступа 10м, средняя глубина скважин 12м, максимальная масса одновременно взрывааемых зарядов Риофлекс-7000 равна 1264 кг, в качестве промежуточного детонатора используются тротилловые шашки ПТ-П-750. Общая масса взрывчатого вещества на блоке 59000 кг. Интервалы замедления составляют 67 мс (замедлитель EZTL 67-9) между рядами скважин и 42 мс (замедлитель DDX 42-500-18) между скважинами в ряду.

Ниже представлены сейсмограммы взрыва, полученные на приборах Дельта-Геон-02 и Дельта-Геон-03. Результирующая скорость рассчитана по формуле (4). Результаты измерений приведены в табл. 6.

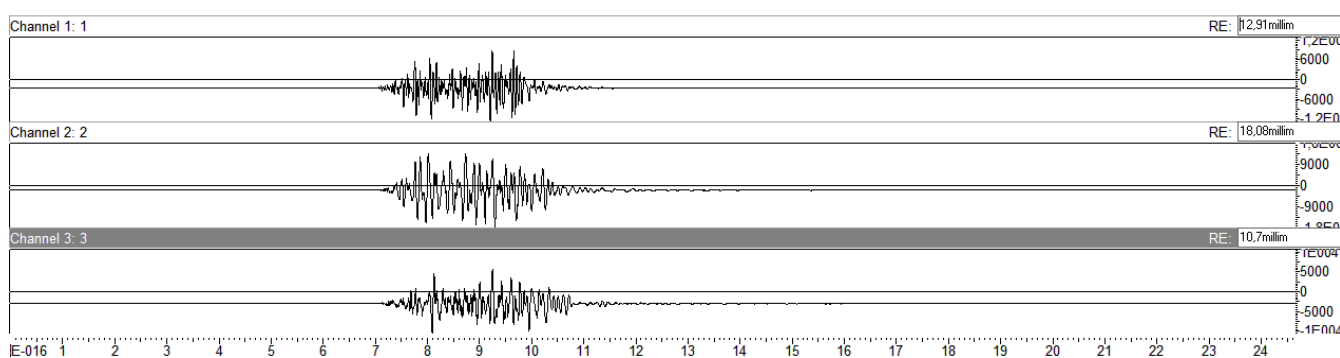
Сейсмограмма, полученная прибором Дельта-Геон -02.



Результирующая скорость:

$$u = \sqrt{0,9^2 + 1,7^2 + 1,2^2} = 2,2, \text{ см/сек.}$$

Сейсмограмма, полученная прибором Дельта-Геон -03.



Результирующая скорость:

$$u = \sqrt{1,3^2 + 1,8^2 + 1,0^2} = 2,4, \text{ см/сек.}$$

Таблица 6

Результаты измерений при взрыве блока №46

| Дата, место взрыва | Прибор | Зарегистрированная скорость смещения u , см/с | Расстояние до взрыва, R , м | Мах. масса заряда ВВ в группе, Q , кг | K_u | R_{Σ} , м/кг ^{1/3} | n |
|-----------------------------|--------|---|-------------------------------|---|-------|------------------------------------|-----|
| 24.06. 2011 г. Блок № 46 | Д-02 | 2,2 | 326 | 1264 | 374 | 31 | 1,5 |
| | Д-03 | 2,4 | 266 | | 310 | 25 | |

Для иллюстрации выполненной работы ниже приведена диаграмма инструментальных замеров скорости сейсмической волны по всем взрывам (рис. 2), отражающая действительную ситуацию сейсмической опасности массовых взрывов в карьере Горевского ГОКа. Можно отметить безопасность взрывов на расстояниях более 200-250 м от дамбы, при том, что взрывы на противоположном борту (интервал 600-800 м) оказывают на дамбу не большее сотрясательное воздействие, чем работающая тяжелая техника. На расстоянии 80-200 м сейсмическое воздействие взрывов близко к критическому, а ближе 80 м может вызвать разрушающие деформации в теле дамбы. Следует сказать, что взрывы на ближней дистанции уже не будут проводиться в карьере, поскольку заложение борта превышает 130 м. Однако следует дать рекомендации по ограничению массы заряда ВВ при ведении заоткосных работ и взрывании приконтурных блоков.

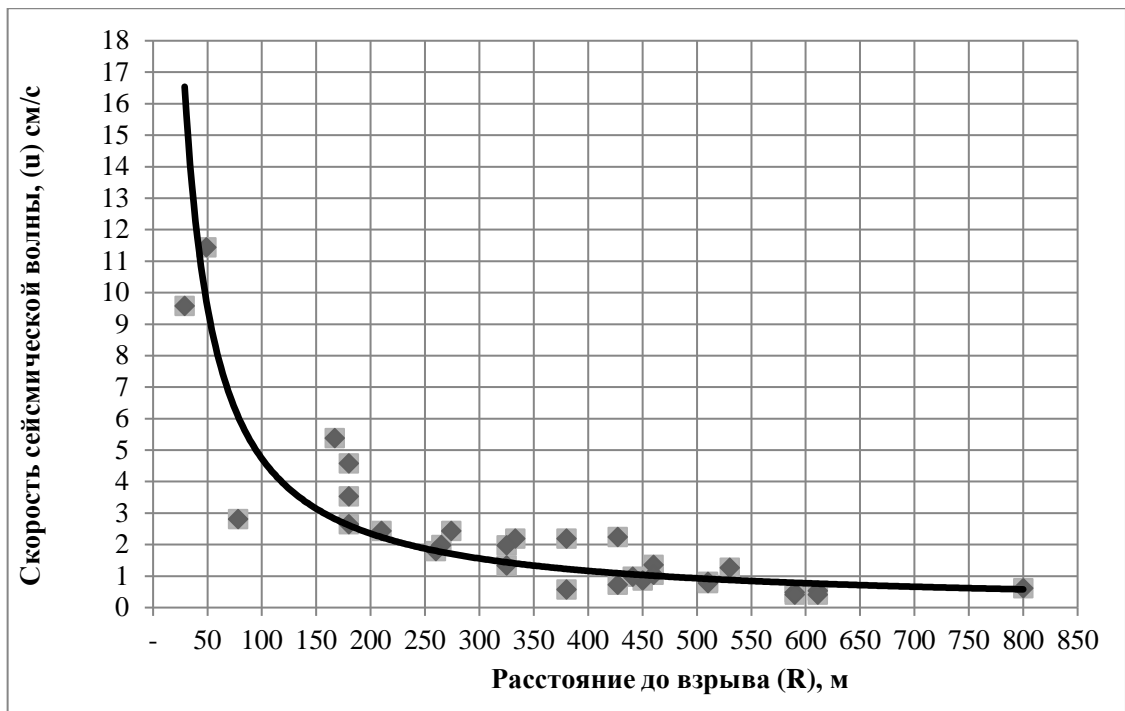


Рисунок 2 – Диаграмма инструментальных замеров скорости сейсмической волны (предельная допустимая скорость 6 см/с)

Коэффициент K_u принимает значения в диапазоне от 55 до 1231 при регистрации скорости сейсмической волны на различных расстояниях от зарядов различной мощности в практически одинаковых горно-геологических условиях.

С целью исключения любых погрешностей вычислений и учитывая особую важность сохранности дамбы были приняты значения коэффициента пропорциональности K_u , соответствующие различной удаленности взрыва от дамбы (табл. 7), которые использовались для дальнейших расчетов сейсмобезопасных параметров взрывных работ (табл. 8).

Таблица 7

Безопасные параметры взрывных работ по воздействию сейсмоколебаний на водозащитную дамбу

| Расстояние от границы блока до дамбы, м. | Масса заряда в группе, кг. | K_u | n |
|--|----------------------------|-------|-----|
| до 60 | 700 | 68 | 2 |
| 60-80 | 1000 | 150 | 2 |
| 80-250 | 1500-3000 | 287 | 2 |
| 250 и более | 5000 | 375 | 1,5 |

Таблица 8

Сейсмобезопасные параметры буровзрывных работ на Горевском карьере по результатам исследований 2011-2012 года

| Назначение взрыва | Расстояние от границы блока до дамбы, м | Масса заряда в группе, кг |
|-------------------|---|---------------------------|
| Рыхление | 250 и более | 5000 |
| | 100-250 | 3000 |
| | 80-100 | 1500 |

| | | |
|---|-------|------|
| Взрывание контурного ряда и приконтурных блоков | 60-80 | 1000 |
| | 30-60 | 700 |

Сопоставляя результаты исследований 2008 г. и 2012 г. (табл.1 и 8) можно сделать еще один немаловажный вывод. Применение современных средств инициирования с двумя фиксированными интервалами замедлений не уменьшает сейсмическое действие взрыва по сравнению с устаревшими средствами, такими как детонирующий шнур и пиротехнические замедлители. Взрывание скважин в ряду происходит также практически мгновенно. Для того, что бы уменьшить число одновременно взрывааемых скважин, необходимо подобрать интервалы замедления таким образом, чтобы разнести во времени взрывы зарядов. Однако, это чрезвычайно сложная задача, поскольку необходимо обеспечить последовательность взрывов без подбоя соседних скважин.

МОДЕРНИЗАЦИЯ САПР БВР «BLAST MAKER» ПО РЕЗУЛЬТАТАМ ЭКСПЛУАТАЦИИ НА КАРЬЕРАХ ОАО «РАЗРЕЗ ТУГНУЙСКИЙ»

Долгушев В.Г. (slavado@istc.kg), Институт Коммуникаций и
Информационных Технологий КРСУ

ОАО «Разрез Тугнуйский» ведет добычу угля на Олонь-Шибирском каменноугольном месторождении с пологим залеганием угольных пластов. По мере развития горных работ, мощность пород вскрыши постепенно возрастает и в ближайшие годы достигнет глубин до 90 метров. Коэффициент крепости пород по шкале Протодяконова изменяется от 3 (алевролиты на глинистом цементе) до 8 (песчаники на известковом цементе). Имеются особо прочные прослойки с коэффициентом крепости до 14. Вскрышные работы выполняются с применением буровзрывных работ (БВР). Буровые работы ведутся гидравлическими буровыми станками DM-M2 и PV-271.

В 2009 г. компания СУЭК приняла решение о внедрении современных информационных технологий в процесс подготовки и проведения буровзрывных работ (БВР) на угольных разрезах компании. На конкурсной основе было рассмотрено несколько вариантов и в итоге принято предложение ОсОО «Blast Maker» (Бишкек, Киргизская Республика) о внедрении программно-технического комплекса (ПТК) «Blast Maker», отличающегося комплексным подходом к автоматизации подготовки и производства БВР при разработке месторождений открытым способом. Работы по внедрению комплекса на разрезе «Тугнуйский» выполнены в 2010-2011 гг. и в настоящее время комплекс эксплуатируется в промышленном режиме.

1. Программно-технический комплекс «Blast Maker»

ПТК «Blast Maker» включает в себя систему автоматизированного проектирования БВР и технические средства автоматизированной системы сбора и передачи данных с бурового станка (АССД БС) «КОБУС». Обмен информацией между компонентами комплекса осуществляется по радиоканалам и по локальной вычислительной сети (ЛВС) предприятия.

Основными пользователями ПТК являются отдел проектирования БВР, отдел диспетчеризации, буровой цех, геологическая и маркшейдерская службы, а также служба планирования горных работ предприятия. Существует возможность обмена данными со смежными системами, используемыми на предприятии (Surpac, Gemcom, AutoCAD, DataMine).

До внедрения комплекса при проектировании БВР использовались прогнозные данные о прочности пород блока по геологоразведочным скважинам. Это зачастую приводило к неравномерному дроблению горной массы и к большому проценту выхода негабаритов. Одним из способов решения вышеуказанных проблем является использование информации о свойствах массива, получаемой с буровых станков в процессе бурения скважин. Он привлекателен тем, что не нарушает технологию ведения работ и не требует дополнительных затрат на проведение геологических исследований.

Программно-технический комплекс «Blast Maker» реализует такой подход. Система сбора данных на буровых станках позволяет определять свойства массива по данным удельной энергоемкости бурения. В процессе проходки скважин устанавливается распределение прочностных характеристик породы и крупных трещин в массиве по всей глубине блока. Регистрацию указанных параметров, а также глубину бурения, точные

координаты устьев скважин и углов наклона обеспечивает контроллер сбора данных «Кобус» с комплектом соответствующих датчиков.

2. Пакет САПР БВР «Blast Maker».

САПР БВР «Blast Maker» является набором программных средств, обеспечивающих подготовку проектной документации для производства массовых взрывов. Структурно САПР БВР состоит из набора модулей, основными из которых являются:

- цифровая модель месторождения - предназначена для сбора, анализа и хранения геологической и технологической информации в трехмерном виде;
- цифровая модель поверхности карьера - обеспечивает построение карты поверхности карьера и выполнения операций горно-геометрического анализа;
- модуль проектирования БВР - предназначен для расчета параметров массового взрыва и расстановки скважин на взрываемом блоке;
- модуль имитационного моделирования - предназначен для оценки качества массового взрыва и прогноза параметров развала;
- модуль импорта-экспорта данных - обеспечивает взаимодействие пакета САПР БВР с программными продуктами, используемыми на предприятии;
- генератор выходных документов - предназначен для выполнения работ, связанных с подготовкой и выпуском проектной документации на массовый взрыв.

Обмен информацией между отдельными модулями осуществляется через единую базу данных. Базовым принципом проектирования массового взрыва в САПР БВР является оптимальная расстановка и максимальное использование объема пробуренных скважин для размещения зарядов. В качестве основных параметров при выполнении расчетов служат удельные расходы ВВ для всех типов пород блока, которые обеспечивают гарантированное дробление единичных объемов горной массы до требуемого размера отдельностей.

Для описания строения массива и моделирования процессов разрушения горных пород в САПР БВР применяются математические модели, использующие разнообразные вычислительные методики и алгоритмы. Значения настроечных коэффициентов для этих моделей определяются методами математической статистики по данным о результатах взрывов серии блоков. На этапе опытной эксплуатации системы, по мере накопления оперативной информации, уточнялись корреляционные функции крепости и взрываемости горных пород в зависимости от энергетических параметров бурения; подбирались способы фильтрации данных, получаемых с буровых станков; корректировались параметры вычислительных алгоритмов с целью максимального соответствия результатов численного моделирования с результатами фактических выполненных взрывов.

3. Основные дополнения и изменения ПО САПР БВР

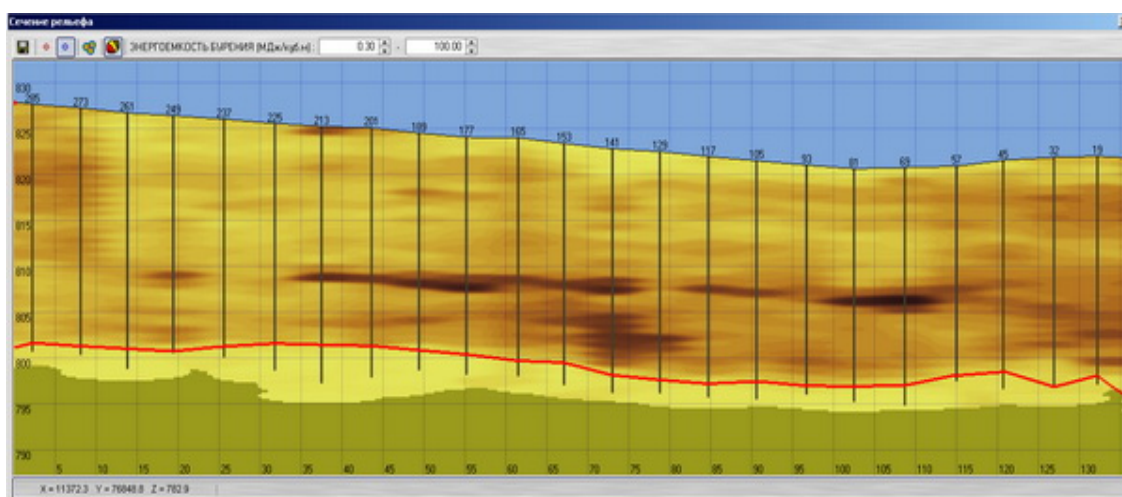
По результатам опытно-промышленной эксплуатации САПР БВР на разрезе «Тугнуйский», в программное обеспечение системы был внесен ряд дополнений и изменений.

- Реализована функция отображения траекторий буровых станков на блоке, что позволяет осуществлять контроль данных об энергоемкости бурения, а также координат, углов наклона и глубин пробуренных скважин по временной циклограмме движения каждого из буровых станков в границах блока.
- В генератор выходных документов добавлена возможность подготовки типовых документов в формате XLS (Microsoft Excel). Предварительная настройка производится при помощи Excel-шаблонов, используемых на предприятии. В процессе эксплуатации САПР БВР, подготовка технического расчета, распорядка взрыва, паспорта на бурение и

ведомости глубин скважин в формате XLS осуществляется в автоматическом режиме, без необходимости дополнительных правок со стороны проектировщика.

- Реализована возможность установки уровня обводнения скважин по триангуляционной поверхности при выборочных замерах. На основе полученных измерений строится поверхность, и уровни обводнений оставшихся скважин устанавливаются путем пространственной интерполяции измеренных значений.

- Добавлено отображение триангуляционных поверхностей на 2D сечениях. В САПР БВР триангуляционные поверхности применяются построения поверхности угольной кровли по энергоемкости бурения и задания уровней обводнения скважин по данным натурных измерений.

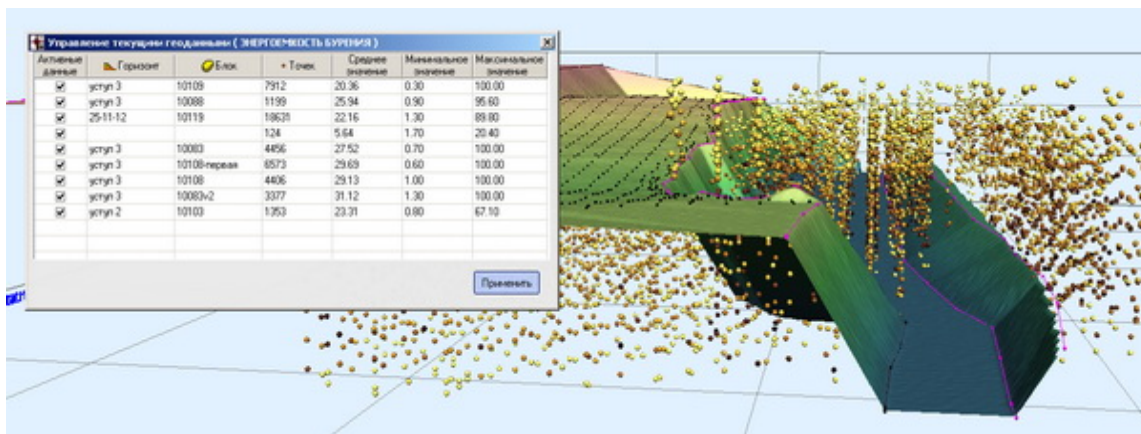


- Для верификации проектов добавлены средства контроля корректности данных, которые позволяют обнаруживать и исправлять ошибочные ситуации, связанные с построением рельефа, расстановкой скважин, проектированием схем коммутации и конструкцией скважных зарядов.

- Добавлена таблица подсыпки скважин по результатам съемки фактических глубин. Данная таблица позволяет контролировать расположение нижнего уровня скважин относительно кровли угольного пласта, получать распределение глубин и определять величину требуемой подсыпки скважин перед их заряданием.

- При подготовке проекта на бурение проектировщику бывает необходимо устанавливать глубины скважин с учетом наклонного залегания угольного пласта. С этой целью в САПР БВР добавлена возможность задания наклонной подошвы блока по данным геологоразведки. Наклонная подошва задается координатами пространственных точек с возможностью их редактирования в 2D и 3D режимах.

- В САПР БВР добавлен модуль статистики и управления данными по энергоемкости бурения. Функциональные возможности модуля статистики и управления позволяют осуществлять гибкое управление по выбору данных для текущего проекта в зависимости от типа решаемой задачи (анализ распределения неоднородностей, построение кровли угольного пласта, расчет скважинных зарядов и т.д.):



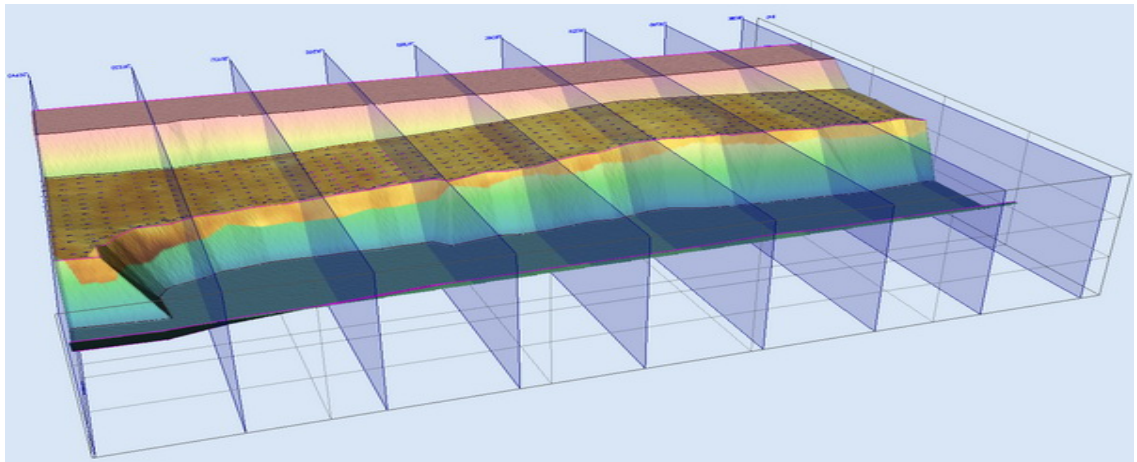
- Для навигации по базе данных САПР БВР в состав программных модулей системы добавлен менеджер проектов. Менеджер проектов предоставляет проектировщику исчерпывающую информацию обо всех блоках на разрезе (название, площадь и объем, дата взрыва, номер участка и пласта, вскрышная машина и пр.). Функциональные возможности менеджера позволяют изменять параметры любого блока или группы блоков, удалять блоки из базы данных, подгружать в текущий проект все соседние блоки и т.д.

- Существенно расширены возможности САПР БВР по управлению рядами скважин и способам их нумерации в соответствии с принятой на разрезе «Тугнуйский» технологией проектирования и требованиям к выходным документам. Вновь добавленные функции обеспечивают объединение группы скважин в новый ряд; присоединение / отсоединение отдельных скважин к указанному ряду; изменение порядка нумерации скважин в рядах и положение сопроводительных выносок; автонумерацию рядов по начальному номеру и вектору направления.

- Переработаны средства отображения скважинных зарядов, инициирующих ВВ и внутрискважинных замедлителей на 2D- и 3D-видах для повышения наглядности и облегчения труда проектировщиков, особенно на блоках с большим количеством взрывных скважин. Модифицированные механизмы визуализации позволяют оперативно выявлять и исправлять скважины с некорректно заданными зарядами и средствами инициирования.

- Для оперативного управления параметрами групповых объектов добавлена возможность табличного редактирования скважин, скважинных зарядов и средств инициирования. Обычно изменение параметров скважин производится посредством диалоговых процедур, которые требуют предварительного выделения группы объектов при помощи специальных команд. В ряде случаев применение процедур табличного редактирования значительно ускоряет процесс подготовки проектов.

- Реализована возможность настройки и отображения пикетов на 2D- и 3D-видах. Пространственное расположение пикетов задается координатами опорной точки и величиной шага в заданном направлении:



- В процессе разработки «больших» проектов на взрыв (> 500 скважин), достаточно трудоемкой является задача установки фактических глубин скважин по данным исполнительной съемки. Маркшейдерская служба разреза «Тугнуйский» осуществляет предварительную обработку данных о фактических глубинах с помощью системы «AutoCAD». В связи с этим, в САПР БВР добавлена специальная функция импорта DXF файлов, которая позволяет осуществлять привязку атрибутов к проектным или фактическим скважинам и присваивать им значения диаметров, глубин и уровней обводнения.

4. Результаты внедрения

В настоящий момент полномасштабное внедрение ПТК «Blast Maker» на разрезе «Тугнуйский» успешно завершено. Эксплуатация комплекса осуществляется в промышленном режиме. Проектирование БВР на предприятии ведется исключительно с использованием средств САПР БВР «Blast Maker». Значительно повысилась производительность труда специалистов-проектировщиков за счет уменьшения доли ручного труда при выполнении рутинных и трудоемких операций. В течение короткого промежутка времени можно подготовить проект массового взрыва блока; оценить его, используя возможности имитационного моделирования; увидеть слабые места и оперативно внести необходимые изменения.

Высокоточное оборудование ГНСС позволяет в режиме реального времени получать информацию о местоположении буровых станков на карте разреза и координатах буримых скважин. Последующий анализ информации дает возможность отслеживать реальную картину расположения пробуренных скважин на блоке и вносить необходимые коррективы в проект на взрыв. Это, в свою очередь, в значительной степени упрощает работу маркшейдерской службы и отдела проектирования БВР, обеспечивая их актуальной информацией без выезда на разрез для проведения инструментального контроля (маркшейдерской съемки блока).

Значения энергоемкости бурения по глубине и точные координаты скважин обеспечивают построение кровли угольного пласта с большей достоверностью, чем данные геологической разведки. Это позволяет корректировать глубины пробуренных скважин, что приводит к экономии ВВ и к предотвращению разубоживания угольного пласта вышележащей пустой породой. За прошедшее время на разрезе «Тугнуйский» с использованием ПТК «Blast Maker» были спроектированы и взорваны сотни блоков. Сравнение затрат на подготовку и выполнение вскрышных работ на карьере до и после внедрения ПТК показывает, что уменьшение количества скважин и расхода (ВВ) за счет оптимизации расстановки скважин и рационального распределения скважинных зарядов составляет по блокам от 3 до 7%, повышение производительности экскаваторов за счет качественного дробления породы и исключения появления негабаритов - до 6%, в значительной степени уменьшена непроработка подошвы уступа и разубоживание угля в связи с сохранением кровли пласта.

ИМИТАЦИОННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ МАССОВЫХ ВЗРЫВОВ
В ПО "BLAST MAKER"

Татарчук С. (steve@istc.kg), Долгуцев В. (slavado@istc.kg),
Институт Коммуникаций и Информационных Технологий КРСУ

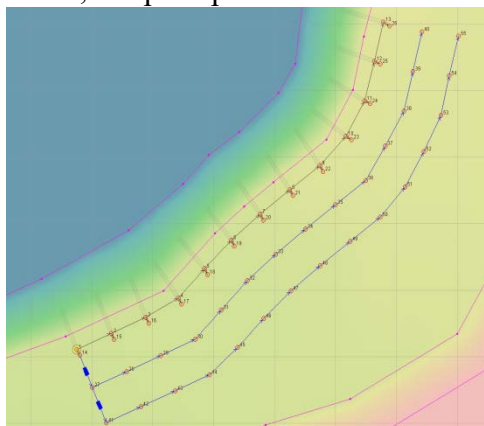
Программный пакет САПР БВР «Blast Maker» - является комплексом программных средств, объединяющих цифровую модель месторождения, способы и средства сбора информации о среде, математическую модель взаимодействия заряда со средой, и средства проектирования массовых взрывов на карьерах и разрезах.

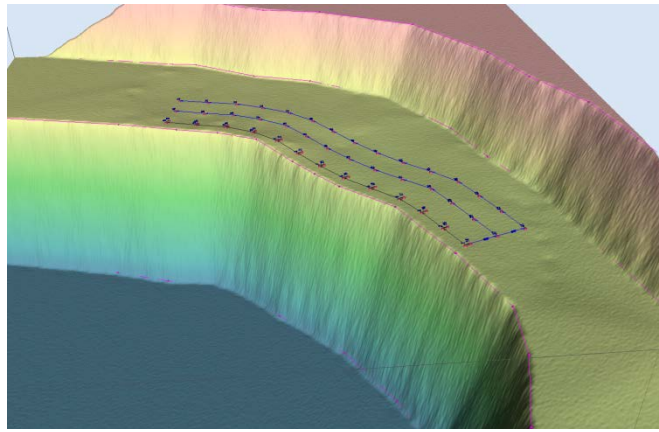
Аккумулируя всю доступную информацию о горном массиве, пробуренных скважинах, характеристиках ВВ, способе монтажа взрывной сети, пакет ПО позволяет в итоге рассчитывать распределение энергии взрыва в массиве, прогнозировать фрагментационный состав горной массы после взрыва, а также положение этой горной массы (поверхность после взрыва и объем разрушенной горной массы).

Расчет распределения энергии взрыва проводится следующим образом: весь массив обуренной горной массы делится на конечные кубические элементы объема размером 0.5x0.5x0.5м, далее для каждого элемента рассчитывается энергия взрыва, дошедшая до каждого элементарного объема от всех взрывающихся зарядов, с учетом схемы короткозамедленного взрывания, образующихся и существующих свободных поверхностей, свойств ВВ и пород, образующих блок. Полученный результат используется для расчета фрагментации горной массы и определения того объема, который можно считать разрушенным данным взрывом, на основе предельного размера среднего куска.

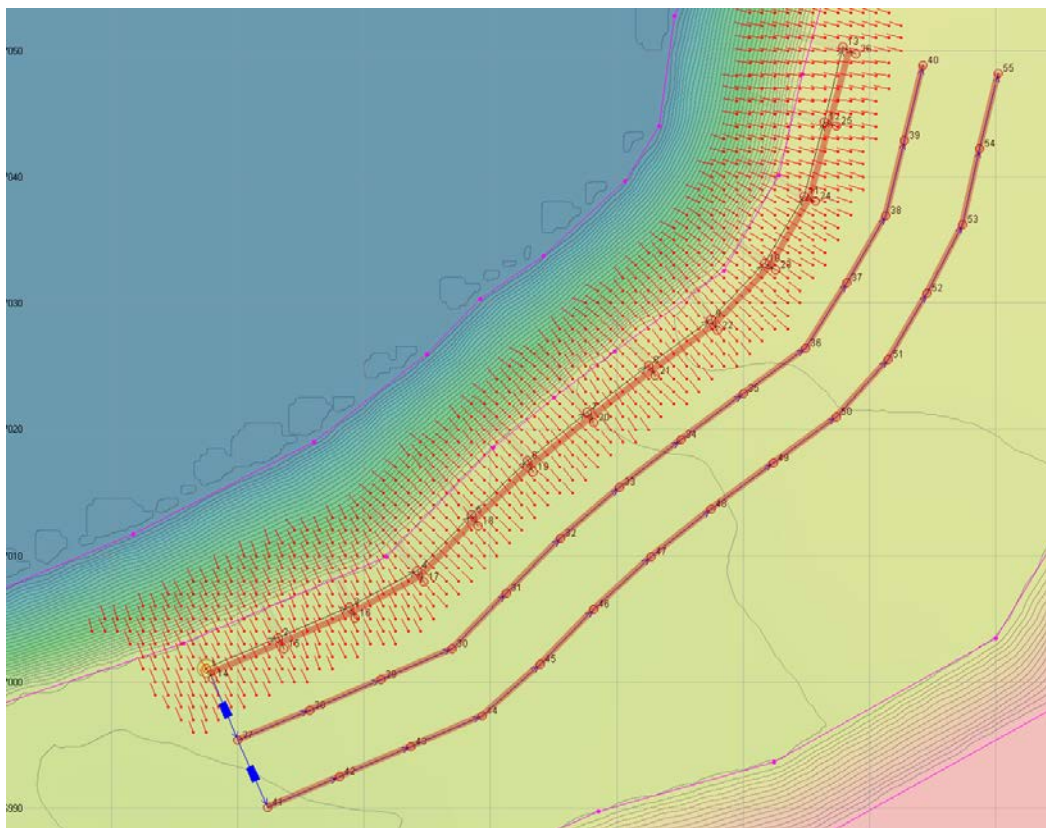
При расчете развала используются результаты моделирования распределения энергии, которые определяют ту часть массива, которая будет разрушена взрывом. Дополнительно, в соответствии со схемой короткозамедленного взрывания, определяются группы одновременно взрывающихся скважин (как правило, это ряды), и для этих групп определяются результирующие вектора действующих сил, на основе геометрического положения зарядов, существующих на данный момент свободных поверхностей, и модели распределения энергии.

На основе полученных векторов рассчитывается движение и конечное положение элементарных объемов горной массы, с учетом возможности скатывания (осыпания склона). При этом, разумеется, принимается во внимание мат. модель поверхности, окружающей текущий моделируемый блок. То есть, возможно, перемещение горной массы на несколько горизонтов вниз, например.





Моделируемый блок в 2D и 3D представлении, 3 ряда скважин, порядное взрывание



Группы одновременно взрывающихся скважин; Детонация 1 ряда; Вектора скоростей

Подобный расчет требует достаточно больших вычислительных ресурсов - как оперативной памяти, так и ресурсов процессора, из-за значительного числа элементарных объемов и сложных вычислений, которые необходимо провести для каждого из них.

Например, для условного блока 200 x 50 x 10м, число элементарных кубических объемов будет равно примерно 800000-1000000, и расчет развала в зависимости от конфигурации компьютера может занять 20-40 минут. И это уже после применения различных оптимизаций, направленных на максимальное ускорение расчета задачи.

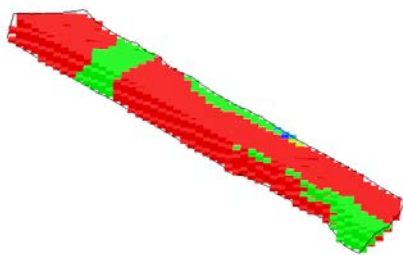
Перед нашим коллективом со стороны заказчиков регулярно ставилась задача о прогнозировании финального положения горной массы и полезного ископаемого в нем, с дальнейшим анализом разубоживания, потерь и так далее.

Решение задачи откладывалось не только из-за ее крайней вычислительной и методологической сложности, но и потому, что не было достаточно подробных и вычислительно удобных данных о распределении физических свойств горной массы в пространстве, и в частности - о содержании полезного ископаемого.

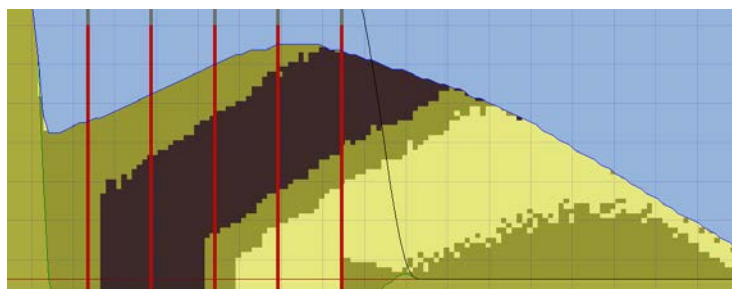
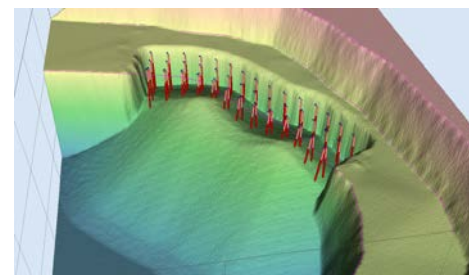
Наиболее приемлемый вариант - блочные модели - существовали на горных предприятиях, в разной степени проработанности и актуальности, но не использовались непосредственно при проектировании массовых взрывов.

Со временем ситуация стала меняться, и в ПО Blast Maker появилась возможность импортировать и использовать при проектировании блочные модели, задающие интересующие нас параметры.

Блочная модель - Содержание



Модель развала



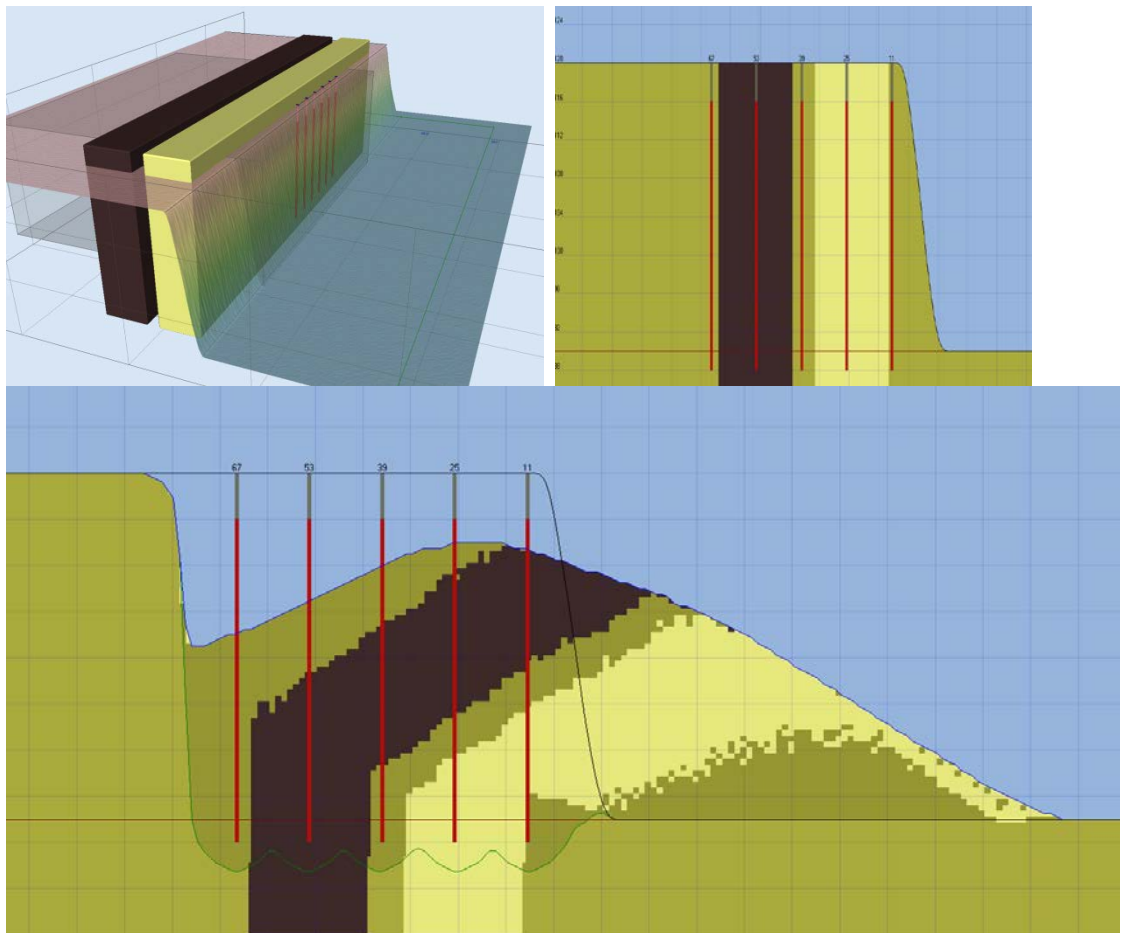
Модель смещения и разубоживания полезного ископаемого

Это позволило развить модель развала и приблизиться к решению задачи прогнозирования конечного положения горной массы и содержания полезного ископаемого в развале.

До модернизации модель развала как результат работы выдавала только поверхность развала и выемки блока, без детализации перемещений горной массы "внутри" массы развала. Это позволяло значительно экономить ресурсы оперативной памяти.

Для решения задачи потребовалось сохранять весь массив перемещенной взорванной массы, с отсылкой к первоначальному положению блока в пространстве, что позволяет перейти к блоку соответствующей блочной модели, и содержанию полезного ископаемого соответственно.

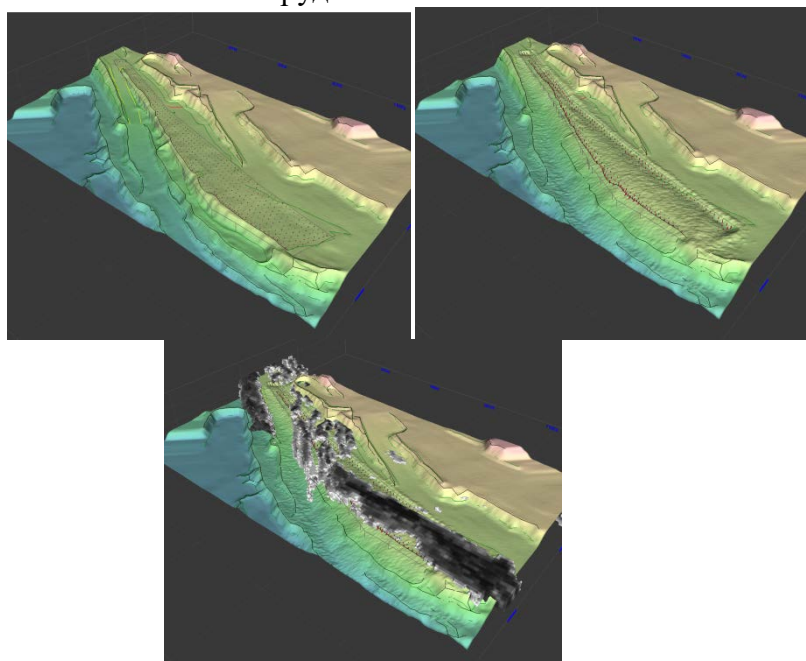
В результате расчета развала получается по сути блочная модель с размерами блоков по полметра, для каждого из которых можно установить искомый показатель содержания на основе его первоначального положения в массиве.



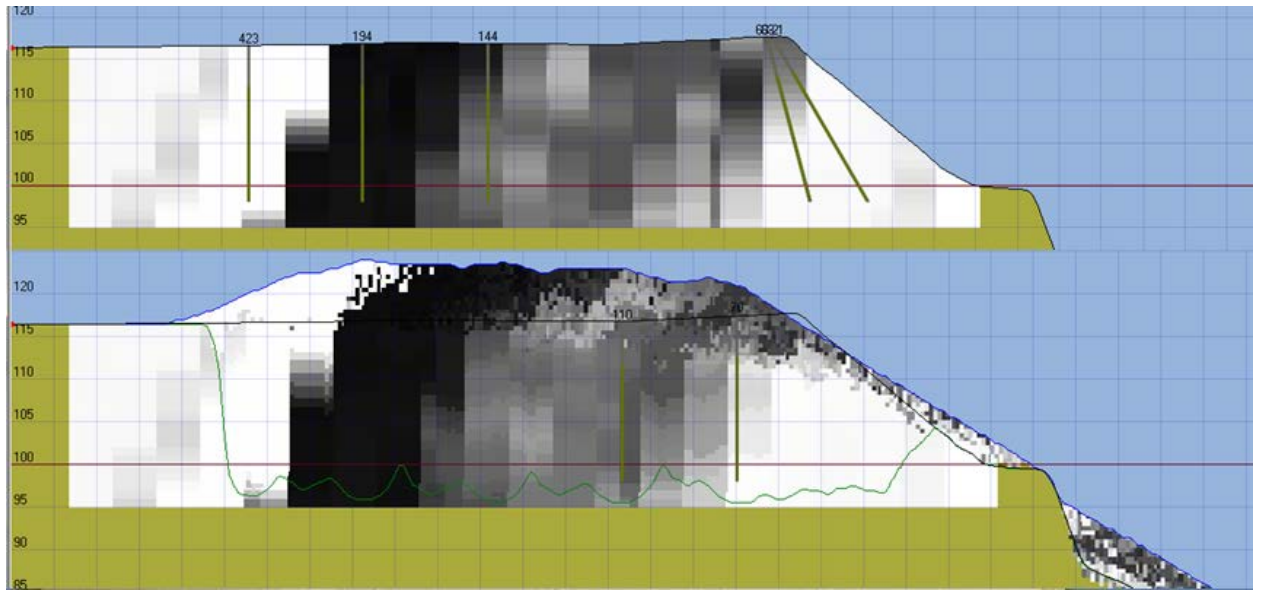
Блок в 3Д с двумя тестовыми блоками блочной модели; вертикальное сечение; сечение развала с прогнозом смещения полезного ископаемого

Для получения окончательного решения остается перейти к блочной с параметрами, которые необходимы заказчику - размер блоков, привязка начала блочной модели и так далее.

На рисунках представлены первые пробные расчеты на реальном промышленном блоке, полезное ископаемое - железная руда.



Исходный блок: развал, развал с исходной блочной моделью содержания



Вертикальное сечение - до и после расчета развала

Подводя итог, можно сказать, что применение блочных моделей позволяет лучше учитывать изменение свойств горной массы в пространстве, а комплексе с моделью развала горной массы в перспективе позволяет решать в текущем промышленном проектировании массовых взрывов задачу определения смещения и разубоживания полезного ископаемого после массового взрыва.

ЭЛЕМЕНТЫ ПРОСТРАНСТВЕННОГО АНАЛИЗА В ПРОГРАММЕ "BLAST MAKER".

Воробьев Д.А. (vorobev@istc.kg), Институт коммуникаций
и информационных технологий КРСУ

В рамках данной статьи предлагается рассмотреть программу «Blast Maker» с позиций географической информационной системы, объектом исследования которой является карьерное поле; и в состав которой входит набор инструментов, предназначенных для выполнения пространственного анализа данных, составляющих содержание проекта. На различных этапах процесса проектирования результаты пространственного анализа могут обеспечить проектировщика дополнительной информацией для принятия важных решений и, позволяющей избежать возможные производственные проблемы, которые могут возникнуть на этапе реализации проекта.

Пространственный Анализ – это набор алгоритмов, позволяющих произвести анализ размещения, связей, а также иных пространственных отношений пространственных объектов. В самом широком смысле алгоритмы пространственного анализа позволяют решать различные задачи геоинформационного анализа, и в своей основе представлены тремя основными подходами:

- Упрощение данных карты;
- Выяснение факта случайности;
- Поиск причинно следственных связей одних факторов от других.

В таблице 1 приведена классификация задач, решаемых в программе «Blast Maker» в соответствии с типовыми задачами пространственного анализа, предложенных в [1].

Таблица 1 Типовые задачи пространственного анализа

| Типовые задачи пространственного анализа | Задачи решаемые в программе «Blast Maker» |
|--|---|
| Определение геометрических характеристик геопространства | Измерение линейных расстояний (в плане и в пространстве) Измерение периметра полигональных объектов (например, контур блока и геологические контуры) Вычисление площадей и объемов (измерение объема блока и выбранной области) |
| Определение топологических характеристик и пространственных отношений объектов | Анализ корректности данных проекта Моделирование разрывов схемы инициирования скважинных зарядов Подсчет количества скважин, которые необходимо перебурить или подсыпать на основании маркшейдерских измерений. |
| Выполнение булевых операций над объектами | Рисование и анализ геологической карты и геологических сечений. |
| Построение буферных зон | Построение зоны разрушения вокруг отдельно взятой скважины Построение границы опасной зоны |

| | |
|---|--|
| Анализ поверхностей | Трехмерная визуализация проектируемого участка буровзрывных работ |
| Анализ пространственного распределения объектов | Автоматическая расстановка скважин с учетом прочностных свойств горных пород |

Необходимо учитывать, что в программе «Blast Maker» карта проекта буровзрывных работ, на самом деле представляет собой трехмерный объект, включающий в себя пространственную информацию о расположении всех объектов проектирования в отношении с требованиями Госгортехнадзора и планирования горных работ. Так в состав карты проекта входят:

- Цифровая модель рельефа;
- Разметка границ участка проектируемого блока;
- Информация о распределении и содержании полезных ископаемых;
- Разметка скважин в проекте на бурение;
- Информация о фактическом расположении и параметрах пробуренных скважин;
- Распределение прочностных характеристик горных пород по глубине борта, а также в направлении фронта горных работ;
- Применяемые конструкции зарядов;
- Схема инициирования скважинных зарядов и применяемые средства инициирования и средства коммутации.

Характер объектов карты проекта определяет качественные требования к ним и к результатам работы модельных алгоритмов пространственного анализа, предложенных в программе «Blast Maker» и, применяемых для анализа реальной ситуации возникающей на участке буровзрывных работ и для прогнозирования последствий принятия тех или иных решений с учетом ограничений математических моделей и их программной реализации. В таблице 2 приведен список этих алгоритмов, каждый из которых представляет собой то или иное направление пространственного анализа[2].

Таблица 2 Направления пространственного анализа

| Направление пространственного анализа | Модельные алгоритмы программы «Blast Maker» |
|--|---|
| Пространственный прогноз | Моделирование взрыва Прогнозирование формы развала Прогнозирование гранулометрического состава Прогнозирование качества взрыва |
| Изучение изменения объектов в пространстве | Исследование изменения прочностных свойств пород по глубине борта на основании энергоемкости бурения Анализ распределения полезных ископаемых до и после проведения буровзрывных работ. Прогнозирование разрывов схемы инициирования скважинных зарядов |

Качество работы модельных алгоритмов напрямую зависит от решений, которые специалист-проектировщик буровзрывных работ принимал на этапе проектирования расположения объектов проектирования. В связи с этим, в программе «Blast Maker» реализован модуль, решающий задачи определения топологических характеристик и пространственных отношений объектов проектирования. Он применяется для анализа корректности данных, и включает в себя набор алгоритмических решений задач вычислительной геометрии применительно к условиям проектирования БВР. Модуль

предусматривает группировку объектов проектирование по типам (таблица 3), и предоставляет количественный отчет о найденных ошибках и неточностях в проекте буровзрывных работ.

Таблица 3 Анализ корректности данных проекта БВР

| Тип объекта проектирования | Типы ошибок |
|----------------------------------|--|
| Скважины | Скважины совпадающие в плане Скважины вне блока Скважины не лежащие на поверхности Скважины без имени Скважины с одинаковыми именами Скважины с превышенной суммарной длиной заряда Скважины пересекающиеся в пространстве Скважины близко прилежащие к верхней бровке Скважины с незадаанным уровнем обводнения Скважины с неводоустойчивым ВВ в зоне обводнения Скважины с незадаанным зарядом Скважины пересекающиеся с поверхностью |
| Коммутация | Нескоммутированные скважины |
| Рельеф | Элементы рельефа с нулевой высотной отметкой Совпадающие элементы рельефа Линейные сегменты состоящие из одного элемента |
| Предупреждения общего назначения | Задание верхней бровки Проверка задания уровня обводнения |

Долговременное хранение информации в базе данных программы позволяет анализировать данные взятые в различные промежутки времени и объединять их с целью изучения более обширного географического участка. Таким образом, программа «Blast Maker» представляет собой полноценную географическую информационную систему, позволяющую решать не только насущные производственные задачи, но при желании, углубленно анализировать характер реализации буровзрывных работ, выявляя существенные взаимосвязи, позволяющие повышать качество взрыва.

Отметим также, что пространственный анализ, рассматриваемый в контексте горного производства интересен, прежде всего, с экономической стороны. Как известно, снижение затрат на проведение буровзрывных работ без ущерба влияния на качество взрыва является одной из острых проблем горного производства. Поэтому эффективное использование моделей и методов программы «Blast Maker», описанных выше, позволяет вести проектирование буровзрывных работ, варьируя различными элементами проекта, изменяя его экономические показатели.

Литература:

1. Пространственный анализ //Иркутский региональный центр геоинформационных технологий РАН (<http://giscenter.icc.ru/yuric/Lectons/spatial.htm>)
2. Пасхина М.В. Пространственный анализ в ГИС-системах: сущность, направления, возможности(Часть 1)//Ярославский педагогический вестник-2011-№1-ТомIII(Естественные науки).

КОНЦЕПЦИЯ РАБОТЫ С ЭФФЕКТИВНОСТЬЮ АВТОМОБИЛЬНЫХ ПОГРУЗОЧНО-ТРАНСПОРТНЫХ КОМПЛЕКСОВ В УСЛОВИЯХ ТЕХНИЧЕСКОГО ПЕРЕВООРУЖЕНИЯ РАЗРЕЗОВ СУЭК

Строгий И.Б. (StrogijI@suek.ru), СУЭК, Москва

В настоящее время многие предприятия открытой добычи полезных ископаемых вступили в фазу развития, которая помимо прочего характеризуется техническим перевооружением – обновлением парков оборудования, совершенствование систем управления производством. В таких условиях особое внимание уделяется эффективности использования основных средств. В развитие предприятий инвестируются немалые ресурсы, что требует максимально возможной отдачи. Существующие методы повышения эффективности не в полной мере отвечают поставленным задачам и не могут давать максимальных результатов. Единые нормы выработки не охватывают новые модели оборудования, как отечественного, так и зарубежного производства. Для выявления и раскрытия действительного потенциала нового горнотранспортного оборудования необходимо обновлять подходы к работе по повышению эффективности.

Компания СУЭК в последние годы инвестировала большие средства в обновление парков техники, введены и продолжают вводиться в работу высокопроизводительные экскаваторы, самосвалы высокой грузоподъемности, вспомогательная техника. Для достижения ожидаемых от инвестиционного капитала результатов были установлены целевые показатели производительности для новых машин.

В процессе работы выяснилось, что без участия менеджмента, непосредственно заинтересованного в максимальной отдаче от вложенных средств, без глубокого изучения процессов производства с их стороны и без соответствующего воздействия на них невозможно добиться выдающихся результатов в производительности. Практика показала, что целенаправленная работа по повышению эффективности дает результат в виде прироста производительности до 50 – 100% в сроки от недели, до двух - трех месяцев. Концепция работы с эффективностью автомобильных погрузочно-транспортных комплексов в условиях технического перевооружения разрезов СУЭК основана на практическом опыте систематического повышения производительности разрезов Тугнуйский, Заречный, Черногорский, Восточно-Бейский и других.

Теоретическая база

В теории производственного менеджмента повышение эффективности использования работающего оборудования обеспечивается двумя путями: экстенсивным (по времени) и интенсивным (по мощности). Показателем, характеризующим экстенсивность использования оборудования, принято считать количество времени в работе в структуре календарного фонда времени. Интенсивное использование оборудования характеризуется показателями выпуска продукции за единицу отработанного времени, т.е. его производительностью.

Для анализа эффективности использования ресурсов рассчитывают следующие показатели:

Экстенсивный коэффициент:

$K_{и\ экс.} = \frac{T_{раб.}}{T_{к}}$, где

$T_{раб.}$ – время в работе;

$T_{к}$ – календарный фонд времени.

Интенсивный коэффициент:

$K_{и\ инт.} = \frac{СВ_{сут}}{СВ_{м}}$, где

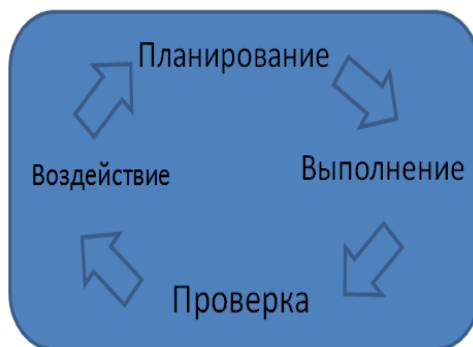
Свсут – среднесуточный выпуск продукции;

СВм – максимально возможный среднесуточный выпуск продукции (плановый).

Этих показателей достаточно для того, чтобы на их основе разработать методику постоянного повышения эффективности использования горнотранспортного оборудования.

Разработка методики

Для систематизации работы по повышению эффективности необходим стержень – формализованный циклически повторяющийся процесс принятия решений. За основу взят известный цикл Деминга, представляющий собой простейший алгоритм действий руководителя по управлению процессом и достижению его целей (он собственно описывает в общем виде повседневную деятельность компании). Выглядит он следующим образом:



Планирование - установление целей и процессов, необходимых для достижения целей, планирование работ по достижению целей процесса и удовлетворения потребителя, планирование выделения и распределения необходимых ресурсов.

Выполнение - выполнение запланированных работ.

Проверка - сбор информации и контроль результата на основе ключевых показателей эффективности, выявление и анализ отклонений, установление причин отклонений.

Воздействие (управление, корректировка) - принятие мер по устранению причин отклонений от запланированного результата, изменениям в планировании и распределении ресурсов.

Для целей работы по повышению эффективности необходимо скорректировать сущность пунктов и изменить порядок их выполнения, представим цикл в следующем виде:



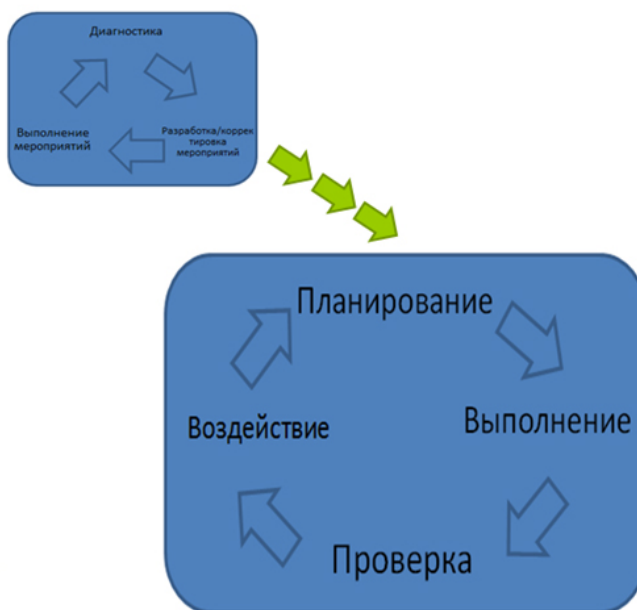
Диагностика – сбор и обработка данных по показателям интенсивности и экстенсивности, выявление потенциала, направлений работы по его реализации (важно: выявляем потенциал для развития, а не причины отставания, это имеет принципиальное значение);

Разработка/корректировка мероприятий – работа по разработке конкретных мероприятий по реализации выявленного потенциала;

Выполнение мероприятий – реализация потенциала с упором на достижение устойчивого результата.

Пункт «Планирование» намеренно удален, так как в предлагаемом методе не задается конкретных значений плановых показателей производительности, планом можно считать скорейшее приближение к теоретическому максимуму, обнаруженному при диагностике. Его невозможно достигнуть, но к нему следует постоянно приближать результат. Однако существует одна оговорка - мероприятия целесообразны тогда и только тогда, когда затраты на них не превышают эффекта от их реализации (Далее о приоритетах в мероприятиях подробнее).

Отношение процессов друг к другу определяется следующим образом:



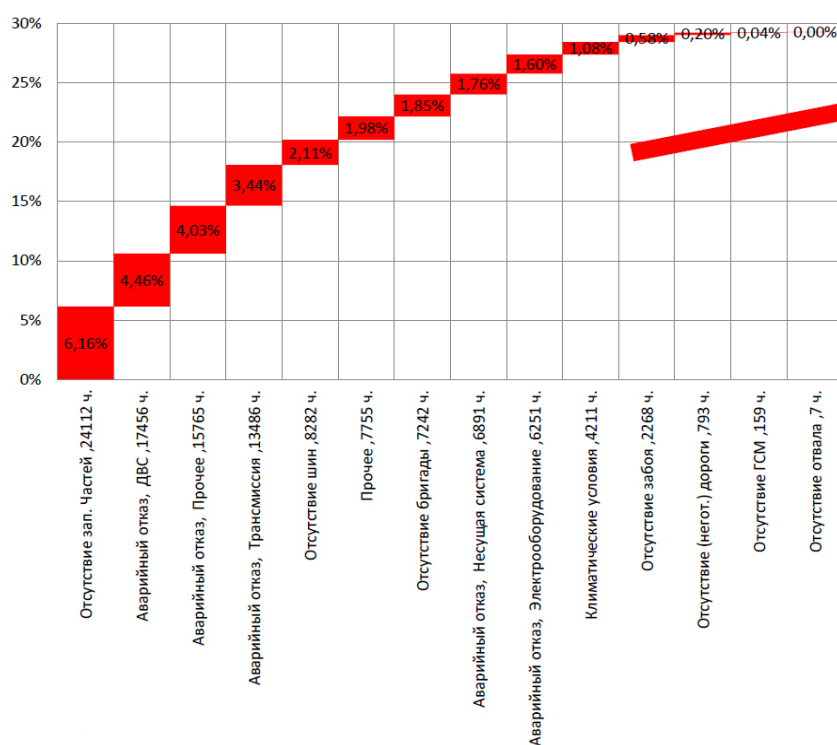
Процесс повышения эффективности существует вне процесса основной деятельности, но в качестве выходов представляет корректировки для основного процесса в виде мероприятий по повышению эффективности.

Диагностика

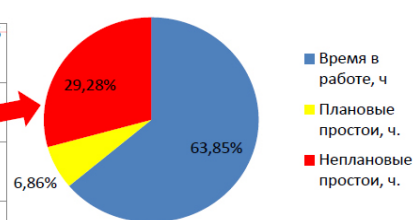
Суть диагностики заключается в выявлении потенциала для улучшений, ее методика была разработана на основе вышеперечисленных показателей. Изучая составляющие показателей экстенсивности и интенсивности, мы пришли к выводу о необходимости разделения исследования на два вида по временным интервалам – длинные интервалы (месяц, квартал, год - экстенсивность), короткие интервалы (смена, сутки - интенсивность).

Для изучения длинных интервалов необходимы данные по использованию календарного фонда времени за соответствующие периоды, а именно – время работы оборудования, время плановых простоев и время неплановых простоев согласно классификатору простоев (для каждого типа оборудования классификация своя). В качестве примера – показатели работы парка автосамосвалов СУЭК за период 3 месяца (далее в качестве примеров берутся данные, как по автосамосвалам, так и по экскаваторам, это необходимо для того, чтобы показать - принципиальной разницы в подходах нет). После обработки данных получаем следующую картину:

Структура неплановых простоев карьерных самосвалов

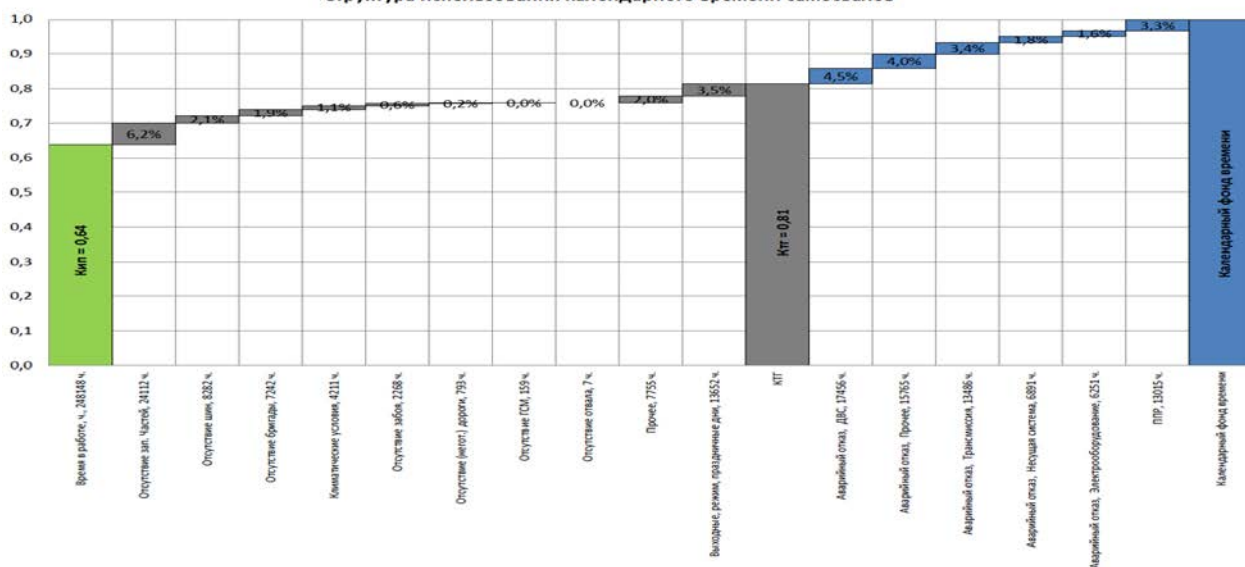


Использование календарного фонда времени А/С



Так же эти данные можно представить в другом виде, для понимания формирования коэффициентов использования и технической готовности (коэффициент использования в данном случае – это экстенсивный коэффициент):

Структура использования календарного времени самосвалов



Ки = 0,64, как видно из диаграммы.

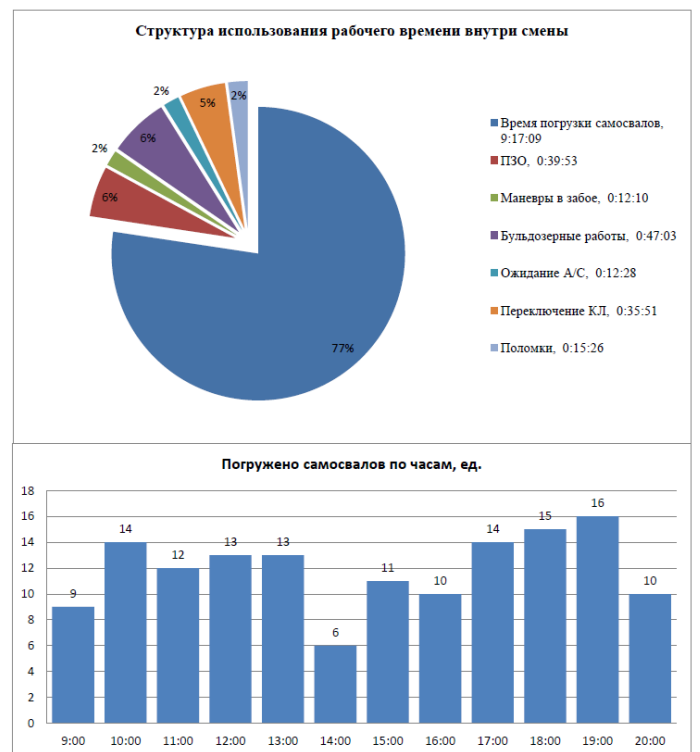
Метод изучения коротких интервалов – проведение хронометрических наблюдений. Для этих целей разработана специальная форма, изображающая снимок рабочей смены единицы оборудования (в данном случае экскаватора):

| Фотография рабочего времени экскаватора | | | | | | | | | | | | | | |
|---|-------------------------------------|--------------------------|-----------------|-------------------|------------------------------------|---------|---------|--|---------------------------------|--------|--|--------------|-----------------|-------------------|
| № | Тип самосвала (грузоподъемность), т | Погрузка самосвала | | | | | | Другие операции, простои | | | | | | |
| | | Время погрузки самосвала | | | В том числе, сек | | | Наименование прочих операций, простоев | Время прочих операций, простоев | | | | | |
| | | Время начала | Время окончания | Продолжительность | Установка АС под погрузку + цикл 1 | Цикл 2 | Цикл 3 | | Цикл 4 | Цикл 5 | Цикл 6 | Время начала | Время окончания | Продолжительность |
| 1 | | | | | | | | | | | Перемещение к месту в ваховом автотранспорте | 8:00:00 | 8:11:31 | 0:11:31 |
| 2 | | | | | | | | | | | Прием/передача смены | 8:11:31 | 8:18:23 | 0:06:52 |
| 3 | | | | | | | | | | | Маневр к месту погрузки | 8:18:23 | 8:19:04 | 0:00:41 |
| 4 | 220 | 8:19:04 | 8:21:09 | 0:02:05 | 0:00:31 | 0:00:32 | 0:00:30 | 0:00:32 | | | | | | |
| 5 | 220 | 8:21:09 | 8:25:20 | 0:04:11 | 0:01:35 | 0:00:42 | 0:00:40 | 0:00:40 | 0:00:34 | | | | | |
| 6 | 220 | 8:25:20 | 8:29:30 | 0:04:10 | 0:01:04 | 0:00:45 | 0:01:16 | 0:00:45 | 0:00:20 | | | | | |
| 7 | 220 | 8:29:30 | 8:34:30 | 0:05:00 | 0:02:08 | 0:00:39 | 0:00:43 | 0:00:45 | 0:00:45 | | | | | |
| 8 | | | | | | | | | | | Планровка подъезда | 8:34:30 | 8:37:30 | 0:03:00 |
| 9 | 220 | 8:37:30 | 8:41:14 | 0:03:44 | 0:01:06 | 0:00:43 | 0:00:37 | 0:00:39 | 0:00:39 | | | | | |
| 10 | 220 | 8:41:14 | 8:45:06 | 0:03:52 | 0:01:28 | 0:00:36 | 0:00:42 | 0:00:39 | 0:00:27 | | | | | |
| 11 | 220 | 8:45:06 | 8:49:58 | 0:04:52 | 0:02:13 | 0:00:38 | 0:00:42 | 0:00:44 | 0:00:35 | | | | | |
| 12 | | | | | | | | | | | Планровка подъезда | 8:49:58 | 8:52:42 | 0:02:44 |
| 13 | 220 | 8:52:42 | 8:56:16 | 0:03:34 | 0:00:48 | 0:00:44 | 0:00:44 | 0:00:46 | 0:00:32 | | | | | |
| 14 | 220 | 8:56:16 | 9:00:27 | 0:04:11 | 0:01:21 | 0:00:53 | 0:00:27 | 0:00:48 | 0:00:42 | | | | | |
| 15 | 220 | 9:00:27 | 9:04:09 | 0:03:42 | 0:01:05 | 0:00:45 | 0:00:35 | 0:00:35 | 0:00:42 | | | | | |
| 16 | 220 | 9:04:09 | 9:09:45 | 0:05:36 | 0:02:48 | 0:00:47 | 0:00:42 | 0:00:44 | 0:00:35 | | | | | |
| 17 | 220 | 9:09:45 | 9:14:20 | 0:04:35 | 0:01:39 | 0:00:45 | 0:00:42 | 0:00:49 | 0:00:40 | | | | | |

Такое исследование трудоемко, но позволяет по секундам разобрать рабочую смену машины, выявить потенциал в развитии производительности, определить направления работы по его реализации. Так выглядит резюме акта хронометрических наблюдений экскаватора (показаны нормативные и фактические значения времени циклов, структура использования времени внутри смены):

Обобщение информации по работе экскаватора за смену

| Показатели производительности | | | | |
|---|----------|----------|---------|----------------|
| Показатель | Факт | Норма | +/- | %% |
| Всего загружено А/С | 143 | 156.15 | -13 | 91.6% |
| Наработка за смену, м³ | 12827.1 | 14007 | -1180 | 91.6% |
| Средние показатели по времени циклов | | | | |
| Показатель | Факт | Норма | +/- | %% |
| Среднее время погрузки А/С | 0:03:54 | 0:03:45 | 0:00:09 | 104.0% |
| Минимальное время погрузки А/С | 0:02:05 | 0:03:45 | 0:01:40 | 53.6% |
| Максимальное время погрузки А/С | 0:06:27 | 0:03:45 | 0:02:42 | 172.0% |
| Сред. время цикла без учета цикла №1 | 0:00:40 | 0:00:33 | 0:00:07 | 121.2% |
| Среднее время цикла, в т.ч. | 0:00:50 | 0:00:33 | 0:00:17 | 151.5% |
| Установка АС под погрузку + цикл №1 | 0:01:26 | 0:01:33 | 0:00:07 | 92.1% |
| Цикл №2 | 0:00:42 | 0:00:33 | 0:00:09 | 127.4% |
| Цикл №3 | 0:00:41 | 0:00:33 | 0:00:08 | 124.9% |
| Цикл №4 | 0:00:39 | 0:00:33 | 0:00:06 | 118.1% |
| Цикл №5 | 0:00:37 | 0:00:33 | 0:00:04 | 113.3% |
| Цикл №6 | 0:00:37 | 0:00:33 | 0:00:04 | 113.3% |
| Минимальное время цикла, в т.ч. | 0:00:20 | 0:00:33 | 0:00:13 | 60.6% |
| Установка АС под погрузку + цикл №1 | 0:00:21 | 0:01:33 | 0:01:12 | 22.6% |
| Цикл №2 | 0:00:24 | 0:00:33 | 0:00:09 | 72.7% |
| Цикл №3 | 0:00:22 | 0:00:33 | 0:00:11 | 66.7% |
| Цикл №4 | 0:00:24 | 0:00:33 | 0:00:09 | 72.7% |
| Цикл №5 | 0:00:20 | 0:00:33 | 0:00:13 | 60.6% |
| Цикл №6 | 0:00:25 | 0:00:33 | 0:00:08 | 75.8% |
| Максимальное время цикла, в т.ч. | 0:03:54 | 0:00:33 | 0:03:21 | 709.1% |
| Установка АС под погрузку + цикл №1 | 0:03:54 | 0:01:33 | 0:02:21 | 251.6% |
| Цикл №2 | 0:01:18 | 0:00:33 | 0:00:45 | 236.4% |
| Цикл №3 | 0:01:16 | 0:00:33 | 0:00:43 | 230.3% |
| Цикл №4 | 0:00:54 | 0:00:33 | 0:00:21 | 163.6% |
| Цикл №5 | 0:01:17 | 0:00:33 | 0:00:44 | 233.3% |
| Цикл №6 | 0:00:52 | 0:00:33 | 0:00:19 | 157.6% |
| Структура использования рабочего времени внутри смены | | | | |
| Показатель | Факт | Норма | +/- | %% |
| Время смены, всего | 12:00:00 | 12:00:00 | - | - |
| Время погрузки самосвалов | 9:17:09 | 9:45:35 | 0:28:26 | 95.1% |
| ПЗО* | 0:39:53 | 0:31:00 | 0:08:53 | 128.7% |
| ОБЕД | 0:00:00 | 1:00:00 | 1:00:00 | 0.0% |
| Личные надобности | 0:00:00 | 0:10:00 | 0:10:00 | 0.0% |
| Бульдозерные работы | 0:47:03 | 0:10:00 | 0:37:03 | 470.5% |
| Ожидание А/С | 0:12:28 | 0:23:25 | 0:10:57 | 53.2% |
| Маневры в забое | 0:12:10 | 0:00:00 | - | - |
| Переключение КЛ | 0:35:51 | 0:00:00 | - | - |
| Поломки | 0:15:26 | 0:00:00 | - | - |
| Сумма превышений оперативного времени цикла за смену | | | | 1:34:04 |



Результат диагностики: В качестве показателя, характеризующего потенциал в развитии производительности, очевидным образом следует применить интегральный коэффициент («коэффициент эффективности?»), представляющий собой произведение экстенсивного и интенсивного коэффициентов. В данном примере его расчет будет выглядеть как: $K_{эф.} = K_{и экс.} * K_{и инт.} = 0,64 * 0,77 = 0,49$.

Его значение позволяет сделать очень серьезный вывод о том, что технический предел эффективности оборудования (фактическая среднесуточная производительность которого не ниже расчетной на основе простоев, принятых в ЕНВ и показателей времени циклов, определенных опытным путем) теоритически может в 2 (!) раза превышать

достигнутые по факту результаты. Это обстоятельство не оставляет выбора – необходимо реализовывать потенциал.

Разработка/корректировка мероприятий

При первом цикле (описанном выше) мероприятия разрабатываются, при последующих, на основе вновь полученных данных существующие мероприятия корректируются, разрабатываются новые. Необходимо отметить, что не обязательно подразумевается постоянная деятельность в данном направлении, возможно разовое воздействие, если результат работы будет устойчивым.

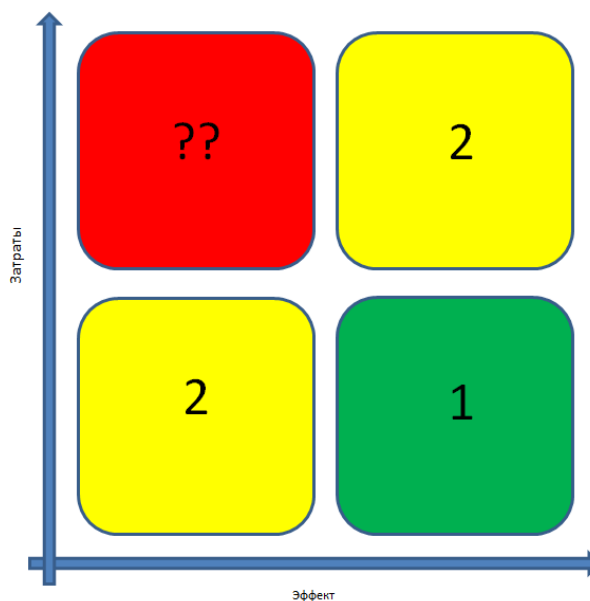
Итак, направления для разработки мероприятий выявлены при диагностике, далее, после проведения факторного анализа, разработка состоит из следующих этапов:

1. Составление перечня мероприятий. Как правило, повышение эффективности в первую очередь касается процессов производства, снабжения, кадровой политики (по степени важности).

Перечень мероприятий составляется путем интервьюирования соответствующих ответственных сотрудников по всем пунктам, где выявлен потенциал для развития, методом мозгового штурма, методом экспертных оценок и др. В данном случае любые способы подходят, на этом этапе главная задача – зафиксировать максимальное число возможных решений по всем выявленным направлениям.

Но все ли мероприятия заслуживают внимания? Какие из них стоит реализовывать в первую очередь, а какие не стоит реализовывать вовсе?

2. Расстановка приоритетов:



Очевидно, что одни мероприятия дадут больший эффект с меньшими затратами, как временными, так и финансовыми, другие будут не столь результативными. Каким образом расставить приоритеты? Для этого необходимо разделить все мероприятия на четыре группы (как показано на диаграмме), используя данные о предполагаемых затратах и ожидаемом эффекте.

Далее не трудно распределить мероприятия по степени важности, назначить ответственных за исполнения и сроки исполнения, другими словами внести корректировки в планирование основных процессов, обозначив деятельность по повышению эффективности используемого оборудования.

Вы думаете, всё так просто? Да, всё просто. Но совсем не так./Эйнштейн/

Выполнение мероприятий

При исполнении мероприятий необходимо обратить особое внимание на:

1. Скорость появления эффекта;
2. Устойчивость результатов.

При реализации таких мероприятий очень важным является осведомленность персонала всех уровней о целях и методах повышения эффективности. Реализуя ряд мероприятий необходимо обучение персонала, во многих случаях оно является ключевым фактором успеха.

Так же необходим постоянный мониторинг на предмет степени достижения желаемых результатов, в случае недостижения, недостаточно быстрого достижения требуемых результатов либо потребности в достижении еще более высоких показателей цикл работ по повышению эффективности необходимо повторять по той же схеме.

В качестве примеров применяемых мероприятий можно привести следующее:

1. Организация погрузки на два подъезда (для экскаваторов) – снижает среднее время цикла минимум на 10%, полностью удаляет простои по причине зачистки подъезда бульдозером;

2. Пересмотр обозначенных в ЕНВ необходимых простоев – совмещение их (например, обед) с другими нормативными простоями, такими как топливозаправка, перегон, мелкий ремонт и др.

3. Корректировка политики снабжения для минимизации простоев по причине отсутствия запасных частей;

4. Разработка и совершенствование систем мотивации, с изучением степени их воздействия на результат;

5. Совершенствование процесса подготовки пород к выемке для более качественного дробления, минимизации времени простоя по БВР;

6. Совершенствование системы краткосрочного планирования с максимально возможной интеграцией представителей всех участков и отделов на производственных единицах, и многое другое.

Резюме

В процессе выполнения этой работы, разработки ее методики сделано несколько важных выводов:

1. Нормы и планы, устанавливаемые на основе расчетов, и наблюдаемые по факту результаты не являются догмой, всегда есть потенциал для развития - технический предел производительности, как правило, гораздо выше фактической производительности;

2. Реальный технический предел производительности оборудования, это переменная величина, обновляемая (как правило, в большую сторону) в процессе диагностики;

Таким образом, существует реальная возможность значительного повышения эффективности использования оборудования по приведенной методике, которая, что важно, применима не только к новому оборудованию.

АДАПТАЦИЯ И ПРИМЕНЕНИЕ ПКТ BLAST MAKER НА ТУГНУЙСКОМ УГОЛЬНОМ РАЗРЕЗЕ

Гаврилин М.Л. (GavrilinML@suek.ru), «Разрез Тугнуйский»,
Старший технолог

Введение.

ОАО «Разрез Тугнуйский» ведет добычу угля на Олонь-Шибирском каменноугольном месторождении, которое расположено на территории Забайкальского края, в Петровск-Забайкальском районе, вблизи от административной границы с Мухоршибирским районом республики Бурятия.

Геологическое строение толщи вскрышных пород имеет сложно структурированное распределение. При этом по мере развития горных работ мощность вскрыши постепенно возрастает и в ближайшие несколько лет достигнет максимальных глубин – до 90 метров. Работы, связанные с отработкой вскрышных пород практически полностью выполняются с применением буровзрывных работ (далее БВР). Коэффициент крепости пород по шкале М.М. Протодьяконова изменяется от 3,5 (алевролиты на глинистом цементе) до 8,5 (песчаники на известковом цементе с прослоями кремнистых пород). Зачастую встречаются крепкие прослойки пород с коэффициентом крепости до 14.

В качестве исходной геологической информации для проектирования БВР на Тугнуйском разрезе использовались данные по геологоразведочным скважинам, которые зачастую находятся вне контура взрываемого блока (сетка разведочных скважин 250x100 м). Работы по проектированию массовых взрывов, выполненные на основе таких данных, не дают достоверной информации о состоянии толщи массива, это отражается в виде неравномерного дробления горной массы, большого выхода негабаритов. В отдельных случаях часть блока приходится перебуривать и взрывать повторно. Можно сказать, что детальной геологической информации для проектирования массовых взрывов на предприятии не было.

Современные возможности компьютерных технологий моделировать и проектировать различные процессы, доступно и наглядно представлять графические данные позволяют пользователям эффективно применять компьютеры для процессов визуализации информации. Важнейшей областью применения вычислительной техники являются системы автоматизированного проектирования (далее САПР), которые в широком смысле являются основным инструментом во многих сферах человеческой деятельности. Это и научные исследования, и разработка новых программных систем, и, наконец, разнообразие проблемно-ориентированных направлений. Особая и важная роль отводится применению САПР на производстве, где с повышением уровня автоматизации улучшается качество выполняемых работ наряду с уменьшением энергетических, временных и материальных затрат.

Ввиду современных тенденций по внедрению таких программных систем, для высокоточного и эффективного проектирования процессов в горнодобывающей отрасли и предопределили внедрение программно-технического комплекса (далее ПТК) Blast Maker на угольном разрезе компании «СУЭК».

Для улучшения показателей эффективности БВР было принято решение о внедрении системы автоматизированного сбора данных и проектирования БВР на основе разработок компании Blast Maker (Киргизия). Наиболее эффективный способ получения необходимых сведений о структуре и прочностных свойствах массива горных пород считается использование информации, полученной в процессе бурения взрывных

скважин. Данный подход привлекателен прежде всего тем, что не нарушает существующего на разрезе режима работ и не требует затрат на проведение дополнительных геофизических работ по детализации свойств горных пород взрываемого блока.

Описание программно-технического комплекса.

Принцип работы системы Blast Maker следующий. На буровых станках устанавливается система автоматического сбора данных – прибор «Кобус» (Рисунок №1), позволяющий производить, в режиме реального времени, контроль и сбор данных основных режимов бурения.

Прибор Кобус консолидирует данные поступающие от: датчика глубины, датчика вращения, датчика осевого давления, датчика тока и датчика напряжения.



Рисунок №1 Прибор «Кобус» на буровом станке.

Так же на станки устанавливается высокоточное (погрешность до 0,1 м) GPS-оборудование (на буровых станках применено впервые в Российской практике ведение горных работ). Данные по энергоемкости и точно определенные координаты скважин в режиме реального времени передаются через радиосеть типа MESH в офис проектировщика БВР, а так же диспетчеру и по необходимости другим заинтересованным сотрудникам (Схему работы системы см. на Рисунке №2). Таким образом, в процессе обуривания взрываемого блока, у инженера БВР имеются данные по распределению энергоемкости в толще массива, для анализа и последующего проектирования массового взрыва.

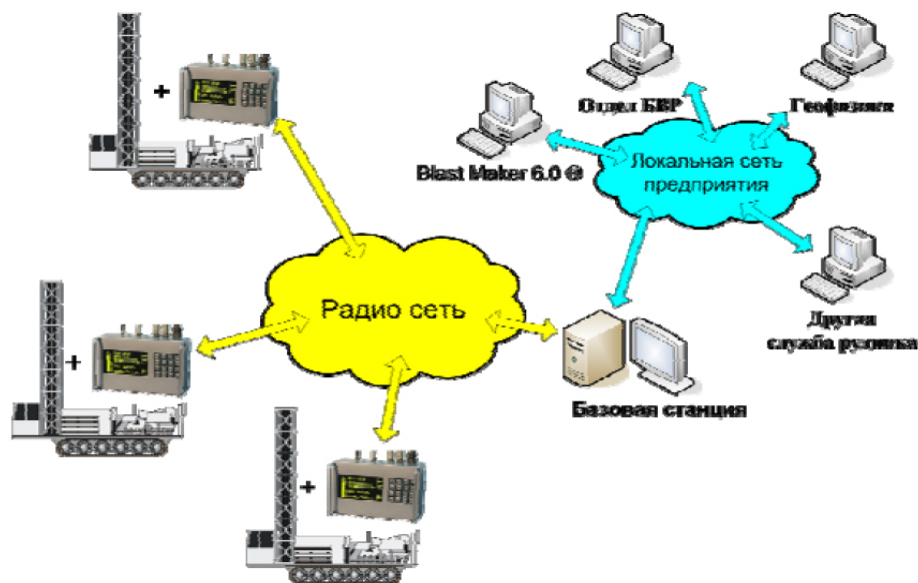


Рисунок №2 Схема работы ПТК «Blast Maker»

Инженер-проектировщик используя ПО «Blast Maker», формирует проект на массовый взрыв, моделируя взрывы при различных конструкциях заряда и различных типах ВВ, схемах коммутации и прочих условиях. То есть у него имеется возможность оценить результаты взрыва без проведения самого взрыва, тем самым выбрать наиболее оптимальный вариант по всем параметрам взрывания. Тогда как для оптимизации методов взрывной отбойки, как правило, применяют длительные, дорогостоящие и относительно малонадежные промышленные эксперименты, позволяющие в первом приближении оценить влияние сетки скважин и величины зарядов на качество взрыва. При необходимости установления влияния других переменных, например, типа ВВ, конструкции заряда, порядка (очередности) взрывания зарядов в общей системе требуется производство новых, не менее длительных и дорогостоящих, зачастую рискованных натуральных экспериментов.

Система позволяет Детально учитывать исходную горно-геологическую информацию о свойствах вмещающих пород по результатам компьютерной обработки данных о прочностных свойствах массива, получаемых с борта бурового станка, а так же моделировать взаимодействие элементов системы "Заряд-Среда" (конструкция заряда, тип и количество ВВ, способ инициирования и т.д.) с целью определения возможного насыщения разрушаемого массива энергией ВВ.

После выбора оптимального варианта взрывания конкретного блока, ПО позволяет в автоматическом режиме сформировать документ (проект на массовый взрыв), в предварительно выбранном и настроенном формате, после чего остаётся только произвести зарядку блока в соответствии с проектом, произвести взрыв.

Энергоемкость бурения.

Каким образом данные, получаемые от датчиков на буровых станках, дают возможность оценить состав пород взрываемого блока? По совокупности данных при помощи специального алгоритма вычисляется такой показатель как энергоемкость бурения, который очень тесно коррелирует с крепостью и взрываемостью пород. На рисунке №3 приведен пример сравнения фотоснимка откоса уступа с показаниями прибора «Кобус».

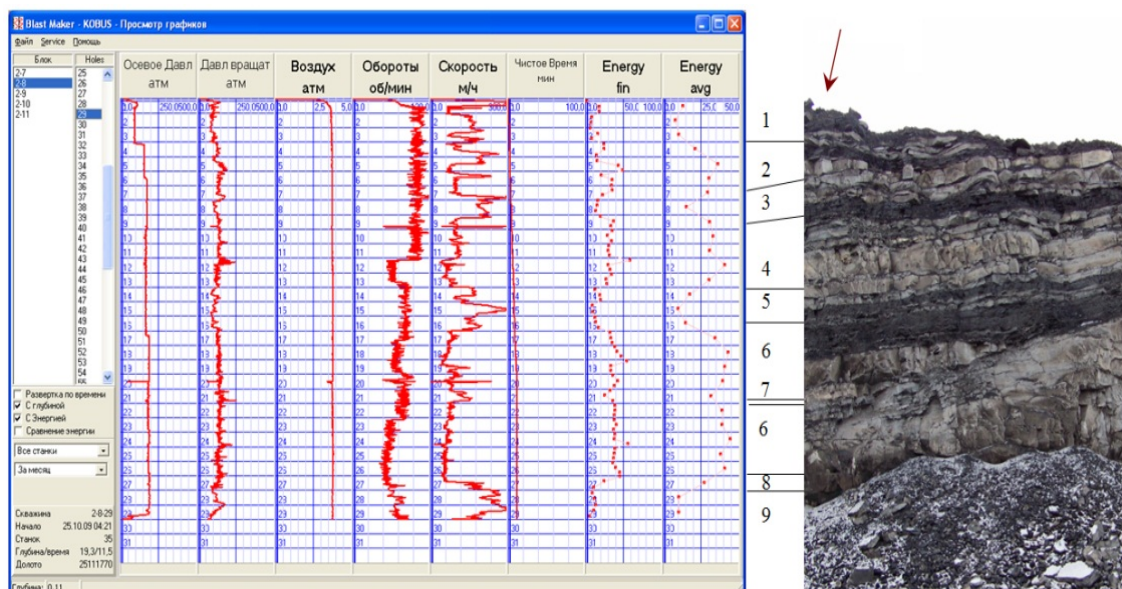


Рисунок №3 Фотоснимок откоса уступа и показания прибора «Кобус».

На рисунке стрелкой обозначено место расположения взрывной скважины, а номерами следующие группы пород:

1. Пачка переслаивания песчаников (до 0,3-0,4м) и алевролитов (до 0,2-0,4м).
2. Песчаники мелкосреднезернистые кварц-полевошпатовые, слоистые, цемент глинисто-карбонатный.
3. Углистые алевролиты с прослойками песчаников и каменного угля.
4. Песчаники мелкосреднезернистые кварц-полевошпатовые, слоистые, цемент глинисто-карбонатный.
5. Углистые алевролиты с прослойками песчаников и каменного угля.
6. Песчаники среднекрупнозернистые кварц-полевошпатовые с включениями кварцевых гравелитов, цемент карбонатный.
7. Тонко-слоистый алевролит.
8. Алевролиты углистые.
9. Уголь.

Таким образом, имея данные об энергоёмкости бурения, а так же заложенные в ПО свойства используемых ВВ, появляется возможность оперировать геологическими данными достаточной степени точности.

Проектирование взрыва.

По полученным данным имеются глубины скважин и прочностные характеристики обуренного блока, что можно посмотреть в графическом представлении (Рисунок №4; 4,1; 4,2; 4,3 и 4,4).

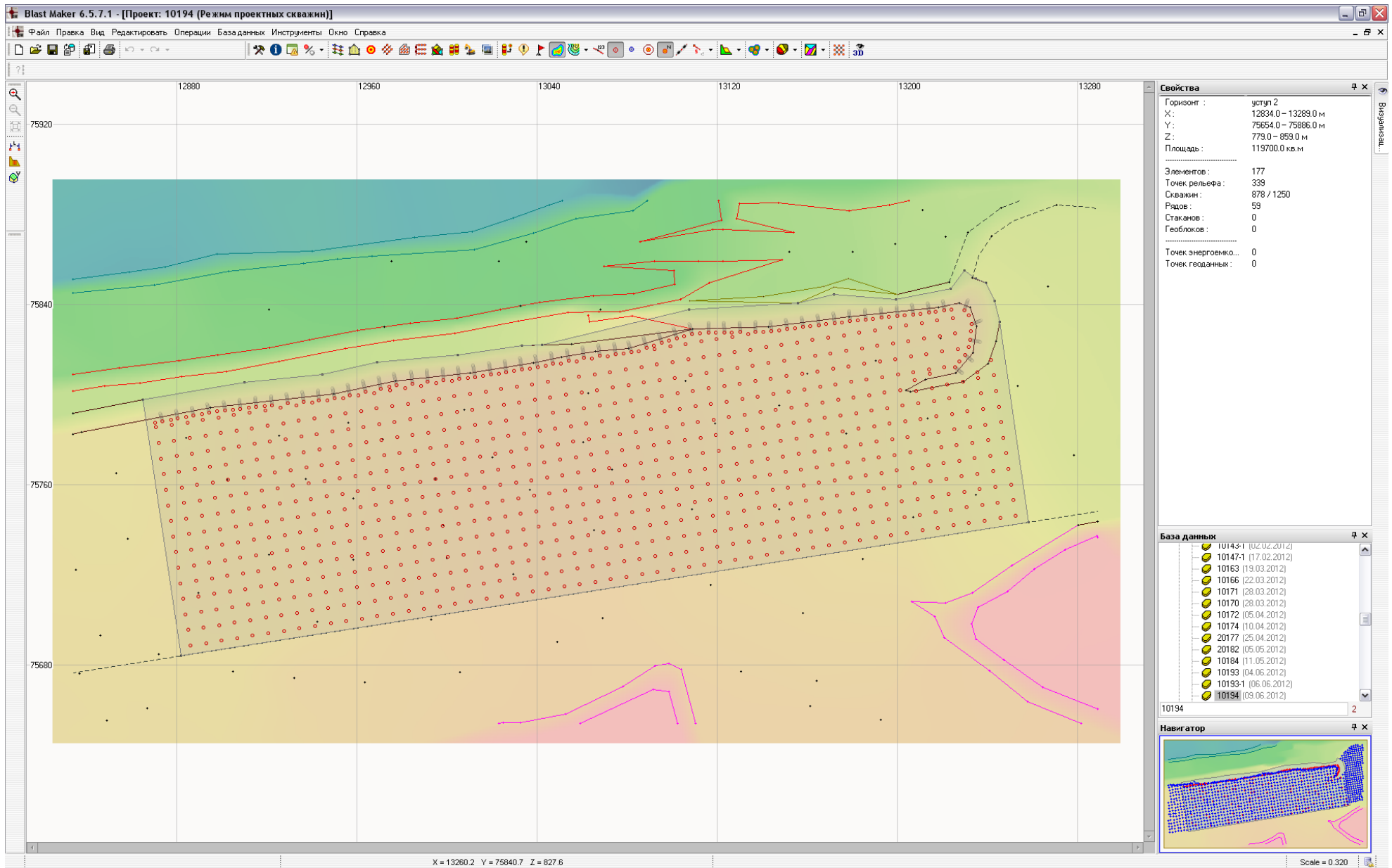


Рисунок №4 Проект на бурение блока №10194.

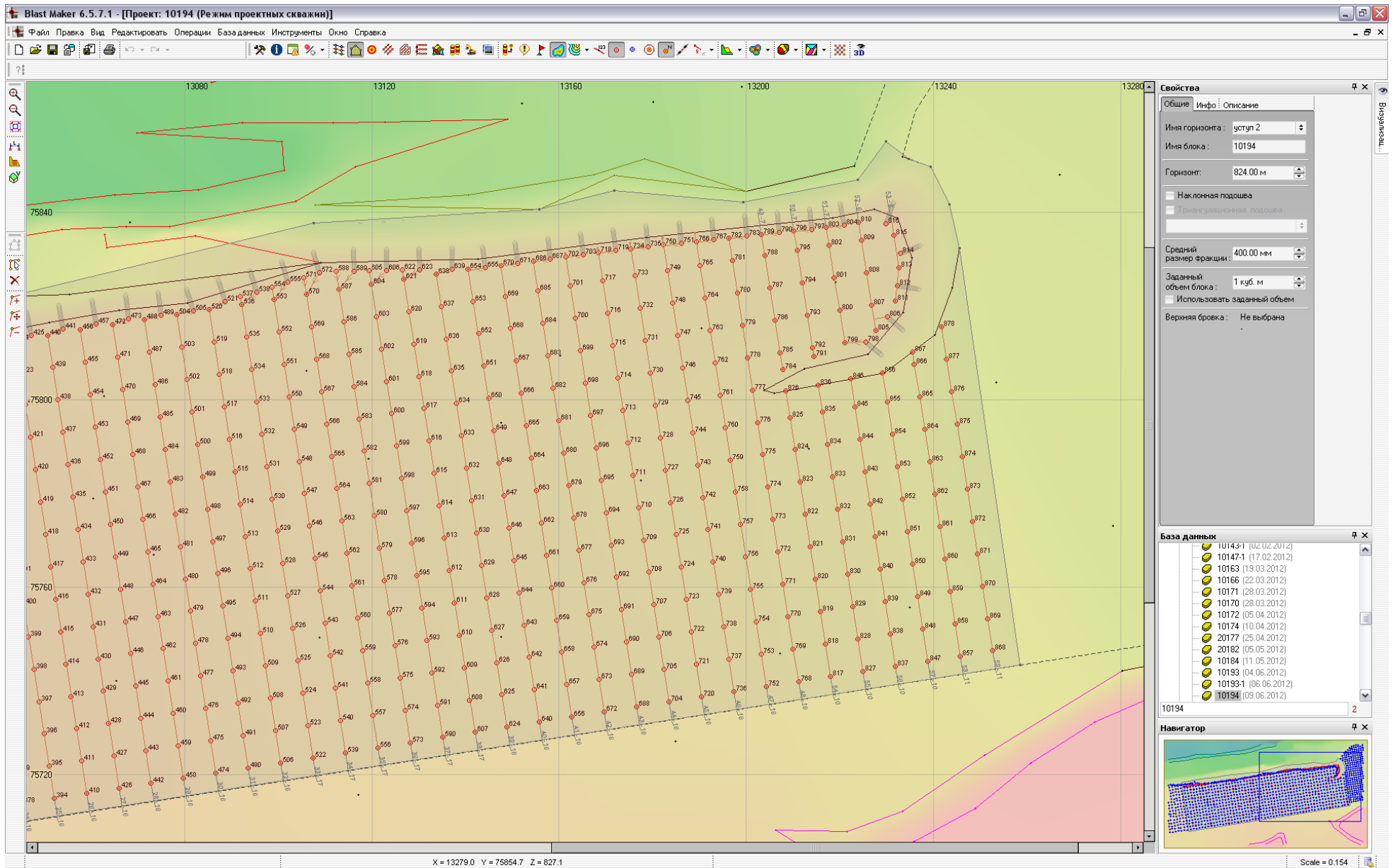


Рисунок №4,1. Проект блока №10194 с нанесенными номерами скважин.

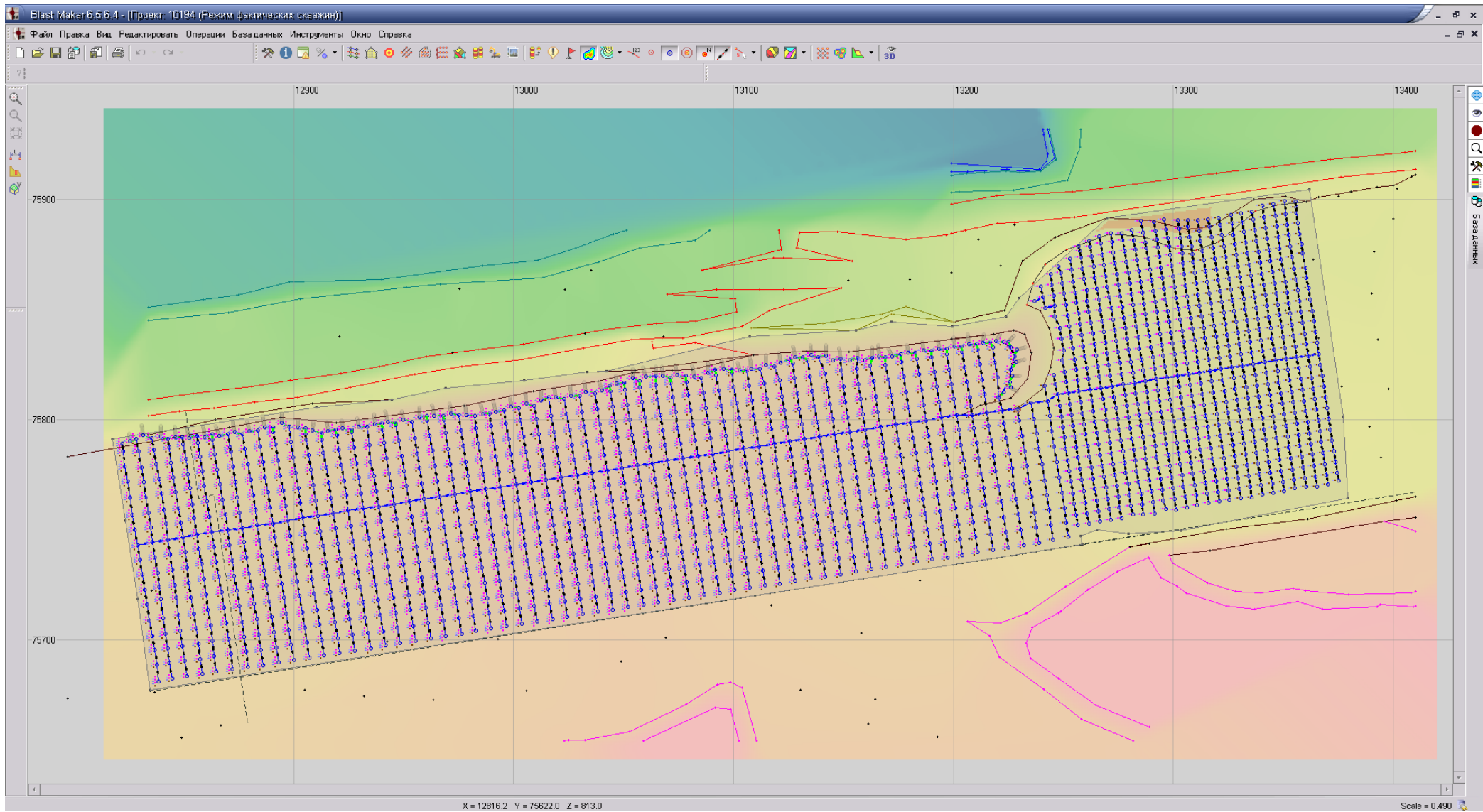


Рисунок №4,2 Обуренный блок №10194 с зарядкой и монтажом взрывной сети.

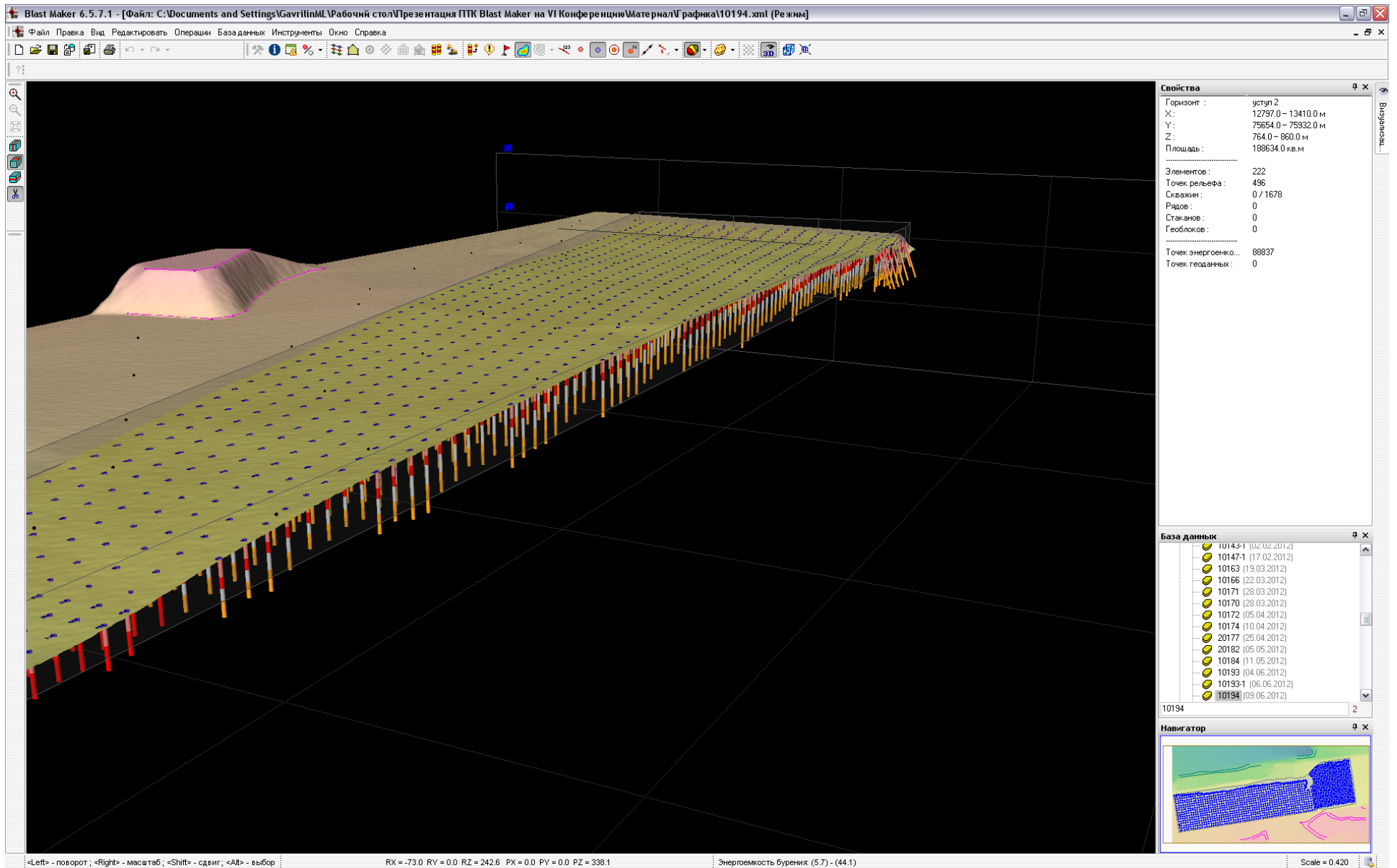


Рисунок №4,3 Фактические скважины блока №10194 с зарядкой 3D.

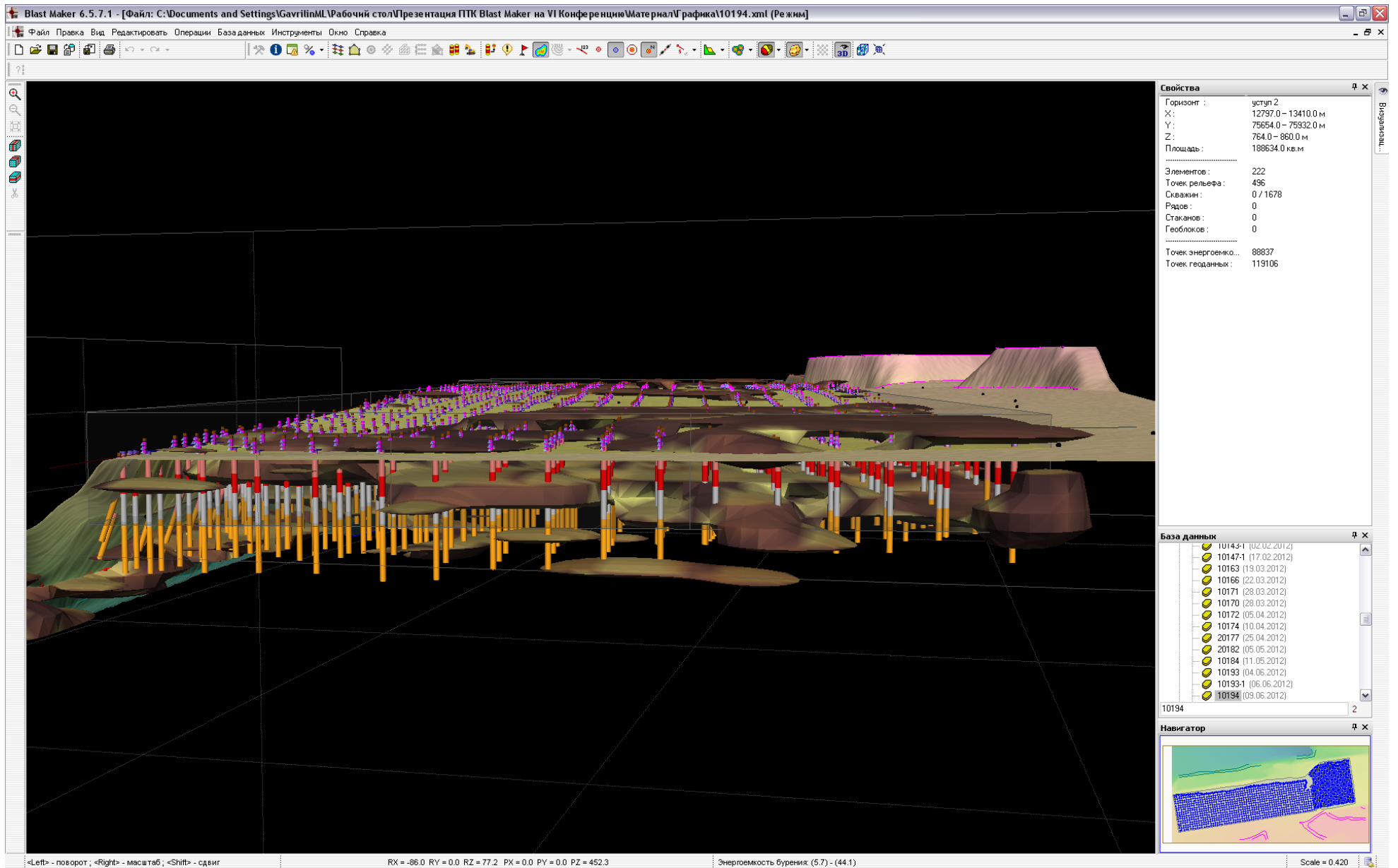


Рисунок №4,4 Фактические скважины блока №10194 с энергоемкостью.

По этим данным проводится моделирование взрыва с различными параметрами, выбирается оптимальный вариант, делается и согласовывается проект на массовый взрыв, производятся зарядка и собственно взрыв.

Диспетчерские возможности системы.

Помимо проектирования взрывных работ с оптимальными параметрами для минимизации расхода ВМ, система, за счет своих диспетчерских возможностей позволяет значительно повысить производительность буровых станков.

Специально по заявке предприятия были разработаны три дополнительных модуля:

1. Модуль диспетчеризации. Позволяет диспетчеру в реальном времени отслеживать не только местоположение станков, но и текущее состояние по выполнению сменного задания, наблюдая на своем мониторе выполнение наряда, как в погонных метрах, так и в процентах. В случае возникновения отставания диспетчер получает сигнал, принимает оперативные меры.



Рисунок №5 Экран прибора Кобус с текущим положением бурового станка и паспортом на бурение блока.

2. Модуль навигации бурового станка на скважину. На экране прибора Кобус в кабине бурового станка (Рисунок №5) имеется его точное текущее положение, а также загруженный паспорт на бурение, что позволяет машинисту без разметки блока и без помощи помощника машиниста точно направлять буровой став на место бурения взрывных скважин согласно паспорта. Такой подход позволяет на 10 – 15% повысить производительность бурового станка.

3. Модуль для перегона бурового станка. При перегонах станков машинист был вынужден постоянно обращаться к диспетчеру. Внедрение модуля позволяет машинисту станка наблюдать у себя в кабине трассу перегона и свое текущее положение на ней. Это позволяет значительно сократить время перегонов, что опять же дает повышение производительности.

Так же система позволяет быстро получать точные данные для анализа работы бурового оборудования, персонала. Для наладки процесса постоянного улучшения показателей бурового участка в первую очередь необходимы качественные данные для анализа всех составляющих процесса бурения, система позволяет в считанные минуты

получать такие данные, в обработанном виде (Рисунки №6; 6,1) они дают возможность оценить работу оборудования и персонала, произвести соответствующие управленческие воздействия.

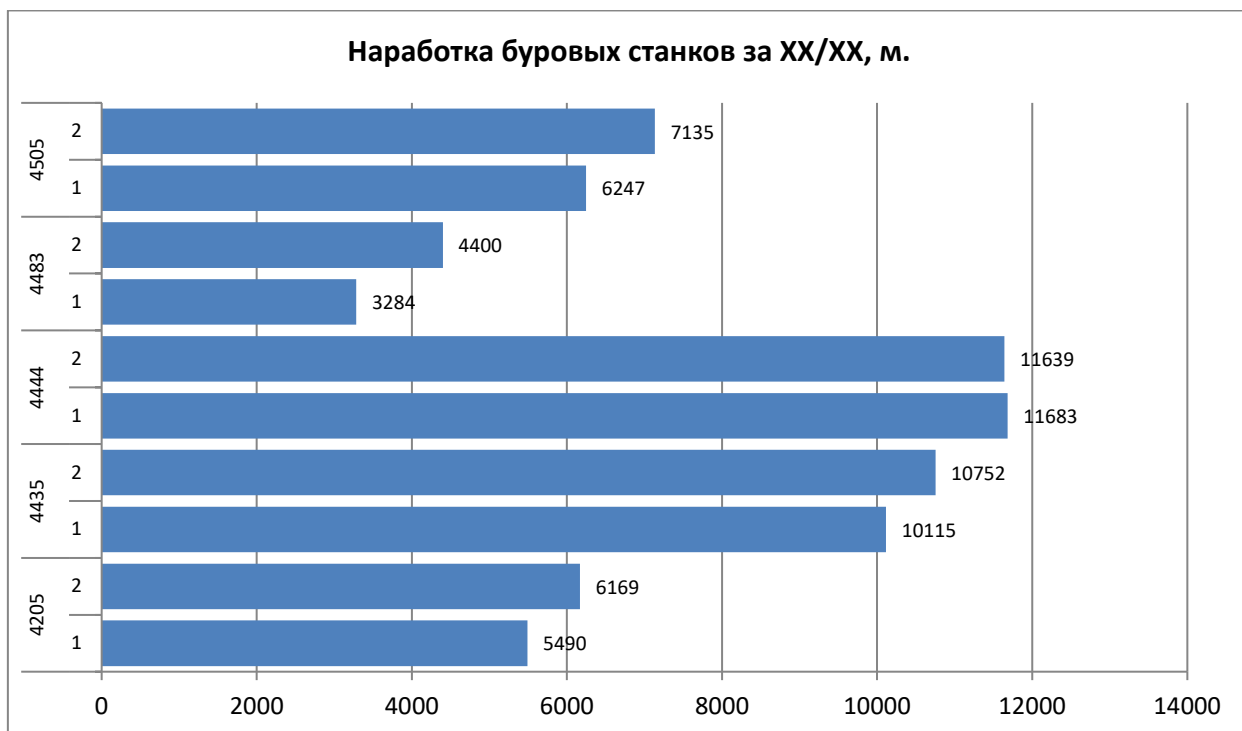


Рисунок №6 Пример анализа данных о работе оборудования и персонала бурового участка.



Рисунок №6,1 Пример анализа данных о работе оборудования и персонала бурового участка.

Эффект от внедрения системы.

Экономический эффект достигается за счет улучшения по следующим направлениям:

1. Построение реальной структуры массива по данным Кобус. Это позволяет снизить расход ВМ.
2. Повышения качества дробления путем оптимизации конструкции заряда в каждой взрывной скважине, что в свою очередь приводит к серьезному повышению производительности экскаватора, снижению износа экскаваторного парка.
3. Исключение вторичного дробления из-за непроработки нижней части уступа.
4. Оптимизации затрат на дорогостоящий буровой инструмент путем оперативного управления буровым оборудованием. Контроль и управление за режимами бурения.
5. Снижения разубоживания угля в связи с сохранением кровли пласта.
6. Сокращения времени подготовки проекта на БВР путем автоматизации процесса проектирования БВР.
7. Повышения качества взрыва путем оптимального выбора проекта на БВР (прогнозирование и визуализация результатов массового взрыва).
8. Повышение производительности бурового оборудования.

По результатам опытно-промышленной эксплуатации ПТК «Blast Maker» на разрезе, можно с уверенностью говорить об экономическом эффекте его внедрения не менее 5% от всех затрат предприятия на подготовку и выполнение БВР.

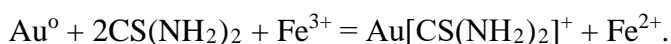
ИССЛЕДОВАНИЕ И РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ТИОМОЧЕВИННОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ РУДНОГО СЫРЬЯ

Самихов Ш.Р.,

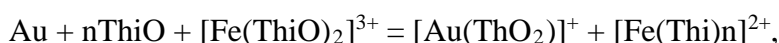
Институт химии им. В.И. Никитина АН РТ, г. Душанбе, ул. Айни, 299/2

Тиокарбамидное выщелачивание предложено в 40-х годах прошлого века И.Н. Плаксиным [1]. Оно осуществляется в кислой среде при pH 2-4, при которых тиокарбамид (тиомочевина) не окисляется. В качестве окислителя обычно используется сернокислый раствор соли трехвалентного железа $Fe_2(SO_4)_3$ или перекись водорода. Скорость выщелачивания зависит от pH раствора и концентрации тиомочевины и окислителя.

Растворение золота в тиомочевине идет по реакции:



Процесс проходит в растворе кислоты, что вызвано необходимостью сохранения тиокарбамидного комплекса золота, который устойчив при pH < 4. Окисляющая роль Fe^{3+} связана с образованием комплекса $Fe(ThiO_2)^{3+}$ или $[Fe(SO_4) \cdot CS(NH_2)_2]^{2+}$ по реакции



Где ThiO – тиокарбамид $CS(NH_2)_2$.

Если присутствует кислород, то тиокарбамид окисляется до дисульфатформамидина, являющегося окислителем при растворении золота. Повышение температуры вызывает разложение тиокарбамида с образованием роданида и сероводорода.

Большой цикл работ по тиокарбамидному выщелачиванию различных золото- и серебросодержащих продуктов проведен сотрудниками Иргиредмета [2-4], в трудах которых представлены теоретические основы и конкретные технологические процессы с использованием тиокарбамида.

Нами в лабораторных условиях проведены исследования по тиомочевинному выщелачиванию золота и серебра из руды месторождения Чоре. Месторождение Чоре представлено малосульфидными золотомышьяковыми рудами, причем преимущественное развитие имеют первичные (неокисленные) руды (95%). Основными минералами первичных руд являются пирит и арсенопирит. Нерудная часть представлена кварцем, полевыми шпатами и карбонатами. Содержание золота в руде – 2,8-8,2 г/т. Все золото тонкодисперсное и пылевидное (размер золотинок 3-12 мкм), на 50-65% золото связано с сульфидами (пиритом и арсенопиритом).

Руда предварительно была измельчена до 80% класса «- 0,074мм». Опыты по выщелачиванию проводились в стеклянных стаканах емкостью 500мл, мешалки применялись стеклянные с двумя лопастями. Навески руды для исследований – 100г. Отношение Т:Ж – 1:2. Навеска руды загружалась в склянку, приливался раствор тиомочевины и серная кислота, добавлялся окислитель и производилось перемешивание в течение определённого промежутка времени. Через 2,4,8 часов после начала опыта мешалку останавливали, и производился отбор аликвоты для определения pH и концентрации золота.

В растворах золото, серебро и мышьяк определялись методом атомно-абсорбционной спектроскопии.

Предварительные опыты проводили в 0,5%-ном растворе тиомочевины при концентрации серной кислоты 1,8% и 0,33% перекиси водорода, рН раствора был равен 4,3. Продолжительность опытов составляла 6 часов. При этом только 30,6% золота переходит в раствор (табл. 1).

С целью снижения рН раствора при выщелачивании руда первоначально была обработана серной кислотой при ее расходе 36,8 кг/т и времени обработки 2 часа. Был достигнут рН раствора, равный 3,2. Но и при этом извлечение золота осталось невысоким – 42,27%.

С целью улучшения процесса тиомочевинного выщелачивания пробы руды подверглись обжигу при температурах 200- 600⁰С в течение 2 часов.

Окисление пирита начинается при температуре 450 - 500⁰С. Процесс протекает с образованием в качестве промежуточного продукта пирротина $FeS_2 + O_2 = FeS + SO_2$, который окисляется до магнетита $3FeS + 5O_2 = Fe_3O_4 + 3SO_2$ и далее до гематита $2Fe_3O_4 + \frac{1}{2}O_2 = 3Fe_2O_3$.

При температурах выше 600⁰С окислению пирита предшествует его диссоциация с образованием пирротина $2FeS_2 = 2FeS + S_2$, который затем окисляется также до гематита.

Таблица 1

Извлечение металлов при тиомочевинном выщелачивании руды месторождения Чоре

| № опыта | Концентрация H ₂ O ₂ (30%), % | рН | Предварительная обработка | Извлечение, % | | |
|---------|---|-----|--|---------------|-------|-------|
| | | | | Au | Ag | As |
| 1 | 0,3 | 4,3 | без обработки | 30,60 | 41,17 | 4,76 |
| 2 | 0,3 | 3,2 | H ₂ SO ₄ 1,2% | 42,27 | 51,41 | 4,85 |
| 3 | 0,3 | 4,2 | обжиг 200 ⁰ С | 31,52 | 42,08 | 4,79 |
| 4 | 0,3 | 2,9 | обжиг 400 ⁰ С | 35,93 | 45,50 | 3,5 |
| 5 | 0,3 | 2,5 | обжиг 600 ⁰ С | 89,0 | 98,09 | 80,18 |
| 6 | 0,3 | 1,5 | обжиг 600 ⁰ С + кис.обработка | 91,21 | 96,94 | 81,09 |

Как видно из таблицы, при температуре обжига 600⁰С с последующим выщелачиванием тиомочевинной в раствор переходит Au – 89%; Ag– 98,09% и As – 80,18%. Последующая кислотная обработка в течение 2-х часов дает возможность повысить эти показатели. При этом извлечение металлов составляет: Au – 91,21%; Ag– 96,94% и As – 81,09%.

Был проведен цикл исследований для установления оптимальных условий выщелачивания руды, а именно, концентрации тиомочевины, серной кислоты, длительности процесса, разжижения пульпы. При этом в опытах использовалась обожженная при 600⁰С руда.

Влияние длительности процесса на процесс тиокарбамидного выщелачивания исследовали при концентрации тиомочевины 0,5%, серной кислоты 1,8% и перекиси водорода 0,33% (рис.1). Как показали результаты, в течение 2-х часов в раствор переходит: Au – 68,77%; Ag– 76,17% и As – 61,77%. Установлено, что при увеличении времени выщелачивания от 2-х до 6-ти часов степень извлечения всех компонентов увеличивается и достигает максимального значения (в %): Au – 89,19; Ag– 96,63 и As – 78,83. Дальнейшее увеличение длительности процесса не повышает степень выщелачивания золота, серебра и мышьяка.

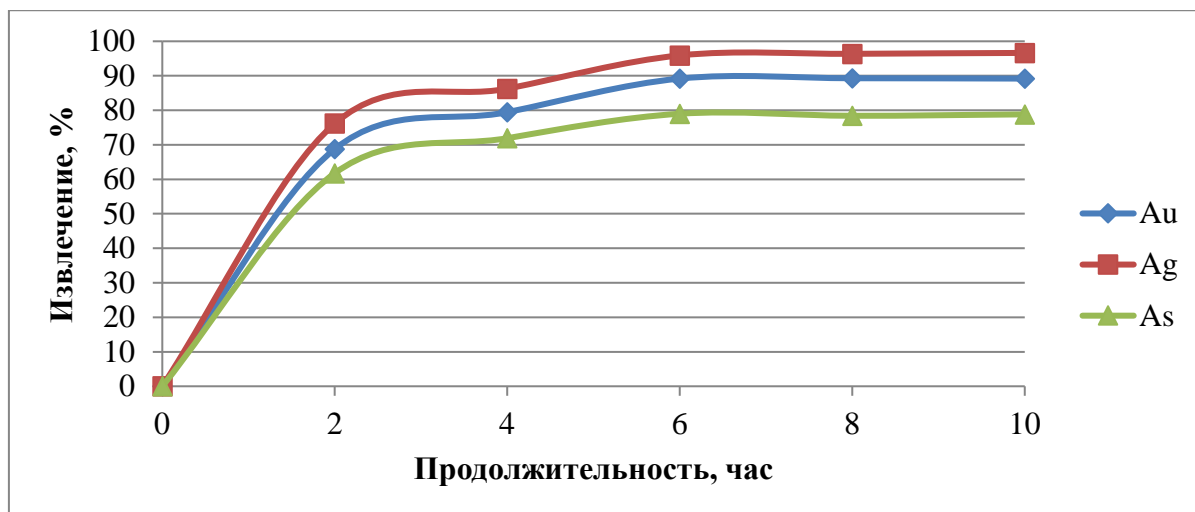


Рис.1. Зависимость степени выщелачивания золота, серебра и мышьяка в раствор тиомочевины от продолжительности процесса.

Влияние концентрации тиомочевины. Концентрация в растворе тиомочевины изменялась в пределах 0,25 – 2% при постоянной концентрации серной кислоты 1,8% и перекиси водорода 0,33%. Продолжительность опытов составляла 6 час. Как показывают результаты опытов, представленные на рис. 2а, скорость растворения золота, серебра и мышьяка находится в прямой зависимости от концентрации тиомочевины. Количество перешедшего в раствор золота, серебра и мышьяка повышается от Au – 77,16%; Ag – 79,31% и As – 71,64% при концентрации 0,25% и достигает своего максимального значения, %: Au – 88,81; Ag – 94,15 и As – 76,37 при увеличении концентрации тиомочевины до 2%. Дальнейшее увеличение концентрации тиомочевины не влияет на степень извлечения.

Влияние концентрации серной кислоты. Изучалось влияние кислой среды на скорость растворения золота и серебра в тиомочевине. Серная кислота вводилась в раствор в количестве 0,9 – 2,8%. Опыты проводились в 0,5%-ном растворе тиомочевины в присутствии 0,33% перекиси водорода при перемешивании в течение 6 часов.

Как следует из кривых растворения (рис. 2б), по мере повышения концентрации серной кислоты до 1,8% скорость растворения золота, серебра и мышьяка возрастает и при указанной концентрации кислоты составляет: Au – 88,62%; Ag – 95,60% и As – 77,45%, при этом $pH = 2,0$. Дальнейшее повышение концентрации кислоты не улучшает показатели выщелачивания. Таким образом, выщелачивание следует вести при 1,8 %-ной концентрации серной кислоты в растворе.

Влияние соотношения твердого к жидкому на процесс тиокарбамидного выщелачивания (рис.2в) исследовали при концентрации тиомочевины 0,5%, серной кислоты 1,8% и перекиси водорода 0,33% при продолжительности процесса 6 часов. Как видно из графика, оптимальным соотношением является Т:Ж = 1:2, при этом степень извлечения достигла: Au – 87,49%; Ag – 92,08% и As – 77,82%. При дальнейшем увеличении разжижения пульпы степень извлечения золота, серебра и мышьяка практически не меняется.

Влияние окислителя. В качестве окислителя при выщелачивании руды тиомочевинной изучалась перекись водорода.

Концентрация тиомочевины в опытах составляла 0,5%, серной кислоты 1,8%, соотношение Т:Ж 1:2, $pH = 2,0$ и продолжительность опытов 6 часов.

Результаты данной серии опытов, графически представленные на рис.2г, показывают, что в присутствии перекиси водорода при её концентрации 0,16% степень извлечения составила: Au – 69,38%; Ag – 75,40% и As – 64,28%. При повышении

концентрации окислителя до 0,33% степень извлечения золота, серебра и мышьяка в раствор достигла Au – 89,57%; Ag– 91,74% и As – 74,27%.

Таким образом, на основании проведенных исследований найдены следующие оптимальные условия тиокарбамидного выщелачивания руды месторождения Чоре: концентрация тиомочевина–0,5%, серной кислоты–1,8%, перекиси водорода–0,33%, соотношение Т:Ж = 1:2, продолжительность выщелачивания – 6 ч.

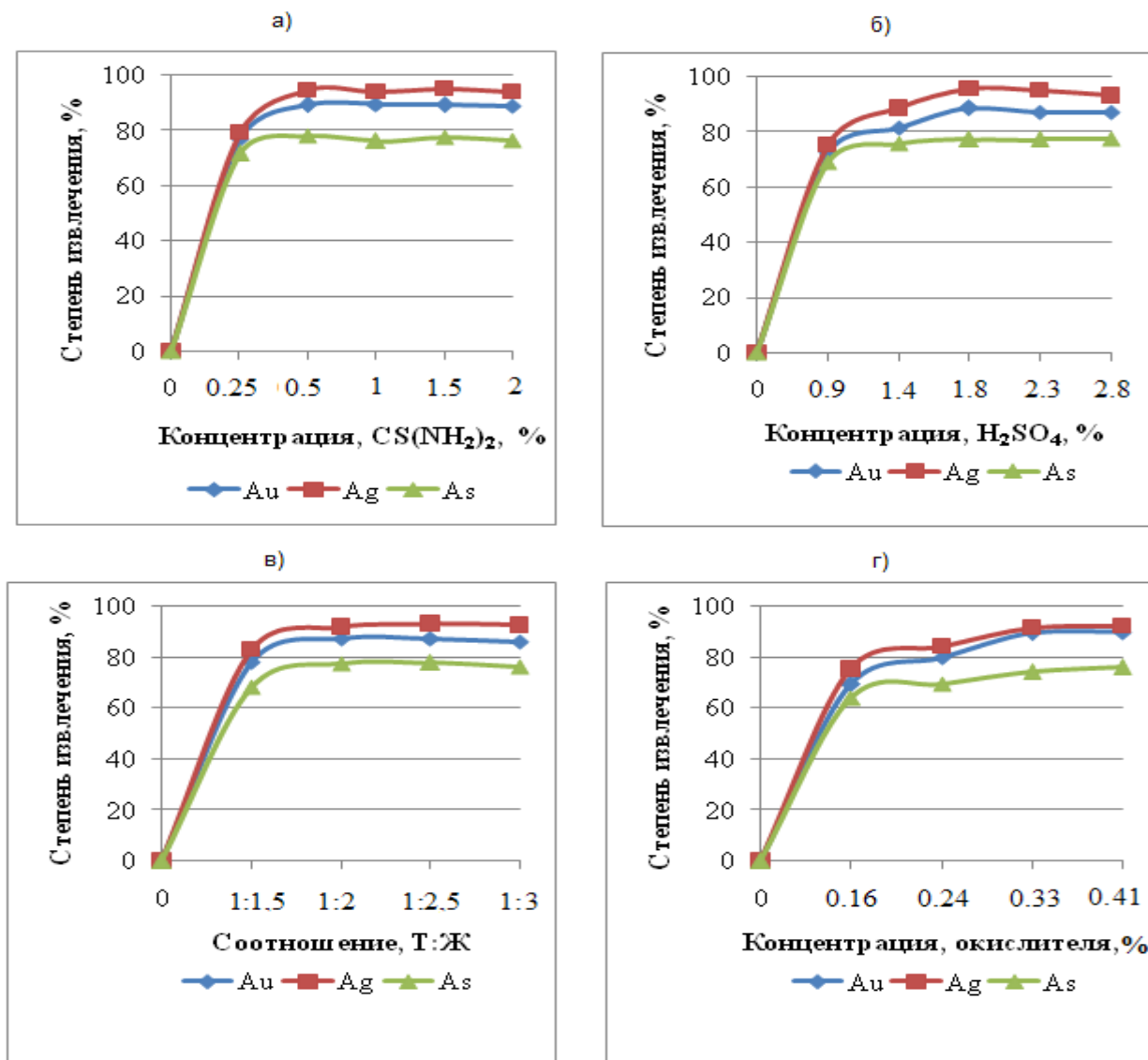


Рис. 2. Зависимость степени тиокарбамидного выщелачивания золота, серебра и мышьяка в раствор от: а) концентрации CS(NH₂)₂, %; б) концентрации H₂SO₄, %; в) соотношения Т:Ж; г) концентрации окислителя H₂O₂, %.

Литература:

1. Каковский И.А., Поташникова Ю.М. Кинетика процессов растворения. – М.: Металлургия, 1975, 224 с.
2. Анастасов В.В., Зайцев Р.В., Покидин У.В. – Горный журнал, 1993 №3, с. 30-36.
3. Аренс В.Ж., Черняк А.С. – Горный журнал, 1994, №12, с. 5-7.
4. Каравайко Г.И., Панин В.В., Крылова Л.Н. – Горный журнал, 1996. №1-2, с. 120-

ПРОГРАММНОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ СИСТЕМЫ ОПЕРАТИВНОГО УПРАВЛЕНИЯ ВНУТРИКАРЬЕРНЫМ РУДОПОТОКОМ

Адилханова Ж.А., Фарахов К.А., институт горного дела им. Д.А. Кунаева
РГП «НЦ КПМС РК» МИНТ РК, Алматы, Казахстан

На сегодняшний день одним из важнейших приоритетных направлений развития Республики Казахстан является выход на более высокий технико-технологический уровень производства и создание конкурентоспособной продукции во всех отраслях национальной экономики. В горнодобывающей отрасли достижение поставленной цели практически невозможно без создания и внедрения в технологический процесс эффективных информационных технологий мониторинга и управления, позволяющих значительно повысить эффективность горного производства и использования минеральных ресурсов, снизив при этом энерго- и материалопотребление.

От однородности качественного состава перерабатываемого сырья в значительной степени зависит эффективность работы горно-обогатительных предприятий в целом. Колебания качественных характеристик рудопотока на входе в обогатительный передел, приводят к нестабильной работе обогатительного комплекса. Вследствие чего руда уходит в виде потерь в отходы обогащения и увеличивается объем ее переработки, что приводит к увеличению себестоимости добычи и извлечения. Минимизация ущерба в данном направлении обеспечивается преимущественно с повышением качества мониторинга и оперативного управления процессом рудоподготовки в карьере и на обогатительном переделе с целью обеспечения обогатительной фабрики рудой со строго заданными технологией обогащения руд параметрами [1].

В настоящее время известны различные способы и методы повышения эффективности планирования добычных работ, однако зачастую они не позволяют осуществлять оперативную корректировку организации горно-транспортных работ, основанную на наличии качественной обратной связи со всеми объектами управления. В виду нестабильной горно-геологической ситуации в карьерном пространстве и низкой степени технической готовности экскаваторного парка необходимо обеспечить более гибкую организацию работы горно-транспортного комплекса и возможность оперативного контроля и своевременной корректировки качественных характеристик формируемого рудопотока. Решением последней является разработанная сотрудниками Института горного дела им. Д.А. Кунаева автоматизированная информационная система оперативного мониторинга и управления качественными характеристиками «Рудопоток» (АИСМ «Рудопоток»). Система базируется на результатах работы автоматизированной системы диспетчеризации горно-транспортных работ.

Программно формирование и визуализация отчетов по мониторингу руды осуществляется в три этапа. На первом этапе (блоки 1-29), подготовительном, осуществляется получение необходимых данных от системы диспетчеризации. Он, в свою очередь, подразделяется на три подэтапа – получение данных по экскаваторам (блоки 5-19), перегрузочным складам (блоки 20-29) и формирование начальных событий за смену. После заполнения в блоке 2 статических данных, т.е. данных, которые не нуждаются в расчетах, и очищения таблиц и получения либо обновления данных, необходимых для расчетов и отображения (блоки 3, 4) программа переходит непосредственно к получению данных. Изначально проверяется наличие в текущей смене экскаваторов, работающих по руде. В случае если экскаваторы существуют, программа составляет запрос на получение данных о плановых характеристиках руды в забоях этих экскаваторов. При последующем

переборе полученные в ответ плановые характеристики присваиваются необходимому экскаватору. Аналогично в последующих блоках осуществляется получение данных о расположении экскаватора, плановых характеристиках каждого склада, об экскаваторах, работающих на складах, и, в случае наличия, информация о причинах невыполнения шихты тем или иным экскаватором.

На третьем подэтапе (рис. 1) программа получает все события, прошедшие в текущей смене и подготавливает списки хранения данных (событий погрузки-разгрузки руды), записывая в них начальные значения.

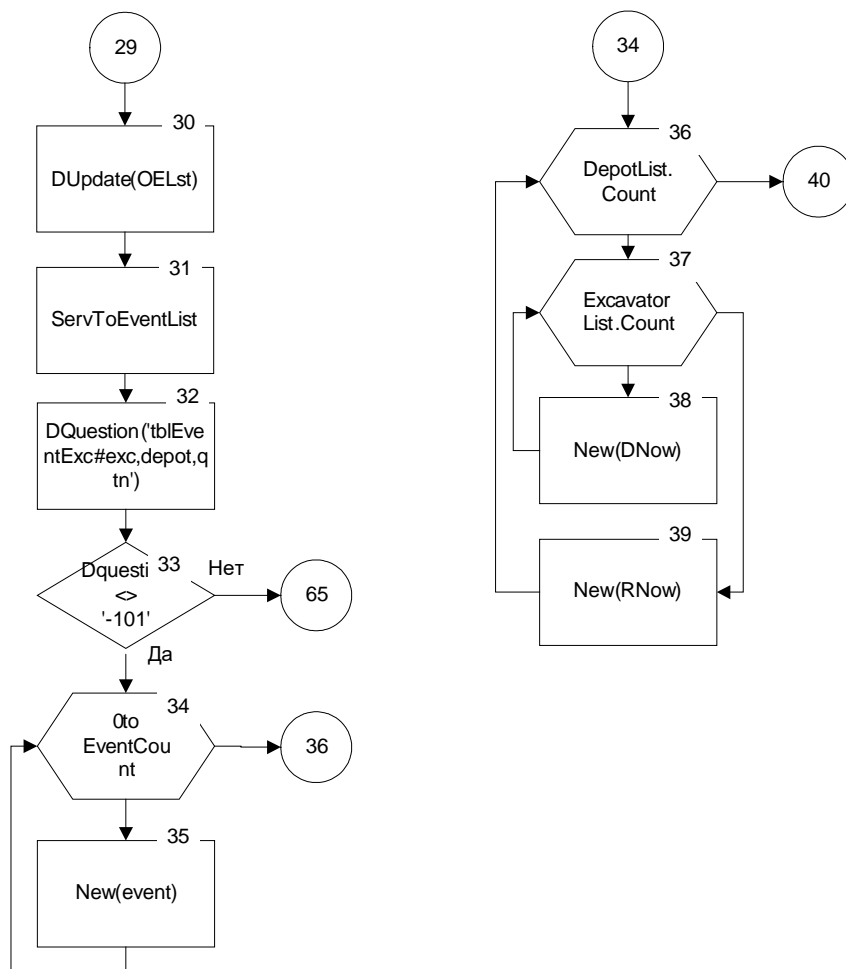


Рисунок 1 – Получение и обработка данных для мониторинга руды

С помощью процедуры DUpdate программа отправляет запрос на получение списка событий погрузки-разгрузки руды (Блок 30-32). Если новые события в текущей смене существуют (Блок 33), программа запускает перебор событий в блоке 34 и создает запись (Блок 35) в списке хранения данных. После этого в блоке 36 программа заполняет начальными значениями список событий экскаваторов по каждому складу и список событий складов на основе списка событий погрузки-разгрузки (блоки 30-35). Затем осуществляется перебор складов и экскаваторов (блок 36- 37), где создается элемент списка событий экскаваторов (Блок 38) с начальными данными: номер склада и номер экскаватора. После цикла, выполняющего перебор экскаваторов (Блок 37), создается элемент списка складов с начальным значением: номер склада.

После того, как получены все необходимые данные, программа переходит ко второму этапу, в котором на основе данных, полученных в предыдущем этапе, выполняется непосредственно расчет текущих качественно-количественных

характеристик по передвижению руды во внутрикарьерном пространстве (рис. 2). Расчет выполняется при условии наличия списка экскаваторов (Блок 40).

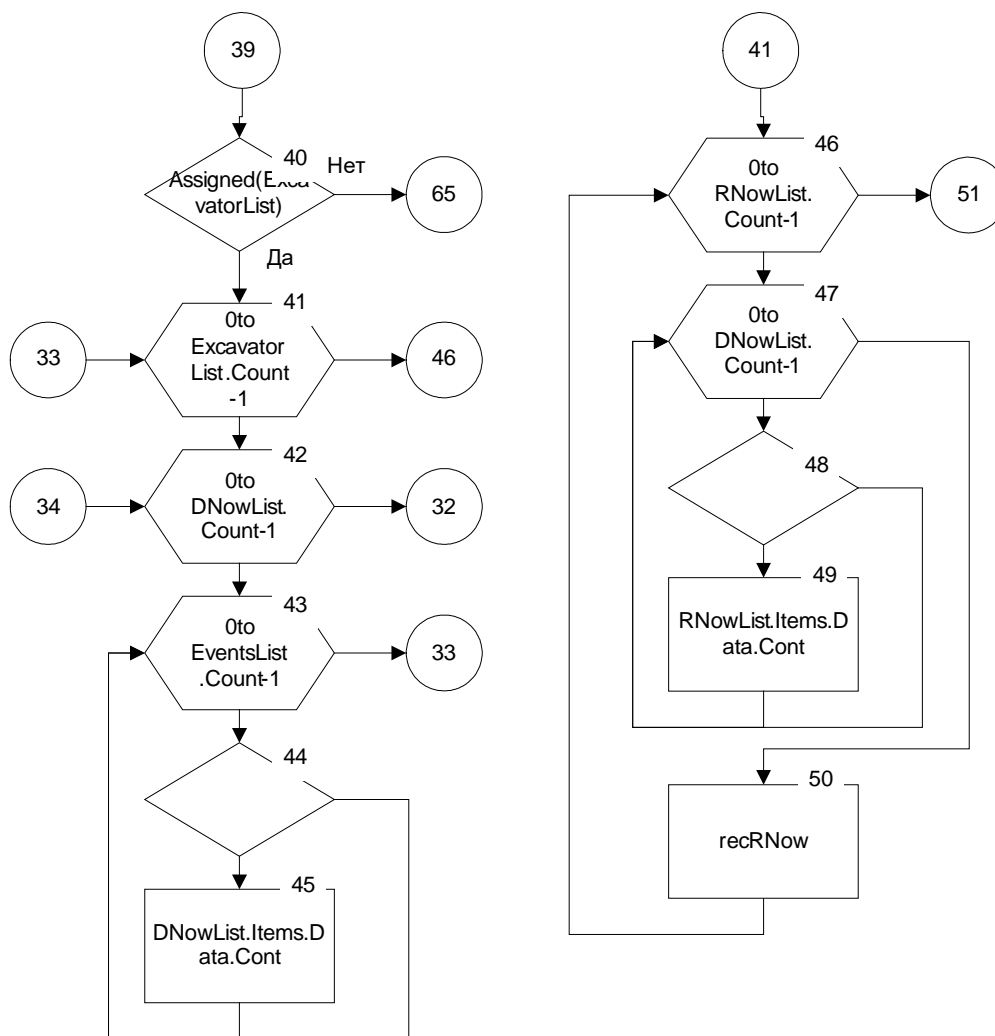


Рисунок 2 – Определение параметров внутрикарьерного рудопотока

Посредством перебора рудных экскаваторов (Блок 41), складов (Блок 42), произошедших в текущей смене событий погрузки-разгрузки руды (Блок 43) и прохождения условия (Блок 44) осуществляется расчет качества и количества руды от каждого рудного экскаватора для каждого склада (Блок 45). При прохождении блока 44 по каждому событию осуществляется проверка соответствия его номера склада и номера экскаватора вышеозначенным спискам из блоков 41 и 42. После расчета данных по каждому экскаватору на каждом складе осуществляется расчет качества и количества руды в целом для каждого склада (Блоки 46-49). Происходит перебор результирующего списка событий по каждому складу (Блок 46) и списка произошедших событий экскаваторов, с которых осуществлена разгрузка на данном складе (Блок 47). Если номера складов из двух списков тождественны (Блок 48), выполняется средневзвешенное сложение качественных и количественных характеристик событий по складам (Блок 49). По завершению перебора списка произошедших событий экскаваторов, с которых осуществлена разгрузка на складе (Блок 47), выполняется блок 50, в котором вычисляется качественный и количественный результат общего рудопотока на всех складах.

На третьем этапе (рис. 3) происходит заполнение и визуализация отчета по мониторингу рудопотоков от забоя до склада. Заполнение отчета происходит

относительно списка экскаваторов и списка складов. Переменные blnRNow и blnDept необходимы для одноразового заполнения данных в цикле, где используется перебор складов.

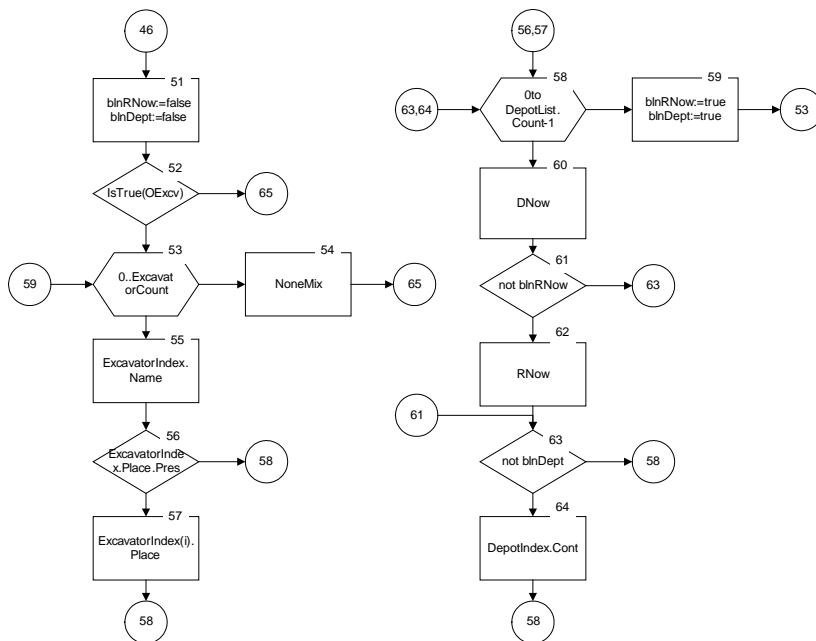


Рисунок 3 – Визуализация результатов мониторинга

УТВЕРЖДАЮ
Начальник цеха рудоподготовки
Иванов П.А.
* 14* апреля 2012 г.

ОТЧЕТ ПО МОНИТОРИНГУ РУДОПОТОКА от 14 марта 2012 г., смена 2 (Лист 1, Листов 3)

Таблица 1 - Выполнение сменной шихты*

| Номер экскаватора | №29 ЭК1 | №53 ЭК1 | Объем на склад тыс. т. | Привал на лабон | Руда из бурового сектора склада (подготовленная заплата) | Общий рудопоток | | | |
|-----------------------|------------|---------|------------------------|-----------------|--|------------------|------|------------|------------|
| Среднее | 5 | 80 | | | | Сопоставление, % | | | |
| Участок | ш | вб | | | | Объем тыс. т. | о, % | Вис.К.А. % | Вис.К.А. % |
| Борт | тр | вб | | | | | | | |
| Пакетная лавна | | | 22,00 | 30,55 | | | | | |
| Вспомогательная шихта | Объем | | 130,00 | | 130,00 | 3000,00 | 4,66 | 1,54 | 48,21 |
| | о, % | | 7,50 | | 7,50 | | | | |
| | Вис.К.А. % | | 1,40 | | 1,40 | | | | |
| | Вис.К.А. % | | 47,60 | | 47,60 | | | | |
| Средняя шихта | Объем | | 850,00 | 2080,00 | 2730,00 | | | | |
| | о, % | | 7,50 | 3,95 | 4,80 | | | | |
| | Вис.К.А. % | | 1,40 | 1,60 | 1,53 | | | | |
| | Вис.К.А. % | | 47,60 | 48,50 | 48,16 | | | | |
| Средняя шихта | Объем | | | 0,00 | 0,00 | | | | |
| | о, % | | | 0,00 | 0,00 | | | | |
| | Вис.К.А. % | | | 0,00 | 0,00 | | | | |
| | Вис.К.А. % | | | 0,00 | 0,00 | | | | |
| Средняя шихта | Объем | | 1040,00 | 1040,00 | | | | | |
| | о, % | | 3,95 | 3,95 | | | | | |
| | Вис.К.А. % | | 1,60 | 1,60 | | | | | |
| | Вис.К.А. % | | 48,50 | 48,50 | | | | | |
| Итого | | | | 3930,00 | | | | | |

Причины невыполнения шихты

* без учета остатков на складах на начало смены

Сметчик: Косовин П.М.
Сметчик приемки: Трофимов А.С.

Печать Обновить Выход

При существовании списка рудных экскаваторов (Блок 52) запускается их перебор (Блок 53), записываются наименования экскаваторов (Блок 55) и, при условии наличия данных (Блок 56), их местонахождение (Блок 57). Далее осуществляется перебор складов (Блок 58) и выводится список событий разгрузок от каждого рудного экскаватора в отдельности для каждого склада (Блок 60). С использованием логических переменных в блоке 62 выводится текущая информация о качественных и количественных показателях руды на каждом складе в отдельности, а в блоке 64 - плановые характеристики по складам. По завершению цикла по перебору экскаваторов (Блок 53) алгоритм переходит в блок 54, который осуществляет отображение в отчете причину невыполнения экскаваторами плановых показателей (Блок 54).

Результатом вышеописанных действий является визуализация в отчете следующих данных (рис. 3):

- ✓ наименование и месторасположение экскаваторов, работающих по руде;
- ✓ плановые характеристики складов;
- ✓ текущий объем и содержание привезенной от каждого экскаватора руды на каждом складе;
- ✓ общее текущее значение качественных и количественных характеристик привезенной руды на каждом складе;
- ✓ в случае необходимости, причины невыполнения заданной шихты экскаваторами;
- ✓ отправка руды с внутрикарьерного перегрузочного склада на дробильно-сортировочный комплекс;
- ✓ текущее состояние перегрузочного склада и др.

Таким образом, одной из важнейших задач, решенной в предлагаемой системе, является реализация автоматизированного мониторинга и управления качественными характеристиками внутрикарьерных рудопотоков в режиме реального времени. Система позволяет осуществлять: управление и оперативный контроль объемов и качества руды при погрузке, разгрузке на складе и отправке на фабрику; управление оборудованием и качеством руды в режиме реального времени; качественную шихтовку руды; анализ колебания качественных характеристик руды, оценку качества усреднения. Набор инструментов, предусмотренных в программе, позволяет оптимизировать характеристики рудопотоков предприятия для заданных критериев качества руды и имеющихся технологических ограничений, планировать последовательность отработки выемочных блоков для получения рудопотоков требуемого качества. Система обеспечивает стабилизацию показателей качества руды; снижение энергозатрат на переработку дополнительных объемов горной массы; сокращение объемов полезного компонента в хвостах переработки; снижение себестоимости добычных работ и переработки руды.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Ракишев Б.Р. Системы и технологии открытой разработки. – Алматы: НИЦ «Гылым», 2003. – 243 с.

МЕТОД КОНЕЧНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ ДЛЯ РАСЧЕТА СЕЙСМИЧЕСКОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ ПРИ МАССОВОМ ВЗРЫВЕ

Райымкулов М.А. (rmarat@istc.kg), Воробьев Д.А. (vorobev@istc.kg), Борисенко В.А.
Институт коммуникаций и информационных технологий КРСУ

Введение. Моделирование распределения сейсмических волн в массиве при массовых взрывах позволяет оценивать сейсмическое воздействие на различные сооружения, расположенных вблизи ведения горных работ. В качестве оценки сейсмостойкости приняты максимальные ускорения, скорости колебания и максимальные смещения. В силу того, что скорости смещения грунта при сейсмическом воздействии лучше коррелируют с повреждениями сооружений, в горном деле нормируются предельно допустимые скорости смещения грунта $\dot{u}_{кр}$. Деформации и разрушения сооружений, расположенных на одинаковых грунтах происходят в случае, когда $\dot{u} \geq \dot{u}_{кр}$.

Скорость смещения основания при массовом взрыве может быть вычислена согласно формуле Садовского [1]:

$$\dot{u} = \alpha \left(\frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right)^{1.5}, \quad (1)$$

где $\{\dot{u}\}$ - скорость смещения, α - коэффициент пропорциональности, зависящий от технологии взрывных работ и от свойств среды, Q - масса одновременно взрывааемых зарядов, R - расстояние от зарядов до точки замера интенсивности колебания. Выражение (1) дает качественную оценку ожидаемого сейсмического воздействия, при этом данная оценка имеет низкую точность, поскольку в ней пренебрегаются многие факторы, существенно влияющие на динамику сейсмического воздействия: геология среды и параметр взрыва.

Для более точной оценки сейсмического воздействия используется метод регистрации скоростей и ускорений поверхностей грунта под защищаемым объектом при ведении массовых взрывов и сравнение фактических скоростей и ускорений с максимально допустимыми расчетными скоростями и ускорениями. Однако данный метод не позволяет проследить за динамикой распространения сейсмического воздействия во всем массиве, в том числе и на сооружения.

Наряду с методом регистрации разрабатываются программные продукты, в которых моделируется процесс сейсмического распространения, что позволяет исследовать различные аспекты динамики сейсмического воздействия. Расчет сейсмического воздействия на сооружения посредством прямого интегрирования уравнений движений применяется в таких программных пакетах как ЛИРА-САПР [2], ANSYS [3], в свободно распространяемой программе AdventureImpact [4] и др. В данной статье рассматривается численная модель, позволяющая рассчитывать распространение сейсмических колебаний при массовых взрывах.

Методика расчета. Рассмотрим систему, состоящую из конечного числа узлов, связанных между собой упругими связями. Тогда на каждый узел действуют силы четырех типов: внешняя приложенная сила $f(\vec{r}, t)$, сила инерции F_{Ij} , сила затухания F_{Dj} и сила упругости F_{Sj} . Для каждой степени свободы уравнения динамического равновесия узла имеет вид:

$$F_{ij} + F_{Dj} + F_{Sj} = f_j(t) \quad (2)$$

или в матричной форме:

$$\{F_{ij}\} + \{F_D\} + \{F_S\} = \{f\}. \quad (3)$$

Силу упругости удобно выразить через соответствующую систему коэффициентов:

$$F_{Sj} = \sum_i k_{ij} u_i, \quad (4)$$

где k_{ij} соответствует значению силы, действующей в координате i , при единичном перемещении координаты j .

Выражение для силы упругости перепишем в матричной форме:

$$\begin{Bmatrix} F_{S1} \\ F_{S2} \\ F_{S3} \\ \dots \end{Bmatrix} = \begin{bmatrix} k_{11} & k_{12} & k_{13} & \dots \\ k_{21} & k_{22} & k_{23} & \dots \\ k_{31} & k_{32} & k_{33} & \dots \\ \dots & & & \dots \end{bmatrix} \begin{Bmatrix} u_1 \\ u_2 \\ u_3 \\ \dots \end{Bmatrix} \quad (5)$$

или

$$\{F_S\} = [K]\{u\}, \quad (6)$$

где $[K]$ - матрица жесткости, зависящая от физических и геометрических свойств материалов, $\{u\}$ - вектор смещений.

Силы затухания пропорциональны скоростям, т.е.

$$\{F_D\} = [C]\{\dot{u}\}, \quad (7)$$

где $[C]$ - матрица затухания или матрица демпфирования, $\{\dot{u}\}$ - вектор скоростей.

Таким образом, выражение (2) может быть представлено в виде пространственно-дискретизированных эллиптических уравнений структурной динамики:

$$[M]\{\ddot{u}\} + [C]\{\dot{u}\} + [K]\{u\} = \{f\}, \quad (8)$$

где $[M]$ - матрица масс, $\{\ddot{u}\}$ - векторы ускорений. Данное уравнение представляет собой условие динамического равновесия системы, с учетом всех степеней свободы.

Приведенное уравнение для временных последовательностей абсолютных смещений каждого из узлов конечно-элементной модели под действием динамических нагрузок является расчетной моделью для свободно-распространяемой программы с открытым кодом AdventureImpact [4].

Аппроксимируем значение ускорений и скоростей на n временном шаге, используя метод центральных разностей:

$$\{u\}_n = \frac{\{u\}_{n+1} - 2\{u\}_n + \{u\}_{n-1}}{(\Delta t)^2}, \quad (9a)$$

$$\{\dot{u}\}_n = \frac{\{u\}_{n+1} - \{u\}_{n-1}}{2\Delta t}, \quad (9b)$$

здесь: Δt - временной шаг; $\{u\}_{n+1}$, $\{u\}_{n-1}$ - величины смещений на $(n+1)^{th}$ и $(n-1)^{th}$ шагах соответственно.

Подставляя выражения скоростей и ускорений в уравнение движения, получаем дискретизацию по времени:

$$\left(\frac{1}{(\Delta t)^2} [M] + \frac{1}{2\Delta t} [C] \right) \{u\}_{n+1} = \{f\}_n - \left([K] - \frac{2}{(\Delta t)^2} [M] \right) \{u\}_n - \left(\frac{1}{(\Delta t)^2} [M] + \frac{1}{2\Delta t} [C] \right) \{u\}_{n-1} \quad (10)$$

Матрица сопротивления в общем случае имеет вид

$$[C] = \alpha[M] + \beta[K] + \sum \beta_j [K_j], \quad (11)$$

где α, β - некоторые коэффициенты.

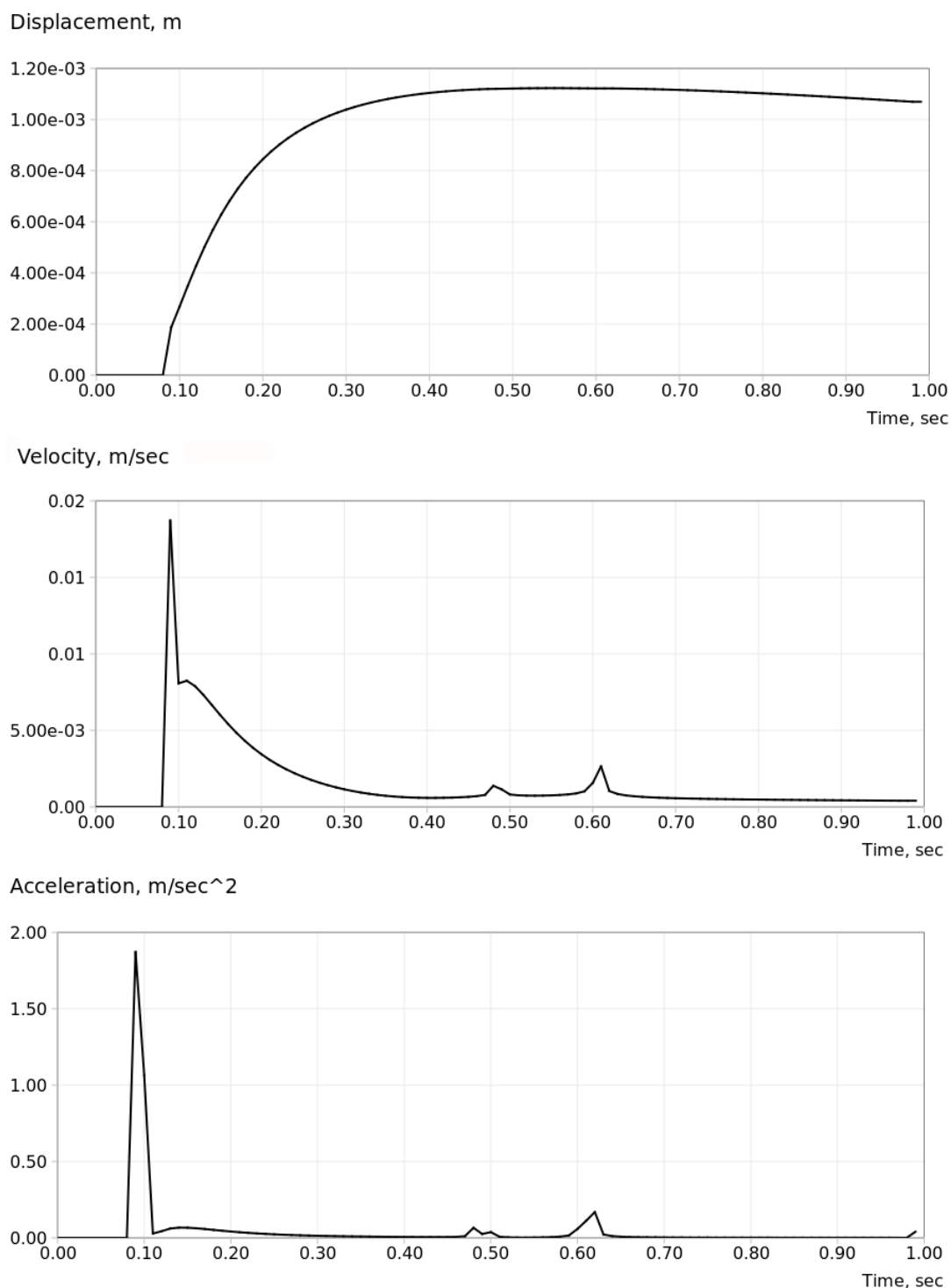


Рис.1 Графики смещения, велосиграмма и акселорграмма в точке кровли подземной выработки, расположенной на расстоянии 200 м от контура взрывания: мгновенный взрыв, 50 скважин. Основная среда - алевролит

Линеаризированная модель. При учете взаимодействия только между ближайшими соседними узлами, силу упругости (4) можно записать в следующем виде:

$$\bar{F}_{Si,j,k} = k[(\bar{u}_{i,j,k} - \bar{u}_{i-1,j,k}) + (\bar{u}_{i,j,k} - \bar{u}_{i+1,j,k}) + (\bar{u}_{i,j,k} - \bar{u}_{i,j-1,k}) + (\bar{u}_{i,j,k} - \bar{u}_{i,j+1,k})] + k[(\bar{u}_{i,j,k} - \bar{u}_{i,j,k-1}) + (\bar{u}_{i,j,k} - \bar{u}_{i,j,k+1})] \quad (12)$$

а силу затухания определим как:

$$\bar{F}_{Di,j,k} = C[(\dot{u}_{i,j,k} - \dot{u}_{i-1,j,k}) + (\dot{u}_{i,j,k} - \dot{u}_{i+1,j,k}) + (\dot{u}_{i,j,k} - \dot{u}_{i,j-1,k}) + (\dot{u}_{i,j,k} - \dot{u}_{i,j+1,k})] + C[(\dot{u}_{i,j,k} - \dot{u}_{i,j,k-1}) + (\dot{u}_{i,j,k} - \dot{u}_{i,j,k+1})] \quad (13)$$

В непрерывном виде уравнение движение для данной модели имеет вид волнового уравнения с затухание:

$$\frac{\partial^2 u}{\partial t^2} - \frac{1}{v^2} \frac{\partial^2 u}{\partial x^2} + c \frac{\partial^3 u}{\partial t \partial x^2} = f(x, t), \quad (14)$$

где $f(x, t)$ - воздействующая внешняя сила. Данная модель детально рассматривалась в работах [5], [6].

Расчеты. При расчете на программе AdventureImpact, в качестве входных данных, определяющих физико-механические свойства горных пород, использованы модуль Юнга, коэффициент Пуассона, удельная плотность породы и коэффициент ударной вязкости. Для описания динамического воздействия в модели использованы функции распределения нагрузок и смещений. При этом учитывается тот факт, что до 50% энергии взрыва распределяется на сейсмическое воздействие, представляющее собой упругие колебания среды. При этом сейсмические колебания начинаются за зоной дробления на расстоянии 60-80 диаметра заряда [1] – это соответствует области задания нагрузок.

Выходными данными программы являются величины смещений в узлах конечно-элементной модели для различных моментов времени. На основе получаемых значений величин смещений можно судить о качественной картине сейсмического воздействия, распределения скоростей смещения на различные сооружения и т.д.

На рис.1 представлены результаты численного моделирования сейсмического воздействия на горный массив при мгновенном взрыве. Сейсмическая нагрузка задавалась в виде временных графиков нагрузки, приложенных к узлам скважин. Подготовка исходных данных для расчета (создание конечно-элементной модели, задание прочностных характеристик пород, подготовка диаграмм смещений, установка начальных и граничных условий и т.д.) выполнена при помощи программы ImpactMesher. Конечноэлементная модель массива включает в себя 4.7 млн. тетраэдральных элементов. Для визуализации результатов моделирования использовалась программа ParaView.

Литература:

1. Додис Я.М., Нифадьев В.И. Разрушение горных пород при бурении и взрыве. Бишкек, 2006 – 373 с.
2. <http://www.liraland.ru>
3. <http://www.ansys.com>
4. <http://adventure.q.t.u-tokyo.ac.jp>
5. Долгушев В.Г., Воробьев Д.А., Райымкулов М.А. Особенности расчета диссипации энергии при моделировании развала горной массы. Передовые технологии на карьерах, сборник докладов, 7-10 сентября, 2010г.
6. Воробьев Д.А., Райымкулов М.А. Численное моделирование динамики рудных тел в процессе взрывания горной массы. Передовые технологии на карьерах, сборник докладов, 6-9 сентября, 2011г.
7. Назаров Ю.П. Аналитические основы расчета сооружений на сейсмические воздействия: -М.: Наука, 2010. - 468 с.
8. А. С. Городецкий, И. Д. Евзеров. Компьютерные модели конструкций. Киев: издательство «Факт», 2007. — 394 с.

АНАЛИЗ ВОЗМОЖНЫХ СМЕЩЕНИЙ НАИБОЛЕЕ ОПАСНЫХ
УЧАСТКОВ БОРТОВ КАРЬЕРА

Демиденко А.П. (demidenko@istc.kg), Институт коммуникаций и информационных технологий, КРСУ

Ранее автором был выполнен выбор адекватной модели прогноза возможного смещения наблюдаемых реперов и получен прогноз смещения реперных точек с наибольшей скоростью смещения, что позволяет определить наиболее опасные участки бортов карьера. Темой данного доклада является анализ результатов наблюдений наиболее опасных участков с целью предсказания возможного зарождения и развития оползня. Такой анализ базируется на том факте [1], что скольжение грунта в процессе зарождения и развития оползня происходит из-за локальных разделений и разрушений блоков массива. Скольжение развивается, только если разделенные блоки приспособят их взаимное движение, изменение скорости и направления скольжения и сгруппируются в кластеры блоков. Эти кластеры формируются иерархически, что требует их воссоединения и разделения в процессе скольжения. Границы этих кластеров могут создаваться за счет дезинтеграции блоков массива, которые находятся в кластерной мозаике. В [2], было показано что приращения необратимых сдвижений массива горных пород являются гораздо более информативными, чем суммарные сдвижения. Это обусловлено тем, что положительный или отрицательный знак либо поворот вектора сдвижений вправо или влево могут вычитаться друг от друга и таким образом, данные вектора исчезнут, что повлечет за собой существенную потерю информации.

Анализ возможных смещений наиболее опасных участков базировался на выборе наиболее критичных точек. Это наблюдаемые точки имеют идентификационные номера 3954-10, 3962-78, 3962-74, 3938-88. Точки расположены на северо-западном и западном бортах карьера и их скорость смещения не ниже 0,03 мм/ч. Других точек со скоростями, выше указанных, в приведенных наблюдениях нет. Такой выбор для дальнейшего исследования получен с помощью автоматизированной системы и хорошо согласуется с нормативными документами. Анализ проводится следующим образом. Для выделенных точек (назовем их базовыми) находятся ближайшие реперные точки, по которым имеется информация о скоростях смещения. Далее по каждому месяцу за период наблюдения осуществляется определение разницы в скоростях смещения между базовыми точками и их окружением. На основе этих результатов делается вывод о возможных локальных разделениях и разрушениях, приводящих к формированию дезинтегрированного блока, смещающегося со скоростью большей чем у соседних, и потому потенциально более опасному с точки зрения образования оползня.

В качестве базовой рассмотрим точку 3954-10. Ее ближайшее окружение представлено на рис.1. В таблице 1 приведены результаты наблюдений скорости смещения точки 3954-10 и ее ближайшего окружения: точек 3946-5, 3914-41, 3978-114, 3978-111, 3962-78. На рис.2 и рис.3 изображены соответственно графики скоростей смещения этих точек и разницы скоростей смещения соседних точек относительно базовой. Анализ приведенных графиков показывает, что в интервале июль-сентябрь наиболее опасными с точки зрения образования оползня являются участки карьера вблизи реперов 3962-78 и 3914-41, а в интервале сентябрь-ноябрь - участок, примыкающий к реперу 3954-10. Подобный анализ проведем для точки 3962-74, приняв ее в качестве базовой. На рис.4 видно ближайшее окружение базовой точки 3962-74. В таблице 2 приведены результаты наблюдений скорости смещения точки 3962-74 и ее ближайшего

окружения: точек 3962-72, 3938-60, 3938-61. Информации о скорости смещения других точек, образующих ближайшее окружение точки 3962-74 в базе данных нет.

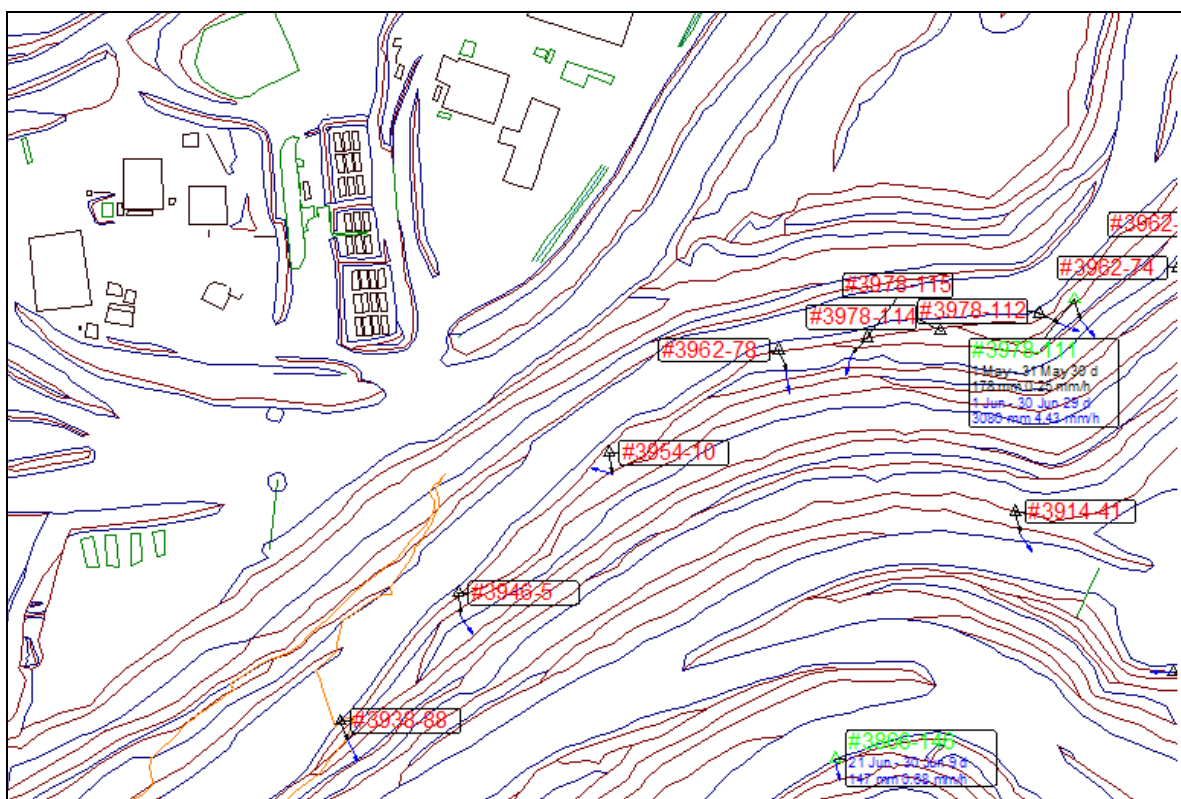


Рис.1. Базовая точка 3954-10 и ее окружение.

Таблица 1.

| Номер точки | Скорость смещения (мм/час) | | | | | | | | | | | |
|---|----------------------------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|--------|--------|--------|
| | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 10 | 11 | 12 |
| Номер месяца | | | | | | | | | | | | |
| Северо | | | | | | | | | | | | |
| 3954- - Запад. | | | | | | | | | | | | |
| 10 борт | 0,0443 | 0,0822 | 0,0332 | 0,1634 | 0,2011 | 0,3501 | 0,2624 | 0,0699 | 0,7992 | 0,9422 | 0,2484 | 1,1819 |
| 3946-5 | 0,0906 | 0,2309 | 0,0103 | 0,0437 | 0,0717 | 0,0671 | 0,2216 | 0,0370 | 0,1796 | 0,0853 | 0,1383 | 0,0230 |
| 3914-41 | 0,1017 | 0,0967 | 0,0139 | 0,0237 | 0,0449 | 0,1850 | 0,2723 | 0,1306 | 1,8010 | | | |
| 3978-114 | 0,0070 | 0,0032 | | 0,0130 | 0,0041 | 0,0056 | 0,0053 | 0,0157 | 0,0274 | 0,0283 | 0,0211 | |
| 3962-78 | 0,0586 | 0,2144 | 0,0462 | 0,1711 | 0,1630 | 0,0985 | 0,2258 | 2,5560 | 0,1499 | 0,0785 | 0,1356 | 0,1356 |
| Разница скоростей базовой точки 3954-10 и окружающих (мм/час) | | | | | | | | | | | | |
| 3954-10 – | | | | | | | | | | | | |
| 3946-5 | -0,0463 | -0,1487 | 0,0229 | 0,1197 | 0,1294 | 0,2830 | 0,0408 | 0,0329 | 0,6196 | 0,8569 | 0,1101 | 1,1589 |
| 3954-10 – | | | | | | | | | | | | |
| 3914-41 | -0,0574 | -0,0145 | 0,0193 | 0,1397 | 0,1562 | 0,1651 | -0,0099 | -0,0607 | -1,0018 | 0,9422 | 0,2484 | 1,1819 |
| 3954-10 – | | | | | | | | | | | | |
| 3978-114 | 0,0373 | 0,0790 | 0,0332 | 0,1504 | 0,1970 | 0,3445 | 0,2571 | 0,0542 | 0,7718 | 0,9139 | 0,2273 | 1,1819 |
| | 0,0009 | 0,0615 | 0,0332 | 0,1405 | -0,0328 | -3,9549 | -6,1106 | 0,0699 | 0,7992 | 0,9422 | 0,2484 | 1,1819 |
| 3954-10 – | | | | | | | | | | | | |
| 3962-78 | -0,0143 | -0,1322 | -0,0130 | -0,0077 | 0,0381 | 0,2516 | 0,0366 | -2,4861 | 0,6493 | 0,8637 | 0,1128 | 1,0463 |

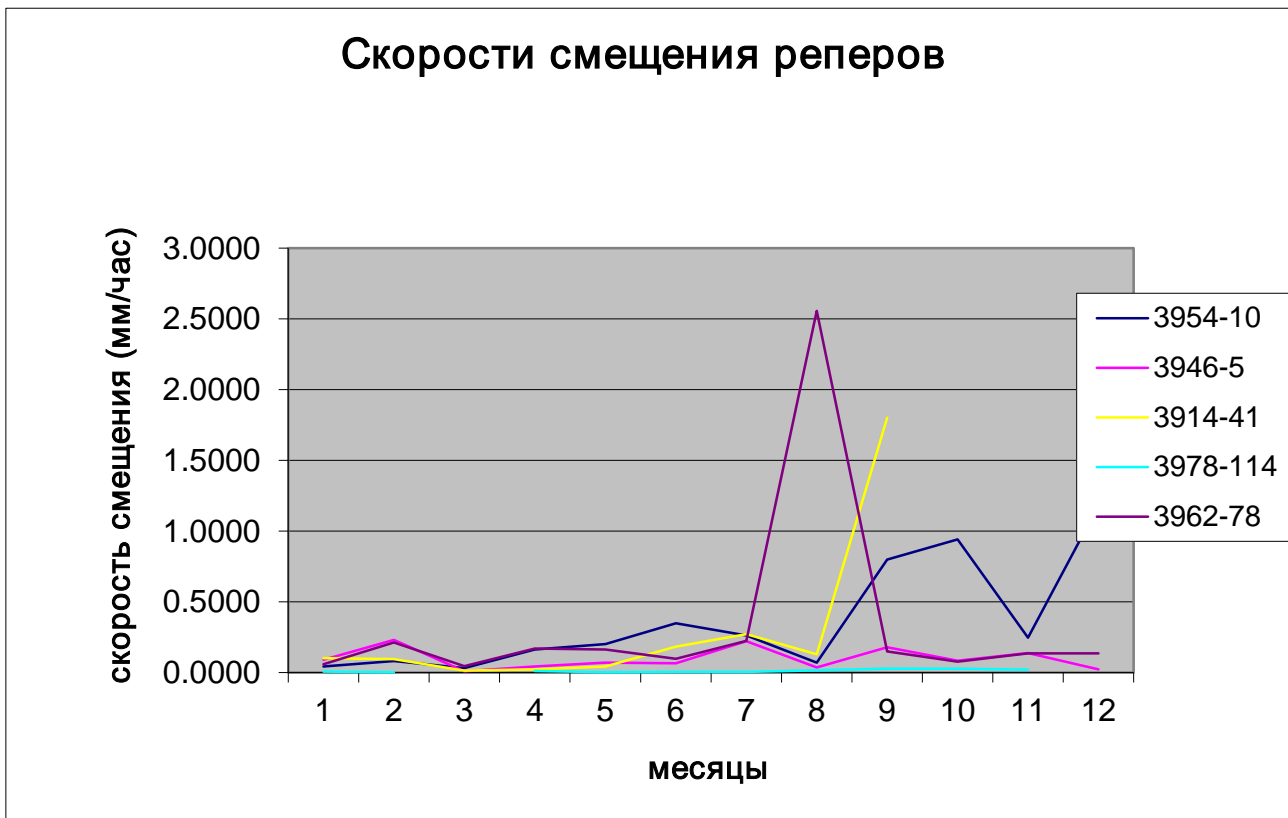


Рис.2. Скорости смещения базовой точки 3954-10 и точек, входящих в ее ближайшее окружение.

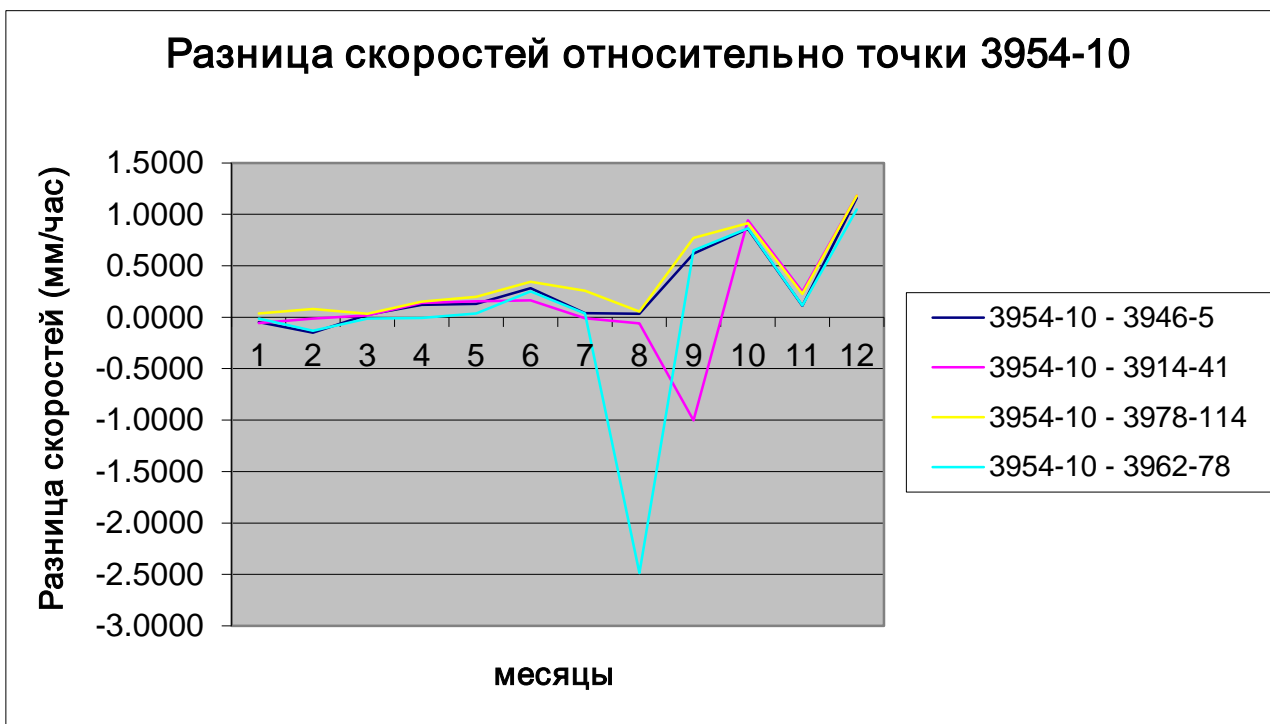


Рис.3. Разница скоростей смещения точек ближайшего окружения относительно базовой 3954-10.

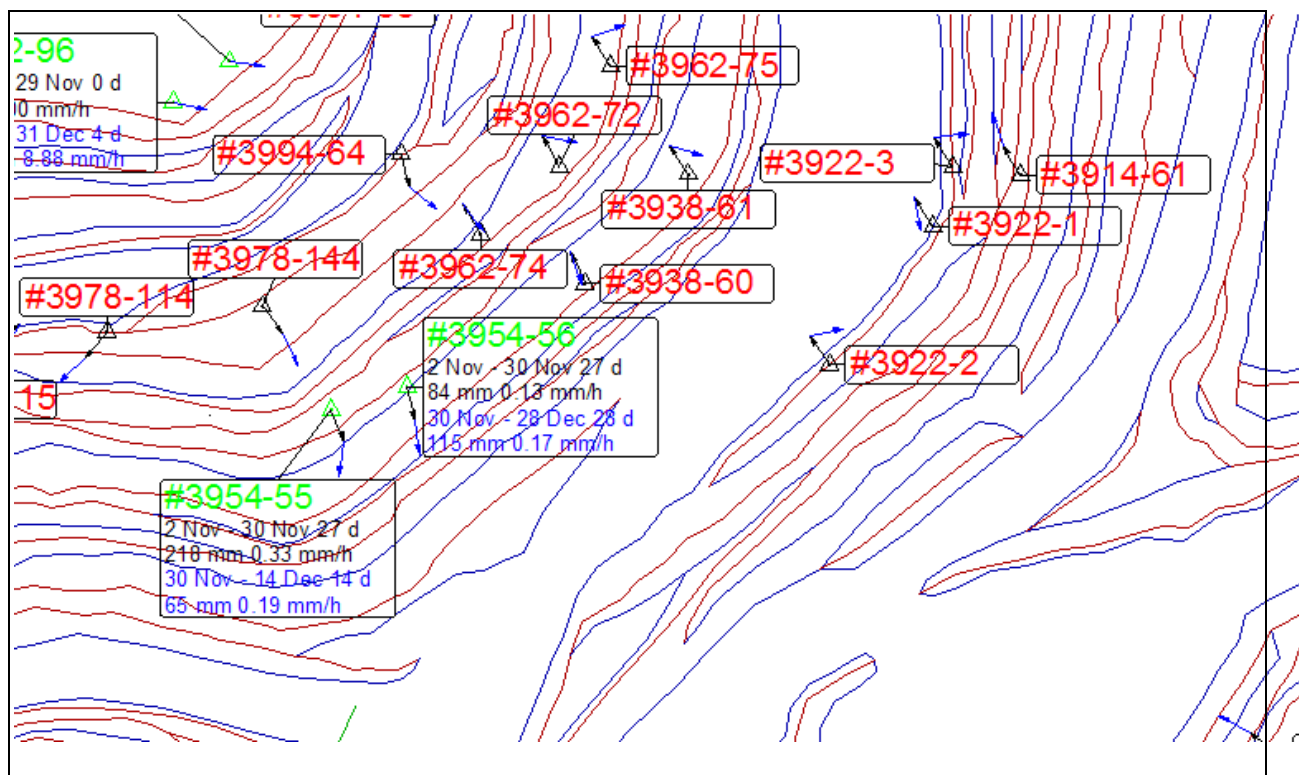


Рис.4. Базовая точка 3962-74 и ее окружение

Таблица 2

| Номер точки Номер месяца | Скорость смещения (мм/час) | | | | | | | | | | | |
|---|----------------------------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|
| | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 10 | 11 | 12 |
| Запад | | 0,142 | | | | | | | | | | |
| 3962-74 борт | 0,0454 | 4 | 0,0388 | 0,1530 | 0,1206 | 0,0743 | 0,1991 | 0,0508 | 0,3271 | 0,0802 | 0,1407 | 0,1106 |
| | | 0,097 | | | | | | | | | | 0,1179 |
| 3962-72 | 0,0287 | 4 | 0,0378 | 0,0349 | 0,0060 | 0,0651 | 0,1927 | 0,0140 | 0,1459 | 0,1769 | 0,0913 | |
| | | 0,122 | | | | | | | | | | 0,1225 |
| 3938-60 | 0,0778 | 5 | 0,0140 | 0,1006 | 0,0234 | 0,0305 | 0,1865 | 0,0180 | 0,1164 | 0,0776 | 0,1019 | |
| | | 0,106 | | | | | | | | | | 0,1165 |
| 3938-61 | 0,0267 | 5 | 0,0336 | 0,0531 | 0,0268 | 0,0449 | 0,1873 | 0,0084 | 0,0968 | 0,0791 | 0,0633 | |
| Разница скоростей базовой точки 3962-74 и окружающих (мм/час) | | | | | | | | | | | | |
| 3962-74 – 3962-72 | 0,0167 | 0,0450 | 0,0010 | 0,1181 | 0,1146 | 0,0092 | 0,0064 | 0,0368 | 0,1812 | 0,0967 | 0,0494 | 0,0073 |
| 3962-74 – 3938-60 | 0,0324 | 0,0199 | 0,0248 | 0,0524 | 0,0972 | 0,0438 | 0,0126 | 0,0328 | 0,2107 | 0,0026 | 0,0388 | 0,0119 |
| 3962-74 – 3938-61 | 0,0187 | 0,0359 | 0,0052 | 0,0999 | 0,0938 | 0,0294 | 0,0118 | 0,0424 | 0,2303 | 0,0011 | 0,0774 | 0,0059 |

На рис.5 и рис.6 изображены соответственно графики скоростей смещения этих точек и разницы скоростей смещения соседних точек относительно базовой. Анализ приведенных графиков показывает, что в интервале июль-сентябрь наиболее опасными с точки зрения образования оползня являются участки карьера, включающие базовую точку

3962-74 и ее ближайшее окружение, поскольку все они имеют тенденцию к увеличению скорости смещения на этом временном интервале.

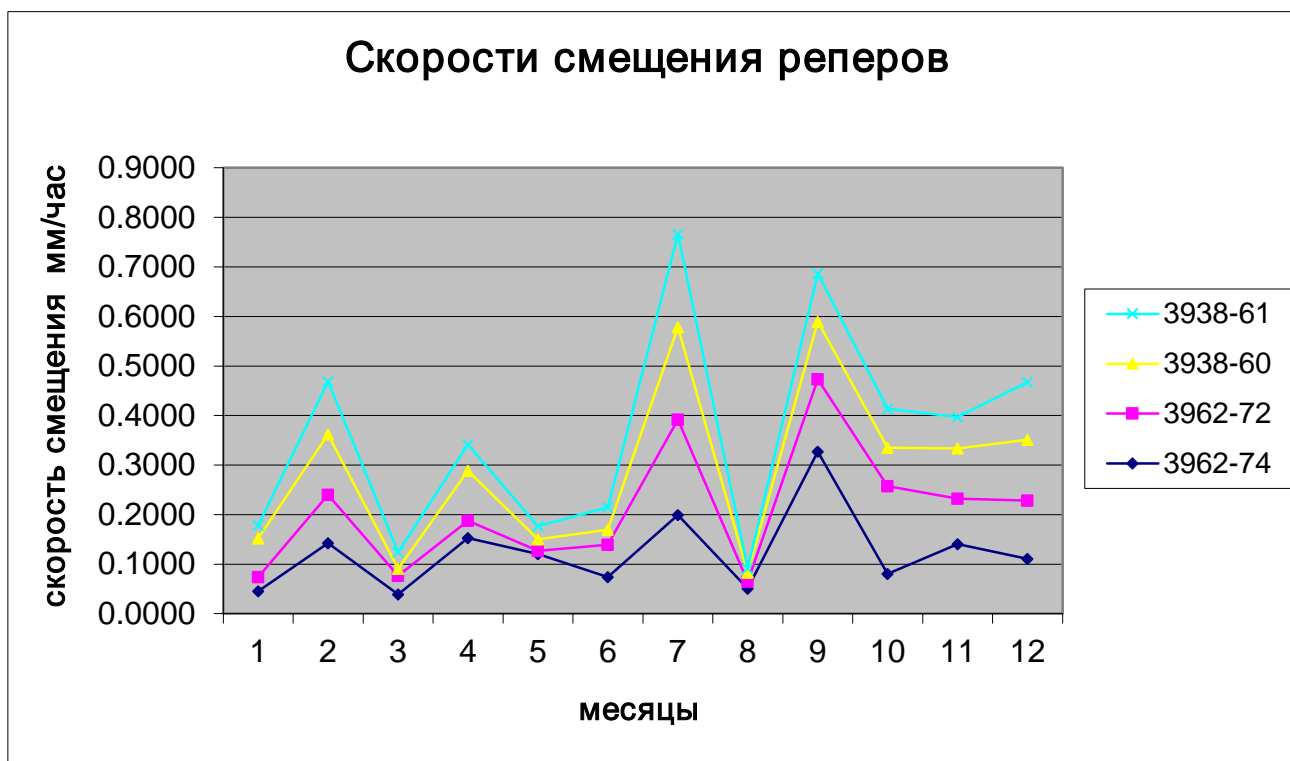


Рис.5. Скорости смещения базовой точки 3962-74 и точек, входящих в ее ближайшее окружение

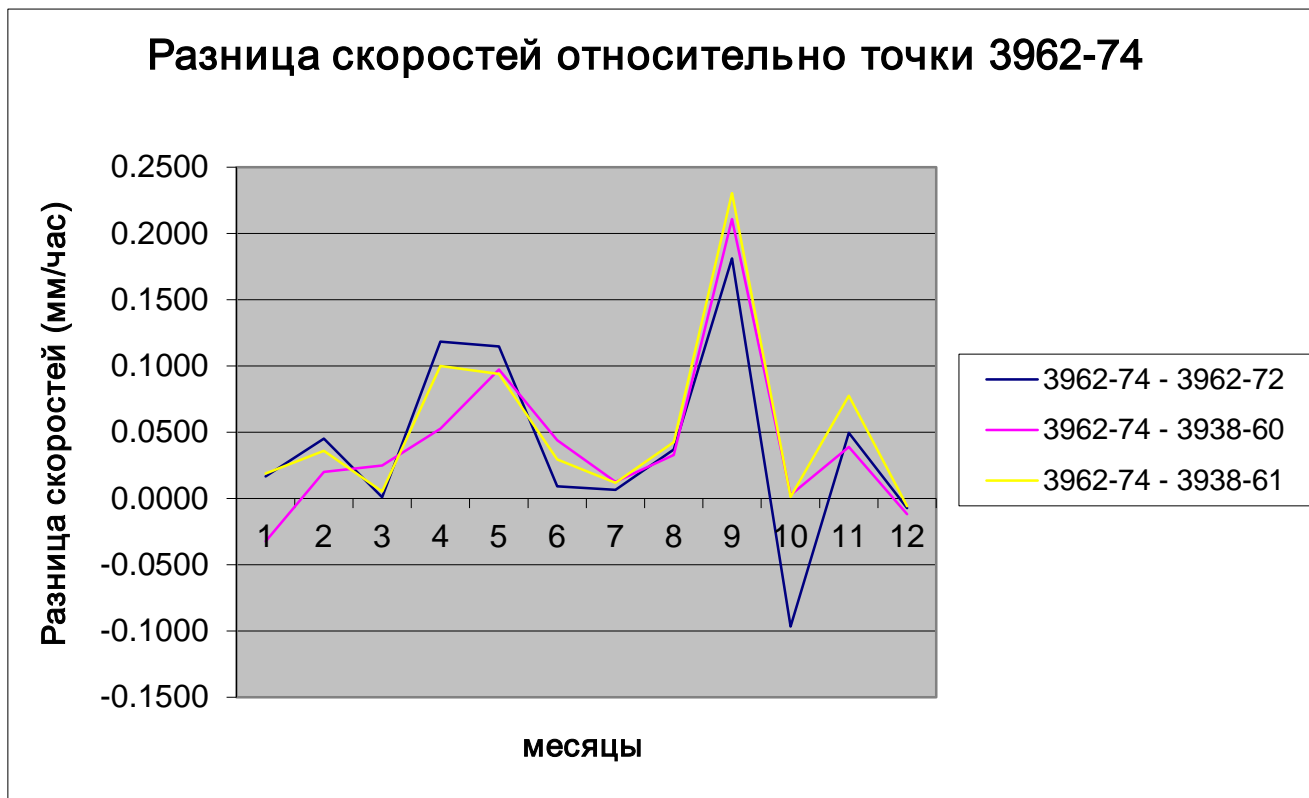


Рис.6. Разница скоростей смещения точек ближайшего окружения относительно базовой 3962-74

Литература

1. И.В.Назименко. Исследование особенностей образования и развития оползня // Проблемы гірського тиску. Випуск 16. Під заг.ред. О.А. Мінаєва.-Донецьк, ДонНТУ, 2008. – 260 с.
2. Бокий Б.В., Александров С.Н., Назимко И.В. Кластерный механизм динамики сдвижения подрабатываемого движущейся лавой массива горных пород // Матеріали міжнародної конференції «Форум гірників – 2007». – Д: Національний гірничий університет, 2007. – С. 55-59.

ПЕРЕДОВЫЕ ТЕХНОЛОГИИ НА КАРЬЕРАХ
Сборник докладов

Сборник подготовлен к публикации в Кыргызско-Российском Славянском университете, под редакцией В.А. Коваленко, канд.техн.наук, Директора Института коммуникаций и информационных технологий Кыргызско-Российского Славянского университета

Подписано в печать 04.09.08
Формат 60 x 84 1/8. Печать офсетная.
Объем п.л. Тираж 200 экз.
Заказ 89

Отпечатано в типографии КРСУ
720000, г. Бишкек, ул. Шопокова, 68