
СОДЕРЖАНИЕ

МАРКШЕЙДЕРСКОЕ ДЕЛО И ГЕОМЕТРИЯ НЕДР

Хонякин В.Н.

Анализ применения способа прямой пространственной угловой геодезической засечки для определения высот и кренов дымовых труб ГРЭС (г. Троицк, Челябинской обл.). 4

ГЕОТЕХНОЛОГИЯ (ПОДЗЕМНАЯ, ОТКРЫТАЯ И СТРОИТЕЛЬНАЯ)

Гавришев С.Е., Заляднов В.Ю.

Расширение границ открытой разработки при комплексном освоении участка недр земли. 11

Кочукова О.А., Скурихина Е.Б.

Инновационные разработки преподавания графических дисциплин студентам горных специальностей. 17

Калмыков В.Н., Петрова О.В., Янтурина Ю.Д.

Обоснование технологических резервов устойчивого функционирования горнотехнической системы при подземной разработке месторождений. 24

Мажитов А.М.

Оценка влияния подземных горных работ на напряженно-деформированное состояние прикарьерного массива месторождения Камаганское. 30

Рыльникова М.В., Емельяненко Е.А.

К вопросу об экологически сбалансированном освоении медно-колчеданных месторождений. 37

Угольников Н.В., Баскакова Н.Т., Якобсон З.В., Симаков Д.Б.

Обоснование области эффективного применения промышленных взрывчатых веществ. 44

ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Горбатова Е.А., Колкова М.С.

Перспективы переработки титаномagnetитовых руд Медведевского месторождения. 49

Гришин И.А., Князбаев Ж.А.

Практика обогащения хромовых руд. 57

Шадрунова И.В., Орехова Н.Н., Горлова О.Е.

Особенности выбора технологических решений для вовлечения тонкодисперсного техногенного цинксодержащего сырья в рециклинг металлов. 62

УДК 528

АНАЛИЗ ПРИМЕНЕНИЯ СПОСОБА ПРЯМОЙ ПРОСТРАНСТВЕННОЙ УГЛОВОЙ ГЕОДЕЗИЧЕСКОЙ ЗАСЕЧКИ ДЛЯ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ВЫСОТ И КРЕНОВ ДЫМОВЫХ ТРУБ ГРЭС (Г. ТРОИЦК, ЧЕЛЯБИНСКОЙ ОБЛ.)

Хонякин В.Н.

Аннотация. Рассмотрены вопросы текущего геодезического контроля состояния дымовых труб. Метод контроля обусловлен: требуемой точностью получения конечных результатов наблюдений, возможностью использования в труднодоступных местах расположения наблюдаемых объектов, простотой обработки результатов.

Ключевые слова: крен, засечка, дирекционный угол, координаты, базис, превышение.

Определение высоты и крена дымовых труб относится к теме наблюдений за состоянием инженерных сооружений во время их эксплуатации. Дымовые трубы – инженерные сооружения башенного типа. Изменения в основаниях фундаментов, парусность объектов, неравномерность нагрева их в разное время суток и времени года вызывают отклонения осей сооружений от отвесных линий, проходящих через центры поперечных (горизонтальных) сечений для различных уровней этих сечений от оснований труб. Своевременное определение этих отклонений, работы по предотвращению их позволяют продлить сроки эксплуатации сооружений и возможные аварийные ситуации. Одним из способов наблюдений за состоянием инженерных объектов башенного типа является способ прямой пространственной угловой геодезической засечки. Методика наблюдений разработана в соответствии с требованиями СНиП III-2-75 «Геодезические работы в строительстве» и Руководством по производству геодезических работ в промышленном строительстве.

1. Этапы решения задачи

1. Создание плано-высотной геодезической основы и собственно измерения.

На местности, на расстояниях, равных приблизительно 2:3 высот труб, закреплён и измерен светодальномером «БЛЕСК» базис b (рис. 1). На концах A и B базиса выполнены измерения горизонтальных и вертикальных углов теодолитом 2Т5А способом круговых приёмов.

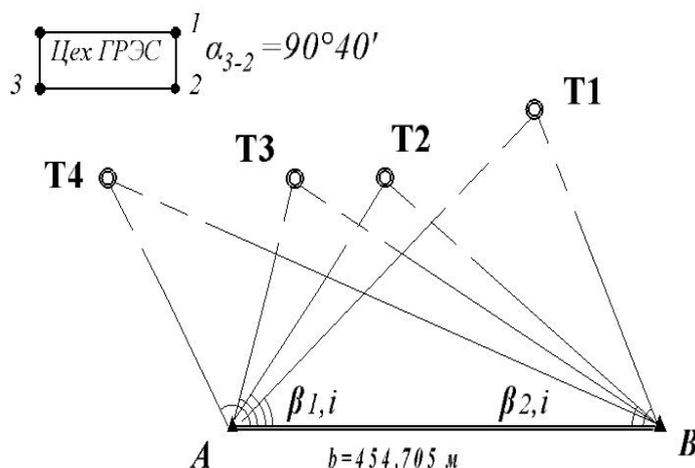


Рис. 1. Схема плано-высотной геодезической основы для определения высот и кренов дымовых труб

Крен – уклонение оси инженерного сооружения башенного типа (рис.2) от отвесной линии, проходящей через центр поперечного сечения основания. Крен характеризуется: ли-

нейным S , угловым γ элементами, а также относительной величиной i , определяемой как тангенс угла γ в отвесной плоскости, который образует ось сооружения с отвесной линией.

$$i = \operatorname{tg} \gamma = \frac{S}{H} ; \quad (1)$$

$$\gamma = \operatorname{arctg}(i) = \operatorname{arctg}\left(\frac{S}{H}\right), \quad (2)$$

где S – линейный элемент крена - длина отрезка между ортогональными проекциями на горизонтальную плоскость центра основания трубы и центра поперечного сечения сооружения на высоте H ;

γ – угловой элемент крена.

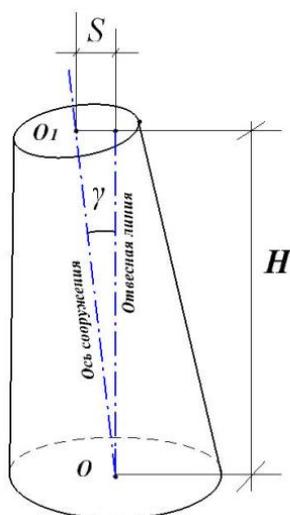


Рис. 2. К определению крена трубы на высоте H

Согласно требованиям главы СНиП II-15-74 «Основания зданий и сооружений» для промышленных дымовых труб предельные крены равны:

$$\left. \begin{aligned} i_{\text{пр}} &= 0,005 && \text{при } H \leq 100 \text{ м;} \\ i_{\text{пр}} &= \frac{1}{2H} && \text{при } H > 100 \text{ м.} \end{aligned} \right\} \quad (3)$$

При наблюдении горизонтальных и вертикальных углов визирование выполнялось:

- на марки в пунктах базиса, устанавливаемые на штативе и центрированные с помощью оптических отвесов;
- на стенки труб – на образующие усечённых конусов в уровнях верха, основания труб и в уровнях светофорных площадок (рис. 3);
- на касательные наблюдаемых уровней.

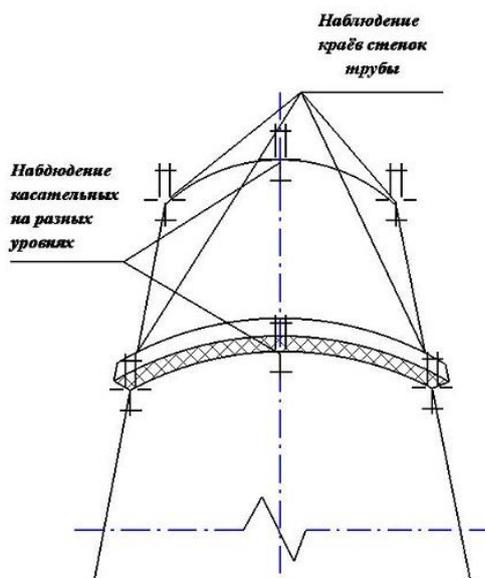


Рис. 3. Визирование на трубы при измерении горизонтальных и вертикальных углов

2. Камеральная обработка результатов полевых измерений.

Определение планово-высотного положения точек дымовых труб выполнено в условной системе координат и высот. С этой целью точкам обоснования присвоены координаты:

точка **A**: $X_A = +100,000$ м; $Y_A = +100,000$ м; $H_A = 100,000$ м;
 точка **B**: $X_B = +100,000$ м; $Y_B = +454,705$ м; $H_B = 99,749$ м.

По измеренным с точек базиса направлениям и приведённым к центрам поперечных сечений труб в наблюдаемых (ярусах) уровнях (верх труб, горизонты светофорных площадок, основания труб), вычислены углы β , координаты X_0, Y_0 центров.

Прямоугольные координаты центров поперечных сечений (табл. 1) вычислены по формулам Юнга:

$$X_0 = \frac{X_A \cdot \text{ctg} \beta_2 + X_B \cdot \text{ctg} \beta_1 + Y_B - Y_A}{\text{ctg} \beta_1 + \text{ctg} \beta_2}; \quad Y_0 = \frac{Y_A \cdot \text{ctg} \beta_2 + Y_B \cdot \text{ctg} \beta_1 + X_A - X_B}{\text{ctg} \beta_1 + \text{ctg} \beta_2}. \quad (4)$$

Из решения обратных геодезических задач определены горизонтальные проложения d от точек базиса до центров поперечных сечений ярусов наблюдений и их дирекционные углы:

$$d = \frac{\Delta X}{\cos \alpha} = \frac{\Delta Y}{\sin \alpha} = \sqrt{\Delta^2 X + \Delta^2 Y};$$

$$\Delta X = X_0 - X_{A,B}; \quad \Delta Y = Y_0 - Y_{A,B}; \quad (5)$$

$$\alpha_{A,B-O} = \text{arctg} \left(\frac{\Delta Y}{\Delta X} \right),$$

где X_0, Y_0 – координаты центров окружностей наблюдаемых ярусов;

$X_{A,B}, Y_{A,B}$ – координаты точек базиса;

$\alpha_{A,B-O}$ – дирекционные углы линий «точка базиса – центр окружности поперечного сечения дымовой трубы наблюдаемого яруса».

Ведомость № 1

Вычисления прямоугольных координат центров поперечных сечений
и их высотных отметок в уровнях светофорных площадок

$m_{\beta} = \pm 5,0''$ - средняя квадратическая ошибка измерения горизонтальных углов β ;

$m_{\nu} = \pm 10,0''$ - средняя квадратическая ошибка измерения вертикальных углов ν ;

$m_b = 10,0 \text{ мм}$ - средняя квадратическая ошибка измерения длины базиса

Номера, названия точек	Координаты, м		Высоты, м	Точность, мм			
	X	Y	H	m_x	m_y	m_o	m_H
1	2	3	4	5	6	7	8
Точки базиса							
A	+100,000	+100,000	100,000				
B	+100,000	+454,705	99,749				
Труба № 1 (Т.1)							
Верх	+393,587	+420,312	241,882	14	7	16	30
Ярус № 1	+393,414	+420,385	201,263	14	7	16	28
Ярус № 2	+393,362	+420,421	170,907	14	7	16	27
Ярус № 3	+393,371	+420,418	140,779	14	7	16	26
Ярус № 4	+393,362	+420,413	117,774	14	7	16	26
Труба № 2 (Т.2)							
Верх	+332,560	+262,004	274,200	8	6	10	28
Ярус № 1	+332,647	+262,062	273,183	8	6	10	25
Ярус № 2	+332,656	+262,088	207,010	8	6	10	23
Ярус № 3	+332,622	+262,162	176,591	8	6	10	22
Ярус № 4	+332,617	+262,235	146,218	8	6	10	21
Труба № 3 (Т.3)							
Верх	+333,825	+166,161	274,655	10	6	12	30
Ярус № 1	+333,771	+166,208	237,584	10	6	12	27
Ярус № 2	+333,761	+166,246	207,578	10	6	12	25
Ярус № 3	+333,732	+166,320	177,252	10	6	12	23
Ярус № 4	+333,732	+166,317	146,446	10	6	12	22
Труба № 4 (Т.4)							
Верх	+332,442	-33,003	344,615	21	15	26	41
Ярус № 1	+332,493	-33,077	293,097	21	15	26	36
Ярус № 2	+332,525	-33,082	248,029	21	15	26	33
Ярус № 3	+332,387	-32,974	202,437	21	15	26	31
Ярус № 4	+332,483	-33,058	147,472	21	15	26	30

Радиусы окружностей ярусов r и их высоты H от оснований труб (рис. 4,5) вычислены по формулам:

$$H = h_2 - h_1; (h_1 + \Delta h_1) = d \cdot \operatorname{tg} \nu_1; (h_2 + \Delta h_2) = d \cdot \operatorname{tg} \nu_2; \quad (6)$$

$$\Delta h_1 = R \cdot \operatorname{tg} \nu_1; \Delta h_2 = r \cdot \operatorname{tg} \nu_2; r = d \cdot \sin \Delta \beta; R = d \cdot \sin \Delta \beta, \quad (7)$$

где $\Delta \beta$ - разности углов для основания и ярусов на разных высотах.
Результаты вычислений приведены в табл. 2.

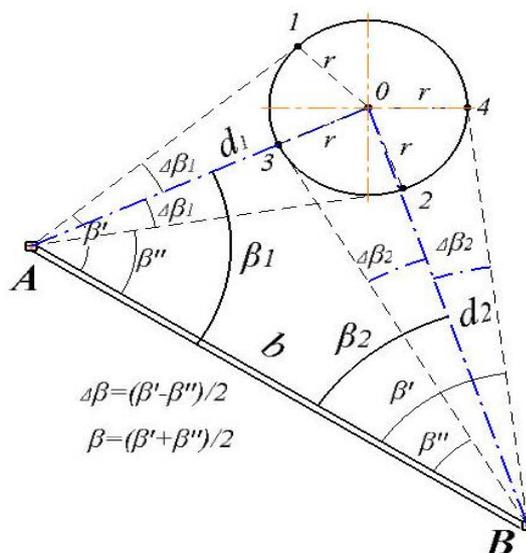


Рис. 4. Схема засечки

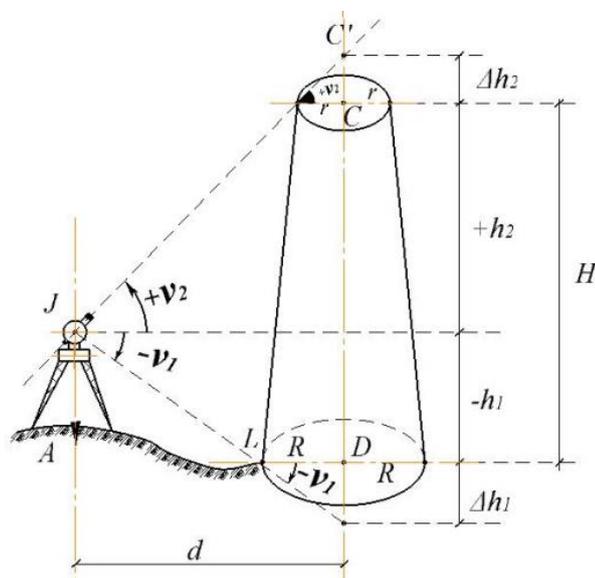


Рис. 5. К вычислению радиусов (R, r) окружностей сечений (ярусов наблюдений) и их высот (H) от оснований дымовых труб

Крен дымовых труб определяется формулами (1) и (2), в которых линейный элемент S крена вычисляется по формулам обратной геодезической задачи:

$$S = \frac{\Delta X}{\cos \alpha} = \frac{\Delta Y}{\sin \alpha} = \sqrt{\Delta X^2 + \Delta Y^2}; \quad \alpha_{0-0,i} = \arctg \frac{\Delta Y}{\Delta X};$$

$$\Delta X = X_{0,i} - X_0; \quad \Delta Y = Y_{0,i} - Y_0, \quad (8)$$

где $X_{0,i}, Y_{0,i}$ - координаты центров поперечных сечений дымовых труб на соответствующих высотах;

X_0, Y_0 - координаты центра окружности основания дымовых труб;

α - дирекционный угол (направление) линейного элемента крена (центр основания – центр сечения).

Результаты расчета крена рассматриваемых дымовых труб по ярусам измерения приведены в табл. 3.

Таблица 2

Ведомость № 2
Вычисления радиусов поперечных сечений и их высотных отметок
в уровнях светофорных площадок

Номер (название) станции	Номера ярусов	$d, м$	ν	$\Delta\beta$	Радиус (яруса) сечения $R, r, м$	Высота (яруса) сечения, $м$
Труба № 1						
<i>A</i>	Верх	434,503	+ 18°01,80'	1°03,65'	4,023	240,246
<i>B</i>		295,595	+ 25 42,10	1 34,80	4,076	
<i>A</i>	1	434,440	+ 13 04,10	1 10,75	4,471	199,981
<i>B</i>		295,414	+ 18 58,95	1 43,25	4,437	
<i>A</i>	2	434,432	+ 9 13,80	1 19,65	5,033	169,848
<i>B</i>		295,359	+ 13 32,70	1 57,15	5,033	
<i>A</i>	3	434,436	+ 5 19,80	1 29,10	5,630	140,163
<i>B</i>		295,368	+ 7 53,75	2 12,10	5,676	
<i>A</i>	4	434,426	+ 2 38,50	2 38,45	6,221	117,463
<i>B</i>		295,359	+ 2 59,55	2 28,85	6,395	
Труба № 2						
<i>A</i>	Верх	283,425	+ 31°33,45'	1°21,60'	3,364	272,201
<i>B</i>		302,023	+ 29 59,05	1 16,15	3,345	
<i>A</i>	1	283,529	+ 25 48,05	1 47,05	4,415	235,110
<i>B</i>		302,053	+ 24 26,05	1 40,75	4,426	
<i>A</i>	2	283,551	+ 20 39,50	2 01,35	5,005	205,181
<i>B</i>		302,043	+ 19 30,90	1 53,75	4,998	
<i>A</i>	3	283,566	+ 15 05,80	2 15,70	5,597	175,129
<i>B</i>		301,970	+ 14 14,30	2 06,85	5,572	
<i>A</i>	4	283,603	+ 9 13,60	2 31,50	6,250	145,211
<i>B</i>		301,919	+ 8 43,15	2 22,45	6,256	
Труба № 3						
<i>A</i>	Верх	543,005	+ 35°44,75'	1°30,00'	3,181	272,763
<i>B</i>		371,392	+ 25 08,75	0 58,90	3,182	
<i>A</i>	1	242,966	+ 29 34,70	2 05,10	4,421	235,513
<i>B</i>		371,321	+ 20 16,75	1 21,80	4,418	
<i>A</i>	2	242,967	+ 23 55,25	2 21,50	5,001	205,768
<i>B</i>		371,285	+ 16 07,30	1 29,70	4,844	
<i>A</i>	3	242,959	+ 17 40,50	2 38,25	5,593	175,780
<i>B</i>		371,210	+ 11 43,30	1 43,75	5,602	
<i>A</i>	4	242,958	+ 10 50,30	2 56,55	6,240	145,459
<i>B</i>		371,212	+ 7 06,70	1 55,60	6,242	
Труба № 4						
<i>A</i>	Верх	267,804	+ 42°31,25'	1°55,25'	4,489	341,538
<i>B</i>		540,267	+ 24 16,15	0 57,50	4,518	
<i>A</i>	1	267,885	+ 35 53,45	2 14,05	5,224	290,281
<i>B</i>		540,356	+ 19 35,25	1 06,20	5,203	
<i>A</i>	2	267,915	+ 29 01,70	2 29,85	5,840	245,607
<i>B</i>		540,374	+ 15 14,95	1 14,85	5,883	
<i>A</i>	3	267,742	+ 21 01,00	2 47,10	6,508	200,570
<i>B</i>		540,217	+ 10 41,20	1 23,15	6,534	
<i>A</i>	4	267,867	+ 11 59,20	3 07,15	7,293	151,147
<i>B</i>		540,334	+ 5 01,85	1 35,10	7,474	

Таблица 3

Ведомость № 3

вычисления кренов дымовых труб в уровнях светофорных площадок

Название горизонта (яруса) измерения	Высота горизонта (яруса) измерения $H, м$	Абсолютная величина крена $S, мм$	Относительная величина крена $i, ‰$	Дирекционный угол (направление) линейного элемента крена α
Крен дымовой трубы № 1				
<i>Ярус № 4</i>	27,2	62	2,3	157°55'
<i>Ярус № 3</i>	48,9	56	1,1	149 40
<i>Ярус № 2</i>	79,6	63	0,8	151 23
<i>Ярус № 1</i>	109,7	70	0,6	222 43
<i>Верх трубы</i>	150,0	185	1,2	335 08
Крен дымовой трубы № 2				
<i>Ярус № 4</i>	53,4	125	2,3	91°22'
<i>Ярус № 3</i>	82,9	52	0,6	87 48
<i>Ярус № 2</i>	113,0	42	0,4	328 34
<i>Ярус № 1</i>	142,9	55	0,4	299 21
<i>Верх трубы</i>	180,0	122	0,7	240 29
Крен дымовой трубы № 3				
<i>Ярус № 4</i>	52,7	74	1,4	115°32'
<i>Ярус № 3</i>	83,0	77	0,9	114 34
<i>Ярус № 2</i>	113,0	50	0,4	233 08
<i>Ярус № 1</i>	142,8	43	0,3	279 28
<i>Верх трубы</i>	180,0	108	0,6	304 26
Крен дымовой трубы № 4				
<i>Ярус № 4</i>	63,9	25	0,4	311°49'
<i>Ярус № 3</i>	109,0	102	0,9	140 33
<i>Ярус № 2</i>	154,1	73	0,5	323 55
<i>Ярус № 1</i>	198,7	47	0,2	305 34
<i>Верх трубы</i>	250,0	43	0,2	123 41

3. Выводы

1. Результаты геодезических наблюдений показали, что крены i дымовых труб Троицкой ГРЭС не превышают предельно допустимых значений для данного вида инженерных сооружений.

2. Для следующих серий наблюдений необходимо иметь постоянно закреплённую на местности сеть пунктов геодезической основы и осадочных марок на наблюдаемых объектах.

3. Повторные наблюдения позволят проследить тенденцию изменения кренов, а также уменьшить или исключить влияние систематических ошибок измерений в разностях результатов.

Список литературы

1. СНиП II–15-74. Основания зданий и сооружений.
2. СНиП III–2-75. Геодезические работы в строительстве.
3. Руководство по производству геодезических работ в промышленном строительстве. М., 1981.

Сведения об авторах

Хонякин Виктор Николаевич - старший преподаватель кафедры геологии, маркшейдерского дела и обогащения полезных ископаемых института горного дела и транспорта ФГБОУ ВО «МГТУ им. Г.И. Носова».

УДК 622.271.3.012.3

РАСШИРЕНИЕ ГРАНИЦ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ ПРИ КОМПЛЕКСНОМ ОСВОЕНИИ УЧАСТКА НЕДР ЗЕМЛИ

Гавришев С.Е., Заляднов В.Ю.

Аннотация. Представлено решение задачи определения параметров карьеров при комплексном освоении природных и техногенных георесурсов, позволяющей обеспечить повышение полноты и эффективности освоения участка недр. Предложена методика определения параметров карьера, учитывающая ценность выработанного карьерного пространства при размещении в нем промышленных отходов.

Ключевые слова: карьер, техногенный георесурс, ценность выработанного карьерного пространства, промышленные отходы.

В настоящее время развитие направления комплексного использования природных и техногенных георесурсов является одной из актуальных и приоритетных задач горного дела. Наиболее перспективным в этом направлении является целенаправленное создание горным предприятием техногенных георесурсов, обладающих определенной ценностью. Создание и реализация различных техногенных георесурсов при ведении открытых горных работ позволит значительно повысить эффективность функционирования горного предприятия и продлить срок его существования. Так, техногенным георесурсом может являться выработанное пространство карьера, целенаправленно сформированное в виде емкости для складирования промышленных отходов различного класса опасности. Совершенствование научно-методической базы в части обоснования параметров карьеров, формируемых для размещения промышленных отходов, обеспечит повышение эффективности освоения участка недр Земли и полноту отработки запасов за счет вовлечения в разработку новых месторождений со сложными горнотехническими условиями, освоения дополнительных запасов в приконтурной зоне. Кроме того, использование выработанного пространства карьеров для размещения промышленных отходов различных отраслей промышленности позволит решить проблему изъятия земель, требуемых под складирование отходов, и уменьшить вредное воздействие промышленных предприятий на окружающую среду.

В настоящее время при обосновании границ открытых горных работ применяются методы, базирующиеся на использовании критериев эффективности освоения полезных ископаемых, основным из которых является граничный коэффициент вскрыши, при этом не учитывается возможный экономический эффект, получаемый от реализации приемной емкости карьера при размещении промышленных отходов. Так, при современных нормах проектирования и разработки месторождений открытым способом часть запасов полезного ископаемого может оставаться за пределами контура карьера из-за сложности или экономической нецелесообразности их добычи. Однако затраты на добычу оставшихся за контурами карьера запасов можно компенсировать за счет экономического эффекта, получаемого от реализации емкости карьера как техногенного георесурса, используемого для складирования промышленных отходов. Дело в том, что все промышленные предприятия при складировании отходов на земной поверхности несут значительные затраты, связанные с экологическими платежами и выплатами за занимаемый участок земли, кроме того, при складировании требуется соблюдение определенных норм и условий размещения отходов в зависимости от их класса опасности. При этом горное предприятие, разрабатывая месторождение, может формировать выработанное пространство с учетом требований, предъявляемых к полигонам для размещения отходов различного класса опасности, и реализовывать отработанные участки другим предприятиям, воспроизводящим отходы [1]. Учитывая, что экологические платежи при размещении отходов в карьере ниже, чем при размещении на поверхности, сотрудничество горного предприятия и предприятия, размещающего отходы, становится взаимовыгодным. Так, карьер, сформированный в качестве полигона для размещения промышленных отходов, яв-

ляется техногенным георесурсом, эффективность реализации которого можно оценивать показателем ценности [2-4].

Таким образом, разработка месторождений с перспективой размещения в емкости карьеров промышленных отходов позволит увеличить предельные границы открытых горных работ, расширить область освоения недр Земли, а также получить дополнительную прибыль от реализации емкостей карьеров в качестве техногенных георесурсов.

Возможное увеличение параметров открытой разработки при дальнейшем использовании карьера в качестве техногенного георесурса рассмотрено на примере пологопадающего месторождения известняков «Хусаинова Гора». Рассматриваемый участок недр расположен в 14 км севернее г. Оренбурга и представляет собой небольшую возвышенность с абсолютной высотной отметкой 135 м. Месторождение представлено пластообразной залежью полезного ископаемого мощностью 12-16 м, длиной 800 м и шириной 400 м. Залежь вытянута с юго-запада на северо-восток. Угол падения залежи составляет в среднем 7° (рис. 1).

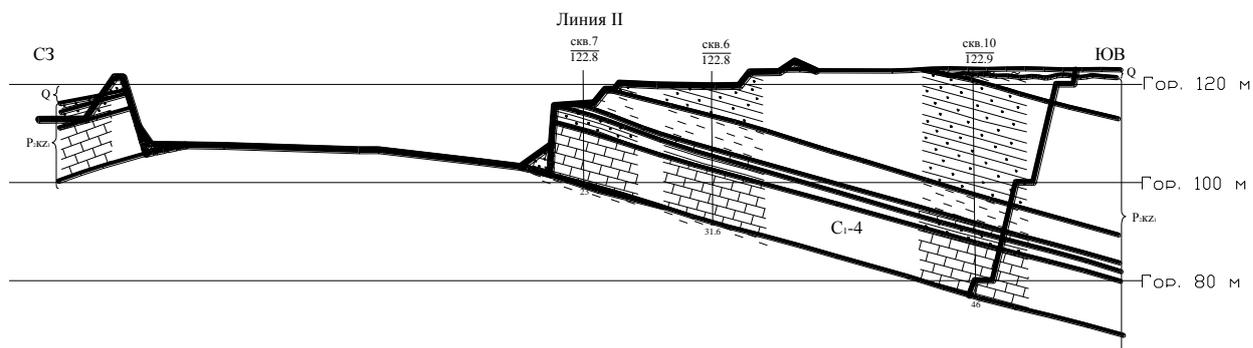


Рис. 1. Геологический разрез месторождения известняков «Хусаинова Гора»

Мощность вскрышных пород (песчаников, глин, суглинков) колеблется от 3 до 22 м и более в юго-восточном направлении. Месторождение ранее обрабатывалось. Существующий карьер участка недр в длину составляет 765 м, в ширину 200 м. Глубина карьера - 17 – 34 м с абсолютными отметки дна карьера 96,0 м – 112,0 м.

Границы всего лицензионного участка ограничены точками 1,2,3,4,5 (рис. 2). Точками 1, 1', 4', 5 выделяется месторождение строительного камня с утверждёнными запасами полезного ископаемого в объёме до 1 млн м³.

Прирост запасов возможен за счёт разведки восточного крыла месторождения по падению т. 1', 2, 3, 4, 4'. Однако в связи с пологим падением залежи одновременно с увеличением запасов строительного камня будет значительно увеличиваться объём вскрышных пород. Следовательно, возникают вопросы обоснованности разведки и последующей добычи камня на данном участке. А также возникает задача определения экономически целесообразной глубины отработки месторождения.

Расчет предельной глубины карьера для данного месторождения произведен по 3-м существующим методикам (табл. 1), в соответствии с которыми экономически целесообразная глубина отработки составляет от 7 до 37 м.

Таблица 1

Определение предельной глубины карьера по существующим методикам

Используемая формула	Глубина разработки, м
$H_{гр} = \frac{E_{из} \times M \times K_{гр}}{ctg\alpha_{л} + ctg\alpha_{в}}$	6,9 - 7,8
$H_{гр} = \frac{2 \times M \times K_{гр}}{ctg\alpha_{л} + ctg\alpha_{в}}$	13,3 - 16,1
$H_{max} = \frac{1}{2} \times M \times tg\beta_{max}$	32,9 - 36,9

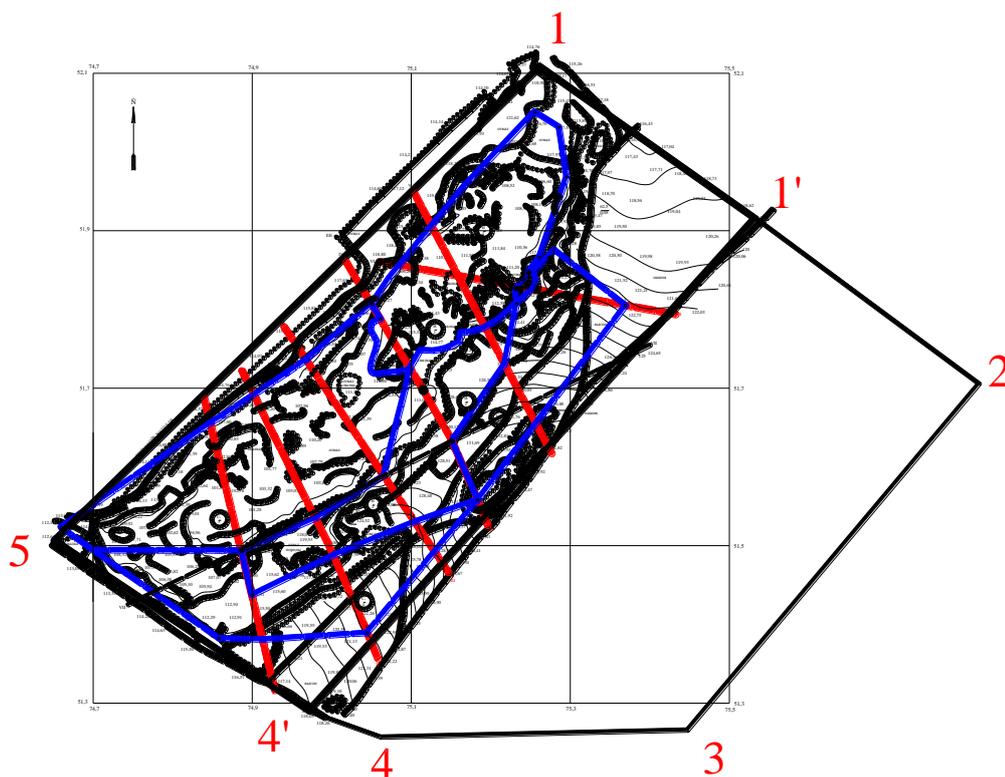


Рис.2. Границы лицензионного участка

Таким образом, по существующим методикам экономически целесообразна отработка месторождения только в границах точек на плане 1,1',4',5.

Возможность дальнейшего увеличения глубины карьера и площади разработки, при использовании выработанного карьерного пространства в качестве емкости для складирования промышленных отходов, рассмотрена на основе расчета показателя ценности. Расчет ценности выработанного карьерного пространства при отработке месторождения «Хусаинова Гора» представлен в табл. 2 [5].

Представленные в табл. 2 данные доказывают возможность получения экономического эффекта от размещения отходов в карьере, при транспортировке их от мест воспроизводства в радиусе 134 км. Кроме того, доказана экономическая целесообразность отработки восточного крыла залежи месторождения в границах всего лицензионного участка т. 1', 2, 3, 4, 4'.

Таблица 2

Расчет ценности выработанного карьерного пространства

Класс опасности отходов	Параметры				Общая ценность выработанного пространства, млн руб., при расстоянии от источника образования отходов, км				
	Глубина карьера, м	Объем карьера, тыс. м ³	Кoeffициент вместимости	Стоимость транспортировки, руб./км	0,1	14	45	88	134
Карьер при отработке месторождения в границах точек 1,1',4',5									
III	40	2700	0,7	12	3513	2961	1711	0,0	---
II	40	2700	0,7	12	5321	4769	3519	1808	0,0
Карьер, образованный при отработке восточного крыла месторождения									
III	60	6300	0,7	12	8198	6911	4163	0,0	----
II	60	6300	0,7	12	12416	11129	8211	4219	0,0

Таким образом, экономический эффект, получаемый от использования приемной емкости карьера для размещения промышленных отходов различного класса опасности, позволит увеличить граничные контуры открытых горных работ.

В основу методики определения параметров карьеров при комплексном освоении природных и техногенных георесурсов предлагается идея В.С. Хохрякова, заключающаяся в учете прибыли от добычи попутных полезных ископаемых, дополненная учетом ценности обводненной и необводненной частей карьера при размещении в нем промышленных отходов. В связи с этим формула расчета граничного коэффициента вскрыши после преобразования будет следующей [6]:

$$k_{\text{Гр}}'' = \frac{C_{\text{П}} - C_{\text{О}} + k_{\text{П}} c_{\text{П}} + C_{\text{В.К.П.}}^{\text{необв}} + C_{\text{В.К.П.}}^{\text{обв}}}{C_{\text{В}}}, \quad (1)$$

где $C_{\text{П}}$ – плановая или максимально допустимая себестоимость добычи полезного ископаемого в районе его потребления или себестоимость добычи полезного ископаемого подземным способом, руб./м³;

$C_{\text{О}}$ – удельные затраты на добычные работы, руб./м³;

$C_{\text{В}}$ – удельные затраты на вскрышные работы, руб./м³;

$k_{\text{П}}$ – отношение объемов попутно добываемого и основного полезных ископаемых;

$c_{\text{П}}$ – оптовая цена 1 м³ попутно добываемого полезного ископаемого, руб.;

$C_{\text{В.К.П.}}^{\text{необв}}$, $C_{\text{В.К.П.}}^{\text{обв}}$ – удельная ценность емкости карьерного пространства при размещении промышленных отходов соответственно в необводненной и обводненной частях карьера, руб./м³.

При определении границы открытых горных работ пологих месторождений определяют число горизонтов экономически целесообразным коэффициентом вскрыши по границе открытых горных работ с подземными (по формуле Л.Д.Шевякова и проф. П.И. Городецкого) [7]:

$$n = \frac{C_{\text{Д}} - C_{\text{О}}}{C_{\text{В}}} \cdot \frac{1}{1 + \frac{\text{tg}\alpha}{\text{tg}\beta}} \quad (2)$$

Тогда аналитическое выражение определения ориентировочной предельной глубины карьера

$$H' = \left(\frac{C_{\text{Д}} - C_{\text{О}}}{C_{\text{В}}} \cdot \frac{1}{1 + \frac{\text{tg}\alpha}{\text{tg}\beta}} \right) \cdot h_{\text{Г}} = \left(\frac{k_{\text{Гр}}'}{1 + \frac{\text{tg}\alpha}{\text{tg}\beta}} \right) \cdot h_{\text{СЛ}}, \quad (3)$$

где $h_{\text{СЛ}}$ – высота горизонта, слоя, для которого производился расчет коэффициента вскрыши, м.

При комплексном подходе к освоению предлагается учитывать дополнительные экономические факторы, которые обеспечат более объективную оценку при определении границ открытых горных работ. Таким образом, при определении глубины карьера необходимо учитывать ценность техногенных георесурсов:

$$H'' = \left(\frac{C_D - C_O + C_{\text{в.к.п.}}^{\text{необв}} + C_{\text{в.к.п.}}^{\text{обв}}}{C_B} \cdot \frac{1}{1 + \frac{\text{tg}\alpha}{\text{tg}\beta}} \right) \cdot h_{\text{сл}} = \left(\frac{k_{\text{гр}}''}{1 + \frac{\text{tg}\alpha}{\text{tg}\beta}} \right) \cdot h_{\text{сл}} \quad (4)$$

При определении конечной глубины карьера, для месторождений с крутым залеганием залежи, по контурному коэффициенту вскрыши по традиционной методике глубина карьера определяется (согласно упрощенной формуле Б.П. Боголюбова) [8]:

$$H' = \frac{2 \cdot M \cdot (C_{\text{п}} - C_O)}{(\text{ctg}\beta_{\text{л}} + \text{ctg}\beta_{\text{в}}) \cdot C_B} = \frac{2 \cdot M \cdot k_{\text{гр}}'}{\text{ctg}\beta_{\text{л}} + \text{ctg}\beta_{\text{в}}} \quad (5)$$

Конечную глубину карьера для крутопадающих месторождений по контурному коэффициенту вскрыши с учетом ценности техногенного георесурса предлагается определять следующим образом:

$$H'' = \frac{2 \cdot M \cdot (C_{\text{п}} - C_O + C_{\text{в.к.п.}}^{\text{необв}} + C_{\text{в.к.п.}}^{\text{обв}})}{(\text{ctg}\beta_{\text{л}} + \text{ctg}\beta_{\text{в}}) \cdot C_B} = \frac{2 \cdot M \cdot k_{\text{гр}}''}{\text{ctg}\beta_{\text{л}} + \text{ctg}\beta_{\text{в}}} \quad (6)$$

На рис. 3 представлена схема к определению граничных параметров карьеров для крутопадающих залежей (а), пологих и наклонных (б).

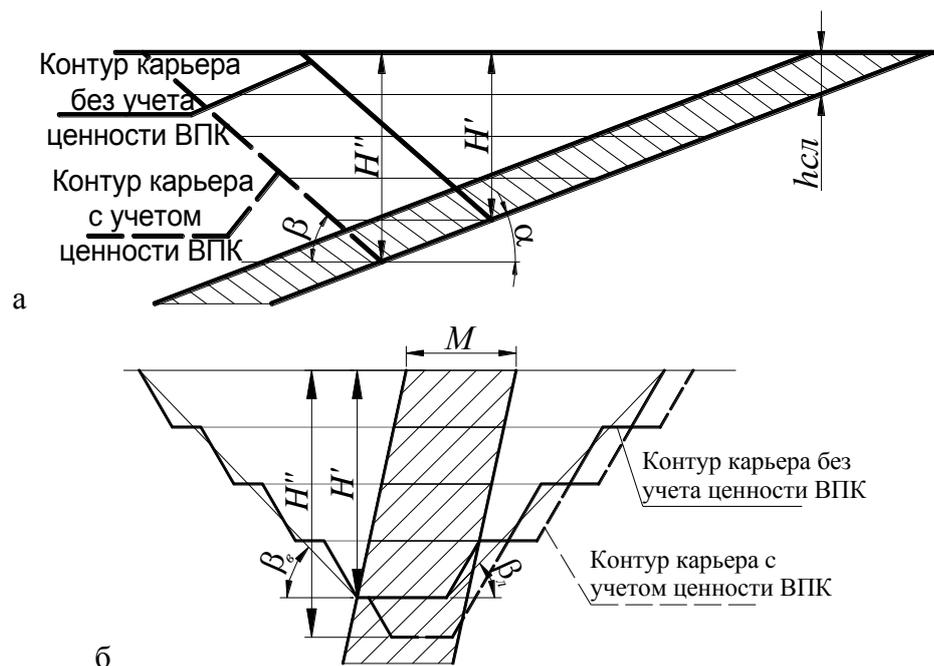


Рис.3. Схема к определению глубины карьера:
 а- пологая, наклонная залежь; б – крутопадающая залежь:

H' – глубина открытых горных работ, определяемая по традиционным методикам, м; H'' – глубина открытых горных работ, определяемая с учетом ценности техногенного георесурса; M – мощность залежи, м; α – угол падения залежи, град; $\beta_{\text{л}}$, $\beta_{\text{в}}$ – лежащий и всходящий углы откосов бортов карьера, град; $h_{\text{сл}}$ – высота горизонта, слоя, для которого производился расчет коэффициента вскрыши, м

Приведенные результаты исследований позволяют дополнить научно-методическую базу освоения месторождений в части обоснования параметров открытой разработки. Пред-

ложена методика определения параметров карьеров при целенаправленном формировании выработанного пространства в качестве техногенного георесурса, используемого для складирования промышленных отходов. В основе предлагаемой методики лежит определение ценности техногенных георесурсов, определяемой с учетом коэффициента вместимости, учитывающего гидрогеологические условия месторождения, параметры карт, формируемых для складирования отходов, и форму необводненной части карьера. Использование нового подхода к освоению недр и определению параметров карьеров позволит повысить экономическую эффективность горнодобывающего предприятия и полноту освоения запасов месторождения, а также уменьшить вредное воздействие промышленности на окружающую среду.

Список литературы

1. Заляднов В.Ю., Осинцев Н.А., Цыганов А.В. Управление «отходами» горного производства с целью снижения ресурсоемкости процессов открытой геотехнологии // Материалы 63 НТК по итогам НИР за 2003-2004 гг. Магнитогорск: МГТУ, 2004. С. 184-187.
2. Заляднов В.Ю. Расчет ценности выработанного карьерного пространства при складировании в нем отходов различного класса опасности / Магнитогорск. гос. техн. ун-т. Магнитогорск, 2004. 7 с.: ил. Деп. в ВИНТИ 20.12.04, № 2028-В 2004.
3. Заляднов В.Ю. Обоснование способов формирования техногенных георесурсов при открытой разработке железорудных месторождений: дис. ...канд. техн. наук. Магнитогорск, 2005.
4. Определение ценности техногенных георесурсов / Гавришев С.Е., Заляднов В.Ю., Пыталев И.А., Павлова Е.В // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2010. № 2. С.5 – 7.
5. Обоснование увеличения параметров карьера при отработке пологих залежей полезного ископаемого на примере месторождения «Хусаинова гора» / Гавришев С.Е., Заляднов В.Ю., Павлова Е.В., Погорелов А.Ю. //Актуальные проблемы современной науки, техники и образования: материалы 71-й межрегиональной научно-технической конференции / под ред. В.М. Колокольцева. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2013. Т.1. С. 31-34.
6. Павлова Е.В. Обоснование параметров карьеров при комплексном освоении природных и техногенных георесурсов: дис. ...канд. техн. наук. Магнитогорск, 2013.
7. Открытые горные работы. Справочник / К.Н. Трубецкой, М.Г. Потапов, К.Е. Виноцкий, Н.Н. Мельников и др. М.: Горное бюро, 1994. 590 с.: ил.
8. Мельников Н.В. Краткий справочник по открытым горным работам. 4-е изд., перераб. и доп. М.: Недр, 1982. 414 с.

Сведения об авторах

Гавришев Сергей Евгеньевич - д-р техн. наук, проф., заведующий кафедрой разработки месторождений полезных ископаемых, директор института горного дела и транспорта ФГБОУ ВО «МГТУ им. Г.И. Носова».

Заляднов Вадим Юрьевич - канд. техн. наук, доц., доцент кафедры разработки месторождений полезных ископаемых, директор института горного дела и транспорта ФГБОУ ВО «МГТУ им. Г.И. Носова».

УДК 378.147: [744+622.1]

ИННОВАЦИОННЫЕ РАЗРАБОТКИ ПРЕПОДАВАНИЯ ГРАФИЧЕСКИХ ДИСЦИПЛИН СТУДЕНТАМ ГОРНЫХ СПЕЦИАЛЬНОСТЕЙ

Кочукова О.А., Скурихина Е.Б.

Аннотация. Для обучения, решения задачи повышения качества подготовки будущих специалистов необходимо совершенствование учебного процесса, выработки новых подходов к обучению. В статье излагается суть и значение модернизации системы образования при изучении графических дисциплин студентами горных специальностей.

Ключевые слова: система образования, студенты горных специальностей, маркшейдерское черчение.

Достичь высокого уровня профессиональной компетентности можно, модернизируя содержание образования таким образом, чтобы в процессе обучения показать студентам связь изучаемых графических дисциплин с будущей профессиональной деятельностью, с перспективами развития производства и проектной деятельности. Выпускник вуза должен представлять и считывать графическую информацию с высокой производительностью [3].

Формирование готовности студентов технических вузов к профессиональной адаптации проанализировано в статье [7]. Определено содержание образовательной деятельности, обеспечивающей готовность к эффективной профессиональной деятельности студента. Рассмотрены основные критерии формирования готовности к профессиональной адаптации.

В статье [5] рассматривается дифференцированная геометро-графическая подготовка специалистов горно-геологического профиля. В качестве эффективного средства подготовки предлагается модель контекстной профессионально ориентированной образовательной среды, ядром которой являются теоретические основы начертательной геометрии и инженерной графики.

Успешное выполнение курсовых проектов по специальности невозможно без овладения методами построения изображений [6].

На первом курсе студенты горных специальностей выполняют графические работы по дисциплине «Начертательная геометрия, инженерная и компьютерная графика». При изучении дисциплины формируются первые навыки студентов в техническом проектировании, умение создавать и читать чертежи.

В первом семестре при изучении данной дисциплины студенты знакомятся с разделами курса начертательной геометрии и проекционного черчения. Во втором семестре изучают курс машиностроительного черчения и получают первые навыки компьютерной графики.

Следствием полученных знаний является достаточно развитое пространственное воображение, без которого невозможно представление взаиморасположения горных объектов.

Перед образовательным процессом ставится задача выделения учебного времени на творческую работу студента, направленную на активную учебно-познавательную деятельность и использование современных информационных технологий.

Кафедрой «Геологии, маркшейдерского дела и обогащения полезных ископаемых» для студентов очной и заочной форм обучения по специализации «Маркшейдерское дело» выделены часы в учебном плане для дисциплин «Маркшейдерское черчение» и «Применение ЭВМ в маркшейдерском деле».

Дисциплина «Маркшейдерское черчение» читается студентам очной формы обучения для специальности «Маркшейдерское дело» на 2 курсе, для студентов заочной формы обучения - на 3 курсе, после изучения дисциплины «Начертательная геометрия, инженерная и компьютерная графика».

Дисциплина «Применение ЭВМ в маркшейдерском деле» читается студентам очной формы обучения на 4 курсе, заочной формы обучения - на 5 курсе, после приобретения знаний и навыков при изучении дисциплин «Начертательная геометрия, инженерная и компьютерная графика» и «Маркшейдерское черчение».

Маркшейдерско-топографическое черчение имеет большое практическое значение в подготовке горного инженера, так как в своей практической деятельности ему приходится пользоваться и составлять различную топографическую, горно-графическую и геолого-маркшейдерскую документацию.

Проектно-технологические чертежи горной промышленности имеют ту особенность, что размеры объектов в горизонтальной плоскости значительно превышают вертикальные. Для построения таких чертежей основной метод проецирования на несколько плоскостей проекций неудобен. В горных чертежах, в основном, используется метод проекций с числовыми отметками [4].

Особенность горнотехнических объектов из-за их разнотипности, разномасштабности, отсутствия геометрических законов образования требует применения специальных методов изображения. В частности, применяется метод аффинных проекций для построения наглядных изображений объектов горной промышленности, например подземных выработок.

Разработаны и опробованы задания для выполнения графических работ «Построение плана участка карьера и его наглядного изображения» и «Построение участка подземных выработок на плане и в аффинных проекциях».

Эти задания выполняются студентами специальности «Маркшейдерское дело» дневной и заочной формы обучения при изучении дисциплин «Маркшейдерское черчение» и «Применение ЭВМ в маркшейдерском деле».

Разработано и вышло в печать учебное пособие «Горно-инженерная графика». Пособие состоит из двух глав. Первая глава «Построение плана участка карьера и его наглядного изображения. Открытые горные выработки». Вторая глава - «Наглядное изображение участка подземной выработки в аффинных проекциях». Они содержат теоретические вопросы дисциплины с большим количеством выполненных пространственных и ортогональных чертежей, наглядно сопровождающих текст. Чертежи позволяют студентам лучше воспринимать теоретические вопросы, пространственно мыслить. Пособие содержит задания, методические рекомендации для их выполнения, образцы заданий [1].

По данному курсу разработаны плакаты, задания для контроля знаний.

Проекция с числовыми отметками представляют собой ортогональные проекции объектов отображения на горизонтальную плоскость, сопровождаемые цифрами (числовыми отметками), указывающие удаление проецируемых точек объекта от горизонтальной плоскости проекций. Проекция с числовыми отметками наиболее рациональна для выполнения чертежей поверхностей сложных криволинейных форм, геометрические законы образования которых неизвестны. К их числу относятся поверхности рельефа местности.

Основные графические документы горных предприятий (планы горных работ, поэтажные, погоризонтные, сводные и другие) выполняются в проекциях с числовыми отметками. На этих чертежах решаются главные технологические задачи горного производства. Знание этого метода отображения для горного инженера обязательно.

На занятиях подробно рассматриваются этапы выполнения в проекциях с числовыми отметками плана участка карьера, если известны топографический план местности, нижние контуры наклонной траншеи и уступов, высотные отметки горизонтальных площадок уступов и углы откосов траншеи и уступов.

Рекомендуется следующий порядок построения:

1. В заданном масштабе, по заданным углам откосов, строится вспомогательный график заложения, из которого определяются интервалы откосов траншеи и уступов карьера.
2. Градуируется плоскость дна траншеи и проводятся ее горизонтали.
3. Выполняется построение горизонталей всех откосов сооружения с учетом полученных из графика заложения интервалов и проводятся линии масштабов заложения плоскостей

откосов.

4. Строятся линии пересечения откосов с топографической поверхностью и между собой.

Если расстояния между соседними точками линии пересечения получаются значительными, промежуточную точку построить описанным способом нельзя из-за параллельности горизонталей откоса и рельефа местности. В этом случае следует выполнить поперечный профиль. Для упрощения построения секущую плоскость рекомендуется проводить перпендикулярно горизонталям откоса.

5. Оформляется задание согласно стандарту горно-графической документации. Проводятся линии ската и бергштрихи.

Часто необходимо к ортогональным чертежам горных объектов выполнять их наглядные проекции. Эти проекции дают возможность лучше представить в пространстве положение объекта, его размеры и пропорции. Наглядные изображения могут применяться и как самостоятельные чертежи. Выполняют наглядные изображения в аксонометрических, аффинных и векторных проекциях, а также в линейной перспективе.

Аксонометрическая проекция представляет собой изображение на плоскости объекта, выполненного на основе параллельного проецирования совместно с осями прямоугольной системы координат, к которой отнесен изображаемый объект.

При построении аксонометрии горных объектов может быть применен способ построения по методу аксонометрических координат с помощью вторичных проекций. Вторичной проекцией точки является ее изображение в координатной плоскости $X'O'Y'$, построенное по соответствующим координатам x и y , взятым с плана.

Построение участка карьера в прямоугольной изометрии дает хорошую наглядность и удобно в построении. В этом виде аксонометрии коэффициенты искажения по трем осям одинаковы и равны 0,82. Для удобства показатели искажения принимают равными 1. Основой для построения служит план в проекциях с числовыми отметками.

До начала построения выбирается ориентация горного объекта относительно аксонометрических осей так, чтобы изображение было наиболее наглядным и имело наименьшее искажение основных элементов.

Сначала строится горизонтальная вторичная проекция координатной сетки и наносятся на нее координатным способом точки горизонталей топографической поверхности, контуры траншей и площадок, границы откосов. Высотная отметка координатной плоскости принимается равной самой нижней отметке сооружения. После этого от каждой точки вторичного изображения плана карьера откладываются высотные координаты, равные величине превышения данных точек над выбранным уровнем с учетом масштаба чертежа. Полученные точки соединяются согласно плану.

Для большей наглядности аксонометрическое изображение карьера показывается вместе с участком поверхности в виде блока, за нижнее основание которого принимаем плоскость, расположенную ниже координатной плоскости.

Для наглядности на аксонометрии объекта наносятся линии ската и бергштрихи. Для этого на каждой плоскости откоса достаточно построить в аксонометрии одну линию ската. Остальные линии ската и бергштрихи будут параллельны построенным линиям ската. Линия ската на вторичной проекции строится по двум точкам, лежащим на верхней и нижней бровках откоса. Эти точки берутся с плана и наносятся на вторичную проекцию координатным способом. Для построения линии ската в аксонометрии точки поднимаются соответственно на построенные ранее верхнюю и нижнюю бровки откоса.

На рис.1 изображено графическое задание «Построение плана карьера и его наглядного изображения».

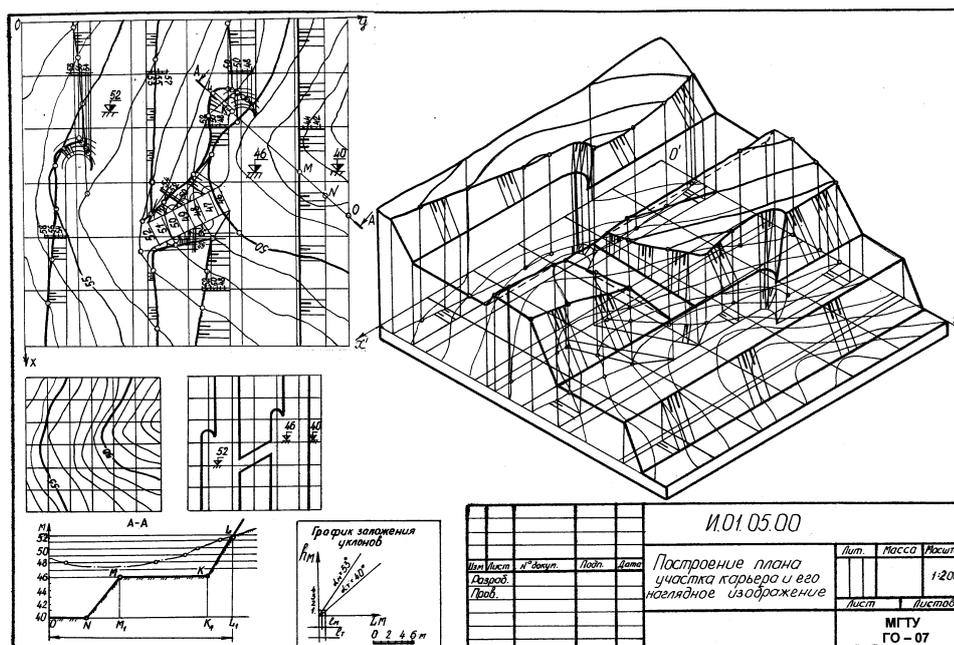


Рис. 1. Построение плана участка карьера и его наглядного изображения

Разработано и опробовано задание «Построение наглядных изображений подземных выработок методом аффинных преобразований».

Теоретическая часть, сопровождающаяся иллюстрациями, методика выполнения задания, варианты, образец задания подробно изложены в учебном пособии «Горно-инженерная графика» [1].

Так как в горно-инженерной практике часто приходится пользоваться чертежами планов топографических поверхностей и горнотехнических объектов, выполненными в проекциях с числовыми отметками, то способ построения их наглядных изображений должен обеспечивать простоту перехода от проекций с числовыми отметками к наглядным изображениям, что и дает метод аффинных проекций.

Аффинные преобразования – это группа преобразований, основанных на неизменяемости некоторых соотношений преобразованных элементов, заключается в параллельном проецировании плоскости (предметная плоскость) вместе с изображенным на ней объектом на новую плоскость (картинная плоскость).

Такое преобразование сохраняет параллельность прямых, а также простое соотношение трех точек. При этом способе между планом с изображением горнотехнического объекта и плоскостью картины устанавливается проекционная связь, что позволяет производить построения при помощи аффинных преобразований. Наглядные изображения, полученные таким образом, получили название аффинных проекций.

При выполнении изображения горного объекта в аффинных проекциях в зависимости от соотношения его размеров возможен выбор коэффициентов искажения по каждой из осей координат таким образом, чтобы изображение имело достаточную наглядность и удобно размещалось на чертеже.

Размеры и форма изображений будут зависеть от оригинала, а также от направления проецирования, т.е. от угла φ – угла между направлением проецирования и предметной плоскостью и угла ψ – угла между картинной и предметной плоскостью. Величины φ и ψ являются заданными условиями проецирования. От этих величин зависят коэффициенты преобразования координат точек по осям y и z (q_y и K_z).

Направление проецирования может быть выбрано произвольно по отношению к картинной плоскости. Графически проще выполняется аффинная проекция, когда проецирую-

щие лучи перпендикулярны оси родства (аффинной оси абсцисс – линии пересечения предметной и картинной плоскости).

При этом проецирующие лучи и плоскость проекций могут выбираться под любыми углами φ и ψ к горизонтальной плоскости, но горизонтальные проекции этих лучей всегда будут перпендикулярны оси родства.

Ось родства не проводят параллельно горизонтальным или вертикальным линиям изображаемого объекта, т.к. в этом случае одно из измерений проецируется в точку и изображение не будет наглядным. Удобно проводить ось родства на плане под углом 30-60° к направлению горизонтальных или вертикальных измерений объекта.

При построении наглядных изображений рекомендуется выбирать значение коэффициента q_y в пределах от 0,3 до 0,8 (при значениях $q_y > 0,8$ изображение получается неестественно искаженным). Коэффициент K_z следует выбирать с учетом получения удобного вертикального масштаба.

Поскольку горизонтальные размеры горных выработок значительно превышают вертикальные, то их аффинное изображение получается недостаточно наглядным из-за того, что отдельные горизонты перекрывают друг друга, затемняя характерные детали. Чтобы уменьшить перекрывание смежных горизонтов и наиболее рельефно выявить форму сложных топографических поверхностей, рекомендуется пользоваться значениями K_z от 1 до 5 (при $K_z > 5$ изображение объекта сильно искажается).

Коэффициенты q_y и K_z выбираются по таблицам при одних и тех же углах φ и ψ [2].

Следует правильно вычерчивать узлы сопряжений горных выработок. Неправильно вычерченные сопряжения отдельных узлов снижают пространственное восприятие всего изображения. Сопряжения горизонтальных, вертикальных, наклонных выработок (т.е. плавные переходы) строятся по совокупности точек и соединяются по лекалу.

Для наглядности горные выработки показывают с участком земной поверхности в виде блока, учитывая рельеф и залегание пластов. Для этого исходный план участка ограничивают прямоугольником. Для построения горизонталей земной поверхности на них берется несколько точек, которые строятся так же, как и точки горных выработок. На видимых гранях блока изображают пласты залегающих пород.

На рис. 2 изображено графическое задание «Построение участка подземных выработок в аффинных проекциях».

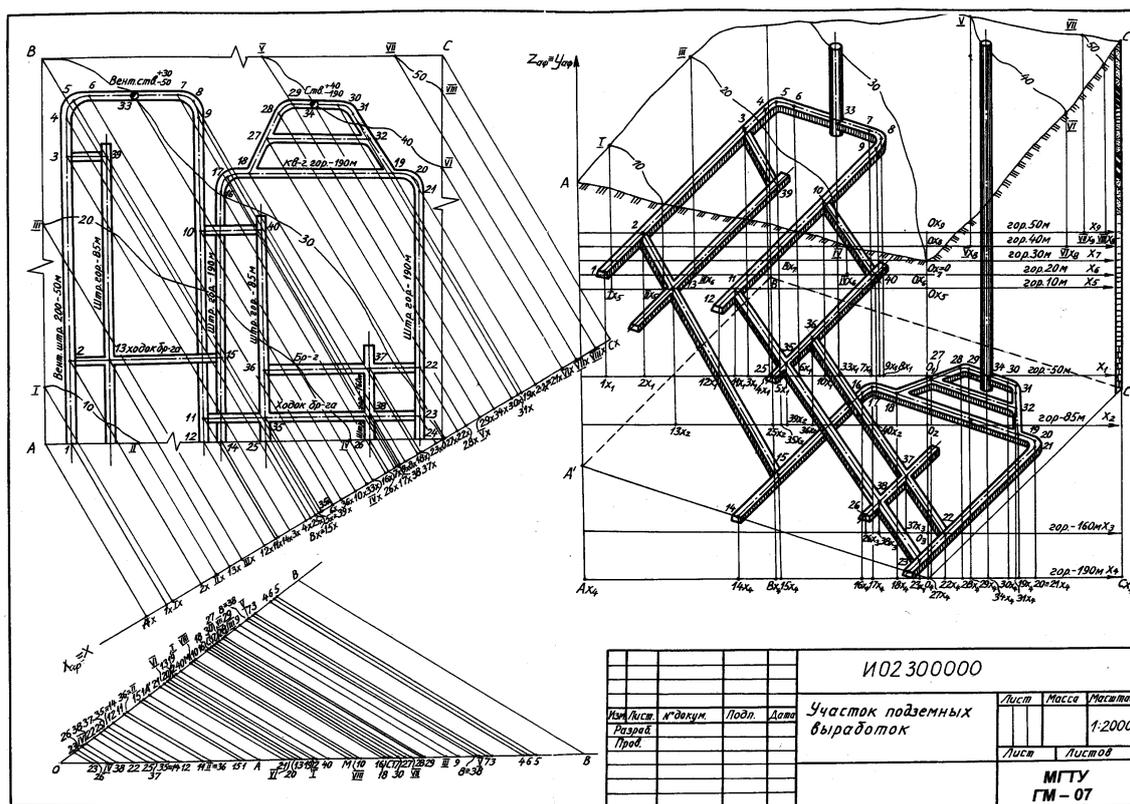


Рис. 2. Построение участка подземных выработок в аффинных проекциях

Студенты дневной и заочной формы обучения проявляют интерес к данным дисциплинам, так как задания связаны с их выбранной специальностью. Результаты успеваемости хорошие.

В процессе работы над заданиями студенты изучают особенности горной графики, правила построения и оформления чертежей в соответствии с требованиями стандартов ЕСКД и горно-графической документации. Студенты получают знания и навыки по выполнению и оформлению планов, разрезов, профилей, наглядного изображения горного объекта. Приобретенные знания необходимы для выполнения курсовых и дипломных проектов, а также в дальнейшей инженерной деятельности.

Список литературы

1. Кочукова О.А., Денисюк Н.А. Горно-инженерная графика: учеб. пособие. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2012. 73 с.
2. Ломоносов Г.Г. Инженерная графика: учебник для вузов. М.: Недра, 1984. 287 с.
3. Скурихина Е.Б., Кочукова О.А. Компьютерные технологии в преподавании графических дисциплин: Актуальные вопросы и ответы //Архитектура. Строительство. Образование: материалы междунар. науч.-практ. конф./ под общ. ред. Пермякова М.Б., Чернышевой Э.П. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г.И. Носова, 2015. Вып. №2 (6). С.207-212.
4. Кочукова О.А., Литвиненко Н.В. Выполнение горных чертежей в проекциях с числовыми отметками. Применение ЭВМ при создании горных чертежей // Материалы 67 научно – технической конференции: сб. докл. Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ», 2009. Т.1. С. 138 – 140.
5. Верещагина Т.А. Контекстная профессионально ориентированная образовательная среда как средство геометро-графической подготовки специалистов горно-геологического профиля //Иновации в образовании. 2012. №6. С.27-37.

6. Vereshchagina, T. Teaching descriptive geometry in the process of solving engineering problems: one of the forms of interdisciplinary integration in the learning process /T. Vereshchagina // International Journal for Cross-Disciplinary Subjects in Education (IJCDSE). 2010. V. 1, issue 4. P. 260 – 263.

7. Пономарева О.С., Майорова Т.В. Формирование готовности студентов технических вузов к профессиональной адаптации // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2014. №2. С. 82-86.

Сведения об авторах

Кочукова Ольга Александровна - старший преподаватель кафедры проектирования и эксплуатации металлургических машин и оборудования, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». E-mail: kochukova_oa@mail.ru .

Скурихина Елена Борисовна - старший преподаватель кафедры проектирования и эксплуатации металлургических машин и оборудования, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова».

УДК 622.013

ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕЗЕРВОВ УСТОЙЧИВОГО ФУНКЦИОНИРОВАНИЯ ГОРНТЕХНИЧЕСКОЙ СИСТЕМЫ ПРИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Калмыков В.Н., Петрова О.В., Янтурина Ю.Д.

Аннотация. Предприятия, ведущие подземную разработку месторождений, сталкиваются с осложнением горно-геологических условий отработки, что приводит к ухудшению технико-экономических показателей горного предприятия в процессе эксплуатации по сравнению с показателями, определенными проектами на разработку. Также это сопровождается недостоверностью горно-геологической информации и высокой волатильностью цен на металлы, что в совокупности может привести к нарушению устойчивости функционирования горнотехнической системы, в частности вынужденным простоям, временному прекращению горных работ. Обеспечить устойчивость функционирования горнотехнической системы возможно за счет своевременного формирования и реализации комплексов технологических резервов, направленных на обеспечение стабильной эффективности горного производства в период негативного влияния рыночных и горно-геологических факторов.

Ключевые слова: устойчивое функционирование горнотехнической системы, параметры, технологические резервы, комплексы резервов.

До настоящего времени вопросу обеспечения устойчивого функционирования горнотехнических систем при разработке полезных ископаемых подземным способом не уделялось должного внимания. Вместе с тем сложившаяся экономическая ситуация в целом и ухудшающиеся со временем горно-геологические условия разработки месторождений приводят к нарушению устойчивости функционирования горнотехнических систем, а именно к хищнической эксплуатации запасов месторождения с оставлением в недрах менее ценных руд, вынужденным простоям предприятия, а в самых сложных ситуациях - временному прекращению ведения горных работ. Вышеописанных негативных последствий можно избежать путем своевременного формирования и реализации технологических резервов, позволяющих предприятию в нестабильных рыночных условиях сохранить устойчивость функционирования горнотехнической системы.

Анализ технико-экономических показателей работы предприятий, учебно-методической литературы, нормативных источников по подземной разработке месторождений полезных ископаемых позволил выявить существующие в настоящее время технологические резервы и произвести их обобщение по способу формирования и виду резерва для конкретных горно-геологических и горнотехнических условий подземной отработки месторождения (см. таблицу 1). [1,2]

Основными технологическими резервами подземной разработки рудных месторождений с целью обеспечения устойчивого развития горнотехнической системы являются объемы добычи, качество добываемой рудной массы, уровень механизации работ, воспроизводство и вовлечение в освоение георесурсов, реализация которых осуществляется различными способами в зависимости от горно-геологических и горнотехнических условий разработки. [3]

Для условий подземной разработки медно-колчеданных месторождений произведено конструирование базовых технологических схем формирования комплексов резервов, обеспечивающих устойчивость функционирования горнотехнической системы, отличающиеся наличием и состоянием очистного пространства карьера, вариантами систем разработки, мощностью предприятия, ценностью руд. Согласно проведенному анализу горно-геологических и горнотехнических условий отработки месторождения наибольшее распространение нашли системы разработки с закладкой выработанного пространства, а именно камерные, с обрушением руд и вмещающих пород (рис. 1).

Таблица 1

Систематизация направлений технологического резервирования по обеспечению устойчивого функционирования горнотехнической системы

Направления технологического резервирования	Способ формирования и вид резерва	Горнотехнические и горно-геологические условия реализации	Результат реализации
1	2	3	4
Регулирование объемов добычи	Создание дополнительных выемочных единиц с благоприятными условиями разработки	Наличие вскрытых запасов	Снижение затрат на проходку, очистную выемку
	Подготовка к вовлечению временно неактивных запасов в разработку	Возможность отработки законсервированных запасов	
	Развитие дополнительного фронта горных работ	Достаточные размеры рудных площадей	
Управление качеством добываемой рудной массы	Подготовка к эксплуатации богатых участков месторождения	Наличие богатых рудных зон в шахтном поле	Повышение извлекаемой ценности полезных ископаемых; снижение затрат на переработку
	Применение селективной выемки	Различие в сортах руд	
	Внедрение предконцентрации добытой рудной массы	Наличие выработанных пространств; возможность использования технологии первичной переработки рудной массы	
Повышение уровня механизации работ и производительности оборудования	Переход на новую, более производительную технику	Пропускная способность вентиляции и выработанных пространств	Изменение производительности, снижение себестоимости
Вовлечение в освоение техногенных георесурсов	Использование пород от проходки и отходов переработки в качестве закладочного материала	Применение систем разработки с закладкой выработанного пространства	Снижение платежей за негативное воздействие на окружающую природную среду; дополнительная товарная продукция
	Использование шахтных вод	Высокая минерализация шахтных вод	
	Использование подземных выработанных пространств	Требуемая устойчивость руды и вмещающих пород	
Использование новых технологий добычи и совершенствование существующих	Совершенствование конструкций и параметров системы разработки	Положительные результаты опытно-промышленных испытаний	Снижение затрат на добычу и переработку руды
	Использование новых материалов, технологий		

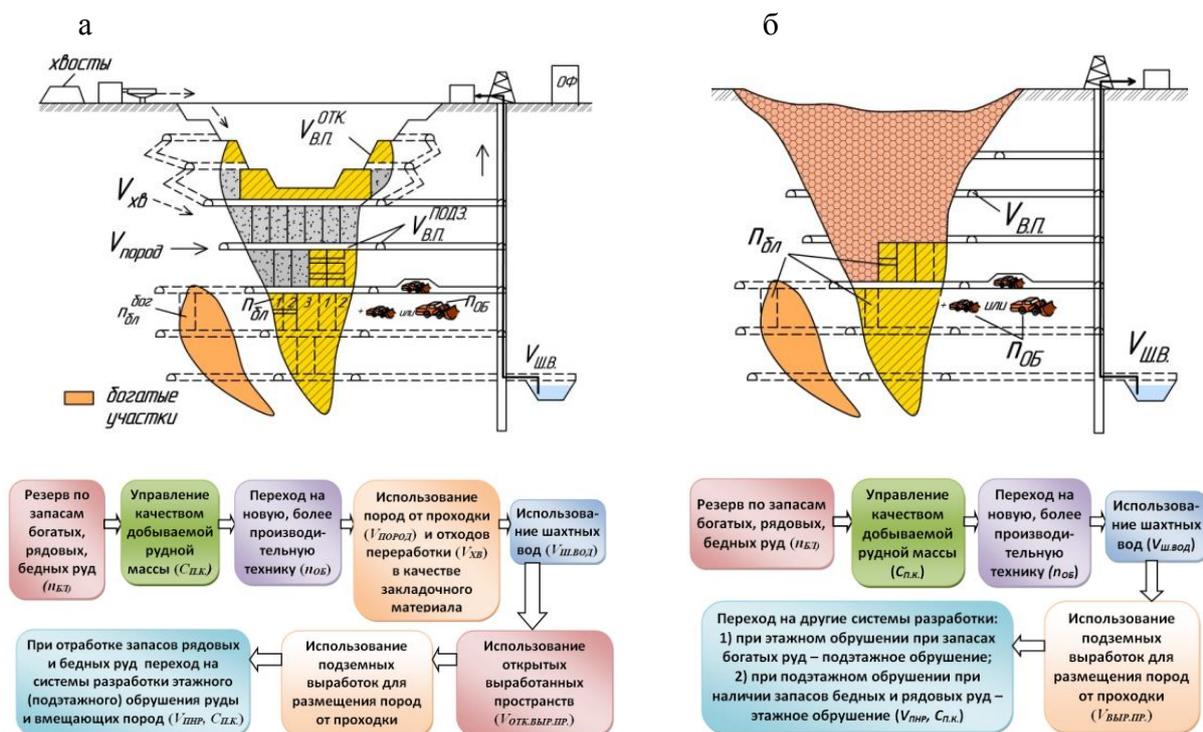


Рис. 1. Технологические схемы формирования комплексов резервов, обеспечивающих устойчивость при подземной разработке медно-колчеданных месторождений системами разработки: а - камерными с закладкой; б - этажного (подэтажного) обрушения руд и вмещающих пород

Выбор эффективного варианта горнотехнической системы, обеспечивающего устойчивость к негативному воздействию факторов, предлагается осуществлять на основе коэффициента устойчивости функционирования горнотехнической системы [4].

На основе предложенного коэффициента разработана модель определения параметров технологических резервов, которые компенсируют негативное влияние ухудшения рыночных и горно-геологических условий отработки при подземной разработке медно-колчеданных месторождений. Параметрами технологических резервов являются объем каждого резерва, входящего в состав комплекса, срок формирования резерва в комплексе в целом и реализации резервов, ценность подготавливаемых руд и др.

$$\begin{cases}
 Q_{РЕЗ}^{КОМПЛ} = \sum_{i=1}^n Q_{РЕЗ}^i = f(K_{УСТ}^j, t_{ФОРМ}^{КОМПЛ}, t_{РЕАЛ}^{КОМПЛ}); \\
 K_{УСТ}^j = f(C, A_i); \\
 t_{ФОРМ}^{КОМПЛ} = f(p_{ОБ}) \leq T_{УСТ}; \\
 t_{РЕАЛ}^{КОМПЛ} \geq T_{НЕУСТ}; \\
 z_{ФОРМ} = f(Q_{РЕЗ}^{КОМПЛ}) \leq Y,
 \end{cases} \quad (1)$$

где: $n = i \dots 1$ – вид технико-технологического резерва;

j - вариант системы разработки при подземной разработке;

$Q_{РЕЗ}^i$ – объем i -го технико-технологического резерва;

$t_{ФОРМ}^{КОМПЛ}$ – длительность периода формирования технико-технологических резервов,

месяц;

$t_{РЕАЛ}^{КОМПЛ}$ - срок реализации технико-технологических резервов, месяц; $P_{ОБ}$ – резерв по оборудованию;

$T_{УСТ}$, $T_{НЕУСТ}$ – длительность периодов устойчивости и неустойчивости, месяц;

$У$ – ущерб от потери устойчивости горнотехнической системы, млн руб./год;

$Z_{ФОРМ}$ – затраты на формирование комплексов технико-технологического резерва, млн руб./год.

Анализ опыта работы подземных рудников при нестабильных ценах, научно-методической литературы показал, что наиболее доступным и распространенным является резерв по подготовленным запасам. Поэтому при разработке мероприятий в первую очередь определяется необходимый объем резерва по запасам руд различной ценности для компенсации потери устойчивости вследствие изменения рыночных и горно-геологических условий [5,6].

Для выполнения прогнозных расчетов получены аналитические зависимости объемов резерва по подготовленным и готовым к выемке запасам богатых, рядовых и бедных руд от коэффициента устойчивости ГТС при подземной разработке медно-колчеданных месторождений различными системами разработки (рис. 2).

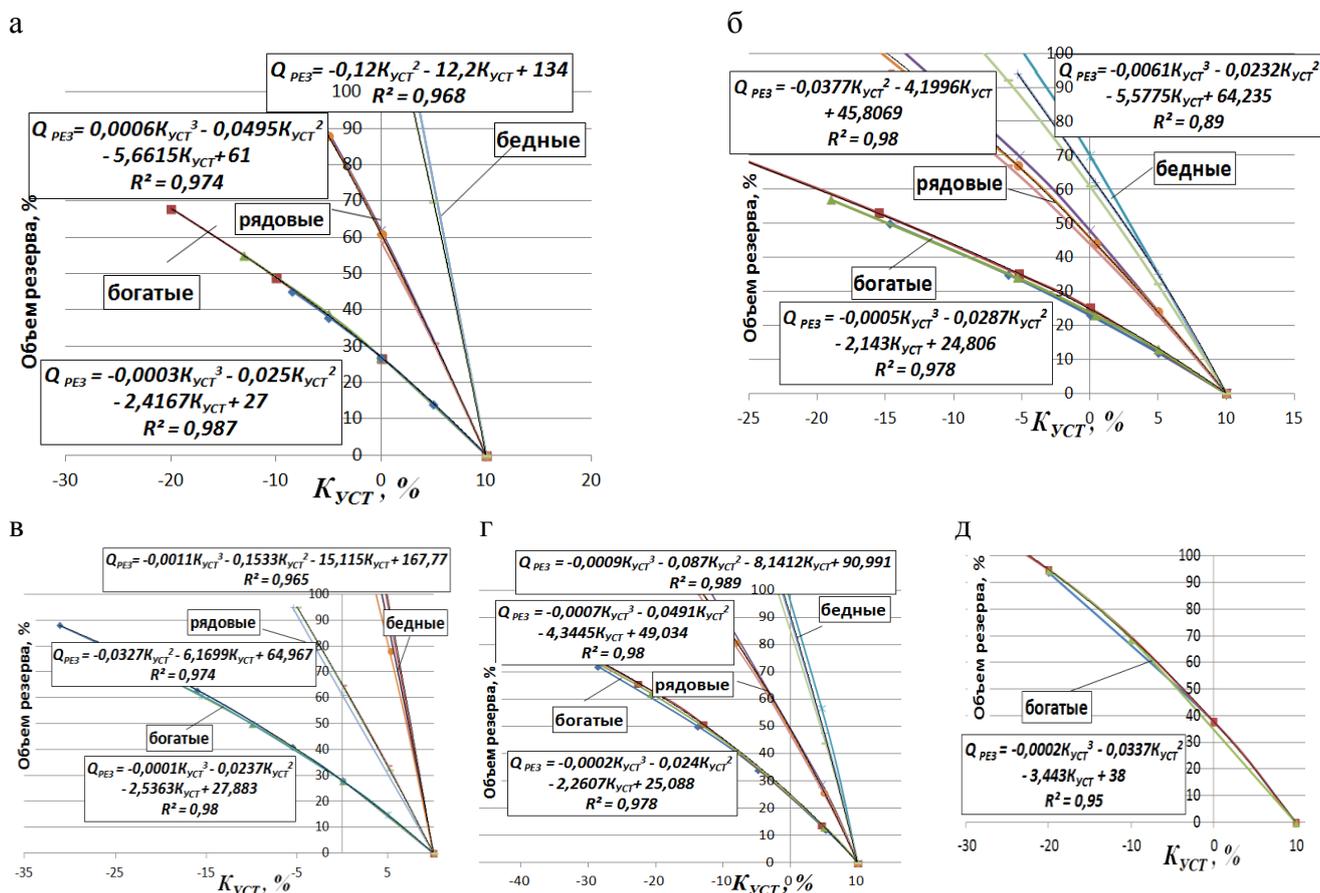


Рис. 2. Зависимости объема резерва по подготовленным и готовым к выемке запасам различной ценности от $K_{уст}$ при системах разработки: а - этажного обрушения руд и вмещающих пород; б - подэтажного обрушения руд и вмещающих пород; в - этажно-камерной с закладкой; г - подэтажно-камерной с закладкой; д - горизонтальными слоями с закладкой

По полученным зависимостям произведен расчет объема резерва по подготовленным и готовым к выемке запасам различной ценности, который показал, что в условиях максимального снижения цены на медь (до 3000 \$/т) их объемы варьируются от 45 до 600 % годовой добычи в зависимости от применяемой системы разработки и производственной мощно-

сти, что обуславливает высокие затраты на проходку, поддержание выработок. Также необходимо отметить, что ограниченность минерально-сырьевой базы не всегда позволяет подготавливать резерв.

Сократить резервы по подготавливаемым запасам возможно за счет реализации их в комплексе с другими направлениями технологического резервирования, такими как повышение уровня механизации работ, качества рудной массы, освоение техногенных георесурсов, использование новых технологий и совершенствование существующих.

Для направлений технологического резервирования произведен выбор резервов в зависимости от вида системы разработки и производственной мощности рудника и определены объемы резервов по каждому направлению и произведена оценка коэффициента устойчивости горнотехнической системы, которая показала, что без формирования резервов по подготовленным и готовым к выемке запасам за счет других направлений технологического резервирования возможно повысить коэффициент устойчивости от 4 до 30 %. Таким образом, повышение уровня механизации, качества добываемой рудной массы, освоение техногенных георесурсов и изменение технологий отработки запасов в комплексе не позволяют компенсировать максимально возможную потерю устойчивости в результате снижения цены на металл, либо ухудшения горно-геологических условий.

Поэтому для целей полной компенсации потери устойчивости горнотехнической системы необходимо формировать комплексы технологических резервов с учетом запасов подготовленных и готовых к выемке руд различной ценности. Реализация технологических резервов в комплексе позволяет сократить объемы подготовленных и готовых к выемке запасов в 1,7 – 2 раза, тем самым уменьшить затраты на проходку и поддержание в устойчивом состоянии выработок.

Таким образом, предприятия, ведущие подземную разработку медно-колчеданных месторождений, постоянно сталкиваются с высокой волатильностью цен на металлы, недостоверностью исходной горно-геологической информации, что приводит к снижению эффективности горных работ и потере устойчивости функционирования горнотехнической системы. Обеспечить устойчивость в данных условиях возможно за счет формирования комплексов технологических резервов, направленных на регулирование объемов добычи, повышение качества добываемого сырья, уровня механизации, вовлечение техногенных георесурсов, использование новых технологий и совершенствование существующих, в период стабильной работы предприятия и реализации в период негативного влияния рыночных и горно-геологических факторов.

Список литературы

1. Методические указания по технологическому проектированию горнодобывающих предприятий металлургии с подземным способом разработки (Приложение к ВНТП 13-2-93) [Текст]. Санкт-Петербург: Гипроруда, 1993.
2. Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий металлургии с подземным способом проектирования [Текст]. Санкт-Петербург: Гипроруда, 1993. – 201 с.
3. Калмыков В.Н., Петрова О.В., Янтурина Ю.Д. Оценка устойчивости горнотехнической системы при освоении рудных месторождений Урала подземным способом [Электронный ресурс] // Сетевое периодическое научное издание «Проблемы недропользования». – Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2014. – 2 вып. – С. 96 – 101. –Режим доступа: <http://trud.igduran.ru/edition/2>.
4. Калмыков В.Н., Петрова О.В., Янтурина Ю.Д. Обоснование резервов устойчивого развития горнотехнической системы при подземной разработке рудных месторождений [Текст] // Материалы международной научной школы академика К.Н. Трубецкого: «Проблемы и перспективы комплексного освоения и сохранения земных недр» / под ред. акад. К.Н. Трубецкого. – М.: ИПКОН РАН, 2014. – С. 222-225.

5. Ткач С.М. Методологические и геотехнологические аспекты повышения эффективности освоения рудных и россыпных месторождений Якутии [Текст] / отв. ред. С.А. Батугин, Рос.акад. наук, Сиб. отд-ние, Ин-т горного дела Севера СО РАН. – Якутск: Изд-во Института мерзлотоведения СО РАН, 2006. – 284 с.

6. Канзычаков, С.В. Обоснование режима и направления развития горных работ на угольных разрезах в условиях изменчивости внешней среды [Текст] : автореф. ... канд. техн. наук : 25.00.22, 25.00.21 / Канзычаков Сергей Васильевич. – Магнитогорск, 2013. – 20 с.

Сведения об авторах:

Калмыков Вячеслав Николаевич – д-р техн. наук, профессор кафедры разработки месторождений полезных ископаемых института горного дела и транспорта ФГБОУ ВО «МГТУ им. Г.И. Носова». Тел. (3519)29-84-61. E-mail: prmpi@magtu.ru.

Петрова Ольга Викторовна – канд. техн. наук, доц. кафедры разработки месторождений полезных ископаемых института горного дела и транспорта ФГБОУ ВО «МГТУ им. Г.И. Носова». Тел. (3519)29-84-66. E-mail: prmpi@magtu.ru.

Янтурина Юлия Данияровна – канд. техн. наук, проектировщик ООО «Урал-ГеоПроект». Тел. (3519)29-84-66. E-mail: yanturinayd@mail.ru.

УДК 622.83

ОЦЕНКА ВЛИЯНИЯ ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ РАБОТ НА НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОЕ СОСТОЯНИЕ ПРИКАРЬЕРНОГО МАССИВА МЕСТОРОЖДЕНИЯ КАМАГАНСКОЕ

Мажитов А.М.

Аннотация. Геологическая и горнотехническая обстановка Камаганского месторождения отличается исключительной сложностью. Сложность разработки заключается в непосредственной близости запасов, подлежащих подземной отработке, к поверхности и бортам действующего карьера. Кроме того, подземная разработка осложняется наличием на поверхности охраняемых объектов II и III категорий охраны. Поэтому исследование геомеханической ситуации в прибортовом массиве Камаганского месторождения является весьма актуальной задачей на этапе развития подземных горных работ. В связи с этим целью работы являлась оценка влияния подземной разработки на напряженно-деформированное состояние прикарьерного массива и охраняемые объекты в зоне ведения горных работ. Выполненные исследования показывают, что данные моделирования механического состояния массива в поле гравитационных сил хорошо согласуются с результатами многочисленных исследований, которые подтверждают выявленные закономерности. Вблизи поверхности откоса карьера и бортов имеется область растягивающих главных напряжений, действующих перпендикулярно поверхности, которые в природном поле напряжений (гравитационном и тектоническом) незначительны и не влияют на конфигурацию контура борта карьера. Отработка рудных тел подземным способом приводит к перераспределению напряжений в массиве: вокруг очистного пространства отношение вертикальной и горизонтальной составляющих главных напряжений увеличивается, а над очистными камерами формируется область низких сжимающих напряжений, близких к нулю, при увеличении пролета очистных выработок, переходящих в растягивающие нарушения устойчивости камер.

Ключевые слова: прибортовые запасы, охраняемые объекты, напряженно-деформированное состояние, главные напряжения, сжимающие напряжения.

По сложности инженерно-геологических условий разработки Камаганское месторождение относится к средней категории типа III-б. Месторождения этого типа представляют собой двухэтажное строение, причем верхний этаж состоит из толщи обводненных рыхлых связных и несвязных пород, а нижний – из скальных трещиноватых пород с наличием зон дробления и выветривания. Верхний этаж Камаганского месторождения сложен рыхлыми мезо-кайнозойскими отложениями, а нижний – вулканогенными и вулканогенно-осадочными образованиями карамалыташской свиты среднего девона. Массив характеризуется развитием пород большей частью с умеренно изменчивым литологическим составом и физико-механическими свойствами (коэффициент вариации 3-34%).

При разработке возможны инженерно-геологические явления, вызванные нарушением естественного состояния массива, в первую очередь оползни, обвалы, осыпи, суффозионные явления в бортах и откосах карьера.

В настоящее время основная концентрация горных работ находится на участке очистной выемки рудных тел № 3 и 5. Рудные тела вскрываются с использованием существующих капитальных выработок и обособленной схемой проветривания. Горные работы ведутся на глубине 180-200 м (гор. 180, 200 м).

Рудные тела № 3 и 5 обрабатываются камерной системой разработки с твердеющей закладкой. Ввиду сильной структурной нарушенности массива и сложных горно-геологических условий, высота камер была снижена до 20 м (в 2 раза относительно проектной) [1].

Рудное тело 5 находится в непосредственной близости от контура карьера. Расстояние по нормали составляет около 30 м (рис. 1).

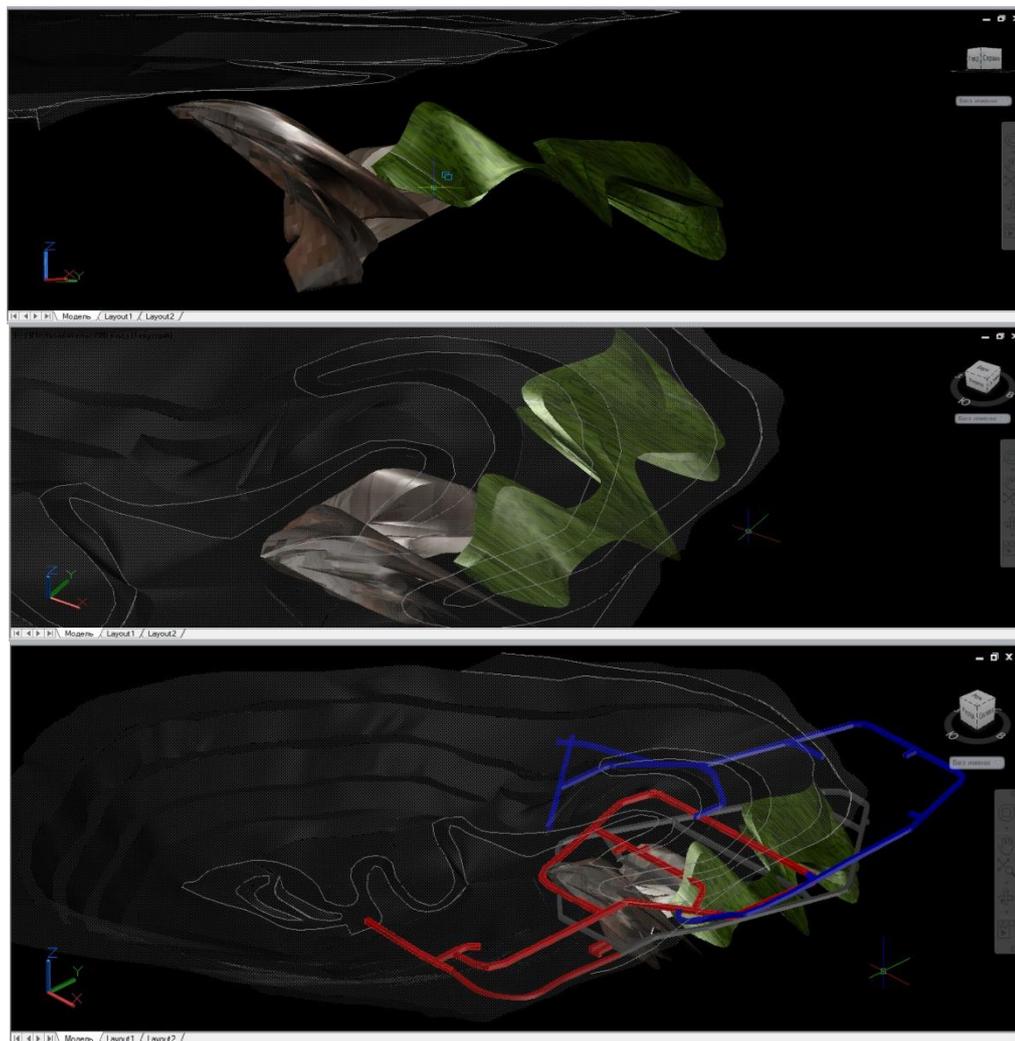


Рис. 1. Трехмерная модель участка очистных работ рудных тел 3 и 5

Обработка центральной части рудного тела 5, в частности камеры первой очереди К 5/12-200, вызвала активизацию процесса деформирования вышележащего массива и, вкупе с накопленными пустотами верхних камер, произошел выход воронок обрушения в северо-восточный борт карьера. Последствия деформирования борта может негативно повлиять на функционирование транспортного съезда, единственного доступа к подземным горным работам. Дальнейшее развитие горных работ и предотвращение дальнейшего обрушения возможно при формировании рудной потолочины между обрушенной горной массой и очистными камерами нижних горизонтов, а также проведения комплекса исследований по оценке напряженно-деформированного состояния горного массива и влияния подземных горных работ на устойчивость бортов и поверхности.

В связи с изложенным была проведена оценка напряженно-деформированного состояния прикарьерного массива горных пород Камаганского месторождения. Оценка проводилась с помощью математического моделирования методом конечных элементов в программном комплексе «FEM» (ИГД УрО РАН, г. Екатеринбург).

Моделирование проводилось для массива горных пород северо-восточного борта карьера. Оценка напряженно-деформированного состояния массива осуществлялась по максимальным нормальным напряжениям и горизонтальным деформациям. В математической модели использовались физико-механические характеристики руды, породы и закладки или об-

рушенной горной массы. Граничные условия задавались по данным натурных замеров с таким расчетом, чтобы обеспечивалось получение напряжений, сходимых с натурными.

На начальном этапе исследовались параметры гравитационного поля, затем на него накладывалось поле тектонических сил. Тектоническая составляющая горного давления принималась в два раза больше вертикального давления горных пород, согласно натурным исследованиям и отчету «Проведение исследований и выдача заключения о склонности пород и руд Камаганского месторождения СФ ОАО «Учалинский ГОК» к горным ударам» [2], выполненного ООО «Маггеоэксперт» в 2014 г. Однако в связи с незначительной глубиной горных работ, сильной трещиноватостью вмещающих пород, многочисленными тектоническими нарушениями составляющая горизонтальных напряжений не проявится [3].

Моделирование по северо-восточному борту карьера осуществлялось по характерному разрезу, построенному нормально к уступам борта через воронку обрушения камеры К 5/15-200.

Моделирование проводилось в два этапа. Первая модель оценивала природное напряженно-деформированное состояние массива, техногенно-измененное только карьерной выемкой (рис. 2 – 4).

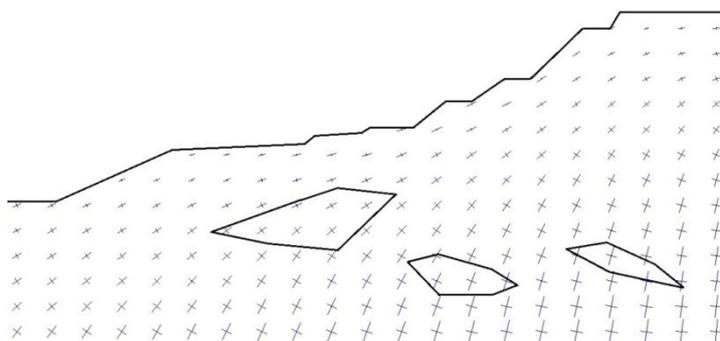


Рис.2. Направление главных напряжений в массиве пород, не тронутом подземными горными работами

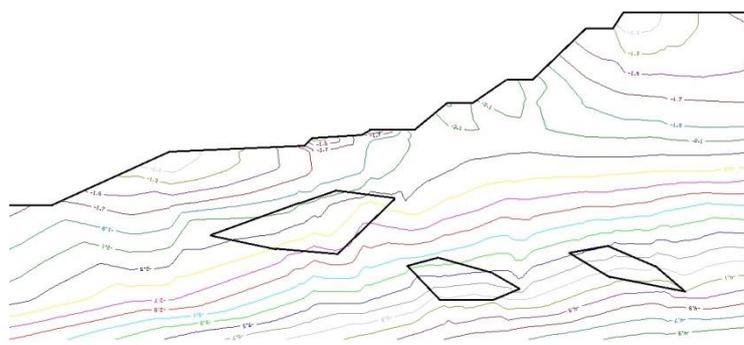


Рис. 3. Изолинии главных нормальных напряжений σ_1 в массиве пород, не тронутом подземными горными работами

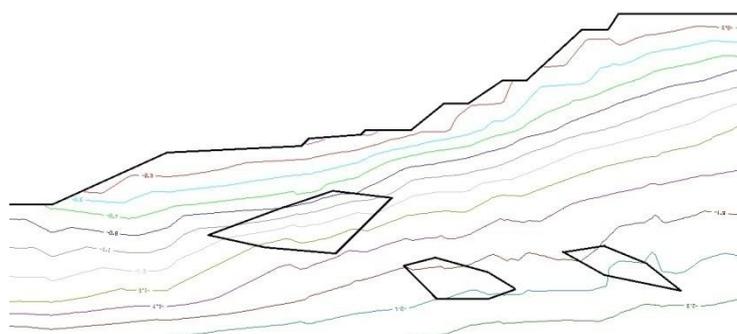


Рис. 4. Изолинии главных нормальных напряжений σ_2 в массиве пород, не тронутом подземными горными работами

Вторая модель имитировала собой отработку рудных тел камерной системой разработки с открытым очистным пространством, как наиболее приемлемой для достоверности данного варианта моделирования (рис. 5 – 7).

На рис. 2–4 показано природное напряженное состояние прибортового массива в гравитационном поле напряжений. В связи с незначительной глубиной отработки напряжения вблизи контура подземных запасов невелики и составляют по главным составляющим σ_1 до 2,1 МПа по отдельным уступам и пропорционально увеличиваются с глубиной.

Анализ гравитационного поля напряжений в приконтурной зоне Камаганского карьера подтвердил закономерности, установленные многочисленными исследованиями [4-7] и показал, что в массиве образуется зона разгрузки всех компонент тензора напряжений, ограниченная в плане проекцией верхней бровки откоса борта карьера и в вертикальной плоскости глубиной карьера. Вблизи поверхности откоса карьера и бортов имеется область растягивающих главных напряжений, действующих перпендикулярно поверхности.

Направление действия главных напряжений σ_2 в прикарьерном массиве вблизи земной поверхности карьера и дна – горизонтальное, вдоль поверхности откосов бортов – параллельное контуру откосов. В массиве борта угол наклона σ_2 к вертикали с удалением от откоса постепенно уменьшается до 0° вблизи проекции верхней бровки откоса борта. В прикарьерном массиве вертикальные составляющие напряжений превышают горизонтальные.

Отработка рудных тел приводит к перераспределению напряжений в массиве. Согласно рис. 5 над зоной очистных работ формируется область низких сжимающих напряжений, близких к нулю, и при увеличении пролета очистных выработок переходящих в растягивающие, нарушение устойчивости камер. На рис. 7 – 8 показаны численные значения главных сжимающих напряжений в прибортовом массиве при очистной выемке.

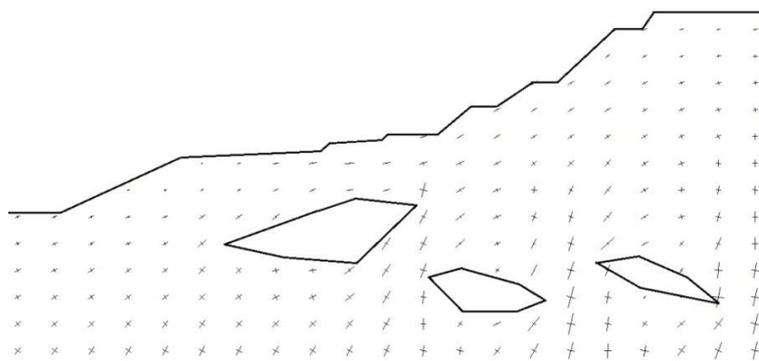


Рис. 5. Распределение главных напряжений в массиве пород при подземной отработке запасов

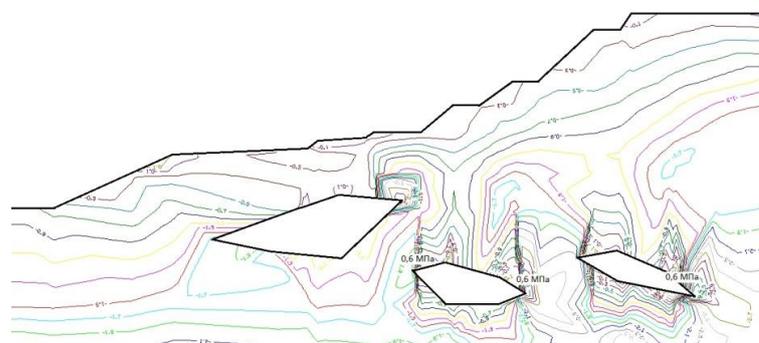


Рис. 6. Изолинии главных нормальных напряжений σ_1 в массиве пород при ведении подземных горных работ

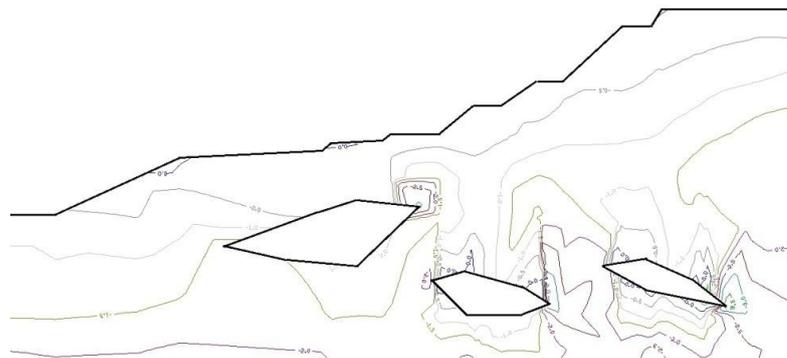


Рис. 7. Изолинии главных нормальных напряжений σ_3 в массиве пород при ведении подземных горных работ

Наложение тектонических сил на поле гравитационных напряжений значительно изменяет геомеханическую обстановку в прикарьерном массиве. В результате действия дополнительных горизонтальных сил (рис. 8, 9) возникает зона значительной концентрации сжимающих (до 25 МПа) и растягивающих напряжений (до 1,5 МПа) в зоне скольжения уступов. При этом по линейной зависимости возрастают смещения точек массива в сторону карьерной выемки, прикарьерный массив в верхней части деформируется в сторону карьера, а в придонном – смещается вниз. Такая концентрация напряжений и деформации могут привести к выполаживанию отдельных уступов, не влияя в целом на конфигурацию борта.

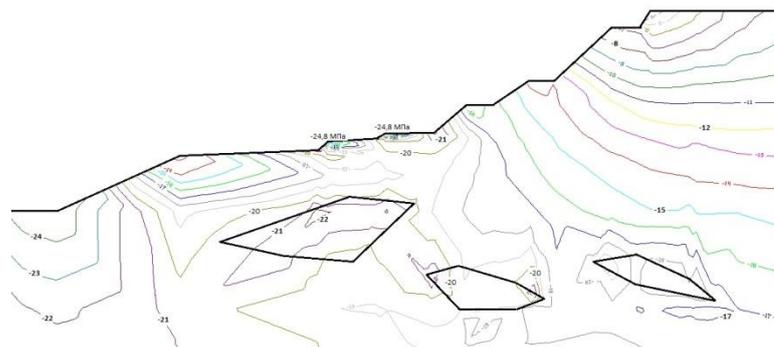


Рис. 8. Изолинии главных нормальных напряжений σ_1 в массиве пород, не тронутым подземными горными работами

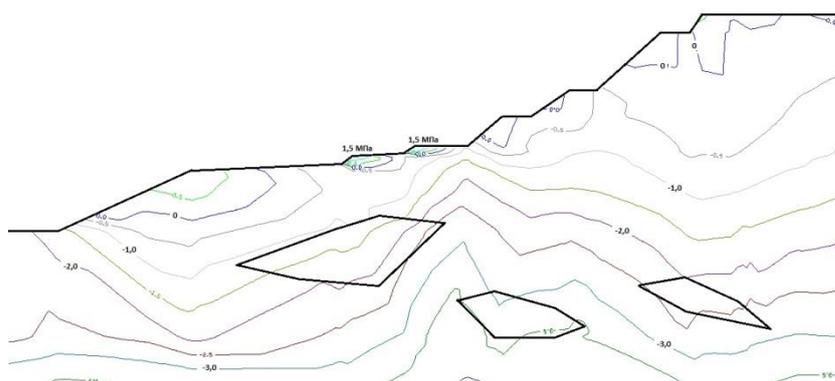


Рис. 9. Изолинии главных нормальных напряжений σ_2 в не тронутым подземными горными работами массиве

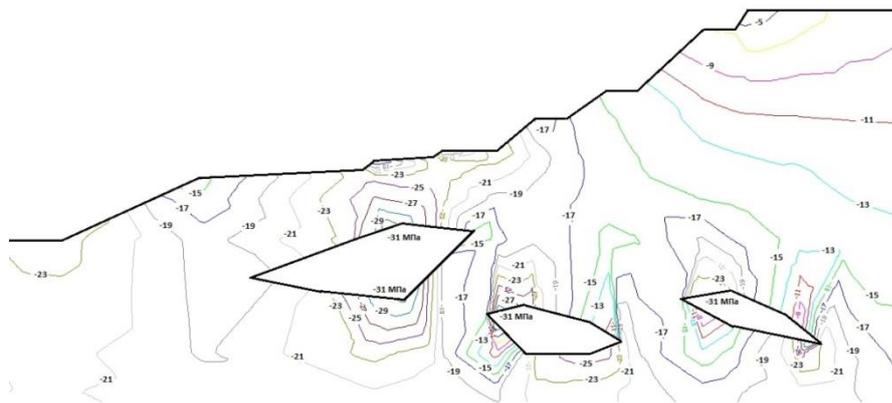


Рис. 10. Изолинии главных нормальных напряжений σ_1 при открытом очистном пространстве

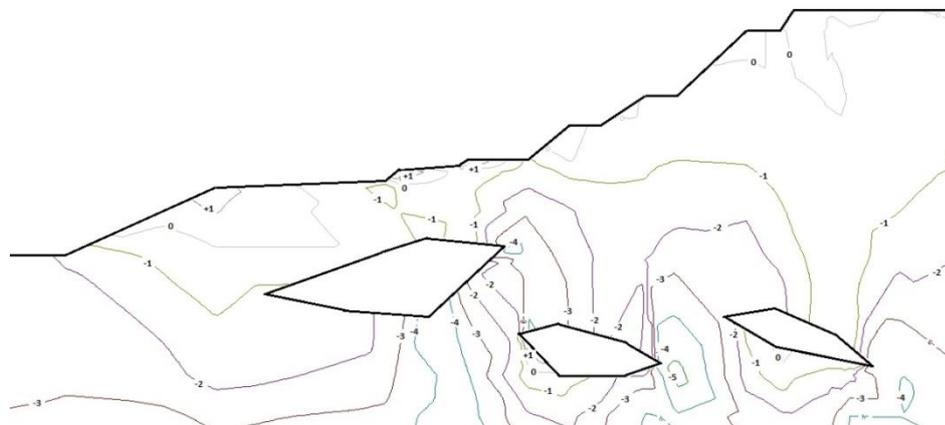


Рис. 11. Изолинии главных нормальных напряжений σ_2 при открытом очистном пространстве

В целом результаты исследований напряженно-деформированного состояния прикарьерного массива позволяют заключить, что:

- данные моделирования механического состояния массива в поле гравитационных сил хорошо согласуются с результатами многочисленных исследований, которые подтверждают выявленные закономерности;
- вблизи поверхности откоса карьера и бортов имеется область растягивающих главных напряжений, действующих перпендикулярно поверхности, которые в природном поле напряжений (гравитационном и тектоническом) незначительны и не влияют на конфигурацию контура борта карьера;
- в прикарьерном массиве вертикальные составляющие напряжений превышают горизонтальные в 1,5-2 раза;
- отработка рудных тел приводит к перераспределению напряжений в массиве: вокруг очистного пространства отношение вертикальной и горизонтальной составляющих главных напряжений увеличивается, а над очистными камерами формируется область низких сжимающих напряжений, близких к нулю, и при увеличении пролета очистных выработок, переходящих в растягивающие, нарушение устойчивости камер.

Список литературы

1. Техническое перевооружение Сибайского подземного рудника. Отработка подземным способом рудных тел №3, 5 Камаганского месторождения: проект. Т.1. Горная технология / ООО «Маггеопроект». Магнитогорск, 2012.

2. Проведение исследований и выдача заключения о склонности пород и руд Камаганского месторождения СФ ОАО «Учалинский ГОК» к горным ударам: отчет по договору № 44-2014 от 1 августа 2014 г. / ЗАО «Маггеоэксперт». Магнитогорск, 2014.

3. Казикаев Д.М. Геомеханика подземной разработки руд: учебник для вузов. М.: Изд-во МГГУ, 2005.

4. Каплунов Д.Р., Калмыков В.Н., Рыльникова М.В. Комбинированная геотехнология. М.: Издательский дом «Руда и металлы», 2003.

5. Казикаев Д.М. Комбинированная разработка рудных месторождений: учебник для вузов. М.: Изд-во МГГУ, 2008.

6. Калмыков В.Н. Обоснование параметров выемки запасов прикарьерных зон системами разработки с закладкой: дис. д-ра техн. наук. Магнитогорск, 1995.

7. Мухтаров Т.М. Комбинированный способ разработки месторождений полезных ископаемых. М.: Наука, 1988.

8. Рыльникова М.В., Корнеев С.А., Мажитов А.М., Корнеева В.С. Обоснование способов освоения и систем разработки маломощных рудных тел Камаганского медноколчеданного месторождения // Горный журнал. 2014. № 5. С. 86-90.

9. Мажитов А.М., Корнеев С.А., Кравчук Т.С., Смяткин А.Н. Геомеханическая оценка влияния горных работ на устойчивое состояние поверхности и бортов карьера при комбинированной разработке Камаганского месторождения // Маркшейдерское и геологическое обеспечение горных работ: сб. науч. тр. по мат. II междунар. науч.-практ. конф. / под ред. Е.А. Горбатовой. Магнитогорск: МДП, 2015. С. 148-155.

10. Мажитов А.М., Корнеев С.А., Пыталев И.А., Кравчук Т.С. Оценка устойчивости бортов карьера «Камаган» при подземной доработке месторождения // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2015. № S15. М.: Изд. «Горная книга». С. 205-215.

Сведения об авторах

Мажитов Артур Маратович, канд.техн.наук, старший преподаватель кафедры разработки месторождений полезных ископаемых института горного дела и транспорта ФГБОУ ВО «МГТУ им. Г.И. Носова», E-mail:artur.mazhitov@yandex.ru.

УДК 622.343.5:622.234.42

К ВОПРОСУ ОБ ЭКОЛОГИЧЕСКИ СБАЛАНСИРОВАННОМ ОСВОЕНИИ МЕДНО-КОЛЧЕДАНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ*

Рыльникова М.В., Емельяненко Е.А.

Аннотация. Рассмотрена принципиальная возможность создания экологически сбалансированной малоотходной горнотехнической системы. Предложена и экспериментально обоснована технология выщелачивания техногенного сырья интенсифицированными подвальными водами.

Ключевые слова: комплексное освоение недр, экологическое воздействие, охрана окружающей среды, отходы горно-обогажительного производства, выщелачивание металлов.

Введение

Основной задачей современного общества при освоении недр является полномасштабное сохранение естественной биоты Земли. Реальное решение этой проблемы связано с ликвидацией накопленных отходов добычи и обогащения. Основным условием для этого является применение комбинированных геотехнологий, которые позволят сократить до минимума количество вредных отходов, уменьшить их воздействие на окружающую среду и максимально замкнуть антропогенный круговорот веществ, приблизив его в идеале к природному круговороту веществ.

Постановка проблемы и характеристика техногенных образований

Период встраивания экономики России в мировое экономическое пространство был ознаменован тем, что выживание наиболее ликвидных сырьевых отраслей народного хозяйства было связано с интенсивной добычей минеральных ресурсов.

Наращивание темпов добычи медно-колчеданного сырья на Южном Урале (рис. 1) привело к тому, что основные богатые и легкодоступные медно-колчеданные месторождения (Гайское, Учалинское, Сибайское, Александринское и др.) в настоящее время истощены и находятся на стадии доработки. Восполнение дефицита рудного сырья у крупных горно-обогажительных комбинатов решается за счет вовлечения в эксплуатацию месторождений с бедными, труднообогащаемыми рудами, сложными по горно-геологическим и горнотехническим условиям отработки, а также месторождений из резервного фонда. Так, содержание меди в балансовых рудах Ново-Учалинского, Озерного и Западно-Озерного месторождений Южного Урала составляет не более 0,95; 0,59 и 0,82 % соответственно.

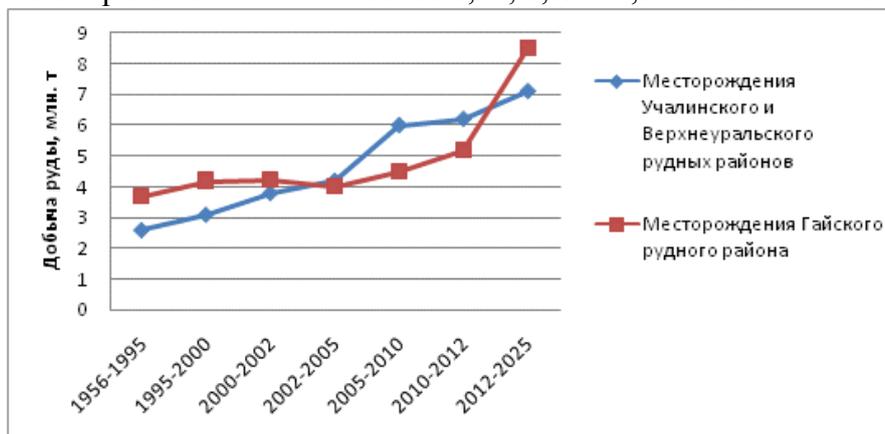


Рис. 1. Темпы наращивания производственной мощности рудников при разработке месторождений медно-колчеданных руд на Гайском и Учалинском ГОКах

*Работа выполнена в рамках государственного контракта Российского научного фонда –№ 14-37-00050.

Низкое качество медно-цинково-колчеданных руд вновь вовлекаемых в эксплуатацию месторождений связано не только с невысоким содержанием в них полезных компонентов, но и неблагоприятными текстурно-структурными характеристиками руд, их полиминеральностью, близостью технологических свойств рудообразующих минералов. Кроме того, наличие разных промышленных сортов руды, встречающихся в одном рудном теле, разубоживание добываемой рудной массы при валовой выемке еще более ухудшают качество добываемого минерального сырья. На этом фоне отходы горно-обогатительного комплекса, характеризующиеся повышенным содержанием полезных компонентов и доступностью их разработки, все чаще рассматриваются в качестве потенциальных минеральных ресурсов. Так, содержание меди и цинка в хвостохранилищах горно-обогатительных предприятий Южного Урала варьирует в пределах соответственно 0,22–0,45 и 0,3–0,63 % при запасах 240 и 327 тыс. т [1]. В хвостах обогащения находится немало селена, теллура, индия, а также золота и серебра.

Отходы горно-обогатительного комплекса привлекают серьезное внимание не только потому, что являются мощным источником антропогенного загрязнения окружающей среды, но и возможностью создания малоотходных, практически замкнутых горнотехнических систем, предусматривающих использование техногенного сырья в качестве вторичных минерально-сырьевых ресурсов, из которых можно дополнительно извлекать ценные металлы и другие попутные продукты, использовать их для производства строительных материалов, управлять состоянием массива при закладке выработанного пространства карьеров и шахт.

Объемы уже накопленных в Южно-Уральском регионе, складированных и подвергающихся гипергенезу отходов добычи медно-колчеданных руд составляют свыше 1,5 млрд т, хвостов обогащения - около 220 млн т. () [1, табл. 2, 3]. При этом в переработку вовлекаются не более 20% годового образования вскрышных пород, около 10 % отходов обогащения и около 40 % шлаков.

Наиболее разрушительное влияние горных предприятий на экосистему оказывает гипергенез пиритизированных отходов: формируются сернокислые ландшафты [2], развиваются гидрохимические и биогеохимические ореолы рассеяния рудных компонентов, происходит накопление и переизбыток в экосистемах металлов - токсикантов Cd, Zn, Cu, As, Sb, Pb, Hg [4], которые оказывают губительное воздействие на растительные сообщества и в целом на экосистему. В зоне влияния горнотехнических систем по добыче и переработке медно-колчеданных руд часто встречаются участки, лишенные растительности (рис. 2). К гибели растений приводят высокие концентрации мышьяка в почвах, переизбыток марганца вызывает серую пятнистость у растений, избыток цинка, меди и кобальта влечет появление белых омертвевших пятен на листьях, а молибдена - задержку в росте и т.д.

Вовлечение в переработку руд сложного состава и связанное с этим наращивание отходов горно-обогатительного производства чревато ситуацией, когда среда обитания человека больше уже не сможет выдержать всевозрастающее антропогенное воздействие горнотехнических систем и начнет ускоренно деградировать, подвывая к точке невозврата.

Необходимо менять отношение к проектированию процессов добычи и переработки минерального сырья и практику обращения с отходами горнодобывающих предприятий. Общество начинает осознавать актуальность перехода от существующих традиционных технологий к экологически сбалансированным геотехнологиям, построенным по принципу замкнутого цикла, характерного для природных систем с их экологической чистотой функционирования [2, 3]. Стратегия развития горного производства должна быть направлена на то, чтобы горнотехнические системы (ГТС) выдавали за пределы ГТС исключительно продукцию, характеризующуюся товарной готовностью и высокой степенью передела. Кроме того, в функции ГТС экологически сбалансированного цикла входит утилизация отходов преимущественно в выработанном пространстве недр в химически связанном и нетоксичном состоянии, а также формирование новых полезных свойств техногенных ландшафтов и полостей.

Система экологического мониторинга

Оценкой комплексности освоения недр, проведением экологического мониторинга ГТС и разработкой геотехнологий, позволяющих постепенно снижать антропогенную нагрузку на среду обитания человека, содействовать достижению устойчивого развития общества, призвана заниматься лаборатория экологически сбалансированного освоения и сохранения недр, созданная в ИПКОН РАН при поддержке гранта Российского Научного Фонда [4]. Целью экологического мониторинга [5] является выявление «узких мест» в горно-обогатительных технологиях, прогнозирование состояния среды обитания в процессе развития горных работ и разработка эффективных методов и технологий эксплуатации георесурсов в соответствии с принципами:

- системности, когда каждый отдельный процесс рассматривается как элемент более сложной производственно-технологической системы;
- комплексного использования сырьевых, технических, технологических и энергетических ресурсов с извлечением всех ценных компонентов;
- цикличности материальных потоков, когда производственный цикл определенным образом моделирует и приближается к природному круговороту веществ в биосфере;
- рациональной организации, когда невосполнимые потери природных ресурсов сводятся к минимуму, обеспечивается утилизация отходов с приданием техногенному сырью новых полезных свойств;
- экологической и промышленной безопасности.

Экологический мониторинг, проведенный на ряде медно-колчеданных месторождений Южного Урала, показал, что основной экологический прессинг при функционировании горнотехнической системы среда обитания человека получает в подсистеме, связанной с переработкой бедных, труднообогатимых и некондиционных медно-цинково-колчеданных руд. Полимнеральность, неблагоприятные текстурно-структурные характеристики, сходство технологических свойств рудообразующих минералов влечет неполное раскрытие сростков минералов, крайне низкое извлечение сопутствующих и вредных компонентов (табл. 3) с накоплением их в хвостах обогащения руд и последующей миграцией в растворимой форме с дренажными водами в окружающую среду. Все это в целом приводит к химическому загрязнению гидро- и литосферы Земли [6].

В настоящее время только комбинированная разработка, предусматривающая расширение организационно-производственной структуры на основе рационального сочетания физико-технических и физико-химических геотехнологий и утилизации конечных отходов в выработанном пространстве недр (рис. 2) способна обеспечить экологически сбалансированный цикл освоения недр, основанный на «биогенных принципах» за счет создания малоотходных технологий, а также технологий по избирательной выемке полезных ископаемых [7].

Теоретическое обоснование механизма физико-химических процессов с участием соединений серы

Спецификой медноколчеданных руд Урала является высокое содержание в них серы – 30 % и более. Именно этот фактор определяет перспективы реализации физико-химической геотехнологии (ФХГ) при комплексной переработке серосодержащих руд и техногенного сырья.

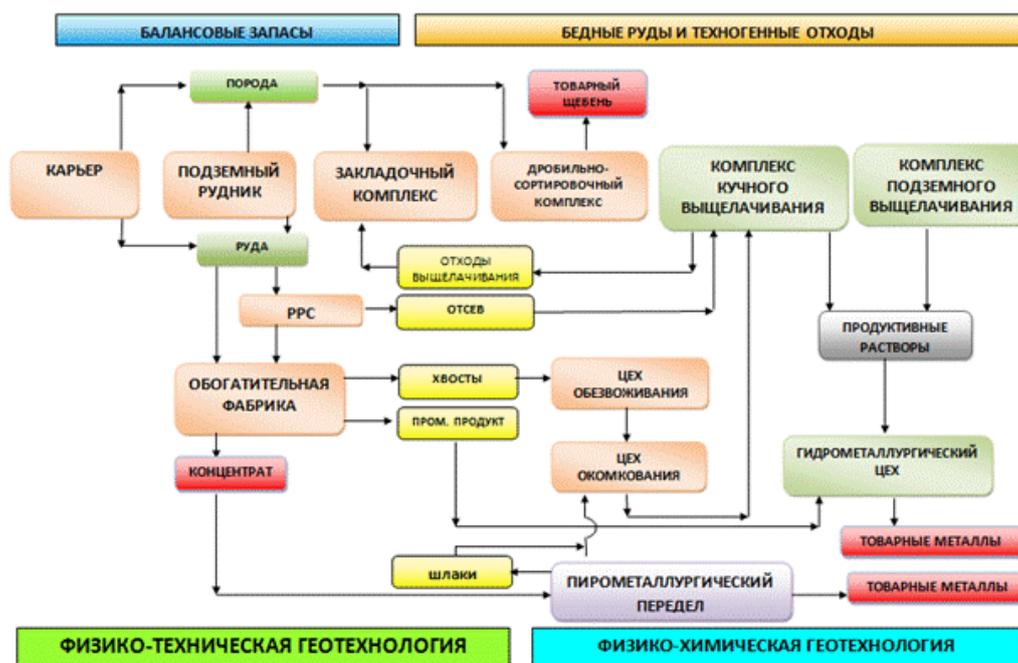


Рис. 2. Организационно-производственная структура предприятия полного цикла

В рудах медно-колчеданных месторождений соединения серы присутствуют, в основном, в двух минеральных формах (рис. 3): сульфидной (соли сероводородной кислоты) и сульфатной (соли серной кислоты) [4,5]. Самородная сера встречается редко, неустойчива и склонна, в зависимости от окислительно-восстановительного потенциала среды, формировать либо кислородные, либо водородные соединения.

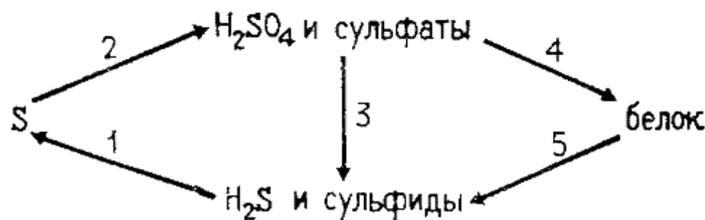


Рис. 3. Биогеохимический цикл преобразования серы

Сульфидная сера – это первичная, глубинная по происхождению минеральная форма нахождения серы. Попадает на земную поверхность в результате техногенного преобразования недр. В условиях биосферы сульфидные соединения практически нерастворимы, и потому сульфидная сера растениями не усваивается. Однако сульфиды в кислородной среде неустойчивы, на земной поверхности, как правило, окисляются, и в результате этого сера входит в состав сульфатных соединений, которые обладают достаточно хорошей растворимостью; сера в атмосфере земной поверхности активно мигрирует в водных растворах в составе сульфат-иона SO_4^{2-} . В сульфатной форме сера в составе водных растворов эффективно усваивается растениями, а далее – животными организмами. Усвоению способствует то, что сульфатные соединения серы способны накапливаться в почвах, участвуя в процессах обменной сорбции и входя при этом в состав почвенного поглощающего комплекса.

Разложение органических веществ в кислородной среде приводит к возвращению серы в почву, поверхностные и подземные воды. Сульфатная сера мигрирует в водных растворах и может снова использоваться растениями. Если же разложение идет в бескислородной среде, то ведущую роль играет деятельность серобактерий, которые восстанавливают SO_4^{2-} до H_2S . Сероводород выделяется в атмосферу, где окисляется и возвращается в другие ком-

поненты биосферы в сульфатной форме. Часть серы в восстановительной обстановке может связываться в сульфидных соединениях, которые при возобновлении доступа кислорода снова окисляются и переходят в сульфатную форму.

Несколько упрощенное биогеохимическое движение серы наблюдается при хранении бедных, труднообогатимых, некондиционных медно-цинково-колчеданных руд, техногенного сырья в отвалах и хвостохранилищах. Применение ФХГ переработки минеральных отходов позволит снизить и контролировать количество серы, попадающей в экотоп. Организация системы контроля за движением выщелачивающих растворов при реализации ФХГ позволит свести экологическое воздействие к минимуму.

Имеется большой практический опыт добычи меди из порфировых руд, медистых песчаников и сланцев, медистых глин, содержащих окисленные и вторичные сульфидные минералы ФХГ. Однако крайне мало сведений по переработке ФХГ колчеданных руд и сопутствующего техногенного сырья, представленного первичными сульфидными рудами, в составе которых присутствует халькопирит, блеклые руды, сфалерит. Основная трудность – малая растворимость сульфидов в серной кислоте. Для ускорения процессов выщелачивания меди и цинка необходим экологичный реагент-растворитель, способствующий максимально быстрому окислению сульфидов и переводу их в растворимые комплексные соединения, из которых далее ценные компоненты извлекаются в виде готовой продукции.

В качестве выщелачивающего реагента целесообразно использовать кислые подотвальные воды, собираемые в районе отвалов Учалинского карьера, а в качестве интенсификатора процесса выщелачивания предложено вводить в состав комплексного растворителя растворимую форму гумусовых веществ (фульвокислоты), обладающих комплексобразующими свойствами [5-7].

В настоящее время кислые подотвальные воды на Учалинском ГОКе после нейтрализации сбрасываются в пруд-накопитель, а содержащиеся ионы цветных металлов теряются в виде шламов. Использование исходных подотвальных вод в виде выщелачивающего раствора позволит устранить часть жидких отходов предприятия, а также получать дополнительно ценные компоненты не только из техногенных отходов, но и из металлсодержащих водных растворов.

Гумусовые вещества – обширный и реакционноспособный класс природных соединений, входящих в состав органического вещества почв, природных вод и твердых горючих ископаемых. Они состоят из смеси макромолекул переменного состава и нерегулярного строения [7]. По растворимости в кислотах и щелочах гумусовые вещества делятся на высокомолекулярные гуминовые кислоты (ГК), растворимые только в щелочных растворах; относительно низкомолекулярные фульвокислоты (ФК), растворимые в воде, щелочных и кислых растворах; гумин – твердое вещество почвы, не извлекаемое растворителями. В зависимости от состава фракций (ГК или ФК) комплексообразование с тяжелыми металлами протекает как два качественно разных процесса, в которых конечным продуктом является образование нерастворимых и растворимых комплексов с катионами металлов.

ГК выступают как комплексообразующие сорбенты. При взаимодействии с поливалентными металлами они связывают их, образуя малоподвижные комплексные соединения. Данная особенность гумусовых веществ указывает на принципиальную возможность использования ГК в качестве природного нейтрализатора кислых дренажных вод, ингибитора химических реакций при гипергенезе руд и техногенного минерального сырья.

ФК взаимодействуют с большинством поливалентных металлов: Fe^{3+} , Al^{3+} , Fe^{2+} , Cu^{2+} , Zn^{2+} , Ag^{4+} , Au^{4+} и др. с образованием растворимых в водной фазе комплексных солей тяжелых металлов. Миграционная активность комплексов резко возрастает. ФК целесообразно применять в качестве интенсификатора процессов выщелачивания некондиционных медно-цинково-колчеданных руд и техногенного сырья.

Методика и результаты экспериментальных исследований

Объекты исследования – отходы добычи и переработки медно-колчеданных руд, складированные в пределах земельного отвода Учалинского ГОКа: некондиционные руды Молодежного месторождения (хранение в отвалах более 60 лет), некондиционная фракция рентгено-радиометрической сепарации (РРС) руды Учалинского месторождения, текущие хвосты обогащения Учалинской фабрики.

По всем видам минерального сырья были изучены минералогический, химический и гранулометрический состав, физико-механические, гидравлические и технологические свойства [5]. Содержание меди и цинка в трех указанных выше объектах соответственно составило: 0,48 и 0,58 %; 0,5 и 2,9 %; 0,35 и 0,8 %.

Некондиционную руду Молодежного месторождения и некондиционную фракцию РРС крупностью $-50+5$ мм укладывали в лабораторные перколяторы после обесшламливания. Фракцию крупностью $-5+0$ мм, в том числе и хвосты обогащения, предварительно окомковывали. Для выщелачивания использовали окатыши крупностью $-30+20$ мм. Насыпная плотность окатышей $2,3 \text{ кг/дм}^3$, прочность на сжатие через 21 день твердения в воздушно-сухих условиях $3,5-4 \text{ МПа}$. Пористость окатышей 44 % при среднем диаметре пор 170 мкм.

Инфильтрационное выщелачивание в перколяторах осуществлялось циклами, каждый из которых состоял из четырех операций: закисление массива 10%-ной серной кислотой; выстаивание; выщелачивание подотвальной водой, активированной ФК (рабочий режим); промывка. Продолжительность одного цикла выщелачивания – 30 суток. Для разного минерального сырья количество циклов варьировало от двух до пяти и определялось скоростью выщелачивания ценных компонентов. Основным показателем завершения процесса – минимальное содержание меди $0,015 \text{ мг/л}$, цинка $0,01 \text{ мг/л}$ в продуктивных растворах. Плотность орошения рудного массива и окатышей не превышала $0,5$ и $0,3-0,4 \text{ л/(ч}\cdot\text{м}^2)$ соответственно. Расход серной кислоты на выщелачивание составил 50 кг/т .

Подотвальная вода Учалинского ГОКа с $\text{pH} = 2,8-3,0$ доукреплялась серной кислотой до $\text{pH} = 1-1,5$ и активировалась вытяжкой из торфа [5,7] в соотношении 2:1. Результаты извлечения ценных компонентов из некондиционных медноколчеданных руд и техногенных отходов показали, что использование органического комплексообразователя повышает извлечение меди и цинка в продуктивные растворы в $1,1-1,8$ раза, ускоряет процесс выщелачивания при общем снижении расхода кислоты в операции в $1,5-2$ раза.

Выводы

Применение физико-химической технологии для выщелачивания бедных, труднообогащаемых и некондиционных медноколчеданных руд и сопутствующего техногенного минерального сырья с использованием природного органического комплексообразователя (ФК) в качестве интенсификатора является весьма перспективным направлением экологически сбалансированного освоения недр. Внедрение этой технологии в производство позволит:

- расширить минерально-сырьевую базу горно-обогатительных предприятий Южного Урала;
- получить дополнительное количество металлов и очистить от них промышленные воды;
- повысить уровень извлечения ценных компонентов в раствор и снизить общий расход кислоты на выщелачивание;
- использовать остаточные после выщелачивания отходы в качестве закладочных смесей;
- снизить экологическое воздействие на среду обитания человека.

Список литературы

1. Техногенное минеральное сырье Урала: [монография] / [В. А. Перепелицын и др. ; отв. ред.: В. А. Коротеев, В. А. Перепелицын]; Рос. акад. наук, Урал. отд-ние, Ин-т геологии и геохимии им. А. Н. Заварицкого [и др.]. Екатеринбург : УрО РАН, 2013. 328 с.

2. Трубецкой К. Е. Принципы обоснования параметров устойчивого и экологически сбалансированного освоения месторождений твердых полезных ископаемых // ГИАБ. 2014. № 12. С. 3–10.

3. Трубецкой К. Н., Галченко, Ю. П. Бурцев Л. И. Экологические проблемы освоения недр при устойчивом развитии природы и общества. М. : Научтехлитиздат, 2003. 216 с.

4. Емлин Э. Ф. Техногенез колчеданных месторождений Урала. Свердловск: Изд-во Урал. ун-та, 1991. 256 с.

5. Рыльникова М. В., Горбатова Е. А., Емельяненко Е. А. Условия и процессы вторичного минералообразования при эксплуатации медноколчеданных месторождений. М. : РАН «ИПКОН РАН», 2009. 185 с.

6. Рыльникова М. В., Емельяненко, Е. А., Ангелова Е. И. Применение природных комплексонов для интенсификации процессов выщелачивания отходов добычи и переработки медноколчеданных руд // Изв. вузов. Горный журнал. 2013. № 7. С. 107–112.

7. Орлов Д. С. Гуминовые вещества в биосфере // Соросовский общобразовательный журнал. 1997. № 2. С. 56–63.

Сведения об авторах

Рыльникова Марина Владимировна - д-р техн. наук, проф.; зав. отделом теории проектирования освоения недр, Институт проблем комплексного освоения недр Российской академии наук (ИПКОН РАН), Россия. Тел. 8 (495) 360-89-55. E-mail - rylnikova@mail.ru.

Емельяненко Елена Алексеевна - канд. техн. наук, доц. кафедры геологии, маркшейдерского дела и обогащения полезных ископаемых, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», Россия. Тел. 8 (3519) 29-85-40. E-mail - emv31@mail.ru.

УДК 622.235

ОБОСНОВАНИЕ ОБЛАСТИ ЭФФЕКТИВНОГО ПРИМЕНЕНИЯ ПРОМЫШЛЕННЫХ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ

Угольников Н.В., Баскакова Н.Т., Якобсон З.В., Симаков Д.Б.

Аннотация. Анализ способов интенсификации дробления горных пород взрывом и прогнозирование степени дробления взорванной горной массы показали, что удельный расход, скорость детонации ВВ, физико-механические свойства горных пород, естественная трещиноватость и блочность массива являются наиболее важными факторами, определяющими параметры взрывной отбойки, учет изменения которых, при существующей технологии ведения взрывных работ, дает возможность регулировать качество взрывного дробления горных пород.

Ключевые слова: энергозатраты, гранулометрический состав, блочность массива, трещиноватость массива, степень взрывного дробления, КПД взрывного дробления.

Введение

Одним из методов повышения степени взрывного дробления является увеличение удельного расхода взрывчатых веществ [1, 2]. Однако его чрезмерное увеличение может привести к перераспределению энергии взрыва по формам механической работы, что увеличивает вредные проявления взрыва.

Поэтому задача обоснования рациональной области применения различных типов ВВ на карьерах с различной трещиноватостью и блочностью для достижения требуемого качества взрывного дробления является актуальной.

Основная часть

Исследования по влиянию блочности взрываемого массива горных пород на степень и качество взрывного дробления производились на карьерах ОАО «ММК» [8]. Исследованиями установлено, что при одном и том же среднем размере куска, но различной логарифмической дисперсии выход фракций крупности различен (табл. 1).

Таблица 1.

Результаты замеров гранулометрического состава взорванных горных пород

№	Средний размер куска, м	Выход фракций крупностью, м											β
		0-0,10	0,11-0,20	0,21-0,30	0,31-0,40	0,41-0,50	0,51-0,60	0,61-0,70	0,71-0,80	0,81-0,90	0,91-1,00	> 1,00	
1	0,20	47,9	14,4	14,5	10,5	3,6	4,4	1,3	0	3,4			0,84
2	0,20	54,8	12,7	8,1	9	4,4	3,5	2,1	2,4	1	2		1,19
3	0,20	49,8	15,7	10	3,5	6,8	11	3,2					1,73
4	0,25	33,1	10,2	24,7	7,2	14,2	3	4,7	1,8	0,5	0,6		0,84
5	0,25	46,4	7,8	11,6	12,7	3,9	4,8	4,8	4,3	3,7			1,19
6	0,25	45	13,5	8,8	8,7	6,8	2,7	6,5	3,8	4,2			1,73
7	0,30	27,5	6	28,8	8,7	6,8	8,2	6,5	7,5				0,84
8	0,30	31,1	16,4	11,9	12,5	10,2	5,4	3	2,9	0,6	1,4	4,6	1,19
9	0,30	34,7	15,6	12,5	7,4	6,1	2,1	7,5	5,8	6,5	1,8		1,73
10	0,35	21,3	9,1	12,5	16,5	12,5	14	3,6	8,3	2,2			0,84
11	0,35	38,2	6,4	10,5	3,8	11,7	7,9	9,3	2	2,3	0,8	7,1	1,19
12	0,35	42,7	8,7	8,6	7	4,3	7	4,2	3,7	2,6	1,3	9,9	1,73

Анализ гранулометрического состава показал, что распределение кусков взорванной горной массы подчиняется полному или усеченному логарифмически нормальному закону в

широком диапазоне изменения параметров взрывной отбойки, а логарифмическая дисперсия является инвариантной характеристикой кусковатости горных пород, причем для пород первой категории по трещиноватости логарифмическая дисперсия изменяется в пределах от 0,58 до 0,8, для пород второй и третьей категории – 0,8-1,19, а для пород четвертой категории – 1,19-1,7.

Таким образом, логарифмическая дисперсия определяется трещиноватостью массива и является характеристикой наличия классов крупности в общей совокупности кусков [3, 4].

В результате была получена зависимость выхода фракций крупностью +1,0, 0,7, 0,3 от среднего размера куска для пород различной категории трещиноватости (рис. 1).

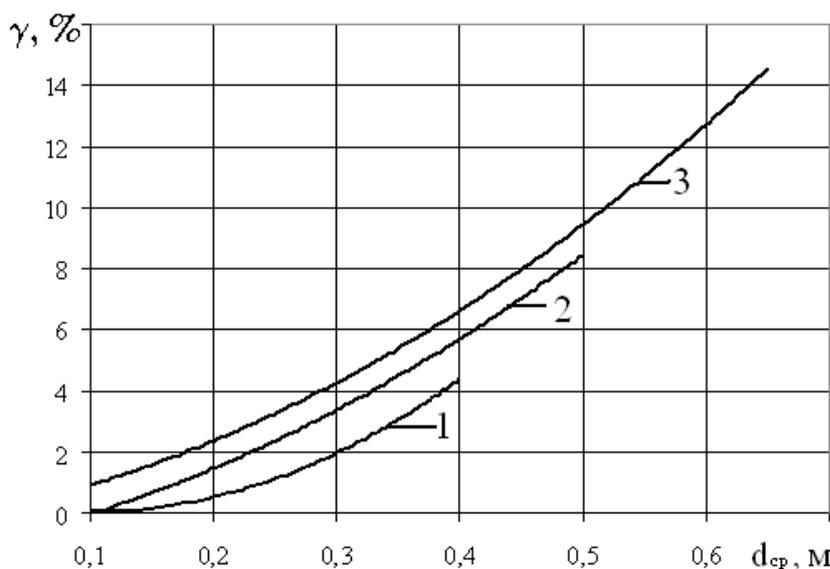


Рис. 1. Зависимость выхода во взорванной горной породе фракций + 1,0 м от среднего размера куска при логарифмической дисперсии: 1 - 0,8; 2 - 1,0; 3 - 1,3

Аналогичные зависимости были получены для фракций + 0,3 и + 0,7 м. Полученные зависимости описываются уравнением

$$\gamma = \alpha \cdot d_{\text{ср}}^2 + \lambda \cdot d_{\text{ср}} + \omega, \tag{1}$$

где α , λ , ω – эмпирические коэффициенты (табл. 2).

Таблица 2.

Значения эмпирических коэффициентов

Выход фракций крупности, %	α , при β			λ , при β			ω , при β		
	0,8	1,0	1,3	0,8	1,0	1,3	0,8	1,0	1,3
+1,0	48	21	23	-9,5	8,6	7,5	0,5	-1,1	-0,06
+0,7	107	55	6,5	-17	12	30	0,9	-1,3	-1,9
+0,3	-62	-94	-48	210	177	111	-16,4	-10	-3,1

Исследования по влиянию блочности взрываваемого массива горных пород на эффективность взрывных работ проводились на карьере Малый Куйбас [7]. Бурение скважин осуществлялось станками шарошечного бурения СБШ-250 МН, диаметр скважин $d_{\text{скв}}=250$ мм при высоте уступа $H=10$ м и глубине скважин 12,5 м. Взрывание короткозамедленное с интервалом замедления 35-50 мс, схема коммутации диагональная. Взрывание осуществлялось с помощью гранулозола, гранипора ФМ и граммонита 79/21, конструкция заряда сплошная.

Для оценки эффективности применения различных типов ВВ применялись показатели технологической эффективности – степень и КПД взрывного дробления [5], которые определялись как:

$$i = \frac{D_e}{d_{cp}}, \quad (2)$$

где D_e – средний размер отдельности в массиве до взрыва, м;
 d_{cp} – средний размер куска взорванной горной массы, м;

$$\eta = \frac{50 \cdot \sigma_p \cdot \ln \frac{D_e}{d_{cp}}}{q \cdot \varepsilon} \cdot 100\%. \quad (3)$$

Полученные в результате исследований данные позволили установить зависимость влияния энергетических параметров взрывных работ (удельного расхода ВВ – q , величины энергонасыщенности массива – $A_{вв}$) на показатели технологической эффективности (степень дробления i и КПД взрывного дробления) для пород различной блочности при использовании гранулолола, гранипора ФМ и граммонита 79/21. Значения показателей технологической эффективности при максимальной для данного ВВ степени дробления приведены в табл. 3.

Таблица 3.

Значение показателей технологической эффективности при максимальной степени дробления

Блочность пород	Тип ВВ	i_{max}	$A_{вв}$, кДж/м ³	q , кг/м ³	$A_{др}$, кДж/м ³	η , %
Мелкоблочные ($D_e = 0,3$ м)	Гранулолол	2,4	2112	0,58	311	14,7
	Гранипор ФМ	2,3	2308	0,63	293	12,7
	Граммонит 79/21	2,2	2914	0,68	280	9,6
Среднеблочные ($D_e = 0,7$ м)	Гранулолол	3,2	2513	0,69	427	17
	Гранипор ФМ	2,9	2454	0,67	380	15,5
	Граммонит 79/21	2,6	2657	0,62	324	12,2
Крупноблочные ($D_e = 1,0$ м)	Гранулолол	4,6	2950	0,81	576	18,5
	Гранипор ФМ	3,8	2564	0,7	474	18,5
	Граммонит 79/21	3	2485	0,58	398	16

Рациональные показатели энергопотребления необходимо определять по максимальному КПД взрывного дробления (табл. 4).

Таблица 4

Показатели технологической эффективности

Блочность пород	Тип ВВ	i	$A_{вв}$, кДж/м ³	q , кг/м ³	$A_{др}$, кДж/м ³	η_{max} , %
Мелкоблочные ($D_e = 0,3$ м)	Гранулолол	2,2	1748	0,48	262	15
	Гранипор ФМ	2,2	2015	0,55	272	13,5
	Граммонит 79/21	2,1	2571	0,60	262	10,2
Среднеблочные ($D_e = 0,7$ м)	Гранулолол	2,8	1930	0,53	349	18,1
	Гранипор ФМ	2,7	2198	0,60	345	15,7
	Граммонит 79/21	2,6	2485	0,58	331	13,3
Крупноблочные ($D_e = 1,0$ м)	Гранулолол	3,8	2185	0,6	448	20,5

	Гранипор ФМ	3,5	2125	0,58	425	20
	Граммонит 79/21	2,9	2442	0,57	362	14,8

Степень дробления мелкоблочных массивов не превышает 2,4 и практически не зависит от ЛСПП и сетки скважин. Это можно объяснить тем, что разрушение мелкоблочного массива происходит под действием расширяющихся газов взрыва по имеющимся трещинам и соударения кусков породы между собой, а влияние волн напряжений при этом минимально. Поэтому уменьшение сетки скважин и ЛСПП и, в конечном счете, увеличение удельного расхода в этих массивах неэффективно. Повышение же эффективности взрывного дробления можно достичь путем изменения (применяемого типа ВВ) или трансформации (изменение конструкции заряда) взрывного импульса.

В крупноблочных массивах степень дробления не превышает 4,6 и значительно зависит от ЛСПП и сетки скважин, поэтому при проектировании БВР необходимо их надежное обоснование. Это связано со значительным влиянием на разрушение крупноблочных массивов действия волн напряжений, требующих более точного выбора энергонасыщенности взрываемого массива, параметров формирования отдельных зарядов и условий взрывания.

Разрушение среднеблочных массивов происходит как от действия газов взрыва, так и от волн напряжений, при этом степень дробления не превышает 3,2.

Интенсификация взрывного дробления горных пород на карьерах может быть достигнута за счет изменения энергонасыщенности взрываемого массива. Причем область влияния зависит от детонационных характеристик ВВ и от блочности взрываемого массива.

В результате анализа полученных зависимостей была разработана номограмма для определения области рационального применения промышленных ВВ (рис. 2).

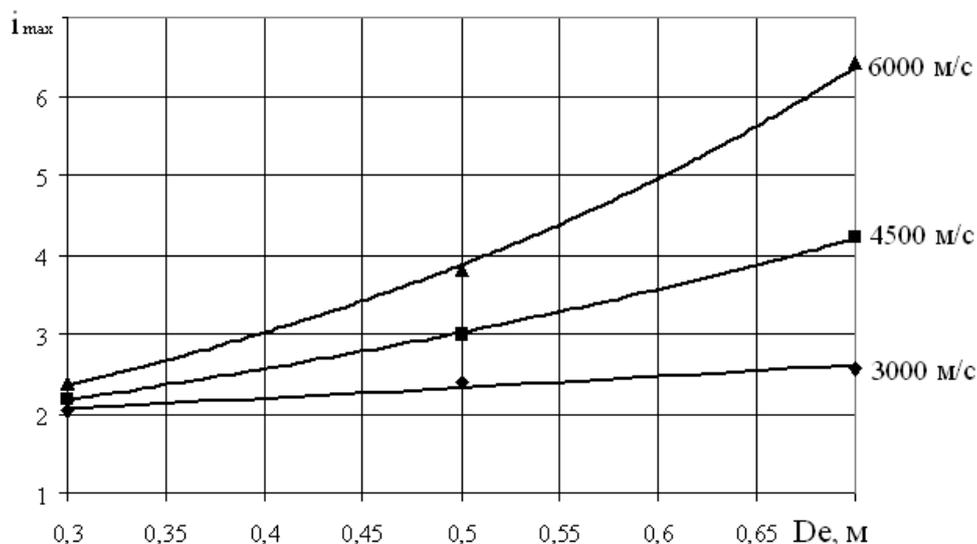


Рис. 2. Номограмма для определения рациональной области применения типа ВВ

Заключение

Таким образом, применение высокобризантных ВВ позволяет регулировать степень дробления горных пород различной блочности.

Выбор типа ВВ необходимо осуществлять в зависимости от трещиноватости и блочности массива горных пород, исходя из требуемой степени дробления и экономической эффективности их применения.

Требуемая степень дробления должна приниматься исходя из условия обеспечения оптимальной кусковатости горных пород, обеспечивающих необходимую производительность горнотранспортного оборудования [4, 6].

Список литературы

1. Угольников В.К., Симонов П.С., Угольников Н.В. Рациональная область применения различных типов ВВ и конструкций скважинных зарядов// Горно-информ.-аналит. бюл. М.: МГГУ, 2006. № 4. С. 347-351.
2. Угольников В.К., Симонов П.С., Угольников Н.В. Обоснование рационального удельного расхода для применяемого типа ВВ// Освоение запасов мощных рудных месторождений: Межвуз. сб. науч. тр. – Магнитогорск, 2000. С. 130-134.
3. Угольников В.К., Гавришев С.Е., Угольников Н.В. Влияние трещиноватости массива горных пород на кусковатость взорванной горной массы// Горно-информ.-аналит. бюл. М.: МГГУ, 2006. № 3. С. 213-216.
4. Угольников В.К., Гавришев С.Е., Угольников Н.В. Влияние гранулометрического состава горной массы на производительность экскаваторов// Горно-информ.-аналит. бюл. 2007. Отд. вып. 7. Взрывное дело. С. 70-77.
5. Угольников В.К. Повышение эффективности взрывных работ на карьерах: монография. Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГГУ», 2006. 182 с.
6. Угольников Н.В., Симаков Д.Б., Угольникова М.В. Оптимизация энергозатрат на карьерах// Горно-информ.-аналит. бюл. 2011. Отд. вып. 4. Взрывное дело. С. 102-105.
7. Угольников В.К., Симонов П.С., Оконечников А.Б., Угольников Н.В. Совершенствование технологии и параметров взрывных работ для снижения выхода негабарита на карьере Малый Куйбас// Вест. МГГУ. - 2003.- №4. С. 24-28.
8. Симаков Д.Б. Влияние блочности массива на удельные затраты энергии в процессах открытых и открыто-подземных горных работ//Комбинированная геотехнология: масштабы и перспективы применения: материалы международной научно-технической конференции, г. Учалы, 2005: Сб. трудов.- Магнитогорск: МГТУ, -2006. С. 222-226.

Сведения об авторах

Угольников Никита Владимирович – канд. техн. наук, доцент, доцент каф. открытой разработки месторождений полезных ископаемых, институт горного дела и транспорта ФГБОУ ВПО «МГТУ им. Г.И. Носова». Тел. 8(3519)29-85-56, факс 8(3519) 29-84-26. E-mail: ugkit@mail.ru

Баскакова Надежда Тимофеевна – канд. техн. наук, доцент, доцент каф. менеджмента, институт экономики и управления ФГБОУ ВПО «МГТУ им. Г.И. Носова». Тел. 8(3519) 23-04-28. E-mail: baskakovant@bk.ru .

Якобсон Зинаида Васильевна – канд. техн. наук, доцент, доцент каф. менеджмента, институт экономики и управления ФГБОУ ВПО «МГТУ им. Г.И. Носова». Тел. 8(3519) 23-04-28. E-mail: zyakobson@mail.ru .

Симаков Дмитрий Борисович – канд. техн. наук, зав. кафедрой менеджмента, институт экономики и управления ФГБОУ ВПО «МГТУ им. Г.И. Носова». Тел. 8(3519) 23-04-34. E-mail: dbsimakov@bk.ru

УДК 553.04:533.31

**ПЕРСПЕКТИВЫ ПЕРЕРАБОТКИ ТИТАНОМАГNETИТОВЫХ РУД
МЕДВЕДЕВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ**

Горбатова Е.А., Колкова М.С.

Аннотация. Проведен анализ минерально-сырьевой базы металлургических предприятий Уральского региона, проанализировано состояние титановой промышленности России. На основании полученных данных определены месторождения, представляющие практический интерес для переработки и получения железных и титановых концентратов.

Рассмотрены генетические разновидности, а также существующие схемы переработки титаномагнетитовых руд. Изучен вещественный состав ильменит-титаномагнетитовых руд Медведевского месторождения.

Ключевые слова: руда, титаномагнетит, ильменит, структура, текстура, вкрапленность, крупность.

С каждым годом потребление титановой продукции возрастает в связи с ценными свойствами титана, относящегося к широко используемым элементам в промышленном производстве. Важнейшими видами титановой продукции являются пигментный диоксид титана (мировое производство составляет около 3 млн т TiO_2 в год) и металлический титан (60-70 тыс. т Ti в год). Почти 90% диоксида титана используется в качестве наполнителя резины, бумаги, пластмасс, при матировании искусственного волокна, как усилитель силиконового каучука, в полупроводниковой керамике и т.д.[1]. Металлический титан и его сплавы, обладающие высокой коррозионной стойкостью и хорошим сочетанием механических и технологических свойств, применяются в самых различных отраслях промышленности: авиационной, космической, химической, металлургической, в машиностроении, судостроении.

Главными производителями пигментного диоксида титана, в настоящее время, являются США, Германия, Япония, Англия, Франция (около 70% мирового производства), а металлического титана - США, Япония, Великобритания, Казахстан, Украина и Китай.[1]

Россия не входит в число главных производителей титановой продукции, но по запасам диоксида титана она занимает второе место в мире после Китая (569 млн т). Несмотря на это, диоксид титана добывается только как попутный компонент в незначительных количествах. Основным поставщиком пигментного диоксида титана в Россию является Украина (72%) (рис. 1).

В настоящее время одно из крупных предприятий в РФ ОАО «АВИСМА», работающее на импортном сырье (Украина), испытывает серьезные проблемы с поставками сырья. Поэтому реализация проектов по переработке собственных титаносодержащих месторождений приобретает стратегически важный характер [11].

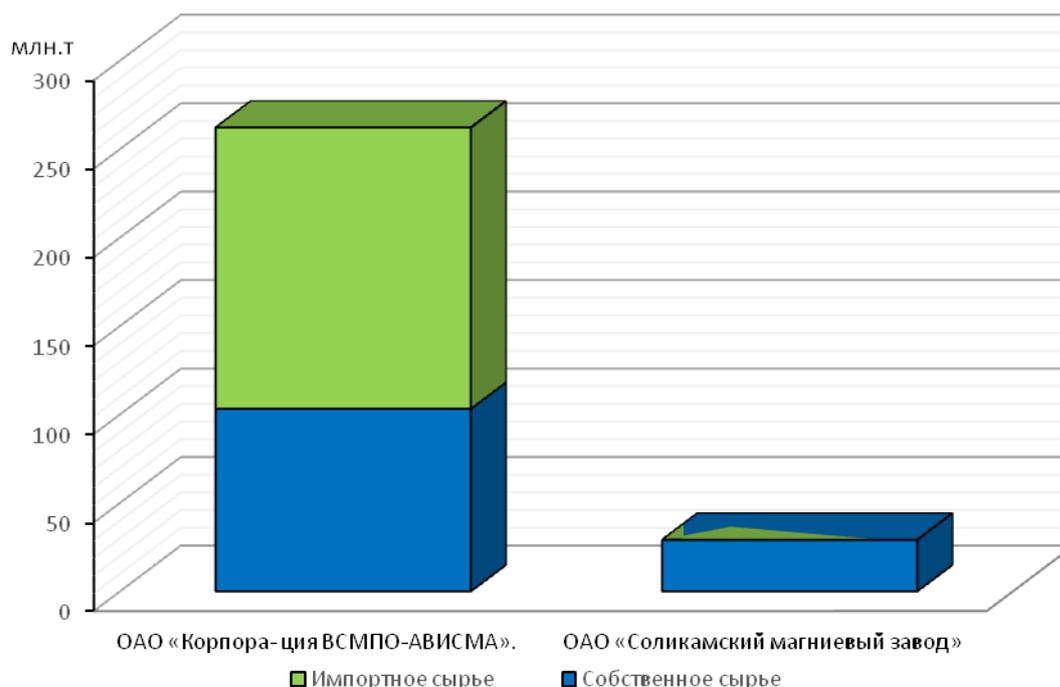


Рис. 1. Соотношение импортного и собственного сырья к годовому потреблению титанового концентрата предприятий [3,4]

На данный момент 30% балансовых запасов диоксида титана находится в разрабатываемых и подготавливаемых к освоению месторождениях; по величине этих активных запасов Россия находится на 4-м месте в мире, а ее доля в мировых запасах составляет около 12%.

Государственным балансом запасов Российской Федерации учитывается 28 месторождений титана (15 коренных и 13 россыпных), среди которых четыре (два россыпных и два коренных) – только с забалансовыми запасами. В распределенном фонде недр находятся 15 месторождений с наиболее качественными рудами. К нераспределенному фонду относятся два крупных магматогенных объекта: Юго-Восточная Гремяха (Мурманская обл.) и Кручиннинское (Забайкальский край).

В 2012г. осваивались девять месторождений: россыпных - Центральное (Тамбовская обл.), Лукояновское (Нижегородская обл.), Буткинское (Свердловская обл.), Тарское (Омская обл.) и Туганское (Томская обл.); коренных - Чинейское (Забайкальский край), Медведевское (Челябинская обл.) и Большой Сейим (Амурская обл.) [11].

В классификации природных ресурсов РФ отдельно не выделяется классификация запасов месторождений и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых титановых руд. Последние входят в промышленные типы руд железорудных и россыпных месторождений. Среди промышленных типов руд железорудных месторождений представлен тип титаномагнетитовые и ильменит-титаномагнетитовые руды в ультраосновных и основных породах (табл. 1).

Титаномагнетитовые и ильменит-титаномагнетитовые руды представляют собой зоны концентрированной вкрапленности (с шлировыми и жило-, линзообразными обособлениями) ванадий- и титансодержащих магнетитов в интрузивах габбро-пироксенит-дунитовой, габбровой, габбро-диабазовой и габбро-анортозитовой формаций (Качканарское, Копанское, Первоуральское на Урале, Пудожгорское в Карелии, Чинейское в Читинской области). Руды данного типа являются важнейшим источником железа, титана и ванадия.

Промышленный тип руд железорудных месторождений

Тип руд	Главные и характерные рудные минералы	Главные и характерные элементы-примеси в рудах	Типичные месторождения
Титаномагнетитовые и ильменит-титаномагнетитовые руды в ультраосновных и основных породах	Титаномагнетит, ильменит, магнетит, самородная платина и платиноиды	Ti, V, Sc, Cu, Co, Ni, S, Pt, Os и др.	Качканарское, Копанское, Первоуральское, Пудожгорское Чинейское, Медведевское, Бушвельдский комплекс, Роутивара, Таберг, Аллард-Лейк (Лак –Тио), Юго Восточная Гремяха

Среди основных промышленных типов россыпных месторождений титана различают: собственно титановые месторождения – ильменитовые аллювиальные россыпи, лейкоксеновые и лейкоксен-ильменитовые россыпи, комплексные титано-циркониевые (рутил-циркон-ильменитовые) россыпи прибрежно-морского генезиса (табл. 2).

Таблица 2

Промышленные типы руд россыпных месторождений

Тип руд	Главные и характерные рудные минералы	Главные и характерные элементы-примеси в рудах	Типичные месторождения
Ильменитовые аллювиальные россыпи	Рутил, циркон, дистен, силлиманит, турмалин	Ti, Sc, Nb, Ta, V, TR	Ариадненское в Приморском крае, Иршинская группа на Украине
Лейкоксеновые и лейкоксен-ильменитовые россыпи	Титан, лейкоксен	Ti, Sc, TR, Nb, Ta	Ярега в Республике Коми
Комплексные титано-циркониевые	Титан, рутил, циркон	Ti, Hf, Th, Sc, Y, TR	Центральное, Лукояновское, Тарское, Туганское, Бешпагирское, Ордынское месторождения и др

Россыпные месторождения России сопоставимы с зарубежными по содержанию полезного компонента, но отличаются более глубоким залеганием, сложными горно-геологическими и гидрогеологическими условиями разработки, а также худшим технологическим качеством рудных песков. Разработка россыпных месторождений титана является наиболее дешевой, но, несмотря на это, освоение коренных месторождений более выгодно. Титаномагнетитовые и ильменит-титаномагнетитовые месторождения содержат более значительные ресурсы диоксида титана, обеспечивающие стабильную деятельность предприятий по выпуску титановых концентратов, диоксида титана и металлического титана в течение многих десятков лет. Поэтому в последнее время все чаще появляются проекты по вовлечению в эксплуатацию крупных коренных магматогенных месторождений титана РФ, таких как Чинейское (34 млн т диоксида титана категории P₁), Медведевское (4 млн т диоксида титана категории P₁), Большой Сейим (37,3 млн т диоксида титана категории P₁) [2].

Чинейское месторождение, расположенное в Северном Забайкалье, относится к формации дифференцированных габбровых и норитовых интрузивов ранних этапов установления платформенного режима на древних платформах. Месторождение представлено жило- и линзообразными телами, имеющими отчетливые границы с вмещающими габбро-норитами.

Текстура руд вкрапленная, массивная. Среднее содержание $Fe_{\text{общ}}$ - 25-35%, TiO_2 - 4- 7%, V_2O_5 - 0,35-0,55% [8].

Месторождение Большой Сейим находится в Амурской области, представляет собой вытянутый pluton в виде моноклинали. Титаномагнетитовые руды месторождения генетически и пространственно связаны с породами габбро-диабазовой и габбро-анортозитовой формациями. Текстура руд вкрапленная, массивная. Содержание диоксида титана варьирует от 7-11% [1].

На территории Уральского региона одним из перспективных является Медведевское ильменит-титаномагнетитовое месторождение. Переработка данного месторождения позволит расширить сырьевую базу и сократить поступление импорта не только в титановую промышленность страны, но и на крупные металлургические предприятия Уральского региона, такие как ОАО «ММК» и ОАО «НТМК» (рис. 2).

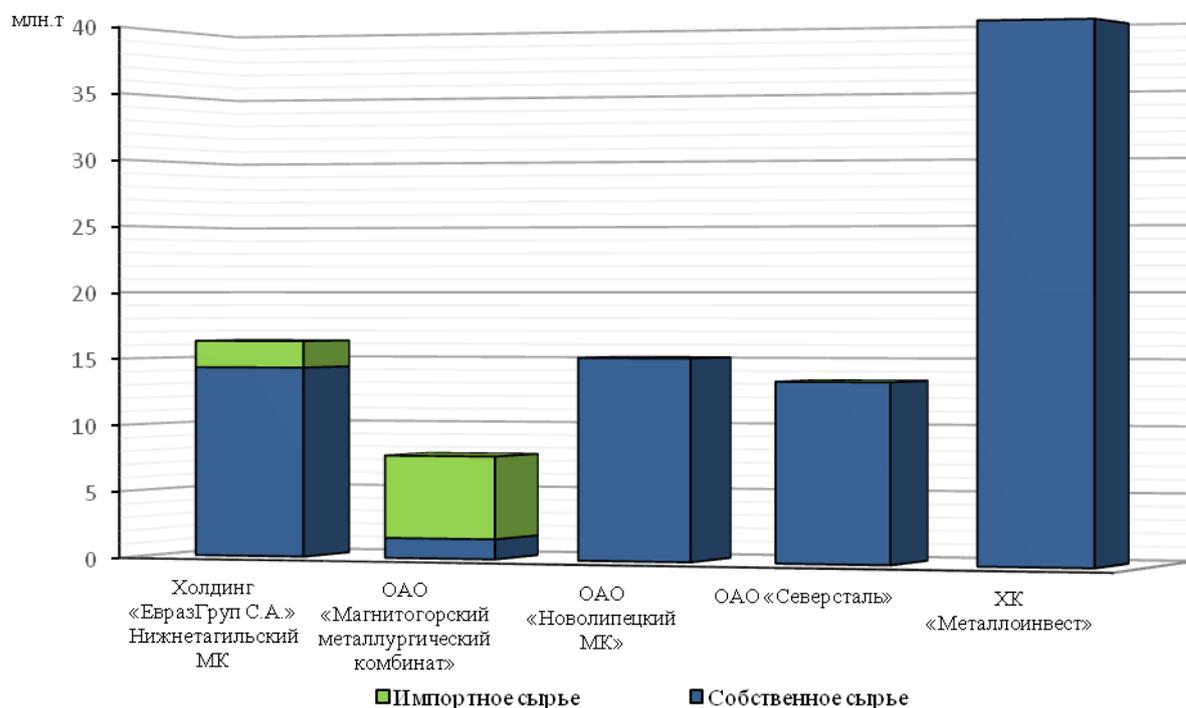


Рис. 2. Соотношение импортного и собственного сырья к годовому потреблению железного концентрата предприятий

Медведевское месторождение относится к габбро-диорит-диабазовой формации. Среди руд Медведевского месторождения по количественному соотношению рудных минералов выделяются вкрапленные и сплошные ильменит - титаномагнетитовые руды.

Сплошные руды залегают согласно полосчатости габброидов и часто расслаиваются с ними. Они образуют жилообразные тела в рудных зонах протяженностью до 10-30 м при незначительной мощности (10-25 см). Контакты сплошных руд с зонами вкрапленных руд часто постепенные, но иногда наблюдаются и резкие. Зоны контактов сплошных руд с вкрапленными обычно хлоритизированы и обогащены сульфидами (пиритом и халькопиритом).

Текстура сплошных руд - массивная, вкрапленных - бедновкрапленные, вкрапленные и густовкрапленные (рис. 3).



Рис. 3. Сплошная (а) и вкрапленная (б) руда Медведевского месторождения

Структура руд зернистая, по размеру зерен она подразделяется на мелко-, средне- и крупнозернистые. В мелкозернистых рудах, как во вкрапленных, так и в сплошных, размер зерен рудных минералов (ильменита и титаномагнетита) не превышает 0,5 мм, в среднезернистых – 0,5-1,5, а в крупнозернистых - более 1,5 мм. Часто вкрапленные руды характеризуются неравномерной зернистостью.

Главными рудообразующими минералами являются ильменит и титаномагнетит. По их соотношению (рис. 4) в Медведевском месторождении выделяются:

- ильменитовые (90% ильменита);
- титаномагнетит-ильменитовые (равное количественное соотношение рудных минералов);
- титаномагнетитовые (в сплошных количество обособленных зерен ильменита колеблется от 2,4 до 10,3%, среднее 5,5%, а количество титаномагнетита от 72,0 до 92,8%, среднее - 84,2%. Во вкрапленных рудах и рудных габбро количество ильменита колеблется от 2,9 до 15,0%, среднее - 7,5%, тогда как количество титаномагнетита от 0,7 до 58,4% в зонах густой титаномагнетитовой вкрапленности, среднее - 17,5%).

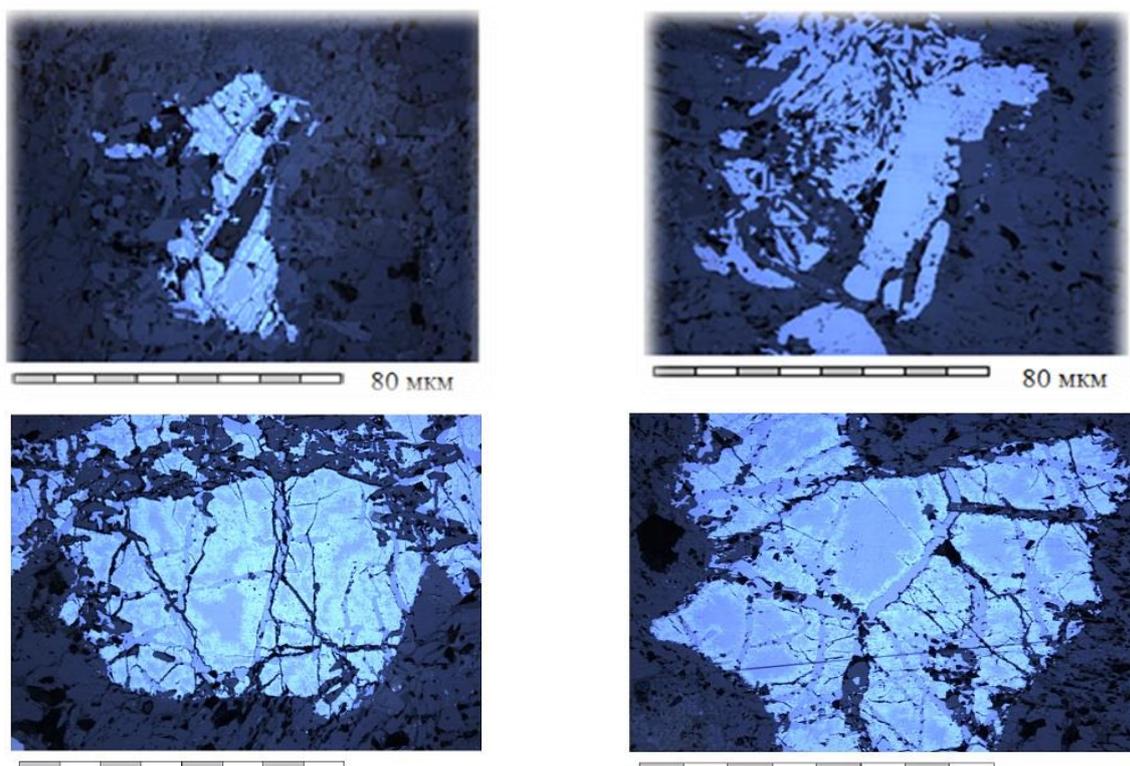


Рис. 4. Соотношение рудообразующих минералов Медведевского месторождения (светло-серое – ильменит, серое – магнетит)

Во всех породах месторождения средние содержания магнетита невысоки, максимум – 3,94% в пироксенитах, в остальных же породах средние содержания весьма близки (исключая лейкократовое габбро и анартозиты) и колеблются от 2 до 3%, т.е. практически одинаковы.

Во всех породах месторождения средние содержания магнетита невысокие, максимум – 3,94% в пироксенитах, в остальных же породах средние содержания весьма близки (исключая лейкократовое габбро и анартозиты) и колеблются от 2 до 3%, т.е. практически одинаковы. Максимальные содержания магнетита встречаются в породах габбро и габбро-норитах, составляя 8,70-9,75%.

Несмотря на низкое содержание магнетита, содержание титаномагнетита в этих породах несколько выше (на 20-30%). В породах и рудах Медведевского месторождения находится титаномагнетит с высоким содержанием титана в виде вростков ильменита. Это основная разновидность магнетита в породах. Она представлена ксеноморфными зернами или агрегатами зерен, заполняющими промежутки между силикатными минералами, реже образующими округлые или октаэдрические зерна, что характерно для участков густоврапленных или сплошных руд. Размер зерен магнетита колеблется от 0,1 до 2 мм и находится в прямой зависимости от размера зерен силикатных минералов.

В титаномагнетитовых и ильменитовых рудах Медведевского месторождения проявляются процессы вторичных изменений, которые приводят к образованию корродированных структур. Часто магнетитовая основа титаномагнетита замещается силикатами: баритом или хлоритом. Образуются реликтовые структуры распада твердых растворов (см. рис 4). Зерна ильменита обычно замещаются сфеном с образованием сфенизированных руд. Сфен развивается с периферии зерен ильменита и часто среди сфена отмечаются отдельные реликты зерен ильменита.

Основной ценностью Медведевского месторождения является ильменит. Содержание железа в породах и рудах очень низкое, 11-15%, а титаномагнетит представлен среднетитанистой разновидностью. В то же время содержание титана в рудах значительно и составляет 7% и более, большая часть его концентрируется в магноильмените и ильмените, поэтому ильменит представляет промышленный интерес.

По соотношению в рудах титаномагнетитовой и ильменитовой составляющих [12] данное месторождение относится к существенно ильменитовым, характеризующимся высоким содержанием титана и сравнительно низким содержанием железа. На 70-80% диоксид титана связан с ильменитом и на 20-30% с титаномагнетитом.

Данные руды обогащаются по гравитационно-магнитной - электрической схеме с получением следующих концентратов: ильменитовый с содержанием 42-52 % TiO_2 и ванадий-содержащий титаномагнетитовый концентрат. При электроплавке титаномагнетитовые концентраты с высоким содержанием TiO_2 могут использоваться для получения титанового шлака, различных видов железной ванадиевой продукции [12].

В институте «Уралмеханобр» была разработана магнитно-гравитационная технологическая схема переработки титаномагнетитовых руд Медведевского месторождения. Схема предусматривает: две стадии измельчения исходной руды до 1,2 и 0,2 мм; три операции мокрой магнитной сепарации с выделением железованадиевого концентрата и ильменитового промпродукта; высокоградиентную мокрую магнитную сепарацию ильменитового промпродукта с выделением отвальных хвостов и грубого ильменитового концентрата; доводкой грубого ильменитового концентрата на концентрационном столе. По данной схеме из исходной пробы ($Fe_{общ}$ - 17,9%, TiO_2 - 8,76%) был получен железованадиевый концентрат с массовой долей $Fe_{общ}$ - 59,9%, TiO_2 - 10,7% и V_2O_5 - 0,80%, а также ильменитовый концентрат с массовой долей TiO_2 - 44,1%. Выделенные продукты не соответствуют требованиям, предъявляемым к железным и ильменитовым концентратам (ТУ). По этой причине данная технология не была внедрена на обогатительных фабриках [6].

Анализ литературных данных показал, что титаномагнетитовые руды перерабатываются по магнитно-гравитационным и магнитно-флотационным схемам [1,6,12].

Одна из современных схем обогащения была разработана для руд месторождения Юго-Восточная Гремяха (Кольский п-ов), типичного Медведевскому. Данная схема носит комбинированный характер, совмещая магнитно-гравитационную и магнитно-флотационную схемы. Принятая к испытаниям технологическая схема обогащения титаномагнетитильменитовых руд месторождения ЮВГ включает в себя следующие операции:

- трехстадиальное дробление руды;
- измельчение дробленой руды крупностью 8-10 мм в МСЦ в замкнутом цикле с гидроциклонами и грохотом до крупности 0,5-0,3 мм;
- основная и контрольная магнитная сепарация в слабом поле с получением черного титаномагнетитового концентрата и немагнитной фракции;
- доизмельчение черного титаномагнетитового до -0,2- 0,1 мм и последующую магнитную перемычку с получением готового титаномагнетитового концентрата. При целесообразности для очистки титаномагнетитового концентрата от сульфидов может быть предусмотрена сульфидная флотация;
- сгущение, обесшламливание немагнитной фракции перед гравитационным обогащением;
- гравитационное обогащение немагнитной фракции (основная контрольная и перемычечная операции) с получением черного ильменитового концентрата с содержанием в нем 28-37% диоксида титана и отвальных хвостов.

Флотационный узел доводки черного ильменитового концентрата включает доизвлечение концентрата, последовательно расположенные циклы сульфидной флотации с получением сульфидного концентрата, кондиционирования и ильменитовой флотации с получением кондиционного ильменитового концентрата и отвальных хвостов. Цикл ильменитовой флотации достаточно простой - в одну операцию обеспечивается получение кондиционного ильменитового концентрата при извлечении TiO_2 в ильменитовый концентрат более 90%.

Обогащение по разработанной схеме позволяет получить ильменитовый концентрат с содержанием диоксида титана не менее 47%, при извлечении 45-55%, и титаномагнетитовый - с содержанием железа не менее 53%, при извлечении 40-45% [12].

Полученная схема была разработана на основе комплексных исследований текстурно-структурных, физико-механических свойств ильменит-титаномагнетитовых руд месторождения Юго-Восточная Гремяха, изучения оптимальных условий измельчения руды и раскрытия основных минералов, благодаря этому была предложена двухстадиальная технология измельчения, которая исключает переизмельчение ценных компонентов.

Анализ литературы и исследования показали, что титаномагнетит-ильменитовые руды Медведевского месторождения требуют углубленного изучения особенностей их состава и строения. Переработка титаномагнетит-ильменитовых руд позволит обеспечить экономическую самостоятельность страны, благодаря расширению минерально-сырьевой базы титановой и черной металлургии РФ.

Список литературы:

1. Резниченко В.А., Шабалин Л.И. Титаномагнетиты. Месторождения, металлургия, химическая технология. М.: Недра, 1986. 259 с.
2. Методические рекомендации по применению Классификации запасов месторождений и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых. Россыпные месторождения. URL: [http:// www.gkz-rf.ru](http://www.gkz-rf.ru)
3. Годовой отчет открытого акционерного общества «Соликамский магниевый завод» за 2013 год. Соликамск, 2014.
4. Годовой отчет открытого акционерного общества «Корпорация «ВСМПО АВИСМА» за 2013 год. Верхняя Салда, 2013.

5. Методические рекомендации по применению Классификации запасов месторождений и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых. Железные руды. URL: <http://www.gkz-rf.ru>

6. Шавакулева О.П. Разработка комбинированной технологии обогащения труднообогатимой титаномагнетитовой руды Копанского месторождения: дис... канд. техн. наук. Магнитогорск: МГТУ им. Г.И. Носова, 2007.

7. Анализ раскрываемости минералов ильменитовых руд Медведевского месторождения в процессе их дезинтеграции / Е.А. Горбатова, О.П. Шавакулева., М.С. Колкова, Д.В. Чернов // Обеспечение безопасного ведения горных работ и повышения качества получаемой продукции: Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). Отдельные статьи (специальный выпуск). 2014. №2. С. 43-51.

8. Быстров И.Г. Оценка влияния неоднородности титаномагнетита на обогатимость железных руд магматического генезиса: дис.... канд. техн. наук. Москва: ФГУП «ВИМС», 2014.

9. http://www.giab-online.ru/files/Data/2008/1/16_Bihovskiy8.pdf

10. http://www.mineral.ru/Facts/russia/161/545/3_16_ti.pdf

11. http://www.mineral.ru/Facts/russia/161/529/3_05_fe.pdf

12. Современные экологически малонапряженные технологии переработки различных типов титаномагнетитовых руд / С.И. Иванков, Л.З. Быховский, Л.П. Тигунов, Н.В. Петрова, Н.Ю. Стенин // Научные и технические аспекты охраны окружающей среды: Обзорная информация. Москва: ФГУП «ВИМС», 2011. №1. 360 с.

Сведения об авторах

Горбатова Елена Александровна - д-р г-м наук, доцент, зав кафедрой геологии, маркшейдерского дела и обогащения полезных ископаемых, ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», Россия. Тел. 8 (3519) 29-85-40. E-mail: Lena_gorbatova@mail.ru.

Колкова Мария Сергеевна - аспирант ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», Россия. Тел. 8 (3519) 29-85-40.

УДК 622.7

ПРАКТИКА ОБОГАЩЕНИЯ ХРОМОВЫХ РУД

Гришин И.А., Князбаев Ж.А.

Аннотация. В статье рассмотрено текущее состояние практики обогащения хромовых руд и перспективы развития отрасли с учетом современных тенденций. Целью данного исследования являлся анализ применяемых технологий для обогащения хромовых руд, их недостатков и перспектив развития. В статье приведена характеристика основных типов руд и требования к получаемым продуктам. Проведен обзор основных применяемых технологий для переработки хромовых руд на отечественных и зарубежных фабриках.

Ключевые слова: хромшпинелиды, суспензионное обогащение, отсадка, классификация, флотация.

Главной промышленной ценностью в пригодных к переработке хромовых рудах являются хромшпинелиды, из минералов вмещающих пород наиболее часто встречаются серпентин, хлорит, иногда оливин, пироксен, плагиоклаз, уваровит, хромактинолит, тальк, брусит, карбонаты, сульфиды и др. По содержанию хромшпинелидов вкрапленные хромовые руды делятся на густовкрапленные, средневкрапленные, редковкрапленные и убоговкрапленные. Богатыми считаются руды, в которых содержание Cr_2O_3 более 45%. По особенностям состава хромовых руд, состоящих из хромшпинелидов, в зависимости от возможности применения в различных отраслях промышленности выделяют металлургические, огнеупорные и химические типы руд. Для получения феррохрома используются богатые хромовые руды и концентраты с содержанием окиси хрома выше 43% при отношении Cr_2O_3 к $FeO > 2,5$, для огнеупоров – с содержанием Cr_2O_3 32% и более, при содержании SiO_2 до 8,5% и CaO до 2%. Для химической промышленности наиболее эффективны руды с высоким содержанием хрома.

Хромовые руды со средним содержанием оксида хрома ниже 39%, как правило, обогащают с применением механических, а иногда и химических методов. Выбор метода обогащения практически полностью зависит от типа вмещающей породы, преобладающей в руде.

Выбор метода обогащения определяется, в первую очередь, типом хромовых руд и размерами вкрапленности хромшпинелидов, типом и размером вкрапленности породообразующих минералов и др. Сплошные руды требуют иногда лишь дробления и сортировки по крупности, простой рудоразборки, для вкрапленных руд применяют собственно обогатительные процессы, причем зачастую не один метод, а комбинацию методов. Наиболее легкообогатимы вкрапленные руды, содержащие высокохромистый хромшпинелид, серпентин, хлорит.

Обогащение хромовых руд осуществляется в ЮАР, Казахстане, Финляндии, Югославии, на Мадагаскаре, в Турции, России и других странах.

Технология обогащения хромовых руд на обогатительной фабрике «Радуша» (Югославия)

Месторождение хромитовых руд разрабатывается тремя подземными рудниками: «Нада», «Яженцы» и «Орамс». Обогащение производится на фабрике «Радуша», расположенной недалеко от г. Скопле. Основным рудным минералом является хромшпинелид, приуроченный к дунитовым породам. Порода представлена серпентином, глинами и бронзитами. В исходной руде содержится 25-35% Cr_2O_3 . По вещественному составу хромитовые руды близки к рудам Кемпирсайского месторождения (Казахстан), но они более бедные.

Обогатительная фабрика запроектирована и построена американской фирмой «Wetco» в 1969 г., и в 1970 г. достигла проектной мощности 100 тыс. тонн по сырой руде в

год. Фабрика имеет разветвленную схему обогащения, включающую обогащение руды -120 + 6 мм в тяжелых суспензиях, отсадку материала крупностью -6 +0,125 мм и флотацию класса -0,125 +0,05 мм. Несмотря на сложную схему, работа фабрика рентабельна, на момент ее запуска себестоимость составляла 3 дол./т концентрата при его отпускной цене 40 дол./т.

Руда с рудника автотранспортом подается в корпус дробления, где в первой стадии установлена щековая дробилка. Дробленая руда крупностью -120 мм подвергается предварительному грохочению на самобалансном виброгрохоте, сито которого имеет отверстия 6 мм. Одновременно на этом грохоте отмываются глинистые примеси. Надрешетный продукт -120+6 мм направляется на обогащение в тяжелые суспензии, которая включает основную операцию разделения в суспензии плотностью 2-2,2 г/см³ с выделением отвальных хвостов и грубого концентрата и перечистку грубого концентрата в суспензии плотностью 3,4-3,6 г/см³ с выделением концентрата и промпродукта. В качестве утяжелителя применяется гранулированный ферросилиций фирмы «Кнапсак» – «мелкий» сорт для основной сепарации и «крупный» - для перечистки. Потери ферросилиция составляют 120-130 г/т обогащаемого материала. Для предотвращения его окисления среда поддерживается щелочной.

Основная и перечистная операции разделения руды крупностью -120 +6 мм осуществляется в одном сдвоенном барабанном сепараторе диаметром 2200 мм и длиной 4000 мм. Барабан делает 6 оборотов в минуту. Питание и разгрузка легкой и тяжелой фракций производятся через горловины барабана. Секции барабана разделены высоким кольцевым порогом. В первую секцию разгружается исходная руда, отвальные хвосты (легкая фракция) и грубый концентрат (тяжелая фракция); во вторую секцию поступает грубый концентрат и разгружаются конечный концентрат и промпродукт. Тяжелая фракция выгружается перфорированными лифтерами, а легкая вместе с суспензией переливается через порог.

Некондиционная суспензия подвергается регенерации на магнитном сепараторе «Вемко» диаметром 1200 мм. Магнитный продукт (ферросилиций) поступает на уплотнение в классификатор со спиралью диаметром 350 мм, проходит через размагничивающую катушку и направляется в бак для приготовления суспензии. Концентрат разделяется на грохоте на фракции -120 +30 и -30 +6 мм, каждая из которых подается на открытые склады. Хвосты содержат 3,8%, промпродукт 15% и концентрат 47,5% оксида хрома.

Промпродукт обогащения в тяжелых суспензиях додрабливается до 6 мм в молотковых дробилках, работающих в замкнутом цикле с виброгрохотом. Дробленный материал объединяется с подрешетным продуктом -6 +0 мм первичного грохочения, насосом подается на спиральный классификатор диаметром 950 мм, где происходит обесшламливанию по зерну 0,125 мм и сгущение материала. Пески классификатора направляются на отсадку, а слив поступает в сгуститель диаметром 4000 мм, а затем в отделение флотации. Отсадка производится на отсадочных машинах с подвижным решетом «Реймер» размером 1500x3000 мм, где выделяют грубые концентрат и хвосты. Хвосты после сгущения поступают на контрольную отсадку, в результате которой получают отвальные хвосты и грубый концентрат. Грубые концентраты основной и контрольной отсадки, предварительно сгущенные, поступают на перечистку. Концентрат отсадки разделяется на двухдечном грохоте на классы -6 +4 и -4+0,5 мм, которые поступают на склад готовой продукции, а класс -0,5 мм поступает в сгуститель флотационного концентрата. Промпродукт перечистки отсадки после сгущения в гидроциклоне измельчается в стержневой мельнице размером 1700x4000 мм и возвращается в обезвоживающий классификатор основной отсадки. Слив классификатора контрольной отсадки и гидроциклонов используется в качестве оборотной воды.

Флотационная схема на фабрике включает основную операцию в четырех механических флотационных машинах «Wemco» с камерами объемом 1 м³, перечистную флотацию (2 камеры), дополнительную флотацию (2 камеры) камерного продукта перечистных машин, пенный продукт которых подается в основную флотацию. Флотация ведется в нейтральной среде с применением аминацетата (собиратель) и аэрофрозера 80 (вспениватель) при расходе последнего 60 г/т. Флотационный концентрат поступает на сгущение, затем обезвоживается на дисковом вакуум фильтре и влажным отгружается на склад.

Флотация протекает устойчиво и содержание окиси хрома в концентрате можно легко регулировать от 45 до 55%. В настоящее время на фабрике товарное извлечение оксида хрома составляет 87-88%. Технологическое извлечение при налаженном производстве и постоянном качестве исходной руды достигает 93%.

Основные потери хромита на фабрике происходят со сливами гидроциклонов перед флотацией. Шламовые хвосты удаляются в шламохранилище.

Обогатительные фабрики Донского горно-обогатительного комбината (Казахстан)

Сырьевой базой Донского ГОКа является Южно-Кемпирсайское месторождение хромовых руд, расположенных в городе Хромтау Актюбинской области Казахстана. Месторождение разрабатывается открытым и подземным способами. Богатые хромовые руды с содержанием более 45% подаются на обогатительные фабрики, где дробятся и сортируются на требуемые фракции для дальнейшего передела. Бедные хромовые руды перерабатываются на двух обогатительных фабриках – дробильно-обогатительная фабрика №1 (ДОФ-1) и фабрика обогащения и окомкования руды (ФООР), построенных в 1973 и 1984 гг.

Технологическая схема фабрик предусматривает дробление до 160 мм, классификации на классы -160 +10, -10 +3(+2), -3 +0 мм, промывку класса -160 +10 мм на грохоте, обогащение класса -160 +10 мм в тяжелых суспензиях на тяжелосредних колесных сепараторах «Гумбольдт», «Wedag» и барабанном сепараторе «Wemco», с получением крупного концентрата и хвостов. Технология обогащения класса менее 10 мм незначительно отличается на двух фабриках.

На ДОФ-1 классы -10 +3 и -3 +0 мм перерабатываются в машинах ОПС и ОПМ с выделением концентрата и промпродукта, поступающих на измельчение для раскрытия сростков с последующим обогащением на винтовых сепараторах и выделением концентрата -0,5 +0 мм. Сгущенные шламы, сливы и другие продукты обогащаются на винтовых сепараторах с получением дополнительного концентрата и промпродукта, поступающих на роторный сепаратор с высокоинтенсивным магнитным полем мокрого обогащения для доизвлечения ценного компонента. Позже было принято решение о дополнительной классификации шламовых хвостов на гидравлическом классификаторе с последующим обогащением камерных продуктов и выделением кондиционного класса по содержанию ценного компонента.

Технологическая схема обогащения класса -10 +0 мм на ФООР включает грохочение по классу -10 +2 мм и -2 +0 мм. Надрешетный продукт грохота направляется на отсадочную машину, где под воздействием пульсирующего потока подрешетной воды в вертикальном направлении выделяется концентрат и отвальные хвосты. Подрешетный продукт класса -2 +0 мм проходит основную стадию и две перечистные стадии винтовой сепарации. Хвосты винтовой сепарации поступают на две контрольные стадии центробежной сепарации в центробежном концентраторе непрерывного действия, где под действием гравитационного поля (до 200 g) выделяются концентрат и шламовые хвосты. Концентраты винтовой и центробежной сепарации с содержанием оксида хрома 51% обезвоживаются на горизонтальном дисковом фильтре и на обезвоживающем грохоте, далее поступают на участок по производству окатышей.

Обогатительная фабрика Кемпи (Финляндия)

Руда добывается открытым способом и подвергается дроблению в щековых и конусных дробилках, а затем измельчению в стержневой и шаровой мельницах, обесшламливанию, сушке и магнитной сепарации на индукционно-роликовых сепараторах. Схема обогащения включает две стадии тяжелосреднего обогащения с выделением кускового концентрата, отвальных хвостов и промпродукта, доизмельченные до -0,5 мм промпродукты и мелкая -6 мм исходная руда после обесшламливания в гидроциклонах обогащаются гравитационным методом на конусах Рейхарта с рядом перечистных и контрольных операций. На последней стадии перечистки выделяют «головку» (наиболее чистый концентрат) и рядовой концентрат, а получаемые промпродукты перечистных операций направляются в головные операции в качестве циркулирующей нагрузки. Все сливы и шламовые продукты поступают на

высокоинтенсивную магнитную сепарацию, концентрат которой присоединяется к рядовому концентрату.

Обесшламленная рудная пульпа фильтруется и после сушки подается пневмотранспортом на пятистадиальную магнитную сепарацию в поле 320 и 1280 кА/м на индукционно-роликовых сепараторах фирмы «Зальц-Гиттер». Скорость и напряженность поля дистанционно регулируются с пульта управления. Отвальные хвосты фабрики, отправляемые в хвостохранилище, содержат 16,1% Cr_2O_3 и 29,5% SiO_2 . Вследствие повышенных потерь руды со сливами гидроциклона производится их перечистка на высокоградиентных сепараторах, что повысило извлечение хрома на 10%. Общее извлечение Cr_2O_3 в суммарные концентраты составляет около 80%.

Сарановская обогатительная фабрика (Россия)

В Российской Федерации главная сырьевая и добывающая база хромовых руд сосредоточена в Пермской области – Сарановская группа месторождений. Разработку коренных руд ведет шахта «Рудная». При проектной годовой мощности переработки 200 тыс. т сырой руды Главного Сарановского месторождения фактическая добыча в 2005 г. составила 120 тыс. т.

Исходная руда подвергается обогащению по простой технологической схеме: дробление, грохочение и обогащение с получением товарной продукции класса крупности -100 +4 мм в тяжелых суспензиях при плотности разделения 3,2-3,3 г/см³, отсадка класса -4 +1 мм и винтовая сепарация мелочи. Извлечение ценного компонента в хромитовые концентраты, содержащие 36,0-37,5% Cr_2O_3 , находится на уровне 93-94%. Однако эффективно процесс разделения протекает только в тяжелых суспензиях – извлечение Cr_2O_3 от операции более 97%.

Извлечение при отсадке низкое и составляет менее 65%, при винтовой сепарации всего 72%. В двух последних операциях содержание Cr_2O_3 в хвостах операций составляет более 15%.

Вывод

Хромовые руды, содержащие оливин, который незначительно отличается по плотности от хромитов (соответственно 3,3-4,2 и 4,5-4,8 г/см³), плохо обогащаются гравитационными методами. Если вмещающая порода одновременно представлена серпентином и оливином, то руды лучше обогащаются по комбинированным схемам, включающим гравитационные и флотационные операции.

Базой для комбинированных схем является гравитационное обогащение, которое обеспечивает производство кускового концентрата крупностью более 10 мм, получаемого при разделении в тяжелых суспензиях. Применение тяжелосредного обогащения весьма эффективно, поскольку кусковые концентраты хорошо транспортировать на дальние расстояния, и они образуют минимальное количество пыли при ферросплавном производстве. Благодаря этому обогащение в тяжелых суспензиях получило широкое распространение на большинстве обогатительных фабрик.

Если гравитационные методы весьма перспективны для обогащения крупных классов хромовой руды, то для мелких классов (особенно весьма тонких, менее 0,2-0,1 мм) их эффективность резко падает. Для обогащения мелких и тонких классов крупности используют винтовую сепарацию, высокоградиентную и мгс-сепарацию, флотацию и выщелачивание с последующим окускованием полученных концентратов. Несмотря на широкий спектр применяемых методов обогащения основные потери Cr_2O_3 связаны с тонкими классами крупности, которые практически на всех фабриках сбрасываются в хвосты. В связи с этим повышение эффективности обогащения хромитовых руд возможно путем вовлечения в переработку тонких классов, что является весьма актуальным направлением и позволяет расширить минерально-сырьевую базу для производства хрома, а также снизить нагрузку на окружающую среду за счет уменьшения объемов шламоохранилищ.

Список литературы

1. Остапенко П.Е., Ревнивцев В.И., Мясников Н.Ф.. Обогащение хромитовых руд в Югославии // Горный журнал. 1973. №3. С. 73-76.
2. Иванков С.И., Банников В.Ф., Любимова Е.И. Современные экологически малонапряженные технологии обогащения различных видов бедных хромовых руд // Научные и технические аспекты охраны окружающей среды. 2012. №2. С. 2-14.
3. Кармазин В.И. Фабрики для обогащения хромовых руд // Обогащение руд черных металлов. М.: Недра, 1982. С. 171-174.

Сведения об авторах

Гришин Игорь Анатольевич - кандидат технических наук, доцент, доцент кафедры ГМДиОПИ ФГБОУ ВПО «МГТУ им. Г.И. Носова», E-mail: igorgri@mail.ru;

Князбаев Женис Алтынбекович - инженер «Донской ГОК» филиал АО «ТНК «Казхром».

УДК 622.7: 504.063.43

Шадрунова И.В., Орехова Н.Н., Горлова О.Е.

Аннотация. В статье рассмотрены состав и структура шламов очистных сооружений черной и цветной металлургии. Проанализированы существующие и предложены новые технологические решения по вовлечению шламов в рециклинг металлов. Представлены технологические показатели переработки по комбинированным схемам. Сформулированы принципы выбора ресурсосберегающих технологий переработки техногенного сырья металлургического производства. Сформулированы принципы, на которых должны базироваться технологические решения ресурсосберегающей переработки шламов горно-металлургического производства.

Ключевые слова: ресурсовоспроизводство, сточная вода, шламы очистки вод, шламы газоочистных систем, разделительные процессы, извлечение, медь, цинк.

Введение

Дефицит металлического цинка, наблюдающийся в России в течение последних лет, связан с отсутствием необходимого количества металлургических мощностей и с недостатком отечественного цинкового сырья, в связи с чем некоторое количество цинковых концентратов ежегодно импортируется. В 2012 - м году потребление рафинированного цинка в России возросло на 4% и составило 226 тыс.т. В том же году добыча цинка на российских рудниках сократилась по сравнению с предыдущим годом на 2,9% и составила 348,1 тыс. т. Около 73% металла добыто на цинково-медноколчеданных месторождениях Республики Башкортостан, Свердловской, Челябинской и Оренбургской областей. Примерно 23% – на месторождениях Красноярского, Алтайского и Приморского краев [1]. Внутренний спрос на цинк в связи с ростом производства оцинкованной листовой стали не удовлетворяется, дефицит оценивается в 50-100 тыс.т. Импорт рафинированного цинка в Россию в 2012 г. увеличился на 20%, до 29,8 тыс.т, в том числе из Узбекистана – 21,9 тыс.т и из Казахстана – 7,5 тыс.т.

В условиях мировых тенденций снижения добычи цинксодержащих руд при неуклонном росте объемов цинкового производства можно прогнозировать дефицит и первичного цинксодержащего сырья и цинка. Целесообразным решением для уменьшения дефицита цинка является использование вторичных ресурсов, в частности цинксодержащих пылевидных отходов горно-металлургического производства, к которым следует отнести пыли и шламы газоочисток и шламы очистки производственных сточных вод. Содержания цинка в ряде таких отходов сопоставимы с содержанием их в медно-цинковых рудах. Например, в добываемых медных рудах Гайского месторождения содержание цинка составляет 0,45 %, в медно-цинковых рудах Учалинского месторождения - 0,83%, в то время как содержание цинка в осадках нейтрализации сточных вод Тарньерского месторождения – 4,04%, а в шламах мокрой газоочистки доменного газа ОАО «ММК» 1,5-1,8%.

Такие отходы подлежат ресурсовозобновляющей переработке для обеспечения рециклинга металлов, однако этому виду сырья уделяется недостаточно внимания и до настоящего момента вопрос переработки шламов очистных сооружений с получением металлов является открытым в первую очередь из-за затратности предлагаемых технологий.

* - Работа выполнена при финансовой поддержке Минобрнауки (гос. задание 2014/80).

Методика исследований

С целью определения особенностей выбора технологических решений для вовлечения тонкодисперсного техногенного цинксодержащего сырья в рециклинг металлов теоретически обоснованы важные для обогатительных и гидрOMETаллургических процессов структур-

ные отличия шламов. Проведен анализ теории и практики переработки данного вида сырья в России и за рубежом. Сопоставлены различные технологии по областям применения, разветвленности, качеству получаемых продуктов.

Для изучения возможности обогащения шламов и получения шламов с повышенным содержанием цинка на стадии образования в технологическом процессе очистки вод проведены экспериментальные исследования. Для экспериментальных исследований были отобраны пробы шламовой пульпы газоочистных систем доменного передела Магнитогорского металлургического комбината и рудничные воды предприятий, добывающих медно-цинковые колчеданные руды, имеющие высокометалльную нагрузку.

Для выведения из доменных шламов цинксодержащих примесей использован метод обратной флотации. Для получения шламов с повышенным содержанием цинка на стадии образования метод гальванокоагуляции и селективного осаждения цинка в виде сульфида.

Фазовые составы исходных шламов и полученных осадков изучались электронно-микроскопическим и рентгенофазовым методами.

Результаты и обсуждение

Анализ теории и практики переработки тонкодисперсного техногенного цинксодержащего сырья

Шламы отличаются по различным признакам: составу, гигроскопичности, крупности и т.д. Но для разделительных процессов обогащения принципиальным является обособленность фазы, содержащей ценный компонент, от других, содержащихся в шламе фаз. По этой структурной характеристике, которая предопределяется процессом образования шлама, их можно разделить на две группы: шламы, образующиеся в результате предыдущего осаждению процесса, например, плавки, и шламы, образующиеся непосредственно в процессе очистки за счет формирования нерастворимой фазы.

К первой группе относятся шламы, которые образуются в процессе доменной плавки, и при очистке отходящих дымовых газов в мокрых пылеуловителях превращаются в шламовую пульпу. Шламы мокрой газоочистки доменных печей далее осаждаются в радиальных отстойниках и обезвоживаются фильтрованием и термической сушкой на тех предприятиях, где для этого созданы специальные установки по обезвоживанию шламов, а при отсутствии таких установок – сбрасываются в шламоотстойники. Шламы газоочисток доменного и сталеплавленного производств в процессе их образования подвергались высокотемпературному воздействию в условиях окислительной или восстановительной атмосферы с последующим контактом с жидкой средой (водой, маслами, кислотами), поэтому по химическому, минералогическому составу, по физико-химическим свойствам они приобретают отличия от свойств исходной шихты, в них концентрируются различные вредные примеси, и они в меньшей степени возвращаются в производство.

Основными критериями пригодности железосодержащих шламов в рециклинге металлов являются их химический, гранулометрический состав и влажность, определяющая их сыпучесть, транспортабельность и т.п. По содержанию железа и кремнезема основная масса железосодержащих шламов текущего производства удовлетворяет требованиям последующей утилизации их в металлургическом переделе, но тонкодисперсный состав, нестабильность химического состава, наличие вредных примесей, таких как цинк, свинец, щелочные металлы, препятствует их полному использованию [2]. Наиболее вредной примесью в составе доменных шламов является цинк, повышенное содержание которого в аглошихте снижает стойкость футеровки доменных печей, приводит к образованию цинкитных настывей и ухудшению газодинамических условий процесса, увеличению расхода кокса, нарушению хода процессов в доменной печи и в целом к ухудшению технико-экономических показателей доменной плавки. Это не позволяет возвращать доменные шламы в основной цикл производства чугуна без предварительного обесцинкования из-за накопления цинка в цикле «агломерация-доменная плавка». В результате на ряде металлургических заводов приняты решения о сокращении или полном выводе шламов текущего производства из оборотного цикла, и на

предприятиях сложилась диспропорция между образованием этих шламов и их утилизацией как железосодержащего сырья в рамках производственного рециклинга.

Для решения проблемы наиболее полного использования доменных цинксодержащих шламов разработано несколько способов их обесцинкования. Наиболее высокие показатели обесцинкования шламов достигаются в пирометаллургических процессах, основой которых является восстановительный обжиг сырья, чаще всего во вращающихся печах, при этом восстановителем является кокс или энергетический уголь. Эти процессы извлечения цинка основаны на отгонке цинка из исходной шихты с последующим улавливанием его в виде оксида, либо металлического цинка. В последние годы разрабатываются новые способы извлечения цинка и других цветных металлов из дисперсных отходов металлургического производства: электроплавка окатышей, полученных из пыли, в дуговой электропечи; обесцинкование с использованием плазмы; процессы жидкофазного восстановления; переработка пыли в подовых вращающихся печах и др. [3]. Внедрение таких процессов требует сооружения специальных дорогостоящих установок и значительных расходов электроэнергии. Гидрометаллургические процессы извлечения цинка приняты в цветной металлургии, но и они характеризуются высокими эксплуатационными затратами, сложностью технологии, загрязнением окружающей среды, тяжелыми условиями труда и широкого распространения не получили.

Для обоснованного выбора технологических решений по обесцинкованию шламов необходимо детальное изучение их фазового состава, минеральных форм нахождения в них примесей, физических свойств шламов. Анализ сведений о химическом и минералогическом составе железосодержащих шламов некоторых металлургических предприятий России показал, что в доменных шламах и колошниковой пыли железо на 55-65% представлено магнетитом и гематитом. Отношение магнетита к минералам трехвалентного железа в шламах доменной газоочистки в среднем составляет 1:4. В доменных шламах наблюдается тесная ассоциация железосодержащих минералов друг с другом. Силикаты присутствуют в виде отдельных зерен или сростков с магнетитом, известь – в виде отдельных комочков различного размера. Доменные шламы являются материалом преимущественно тонкодисперсным, а вредные примеси, входящие в их состав, имеют полигенную природу и полиминеральный состав, их концентрируют простые и сложные оксиды (цинкит и франклинит), галоиды, сульфаты, сульфиды, карбонаты, силикаты [4].

Ко второй группе шламов относятся шламы реагентного осаждения, в том числе шламы нейтрализации подотвальных вод горных предприятий, добывающих медно-цинковые колчеданные руды.

Традиционным методом очистки кислых вод на горных предприятиях является известкование и последующее осаждение образовавшегося осадка флокулянтами. Шламы представляют собой полиминеральную обводненную массу, состоящую из минеральных веществ, преимущественно из кальцита, гипса [7] и воды (свободной, гидратной, в виде адсорбционных оболочек) [8]. Также в шламах присутствуют гидроксид магния, диоксид кремния, оксиды алюминия и непрореагировавшая известь, оксиды железа. Шламы имеют рыжий оттенок из-за присутствия в них аморфного ферригидрита [7]. Образующийся в воде шлам играет роль сорбента и контактной среды, способствуя ускорению кристаллизации и укрупнению частиц осадка, что улучшает условия выделения его из воды. Введение флокулянта, с одной стороны, сокращает время осаждения в 4 – 5 раз, уменьшает объём образующегося осадка в 2 – 2,5, улучшает водоотдачу осадка в процессах механического обезвоживания, но препятствует полному осушению осадка и придает ему некоторую «текучесть».

Содержание цветных металлов в шламах низкое (см. таблицу), и такие шламы, как правило, складированы в шламохранилищах или на дренажных площадках с последующим размещением в отвалах.

Таблица

Характеристика работы очистных сооружений

Предприятие	Очистные сооружения	Произ- сть по	Средняя ис- ходная кон-	Массовая доля в осадке, %
-------------	---------------------	------------------	----------------------------	------------------------------

		воде, м ³ /сут	центрация, мг/дм ³			
			Cu ²⁺	Zn ²⁺	Cu	Zn
ОАО «Учалинский ГОК»	Станция нейтрализации шахтных, подотвальных и дебалансных вод (Учалы)	15000	220	510	1,2-0,7	1,6 - 5,3
	Очистные сооружения шахтных вод подземного рудника (Сибай)	7200	5,4	20,2	0,2-1,3	1,5 - 4,4
ООО «Медно-горский МСК»	Участок флокуляции брикетной фабрики	150	500	100	1,6-7,6	1,8-4,0
	Станция нейтрализации природных и подотвальных вод	1800	100	130	2,5-8,5	1,8-11
Левихинский рудник	Комплекс по очистке шахтных вод	3500	14,4	740	0,88-1,52	1,8-2,35
ОАО «Гайский ГОК»	Станция нейтрализации кислых подотвальных, карьерных и рудничных вод	3000	219	160	0,17-0,6	3,79-4,15

Для повышения массовой доли металлов в образующихся шламах используют рециркуляцию шламом, что способствует повышению массовой доли меди почти в 2 раза, а цинка в 1,3-1,4 раза [10]. Распределение металлов по объему шлама является равномерным. Выделение обособленных раскристаллизованных фаз невозможно. Поэтому шламы нейтрализации относятся к весьма труднообогащаемому сырью, и до настоящего времени эффективная технология их переработки не разработана и проблема утилизации не решена.

Рекомендуемой переработкой подобных отходов является сернокислотное выщелачивание с последующей цементацией меди и реагентным осаждением цинка. Однако высокая массовая доля в шламах карбоната кальция до 35% приводит к значительным удельным расходам серной кислоты, что делает переработку нерентабельной [10]. Большое содержание непрореагировавшего нейтрализующего агента делает шламы по своей природе более химически устойчивыми [11]. Таким образом, при проведении нейтрализации кислых металлсодержащих сточных вод должен быть сделан выбор между качеством очистки из-за снижения избытка щелочного реагента и стойкостью осадка к воздействию кислот или же должны быть получены селективные осадки в стадийном процессе нейтрализации, пригодные для переработки в существующих горно-металлургических технологических цепочках.

Наиболее распространённым, встречающимся в профессиональной литературе предложением для селективного выделения железа, меди и цинка в осадки является стадийное осаждение известковым молоком с достижением в каждой стадии рН осаждения соответствующего гидроксида. Однако на практике из поликомпонентных вод с концентрациями металлов более 50 мг/дм³ меди и более 350 мг/дм³ цинка, при которых их селективное извлечение может быть рентабельным [12], селективное осаждение невозможно из-за процессов неселективной адсорбции ионов на образующихся осадках и соосаждения, что обусловлено структурными особенностями растворов с высоким общим солесодержанием.

Экспериментальное изучение возможности обогащения доменных шламов

Для выведения из доменных шламов цинксодержащих примесей на кафедре обогащения полезных ископаемых МГТУ было предложено использовать обратную флотацию. За основу были приняты технологические схемы флотационной доводки магнетитовых концентратов, которые используются в зарубежной и отечественной практике для получения высококачественных низкокремнеземистых концентратов для технологии прямой металлизации. Целесообразность применения метода основана следующими соображениями: обратная фло-

тация экономически выгоднее и дает более высокие показатели при обогащении продуктов с высоким содержанием железа; когда содержащиеся в доменных шламах примеси, в том числе и соединения цинка, флотировались в пенный продукт, выход которого небольшой, а железосодержащий концентрат получается каменным продуктом, также сокращается расход реагентов [5].

Проведенными электронно-микроскопическими исследованиями шламов, поступающих из газоочистных систем доменных печей ОАО «ММК», установлено присутствие в доменных шламах углеродсодержащих зерен коксика, железосодержащих зерен гематита правильной призматической формы, мелких некристаллических зерен цинкита (ZnO) и феррита цинка ($ZnO \cdot Fe_2O_3$). Химический состав шламов по основным компонентам, %: 48,9-53,1 $Fe_{общ}$; 2,8-3,2 CaO ; 5,8-7,1 SiO_2 ; 1,95-2,2 Al_2O_3 ; 1,1-1,4 MgO ; 0,02-0,03 P ; 0,30-0,44 $S_{общ}$; 9,8-14,5 $C_{общ}$; 0,86-1,8 Zn . При флотационном обогащении доменных шламов в режиме обратной флотации с использованием катионных собирателей массовая доля цинка в камерном железосодержащем продукте снижается с 1,35 до 0,5-0,6%, а массовая доля железа повышается с 50 до 56-57%. Выход камерного продукта высокий – 75-78% и извлечение железа в него составляет 86-90%. Основная масса цинксодержащих соединений, содержащихся в доменных шламах, переходит в пенные продукты флотации, которые характеризуются достаточно высокой массовой долей цинка 5-6%.

Разработаны технологические решения по комплексной переработке железцинксодержащих доменных шламов ОАО «ММК» по комбинированной схеме, включающей обратную флотацию шламов и мокрую магнитную сепарацию. Принципиальная схема обесцинкования доменных шламов включает обратную катионную флотацию с получением камерного железосодержащего продукта, в котором по сравнению с исходными шламами массовая доля цинка снижается в три раза с 1,35 до 0,5%, а массовая доля железа повышается с 50 до 57-58%, и пенного продукта, в который переходит основная масса цинксодержащих компонентов и других примесей в составе шламов. В режиме обратной катионной флотации примеси, в том числе и соединения цинка, флотировали катионным собирателем «Флон». Пенный продукт основной флотации направляется на операции перечистой флотации с получением промпродукта с массовой долей цинка 7-8%, который можно рассматривать как цинксодержащее сырье для цветной металлургии. Камерный продукт основной флотации с массовой долей железа в среднем 57% направляется на мокрую магнитную сепарацию в поле напряженностью 115 кА/м с целью повышения в нем массовой доли железа. В результате получается железный концентрат с массовой долей железа 61-62% и массовой долей цинка 0,4-0,45%, который отвечает требованиям металлургического производства для использования его в составе аглошихты [6].

Экспериментальное изучение возможности получения шламов с повышенным содержанием цинка на стадии образования в технологическом процессе очистки вод

Для селективного извлечения цинка из подотвальных вод было выбрано осаждение гидросульфидом натрия. За основу были приняты режимы, описанные в диссертации Халезова Б.Д. [13]. Однако на реальных водах, имеющих высокие концентрации тяжелых металлов, а, следовательно, и высокое общее солесодержание, сульфатную жесткость более 100 ммоль*экв/дм³ и значительные концентрации железа (III), селективное выделение цинка в промышленных масштабах с получением высокой его массовой доли в осадке оказалось затруднительным из-за совместного соосаждения меди и цинка с гидроксидом железа и спонтанного высаживания сульфатов кальция и магния. Это подтверждается результатами проведенного нами рентгеноструктурного анализа осадков сульфидного осаждения металлов из реальных подотвальных с содержанием меди около 2 г/дм³, цинка около 7 г/дм³.

Определено, что шламы сульфидного осаждения представляют собой смесь сульфидных и сульфатных фаз тяжелых металлов, элементной серы, сульфатов кальция, магния и алюминия (см. рисунок).



Массовая доля в осадке, %: Cu=14,25;
Zn=7,23; Fe=7,50; S=35,4



Массовая доля в осадке, %: Cu=1,6;
Zn=28,2; Fe=16,7; S=20,45

*н - нераскристаллизованная фаза, предположительно представленная аморфным алунином $KAl_3(SO_4)_2(OH)_6$ и аморфным кремнеземом с серой

Осадки, полученные из подотвальной воды минерализованных отвалов медно-цинкового месторождения (соотношение в воде концентраций $Cu:Zn:Fe:SO_4 = 1:1,65:3,88:7,3$)

Следует отметить, что стоимость тонны цинка в концентрате близка к стоимости тонны применяемых сульфидных реагентов в пересчете на чистое вещество. По стехиометрии на извлечение 1 т цинка необходимо 0,86 т гидросульфида натрия, то есть сульфидное осаждение цинка является экономически нецелесообразным.

На основании проведенных поисковых исследований нами определено, что для получения селективных осадков в стадийном процессе очистки вод с высоким солесодержанием и металлической нагрузкой предпочтение следует отдавать не химическим осадительным, а электрохимическим методам извлечения цветных металлов.

Разработаны технологические решения гальванокоагуляционного получения селективных медь - и цинксодержащих шламов при совместной переработке медистого клинкера и подотвальной воды [14]. Селективные осадки могут быть получены при организации гальванокоагуляционного процесса в две стадии. Относительно высокую массовую долю меди в осадке при одновременном связывании железа обуславливает возможность одновременного протекания процессов цементации и ферритизации меди в системе. Одновременное протекание процессов ферритизации и образования оксида цинка обуславливает возможность получения относительно высокой массовой доли цинка в осадке при одновременном связывании железа. Оптимальное соотношение магнитной и немагнитной фракции клинкера для извлечения меди равно 4:1 – 3:1, для извлечения цинка 1:1 – 2:3. В течение времени, необходимого для извлечения меди, - 5-4 мин (первая стадия гальванокоагуляции) цинк из клинкера переходит в жидкую фазу. Цинк связывается в осадок при увеличении pH исходного раствора и времени обработки более 15 мин. После извлечения меди и цинка гальванокоагуляцией слив подвергается гидролитической очистке с последующей доочисткой фильтрованием через керамический гранулированный материал КФГМ-7. Гальванокоагуляция проводилась в гальванокоагуляторах барабанного типа.

Процесс с применением клинкерной загрузки является циклическим, с перезагрузкой после исчерпания её резерва по железу. В результате переработки получены следующие продукты: ферритный медьсодержащий осадок $\beta Cu - 6,2\%$ и $\beta Zn - 1,69\%$; обогащенный медью клинкер $\beta Cu - 7,63\%$ и $\beta Zn - 0,18\%$; цинксодержащий осадок $\beta Cu - 0,95\%$ и $\beta Zn - 8,04\%$;

обедненный по цветным металлам клинкер βCu – 1,70% и βZn – 1,50% и гидролитические осадки с низкой массовой долей экологически опасных металлов. Металлосодержащие осадки утилизируются в шихте медеплавильного агрегата, обедненные по цветным металлам клинкер и гидролитические осадки могут быть использованы в качестве наполнителей в стройиндустрии. Оценка полученных показателей свидетельствует об эффективности предлагаемой технологии. Срок окупаемости – 3 года. Индекс доходности – 1,15.

Выводы

Таким образом, на основании проведенных исследований были сформулированы принципы, на которых должны базироваться технологические решения ресурсосберегающей переработки шламов горно-металлургического производства:

- традиционные технологические решения ресурсосберегающей переработки шламов во многих случаях будут характеризоваться низкими показателями, невысокой рентабельностью и повторным образованием отходов;
- выбор схем переработки техногенного сырья должен основываться на тщательном изучении состава и всех технологических свойств этого особого вида минерального сырья, а минералого-технологическая оценка техногенного сырья должна производиться на основании новых научных знаний о технологических свойствах и преобразовании минеральных ассоциаций в процессе формирования и хранения техногенных ресурсов с использованием всех средств современной технологической минералогии;
- для металлургического производства наиболее оправданными и целесообразными являются технологические решения по использованию образующихся техногенных отходов на самом металлургическом производстве в рамках организации производственного рециклинга;
- для эффективной и комплексной переработки шламов первой группы традиционные обогатительные процессы должны быть адаптированы к его специфически измененным технологическим свойствам для получения продуктов кондиционного качества и максимально полной утилизации отходов;
- для эффективного вовлечения в рециклинг металлов шламов второй группы более целесообразным является получение селективных металлосодержащих продуктов уже на стадии предочистки кислых вод, пригодных для вовлечения в металлургический передел, а не переработка коллективного осадка.

Список литературы

1. Состояние и использование минерально-сырьевых ресурсов Российской Федерации [Электронный ресурс]. Режим доступа: <http://www.mineral.ru/Facts/russia/131/301/index.html>
2. Горлова О.Е., Тарасова А.Е., Ефремова О.Г. Изыскание путей комплексной переработки шламов доменного производства // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2005. №4 (12). С.4-6.
3. Журавлев В.В., Кобелев В.А. Анализ существующих технологий переработки сталеплавильной цинксодержащей пыли и направления дальнейшего использования // Труды Междунар. конгресса «Фундаментальные основы технологий переработки и утилизации техногенных отходов». Екатеринбург: ООО «УИПЦ», 2012. С. 286-290.
4. Результаты исследования минеральных форм нахождения вредных примесей в шламах/ В.А. Шеремет, А.В. Кекух, Л.Г. Максименко и др. // Сталь. 2004. №6. С. 111-114.
5. Горлова О.Е., Хасанов Н.И. Возможности и перспективы утилизации железосодержащих отходов Магнитогорского металлургического комбината // Черная металлургия. 2013. № 2 (1358). С. 112-117.
6. Технологические, экономические и экологические аспекты переработки техногенного сырья горно-металлургических предприятий Урала / И.В. Шадрюнова, Н.А. Волкова, С.А. Мاستюгин, О.Е. Горлова // Экология и промышленность России. 2013. №8. С.16-21.

7. Зубков А.А., Шуленина З.М. Технология утилизации шламов станций нейтрализации кислых вод // Маркшейдерия и недропользование. 2010. № 2. С. 21-24.
8. Медяник Н. Л., Мунтяну О. В., Строкань А. М. Осадки нейтрализации кислых техногенных вод медно-колчеданных месторождений и методы их исследования // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2008. № 7. С. 370-374.
9. McDonald, DM, Webb, JA and Musgrave, RM 2006. The effect of neutralisation method and reagent on the rate of Cu and Zn release from Acid Rock Drainage treatment sludges. 7th ICARD Conference, March 2006, St Louis, USA .
10. Утилизация осадков сточных вод гальванических производств / Зайнуллин Х. Н., Бабков В. В., Закиров Д. М., Чулков А. Н., Иксанова Е. М. М.: Издательский дом «Руда и металлы», 2003. 272 с.
11. McDonald, D. M., Webb, J. A. and Taylor, J. 2006. Chemical stability of acid rock drainage treatment sludge and implications for sludge management. Environmental Science and Technology, 40(6), 1984-1990.
12. Шадрунова И.В., Орехова Н.Н. Эколого-экономические аспекты комплексной переработки техногенного гидроминерального сырья // Горный информационно-аналитический бюллетень. Mining informational and analytical bulletin. 2014. №ОБ 1. С. 161-179.
13. Халезов Б.Д. Исследования и разработка технологии кучного выщелачивания медных и медно-цинковых руд: дис. ... д-ра техн. наук : 05.16.02 / Б. Д.Халезов; РАН, УрО, Ин-т металлургии. - Екатеринбург, 2008. 548 л.
14. Орехова Н.Н., Бикбаева Г.А., Куликова Е.А. Применение клинкера в комплексной технологии переработки техногенных стоков // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2013. № 2 (42). С. 22-25.

Сведения об авторах

Шадрунова Ирина Владимировна д-р. техн. наук, проф., чл.корр. РАЕН, заведующая отделом горной экологии Учреждения российской академии наук Института проблем комплексного освоения недр РАН. Тел.: [\(495\) 360-54-17](tel:4953605417) E-mail: shadrunova@mail.ru

Горлова Ольга Евгеньевна – канд. техн. наук, доц., доцент каф. геологии, маркшейдерского дела и обогащения полезных ископаемых ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им Г.И. Носова», Россия. Тел.: 8(3519)29-85-55. E-mail: gorlova_o_e@mail.ru.

Орехова Наталья Николаевна – д-р. техн. наук, доц., профессор каф. геологии, маркшейдерского дела и обогащения полезных ископаемых ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им Г.И. Носова», Россия. Тел.: 8(3519)29-85-55. E-mail: n_orehova@mail.ru.